

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
«Южно-Уральский государственный университет»
(национальный исследовательский университет)
Кафедра «Металлургическое производство»

РАБОТА ПРОВЕРЕННА
Рецензент _____

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой,
(кандидат технических наук)

_____ 2018 г

ОСОБЕННОСТИ ПРОИЗВОДСТВА СУДОСТРОИТЕЛЬНОЙ
СТАЛИ РСВ

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Консультант
Безопасность жизнедеятельности,
(доцент)
_____ В.А.Пашнев
_____ 2018 г

Руководитель проекта,
(доцент)
_____ В.А. Пашнев
_____ 2018 г

Автор проекта:
студент группы ДО-518
Субботович А.А.
_____ 2018 г

Нормоконтролер,
Е.Е. Чванова
_____ 2018 г

Челябинск 2018 г

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
«Южно-Уральский государственный университет
(национальный исследовательский университет)»

Направление 22.03.02 «Металлургия»
Профиль бакалавриата: электрометаллургия стали
Кафедра металлургического производства

УТВЕРЖДАЮ:
Зав. кафедрой

«01» февраля 2018.

З А Д А Н И Е

на выпускную работу студенту

Субботович Алине Андреевне

Группа: ДО-518

1 Тема выпускной работы: «Особенности производства судостроительной стали РСВ», утверждена приказом по университету от «04» апреля 2018 г. №580.

2 Срок сдачи студентом законченной работы «11» июня 2018 г.

3 Исходные данные к работе

3.1 Марка стали: РСВ.

3.2 Наименование конечного продукта производства: сляб.

3.3 Материалы производственной практики.

4 **Содержание пояснительной записки** (перечень подлежащих разработке вопросов):

Аннотация

Оглавление

Введение

1 Технологическая часть

1.1 Описание стали марки РСВ.

1.2. Назначение выплавляемой стали.

1.3. Технологическая схема производства.

1.4. Выбор оборудования для выплавки.

1.5. Сырьевые материалы, необходимые для выплавки.

1.6. Контроль качества продукции.

2. Расчетная часть

2.1. Материальный баланс плавки.

2.2. Тепловой расчет печи.

3. Возможные дефекты непрерывной заготовки

3.1. Общие сведения о дефектах.

3.2. Виды дефектов сталеплавильного происхождения.

3.3. Поперечные пережимы.

4. Зарубежный опыт производства стали РСВ.

5. Возможные направления модернизации производства.

6. Охрана труда и техника безопасности.

6.1 Общие требования охраны труда.

6.2 Анализ опасных производственных факторов.

6.3 Анализ вредных производственных факторов.

6.4 Воздействие загрязняющих факторов на состояние окружающей среды.

Заключение

Библиографический список

Приложения

7 Перечень графического материала :

7.1 Химический состав стали марки РСВ (плакат)

7.2 Технологический цикл производства (плакат)

7.3. Планировка сталеплавильного цеха (чертеж)

7.4. Дуговая сталеплавильная печь (чертеж)

7.5. Агрегат ковш-печь (чертеж)

7.6. Машина непрерывного литья заготовок (чертеж)

Всего листов: 6

Консультанты по работе, с указанием относящихся к ним разделов:

№ п/п	Раздел	Консультант	Подпись	
1	Технологическая часть			
2	Расчётная часть			
3	Возможные дефекты конечного продукта производства			
4	Зарубежный опыт производства			
5	Возможные направления модернизации производства			
6	Охрана труда и техника безопасности			

Дата выдачи задания: «01» февраля 2018 г.

Руководитель работы: _____ /В.А.Пашнёв/

Задание принял к исполнению:

Студент : _____ /А.А.Субботович /

КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН

№ п/п	Наименование этапов выпускной квалификационной работы	Срок выполнения этапов работы	Отметка о выполнении
1	Введение	01.02.2018-25.02.2018	
2	Технологическая часть	26.02.2018-31.03.2018	
3	Расчётная часть	01.04.2018-10.04.2018	
4	Дефекты конечного продукта производства	11.04.2018-21.04.2018	
5	Зарубежный опыт производства подобной продукции	21.04.2018-01.05.2018	
6	Возможные направления модернизации производства	02.05.2018-10.05.2018	
7	Охрана труда и техника безопасности	11.05.2018-20.05.2018	
8	Графическая часть	21.05.2018-25.05.2018	
9	Оформление работы	26.05.2018-29.05.2018	
10	Защита проекта		

Зав. кафедрой: _____ /

Руководитель работы: _____ / В.А.Пашнёв/

Студент _____ / А.А.Субботович /

АННОТАЦИЯ

Субботович А.А. Особенности производства судостроительной стали РСВ - Челябинск: ЮУрГУ, Кафедра МП; 2018 г, гр.ДО-518; 86 с, 4 листа чертежей ф. А1, 2 плаката. Библ.список, 30 наим.

Целью дипломной работы является рассмотрение особенностей производства судостроительной стали РСВ в части выплавки в условиях ПАО «АМЗ».

Работа состоит из 6 частей. 1-ая часть рассматривает теоритические основы производства: оборудование, используемые материалы, общие сведения о марке стали. 2-ая часть рассматривает практическое получение заданной марки стали на примере расчётов материального и теплового балансов. Также приняты во внимание вопросы охраны труда, экологии и окружающей среды, рассмотрены зарубежные аналоги и предложена модернизация оборудования.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>	Особенности производства судостроительной стали РСВ			<i>Листов</i>	
Разраб.	СубботовичА.							7	86
Провер.	Дашнёв В.А.								
Н. Контр.									
Утверд.									
					ЮУрГУ				

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	9
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....	10
1.1 Описание стали марки РСВ.....	10
1.2 Назначение выплавляемой стали.....	11
1.3 Технологическая схема производства в условиях ПАО «АМЗ».....	11
1.4 Оборудование для выплавки и разлива стали.....	12
1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки.....	29
1.6 Контроль качества продукции.....	30
2 РАСЧЁТНАЯ ЧАСТЬ.....	31
2.1 Расчёт материального баланса выплавки стали марки РСВ в ДСП-120.....	31
2.2 Тепловой баланс.....	68
3 ДЕФЕКТЫ НЕПРЕРЫВНОЙ ЗАГОТОВКИ.....	73
3.1 Общие сведения о дефектах.....	73
3.2 Дефекты сталеплавильного происхождения.....	73
3.3. Поперечные пережимы.....	74
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ МАРКИ РСВ.....	75
5 МОДЕРНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА.....	76
6 ОХРАНА ТРУДА.....	77
6.1 Общие требования охраны труда.....	77
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	78
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	80
6.4 Воздействие загрязняющих факторов на состояние окружающей среды	81
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	84
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	85

ВВЕДЕНИЕ

По итогам 2017 года видимое потребление стали в мире увеличилось по сравнению с прошлым годом и составило 1691,2 млн. т стали, что на 5,3% превышает показатели годичной давности (отметим, что немногим менее половины этого количества приходится на Китай). И глобальный спрос на металл лишь увеличивается. На долю «Ашинского металлургического завода» приходится 700-800 тыс. т стали в 2017 году.

Система производства чёрных металлов охватывает весь процесс от добычи и подготовки сырья, топлива, вспомогательных материалов до выпуска стального проката для дальнейшего передела и готовых изделий. В её состав входят: добыча, обогащение и окускование железных и марганцевых руд; производство чугуна, доменных ферросплавов, стали и проката; производство ферросплавов в электропечах; вторичный передел чёрных металлов; добыча, обогащение и коксование угля; производство огнеупоров; добыча вспомогательных материалов (флюсовых известняков, магнезита и др.); производство прочих материалов и газов, необходимых в производстве. Таким образом, собственно металлургический цикл (чугун – сталь – прокат) обеспечивается целым рядом смежных и вспомогательных производств, необходимых для нормального функционирования всего процесса получения чёрных металлов.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
						9
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание стали марки РСВ

Таблица 1.1 — Химический состав стали марки РСВ по ГОСТ Р 52927-2015

Марка стали	ЕИ	С	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	N	Al
РСВ	%	н.б.	0,15-	0,60-	не более						0,02-
		0,21	0,35	1,00	0.025	0.025	0.30	0.40	0.35	0.012	0,60

Прочность стали марки РСВ нормальная. Толщина прокатного листа определяется ГОСТом от 5 до 100 мм включительно. Размеры листов, выпускаемых на ПАО «АМЗ» этой марки: 8,0-30,0x1500-2300x2000-12000 мм.

Судовой лист – разновидность металлопроката, который обладает повышенными антикоррозийными и прочностными свойствами.

Данный вид металлопроката применяется в судостроении и используется при строительстве различных судов, платформ, морского или речного оборудования, понтонов и причалов.

Производство судовой листа регламентируется согласно ГОСТ Р 52927-2015 на металлопрокат.

Вся судовая сталь должна соответствовать классу морского Регистра судоходства и/или российского речного регистра РФ. Поставляют данные материалы под специальным техническим наблюдением Регистра.

Таблица 1.2 — Механические свойства по ГОСТ Р 52927-2015

Марка стали	Временное сопротивление, Н/мм ²	Предел текучести, Н/мм ²	Относительное удлинение, %	Работа удара RVL Дж (кГс*м)		
				Температура испытания	Для образцов 11 типа	Для образцов 12 типа
		Не менее			Не менее	
В	400-520	235	22	20	2.7	2.4

Таблица 1.3 - Точность прокатки

Толщина листа, мм	Длина листа	
	Свыше 1500 до 1800 мм	Свыше 1800 до 2100 мм
От 10 до 20	0.8	0.8
От 21 до 22	0.9	0.9
От 23 до 25	1	1
От 26 до 28	1.1	1.1
От 29 до 30	1.2	1.2

1.2 Назначение стали марки РСВ

Главными преимуществами листа из стали для судостроения 7 мм РСВ являются:

- высокая коррозионная стойкость;
- устойчивость к низким температурам;
- немагнитность;
- прочность;
- высокая обрабатываемость.

Применяется лист из стали для судостроения 7 мм РСВ в следующих областях:

- судостроение;
- строительство судов, платформ, морского или речного оборудования, понтонов и причалов.

1.3 Технологическая схема производства

Технологическая схема производства на ПАО «АМЗ» представлена на рисунке 3.1.

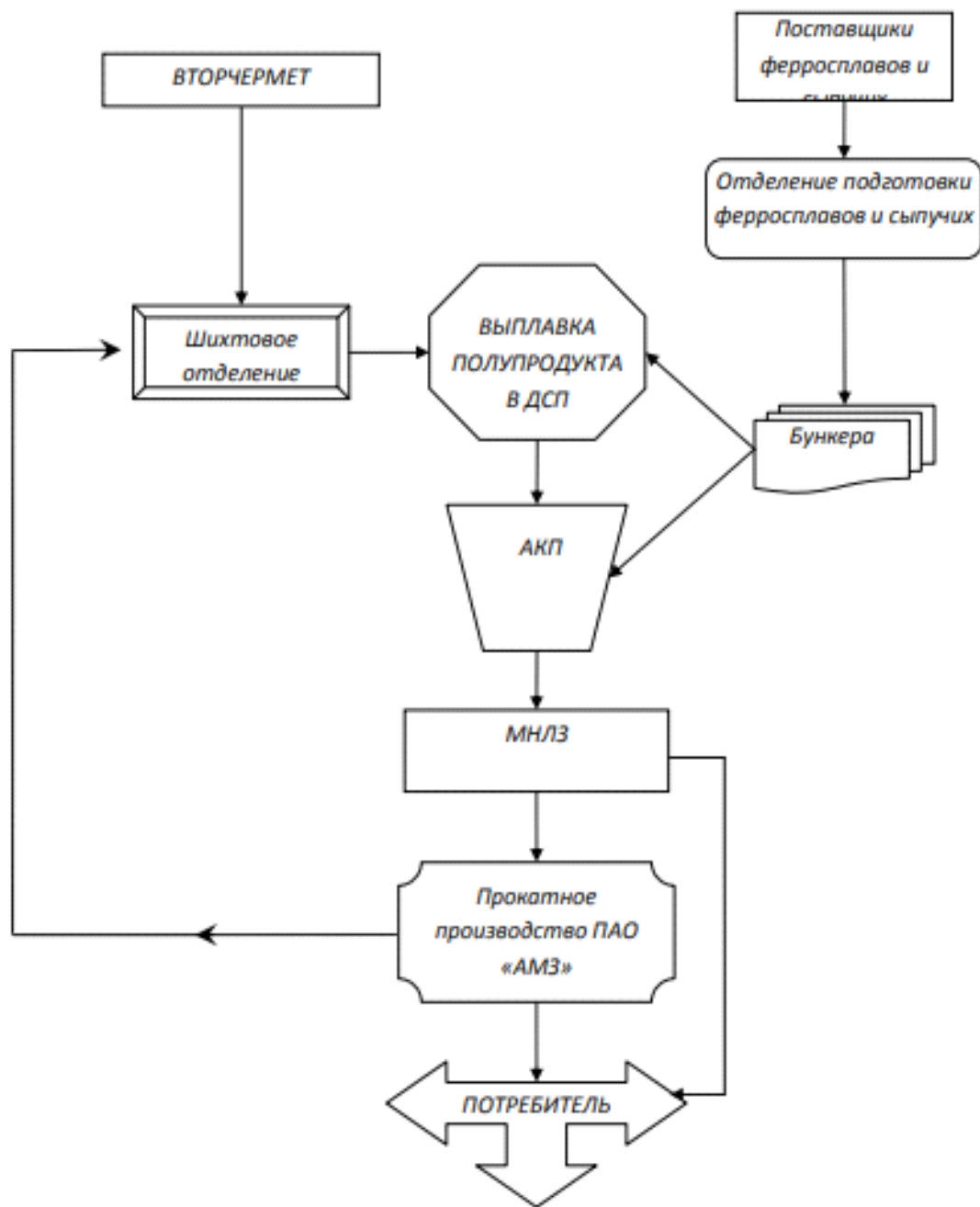


Рисунок 1.1 – Технологическая схема производства

1.4 Выбор оборудования для выплавки

1.4.1 Дуговая сталеплавильная печь

Для выплавки стали в условиях «Ашинского Metallургического завода» используется дуговая сталеплавильная печь (ДСП-120) с наклонной платформой и с непрерывной подачей металлошихты через конвейер «Consteel».

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

ДСП с основной футеровкой является универсальным агрегатом и позволяет реализовывать несколько вариантов технологий. Они отличаются видами шихтовых материалов, набором технологических операций, приёмов для экономии электроэнергии.

Главным, а иногда и единственным компонентом металлошихты является стальной лом (углеродистый или легированный). Кроме лома в металлошихте может присутствовать чугун в твёрдом виде.

Полный набор технологических операций: заправка печи, загрузка (завалка) шихты, плавление шихты, окислительный период, восстановительный период, выпуск [2].

В целях повышения производительности печи были предусмотрены следующие технические решения:

- Охлаждение печного свода (за исключением центрального малого свода, выполненного из огнеупорных материалов);
- Охлаждение стен кожуха посредством водоохлаждаемых панелей с принудительной циркуляцией воды (замкнутый контур);
- Автоматизированное регулирование положения электродов с высокой скоростью регулирующего воздействия для поддержания тока на электродах и напряжения электрической дуги на постоянном уровне (оптимальные значения);
- Собственный контур электродов, позволяющий расплавлять скрап однородным образом и одновременно снижающим воздействие излучения электрической дуги на панели и на огнеупорную футеровку корпуса;
 - Эркёрный выпуск жидкого металла;
 - Пятое отверстие в своде для подачи присадок в печь;
 - Установка кожуха, предназначенного для того, чтобы оптимизировать использование имеющегося объёма и снизить температурную неоднородность жидкого металла с тем, чтобы уменьшить термическую нагрузку на огнеупорную футеровку металлоконструкций;
 - Установка наружных панелей.

Основные технические характеристики агрегата представлены в таблице 1.5.

Таблица 1.5 — Технические характеристики ДСП

Показатель	«DANIELI»
Тип печи	переменного тока с наклонной платформой
Система загрузки металлошихты	конвейер «CONSTEEL»
Тип выпуска жидкого металла	эркёрный
Масса на выпуске	120 т

Зеркало расплавленного металла («болото»)	50 т
Диаметр кожуха	6800 мм
Внутренний диаметр панелей	6900 мм
Тип панелей	стальные и медные (нижние) трубы
Угол выпуска	20 °
Угол спуска шлака	-15 °
Ёмкость печи	144,5 м ³
Тип электродных консолей	проводные
Качество используемых электродов	высокой плотности
Круговой диаметр электродов	1250 мм
Диаметр электрода	610
Длина электрода	2700 мм
Ёмкость корзины для лома	85 м ³

Устройство ДСП:

1 Система наклона печи

На печной платформе располагаются:

- кожух;
- свод;
- конструкция для подъёма и поворота свода;
- устройство, в состав которого входят колонны и консольные электрододержатели.

С различной стороны система защищена от воздействия тепла, генерируемого горячим металлом, посредством стенки из огнеупорных материалов, которая удерживается за счёт собственных механических анкерных приспособлений.

Наклонная платформа и размещение балансиров смонтированы таким образом, чтобы печь в случае сбоя в гидравлической системе наклонилось назад к шлаковой стороне.

Наклонные опоры крепятся под платформой. Во время наклона печи они ложатся и катятся по металлическому основанию, которое закреплено на фундаменте.

Кантователи печи сделаны из сварных пластин, закреплённых под двумя балками основного строения.

Комплекты роликовых опор, сделанных из сварных стальных пластин, закреплены анкерами к фундаментам печи.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		14

Расстояние от центра наклонных опор обеспечивает хорошую поперечную стабильность печи, а их радиус кривизны придаёт стабильность движению. В ходе загрузки печи и плавки лома печь находится в горизонтальном положении, что обеспечивают два механических рычага, которые приводятся в действие гидравлическими цилиндрами с двойным приводом.

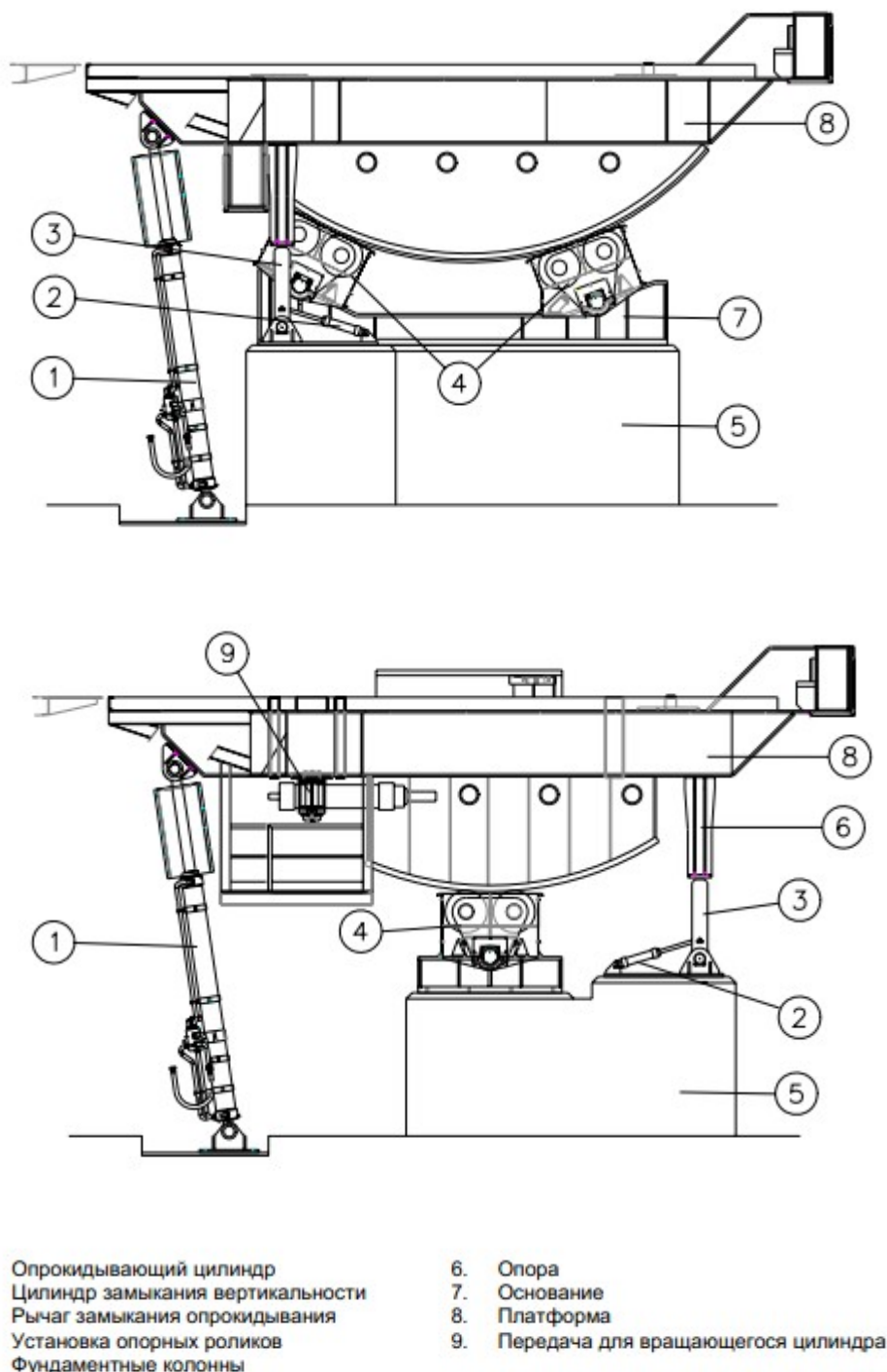


Рисунок 1.1 — Система наклона печи

– Платформа печи

Платформа состоит из стальной каркасной конструкции, которая поддерживает кожух печи и всю структуру конструктивных электродов.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		15

Их конструкционные особенности дают возможность быстро и легко заменять кожух печи.

– Система наклона печи

Система наклона состоит из двух больших гидравлических цилиндров, закреплённых фундаменте и боковых ходовых мостках, которые имеются на платформе и идут по направлению к шлаковой летке. Они защищают от воздействия температуры и от попадания посторонних предметов с помощью железобетонной стенки облицованной огнеупорным кирпичом.

2 Кожух и водоохлаждаемые панели

Нижняя и верхняя часть составляют кожух печи.

Нижняя часть кожуха спроектирована под эксцентричный донный выпуск стали (ЕВТ) с плавным переходом с секцию ЕВТ. Предусмотрена специальная пластина для поддержки огнеупоров отверстия выпуска стали.

Нижний кожух располагается на наклоняющейся платформе с помощью четырёх опор.

Донная часть кожуха, имеющая овальную форму, выполнена из толстолистовой стали с помощью сварки и усиливающими сварные швы валиками.

Донная часть кожуха имеет изогнутую форму чаще всего представляет собой самонесущую конструкцию и не нуждается в армировании, чтобы выдерживать вес огнеупорной футеровки.

Четыре поворотные цапфы предусмотрены для подъема/опускания нижней части кожуха (включая огнеупоры) с/на платформу. Специальное внимание было уделено обеспечению удобного доступа к крышке внецентренного донного выпуска и всем точкам, нуждающимся в проведении регулярного технического осмотра.

Геометрическая форма кожуха обеспечивает переход от цилиндрической части к опорной конструкции эркерного выпуска жидкого металла и сокращает механическую нагрузку на огнеупорную футеровку.

Верхняя часть кожуха представляет собой клеть с трубами. Также предусмотрены четыре цапфы для поднятия клетки вместе с панелями.

Верхняя часть кожуха выполнена из водоохлаждаемых панелей различной формы, предназначенных для обеспечения лучшего охлаждения всех узлов печи. Данные панели придают печи модульную конструкцию и заменяют огнеупорную футеровку, что дает возможность увеличить вместимость кожуха.

Модульные панели могут быть закрытыми и таким образом они могут удаляться по одной. Их размеры рассчитаны так, чтобы панели могли устанавливаться на ограниченном расстоянии от шлакового пояса для того, чтобы сократить расход необходимых огнеупоров.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		16

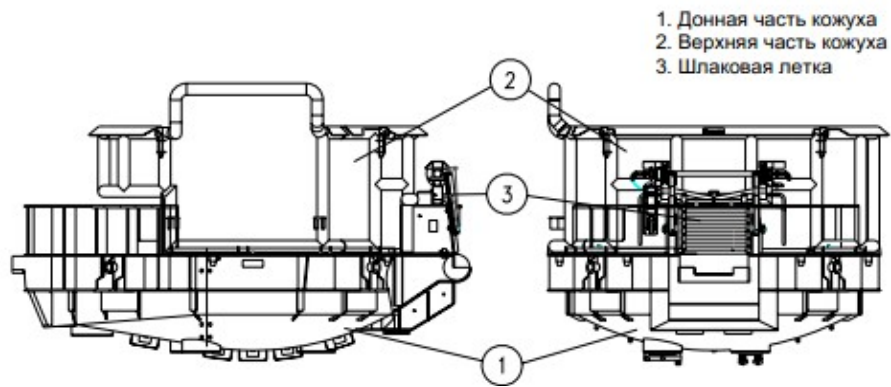


Рисунок 1.2 — Кожух ДСП

Конструкция панелей помогает отложению шлака на поверхностях, подвергающихся воздействию тепла, что увеличивает теплоизоляцию, сокращает теплотери посредством системы охлаждения и увеличивает срок службы панелей.

Панели крепятся к стенам кожуха посредством определенного крепежа и становятся единым целым с печью независимо от положения, которое они занимают во время плавки, кроме того их можно легко извлечь из наружной части.

Водоохлаждаемые панели боковой стенки спроектированы с вертикальной распределительной стальной трубой и имеют конструкцию с разнесенными трубами и упорной пластиной.

Все возвратные головки изготовлены из кованой стали. Четыре нижних ряда труб панелей будут изготовлены из меди.

В отделении эркерного выпуска водоохлаждаемые щиты выполнены из медных труб.

Опорная конструкция панели сделана из:

- верхнее кольцо из трубчатого профиля, который служит дренажным коллектором для воды охлаждения и в качестве опорной плоскости для печного свода;
- нижнее кольцо такого же профиля, которое служит распределительным трубопроводом для воды охлаждения, оно включает в себя фланец для соединения с нижней частью кожуха;
- соединительные трубопроводы воды охлаждения;
- вертикальные трубопроводы для соединения двух кольцевых трубопроводов водоохлаждения, которые также служат для распределения и сбора воды охлаждения.

Каждая панель подключается к коллекторам посредством гибких шлангов с двухпозиционным клапаном. Каждая сливная часть контура снабжена калиброванным дросселем и термосопротивлением для соответствующего распределения расхода воды охлаждения и отслеживания температуры в каждом контуре.

3 Шлаковая летка

Шлаковая летка выполнена из охлаждаемой панели с указанными выше характеристиками. Шлаковая летка приводится с помощью гидравлического цилиндра, который поднимает/опускает (открывает/закрывает) дверь.

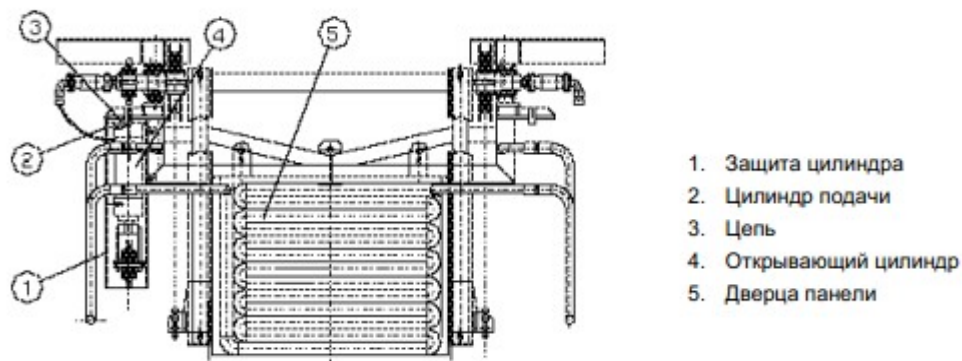


Рисунок 1.3 — Шлаковая летка

4 Водоохлаждаемый свод

Конструкция свода является очень жесткой, учитывая также фланцевое соединение с подъемной вилкой. Конструкцию свода образует каркас с водяным охлаждением, изготовленный из внутренних и наружных трубных колец, соединенных между собой с помощью радиальных труб. На конструкцию свода навешивается комплект панелей с водяным охлаждением, количество которых зависит от размера печи.

В центральной части конструкции предусмотрено отверстие, предназначенное для размещения малого огнеупорного свода с отверстиями для электродов. В своде расположено дополнительное отверстие для завалки легирующих присадок, извести и угля. Малый свод является полностью самостоятельным и никак не связанным с большим сводом, его можно легко удалить или заменить.

Данная система позволяет охлаждать печной свод, не прибегая к большому количеству огнеупорной футеровки. Конструкция имеет свои собственные крепежные элементы, позволяющие удерживать наносимый торкретированием слой огнеупоров, а в последствие и шлак.

Панели, прикрепляются к своду с помощью тяг в независимости от положения свода во время процесса плавления.

Каждая панель подключается к подающему и отводящему коллектору с помощью гибких шлангов, оборудованных двухпозиционным клапаном. Кроме того на отводящем контуре устанавливаются несколько термометров, которые обеспечивают контроль состояния контура, а также несколько дросселей для более равномерного распределения расхода.

Свод поднимается за счет полочной конструкции с помощью цилиндра, установленного на поворотном каркасе.

Свод не включает патрубок газоотсоса. Газ выходит из печи через боковое отверстие.

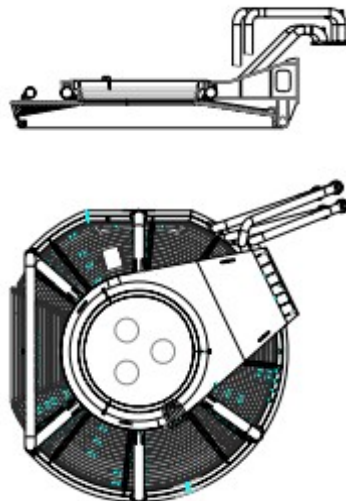


Рисунок 1.4 — Водоохлаждаемый свод ДСП

5 Устройство подъёма электродов

Система состоит из колонн (по одной на каждый электрод), которые представляют собой металлоконструкции, на которые приварены направляющие. Направляющие скользят по 5 парам направляющих колес, установленных на опорах, которые в свою очередь крепятся к корпусу, положение колес по отношению к направляющим могут регулироваться так, чтобы добиться абсолютной вертикальности электрода.

Каждая колонна приводится в движение соответствующим гидравлическим цилиндром. Его нижняя часть крепится в нижней части поворотной конструкции, а верхняя часть - к колонне.

Колонны электрододержателей могут блокироваться посредством механических блокировок, которые вручную подкладываются на нужное место.

Отверстие на электродной колонне имеет соответствующий зазор в соответствии со штоком тяги, что позволяет перемещать консольную конструкцию в продольном и поперечном направлении для того, чтобы отрегулировать положение электрода в отверстии огнеупорного свода печи, а также триангуляцию электродных центров. Опорная конструкция консольных электрододержателей охлаждается водой. Между самой консольной конструкцией и ее опорой предусмотрено наличие определенного числа изоляторов.

6 Токопроводящие консольные электрододержатели

Прямоугольные электрододержатели изготовлены из сварной медно-

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		19

стальной биметаллической пластины. Полость для циркуляции охлаждающей воды расположена внутри несущей конструкции.

Толщина медных шин с задней стороны держателя несколько увеличена для подсоединения к трансформатору кабелей с водяным охлаждением. Электрододержатели оснащены шлангами для подвода и отвода охлаждающей воды, крепятся к опорам в верхней части колонны подъема электродов с помощью нескольких болтов из немагнитной стали.

Опорный зажим электрода расположен на переднем торце (со стороны печи). Крепёжные зажимы электродов изготовлены из штампованных медных шин и немагнитной стали. Замыкающий механизм расположен внутри электрододержателя, и электрически изолирован.

Крепление электродов с помощью зажимов обеспечивается толкающим/натяжным устройством, выполненным в виде пакета дисковых пружин, которое также удерживают электрод в случае недостаточного давления в гидравлической системе печи.

Открытие зажима (отпускание электрода) производится гидравлическим цилиндром, преодолевающим усилие дисковых пружин.

Электрододержатель неподвижно прикреплен к верхней части колонны: Форма этой верхней части позволяет в некоторых пределах варьировать положение консольного электрододержателя так, чтобы отрегулировать диаметр распада электродов и иметь возможность регулировать положение электрода в пространстве малого свода.

7 Вторичный контур

С его помощью выполнено соединение между трансформатором и гибкими токопроводящими кабелями, подключенными к электрододержателям.

Сеть в основном выполнена из охлаждаемых медных токопроводящих труб. В неё также входит сварная несущая конструкция со свинцовыми опорами.

Для обеспечения надёжной электрической изоляции между короткой сетью и окружающими деталями конструкция из немагнитной стали и свинцовые опоры снабжены изолирующими прокладками. Токопроводящие трубы подсоединяются к трансформатору посредством гибких труб. Кроме того, чтобы упростить соединение жёсткой и гибкой частей, на их концах укреплены медные сетчатые пластины. Вся система также включает в себя тампонажную панель проёма со стороны печи в той части помещения, где расположен трансформатор. Благодаря конструкции короткой сети соединение треугольником может быть выполнено в непосредственной близости от печи, что позволяет, таким образом, получить наименьшую реактивность, одновременно обеспечивая наилучшую симметрию системы электропитания и, следовательно, хороший электрический баланс всех трёх фаз.

8 Гибкие водоохлаждаемые кабели

									Лист
									20
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Охлаждаемые токоведущие кабели электрически соединяют короткую сеть (из охлаждаемых медных трубок) и электрододержатели: для каждой фазы требуется четыре кабеля.

Обычно кабель выполняется в виде двух трубок (одна внутри другой) и медных проводников (расположенных между этими двумя трубками). Они изолированы с помощью сетчатой резиновой оплетки, которая надевается на прочие проводники. Для того чтобы обеспечить наилучшее распределение тока, проводники навиваются на внутреннюю трубку. Сетчатые резиновые рукава (оплетки) увеличивают эффективность охлаждения. Каждый проводник состоит из нескольких медных жил, обладающих высокой проводимостью, диаметр которых таков, что позволяет получить максимальную эластичность и гибкость.



Рисунок 1.5 — Гибкие водоохлаждаемые кабели

Для уменьшения эффекта скручивания кабеля и, следовательно, увеличения срока его службы конец кабеля со стороны электрододержателя снабжён специальным вращающимся соединением. Кабели охлаждаются водой, протекающей по внутренней резиновой трубке, и защищены от нагрева и износа изоляционной оболочкой. Компоновка кабелей в виде треугольника позволяет получить достаточно хорошую симметрию реактивности всей короткой сети. Точки для подсоединения расположены на стене трансформаторного помещения.

9 Эркерный выпуск жидкого металла

Механизм эркерного выпуска жидкого металла установлен в нижней части электрической сталеплавильной печи. Целью применения данной системы выпуска является достижение компактного выпуска жидкого металла при наличии концентрированной струи без шлака, поскольку шлак удерживается внутри печи.

Медленный выпуск с нестабильной струёй жидкого металла представляет собой вместилище окружающих газов, присутствие которых нежелательно, таких, например, как кислород и азот.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21



Рисунок 1.6 — Эркерный выпуск жидкого металла

Использование эркерной системы выпуска жидкого металла обеспечивает чистую, концентрированную струю при этом значительно сокращается длительность выпуска, в связи с чем значительно сокращаются тепловые потери, а попадание нежелательных элементов оказывается на самом низком уровне, который возможен.

Эркерный выпуск жидкого металла имеет и другие преимущества, такие, например, как выпуск жидкого металла без шлака: жидкий металл выпускается в стальковш без печного окисляющего шлака и может впоследствии обрабатываться в печи повторного нагрева в ковше, при этом отсутствует необходимость удалять имеющийся шлак. Кроме того увеличение высоты стеновых охлаждаемых панелей (за счёт сокращения угла поворота для проведения выпуска) позволяет значительно сократить расход огнеупорных материалов для футеровки стен кожуха печи.

10 Загрузочный конвейер «CONSTEEL»

Конвейер «CONSTEEL» предназначен для непрерывной загрузки металлошихты в рабочее пространство ДСП. С применением конвейера «CONSTEEL» лом расплавляется быстро по мере его попадания в расплав металла, энергию для плавления скрапа, подаваемую в ванну, обеспечивает дуга от электродов, покрытых вспененным шлаком, в печи не остаётся нерасплавленных кусков лома.

Конвейер «Consteel» состоит из трёх конвейеров и соединительного тележечного конвейера, приводимых от одного концевого привода и двух расчленённых приводных блоков. Каждый конвейер изготовлен из стальных поддонов в сборе, смонтированных на стальной раме, подвешенной посредством тяг на опорных стойках, закрепленных на бетонном фундаменте при помощи анкерных болтов. Конвейер совершает колебания в горизонтальной плоскости за счёт приводного блока.

Это дифференциальное перемещение, сообщаемое приводом, приводит к поступательному перемещению загрузки вдоль конвейера в соответствии с принципом скачкообразного движения с регулированием скорости подачи загрузки по конвейеру в пределах от 0 м/мин. до 5,5 м/мин. Технические характеристики представлены в таблице 1.6.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
						22
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 1.6 - Технические характеристики конвейера

Номинальный размер установки (ширина по днищу поддона)	2000 мм
Высота конвейера	800 мм
Длина подогревательной секции установки	~ 26 м
Длина загрузочного конвейера	71 м
Длина соединительного тележечного конвейера	5 м
Регулирование скорости скрапа	Посредством инвертеров
Скорость скрапа на конвейерах	до 5,5 м/мин.
Плотность скрапа на конвейере (средняя)	0,7 т/м ³

1.4.2 Внепечная обработка стали

Целью ковшевой доводки стали является доведение до требуемых конечных значений двух главных параметров сталеплавильного процесса — химического состава готовой стали и её температуры, а также обеспечение однородности (гомогенности) металла по указанным параметрам [3].

На ашинском предприятии внепечная обработка стали осуществляется на агрегате «ковш-печь» (АКП-100). Основные технические характеристики представлены в таблице 1.7.

Таблица 1.7 — Основные характеристики АКП-100

Наименование параметра	Норма	
	Номинальная	Допустимая
Ёмкость ковша, т	117	120
Диаметр кожуха ковша, мм		
– в верхней части	3700	–
– в нижней части	3375	–
Высота ковша, мм	3950	–
Мощность трансформатора, МВА	18	–
Напряжение трансформатора, В		
– высокое напряжение	10000	± 5 %
– низкое напряжение	318,5–132,5	
Номинальный ток, кА	32,6	–
Число фаз	3	–
Напряжение цепей управления, В	220; 24	–
Напряжение силовых цепей приводов, В	380	380 ⁺³⁸ ₋₁₉
Диаметр графитированных электродов, мм	400	400 ^{+2,5} _{-1,5}
Диаметр распада электродов, мм	700	700±5
Ход электрода, мм	2500	2500 ₋₂₀
Скорость перемещения трех электродов одновременно вверх, мм/с	75	–
Скорость нагрева металла, °С/мин	3–4	–
Расход охлаждающей воды, м ³ /ч		
– на свод	160	–
– на вторичный токопровод	60	–

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		23

Расход аргона на продувку металла, м ³ /ч	5-25	30
Расход азота на газодинамические уплотнители, нм ³ /ч	2100	2500
Давление аргона на продувку, МПа	0,6	1,6
Масса агрегата ковш-печь, кг	168000	–

1.4.3 Непрерывная разливки стали

Таблица 1.8 — МНЛЗ ПАО «АМЗ»

Количество ручьев	1
Тип	с вертикальным кристаллизатором, плавным загибом и разгибом заготовки
Параметры слябов: толщина	180-240 мм
ширина	900м1600 мм
длина	кратная 4500-6800
мерная	от 900 до 1700 мм
Смена сечений: по толщине	между сериями плавков на холодном стенде во время остановки разливки
по ширине	между сериями плавков во время остановки МНЛЗ или на холодном стенде
Производительность	800 тыс т слябов в год

Техническая характеристика и описание

Машина непрерывного литья заготовки позволяет достичь:

1. Высокого качества слябов
 - Защита струи металла на участке стальковш – кристаллизатор;
 - прямолинейный кристаллизатор, вертикальная часть направляющей проводки, способствуют удалению неметаллических включений из жидкого металла;
 - точное и стабильное поддержание траектории качания кристаллизатора во всем спектре частот работы механизма качания;
 - точная настройка роликов в сегменте и сегментов между собой при установке их в направляющую ручья;
 - стабильность положения технологической оси направляющей ручья при серийной разливке, длительной эксплуатации машины;
 - оптимизированный уровень деформации корочки слитка на фронте кристаллизации за счет опирания слитка на ролики технологического канала с малыми шагами (ролики с промежуточными опорами);

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24

– динамическое вторичное охлаждение, непрерывная правка горячего слитка с жидкой сердцевиной, система контроля качества на базе ЭВМ, автоматизация процесса разлива.

2. Высокой производительности

– Эффективность технологического охлаждения заготовки и охлаждения оборудования;

– точная предварительная настройка вне машины её компонентов и их стабильное;

– точное взаимное положение на поддерживающей конструкции при длительной эксплуатации машины;

– оптимальное время подготовки машины к приему очередной плавки;

– минимальное время регламентной замены компонентов машины непрерывного литья;

– надежность оборудования, сведенное к минимуму время простоев по причине его отказов, защита от перегрузок роликовой направляющей ручья;

– надежная работа машины на переходных режимах (начало, конец разлива, изменение скоростных режимов, смена проковша);

– высокий коэффициент полезного использования машины;

– высокоэффективная защита оборудования от теплового и светового излучения.

3. Высокой гибкости производства

– Минимальное время перестройки ручья на другую толщину заготовки;

– минимальное время перестройки ручья на другую ширину заготовки;

– совмещение в одной серии разлива различных марок сталей в одном и том же диапазоне толщины и ширины.

4. Снижению расходов по техобслуживанию

– Устойчивые к износу опорные/контактные поверхности (наплавка износостойкими материалами,

– Легкий доступ к составным частям машины и отдельным их элементам как внутри, так и вне машины во время подготовки на стендах,

– Взаимозаменяемость сменяемых частей между собой,

– Минимизация количества сменных рабочих частей,

– Высокий срок службы роликов (износостойкая наплавка),

– Стандартизация запасных частей,

– Предварительная настройка в мастерской сменяемых частей.

5. Уменьшению производственных расходов

– Автоматизация хода процесса управления;

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

- Оптимизация параметров разливки;
- Повышение фонда рабочего времени;
- Система контроля качества на базе ЭВМ после окончательной настройки машины;
- Снижение расходов на персонал;
- Оптимизация объемов работ по ремонту и техобслуживанию.

6. Улучшению условий содержания оборудования

- Минимизация ручного труда на установке;
- Максимизация безопасности производственного персонала;
- Модульная конструкция и регламентная замена оборудования обеспечивает комфортные условия для техобслуживания компонентов.

Концепция непрерывной разливки стали

Основными отличительными характеристиками предлагаемого оборудования в объеме контракта являются:

Преимущества прямого кристаллизатора

- Более равномерное соприкосновение корочки слитка с поверхностью плит кристаллизатора.
- Обеспечивается равномерный рост корочки слитка по периметру его поперечного сечения, что создает условия для повышенной безопасности относительно прорывов.
- Прямой кристаллизатор с вертикальной частью зоны загиба создают оптимальные условия для снижения скопления неметаллических включений на внутренней части кристаллизующей корочки слитка со стороны малого радиуса.
- Прямые плиты кристаллизатора способствуют: простоте изготовления, простоте проведения механической обработки медных плит и опорных рам, простоте техобслуживания, простоте проверки правильности положения при установке кристаллизатора в машину.

б) Гибка и правка непрерывно отливаемого слитка

Гибка и правка слитка осуществляется по определенной кривой, обеспечивающей при гибки и правке изменение удлинения на фронте кристаллизации постоянным, исключая образование внутренних трещин.

в) Секционированная направляющая ручья

Основными признаками сегментированной направляющей ручья являются:

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		26

- комплект жестких сварных рам с точными базовыми поверхностям, обеспечивающих стабильное положение сегментов направляющей ручья при длительном ведении технологического процесса,
- удобные демонтаж и монтаж сегментов с по мощью цепного манипулятора, навешиваемого на крюк цехового крана,
- направляющие для манипулятора обеспечивают необходимую точность позиционирования сегмента при установке его на поддерживающую конструкцию,
- простое регулирование и контроль при техническом обслуживании сегментов на стендах для их подготовки.

г) Расстояние между роликами

Сегменты оснащены небольшими диаметрами роликов, определяющими небольшие расстояния между ними, следствием чего является:

- минимизация выпучивания от ферростатического давления корочки слитка в шаге между роликами;
- достижение меньшего момента на приводных роликах;
- выполнение роликов разрезными с промежуточной опорой.

Суммарные напряжения растяжения на фронте кристаллизации слитка при различных скоростных режимах ведения разливки, вызванные правкой (загибом) слитка, выпучиванием корки слитка в шаге между роликами и усилиями вытягивания, не превышают критической величины, определяющей образование внутренних трещин в двухфазном слое.

д) Охлаждение разрезных роликов

Охлаждение разрезных роликов осуществляется следующим образом:

- внешнее охлаждение поверхности роликов по технологической длине зоны загиба;
- внутреннее охлаждение роликов на технологической длине установки сегментов;
- охлаждение корпусов опор роликов на технологической длине установки сегментов.

Контуры охлаждения для внутреннего охлаждения роликов и охлаждения опор представляют собой закрытые контуры и снабжаются подготовленной водой.

										Лист
										27
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР					

Основная техническая характеристика

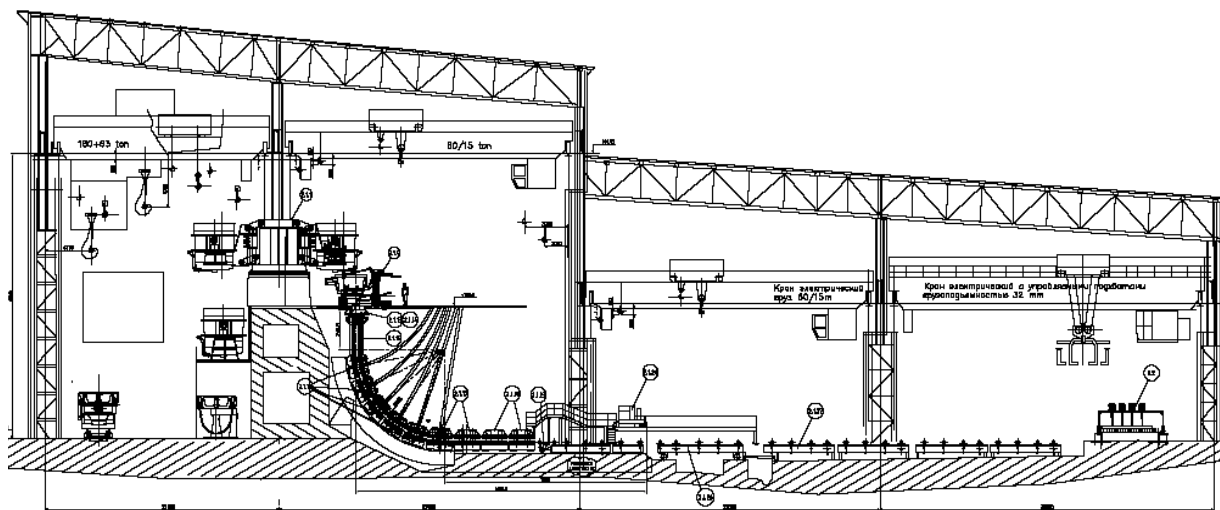


Рисунок 1.7 — Вид МНЛЗ

Основные технологические данные слябовой МНЛЗ представлены в таблице 1.7.

Таблица 1.7 — Технологические характеристики МНЛЗ

Количество ручьев	1
Радиус разливочной дуги	8 м
Максимальная скорость машины	2,17 м/мин
Диапазон рабочей скорости машины в направлении разливки:	
- для сляба толщиной 240 мм	0,97-1,22 м/мин
- для сляба толщиной 180 мм	1,72-2,17 м/мин
Металлургическая длина машины	25,68 м
Толщина отливаемого слитка	180, 240 мм
Ширина форматов	900 до 1600 мм
Длина слябов	4,5-6,8 м
Уровень рольганга	+ 1000 мм
Вместимость ковша (жидкая сталь)	110 т
Вес плавки	100 т
Цикл разливки	50-60 мин
Режим работы	разливка «плавка на плавку»
Практическая эксплуатация	разливка с применением защитной трубы и погружным стаканом, применением аргона, с добавкой разливочного порошка

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Лист

28

1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки

Качество металлической шихты, легирующих, окислителей, шлакообразующих и заправочных материалов, используемых при выплавке стали, должно соответствовать требованиям нормативно-технической документации. Не допускается к использованию шихта, загрязненная цветными металлами.

Максимальная масса кусков шихты, используемой на плавку, не должна превышать 10 % от массы садки. Количество крупной шихты не должно превышать 40 % завалки (с учетом грузоподъемности завалочных устройств). Количество стружки в шихте допускается не более 20 % от массы шихты. Недостающее количество углерода следует вводить в шихту электродным боем, электродной стружкой, коксом или чугуном.

Металлический лом и металлизированные окатыши подвергаются подогреву на ленточном конвейере системы Consteel.

Суммарное содержание в шихте и легирующих остаточных элементов (примесей), не удаляемых в процессе выплавки, не должно превышать значений за-данного химического состава марки стали.

Размер кусков шлакообразующих материалов не должен превышать 150 мм.

Известь на плавку необходимо применять свежесожженную с размером кусков 20 – 80 мм. Транспортировка извести в электросталеплавильные цехи должна производиться в плотно закрытых контейнерах, исключающих попадание влаги.

Для контроля качества извести с каждого вагона не позже, чем через 30 мин. после постановки в цех, должна быть отобрана проба массой не менее 0,5 кг и отправлена в плотно закрытой банке в химлабораторию на анализ содержания CaO, CO₂ и H₂O.

Содержание CaO должно быть не менее 88 %, CO₂ — не более 4 %, H₂O — не более 1,5 %.

Известь с содержанием влаги более 1,5 % и до 3 % допускается использовать в плавление или окислительный период, а после прокаливания при температуре не менее 600 °С в течение не менее 40 мин — и в восстановительный период. Известь, пригодная к применению, должна быть использована в течение 12 часов с момента поставки её в цех. Определение пригодности к использованию, контроль за расходом извести должны производиться контрольным мастером ОТК.

Влажность газообразного кислорода должна быть не более 0,8 г/м³, что проверяется на кислородной станции и ежемесячно записывается в каждой плавильной карте контрольным мастером ОТК.

Шихтовые материалы перед использованием на плавку должны быть взвешены.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

1.6 Контроль качества продукции

Контроль качества выплавляемой продукции осуществляется Центральной заводской лабораторией (ЦЗЛ). ЦЗЛ является самостоятельным структурным подразделением завода, пользующаяся правами цеха и являющаяся комплексным исследовательским и контрольно—испытательным подразделением завода.

К задачам ЦЗЛ относятся:

- Разработка и содействие внедрению в производство прогрессивных технологий, содействие в освоении нового технологического оборудования, обеспечивающего выпуск конкурентоспособной продукции, содействие в освоении новых видов продукции,
- Проведение анализов и испытаний при входном контроле, в процессе производства и при приёмочном контроле продукции.
- Предотвращение выпуска заводом продукции несоответствующей требованиям стандартов и технических условий
- Повышение качества выпускаемой заводом продукции.

В ЦЗЛ контроль продукции проводится при помощи химического анализа и микроанализа.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
						30
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

2 РАСЧЁТНАЯ ЧАСТЬ

2.2 Расчёт материального баланса выплавки стали марки РСВ в ДСП-120

2.2.1 Выбор и расчёт шихты

Таблица 2.1 — Химический состав стали марки РСВ [1]

Марка стали	ЕИ	С	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	N	Al
РСВ	%	н.б.	0,15-	0,60-	не более						0,02-
		0,21	0,35	1,00	0.025	0.025	0.30	0.40	0.35	0.012	0,60

Перед завалкой производится полный расчёт шихты. Расчёт шихты ведём по реальной массе завалки без использования «болота».

Шихтовку составляем с учётом особенностей технологии выплавки стали. Даём в завалку отходы группы Б-13, Б-53 и Б-76 (Приложение 2 [2]). Кроме основной металлической шихты в дуговую печь загружают известь в количестве 50 кг/т.

Таблица 2.2 — Химический состав материалов, которые предполагается использовать в завалку, %

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
отходы Б-13	0.25	0.50	0.75	0.020	0.015	0.30	0.50	0.030	0.08	0.06	0.002	0.22	0.020	97.39
отходы Б-53	0.06	0.90	0.60	0.018	0.020	0.50	0.30	-	-	-	0.04	0.5	0.03	97.03
отходы Б-76	0.30	0.45	0.80	0.020	0.020	0.15	0.15	0.010	0.03	0.03	0.01	0.15	0.030	97.85

Таблица 2.3 — Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов													
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
Б-13	30000	75	150	225	6	4.5	90	150	9	0	0	0.6	66	6	29217.9
Б-53	30000	18	270	5	5	6.0	150	90	0	0	0	12	150	9	29109.6
Б-76	60000	180	270	480	12	12.0	90	90	6	18	18	6	90	18	58710.0
Всего	120000	273	690	710	23	23	330	330	15	18	18	19	306	35	117037.5
Всего, %	100	0.23	0.58	0.59	0.020	0.019	0.28	0.28	0.013	0.015	0.015	0.016	0.26	0.029	97.92

Химический состав шлакообразующих, огнеупорных, легирующих материалов и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблицах 2.4 и 2.5.

Таблица 2.4 — Шлакообразующие и огнеупоры

Материал	Содержание, %									ППП
	CaO	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	FeO	CaF ₂	S	P ₂ O ₅	
Известь [3]	89	1.5	6	-	-	0.03	-	0.05	0.08	4
Магнезит [4]	-	38	46	-	1.5	-	-	-	-	-
Магнезитохро- омитовый порошок*	-	8	45	20	-	-	-	-	-	-
Зола электродов*	11.8	56.5	-	-	31.7	-	-	-	-	-
Шпат[5]	-	15	-	-	-	-	80	0.3	0.3	-

*Приложение 8 [2].

Таблица 2.5 — Химический состав легирующих и раскислителей

Мате- риал	Содержание, %												
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
ФС65[6]	0.1	65	0.4	0.050	0.020	-	-	-	-	-	-	-	28.00
МнС17 [7]	0.2	15	70	0.100	0.020	-	-	-	-	-	-	-	8.00
Al кат. [8]	-	0.5	-	-	-	-	-	-	-	-	0.05	97	2

2.2.2 Выплавка стали в ДСП. Период плавления

2.2.2.1 Окисление элементов

Расчёт поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в период плавления для всех элементов, входящих в таблицу 2.3.

Таблица 2.6 — Угары элементов, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
Общий	20	100	70	0	0	20	2	100	0	0	0	0	100	5
В шлак	0	100	80	100	0	80	0	100	0	0	0	0	100	20
В улёт	100	0	20	0	0	20	0	0	0	0	0	0	0	80

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 2.7.

Таблица 2.7 — Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	273.000	54.600	218.400	0.194
Si	690.000	690.000	0.000	0.000
Mn	710.400	497.280	213.120	0.189
P	23.400	0.000	23.400	0.021

S	22.500	0.000	22.500	0.020
Cr	330.000	66.000	264.000	0.234
Ni	330.000	6.600	323.400	0.287
Ti	15.000	15.000	0.000	0.000
W	18.000	0.000	18.000	0.016
Mo	18.000	0.000	18.000	0.016
V	18.600	0.000	18.600	0.016
Cu	306.000	0.000	306.000	0.271
Al	35.000	35.000	0.000	0.000
Fe	117037.500	5851.875	111185.625	98.583
Всего	120000	7216.36	112783.645	100.000

Расчёт количества образующегося оксида m_{i_x, o_y} , кг определяем по формуле:

$$m_{i_x, o_y} = \frac{m_i}{v_i \times \mu} \times v_{i_x, o_y} \times \mu_{i_x, o_y} \quad (2.1)$$

где m_i - масса окисляющегося элемента i (см.табл. 2.6 — угары элементов), кг;

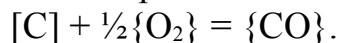
v_i, v_{i_x, o_y} - стехиометрические коэффициенты элемента i и оксида $i_x o_y$ соответственно;

μ_i, μ_{i_x, o_y} - молекулярные массы элемента i и оксида $i_x o_y$ соответственно.

Расчёт количества кислорода, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле:

$$m_{O_2}(i) = m_{i_x, o_y} - m_i \quad (2.2)$$

Окисление углерода происходит по реакции:



Образуется CO (2.1): $\frac{54,6 \times 28}{12} = 127,4$ кг.

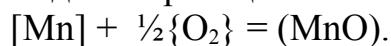
Потребуется кислорода на окисление углерода (2.2): $127,4 - 54,6 = 72,8$ кг.

При окислении кремния по реакции $[Si] + 2[O] \rightarrow (SiO_2)$ образуется кремнезема (2.1):

$$\frac{690 \times 60}{28} = 1478,571 \text{ кг.}$$

На окисление кремния потребуется кислорода (2): $1478,571 - 690 = 788,571$ кг.

Окисление марганца происходит по реакции:



Образуется MnO (2.2): $\frac{497,28 \times 71}{55} = 641,943$ кг. Из этого количества 20% теряется с газами, а 80% переходит в шлак (см.табл.2.6).

С газами теряется: $\frac{641,943 \times 20}{100} = 128,389$ кг MnO.

						22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			33

из них: $\frac{128,389 \times 20}{100} = 25,678$ кг Mn.

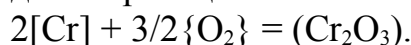
В шлак переходит: $\frac{641,943 \times 80}{100} = 513,554$ кг MnO.

из них: $\frac{513,554 \times 80}{100} = 410,843$ кг Mn.

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2.2) $641,943 - 497,28 = 144,663$ кг.

Принимаем, что в период плавления сера из шихты не удаляется.

Окисление хрома происходит по реакции:



Образуется оксида хрома Cr_2O_3 (1): $\frac{66 \times 152}{104} = 96,462$ кг.

Уносится печными газами: $\frac{96,462 \times 20}{100} = 19,292$ кг Cr_2O_3 ,

из них: $\frac{19,292 \times 20}{100} = 3,858$ кг Cr.

Переходит в шлак: $\frac{96,462 \times 80}{100} = 77,17$ кг Cr_2O_3 ,

из них: $\frac{77,17 \times 80}{100} = 61,736$ кг Cr.

Потребуется кислорода для окисления всего хрома (2.2):

$$96,462 - 19,292 = 77,17 \text{ кг.}$$

Считаем, что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 2% никеля, имевшегося в шихте (см.табл.2.6). Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 6,6 кг (см.табл.2.7).

Оксид титана полностью переходит в шлак (см.табл.2.6).

Образуется TiO_2 (1): $\frac{15 \times 80}{48} = 25$ кг.

Потребуется кислорода для окисления титана (2.2): $25 - 15 = 10$ кг.

Принимаем, что в период плавления вольфрам из шихты не удаляется.

При окислении алюминия образуется глинозём (2.1):

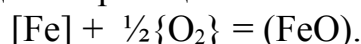
$$\frac{35 \times 102}{54} = 66,111 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления алюминия (2.2): $66,111 - 35 = 31,111$ кг.

Принимаем, что в период плавления молибден, медь и ванадий из шихты не удаляются (см.табл.2.6). Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в шихте.

Считаем, что в период плавления 80% окислившегося железа теряется с газами, а 20% переходит в шлак (см.табл.2.6).

Окисление хрома происходит по реакции:



Образуется оксидов железа в пересчёте на FeO (2.1): $\frac{5851,875 \times 72}{56} = 7523,839$

кг.

Уносится печными газами: $\frac{7523,839 \times 80}{100} = 6019,07$ кг FeO,

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		34

из них: $\frac{6019,07 \times 80}{100} = 4815,256$ кг Fe.

Переходит в шлак: $\frac{6019,07 \times 20}{100} = 1203,814$ кг FeO,

из них: $\frac{1203,814 \times 20}{100} = 240,763$ кг Fe.

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2.2): $7523,839 - 5821,875 = 1701,964$ кг.

В конце периода плавания в ДСП остаётся следующее количество металла (с учётом угаров элементов): 112783,645 кг (см.табл.2.7), содержание углерода в металле составит 0,194% (см.табл.2.7).

Содержание кислорода в металле определяем по формуле:

$$[O] = -\left(\frac{0,00216}{[C]}\right) + 0,00884 \quad (2.3)$$

Содержание кислорода в металле (2.3): $[O] = -\left(\frac{0,00216}{0,194}\right) + 0,00884 = 0,0023$ %.

Определяем содержание кислорода в металле, которое пошло на насыщение металла:

$$\frac{112783,645 + x}{x} = \frac{100}{0,0023}$$

$$x = 2,594 \text{ кг.}$$

2.2.2.2 Шлакообразование

Шлак периода плавания образуется из извести, составляющих разрушающейся футеровки ванны, стен и свода, оксидов, полученных при окислении компонентов металлической шихты.

Расчёт количества компонентов, вносимых в шлак, определяем по формуле:

$$m_i(j) = \frac{m_j \times (j)}{100} \quad (2.4)$$

где $m_i(j)$ – масса компонента i , вносимого шлакообразующим j , кг;

m_j – расход шлакообразующего j , кг;

(i) — содержание компонента I в шлакообразующем j .

а) Расчёт компонентов, вносимых известью в шлак, кг (2.4):

$$\text{CaO} - \frac{6000 \times 89}{100} = 5340;$$

$$\text{SiO}_2 - \frac{6000 \times 1,5}{100} = 90$$

$$\text{MgO} - \frac{6000 \times 6}{100} = 360;$$

$$\text{S} - \frac{6000 \times 0,05}{100} = 3;$$

$$\text{P}_2\text{O}_3 - \frac{6000 \times 0,08}{100} = 4,8;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - \frac{6000 \times 0,3}{100} = 18.$$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

В данном расчёте ведём пересчёт на FeO по формуле:

$$m_{FeO} = \frac{(m_{Fe_2O_3} \times \mu_{Fe}(Fe_2O_3) \times \mu_{FeO})}{\mu_{Fe_2O_3} \times \mu_{Fe}(FeO)} \quad (2.5)$$

В пересчёте на FeO (2.5): $\frac{18 \times 112 \times 72}{160 \times 56} = 16,2$ кг.

Кроме того, выделится в атмосферу за счёт потерь при прокаливании (2.4):

$$\frac{6000 \times 4}{100} = 240 \text{ кг CO}_2.$$

б) Расчёт составляющих, поступивших в шлак из футеровки ванны ДСП. Расход магнезитового порошка на заправку печи определяем по формуле:

$$40 \times m_0^{-0,17} \text{ - при механизированной заправке} \quad (2.6)$$

где m_0 - масса садки печи, кг.

Расход магнезитового порошка равен (2.6):

$$40 \times 120000^{-0,17} \times 105 = 575,16 \text{ кг.}$$

Тогда магнезит внесёт в шлак, кг (2.4):

$$SiO_2 - \frac{575,1 \times 38}{100} = 218,538;$$

$$MgO - \frac{575,1 \times 46}{100} = 264,546;$$

$$Al_2O_3 - \frac{575,1 \times 1,5}{100} = 8,627.$$

в) Расчёт составляющих, поступивших в шлак из футеровки стен и свода.

В сверхмощной ДСП применяются водоохлаждаемые стены и своды. В связи с этим расход магнезитохромитовой футеровки нижней части стен, центральной части и покрытия водоохлаждаемых панелей невелик. Примем суммарный расход магнезитохромитовых огнеупоров 2 кг/т стали или 240 кг на всю садку печи.

Тогда разрушающаяся магнезитохромитовая футеровка внесёт в шлак, кг (2.4):

$$SiO_2 - \frac{240 \times 8}{100} = 19,2;$$

$$MgO - \frac{240 \times 45}{100} = 108;$$

$$Cr_2O_3 - \frac{240 \times 20}{100} = 48$$

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

г) Поступление в шлак золы электродов. Принимаем, что за время плавки расходуется 1,5 кг/т электродов, т.е. 180 кг. В электроде содержание углерода 99%, тогда окисляется углерода:

$$m_C = \frac{180}{100} \times 99 = 178,2 \text{ кг.}$$

Принимаем, что 70% углерода окисляется до {CO}, а 30% - до {CO₂}. Тогда образуется:

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \times m_C}{\mu_C} \times \mu_{CO} = \frac{0,7 \times 178,2}{12} \times 28 = 291,06 \text{ кг;}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \times m_C}{\mu_C} \times \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \times 178,2}{12} \times 44 = 196,02 \text{ кг.}$$

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_C = 291,06 - 178,2 = 112,86 \text{ кг;}$$

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_C = 196,02 - 178,2 = 17,82 \text{ кг.}$$

Итого масса кислорода на окисление углерода равна 130,68 кг.

Разрушающиеся электроды также вносят в шлак, кг (2.4):

$$CaO - \frac{180 \times 11,8}{100} = 21,54;$$

$$SiO_2 - \frac{180 \times 56,5}{100} = 101,7;$$

$$Al_2O_3 - \frac{180 \times 31,7}{100} = 57,06.$$

д) Поступление оксидов в шлак из металла, кг (см.выше):

$$SiO_2 - 1478,571;$$

$$MnO - 641,943;$$

$$Cr_2O_3 - 96,462;$$

$$TiO_2 - 25,000;$$

$$Al_2O_3 - 66,111;$$

$$FeO - 7523,839.$$

Произведённые расчёты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблицы 2.8 и 2.9) в конце плавления без учёта дефосфорации, с учётом кислорода, растворённого в металле.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

Таблица 2.8 — Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

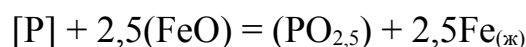
Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	90.000	5340.000	-	16.200	-	-	360.000	-	4.800	3.000	5814.000
Футеровка ванны	218.538	-	-	-	-	8.627	264.546	-	-	-	491.711
Футеровка стен и свода	19.200	-	-	-	48.000	-	108.000	-	-	-	175.200
Электрод	101.700	21.540	-	-	-	57.060	-	-	-	-	180.300
Оксиды металл. ванны	1478.571	-	641.943	7523.839	96.462	66.111	-	25.000	-	-	9831.926
Всего	1908.009	5361.540	641.943	7540.039	144.462	131.798	732.546	25.000	4.800	3.000	16493.137
Всего, %	11.569	32.508	3.892	45.716	0.876	0.799	4.442	0.152	0.029	0.018	100.000

Таблица 2.9 — Состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	273.000	-	54.600	218.400	0.192
Si	690.000	690.000	-	0.000	0.000
Mn	710.400	410.843	25.678	273.879	0.241
P	23.400	-	-	23.400	0.021
S	22.500	-	-	22.500	0.020
Cr	330.000	61.736	3.858	264.406	0.233
Ni	330.000	-	6.600	323.400	0.285
Ti	15.000	15.000	-	0.000	0.000
W	18.000	-	-	18.000	0.016
Mo	18.000	-	-	18.000	0.016
V	18.600	-	-	18.600	0.016
Cu	306.000	-	-	306.000	0.269
Al	35.000	35.000	-	0.000	0.000
Fe	117037.500	240.763	4815.256	111981.481	98.540
Всего	120000.000	1453.342	4905.992	113640.666	100.000

2.2.2.3 Окислительная дефосфорация при выплавке стали

Рафинирование стали от фосфора обычно осуществляется путём его окисления и перевода образующего оксида фосфора в шлак:



По экспериментальным данным получено уравнение:

$$\lg K_p = \lg \frac{x_{PO_{2,5}} \times \gamma_{PO_{2,5}}}{(x_{FeO} \times \gamma_{FeO})} x[P] \times f_p = \frac{1120}{T} - 1,385 \quad (2.6)$$

При $T = 1873 \text{ K}$: $\lg K_p = \frac{1120}{1873} - 1,385 = -0,787$; $K_p = 0,163$.

Выразим состав шлака в мольных (x_{RO}) или ионных (x_R) долях. Для этого предварительно вычислим число молей оксидов n_{RO} и число катионов n_R в 100 г шлака (таблица 2.10).

$$n_{RO} = \frac{(RO)}{\mu_{RO}} ; \quad x_{RO} = \frac{n_{RO}}{\sum n_{RO}} ; \quad n_R = \nu_R \times n_{RO} ; \quad x_R = \frac{n_R}{\sum n_R}$$

где (RO) – содержание оксида RO в шлаке (см. таблицу 2.8), %

μ_{RO} — молекулярная масса оксида RO;

ν_R – количество катионов R в молекуле RO.

Таблица 2.10 — Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	MgO	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	TiO ₂	PO _{2,5}	Σ
M _{RO}	56	60	71	72	40	102	152	80	71	-
n _{RO}	0.627	0.382	0.106	0.201	0.284	0.061	0.010	0.000	0.002	1.680
X _{RO}	0.373	0.228	0.063	0.120	0.169	0.036	0.006	0.004	0.001	1.000
n _{R+}	0.627	0.382	0.106	0.201	0.284	0.122	0.021	0.007	0.002	1.752
X _{R+}	0.358	0.218	0.060	0.115	0.162	0.070	0.012	0.004	0.001	1.000

По теории В.А. Кожеурова найдём значения коэффициентов активностей γ_{FeO} и $\gamma_{FeO2,5}$:

$$\lg \gamma_{FeO} = 1000/T * [2,18 * X_{Mn} * X_{Si} + 5,9 * (X_{Ca} + X_{Mg}) * X_{Si} + 10,5 * X_{Ca} * X_P] =$$

$$1000/1873 * [2,18 * 0,060 * 0,218 + 5,9 * (0,358 + 0,162) * 0,218 + 10,5 * 0,358 * 0,001] =$$

$$0,376$$

$$\gamma_{FeO} = 2,375$$

$$\lg \gamma_{PO2,5} \approx \lg \gamma_{FeO} - 10500/T * X_{CaO} = 0,376 - 10500/1873 * 0,358 = -1,629;$$

$$\gamma_{PO2,5} = 0,023.$$

Значение f_p определим при 1873 K:

$$\lg f_p = e_p^O * [C] * e_p^O * [O] * e_p^{Si} * [Si] * e_p^{Mn} * [Mn] * e_p^P * [P] * e_p^S * [S] * e_p^{Cr} * [Cr] * e_p^{Ni} * [Ni] * e_p^{Ti} * [Ti] * e_p^W * [W] * e_p^{Al} * [Al] * e_p^{Mo} * [Mo] * e_p^{Cu} * [Cu] * e_p^V * [V];$$

$$\lg f_p = 0,13 * 0,192 - 0,032 * 0,241 + 0,062 * 0,021 + 0,028 * 0,020 - 0,044 * 0,233 -$$

$$0,0059 * 0,285 - 0,023 * 0,016 - 0,017 * 0,016 - 0,035 * 0,269 - 0,042 * 0,016 = -0,0035;$$

$$f_p = 0,99.$$

Коэффициент распределения фосфора между металлом и шлаком:

$$L_P = \frac{(P)}{[P]} = \frac{\mu_P * K_P * f_P * (x_{FeO} * \gamma_{FeO})^{2,5} * \sum n_{RO}}{\gamma_{PO2,5}}$$

										Лист
										39
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

где μ_P – атомная масса фосфора

$$L_P = \frac{31 \times 0,163 \times 1,038 \times (0,12 \times 2,375)^{2,5} \times 1,68}{0,023} = 16,613.$$

Концентрация фосфора в металле $[P]_K$, %:

$$[P]_K = \frac{100 \times [P]_H + \lambda \times (P_H)}{100 + \lambda \times L_P}$$

где $(P_H) = \frac{\mu_P}{\mu_{P_2O_5}} \times (P_2O_5)$ – начальные концентрации фосфора в металле и шлаке соответственно, %;

μ_P и $\mu_{P_2O_5}$ – молекулярные массы P и P_2O_5 соответственно;

$\lambda = \frac{m_{ш}}{m_M} \times 100$ – кратность шлака, %;

$m_{ш}$ и m_M — массы шлака и металла, кг.

$$[P]_K = \frac{100 \times 0,021 + \frac{16493,137}{113640,666} \times 100 \times 0,029 \times \frac{31}{71}}{100 + \frac{16493,137}{113640,666} \times 100 \times 16,613} = 0,007.$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{113640,666 - x}{23,4 - x} = \frac{100}{0,007}$$

$$x = 15,446 \text{ кг.}$$

При этом образуется P_2O_5 (2.1):

$$\frac{15,466 \times 142}{62} = 35,422 \text{ кг.}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода (2.2): $35,422 - 15,466 = 19,956$ кг.

Всё железо перейдёт в металл.

Произведённые расчёты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака в конце плавления (таблица 2.11).

										Лист
										40
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР					

Таблица 2.11-Количество и состав печного шлака в конце периода плавления

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Известь	90.000	5340.000	-	16.200	-	-	360.000	-	4.800	3.000	5814.000
Футеровка ванны	218.538	-	-	-	-	8.627	264.546	-	-	-	491.711
Футеровка стен и свода	19.200	-	-	-	48.000	-	108.000	-	-	-	175.200
Электрод	101.700	21.540	-	-	-	57.060	-	-	-	-	180.300
Оксиды металл. ванны	1478.571	-	641.943	7523.839	96.462	66.111	-	25.000	35.42	-	9867.348
Всего	1908.009	5361.540	641.943	7540.039	144.462	131.798	732.546	25.000	40.222	3.000	16528.559
Всего,%	11.544	32.438	3.884	45.618	0.874	0.797	4.432	0.151	0.243	0.018	100.000

Ожидаемый массовый процентный состав металла представлен в таблице 2.12.

Таблица 2.12 - Баланс металла периода плавления, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле,%
C	273.000	-	54.600	218.400	0.192
Si	690.000	690.000	-	0.000	0.000
Mn	710.400	410.843	25.678	273.879	0.241
P	23.400	15.45	-	7.954	0.007
S	22.500	-	-	22.500	0.020
Cr	330.000	61.736	3.858	264.406	0.233
Ni	330.000	-	6.600	323.400	0.285
Ti	15.000	15.000	-	0.000	0.000
W	18.000	-	-	18.000	0.016
Mo	18.000	-	-	18.000	0.016
V	18.600	-	-	18.600	0.016
Cu	306.000	-	-	306.000	0.269
Al	35.000	35.000	-	0.000	0.000
Fe	117037.500	240.763	4815.256	111981.481	98.553
Всего	120000.000	1468.788	4905.992	113625.220	100.000

2.2.2.4 Определение количества и состав газа в период плавления

Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха, $m_{O_2} = 410,705$ кг.

Объём кислорода в воздухе:

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \times m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \times 410,705 = 287,494 \text{ м}^3$$

Количество сопутствующего азота находим из условия, что объёмное содержание кислорода в воздухе равно 21 %, тогда

$$V_N = \frac{100-21}{21} \times V_{O_2} = 1081,525 \text{ м}^3$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23 %, тогда:

$$m_N = \frac{100-23}{23} \times m_{O_2} = 1374,969 \text{ кг.}$$

Объём и масса воздуха:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 287,494 + 1081,525 = 1369,019 \text{ м}^3$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 410,705 + 1374,969 = 1785,674 \text{ кг.}$$

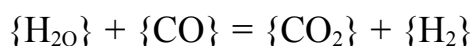
Влажность атмосферного воздуха:

$$V_{\text{влаж.в}} = 1191,598 \text{ м}^3$$

Количество водяного пара в 1 м³ атмосферного воздуха $\rho_{\text{в пара}} = 0,013 \text{ кг/м}^3$

Масса влаги $m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} * \rho_{\text{в пара}} = 1191,598 * 0,013 = 15,491 \text{ кг}$

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m_{\{H_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \times \mu_{H_2} = \frac{15,491}{18} \times 2 = 1,721 \text{ кг};$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \times \mu_{CO_2} = \frac{15,491}{18} \times 44 = 37,866 \text{ кг.}$$

Для этого необходима окись углерода в количестве:

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \times \mu_{CO} = \frac{15,491}{18} \times 28 = 24,097 \text{ кг.}$$

Суммарный материальный баланс периода плавления

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

Израсходовано, кг:

- а) шихты — 120000,000, из неё:
 - 1) отходы Б-13 — 30000,000;
 - 2) отходы Б-53 — 30000,000.
 - 3) отходы Б-76 — 60000,000.
- б) шлакообразующих — 6000,000, в том числе извести — 6000,000;
- в) футеровка ДСП — 815,160, в том числе:
 - 1) магнезита — 575,160;
 - 2) магнезитохромита — 240,000;
- г) электродов — 180,000;
- д) воздуха — 1801,165, в том числе:
 - 1) кислорода — 410,705;
 - 2) азота — 1374,969;
 - 3) влаги — 15,491.

ВСЕГО: 134796,325.

Получено, кг:

- а) металла — 113625,22;
- б) шлака — 16528,559;
- в) пыли — 6173,351, в том числе:
 - 1) MnO — 128,389;
 - 2) Cr₂O₃ — 19,292;
 - 3) Ni — 6,600;
 - 4) FeO — 6019,070;
- г) газов — 2293,133, в том числе:
 - 1) CO — 442,557;
 - 2) CO₂ — 473,886;
 - 3) N₂ — 1374,969;
 - 4) H₂ — 1,721.

ВСЕГО: 134620,263

Невязка — $134796,325 - 134620,263 = 176,062$ кг или $\frac{176,062}{134796,325} \times 100 = 0,13$ %.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

2.2.3 Окислительный период

2.2.3.1. Окисление элементов и шлакообразование

Общий угар металла и отдельных легирующих элементов в период продувки кислородом определяем по данным балансовых плавов и на основе производственного опыта. Расчёт поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в окислительный период для всех элементов, входящих в таблицу 2.3 (таблица 2.13).

Таблица 2.13 — Угар элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период, %

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
Общий	ΔC	100	60	0	0	15	0	100	0	0	0	0	100	1.5
В шлак	0	100	80	0	0	95	0	100	0	0	0	0	100	30
В улёт	100	0	20	0	0	5	0	0	0	0	0	0	0	70

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 2.14.

Таблица 2.14 — Химический состав металла в конце окислительного периода, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C*	218.400	48.034	170.366	0.153
Si	0.000	-	0.000	0.000
Mn	273.879	164.327	109.552	0.098
P	7.954	0.000	7.954	0.007
S	22.500	0.000	22.500	0.020
Cr	264.406	39.661	224.745	0.201
Ni	323.400	0.000	323.400	0.290
Ti	0.000	-	0.000	0.000
W	18.000	0.000	18.000	0.016
Mo	18.000	0.000	18.000	0.016
V	18.600	0.000	18.600	0.017
Cu	306.000	0.000	306.000	0.274
Al	0.000	-	0.000	0.000
Fe	111981.481	1679.722	110301.759	98.754
Всего	113625.220	1931.745	111693.475	100.000

*Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглераживания содержание углерода в металле 0,10%. Тогда массу окислившегося углерода определяем:

$$\frac{113625,22 - m_{\Delta C}}{218,4 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,15}$$

где $m_{\Delta C}$ – искомая величина;

113625,220 — масса металла;

218,4- $m_{\Delta C}$ – масса углерода с учётом его окисления.

$$m_{\Delta C} = 48,034 \text{ кг.}$$

При окислении углерода образуется оксид углерода CO (2.1):

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		44

$$\frac{48,034 \times 28}{12} = 112,079 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода (2.2): $112,079 - 48,034 = 64,045$ кг.

Так как мы совмещаем период плавления с окислительным периодом, кремния окислилось 100%.

Принимаем, что марганца в окислительный период теряется 60%; из этого количества 20% теряется с газами, а 80% переходит в шлак.

Образуется MnO (2.1): $\frac{164,327 \times 71}{55} = 212,131$ кг.

Испарится MnO: $\frac{212,206 \times 20}{100} = 42,441$ кг.

из них: $\frac{42,441 \times 20}{100} = 8,482$ кг Mn

Перейдёт MnO в шлак: $212,131 - 42,441 = 169,69$ кг.

из них: $164,327 - 8,482 = 155,845$ кг Mn

Потребуется кислорода для окисления всего марганца: $212,131 - 164,327 = 47,804$ кг.

Принимаем, что фосфор из металла во время продувки не удаляется.

Принимаем, что сера из металла во время продувки не удаляется.

Образуется оксид хрома Cr₂O₃ (2.1): $\frac{39,661 \times 152}{104} = 57,966$ кг.

Испарится: $\frac{57,966 \times 5}{100} = 2,898$ кг Cr₂O₃, из них: $\frac{2,898 \times 5}{100} = 0,145$ кг Cr.

Перейдёт в шлак: $57,966 - 2,898 = 55,068$ кг Cr₂O₃,

из них: $39,661 - 0,145 = 39,516$ кг Cr.

Потребуется кислорода для окисления всего хрома: $57,966 - 39,661 = 18,305$ кг.

Принимаем, что никель из металла во время продувки не удаляется.

Так как мы совмещаем период плавления с окислительным периодом, титана окислилось 100%.

Принимаем, что вольфрам из металла во время продувки не удаляется.

Принимаем, что в окислительный период молибден, медь и ванадий из металла не удаляются (таблица 2.13). Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в металле.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

Так как мы совмещаем период плавления с окислительным периодом, алюминия окислилось 100%.

Образуются оксидов железа в пересчёте на FeO (2.1):

$$\frac{1679,722 \times 72}{56} = 2159,643$$

Испарится FeO: $\frac{2159,643 \times 70}{100} = 1511,75$ кг.

из них: $\frac{1511,75 \times 70}{100} = 1058,225$ кг Fe.

Перейдёт в шлак FeO: $2159,643 - 1511,75 = 647,893$ кг,

из них: $1679,722 - 1058,225 = 621,497$ кг Fe.

Потребуется кислорода для окисления всего железа: $2159,643 - 1679,722 = 479,921$ кг.

В конце окислительного периода в печи остаётся следующее количество металла (с учётом угаров элементов) — 111693,475 кг (таблица 2.14), содержание углерода в металле составит 0,153% (таблица 2.14).

Содержание кислорода в металле определяем по формуле Ойкса Г.Н.:

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \times [C]}{[C]} \quad (2.7)$$

Содержание кислорода в металле (2.11): $[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \times 0,153}{0,153} = 0,029$ %.

Определим содержание кислорода, которое пошло на насыщение металла:

$$\frac{111693,475 + x}{x} = \frac{100}{0,029}$$

$x = 3,24$ кг.

Для определения расхода технического кислорода в окислительный период составим баланс кислорода в окислительный период, кг:

- 1) на окисление углерода — 64,045;
- 2) на окисление марганца — 47,804;
- 3) на окисление хрома — 18,305;
- 4) на окисление железа — 479,921;
- 5) на насыщение металла — 3,24.

Всего: 613,315.

Из опыта известно, что примерно 30% элементов окисляются кислородом (FeO), а остальные 70% - газообразным кислородом, вдуваемым в жидкий

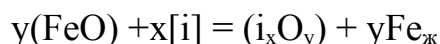
					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

металл (FeO) идёт на окисление углерода, марганца, хрома и насыщение металла.

Следовательно (FeO) внесёт:

$$(64,045 + 47,804 + 18,305 + 3,24) \times \frac{30}{100} = 40,018 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесёт: $613,315 - 40,018 = 573,297$ кг кислорода.
(FeO) окисляется по реакции:

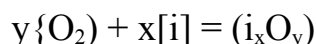


На это расходуется: $\frac{40,018 \times 72}{16} = 180,081$ кг FeO.

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$180,081 - 40,018 = 140,063 \text{ кг.}$$

Газообразный кислород окисляется по реакции:



В окислительный период часть газообразного кислорода усваивается жидким металлом из печной атмосферы, остальная часть подаётся с помощью кислородного инжектора.

Скорость усвоения кислорода из воздуха на каждый квадратный метр площади печи на уровне откосов составляет величину порядка 10...30 кг/ч.

Если принять приближенно, что продолжительность окислительного периода в 120-тонной печи составит 20 минут, то за это время усвоится кислорода:

$$25 * 24,630 * 0,333 = 205,045 \text{ кг.}$$

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$573,297 - 205,045 = 368,252 \text{ кг.}$$

2.2.3.2 Определение количества и состава газов в окислительный период

Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха:

$$m_{\text{O}_2} = 205,045 \text{ кг}$$

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47

Объём кислорода в воздухе:

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \times m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \times 205,045 = 143,532 \text{ м}^3$$

Количество сопутствующего азота находим из условия, что объёмное содержание кислорода в воздухе равно 21%, тогда

$$V_N = \frac{100-21}{21} \times V_{O_2} = 539,954 \text{ м}^3$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

$$m_N = \frac{100-23}{23} \times m_{O_2} = 686,455 \text{ кг.}$$

Объём и масса воздуха составит:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 143,532 + 539,954 = 683,486 \text{ м}^3.$$
$$m_B = m_{O_2} + m_N = 205,045 + 686,455 = 891,5 \text{ кг.}$$

Влажность атмосферного воздуха составит:

$$V_{\text{влаж.в}} = \frac{293}{273} \times 683,486 \times \frac{1,01 \times 10^5}{1,01 \times 10^5 - 0,7 \times 2,026 \times 10^3} = 744,005 \text{ м}^3.$$

Количество водяного пара в 1 м³ атмосферного воздуха $\rho_{\text{п.пара}} = 0,013 \text{ кг/м}^3$.

Масса влаги: $m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \times \rho_{\text{в.пара}} = 744,005 \times 0,013 = 9,672 \text{ кг.}$

При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m_{\{H_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \times \mu_{H_2} = \frac{9,672}{18} \times 2 = 1,075 \text{ кг};$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \times \mu_{CO_2} = \frac{9,672}{18} \times 44 = 23,643 \text{ кг.}$$

Для этого необходима окись углерода в количестве:

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \times \mu_{CO} = \frac{9,672}{18} \times 28 = 15,045 \text{ кг.}$$

Рассчитаем количество технического кислорода. Общая масса кислорода, вносимого кислородным инжектором, составит 368,252 кг.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48

Для того, чтобы внести такое количество кислорода, необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода при 95%-ном усвоении:

$$\frac{368,252 \times 100 \times 100}{99,5 \times 95} = 389,582 \text{ кг.}$$

Количество неусвоенного кислорода — $\frac{389,582 \times 5}{100} = 19,479 \text{ кг.}$

Технический кислород также вносит азот — $\frac{389,582 \times 0,05}{100} = 1,948 \text{ кг.}$

Неусвоенный кислород вступит в реакцию с окисью углерода, в результате образуется углекислый газ в количестве:

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \times \mu_{O_2}} \times \mu_{CO_2} = \frac{19,479}{\frac{1}{2} \times 32} \times 44 = 53,567 \text{ кг.}$$

Для этого потребуется {CO} в количестве: $53,567 - 19,479 = 34,088 \text{ кг.}$

На основании полученных данных определяем количество и состав печного шлака в конце окислительного периода и составляем баланс металла окислительного периода (табл. 2.15, 2.16).

Таблица 2.15 — Масса и состав шлака в конце окислительного периода, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Плавильный шлак	1908.01	5361.54	641.943	7540.039	144.462	131.798	732.546	25.000	40.222	3.000	16528.56
Оксиды из метал. ванны	-	-	169.690	647.893	55.068	-	-	-	-	-	872.651
Перешло в металл	-	-	-	-180,081	-	-	-	-	-	-	-180081.000
Всего	1908.009	5361.54	811.633	171893.068	199.530	131.798	732.55	25.000	40.222	3.000	162679.790
Всего, %	-1.173	-3.296	-0.499	105.663	-0.123	-0.081	-0.450	-0.015	-0.025	0.002	100.000

Таблица 2.16 — Баланс окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода плавления	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	218.400	-	-	48.034	170.366	0.153
O	0.000	3.240	-	-	3.240	0.003

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР		Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			49

Si	0.000	-	-	-	0.000	0.000
Mn	273.879	-	155.845	8.482	109.552	0.098
P	7.954	-	-	-	7.954	0.007
S	22.500	-	-	-	22.500	0.020
Cr	264.406	-	39.516	0.145	224.745	0.201
Ni	323.400	-	-	-	323.400	0.290
Ti	0.000	-	-	-	0.000	0.000
W	18.000	-	-	-	18.000	0.016
Al	0.000	-	-	-	0.000	0.000
Mo	18.000	-	-	-	18.000	0.016
Cu	306.000	-	-	-	306.000	0.274
V	18.600	-	-	-	18.600	0.017
Fe	111981.481	140.063	621.497	1058.225	110441.822	98.905
Всего	113625.220	143.303	816.858	1114.886	111664.179	100.000

Суммарный материальный баланс окислительного периода

Израсходовано, кг:

- а) металла — 113625,220;
- б) шлака — 16528,560;
- в) технического кислорода — 389,679, в том числе:
 - 1) кислорода — 387,731;
 - 2) азота — 1,948;
- г) воздуха — 901,172, в том числе:
 - 1) кислорода — 205,045;
 - 2) азота — 686,455;
 - 3) влаги — 9,672.

ВСЕГО: 131444,631.

Получено, кг:

- а) металла — 111664,179;
- б) шлака — 17221,129;
- в) пыли — 1100,811, в том числе:
 - 1) MnO — 42,441;
 - 2) Cr₂O₃ — 0,145;
 - 3) FeO — 1058,225;
- г) газов — 815,821, в том числе:
 - 1) CO — 49,133;
 - 2) CO₂ — 77,21;
 - 3) N₂ — 688,403;
 - 4) H₂ — 1,075.

ВСЕГО: 130801,94.

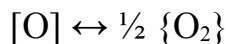
Невязка: $131444,631 - 130801,94 = 642,691$ кг или $\frac{642,691}{131444,631} \times 100 = 0,48$ %.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

2.2.4 Содержание газов в металле под слоем шлака в условиях открытой плавки в ДСП

Принимаем, что атмосфера в плавильном пространстве: $p_{O_2} = 2,026 \cdot 10^3$ Па, остальное — азот. Давление в печи $1,01 \cdot 10^5$ Па. Для расчёта выражаем давление в атмосферах.

Определим значение равновесного парциального давления кислорода на границе металл — шлак:



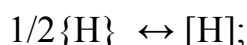
$$K_O = \frac{P_{O_2}^{\frac{1}{2}}}{[O]}; \quad \lg K_O = \frac{-6119}{T} - 0,151$$

При 1873 К: $\lg K_O = \frac{-6119}{T} - 0,151 = -3,418$;

$$\lg p_{O_2}^{u-m} = 2 \times (\lg K_O + \lg [O]) = 2 \times (-3,418 + \lg 0,003) = -11,882;$$

$$p_{O_2}^{u-m} = 1,312 \times 10^{-12} \text{ атм.}$$

Определим равновесное содержание водорода в металле $[H]_{\text{равн}}$:



$$K_H = \frac{[H]}{P_{H_2}^{1/2}}; \quad \lg K_H = \frac{-1900}{T} - 1,58;$$

При 1873 К: $\lg K_H = \frac{-1900}{T} - 1,58 = -2,594$; $K_H = 2,544 \times 10^{-3}$.

На границе шлак — газ существует равновесие:



$$K_{H_2O} = \frac{P_{H_2O}}{P_{H_2} \times P_{O_2}^{1/2}}; \quad \lg K_{H_2O} = \frac{13160}{T} - 3,05;$$

При 1873 К: $\lg K_{H_2O} = \frac{13160}{T} - 3,05 = 3,976$; $K_{H_2O} = 9,466 \times 10^3$.

откуда $p_{H_2}^{u-z} = 6,691 \cdot 10^{-6}$ атм.

Равновесная концентрация водорода:

$$[H]_{\text{равн}} = K_H \times p_{H_2}^{1/2} = 2,544 \times 10^{-3} \times (6,691 \times 10^{-6})^{1/2} = 6,582 \times 10^{-6} \text{ \%}.$$

Предельное (стационарное) содержание водорода:

$$[H]_{\text{пред}} = [H]_{\text{равн}} \times \left(\frac{P_{O_2}^{u-z}}{P_{O_2}^{u-m}} \right)^{1/4} = 6,582 \times 10^{-6} \times \left(\frac{0,100}{1,312 \times 10^{-12}} \right)^{1/4} = 1,003 \times 10^{-3} \text{ \%}.$$

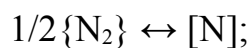
					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		51

Определяем содержание водорода в металле:

$$\frac{111664,179 + x}{x} = \frac{100}{1,003 \times 10^{-3}}$$

$$x = 1,12 \text{ кг.}$$

Определим равновесное содержание азота в металле $[N_{\text{равн}}]$:



$$K_N = \frac{[N]}{p_{N_2}^{1/2}}; \quad \lg K_N = \frac{-188}{T} - 1,25.$$

При 1873 К: $\lg K_N = \frac{-188}{T} - 1,25 = -1,35; \quad K_N = 4,463 \times 10^{-2}.$

Равновесная концентрация азота:

$$[N]_{\text{равн}} = K_N \times p_{N_2}^{1/2} = 4,463 \times 10^{-2} \times 0,88^{1/2} = 4,463 \times 10^{-2}.$$

Предельное (стационарное) содержание азота:

$$[N_{\text{пред}}] = \left(\frac{p_{O_2}^{\text{ш-з}}}{p_{O_2}^{\text{ш-м}}} \right)^{-3/4} \times [N_{\text{равн}}] = 4,186 \times 10^{-2} \times \left(\frac{0,100}{1,0312 \times 10^{-12}} \right)^{-3/4} = 8 \times 10^{-9} \text{ \%}.$$

Определяем содержание азота в металле:

$$\frac{111664,179 + x}{x} = \frac{100}{8 \times 10^{-9}}$$

$$x = 8,93 \times 10^{-6} \text{ кг.}$$

Ввиду малого содержания водорода и азота в стали, в материальном балансе ими пренебрегаем.

2.2.5 Обработка стали в печи-ковше

Обработка стали на установке печь-ковш является неотъемлемой частью технологии производства высококачественного металла, обеспечивая увеличение производительности сталеплавильных агрегатов, экономию энергетических и материальных затрат, включая электроэнергию, электроды, огнеупорные материалы и ферросплавы, повышение степени рафинирования стали от вредных примесей, гомогенизацию и стабилизацию металла по температуре и химическому составу, способствует расширению сортамента

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
						52
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

стали. Печь-ковш облегчает согласование работы сталеплавильных агрегатов, так как является буферной ёмкостью между ними и МНЛЗ, что особенно важно при разливке стали сериями плавок, способствующей повышению расхода годного металла.

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш. В печи остаётся 25% металла и 99% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавикового шлака, в соотношении 3:1 или 4:1.

Таблица 2.17 — Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	170.366	42.592	127.775	0.153
O	3.240	0.810	2.430	0.003
Si	0.000	0.000	0.000	0.000
Mn	109.552	27.388	82.164	0.098
P	7.954	1.989	5.966	0.007
S	22.500	5.625	16.875	0.020
Cr	224.745	56.186	168.559	0.201
Ni	323.400	80.850	242.550	0.290
Ti	0.000	0.000	0.000	0.000
W	18.000	4.500	13.500	0.016
Al	0.000	0.000	0.000	0.000
Mo	18.000	4.500	13.500	0.016
Cu	306.000	76.500	229.500	0.274
V	18.600	4.650	13.950	0.017
Fe	110441.822	27610.456	82831.367	98.905
Всего	111664.18	27916.04	83748.13	100

Таблица 2.18 — Количество и состав шлака в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак окисл. периода	1908.01	5361.540	811.633	- 171893.0 68	199.530	131.798	732.546	25.000	40.222	3.000	- 162679.79
Осталось в ДСП	1888.93	5307.92	803.517	- 170174.1 4	197.535	130.48	725.22	24.75	39.82	2.97	- 161052.99
Всего	19.080	53.615	8.116	- 1718.931	1.995	1.318	7.325	0.250	0.402	0.030	-1626.798

Всего, %	-1.173	-3.296	-0.499	105.663	-0.123	-0.081	-0.450	-0.015	-0.025	-0.002	100.000
----------	--------	--------	--------	---------	--------	--------	--------	--------	--------	--------	---------

2.2.5.1 Раскисление шлака и металла. Предварительное легирование

Для лучшего усвоения легирующих из окислов и создания восстановительной атмосферы шлак раскисляют присадками порошка кокса с массовым расходом до 0,6 кг/т.

Примем расход кокса 0,6 кг/т.

$$\text{Расход кокса на плавку: } \frac{83748,13 \times 0,6}{1000} = 50,249 \text{ кг.}$$

$$\text{Кокс внесёт углерода (2.4): } \frac{50,249 \times 90}{100} = 45,224 \text{ кг.}$$

Примем, что 10% углерода усваивается металлом.

$$\text{Кокс внесёт углерод в металл: } \frac{45,224 \times 10}{100} = 4,522 \text{ кг.}$$

$$\text{Углерод на раскисление шлака: } 45,224 - 4,522 = 40,702 \text{ кг.}$$

$$\text{Образуется CO (2.1): } \frac{40,702 \times 28}{12} = 94,971 \text{ кг.}$$

$$\text{Потребуется кислорода: } 94,971 - 40,702 = 54,269 \text{ кг.}$$

Зола кокса внесёт в шлак (2.4), кг:

$$\text{SiO}_2 - \frac{50,249 \times 48,7}{100} = 24,471 ;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - \frac{50,249 \times 20}{100} = 10,049 ; \text{ в пересчёте на FeO (2.5) - } 9,045 ;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - \frac{50,249 \times 25}{100} = 12,562 ;$$

$$\text{CaO} - \frac{50,249 \times 5}{100} = 2,512 ;$$

$$\text{MgO} - \frac{50,249 \times 1}{100} = 0,502 ;$$

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

$$P_2O_5 - \frac{50,249 \times 0,3}{100} = 0,151.$$

Кокс внесёт в металл (2.4), кг:

$$S - \frac{50,249 \times 0,8}{100} = 0,402;$$

$$P - \frac{50,249 \times 0,015}{100} = 0,007.$$

Кроме того выделится в атмосферу за счёт потерь при прокаливании (2.4):

$$\frac{50,249 \times 1,5}{100} = 0,754 \text{ кг } CO_2$$

Полагаем, что при раскислении шлака 90% окислов Fe, Mn, Cr, P восстановится.

$$\text{Восстановится FeO: } \frac{46,5 \times 90}{100} = 41,85 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода: } \frac{41,85 \times 16}{72} = 9,3 \text{ кг.}$$

$$\text{Осталось FeO в шлаке: } 46,5 - 41,85 = 4,65 \text{ кг.}$$

$$\text{Образуется Fe: } 41,85 - 9,3 = 32,55 \text{ кг.}$$

$$\text{Восстановится Cr}_2\text{O}_3 : \frac{1,995 \times 90}{100} = 1,796 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода: } \frac{1,796 \times 48}{152} = 0,567 \text{ кг.}$$

$$\text{Образуется Cr: } 1,796 - 0,567 = 1,229 \text{ кг.}$$

$$\text{Осталось Cr}_2\text{O}_3 \text{ в шлаке: } 1,995 - 1,796 = 0,199 \text{ кг.}$$

$$\text{Восстановится MnO: } \frac{8,116 \times 90}{100} = 7,304 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода: } \frac{7,304 \times 16}{71} = 1,646 \text{ кг.}$$

$$\text{Образуется Mn: } 7,304 - 1,646 = 5,658 \text{ кг.}$$

$$\text{Осталось MnO в шлаке: } 8,116 - 7,304 = 0,812 \text{ кг.}$$

$$\text{Восстановится P}_2\text{O}_5 : \frac{0,402 \times 90}{100} = 0,362 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

Необходимо связать кислорода: $\frac{0,362 \times 80}{142} = 0,204$ кг.

Образуется P: $0,362 - 0,204 = 0,158$ кг.

Осталось P_2O_5 в шлаке: $0,402 - 0,362 = 0,04$ кг.

Следовательно, необходимо связать кислорода из оксидов шлаковой ванны, кг:

FeO – 9,3;
 Cr_2O_3 – 0,567;
MnO – 1,646;
 P_2O_5 – 0,204;
Всего: 11,717.

Коксом связано 54,269 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$54,269 - 11,717 = 42,552$ кг.

Таблица 2.19 — Количество и состав металла в ковше после раскисления шлака, кг

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	127.775	45.224	172.999	0.206
O	2.430	-	2.430	0.003
Si	0.000	-	0.000	0.000
Mn	82.164	5.658	87.822	0.105
P	5.966	0.165	6.131	0.007
S	16.875	0.402	17.277	0.021
Cr	168.559	1.229	169.788	0.203
Ni	242.550	-	242.55	0.289
Ti	0.000	-	0	0.000
W	13.500	-	13.5	0.016
Al	0.000	-	0	0.000
Mo	13.500	-	13.5	0.016
Cu	229.500	-	229.5	0.274
V	13.950	-	13.95	0.017
Fe	82831.367	32.550	82863.917	98.844
Всего	83748.13	85.23	83833.36	100

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата
------	------	----------	---------	------

Таблица 2.20 — Количество и состав шлака в ковше после раскисления
шлака, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	Σ
Шлак в ковше	19.080	53.615	8.116	- 1718.9 31	1.995	1.318	7.325	0.250	0.402	0.030	-1626.8
Раскисление	24.471	2.512	-7.304	-32.805	-1.796	12.562	0.502	-	-0.211	-	-2.07
Всего	43.551	56.127	0.812	- 1751.7 36	0.199	13.880	7.827	0.250	0.191	0.030	- 1628.867
Всего, %	-2.674	-3.446	-0.050	107.54 3	-0.012	-0.852	-0.481	-0.015	-0.012	-0.002	100

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,206% содержится 0,003% или 2,43 кг кислорода.

Чтобы провести предварительное легирование, вводим в ковш на средний предел ферромарганец, ферросилиций, феррохром.

Для расчёта количества вводимых легирующих необходимо примерно спрогнозировать массу металла в конце плавки. Для этого примерно рассчитаем необходимую массу легирующих:

$$m_i = \frac{m_{Me} \times ([i_{ГОСТ}] - [i_{Me}])}{100},$$

где m_i — масса легирующего компонента, кг;

m_{Me} — масса металла, кг;

$[i_{ГОСТ}]$, $[i_{Me}]$ — содержание элемента в металле среднее марочное и имеющееся, соответственно, %.

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{83833,36 \times (0,25 - 0)}{100} = 209,583;$$

$$m_{Mn} = \frac{83833,36 \times (0,8 - 0,105)}{100} = 582,642;$$

$$m_{Me \text{ прогн}} = \Sigma m + m_{Me} = 209,583 + 582,642 + 83833,36 = 84625,585 \text{ кг.}$$

Принимаем $m_{Me \text{ прогн}} = 85000,000$ кг.

Для более точного расчёта массы легирующих используем формулу:

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

$$m_{\text{легирующ}} = \frac{m_{\text{Me пров}} \times ([i_{\text{ГОСТ}}] - [i_{\text{Me}}])}{i}, \quad (2.8)$$

где $m_{\text{легирующ}}$ - масса легирующего компонента, вносящего элемент i , кг;
 i – содержание элемента i в легирующем компоненте, %.

Определяем расход ферросиликомарганца марки МнС17 (2.8):

$$\frac{85000 \times (0,8 - 0,105)}{70} = 843,928 \text{ кг.}$$

При этом 20% кремния переходит в шлак, а 80% кремния и 100% прочих элементов усваивается металлом.

Выгорает $\frac{843,928 \times 6 \times 20}{100 \times 100} = 10,127$ кг кремния.

Это количество свяжет кислорода: $\frac{10,127 \times 32}{28} = 11,574$ кг.

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{10,127 \times 60}{28} = 21,701$ кг SiO₂.

Ферромарганец вносит в металл, кг:

$$\text{C} - \frac{843,928 \times 0,2}{100} = 1,721;$$

$$\text{Si} - \frac{843,928 \times 15}{100} = 126,589;$$

$$\text{P} - \frac{843,928 \times 0,1}{100} = 0,844;$$

$$\text{S} - \frac{843,928 \times 0,02}{100} = 0,168;$$

$$\text{Mn} - \frac{843,928 \times 70}{100} = 590,75;$$

$$\text{Fe} - \frac{843,928 \times 8}{100} = 67,514.$$

Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС65 (2.8):

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		58

$$\frac{85000 \times (0,25 - 0,05)}{65} = 261,538 \text{ кг или } \frac{65 \times 261,538}{100} = 170 \text{ кг кремния.}$$

При этом 20% кремния и 100% алюминия переходит в шлак, а 80% кремния и остальные элементы в виду их малого количества перейдут в металл.

$$\text{Выгорает } \frac{170 \times 20}{100} = 34 \text{ кг кремния и } \frac{261,538 \times 2}{100} = 5,231 \text{ кг алюминия.}$$

$$\text{Это количество кремния свяжет кислорода: } \frac{34 \times 32}{28} = 38,857 \text{ кг;}$$

$$\text{алюминий свяжет } \frac{5,231 \times 48}{54} = 4,649 \text{ кг кислорода.}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак: } \frac{34 \times 60}{28} = 72,857 \text{ кг SiO}_2 \text{ и}$$

$$\frac{5,231 \times 102}{54} = 9,881 \text{ кг Al}_2\text{O}_3.$$

ФС65 внесёт в металл, кг:

$$\text{C} \text{ — } \frac{261,538 \times 0,1}{100} = 0,262;$$

$$\text{Si} \text{ — } \frac{261,538 \times 65}{100} = 169,999;$$

$$\text{Mn} \text{ — } \frac{261,538 \times 0,4}{100} = 1,046;$$

$$\text{P} \text{ — } \frac{261,538 \times 0,05}{100} = 0,131;$$

$$\text{S} \text{ — } \frac{261,538 \times 0,02}{100} = 0,052;$$

$$\text{Fe} \text{ — } \frac{261,538 \times 28}{100} = 73,231.$$

Для окончательного раскисления металла используем алюминий марки АВ87 [9].

Необходимо понизить количество кислорода до 0,005% ($\frac{0,005 \times 85000}{100} = 4,25$ кг). В нашем случае (см.табл. 2.19) раскислять сталь алюминием нет необходимости, так как содержание кислорода 0,003%.

2.2.5.2 Шлакообразование

а) Расчёт компонентов, вносимых известью в шлак.

Для проведения десульфурации необходима основность шлака $B = 3,5 \dots 4$.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		59

Принимая $B = 4$, получим:

$$B = \frac{m_{(CaO)_{п.шпат}} + m_{(CaO)_{изв}}}{m_{(SiO_2)_{п.шпат}} + m_{(SiO_2)_{изв}}} = 4,$$

где $m_{(CaO)_{п.шпат}}, m_{(SiO_2)_{п.шпат}}$ - содержание (CaO) и (SiO₂) в первом шлаке, кг;
 $m_{(CaO)_{изв}}, m_{(SiO_2)_{изв}}$ - содержание (CaO) и (SiO₂) в извести, кг.

$$m_{изв} = \frac{4 \times m_{(SiO_2)_{п.шпат}} - m_{(CaO)_{п.шпат}}}{\frac{CaO_{изв}}{100} - \frac{4 \times SiO_{2изв}}{100}}, \quad (2.9)$$

где CaO_{изв}, SiO_{2изв} — содержание CaO и SiO₂ в извести, %.
 Масса извести (2.9):

$$m_{изв} = \frac{4 \times (43,551 + 27,701 + 91,071) - 56,127}{\frac{89}{100} - \frac{4 \times 1,5}{100}} = 511,788 \text{ кг.}$$

Известь внесёт в шлак (2.4), кг:

$$CaO - \frac{89 \times 511,788}{100} = 455,491;$$

$$SiO_2 - \frac{1,5 \times 511,788}{100} = 7,677;$$

$$MgO - \frac{6 \times 511,788}{100} = 30,707;$$

$$S - \frac{0,05 \times 511,788}{100} = 0,256;$$

$$P_2O_5 - \frac{0,08 \times 511,788}{100} = 0,409;$$

$$Fe_2O_3 - \frac{0,03 \times 511,788}{100} = 0,154, \text{ в пересчёте на FeO (5) — } 0,138.$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счёт потерь при прокаливании (2.4):

$$\frac{4 \times 511,788}{100} = 20,472 \text{ кг CO}_2$$

б) Расчёт компонентов, вносимых плавиковым шпатом.

Для получения жидкоподвижного шлака присаживается плавиковый шпат из условия, что известь и плавиковый шпат находятся в соотношении 4:1. Тогда количество присаживаемого плавикового шпата:

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		60

$$m_{\text{плавки}} = \frac{511,788}{4} = 127,947; \text{ кг.}$$

Плавиновый шпат внесёт в шлак, кг:

$$\text{SiO}_2 - \frac{15 \times 127,947}{100} = 19,192;$$

$$\text{CaF}_2 - \frac{80 \times 127,947}{100} = 102,358;$$

$$\text{S} - \frac{0,3 \times 127,947}{100} = 0,384;$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 - \frac{0,3 \times 127,947}{100} = 0,384.$$

в) Продукты раскисления внесут в шлак, кг:

$$\text{SiO}_2 - 118,772;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - 12,35.$$

г) Расчёт компонентов, вносимых футеровкой печи-ковша.

Выбираем футеровку печи-ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича.

Расход магнезитохромитовой футеровки на ремонт для печи-ковша ёмкостью 120 т — 15 кг/т. Срок службы футеровки печи-ковша принимаем 60 плавов. Следовательно, расход футеровки на одну плавку составит:

$$\frac{15 \times 120}{60} = 30 \text{ кг.}$$

Тогда разрушающая магнезитохромитовая футеровка внесёт в шлак (4), кг:

$$\text{SiO}_2 - \frac{8 \times 30}{100} = 2,4 ;$$

$$\text{MgO} - \frac{45 \times 30}{100} = 13,5 ;$$

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 - \frac{20 \times 30}{100} = 6.$$

2.2.5.3 Десульфурация стали

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		61

«Узким местом» в производственном комплексе ДСП — печь-ковш — МНЛЗ может стать работа установки «печь-ковш», особенно при необходимости внепечной обработки стали с высокой степенью десульфурации. Наличие некоторого количества печного шлака в печи-ковше, соизмеримого с количеством присаживаемых шлакообразующих добавок, затрудняет или делает невозможной рафинирующую обработку стали в печи-ковше до низкого

содержания серы и неметаллических включений в пределах технологического времени, обеспечивающего заданную высокую производительность производственного комплекса. В связи с этим появляется необходимость при производстве низкосернистого металла обязательного удаления (скачивания) печного шлака из ковше перед внепечной обработкой металла и присадки основного количества шлакообразующих добавок непосредственно в печи-ковше.

Таблица 2.21 — Количество и состав металла во время десульфурации, кг

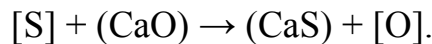
Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	172.999	1.714	174.713	0.206
O	2.430	-	2.430	0.003
Si	0.000	296.588	296.588	0.349
Mn	87.822	591.796	679.618	0.800
P	6.131	0.975	7.106	0.008
S	17.277	0.220	17.497	0.021
Cr	169.788	-	169.788	0.200
Ni	242.550	-	242.550	0.286
Ti	0.000	-	0.000	0.000
W	13.500	-	13.500	0.016
Al	0.000	-	0.000	0.000
Mo	13.500	-	13.500	0.016
Cu	229.500	-	229.500	0.270
V	13.950	-	70.060	0.082
Fe	82863.917	140.745	83004.662	97.743
Всего	83833.362	735.45	84921.51	100

Таблица 2.22 — Количество и состав шлака десульфурации, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак после раскисления	43.551	56.127	0.812	- 1751.7 36	0.199	13.880	7.827	0.250	0.191	0.030	-	-1628.87
Известь	7.677	455.491	-	0.138	-	-	30.707	-	0.409	0.236	-	494.52
Плавленый шпат	19.19	-	-	-	-	-	-	-	0.384	0.384	102.358	122.32
Продукты	72.857	-	-	-	-	9.881	-	-	-	-	-	82.74

раскисления												
Футеровка	2.400	-	-	-	6.000	-	13.500	-	-	-	-	21.9
Всего	145.677	511.618	0.812	1751.598	6.199	23.761	52.034	0.250	0.984	0.650	102.358	-907.253
Всего, %	-16.057	-56.392	-0.090	193.066	-0.683	-2.619	-5.735	0.028	0.108	0.072	-11.282	100

Реакция удаления серы в печи-ковше имеет вид:



Конечное содержание серы в металле определяется выражением:

$$[S]_k = \frac{100 \times [S]_n + \lambda \times (S)_n}{100 + L_s \times \lambda},$$

где λ — кратность шлака;

L_s — коэффициент распределения серы между шлаком и металлом.

$$\lambda = \frac{891,756}{84952,51} \times 100 = 1,05 \text{ \%}.$$

Коэффициент распределения серы находится по эмпирическому выражению:

$$\lg L_s = -2,78 + \frac{0,86 \times (CaO) + 0,05 \times (MgO)}{(SiO_2) + 0,6 \times (Al_2O_3)} - \lg a_o + \lg f_s,$$

где a_o — активность кислорода в расплаве,

f_s — коэффициент активности серы.

По параметрам взаимодействия первого порядка определим f_s , f_o при $T=1873$ К:

$$\lg f_o = e_o^O \times [\%O] + e_o^C \times [\%C] + e_o^{Si} \times [\%Si] + e_o^{Mn} \times [\%Mn] + e_o^P \times [\%P] + e_o^S \times [\%S] + e_o^{Cr} \times [\%Cr] + e_o^{Ni} \times [\%Ni] + e_o^W \times [\%W] + e_o^{Mo} \times [\%Mo] + e_o^V \times [\%V] + e_o^{Cu} \times [\%Cu] + e_o^{Al} \times [\%Al],$$

$$\lg f_o = -0,2 \times 0,003 - 0,45 \times 0,206 - 0,131 \times 0,349 - 0,021 \times 0,8 + 0,07 \times 0,008 - 0,133 \times 0,021 - 0,04 \times 0,2 + 0,006 \times 0,286 + 0,0085 \times 0,016 + 0,0035 \times 0,06 - 0,3 \times 0,082 - 0,013 \times 0,27 - 3,9 \times 0 = -0,192, f_o = 0,64.$$

$$a_o = f_o \times [\%O] = 0,64 \times 0,003 = 0,002;$$

$$\lg f_s = e_s^S [\%S] + e_s^C [\%C] + e_s^{Si} [\%Si] + e_s^{Mn} [\%Mn] + e_s^P [\%P] + e_s^O [\%O] + e_s^{Cr} [\%Cr] + e_s^{Ni} [\%Ni] + e_s^W [\%W] + e_s^{Mo} [\%Mo] + e_s^V [\%V] + e_s^{Cu} [\%Cu] + e_s^{Al} [\%Al];$$

$$\lg f_s = -0,28 \times 0,031 + 0,11 \times 0,206 + 0,063 \times 0,349 - 0,026 \times 0,8 + 0,29 \times 0,008 - 0,27 \times 0,003 - 0,011 \times 0,2 + 0,0097 \times 0,286 + 0,0027 \times 0,016 - 0,022 \times 0,082 - 0,0084 \times 0,27 + 0,035 \times 0 = 0,013, f_s = 1,03$$

													Лист
													63
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР								

$$\lg L_s = -2,78 + \frac{0,86 \times 57,372 + 0,05 \times 5,835}{16,336 + 0,6 \times 2,665} - \lg 0,002 + 0,013 = -2,69$$

$$L_s = 489,778.$$

$$[S]_k = \frac{100 \times 0,021 + 1,05 \times 0,073}{100 + 489,778 \times 1,05} = 0,004.$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции:

$$\frac{84921,51 - x}{17,497 - x} = \frac{100}{0,004}$$

$$x = 14,1 \text{ кг.}$$

2.2.5.4 Доведение стали до заданного химического состава

Окончательная корректировка металла по химсоставу, если это необходимо, проводится порошковой проволокой соответствующих ферросплавов.

Таблица 2.23 — Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	174.713	-	174.71	0.340
O	2.430	-	2.43	0.003
Si	296.588	-	296.59	0.349
Mn	679.618	-	679.618	0.800
P	7.106	-	7.11	0.008
S	17.497	-14.1	3.4	0.004
Cr	169.788	-	169.788	0.200
Ni	242.550	-	242.55	0.29
Ti	0.000	-	0	0
W	13.500	-	13.5	0.016
Al	0.000	-	0	0.000
Mo	13.500	-	13.5	0.016
Cu	229.500	-	229.5	0.270
V	70.060	-	70.06	0.083
Fe	83004.662	-	83004.662	97.759
Всего	84921.51	-14.1	84907.41	100

Видно, что химический состав стали не соответствует заданному и нуждается в корректировке по алюминию. Для этого используется алюминиевая катанка марки АВ[8].

Определяем расход катанки (2.8):

$$\frac{85000 \times (0,03 - 0)}{97} = 26,289 \text{ кг.}$$

Алюминиевая катанка также вносит в металл, кг:

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		64

$$\text{Cu} \text{ — } \frac{26,289 \times 0,05}{100} = 0,013;$$

$$\text{Si} \text{ — } \frac{26,289 \times 0,5}{100} = 0,13;$$

$$\text{Fe} \text{ — } \frac{26,928 \times 2}{100} = 0,539.$$

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

Таблица 2.24 — Баланс металла окончательной корректировки, кг

Элемент	Металл до корректировки	Корректировка	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	174.713	-	174.71	0.340
O	2.430	-	2.43	0.003
Si	296.588	0.13	296.72	0.349
Mn	679.618	-	679.618	0.800
P	7.106	-	7.11	0.008
S	3.400	-	3.4	0.004
Cr	169.788	-	169.788	0.200
Ni	242.550	-	242.55	0.29
Ti	0.000	-	0	0
W	13.500	-	13.5	0.016
Al	0.000	26.289	26.29	0.031
Mo	13.500	-	13.5	0.016
Cu	229.500	0.01	229.51	0.270
V	70.060	-	70.06	0.082
Fe	83004.662	0.54	83005.201	97.729
Всего	84907.41	0.54	84934.38	100

Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в таблице 2.25.

Таблица 2.25 — Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	S	CaF ₂	Σ
Шлак до десульфурации	145.677	511.618	0.812	- 1751.5 98	6.199	23.761	52.034	0.250	0.984	0.650	102.36	-907.25
Десульфурация	-	-	-	-	-	-	-	-	-	14.100	-	14.100
Всего	145.677	511.618	0.812	- 1751.5 98	6.199	23.761	52.034	0.250	0.984	14.750	102.358	-893.153
Всего, %	-16.310	-57.282	-0.091	196.11 4	-0.694	-2.660	-5.826	- 0.028	-0.110	-1.651	-11.460	100

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР

Лист

66

Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг:

- а) металла — 111664,18;
- б) шлака — 17221,13;
- в) футеровки ковша — 30,000,
- г) шлакообразующих — 639,735, в том числе:
 - 1) извести — 511,788;
 - 2) плавикового шпата — 127,947;
- д) легирующих и раскислителей — 1182,004, в том числе:
 - 1) Al катанка — 26,289;
 - 2) ФС65 — 261,538;
 - 3) MnC17 — 843,928;
 - 4) кокса — 50,249;
- е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия — 97,775.

ВСЕГО: 130934,82.

Получено, кг:

- а) металла — 112850,42; в том числе:
 - 1) в ДСП — 27916,04;
 - 2) в ковше — 84934,38;
- б) шлака — 17954,776, в том числе:
 - 1) в ДСП — 17048,92;
 - 2) в ковше — 905,856;
- в) газов — 116,197, в том числе:
 - 1) CO₂ (известь) — 20,472;
 - 2) CO₂ (кокс) — 0,754;
 - 3) CO (кокс) — 94,971.

ВСЕГО: 130921,38.

Невязка: $130934,82 - 130921,38 = 13,44$ кг или $\frac{13,44 \times 100}{130934,82} = 0,01$ %.

Суммарный материальный баланс плавки

Израсходовано, кг:

- отходов Б-13 — 30000;
- отходов Б-53 — 30000;
- отходов Б-76 — 60000;
- ферромарганца MnC17 — 843,928;
- ферросилиция ФС65 — 261,538;
- Al катанка — 26,289;
- кокса — 50,249;
- известь — 6511,788;
- плавикового шпата — 127,947;
- футеровки ДСП — 815,16;
- футеровка печи-ковша — 30;
- газов — 2800,092.

Всего: 141466,94.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

Получено, кг:

металла (в ковше и ДСП) — 112850,420;

шлака в ДСП — 17048,92;

шлака печи-ковша — 905,856;

пыли, уносимой газами — 7274,162;

газов — 3225,151.

Всего: 141304,5.

Невязка: $141466,94 - 141304,5 = 162,44$ кг или $\frac{162,44 \times 100}{141466,94} = 0,11$ %.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		68

2.3 ТЕПЛОВОЙ БАЛАНС

2.3.1 Приходная часть теплового баланса

Для теплового баланса печей обязательно равенство прихода и расхода тепла, взятых в границах одного и того же конструктивного элемента, всей печи в одном и том же промежутке времени [10].

В печах непрерывного действия в расчёт принимается количество тепла, которое поступает в рабочее пространство и удаляется из него за единицу времени, а в печах периодического действия расчёт ведут на время всей технологической операции (исключая время охлаждения печи между моментами полной разгрузки и новой загрузки).

Каждая из частей теплового баланса (прихода и расхода) состоит, в свою очередь, из ряда статей. В результате расчёта определяем расход топлива или энергии на соответствующий технологический процесс.

1) Тепло, вносимое электрической энергией Q_1

На действующей печи реальный расход электрической энергии фиксируется приборами учета электроэнергии. Важным параметром, характеризующим использование электроэнергии, является коэффициент полезного действия, учитывающий потери энергии при подводе ее к рабочему пространству печи (при проектных расчетах принимается $\eta_0=88-91\%$). При проектировании печи расход электроэнергии на плавку зависит от наличия или отсутствия предварительного подогрева лома, количества газокислородных горелок и времени их работы. В среднем для современной ДСП с учетом подогрева лома и установки газокислородных горелок можно принять расход электроэнергии 250–400 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6.

Расчет проведем на 120 т шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным 250 кВт·ч/т стали. Тогда с учетом электрического КПД, $\eta=0,90$:

$$Q_1=30000 \cdot 3,6 \cdot 0,90=97200 \text{ МДж.}$$

2) Тепло, получаемое от внешнего источника при сгорании топлива:

$$Q_2=N \times \tau \quad (2.10)$$

где N — затраченная электрическая мощность.

τ — продолжительность технологического процесса.

Для расчета принимаем, что печь оборудована 4 газокислородными горелками по 2–4 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 10–15 минут. Примем без расчета мощность горелок 3,6 МВт каждая, время работы – 20 минут (0,33 часа). Тогда за всю плавку в ДСП- 120:

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69

$$Q_2 = 4 \times 0,33 \times 2 \times 10^3 \times 3,6 = 9504 \text{ МДж}$$

Тепло, вносимое подогретым материалом (шихта, скрап):

$$Q_3 = G_1 \times C_1 \times t_1 \quad (2.11)$$

где G_1 - масса подогретого материала (шихта);
 C_1 - средняя удельная теплоёмкость материала при температуре t_1 ;
 t_1 — температура подогретого материала.

$$Q_3 = 120000 \times 1,253 \times 10^3 \times 400 = 60144 \text{ МДж.}$$

4) Тепло экзотермических реакций. Здесь учитываются все химические реакции, идущие с положительным тепловым эффектом (отрицательным значением энтальпии), кроме реакций горения топлива. В нагревательных печах учитывается только тепло, выделяющееся при окислении сплава. В плавильных печах учитывается тепло от окисления всех примесей сплава и его основы (меди, алюминия, магния, железа):

$$Q_4 = \Sigma \Delta H_i \times G_2 \times 0,01 \times \Delta \mathcal{E}_i \quad (2.12)$$

где ΔH_i - тепловой эффект реакции окисления i -й примеси и основы сплава при температуре расплава (приложение. табл. П9[2]);
 G_2 - масса элемента в завалке, ($G_2 = 0,01 * G_1 * \mathcal{E}_i$);
 $\Delta \mathcal{E}_i$ - угар i -го элемента и основы сплава во время плавки, %.

$$Q_4 = (21363 + 4285 + 7271 + 7003 + 32376 + 9213) \times 120000 \times 0,01 \times 0,5 = 48906,6 \text{ МДж.}$$

5) Тепло, выделяющееся от сгорания электродов:

$$Q_5 = 0,6 \times \Delta H_{эл} \times G_3 \times \tau \quad (2.13)$$

где 0,6 — коэффициент, учитывающий, что не всё тепло от сгорания электродов выделяется внутри печи;
 $\Delta H_{эл}$ — тепловой эффект реакции сгорания электродов до СО (для электродуговой печи может быть принят в пределах 1700...1900 кДж/кг);
 G_3 - расход электродов;
 τ — продолжительность плавки.

$$Q_5 = 0,6 \times 1700 \times 1,72 \times 0,8 = 1,403 \text{ МДж.}$$

6) Тепло, выделившееся при образовании шлака:

$$Q_6 = 258 \times G_4 \quad (2.14)$$

где 258 — тепловой эффект образования шлака,

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

G_4 – масса образовавшегося шлака.

$$Q_6 = 258 \times 17048,92 = 4398,384 \text{ МДж.}$$

2.3.2 Расходная часть теплового баланса

1) Полезное тепло, необходимое для нагрева материалов до температуры, заданной по технологическому процессу, учитывая, что они поступают в печь подогретыми (конвейер «Consteel»):

$$Q_7 = G_1 \times C_2 \times (t_3 - t_2) \quad (2.15)$$

где C_4 — средняя теплоёмкость материалов в интервале от начальной t_2 до конечной температуры t_3 .

$$Q_7 = 120000 \times 0,343 \times 10^3 \times (1600 - 400) = 49392 \text{ МДж.}$$

2) Тепло, уносимое шлаками:

$$Q_8 = G_{\text{шл}} \times C_3 \times t_4 \quad (2.16)$$

где $C_3 = 209,36 + 0,69 \times t_4 + 2 \times 10^{-5} \times t_4^2$ - теплоёмкость шлака при температуре t_4 .

$$Q_8 = 17048,92 \times (209,36 + 0,69 \times 1700 + 2 \times 10^{-5} \times 1700^2) \times 1700 = 41738 \text{ МДж.}$$

Тепло, идущее на разложение извести:

$$Q_9 = 4061,39 \times 0,9 \times G_{\text{изв}} \quad (2.17)$$

где 4061,39 — тепловой эффект реакции разложения извести в пересчёте на получающийся оксид кальция;

0,9 — средняя доля оксида кальция в извести (табл.2.4);

$G_{\text{изв}}$ — расход извести.

$$Q_9 = 4061,39 \times 0,9 \times 6000 = 21931,506 \text{ МДж.}$$

4) Потери тепла излучением через открытые окна печи:

$$Q_{10} = C_0 \times \Psi \times \tau_1 \times \left(\left(\frac{T_1}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_2}{100} \right)^4 \right) \times F_2 \quad (2.17)$$

где C_0 – коэффициент излучения абсолютно чёрного тела, равный 5,768 Вт/($\text{м}^2 \cdot \text{К}^4$);

Ψ — коэффициент диафрагмирования, значения которого приведены в приложении (табл. П18 [5]);

τ_1 — время открытого состояния окна за весь период работы печи;

									Лист
									71
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР				

T_1 – средняя температура внутри печи, К;
 T_2 - средняя температура окружающего пространства, К;
 F_2 – площадь открытого окна, м².

$$Q_{10} = 5,768 \times 0,54 \times 0,5 \times \left(\left(\frac{1473}{100} \right)^4 - \left(\frac{300}{100} \right)^4 \right) \times 2 = 12,8 \text{ МДж.}$$

5) Тепло, уносимое водой, охлаждающей отдельные части печи (свод, дверцы, индуктор и т.п.):

$$Q_{11} = G_2 \times C_4 \times (t_6 - t_5) \quad (2.18)$$

где G_2 – расход воды;
 C_4 — теплоёмкость воды (приложение, табл. П17 [2]);
 t_6 – конечная температура воды,
 t_7 – начальная температура воды.

$$Q_{11} = 600 \times 4,17 \times (45 - 20) = 62550 \text{ МДж.}$$

6) Тепло, уносимое отходящими газами

Количество тепла, уносимого из печи с газовыми потоками, можно определить по формуле:

$$Q_{12} = V_o \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{yx}} \cdot \tau, \quad (2.19)$$

где $c_{\text{сух}}$ – средняя теплоемкость уходящих газов, Дж/(м³·К).
 V_o – количество газов, уходящих из печи (приведенные к температуре 0°С), м³/ч;
 T_{yx} - температура уходящих газов, К.

Примем, что в среднем на современных печах перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов – 1,5 кг/м³, размеры загрузочного окна из печи – 1,0 х 2,0 м, температура отходящих газов в среднем за плавку – 1200 °С.

Тогда количество тепла, уносимое газами из печи за плавку:

$$Q_{12} = 22467,15 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 28915,22 \text{ МДж.}$$

Неучтённые потери:

$$Q_{13} = 0,10 \times (Q_{10} + Q_{11}) \quad (2.20)$$

где 0,10 — доля неучтённых потерь от суммы расходных статей теплового баланса.

$$Q_{13} = 0,10 \times (12,8 + 62550) = 6256,28 \text{ МДж.}$$

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист 72
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 2.26 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП

Поступило тепла, МДж		Расход тепла, МДж	
От электрической энергии	97200	Полезное тепло	49392
От горелок	9504	Уносимое шлаками	41738
От подогретой шихты	60144	На разложение извести	21931.51
Экзотермических реакций	48906.6	Охлаждающие элементы	13
От электродов	1.4	Отходящие газы	62550
При образовании шлака	4398.38	Рабочее окно	28915.22
		Неучтённые потери	6256.28
ИТОГО	220154.39	ИТОГО	219795.8

Невязка : $220154,39 - 219795,8 = 358,59$ МДж или $\frac{358,59}{220154,39} \times 100 = 0,16$ %.

Невязка составляет меньше 1 %, следовательно расчеты произведены верно.

3 ДЕФЕКТЫ

3.1 Общие сведения о дефектах

Под дефектом понимают нарушение сплошности металла. Дефекты формируются в процессе затвердевания и могут развиваться как внутри литой заготовки, так и на внешней поверхности. В большинстве случаев дефекты оказывают негативное влияние на производство, вызывая отбраковку или увеличение себестоимости производства в результате необходимости приведения заготовок в соответствие с требуемыми техническими условиями перед их прокаткой [2].

3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения

В зависимости от причин образования дефекты можно разделить на две группы:

- дефекты, специфичные для определенного ручья (встречаются только на одном ручье из-за проблем оборудования или его настроек, например, из-за дефектов кристаллизатора, нарушений вторичного охлаждения, неправильной настройки тянущих и правящих валков и др.);

- дефекты, специфичные для определенной плавки (связаны со свойствами жидкой стали и вызваны перегревом, наличием примесей, раскислением на этапе внепечной обработки стали).

Каждую группу дефектов можно разделить на четыре основных типа:

- дефекты формы (геометрии);
- дефекты торцов заготовки (дефекты реза);
- дефекты поверхности;
- внутренние дефекты.

Некоторые химические элементы, часто нежелательные и присутствующие в металле в виде примесей, могут являться причиной образования дефектов [2]:

- Cu, Sn, Sb, As: поверхностные трещины;
- O, S, Al: неметаллические включения;
- S, P: внутренние или подкорковые трещины, внутренняя ликвация;
- O, N, H: поверхностная пористость, газовые пузыри, газовые и усадочные раковины.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		74

3.3 Вид брака: поперечные пережимы

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		75

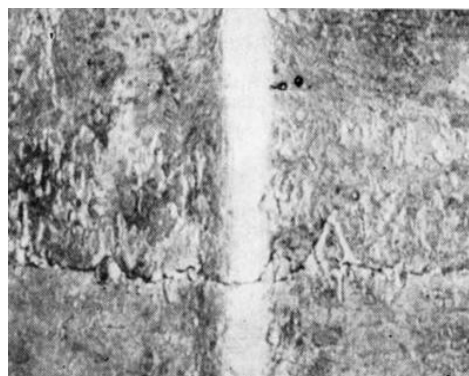
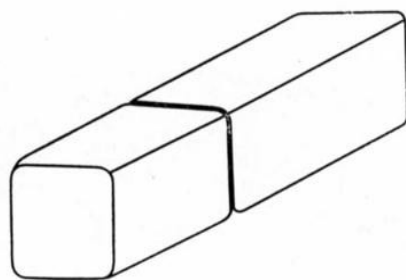


Рисунок 3.1 — Поперечные пережимы

Описание дефекта

Перпендикулярно к ребрам заготовки по всему ее периметру наблюдаются пережимы поверхности. Различают широкие (поясное образование) и узкие пережимы (уступы заливки). Дефект часто наблюдается вместе с локальным расположением шлака и скоплениями пор.

Причины возникновения

Прерывание процесса разливки вследствие нарушения технологии или технических неполадок. Глубина зависит от времени остановки.

Предупреждение

Тщательный уход за машиной непрерывного литья заготовок для устранения причин, вызывающих нарушения (прерывания) процесса разливки. Подогрев промежуточного устройства машины непрерывного литья заготовок. Оптимальный выходной размер промежуточного устройства. Текущий контроль формирования струи при разливке.

Устранение

Дефекты могут быть устранены только при их малом развитии путем огневой зачистки.

4 ЗАРУБЕЖНЫЕ АНАЛОГИ

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		76

Несмотря на наличие альтернативных материалов, предпочтение толстолистовому прокату отдается благодаря его техническим характеристикам, широкой возможности выбора соответствующего типа и марки материала, универсальности в применении, долговечности и приемлемой ценовой политике заводов-производителей.

Таблица 4.1 — Зарубежные аналоги марки стали РСВ

Вид продукции	Размер, мм			Марка стали
	толщина	ширина	длина	
А, В, D, E	50	1000-1500	до 12000	Регистр Ллойда (LR)
	80			
АН 32/36, ДН 32/36, ЕН 32/36, ДН 27S, ЕН 27S	50			
ДН 40, ЕН 40	25			
360AR, 410AR, 460AR	25			
360FG, 410FG	80			
А, AZ, В, ВZ, D, DZ, E, EZ	50	1500-3200	до 12000	Американское бюро судоходства (ABS)
	80			
АВ АН 32/36, АВ АН 32/36Z	52			
АВ ДН 32/36, АВ ДН 32/36Z				
АВ ЕН 32/36, АВ ЕН 32/36Z				
А, В, D, E, А 27S, D 27S, Е 27S, А 32, D 32, Е 32, А 36, А 40, D 40, Е 40	50			
GL-A, GL-B, GL-D, GL-E	80	1500 - 3200	до 12000	Германский Ллойд (GL)
GL-A 32/36, GL-D 32/36	50			
А, В, D, E, АН 32, ДН 32, ЕН 32 АН 36, ДН 36, ЕН 36	90	1500 - 32500	до 12000	Бюро Веритас (BV)
	30			
NVA	50	1500 - 2700	до 12000	Дет Норске Веритас (DNV)
NVB, NV D, NVA 32/36/40, NV D 32/36/40, NVE 32/36/40	30			

5 МОДЕРНИЗАЦИЯ

										Лист
										77
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР					

Установка плазменного подогрева стали в промковше МНЛЗ

В настоящее время в мире более 90% стали разливают на установках непрерывной разливки стали. Тем не менее, в МНЛЗ возникают проблемы поддержания температуры в промежуточном ковше, а также существует необходимость подъема ковша на МНЛЗ с повышенной температурой.

В существующем производстве используются два варианта решения проблемы поддержания температуры: химический или индукционный подогрев. Первый из этих способов влияет на химический состав, а второй – требует использование энергозатратного (до 15 кВт*час/т стали), сложного в эксплуатации и ремонте оборудования.

Повышенный перегрев стали при разливке ведёт снижению скорости разливки, повышенному расходу охлаждающей воды, и самое главное — к ухудшению качества непрерывнолитой заготовки (повышению химической и структурной неоднородностей, появлению осевой ликвации и центральной пористости, повышению трещиноватости, увеличению разброса свойств по сечению сляба и по его длине).

Плазменный нагрев позволяет достичь следующих технических эффектов:

- снижение температуры металла в промежуточном ковше в среднем на 5 градусов;
- снижение осевой ликвации макротемплетов слябов до балла 1 с балла 2, что позволяет получать металл более высокого качества;
- увеличить скорость разливки и, соответственно, производительность МНЛЗ.

Управление установкой производится с промышленного компьютера. Центральный пульт управления включает систему интеллектуальных модулей ТЕКОНИК®.

Таблица 5.1 — Характеристики

Основные атрибуты	
Производитель	АГНИ-К
Страна производитель	Россия
Дополнительные характеристики	
Мощность	2 МВт
Род тока	постоянный
Сила	4 000 А
Плазмообразующий газ	аргон / азот
Система управления	автоматизированная
Расход охлаждающей воды	36 м3/ч
Расход газа	не более 40 н.м3/ч

6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		78

6.1 Общие требования охраны труда

Основной задачей всего коллектива завода является создание условий, гарантирующих высокопроизводительную работу и безопасный труд. Безопасные условия труда могут быть обеспечены не только применением механизации и автоматизации производства и технической эстетики, но и за счет разработки строго регламентированной системы обслуживания и ухода за содержанием зданий и сооружений, объектов и оборудования, инструмента и приспособлений, а также безусловного соблюдения установленного порядка трудовой и производственной дисциплины. Надо понять, что еще нередко причиной несчастных случаев или увечий являются элементарные нарушения норм поведения, как баловство, лихачество, небрежность, поспешность и другие необдуманные поступки. Отсюда следует, что наиболее важными моментами для безопасности каждого трудящегося являются: знание технологии и порядка производства работ, т.е. обучение безопасным навыкам работ вновь поступающих, особенно подростков и повышение квалификации работающих, содержание оборудования и устройства, инструмента и приспособлений в исправном состоянии путем ежедневной проверки при приемке смены обслуживающим персоналом, периодических квалифицированных осмотров и проведения ремонта по графику ППР, соблюдение установленных инструкций и правил безопасности, элементарных норм поведения и правил внутреннего распорядка трудовой и производственной дисциплины.

Все поступающие на работу обязаны пройти вводный инструктаж по охране труда по программе, разработанной на основании законодательных и иных нормативных правовых актов Российской Федерации и утвержденной техническим директором завода .

Перед допуском к работе каждый вновь поступающий работник должен прослушать первичный инструктаж на рабочем месте по разработанной руководителем структурного подразделения, согласованной с отделом охраны труда и утвержденной техническим директором программы.

Первичный инструктаж на рабочем месте проводит, начальник участка, смены, мастер. Все работники после первичного инструктажа на рабочем месте должны в течение 10 смен пройти стажировку под руководством опытных работников.

По истечении срока стажировки работники должны пройти проверку знаний по охране труда в комиссии под председательством начальника цеха или его заместителя, после чего допускаются к дальнейшему приобретению производственных навыков по специальности. Результаты проверки оформляются протоколом в личной карточке прохождения обучения по охране труда.

К самостоятельной работе указанные работники допускаются

										Лист
										79
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР					

Распоряжением по цеху после стажировки, проверки теоретических знаний и приобретенных навыков безопасных способов работы при условии наличия обучения по профессии.

В случае отсутствия обучения по данной профессии допуск к самостоятельной работе производится после профессионального обучения и сдачи квалификационных экзаменов по профессии.

Лица, показавшие неудовлетворительные знания, к самостоятельной работе не допускаются и обязаны вновь пройти стажировку.

Все виды выше указанного инструктажа, а также допуск к самостоятельной работе производятся и оформляются соответствующими записями в личной карточке прохождения обучения по охране труда.

Периодическая проверка знаний требований инструкций по охране труда проводится цеховой комиссией под председательством руководителя структурного подразделения не реже одного раза в год. Если при проверке будет установлено, что проверяемый имеет неудовлетворительные знания, он должен быть подвергнут повторной проверке не позднее одного месяца. Вопрос о соответствии занимаемой должности лиц, не прошедших проверку знаний по охране труда во второй раз, разрешается генеральным директором.

Лица, допускающие нарушения правил и инструкций по охране труда, должны подвергаться внеочередной проверке знаний.

Работник должен выполнять только те работы, которые ему поручены и которым он обучен.

При каждом задании производственного характера работнику мастер, бригадир, дающий это задание, обязан напомнить об условиях выполнения работы, о мерах предосторожности и способах безопасного ее выполнения.

Мастер, бригадир, начальник участка должны знать, на каких рабочих местах, на выполнении каких заданий или операций занят работник из подчиненного ему персонала. Работник по окончании выполнения задания обязан доложить об этом своему непосредственному руководителю. При несчастном случае пострадавший обязан немедленно сообщить об этом своему начальнику (мастеру, бригадиру) и обратиться в здравпункт. Если пострадавший сделать этого не может, то всякий присутствующий обязан немедленно это сделать. [9]

6.2 Анализ опасных производственных факторов

Вредным производственным фактором называется такой производственный фактор, воздействие которого на работающего в определенных условиях приводит к заболеванию или снижению трудоспособности.

К вредным производственным факторам на анализируемом участке работы в первую очередь относятся:

- запыленность воздуха рабочей зоны;
- загазованность воздуха рабочей зоны;
- производственный шум и вибрация.

Источниками запыленности являются: взаимодействие струи несущего

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		80

перемешивающего газа с жидким металлом (выносы и выбросы мельчайших капель окислов железа); химическое взаимодействие металла с вводимыми материалами, результатом, которого является пылегазовыделение; механическое разрушение хрупких технологических материалов при транспортировке и подаче в агрегат. По пылевой нагрузке (Р 2.2.755-99, ГОСТ 12.1.005-88 ССБТ) производство относится к классу 3.1 (вредный).

Основной технологической особенностью выполнения работы является периодическое пребывание персонала в зоне запыленности (в течение 40 мин с перерывом в 3 часа).

Основное коллективное средство защиты от данного вредного производственного фактора – система пылеулавливания и отведения выделяющихся газов, а также изоляция человека от источника пыли посредством автоматизации, механизации и дистанционного управления процессами. Индивидуальные средства защиты от пыли (респираторы, очки, местная вытяжная вентиляция), как правило, применяются при ремонтах, техническом осмотре оборудования и разгрузочных работах.

Все пульта управления представляют собой изолированные кабины, где имеется местная вентиляция.

Основными источниками газовыделения на рабочем месте являются: химическое взаимодействие металла с вводимыми материалами; утечки технологических газов (природного газа, аргона, азота, кислорода) через неплотности газоподводящих трактов. По загазованности (Р 2.2.755-99, ГОСТ 12.1.005-88 ССБТ) производство относится к классу 2 (допустимый).

Средства защиты от загазованности такие же, как от запыленности, с установкой датчиков регистрации давлений и утечки газов на газопроводах, а также звуковой и световой сигнализации, позволяющих своевременно заметить и предотвратить возникновение нежелательных ситуаций.

Работа агрегата сопровождается повышенным шумом и вибрацией. Основными источниками шума в цехе являются: работа оборудования и механизмов, работа вентилярующих устройств, погрузочно-разгрузочные работы. Вибрацию вызывает работа некоторых видов механического оборудования.

По уровню общей вибрации (СН 2.2.4/2.1.8.566-96) производство относится к классу 2 (допустимый). Для предотвращения её вредного воздействия применяется балансировка оборудования и удаление рабочего персонала из опасных зон.

По уровню шума (СН 2.2.4/2.1.8.562-96) производство относится к классу 3.3 (вредный). Меры по борьбе с шумом осуществляются согласно ГОСТ 12.1.003-83, который определяет допустимый уровень шума не более 85 Дб. Основные мероприятия по снижению уровня шума: установка звукоизолирующих кожухов, применение шумозащитных наушников, заглушек, которые снижают уровень шума на 5 – 15 Дб. Все пульта управления звукоизолированы. [4]

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		81

6.3 Анализ вредных производственных факторов

Вредным производственным фактором называется такой производственный фактор, воздействие которого на работающего в определенных условиях приводит к заболеванию или снижению трудоспособности.

Акустическое воздействие и вибрация.

По уровню шума и вибрации металлургическое производство относится к неблагоприятным по опасности воздействия на окружающую среду. Территория площадки является источником интенсивного широкополосного уровня шума. Уровни шума от оборудования по корректируемому уровню звуковой мощности и общей мощности находятся, в среднем, в интервалах 100-120 дБА. Общая вибрация от оборудования, в основном, составляет 100-110 дБ.

Основными источниками шума и вибрации на проектируемом комплексе будут являться:

- технологическое оборудование электросталеплавильного отделения;
- насосно-компрессорное и вентиляционное оборудование, располагаемое внутри производственных помещений;
- транспортные устройства.

По временным характеристикам этот шум является непостоянным, меняющимся по времени.

Снижение шума от производственного оборудования до допустимого уровня в соответствии с СН 2.2.4/2.1.8.562-96 предусматривается путем точной балансировки вращающихся частей оборудования и укрытия вспомогательного оборудования, создающего шум, в изолированных помещениях. [10]

При ведении плавки в электродуговых печах уровень шума от обычной электропечи может достигать 110 дБА, а печь с конвейером «Констил» имеет меньший уровень шума – 60 дБА. Для снижения вредного воздействия на окружающую среду технологического оборудования ЭСПО стены производственных помещений, где оно будет располагаться, необходимо выполнить с применением звукопоглощающих материалов. В соответствии с Каталогом шумовых характеристик технологического оборудования экранирование основного технологического оборудования (ограждающие конструкции стен) снижает уровень шума на 50 дБА. После применения всех вышеуказанных мероприятий уровень звука на площадке комплекса не будет превышать 55 дБА. Ограждающие конструкции (ограда предприятия высотой порядка 1,5-2 м, соседние здания и т.п.) являются одновременно шумозащитными экранами и снижают уровень шумового воздействия за пределами ограды до нормативного уровня для жилых районов (50 дБА).

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		82

6.4 Воздействие загрязняющих факторов на состояние окружающей среды

В электросталеплавильном комплексе источниками выделения загрязняющих веществ будет являться оборудование: электросталеплавильного отделения, отделения подготовки лома, отделения приемных бункеров. Кроме того, влияние на уровень загрязнения атмосферного воздуха будут оказывать выхлопные газы железнодорожного транспорта, осуществляющего внутренние перевозки.

Электросталеплавильное отделение

Основными источниками выделения загрязняющих веществ в ЭСПО будут:

- электродуговая печь;
- стенды для сушки и подогрева сталеразливочных ковшей;
- система дозирования и подачи сыпучих материалов и ферросплавов.

Характеристики пылегазовых выделений дуговой сталеплавильной печи, перерабатывающей товарный металлолом различной степени замасленности, а также смесь металлолома и чугуна отличаются как по соотношению химического состава, так и по количеству выделений.

Загрязненные газы образуются в электродуговой печи, как в процессе плавки, так и в период завалки в печь шихтовых материалов и в период слива стали в ковш.

При данной технологии, ДСП + «Констил», в которой отсутствует 4-е отверстие в своде, отсос газов происходит от укрытия конвейера, по которому производится непрерывная загрузка лома в печь. В укрытии установлены также специальные устройства для дожигания оксида углерода. Отсасываемые газы направляются в сборный воздухопровод и далее на очистку в тканевых фильтрах.

Газы, образующиеся в периоды завалки в печь шихтовых материалов и слива стали в ковш, поступают в аэрационный фонарь цеха, где они улавливаются с помощью зонта, установленного в межфонарном пространстве цеха.

Сыпучие материалы и ферросплавы поступают в цех железнодорожным и автотранспортом.

Все участки перегрузки сыпучих материалов и ферросплавов системы дозирования и подачи сыпучих материалов (рабочие бункера) оборудованы аспирационными отсосами.

Для улавливания, охлаждения и очистки технологических газов от электродуговой печи и механизированной системы загрузки сыпучих материалов предусмотрена централизованная отдельно стоящая газоочистная система, располагаемая вне цеха.

На газоочистку поступают газы, отсасываемые от самой электропечи (от укрытия конвейера), от зонта над печью (для улавливания неорганизованных выбросов при завалке печи и выпуске стали), а также от укрытий системы бункеров с расходными материалами.

Газы, поступившие на газоочистку, очищаются от пыли в тканевых фильтрах до конечной концентрации 20 мг/м³.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		83

Количество газообразных веществ, поступивших на газоочистку, после прохождения ее не изменяется.

В атмосферный воздух через трубу централизованной газоочистки будут поступать выбросы загрязняющих веществ в виде окислов металлов (железа, марганца кальция, хрома и др.) и газообразных составляющих (оксидов азота, диоксида серы, фторидов, цианидов). Оксид углерода, образующийся в процессе плавки в электропечи, будет полностью дожигаться.

Для подготовки сталеразливочных ковшей к работе в отделении устанавливаются: устройства для нагрева и подогрева сталеразливочных ковшей, и устройство для сушки сталеразливочных ковшей после ремонта. Устройства оснащаются вытяжными зонтами, через которые в атмосферу на высоте порядка 40 м будут выбрасываться оксиды азота, являющиеся продуктами сгорания природного газа. Источниками выбросов загрязняющих веществ в атмосферу является приёмное устройство извести и сыпучих материалов. Узлы выгрузки материалов в бункера из специализированных крытых вагонов-хопперов или универсальных полувагонов оборудуются системами улавливания пыли, образующейся в процессе выгрузки и перегрузки поступающих материалов. Аспирационный воздух направляется на очистку в отдельную аспирационную систему, оснащенную рукавными фильтрами. Остаточная запыленность аспирационного воздуха составляет не более 20 мг/м³. В выбрасываемом в атмосферу воздухе содержатся твердые составляющие пыли в виде оксидов кальция, магния, плохо растворимых фторидов, пыли ферросплавов и др.

Источником выделения загрязняющих веществ в отделении подготовки лома будет газовая резка негабаритного лома. В процессе резки в атмосферу будут поступать оксид углерода, оксиды азота и сварочный аэрозоль в виде окислов железа и марганца. Выбросы от участка газовой резки лома квалифицируются как неорганизованные, поступающие в атмосферу в виде ненаправленных потоков газа.

По предварительной оценке, при замене мартеновского цеха на сталеплавильный комплекс выбросы загрязняющих веществ от межцеховых перевозок останутся на существующем уровне.

Ориентировочная оценка уровня загрязнения атмосферы, создаваемого источниками выбросов загрязняющих веществ электросталеплавильного комплекса, показала, что величина уровня загрязнения атмосферного воздуха на границе нормативной санитарно-защитной зоны будет находиться в пределах санитарных норм и составит по различным ингредиентам порядка 0,04 – 0,15 ПДК.

Аварийные и залповые выбросы, в результате которых приземные концентрации загрязняющих веществ могут достигнуть уровня, опасного для жизни человека, при работе комплекса исключены. В приведенных удельных показателях предлагаемого электросталеплавильного комплекса производительностью 1 млн. т стали в год не учтены выбросы от агрегатов сталеплавильного отделения, а именно выбросы от действующего агрегата «ковш-печь» и строящейся МНЛЗ.

						22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			84

Без учета выбросов загрязняющих веществ от вышеуказанных агрегатов ожидаемое сокращение выбросов при замене мартеновского способа получения стали на электросталеплавильный составит порядка 35 и более раз, что благотворно скажется на уровне загрязнения атмосферного воздуха в районе расположения предприятия.

Для нужд электросталеплавильного комплекса ориентировочно предусматриваются следующие объемы водопотребления:

- хозяйственно-питьевое водоснабжение – 60 м³/сут,
- противопожарные нужды – 40 л/с,
- свежая техническая вода для подпитки оборотных циклов – 114-159 м³/ч (в зависимости от варианта);
- умягченная вода для подпитки – 2 м³/ч.

Для очистки бытовых и дождевых сточных вод предполагается использовать существующие на предприятии системы очистки воды, при необходимости с их реконструкцией. Обеспечение подачи воды на хозяйственно-питьевое водоснабжение и противопожарные нужды намечается осуществлять от соответствующих существующих сетей предприятия, а сброс бытовых и дождевых стоков – в соответствующие существующие канализационные сети.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		85

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломной работе рассмотрены особенности производства судостроительной стали марки РСВ на примере ПАО «АМЗ» с расчётом материального и теплового балансов. Полученные невязки находятся в допустимых пределах.

На современном этапе развития экономики нашей страны снижение энерго- и материалоёмкости является одним из решающих условий повышения эффективности общественного производства. В этом отношении в электротермии имеются крупные резервы экономии сырья, топливозаэнергетических и трудовых ресурсов.

					22.03.02.2018.741.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		86

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 ГОСТ Р 52927-2015 Прокат для судостроения из нормальной, повышенной и высокой прочности. Технические условия. - Введ. 2016-01-04. - М.: Стандартинформ, 2017. – 61 с.
- 2 Бигеев А.М., Бигеев В.А. Металлургия стали. Теория и технология плавки стали — Магнитогорск, МГТУ, 2000, 543 с.
- 3 ТИ 123-Э-01-2017 Выплавка полупродукта в ДСП Danieli с конвейерной подачей лома, Аша, 2017 — 47 с.
- 4 Рябов А.В., Чуманов И.В., Шишимиров М.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах. Учебное пособие — М.: Теплотехник, 2007. - 193 с.
- 5 ТУ 14-123-232-2012 Известь. Технические условия. - Введ 2013-02-08 — Аша: ОАО «Ашинский металлургический завод», 2013. - 5 с.
- 6 ТУ 152317-98705086-2014 Огнеупорная смесь. Введ 2014-01-13 — Аша: ОАО «Ашинский металлургический завод», 2014. - 6 с.
- 7 ГОСТ 29220-91 Концентраты плавиновошпатовые металлургические. Технические условия. - Введ. 1991-01-01. в ред. от 2014-07-01 - М.: Стандартинформ, 2014. – 47 с.
- 8 ГОСТ 1415-93 Ферросилиций. Технические требования и условия поставки. Введ. 1993-01-01. в ред. от 2005-04-01 - М.: Стандартинформ, 2011. – 50 с.
- 9 ГОСТ 4756-91 Ферросиликомарганец. Технические требования и условия поставки. Введ. 1997-01-01 - М.: ИПК Издательство стандартов, 2011. – 50 с.
- 10 ТУ 1712-193-05785247-02 Катанка алюминиевая для раскисления стали. Технические условия. Введ 2002-11-11 — Братск: ОАО «Братский алюминиевый завод», 2002. - 4 с.
- 11 ГОСТ 27130-94 Феррованадий. Технические требования и условия поставки. Введ. 1994-10-21 - Минск.: Международный совет по стандартизации, метрологии и сертификации 1994. – 12 с.
- 12 Теплотехнические расчёты металлургических печей : учеб. пособие / под ред. Телегина А.С. - М.: Металлургия, 1982. - 360 с.
- 13 Правосудович В.В., Сокуренок В.П., Данченко В.Н., Кондратьев Ю.А., Ключник Ю.А., Панюшкин Е.Н. Дефекты стальных слитков и проката (справочное издание) — Москва «Интермет Инжиниринг», 2006, 382 с.
- 14 Гуляев А.П. Металловедение — М: «Металлургия», 1977, 646 с.
- 15 Морозов А.Н., Стрекаловский М.М., Чернов Г.И., Кацнельсон Я.Е. Внепечное вакуумирование стали — Москва «Металлургия», 1975, 285 с.
- 16 Дюдкин Д. А., Бать С. Ю., Гринберг С. Е., Маринцев С. Н. - Под научной редакцией дтн проф. Дюдкина Д. А. Производство стали на агрегате ковш-печь — Донецк: Юго-Восток Лтд, 2003, 300 с.
- 17 Соболев Б.М. Расчёты плавильных и нагревательных печей — Комсомольск-на-Амуре, 2015. - 132 с.

18 Арсентьев П.П., Падерин С.Н., Серов Г.В. и др. Экспериментальные работы по теории металлургических процессов: учебное пособие для вузов — М.: Металлургия, 1989. - 288 с.

19 Теплотехнические расчёты металлургических печей : учеб. пособие / под ред. Телегина А.С. - М.: Металлургия, 1982. - 360 с.

20 Ботников С.А. Современный атлас дефектов непрерывнолитой заготовки и причины возникновения прорывов кристаллизующейся корочки металла - Волгоград, 2011 — 97 стр.

21 G. Cabai. Continuous casting of steel. Some principles and practical notes. - STS s.r.l., 1993. – 71 стр.

22 Паршин В.М. Повышение эффективности процесса непрерывной разливки стали // Международная конференция «Технологии и оборудование для внепечной обработки и непрерывной разливки стали». – 2005.