

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Магнитогорский государственный технический университет  
имени Г.И. Носова»

На правах рукописи



Ячиков Матвей Игоревич

**МОДЕРНИЗАЦИЯ КОНСТРУКЦИИ ЭЛЕКТРОШЛАКОВЫХ ПЕЧЕЙ  
ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПРОЦЕССА  
ИЗГОТОВЛЕНИЯ ЛИТЫХ ЗАГОТОВОК**

Специальность 05.02.13 – Машины, агрегаты и процессы (металлургия)

Диссертация на соискание ученой степени  
кандидата технических наук

Научный руководитель:  
Точилкин Виктор Васильевич  
доктор технических наук, доцент

Магнитогорск

2021

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
ГЛАВА 1 АНАЛИЗ СОВРЕМЕННЫХ СПОСОБОВ И УСТРОЙСТВ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННЫХ ЛИТЫХ ЗАГОТОВОК.....	12
1.1 Актуальность проблемы утилизации легированного лома на современном металлургическом производстве.....	12
1.2 Особенности технологического процесса переработки легированного лома в металлургической промышленности .....	16
1.2.1 Процесс электрошлакового переплава .....	16
1.2.2 Анализ существующих способов изготовления переплавляемого электрода ЭШП ..18	18
1.3 Известные конструкции электрошлаковых печей .....	22
1.3.1 Обзор существующих конструкций ЭШП для получения сплошных слитков .....	22
1.3.2 Особенности конструкции электрошлаковых печей при получении полых слитков ..28	28
1.4 Степень научной разработанности проблемы.....	30
1.5 Выводы, цель и задачи исследования .....	35
ГЛАВА 2 РЕКОНСТРУКЦИЯ ЭЛЕКТРОШЛАКОВЫХ ПЕЧЕЙ ДЛЯ РЕАЛИЗАЦИИ НОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ЗАГОТОВОК ДЛЯ РОЛИКОВ МНЛЗ.....	37
2.1 Модернизация установки ЭШП.....	37
2.1.1 Разработка новой конструкции переплавляемого электрода пористой структуры из стальной легированной стружки .....	37
2.1.2 Общая схема установки ЭШП и исходные данные для моделирования.....	45
2.2 Разработка математических моделей процесса электрошлакового переплава электрода из легированного лома .....	49
2.2.1 Определение электрических характеристик установки ЭШП выбранной конструкции .....	49
2.2.2 Моделирование теплового состояния переплавляемого электрода и шлаковой ванны установки ЭШП .....	55
2.3 Результаты теоретических исследований электрошлакового переплава электрода из стружки стали марки 25Х1МФ .....	62
2.3.1 Результаты моделирования электрических характеристик ЭШП.....	62
2.3.2 Результаты моделирования теплового состояния электрода ЭШП из высоколегированного металла .....	65

2.3.3	Определение технологических режимов ЭШП на основе теплового баланса шлаковой ванны в квазистационарном режиме работы установки.....	68
2.4	Результаты экспериментальных опытно-промышленных исследований электрошлакового переплава стружки из стали марки 25Х1МФ и их краткий технико-экономический анализ .....	69
2.5	Выводы по 2 главе.....	71
<b>ГЛАВА 3 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЛИТЫХ ЗАГОТОВОК ИЗ ОТРАБОТАННЫХ ДИСКОВЫХ НОЖЕЙ.....</b>		
<b>73</b>		
3.1	Разработка конструкции переплавляемого электрода из отработанных дисковых ножей и расчет его геометрии и свойств .....	73
3.2	Моделирование теплового состояния переплавляемого электрода ЭШП .....	84
3.2.1	Исходные данные для моделирования теплового состояния установки ЭШП с электродом, сваренным из отработанных дисковых ножей.....	84
3.2.2	Результаты моделирования теплового состояния электрода ЭШП из отработанных дисковых ножей .....	85
3.3	Результаты экспериментальных опытно-промышленных исследований электрошлакового переплава стали марки 25Х1МФ .....	87
3.3.1	Описание промышленной установки ЭШП. Методика проведения экспериментов, выбор приборов и оборудования.....	87
3.3.2	Результаты экспериментальных опытно-промышленных исследований переплава отработанных ножей из стали марки 6ХВ2С.....	91
3.4	Выводы по 3 главе.....	93
<b>ГЛАВА 4 СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ ЭШП ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ПОЛЫХ ЗАГОТОВОК ДИСКОВЫХ НОЖЕЙ.....</b>		
<b>94</b>		
4.1	Разработка конструкции внутреннего кристаллизатора установки ЭШП для получения полых литых заготовок.....	94
4.2	Разработка математических моделей процесса ЭШП с получением полого слитка.....	96
4.2.1	Определение теплового состояния внутреннего кристаллизатора электрошлаковой печи .....	96
4.2.2	Алгоритм решения краевой задачи теплового состояния внутреннего кристаллизатора.....	100
4.2.3	Математическая модель гидравлической системы охлаждения дорна.....	102
4.3	Результаты компьютерного моделирования теплового состояния дорна при заданных конструктивных его параметрах.....	107

4.3.1 Исходные данные для моделирования теплового состояния дорна и его гидравлического расчета.....	107
4.3.2 Результаты компьютерного моделирования теплового состояния дорна при заданных конструктивных его параметрах .....	108
4.3.2 Гидравлический расчет охлаждения внутреннего кристаллизатора ЭШП.....	111
4.4 Проверка адекватности созданных моделей и конструкций для реализации технологии получения полых заготовок в ЭШП .....	113
4.4.1 Проверка адекватности созданной математической модели теплового состояния с использованием САЕ-системы ANSYS .....	113
4.4.2 Проверка адекватности разработанной конструкции системы охлаждения внутреннего кристаллизатора с помощью инженерного моделирования.....	114
4.4.3 Расчет теплового состояния дорна в виде изложницы посредством инженерного моделирования .....	116
4.5 Разработка рабочих чертежей внутреннего кристаллизатора ЭШП в виде изложницы.....	118
4.6 Выводы по 4 главе.....	119
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	119
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	123
ПРИЛОЖЕНИЕ А .....	133
ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....	134
ПРИЛОЖЕНИЕ В .....	135

## ВВЕДЕНИЕ

Процесс электрошлакового переплава (ЭШП) или Electro-Slag Remelting (ESR) был первоначально разработан и внедрен в 1958 году в Советском Союзе в качестве процесса производства слитков из высококачественной стали. С 1966 года он начал применяться в Западной Европе. Были проведены независимые исследования в Австрии и Великобритании. В это же время появились первые промышленные ЭШП установки в Западной Европе и США.

В настоящее время методом ЭШП получают круглые, квадратные слитки, прямоугольные листовые слитки, кузнечные слитки, а также различные литые изделия – заготовки для прокатных валков, роликов МНЛЗ, баллонов высокого давления, корпусов вентилях, задвижек и другой арматуры для трубопроводов высокого давления. С использованием ЭШП с помощью рафинирования повышают качество не только стали, но и других металлов и сплавов, например бронз, титана и др.

**Актуальность работы.** На металлургических предприятиях существует проблема повышения эффективности переработки и вторичного использования стального лома. В частности, в прокатном производстве разновидностью легированного лома являются отходы, образующиеся из отработанных ножей для резки металла, причем значительную долю составляют вышедшие из строя дисковые ножи. При изготовлении ножей и при обработке роликов МНЛЗ в большом количестве образуется металлическая стружка из легированного металла.

Обозначенные разновидности металлического лома содержат дорогостоящие легирующие элементы, такие как ванадий, хром, молибден и вольфрам. Традиционный процесс переработки таких отходов включает их плавление в индукционной или дуговой печи и рафинирование полученных слитков в электрошлаковой печи. Это приводит к большим потерям легирующих элементов и высоким энергозатратам в процессе плавления и рафинирования.

Наиболее эффективное решение рециклинга отмеченных отходов – использование электрошлакового переплава. Решение вопросов модернизации конструкций электрошлаковых печей, в частности, разработка оригинальных кон-

струкций электродов и развитие технологии ЭШП позволит обеспечить эффективную утилизацию отходов дорогостоящего металлического лома, повысить производительность установок ЭШП за счет эффективного проведения самого процесса, а также благодаря вовлечению в производство значительного количества дорогостоящего лома. Все это является весьма важным и актуальным на данный момент.

### **Степень разработанности темы.**

Общие вопросы и подходы к пониманию процессов электрошлакового переплава рассматривались в работах: Б.Е. Патона, К.Н. Вдовина, Р.К. Мысик, И.В. Чуманова и многих других признанных в РФ и мире исследователей. Непосредственно проблемами создания и совершенствования оборудования печей ЭШП занимались А.С. Бердников, Л.Б. Медовар, А.А. Подосян, В.А. Шаповалова и др.

На текущий момент изготовление дисковых прокатных ножей производится путем получения переплавляемого электрода с использованием дуговой или индукционной печи с разливкой металла в изложницы и его вторичной переработки посредством электрошлакового переплава с выплавкой слитка сплошного сечения и его дальнейшей механической обработкой (прошивка, расточка).

Некомпактную шихту в виде металлической стружки переплавляют рассыпью в электрошлаковой печи с нерасходуемым графитированным электродом, но при этом возникают трудности, касающиеся регулирования скорости подачи шихты.

Более производительным может быть применение одностадийной технологии процесса переработки, что позволит минимизировать производственные затраты и время в дополнение к минимизации потерь дорогих легирующих элементов. Для внедрения такой технологии необходимо решить проблему, связанную с получением из металлоотходов расходуемых электродов, и далее, с помощью электрошлаковой печи, высококачественных слитков.

Усовершенствованным способом переработки высоколегированных отходов может быть формирование электрода из прессованной стружки или из отработанных дисковых ножей и его переплав в электрошлаковой печи с внутренним кри-

сталлизатором – дорном, предназначенным для формирования полости в выплавляемой заготовке. Преимущество данного способа заключается в минимизации количества и трудоемкости операций, в том числе по механической обработке полученного слитка.

Но для того чтобы использовать данный способ ресурсосберегающей утилизации высоколегированного лома, необходимо обосновать предлагаемые технологии и конструкции для формирования переплавляемого электрода из высоколегированных отходов, технологические режимы ЭШП и конструктивные параметры внутреннего кристаллизатора электрошлаковой печи для получения полых заготовок.

**Целью работы** является развитие методик конструирования электродов и совершенствование моделей технологических процессов электрошлакового переплава для повышения производительности процесса изготовления литых заготовок.

Для достижения цели были поставлены **следующие задачи**.

1. Развитие положений конструирования унифицированных электродов из прессованной легированной стружки и из отработанных дисковых ножей. Модернизация электрошлаковой печи с разработанными электродами для реализации одностадийной технологии получения литых изделий.

2. Усовершенствование моделей процесса электрошлакового переплава, методик расчета и программ для определения электрических характеристик и теплового состояния переплавляемых электродов и шлаковой ванны установки ЭШП с учетом специфики построения модернизированных электродов.

3. Совершенствование конструкции печей ЭШП и технологии производства полых заготовок дисковых отрезных ножей.

**Объектом исследования** являются современные конструкции электрошлаковых печей и способы изготовления литых заготовок для роликов МНЛЗ и отрезных дисковых ножей.

**Предметом исследования** являются конструктивные особенности электрошлаковых печей и отдельные операции технологического процесса изготовления

литых заготовок на основе их математического моделирования и теоретических исследований.

### **Научная новизна работы.**

1. На основе созданного аналитического метода расчета геометрических и теплофизических свойств переплавляемых электродов, а также адаптированных математических моделей тепловых характеристик процесса ЭШП, разработана новая, научно-обоснованная конструкция расходоуемого электрода, сваренного из отработанных дисковых ножей, обеспечивающая сокращение длительности производственного цикла получения литой заготовки за счет уменьшения числа технологических операций.

2. Определены принципы построения конструкций внутреннего кристаллизатора электрошлаковой печи, позволяющего получать полые заготовки для изготовления дисковых ножей различного диаметра. На основе созданных оригинальных математических моделей и компьютерного моделирования гидравлических параметров охлаждающей системы и теплового состояния дорна выбраны рациональные режимы работы и конструкции системы его охлаждения. Выявлено, что температура внешней поверхности внутреннего кристаллизатора при рабочих тепловых потоках находится в пределах  $200^{\circ}\text{C}$ , что не превышает температуру разупрочнения меди.

3. Разработаны математические модели и методики расчета электрических характеристик процесса ЭШП, а также параметров теплового состояния шлаковой ванны и переплавляемого составного электрода, изготовленного из брикетов прессованной стружки, что позволило установить технологические режимы переплава для обеспечения максимальной производительности на 20-25% выше, чем при использовании традиционных технологий.

### **Практическая значимость работы:**

– разработаны конструкции и способы изготовления переплавляемых унифицированных электродов, получаемых из брикетов стальной стружки или из отработанных дисковых ножей с использованием метода горячего прессования и плазменной сварки;

– разработана программа для ЭВМ «Тепловое состояние внутреннего кристаллизатора установки ЭШП», позволяющая определять рациональные конструкционные параметры внутреннего кристаллизатора ЭШП. Получено свидетельство о государственной регистрации программы №2017619260;

– создана новая конструкция системы водоохлаждения дорна для предприятия ООО «ОСК» на базе «ММК-Метиз», обеспечивающая требуемый уровень производительности процесса электрошлакового переплава, высокую надежность и безопасность эксплуатации. Разработан комплект рабочих чертежей;

– на предприятии ООО «ОСК» ПАО «ММК» модернизирована установка ЭШП с переплавляемым электродом из отработанных дисковых ножей. Получены результаты ее опытно-промышленных испытаний, подтвердившие эффективность предлагаемой технологии;

– в ООО «Механоремонтный комплекс», ЦРМО-3 внедрен разработанный метод переработки высоколегированной стружки в заготовки роликов МНЛЗ, заключающийся в использовании ЭШП электродов, полученных из брикетированной стружки. Проведенная работа подтверждена актом внедрения.

#### **Основные положения, выносимые на защиту.**

1. Методика расчета и программное обеспечение, позволяющие для заданной конструкции и существующих технологических параметров работы установки ЭШП определять максимальную производительность переплавляемого электрода и скорость вытягивания готового слитка.

2. Положения конструирования медного внутреннего кристаллизатора ЭШП с вертикальными водяными каналами, а также кристаллизатора в виде изложницы. Создан комплекс алгоритмов и программ для расчета тепловых и гидравлических параметров выбранного внутреннего кристаллизатора ЭШП. На основе компьютерного моделирования выбраны рациональные параметры конструкции кристаллизатора и режимы его охлаждения. Это позволило разработать комплект чертежей внутреннего кристаллизатора и плиты поддона кристаллизатора электрошлаковой печи для предприятия ООО «ОСК» на базе «ММК-Метиз».

3. Основные компоновочные решения по созданию унифицированных электродов из отработанных дисковых ножей стали марки 6XB2C и из брикетированной стружки из стали марки 25X1МФ.

**Личный вклад автора** заключается в разработке математической модели, проведении компьютерного моделирования, проведении экспериментальных исследований на промышленных установках, обработке и анализе полученных результатов. Все результаты исследований, приведенных в диссертации, получены автором лично или при его непосредственном участии.

**Методы исследований и достоверность результатов работы.** Теоретические исследования базируются на фундаментальных законах соответствующих разделов механики и тепломассообмена. Адекватность созданных методик расчета и математических моделей подтверждается: непротиворечивостью созданных моделей устоявшимся представлениям и самим себе; соответствием всех утверждений, измерений и выводов закону достаточного основания. Достоверность и новизна научных и технических решений подтверждена эффективностью результатов промышленных испытаний и адекватностью разработанных математических и компьютерных моделей.

**Соответствие работы паспорту специальности.** Диссертационная работа по своей цели, задачам, содержанию, методам исследования, научной новизне, практической значимости соответствует пункту 5 паспорта специальности 05.02.13 – «Машины, агрегаты и процессы (металлургия)».

**Апробация работы.** Основные результаты и положения диссертации доложены и обсуждены на Пятой Международной научной конференции "Информационные технологии и системы" (2016, г. Челябинск), Всероссийской научно-практической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых «Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве» (2015, г. Екатеринбург), международной научно-технической конференции «Актуальные проблемы современной науки, техники и образования» (2019 г., Магнитогорск), Международной научно-практической конференции «Наука и образование в жизни современности» (2019 г., Магнитогорск).

менного общества» (2015, г. Тамбов), XII конгрессе сталеплавателей (2012, г. Выкса).

**Публикации.** По теме диссертации опубликовано 17 работ, в том числе 2 статьи в журналах, включенных в перечень ВАК, зарегистрирована программа для ЭВМ. В диссертацию вошли только результаты работы, полученные автором и не затрагивающие интересы соавторов.

**Структура и объем диссертации.** Диссертационная работа состоит из введения, четырех глав, заключения, списка использованных источников из 90 наименований; изложена на 137 страницах, включая 66 рисунков, 12 таблиц и 3 приложения.

#### **Благодарности.**

Автор выражает глубокую благодарность безвременно ушедшему из жизни Вдовину Константину Николаевичу, доктору технических наук, профессору за помощь в выполнении диссертационной работы.

Отдельную благодарность за ценные советы и помощь в подготовке диссертации автор выражает доктору технических наук, профессору Анцупову Виктору Петровичу.

## ГЛАВА 1 АНАЛИЗ СОВРЕМЕННЫХ СПОСОБОВ И УСТРОЙСТВ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННЫХ ЛИТЫХ ЗАГОТОВОК

### 1.1 Актуальность проблемы утилизации легированного лома на современном металлургическом производстве

В черной металлургии при производстве стального проката в качестве расходных материалов в большом количестве используют металлорежущие дисковые ножи, которые после их использования идут на переплавку.

Дисковые ножи имеют круглую форму, а по периметру режущую кромку, и выполняют из высоколегированного металла, с отверстием в центре под крепление, которое предназначено для посадки на ось вращения (рисунок 1.1). Дисковые ножи, как правило, выполняют толщиной до 50 мм, однако в отдельных случаях изготавливают и большей, например, при высокой нагрузке на изделие.

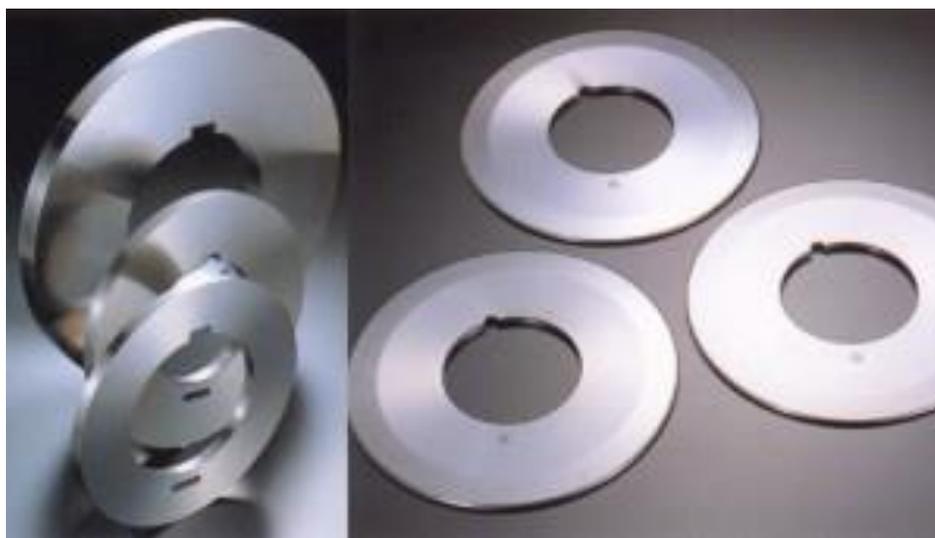


Рисунок 1.1 – Дисковые ножи для металлургической промышленности

Дисковые ножи применяют для обрезки кромок, двухсторонней обрезки кромок тонкого листа, горячекатаных пружин, гальванопокрытых и окрашенных листов, листов кремнистой стали; разделительные ножи для продольной резки проката на заданную ширину. Различают ножи с плоскостностью, измеряемой микронами, от больших ножей диаметром 1500 мм до малых, диаметром до 100 мм. Традиционными материалами для изготовления металлорежущих ножей для холодной и горячей резки в отечественной промышленности были и остались в основном инструментальные кованные стали 5ХВ2С и 6ХВ2С. Иногда для этих

целей применяли кованные стали X12M, X12MФ. Ножи для холодной и тем более для горячей резки, изготовленные из сталей 5XB2C и 6XB2C, имеют низкую стойкость из-за недостаточного количества упрочняющих фаз (карбидов) и низкой теплостойкости (до 400°C). Высокохромистые стали с высоким содержанием углерода (до 1,2–1,3%) типа X12M, X12MФ очень ликвационно-чувствительны и нетехнологичны на всех горячих переделахковки, термообработки и даже шлифовки. Более успешно из сталей X12M, X12MФ изготавливают металлорежущие ножи небольших размеров (диаметром до 200 мм). При изготовлении более крупных ножей и валков из стали X12M очень высок процент брака [5, 71, 81].

Отверстие в центре дискового ножа может быть выполнено как с пазами, так и с выступами, а ширину их кромки можно варьировать (к примеру, они могут быть толще режущей кромки ножа).

В зависимости от специфики производства, дисковые ножи могут вращаться со скоростью движения материала, который они режут, либо иметь большую скорость, что влияет на стойкость лезвий, и это необходимо учитывать при выборе материала для их изготовления [6].

Дисковые ножи изготавливают из дорогой инструментальной легированной стали, поэтому утилизация отработанных ножей через переплав является целесообразным решением экономии средств на производстве. Возникает проблема их переплавки и использования полученных заготовок для производства новых ножей. При изготовлении литых заготовок ухудшается качество слитка, при этом необходима дальнейшая механообработка или обработка горячей прошивкой слитков сплошного сечения, что приведет к трате значительных производственных мощностей по горячему и холодному переделу металла [7].

Выявленные недостатки ведут к противоречиям:

– с одной стороны изготовление литых заготовок является самым дешевым способом, а с другой – качество заготовки ухудшается при литье, поэтому его применяют преимущественно для изготовления ненагруженных и малонагруженных деталей;

– с одной стороны для нагруженных деталей ответственного назначения полые заготовки изготавливают преимущественно горячей прошивкой слитков сплошного сечения или механообработкой, а с другой – эти методы привлекают значительные производственные мощности по горячему и холодному переделу металла.

Для выплавки полых заготовок ножей можно также использовать специализированные печи электрошлакового переплава. Они по своему устройству более сложны, чем классические установки для выплавки слитков сплошного сечения, однако, в рамках поставленных задач более эффективны.

При резке и другой механической обработке металлов получают отходы в виде металлической стружки. Существует три вида металлической стружки, образующейся в зависимости от металла: сливная, надлома, скалывания. Это разные виды отходов, не влияющих на утилизацию металла [8].

Как правило, на предприятиях нет оборудования, позволяющего эффективно утилизировать такого вида отходы. Кроме этого, стружка загрязнена всевозможными примесями: СОЖ, масло, влага, песок, шламы, древесина, цеховой мусор, что усложняет проблему ее переработки на месте образования. Общая загрязненность неосушенной стружки СОЖ, влагой и маслом составляет 10 – 15 %, что снижает ее металлургическую ценность. Но в то же время металлическая стружка содержит такие ценные элементы как Cr, Ni, V, Ti, Mo, что делает ее экономически привлекательной для переработки.

В процессе работы с деталями на заводах и предприятиях может образовываться большое количество стружки, общий вес которой может составлять до 10% от массы обрабатываемых деталей. Это достаточное количество отходов, которое можно успешно использовать в процессе повторной переработки для получения новых металлических заготовок.

Сбор и транспортировка стружки осложнена тем, что эти вторичные ресурсы имеют небольшую плотность. Это приводит к тому, что контейнеры для сбора металлической стружки быстро наполняются, а для их перевозки на перерабатыва-

ющее предприятие требуется большое количество транспортных средств или дополнительных рейсов.

Проблемы возникают и в процессе переработки необработанной стружки. Если производят переплавку непрессованной стружки, то возникают существенные потери металла вследствие его большого угара и окисления легирующих элементов. Это, в свою очередь, приводит к снижению качества получаемой стали и увеличения затрат на получение качественных заготовок.

Чтобы исключить перечисленные проблемы, на предприятиях используют специальные механизированные системы для сбора, хранения и транспортировки стружки и подготовки ее к последующей утилизации и переработке. Как правило, стружку переплавляют в дуговых печах, но использование такого агрегата влечет за собой высокий угар легирующих элементов, что требует дополнительного легирования ферросплавами. Применение дуговых печей постоянного тока при переработке стружки за счет снижения фликкер-эффекта и оптимизации других параметров процесса позволяет увеличить выход годного, но не решает полностью проблему переработки таких отходов. Также, с одной стороны, металлическая стружка наименее привлекательный материал для скупщиков лома, ее стоимость на рынке вторичных металлов невелика, транспортировка из-за малой насыпной плотности обходится достаточно дорого, а с другой стороны, обрабатывающие предприятия отдают свои отходы по минимальной цене, так как отсутствует приемлемая технология по переработке стружки на своей территории.

Отходы металла в стружку при изготовлении деталей машин и механизмов из заготовки составляют до 25 – 40 % . Переработка стружки по известным технологиям при переплаве в обычных топливных и электрических печах требует больших затрат (необходимы операции подготовки, очистки, пакетирования стружки) и приводит к значительным потерям металла вследствие угара, который достигает 20 – 30% [3, 83, 87].

Имеется множество технологий, позволяющих переплавлять металлическую стружку, и предлагаемая схема по переработке стружки в печах электрошлакового переплава может являться альтернативой существующим и применяться в тех

случаях, когда ее использование оказывается экономически более выгодным и технологически обоснованным [75–77].

## **1.2 Особенности технологического процесса переработки легированного лома в металлургической промышленности**

### ***1.2.1 Процесс электрошлакового переплава***

Процесс ЭШП, разработанный институтом им. Е. О. Патона АН УССР, возник в результате усовершенствования электрошлаковой сварки. При сварке деталей под слоем флюса металл сварного шва часто по свойствам превосходил металл электрода. Это послужило основанием для разработки способов переплава электродов большого сечения под специально подобранными флюсами, обеспечивающими наиболее эффективное рафинирование металла, и обеспечило внедрение этого метода в металлургическое производство для получения металла высокого качества [68].

Электрошлаковый переплав является вторичным процессом рафинирования металлов. Его применяют для дальнейшей очистки после завершения первичных операций по удалению примесей и рафинированию. В качестве исходного материала обычно применяют сплошной расходуемый электрод из первичного металла, который может быть литым, полученным обработкой давлением или состоящим из лома. Шлаковая ванна, находящаяся в охлаждаемом кристаллизаторе, нагревается и расплавляется электрическим током, текущим между электродом и охлаждаемым поддоном [2].

Когда температура шлаковой ванны превышает температуру плавления металла, электрод начинает оплавляться: капли, стекающие с конца электрода, падают в шлаковую ванну, образуя на поддоне металлическую ванну, которая постепенно затвердевает. В кристаллизаторе переплавляемый электрод непрерывно подают в шлаковую ванну, при этом слиток, служащий вторым электродом, постепенно растет.

Жидкий шлак непрерывно перемещается кверху. Там, где поднимающийся шлак встречается со стенками охлаждаемого кристаллизатора, он затвердевает, что обеспечивает наличие сплошной корочки твердого шлака между кристаллиза-

тором и затвердевающим слитком. При раздевании слитка корочка шелушится с его поверхности, обеспечивая прекрасное качество [1].

ЭШП процесс во многом похож на вакуумно-дуговой переплав (ВДП), при котором сплошной слиток образуется в результате постепенного затвердевания металла в вертикальном направлении. При соответствующем снижении силы тока к концу операции обеспечивается полное отсутствие осевой пористости и усадочной раковины.

Рафинирование происходит вследствие реакции между металлом и шлаком в три стадии:

- 1) при образовании капли на конце электрода;
- 2) при прохождении отдельной капли через шлак;
- 3) после накопления жидкого металла в ванне, образующейся на верхней части слитка.

При соответствующем выборе шлака химическая реакция может быть усилена. Возможно, например, снижение содержания серы до очень низкого уровня. Удалению неметаллических включений может способствовать их флотация и химическая реакция со шлаком. Шлаки могут быть подобраны также таким образом, чтобы воспрепятствовать удалению элементов из металла, которые нужно сохранить.

В настоящее время установлены преимущества электрошлакового переплава перед другими способами получения стали [2]:

- 1) хорошее качество слитка, отсутствие усадочной раковины и пористости;
- 2) меньшее количество и меньший размер включений;
- 3) однообразность структуры и химического состава;
- 4) отсутствие слоистости и зональной ликвидации;
- 5) высокий выход годного металла, получаемого из исходного жидкого металла до готовой продукции;
- 6) возможность регулируемого снижения содержания таких нежелательных элементов, как сера, кислород, а в некоторых условиях и азот; возможность со-

хранения легирующих элементов, которые могут быть окислены, таких как кремний и титан;

7) возможность корректирования состава металла путем применения соответствующего флюса;

8) общее улучшение характеристик пластичности и ударной вязкости;

9) обеспечение такого качества поверхности, которое исключает необходимость в зачистке поверхности при горячей обработке;

10) уменьшение объема горячей обработки, требующейся для достижения заданной металлургической структуры в центральной части готового продукта;

11) возможность управления направлением и скоростью затвердевания;

12) возможность регулирования крупности зерен и величины карбидов, особенно в быстрорежущих инструментальных сталях;

13) улучшение коррозионной стойкости;

14) расплавленный металл защищен от атмосферного окисления.

Технология ЭШП стала приобретать все большее значение по мере усложнения требований к современным продуктам металлургии. Сравнение технологии с вакуумно-дуговым переплавом (ВДП) показывает, что ЭШП обладает большим числом степеней свободы, и, следовательно, способен решать больше проблем и обеспечивать значительно больше преимуществ готовому продукту.

### ***1.2.2 Анализ существующих способов изготовления переплавляемого электрода ЭШП***

Высокая себестоимость металла, получаемого в результате электрошлакового переплава, обусловлена значительными затратами при получении расходуемых электродов, которые составляют 65–85% от общей себестоимости выплавляемого слитка. Затраты на производство электродов определяют способом их изготовления [4].

В настоящее время на металлургических заводах применяют четыре способа производства электродов для ЭШП: прокатка на крупносортовых станах, литье на машинах непрерывного литья заготовки, литье в специальные изложницы и ковка на молотах. Преобладающим способом изготовления электродов для ЭШП явля-

ется их прокатка. В последнее время все большее распространение получает отливка электродов на МНЛЗ (УПНРС или МПНЛЗ) и в специальные изложницы, в т. ч. керамические. Указанные способы существенно отличаются между собой своими техническими возможностями и уровнем экономических показателей [69].

Литые электроды имеют наименьшую себестоимость. Причем для относительно дешевых марок наименьшие текущие затраты, несмотря на сравнительно большой расход металла, чем при отливке на МНЛЗ, обеспечивает разливка электродов в специальные изложницы. Это связано с более низкими расходами по переделу, чем при отливке на МНЛЗ [9].

Наибольшую себестоимость имеют кованные электроды, это объясняют самыми высокими (по сравнению с другими способами) расходами по переделу в кузнечных цехах. Наименьших удельных капитальных затрат требует отливка электродов в специальные изложницы (в среднем на 30–35 % ниже, чем для катаемых электродов), далее идет разливка на МНЛЗ, затем прокатка и ковка.

Переработка производственных отходов в виде металлической стружки подразумевает под собой повторную ее переплавку. Однако эффективность переплавки стружки в плавильной печи очень низкая – она в плавильной печи просто сгорает. Также в стружке, как правило, находится до 30% станочной охлаждающей жидкости (СОЖ), которая при испарении загрязняет окружающую среду.

Наиболее эффективный процесс переработки стружки представляет собой достаточно трудоемкий процесс, который заключается в проведении следующих операций:

- сбор металлической стружки;
- ее измельчение;
- очистка и осушение стружки от СОЖ;
- прессование или брикетирование.

Как видно из процессов, представленных выше, для эффективной переплавки металлической стружки ее необходимо спрессовать в плотные сухие брикеты. Брикеты плавят в плавильной печи как обычный лом.

Существуют различные способы компактирования металлов (гидростатическое холодное электроимпульсное прессование, уплотнение взрывом, спеканием, штамповкой и прокаткой). Однако все они не позволяют с высокой степенью эффективности готовить к переработке стружку высоколегированных сталей и сплавов, в том числе, нержавеющей [10].

В ИЭС им. Е. О. Патона разработан способ и создана опытно-промышленная установка для компактирования стружки способом полунепрерывного горячего прессования. Достоинством разработанного способа компактирования шихты под током, помимо возможности получения длинномерных заготовок, является угар из стружки остатков смазочно-охлаждающей жидкости при нагреве прессуемого металла до высоких температур. Это позволяет использовать стружку без предварительной очистки от органических остатков посредством механической обработки [11, 78].

Отдельные порции стружки в процессе компактирования нагревали до температуры размягчения, а местами – до жидко-твердого состояния и при усилии прессования до 2,5 МПа надежно соединялись между собой. В итоге получалась длинномерная сварно-спрессованная заготовка, которая служила в качестве расходного электрода при ЭШП. В случае необходимости заготовки сваривали между собой способом ручной сварки для получения расходных электродов для ЭШП большой длины (рисунок 1.2).

Плотность спрессованных из стружки нержавеющей сталей электродов колеблется от 3,9 до 4,75 кг/см<sup>3</sup>, что составляет 54–64 % плотности литого металла. Причем плотность скомпактированного металла во многом зависит от степени измельчения стружки. При прессовании более мелкой стружки она выше (рисунок 1.3) [11].

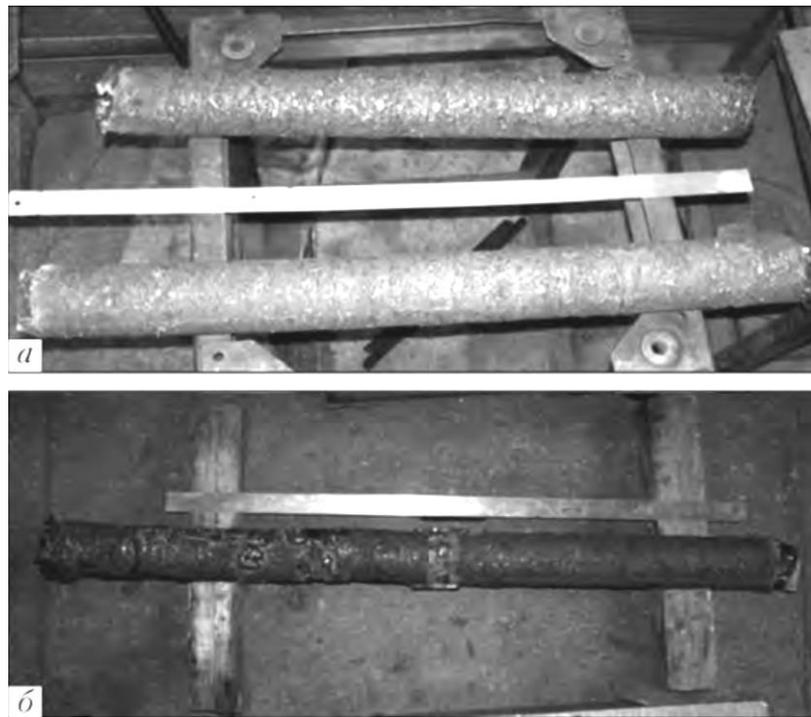


Рисунок 1.2 – Получение электродов: а – из прессованной стружки ( $L=1000$  мм); б – сварно-спрессованная заготовка, собранная из двух прессовок ( $L=1880$  мм)

[11]

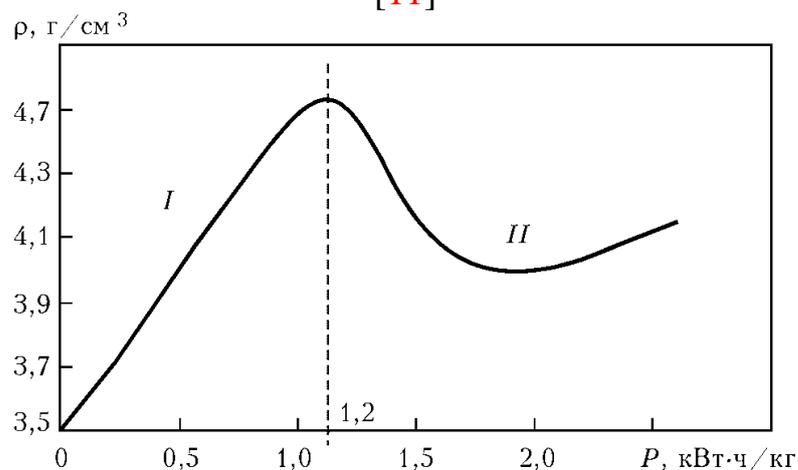


Рисунок 1.3 – Зависимость плотности  $\rho$  спрессованной заготовки от удельного расхода электроэнергии  $P$ : *I* – мелкая стружка размером 10–25 мм; *II* – крупная стружка размером 25–70 мм [11]

Таким образом, экономически целесообразно устанавливать линии по брикетированию стружки или отправлять стружку на предприятие, где такая линия имеется. В результате можно получить компактные брикеты вторсырья, которые удобно транспортировать и которые, в процессе переплавки, не дают большой процент угара, а позволяют получить большие объемы высококачественной стали.

В зависимости от потребности брикетировочные прессы могут поставлять как индивидуальным блоком, так в составе комплексной линии переработки и брикетирования металлической стружки. В линию могут входить: стружко-дробилка, центрифуга, брикетировщик и транспортеры.

Брикетирование уменьшает объем, занимаемый стружкой, в 10–15 раз. Если для транспортировки и хранения непрессованной и намоченной смазочно-охлаждающей жидкостью стружки требуется большое количество контейнеров, то для сухих брикетов их нужно в 10–15 раз меньше. Важнейшей причиной высокой эффективности применения брикетирования является пониженный угар при переработке стружки. При брикетировании снижается контактная поверхность стружки, что уменьшает ее угар во время плавления в несколько раз.

Преимущества брикетирования стружки:

- повышение стоимости брикетированной стружки;
- снижение объема стружки, и как следствие уменьшение затрат на обработку и транспортировку;
- снижение остаточной влажности брикетированной стружки;
- извлечение смазочно-охлаждающей жидкости из стружки;
- пониженный угар брикетов при переплавке.

Переработка стружки путем ее прессования в расходуемый электрод с последующим ЭШП такого электрода позволяет из 100 % стружки получать качественный металл, а предложенная схема является эффективной ресурсосберегающей технологией [12].

### **1.3 Известные конструкции электрошлаковых печей**

#### ***1.3.1 Обзор существующих конструкций ЭШП для получения сплошных слитков***

Существует большое количество самых различных конструкций электрошлаковых печей. Общим является то, что расходуемый электрод из переплавляемого металла погружают в слой электропроводного жидкого шлака, находящегося в водоохлаждаемом кристаллизаторе, располагающемся на водоохлаждаемом поддоне (рисунок 1.4).

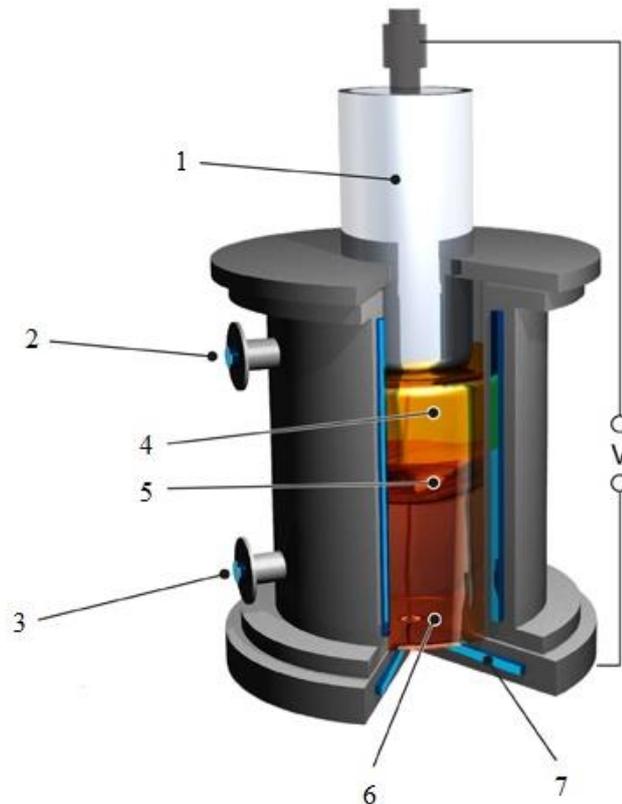


Рисунок 1.4 – Схема установки электрошлакового переплава:  
 1 – переплавляемый электрод; 2 – патрубок вывода воды; 3 – патрубок ввода воды; 4 – шлак; 5 – ванна жидкого металла; 6 – слиток;  
 7 – водоохлаждаемый поддон

Шлак, имеющий относительно высокое электрическое сопротивление, интенсивно разогревается за счет электрического тока, протекающего между электродом и поддоном. Находящийся в расплаве шлака торец электрода расплавляется, и капли металла, стекающие с электрода, проходят через шлак, где дополнительно разогреваются, очищаются от нежелательных примесей и собираются на дне кристаллизатора в виде слитка. В результате отвода теплоты в поддон и стенки кристаллизатора скапливающийся металл застывает в виде слитка, в верхней части которого находится ванна расплавленного металла. По мере оплавления электрод подают вниз. Между стенкой кристаллизатора и слитком образуется слой гарнисажа [7].

Простейшим агрегатом ЭШП является печь периодического действия с неподвижным кристаллизатором, поддоном и слитком (рисунок 1.5, а). Возможен переплав с помощью короткого неподвижного кристаллизатора и опускающегося

вниз поддона со слитком (рисунок 1.5, б). Известен и третий вариант схемы ЭШП: поддон со слитком неподвижен, а короткий кристаллизатор перемещают навстречу опускающемуся сверху вниз расходуемому электроду (рисунок 1.5, в).

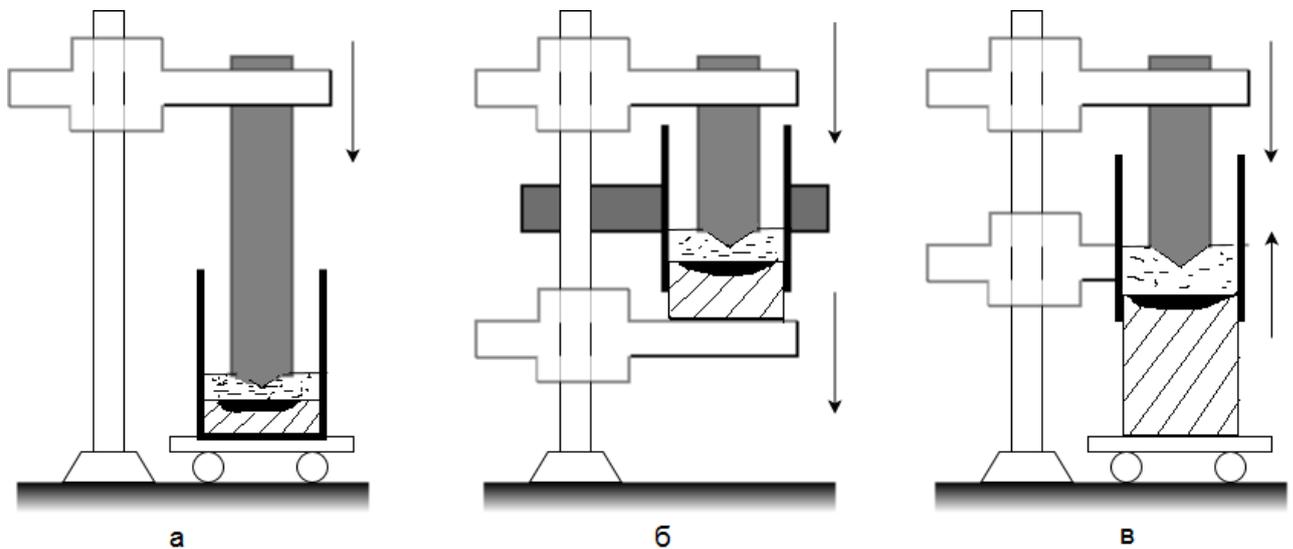


Рисунок 1.5 – Схема процесса ЭШП:

а – с неподвижным слитком и кристаллизатором, и опускающимся электродом;  
 б – с неподвижным кристаллизатором, и опускающимся слитком и электродом;  
 в – с неподвижным слитком, поднимающимся кристаллизатором, опускающимся электродом

Основное назначение установок ЭШП – это получение качественных слитков из легированных сталей: шарикоподшипниковых, валковых, жаропрочных, нержавеющей. Факторы, улучшающие качество металла при переплаве:

- формирование слитка в шлаковом гарнисаже с образованием гладкой поверхности;
- направленная кристаллизация слитка;
- химическое взаимодействие со шлаком [82].

Существуют схемы, где ЭШП осуществляют при полной относительной неподвижности кристаллизатора, расходуемого электрода и поддона.

На начальном этапе развития ЭШП использовали только электроды сечения, меньшего, чем получаемый слиток. Поэтому приходилось подавать их сверху вниз в шлаковую ванну. При неподвижном электроде сечение его незначительно меньше сечения слитка, поэтому отпала надобность подавать электрод в шлако-

вую ванну, так как ванна сама поднимается навстречу электроду вследствие непрерывного (или периодического) принудительного увеличения ее объема [13].

Современные технологии ЭШП предусматривают использование электродов большего, чем получаемый слиток, сечения. В этом случае электрод перемещается снизу вверх по ходу плавки, а Т-образный кристаллизатор движется вслед за электродом, оставляя снизу поддон со слитком [90].

В настоящее время промышленные электрошлаковые процессы реализованы с использованием электрического питания печей постоянным и переменным током, причем переменный ток может быть однофазным и трехфазным, промышленной, высокой или пониженной частоты [14, 70].

ЭШП позволяет переплавлять как один электрод сплошного или полого сечения, так и два или большее количество электродов в общей шлаковой ванне. С помощью технологии ЭШП можно получать слитки практически любого поперечного сечения (прямоугольного, квадратного, круглого, многогранного), как сплошные, так и полые. Можно одновременно выплавлять несколько слитков, причем как на одной и той же печи в нескольких отдельных кристаллизаторах, так и в одном общем для всех слитков кристаллизаторе – это называется многоручьевой плавкой.

ЭШП позволяет получать фасонные отливки сложной формы, это направление получило название «электрошлаковое литье». В нем используют принцип перелива жидкого металла из плавильной емкости в кристаллизатор под шлаком.

Существуют агрегаты непрерывного действия, в которых принцип вытягивания слитка ЭШП из кристаллизатора заимствован из технологии непрерывной разливки стали. Он позволяет решать задачи получения фасонных электрошлаковых отливок, таких как бандажи, кольца, сферические днища и т.д.

Следствием столь значительного многообразия технологических вариантов ЭШП стало появление множества конструкций печей ЭШП. Такого разнообразия не наблюдают при вакуумно-дуговом переплаве.

Классификацию установок электрошлаковых печей производят по электротехническим, конструктивным и технологическим признакам. В ходе исследова-

ния была рассмотрена классификация по конструктивным признакам. К этим признакам, прежде всего, относится взаимное расположение кристаллизатора и поддона со слитком в процессе переплавки. Наибольшее распространение получили электрошлаковые печи с неподвижными поддоном и кристаллизатором, постепенно заполняемым по ходу плавки переплавленным металлом. В таких печах кристаллизатор и слиток, который в нем формируется, остаются неподвижными в течение всего периода плавки. Кристаллизатор и поддон могут, однако, перемещаться один относительно другого [15].

Если при ЭШП с неподвижными кристаллизатором и поддоном уровень металла и шлака постепенно перемещается вверх, то при относительном перемещении слитка и кристаллизатора уровень шлака и металла остается практически неизменным в ходе процесса ЭШП.

В случае ЭШП с неподвижными поддоном и кристаллизатором высота слитка ограничена, поскольку слиток всегда короче, чем кристаллизатор, в котором он формируется, а при относительном перемещении кристаллизатора и слитка последний может быть значительно длиннее кристаллизатора.

Возможны два варианта, реализующих процесс ЭШП с относительным перемещением поддона со слитком и кристаллизатора.

Первый вариант, по аналогии с непрерывной разливкой стали, предусматривает вытягивание слитка из неподвижного кристаллизатора вниз. При этом скорость вытягивания слитка ЭШП назначается равной скорости расплавления расходуемого электрода. Длина слитка, выплавляемого по такой схеме, может быть достаточно большой.

Второй вариант не применяют при непрерывной разливке стали, он целиком заимствован из области электрошлаковой сварки. Идея состоит в перемещении кристаллизатора снизу вверх по слитку, связанному с неподвижным поддоном. В этом случае длина слитка также больше, чем высота кристаллизатора. В этом случае непрерывная плавка не может быть осуществлена.

Следовательно, в зависимости от того, по какому принципу взаимного расположения кристаллизатора и поддона со слитком по ходу переплава построена ЭШП, она может служить агрегатом непрерывного или периодического действия.

Важным конструктивным признаком электрошлаковых печей является также расположение расходуемого электрода и кристаллизатора. В большинстве случаев сечение расходуемого электрода меньше сечения кристаллизатора и для получения слитка необходимо подавать электрод сверху вниз (в неподвижный или подвижный, перемещаемый навстречу электроду кристаллизатор). Если сечение электрода равно сечению кристаллизатора в том месте, где формируется слиток, то электрод можно вовсе не перемещать. ЭШП с неподвижным относительно кристаллизатора электродом может быть осуществлен на печах, практически не имеющих подвижных частей, перемещаемых в процессе переплава.

Возможен еще один вариант переплава, когда по ходу процесса расходуемый электрод не приближается, а удаляется от перемещаемого снизу вверх кристаллизатора. Это необходимо, когда его сечение превышает сечение кристаллизатора в том месте, где формируется слиток ЭШП.

Конструктивным признаком печей ЭШП является тип электрододержателя и токоподвода к нему. Удержание и подача электрода и подвод к нему тока чаще всего осуществляется с помощью одного и того же устройства. Конструктивное оформление электрододержателя-токоподвода может быть различным. Известны печи ЭШП, в которых обе функции удержания и подачи электрода осуществляются двумя отдельными устройствами. Это печи ЭШП с перешагивающими и скользящими токоподводами.

Печи ЭШП характеризуют еще одним конструктивным признаком, связанным с назначением печи, характером ее загрузки и объемом производства. Электрошлаковые печи могут быть одно- и многопозиционными. Последние могут работать с весьма высокой загрузкой, поскольку наличие двух рабочих мест позволяет вести заправку на одном из них, в то время как на втором идет плавка. При этом к минимуму сводят потери времени на ожидание готовности слитка ЭШП к раздеванию, которые неизбежны при работе на однопозиционных печах.

Другим конструктивным признаком, по которому классифицируют электрошлаковые печи, является тип несущей части печи. Различают печи ЭШП одноколонные, порталные и многоколонные (с тремя или четырьмя колоннами).

Наиболее простыми являются одноколонные печи. Они снабжены двумя однотипными тележками, причем одна служит для перемещения электрода, а другая – для перемещения кристаллизатора. При этом обе тележки обычно имеют автономные приводы.

Многоколонные и порталные ЭШП могут иметь разное расположение электромеханических и гидравлических приводов. На многоколонных печах переплав происходит либо в одном общем, либо в отдельных кристаллизаторах колонн. При этом используют известные схемы подключения электродов к источнику электрического питания.

### ***1.3.2 Особенности конструкции электрошлаковых печей при получении полых слитков***

Конструктивные решения ЭШП, используемого для выплавки полых слитков, в большей степени определяются выбором тех или иных технологий. Наиболее часто использует технологию выплавки полых слитков с конструктивным расположением электродов в кольцевом зазоре, который образуется наружным и внутренним кристаллизаторами [16].

Внутренний и внешний кристаллизаторы могут быть жестко связаны. Как и в случае выплавки слитков сплошного сечения, такой составной кристаллизатор может быть либо неподвижным, либо подвижным вдоль полого слитка, расположенного на неподвижном поддоне. При этом возможно использование расходующих электродов, которые по своему суммарному сечению могут отличаться от размера получаемого полого слитка. В некоторых случаях кристаллизатор должен иметь уширенную часть для размещения в ней шлаковой ванны и расходующих электродов.

Возможна конструктивная схема, при которой внутренний кристаллизатор не связан с наружным. При выплавке относительно коротких слитков используют подвижный относительно наружного кристаллизатора и поддона внутренний кри-

сталлизатор. По мере заполнения кольцевого зазора металлом внутренний кристаллизатор в ходе плавки может оставаться неподвижным, но в этом случае поддон со слитком и наружным кристаллизатором поднимаются вверх. Необходимо, чтобы внутренний кристаллизатор имел коническую форму во избежание зажатия его при усадке и сжатии полого слитка, внутри которого формируется естественная коническая полость.

В печах ЭШП для выплавки полых слитков по описанной технологической схеме используются электроды сечением, допускающим их размещение в кольцевом зазоре между внутренним и внешним кристаллизаторами. В этом случае подходящими вариантами электрода являются либо труба, либо набор из отдельных прутков, расположенных по окружности [80].

Существует способ электрошлаковой прошивки электродов сплошного сечения для получения полых слитков. Его суть заключается в том, что благодаря наличию дорна или прошивня металл расходуемого электрода стекает в кольцевой зазор, где формируется полый слиток (рисунок 1.6).

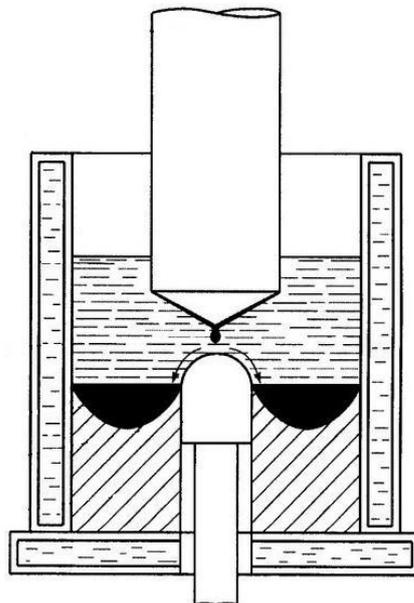


Рисунок 1.6 – Схема электрошлаковой прошивки электродов сплошного сечения

Конструкция установки электрошлакового перепада для производства полых заготовок является наиболее интересной для решения проблемы утилизации металлосодержащего лома в виде отработанных дисковых ножей.

## 1.4 Степень научной разработанности проблемы

В ходе исследования был сделан поиск патентов, заявок на изобретения и полезные модели и проведен их анализ. Поиск производился по трем основным направлениям: изобретения и технологии для получения полых заготовок в электрошлаковых печах; брикетирование металлической стружки для получения переплавляемых электродов; электрошлаковый переплав кускового лома и стружки высоколегированных сталей.

Первое направление представляет наибольший интерес, так как является наиболее вариативным. Одним из рассматриваемых вопросов по этому направлению является материал, из которого изготовлен внутренний кристаллизатор электрошлаковой печи. Чаще всего его выполняют из чистой меди [18, 20, 21], реже – из армированного графита [19]. Следующим встает вопрос об организации охлаждения дорна. В изобретении [20] разработана сложная система охлаждения внутри металлического дорна – цилиндрические решетчатые гнущиеся водяные каналы. Данное изобретение пересекается с одной из поставленных нами задач, но из-за высокой сложности, не является идеальным решением.

Несколько изобретений посвящено повышению качества выплавляемого слитка [22, 23, 24]. Используются разные способы, повышающие качество поверхности, структуры и уровня свойств металла, однако, все они предполагают внедрение дополнительных компонентов в конструкцию печи: датчиков, инвентарных головок и других дорогостоящих приборов. Происходит усложнение конструкции и повышение затрат на производство.

Устройство в австрийском патенте [21] включает в себя два расходоуемых электрода и изложницу с водяным охлаждением. Электроды имеют диаметр больше, чем размер кольцевого зазора, образованного между частью изложницы и дорна, поэтому в зоне расходоуемых электродов образована Т-образная развальцовка. Данное изобретение способно решать задачу по переплаву электродов большого диаметра.

По второму направлению было найдено изобретение [25], предлагающее изготовление брикетированных электродов из стружки двух фракций для последу-

ющего электрошлакового переплава (ЭШП). Оно способно быть альтернативным решением одной из поставленных задач.

В патенте РФ [26] показан способ, позволяющий выплавлять слитки инструментальной стали с повышенным уровнем физико-механических и эксплуатационных свойств. Переплав производится в электрошлаковой печи из расходуемого электрода, полученного в электропечи, с добавлением стружки инструментальных сталей требуемого химического состава (рисунок 1.7). Серьезным недостатком данного изобретения является необходимость дополнительного передела металла в электропечи.

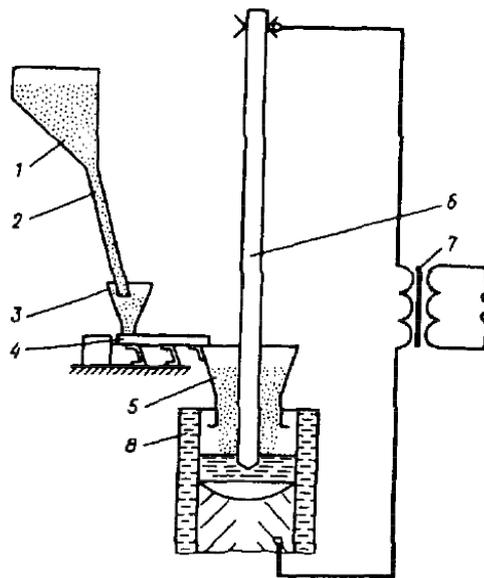


Рисунок 1.7 – Схема установки, патент [26]: 1-бункер, 2-желоб, 3-промежуточная воронка, 4-весовой дозатор, 5-виброворонка, 6-электрод, 7-источник питания, 8-кристаллизатор

Другим решением для переплава стружки является печь [27] и соответствующий способ электрошлакового переплава металлосодержащих отходов с помощью нерасходуемого электрода [84]. Такой вариант не является идеальным решением из-за сложной конструкции электрода, имеющего отверстие для подвода шлакообразующего материала (рисунок 1.8) [28].

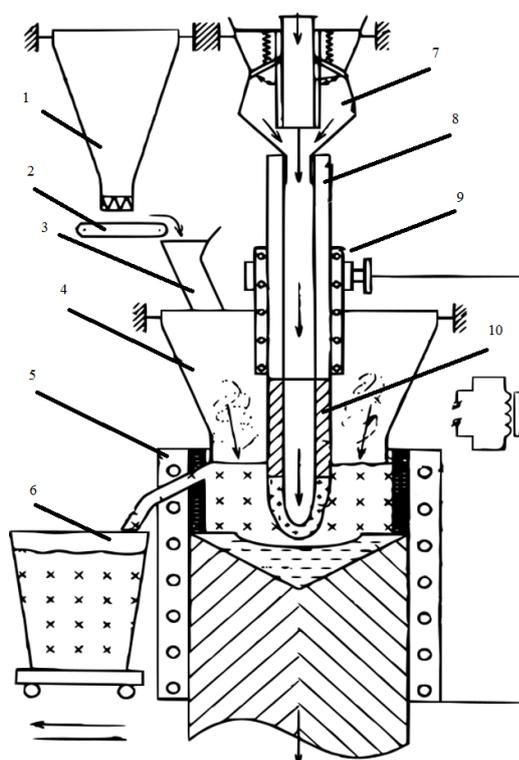


Рисунок 1.8 – Схема установки, к патенту Меркера и Тимофеева [27]: 1– бункер, 2– дозировщик, 3– воронка, 4– желоб, 5– кристаллизатор, 6– шлаковая чаша, 7– воронка с трубой, 8– нерасходуемый электрод с осевым отверстием, 9– токоподвод, 10– наконечник из карбидообразующего материала

В ходе исследования были проанализированы работы **российских ученых**, посвященные математическому и компьютерному моделированию процессов, протекающих при ЭШП при разной конструкции печи.

В работе [29] описана физико-математическая модель процесса электрошлаковой наплавки в кристаллизаторе с водяным охлаждением без расходующих электродов. Модель представляет систему уравнений теплопереноса и электрического потенциала для пространства с осевой симметрией и неоднородными нелинейными свойствами среды, учитывающими геометрию изделия и кристаллизатора и свойства металла изделия, кристаллизатора и шлака. Уравнения решены для четырех вариантов конструкции кристаллизатора. Показаны преимущества и недостатки этих вариантов. Результаты моделирования хорошо согласуются с экспериментальными данными. Работа является интересной с точки зрения разработанной модели, учитывающей разнообразие конструкций кристаллизаторов, однако не является аналогом, так как рассмотренный процесс - это электрошлаковая наплавка (ЭШН), а не переплав.

В статьях [30, 79] показана принципиальная возможность совмещения процесса ЭШП и непрерывной разливки при получении полых слитков (трубной заготовки). Указаны проблемы, которые нужно решать для реализации такого процесса. Таким образом, решается задача получения удлиненных слитков несплошного сечения.

В статье Соколовой и Труфанова рассмотрены этапы технологии изготовления стального слитка - заполнение изложницы расплавом и охлаждение расплава в ней. Сформулирована математическая модель сопряженных гидродинамических и тепловых процессов в изложнице и слитке. Задача решена в трехмерной постановке с привлечением численных методов. Проведен анализ результатов вычислительного эксперимента [31]. Однако процессы, протекающие в изложнице, несколько отличаются от процессов в кристаллизаторе установки ЭШП, поэтому использование результатов этой работы является проблематичным.

Разработан процесс переплава дробленой стружки высоколегированного сплава (с высокой температурой плавления). Используется нерасходуемый электрод из вольфрамового, молибденового или графитового стержня. Стружка плотностью  $1,2-2,2 \text{ г/см}^3$  равномерно с помощью шнекового питателя подается в ЭШП. При токе 6–7 кА, напряжении 47 В скорость подачи составляет 4–5 кг/мин, если глубина шлаковой ванны 200 мм [32].

Разработан способ брикетирования титановой стружки с пропусканием импульсов электрического тока. При масштабировании технологии применили лабораторную установку для брикетирования чугуновой и стальной стружки, в том числе и высоколегированной (рисунок 1.9). Заявлено, что при меньшем давлении (и соответственно, энергозатратах) получен достаточный коэффициент уплотнения. Однако, форма брикетов – параллелепипед, что не подходит для переплава в классическом цилиндрическом кристаллизаторе [33].



Рисунок 1.9 – Брикет из стружки нержавеющей (высоколегированной) стали.  
Размер: 53x100 мм; плотность 1500 кг/м<sup>3</sup> (пористость 80%); масса 0,340 кг

В ходе исследования были проанализированы статьи **зарубежных ученых**, посвященные тематике диссертации.

Украинские ученые описали применение ЭШП для получения полых заготовок. Рассмотрена схема электрошлаковой печи с дорном, схема самого дорна, схема процесса электрошлакового переплава. Все схема приведены обзорно, не подкреплены расчетами, а также какими либо теоретическими и экспериментальными данными [34].

Рассмотрен процесс электрошлакового литья заготовок из сплавов на основе хрома (содержание около 70%). В статье проведен анализ схем процесса электрошлакового переплава для получения жаропрочного материала на основе хрома, выбрана схема тигельного электрошлакового переплава с неплавящимися бифилярными электродами. Разработана и изготовлена лабораторная установка для изучения процессов электрошлакового тигельного переплава сплавов на основе хрома. Получены образцы из сплава на основе хрома. Такие слитки могут служить заготовками для толкателей печи [35].

В статье авторов Xiaohua Wang и Ying Li описана полномасштабная математическая модель объединения макроскопического переноса тепла, предсказывающая структуру затвердевания слитка в процессе ЭШП. Многомасштабная математическая модель была подтверждена сравнением между предсказанной и экспериментально наблюдаемой зернистой структурой, и результаты показали, что

модель была способна моделировать эволюцию зернистой структуры в процессе ЭШП [36].

В статье «*Comprehensive model for a slag bath in electroslag remelting process with a current-conductive mould*» описана математическая модель взаимодействия нескольких физических полей в шлаковой ванне при электрошлаковом переплаве с электродом заданной формы. Результаты расчетов показывают, что максимальные значения плотности тока, электромагнитной силы наблюдаются в области между угловыми электродами и элементом проводимости. Проанализированы характеристики распределения плотности тока, напряженности магнитного поля, электромагнитной силы, полей скорости и температуры в шлаковой ванне во время процесса ЭШП с токопроводящим электродом заданной формы [37].

### 1.5 Выводы, цель и задачи исследования

Установлено, что до сих пор не созданы эффективная технология и конструкции для получения переплавных электродов ЭШП из лома дисковых ножей, являющихся отходами металлургического производства. Отсутствуют простые и надежные инженерные методики расчета конструктивных параметров элементов ЭШП при выборе процесса переплава электродов из прессованной стружки высоколегированного лома для получения полых заготовок или заготовок сплошного сечения.

На основе текущего уровня науки и техники в области исследования способов изготовления переплавляемого электрода, а также конструкций электрошлаковой печи для получения сплошных и полых заготовок сделан вывод о том, что есть много возможностей для создания своего решения для утилизации отходов металлургического производства.

Поэтому **целью работы** является развитие методик конструирования электродов и совершенствование моделей технологических процессов электрошлакового переплава для повышения производительности процесса изготовления литых заготовок.

Для достижения цели были поставлены следующие **задачи**:

1. Развитие положений конструирования унифицированных электродов из прессованной легированной стружки и из отработанных дисковых ножей. Модернизация электрошлаковой печи с разработанными электродами для реализации одностадийной технологии получения литых изделий.

2. Усовершенствование моделей процесса электрошлакового переплава, методик расчета и программ для определения электрических характеристик и теплового состояния переплавляемых электродов и шлаковой ванны установки ЭШП с учетом специфики построения модернизированных электродов.

3. Совершенствование конструкции печей ЭШП и технологии производства полых заготовок дисковых отрезных ножей.

## ГЛАВА 2 РЕКОНСТРУКЦИЯ ЭЛЕКТРОШЛАКОВЫХ ПЕЧЕЙ ДЛЯ РЕАЛИЗАЦИИ НОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ЗАГОТОВОК ДЛЯ РОЛИКОВ МНЛЗ

Электрошлаковые процессы могут выполняться как с расходуемым электродом, так и нерасходуемым, а главным преимуществом ЭШП с расходуемым электродом является наличие жесткой связи между подводимой к шлаковой ванне мощностью и скоростью плавления металла. Это позволяет использовать ЭШП при переплаве некомпактной шихты, спрессованной в виде цилиндрического электрода. Существует технология переплава некомпактной шихты с нерасходуемым графитированным электродом, однако при ее использовании возникают вопросы, касающиеся регулирования скорости подачи шихты [38].

Самой изнашиваемой частью МНЛЗ являются стальные ролики. Восстановление их на ПАО «ММК» обычно проводят либо электрошлаковым переплавом, получая электроды из отработанных роликов, либо наплавляют на наплавочной установке У1416. При вытачивании ролика из заготовки образуется большое количество стальной стружки из стали марки 25Х1МФ. Ее утилизацию проводят путем переплава в дуговой или индукционной печи [39, 40]. Однако при этом имеется большой угар металла и легирующих компонентов. Более эффективным является электрошлаковый переплав из электродов, полученных из брикетов спрессованной стружки.

### 2.1 Модернизация установки ЭШП

#### *2.1.1 Разработка новой конструкции переплавляемого электрода пористой структуры из стальной легированной стружки*

На сегодняшний день существует два способа переработки металлической стружки: дробление и брикетирование. В первом случае стружка измельчается на специальном оборудовании. В результате чего ее объем уменьшается в разы, что позволяет транспортировать металлолом быстро и без лишних хлопот. К тому же хранить такую стружку удобно – она занимает мало места. При брикетировании стружку прессуют в брикеты правильной формы, что также уменьшает ее объем в

10–15 раз (рисунок 2.1). Для очищения стружки перед прессованием используют дополнительное оборудование – сепаратор.

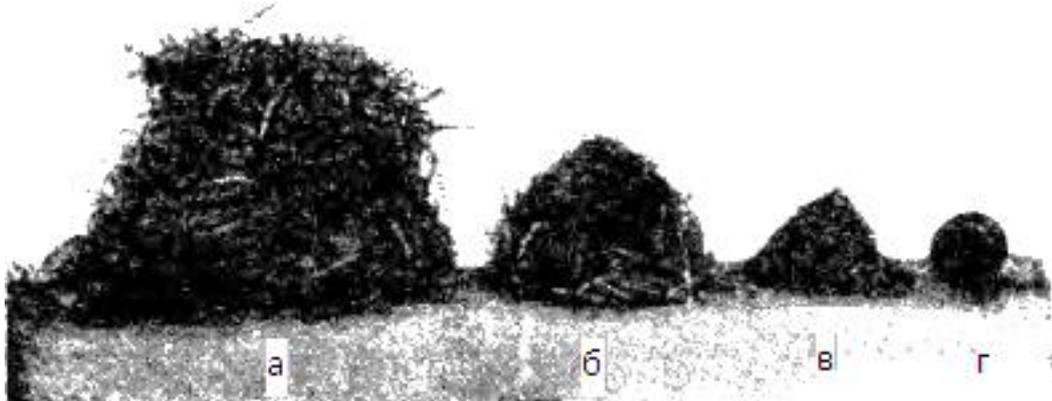


Рисунок 2.1 – Объемы стружки, равные по массе: а – не дробленая стальная стружка; б – после дробления в валковой стружкодробилке; в – после дополнительного дробления в молотковой стружкодробилке; г – после брикетирования

Использование стальной стружки в виде спирали и дробленой в сталеплавильном производстве связано со следующими трудностями.

1. Для хранения стальной спиральной стружки при малой ее средней плотности ( $0,15\text{--}0,50\text{ т/м}^3$ ) требуются значительные площади. Длительное хранение стружки приводит к ее слеживанию, окислению и образованию комков, затрудняющих последующее транспортирование и переработку.

2. При отгрузке спиральной стружки мало используется грузоподъемность железнодорожных вагонов (10–15%).

3. При переплавке стружки не используют полностью объем плавильных агрегатов и загрузочных устройств; увеличивается продолжительность плавки, что уменьшает производительность печей.

4. В процессе плавки стружка окисляется (угар достигает 20 – 50%), при этом резко ухудшается качество получаемого металла. Поэтому стружку стремятся использовать в виде брикетов. При окусковании стружки в качестве металлической шихты для литейного производства ее необходимо очистить от масла, охлаждающей жидкости и посторонних примесей.

**Обезжиривание стружки.** На машиностроительных заводах при переработке стальных заготовок резанием применяют смазывающе-охлаждающую жидкость (СОЖ). Количество масла, покрывающее поверхность стружки при сходе ее со станков, составляет примерно 30% от массы стружки. При транспортировании стружки, отстое и стоке количество масла, смачивающего ее, уменьшается лишь до 8—10%. При транспортировании такой стружки загрязняются дороги, вагоны, складские платформы. Кроме того, безвозвратно теряется значительное количество масла. В следе обжига стружки перед брикетированием загрязняется окружающая среда. Примесь к стружке СОЖ ухудшает ее брикетирование, резко снижает металлургическую ценность наготовленных из нее брикетов и самой стружки.

**Для измельчения металлической стружки** применяют несколько типов дробилок и целые агрегаты, состоящие из дробилок, молотов, конвейеров, в которых получают дробленую стружку с пригодной для брикетирования фракцией (до 50 мм). Чаще всего применяют валковые дробилки стружки, состоящие из одного, двух и нескольких валков с укрепленными на них ножами. Преимуществом этих дробилок является возможность использования загрузки самосвалом, грейдером, конвейером и т. д. Однако получаемая фракция стружки не пригодна для брикетирования (свыше 100 мм). Кроме валковых дробилок применяют молотковые, которые дают фракцию, пригодную для брикетирования. Недостатком этих дробилок является низкая производительность 5 т/ч и необходимость применения равномерной загрузки конвейером, так как иначе при большой подаче стружки забивается приемное устройство. Поэтому обычно применяют агрегаты для дробления, состоящие из валковых и молотковых дробилок, соединенных конвейером из валковых дробилок и грохотов, вибросит и т. д. Кроме того, после прохождения стружки через валковые дробилки та же масса подается на вторичную переработку в молотковую дробилку, хотя значительная часть стружки (до 30% после первичного дробления) имеет уже достаточно мелкую фракцию, пригодную для брикетирования.

**Холодное брикетирование стружки.** При подготовке стружки к переплавке больше всего распространено брикетирование в закрытых матрицах без каких-либо связующих. Для брикетирования стальной стружки применяют специальные гидравлические прессы (таблица 2.1).

Таблица 2.1 – Основные характеристики пресса марки YG560/500-600

1	Главный цилиндр	Марка	YG560/500-600
		Номинальное усилие	6150 кН
		Ход	600 мм
2	Вспомогательный цилиндр	Марка	YG200/160-650
		Номинальное усилие	800 кН
		Ход	650 мм
3	Цилиндр выталкивания	Марка	YG200/140-300
		Номинальное усилие	350 кН
		Ход	300 мм
4	Давление в системе	25 МПа	
5	Время цикла	25 сек	
6	Размер матрицы	180 x 300 мм	
7	Размер брикета	180 x (100-120) мм	
8	Масса брикета	12-15 кг	
9	Производительность	1700-2000 кг/час	
10	Общая мощность	74 кВт	
11	Стандарт электричества	380 В, 50 Гц	
12	Управление	Три положения (стоп, один цикл, непрерывно)	
13	Электродвигатели, 2 шт.	Марка	Y225S-4
		Частота вращения	1480 об/мин
		Мощность	37 кВт
14	Гидронасосы, 2 шт.	Марка	Y225S-4
		Производительность	160 мл/об
		Максимальное давление	31.5 МПа
15	Вес оборудования	18 тонн	

Для получения плотного брикета из стальной стружки необходимо создать в пресс-камере (матрице) пресса давление более  $2260 \text{ кг/см}^2 \approx 226 \text{ МПа}$  (рисунок 2.2).

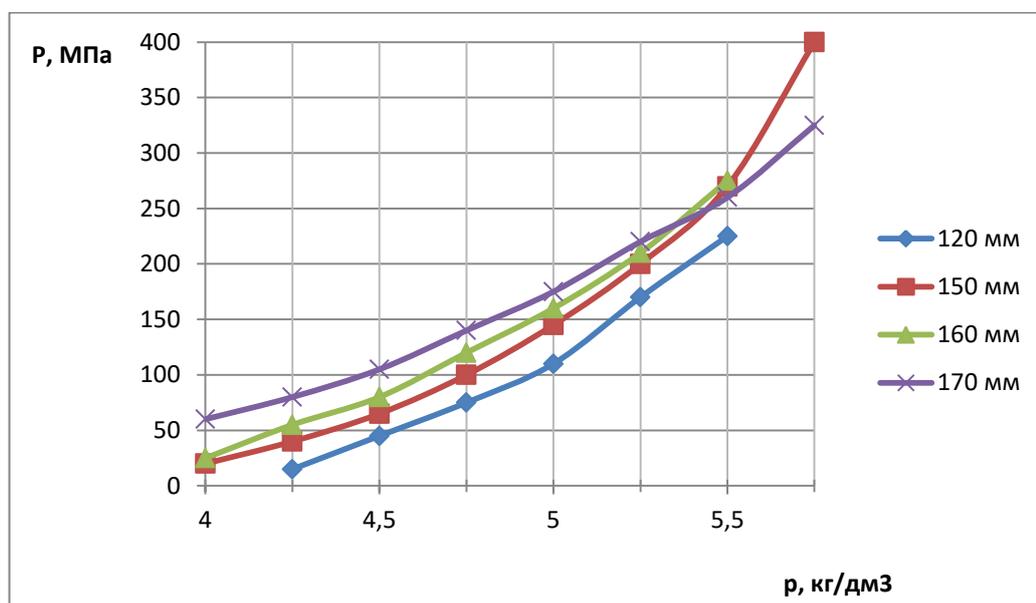


Рисунок 2.2 – Зависимость плотности брикета от давления прессования и диаметра матрицы

Брикеты холодного брикетирования имеют все же недостаточную механическую прочность и легко разрушаются в процессе транспортирования. Из-за наличия эмульсии в стружке брикеты подвергаются интенсивной коррозии и поэтому не могут длительно храниться.

**Метод горячего брикетирования стружки** наиболее приемлем для стружки из менее пластичных материалов. Для нагрева обычно применяют вращающиеся барабанные печи, в которых получают температуру до  $850\text{—}900^\circ\text{C}$  посредством сжигания газа или иного топлива; при этом значительно снижается давление прессования (рисунок 2.3). Нагревают стружку в дробленом виде, а брикетируют на обычных гидравлических прессах. Получаемые брикеты имеют высокую плотность, прочность, и не содержат органических примесей, так как в процессе нагрева масло и эмульсия удаляются [43].

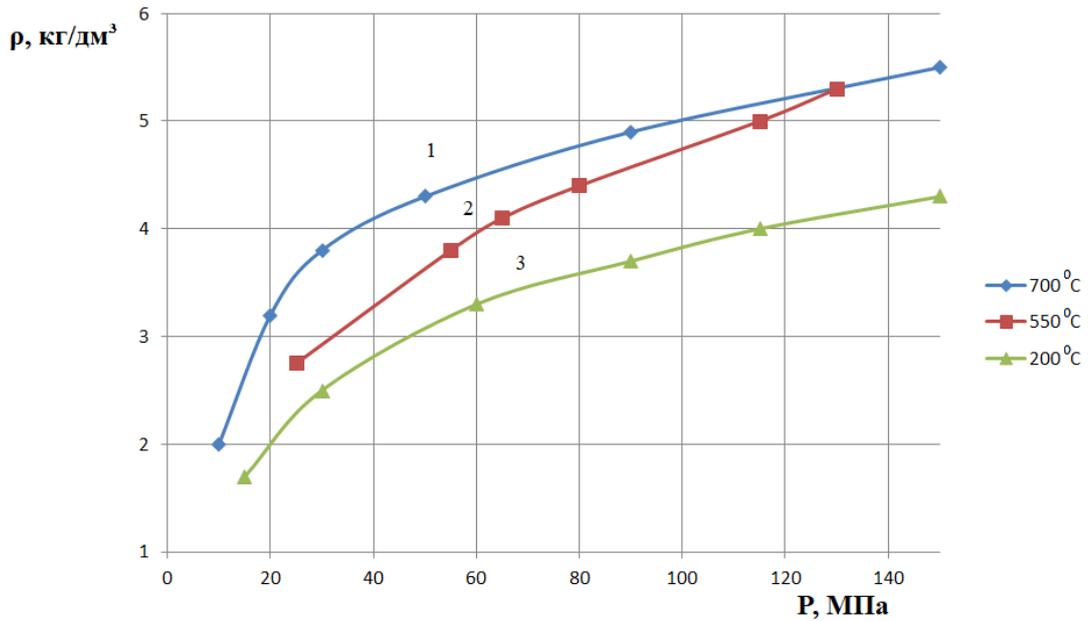


Рисунок 2.3 – Зависимость плотности брикета от давления прессования и температуры нагрева стружки: 1 – 700 °С, 2 – 550 °С, 3 – 200 °С

Последней операцией является изготовление переплавляемого электрода путем **сварки прессованных цилиндрических брикетов** диаметром 180 мм и высотой 120 мм полосками металла толщиной 5 мм (рисунок 2.4).

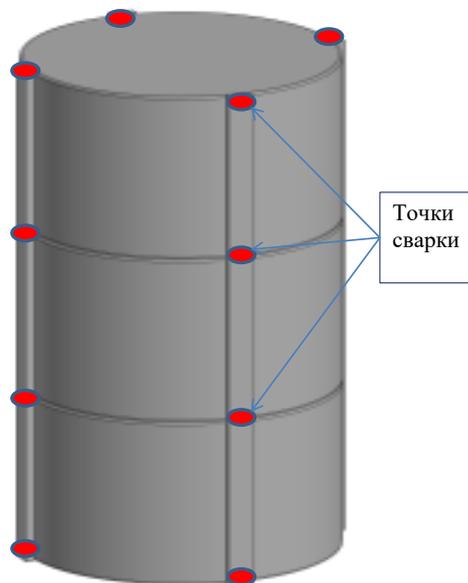


Рисунок 2.4 – Изготовление переплавляемого электрода путем сварки прессованных цилиндрических брикетов полосками металла (точками показаны места сварки)

Металл 25Х1МФ не поддается обычной дуговой электросварке [74], поэтому точечное соединение брикетов между собой производят с помощью приваривания

брикетов к полосе посредством аргоновой или плазменной сварки. При этом поперечный размер электрода увеличивается примерно до  $d=190$  мм.

*Расчет геометрии и свойств переплавляемого электрода, полученного из стальной стружки 25Х1МФ*

Исходными данными являются размеры получаемой заготовки  $D=350$  мм;  $H=1100$  мм, плотность металла заготовки  $\gamma_m=7800$  кг/м<sup>3</sup>.

Как было показано в предыдущем разделе, эффективная плотность получаемого электрода зависит от давления прессования. Для выбранного прессы марки YG560/500-600 обеспечивается максимальное давление 31 МПа, при этом плотность брикета не менее  $\gamma_{эфф} \approx 5000$  кг/м<sup>3</sup>, а его масса 12–15 кг. Таким образом, плотность переплавляемого электрода составляет 64% от плотности получаемой заготовки.

Поперечный размер переплавляемого электрода составляет  $d=190$  мм; определим суммарную длину  $h$  переплавляемого электрода. По уравнению непрерывности  $\gamma_{эфф} d^2 h = \pi D^2 \frac{H}{4} \gamma_m$ , получим  $h = \frac{\pi D^2}{\gamma_{эфф} d^2} \frac{H}{4} \gamma_m \approx 4570$  мм.

При ЭШП имеют место потери на угар электрода из прессованной стружки примерно 1%, поэтому полученную величину увеличиваем на 1%

$$h_s = 1,01h = 4616 \text{ мм.}$$

Далее определим, как зависят от эффективной плотности теплофизические и электрические свойства переплавляемого электрода.

Пористость материала  $\Pi$  определяем как отношение общего объема пустот к объему тела в целом. Пористость равна нулю, когда твердое тело не содержит пор или трещин

$$\Pi = \frac{V_{эфф}}{V_0}, \quad (2.1)$$

где  $V_{эфф}$  – объем эффективных пустот,  $V_0$  – общий объем.

Принимая во внимание, что эффективная плотность пористого материала

$$\gamma_{\text{эфф}} = \frac{m}{V_0} \text{ и плотность металла } \gamma_m = \frac{m}{V_0 - V_{\text{эфф}}} \text{ и, пренебрегая плотностью воздуха,}$$

нетрудно получить

$$\Pi = 1 - \frac{\gamma_{\text{эфф}}}{\gamma_m} \approx 0,36. \quad (2.2)$$

В качестве простейшей гетерогенной системы обычно рассматривают систему, состоящую из чередующихся друг с другом плоских слоев твердого скелета системы и газа, причем слои могут быть расположены как перпендикулярно направлению теплового потока, так и параллельно ему. В первом случае эффективная теплопроводность системы будет минимальной и равной [44]

$$\lambda_{\text{эфф}}^{\min} = \frac{\lambda_B \lambda_M}{\Pi \lambda_M + (1 - \Pi) \lambda_B}.$$

Во втором случае эффективная теплопроводность системы будет максимальной и равной

$$\lambda_{\text{эфф}}^{\max} = \Pi \lambda_B + (1 - \Pi) \lambda_M,$$

где  $\lambda_M$  – теплопроводность металлической фазы;  $\lambda_B$  – теплопроводность воздуха.

Уравнение  $\lambda_{\text{эфф}}^{\min}$  соответствует среднему геометрическому теплопроводностей двух фаз, а уравнение  $\lambda_{\text{эфф}}^{\max}$  – среднему арифметическому. Теплопроводность реальной пористой системы лежит между указанными значениями, поэтому ее можно представить как среднее геометрическое теплопроводностей двух фаз

$$\lambda_{\text{эфф}} = \lambda_M^{1-\Pi} \lambda_B^{\Pi}. \quad (2.3)$$

Коэффициент теплопроводности стали 25Х1МФ  $\lambda_M = 25$  Вт/(м·К), воздуха в зависимости от температуры

$$\lambda(t) = 2,54 \cdot 10^{-2} + 7 \cdot 10^{-5} t - 1,4 \cdot 10^{-8} t^2, \text{ Вт/(м·К)}.$$

При  $30^\circ\text{C}$   $\lambda_{\text{эфф}} = 2,15$  Вт/(м·К), среднеинтегральное значение в диапазоне температур от  $30^\circ\text{C}$  до  $1000^\circ\text{C}$   $\bar{\lambda}_{\text{эфф}} = 2,77$  Вт/(м·К).

Эффективная удельная теплоемкость прессованной стружки также зависит от пористости и в простейшем случае, пренебрегая массой воздуха, ее определяют теплоемкостью только металлической части

$$c_{эфф} \approx c_m. \quad (2.4)$$

Получим  $c_{эфф} \approx 462 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ .

В работе [45] показано, что относительную электрическую проводимость или приведенный коэффициент контакта проводящих тел, определяют как

$$n_k = \frac{\sigma_{эфф}}{\sigma_m} = \frac{2f_a}{2f_a + f_f},$$

где  $f_a$  – удельная активная площадь контакта между частицами;  $f_f$  – удельная площадь свободной поверхности частиц.

В работе [46] рассматривают модель по определению проводимости контактирующих между собой металлических частиц в виде шаров, получено выражения для определения относительной проводимости

$$n_k = \frac{\sigma_{эфф}}{\sigma_m} = K_x \left\{ 1 - \left[ \frac{1}{\gamma_x} \left( \frac{K_x - 1}{K_x} \right)^{3/2} \right]^{3/2} \right\}, \quad (2.5)$$

где  $K_x$  – координационное число равное в зависимости от степени обжатия стружки

2–4,  $\gamma_x = \frac{\gamma_{эфф}}{\gamma_m} = 1 - \Pi \approx 0,64$ . При  $K_x=3$  имеем  $n_k \approx 0,3$ .

С учетом того, что средняя проводимость высоколегированной стали в диапазоне температур 20 до  $1000^\circ\text{C}$   $\sigma_m \approx 10^6 \text{ (Ом м)}^{-1}$ , то  $\sigma_{эфф} = \sigma_m n_k \approx 3 \cdot 10^5 \text{ (Ом м)}^{-1}$ .

Соответственно удельное сопротивление  $\rho = 1/\sigma_{эфф}$  возрастает примерно в 3 раза по сравнению с удельным сопротивлением изотропного металла.

### 2.1.2 Общая схема установки ЭШП и исходные данные для моделирования

Установка ЭШП служит для получения слитка путем переплава сварного электрода из отработанных дисковых ножей или изготовленного из брикетов прессованной металлической стружки (рисунок 2.5). В расплавленный шлак на

глубину  $h$ , погружен электрод диаметра  $d_3$ . Между электродом и нижним основанием идет ток, под действием напряжения  $U_0$  от источника переменного тока промышленной частоты.

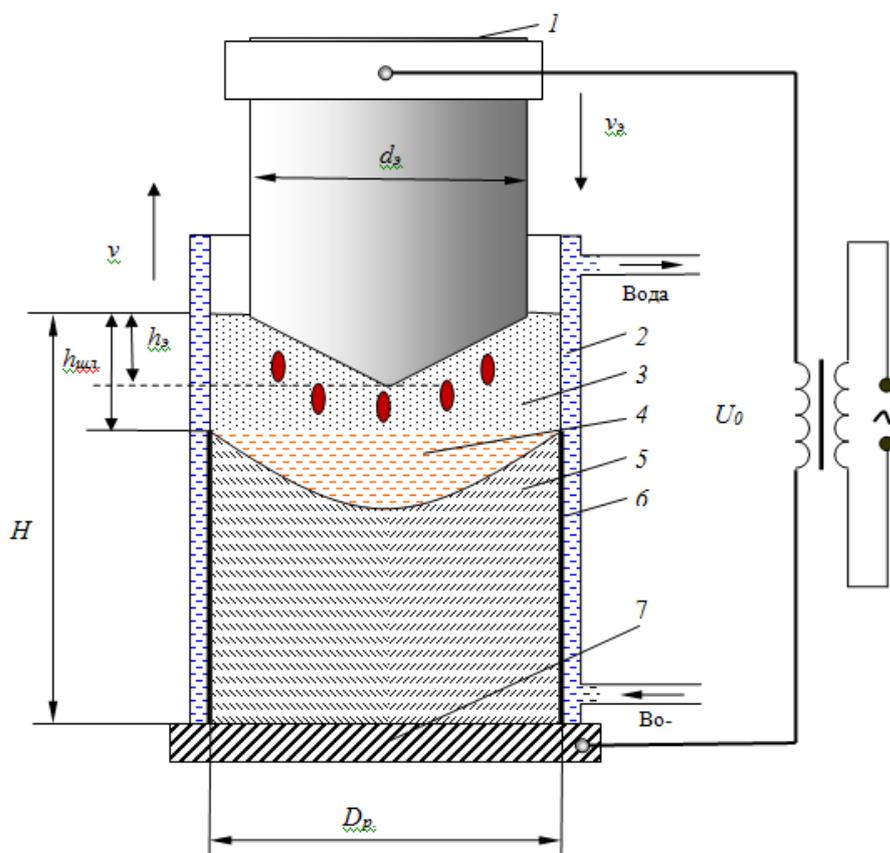


Рисунок 2.5 – Схема установки электрошлакового переплава: 1 – электрод; 2 – кристаллизатор; 3 – расплавленный шлак; 4 – ванна жидкого металла; 5 – слиток; 6 – корочка твердого шлака; 7 – поддон

Нижний торец электрода, контактируя с нагретым жидким шлаком, оплавляется, и капли металла проходя через шлак, образуют жидкую металлическую ванну. Цилиндрический медный кристаллизатор охлаждается водой и из расплава формирует слиток, который остается на поддоне, а кристаллизатор движется вверх со скоростью формирования слитка  $v$  [51]. Верхний электрод также является подвижным и продвигается по мере оплавления навстречу кристаллизатору со скоростью  $v_3$  относительно неподвижного слитка.

Кристаллизатор ЭШП состоит из медного кокиля. Снаружи него находится металлический кожух, в зазоре между ними протекает охлаждающая вода. Для подвода и отвода воды служат патрубки, приваренные к кожуху. Для интенсифи-

кации теплообмена на внешнюю поверхность кристаллизатора нанесены медные ребра в виде винтовой линии.

### Геометрические параметры (см. рис. 2.5)

- |   |                              |
|---|------------------------------|
| 1. Расстояние от поддона печи до поверхности шлаковой ванны | $H_z = 500$ мм               |
| 2. Высота кристаллизатора                                   | $H_z = 950$ мм               |
| 3. Глубина погружения электрода в шлаковую ванну            | $h_{шл} = 150$ мм            |
| 4. Внутренний диаметр печи (мин.)                           | $D_p = 2R_p = 435$ мм        |
| 5. Диаметр переплавляемого электрода                        | $d_3 = 2r_3 = 420$ мм        |
| 6. Длина переплавляемого электрода (макс.)                  | $H_3 = 900$ мм               |
| 7. Глубина погружения электрода в шлак                      | $h_3 = 75$ мм                |
| 8. Толщина медной стенки кристаллизатора                    | $\delta_{см.п} = 25 - 40$ мм |
| 9. Зазор между медным кокилем и металлическим кожухом       | $\Delta_3 = 20$ мм           |

### Технологические параметры

- |   |                     |
|---|---------------------|
| 1. Напряжение между электродом и корпусом печи                  | $U_0 = 28 - 48$ В   |
| 2. Ток через электрод   | $I = 7 - 20$ кА     |
| 3. Доля тока, протекающего через боковые стенки кристаллизатора | $\eta_{бп} = 0,3$ . |

**Свойства переплавляемого металла 25Х1МФ1 (электрода, полученного методом прессования стружки) [52]**

- |                         |                            |
|-------------------------|----------------------------|
| ▪ Температура ликвидуса | $t_l = 1500^\circ\text{C}$ |
| ▪ Температура солидуса  | $t_c = 1450^\circ\text{C}$ |
| ▪ Теплота плавления     | $L = 84$ кДж/кг            |

#### *Твердая фаза*

- |  |  |
|--|--|
| ▪ Плотность                                  | $\gamma_T = 3700 - 5000$ кг/м <sup>3</sup> |
| ▪ Плотность переплавленного готового металла | $\gamma_{TT} = 7800$ кг/м <sup>3</sup>     |
| ▪ Теплопроводность                           | $\lambda_T = 2,77$ Вт/(м·К)                |
| ▪ Теплоемкость                               | $c_T = 460$ Дж/(кг·К)                      |

#### *Жидкая фаза*

- Плотность
- Теплопроводность
- Теплоемкость

$$\gamma_{\text{ж}} = 7400 \text{ кг/м}^3$$

$$\lambda_{\text{ж}} = 30 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}$$

$$c_{\text{ж}} = 650 \text{ Дж/(кг}\cdot\text{К)}$$

Коэффициент теплопроводности медной стенки

$$\lambda_{\text{см}} = 270 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}$$

### Свойства шлака

Химический состав, электропроводность и плотность используемого шлака (АНФ-32) приведены в таблице 2.2 [6].

Таблица 2.2 – Химический состав, электропроводность  $\sigma_{\text{шл}}(t)$  и плотность  $\gamma_{\text{шл}}(t)$  шлака от температуры

Тип шлака	Шлак №1	Шлак №2
Химический состав	CaF <sub>2</sub> = 87,0% CaO = 2,0% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = 2,0%	CaF <sub>2</sub> = 20,0% CaO = 28,0% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = 40,0%
Электропроводность, (Ом·см) <sup>-1</sup>	$\sigma(T) = \exp(1,312 - \frac{1135}{T})$	$\sigma(T) = \exp(4,36 - \frac{7980}{T})$
Плотность, г/см <sup>3</sup>	$\gamma_{\text{шл}}(t) = 2,53 - 5,3 \cdot 10^{-4}(t - 1450)$	$\gamma_{\text{шл}}(t) = 2,71 - 2,4 \cdot 10^{-4}(t - 1500)$

Вязкость основного шлака от температуры и вязкость от содержания определенного компонента при постоянной температуре показана на рисунке 2.6 [53].

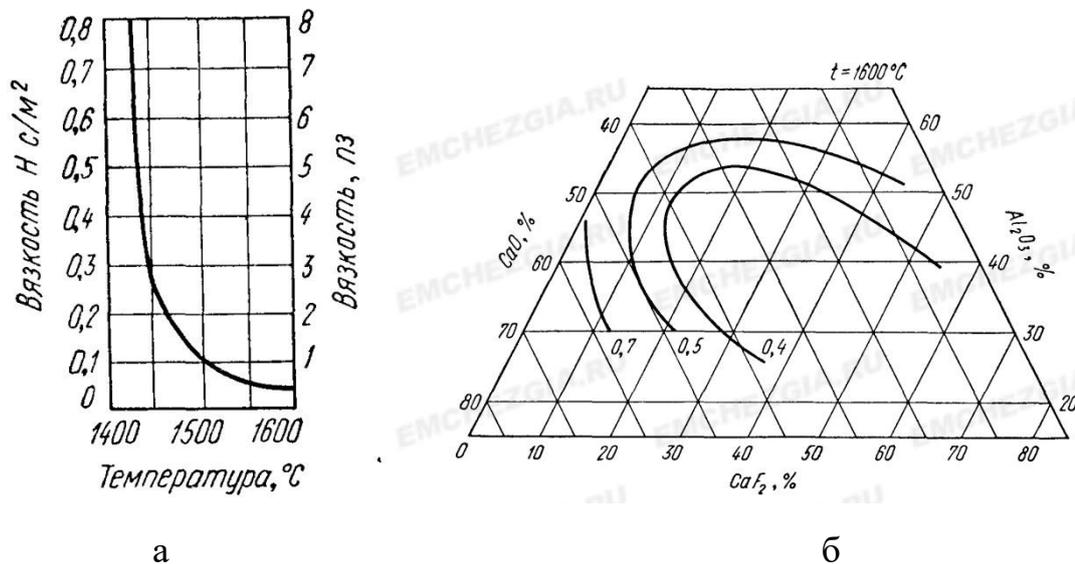


Рисунок 2.6 – Зависимости вязкости основного шлака от: а – от температуры; б – от содержания определенного компонента [53]

1. Тип шлака (АНФ-32)

CaF<sub>2</sub>, CaO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>

2. Температура расплава шлака

$t_{\text{шл}} = 1500\text{--}1600^\circ\text{C}$

3. Температура плавления шлака  $t_{\text{шл\_пл}}=1250^{\circ}\text{C}$
4. Средняя электропроводность образующейся твердой корочки шлака на боковой стенке (\*)  $\sigma_{\text{т}}=(0,01-0,1) \sigma_{\text{шл}}(t) (\text{Ом}\cdot\text{м})^{-1}$
5. Средняя толщина образующейся твердой корочки шлака на боковой стенке  $\delta_{\text{шл}}=1-2,5 \text{ мм}$
6. Теплопроводность твердого шлака  $\lambda_{\text{шл}}=2 \text{ Вт}/(\text{м}\cdot\text{К})$

### **Охлаждающая вода**

- Средняя температура  $t_{\text{г}}=35^{\circ}\text{C}$
- Средняя теплоемкость  $c_{\text{г}}=4200 \text{ Дж}/(\text{кг К})$
- Средний коэффициент теплоотдачи от стенок кристаллизатора к охлаждающей воде  $\alpha_{\text{г}}=12000 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \text{ К})$

Величины помеченные (\*) уточняются в процессе итерационного расчета.

## **2.2 Разработка математических моделей процесса электрошлакового переплава электрода из легированного лома**

### **2.2.1 Определение электрических характеристик установки ЭШП выбранной конструкции**

В данном разделе для рассматриваемой конструкции ЭШП приведена математическая модель электрических характеристик, включающая в себя: определение в жидком шлаке полей потенциалов  $U(r,z)$ ; плотности тока  $J(r, z)$ ; расчет полного тока  $I$  через установку ЭШП при заданном напряжении  $U_0$ .

*Основные допущения и ограничения. Краевая задача для определения электрических характеристик установки ЭШП*

При решении задачи рассмотрим основные допущения и ограничения.

1. В шлаковой ванне осевая симметрия электрических характеристик.
2. Электрический ток подводят через нижнюю поверхность электрода, которая контактирует с жидким шлаком (см. рис. 2.5).

3. Ток, текущий через боковые стенки  $I_{\sigma} = \eta_{\text{бп}} \cdot I$  обеспечивают подбором средней электропроводности  $\sigma_{\text{т}}$  твердой корочки шлака толщиной  $\delta_{\text{к}}$ , образующейся на боковой стенке кристаллизатора.

4. Потенциал одинаковый на всей поверхности электрода. Это связано с тем, что электропроводимость металлического электрода существенно выше, чем расплавленного шлака.

5. Электропроводность шлака  $\sigma_{\text{шл}}$  не зависит от координат, то есть она постоянна для заданной его температуры. Это допущение основано на том, что шлак под действием объемных электромагнитных сил интенсивно перемешивается, то есть температура в каждой его точке одинакова и равна  $t_{\text{шл}}$ .

6. Для обеспечения заданной доли тока через боковую стенку кристаллизатора  $\eta_{\text{бп}}$  считаем, что ток, текущий к боковой стенке, ограничивается за счет прохождения через корочку твердого шлака с низкой электрической проводимостью толщиной  $\delta_{\text{т}}$ .

7. Полагаем, что капли жидкого металла, проходящие через жидкий шлак, не оказывают влияние на его электропроводимость.

### **Основные уравнения**

Выберем цилиндрическую систему координат, связанную с осью ванны и центром, расположенным на поверхности шлаковой ванны (рисунок 2.7). Распределение электрического потенциала  $U$  (с учетом осевой симметрии и 4 допущения) описывается дифференциальным уравнением второго порядка (уравнение Лапласа)

$$\frac{\partial^2 U}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial U}{\partial r} + \frac{\partial^2 U}{\partial z^2} = 0, \quad (2.6)$$

где  $r, z$  – оси в цилиндрической системе координат.

Уравнение (2.6) дополним граничными условиями, отражающими характер протекания тока от электрода до нижнего основания и боковых стенок. Исходя из осевой симметрии, составим их для половины рабочего пространства печи, т. е. для области  $ABCDEA$  (рисунок 2.7), включающей в себя боковую поверхность

кристаллизатора, электрод, нижнее основание и ось печи [51].

На свободной поверхности *расплава шлака AB* примем условие не протекания тока (условие Неймана)

$$\left. \frac{\partial U}{\partial z} \right|_{AB} = 0. \quad (2.7)$$

На оси ванны *DE* из свойств осевой симметрии имеем

$$\left. \frac{\partial U}{\partial r} \right|_{DE} = 0. \quad (2.8)$$

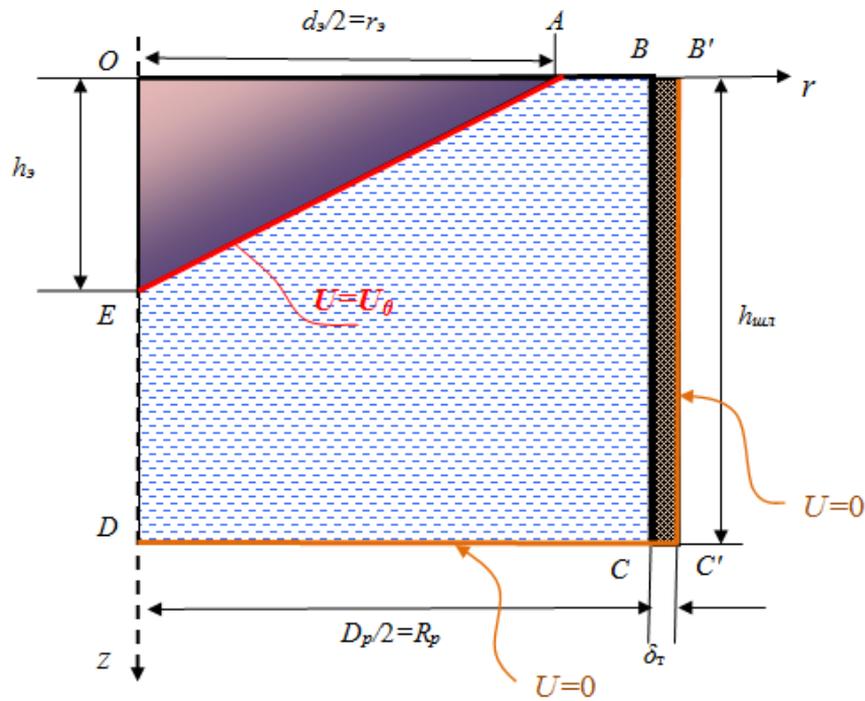


Рисунок 2.7 –Граничные условия при решении краевой задачи по определению электрических характеристик ЭШП

Потенциал вдоль достаточно хорошо проводящих поверхностей практически не меняется (3 допущение), поэтому на границах *EA*, *CD* и *C'B'* принимаем условие Дирихле

$$U|_{EA} = U_0. \quad (2.9)$$

$$U|_{CD} = 0, \quad U|_{C'B'} = 0 \quad (2.10)$$

Из допущения 3 на границе кристаллизатора *BC* имеем условие неразрывности электрического тока

$$\sigma_{\text{шл}} \left. \frac{\partial U}{\partial r} \right|_{BC} = \frac{\sigma_T}{\delta_T} U \Big|_{BC}. \quad (2.11)$$

Математическая модель распределения потенциалов  $U(r, z)$  в расплаве шлака представлена краевой задачей (2.6) – (2.11). Определив  $U(r, z)$ , можно найти значения напряженности электрического поля (как градиент потенциала):

$$\vec{E} = E_r + E_z = \frac{\partial U}{\partial \vec{n}}, \text{ его проекции } E_r = -\frac{\partial U}{\partial r}, E_z = -\frac{\partial U}{\partial z} \text{ и модуль вектора напряженности электрического поля } |\vec{E}| = \sqrt{E_r^2 + E_z^2}.$$

$$|\vec{E}| = \sqrt{E_r^2 + E_z^2}.$$

Используя закон Ома, определяем плотность тока  $\vec{J} = \sigma \cdot \vec{E}$  и его проекции

$$J_r = \sigma_{\text{шл}} E_r, \quad (2.12)$$

$$J_z = \sigma_{\text{шл}} E_z. \quad (2.13)$$

Полный ток через установку ЭШП найдем как интеграл по поверхности переплавляемого электрода, контактирующего со шлаком

$$I = \int_{S_3} J(r, z) \cdot dS, \quad (2.14)$$

где  $S_3 = \pi \cdot r_3 \sqrt{r_3^2 + h_3^2}$  – общая площадь поверхности электрода с жидким расплавом шлака (боковая поверхность конуса),  $dS = 2\pi r dz$ .

С учетом того, что уравнение образующей конусной поверхности  $EA$  можно записать как  $z(r) = h_3 \left( 1 - \frac{r}{r_3} \right)$ , последнее выражение принимает следующий вид

$$I = -2 \cdot \pi \frac{h_3}{r_3} \int_0^{r_3} r \cdot J(r, z(r)) dr, \quad (2.15)$$

где  $J(r, z) = \sqrt{J_r^2 + J_z^2}$  – модуль вектора плотности тока, причем он направлен по нормали к площадке  $EA$ .

Определим также ток, проходящий через боковую стенку кристаллизатора

$$I_6 = 2\pi R_p \int_0^{h_{\text{шл}}} J_r(R_p, z) dz. \quad (2.16)$$

В алгоритме численного расчета, меняя проводимость корочки шлака  $\sigma_T$  при заданной ее толщине  $\delta_{\text{шл}}$ , добиваемся заданной доли тока, протекающего через

боковые стенки кристаллизатора  $\eta_{\text{бп}}$ .

*Алгоритм расчета электрических характеристик установки ЭШП*

Математическую модель (2.6) - (2.16), включающую решение краевой задачи, можно решить только приближенно с использованием численного алгоритма, реализуемого с помощью ЭВМ. Будем использовать метод конечных разностей [41].

Для решения краевой задачи (2.6) - (2.11) на область  $ABCDE$  (см. рис. 2.7) наложим прямоугольную сетку с постоянными шагами  $\Delta r = R_p / N_R$  (по координате  $r$ ) и  $\Delta z = h_{\text{ун}} / N_z$  (по  $z$ ) (рисунок 2.8), где  $i = 0, 1, 2, \dots, N_R$ ,  $j = 0, 1, 2, \dots, N_z$ ;  $N_R$  – число разбиений по оси  $r$ ;  $N_z$  – число разбиений по оси  $z$ .

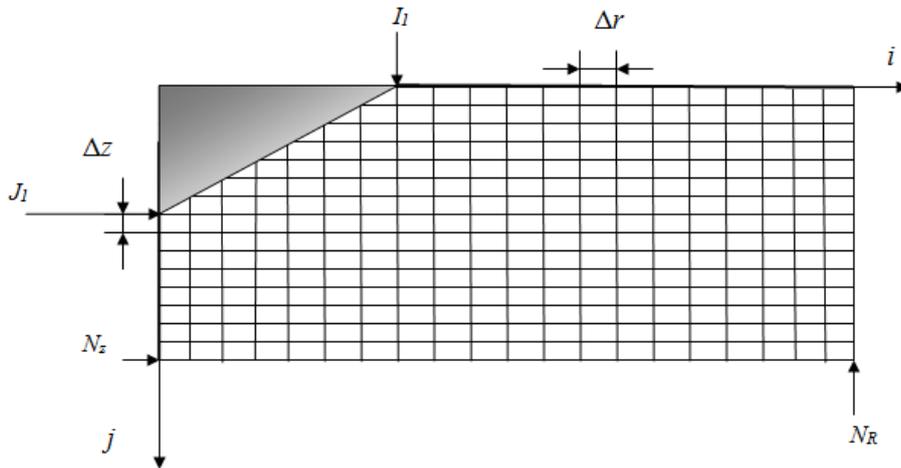


Рисунок 2.8 – Схема наложения разностной сетки на рабочую расчетную область (шлаковая ванна)

Запишем уравнение (2.6) в конечно-разностной форме. Непрерывную функцию электрического потенциала  $U$  заменим на сеточную  $U_{i,j}$  и, используя симметричную аппроксимацию производных, получим следующие выражения

$$\frac{\partial^2 U}{\partial r^2} \approx \frac{U_{i+1,j} + U_{i-1,j} - 2U_{i,j}}{\Delta r^2}; \quad \frac{\partial^2 U}{\partial z^2} \approx \frac{U_{i,j+1} + U_{i,j-1} - 2U_{i,j}}{\Delta z^2}; \quad \frac{\partial U}{\partial r} \approx \frac{U_{i+1,j} - U_{i-1,j}}{2\Delta r}.$$

Тогда уравнение Лапласа (3.1) преобразуется в систему линейных алгебраических уравнений (СЛАУ), полученную по четырехточечной схеме. Ее шаблон приведен на рисунке 2.9. Система линейных алгебраических уравнений решалась итерационным методом Зейделя с последовательной верхней релаксацией (ПВР)

$$U_{i,j}^{s+1} = (1 - \gamma_0) U_{i,j}^s + \frac{\gamma_0}{2 + 2m} \times \left[ U_{i+1,j}^s \left( 1 + \frac{1}{2 \cdot i} \right) + U_{i-1,j}^{s+1} \left( 1 - \frac{1}{2 \cdot i} \right) + m U_{i,j+1}^s + m U_{i,j-1}^{s+1} \right], \quad (2.17)$$

где  $m = \left( \frac{\Delta r}{\Delta z} \right)^2$ ,  $\gamma_0$  – релаксационный множитель, оптимальное значение которого находится в диапазоне  $1 < \gamma_0 < 2$ ,  $s$  – номер итерации. В работе [41] его рекомендуется выбирать, исходя из параметров разностной сетки

$$\gamma_0 = \frac{2}{1 + \sqrt{1 - \left( \frac{1}{2} \cos \frac{\pi}{N_R} + \frac{1}{2} \cos \frac{\pi}{N_z} \right)^2}} \approx \frac{2}{1 + \pi \sqrt{\frac{1}{2N_R^2} + \frac{1}{2N_z^2}}}. \quad (2.18)$$

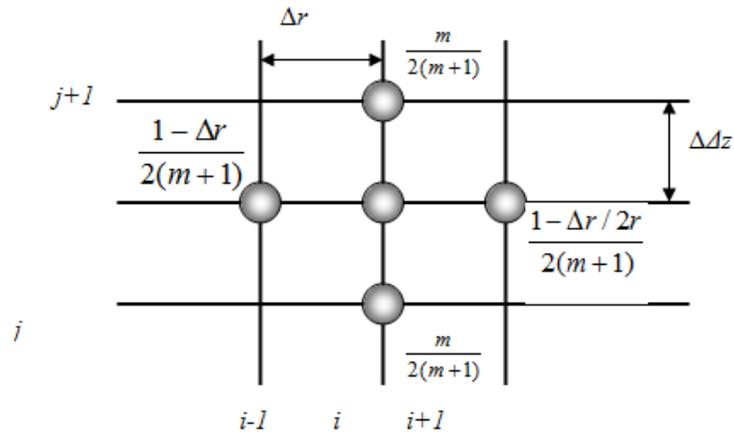


Рисунок 2.9– Шаблон сетки разностной схемы (3.12)

Расчет по итерационной схеме (3.12) прекращаем при выполнении условия абсолютной погрешности

$$\max |U_{i,j}^{s+1} - U_{i,j}^s| < \varepsilon_U, \quad (2.19)$$

где  $\varepsilon_U$  – заданная точность поиска поля потенциалов.

Запишем в конечно-разностной форме граничные условия (2.7) — (2.11):  
на свободной поверхности расплава шлака ( $j=0, i=I_1+1, \dots, N_R-1$ )

$$U_{i,0} = U_1; \quad (2.20)$$

на боковой поверхности стенки кристаллизатора ( $i=N_R, j=0 \dots N_z-1$ )

$$U_{N_R, j} = \frac{\xi}{1 + \xi} U_{N_R - 1, j}, \quad (2.21)$$

где  $\xi = \frac{\sigma_{шл}}{\sigma_T} \cdot \frac{\delta_T}{\Delta r}$ ;

на оси печи ( $i=0, j=J_1+1, \dots, N_z-1$ )

$$U_{0, j} = U_{1, j}, \quad (2.22)$$

на дне жидкой шлаковой ванны ( $j=N_z, i=0 \dots N_R$ )

$$U_{i, N_R} = 0, \quad (2.23)$$

на границах электрода ( $i=0 \dots I_1, j=J_1(1-i/I_1)$ )

$$U_{i, j} = U_0. \quad (2.24)$$

### **2.2.2 Моделирование теплового состояния переплавляемого электрода и шлаковой ванны установки ЭШП**

В данном разделе посредством математического моделирования определяли тепловые характеристики процесса ЭШП. Для этого рассмотрели ряд задач.

1. Нахождение поля температур в переплавляемом электроде, его среднюю температуру и тепловые потери через электрод от жидкого шлака.
2. Получение распределения удельного джоулева тепловыделения  $q_v(r, z)$  при прохождении тока через жидкий шлак.
3. Расчет:
  - суммарного тепловыделения  $Q_v$  в шлаковой ванне;
  - максимальной скорости переплава слитка  $G$  на основе теплового баланса процесса ЭШП;
  - максимальной скорости вытягивания слитка  $v$  и скорости подачи электрода относительно неподвижного слитка  $v_3$ .

В работах [88, 89] представлены численные исследования теплового состояния и формы плавящегося электрода при ЭШП. Рассчитывается тепло, необходимое для плавления электрода с плоской формой. Показано, что для поддержания постоянной скорости плавления тепло, подводимое к электроду, должно постоянно изменяться. Представлены результаты для разных скоростей движения элект-

трода, соответствующих разным скоростям плавления. Процесс плавления моделировался с помощью более сложной численной модели, учитывающей одновременное действие магнитной гидродинамики, а также тепловых явлений с учетом фазовых превращений. Моделирование проводилось с постоянным приложенным током и скоростью движения электрода. Оно показало, что связь между скоростью плавления и процессом выделения Джоулева тепла в шлаке довольно нестабильна. На рисунке 2.10 показаны основные фазовые области при наступлении стационарной устойчивой формы электрода и жидкой ванны при токе 4 кА, скорость плавления 2 кг/мин, скорость движения электрода 22 мм/мин,  $d_э=130$  мм,  $D_{сл}=200$  мм. Форма наконечника электрода имеет коническую форму и наиболее высокую температуру приблизительно в центре нижнего конца электрода.

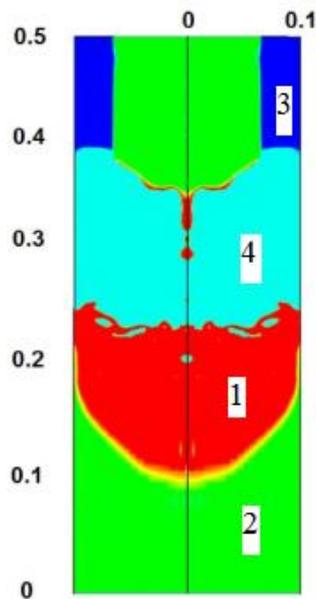


Рисунок 2.10 – Распределение основных фаз при ЭШП: красный (1) – жидкая сталь, зеленый (2) – твердая сталь, темно-синий (3) – воздух, светло-синий (4) – жидкий шлак [88]

Предлагаемая в работе [88] модель теплового состояния переплавляемого электрода сложна для практического применения в инженерных расчетах. Рассмотрим задачу определения поля температур в переплавляемом электроде. Пусть в начальный момент времени его нижний торец касается расплавленного шлака с температурой  $t_{шл}$ . при этом температура всего остального электрода равна температуре окружающей среды  $T_0$ . Коэффициент теплоотдачи от шлака к электроду

принимая равным  $\alpha_{шл}$ . Электрод начинает прогреваться, при этом с его боковой стенки происходит теплоотдача в окружающую среду с коэффициентом теплоотдачи  $\alpha$  (рисунок 2.11). Как только температура поверхности торца становится равной температуре солидуса  $t_c$ , начинается процесс плавления торца электрода.

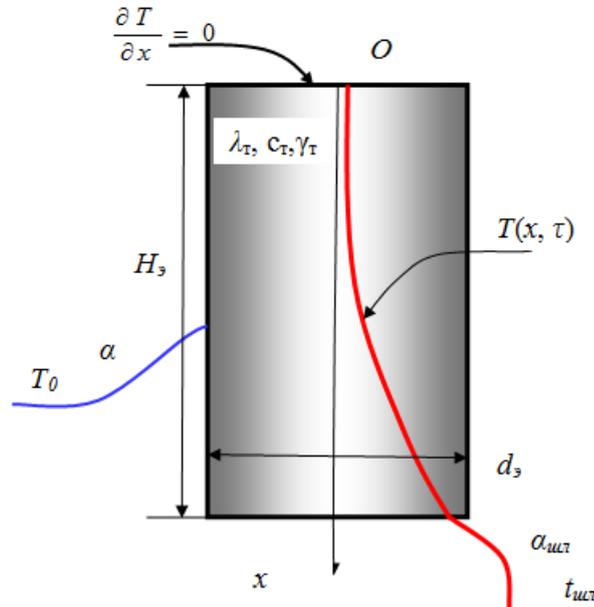


Рисунок 2.11 – Задача теплового состояния переплавляемого электрода ЭСП

Приведем основные допущения и ограничения, используемые при моделировании теплового состояния переплавляемого электрода.

1. Имеет место осевая симметрия.
2. Пренебрегаем внутренним тепловыделением за счет джоулева тепла при прохождении тока ( $q_v=0$ ).
4. В переплавляемом электроде наиболее существенным является градиент температуры вдоль его оси  $Ox$ .
5. Считаем верхний торец электрода теплоизолированным. Тепло от нагретого электрода через боковую стенку уходит в окружающую среду ( $T_0, \alpha$ ).
6. Длина переплавляемого  $H_э$  электрода существенно больше глубины шлаковой ванны  $h_э$ . Принимаем, что тепловой поток поступает в электрод с торца, который контактирует с жидким шлаком ( $t_{шл}, \alpha_{шл}$ ).

С учетом этих допущений температурное поле по высоте электрода в выбранной системе координат (см. рис. 2.11) можно описать уравнением теплопроводности (при  $\tau > 0, 0 < x < H_3$ ) [31]

$$\frac{\partial T}{\partial \tau} = a \left( \frac{\partial^2 T}{\partial r^2} \right) - \frac{\alpha}{c_\tau \cdot \gamma_\tau \cdot h} (T - T_0), \quad (2.25)$$

где  $a = \frac{\lambda_\tau}{c_\tau \cdot \gamma_\tau}$  - коэффициент температуропроводности материала электрода;

$h$  - отношение площади сечения торца электрода к периметру (его сечения), для

цилиндрического электрода  $h = \frac{\pi \cdot r_3^2}{2\pi \cdot r_3} = \frac{r_3}{2}$ .

Начальное условие

$$T(x, 0) = T_0. \quad (2.26)$$

Граничные условия

$$\text{при } x = H_3, \quad \lambda_\tau \frac{\partial T}{\partial x} = \alpha_{\text{мл}} (t_{\text{мл}} - T(H_3, \tau)), \quad (2.27)$$

$$\text{при } x = 0, \quad \frac{\partial T}{\partial x} = 0. \quad (2.28)$$

В этом случае аналитическое решение распределения безразмерной температуры вдоль оси электрода [54, с. 220]

$$\Theta = \frac{T(x, \tau) - T_0}{t_{\text{мл}} - T_0} = \frac{\text{ch} \left( \sqrt{\text{Bi}_1} \frac{x}{h} \right)}{\text{ch}(\sqrt{\text{Bi}_1} \Delta_3) + \Delta_3 \cdot \frac{\sqrt{\text{Bi}_1}}{\text{Bi}_2} \text{sh}(\sqrt{\text{Bi}_1} \Delta_3)} - \sum_{n=1}^{\infty} \frac{\mu_n^2}{\mu_n^2 + \text{Bi}_1 \Delta_3^2} A_n \cdot \cos \left( \mu_n \frac{x}{H_3} \right) \exp[-(\mu_n^2 + \text{Bi}_1 \cdot \Delta_3^2) \text{Fo}] \quad (2.29)$$

где  $\text{Bi}_1 = \frac{\alpha \cdot h}{\lambda_\tau}$ ,  $\Delta_3 = \frac{H_3}{h}$ ,  $\text{Fo} = \frac{a \cdot \tau}{H_3^2}$ ,  $A_n = \frac{2 \cdot \sin \mu_n}{\mu_n + \sin \mu_n \cdot \cos \mu_n}$  - начальные тепло-

вые амплитуды,  $\text{Bi}_2 = \frac{\alpha_{\text{мл}} \cdot H_3}{\lambda_\tau}$ ,  $\mu_n$  - характеристические числа, определяемые из

уравнения  $\text{ctg } \mu = \frac{1}{\text{Bi}_2} \mu$ .

Используя выражение (2.29), можно определить размерную температуру  $T(x, \tau) = T_0 + \Theta(t_{\text{пл}} - T_0)$  и среднеинтегральную температуру нагреваемого стержня (слитка)

$$\bar{T}(\tau) = \frac{1}{H_3} \int_0^{H_3} T(x, \tau) dx \quad (2.30)$$

Как только температура нижнего торца электрода достигает температуры солидуса  $t_c$  электрод начинает плавиться и в тепловой задаче (2.25) - (2.29) на нижнем торце электрода изменяется граничное условие (2.27). Торцевая часть начинает плавиться и жидкий металл каплями проходит через слой шлака. Можно считать, что с этого момента на торце электрода будет действовать граничное условие первого рода, т.е. температура торца остается постоянной и равной температуре, при которой капли (кусочки) металла под действием сил тяжести и поверхностного натяжения отрываются от слитка. Можно предположить, что это некая температура, зависящая от температуры ликвидуса и солидуса металла. В первом приближении ее можно принять как их среднюю температуру (при  $x=H_3$ )

$$T(H_3, \tau) = t_{\text{пл}} = (t_c + t_{\text{л}}) / 2, \quad (2.31)$$

Для граничного условия первого рода при стационарном режиме плотность теплового потока, падающего на торец электрода со стороны шлака, можно определить как [54]

$$q_{\text{шл}\infty} = \frac{\lambda_{\text{т}}(t_{\text{пл}} - T_0)}{h} \sqrt{\text{Bi}_1}, \quad (2.32)$$

Реальный тепловой поток будет несколько выше, т.к. площадь торца электрода увеличивается  $\eta_3$  раз за счет его конической формы

$$\eta_3 = \frac{\pi \cdot r_3 \sqrt{r_3^2 + h_3^2}}{\pi \cdot r_3^2} = \frac{\sqrt{r_3^2 + h_3^2}}{r_3} = \sqrt{1 + \frac{h_3^2}{r_3^2}}.$$

Таким образом, получим [73]

$$q_{\text{шл}\infty} = \sqrt{1 + \frac{h_3^2}{r_3^2}} \cdot \frac{\lambda_{\text{т}}(t_{\text{пл}} - T_0)}{h} \sqrt{\text{Bi}_1}. \quad (2.33)$$

Мощность тепловых потерь в окружающую среду с боковой поверхности переплавляемого электрода можно оценить как

$$Q_{\text{эн}}(\tau) = \pi H_3 d_3 \alpha (\bar{T}(\tau) - T_0). \quad (2.34)$$

*Квазистационарная модель теплового состояния установки ЭШП*

При моделировании теплового состояния печи ЭШП были приняты допущения и ограничения.

1. Имеет место осевая симметрия температурного поля.
2. Тепловой режим работы установки ЭШП – квазистационарный.
3. Пренебрегаем уносом тепла с отходящими из печи ЭШП газами.
4. Температура жидкого шлака во всем его объеме постоянна из-за интенсивного его электромагнитного перемешивания.

При расчете теплового состояния шлаковой ванны, в частности при определении мощности джоулева тепловыделения при прохождении тока по шлаковой ванне, основной проблемой является задание температуры жидкого шлака. Распределение удельных тепловыделений  $q_v$  по объему шлаковой ванны можно определить, зная распределение плотности тока  $J(r, z)$  по формулам (2.12)–(2.13) и электрическую проводимость шлака как

$$q_v(r, z) = J^2(r, z) / \sigma_{\text{шл}}(t_{\text{шл}}) \quad (2.35)$$

и далее определить суммарное джоулево тепловыделение как интеграл по объему шлаковой ванны  $Q = \int_V q_v dV$ . Однако данный способ довольно трудоемкий.

Проще, определив полный ток через установку ЭШП по формуле (2.15), рассчитать суммарное тепловыделение  $Q$  в шлаковой ванне на основе закона Джоуля – Ленца

$$Q = U_0 \cdot I. \quad (2.36)$$

При этом также необходимо знать температуру жидкого шлака для определения его электрической проводимости при расчете тока.

В установившемся (квазистационарном) режиме тепло, выделяющееся при прохождении электрического тока при постоянной температуре шлакового расплава, расходуется на нагрев и плавление электрода  $Q_m$ , на потери тепла через

переплавляемый электрод  $Q_{\text{эл}}$  и на нагрев воды в кристаллизаторе  $Q_{\text{кр}}$ . Исходя из этого, тепловой баланс в шлаковой ванне можно записать как

$$Q = Q_M + Q_{\text{эл}} + Q_{\text{кр}}. \quad (2.37)$$

Тепло, идущее на плавление и нагрев металла до температуры шлака

$$Q_M = G[c_T(t_{\text{пл}} - \bar{T}) + L + c_{\text{жс}}(t_{\text{шл}} - t_{\text{пл}})]. \quad (2.38)$$

В качестве температуры плавления металла выбираем температуру солидуса, то есть  $t_{\text{пл}} = t_c$ .

Тепловые потери в кристаллизатор, контактирующий с жидким шлаком

$$Q_{\text{пот}} = h_{\text{шл}} Q_l = h_{\text{шл}} k \cdot (t_{\text{шл\_пл}} - t_{\text{с}}), \quad (2.39)$$

где  $t_{\text{шл\_пл}}$  — температура плавления шлака, °С.

Коэффициент теплопередачи через кристаллизатор  $k$  определяется как величина обратная сумме термических сопротивлений гарнисажной пленки, медной стенки кристаллизатора и теплоотдачи к охлаждающей воде

$$k = \frac{\pi}{\frac{1}{2\lambda_{\text{шл}}} \ln\left(\frac{D_p}{D_p - 2\delta_{\text{шл}}}\right) + \frac{1}{2\lambda_{\text{см}}} \ln\left(\frac{D_p + 2\delta_{\text{см.p}}}{D_p}\right) + \frac{1}{\alpha_{\text{с}}(D_p + 2\delta_{\text{см.p}})}}. \quad (2.40)$$

Тепловые потери через боковые стенки переплавляемого электрода определяем по формуле (2.34).

Из уравнений (2.37) — (2.38) можно определить максимальную скорость плавления электрода в печи ЭШП, то есть массовый расход переплавляемого слитка (кг/с),

$$G = \frac{Q - Q_{\text{эл}} - Q_{\text{кр}}}{[c_T(t_{\text{пл}} - t_0) + L + c_{\text{жс}}(t_{\text{шл}} - t_{\text{пл}})]}. \quad (2.41)$$

Зная его из материального баланса, можно оценить максимальную скорость вытягивания (роста) цилиндрического готового слитка

$$v = 60 \frac{4 \cdot G}{\pi \cdot D_p^2 \cdot \gamma_{\text{тр}}}, \text{ м/мин.} \quad (2.42)$$

Скорость перемещения электрода в стационарном режиме плавки, связанная с его подачей и плавлением

$$v_s = 60 \frac{4 \cdot G}{\pi \cdot d_s^2 \cdot \gamma_T}, \text{ м/мин.} \quad (2.43)$$

## 2.3 Результаты теоретических исследований электрошлакового переплава электрода из стружки стали марки 25X1МФ

### 2.3.1 Результаты моделирования электрических характеристик ЭШП

Проведено компьютерное моделирование при исходных данных, рассмотренных в пункте 2.1.2. Толщина твердой шлаковой корочки на поверхности кристаллизатора задавали равной  $\delta_{\text{шл}}=2$  мм, напряжение на ЭШП  $U_0=30$  В. В качестве шлака использовали фтористый шлак (состав также указан в пункте 2.1.2).

На рисунке 2.12 показано как зависят токи, протекающие через ЭШП и его боковую стенку от усредненной электропроводности затвердевающего шлака корочки, образующейся на боковых стенках кристаллизатора.

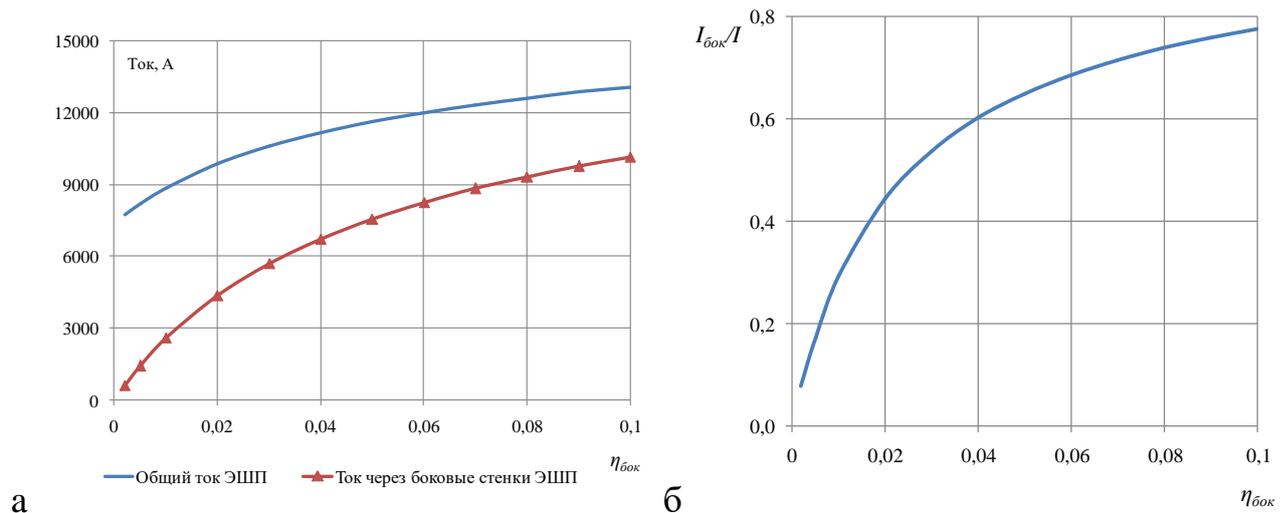


Рисунок 2.12 – Зависимость токов, протекающих через ЭШП и его боковую стенку (а) и соотношения этих токов (б) от электропроводности твердого шлака (в долях от расплавленного)

Видно (см. рис. 2.12, б), что необходимая доля тока  $\eta_{\text{бок}} = I_{\text{бок}} / I = 0,3$  имеет место, когда электропроводимость твердого шлака составляет примерно  $\eta_{\sigma} = 1\%$  от проводимости расплавленного шлака. Естественно эта величина будет зависеть от выбранной средней толщины корочки шлака, температуры и свойств самого шлака.

На рисунке 2.13 показана диаграмма распределения электрических потенциалов в шлаковой ванне при  $\eta_{\text{бок}} = I_{\text{г}} / I = 0,3$ . Видно, что наибольший градиент потенциала наблюдается вдоль оси  $z$ , имеет место и осевая плотность тока на боковых стенках кристаллизатора, там где шлак остается еще жидким, а значит, обладает высокой электропроводностью.

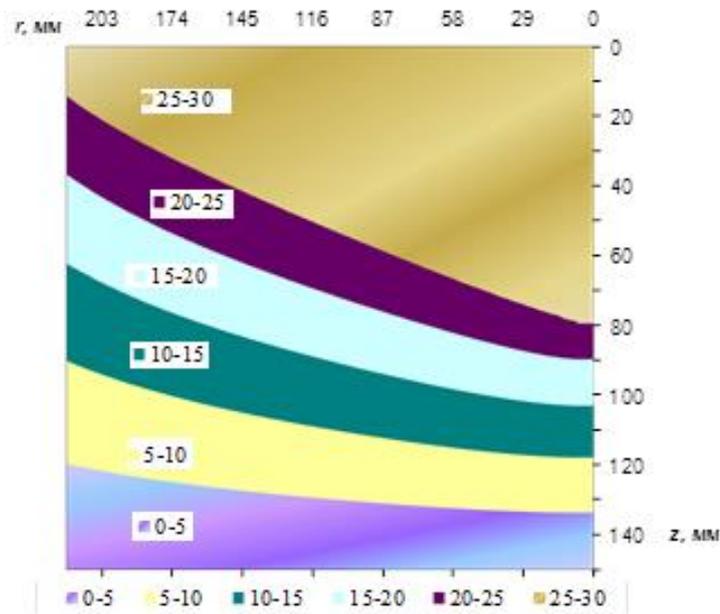


Рисунок 2.13 – Поле электрических потенциалов в шлаковой ванне

Наибольшие плотности тока в жидкой ванне наблюдали вблизи электрода. Плотности тока на его поверхности показаны на рисунке 2.14. Проанализировав его, можно сказать, что осевая плотность тока примерно в 2 раза больше радиальной плотности. Повышенные значения плотности тока, а значит и мощности джоулева тепловыделения, наблюдали на оси электрода и его краю. Последнее связано с относительно небольшим расстоянием между электродом и боковой поверхностью кристаллизатора.

На рисунке 2.15 показано распределение плотности тока в месте контакта расплавленного шлака с жидким металлом. Также наблюдается наибольшая плотность на оси установки ЭШП.

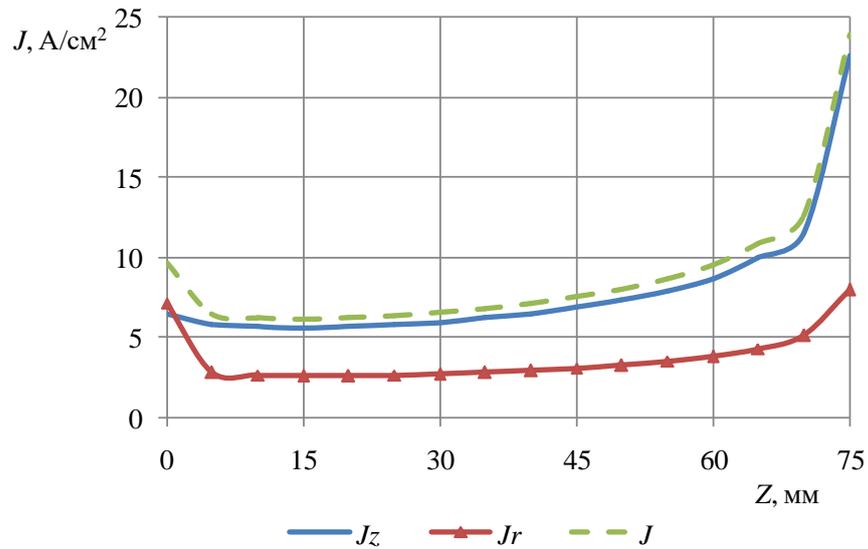


Рисунок 2.14 – Проекции плотности тока ( $J_r$ ,  $J_z$ ) и модуль вектора плотности тока ( $|\vec{J}|$ ) на поверхности конического электрода при движении вдоль оси  $Oz$

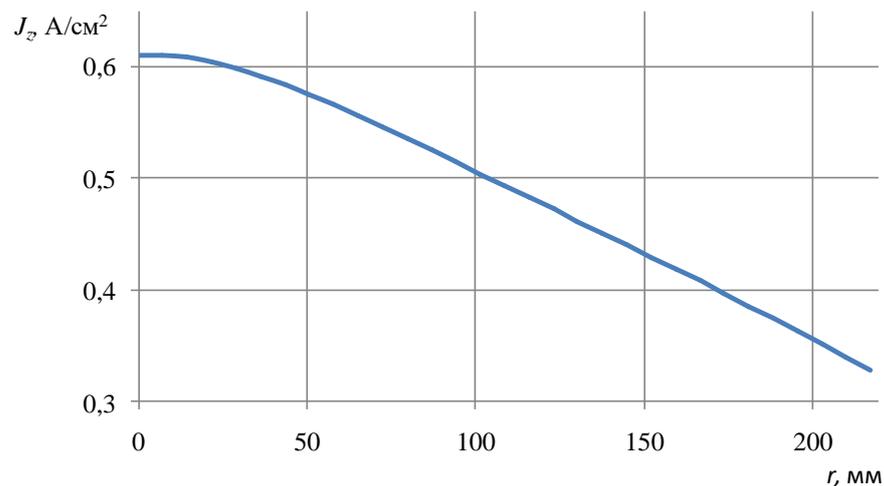


Рисунок 2.15 – Вертикальная плотность тока на поверхности жидкого металла (или поддон установки ЭШП)

Для установки ЭШП при  $\eta_\sigma = 1\%$  получена зависимость тока от диаметра переплавляемого электрода при разных напряжениях между электродом и корпусом печи (рисунок 2.16.). Видно, что ток тем больше, чем больше диаметр электрода и приложенное к печи напряжение.

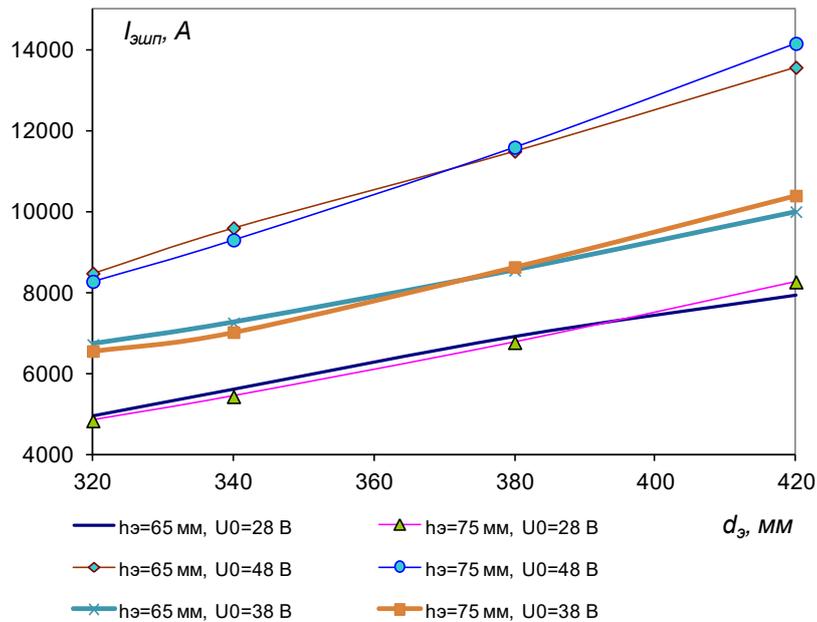


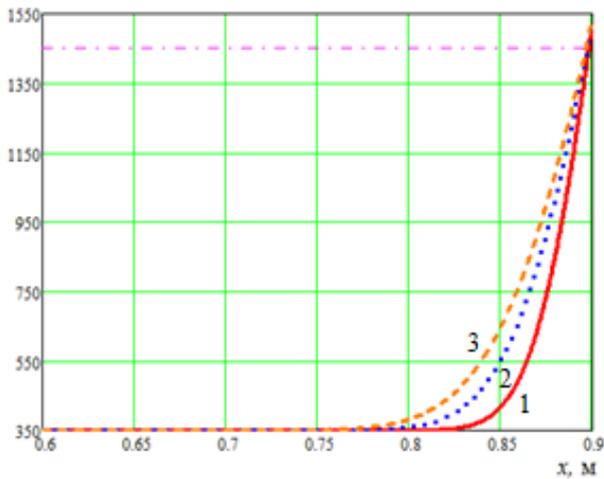
Рисунок 2.16 – Зависимость тока через печь от диаметра переплавляемого электрода при разных напряжениях между электродом и корпусом печи

Полученные электрические характеристики ЭШП не зависят от материала электрода (хим. состава стали) и способа его изготовления. Принимается во внимание 2 допущение о том, что электрический потенциал одинаковый на всей поверхности электрода. Это правомерно в том случае, если электропроводимость электрода существенно выше, чем расплавленного шлака.

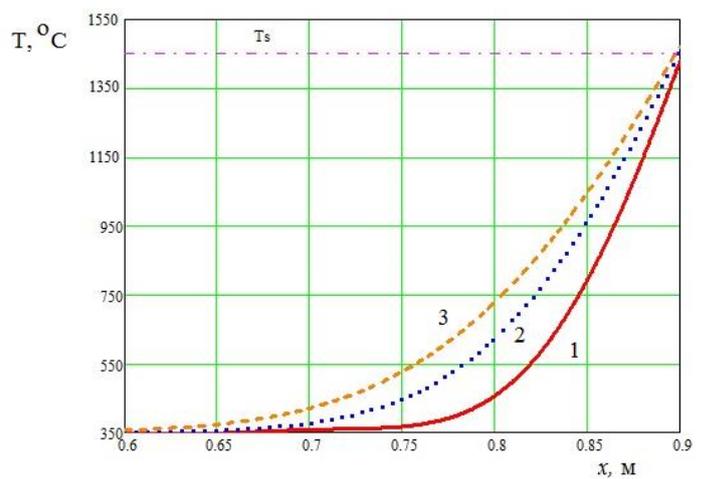
### 2.3.2 Результаты моделирования теплового состояния электрода ЭШП из высоколегированного металла

При расчетах теплового состояния переплавляемого электрода из инструментальной стали 25Х1МФ были приняты исходные данные, рассмотренные в п. 2.2, и кроме этого был выбран ряд дополнительных параметров:  $\alpha_{шл} = 3000$  Вт/(м<sup>2</sup>град);  $T_0 = 350^{\circ}\text{C}$ ;  $t_{шл} = 1550^{\circ}\text{C}$  [55]. Теплофизические свойства брались из результатов, полученных в п. 2.1.

На рисунке 2.17 показаны результаты моделирования распределения температуры по длине электрода в разное время от момента погружения электрода в шлак. Видно, что за 15 мин от начала нагрева температурное поле проникает на 15-30% длины электрода. Лучше всего прогревается литой электрод, а электрод из прессованной стружки хуже.



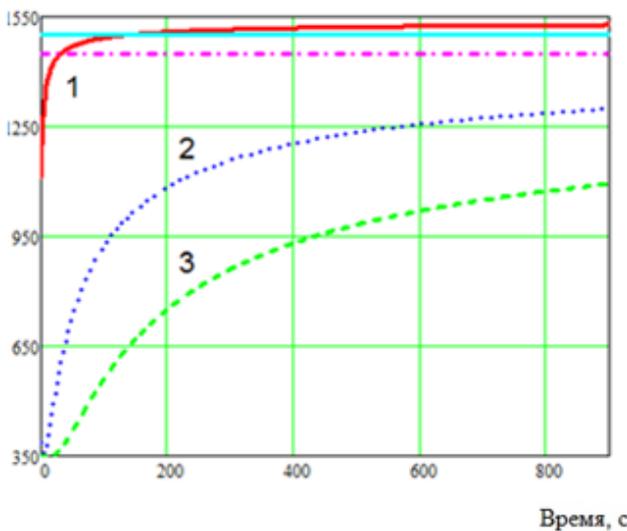
(стружка)



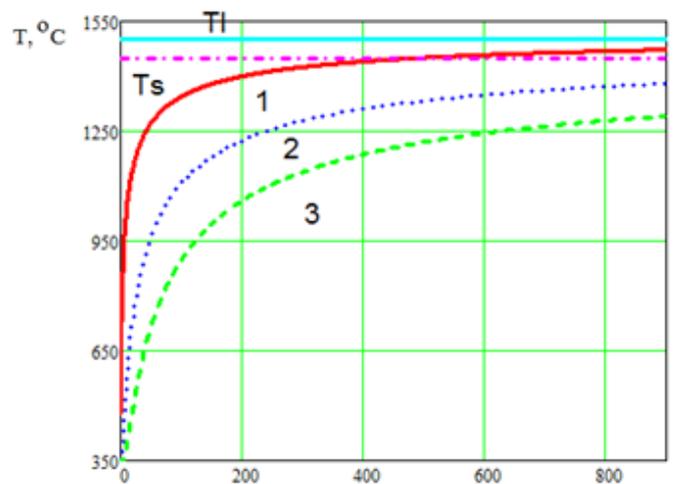
(литой)

Рисунок 2.17 – Распределение температуры по длине электрода при разной конструкции электрода для моментов времени: 1 - 5 мин; 2 - 10 мин; 3 - 15 мин

На рисунке 2.18 показано как меняется температура от времени в разных точках близких к нижнему торцу электрода. Видно, что поверхность электрода достигает температуры солидуса максимум через 450 с (литой электрод), минимум – через 50 секунд (электрод из прессованной стружки). Начиная с этого момента, начинается процесс переплава, характерный для ЭШП.



(стружка)



(литой)

Рисунок 2.18 – Температура в разных точках электрода от времени при разной конструкции электрода: 1 - в точке нижнего торца электрода; 2 - в точке на 10 мм выше нижнего торца электрода; 3 - в точке на 20 мм выше нижнего торца электрода

С течением времени средняя температура электрода, рассчитанная по формуле (2.30), растет, причем скорость этого роста с течением времени постепенно снижается (рисунок 2.19).

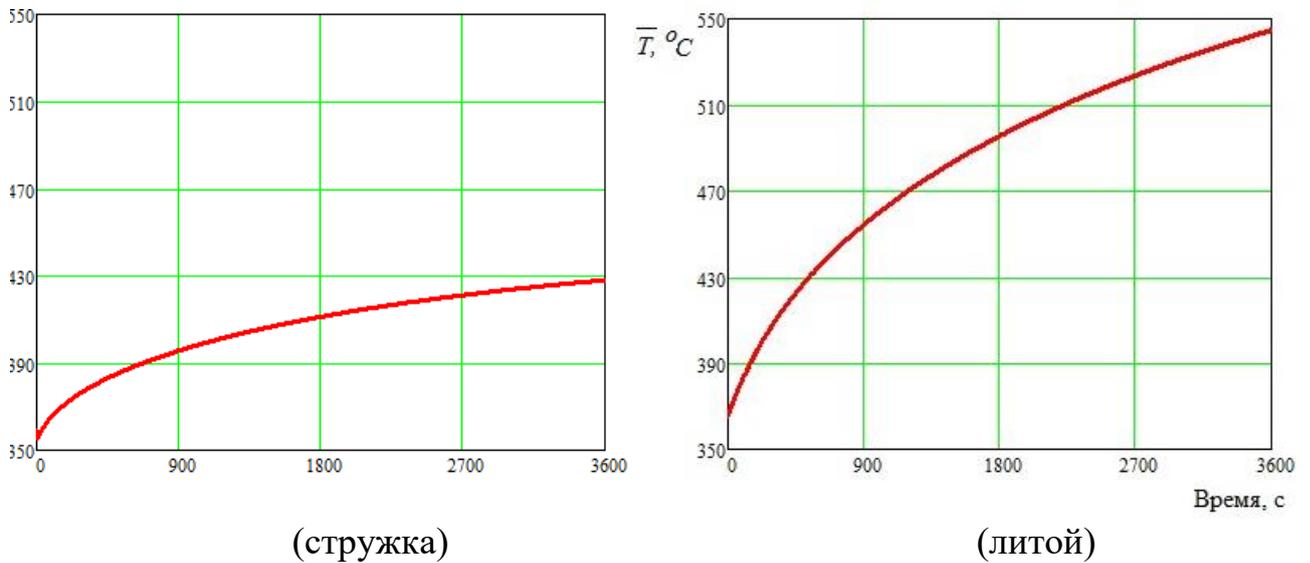


Рисунок 2.19 – Зависимость средней температуры электрода от времени при разной конструкции электрода

Тепловой поток, падающий на торец литого электрода, в начальный момент времени имеет величину  $q_{\text{шл}}=635$  кВт/м<sup>2</sup>, далее он снижается, к моменту начала плавления электрода ( $\tau=450$  с=7,5 мин) он составляет  $q_{\text{шл}}=307$  кВт/м<sup>2</sup> и к моменту времени 1 ч -  $q_{\text{шл}}=147$  кВт/м<sup>2</sup> (рисунок 2.20).

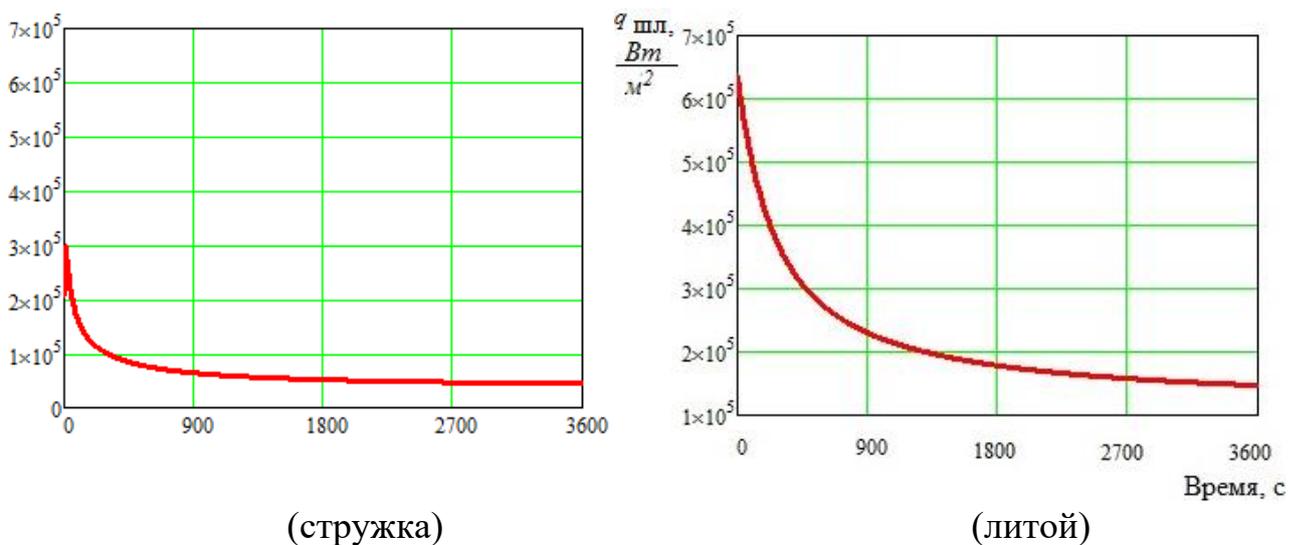


Рисунок 2.20 – Зависимость теплового потока на нижнем торце электрода от времени при разной конструкции электрода

Расчет плотности теплового потока на торце литого электрода для стационарного режима, проведенный по формуле (2.33), дает значение  $q_{\text{шл}\infty}=130$  кВт/м<sup>2</sup>. Это подтверждает правильность расчета по довольно сложной зависимости (2.29).

### 2.3.3 Определение технологических режимов ЭШП на основе теплового баланса шлаковой ванны в квазистационарном режиме работы установки

Проведено компьютерное моделирование теплового состояния ЭШП при исходных данных, рассмотренных в пункте 2.1.2. Были выбраны: толщина твердой шлаковой корочки на поверхности кристаллизатора равной  $\delta_{\text{шл}}=4$  мм; напряжение на ЭШП  $U_0=28-48$  В; глубина погружения электрода в шлак  $h_3=65-75$  мм. Использовался шлак №1 ( $\text{CaF}_2=87\%$ ,  $\text{CaO}=2\%$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3=2\%$ ), его рабочая температура в жидком состоянии задавалась равной  $t_{\text{шл}}=1550^\circ\text{C}$ .

На рисунке 2.21 показано как меняется массовый расход переплавляемого слитка в зависимости от его диаметра. На рисунке 2.22 показана максимально возможная теоретическая скорость вытягивания готового слитка в зависимости от диаметра переплавляемого электрода.

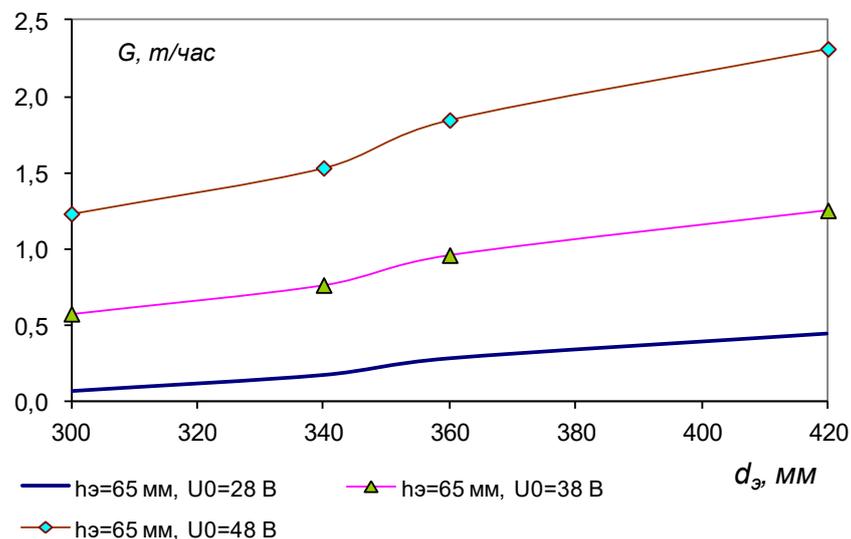


Рисунок 2.21 – Максимальный массовый расход переплавляемого слитка в зависимости от его диаметра при разных рабочих напряжениях (глубина погружения электрода в шлак  $h_3=65$  мм, температура шлака  $t_{\text{шл}}=1550^\circ\text{C}$ )

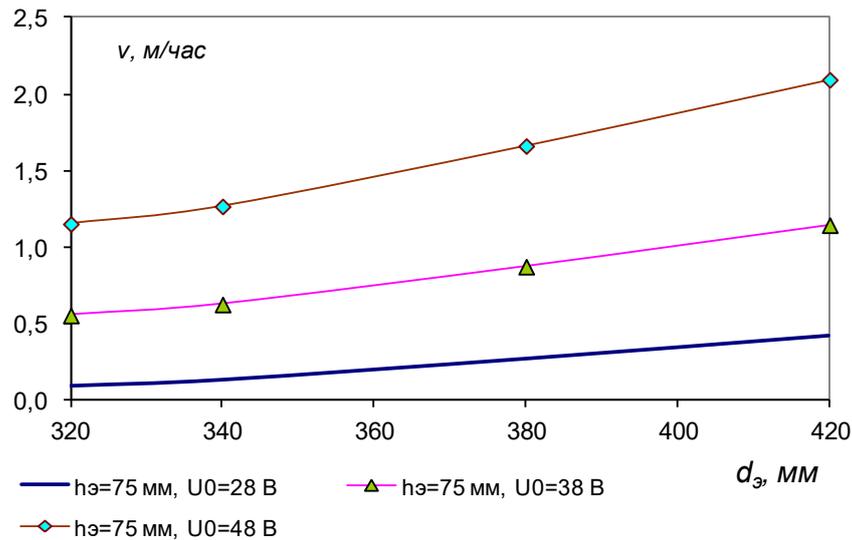


Рисунок 2.22 – Максимальная скорость вытягивания готового слитка в зависимости от диаметра переплавляемого электрода при разных рабочих напряжениях

В любом случае, с увеличением диаметра или увеличение приложенного напряжения приводит к увеличению тока через шлаковую ванну ЭШП, повышая производительность печи [64].

#### 2.4 Результаты экспериментальных опытно-промышленных исследований электрошлакового переплава стружки из стали марки 25X1МФ и их краткий технико-экономический анализ

Диаметр роликов, используемых в первой секции кристаллизатора МНЛЗ, составляет 140 мм, а их длина –  $H_p=2500$  мм. С учетом механической обработки диаметр получаемых заготовок должен быть 150 мм. Для выплавки такой заготовки собрали электрод из прессованных брикетов цилиндрической формы длиной 120–140 мм и диаметром 120 мм. При этом плотность брикета составила  $\gamma_{э\phi} \approx 5000$  кг/м<sup>3</sup>, а его масса 10 – 13 кг. Около 40 таких брикетов были сварены четырьмя стальными полосками (накладками) металла толщиной 5 мм (рисунок 2.23). При этом поперечный размер электрода увеличился примерно до  $d_{э}=130$  мм. После установки и выставки электрода, произведен его электрошлаковый переплав по существующей технологии, на флюсе АНФ-32. Длительность переплава составила 130 минут. Был получен слиток диаметром 150 мм, длиной 2500 мм. Анализ химического состава показал несоответствие с ГОСТ20072 по хрому и

молибдену, но при этом находился в диапазоне допустимом для изготовления новых роликов МНЛЗ.



Рисунок 2.23 – Переплавляемый электрод из брикетов со стальными накладками

Этот способ утилизации стружки был успешно опробован в ЦРМО-3, ООО «Механоремонтный комплекс» (приложение А) и позволил не передавать стружку на переплав в электродуговой печи. Электроды, полученные из стружки методом ЭШП, имели удовлетворительное качество по химическому составу, по макро- и микроструктуре. Ролики, изготовленные из этих электродов, показали хорошую стойкость при эксплуатации на МНЛЗ № 2.

Таким образом, предложено и опробовано новое решение утилизации стружки. При сравнении предлагаемой технологии с существующими можно отметить ее явное преимущество перед двухстадийными технологиями по производительности, энергоэффективности, а также и по качеству получаемого слитка из-за снижения угара легирующих добавок.

Существует и одностадийная технология переплава некомпактной шихты, в том числе и стружки, с применением нерасходуемого графитированного полого электрода. Однако при ее использовании возникают серьезные вопросы, касающиеся необходимости знания точного дозирования подачи шихты [38], а практическая реализация во многом затруднена ненадежной работой шнековых питателей. Кроме того, графитированный электрод является достаточно дорогим расходуемым материалом и повышает содержание углерода в выплавляемом слитке, что не всегда является желательным.

В работе [51] при переплаве стружки с помощью нерасходуемого графитированного электрода в ЭШП с электродом диаметром 300 мм и действующем напряжении 50 В производительность составила около 1 т/час. По предлагаемой технологии при тех же параметрах переплава производительность составила 1,25 т/час. При определении производительности необходимо учесть время и ресурсы на производство переплавляемого электрода, связанные с временем горячего брикетирования стружки и сварки прессованных цилиндрических брикетов. Однако стружка, подаваемая в печь с нерасходуемым графитированным электродом, не может подаваться в исходном виде, а проходит те же этапы, что и при прессовании: этап очищения от включений, обезжиривание и измельчение.

Предлагаемая технология с использованием переплавляемого электрода из брикетов обладает рядом преимуществ по сравнению с имеющимися подобными технологиями, имеет более высокую производительность по сравнению с применением нерасходуемого графитированного полого электрода. Связано это с тем, что процесс плавления электрода саморегулируется подачей электрической энергии и тепловым состоянием печи, что сказывается на более высокой производительности этого метода и его энергоэффективности.

## **2.5 Выводы по 2 главе**

1. Разработана новая конструкция переплавляемого электрода из брикетов стальной стружки стали 25Х1МФ, позволившая более эффективно утилизировать легированный лом и сократить число операций по его переделу.

2. В связи со значительным изменением электрических и тепловых свойств такого электрода в сравнении с литым, разработаны математические модели нового процесса электрошлакового переплава, методики расчета и компьютерные программы для определения электрических характеристик и теплового состояния переплавляемого электрода и шлаковой ванны установки ЭШП.

3. На основе теоретических исследований установлены режимы переплава для обеспечения максимальной производительности в пределах

1,5 т/час, что как минимум на 20-25% выше производительности традиционных технологий.

4. Полученные теоретические результаты подтверждены опытно-промышленными испытаниями, наиболее эффективные режимы внедрены в промышленное производство в ООО «Механоремонтный комплекс».

### ГЛАВА 3 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЛИТЫХ ЗАГОТОВОК ИЗ ОТРАБОТАННЫХ ДИСКОВЫХ НОЖЕЙ

Общая схема установки и процесса электрошлакового переплава используется такая же, как в пункте 2.1.2. Принципиальным отличием является только переплавляемый электрод.

#### 3.1 Разработка конструкции переплавляемого электрода из отработанных дисковых ножей и расчет его геометрии и свойств

Рассмотрим получение переплавляемого электрода из отработанных дисковых ножей. Дисковые ножи применяют на дисковых ножницах при продольной резке и обрезке кромки листов и рулонной полосы металла на определенную ширину.

В установке ЭШП предполагают выплавлять заготовки для ножей с диаметром до 400 мм. Используемые в настоящее время дисковые ножи для резки металла до 400 мм имеют 40 типоразмеров с наружным диаметром  $D = 125\text{--}370$  мм, с посадочным отверстием  $d = 40\text{--}240$  мм и высотой  $B = 6\text{--}30$  мм по ТУ 14-1-1146-74 из легированных сталей твердостью 50–61 HRC (по Роквеллу) (рисунок 3.1). Основные размеры стандартных дисковых ножей с внешним диаметром до 400 мм сведены в таблице 3.1.

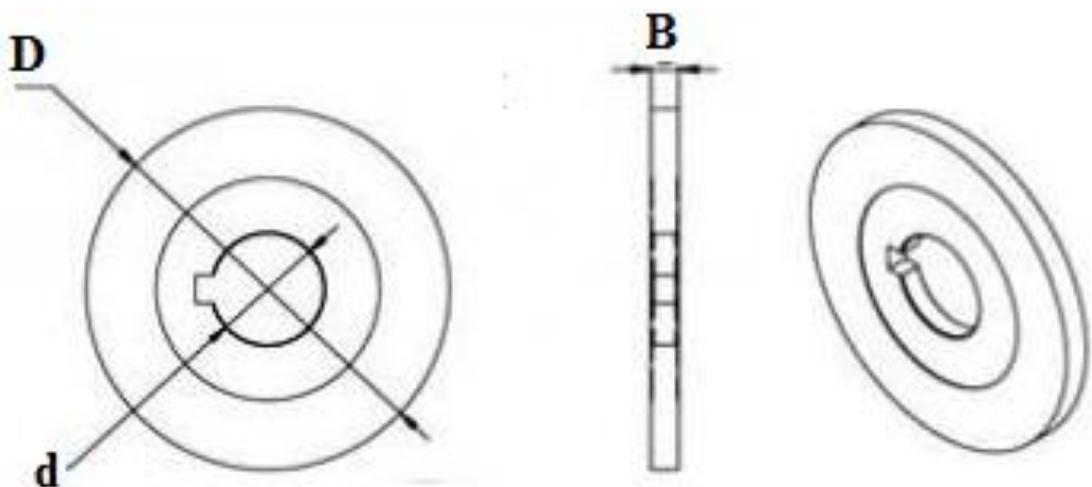


Рисунок 3.1 – Основные размеры дисковых ножей по металлу

Таблица 3.1 – Типоразмеры стандартных дисковых ножей, мм

<i>D</i>	<i>d</i>	<i>B</i>	<i>D</i>	<i>d</i>	<i>B</i>
260	120	20	350	240	20
260	150	20	360	150	20
260	150	30	360	150	30
270	150	20	360	220	30
275	125	20	370	210	20
300	150	20	370	240	20
300	175	16	370	240	30
350	200	30			

Отработанные ножи практически полностью сохраняют типоразмеры стандартных дисковых ножей с тем отличием, что за счет износа внешний диаметр ножей уменьшается на  $\Delta_{\text{изн}}=3-5$  мм.

В настоящее время наиболее распространенным способом получения расходуемых электродов является процесс прессования металлической шихты, имеющий ряд недостатков. Неоднократно предпринимались попытки усовершенствования технологии прессования, конструкций прессовых установок и инструментальной наладки. Однако основными недостатками существующей схемы прессования остается наличие дорогого прессовального оборудования, недостаточная прочность получаемых электродов, возможность возникновения трещин [47].

Предлагается переплавляемые электроды изготавливать из отработанных дисковых ножей одного типоразмера. Для получения цилиндрического электрода диски для лучшего теплового контакта прижимают друг к другу с давлением не менее 1 МПа и приваривают друг к другу с помощью аргоновой и плазменной сварки. В зависимости от размера отработанных дисковых ножей делают 3–5 сварных швов вдоль образующей цилиндра электрода (рисунок 3.2, а), либо точечная сварка в 3–5 точках по внешней окружности контакта дисковых ножей (рисунок 3.2, б). Аргонную сварку производят в атмосфере аргона при обычном атмосферном давлении, плотность энергии в дуге (тепловой поток) не превышает

таковую для обычной сварки. Сварочную ванну защищают от действия кислорода аргоном, а используемый вольфрамовый электрод практически не расходуется.

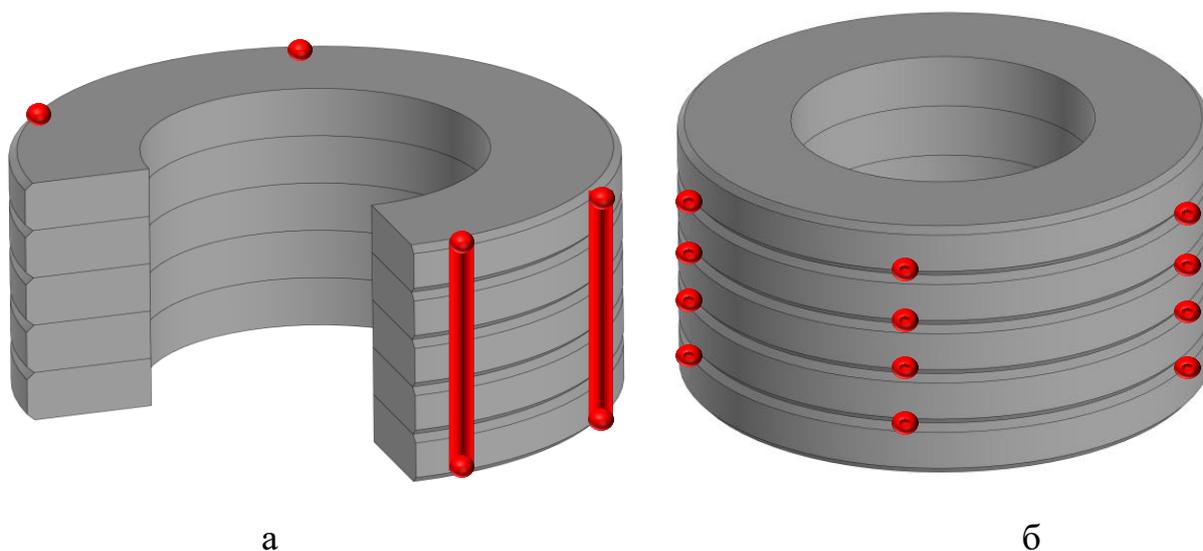


Рисунок 3.2 – Изготовление переплавляемого электрода: а– путем нанесения сварных швов вдоль образующей цилиндра электрода; б – путем точечной сварки по внешней окружности контакта дисковых ножей

Плазменную сварку выполняют генератором плазменной струи (плазмотроном), в котором дуга горит в атмосфере повышенного давления. При этом в аргоновой струе достигают температуры 10–12 тысяч градусов в узком столбе плазмы. В отличие от дуги атмосферного давления, факел у плазменной дуги почти цилиндрической формы и создает давление на металл в 5–8 раз больше. Тепловая энергия вся сосредоточена в тонкой струе плазмы, и нагрев металла происходит только в области сварки. Кроме того, скорость плазменной сварки может быть гораздо выше, так как плазменная дуга горит значительно стабильнее свободной дуги.

*Расчет геометрии и свойств переплавляемого электрода, полученного из отработанных дисковых ножей*

Исходными данными являются размеры получаемой заготовки, ее внешний, внутренний диаметр и высота:  $D_3=350\text{--}500$  мм;  $d_3=150\text{--}240$  мм;  $H_3=720$  мм. Определим суммарную длину  $h$  переплавляемого электрода при пере-

плаве отработанных ножей заданного диаметра  $D$ . По уравнению непрерывности

$$\gamma_{\text{тр}} \pi ((D - \Delta_{\text{из}})^2 - d^2) \frac{h}{4} = \gamma_{\text{тр}} \pi (D_3^2 - d_3^2) \frac{H_3}{4}, \text{ получим } h = H_3 \frac{(D_3^2 - d_3^2)}{((D - \Delta_{\text{из}})^2 - d^2)}.$$

При ЭШП имеют место потери на угар металла электрода, составляющие примерно 1%, с учетом этого необходимая минимальная длина переплавляемого электрода

$$h_3 = 1,01h = 1,01 \cdot H_3 \frac{(D_3^2 - d_3^2)}{((D - \Delta_{\text{из}})^2 - d^2)}. \quad (3.1)$$

Для примера возьмем следующие исходные данные: размеры получаемой заготовки  $D_3=384$  мм,  $d_3=220$  мм,  $H_3=720$  мм; размеры переплавляемых ножей  $D=370$  мм,  $d=240$  мм,  $\Delta_{\text{изн}}=5$  мм.

Поперечный размер переплавляемого электрода составляет 370 мм и равен внешнему диаметру ножей, определим минимальную длину  $h_3$  переплавляемого электрода. По уравнению непрерывности (3.1), получим  $h_3 \approx 953$  мм.

На ПАО «ММК» для изготовления ножей используют сталь 6ХВ2С: Ее теплофизические свойства: плотность  $\gamma_{\text{тр}} = 7800$  кг/м<sup>3</sup>; теплоемкость  $c_{\text{т}}=460$  Дж/(кг·К), изотропная теплопроводность –  $\lambda_{\text{тр}} = 40$  Вт/(м·К).

Определим эффективный коэффициент теплопроводности  $\lambda_{\text{эф}}$  с учетом передачи тепла через зону контакта двух металлических дисков. Тепловой поток  $q$ , передающийся вдоль оси цилиндра, встречает термическое сопротивление самого металла и термическое сопротивление, возникающее при контакте двух металлических пластин  $R_k$  (рисунок 3.3).

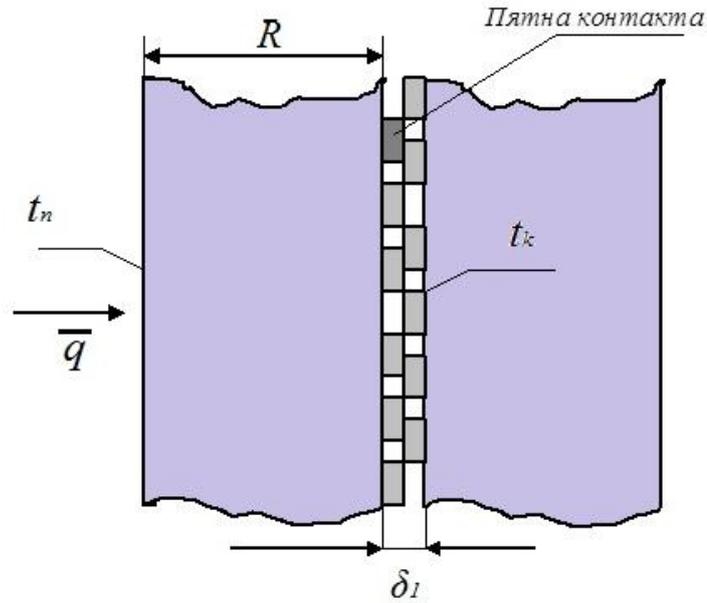


Рисунок 3.3 – Передача тепла через зону контакта двух дисков металла

Полное термическое сопротивление  $R = R_k + B/\lambda_{\text{тр}}$ , где  $B$  – толщина диска.

Тепловой поток при перепаде температур  $\Delta t = t_1 - t_2$

$$q = \lambda_{\text{эф}} \frac{\partial t}{\partial x} = \lambda_{\text{эф}} \frac{\Delta t}{\Delta x} = \lambda_{\text{эф}} \frac{t_1 - t_2}{B + \delta_1}.$$

Учитывая, что при плотном прижатии двух металлических дисков величина микрозазора  $\delta_1 \ll B$ , получим выражение для эффективного коэффициента теплопроводности

$$\lambda_{\text{эф}} = \frac{B}{R} = \frac{B}{R_k + \frac{B}{\lambda_{\text{тр}}}}. \quad (3.2)$$

Для определения термического сопротивления контакта  $R_k$  используем выражение для параллельного действия трех термических сопротивлений

$$\frac{1}{R_k} = \frac{1}{R_m} + \frac{1}{R_g} + \frac{1}{R_l}, \quad (3.3)$$

где  $R_m$  – термическое сопротивление фактического контакта (тепло передается теплопроводностью через металл);  $R_g$  – термическое сопротивление межконтактной среды (тепло передается теплопроводностью через микрозазоры, в которых

находится воздух);  $R_r$  – термическое сопротивление лучистого теплообмена. Обычно излучение учитывают, если разница температур между контактирующими поверхностями  $\Delta t = t_1 - t_2 > 700^\circ$  и используют материалы, имеющие низкую теплопроводность. В нашем случае, при контакте двух металлов этой величиной можно пренебречь ( $R_r = 0$ ), получим

$$\frac{1}{R_k} = \frac{1}{R_m} + \frac{1}{R_6}. \quad (3.4)$$

При рассмотрении процесса передачи тепла через зону контакта двух твердых тел обычно принимают ряд допущений [48]:

- пятна фактического контакта равномерно распределены по всей поверхности сопряжения;
- пятна контакта остаются неизменными при приложении нагрузки;
- выступы микронеровностей претерпевают чисто пластическую деформацию;
- тепловое сопротивление окисной пленки на поверхности металла пренебрежимо мало.

Для определения термического сопротивления фактического контакта с учетом этих допущений воспользуемся выражением, рекомендованным в работе [49]

$$\frac{1}{R_m} = 2,12 \cdot 10^4 \lambda_{тр} \left( \frac{p}{E} B_n \right)^{0,8}, \quad (3.5)$$

где  $p$  – давление в контакте, Н/м<sup>2</sup>;  $E$  – модуль упругости металла (модуль Юнга), его значение с увеличением температуры уменьшается (таблица 3.2).

Таблица 3.2 – Модуль Юнга в зависимости от температуры

$t, ^\circ\text{C}$	20	50	100	200	300	400	500	600
$E, \text{ГПа}$	215	212	210	205	200	190	180	170

Эмпирическая зависимость (3.5) выведена путем усреднения данных, полученных при обработке поперечных и продольных профилограмм с поверхностями с чистотой обработки от 3 до 10 класса, для материалов с модулем упругости  $E > 7 \cdot 10^{10} \text{Н/м}^2$  и относительных нагрузках на контактные поверхности  $p/E = 5 \cdot 10^{-6} - 5 \cdot 10^{-4}$ .

Коэффициент  $B_n$  характеризует геометрические свойства контактирующих поверхностей и зависит от суммы средних высот выступов микронеровностей контактирующих поверхностей  $h_{\Sigma} = h_{cp1} + h_{cp2} = 2h_{cp}$ . Графическая зависимость  $B_n(h_{\Sigma})$ , приведенная в работе [49], была аппроксимирована в виде следующего уравнения

$$B_n = 27,106 - 0,5518h_{\Sigma} + 0,0052h_{\Sigma}^2. \quad (3.6)$$

Величину  $h_{\Sigma}$  задаем в мкм. Средняя высота неровностей  $h_{cp}$  зависит от класса чистоты поверхности (таблица 3.3) [49].

Таблица 3.3 – Классы чистоты обработки поверхности (ГОСТ 2789-59)

Класс чистоты поверхности	Разряд	Высота неровностей $h_{cp}$ , мкм, не более	Базовая длина $l_b$ , мм
1	-	320,0	8,0
2	-	160,0	
3	-	80,0	
4	-	40,0	2,5
5	-	20,0	
6	а	10,0	0,8
	б	8,0	
	а	6,3	
7	б	5,0	
	в	4,0	
	а	3,2	
8	б	2,5	
	в	2,0	
	а	1,6	
9	б	1,25	
	в	1,0	
	а	0,8	
10	б	0,63	
	в	0,5	
	а	0,4	
11	б	0,32	
	в	0,25	
	а	0,2	
12	б	0,16	
	в	0,125	

Термическое сопротивление межконтактной среды

$$\frac{1}{R_g} = \frac{\lambda_g}{h_{\Sigma}(1-m)}. \quad (3.7)$$

Теплопроводность воздуха между витками  $\lambda_g$  берем при средней температуре контакта поверхностей.

Величина  $m$  является коэффициентом заполнения профиля. Приведенная в работе [49] графическая зависимость  $1-m$  от суммарной величины средних высот микровыступов  $h_{\Sigma}$ , была аппроксимирована следующей зависимостью

$$1-m = 0,4154 + 8,1 \cdot 10^{-3} h_{\Sigma} - 9 \cdot 10^{-5} h_{\Sigma}^2. \quad (3.8)$$

Зависимости теплопроводности воздуха от температуры с хорошей для практики точностью в диапазоне температур (0–1200<sup>0</sup>С) были аппроксимированы функцией [50]

$$\lambda_g(t) = 2,54 \cdot 10^{-2} + 7 \cdot 10^{-5} t - 1,4 \cdot 10^{-8} t^2; \text{ (Вт/(м град)).} \quad (3.9)$$

Изотропный коэффициент теплопроводности металла также является функцией температуры

$$\lambda_{\text{тр}}(t) = 40,1 - 0,0144 t - 1,583 \cdot 10^{-5} t^2, \text{ (Вт/(м град)).} \quad (3.10)$$

На основе математической модели (3.2 –3.10) проведено компьютерное моделирование изменения эффективного коэффициента теплопроводности от параметров, влияющих на контактное термическое сопротивление. На рис. 3.4 показана зависимость эффективного коэффициента теплопроводности от температуры при разных давлениях между дисками. Расчет проведен при толщине металла  $B=20$  мм и 6 классе чистоты поверхности ( $h_{\Sigma}=20$  мкм). Видно, что эффективная теплопроводность падает с увеличением температуры и растет с увеличением контактного давления между листами.

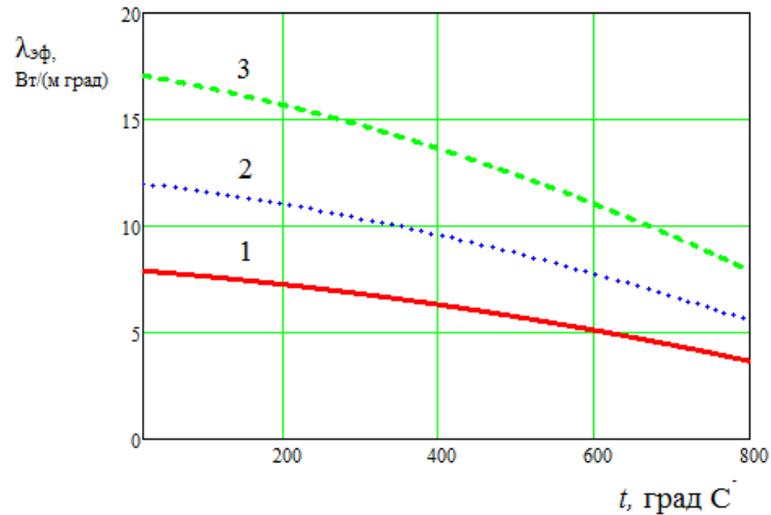


Рисунок 3.4 – Зависимость эффективного коэффициента теплопроводности от температуры при разных давлениях между дисками: 1 – 0,5 МПа; 2 – 1 МПа; 3 – 2 МПа;

При прочих равных условиях, чем выше чистота обработки металла, тем выше эффективный коэффициент теплопроводности (рисунок 3.5). Понятно, что это можно объяснить большей площадью микроконтактов при соприкосновении двух поверхностей.

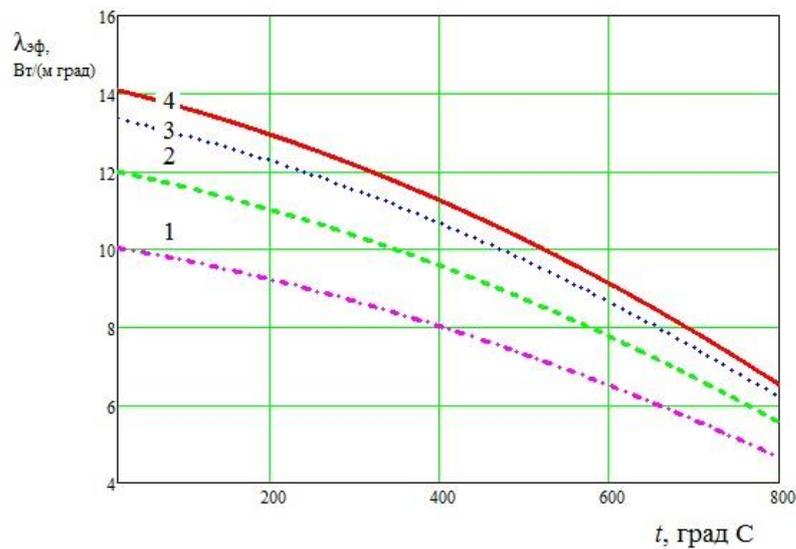


Рисунок 3.5 – Зависимость эффективного коэффициента теплопроводности от температуры при разных классах чистоты поверхности (при  $p=1$  МПа): 1 – 5 класс ( $h_{\Sigma}=40$  мкм); 2 – 6 класс ( $h_{\Sigma}=20$  мкм); 3 – 7 класс ( $h_{\Sigma}=10$  мкм); 4 – 8 класс ( $h_{\Sigma}=5$  мкм)

Для дальнейших инженерных расчетов определим среднеинтегральные эффективные коэффициенты теплопроводности при  $p=1$  МПа в диапазоне температур от 0 до  $800^{\circ}\text{C}$  как  $\bar{\lambda}_{\text{эф}} = \frac{1}{800} \int_0^{800} \lambda_{\text{эф}}(t) dt$ .

Получим:

при  $h_{\Sigma}=40$  мкм  $\bar{\lambda}_{\text{эф}}=7,8$  Вт/(м град); при  $h_{\Sigma}=20$  мкм  $\bar{\lambda}_{\text{эф}}=9,33$  Вт/(м град);

при  $h_{\Sigma}=10$  мкм  $\bar{\lambda}_{\text{эф}}=10,4$  Вт/(м град); при  $h_{\Sigma}=5$  мкм  $\bar{\lambda}_{\text{эф}}=10,96$  Вт/(м град).

При соприкосновении двух металлических дисков возникает дополнительное сопротивление  $R_{\text{К}}$ , называемое контактным сопротивлением. Оно состоит из двух частей и в первом приближении можно считать, что они не зависят друг от друга  $R_{\text{К}} = R_{\text{пл}} + R_{\text{п}}$ . Первая составляющая  $R_{\text{пл}}$  вызывается поверхностными пленками, образующимися на контактных поверхностях и препятствующих протеканию тока. Вторая составляющая  $R_{\text{п}}$  вызывается наличием неровностей на поверхности металла, в результате, соединенные в стык проводники соприкасаются лишь в отдельных точках, аналогично процессу передаче тепла через зону контакта, показанному на рисунке 3.3.

Если пренебречь  $R_{\text{пл}}$  и считать, что при прижатии двух дисков наблюдается только упругая деформация металла, то переходное сопротивление можно определить по формуле, предложенной в работе [61]

$$R_{\text{п}} = \frac{0,12 \cdot \rho E h_{\text{сп}}}{Q(1 - \mu)}, \quad (3.11)$$

где  $\rho$  – удельное сопротивление металла;  $\mu=0,28-0,33$  – коэффициент Пуассона стали;  $E$  – модуль упругости;  $h_{\text{сп}}$  – средняя высота микронеровностей контактирующих поверхностей;  $Q = p \cdot f$  – усилие контактного нажатия при давлении сжатия  $p$ . Площадь контакта  $f = \pi((D - \Delta_{\text{из}})^2 - d^2)$ .

Полное электрическое сопротивление с учетом контактного сопротивления можно записать как

$$R' = \frac{\rho}{f} \left( B + \frac{0,12 \cdot E h_{\text{сп}}}{p(1 - \mu)} \right).$$

Эффективное удельное сопротивление

$$\rho_{\text{эф}} = \frac{R'f}{B} = \rho \left( 1 + \frac{0,12 \cdot Eh_{\text{cp}}}{B \cdot p(1-\mu)} \right). \quad (3.12)$$

Отсюда относительное увеличение удельного сопротивления

$$K_{\text{эф}} = \frac{\rho_{\text{эф}}}{\rho} = \left( 1 + \frac{0,12 \cdot Eh_{\text{cp}}}{B \cdot p(1-\mu)} \right). \quad (3.13)$$

При  $E=10^5$  МПа,  $p=1$  МПа,  $\mu=0,3$ ,  $B=20$  мм получим:

при  $h_{\text{cp}}=20$  мкм  $K_{\text{эф}}=18$ ; при  $h_{\text{cp}}=10$  мкм  $K_{\text{эф}}=9,6$ ;

при  $h_{\text{cp}}=5$  мкм  $K_{\text{эф}}=5,3$ ; при  $h_{\text{cp}}=2,5$  мкм  $K_{\text{эф}}=3,1$ .

Видно, что из-за наличия контактного сопротивления существенно увеличивается эффективное удельное сопротивление, а значит и объемное тепловыделение в переплавном электроде при прохождении по нему тока  $I$ :  $q_v = \rho J^2$ , где  $J = I/f$  – средняя плотность тока через электрод.

Таким образом, объемное тепловыделение в переплавном электроде увеличивается в  $K_{\text{эф}}$  раз. Посмотрим, насколько это скажется на тепловом состоянии составного электрода.

Удельное сопротивление стали с возрастанием температуры растет линейно [62]

$$\rho_t = \rho(1 + \alpha_t(t - 20)), \quad (3.14)$$

где  $\rho=(0,1-0,13)10^{-6}$  Ом м,  $\alpha_t=(1-4)10^{-3}$  град $^{-1}$  – температурный коэффициент электрического сопротивления. При  $\rho=0,11 \cdot 10^{-6}$  Ом м,  $\alpha_t=2 \cdot 10^{-3}$  град $^{-1}$  при  $t=500^{\circ}\text{C}$  имеем  $\rho_t \approx 2 \cdot 10^{-7}$  Ом м.

При максимальном токе печи ЭСП  $I=20$  кА имеем плотность тока

$$J = I/f \approx 8,4 \text{ А/см}^2,$$

где площадь контакта  $0,238 \text{ м}^2$ .

Найдем объемное тепловыделение в литом электроде

$q_v = \rho_t J^2 = 2 \cdot 10^{-7} \cdot 8,4 \cdot 10^8 \approx 168 \text{ Вт/м}^3 = 0,000168 \text{ Вт/см}^3$ . и полученном из отработанных ножей при  $K_{\text{эф}}=20$

$$q_v = K_{\text{эф}} \rho_i J^2 = 20 \cdot 2 \cdot 10^{-7} \cdot 8,4 \cdot 10^8 \approx 3360 \text{ Вт/м}^3 = 0,00336 \text{ Вт/см}^3.$$

Аналогично тепловыделение в электроде из брикетов прессованного порошка

$$q_v = \rho_i J^2 / n_k \approx 560 \text{ Вт/м}^3 = 0,00056 \text{ Вт/см}^3, \text{ где } n_k \approx 0,3 \text{ (по формуле (2.5)).}$$

Данные оценки говорят о том, что тепловыделением за счет джоулева тепла в электроде, полученном из прессованного порошка и отработанных ножей, можно пренебречь.

## 3.2 Моделирование теплового состояния переплавляемого электрода ЭШП

### 3.2.1 Исходные данные для моделирования теплового состояния установки ЭШП с электродом, сваренным из отработанных дисковых ножей

При расчетах теплового состояния переплавляемого электрода из инструментальной стали 6ХВ2С были использованы электрические характеристики ЭШП, полученные в п. 2.3.1 и приняты исходные данные, рассмотренные в п. 2.1.2, за исключением свойств переплавляемого металла:

**Свойства переплавляемого металла 6ХВ2С (электрода, сваренного из дисковых ножей) [52]**

- Температура ликвидуса  $t_l = 1500^\circ\text{C}$
- Температура солидуса  $t_c = 1450^\circ\text{C}$
- Теплота плавления  $L = 84 \text{ кДж/кг}$

#### *Твердая фаза*

- Плотность слитка и готового металла  $\gamma_{\text{тг}} = 7800 \text{ кг/м}^3$
- Теплопроводность металла слитка  $\lambda_{\text{тг}} = 32 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}$
- Теплопроводность сварного электрода  $\lambda_{\text{тг}} = 10 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}$
- Теплоемкость  $c_{\text{т}} = 460 \text{ Дж/(кг}\cdot\text{К)}$

#### *Жидкая фаза*

- Плотность  $\gamma_{\text{ж}} = 7400 \text{ кг/м}^3$
- Теплопроводность  $\lambda_{\text{ж}} = 42 \text{ Вт/(м}\cdot\text{К)}$
- Теплоемкость  $c_{\text{ж}} = 650 \text{ Дж/(кг}\cdot\text{К)}$

Все теплофизические свойства электрода были взяты из результатов, полученных в п. 3.1. Кроме этого был выбран ряд дополнительных параметров:  $\alpha_{\text{шл}} = 3000 \text{ Вт}/(\text{м}^2\text{град})$ ;  $T_0 = 350^\circ\text{C}$ ;  $t_{\text{шл}} = 1550^\circ\text{C}$  [55].

### 3.2.2 Результаты моделирования теплового состояния электрода ЭШП из отработанных дисковых ножей

На рисунке 3.6. показаны результаты моделирования распределения температуры по длине электрода в разное время от момента погружения электрода в шлак. Видно, что за 15 мин от начала нагрева температурное поле проникает максимум на 30% длины электрода. Лучше всего прогревается литой электрод, а хуже всего – из прессованной стружки.

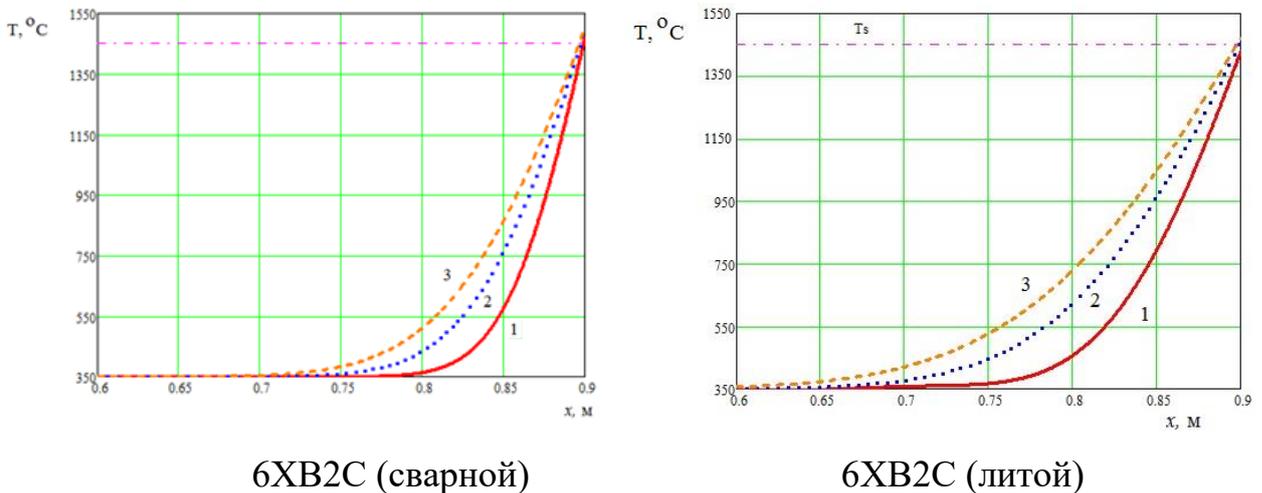
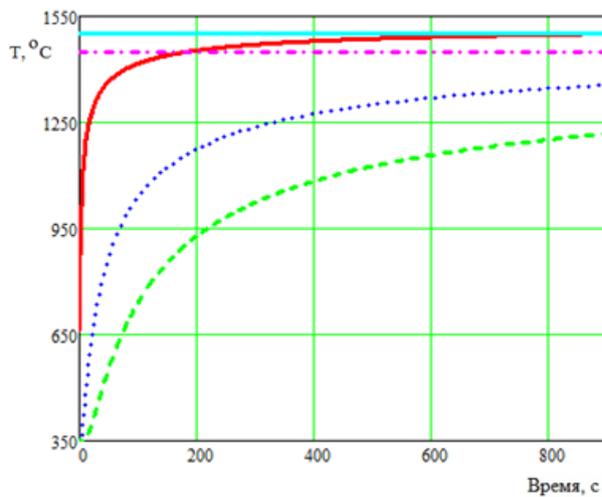
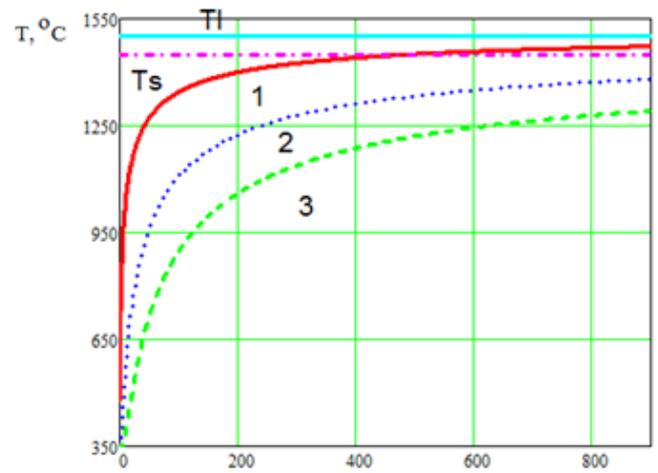


Рисунок 3.6 – Распределение температуры по длине электрода при разной конструкции электрода для моментов времени: 1 - 5 мин; 2 - 10 мин; 3 - 15 мин

На рисунке 3.7 показано как меняется температура от времени в разных точках близких к нижнему торцу электрода. Видно, что поверхность электрода достигает температуры солидуса через 450 с (литой электрод) и через 200 секунд (электрод, сваренный из отработанных дисковых ножей). Начиная с этого момента, начинается процесс переплава, характерный для ЭШП.



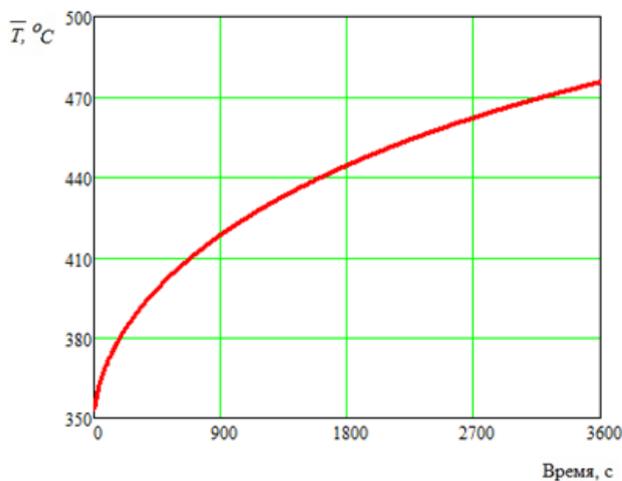
6XB2C (сварной)



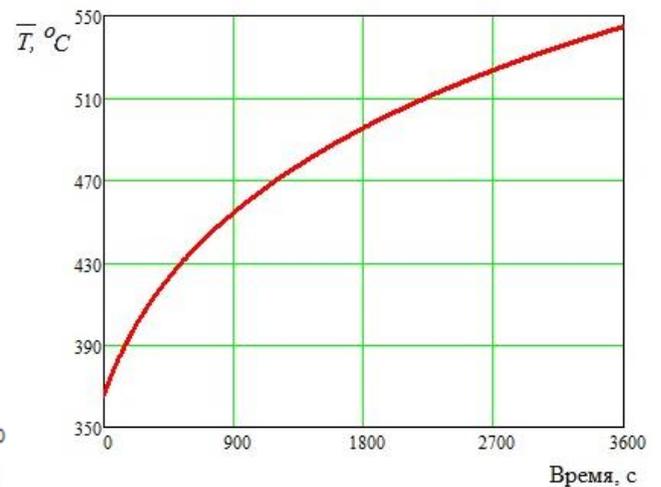
6XB2C (литой)

Рисунок 3.7 – Температура в разных точках электрода от времени при разной конструкции электрода: 1 - в точке нижнего торца электрода; 2 - в точке на 10 мм выше нижнего торца электрода; 3 - в точке на 20 мм выше нижнего торца электрода

С течением времени средняя температура электрода, рассчитанная по формуле (2.30), растет, причем скорость этого роста с течением времени постепенно снижается (рисунок 3.8).



6XB2C (сварной)



6XB2C (литой)

Рисунок 3.8 – Зависимость средней температуры электрода от времени при разной конструкции электрода

Тепловой поток, падающий на торец литого электрода, в начальный момент времени имеет величину  $q_{\text{шл}}=635 \text{ кВт/м}^2$ , далее он снижается, к моменту начала





Рисунок 3.10 – Установка ЭШП, ООО «ОСК»:  
 1 – электрододержатель, 2 – переплавляемый электрод, 3 – кристаллизатор,  
 4 – поддон кристаллизатора

Для этого на одном из торцов заготовки электрода предварительно фрезеруют площадку под переходник к инвентарной головке (рисунок 3.11, а). На фрезерованном выступе сверлят четыре отверстия под болты (рисунок 3.11, б). Переходник и заготовку электрода стягивают на болты и к переходнику приваривают инвентарную головку (рисунок 3.11, в) методом ручной дуговой сварки.



а



б



в

Рисунок 3.11 – Собранный электрод ЭШП из ножевой стали:  
 а – фрезеровка площадки под переходник к инвентарной головке,  
 б – сверловка четырех отверстий под болты,  
 в – стяжка на болты и приваривание инвентарной головки

Определение химического состава стали полученного слитка производилось атомно-эмиссионным спектральным методом с помощью прибора «*SpectromaXx*» фирмы «*Spectro Analytical Instruments*» (Германия), основные его характеристики сведены в таблице 3.4. Определение массовых долей химических элементов в стали производили в соответствии с требованиями ГОСТ Р 54153-2010.

Использованный в приборе метод основан на возбуждении атомов элементов пробы электрическим разрядом, разложении излучения атомов элементов в спектр, измерении аналитических сигналов, пропорциональных интенсивности или логарифму интенсивности спектральных линий, и последующем определении массовых долей элементов с помощью градуировочных характеристик.

Таблица 3.4 – Основные характеристики спектрометра «SpectromaXx»

Параметр	Значение
Диапазон измеряемых концентраций элементов (примесей) в металлах и сплавах, %	от $1 \times 10^{-4}$ до 99,9
Оптический диапазон длин волн, нм:	140-670
Предел допускаемого относительного среднеквадратического отклонения результата измерений выходного сигнала, %	1,0
Относительная погрешность измерений концентрации элементов (при концентрации не менее 0,5 %), %	$\pm 10,0$

Определение механических характеристик стали производили с помощью маятникового копра и прибора SHIMADZU Servopulser EHF-U.

1. С помощью маятникового копра МК300 проводились испытания образцов металлов и сплавов на двухопорный ударный изгиб (испытание по методу Шарпи) по ГОСТ 9454-78. Проводили измерения ударной вязкости металла с погрешность  $\pm 0,5$  % по паспортным данным прибора.

2. С помощью прибора SHIMADZU Servopulser EHF-U были измерены пределы текучести и прочности, а также относительное удлинение и сужение металла. Измерения проводили в соответствии со стандартами - ГОСТ 14019-2003 Материалы металлические, Метод испытания на изгиб; ГОСТ 25.503-97 Расчеты и испытания на прочность; Методы механических испытаний металлов. Метод испытания на сжатие; ГОСТ 1497-84 Металлы. Методы испытаний на растяжение.

### 3.3.2 Результаты экспериментальных опытно-промышленных исследований переплава отработанных ножей из стали марки 6ХВ2С

После проведения переплава из электрода диаметром 330 мм и весом 2306 кг получился слиток весом 2107 кг. Потери металла обусловлены предварительной механической обработкой и наличием не сплавившейся части – «огарка» (рисунок 3.12).



Рисунок 3.12 – Огарок сплавляемой части электрода ЭШП

Химический состав стали марки 6ХВ2С, взятый из справочных данных, представлен в таблице 3.5 [65]. Химический состав металла переплавляемого электрода и полученного слитка в ЭШП представлен в таблице 3.6.

Таблица 3.5 – Химический состав стали марки 6ХВ2С (ГОСТ 5950-2000)

Элемент	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	W
Содержание, %	0,55–0,65	0,50–0,8 0	0,15–0,4 5	<0,3 0	<0,3 0	1,0–1,3	0,4	2,20–2,7 0

Таблица 3.6 – Химический состав металла электродов-поковок и слитков ЭШП

Элемент, %	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	W
Электрод	0,55	0,63	0,45	0,019	0,014	1,09	0,1	2,34
Слиток	0,533	0,567	0,375	0,019	0,017	1,07	0,1	2,31

Механические свойства металла определяли на трех уровнях: на расстоянии 300 мм, 800 мм от верхней части слитка и в его донной части. Результаты механических испытаний приведены в таблице 3.7 (в сравнении с металлом, получаемым в дуговых сталеплавильных печах).

Таблица 3.7– Механические свойства металла ЭШП и ДСП

Мех. Свойства	$\sigma_T$ , 10 <sup>7</sup> Па	$\sigma_B$ , 10 <sup>7</sup> Па	$\delta$ , %	$\psi$ , %	$\alpha_H$ , 10 <sup>5</sup> Дж/м <sup>2</sup>
Металл ДСП	60,0-65,0	50,0-55,0	15,0	45,0	8,0-10,0
Металл ЭШП	62,2-62,4	73,2-73,3	19,0-19,3	66,3-69,7	15,4-15,5

\* Обозначения:  $\sigma_T$  – предел текучести,  $\sigma_B$  – предел прочности,  $\delta$  – относительное удлинение,  $\psi$  – относительное сужение,  $\alpha_H$  – ударная вязкость.

Исследования выявили, что химический состав слитков соответствует стали марки 6ХВ2С и полученный металл слитка имеет высокие механические свойства.

Предлагаемая технология с использованием сборного переплавляемого электрода из отработанных дисковых ножей имеет ряд преимуществ по сравнению с имеющимися на металлургических предприятиях двухстадийными технологиями переплава.

По существующей технологии переработки дисковые ножи переплавляют сначала в дуговой сталеплавильной или индукционной печи с производительностью  $x$  т/час, а затем полученный слиток (электрод) рафинируют, переплавляя его в ЭШП с производительностью  $y$  т/час. Итоговую производительность можно оценить по формуле  $P_2 = \frac{x \cdot y}{x + y}$ , которая не учитывает трудовые и временные затраты на транспортировку промежуточного слитка. При одностадийном процессе производительность  $P_1 \approx y$  (без учета трудовых и временных затрат на изготовление переплавляемого электрода), причем при любой производительности дуговой или индукционной печи итоговая производительность одностадийного процесса  $P_1$  всегда будет больше производительности  $P_2$  двухстадийного процесса.

При сравнении предлагаемой технологии с существующими можно отметить ее явное преимущество по производительности и суммарным энергозатратам, а также по качеству получаемого слитка из-за снижения угара легирующих добавок.

### **3.4 Выводы по 3 главе**

1. Разработана новая конструкция составного электрода, изготовленного из отработанных дисковых ножей из стали 6ХВ2С, позволившая эффективно их утилизировать путем переплава в электрошлаковой печи для повторного использования.

2. Установлена анизотропия свойств сварного электрода, с учетом этого разработана математическая модель с использованием аналитического решения для определения нестационарного поля температуры по длине переплавляемого электрода.

3. Посредством компьютерного моделирования выявлено, что нижний торец электрода достигает температуры солидуса примерно через 3-4 минуты. Полученные данные являются основой для определения момента начала плавления и включения механизмов перемещения электрода и кристаллизатора. Установленная динамика теплового состояния переплавляемого электрода в зависимости от его геометрии и свойств позволила определить рациональные скорости вытягивания слитка и перемещения электрода.

4. Сравнение технологии переплава электрода, изготовленного из отработанных дисковых ножей с существующими двухстадийными технологиями, показало ее явное преимущество по производительности, суммарным энергозатратам и по качеству получаемого слитка.

5. Экспериментальная выплавка заготовки на установке ЭШП ООО «ОСК» из электрода, сваренного из отработанных ножей, показала, что химический состав слитков соответствует стали марки 6ХВ2С и полученный металл слитка имеет высокие механические свойства.

## ГЛАВА 4 СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ ЭШП ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ПОЛЫХ ЗАГОТОВОК ДИСКОВЫХ НОЖЕЙ

### 4.1 Разработка конструкции внутреннего кристаллизатора установки ЭШП для получения полых литых заготовок

В условиях ПАО «ММК-Метиз» (г. Магнитогорск) решено существующую электрошлаковую печь, позволяющую выплавлять слитки сплошного сечения, модернизировать, добавив в нее внутренний кристаллизатор (дорн) для формирования полости в выплавляемой заготовке, имеющий отверстия для подвода и отвода охлаждающей жидкости. Конструкцию поддона кристаллизатора предлагается изменить, дополнив ее отверстием, в которое вставляется дорн, имеющий форму усеченного конуса, причем ось дорна совпадает с осью наружного кристаллизатора (рисунок 4.1).

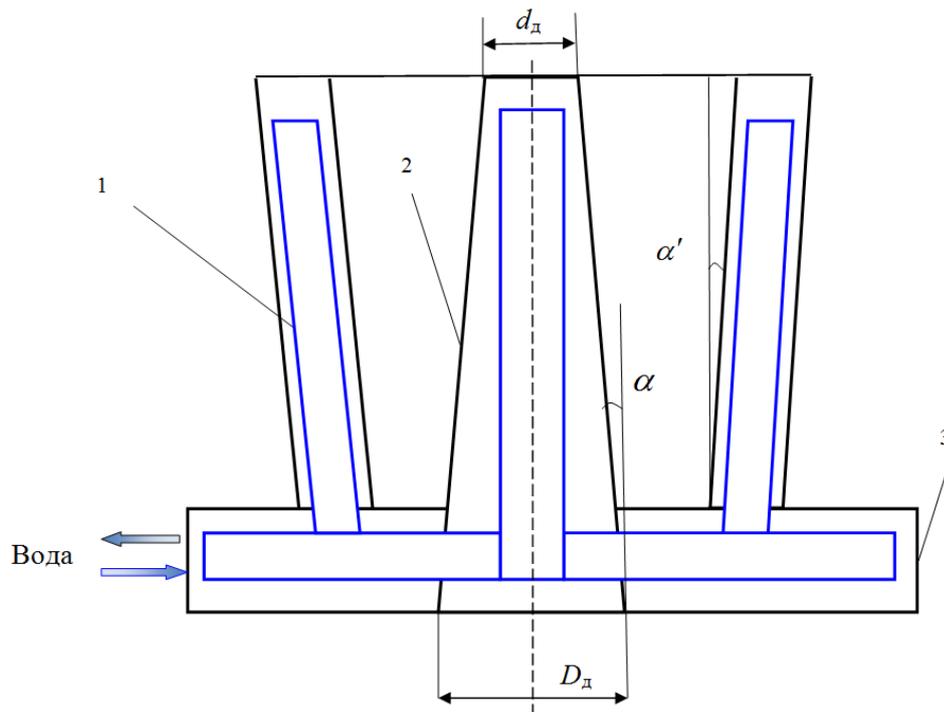


Рисунок 4.1 – Схема разъемного кристаллизатора для получения полых слитков:  
1 – наружный кристаллизатор ЭШП; 2 – внутренний кристаллизатор ЭШП (дорн);  
3 – поддон

В простейшем случае водяное охлаждение дорна может представлять собой  $n$  вертикальных каналов. С помощью горизонтальных перемычек в верхней части кристаллизатора может быть организовано последовательное, параллельное или

параллельно-последовательное соединение вертикальных каналов (рисунок 4.2). Оси водяных каналов расположены на расстоянии  $r_k$ , причем центральный угол  $\varphi_0=2\pi/n$  между соседними каналами одинаков и диаметры всех каналов также одинаковы –  $d_0=2r_0$  (рисунок 4.3) [42].

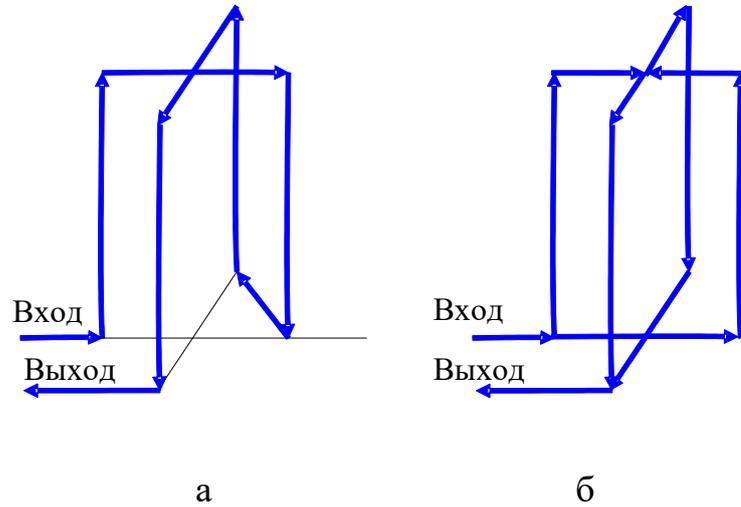


Рисунок 4.2 – Возможные схемы соединения водяных вертикальных каналов:  
а – последовательное соединение; параллельное соединение

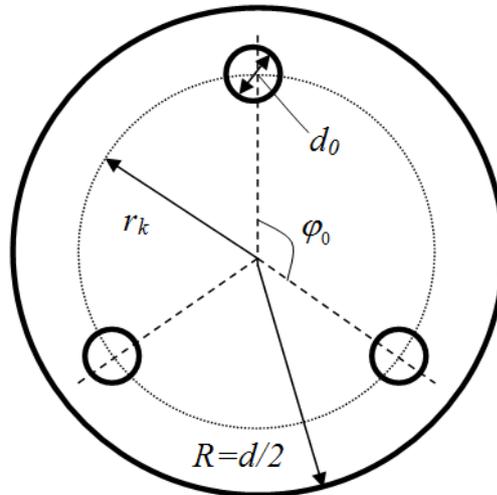


Рисунок 4.3 – Расположение охлаждающих каналов при  $n=3$

## 4.2 Разработка математических моделей процесса ЭШП с получением полого слитка

### 4.2.1 Определение теплового состояния внутреннего кристаллизатора электрошлаковой печи

В данном разделе рассмотрена математическая модель теплового состояния дорна, имеющего  $n$  вертикальных водяных каналов.

#### Основные допущения и ограничения модели

Введем цилиндрическую систему координат, ось  $Oz$  которой совместим с осью цилиндрической детали.

При моделировании теплового состояния дорна приняты следующие допущения.

1. Считаем, что дорн имеет форму цилиндра диаметром  $d = (D_{\text{д}} + d_{\text{д}})/2$ , или радиусом  $R=d/2$ . Это вполне допустимо, т.к. угол конуса цилиндра составляет  $\alpha \approx 1^\circ$  и  $D_{\text{д}} \approx d_{\text{д}}$ .

2. Не учитываем охлаждающее действие горизонтальных перемычек в верхней части кристаллизатора на тепловое состояние дорна.

3. Будем считать, что тепловые процессы имеют зеркальную симметрию. При повороте на угол  $\varphi_0$  относительно оси  $Oz$  объект остается таким же. Мы имеем  $n$  плоскостей симметрии, проходящих через ось дорна и оси каналов и  $n$  вертикальных плоскостей симметрии, проходящих через прямую  $\varphi_1 = 2\pi(i-1)/n + \varphi_0/2 = \pi(2i-1)/n$ , где  $i=1, 2, \dots, n$ .

4. Градиенты температур в направлении  $Oz$  существенно меньше, чем в радиальном и азимутальном направлениях ( $\partial T/\partial z \ll \partial T/\partial r, \partial T/\partial z \ll \partial T/\partial \varphi$ ), т.е. в рассматриваемой задаче будем принимать  $\partial T/\partial z = 0$ . Данное допущение не совсем правомерно, т.к. тепловой поток от затвердевающего металла, падающий на кристаллизатор, существенно зависит от его высоты  $z$  (рисунок 4.4). Однако нас интересует режим теплового состояния дорна в местах максимальных тепловых нагрузок, а для такой задачи принятое допущение является даже более жестким.

5. Считаем, что движение воды в каналах турбулентное ( $Re > 10000$ ), без кипения.

6. Принимаем, что теплофизические свойства медной стенки кристаллизатора есть величины постоянные [42, 86].

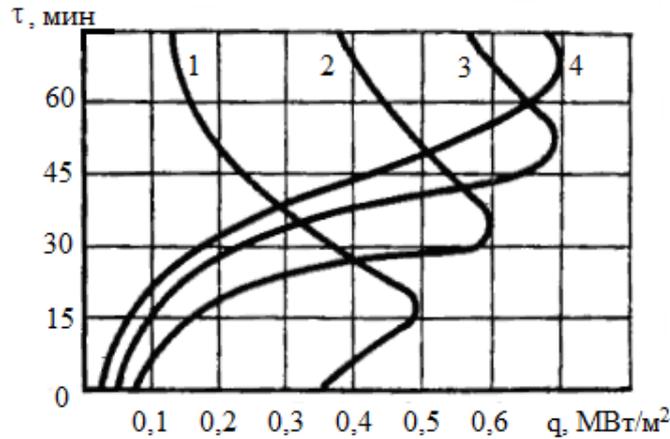


Рисунок 4.4 – Изменение удельного теплового потока  $q$  на кристаллизатор-изложницу во времени  $\tau$  (выплавка 10 т листового слитка) при удалении от поддона на: 1 – 100 мм; 2 – 300 мм; 3 – 400 мм; 4 – 600 мм [13]

### Основные уравнения

С учетом основных допущений и ограничений на рисунке 4.5 показана рабочая область в виде сектора с углом  $\varphi_1$ , используемая в расчете. Приведены основные обозначения геометрических параметров.

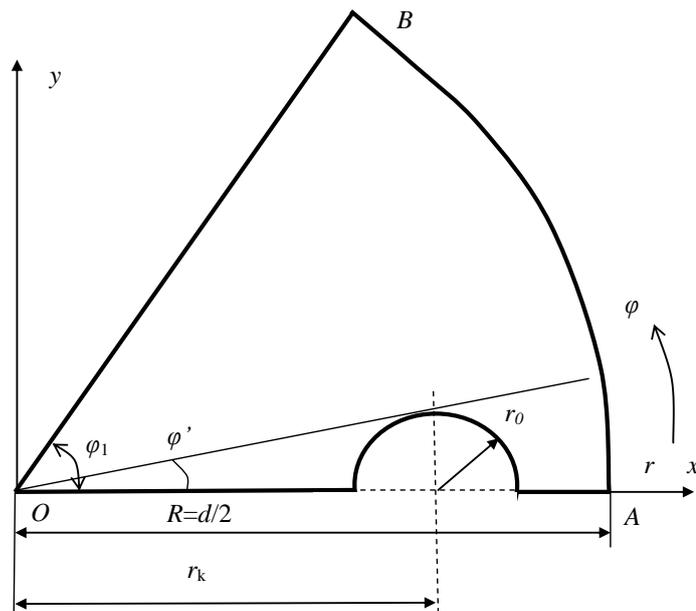


Рисунок 4.5 – Рабочая область и ее основные размеры

Температурное поле в рабочей области описывается уравнением теплопроводности

$$c\rho \frac{\partial T}{\partial \tau} = \lambda \cdot \left( \frac{\partial^2 T}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial T}{\partial r} + \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2 T}{\partial \varphi^2} \right)$$

при  $\tau > 0$ ,  $0 < r < R$ ,  $0 < \varphi < \varphi_1$ , где  $T$  – температура, град.  $^{\circ}\text{C}$ ;  $\tau$  – время, с;  $\lambda$ ,  $c$ ,  $\rho$  – теплопроводность, удельная теплоемкость и плотность материала дорна соответственно. Учитывая, что свойства стенки постоянные, получим

$$\frac{\partial T}{\partial \tau} = a \left( \frac{\partial^2 T}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial T}{\partial r} + \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2 T}{\partial \varphi^2} \right), \quad (4.1)$$

где  $a = \frac{\lambda}{c \cdot \rho}$  – коэффициент температуропроводности материала кристаллизатора.

Для решения дифференциального уравнения (4.1) необходимо дополнить его краевыми условиями.

**Начальные условия** определяют распределение температур в начальный момент времени

$$T(r, \varphi, 0) = T_0, \quad (4.2)$$

**Граничные условия.**

На оси симметрии  $OB$  ( $\varphi = \varphi_1$ ,  $r = [0, R]$ ):

$$\frac{\partial T}{\partial \varphi} = 0. \quad (4.3)$$

На оси симметрии  $OA$  ( $\varphi = 0$ ,  $r = [0, r_k - r_0]$  и  $r = [r_k + r_0, R]$ ):

$$\frac{\partial T}{\partial \varphi} = 0. \quad (4.4)$$

На границе кристаллизатора с затвердевающим металлом ( $\varphi = [0, \varphi_1]$ ,  $r = R$ ):

$$-\lambda \frac{\partial T(r, \varphi)}{\partial r} = q, \quad (4.5)$$

где  $q$  – тепловой поток на поверхность кристаллизатора со стороны затвердевающего металла.

Границу водяного канала в декартовой системе координат  $xOy$  (см. рисунок 4.5) можно определить как  $y(x) = \sqrt{r_0^2 - (x - r_k)^2}$ . Используя формулы для перехода в полярную систему координат  $x = r \cdot \cos \varphi$  и  $y = r \cdot \sin \varphi$ , получим

$$r(\varphi) = r_k \cdot \cos \varphi \pm \sqrt{r_0^2 + r_k^2 (\cos^2 \varphi - 1)}, \quad (4.6)$$

где  $\varphi = [0, \varphi']$ ,  $\varphi' = \arctg \frac{r_0}{\sqrt{r_k^2 - r_0^2}}$ ,  $r_k > r_0$ .

На поверхностях водяного канала имеем граничное условие 3 рода:

$$-\lambda \frac{\partial T(r, \varphi)}{\partial n} = q_{жс} = \alpha_{жс} (t_{жс} - T_c(r, \varphi)). \quad (4.7)$$

Вектор теплового потока  $\vec{q}_{жс}$  отбираемого жидкостью направлен перпендикулярно поверхности канала, как это показано на рисунке 4.6. Радиальную и азимутальную проекции этого вектора можно записать как  $q_{жсr} = q_{жс} \cos \beta$ ,  $q_{жс\varphi} = q_{жс} \sin \beta$ . Угол  $\beta$  определяем из рисунка 4.6 по теореме синусов

$\beta(\varphi) = \arcsin\left(\frac{r_k}{r_0} \sin \varphi\right)$  или по теореме косинусов как

$$\beta(r) = \arccos \frac{r_0^2 - r_k^2 + r^2}{2r \cdot r_0}. \quad (4.8)$$

Условие (4.7) можно записать в виде

$$-\alpha_{жс} (t_{жс} - T_c) = \lambda \frac{\partial T}{\partial r} \cdot \cos \beta + \lambda \frac{\partial T}{r \partial \varphi} \cdot \sin \beta. \quad (4.9)$$

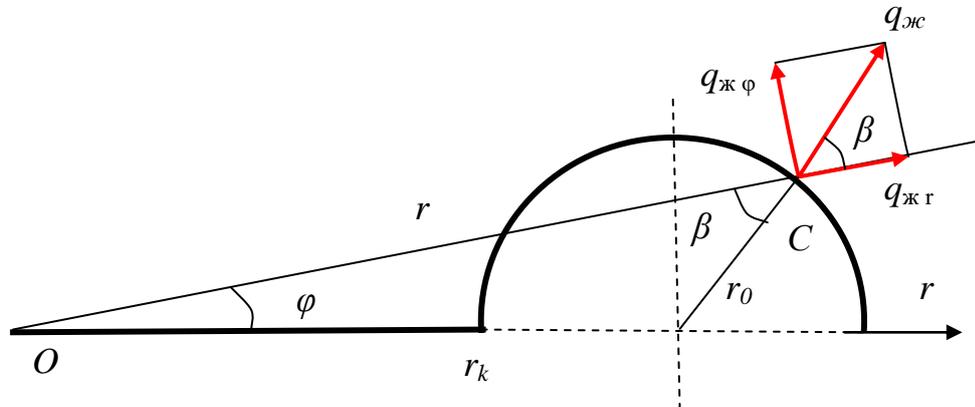


Рисунок 4.6 – К определению теплового потока с поверхности охлаждающих каналов

Коэффициент теплоотдачи с внутренней поверхности канала определяем по формуле Михеева [85]

$$Nu = \frac{\alpha_{жс} d_0}{\lambda_{жс}} = 0,021 Re^{0,8} Pr_{жс}^{0,43} (Pr_{жс}/Pr_c)^{0,25}, \quad (4.10)$$

где  $Re = \frac{W_г \cdot d_0}{\nu_{жс}}$  – число Рейнольдса,  $W_г$  – скорость воды в водяном канале,  $жс$ ,  $c$  – индексы, относящиеся к температуре жидкости и стенки соответственно,  $\lambda_{жс}$ ,  $\nu_{жс} = 0,805 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2 / \text{с}$  – средние коэффициенты теплопроводности и кинематической вязкости воды соответственно.

Число  $Pr$  для воды на линии насыщения существенно меняется от температуры в диапазоне от  $10^0\text{С}$  до  $210^0\text{С}$ , может быть представлено зависимостью

$$Pr(t) = 89,666t^{-0,8563}. \quad (4.11)$$

Полученные уравнения (4.1)-(4.11) дают математическую модель теплового состояния в рабочей области дорна, имеющего  $n$  вертикальных водяных каналов.

#### **4.2.2 Алгоритм решения краевой задачи теплового состояния внутреннего кристаллизатора**

Для решения рассмотренной краевой задачи использовали конечно-разностный метод. Непрерывную температуру  $T(r, \varphi, \tau)$  заменяем сеточной функцией  $T_{i,j}^k$ . Использовали симметричную аппроксимацию пространственных производных. С помощью расщепления по координатам получена система из двух, безусловно-устойчивых, неявных локально-одномерных расчетных схем. Каждую систему линейных уравнений последовательно решали методом прогонки [56].

На расчетную рабочую область наложим равномерную сетку (рисунок 4.7):

$r_i = i \cdot \Delta r$ ,  $\varphi_j = j \Delta \varphi$ , где  $i=0, 1, 2 \dots N$ ,  $j=0, 1, 2 \dots M$ ;  $\Delta r = \frac{R}{N}$ ,  $\Delta \varphi = \frac{\varphi_1}{M}$ ;  $N, M$  – соответственно число интервалов по оси  $r$  и  $\varphi$ . Время также будем считать сеточной функцией:  $\tau_k = k \cdot \Delta \tau$ , где  $k=0, 1, 2 \dots$ ,  $\Delta \tau$  – шаг по времени.

Введем также сеточные координаты зоны действия охлаждающей воды:

$I_{r0} = \text{round}\left(\frac{r_0}{\Delta r}\right)$ ,  $I_{rk} = \text{round}\left(\frac{r_k}{\Delta r}\right)$ ,  $J' = \text{round}\left(\frac{\varphi'}{\Delta\varphi}\right)$ , сеточная граница водяного

канала  $I_r(j) = I_{rk} \cos(\Delta\varphi \cdot j) \pm \sqrt{I_{r0}^2 + I_{rk}^2 (\cos(\Delta\varphi \cdot j) - 1)}$

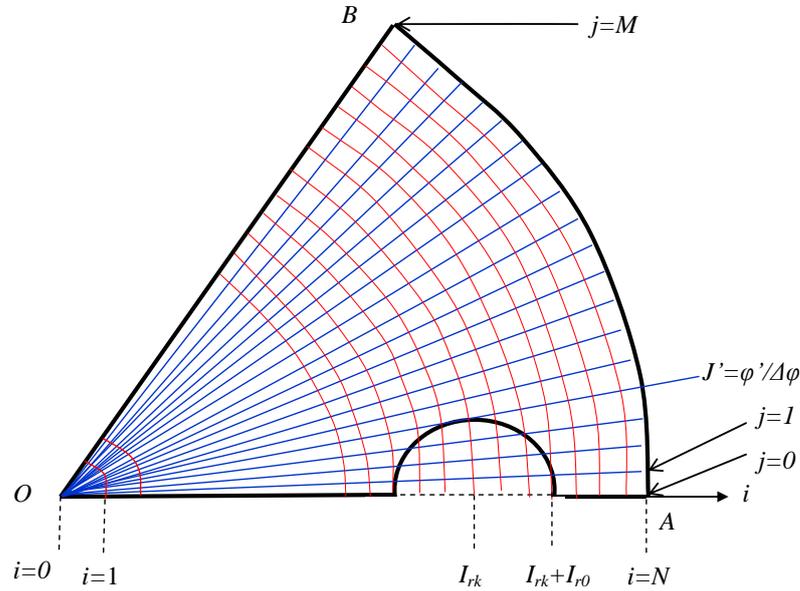


Рисунок 4.7 – Наложение сетки на расчетную область

Для решения уравнения (4.1) использовали метод конечных разностей. Используем симметричную аппроксимацию пространственных производных:

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

Метод расщепления по координатам приводит к безусловно устойчивой локально-одномерной схеме:

$$\frac{\partial T}{\partial \tau} = a \cdot \left( \frac{\partial^2 T}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \frac{\partial T}{\partial r} \right), \quad (4.12)$$

$$\frac{\partial T}{\partial \tau} = a \cdot \left( \frac{1}{r^2} \frac{\partial^2 T}{\partial \varphi^2} \right). \quad (4.13)$$

При решении уравнения (4.12) для цилиндрической стенки, получим уравнение в виде трехдиагональной матрицы

$$\left( Fo - \frac{Fo}{2 \cdot i} \right) \cdot T_{i-1}^{k+\frac{1}{2}} - (1 + 2 \cdot Fo) \cdot T_i^{k+\frac{1}{2}} + \left( Fo + \frac{Fo}{2 \cdot i} \right) \cdot T_{i+1}^{k+\frac{1}{2}} = -T_{ij}^k. \quad (4.14)$$

При решении уравнения (4.13) для плоской стенки, имеем систему уравнений

$$Fo_i \cdot T_{i-1}^{k+1} - (1 + 2 \cdot Fo_i) \cdot T_i^{k+1} + Fo_i \cdot T_{i+1}^{k+1} = -T_{ij}^k . \quad (4.15)$$

Каждую систему уравнений (4.14)-(4.15) решали методом прогонки.

### Граничные условия в разностном виде

На оси симметрии  $OB$  ( $j=M$ ,  $r = 1, 2, \dots, N-1$ )

$$T_{i,M} = T_{i,M-1} . \quad (4.16)$$

На оси симметрии  $OA$  ( $j=0$ ,  $i = 1, 2, \dots, I_{rk} - I_{r0} - 1$  и  $i = I_{rk} + I_{r0} + 1, \dots, N-1$ )

$$T_{i,0} = T_{i,1} . \quad (4.17)$$

На границе кристаллизатора с затвердевающим металлом ( $j = 0, 1, \dots, M$ ,  $i=N$ ):

$$T_{N,j} = \frac{q}{\lambda} \Delta r + T_{N-1,j} . \quad (4.18)$$

На поверхностях водяного канала ( $j = 0, 1, \dots, J'$ ,  $i=I_r(j)$ ) с использованием (4.8)-(4.9) получим

$$T_{i,j} = \frac{T_{i+1,j} \cos \beta_i + T_{i,j+1} \frac{1}{i \cdot \Delta \varphi} \sin \beta_i}{\frac{\alpha_{жс} \Delta r}{\lambda} + \cos \beta_i + \frac{1}{i \cdot \Delta \varphi} \sin \beta_i} \text{ при } i \geq I_{rk} , \quad (4.19)$$

$$T_{i,j} = \frac{T_{i-1,j} \cos \beta_i + T_{i,j-1} \frac{1}{i \cdot \Delta \varphi} \sin \beta_i}{\frac{\alpha_{жс} \Delta r}{\lambda} + \cos \beta_i + \frac{1}{i \cdot \Delta \varphi} \sin \beta_i} \text{ при } i < I_{rk} , \quad (4.20)$$

где  $\beta_i = \arccos \frac{I_{r0}^2 - I_{ik}^2 + i^2}{2i \cdot I_{r0}}$ .

### 4.2.3 Математическая модель гидравлической системы охлаждения дорна

Наиболее простой системой охлаждения дорна является кристаллизатор в виде изложницы, состоящий из внутреннего и наружного цилиндров, которые устанавливаются на плиту и между которыми подают воду. Основные размеры всей конструкции в сборе показаны на рисунке 4.8. Внутренний дорн представляет собой стальную трубу с наружным и внутренними диаметрами  $D_{ст\ нар} = 120$  мм,  $d_{ст\ вн}$

=60 мм соответственно и длиной  $L_{\text{ст}}=720$  мм. Наружный медный дорн представляет собой трубу, причем снаружи в виде усеченного конуса ( $\alpha \approx 1^\circ$ ), а внутри цилиндра диаметра  $d_{\text{мвн}}=160$  мм и длиной  $L_{\text{м}}=690$  мм. Между внутренним и внешним дорном есть зазор  $\delta = (d_{\text{мвн}} - D_{\text{стнар}})/2=20$  мм, в который подается охлаждающая вода через трубы, расположенные в плите, диаметром  $d_{\text{вх}}=d_{\text{вых}}=40$  мм и имеющие длину  $L_{\text{вх}}=L_{\text{вых}}=500$  мм.

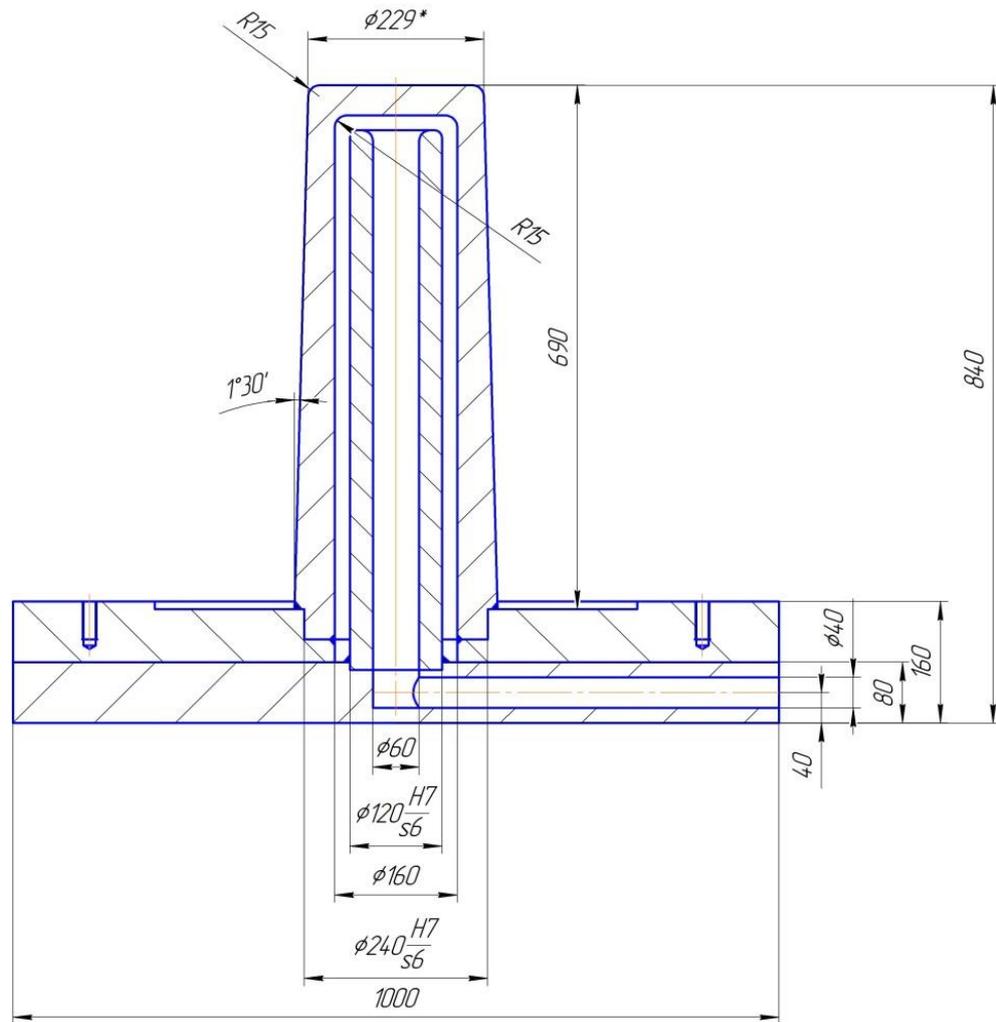


Рисунок 4.8 – Дорн в сборе с поддоном (указаны основные размеры)

Для практики наиболее интересны следующие задачи по определению гидравлических характеристик.

1. Известен объемный расход воды  $Q$  и надо определить перепад давления  $\Delta p$ .
2. Известен перепад давления  $\Delta p$  и требуется найти расход воды  $Q$ .

3. Определить минимальное абсолютное давление  $P_{\text{мин}}$  в водяном канале, расположенном между медной и стальной стенками.

Последняя задача важна с точки зрения обеспечения не вскипания воды при охлаждении наружного медного дорна.

При решении этих задач будем считать, что движение жидкости равномерное или близкое к равномерному, а живое сечение плоское, перпендикулярное осевой линии, т.е. пренебрегаем составляющими скоростей в плоскости сечения. В этом случае гидравлический расчет кристаллизатора можно проводить с использованием уравнения Бернулли, которое выражает закон сохранения энергии для потока реальной жидкости [58, 59]

$$z_1 + \frac{p_1}{\gamma} + \frac{\alpha_1 V_1^2}{2g} = z_2 + \frac{p_2}{\gamma} + \frac{\alpha_2 V_2^2}{2g} + h_{\omega}, \quad (4.21)$$

где  $z$  – высота любой точки в живом сечении потока относительно плоскости сравнения;  $\alpha V^2/(2g)$  – скоростной напор;  $g$  – ускорение свободного падения;  $\rho$  – плотность воды;  $\gamma = \rho \cdot g$ ;  $\alpha$  – коэффициент Кориолиса;  $h_{\omega}$  – энергия, потерянная на пути движения потока; индексы 1 относятся к параметрам потока во входном сечении, а 2 – в выходном сечении.

Рассматриваемая гидравлическая система относится к простой, так как представляет собой последовательно соединенные трубопроводы разных сечений и не имеющая никаких ответвлений. В такой системе расход воды во всех ее частях будет одинаковым  $Q_1 = Q_2 = \dots Q_i = V_i \frac{\pi d_{\text{э}i}^2}{4}$ , где  $d_{\text{э}} = \frac{4f}{p}$  – эквивалентный диаметр, используемый для труб некруглого сечения, где  $f$  – площадь живого сечения;  $p$  – смоченный периметр канала.

Эквивалентная схема гидравлической системы охлаждения дорна представлена на рисунке 4.9. Из-за того, что  $d_{\text{вх}} = d_{\text{вых}}$  и  $\alpha_1 = \alpha_2$ , то скоростной напор можно не учитывать ( $V_1 = V_2$ ), кроме этого  $z_1 \approx z_2$ . Исходя из этих условий, можно уравнение (4.21) записать как  $\Delta p = p_1 - p_2 = \mathcal{H}_{\omega}$ .

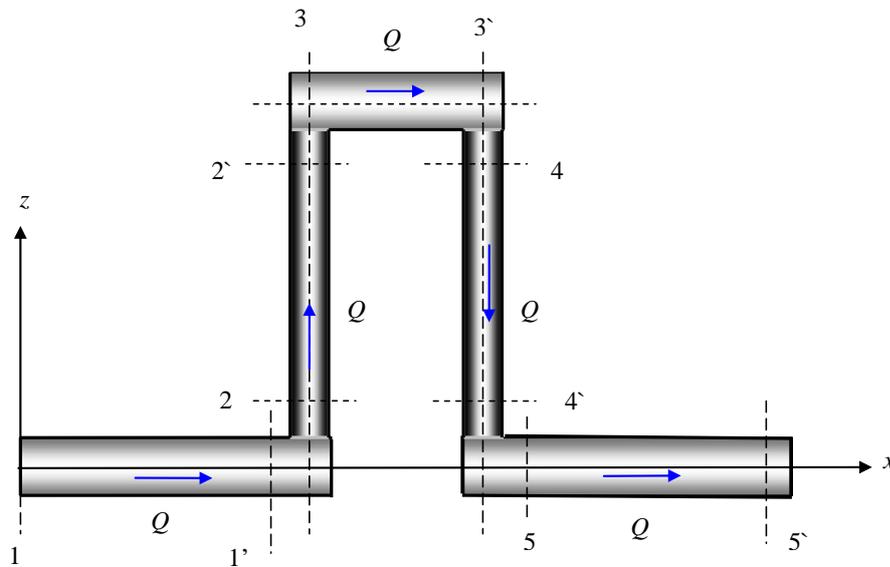


Рисунок 4.9 – Эквивалентная схема гидравлической системы охлаждения дорна

Для турбулентного течения жидкости это уравнение можно записать как [59]

$$\Delta p = \gamma \cdot K \cdot Q^2, \quad (4.22)$$

где  $K = \left( \sum_{i=1}^{n_1} \frac{\xi_i}{d_{\text{э}i}^4} + \sum_{i=1}^{n_2} \frac{\zeta_i}{d_{\text{э}i}^4} \right) \frac{8}{g\pi^2}$ ,  $\xi_i$  – коэффициент сопротивления по длине  $i$  трубы;

$\zeta_i$  – коэффициент  $i$  местного сопротивления, отнесенный к тому сечению потока, протекающего через местное сопротивление, в котором берется средняя скорость  $V_i$ ;  $n_1$  – количество потерь, связанных с движением воды по длине трубы,  $n_2$  – количество потерь, связанное с местными сопротивлениями.

Из уравнения (4.22), если известен объемный расход воды  $Q$  довольно легко определить перепад давления  $\Delta p$ . Обратная задача более сложная, так как коэффициент  $K$  неявно зависит от  $Q$ .

Коэффициентом сопротивления по длине находим по формуле Дарси  $\xi_i = \frac{\lambda_i \cdot l_i}{d_{\text{э}i}}$ , где  $l_i$  – длина  $i$  трубы,  $\lambda_i$  – коэффициент гидравлического трения, определяемый теоретическим или опытным путем. Для нашего случая рассчитаем его по формуле А.Д. Альтшуля

$$\lambda = 0,11 \left( \frac{\Delta_{\text{э}}}{d_3} + \frac{68}{\text{Re}} \right)^{0,25}, \quad (4.23)$$

где  $\Delta_{\text{э}}$  – эквивалентная шероховатость поверхности труб,  $\text{Re} = \frac{V \cdot d_2}{\nu}$  число Рейнольдса,  $\nu$  – кинематическая вязкость воды,  $V_i = \frac{4}{\pi d_{\text{э}i}^2} Q_i$  – скорость жидкости через канал.

Кинематическая вязкость воды в диапазоне температур от  $t=10^\circ\text{C}$  до  $200^\circ\text{C}$  (давление до 1,5 МПа) может быть представлена зависимостью, полученной на основе аппроксимации табличных данных [37]

$$\nu = [1,544 - 3,037 \cdot 10^{-2} t + 2,485 \cdot 10^{-4} t^2 - 7,03 \cdot 10^{-7} t^3], \text{ мм}^2/\text{с}. \quad (4.24)$$

Для гладких труб из меди [60] экспериментальное значение эквивалентной шероховатости  $\Delta_{\text{э}}^{\text{м}} = 0,0015 - 0,01$ , для цельнотянутой стальной трубы  $\Delta_{\text{э}}^{\text{ст}} = 0,02 - 0,1$ .

При течении воды между стальной и медной трубами значение эквивалентной шероховатости определим по соотношению смачиваемых периметров

$$\Delta_{\text{э}}^{\text{м}} = \frac{\Delta_{\text{э}}^{\text{м}} P^{\text{м}} + \Delta_{\text{э}}^{\text{ст}} P^{\text{ст}}}{P^{\text{м}} + P^{\text{ст}}}, \quad (4.25)$$

при этом эквивалентный диаметр канала

$$d_{2\text{э}} = \frac{4f}{P} = \frac{d_{\text{мвн}}^2 - D_{\text{стнар}}^2}{d_{\text{мвн}} + D_{\text{стнар}}} = d_{\text{мвн}} - D_{\text{стнар}}, \quad (4.26)$$

где  $P^{\text{м}} = \pi \cdot d_{\text{мвн}}$ ,  $P^{\text{ст}} = \pi \cdot D_{\text{стнар}}$ .

Из схемы гидравлической системы охлаждения дорна (см. рис. 4.9) видно, что имеется 4 участка потерь напора по длине трубы (два горизонтальных и два вертикальных). Для определения этих потерь давления по длине канала основные исходные параметры сведены в таблице 4.1.

Рассмотрим расчет коэффициентов местного гидравлического сопротивления, встречающихся в конструкции охлаждения дорна.

Для случая поворота потока на  $90^0$  в трубу с другой площадью поперечного сечения коэффициент местного сопротивления можно определить по эмпирической формуле В.П. Зубова [58]

$$\xi_{\sigma} = \tau \left( 1 + \left[ \frac{F_{\text{ВЫХ}}}{F_{\text{ВХ}}} \right]^2 \right), \quad (4.27)$$

где  $\tau = 0,85$  при  $\frac{F_{\text{ВХ}}}{F_{\text{ВЫХ}}} \leq 0,35$  и  $\tau = 0,6$  при  $\frac{F_{\text{ВХ}}}{F_{\text{ВЫХ}}} > 0,35$ ;  $F_{\text{ВХ}}$ ,  $F_{\text{ВЫХ}}$  – входная и выходная площади сечения.

Всего поворотов четыре (см. рис. 4.9): 1'– 2 от  $d_{\text{вх}}$  до  $d_{2\text{'}}$ ; 2'– 3 от  $d_{2\text{'}}$  до  $d_{\text{МВН}}$ ; 3'– 4 от  $d_{\text{МВН}}$  до  $d_{\text{СТ ВН}}$ ; 4'– 5 от  $d_{\text{СТ ВН}}$  до  $d_{\text{ВЫХ}}$ .

### 4.3 Результаты компьютерного моделирования теплового состояния дорна при заданных конструктивных его параметрах

По рассмотренной модели и описанным алгоритмам в среде *Matlab* создана компьютерная программа (приложение Б), позволяющая проводить моделирование теплового состояния дорна, выбирать рациональные параметры его конструкции и режимов водяного охлаждения [57].

#### 4.3.1 Исходные данные для моделирования теплового состояния дорна и его гидравлического расчета

Значения основных параметров, которые были заданы в программе для проведения моделирования, представлены в таблице 4.2.

Таблица 4.1 – Исходные геометрические данные для гидравлического расчета

№ участка	Эквивалентный диаметр канала, $d_{\text{э}}$	Длина канала, $l_i$ , мм	Эквивалентная шероховатость канала, $\Delta_{\text{э}}$
1	$d_{\text{вх}} = 40$ мм	$L_{\text{вх}} = 500$ мм	0,1
2	$d_{2\text{'}} = d_{\text{МВН}} - D_{\text{СТ НАР}}$	$L_{\text{НАР}} = 690$ мм	0,05
3	$d_{\text{СТ ВН}} = 60$ мм	$L_{\text{ВН}} = 720$ мм	0,1
4	$d_{\text{вых}} = 40$ мм	$L_{\text{вых}} = 500$ мм	0,1

Таблица 4.2 – Значения основных параметров при моделировании

Наименование параметра	Единица измерения	Значение параметра
Количество каналов в дорне, $n$	~	6
Диаметр дорна, $d$	мм	200
Диаметр канала, $d_0$	мм	32,6
Расстояние от оси дорна до оси водяных каналов, $r_k$	мм	60
Начальная температура дорна, $T_0$	$^{\circ}\text{C}$	50
Температура охлаждающей воды, $t_g$	$^{\circ}\text{C}$	30
Скорость воды в каналах, $W_g$	м/с	5
Удельный тепловой поток на границе кристаллизатор – затвердевший металл, $q$	МВт/м <sup>2</sup>	0,3
Коэффициент теплопроводности воды, $\lambda_{ж}$	Вт/(м град)	0,618
Коэффициент кинематической вязкости воды, $\nu_{ж}$	м <sup>2</sup> /с	$0,805 \cdot 10^{-6}$
Плотность меди, $\rho$	кг/м <sup>3</sup>	9300
Теплоемкость меди, $c$	Дж/(кг град)	390
Коэффициент теплопроводности меди, $\lambda$	Вт/(м град)	370
Число разбиений по радиусу дорна, $N$	~	100
Число разбиений по углу, $M$	~	100
Шаг по времени, $\Delta t$	с	0,1
Конечное время, $\tau_k$	с	600
Точность выхода на стационарный режим, $\varepsilon$	~	0,03

#### 4.3.2 Результаты компьютерного моделирования теплового состояния дорна при заданных конструктивных его параметрах

На рисунке 4.10 приведен график зависимости температуры на границах области от угла  $\varphi$ . Красным цветом (1) обозначена внешняя поверхность дорна, синим (2) – внешний край водяного канала, черным пунктирным (3) – центр водяного канала, фиолетовым пунктирным (4) – внутренний край водяного канала.

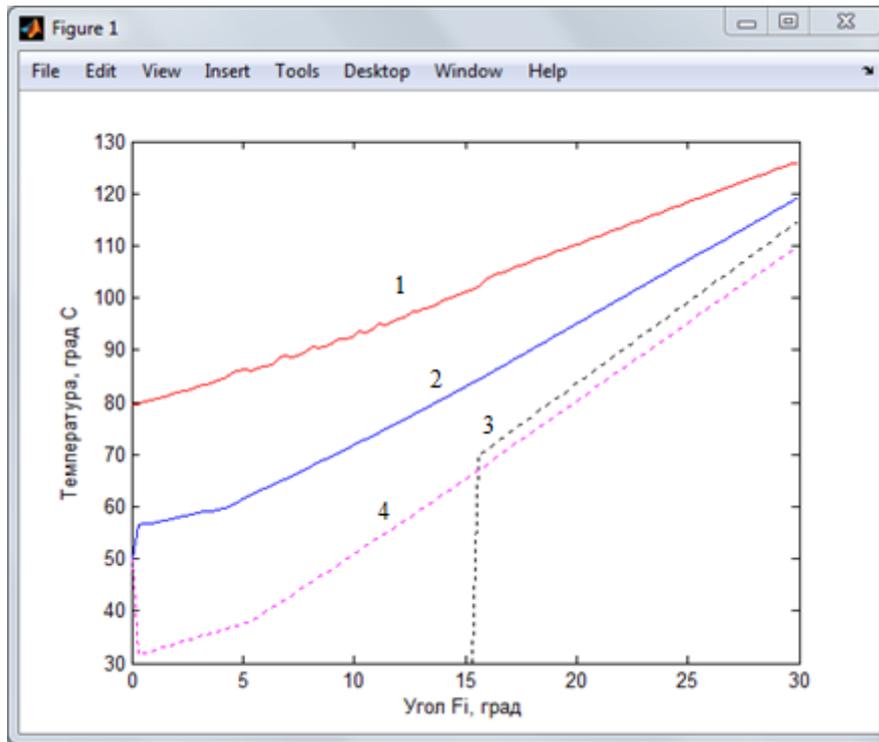


Рисунок 4.10 – График зависимости температуры на границах области по углу  $\varphi$

Проведено моделирование теплового состояния медного дорна диаметром 200 мм с четырьмя или шестью вертикальными каналами диаметром 40 мм и 32,6 мм соответственно, причем суммарная площадь поперечного сечения каналов для обоих случаев одинакова. Расстояние от оси дорна до осей каналов  $r_k=60$  мм. Расчет проводили при тепловом потоке на рабочую поверхность кристаллизатора  $0,5$  МВт/м<sup>2</sup> и скорости воды в каналах  $W_g=5$  м/с. При этих условиях охлаждения коэффициент теплоотдачи с поверхности каналов  $\alpha_{жс}=15000 - 17000$  Вт/(м<sup>2</sup>град) [66].

На основе проведенного моделирования установлено, что от начала нагрева внутреннего кристаллизатора стационарный процесс с точностью  $0,03$  °C/с наступает за время не более 5 минут. На рисунке 4.11 приведены результаты моделирования температурных полей при  $n=4$  и  $n=6$ . Максимальную температуру дорна наблюдали на его поверхности в точке  $B$ , минимальная - на оси  $EA$  (см. рисунок 4.5) [42].

С увеличением количества каналов с 4 до 6 при одинаковой суммарной площади их поперечного сечения угол  $\varphi_1$  уменьшается с  $45^\circ$  до  $30^\circ$ . Уменьшение рас-

стояния между каналами приводит к снижению градиентов температуры и ее максимального значения во внутреннем кристаллизаторе [63].

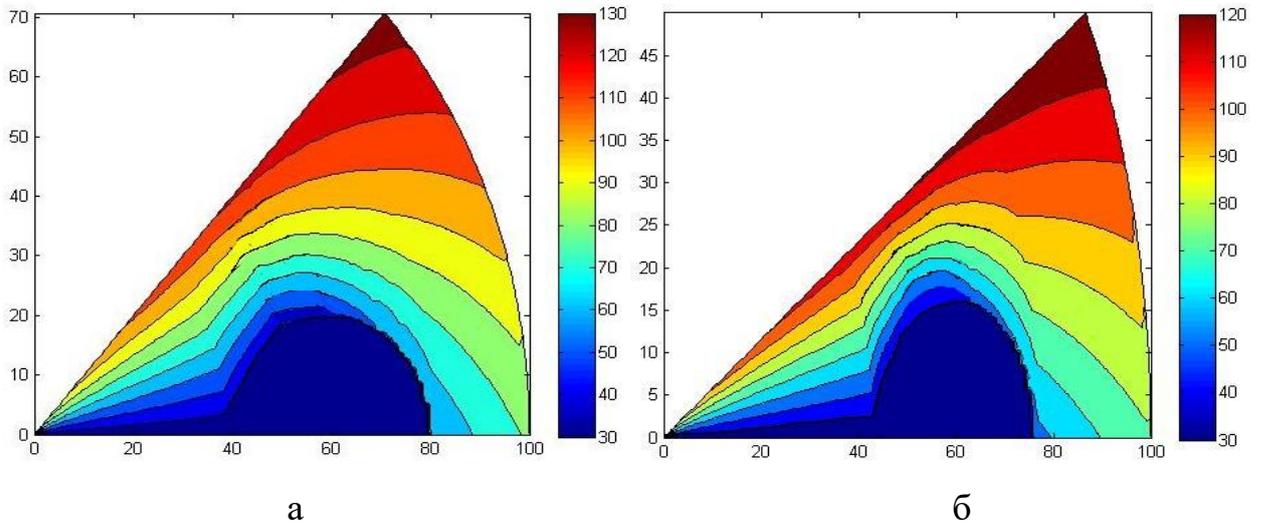


Рисунок 4.11 – Установившееся распределение температуры в водоохлаждаемом дорне, имеющем  $n=4$  (а) и  $n=6$  (б) каналов

Также построен график установившегося распределения температуры в водоохлаждаемом дорне в трехмерном виде (рисунок 4.12) [1].

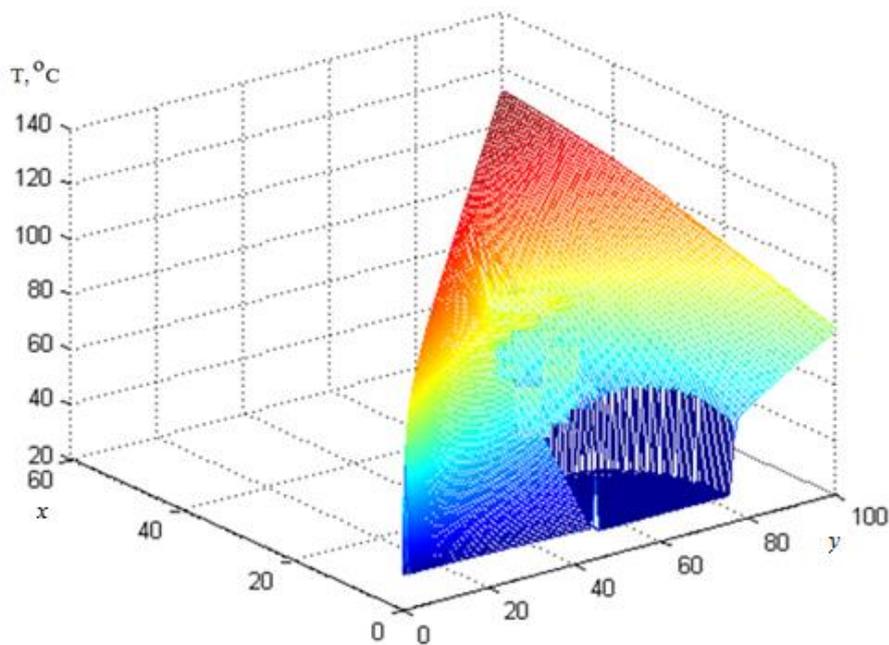


Рисунок 4.12 – График установившегося распределения температуры в водоохлаждаемом дорне в трехмерном виде

### 4.3.2 Гидравлический расчет охлаждения внутреннего кристаллизатора электрошлаковой печи

С точки зрения тепловой работы внутреннего кристаллизатора наиболее важной характеристикой является скорость воды в канале между медной и стальной трубой  $V_{\text{охл}}$ . Проведенный расчет скорости воды в каналах показал, что при заданной геометрии дорна при расходах воды до  $10 \text{ м}^3/\text{ч}$  эта скорость не превышает  $2 \text{ м/с}$  (рисунок 4.13). Для нормальной тепловой работы кристаллизатора коэффициент теплоотдачи к воде должен составлять порядка  $15\text{--}20 \text{ кВт}/(\text{м}^2 \text{ град})$ . Если уменьшить проходной диаметр в два раза, то расход воды и ее скорость возрастут в два раза. Анализ по формуле Михеева показывает, что при этом коэффициент теплоотдачи также возрастает в 2 раза. На рисунке 4.13 показано как меняется скорость воды  $V_{\text{охл}}$  при разном эквивалентном диаметре канала  $40 \text{ мм}$ ,  $30 \text{ мм}$  и  $20 \text{ мм}$ .

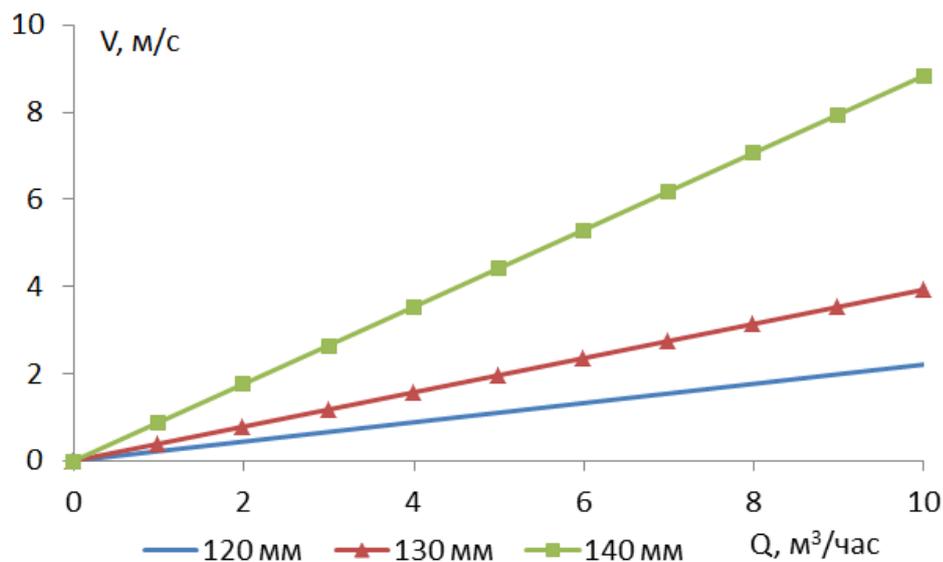


Рисунок 4.13 – Скорость воды в канале между медной и стальной трубой от ее расхода при разном внешнем диаметре стальной трубы  $D_{\text{ст нар}}$

Именно зазор между медной и стальной трубой в  $d_{2\text{э}}=20 \text{ мм}$  позволяет обеспечить необходимую скорость  $4\text{--}5 \text{ м/с}$  при расходе воды  $5\text{--}7 \text{ м}^3/\text{час}$ . На рисунке 4.14 показан расчетный перепад давления на внутреннем кристаллизаторе от расхода воды при разном внешнем диаметре стальной трубы  $D_{\text{ст нар}}$ .

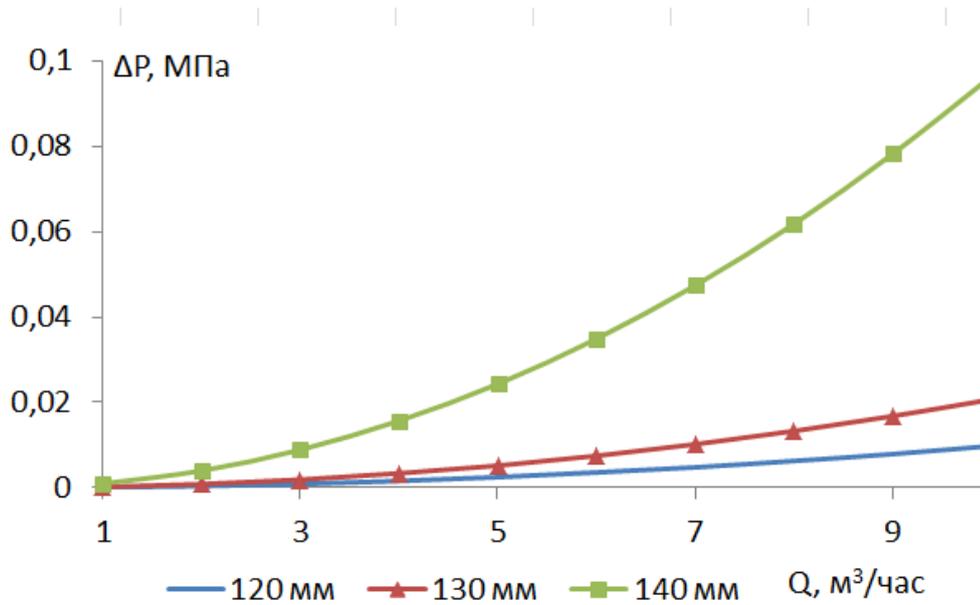


Рисунок 4.14 – Перепад давления на внутреннем кристаллизаторе от расхода воды при разном внешнем диаметре стальной трубы  $D_{\text{ст нар}}$

При  $d_{2,3}=20$  мм и при расходе воды 5–7 м³/час падение давления на дорне составляет примерно 0,03–0,05 МПа. Видно, размер охлаждающего канала  $d_{2,3}$  существенно влияет на гидравлическое сопротивление всего дорна. На рисунке 4.15 показаны перепады давления между разными точками и выходным сечением [72].

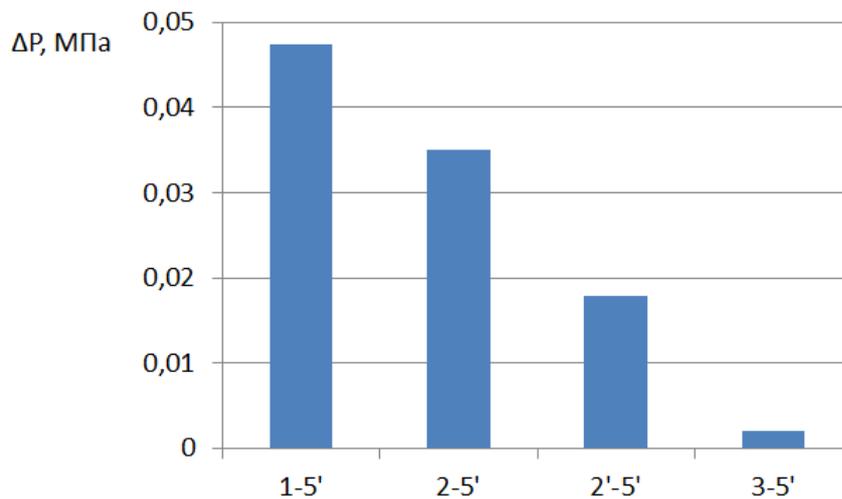


Рисунок 4.15 – Перепад давления между точками, показанными на рис. 4.9 и выходным сечением гидросистемы внутреннего кристаллизатора (при  $d_{2,3}=20$  мм и расходе воды 7 м³/час)

Видно, что основной перепад давлений наблюдается на участках 2–2' и 2'–3 (см. рисунок 4.9).

#### 4.4 Проверка адекватности созданных моделей и конструкций для реализации технологии получения полых заготовок в ЭШП

##### 4.4.1 Проверка адекватности созданной математической модели теплового состояния с использованием САЕ-системы ANSYS

Для проверки адекватности созданных математической и компьютерной моделей проведен температурный анализ рассмотренной конструкции охлаждающих водяных каналов с использованием САЕ-системы ANSYS 14.5. Результаты моделирования температурных полей при тепловом потоке, падающем на кристаллизатор, равном  $q=0,3 \text{ МВт/м}^2$ , представлены на рисунке 4.16.

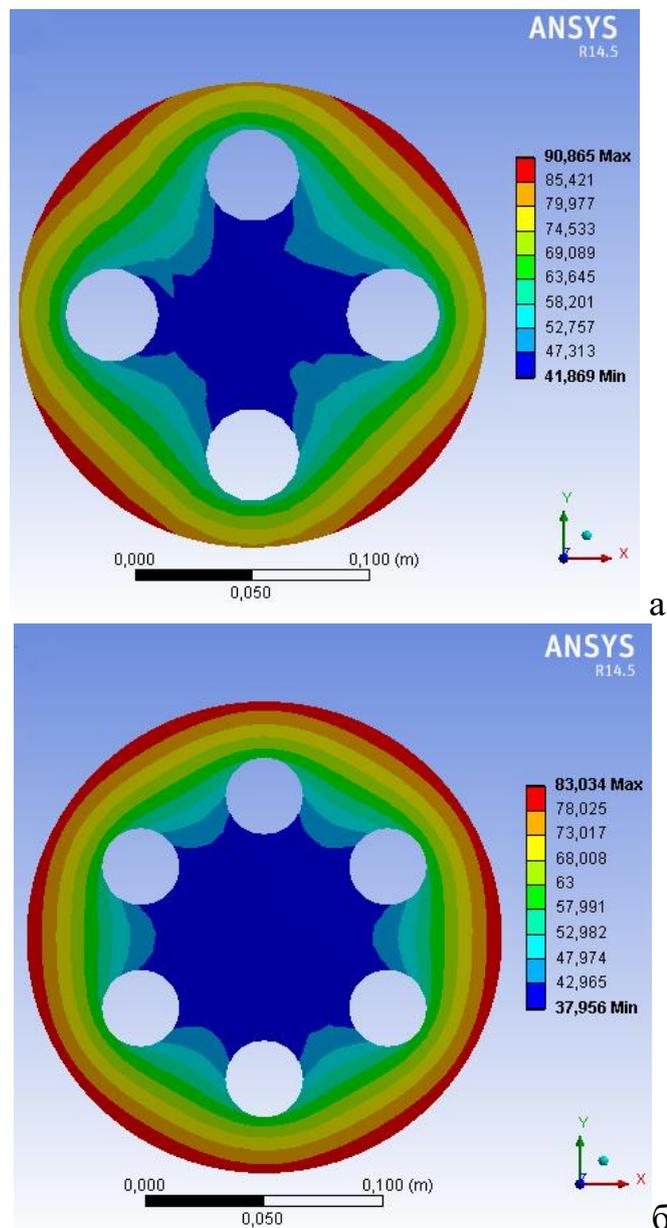


Рисунок 4.16 – Вид рабочих окон программного продукта ANSYS при числе каналов равном: а – четырем, б – шести

Результаты моделирования температурных полей при тепловом потоке, падающем на кристаллизатор  $q=0,5 \text{ МВт/м}^2$  представлены на рисунке 4.17.

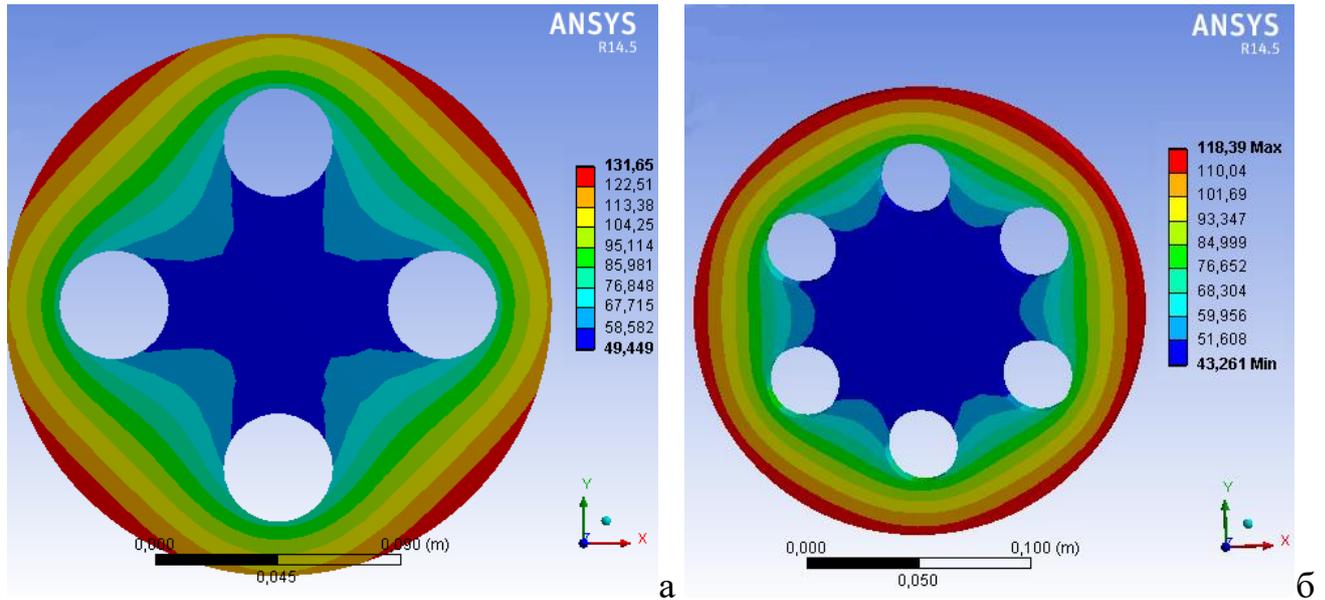


Рисунок 4.17 – Вид рабочих окон программного продукта ANSYS при числе каналов равном: а – четырем, б – шести

Расчет проводили для тех же геометрических параметров при  $\alpha_{жс}=17000 \text{ Вт/(м}^2\text{град)}$  и тепловом потоке на рабочую поверхность кристаллизатора  $0,3 \text{ МВт/м}^2$  и  $0,5 \text{ МВт/м}^2$ .

Установлено, что зависимость снимаемого теплового потока и максимальной температуры нелинейная – при уменьшении теплового потока в 1,67 раза максимальная температура снижается в 1,43 раза. Видно, что при рассмотренных условиях охлаждения максимальная температура  $110^0 - 130^0$  существенно ниже температуры разупрочнения меди. Проведенное моделирование подтвердило адекватность предложенных математической и компьютерной моделей.

#### **4.4.2 Проверка адекватности разработанной конструкции системы охлаждения внутреннего кристаллизатора с помощью инженерного моделирования**

Для проверки работоспособности разработанной конструкции системы охлаждения было проведено трехмерное моделирование его стационарного теплового состояния посредством программной системы конечно-элементного анализа ANSYS 14.5. Расчет проводили при коэффициенте теплоотдачи  $\alpha_{жс}=15000$

Вт/(м<sup>2</sup>град), при скорости движения жидкости 5 м/с и тепловом потоке на рабочую поверхность кристаллизатора 0,5 МВт/м<sup>2</sup>.

Результаты моделирования теплового состояния дорна, имеющего диаметр 280 мм и 4 охлаждающих канала, в продольном разрезе в плоскости, проходящей между водоохлаждаемыми каналами и в плоскости, проходящей через каналы, представлены на рисунке 4.18. Вид сверху представлен на рисунке 4.19.

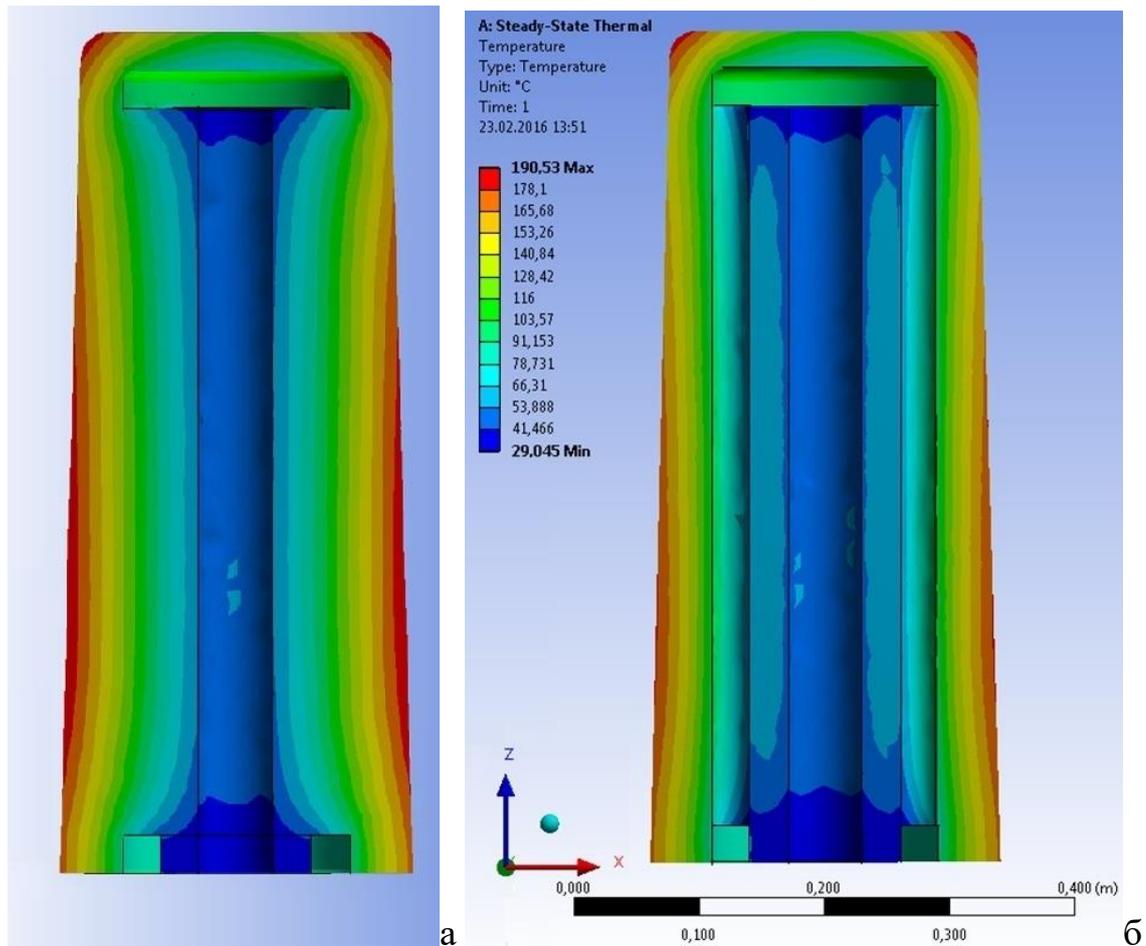


Рисунок 4.18 – Вид рабочих окон ANSYS. Дорн, разрез в продольной плоскости: а – проходящей между каналами; б – проходящей через каналы

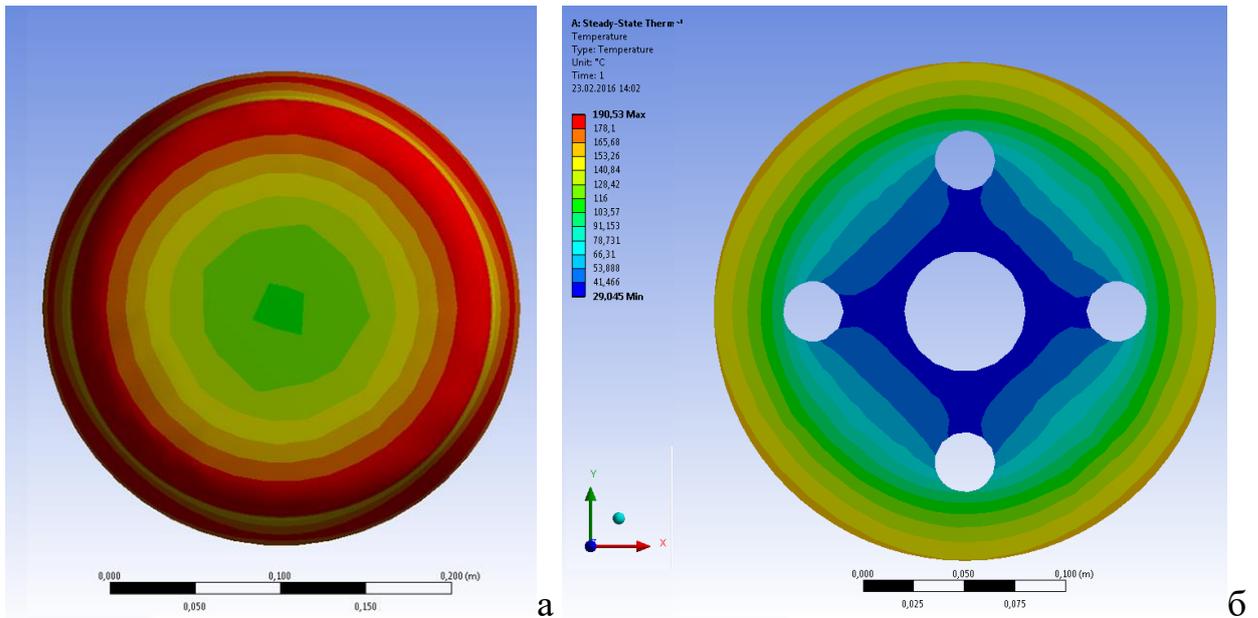


Рисунок 4.19 – Вид рабочих окон программного продукта ANSYS. Дорн, вид сверху (а), в поперечном разрезе, под верхней «крышкой» (б).

Максимальная температура стенок водяных каналов оказалась на уровне  $110^{\circ}\text{C}$ , что выше точки кипения воды при нормальных условиях, поэтому в системе подачи воды избыточное давление воды должно быть не менее 3–4 атм.

#### ***4.4.3 Расчет теплового состояния дорна в виде изложницы посредством инженерного моделирования***

Было также просчитано тепловое состояние дорна, выполненного в виде изложницы. Результаты моделирования теплового состояния дорна, имеющего диаметр 450 мм и охлаждающую полость, в продольном разрезе представлены на рисунке 4.20, вид сверху представлен на рисунке 4.21. Внутренняя стальная труба при моделировании была изъята из дорна, так как не влияла на результаты теплового расчета.

При рассмотренных условиях охлаждения максимальная температура наблюдается на торцевой верхней поверхности дорна и она составляет около  $200^{\circ}\text{C}$ . При изменении конструкции, т.е. замене охлаждающих каналов охлаждающей полостью, максимальная температура снижается примерно до  $180^{\circ}\text{C}$ .

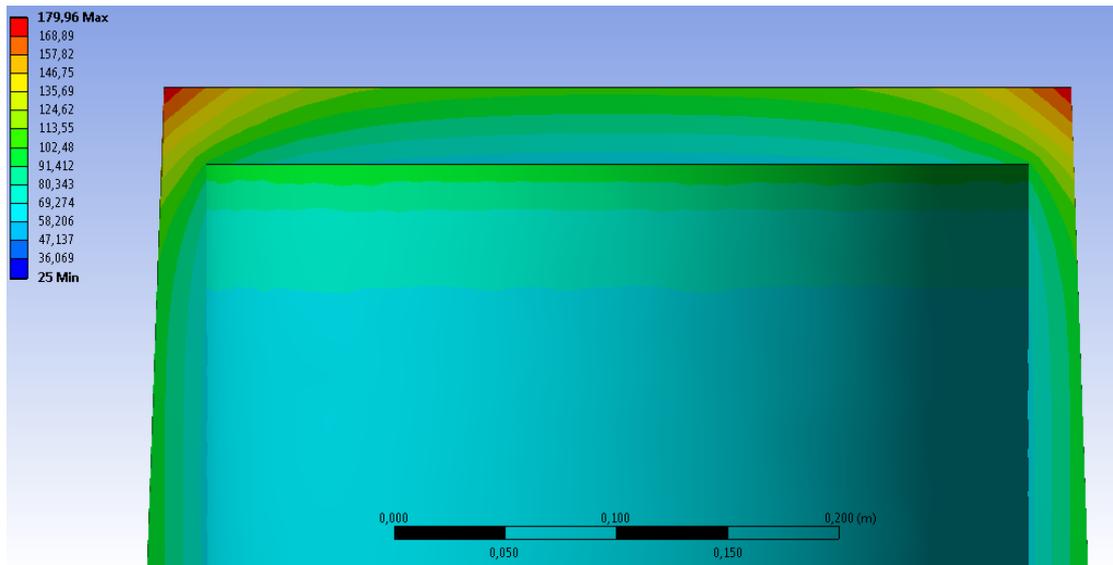


Рисунок 4.20 – Тепловое состояние дорна в продольном разрезе, полученное с помощью программного продукта ANSYS

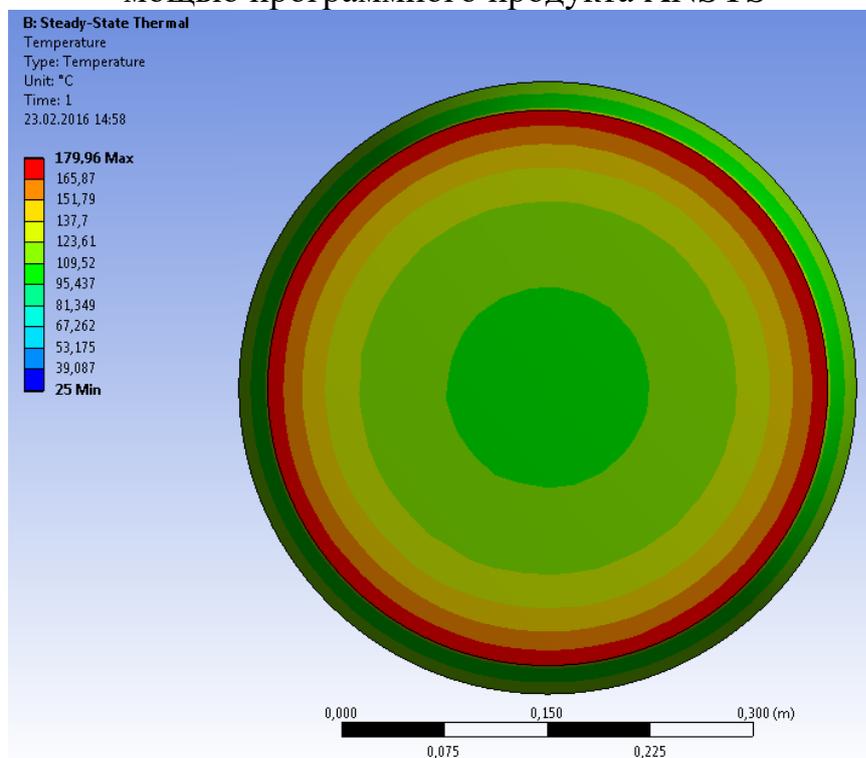


Рисунок 4.21 – Тепловое состояние дорна (вид сверху), полученное с помощью программного продукта ANSYS

Таким образом, при выбранных схемах охлаждения температура дорна не превышает температуру разупрочнения меди ( $\sim 300^{\circ}\text{C}$ ).

#### 4.5 Разработка рабочих чертежей внутреннего кристаллизатора ЭШП в виде изложницы

В таблице 4.3 приведены основные размеры заготовок, которые предполагается выплавлять на установке ЭШП с дорном. Чертеж заготовки  $D=384$  мм на дисковые ножи показан на рисунке 4.22.

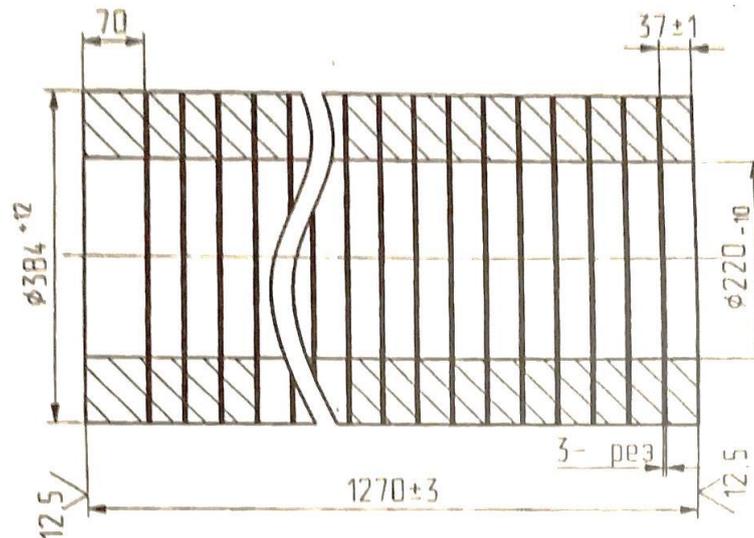


Рисунок 4.22 – Заготовка  $D=384$  мм на дисковые ножи получаемая на установке ЭШП

Таблица 4.3 – Основные размеры выплавляемых заготовок на ЭШП с дорном

$D$ , мм	340	384	394	464
$d$ , мм	110	220	275	280
$L$ , мм	970	1270	1320	670
$B$ , мм	27	37	47	47

С помощью двухмерного моделирования были получены рекомендации для проектирования системы охлаждения внутреннего кристаллизатора. Установлено, что дорн должен иметь минимум четыре вертикальных канала. Необходимо организовать соединение каналов и подвод воды с помощью горизонтальных полостей в верхней и нижней частях кристаллизатора соответственно. Отвод воды может производиться как по каналам, так и через специальное центральное отверстие, площадь поперечного сечения которого равна сумме площадей сечения

охлаждающих каналов. Рабочие чертежи такого внутреннего кристаллизатора представлены в приложении В.

Стоит заметить, что отвод охлаждающей воды через центр дорна может применяться, только если дорн имеет достаточно большой диаметр, как в данном случае. Такое решение в определенной мере помогает сэкономить дорогостоящий материал дорна (медь).

Для организации подвода и отвода охлаждающей воды к дорну был модернизирован поддон. Рабочие чертежи нижней и верхней плиты поддона также представлены в приложении В.

#### **4.6 Выводы по 4 главе**

1. Предложены различные варианты конструкций системы охлаждения внутреннего кристаллизатора (дорна) ЭШП. Разработаны математические модели и компьютерные программы для определения гидравлических параметров охлаждающей системы и теплового состояния дорна заданной конструкции.

2. На основе теоретических исследований установлено, что стационарное тепловое состояние дорна наступает в течение 5–7 минут; а увеличение количества каналов при одинаковой суммарной площади их поперечного сечения приводит к уменьшению градиентов температуры.

3. Инженерное моделирование посредством программного комплекса ANSYS подтвердило адекватность разработанных моделей и позволило рассчитать тепловое состояние дорна, выполненного в виде изложницы. При этом температура внутреннего кристаллизатора при рабочих тепловых потоках не превышает 1800С, что является лучшим результатом среди рассмотренных вариантов конструкций охлаждения дорна.

4. Созданы рабочие чертежи дорна в виде изложницы, а также модернизированного поддона кристаллизатора ЭШП и переданы на предприятие ООО «ОСК».

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На основе проведенного литературного обзора установлено, что наиболее перспективным методом утилизации металлической стружки и отработанных дисковых ножей является их переработка в виде переплавного электрода в установке ЭШП с получением качественных литых заготовок.

1. Выполнена реконструкция ЭШП с применением электрода из прессованной легированной стружки для внедрения технологии производства заготовок для роликов МНЛЗ.

- разработана новая конструкция переплавляемого электрода из брикетов стальной стружки стали 25Х1МФ, позволившая более эффективно утилизировать легированный лом и сократить число операций по его переделу;
- в связи со значительным изменением электрических и тепловых свойств такого электрода в сравнении с литым, разработаны математические модели нового процесса электрошлакового переплава, методики расчета и компьютерные программы для определения электрических характеристик и теплового состояния переплавляемого электрода и шлаковой ванны установки ЭШП;
- на основе теоретических исследований установлены режимы переплава для обеспечения максимальной производительности в пределах 1,5 т/час, что как минимум на 20-25% выше производительности традиционных технологий;
- полученные теоретические результаты подтверждены опытно-промышленными испытаниями, наиболее эффективные режимы внедрены в промышленное производство в ООО «МРК».

2. Выполнена модернизация ЭШП с использованием электрода, сваренного из отработанных дисковых ножей для освоения технологии изготовления сплошных литых заготовок дисковых прокатных ножей.

- разработана новая конструкция составного электрода, изготовленного из отработанных дисковых ножей из стали 6ХВ2С, позволившая эффективно

- их утилизировать путем переплава в электрошлаковой печи для повторного использования;
- установлена анизотропия свойств сварного электрода, с учетом этого разработана математическая модель с использованием аналитического решения для определения нестационарного поля температуры по длине переплавляемого электрода;
  - посредством компьютерного моделирования выявлено, что нижний торец электрода достигает температуры солидуса примерно через 3-4 минуты. Полученные данные являются основой для определения момента начала плавления и включения механизмов перемещения электрода и кристаллизатора. Установленная динамика теплового состояния переплавляемого электрода в зависимости от его геометрии и свойств позволила определить рациональные скорости вытягивания слитка и перемещения электрода;
  - сравнение технологии переплава электрода, изготовленного из отработанных дисковых ножей с существующими двухстадийными технологиями, показало ее явное преимущество по производительности, суммарным энергозатратам и по качеству получаемого слитка;
  - экспериментальная выплавка заготовки на установке ЭШП ООО «ОСК» из электрода, сваренного из отработанных ножей, показала, что химический состав слитков соответствует стали марки 6ХВ2С и полученный металл слитка имеет высокие механические свойства.
3. Разработаны новые конструкции ЭШП с дополнительным внутренним кристаллизатором для получения специальных полых заготовок дисковых ножей близких по форме к готовым изделиям.
- предложены различные варианты конструкций системы охлаждения внутреннего кристаллизатора (дорна) ЭШП. Разработаны математические модели и компьютерные программы для определения гидравлических параметров охлаждающей системы и теплового состояния дорна заданной конструкции;

- на основе теоретических исследований установлено, что стационарное тепловое состояние дорна наступает в течение 5–7 минут; а увеличение количества каналов при одинаковой суммарной площади их поперечного сечения приводит к уменьшению градиентов температуры;
- инженерное моделирование посредством программного комплекса ANSYS подтвердило адекватность разработанных моделей и позволило рассчитать тепловое состояние дорна, выполненного в виде изложницы. При этом температура внутреннего кристаллизатора при рабочих тепловых потоках не превышает  $180^{\circ}\text{C}$ , что является лучшим результатом среди рассмотренных вариантов конструкций охлаждения дорна;
- созданы рабочие чертежи дорна в виде изложницы, а также модернизированного поддона кристаллизатора ЭШП и переданы на предприятие ООО «ОСК».

**СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Патон, Б. Е. Электрошлаковое литье / Б.Е. Патон, Б.И. Медовар, Г.А. Бойко – Киев: Наук. думка, 1981. – 192 с.
2. Дакуорт, У.Э. Электрошлаковый переплав / У.Э. Дакуорт, Дж. Хойл – М.: Metallurgy, 1973. – 193 с.
3. Кочкин, С.В. Разработка технологии переработки металлической стружки методом электрошлакового переплава / С.В. Кочкин // Современные научные исследования и инновации. – 2015. – № 6. Ч. 1. – С. 23–29.
4. Чуманов, И.В. Об экономической эффективности электрошлакового переплава металлизированного сырья / И.В. Чуманов, Е.А. Ворона // Вестник ЮУрГУ. – 2011. – №36.
5. Бородин, И.П. Новые технологии восстановления и изготовления ответственных деталей и технологического инструмента для металлургических предприятий / И.П. Бородин, Ю.С. Шатов, А.И. Болотов.// Индустрия. – 2010. – №4.
6. Ермакова, Ю.Ю. Исследование ресурса дисковых ножей с наплавляемой режущей кромкой: магистерская диссертация: 15.04.01 / Ермакова Юлия Юрьевна. – Красноярск: СФУ, 2016 – 120 с.
7. Сичная, М.А. Математическая модель теплового состояния дорна кристаллизатора ЭШП и алгоритмы численного решения / М.А. Сичная, И.М. Ячиков // Сборник докладов 73 Международной научно-технической конференции «Актуальные проблемы современной науки, техники и образования». Магнитогорск: МГТУ – 2015. – С. 138–142.
8. Валуев, Д.В. Технологии переработки металлургических отходов / Д.В. Валуев., Р.А. Гизатулин – Издательство Томского политехнического университета, 2012.
9. Пат. 2314355 Российская Федерация, МПК С 22 В 9/18. Способ получения расходоуемых электродов/ Чуманов И.В., Ворона Е.А., Чуманов В.И., Пятыгин Д.А.; заявитель и патентообладатель ГОУ ВО «ЮУрГУ»

10.. Хасанов, О.Л. Методы компактирования и консолидации наноструктурных материалов и изделий / О.Л. Хасанов, Э.С. Двилис, З.Г. Бикбаева. – Томск: Издательство Томского политехнического университета, 2008.

11.. Шаповалов, В.А. ЭШП электродов, спрессованных из стружки аустенитных нержавеющей сталей / В. А. Шаповалов – Энергоресурсосбережение, 2011.

12. Ровин, С.Л. Переработка стружки черных металлов / С.Л. Ровин // Литье и металлургия – 2017 – №4.

13. Патон, Б. Е. Электрошлаковые печи/ Б.Е. Патон, Б.И. Медовар, Г.А. Бойко // Киев: Наук. думка, 1976. – 421 с.

14. Левков, Л.Я. Теоретические предпосылки и практические методы управления физико-химическими и теплофизическими процессами при электрошлаковом переплаве, определяющие качество ответственных изделий: диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук: 05.16.02 / Левков Леонид Яковлевич. – М., 2015 – 339 с.

15. Сичная, М.А. Существующие конструкторские решения установок ЭШП для получения полых слитков из нержавеющей стали / М.А. Сичная, М.И. Ячиков // Сб. науч. трудов Международной научно-практической конференции: в 12 частях. Тамбов: ООО "Консалтинговая компания Юком". – 2015 – С. 93–94.

16. Пятыгин, Д.А. Обзор способов получения полых заготовки электрошлаковым переплавом / Д.А. Пятыгин, И.В. Чуманов // Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия». – 2016. – Т. 16, № 3 – С.49–54.

17. Кудрин, В.А. Теория и технология производства стали / В.А. Кудрин. – М.: Мир, 2003. – 528 с.

18. Пат. 99329 Украина, МПК В 22 D 7/04; С 22 В 9/18; В 22 D 23/00. Method for producing of hollow ingots by electroslag remelting and device for implementation thereof. / Fedorovskyi B.B., Medovar L.B., Saienko V.Y., Stovpchenko H.P., Petrenko V.L., Zhuravel V.M., Zaitsev V.A.; заявитель и патентообладатель "ELMET-POL" private company. – № 20100010232; заявл.19.08.2010; опубл.10.08.2012.

19. Пат. 81716 Украина, МПКВ 22 D 7/04. Device for producing hollow ingots. / Voloshyn O.I., Oleshko V.M., Tsivkovskyi O.H.; заявитель и патентообладатель

public corp "NOVOKRAMATORSKIMACHINEBUILDINGWORKS" – № 20130000445U; заявл. 14.01.2013; опубл. 10.07.2013.

20. Пат. 246040 Япония, МПК В 22 D 7/04. Method and apparatus for producing hollow metal ingots. / Aizawa Kanji, Kato Toshio, Oguchi Yukio, Ohzu Hideshi, Saito Kenji, Yao Minoru; заявитель и патентообладатель KAWASAKISTEELCO – № 1987030411; заявл. 08.05.1987; опубл. 19.11.1987.

21. Пат. 2364797 Австрия, МПК В 22 D 11/00; В 22 D 23/10; С 22 В 9/18. Method and device for manufacturing hollow melt ingots. / Breitler Michael Dipl-Ing, Holzgruber Harald Dipl-Ing Dr Mont, Ofner Bertram Dipl-Ing; заявитель и патентообладатель INTECO SPECIAL MELTING TECHNOLOGIES GMBH – № 20110000727; заявл. 31.01.2011; опубл. 14.09.2011.

22. Пат. 2533579 Российская Федерация, МПК С 22 В 9/187. Электрошлаковая печь для получения полого слитка. / Меркер Э.Э., Карпенко Г.А., Бахаев Д.А.; заявитель и патентообладатель Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования "Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС". – № 2013113896/02; заявл. 28.03.2013; опубл. 20.11.2014.

23. Пат. 2445383 Российская Федерация, МПК С 22 В 9/187, В 22 D 23/10. Установка для электрошлаковой выплавки полых слитков. / Дуб А.В., Дуб В.С., Полушин А.А., Команцев С.В., Швейкерт М.И., Нехамин С.М., Левков Л.Я., Сафронов А.А., Кригер Ю.Н., Иоффе Ю.С., Киссельман М.А., Черняк А.И., Барина С.Н., Свитенко И.А.; заявитель и патентообладатель Министерство промышленности и торговли Российской Федерации (Минпромторг России). – № 2010125519/02; заявл. 21.06.2010; опубл. 20.03.2012.

24. Пат. 2441928 Российская Федерация, МПК С 22 В 9/18, В 22 D 23/10. Устройство для изготовления котельных и паропроводных труб среднего и большого диаметра методом электрошлакового переплава. / Степанов А.Ю., Дудка Г.А., Немыкина Т.И., Карев А.А.; заявитель и патентообладатель Закрытое акционерное общество "Энергомаш (Белгород) - БЗЭМ". – № 2010117860/02; заявл. 06.05.2010; опубл. 10.02.2012.

25. Пат. 2490340 Российская Федерация, МПК В22F8/00, С22В1/248. Способ брикетирования металлической стружки. / Федеральное государственное унитарное предприятие "Центральный научно-исследовательский институт конструкционных материалов "Прометей" (ФГУП "ЦНИИ КМ "Прометей"); заявл. 13.12.2011; опубл. 20.08.2013.

26. Пат. 2405843 Российская Федерация, МПК С22В9/18, В22D23/10. Способ выплавки высококачественных инструментальных сталей из отходов инструментального производства. / Альтман В.А.; заявл 23.06.2009; опубл. 10.12.2010.

27. Пат. 2483126 Российская Федерация, МПК С22В9/187. Печь электрошлакового переплава металлосодержащих отходов. / Меркер Э.Э., Тимофеев П.В., патентообладатель Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования "Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС"; заявл. 18.10.2011, опубл. 27.05.2013.

28. Пат. 2487181 Российская Федерация, МПК С22В9/18. Способ электрошлакового переплава металлосодержащих отходов. / Меркер Э.Э., Тимофеев П.В., патентообладатель Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования "Национальный исследовательский технологический университет "МИСиС"; заявл. 18.10.2011, опубл. 10.07.2013

29. Пальти, А.М. Компьютерное моделирование электрошлаковой наплавки в водоохлаждаемом кристаллизаторе / А.М. Пальти, Д.Д. Юрченко. // Сварочное производство. – Москва: Издательский центр "Технология машиностроения", 2006. – №9 – С. 12–15.

30. Медовар, Л.Б. О возможности совмещения ЭШП и непрерывной разливки при получении полых слитков / Л.Б. Медовар, А.П. Стовпченко, Б.Б. Федоровский, Г.В. Нощенко. // Электрометаллургия. – Москва: Наука и технологии, 2011. – №7 – С. 2–6.

31. Соколова, О.О. Моделирование этапов технологического процесса изготовления слитка / О.О. Соколова, Н.А. Труфанов. // Фундаментальные и приклад-

ные проблемы техники и технологии. – Орел: Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования "Государственный университет учебно-научно-производственный комплекс", 2012. – №3-3(293)11 – С. 23–32.

32. Жеребцов, С. Н. Применение технологии электрошлакового переплава стружки высоколегированных сталей и сплавов для получения мерной заготовки / С.Н. Жеребцов // Электротехнология. – 2012. – № 4. – С. 32–34.

33. Самуйлов, С. Д. Электроимпульсная технология брикетирования стружки и других отходов черных металлов / С.Д. Самуйлов // Черные металлы. – 2009. – №2. – С. 14–19.

34 Скрипник, С.В. Применение электрошлаковых технологий для получения полых заготовок сложной формы / С.В. Скрипник, Д.Ф. Чернега // Металл и литье Украины. – 2011. – №7 – С. 3–10.

35 Ли, Джон-Хун. Электрошлаковое литье заготовок из сплавов на основе хрома. / Джон-Хун Ли, Е.И. Марукович и др. // Литье и металлургия –2015. – №1. – С. 17–22.

36. Wang, X. Numerical Simulation of Solidification Structure of ESR Ingot Using Cellular Automaton Method / X. Wang., Y. Li // Metallurgical and Materials Transactions B. – 2014. – №46(2). – pp. 800–812.

37. Liu, Fb. Comprehensive model for a slag bath in electroslagremelting process with a current-conductive mould / Xm. Zang, Zh. Jiang, X. Geng, M. Yao // International Journal of Minerals, Metallurgy, and Materials. – 2012. – №19(4). – pp. 303–311.

38. Глебов, А.Г. Электрошлаковый переплав. / А.Г. Глебов, Е.И. Мошкевич. – М.: Металлургия, 1985. – 343 с.

39. Вдовин, К.Н. Переплав стружки стали 25Х1МФ методом ЭШП / К.Н. Вдовин, А.Н. Юсин, А.Е. Позин и др. // Современные проблемы электротехнологии стали: материалы XVI Междунар. конф.: 2 ч.– Челябинск: Изд. центр ЮУрГУ – 2015. – С. 112–116.

40. Кочкин, С.В. Переработка металлической стружки с применением электрошлаковых технологий / С.В. Кочкин, А.Е. Семин // Современные проблемы

электрометаллургии стали: материалы XVI Междунар. конф.: 2 ч. - Челябинск: Изд. центр ЮУрГУ – 2015. – С. 108–112.

41. Бертковский, Б.М. Разностные методы исследования задач теплообмена / Б.М. Бертковский, Е.Ф. Ноготов – Минск: Наука и техника, 1976. – 144 с.

42. Ячиков М.И. Модель теплового состояния внутреннего кристаллизатора электрошлаковой печи / М.И. Ячиков, К.Н. Вдовин, И.М. Ячиков, М.А. Сичная // Математическое и программное обеспечение систем в промышленной и социальной сферах. Магнитогорск: МГТУ, 2016. – №1 – С. 13–18.

43. Алексеенко А.В. Сбор и переработка металлической стружки. М. Машиностроение, 1980.– 120 с.

44. Васильев Л.Л., Танаева С.А. Теплофизические свойства пористых материалов// Наука и техника, Минск, 1971. 265 с.

45. Chermant Z. Modelisation des proprietes morphologies et physiques des materiauxfrites en phase solid / Z. Chermant, M. Coster, J. Jernot // Met. etetud. sci. Rev. met. – 1984. – 81, No. 1. – P. 5–18.

46. Стоянов А. А. Исследование электропроводности пористых материалов// Вісник Донбаської державної машинобудівної академії. No 4 (29), 2012. С. 164 – 169.

47. Логинов Ю.Н., Карсаков В.В., Хайкин Б.Е. Сокращение образования трещин на поверхности расходуемых титановых электродов. Технология легких сплавов, 1984. № 6. С. 62–64.

48. Шлыков Ю.П., Ганин Е.А. Контактный теплообмен, Госэнергоиздат, 1963. – 280 с.

49. Попов В. М. Теплообмен в зоне контакта разъемных и неразъемных соединений. М., Энергия, 1971. – 216 с.

50. Варгафтик Н.Б. Справочник по теплофизическим свойствам газов и жидкостей. М.: Наука, 1972. –720 с.

51. Вдовин К.Н. Оценка производительности установки ЭШП стали 25Х1МФ с нерасходуемым электродом / К.Н. Вдовин, М.И. Ячиков, А.А. Нефедьев // Сталь. М.: ООО «Интермет Инжиниринг», 2017. – №3 – С. 26–29

52. Лариков, Л. Н. Структура и свойства металлов и сплавов / Л.Н. Лариков, В.Н. Гриднев, Н.В. Новиков и др. // Киев: Наукова думка, 1985. – 440 с.

53. URL: [http://emchezgia.ru/fizhim/7\\_fiz\\_svoistva\\_shlakov.php](http://emchezgia.ru/fizhim/7_fiz_svoistva_shlakov.php)

54. Лыков А.В. Теория теплопроводности. М.: Высшая школа, 1967. –599 с.

55. Вдовин К.Н. Определение характеристик установки ЭШП электрода из пресованной стружки легированной стали / К.Н. Вдовин, М.И. Ячиков, И.М. Ячиков, Д.А. Дерябин // Сталь, 2019, №9 – С. 23–28.

56. Сичная, М.А. Математическая модель теплового состояния внутреннего кристаллизатора ЭШП / М.А. Сичная, М.И. Ячиков, И.М. Ячиков, К.Н. Вдовин //Сборник докладов IV Всероссийской научно-практической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых «Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве». Екатеринбург: УРФУ, 2015. – С. 147–152.

57. Ячиков И.М., Ячиков М.И., Вдовин К.Н. Тепловое состояние внутреннего кристаллизатора установки ЭШП // Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ. №2017619260. –2017.

58. Курганов А. М., Федоров Н.Ф. Справочник по гидравлическим расчетам систем водоснабжения и канализации. – Л.: Стройиздат. Ленингр. отд-ние, 1973. – 408 с.

59. Ячиков И.М., Вдовин К.Н, Точилкин В.В., Ларина Т.П. Непрерывная разливка стали. Расчеты медных кристаллизаторов: монография.- Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск.гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова. 2014. - 190 с.

60. Гуревич С.М. Справочник по сварке цветных металлов. - Киев: Наукова думка, 1990. - 510 с.

61. Бондаренко И.Б., Гатчин Ю.А., Иванова Н.Ю., Шилкин Д.А. Соединители и коммутационные устройства. Учебное пособие. СПб: СПбГУ ИТМО, 2007. 151 с.

62. Физические величины. Справочник. Под ред. И. С. Григорьева, Е. З. Мейлихова. — М.: Энергоатомиздат, 1991. — 1232 с.

63. Ячиков, М.И. Моделирование теплового состояния внутреннего кристаллизатора электрошлаковой печи / М.И. Ячиков, И.М. Ячиков, М.А. Сичная // Тру-

ды Пятой Международной научной конференции «Информационные технологии и системы». Челябинск: Челябинский государственный университет, 2016. – С. 304–309

64. Вдовин К.Н. Расчет конструкционных характеристик установки ЭШП при выплавке заготовки роликов МНЛЗ / К.Н. Вдовин, М.И. Ячиков // Актуальные проблемы современной науки и образования, 2019, т. 10, №1 – С. 63–67.

65. Вдовин К.Н. Увеличение стойкости дисковых ножей / К.Н. Вдовин, С.Н. Юсин, А.А. Подосян // Теория и технология металлургического производства, 2007, №7 – С. 75–83.

66. Электрошлаковый переплав на металлургическом производстве: монография / Вдовин К.Н., Горленко Д.А., Егорова Л.Г., Феоктистов Н.А. - Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2018. - 141 с.

67. Вдовин К.Н. Переплав ножевых марок сталей методом ЭШП / К.Н. Вдовин, М.И. Ячиков, А.Н. Юсин, А.Е. Позин, Е.А. Русин // Теория и технология металлургического производства, 2017, №1 – С. 23–26.

68. Теория сварочных процессов: Учеб. для вузов по спец. «Оборуд. и технология сварочн. пр-ва» // В.Н. Волченко, В.М. Ямпольский, В.А. Винокуров и др.; Под ред. В.В. Фролова – М., Высш. шк., 1988, 559 с.

69. Чуманов И.В. Анализ способов получения расходуемых электродов для ЭШП с использованием металлизированных окатышей и жидкой лигатуры / И.В. Чуманов, Е.А. Ворона // Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия: Металлургия, 2008, №24 – с. 24–27.

70. Чуманов И.В., Пятыгин Д.А. Электрошлаковый переплав на постоянном токе с вращением расходуемого электрода / Современные проблемы электроталлургии стали. Челябинск: ЮУрГУ, 2004. – С. 161–162.

71. Вдовин К.Н. Производство стальных валков методом электрошлакового переплава / К.Н. Вдовин, М.И. Ячиков // Литейщик России, 2016, №4 – С. 15-16.

72. Ячиков И.М., Ячиков М.И. Гидравлический расчет внутреннего кристаллизатора, используемого для получения полых слитков в установке ЭШП // В сб.: Современные достижения университетских научных школ. Сборник докладов

национальной научной школы-конференции. МГТУ им. Г.И. Носова, Магнитогорск, 2018. С. 86–91.

73. Ячиков И.М., Ячиков М.И., Приданников С.С. Моделирование теплового состояния электрода из пресованной металлической стружки при ее переработке в установки ЭШП // В сб.: докладов национальной научной школы-конференции. МГТУ им. Г.И. Носова, Магнитогорск, 2019. С. 142–147.

74. Вдовин К.Н. Переплавление стружки стали 25Х1МФ методом ЭШП / К.Н. Вдовин, А.Н. Юсин, А.Е. Позин, Е.А. Русин // Современные проблемы электрометаллургии стали: материалы 16 Международной конференции – Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ, 2015. – Ч. 2 – С. 112–116.

75. Вдовин К.Н. Производство валков методом электрошлакового перепада / К.Н. Вдовин, Л.Г. Егорова, М.И. Ячиков // Межрегиональный сборник научных трудов «Литейные процессы», 2016, №15 – С. 124–128.

76. Вдовин К.Н. Исследование технологии электрошлакового перепада отходов металлургического оборудования / К.Н. Вдовин, А.Н. Юсин, В.И. Завьялов, А.А. Подосян // Межрегиональный сборник научных трудов «Литейные процессы», 2004, №4 – С. 123–129

77. Вдовин К.Н. Разработка технологии получения заготовки для производства роликов МНЛЗ методом ЭШП. / К.Н. Вдовин, А.С. Бердников, А.А. Подосян // Теория и технология металлургического производства, 2010, №10 – С. 68–73.

78. Шаповалов В. А., Бурнашев В. Р., Биктагиров Ф.К. Качество слитков ЭШП, выплавленных из электродов, спрессованных из стружки аустенитных нержавеющей сталей // Современная металлургия. 2012. № 4. С.46–48.

79. Медовар Л. Электрошлаковый перепад полых слитков. Новый подход к традиционной проблеме / Л. Медовар, Б. Федоровский, А. Стовпченко, В. Журавль, Д. Богачев // Металлургия машиностроения, 2012, №2 – С. 46–50.

80. Расчет температурных полей в полых слитках при электрошлаковом перепаде. / А.Н. Суров, В.И. Потапов, М.С. Бугаев. // Вестник ЮУрГУ, №10, 2006, С. 73–75.

81. Кусков Ю.М. Электрошлаковые технологии изготовления и восстановления прокатных валков // *Сталь*, 2001, №8 – С. 70–75.
82. Биктагиров Ф.К., Демченко В.Ф., Пшеничный Б.А., Воронин А.Е. Влияние параметров режима электрошлаковой отливки на формирование слитка // *Проблемы специальной электротметаллургии*. – 1996 – №1 – С. 21–24.
83. Зубер Д.Л., Коченюк О.А., Рябков М.Г., Петров Ю.Б., Кудряш М.Н., Петелин Ю.Ю., Электрошлаковая гарнисажная печь для переработки металлосодержащих промышленных отходов // *Электротметаллургия*. 1999. №4. С.35–36.
84. Ячиков, И.М. Утилизация медной стружки методом электрошлакового переплава / И.М. Ячиков, К.Н. Вдовин, А.А. Нефедьев. // *Известия высших учебных заведений. Черная металлургия*. 2009. – №8 – С. 69.
85. Исаченко В. П., Осипова В. А., Сукомел А. С. Теплопередача. М. – Энергия, 1975, 488 с.
86. Смитлз К. Дж. Металлы. М. Металлургия. 1980, 447 с.
87. Мысик, Р.К. Производство литых заготовок из деформируемых алюминиевых и медных сплавов: учебное пособие / Р. К. Мысик, Ю. Н. Логинов, А. В. Сулицин, С. В. Брусницын – Екатеринбург: УрФУ, 2011. 414 с
88. Kharicha A., Ludwig A., Menghuai W.U. On Melting of Electrodes during Electro-Slag Remelting// *ISIJ International*, Vol. 54 (2014), No. 7, pp. 1621–1628.
89. Zhengyi J., Shanqing Li, Jianmin Z., Xiaoping L. and Daoguo Y. Numerical Simulation Study of Consumable Electrode Melting Process in Electro-Slag Remelting Ingots// *Advanced Materials Research*. February 2011, Vol. 189-193, P. 3895–3898.
90. Xi-Min Zang. Industrial test of 6-m long bearing steel ingot by electroslag remelting withdrawing process / Tian-yu Qui, Xin Deng, Zhou-hua Jiang, Hua-bing Li // *China Foundry, Research and Development*, 2015 – Vol. 12, №3 – pp. 202–207.

## ПРИЛОЖЕНИЕ А

УТВЕРЖДАЮ  
 Главный инженер  
 ООО «Механоремонтный комплекс»  
 кандидат технических наук  
 А.Н. Юсин



«26» октября 2017 г.

АКТ

внедрения результатов научно-исследовательской работы, направленной на разработку технологии переработки стружки из стали 25Х1МФ, образующейся при изготовлении роликов МНЛЗ, после электрошлакового переплава

В ООО «Механоремонтный комплекс» в цехе ЦРМО-3 практически постоянно происходит переплав роликов МНЛЗ, отработавших свой срок, из полученных слитков – электродов затем изготавливают новые ролики МНЛЗ методом резания на специализированных станках.

В процессе изготовления роликов образуется большое количество стружки из стали 25Х1МФ, которую необходимо утилизировать. Один из способов – отправка на переплавку в электродуговую печь. Другой способ - предложили сотрудники кафедры литейных процессов и материаловедения Вдовин К.Н. и Ячиков М.И. ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова». По этому способу образовавшаяся стружка прессуется в специальном кондукторе и из спрессованных брикетов формируется электрод для электрошлакового переплава.

Этот способ утилизации стружки успешно опробован в ЦРМО-3 ООО «Механоремонтный комплекс» и позволил не передавать стружку по низкой цене в переплав в электродуговой печи. Электроды, полученные из стружки методом ЭШП, имели удовлетворительное качество по химическому составу, по макро- и микроструктуре. Ролики, изготовленные из этих электродов, показали хорошую стойкость при эксплуатации на МНЛЗ № 2.

Исполнитель от ООО «МРК»  
 начальник ЦРМО-3

А.Н. Еремин

Исполнитель от ФГБОУ ВО  
 «МГТУ им. Г.И. Носова»

д.т.н., проф. К.Н. Вдовин

аспирант М.И. Ячиков

## ПРИЛОЖЕНИЕ Б

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



## СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2017619260

Тепловое состояние внутреннего кристаллизатора  
установки ЭШП

Правообладатель: **Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова» (RU)**

Авторы: **Ячиков Игорь Михайлович (RU), Ячиков Матвей Игоревич (RU), Вдовин Константин Николаевич (RU)**

Заявка № 2017616533

Дата поступления 04 июля 2017 г.

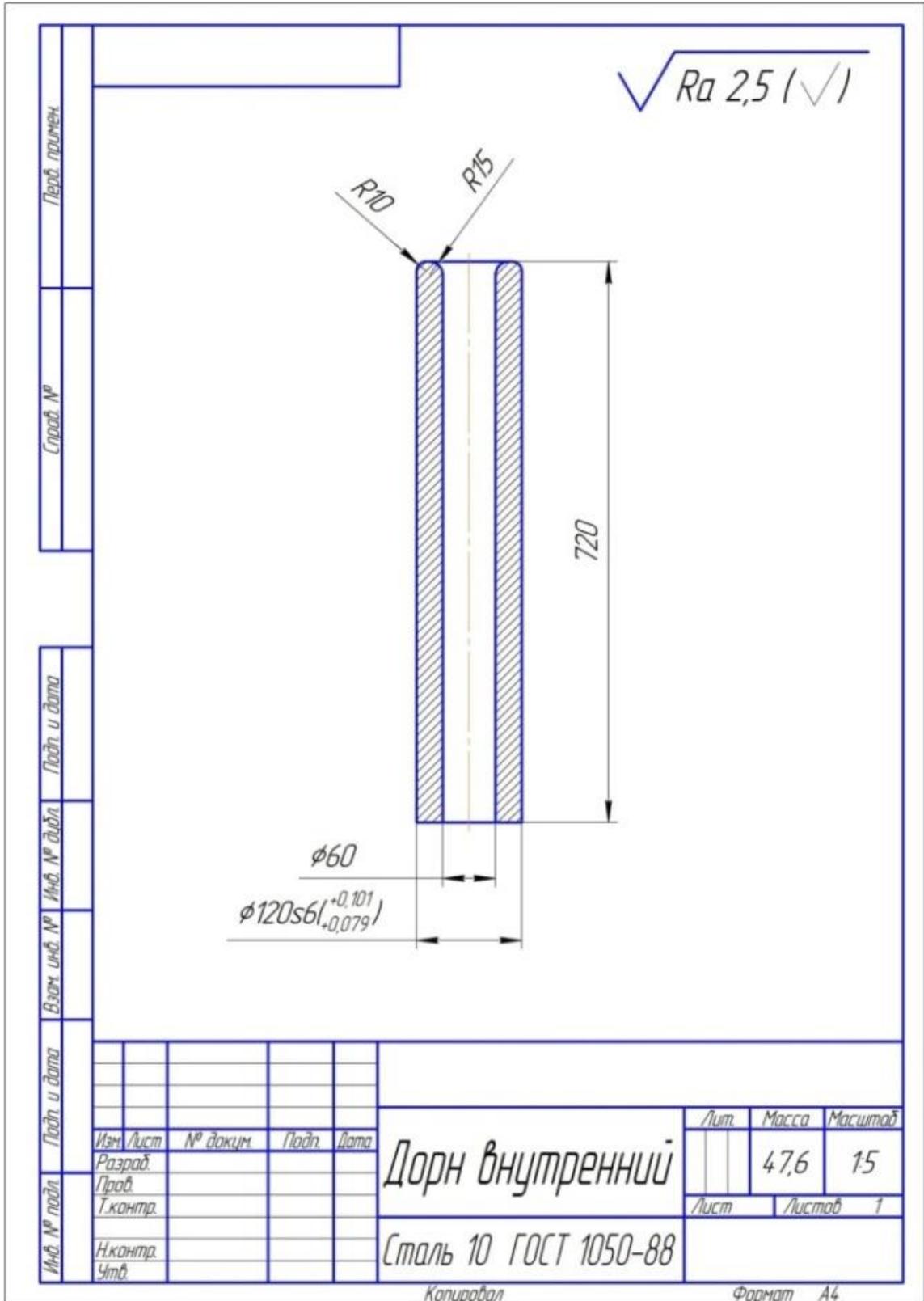
Дата государственной регистрации  
в Реестре программ для ЭВМ 18 августа 2017 г.

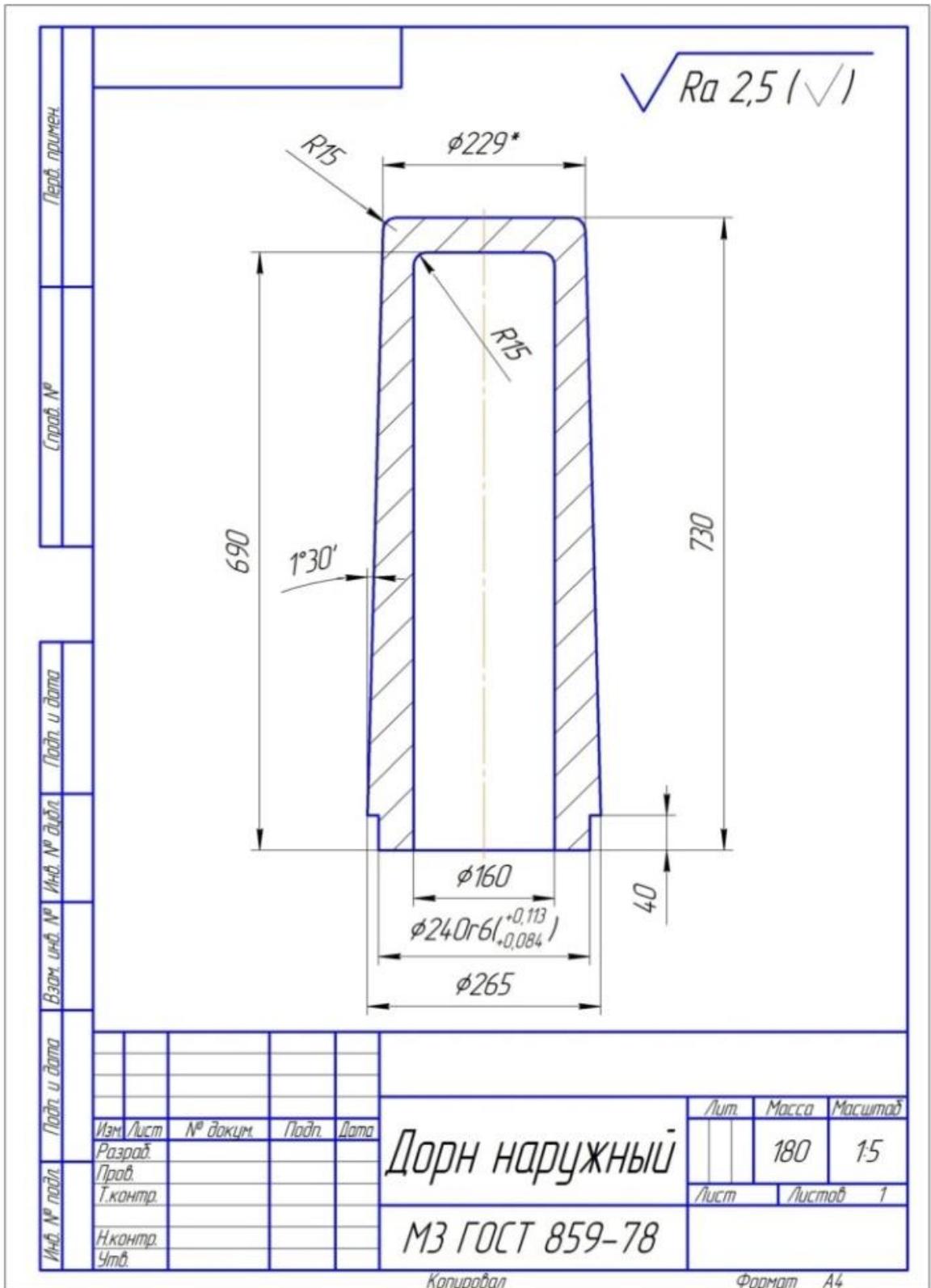
Руководитель Федеральной службы  
по интеллектуальной собственности

 Г.П. Ивлиев



**ПРИЛОЖЕНИЕ В**





Лист пр.имен.	
Стор. №	
Подп. и дата	
Инв. № д.д.л.	
Взам. инв. №	
Подп. и дата	
Инв. № подл.	

Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата
Разраб.				
Проб.				
Т.контр.				
Н.контр.				
Утв.				

**Дорн наружный**  
**МЗ ГОСТ 859-78**

Лит.	Масса	Масштаб
	180	1:5
Лист	Листов	1

Копировал

Формат А4

