

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

РАБОТА ПРОВЕРЕНА  
Рецензент

\_\_\_\_\_ 2018 г

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ  
Заведующий кафедрой

\_\_\_\_\_ 2018 г

ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ С255 В УСЛОВИЯХ ПАО «АШИНСКИЙ  
МЕТЗАВОД»

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ  
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ  
ЮУрГУ – 22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР

Консультант  
безопасность жизнедеятельности  
к.т.н. доцент  
\_\_\_\_\_ С.А.Меденков  
\_\_\_\_\_ 2018г.

Руководитель проекта  
к.т.н. доцент  
\_\_\_\_\_ С.А.Меденков  
\_\_\_\_\_ 2018г.

Автор проекта  
студент группы ДО-443  
\_\_\_\_\_ В.М. Валиахметов  
\_\_\_\_\_ 2018г.

Нормоконтролер  
к.т.н. доцент  
\_\_\_\_\_ С.А.Меденков  
\_\_\_\_\_ 2018г.

Челябинск 2018 г

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное автономное образовательное  
учреждение высшего образования  
«Южно-Уральский государственный университет (НИУ)»  
Кафедра металлургического производства

Направление 22.03.02 «Металлургия»

Профиль бакалавриата: электрометаллургия стали

Кафедра металлургического производства

УТВЕРЖДАЮ:  
Зав. кафедрой

« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2018 г.

## З А Д А Н И Е

на выпускную квалификационную работу студента  
Валиахметову Владимиру Марселевичу  
Группа ДО - 443

1. Тема выпускной работы: Производство стали С255 в условиях ПАО «Ашинский метзавод», 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 сплава С255.
  - 3.2 Наименование конечного продукта производства: сляб
  - 3.3 Материалы технологической практики.
- 4 Содержание расчетно-пояснительной записки (перечень подлежащих разработке вопросов):

Аннотация

Содержание

Введение

1 Технологическая часть

1.1 Описание стали

1.2. Назначение выплавляемой стали

1.3. Описать технологию выплавки сплава С255 и работу оборудования

1.3.1. Выбор оборудования и огнеупорных материалов для выплавки

1.3.2. Выбор шихты для выплавки стали марки С255

1.3.3. Технологическая карта (схема) выплавки, с указанием режимов работы оборудования

1.3.4. Описать отличительные особенности производства и легирования стали марки С255

1.3.5. Контроль качества продукции (описание контрольных мероприятий в процессе выплавки и приемки конечного продукта выплавки)

## 2. Расчетная часть

2.1 Назначить и рассчитать технологические параметры выплавки.

2.2 Рассчитать энергоемкость оборудования

2.3 Материальный баланс плавки

2.4 Тепловой расчет плавки

3. Возможные дефекты конечного продукта производства (описание дефекта напльвы).

4. Зарубежный опыт производства подобной продукции.

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 Сталеплавильная печь, как источник загрязняющих веществ.

Заключение

Библиографический список

Приложения

7 Перечень графического материала :

7.1 Химический состав стали С255 (плакат)

7.2 Технологический цикл производства (плакат)

7.3. Планировка сталеплавильного цеха (чертеж)

7.4. Дуговая сталеплавильная печь (чертеж)

7.5 Агрегат ковши-печь (чертеж)

7.6. Машина непрерывного литья заготовок (чертеж)

Всего листов 6

8. Консультанты по работе, с указанием относящихся к ним разделов:

Раздел	Консультант	Подпись, дата	
		задание выдал	задание принял
Технологическая часть	Меденков С.А.		
Расчетная часть	Меденков С.А.		
Возможные дефекты конечного продукта производства	Меденков С.А.		
Зарубежный опыт производства подобной продукции	Меденков С.А.		
Возможные направления модернизации производства	Меденков С.А.		
Охрана труда и техника безопасности	Меденков С.А.		

9. Дата выдачи задания: « \_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2018 г.

Руководитель работы: \_\_\_\_\_ /С.А. Меденков/

Задание принял к исполнению: \_\_\_\_\_ /В.М. Валиахметов /

## КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН

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 Расчетная 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	14.06.2018	

Заведующий кафедрой: \_\_\_\_\_/

Руководитель работы: \_\_\_\_\_/С.А. Меденков/

Студент: \_\_\_\_\_/В.М. Валиахметов/

## АННОТАЦИЯ

Валиахметов В.М. Производство стали С255 в условиях ПАО «Ашинский метзавод» - Челябинск: ЮУрГУ, Кафедра МП; 2018, 90 с. 4 ил., библиогр. список - 30 наим., 6 листов чертежей ф. А1.

В квалификационной работе рассмотрен способ получения полупродукта в ДСП-120 с целью получения, после внепечной обработки на АКП-100 стали марки С255 в условиях электросталеплавильного цеха №2 на ПАО «Ашинский метзавод». В данной работе описаны: назначение сплава, технология выплавки, оборудование и сырье для производства заданной марки, используемые огнеупорные материалы. Рассмотрены возможные дефекты при разливки данной марки стали на слябовой машине непрерывного литья заготовки.

Технологическая часть работы включает в себя разработку технологии выплавки стали марки С255 в условиях электросталеплавильного цеха № 2 ПАО «Ашинский метзавод».

В работе предусмотрены мероприятия по охране труда и технике безопасности.

22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата				
Разраб.		Валиахметов			Производство стали С255 в условиях ПАО «Ашинский метзавод»	Лит.	Лист	Листов
Провер.		Меденков С.А.					6	90
Реценз.						ЮУрГУ г. Челябинск кафедра МП		
Н. Контр.		Меденков С.А.						
Утверд.								

## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ МАРКИ С255.....	9
1.1 Описание стали.....	9
1.2 Назначение выплавляемой марки стали С255.....	9
1.3 Технология выплавки сплава С255 и работа оборудования.....	10
1.3.1 Выбор оборудования и огнеупорных материалов для плавки	10
1.3.2 Выбор шихты для выплавки стали марки С255.....	11
1.3.3 Технологическая карта (схема) выплавки.....	12
1.3.4 Отличительные особенности производства и легирования стали марки С255.....	14
1.3.5 Контроль качества продукции.....	14
2 РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО И ТЕПЛОВОГО БАЛАНСА .....	15
2.1 Назначение и расчет технологических параметров выплавки.....	15
2.2 Энергоемкость оборудования.....	15
2.3 Материальный баланс плавки.....	16
2.3.1 Расчет шихты.....	16
2.3.2 Выплавка стали в сталеплавильной печи, период плавления.	18
2.3.3 Шлакообразование.....	22
2.3.4 Окислительная дефосфорация.....	28
2.3.5 Окислительный период .....	35
2.3.6 Обработка стали в печи ковше.....	46
2.3.7 Раскисление шлака. Предварительное легирование.....	47
2.3.8 Шлакообразование.....	55
2.3.9 Десульфурация стали.....	57
2.4 Расчет теплового баланса ДСП-120.....	64
2.4.1 Статьи прихода тепла.....	64
2.4.2 Статьи расхода тепла.....	68
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВ - ВА...	76
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ.	78
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВ. МОДЕРНИИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА.....	79
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	83
6.1 Общие требования охраны труда.....	82
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	84
6.3 Анализ вредных производственных факторов.....	84
6.4 Сталеплавильная печь, как источник загрязняющих веществ.....	85
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	88
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	89

## ВВЕДЕНИЕ

Благодаря высокой прочности, разнообразным свойствам и хорошей способности к утилизации значение стали как важнейшего конструкционного материала, как и раньше, не подлежит сомнению. Сталь нашла применение практически во всех важнейших отраслях промышленности: строительстве, машиностроении, энергетике, транспорте и др. Кроме разнообразия свойств важнейшими причинами того, что сталь - лидер среди конструкционных материалов, являются постоянные инновации в отрасли и непрерывное повышение эффективности производства. Требования, предъявляемые потребителями в отношении механических, технологических и эксплуатационных свойств стали, выполняются металлургами в широком диапазоне: появляются новые марки стали и технологии их производства[7].

Строительная отрасль ежегодно потребляет несколько миллионов тонн различных конструкционных материалов. Технологическая возможность и экономическая целесообразность использования строительных марок стали, которые позволяют проведение разных технологических операций (различные виды резки, механической обработки кромок для сварки, гибки горячей или холодной, правки и др.) все это определяет совокупность свойств стали которые называют технологическими. Важными технологическими характеристиками строительной стали являются обрабатываемость резанием, высокий показатель жидкотекучести, высокая свариваемость.

Таким образом, потребители продукции черной металлургии имеют возможность удовлетворить самые разнообразные требования к стали, например, в отношении прочности и вязкости, свариваемости, стойкости к коррозии и износу. Металлургия предлагает множество марок стали, изделий из них разнообразной формы в горяче- и холоднокатаном состоянии и различного исполнения[20].

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		8



# 1. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ МАРКИ С255

## 1.1 Описание стали

Данная марка стали относится к строительным сталям с пределом текучести 255 МПа или 26 кгс/мм<sup>2</sup>, отсюда и название С255[1].

Сталь С255 используется для изготовления горячекатаного фасонного (уголки, двутавры, швеллеры), листового, широкополосного универсального проката и гнутых профилей, предназначенных для строительных стальных конструкций со сварными и другими соединениями. Обладая относительно небольшой прочностью, эти стали очень пластичны. Хорошая свариваемость обеспечивается низким содержанием углерода (не более 0,22 %) и кремния. Коррозионная стойкость - средняя, поэтому конструкции, выполненные из сталей обычной прочности, следует защищать с помощью лакокрасочных и других покрытий[4]. Однако благодаря невысокой стоимости и хорошим технологическим свойствам стали обычной прочности очень широко применяют для строительных металлических конструкций [3]. Химический состав стали С255 показан в таблице 1.

Таблица 1 - Химический состав стали С255 (ГОСТ Р 27772-2015), %

Предел	С	Mn	Si	Cr	Cu	Ni	N	S	P
Нижний	н.б.	н.б.	0,15	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.
Верхний	0,22	0,65	0,30	0,30	0,30	0,30	0,012	0,05	0,04

## 1.2 Назначение выплавляемой стали

Горячекатаный металлопрокат из стали С255 используется при изготовлении вспомогательных стальных конструкций зданий и сооружений, эксплуатируемых при температуре ниже -55°С: связей (кроме вертикальных связей по колоннам); элементов фахверка; лестниц; трапов; площадок; ограждений; металлоконструкций кабельных каналов; второстепенных элементов сооружений и т.п. Также горячекатаный металлопрокат из стали С255 используется и при изготовлении сварных стальных конструкций либо их элементов металлоконструкций зданий и сооружений, работающих в особо тяжелых условиях, в том числе максимально стесняющих развитие пластических деформаций или подвергающихся непосредственному воздействию динамических, вибрационных или подвижных нагрузок и эксплуатируемых при температуре не ниже -45°С: подкрановых балок; балок рабочих площадок; балок путей подвижного транспорта; элементов конструкций бункерных и разгрузочных эстакад, непосредственно воспринимающих нагрузки от подвижных составов; главных балок и ригелей рам при динамической нагрузке; стенок, плавающих крыш, покрытий резервуаров и газгольдеров; бункерных балок.

										Лист
										9
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР					

### 1.3 Технология выплавки сплава С255 и работа оборудования

#### 1.3.1 Выбор оборудования и огнеупорных материалов для плавки

Производство стали марки С255 в условиях электросталеплавильного цеха №2 имеет следующую технологическую схему: производство полупродукта в печи ДСП-120, рафинирование и доводка стали до требуемого химического состава на агрегате АКП - 100, разливка на одноручьевой радиальной с вертикальным участком слябовой машине непрерывного литья заготовки.. Затем переправка сляба в листопрокатный цех №1.

Агрегат ковш-печь(АКП - 100), находящийся на участке внепечной обработки стали (УВОС) –используется для доведения металла в ковше, после его выпуска из плавильного агрегата, до заданной температуры и химического состава.

В агрегате проводятся операции окончательного раскисления, десульфурации, легирования и модифицирования, происходит удаление газов путем продувки аргоном, также удаление неметаллических включений. Ковш накрывается водоохлаждаемым или футерованным сводом с отверстиями для введения графитированных электродов.

Подача присадок осуществляется при помощи трайб аппарата либо непосредственно в ковш из бункеров, наводят свежий высокоосновный шлак, обладающий высокой десульфурующей способностью и защищающий металл от вторичного окисления окружающей атмосферой.

В электросталеплавильном цехе имеется отделение непрерывной разливки стали со слябовой радиальной с вертикальным участком одноручьевой машиной непрерывного литья заготовок с прямым кристаллизатором фирмы «STB».

МНЛЗ оснащена подъемно-поворотным стендом с независимым подъемом кронштейнов для приема сталеразливочных ковшей и манипулятором для установки на них крышек.

Разливка стали может осуществляться методом «плавка на плавку» полностью закрытой струей, то есть с применением защитной трубы, погружного стакана, с добавлением разливочного порошка и в защитной среде аргона.

Хранение и транспортировка огнеупорных материалов и изделий должны производиться по ГОСТ 24717-2004 и нормативно-техническим документам на соответствующие материалы и изделия, согласно техническим условиям, спецификаций контракта поставки[2].

При хранении изделий и материалов не допускается их увлажнение и загрязнение посторонними примесями.

Применение мерзлых изделий и материалов запрещено.

В цех подавать огнеупорные материалы и изделия, прошедшие общезаводской входной контроль и допущенные к использованию в производстве.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		10

Текущий запас огнеупоров и материалов, необходимый для обеспечения потребностей производства в нормативных количествах хранить на участках его использования в цехе.

Технические характеристики огнеупорных материалов должны соответствовать техническим показателям, указанным в сертификатах или в спецификациях, прилагаемых к договорам поставки огнеупоров.

При выборе огнеупорных материалов для ДСП нужно учесть, что участки футеровки работают в различных условиях. Поэтому условия службы огнеупоров подины и откосов, стен и свода рассматриваем отдельно.

Подина и откосы. В течение длительного времени огнеупорная футеровка подины непосредственно контактирует с расплавленными металлом и шлаком. После выпуска плавки происходит резкое охлаждение и снижение температуры футеровки. При загрузке шихты корзиной подина испытывает механический удар, а поверхностный слой подины повреждается из-за падения различного скрапа. Горящие при тонком слое металла дуги перегревают и вымывают материал подины, образуя ямы. Окислительная среда после выпуска плавки меняется на восстановительную.

При сливе и после слива металла футеровка подины непосредственно контактирует со шлаком и насыщается им.

Несмотря на то что подина испытывает достаточно большие нагрузки но откосы являются наиболее нагруженными участками ДСП.

Для футеровки печи используются огнеупоры следующих марок:

- MZ - 91
- MayCarb (573-CY; 416-BX; 572-GX; 415-BX; 413-BX)
- JENEARTH (355D; 30BA)
- Theramer Fill 226
- JEFRIT GM-1
- DALRAM P-86

### 1.3.2 Выбор шихты для выплавки стали марки С255

Основными составляющими металлошихты являются привозной металлолом.

Качество металлической шихты, ферросплавов, окислителей, шлакообразующих и заправочных материалов, используемых при выплавке стали, должно соответствовать требованиям нормативно-технической документации. Не допускается к использованию шихта, загрязненная цветными металлами[11].

Расчет шихты производится на содержание в шихте углерода не менее 0,54%.

Для выплавки данной марки стали предлагается использовать металлошихту А3 и чугуны.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		11

### 1.3.3 Технологическая карта (схема) выплавки

Технологическая схема выплавки, с указанием режимов работы оборудования представлена на рисунке 1

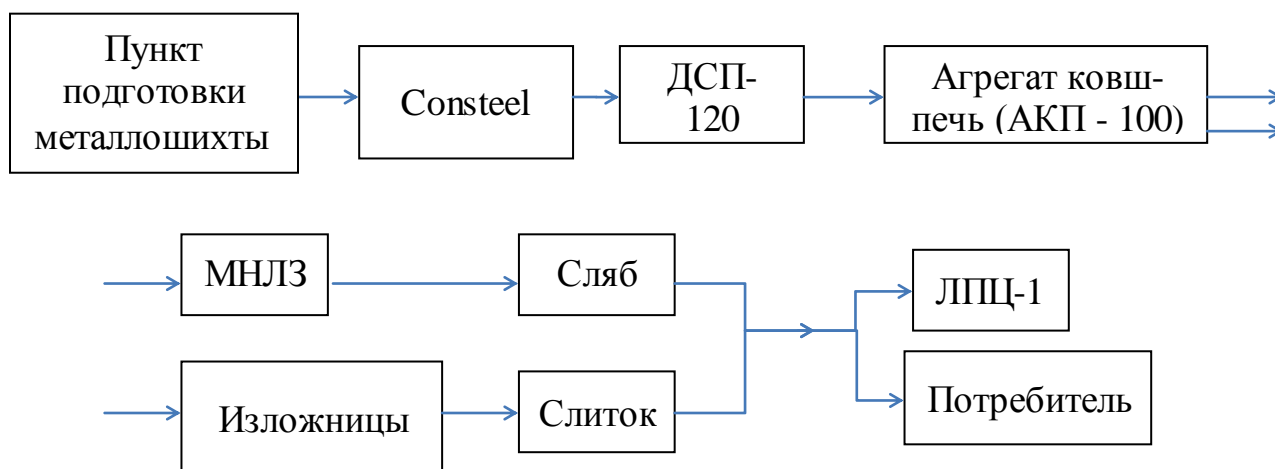


Рисунок 1 – Технологическая схема

Методы выплавки стали в ДСП-120.

Сталь в дуговой печи выплавляется по двум вариантам:

- с завалкой металлошихты на "болото" (40–50 т металла предыдущей плавки);
- с завалкой металлошихты на "сухую" подину, очищенную от остатков шлака и металла от предыдущей плавки.

Плавление на ДСП.

После завалки свод закрывают после чего происходит включение печи. Сразу после включения печи, включают фурмы-горелки. После расплавления первой загрузки до определенной степени подают лом, чугун, ГБЖ, углеродсодержащие материалы фракцией 5–20 мм через отверстие Consteel. Шлакообразующие материалы (известь, плавиковый шпат, глиноземсодержащие материалы) подают через свод из бункеров[8].

Кислород подают при помощи кислородных модулей. После отработки 20–25 МВт/ч производят отбор пробы металла для определения процентного состава веществ. Пробы шлака отбирают намораживанием на кислородную трубку. Основность шлака (CaO/ SiO<sub>2</sub>) , должна составлять 1,7–2,5. Пробу металла отбирают с помощью специального пробоотборника. Если проба получается некачественной, то производят повторный ее отбор. Продолжительность от последнего измерения температуры до начала выпуска плавки должна быть не более 3 минут. Температура металла перед выпуском плавки должна быть не менее 1620 °С. В пробе не должно быть посторонних примесей [9].

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР

Лист

12

Перед выпуском плавки подготавливают печь.

За 5 – 8 минут до выпуска печь отклоняют не более чем на 2 градуса в сторону шлаковой летки для скачивания шлака.

После завершения процедуры печь возвращают в нормальное положение и снова отбирают пробу. После завершения продувки проводят замер температуры и берут пробу.

Продолжительность транспортировки ковша с металлом от выпуска из ДСП до постановки его на стенд АКП должна быть не более 20 минут[25].

Рассмотрим обработку стали на АКП.

Измеряется температура стали. Включается АКП. Для предотвращения повышенного износа футеровки работают сниженных ступенях мощности и небольшом расходе аргона.

Замеряют температуру металла, берут пробу металла и шлака. По результатам химического анализа определяют последующий режим обработки и осуществляют доводку по химсоставу[10].

После получения положительного анализа последней пробы и оптимальной температуры стали подают ковш на разливку[24].

На Ашинском металлургическом заводе установлена радиальная с прямым участком МНЛЗ с прямым кристаллизатором, показанным на рисунке 2.

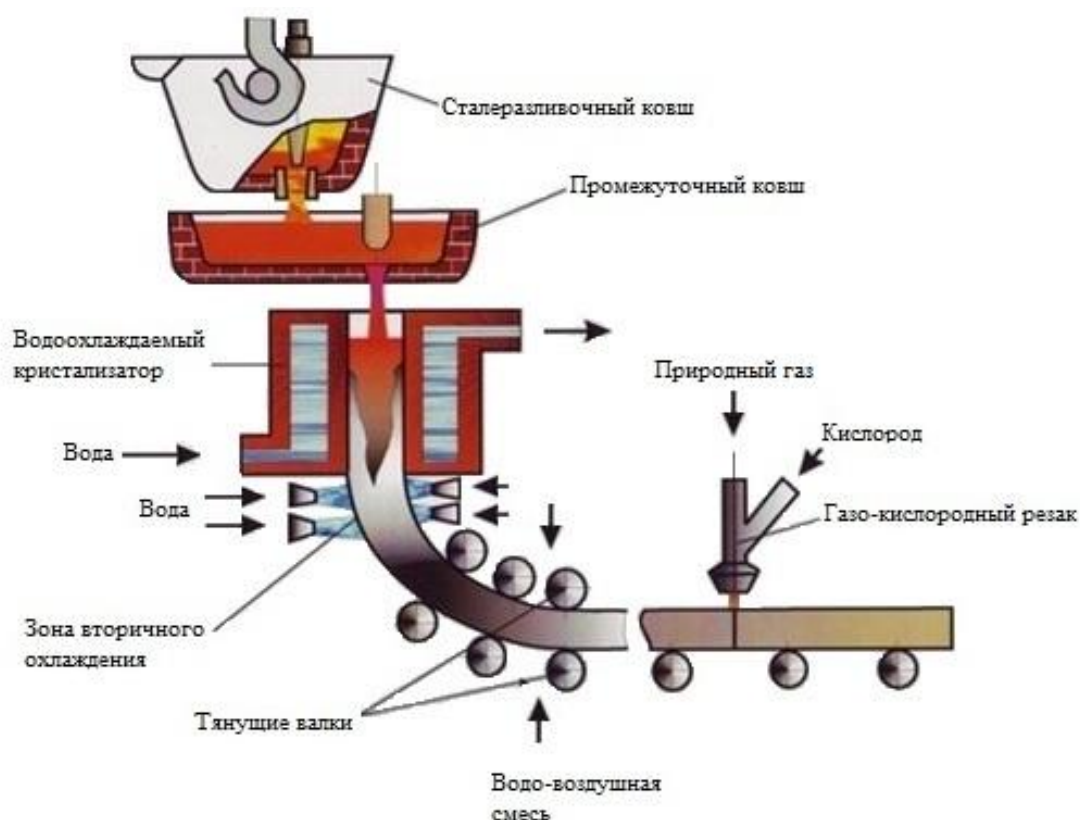


Рисунок 2– Схема непрерывной разливки стали на одноруczejой радиальной с прямым участком МНЛЗ с прямым кристаллизатором

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР

Лист

13

Разливка на ней происходит следующим образом. Сталь из сталеразливочного ковша поступает в промежуточный ковш МНЛЗ, далее поступает в водоохлаждаемый кристаллизатор, в котором образуется стенки слитка, затем слиток поступает в зону вторичного охлаждения, где происходит дальнейшая кристаллизация слитка[29].

Следующая зона тянущих валков после которой слиток попадает на резак и производится обрезка слитка по необходимой длине .

Окончание разливки и резка металла на слябы. Окончание разливки производят только на мерной длине сляба, с учетом обрезки хвостовой части сляба длиной 0,80 м[23].

#### 1.3.4 Отличительные особенности производства и легирования стали марки С255

Сталь марки С255 относится к строительным сталям с гарантированным пределом текучести 255 МПа. Содержание углерода в строительной стали не должно превышать 0,22%. Содержание углерода влияет на свариваемость сталей, сваривается без ограничений т.к. имеет содержание углерода не более 0,18%. Главным легирующим элементом данной марки стали является Mn который должен быть до 0,65%. С повышением массовой доли марганца увеличивается временное сопротивление, возрастают предел текучести (в меньшей степени) и ударная вязкость и сдвигается порог хрупкости в сторону низких температур, снижает риск красноломкости. Марганец благоприятно влияет на ковкость и свариваемость.

#### 1.3.5 Контроль качества продукции

Контроль химического состава и температуры металла в ДСП-120.

Отбор проб металла производят пробоотборниками марок SAE 1200/900, SAE 1200/900 P6 или ПМ-39, ПН-10-900. Замер температуры металла выполняют разовыми термопарами марок ТС 360312, СЕ 36011290 или ПТПР-91-900. Первый замер температуры производят после полного расплавления металлошихты. Последний замер температуры производят не ранее чем за 3 мин до выпуска. Последнюю пробу отбирают не ранее, чем за 10 мин до выпуска плавки. При необходимости вместе с последней пробой отбирают стержневую пробу для определения газов. Проба металла не должна содержать шлак. В случае появления на пробе шлаковых включений, трещин и других дефектов – пробу бракуют и отбирают новую[20].

Пробы металла на химический анализ после отбора и охлаждения подручный или сталевар передает по пневмопочте в лабораторию экспресс-анализа и сообщает лаборанту номер плавки и номер пробы.

Контроль качества при обработке металла на АКП-100 производится тоже путем взятия проб только намного чаще, чем ДСП-120[12].

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		14

## 2 РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО И ТЕПЛОВОГО БАЛАНСА

### 2.1 Назначение и расчет технологических параметров выплавки

Под нормированием технологических процессов понимают назначение технически обоснованных норм времени на продолжительность выполнения операций [19].

Технически обоснованной нормой времени называют время выполнения технологической операции в определенных организационно – технических условиях, наиболее благоприятных для данного типа производства. На основе технически обоснованных норм времени устанавливают расценки, определяют производительность труда, осуществляют планирование производства и т.п. Продолжительность плавки в печи составляет 50 минут, обработки стали в печи – 45 минут, разливки на МНЛЗ – 60 минут. [18] Подробная разметка технологического процесса по времени представлена в таблице 2.

Таблица 2 – Продолжительность операций в ЭСПЦ-2

Операция	Длительность, мин
Завалка, плавление, доводка	42
Выпуск	6
Заправка, замена электродов	12
Передача ковша на АКП	15
Обработка на АКП	45
Смена стальной ковше	2
Разливка на МНЛЗ	60

Общая продолжительность цикла получения стали не превышает трех часов. 120-тонная дуговая сталеплавильная печь полностью соответствует одноручьевой машине непрерывного литья заготовок, в отличие от предыдущих мартеновских печей, которые не обеспечивали непрерывную работу, а позволяли разливать сталь небольшими сериями[22].

### 2.2 Энергоемкость оборудования

Энергоемкость оборудования (ДСП-120) – это затраты энергии для производства 1 тонны стали (полупродукта) (кВт·ч/т).

При заданном объеме производства (700 тыс.т в год), среднем расходе электроэнергии на 1 плавку (49,73 МВт при средней продолжительности плавки 42 мин) можно определить затраты энергии на 1 т стали.

$$W=(49,73 \cdot 1000)/117=425 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		15

Энергоемкость ДСП-120 при объеме производства 700 тыс. тонн будет равна:

$$\omega = 425 \cdot 10^3 \cdot 700000 = 297,5 \cdot 10^9 \text{ Вт.}$$

### 2.3 Материальный баланс плавки

Для расчета материального баланса нужно знать химический состав стали С255, который показан в таблице 3

Таблица 3 - Химический состав стали С255 (ГОСТ Р 27772-88), %

Предел	С	Mn	Si	Cr	Cu	Ni	N	S	P
Нижний	н.б.	н.б.	0,15	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.
Верхний	0,22	0,65	0,30	0,30	0,30	0,30	0,012	0,05	0,04

#### 2.3.1 Расчет шихты

Перед завалкой производится полный расчет шихты. Расчет ведем по реальной массе завалки, которую принимаем на 3...5% больше садки печи.

Задачу выбора рационального состава шихты для выплавки стали в «идеальных» условиях, когда есть в наличии все группы отходов и все легирующие можно, решать с помощью метода линейного программирования.

В реальных производственных условиях очень часто приходится выплавлять сталь из шихты, которая есть в наличии. Это связано с отсутствием легированных отходов. Углеродистых отходов больше. Особенно это стало актуальным в настоящее время, когда в ДСП выплавляют низколегированные стали и мало заказов на сложнелегированный сортамент. В условиях современного производства предпочтительнее выплавлять в ДСП углеродистый полупродукт с последующим легированием (рафинированием) вор внепечных агрегатах. Поэтому подавляющую часть шихты составляют углеродистые либо низколегированные отходы. Также в состав шихты входит родственная группа, а также близкие к ней по химическому составу легированные группы отходов и соответствующие ферросплавы и лигатуры. В завалку даются ферросплавы, которые имеют малый угар и не окисляются, на нижний предел. В качестве науглероживателей в завалку можно давать: чугун, кокс, электродный бой или высокоуглеродистые ферросплавы. Шихтовку составляют с учетом особенностей технологии выплавки стали[19].

На основании вышеизложенного даем в завалку отходы групп А -3, чугун.

Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав которых предоставлен в таблице 2. Состав шихты предоставлен в таблице 4.



Кроме основной металлической шихты в ДСП загружают известь в количестве 24 кг/т и агломерат. В современной ДСП со сверхмощными трансформаторами твердые окислители не используют. В данном расчете делается допущение и используется агломерат для проведения окислительного периода, так как в настоящее время существуют ДСП небольшой вместимости старой конструкции.

Таблица 4 - Химический состав, отходов которые предполагается использовать в завалку, %

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	W	V	Cu	Mo	Fe
А - 3	0,30	0,30	0,50	0,03	0,03	0,2	0,15	0,03	0,05	0,08	0,02	0,20	0,05	98,06
Чугун	3,00	1,00	1,00	0,04	0,04	-	-	-	-	-	0,02	0,20	-	94,70

Таблица 5 - Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
А - 3	91000	273	273	455	27,3	27,3	182	136,5
Чугун	14000	420	140	140	5,6	5,6	-	-
Всего	105000	693	413	595	32,9	32,9	182	136,5
Всего %	100	0,5420	0,2190	0,2810	0,0300	0,0292	0,2000	0,1880

Продолжение таблицы 5

Материал	Масса	Содержание элементов						
		Ti	Al	W	V	Cu	Mo	Fe
А - 3	91000	27,3	45,5	72,8	18,2	182	45,5	89234,6
Чугун	14000	-	-	-	2,8	28	-	13258
Всего	105000	27,3	45,5	72,8	21	210	45,5	102492,6
Всего %	100	0,0186	0,0248	0,0496	0,0310	0,0124	0,2190	98,1554

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 6 и таблице 7.

Таблица 6 - Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, которые предлагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	Содержание										Потери при прокаливании
	CaO	SiO <sub>2</sub>	MgO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaF <sub>2</sub>	FeO	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	
Известь	88,0	1,30	2,00	-	0,80	0,20	-	-	-	-	7,70

Продолжение таблицы 6

Магnezит	1,00	3,00	93,00	-	1,00	2,00	-	-	-	-	-
Руда	0,10	5,25	0,30	-	4,10	-	-	90,00	0,10	0,15	[O]- 27,70
Электрод	0,12	0,565	-	-	0,317	-	-	-	-	-	[C]- 99,90
Плав. шпат	0,50	3,60	-	-	0,20	1,50	94,0	-	-	-	0,20

Таблица 7 - Химический состав легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	V	Cu	Al	Fe
ФС 65	-	65,00	0,40	0,05	0,02	0,40	-	-	-	-	2,00	32,13
ФМн 90	0,5	1,80	90,00	0,05	0,02	-	-	-	-	-	-	7,63
A 97	-	0,01	-	-	-	-	-	-	-	-	99,98	0,01

2.3.2 Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи. Период плавления

Во время периода плавления происходит окисление элементов расплава.

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки стали в период плавления для всех элементов, входящих в таблицу 8.

Таблица 8 - Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	Fe
Общий	20,0	100,0	70,0	ΔP	0	20,0	1,5	100,0	0	100,0	0	0	0	2
В шлак	0	100,0	80,0	100	0	80,0	0	100,0	0	100,0	0	0	0	20,0
В улет	100,0	0	20,0	0	0	20,0	100,0	0	0	0	0	0	0	80,0

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 9.

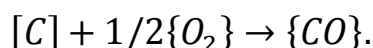
Таблица 9 - Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	693,000	138,600	554,400	0,544
Si	413,000	413,000	0	0
Mn	595,050	416,5	178,500	0,175
P	32,900	0	32,900	0,032

Продолжение таблицы 9

S	32,900	0	32,900	0,032
Cr	182,000	36,400	145,600	0,143
Ni	136,500	2,048	134,453	0,132
Ti	27,300	27,300	0	0
W	72,800	0	72,800	0,070
Al	45,500	45,500	0	0
Mo	45,500	0	45,500	0,045
V	21,000	0	21,000	0,021
Cu	210,000	0	210,000	0,206
Fe	102492,6	2049,852	100442,748	98,598
Всего	105655,2	3129,199	101870,801	100

Окисление кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.  
Окисление углерода происходит по реакции:



Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле (1):

$$m_{i_xO_y} = \frac{m_i}{v_i \cdot \mu_i} \cdot v_{i_xO_y} \cdot \mu_{i_xO_y}, \text{ кг}, \quad (1)$$

где  $m_i$  - масса окисляющего элемента  $i$ , кг

$v_i, v_{i_xO_y}$  - стехеометрические коэффициенты элемента  $i$  и оксида  $i_xO_y$ ;

$\mu, \mu_{i_xO_y}$  - молекулярные массы элемента  $i$  и оксида  $i_xO_y$ .

Расчет количества кислорода, кг, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле

$$m_{O_2}(i) = v_{i_xO_y} \cdot m_i, \text{ кг}, \quad (2)$$

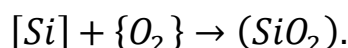
Углерод. Образуется CO(3):

$$m_{CO} = \frac{m_C}{v_C \cdot \mu_C} \cdot v_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{138,6 \cdot 28}{12} = 323,4 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление углерода

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 323,4 - 138,6 = 184,8 \text{ кг}$$

Окисление кремния происходит по реакции



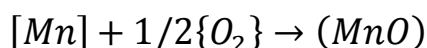
Образуется кремнезема:

$$m_{SiO_2} = \frac{m_{Si}}{v_{Si} \cdot \mu_{Si}} \cdot v_{SiO_2} \cdot \mu_{SiO_2} = \frac{413 \cdot 60}{28} = 885 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление кремния:

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} - m_{Si} = 885 - 413 = 472 \text{ кг}$$

Окисление марганца происходит по реакции:



Образуется (MnO):

$$m_{MnO} = \frac{m_{Mn}}{v_{Mn} \cdot \mu_{Mn}} \cdot v_{MnO} \cdot \mu_{MnO} = \frac{416,5 \cdot 71}{55} = 537,664 \text{ кг}$$

Из этого количества 20% теряется газами, а 80% переходит в шлак.

С газами теряется  $\frac{537,664 \cdot 20}{100} = 107,533$  кг MnO, из них  $\frac{416,5 \cdot 20}{100} = 83,3$  Mn.

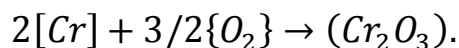
В шлак переходит  $\frac{537,664 \cdot 80}{100} = 430,131$  кг MnO, из них  $\frac{416,5 \cdot 80}{100} = 333,2$  Mn.

потребуется кислорода на окисление марганца

$$m_{O_2}(Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 537,664 - 416,5 = 121,164 \text{ кг}$$

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

Окисление хрома происходит по реакции



Образуется (Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>):

$$m_{Cr_2O_3} = \frac{m_{Cr}}{v_{Cr} \cdot \mu_{Cr}} \cdot v_{Cr_2O_3} \cdot \mu_{Cr_2O_3} = \frac{36,4 \cdot 152}{104} = 53,2 \text{ кг}$$

Из этого количества 20% уносится с печными газами, а 80% переходит в шлак.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		20

С газами теряется  $\frac{53,2 \cdot 20}{100} = 10,64$  кг  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , из них  $\frac{36,4 \cdot 20}{100} = 7,28$  кг Cr.

В шлак переходит  $\frac{53,2 \cdot 80}{100} = 42,56$  кг  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , из них  $\frac{36,4 \cdot 80}{100} = 29,12$  кг Cr.

Потребуется кислорода на окисление хрома

$$m_{O_2}(\text{Cr}) = m_{\text{Cr}_2\text{O}_3} - m_{\text{Cr}} = 53,2 - 36,4 = 16,8 \text{ кг}$$

Никель, Считаем что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5% никеля, имеющегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 2,961 кг.

Оксид титана полностью переходит в шлак.

Образуется  $\text{TiO}_2$

$$m_{\text{TiO}_2} = \frac{m_{\text{Ti}}}{v_{\text{Ti}} \cdot \mu_{\text{Ti}}} \cdot v_{\text{TiO}_2} \cdot \mu_{\text{TiO}_2} = \frac{27,3 \cdot 80}{48} = 45,5 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление титана

$$m_{O_2}(\text{Ti}) = m_{\text{TiO}_2} - m_{\text{Ti}} = 45,5 - 27,3 = 18,2 \text{ кг}$$

Принимаем, что в период плавления вольфрам из шихты не удаляется. Алюминий в период окисления образует глинозема:

$$m_{\text{Al}_2\text{O}_3} = \frac{m_{\text{Al}}}{v_{\text{Al}} \cdot \mu_{\text{Al}}} \cdot v_{\text{Al}_2\text{O}_3} \cdot \mu_{\text{Al}_2\text{O}_3} = \frac{45,5 \cdot 102}{54} = 85,94 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление алюминия:

$$m_{O_2}(\text{Al}) = m_{\text{Al}_2\text{O}_3} - m_{\text{Al}} = 85,94 - 45,5 = 40,44 \text{ кг}$$

Молибден, медь, ванадий принимаем что в период плавления из шихты не удаляются. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого содержания в шихте.

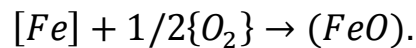
Железо принимаем, что в период плавления 80% окислившегося железа теряется газами, а 20% переходит в шлак.

Образуется, оксидов железа в пересчете на  $\text{FeO}$

$$m_{\text{FeO}} = \frac{m_{\text{Fe}}}{v_{\text{Fe}} \cdot \mu_{\text{Fe}}} \cdot v_{\text{FeO}} \cdot \mu_{\text{FeO}} = \frac{2049,852 \cdot 72}{56} = 2635,524 \text{ кг}$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21

по реакции



Из этого количества 80% уносится с печными газами, а 20% в шлак.

С газами теряется  $\frac{2635,524 \cdot 80}{100} = 2108,42 \text{ кг FeO}$ , из них  $\frac{2049,852 \cdot 80}{100} = 1639,88 \text{ кг Fe}$ .

В шлак переходит  $\frac{2635,524 \cdot 20}{100} = 527,105 \text{ кг FeO}$ , из них  $\frac{2049,852 \cdot 20}{100} = 409,97 \text{ кг Fe}$ .

Потребуется кислорода на окисление железа

$$m_{O_2}(Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 2635,524 - 2049,852 = 585,672 \text{ кг}$$

В конце периода плавления в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов): 101870,801 кг, содержание углерода в металле составит 0,544%.

Содержание кислорода в металле определяем по формуле

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

Содержание кислорода в металле  $[O] = - \left( \frac{0,00216}{[C]} \right) + 0,00884 = 0,006\%$

Определяем содержание кислорода в металле, которое пошло на насыщение металла, используя пропорцию

$$\frac{101870,801 + x}{x} = \frac{100}{0,006'}$$

где  $x$  - искомая величина, кг:

101870,801 +  $x$  - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,006 - содержание кислорода в металле, %.

$$x = 6,113 \text{ кг}$$

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

$$m_i(j) = \frac{m_i \cdot (j)}{100}, \quad (4)$$

									Лист
									22
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР				

где  $m_i(j)$  - масса компонента  $i$ , вносимого шлакообразующим  $j$ , кг;  
 $m_j$  - расход шлакообразующего  $j$ , кг  
 $(i)$  - содержание компонента  $i$  в шлакообразующем  $j$ .

Расчитаем компоненты, вносимые известью в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{2520 \cdot 80}{100} = 2217,6;$$

$$SiO_2 = \frac{2520 \cdot 1,3}{100} = 32,76;$$

$$MgO = \frac{2520 \cdot 2}{100} = 50,4;$$

$$Al_2O_3 = \frac{2520 \cdot 0,8}{100} = 20,16;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{2520 \cdot 0,2}{100} = 5,04;$$

В данном расчете введем пересчет на FeO, по формуле:

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe_2O_3} \cdot \mu_{Fe}(Fe_2O_3) \cdot \mu_{FeO}}{\mu_{Fe_2O_3} \cdot \mu_{Fe}(FeO)}, \quad (5)$$

где  $m_{FeO}$  и  $m_{Fe_2O_3}$  - массы FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> соответственно, кг;

$\mu_{Fe}(Fe_2O_3)$  и  $\mu_{Fe}(FeO)$  - молекулярные массы железа в Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и в FeO соответственно;

$\mu_{FeO}$  и  $\mu_{Fe_2O_3}$  - молекулярные массы FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> соответственно.

В пересчете на FeO (5):

$$\frac{5,04 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 4,536 \text{ кг.}$$

Расчитаем составляющие, поступившие в шлак из футеровки ванны ДСП.

Примерный расход магнезитового порошка на заправку печи определяем по формулам, кг/т:

$$72 \cdot m_0^{-0,294} - \text{при немеханизированной заправке}; \quad (6)$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		23

$40 \cdot m_0^{-0,17}$  - при немеханизированной заправке, (7)  
где  $m_0$  - масса печи, кг.

Расход магнезитового порошка равен (6):

$$40 \cdot 105000^{-0,17} \cdot 105 = 588,365 \text{ кг}$$

Тогда магнезит внесет в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{588,365 \cdot 1}{100} = 5,884;$$

$$SiO_2 = \frac{588,365 \cdot 3}{100} = 17,651;$$

$$MgO = \frac{588,365 \cdot 93}{100} = 547,180;$$

$$Al_2O_3 = \frac{588,365 \cdot 1}{100} = 5,884;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{588,365 \cdot 2}{100} = 11,767;$$

В пересчете на FeO(5):

$$\frac{11,767 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 10,591 \text{ кг.}$$

Поступление в шлак золы электродов. Расход современных электродов составляет 4...5 кг/т - отечественных фирм - производителей и 1...2 кг/т - зарубежных. Принимаем, что за время плавки расходуется 4,5 кг/т электродов, т.е. 420 кг. В электроде содержание углерода составляет 99%, тогда окисляется углерода:

$$m_c = \frac{420}{100} \cdot 99 = 415,800 \text{ кг.}$$

Принимаем, что 70% углерода окисляется до {CO}, а 30% - до {CO<sub>2</sub>}. Тогда образуется:

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_c}{\mu_c} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 415,8}{12} \cdot 28 = 679,14 \text{ кг;}$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24



$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_c}{\mu_c} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 415,8}{12} \cdot 44 = 457,38 \text{ кг.}$$

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_c \cdot 0,7 = 679,14 - 415,8 \cdot 0,7 = 388,08 \text{ кг;}$$

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_c \cdot 0,3 = 457,38 - 415,8 \cdot 0,3 = 332,64 \text{ кг.}$$

Итого масса кислорода на окисление углерода равна 720,72 кг.

Разрушающиеся электроды также вносят в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{420,000 \cdot 0,118}{100} = 0,496;$$

$$SiO_2 = \frac{420,000 \cdot 0,565}{100} = 2,373;$$

$$Al_2O_3 = \frac{420,000 \cdot 0,317}{100} = 1,331;$$

Поступление оксидов в шлак из металла, кг:

$$SiO_2 - 492,75;$$

$$MnO - 213,293;$$

$$Cr_2O_3 - 49,108;$$

$$TiO_2 - 32,55;$$

$$Al_2O_3 - 42,515;$$

$$FeO - 530,039;$$

Рассчитаем составляющие, поступившие в шлак из агломерата.

Содержание FeO в шлаке в конце периода плавления должно быть 15,1%.

Определяем количество FeO в шлаке, ориентировочно полагая, что шлак в печи в конце периода плавления составляет 5...7% от массы металла или

$$\frac{(101870,801 + 6,113) \cdot 6}{100} = 6112,615 \text{ кг,}$$

где (101870,801+6,113) - масса с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6% от массы металла.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		25

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{6112,615 \cdot 15,1}{100} = 923,005 \text{ кг.}$$

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак внесено  $4,536+10,591+16,301+519,173=550,601$  кг FeO.

Тогда руда внесет следующее количество FeO

$$923,005 - 550,601 = 372,404 \text{ кг FeO.}$$

На образование такого количества FeO потребуется:

железа (1)  $\frac{372,404 \cdot 56}{72} = 289,648$  кг и кислорода (2)  $372,404 - 289,648 = 82,756$  кг.

Для определения расхода руды в период плавления составляем баланс кислорода в период плавления без учета окисления фосфора, кг:

- 1) на окисление углерода – 184,8;
- 2) на окисление кремния - 472;
- 3) на окисление марганца – 121,164;
- 4) на окисление хрома – 16,8;
- 5) на окисление титана – 18,2;
- 6) на окисление алюминия – 40,44;
- 7) на окисление железа – 585,672;
- 8) на окисление электродов - 720,720;
- 9) на насыщение металла – 6,113;
- 10) на образование FeO – 82,756.

Всего на окисление вышеперечисленных элементов потрачено 1823,865.

В период плавления часть кислорода усваивается жидким металлом из печной атмосферы, а часть вносится железной рудой, остальная часть подается с помощью кислородного инжектора.

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

Если принять приближенно, что продолжительность плавления в 100 - тонной печи составит 40 минут, то за это время усвоиться кислорода  $20 \cdot 24,630 \cdot 0,667 = 328,401$  кг ( $24,630 = \frac{\pi \cdot 5,6^2}{4}$  - общая суммарная поверхность ванны на уровне откосов, м<sup>2</sup>). Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести  $1823,865 - 328,401 = 1495,464$  кг.

Для того чтобы внести такое количество кислорода, необходимо израсходовать в период плавления железной руды ( в нашей технологии дополнительно возможно применение газообразного кислорода):

$$\frac{1495,464 \cdot 100}{27,7} = 5398,787 \text{ кг,} \quad (8)$$

										Лист
										26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР					

где 1495,464 - необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;  
27,7 - содержание кислорода в руде, % (см. таблицу 4).

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{5598,787 \cdot 62,3}{100} = 3363,44 \text{ кг}, \quad (9)$$

из них 289,648 кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа  $3363,44 - 289,648 = 3073,792$  кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{5398,787 \cdot 0,1}{100} = 5,399;$$

$$MgO = \frac{5398,787 \cdot 0,3}{100} = 16,196;$$

$$SiO_2 = \frac{5398,787 \cdot 5,25}{100} = 283,436;$$

$$P_2O_5 = \frac{5398,787 \cdot 0,15}{100} = 8,098;$$

$$Al_2O_3 = \frac{5398,787 \cdot 4,1}{100} = 221,350;$$

$$S = \frac{5398,787 \cdot 0,1}{100} = 5,399.$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла в конце плавления без учета дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата). Количество и состав печного шлака в конце периода плавления указан в таблице 10. Состав металла по расплавлению указан в таблице 11.

Таблица 10 - Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	Mn O	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Известь	32,8	2217,6	-	4,536	-	20,16	50,4	-	-	-	2325,6
Футеровка ванны	17,7	5,88	-	10,59	-	5,88	547,18	-	-	-	587,19
Футеровка стен и свода	10,2	3,15	-	16,301	15,75	6,3	103,95	-	-	-	155,69
Электрод	2,4	0,496	-	-	-	1,33	-	-	-	-	4,2

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР					Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						27

Продолжение таблицы 10

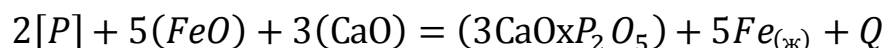
Окислы из металлической ванны	885	-	430,1	527,1	42,56	85,94	-	45,5	-	-	2016,2
Руда	283,4	5,4	-	372,4	-	221,35	16,196	-	8,098	5,399	912,28
Всего	1231,4	2232,5	430,1	930,9	58,31	340,96	717,73	45,5	8,098	5,399	6001,1
Всего%	20,2	37,2	7,2	15,5	0,972	5,7	11,96	0,758	0,135	0,09	100

Таблица 11 - состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	693,100	-	-	138,6	554,4	0,528
O	-	6,113	-	-	6,113	0,0058
Si	413,000	-	413,000	-	0	0
Mn	595,000	-	333,2	83,3	178,5	0,17
P	32,9	-	-	-	32,9	0,031
S	32,9	-	-	-	32,9	0,31
Cr	182,000	-	29,12	7,28	145,6	0,138
Ni	136,5	-	-	2,0475	134,453	0,128
Ti	27,3	-	27,3	-	0	0
Al	45,5	-	45,5	-	0	0
W	72,8	-	-	-	72,8	0,069
Cu	210,000	-	-	-	210,000	0,2
V	21,0	-	-	-	21,0	0,02
Mo	45,5	-	-	-	45,5	0,043
Fe	102492,6	3073,792	409,97	1639,88	103516,542	98,69
Всего	105655,2	3079,905	1258,09	1871,108	104950,7075	100

2.3.4 Окислительная дефосфорация при выплавке стали

Рафинирование стали от фосфора обычно осуществляется путем его окисления и перевода образующегося оксида фосфора в шлак:



По экспериментальным данным получим уравнение:

$$\lg K_p = \lg \frac{x_{PO_{2,5}} \cdot \gamma_{PO_{2,5}}}{(x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2,5} \cdot [P] \cdot f_p} = \frac{1120}{T} - 1,385 \quad (10)$$

При 1873 К:  $lgK_p = \frac{1120}{1873} - 1,385 = -0,787$ ;  $K_p = 0,163$ .

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 100г шлака (таблица 12):

$$n_{RO} = \frac{(RO)}{\mu_{RO}}; x_{RO} = \frac{n_{RO}}{\sum n_{RO}}; n_R = \nu_R \cdot n_{RO}; x_{R^+} = \frac{n_R}{\sum n_R}$$

где (RO) – содержание оксида RO в шлаке (см. таблицу 8), %

$\mu_{RO}$  – молекулярная масса оксида RO;

$\nu_R$  – количество катионов  $R^+$  в молекуле RO.

Таблица 12 – Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	CaO	SiO <sub>2</sub>	MnO	FeO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	PO <sub>2,5</sub>	Σ
M <sub>RO</sub>	56	60	71	72	40	102	152	80	71	-
n <sub>RO</sub>	0,759	0,271	0,057	0,246	0,293	0,058	0,006	0,008	0,002	1,700
X <sub>RO</sub>	0,446	0,159	0,034	0,144	0,172	0,034	0,004	0,005	0,0014	1
n <sub>R+</sub>	0,759	0,271	0,057	0,246	0,293	0,116	0,021	0,008	0,002	1,773
X <sub>R+</sub>	0,428	0,153	0,032	0,139	0,165	0,065	0,012	0,004	0,001	1

По теории регулярных растворов В.А. Кожеурова найдем значения коэффициентов активности  $\gamma_{FeO}$  и  $\gamma_{PO_{2,5}}$ :

$$\begin{aligned} lg\gamma_{FeO} &= \frac{1000}{T} \cdot [2,18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5,9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10,5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P] = \\ &= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,032 \cdot 0,153 + 5,9 \cdot (0,428 + 0,165) \cdot 0,153 + 10,5 \cdot 0,428 \cdot 0,001] = \\ &= 0,294 \end{aligned}$$

$$\gamma_{FeO} = 1,97$$

$$lg\gamma_{PO_{2,5}} \approx lg\gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,294 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,428 = -2,10$$

$$\gamma_{PO_{2,5}} = 0,008$$

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

22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР

Лист

29

Значение  $f_p$  определим по параметрам взаимодействия первого порядка при 1873 К:

$$\begin{aligned} \lg f_p = & e_p^C \cdot [C] \cdot e_p^O \cdot [O] + e_p^{Si} \cdot [Si] - e_p^{Mn} \cdot [Mn] + e_p^P \cdot [P] + e_p^S \cdot [S] - \\ & - e_p^{Cr} \cdot [Cr] - e_p^{Ni} \cdot [Ni] + e_p^{Ti} \cdot [Ti] - e_p^W \cdot [W] + e_p^{Al} \cdot [Al] - e_p^{Mo} \cdot [Mo] - \\ & - e_p^{Cu} \cdot [Cu] + e_p^V \cdot [V] = 0,13 \cdot 0,431 + 0,13 \cdot 0,004 - 0,032 \cdot 0,084 + \\ & + 0,062 \cdot 0,030 + 0,028 \cdot 0,029 - 0,044 \cdot 0,159 - 0,0059 \cdot 0,184 + \\ & + 0,023 \cdot 0,025 - 0,017 \cdot 0,031 - 0,042 \cdot 0,218 - 0,035 \cdot 0,012 = 0,039; \end{aligned}$$

$$f_p = 1,093$$

После преобразования формулы (10) получим выражение для коэффициента распределения фосфора между металлом и шлаком:

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

где  $\mu_P$  - атомная масса фосфора,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,093 \cdot (0,144 \cdot 1,97)^{2,5} \cdot 1,7}{0,008} = 50,303.$$

По известному значению  $L_P$  определим конечную концентрацию фосфора в металле  $[P_K]$ , %

$$[P_K] = \frac{100 \cdot [P_H] + \lambda \cdot (P_H)}{100 + \lambda \cdot L_P},$$

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

$\mu_P$  и  $\mu_{P_2O_5}$  - молекулярные массы P и  $P_2O_5$  соответственно;

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

$m_{ш}$  и  $m_M$  - массы шлака и металла, кг;

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,030 + \frac{6001,052}{104950,7075} \cdot 100 \cdot 0,176 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{6001,052}{104950,7075} \cdot 100 \cdot 18,125} = 0,017.$$

										Лист
										30
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР					

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{104950,7075 - x}{32,9 - x} = \frac{100}{0,017'}$$

где  $x$  - искомая величина, кг;

$104950,7075 - x$  - масса металла с учетом окисления фосфора, кг;

$32,9 - x$  - масса фосфора в металле с учетом окисления фосфора, кг;

$0,017$  - содержание фосфора в металле, %

$$x = 15,059 \text{ кг.}$$

При этом образуется  $P_2O_5$  (1)

$$\frac{15,059 \cdot 142}{62} = 34,49 \text{ кг.}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода (2)  $34,49 - 15,059 = 19,431$  кг.

На окисление фосфора потребуется руды (8)  $\frac{19,431 \cdot 100}{27,7} = 70,15$  кг.

Руда, кроме кислорода вносит железа (9)  $\frac{70,15 \cdot 62,3}{100} = 43,70$  кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{70,15 \cdot 0,10}{100} = 0,070;$$

$$MgO = \frac{70,15 \cdot 0,30}{100} = 0,21;$$

$$SiO_2 = \frac{70,15 \cdot 5,25}{100} = 3,68;$$

$$P_2O_5 = \frac{70,15 \cdot 0,15}{100} = 0,105;$$

$$Al_2O_3 = \frac{70,15 \cdot 4,10}{100} = 2,876;$$

$$S = \frac{70,15 \cdot 0,10}{100} = 0,070.$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		31

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака в конце плавления. Количество и состав печного в конце периода плавления представлены в таблице 13.

Таблица 13 - Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Известь	32,760	2217,6	-	4,536	-	20,160	50,400	-	-	-	2325,600
Футеровка ванны	17,651	5,884	-	10,591	-	5,884	547,180	-	-	-	587,190
Футеровка стен и свода	10,238	3,150	-	16,301	16,301	6,300	103,950	-	-	-	155,689
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,330	-	-	-	-	4,200
Оксиды из металлической ванны	885,000	-	430,131	527,105	49,108	42,515	-	32,55	50,36	-	1410,614
Руда	87,186	5,47	0	372,404	0	243,968	17,851	0	8,926	5,95	977,987
Всего	1235,208	2232,6	430,131	930,937	49,108	313,853	615,431	32,55	59,29	5,95	5305,945

С учетом кислорода, растворенного в металле, применения железной руды (агломерата) и процентный состав металла (по расплавлению шихты) баланс металла периода плавления в таблице 14.

Таблица 14 - Баланс металла периода плавления, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	693,000	-	-	138,600	554,400	0,519
O	-	6,113	-	-	6,113	0,0058
Si	413,000	-	413,000	-	0	0
Mn	595,000	-	333,200	83,300	178,500	0,17
P	32,900	-	15,059	-	17,841	0,017
S	32,900	-	-	-	32,900	0,31
Cr	182,000	-	29,120	7,280	145,600	0,139
Ni	136,500	-	-	2,048	134,453	0,128
Ti	27,300	-	27,300	-	0	0
Al	45,500	-	45,500	-	0	0
W	72,800	-	-	-	72,800	0,069
Cu	210,000	-	-	-	210,000	0,200
V	21,000	-	-	-	21,000	0,020
Mo	45,500	-	-	-	45,500	0,043
Fe	102492,600	3073,792	409,970	1639,880	103516,542	98,65
Всего	105000	3079,905	1273,149	1871,1075	104935,6485	100

Определяем количество и состав газов в период плавления.

Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха,  $m_{O_2} = 328,401$  кг.



Объем кислорода в воздухе:

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 328,401 = 229,881 \text{ м}^3.$$

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

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 864,790 \text{ м}^3.$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 1099,430 \text{ кг.}$$

Объем и масса воздуха:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 229,881 + 864,790 = 1094,671 \text{ м}^3,$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 328,401 + 1099,430 = 1427,831 \text{ м}^3.$$

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

$$t_B = 20^\circ\text{C}, p_B = 1,01 \cdot 10^5 \text{ Па}, f = 0,7, E = 2,026 \cdot 10^3 \text{ Па.}$$

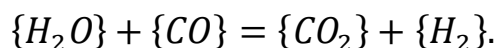
Влажность атмосферного воздуха:

$$V_{\text{влажн.в}} = V_B \cdot \frac{273 + t_B}{273} \cdot \frac{p_B}{p_B - E \cdot f} = 1094,671 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{1,01 \cdot 10^5}{1,01 \cdot 10^5 - 0,7 * 2,026 \cdot 10^3} = 1191,598 \text{ м}^3.$$

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

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

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

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

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

### Суммарный материальный баланс периода плавления

Израсходовано, кг:

- а) шихты - 105000, из нее:
  - отходы А - 3- 91000;
  - отходы чугуна - 14000;
- б) шлакообразующих - 2520, в том числе извести - 2520;
- в) футеровка ДСП – 745,865, в том числе:
  - 1) магнезита - 588,365;
  - 2) магнезитохромита – 157,500;
- г) электродов - 420;
- д) руды - 5468,937, в том числе:
  - 1) на окисление – 5398,787,
  - 2) на дефосфорацию - 70,15;
- е) воздуха - 1443,322, в том числе:
  - 1) кислорода - 328,401,
  - 2) азота - 1099,430,
  - 3) влаги - 15,491.

Всего : 115578,124.

Получено, кг:

- а) металла – 104935,6485;
- б) шлака - 6008,194;
- в) пыли – 2228,6405, в том числе:
  - 1) MnO – 107,533,
  - 2) Cr<sub>3</sub>O<sub>3</sub> – 10,64,
  - 3) Ni - 2,0475,
  - 4) FeO – 2108,42
- г) газов - 2905,101, в том числе:
  - 1) CO – 114,633 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO<sub>2</sub>),
  - 2) CO<sub>2</sub> - 689,286 (от прокаливания извести и окисления электродов с учетом догорания CO),
  - 3) N<sub>2</sub> - 1099,430,
  - 4) H<sub>2</sub> - 1,721

Всего: 116077,553

Невязка – 116077,553-115578,124=499,429 кг или  $\frac{499,429}{116077,553} \cdot 100 = 0,43\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР					34

### 2.3.5 Окислительный период

Рассмотрим 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. Расчет 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. Угар элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период представлен в таблице 15.

Таблица 15 - Угар элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	Fe
Общий	ΔC	100,0	68	0	0	16	0	100	0	100	0	0	0	1,5
В шлак	0	100,0	80	0	0	95	0	100	0	100	0	0	0	30
В улет	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 16.

Таблица 16 - Химический состав металла в конце окислительного периода, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	554,400	428,993	25,407	0,120
Si	0	0	0	0,000
Mn	178,500	121,380	57,120	0,0555
P	17,841	0	17,841	0,017
S	32,900	0	32,900	0,032
Cr	145,600	23,296	122,304	0,119
Ni	134,453	0	134,453	0,131
Ti	0,0	0	0	0,000
Al	0,0	0	0	0,000
W	72,800	0	72,800	0,070
Cu	210,000	0	210,000	0,204
V	21,000	0	21,000	0,020
Mo	45,500	0	45,500	0,044
Fe	103516,5	1552,7475	101963,7525	99,178
Всего	104935	2126,4165	102808,5835	100

\*\* Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,16%.

Тогда массу окисляющегося углерода определяем по пропорции:

$$\frac{104935 - m_{\Delta C}}{554,4 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,12}'$$

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

104935 –  $m_{\Delta C}$  - масса металла с учетом угара углерода;

554,4 –  $m_{\Delta C}$  - масса углерода с учетом его окисления.

$$m_{\Delta C} = 428,993 \text{ кг.}$$

Углерод при окислении образует оксид углерода CO (1)

$$\frac{428,993 \cdot 28}{12} = 1000,98 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода (2)  $1000,98 - 428,993 = 571,987$  кг.

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

Принимаем, что в окислительный период теряется 68% Mn; из этого количества 20% теряется газами, а 80% переходит в шлак.

Образуется MnO (1)

$$\frac{121,38 \cdot 71}{55} = 156,69 \text{ кг.}$$

Испариться MnO

$$156,69 \cdot \frac{20}{100} = 31,338 \text{ кг,}$$

из них Mn

$$121,38 \cdot \frac{20}{100} = 24,276 \text{ кг.}$$

Перейдет MnO в шлак

$$156,69 - 31,338 = 125,352 \text{ кг,}$$

из них Mn:

$$121,38 - 24,276 = 97,104 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$156,69 - 121,38 = 35,31 \text{ кг.}$$

Фосфор принимаем, что из металла во время продувки не удаляется.

Серу принимаем, что из металла во время продувки не удаляется.

Образуется хрома  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  (1)

$$\frac{23,296 \cdot 152}{104} = 34,048 \text{ кг.}$$

Испариться  $\text{Cr}_2\text{O}_3$

$$34,048 \cdot \frac{5}{100} = 1,7024 \text{ кг,}$$

из них Cr:

$$23,296 \cdot \frac{5}{100} = 1,1648 \text{ кг Cr.}$$

Перейдет в шлак

$$34,048 - 1,7024 = 32,3456 \text{ кг } \text{Cr}_2\text{O}_3$$

из них Cr

$$23,296 - 1,1648 = 22,1312 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление всего хрома (2)

$$34,048 - 23,296 = 10,752 \text{ кг.}$$

Никель принимаем, что 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.

Молибден, медь, ванадий принимаем, что в окислительный период эти элементы из металла не удаляются. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в металле.

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

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

Образуется оксидов железа в пересчете на FeO (1)

$$\frac{1552,7475 \cdot 72}{56} = 1996,389 \text{ кг.}$$

Испарится FeO

$$1996,389 \cdot \frac{70}{100} = 1397,4723 \text{ кг,}$$

из них Fe

$$1552,7475 \cdot \frac{70}{100} = 1086,923 \text{ кг.}$$

Перейдет в шлак

$$1996,389 - 1397,4723 = 598,9167 \text{ кг FeO}$$

из них Fe

$$1552,7475 - 1086,923 = 465,82 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$1996,389 - 1552,7475 = 443,6415 \text{ кг.}$$

В конце окислительного периода в печи остаются следующие количество металла (с учетом угара элементов) – 102808,5835 кг (см. таблицу 14), содержание углерода в металле составит 0,12% (см. таблицу 14).

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

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot [C]}{[C]} \quad (11)$$

Содержание кислорода в металле (11)

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,12}{0,12} = 0,035\%.$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		38

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

$$\frac{102808,5835 + x}{x} = \frac{100}{0,035},$$

где  $x$  - искомая величина, кг;

$102808,5835 + x$  - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

$0,035$  - содержание кислорода в металле, %,

$$x = 35,996 \text{ кг.}$$

В конце периода плавления в металле было  $6,113$  кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло  $35,996 - 6,113 = 29,883$  кг.

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

1) на окисление углерода –  $571,987$ ;

2) на окисление марганца –  $35,31$ ;

3) на окисление хрома –  $10,752$ ;

4) на окисление железа –  $443,6415$ ;

5) на насыщение металла –  $29,883$ ;

Всего было потрачено на окисление вышеперечисленных элементов –  $1091,5735$ .

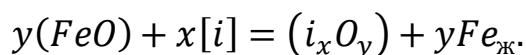
Из опыта известно что примерно  $30\%$  окисляются кислородом ( $FeO$ ), а остальные  $70\%$  - газообразным кислородом, вдуваемым в жидкий металл.

( $FeO$ ) идет на окисление углерода, марганца, хрома и насыщение металла.

Следовательно ( $FeO$ ):

$$(571,987 + 35,31 + 10,752 + 29,883) \cdot \frac{30}{100} = 194,3796 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет  $1091,5735 - 194,3796 = 897,1939$  кг кислорода. ( $FeO$ ) окисляется по реакции:



На это расходуется  $FeO$

$$\frac{194,3796 \cdot 72}{16} = 874,7082 \text{ кг,}$$

где  $194,3796$  - масса кислорода, вносимого  $FeO$ ;

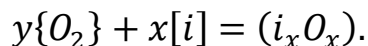
$72$  и  $16$  - молекулярные массы  $FeO$  и  $O$ , соответственно.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		39

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$874,7082 - 327,472 = 547,2362 \text{ кг.}$$

Газообразный кислород окисляет по реакции:



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

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

Если принять приближенно, что продолжительность окислительного периода в 100 - тонной печи составит 20 минут, то за это время усвоиться кислорода:

$$20 \cdot 24,630 \cdot 0,333 = 164,201 \text{ кг.}$$

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$897,1939 - 164,201 = 710,5072 \text{ кг.}$$

Определение количества и состава газов в окислительный период

Печная атмосфера. Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха,

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг.}$$

Объем кислорода в воздухе:

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 164,201 = 114,940 \text{ м}^3.$$

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

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 432,395 \text{ м}^3.$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		40



Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 549,715 \text{ м}^3.$$

Объем и масса воздуха составит:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 114,940 + 432,395 = 547,335 \text{ м}^3,$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 164,201 + 549,715 = 713,916 \text{ кг.}$$

Влажность атмосферного воздуха:

$$V_{\text{влаж.в}} = 547,335 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{1,01 \cdot 10^5}{1,01 \cdot 10^5 - 0,7 \cdot 2,026 \cdot 10^3} = 595,799 \text{ м}^3.$$

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

Масса влаги  $m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot \rho_{\text{в.пара}} = 595,799 \cdot 0,013 = 7,745 \text{ кг.}$

При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m\{H_2\} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{H_2} = \frac{7,745}{18} \cdot 2 = 0,861 \text{ кг;}$$

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{7,745}{18} \cdot 44 = 18,933 \text{ кг.}$$

Для этого необходимо окись углерода в количестве:

$$m\{CO\} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO} = \frac{7,745}{18} \cdot 28 = 12,048 \text{ кг.}$$

Технический кислород. Общая масса кислорода, вносимого кислородным инжектором, составит 710,5072 кг. Для того, чтобы внести такое количество кислорода необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода, при 95% - ном усвоении:

$$\frac{710,5072 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 751,661 \text{ кг,}$$

где 751,661 - необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;  
99,5 и 95 - содерж. кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		41

Количество неусвоенного кислорода

$$\frac{751,661 \cdot 5}{100} = 37,583 \text{ кг};$$

техническим кислородом так же вносит азот

$$\frac{751,661 \cdot 0,5}{100} = 3,758 \text{ кг},$$

где 5 - количество неусвоенного кислорода, %;

0,5 - содержание азота в техническом кислороде, %.

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

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} = \frac{37,583}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 103,353 \text{ кг}.$$

Для этого потребуется  $\{CO\}$  в количестве  $103,353 - 37,583 = 65,77$  кг.

На основании полученных данных составляем баланс металла окислительного периода (таблица 17 и таблица 18).

Таблица 17 - Масса и состав шлака в конце окислительного периода, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Плавильный шлак	1235,21	2232,60	430,13	930,94	58,86	343,89	717,94	45,50	8,21	5,47	6008,75
Окислы из металлической ванны	-	-	125,35	598,92	32,35	-	-	-	-	-	756,62
Перешло в металл	-	-	-	874,71	-	-	-	-	-	-	874,71
Всего	1235,22	2232,6	555,48	655,15	91,21	343,89	717,94	45,5	8,21	5,47	5890,66
Всего %	16,28	42,31	4,26	16,02	1,64	5,96	11,68	0,62	1,13	0,11	100

Таблица 18 - Баланс окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода плавления	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	554,4	-	-	428,993	125,407	0,12
O	6,113	29,883	-	-	35,996	0,0348
Si	0,0	-	-	-	0	0,000

Продолжение таблицы 18

Mn	178,5	-	97,104	24,276	57,12	0,055
P	17,841	-	-	-	17,841	0,0173
S	32,9	-	-	-	32,9	0,0318
Cr	145,6	-	22,1312	1,1648	122,304	0,118
Ni	134,453	-	-	-	134,453	0,13
Ti	0,0	-	-	-	0	0,000
Al	0,0	-	-	-	0	0,000
W	72,8	-	-	-	72,8	0,07
Cu	210,0	-	-	-	210,0	0,20
V	21,0	-	-	-	21,0	0,020
Mo	45,5	-	-	-	45,5	0,044
Fe	103516,5	465,82	547,2362	1086,923	102510,9932	99,148
Всего	104941,113	585,0552	577,1192	1541,3568	103391,8202	100

Суммарный материальный баланс окислительного периода:

Израсходовано, кг

а) металла – 104941,113;

б) шлака – 6008,194

в) технического кислорода – 751,848, в том числе:

1) кислорода – 748,09 (включая неусвоенный),

2) азота - 3,758;

г) воздуха - 721,664, в том числе:

1) кислорода - 164,201,

2) азота - 549,715,

3) влаги 7,745.

Всего: 112422,819

Получено, кг;

а) металла – 103391,8202;

б) шлака – 5477,941;

в) пыли – 1430,513, в том числе:

1) MnO – 31,338,

2) Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 1,7024

3) FeO – 1397,4723

г) газов – 1599,877, в том числе:

1) CO – 923,162 (от окисления металла с учетом догорания до CO<sub>2</sub>)

2) CO<sub>2</sub> – 122,286 (с учетом догорания до CO),

3) N<sub>2</sub> - 553,568,

4) H<sub>2</sub> - 0,861.

Всего: 111900,1512.

Невязка - 112422,819-111900,1512=522,6678кг или  $\frac{522,6678}{112422,819} \cdot 100 = 0,46\%$ .

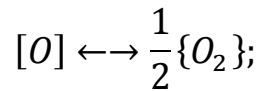
Полученная невязка находится в допустимых пределах.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43

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

Принимаем, что атмосфера в плавильном пространстве:  $p_{O_2} = 1,013 \cdot 10^4 \text{ Па}$ ,  $\rho_{O_2} = 2,026 \cdot 10^3 \text{ Па}$ , остальное азот. Давление в печи  $1,01 \cdot 10^5 \text{ Па}$ . Для расчета выражаем давление в атмосферах.

Определим значение равновесного парциального давления кислорода на границе металл - шлак;



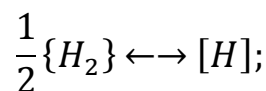
$$K_o = \frac{p_{O_2}^{1/2}}{[O]}; \lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151.$$

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

$$\lg p_{O_2}^{\text{Ш-M}} = 2 \cdot (\lg K_o + \lg [O]) = 2 \cdot (-3,418 + \lg 0,016) = -10,427;$$

$$p_{O_2}^{\text{Ш-M}} = 3,745 \cdot 10^{-11}$$

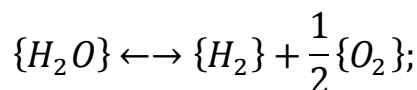
Определим равновесное содержание водорода в металле  $[H]_{\text{равн}}$ :



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

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

На границе - газ существует равновесие:



$$K_{H_2O} = \frac{p_{H_2O}}{p_{H_2} \cdot p_{O_2}^{1/2}}; \lg K_{H_2O} = -\frac{13160}{T} - 3,05.$$

При 1873 К  $lgK_{H_2O} = -\frac{13160}{T} - 3,05 = 3,976$ ;  $K_{H_2O} = 9,466 \cdot 10^3$ .  
откуда  $P_{H_2}^{Ш-Г} = \frac{P_{H_2O}}{K_{H_2} \cdot p_{O_2}^{1/2}} = \frac{0,020}{9,466 \cdot 10^3 \cdot 0,100^{1/2}} = 6,691 \cdot 10^{-6}$  атм.

Равновесная концентрация водорода:

$$[H_{равн}] = K_H \cdot p_{H_2}^{1/2} = 2,544 \cdot 10^{-3} \cdot (6,691 \cdot 10^{-6})^{1/2} = 6,582 \cdot 10^{-6} \%$$

Предельное (стационарное) содержание водорода:

$$[H_{пред}] = [H_{равн}] \cdot \left( \frac{P_{O_2}^{Ш-Г}}{P_{O_2}^{Ш-М}} \right)^{1/4} = 6,852 \cdot 10^{-6} \cdot \left( \frac{0,100}{3,745 \cdot 10^{-11}} \right)^{1/4} \\ = 1,497 \cdot 10^{-3} \%$$

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{103391,8202 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}}$$

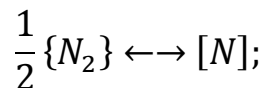
где  $x$  – искомая величина, кг;

$103391,8202+x$  – масса металла с учетом содержания водорода, кг;

$1,497 \cdot 10^{-3}$  – содержание водорода в металле, %,

$$x = 1,5478 \text{ кг.}$$

Определим равновесное содержание азота в металле  $[N]_{равн}$ :



$$K_N = \frac{[N]}{p_N^{1/2}}; lgK_N = -\frac{188}{T} - 1,25.$$

При 1873 К  $lgK_N = -\frac{188}{T} - 1,25 = -1,350$ ;  $K_N = 4,463 \cdot 10^{-2}$ .

Равновесная концентрация азота:

$$[N]_{равн} = K_N \cdot p_N^{1/2} = 4,463 \cdot 10^{-2} \cdot 0,880^{1/2} = 4,186 \cdot 10^{-2} \%$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

Предельное стационарное содержание азота:

$$[N_{\text{пред}}] = [N_{\text{равн}}] \cdot \left( \frac{P_{O_2}^{\text{Ш-Г}}}{P_{O_2}^{\text{Ш-М}}} \right)^{-3/4} = 4,186 \cdot 10^{-2} \cdot \left( \frac{0,100}{3,745 \cdot 10^{-11}} \right)^{1/4} = 3,556 \cdot 10^{-9}\%.$$

Определяем содержание азота в металле, используя пропорцию:

$$\frac{103391,8202 + x}{x} = \frac{100}{3,566 \cdot 10^{-9}}$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$103391,8202 + x$  - масса металла с учетом содержания водорода и азота, кг;

$3,566 \cdot 10^{-9}$  - содержание азота в металле, %,

$$x = 3,68 \cdot 10^{-6} \text{ кг.}$$

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

### 2.3.6 Обработка стали в печи-ковше АКП-100

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 стали. Печь–ковш облегчает согласование работы сталеплавильных агрегатов, так как является буферной емкостью между ними и МНЛЗ, что особенно важно при разливке стали сериями плавов, способствующей повышению выхода годного металла.

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш. В печи остается 10% металла и 99% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавикового шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска показан в таблице 19.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

Таблица 19 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	125,407	12,541	112,866	0,12
O	35,996	3,599	32,397	0,0348
Si	0	0	0	0,000
Mn	57,120	5,712	51,408	0,055
P	17,841	1,784	16,057	0,0173
S	32,900	3,290	29,610	0,0318
Cr	122,304	12,230	110,074	0,118
Ni	134,453	13,445	121,008	0,13
Ti	0	0	0	0,000
Al	0	0	0	0,000
Wl	72,800	7,280	65,520	0,07
Cu	210,000	21,000	18900	0,203
V	21,000	2,100	18,900	0,0203
Mo	45,500	4,550	40,950	0,044
Fe	102510,993	10251,100	92259,894	99,148
Всего	103391,820	10339,182	93052,638	100

Таблица 20 – Количество и состав шлака в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Шлак окисл. периода	1235,208	2232,6	555,483	655,1455	91,2066	343,894	717,94	45,5	8,205	5,47	5890,6521
Осталось в ДСП	1222,856	2210,274	549,928	648,594	90,295	340,455	710,76	44,946	8,123	5,415	5831,746
Всего	12,352	22,326	5,555	6,5515	0,9116	3,439	7,18	0,554	0,082	0,055	58,9061
Всего, %	16,278	42,309	4,262	16,024	1,640	5,955	11,677	0,618	1,125	0,113	100

### 2.3.7 Раскисление шлака. Предварительное легирование

Производим раскисление шлака.

Для лучшего усвоения легирующих из окислов и создания восстановительной атмосферы шлак раскисляют присадками порошка кокса с массовым расходом до 0,5 кг/т.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47

Примем расход кокса 0,05 кг/т.

$$\text{Расход кокса на плавку: } \frac{93052,6382 \cdot 0,05}{1000} = 4,6526 \text{ кг.}$$

$$\text{Кокс внесет углерода (4) } \frac{4,6526 \cdot 86,09}{100} = 4,005 \text{ кг.}$$

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

$$\text{Кокс внесет углерода в металл: } \frac{4,005 \cdot 10}{100} = 0,4005 \text{ кг.}$$

$$\text{Углерод на раскисление шлака: } 4,005 - 0,4005 = 3,6045 \text{ кг.}$$

$$\text{Образуется CO (1) } \frac{3,6045 \cdot 28}{12} = 8,4105 \text{ кг.}$$

$$\text{Потребуется кислорода (2) } 8,4105 - 3,6045 = 4,806 \text{ кг.}$$

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,6526 \cdot 5,84}{100} = 0,272;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,6526 \cdot 2,40}{100} = 0,112; \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) } - 0,101 \text{ кг.}$$

$$Al_2O_3 = \frac{4,6526 \cdot 3,00}{100} = 0,139;$$

$$CaO = \frac{4,6526 \cdot 5,00}{100} = 0,233;$$

$$MgO = \frac{4,6526 \cdot 0,12}{100} = 0,0056;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,6526 \cdot 0,04}{100} = 0,0019.$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		48



Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{4,6526 \cdot 0,6}{100} = 0,028;$$

$$P = \frac{4,6526 \cdot 0,01}{100} = 0,0005.$$

Кроме того выделится в атмосферу за чет потерь при прокаливании (4)

$$\frac{4,6526 \cdot 1,30}{100} = 0,0605 CO_2.$$

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

$$\text{Восстановится FeO } \frac{6,5515 \cdot 90}{100} = 5,8964 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{5,8964 \cdot 16}{72} = 1,3103 \text{ кг.}$$

Осталось FeO в шлаке  $6,5515 - 5,8964 = 0,6551$  кг.

Образуется Fe  $5,8964 - 1,3103 = 4,5861$  кг.

$$\text{Восстановиться } Cr_2O_3 \frac{0,9116 \cdot 90}{100} = 0,8204 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{0,8204 \cdot 48}{152} = 0,2591 \text{ кг.}$$

Образуется Cr  $0,8204 - 0,2591 = 0,5613$  кг.

Осталось  $Cr_2O_3$  в шлаке  $0,9116 - 0,8204 = 0,0912$  кг.

$$\text{Восстановиться MnO } \frac{5,555 \cdot 90}{100} = 4,9995 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{4,9995 \cdot 16}{71} = 1,127 \text{ кг.}$$

Образуется Mn  $4,9995 - 1,127 = 3,8725$  кг.

Осталось MnO в шлаке  $5,555 - 4,9995 = 0,5555$  кг.

$$\text{Восстановиться } P_2O_5 \frac{0,082 \cdot 90}{100} = 0,0738 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

Необходимо связать кислорода  $\frac{0,0738 \cdot 80}{142} = 0,042$  кг.

Образуется P  $0,082 - 0,0738 = 0,0082$  кг.

Следовательно, необходимо взять кислорода из оксидов шлаковой ванны, кг

FeO - 1,3103;  
Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 0,2591;  
MnO - 1,127;  
P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> - 0,042;  
Всего - 2,7384.

Коксом связано 4,806 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$4,806 - 2,7384 = 2,0676$  кг.

Количество и состав металла в ковше после раскисления представлены в таблице 21 и 22.

Таблица 21 - Количество и состав металла в ковше после раскисления, кг

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	112,866	0,401	112,466	0,12
O	32,397	-	32,397	0,0348
Si	0	-	0	0,000
Mn	51,408	3,873	47,536	0,051
P	16,057	0,032	16,025	0,016
S	29,610	0,028	29,582	0,0318
Cr	110,074	0,561	109,513	0,118
Ni	121,008	-	121,008	0,13
Ti	0	-	0	0,000
Al	0	-	0	0,000
W	65,520	-	65,520	0,07
Cu	189,000	-	189,000	0,203
V	11,700	-	11,700	0,012
Mo	40,950	-	40,950	0,044
Fe	92259,894	4,586	92255,308	99,153
Всего	93052,638	9,480	93043,158	100

Таблица 22 - Количество и состав шлака после раскисления, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Шлак в ковше	12,352	22,326	5,555	6,5515	0,9116	3,439	7,18	0,554	0,082	0,055	58,9061
Раскисление	0,272	0,234	-4,9995	-5,964	-0,8204	0,139	0,0056	-	-0,0738	-	-11,1405
Всего	12,624	22,533	0,5555	0,6551	0,0912	3,578	7,1856	0,554	0,059	0,055	47,7656
Всего, %	20,548	52,306	0,522	3,484	0,200	7,612	14,299	0,754	0,137	0,137	100

В процессе восстановительного периода выполняем предварительное легирование.

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,12% содержится 0,0348% или 32,397 кг кислорода.

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

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

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

где  $m_i$  - масса легирующего компонента, кг;

$m_{Me}$  - масса металла, кг;

$[i_{гост}]$  и  $[i_{Me}]$  - содержание элемента в металле среднее марочное и имеющееся, соответственно, %

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{93043,158 \cdot (0,24 - 0)}{100} = 223,304;$$

$$m_{Mn} = \frac{93043,158 \cdot (0,55 - 0,051)}{100} = 464,285;$$

$$m_{Me\text{прогн}} = \sum m_i + m_{Me} = 223,304 + 464,285 + 93043,158 = 93730,747 \text{ кг}$$

											Лист
											51
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР						

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

$$= \frac{m_{\text{Мепрогн}} \cdot m_{\text{леги}} \cdot ([i_{\text{гост}}] - [i_{\text{Ме}}])}{i}, \quad (12)$$

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

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС65 (12)

$$\frac{93800 \cdot (0,24 - 0)}{65} = 346,338 \text{ кг или } \frac{65 \cdot 346,338}{100} = 225,1197 \text{ кг}$$

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.

Выгорает  $\frac{225,1197 \cdot 20}{100} = 45,024$  кг кремния и  $\frac{346,338 \cdot 2}{100} = 6,927$  кг алюминия.

Это количество кремния свяжет кислорода  $\frac{45,024 \cdot 32}{28} = 51,456$  кг;  
 алюминий свяжет  $\frac{6,927 \cdot 48}{54} = 6,157$  кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак:  $\frac{45,024 \cdot 60}{28} = 96,48$  кг  $SiO_2$  и  $\frac{6,927 \cdot 102}{54} = 13,084$  кг  $Al_2O_3$ .

ФС 65 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{346,338 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 180,096;$$

$$Mn = \frac{346,338 \cdot 0,4}{100} = 1,385;$$

$$P = \frac{346,338 \cdot 0,05}{100} = 0,173;$$

$$S = \frac{346,338 \cdot 0,02}{100} = 0,069;$$

$$Cr = \frac{346,338 \cdot 0,4}{100} = 1,385;$$

$$Fe = \frac{346,338 \cdot 32,13}{100} = 111,278.$$

Определяем расход ферромарганца ФМн78 (21):

$$\frac{93800 \cdot (0,55 - 0,051)}{78} = 600,079 \text{ кг.}$$

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

$$\text{Выгорает } \frac{600,079 \cdot 6 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 7,201 \text{ кг кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода } \frac{7,201 \cdot 32}{28} = 8,23 \text{ кг.}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак } \frac{7,201 \cdot 60}{28} = 15,43 \text{ кг } SiO_2.$$

Ферромарганец вносит в металл, кг:

$$C = \frac{600,079 \cdot 7}{100} = 42,006;$$

$$Si = \frac{600,079 \cdot 6 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 28,804;$$

$$P = \frac{600,079 \cdot 0,05}{100} = 0,3;$$

$$S = \frac{600,079 \cdot 0,02}{100} = 0,12;$$

$$Mn = \frac{600,079 \cdot 78}{100} = 468,06;$$

$$Fe = \frac{600,079 \cdot 8,93}{100} = 53,587.$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

Производим окончательное раскисление стали.

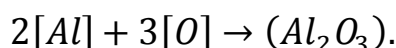
Для окончательного раскисления металла используем алюминий.  
Необходимо

понизить количество кислорода до 0,005%

$$\left( \frac{0,005 \cdot 93800}{100} = 4,69 \text{ кг} \right),$$

т.е связать

$$32,397 - 4,69 = 27,707 \text{ кг},$$



Для этого потребуется алюминия  $\frac{27,707 \cdot 54}{48} = 31,17 \text{ кг}$ .

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак  $Al_2O_3$

$$\frac{31,17 \cdot 102}{54} = 58,877 \text{ кг}.$$

С учетом остаточного содержания алюминия в металле 0,02%

$$\left( \frac{0,02 \cdot 93800}{100} = 18,76 \right) \text{ общий расход алюминия для раскисления}$$

металла примем равным  $18,76 + 31,17 = 49,93 \text{ кг}$ .

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97

$$\frac{49,93 \cdot 100}{99,98} = 49,94.$$

А 97 так же внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{49,94 \cdot 0,01}{100} = 0,005;$$

$$Fe = \frac{49,94 \cdot 0,01}{100} = 0,005.$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		54

### 2.3.8 Шлакообразование

Рассчитаем компоненты вносимые известью в шлак.

Для проведения десульфурации необходима основность шлака  $B = 3,5...4,0$ .

Принимая  $B = 4$ , получим:

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

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

$m_{(CaO)_{изв}}$ ,  $m_{(SiO_2)_{изв}}$  - содержание CaO и  $SiO_2$  в извести, кг;

Откуда следует что масса извести, кг,

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot m_{(SiO_2)_{п.шл}} + m_{(CaO)_{п.шл}}}{\frac{CaO_{изв}}{100} - 4 \cdot \frac{SiO_{2изв}}{100}}, \quad (13)$$

где  $CaO_{изв}$ ,  $SiO_{2изв}$  - содержание CaO и  $SiO_2$  в извести (см. таблицу 4), %

Тогда масса извести по формуле (13):

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot (12,624 + 96,48 + 15,43) - 22,559}{\frac{88}{100} - 4 \cdot \frac{1,3}{100}} = 1321,047 \text{ кг.}$$

Известь внесет в шлак (4), кг;

$$CaO = \frac{88 \cdot 1321,047}{100} = 1162,52;$$

$$SiO_2 = \frac{1,3 \cdot 1321,047}{100} = 17,174;$$

$$MgO = \frac{2 \cdot 1321,047}{100} = 26,42;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,8 \cdot 1321,047}{100} = 10,568;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 682,505}{100} = 2,642, \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) } - 2,3778.$$

Кроме того, выделиться в атмосферу за счет потерь при прокаливании (4)

$$\frac{7,7 \cdot 1321,047}{100} = 101,72 \text{ кг } CO_2.$$

Произведем расчет 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

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{1321,047}{4} = 330,262 \text{ г.}$$

Плавиковый шпат внесет в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 330,262}{100} = 1,651;$$

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 330,262}{100} = 11,889;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 330,262}{100} = 0,661;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 330,262}{100} = 310,446;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 330,262}{100} = 4,954, \text{ в пересчете на } FeO(5) - 4,4586.$$

Кроме того, выделиться в атмосферу за счет потерь при прокаливании (4):

$$\frac{0,2 \cdot 330,262}{100} = 0,66 \text{ кг } CO_2.$$

Продукты раскисления внесут в шлак, кг (см. выше):

$$SiO_2 = 111,91;$$

$$Al_2O_3 = 13,084.$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56



Произведем расчет компонентов, вносимых футеровкой печи – ковша. Выбираем футеровку печи – ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича.

Расход магнезитохромитовой футеровки на ремонт для печи-ковша емкостью 100 т - 19 кг/т. Срок службы футеровки печи-ковша принимаем 45 плавов.

Следовательно, расход футеровки на одну плавку составит:

$$\frac{19 \cdot 100}{45} = 42,222 \text{ кг.}$$

Тогда разрушающаяся магнезитохромитовая футеровка внесет в шлак, кг (4):

$$CaO = \frac{42,222 \cdot 2}{100} = 0,844;$$

$$SiO_2 = \frac{42,222 \cdot 6,5}{100} = 2,744;$$

$$MgO = \frac{42,222 \cdot 66}{100} = 27,867;$$

$$Cr_2O_3 = \frac{42,222 \cdot 10}{100} = 4,222;$$

$$Al_2O_3 = \frac{42,222 \cdot 4}{100} = 1,689;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{42,222 \cdot 11,5}{100} = 4,856, \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) – } 4,370.$$

### 2.3.9 Десульфурация стали

Недостатком 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.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

В связи с этим появляется необходимость при производстве низкосернистого металла обязательного удаления (скачивания) печного шлака из ковша перед внепечной обработкой металла и присадки основного количества шлакообразующих добавок непосредственно в печи-ковше.

Количество и состав металла и шлака во время десульфурации представлены в таблицах 23 и 24.

Таблица 23 - Количество и состав металла во время десульфурации, кг

Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	112,4655	42,006	154,4715	0,16
O	32,397	-27,707	4,69	0,005
Si	0	208,905	208,905	0,22
Mn	47,5355	469,445	516,9805	0,55
P	16,0252	0,473	16,4982	0,018
S	29,582	0,189	29,771	0,032
Cr	109,5127	1,385	110,8977	0,12
Ni	121,008	-	121,008	0,13
Ti	0	-	0	0,000
Al	0	24,979	24,979	0,026
W	65,52	-	65,52	0,07
Cu	189	-	189	0,20
V	18,9	-	18,9	0,020
Mo	40,95	-	40,95	0,04
Fe	92255,3081	164,87	92420,1781	98,4
Всего	93043,158	878,326	93921,484	100

Таблица 24 - Количество и состав шлака десульфурации, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CaF <sub>2</sub>	Σ
Шлак после раскисления	12,62	22,56	0,56	0,66	0,09	3,58	7,19	0,55	0,008	0,055	-	47,87
Известь	17,17	1162,52	-	2,38	-	10,57	26,42	-	-	-	-	1219,06
Плавленый шпат	11,89	1,65	-	4,46	-	0,66	-	-	-	-	310,45	329,11
Продукты раскисления	111,91	-	-	-	-	13,08	-	-	-	-	-	124,99

Продолжение таблицы 24

Футеровка	2,74	0,84	-	4,37	4,22	1,69	27,87	-	-	-	-	41,74
Всего	156,34	1187,57	0,56	11,86	4,31	29,58	61,47	0,55	0,0082	0,055	310,45	1762,76
Всего, %	15,74	59,81	0,02	0,84	0,37	3,54	4,22	0,028	0,005	0,005	15,42	100

Полученный шлак имеет высокое содержание CaO, низкое содержание оксидов железа и хрома, содержит более 10% фторида кальция. Такой шлак обладает значительной десульфурющей способностью. Благодаря этому, а также интенсивному перемешиванию металла и шлака вдуваемым аргоном, уже через 4...6 минут коэффициент распределения серы между шлаком и металлом достигает больших значений.

Реакция удаления серы в печи – ковше имеет вид:



Конечное содержание серы в металле определяется выражением:

$$[S]_K = \frac{100 \cdot [S]_H + \lambda \cdot (S)_H}{100 + L_S \cdot \lambda},$$

где  $\lambda$  - кратность шлака, %;

$L_S$  - коэффициент распределения серы между шлаком и металлом;

$$\lambda = \frac{1762,761}{93921,484} \cdot 100 = 1,88\%.$$

Коэффициент распределения серы находится по эмпирическому выражению:

$$\lg L_S = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{(CaO) + 0,05 \cdot (MgO)}{(SiO_2) + 0,06 \cdot (Al_2O_3)} - \lg a_o + \lg f_s,$$

где  $a_o$  - активность кислорода в расплаве,

$f_s$  - коэффициент активности серы.

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

$$\begin{aligned} \lg f_o = & e_o^O \cdot [\%O] + e_o^C \cdot [\%C] + e_o^{Si} \cdot [\%Si] + e_o^{Mn} \cdot [\%Mn] + e_o^P \cdot [\%P] + \\ & + e_o^S \cdot [\%S] + e_o^{Cr} \cdot [\%Cr] + e_o^{Ni} \cdot [\%Ni] + e_o^W \cdot [\%W] + e_o^{Mo} \cdot [\%Mo] + \\ & + e_o^V \cdot [\%V] + e_o^{Cu} \cdot [\%Cu] + e_o^{Al} \cdot [\%Al]; \end{aligned}$$

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

22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР

Лист

59

$$\begin{aligned} \lg f_0 = & -0,20 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,159 - 0,131 \cdot 0,303 - 0,021 \cdot 1,215 - \\ & - 0,07 \cdot 0,010 - 0,133 \cdot 0,029 - 0,04 \cdot 0,298 + 0,006 \cdot 0,183 + \\ & + 0,0085 \cdot 0,024 + 0,0035 \cdot 0,031 - 0,3 \cdot 0,07 + 0,013 \cdot 0,216 + \\ & + 3,9 \cdot 0,026 = -0,171; \end{aligned}$$

$$f_0 = 0,674;$$

$$a_o = f_0 \cdot [\%O] = 0,005 \cdot 0,674 = 0,003;$$

$$\begin{aligned} \lg f_s = & e_s^S \cdot [\%S] + e_s^C \cdot [\%C] + e_s^{Si} \cdot [\%Si] + e_s^{Mn} \cdot [\%Mn] + e_s^P \cdot [\%P] + \\ & + e_s^O \cdot [\%S] + e_s^{Cr} \cdot [\%Cr] + e_s^{Ni} \cdot [\%Ni] + e_s^W \cdot [\%W] + e_s^{Mo} \cdot [\%Mo] + \\ & + e_s^V \cdot [\%V] + e_s^{Cu} \cdot [\%Cu] + e_s^{Al} \cdot [\%Al]; \\ \lg f_s = & -0,028 \cdot 0,029 + 0,11 \cdot 0,159 + 0,063 \cdot 0,303 - 0,026 \cdot 1,215 + 0,29 \cdot \\ & \cdot 0,01 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,298 + 0,0097 \cdot 0,024 + 0,0027 \cdot 0,031 - 0,016 \cdot \\ & \cdot 0,07 - 0,0084 \cdot 0,216 + 0,035 \cdot 0,026 = 0,0089 \end{aligned}$$

$$f_s = 1,021$$

$$\text{Тогда } \lg L_s = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{59,814 + 0,05 \cdot 4,224}{15,742 + 0,6 \cdot 3,536} - \lg 0,003 + 0,0086 = 2,641;$$

$$L_s = 437,771.$$

$$[S]_K = \frac{100 \cdot 0,029 + 1,22 \cdot 0,059}{100 + 437,711 \cdot 1,22} = 0,0047.$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции

$$\frac{93921,484 - x}{29,771 - x} = \frac{100}{0,005'}$$

где x - искомая величина, кг;

93921,484 - x - масса металла с учетом окисления серы, кг;

29,771 - x - масса серы в металле с учетом окисления, кг;

0,005 - содержание серы в металле, %,

$$x = 25,076 \text{ кг.}$$

Доведение стали до заданного химического состава

Окончательная коррекция металла по химсоставу, если это необходимо, производится порошковой проволокой соответствующих ферросплавов.

Количество и состав металла перед подачей на разливку приведены в таблице 25

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		60

Таблица 25 - Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	154,4715	-	154,4715	0,16
O	4,69	-	4,69	0,005
Si	208,905	-	208,905	0,22
Mn	516,9805	-	16,9805	0,55
P	16,4982	-	16,4982	0,018
S	29,771	-25,076	4,695	0,005
Cr	110,8977	-	110,8977	0,118
Ni	121,008	-	121,008	0,129
Ti	0	-	0	0,000
Al	18,76	-	18,76	0,020
W	65,52	-	65,52	0,07
Cu	189	-	189	0,20
V	18,9	-	18,9	0,02
Mo	40,95	-	40,95	0,04
Fe	92420,1781	-	92420,1781	98,428
Всего	93921,4830	-25,076	93896,407	100

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и не нуждается в корректировке. Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в таблице 26.

Таблица 26 - Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CaF <sub>2</sub>	Σ
Шлак до десульфурации	156,341	1187,574	0,555	11,8615	4,3132	29,58	61,472	0,554	0,0082	0,055	310,446	1762,76
Десульфурация	-	-	-	-	-	-	-	-	-	25,076	-	25,076
Всего	156,341	1187,574	0,555	11,8615	4,3132	29,58	61,472	0,554	0,0082	25,131	310,446	1787,837
Всего, %	15,431	58,632	0,019	0,825	0,361	3,466	4,140	0,027	0,005	1,980	15,112	100

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

22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР

Лист

61

## Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг

- а) металла – 103391,8202;
  - б) шлака – 5890,6521 ;
  - в) футеровки ковша - 42,222;
  - г) шлакообразующих – 1548,1654 , в том числе:
    - 1) извести – 1219,0598,
    - 2) плавикового шпата – 329,1056;
  - д) легирующих элементов и раскислителей – 1001,0096, в том числе:
    - 1)А 97 – 49,94,
    - 2)ФС 65 – 346,338,
    - 3)ФМн 78 – 600,079,
    - 4) кокса - 4,6526;
  - е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия -79,047.
- Всего:111952,9163.

Получено, кг:

- а) металла – 104235,589, в том числе:
    - 1) в ДСП -10339,182,
    - 2) в ковше – 93896,407;
  - б) шлака – 7594,507, в том числе:
    - 1)ДСП- 5831,746,
    - 2) в ковше – 1762,761;
  - в) газов – 110,8515, в том числе:
    - СО<sub>2</sub>(известь)- 101,72,
    - СО<sub>2</sub>(плав.шпат)-0,66 ,
    - СО<sub>2</sub>(кокс)-0,061,
    - СО(кокс)-8,4105.
- Всего:111940,9475.

Невязка - 111952,9163-111940,9475=11,9688 кг или  $\frac{11,9688}{111952,9163} \cdot 100 = 0,01\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		62

## Суммарный материальный баланс плавки

Израсходовано, кг (суммируются данные по суммарным материальным балансам всех периодов):

Отходов А-3 - 91000;

Чугуна - 14000;

ФМн 78 – 600,079;

ФС65 – 346,338 ;

А97 – 49,94;

кокса - 4,6526;

известки (суммируется по всем периодам) – 3739,0598;

плавикового шпата – 329,1056 ;

футеровки печи – 745,865;

футеровки печи-ковша - 42,222;

руды – 5468,937;

газов (суммируется по всем периодам) – 2995,878;

Всего: 119322,077.

Получено, кг (суммируются данные по суммарным материальным балансам всех периодов):

металла (в ковше и ДСП) – 104235,589;

шлака в ДСП - 5831,746;

шлака печи-ковша - 1762,761;

пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) – 3659,1532;

газов (суммируется по всем периодам) – 4062,2305.

Всего: 119551,4797.

Невязка -  $119322,077 - 119551,4797 = -229,4027$  кг или  $\frac{-229,4027}{119551,4797} \cdot 100 = -0,02\%$ .

Невязка не превышает 1% что говорит о том что расчет проведен верно.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		63

## 2.4 Тепловой баланс

Дуговая сталеплавильная печь является агрегатом периодического действия, в котором потребление энергии в процессе работы сильно колеблется. В процессе нагрева и плавления существенно меняются теплофизические характеристики материалов внутри печи, поэтому составление полного энергетического баланса работы агрегата затруднено.

В дуговых печах преобразование электрической энергии в тепловую, необходимую для расплавления шихты и проведения физико-химических процессов, осуществляется в основном за счет горения электрических дуг.

При составлении теплового баланса необходимо исходить из условия, что в процессе работы агрегата количество введенной в агрегат энергии равно количеству энергии, затраченной на проведение технологических операций с учетом тепловых потерь. В процессе плавки происходит нагрев и плавление металла и шлака до заданной температуры (полезно используемое тепло), а также нагрев конструкций печи и окружающего воздуха, нагрев воды в стеновых и сводовых панелях, нагрев воздуха в печи и унос тепла с ним в систему газоочистки; помимо того тепло теряется со шлаком.

Рассчитаем тепловой баланс плавки стали С255 в дуговой печи. Расчет проведем на 105 т металла, исходя из рассчитанного выше материального баланса плавки. Для этого определим приход и расход тепла в печи.

Рассмотрим статьи прихода тепла

Тепло, вносимое электрической энергией,  $Q_1$ .

На ПАО «Ашинский метзавод» 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 на ДСП-120 в ЭСПЦ – 2  $\eta = 90 \%$ . Расход электроэнергии, с учетом подогрева лома и наличия газокислородных горелок и времени их работы, равен 480 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6 (1 Вт·ч = 3600 Дж/ч).

Расчет проведем на 105 т шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным 480 кВт·ч/т стали, или 50,4 МВт·ч на 105 т. Тогда с учетом электрического КПД  $\eta = 0,9$ :

$$Q_1 = 50,4 \cdot 3,6 \cdot 0,9 = 163,3 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами,  $Q_2$ .  
Расчет энтальпии ведется по формуле

$$\Delta H_k = ((M_{A3} \cdot c_{A3}) + (M_{Y13} \cdot c_{Y13})) \cdot \Delta t_k, \quad (14)$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		64



где  $\Delta H_k$  – изменение энтальпии компонентов;

$M_{A3}$  – масса лома АЗ, кг;

$c_{A3}$  – теплоёмкость лома АЗ;

$M_{y13}$  – масса чугуна, кг;

$c_{y13}$  – теплоёмкость чугуна;

$\Delta t_k$  – изменение температуры компонента.

Энтальпия лома, заваливаемого в печь, подогретого до 400 °С составит

$$\Delta H_k = ((91 \cdot 10^3 \cdot 0,4 \cdot 10^{-3}) + (14 \cdot 10^3 \cdot 0,64 \cdot 10^{-3})) \cdot 400 = 18,144 \text{ ГДж.}$$

Итого энтальпия шихты составит:  $Q_2 = \Delta H = 18,144 \text{ ГДж.}$

Тепло, вносимое известью  $Q_3$ .

Количество тепла, поступающего с известью,

$$Q_{изв} = m_{изв} \cdot C_{изв} \cdot t_{изв} , \quad (15)$$

где  $C_{изв}$  – удельная теплоёмкость извести, кДж/(кг·К).

$C_{изв}$  при 20 °С равна 0,76 кДж/кг.

Тогда

$$Q_3 = 2100 \cdot 0,76 \cdot 20 = 0,032 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое магниезиальным материалом  $Q_4$ .

$$Q_4 = m_m \cdot C_m \cdot t_m \quad (16)$$

При  $t = 20$  °С теплоемкость магниезиального материала равна 0,957 кДж/(кг·К).

$$Q_4 = 587,19 \cdot 0,957 \cdot 20 = 0,011 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций,  $Q_5$ . Для определения  $Q_5$  необходимо предварительно составить материальный баланс, с помощью которого устанавливают состав и количество исходных материалов и продуктов плавки. Энергия экзотермических реакций окисления компонентов металлошихты выделяется в различных зонах рабочего пространства ДСП: на поверхности кусков шихты, в жидкой ванне и в газовой фазе, что предопределяет и различную степень полезного использования выделяющегося тепла.

Эффективное использование  $Q_5$  во многом определяет энергетическую эффективность ДСП.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		65

Тепло экзотермических реакций определяем по формуле

$$Q_5 = m_{эл} \cdot \Delta H_{эл}, \quad (17)$$

где  $m_{эл}$  – масса элемента, окисляющегося за период, кг;

$\Delta H_{эл}$  – тепловой эффект реакции окисления элемента, МДж/кг.

Исходными данными для расчета теплового эффекта химической реакции могут служить теплоты образования веществ, участвующих в реакции. Для расчета теплового эффекта реакции при любой температуре  $T$  используют следующее выражение:

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^T \Delta C_p dT \quad (18)$$

где  $\Delta H_{298}^0$  – тепловой эффект реакции в стандартных условиях, кДж/моль;

$\Delta C_p$  – теплоемкость реакции, Дж/(К·моль).

Также определение теплового эффекта реакции возможно из выражения

$$\Delta G_T^0 = \Delta H_T^0 - T \cdot \Delta S_T^0. \quad (19)$$

Тепло экзотермических реакций определяем суммированием теплот реакций, идущих с отрицательным эффектом (таблица 27)

Таблица 27 – Теплота реакций

$[\text{Si}] + \{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{SiO}_2)$	$630 \cdot 29,51 = 18591,3$ МДж
$[\text{Mn}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{MnO})$	$379,527 \cdot 7,41 = 2812,3$ МДж
$[\text{Fe}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{FeO})$	$2645,006 \cdot 4,11 = 10870,97$ МДж
$[\text{C}] + 1/2\{\text{O}_2\} \rightarrow \{\text{CO}\}$	$343 \cdot 11,43 = 3920,49$ МДж
$2[\text{Cr}] + 3/2\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{Cr}_2\text{O}_3)$	$49,108 \cdot 11,33 = 556,39$ МДж
$2[\text{P}] + 2,5\{\text{O}_2\} \rightarrow (\text{P}_2\text{O}_5)$	$25,62 \cdot 21,57 = 552,62$ МДж
$2[\text{P}] + 5(\text{FeO}) \rightarrow (\text{P}_2\text{O}_5) + 5[\text{Fe}]$	$12,34 \cdot 3,06 = 37,766$ МДж

Следовательно,  $Q_5 = 37,96$  ГДж.

Тепло, вносимое газокислородными горелками,  $Q_6$  определяется по формуле

$$Q_{гор} = N_{гор} \cdot \tau \cdot P_{гор} \cdot 3,6, \quad (20)$$

где  $N_{гор}$  – число горелок на печи, шт.;

$\tau$  – время работы горелки, ч;

$P_{гор}$  – мощность горелки, кВт;

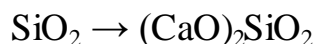
3,6 – переводной коэффициент кВт·ч в МДж.

										Лист
										66
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР					

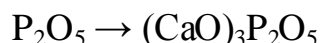
ДСП на «АМЗ» оборудована 4 газокислородными горелками по 3,3 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 15 минут (0,25 часа).

$$Q_6 = 4 \cdot 0,25 \cdot 3,3 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 11,88 \text{ ГДж.}$$

Рассчитаем тепло шлакообразования  $Q_7$



$$630 \cdot \frac{60}{28} \cdot 2,32 = 31,32 \cdot 10^8 \text{ Дж}$$



$$37,96 \cdot \frac{142}{62} \cdot 4,70 = 4,09 \cdot 10^8 \text{ Дж}$$

Следовательно  $Q_7 = (31,32 + 4,09) \cdot 10^8 = 3,541 \text{ ГДж.}$

Тепло, выделенное в печи от окисления графитированных электродов, можно определить только ориентировочно, несмотря на то, что взвешиванием можно точно установить массу израсходованных за плавку (или за период) электродов.

При определении  $Q_8$  следует помнить, что не вся масса израсходованных электродов сгорает в печи. Часть углерода электродов окисляется лишь до окиси, а часть уносится с газами в виде сажи, учесть которую невозможно из-за попутного уноса из печи и других механических компонентов. А. Д. Свенчанский рекомендует учитывать в приходной части баланса лишь 60 % от потенциально возможного  $Q_8$ . Тогда тепло от окисления электродов равно

$$Q_8 = 0,6 \cdot \Delta m_{\text{э}} \cdot q_{\text{с}}, \quad (21)$$

где  $\Delta m_{\text{э}}$  – масса израсходованных электродов, кг;

$q_{\text{с}}$  – тепловой эффект окисления графита, МДж/кг.

Тогда

$$Q_8 = 0,6 \cdot 420 \cdot 27 = 6,804 \text{ ГДж.}$$

									Лист
									67
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР				

Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки  $Q_9$ :

$$Q_9 = Q_M + Q_{шл}, \quad (22)$$

$$Q_M = m_M \cdot C_M \cdot t_M, \quad (23)$$

$$Q_{шл} = m_{шл} \cdot C_{шл} \cdot t_{шл}, \quad (24)$$

где  $m_M$ ,  $m_{шл}$  – масса металла и шлака, кг.

Тогда

$$Q_9 = 15000 \cdot 0,838 \cdot 1667 + 5079,048 \cdot 1,25 \cdot 1700 = 31,75 \text{ ГДж.}$$

Тепло, вносимое воздухом и газообразным кислородом  $Q_{10}$  :

$$Q_{10} = V \cdot c \cdot T, \quad (25)$$

где  $V$  – объем воздуха или кислорода,  $\text{м}^3$ ;

$c$  – теплоемкость воздуха или кислорода,  $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{К})$ ;

$T$  – температура воздуха или кислорода,  $\text{К}$ .

Тогда

$$Q_v = 1094,671 \cdot 1,327 \cdot 293 = 0,426 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$Q_k = 3131,197 \cdot 1,31 \cdot 293 = 1,24 \cdot 10^9 \text{ Дж};$$

$$Q_{10} = (0,426 + 1,2) \cdot 10^9 = 1,666 \text{ ГДж.}$$

Рассмотрим статьи расхода тепла.

Тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок,  $Q_{11}$ .

В процессе плавки происходит расплавление лома, шлакообразующих и легирующих элементов (если они вводятся в шихту). Количество тепла каждой составляющей определяется исходя из материального баланса по формулам:

$$H_K = M_K \cdot [c_1 \cdot (t_{nl} - t_o) + q_M + c_2 \cdot (t_{вып} + t_{nl})], \quad (26)$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		68

где  $M_K$  – масса компонента данного вида, вносимого в печь за плавку;  
 $c_1$  – средняя теплоемкость материала в интервале температуры от загрузки до плавления;  
 $c_2$  – средняя теплоемкость материала в интервале температуры от плавления до выпуска;  
 $t_0$  – температура скрапа при завалке;  
 $t_{пл}$  – температура плавления стали;  
 $t_{вып}$  – температура стали на выпуске;  
 $q_M$  – теплота плавления металла.

Тогда для АЗ

$$Q_{AZ} = 91000 \cdot [0,4(1500 - 400) + 284 + 0,5(1630 - 1500)] = 71,799 \text{ ГДж.}$$

Для чугуна

$$Q_{чугуна} = 14000 \cdot [0,69(1200 - 400) + 254 + 0,78(1630 - 1200)] = 15,98 \text{ ГДж.}$$

Физическое тепло шлака находим по формуле

$$Q_{шл} = (C_{шл} \cdot t_{шл} + q_{шл}) \cdot m_{шл}, \quad (27)$$

где  $C_{шл}$  – средняя теплоемкость шлака в интервале температур 0...1800°C, кДж/(кг·К);

$q_{шл}$  – скрытая теплота плавления шлака, кДж/кг;

$m_{шл}$  – масса шлака, кг.

$$Q_{шл} = (1890 + 1,05 \cdot (1600 - 1550)) \cdot 5132,788 = 9,97 \text{ ГДж.}$$

Тогда

$$Q_{11} = 71,799 + 15,799 + 9,97 = 97,75 \text{ ГДж.}$$

Потери тепла с отходящими газами  $Q_{12}$ .

$$Q_{12} = V \cdot i, \quad (28)$$

где  $V$  – объем выделяющихся газов, м<sup>3</sup>;

$i$  – энтальпия газообразных продуктов реакции, кДж/м<sup>3</sup>.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		69

Находим энтальпию продуктов реакции для каждого из газов:

$$\text{CO: } 0,362 \cdot 1112,06 = 402,695$$

$$\text{CO}_2: 0,238 \cdot 1718,95 = 409,724$$

$$\text{H}_2: 0,0006 \cdot 1055,12 = 0,659$$

$$\text{N}_2: 0,4 \cdot 1094,65 = 436,658$$

$$i_{yx}^{800} = 1249,736 \text{ кДж/м}^3.$$

Тогда

$$Q_{12} = 1249,736 \cdot 1552,819 = 1,941 \text{ ГДж.}$$

Потери тепла через водоохлаждаемые панели,  $Q_{13}$ .

Потери тепла с охлаждающей водой можно определить, исходя из расхода воды и разницы значений температуры воды на входе в систему охлаждения и на выходе из нее. Температура и расход воды на рабочей печи измеряются непосредственно. Температура воды на входе  $20^\circ\text{C}$ , на выходе температура воды  $40^\circ\text{C}$ , чтобы избежать образование накипи на внутренних поверхностях панелей.

$$Q_8 = c_B \cdot V_B \cdot (t_{\text{вых}} - t_{\text{вх}}) \cdot \tau, \quad (29)$$

где  $c_B$  – теплоемкость воды,  $4,2 \text{ МДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{К})$ ;

$V_B$  – часовой расход воды через элемент (или всю печь),  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;

$t_{\text{вых}}$  – температура воды на выходе,  $^\circ\text{C}$ ;

$t_{\text{вх}}$  – температура воды на входе,  $^\circ\text{C}$ ;

$\tau$  – время, ч.

Анализ работы ДСП на ПАО «Ашинский метзавод» показал, что при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет  $\sim 580 \text{ м}^3/\text{ч}$ , и  $350 \text{ м}^3/\text{ч}$  на охлаждение сводовых панелей.

Потери тепла на охлаждение стен составят:

$$Q_{ct} = 4,2 \cdot 580 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 36,54 \text{ ГДж}$$

Потери тепла на охлаждение свода составят:

$$Q_{cb} = 4,2 \cdot 350 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 22,05 \text{ ГДж}$$

Итого:  $Q_{13} = 36,54 + 22,05 = 58,59 \text{ ГДж.}$

									Лист
									70
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР				

Тепло, уносимое частицами  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ :

$$Q_{14} = 2116,005 \cdot (1,23 \cdot 1600 + 209,34) = 4,61 \text{ ГДж}.$$

Тепло идущее на протекание эндотермических реакций,  $Q_{15}$ . Энергетические затраты эндотермических процессов связаны с нагревом и испарением влаги, внесенной загружаемыми в печь материалами, разложением оксидов железа, железной руды, карбонатов кальция (при недопале извести) или гидратов оксида кальция (при гидратации извести), шлакообразованием.

Из реакций, происходящих в печи, эндотермическими являются реакции десульфурации, обезуглероживания, восстановления и процессы испарения элементов. Для более общей оценки эндотермических реакций принимаем удельные энергетические затраты на эндотермические процессы равными 50...150 МДж/т и  $m_0$

$$Q_{15} = (50 \dots 150) \cdot m_0, \quad (30)$$

где  $m_0$  – емкость печи, т.

Тогда

$$Q_{15} = 150 \cdot 120 = 18,0 \text{ ГДж}.$$

Тепловые потери электрической сетью  $Q_{16}$ . Эти потери связаны с тем, что при прохождении тока по проводнику в нем выделяется тепло, которое частично рассеивается в окружающее пространство. Электрические потери зависят от конструкции токоподвода, параметров электрического режима и стабильности горения электрических дуг. В состав электрических потерь входят потери в шинах высокого напряжения, в трансформаторе, во вспомогательной аппаратуре, в короткой сети.

По закону Джоуля-Ленца (31)

$$Q_{16} = I^2 \cdot R \cdot \tau, \quad (31)$$

где  $I$  – сила тока, А (по данным печи  $I = 90$  кА);

$R$  – сопротивление, Ом;

$\tau$  – время работы печи под током, с.

Тогда

$$Q_{16} = 90000 \cdot 3000 \cdot 12,753 \cdot 10^{-4} = 34,43 \text{ ГДж}.$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		71

Потери тепла через футеровку,  $Q_{17}$ . Для удобства расчета всю печь делят на 3 основные элемента – подину, стены и свод. В печи в ЭСПЦ – 2 на ПАО «АМЗ» футерована только подина, а стены и свод, кроме центральной керамической части, представляют собой конструкции из сборных водоохлаждаемых панелей, расчет потерь тепла в которых приведен отдельно.

В условиях постоянно действующего металлургического производства можно считать, что печь работает в стационарных условиях и аккумуляции тепла футеровкой не происходит, т.к. ее температура изменяется незначительно. Можно считать, что все тепло, подводимое к футеровке внутри печи, передается теплопроводностью к ее наружной поверхности.

Поэтому достаточно рассчитать количества тепла, передаваемого теплопроводностью через какой-либо слой футеровки, или рассчитать теплоотдачу с внешней поверхности (кожуха печи).

Тепло, переданное теплопроводностью через слой футеровки  $Q_{сл}$ , можно определить по уравнению (32)

$$Q_{сл} = \lambda \cdot (t_1 - t_2) \cdot F \cdot \tau / \delta, \quad (32)$$

где  $\lambda$  – коэффициент теплопроводности материала слоя, Дж/(м·ч·К);

$t_1, t_2$  – температура на внутренней и внешней поверхностях слоя, К;

$F$  – площадь поверхности теплообмена, м<sup>2</sup>;

$\tau$  – время, ч;

$\delta$  – толщина слоя, м.

Тепло, отдаваемое поверхностью кожуха  $Q_{кож}$ , можно определить по уравнению (33)

$$Q_{кож} = \alpha \cdot (t_k - t_b) \cdot F \cdot \tau, \quad (33)$$

где  $\alpha$  – суммарный коэффициент теплоотдачи излучением и конвекцией, Дж/(м·ч·К);

$t_k$  – температура на внешней поверхности кожуха, К;

$t_b$  – температура окружающего воздуха, К.

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры  $t_k$  геометрия печи. Для ДСП температура внутренней поверхности кладки  $t_{вн}$  для подины принимается равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной 20 °С. При этом значение  $\alpha$  зависит от другой неизвестной – температуры кожуха  $t_k$ . Значение же  $t_k$  в свою очередь зависит от температуры подины печи, толщины и теплопроводности материала кладки. На теплопроводность материала влияет средняя температура футеровки. Поэтому  $Q_{17}$  рассчитывают методом последовательных приближений.

						22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			72



Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха  $t_k$ . Так как есть дополнительный слой теплоизоляции  $t_k$  равно  $100\text{ }^\circ\text{C}$ .

Затем определяем среднюю температуру футеровки

$$t_{cp} = \frac{(t_{вн} - t_k)}{2}. \quad (34)$$

По справочной литературе для данной  $t_{cp}$  находим коэффициент теплопроводности материала  $\lambda$  по рис. 6 определяем значение  $\alpha$ , соответствующее данной температуре кожуха.

Далее вычисляем значение теплового потока  $q_{17}=Q_{17}/F$  и сравниваем его величину с приведенным на том же рисунке  $q_{окр}$ .

Определяем среднюю температуру футеровки, зная, что в среднем за плавку температура металла составит  $1500\text{ }^\circ\text{C}$ , продолжительность плавки – 45 минут, диаметр кожуха  $\sim 6,85\text{ м}^2$ :

$$t_{cp} = (1500 - 100) / 2 = 700\text{ }^\circ\text{C}.$$

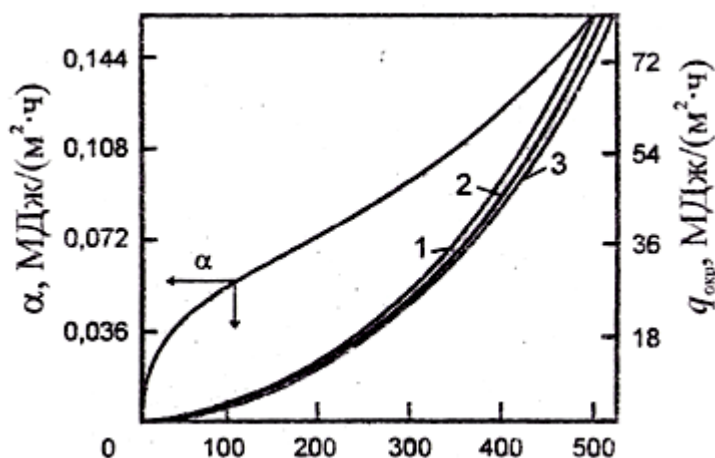


Рисунок 6 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи  $\alpha$  и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при  $t_b$ :  $10\text{ }^\circ\text{C}$  – 1;  $20\text{ }^\circ\text{C}$  – 2;  $30\text{ }^\circ\text{C}$  – 3

Согласно справочным данным коэффициент теплопроводности магниальной футеровки при  $700\text{ }^\circ\text{C}$ :  $\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 700 = 4,39\text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot ^\circ\text{C})$ .

По рис. 6 находим  $\alpha = 0,059\text{ МДж}/\text{м}^2 \cdot \text{ч}$ .

Тогда  $Q_{кож} = 0,059 \cdot (100 - 20) \cdot 6,85 \cdot 0,75 = 724,25\text{ МДж}$ .

Проверяем:  $q = 24,25/6,85 = 3,54\text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ . Согласно рис. 6  $q_{окр} \sim 3,85\text{ МДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ . Разница не превышает 10 %, расчет считается законченным и окончательно принимаем  $Q_{кож} = 724,25\text{ МДж}$ .

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР

Лист

73

2.8 Потери тепла через завалочное окно,  $Q_{18}$ . Холодный воздух, попадая в печь через неплотности, нагревается и уносится в систему газоочистки, приводя к потерям тепла. Прежде чем попасть в газоочистку, поток горячего воздуха проходит через горячую зону конвейера Consteel и подогревает собой металлошихту. Помимо атмосферного воздуха в газоочистку уносятся газы, образующиеся при продувке расплава кислородом, а также продукты сгорания топлива при использовании дополнительных горелок.

На печи в системе газоходов имеются специальные датчики, фиксирующие температуру, состав и расход газа. Измеряя скоростной напор  $\Delta p$ , рассчитывают скорость и расход уходящих газов по формуле:

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_g}}, \quad (35)$$

$$V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F, \quad (36)$$

$$V_0 = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{yx}}, \quad (37)$$

где  $\omega$  – скорость газового потока, м/с;

$g$  – ускорение свободного падения (9,81 м/с<sup>2</sup>);

$\Delta p$  – скоростной напор, Па;

$\rho_g$  – плотность уходящих газов, кг/м<sup>3</sup>;

$V_1$  – количество газов, уходящих из печи (фактически), м<sup>3</sup>/ч;

$F$  – площадь сечения патрубка, м<sup>2</sup>;

$V_0$  – количество газов, уходящих из печи (приведённые к температуре 0 °С), м<sup>3</sup>/ч;

$T_{yx}$  – температура уходящих газов, К.

Количество тепла, уносимого из печи с газовым потоком, можно определить по формуле

$$Q_{18} = V_0 \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau, \quad (38)$$

где  $c_{\text{сух}}$  – средняя теплоемкость уходящих газов, Дж/(м<sup>3</sup>·К).

В среднем на печи перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов – 1,5 кг/м<sup>3</sup>, площадь сечения завалочного окна – 9 м<sup>2</sup>, температура отходящих газов в среднем за плавку – 1200 °С. Тогда

$$\omega = 5,1 \text{ м/с};$$

$$V_1 = 3600 \cdot 5,1 \cdot 9 = 165240 \text{ м}^3/\text{ч};$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		74

$$V_0 = 273 \cdot 165240/120 \quad 0 = 37592,1 \quad \text{м}^3.$$

Тогда количество тепла, потерянное через завалочное окно за плавку

$$Q_{18} = 37592,1 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 48,381 \quad \text{ГДж}.$$

Полученный тепловой баланс плавки стали 20ХГСА в ДСП-120 приведен в таблице 28.

Таблица 28 – Тепловой баланс плавки стали С255 в ДСП-120

Статьи прихода	ГДж	%	Статьи расхода	ГДж	%
Электроэнергия, $Q_1$	163,3	59,49	Полезный расход энергии, $Q_{11}$	97,75	35,61
Тепло, вносимое шихтой, $Q_2$	18,144	6,61	Тепло, уносимое газами, $Q_{12}$	1,941	0,708
Тепло, вносимое другими материалами, $Q_3 + Q_4$	0,043	0,016	Потери с охлаждающей водой, $Q_{13}$	58,59	21,34
Тепло экзотермических реакций, $Q_5$	37,34	13,60 4	Тепло, уносимое частицами $Fe_2O_3$ , $Q_{14}$	4,607	1,678
Тепло, поступающее от газокислородных горелок, $Q_6$	11,88	4,33	Тепло эндотермических реакций, $Q_{15}$	18,0	6,56
Тепло шлакообразования, $Q_7$	3,541	1,29	Потери электрической сетью, $Q_{16}$	34,43	12,54
Тепло от окисления электродов, $Q_8$	6,804	2,48	Потери через футеровку, $Q_{17}$	0,724	0,264
Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки, $Q_9$	31,75	11,57	Потери через завалочное окно, $Q_{18}$	58,381	21,27
Тепло кислорода и воздуха, $Q_{10}$	1,666	0,61	Неучтенные потери	0,079	0,03
Итого	274,50 2	100	Итого	274,50 2	100

### 3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

Качество стального слитка в основном определяется чистотой стали, его физической неоднородностью и неоднородностью по химсоставу, а также наличием поверхностных и внутренних дефектов. В крупных слитках размеры дефектов могут достигать несколько метров (ликвационные дефекты и трещины), так и несколько десятков микрометров (скопления неметаллических включений). Ряд дефектов достаточно трудно идентифицировать непосредственно в слитке. Это приводит к тому, что проявление этих дефектов происходит либо в поковке, либо в готовом изделии. На практике для получения качественных слитков стремятся оптимизировать систему параметров выплавки, ковшевой обработки и разливки стали с учетом конкретных требований к продукции

Наплывами называют неплоскостность в виде раковин на поверхности, может сопровождаться поверхностными трещинами. Наплывы на поверхности заготовки из-за микропрорывов в кристаллизаторе представлены на рисунке 3. Наплыв в основном образуется при микропрорывах металла в кристаллизаторе с последующим их «залечиванием», а также в начале разливки при заплесках металла на стенки кристаллизатора или при разливке «открытой» плохо организованной струей[14].

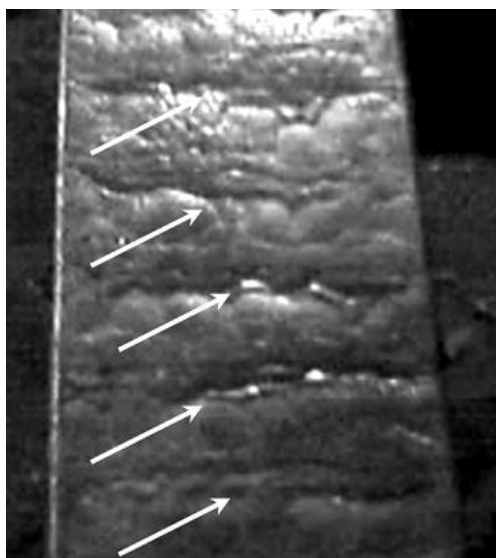


Рисунок 3 - Наплывы на поверхности заготовки из-за микропрорывов в кристаллизаторе(подвисяния)

К причинам образования наплыва относятся: изношенная или деформированная гильза, некачественная ШОС, неравномерная подача смазки при открытой разливке, обрызгивание стенок кристаллизатора из-за неудовлетворительной организации струи при открытой разливке, вытягивание заготовки, повышенная температура в промежуточном ковше.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		76

Также могут быть другие причины, сопутствующие появлению наплывов: неправильная установка разливочного стакана (колебание уровня в кристаллизаторе, турбулентность струи стали из промежуточного ковша), большое количество шлака в кристаллизаторе, неудовлетворительное первичное охлаждение, низкая скорость разливки[6].

Чтобы предупредить появление дефекта, делают следующее: производят замену гильзы кристаллизатора, проверяют смазку кристаллизатора, соблюдают температурно-скоростной режим разливки, удаляют шлак с поверхности стали в кристаллизаторе(улавливание).

Данный дефект может повлиять на прокат следующим образом: возможность появления грубых и разветвленных трещин, закатов и рванин, а также есть опасность разрушения заготовки при горячей прокатке.

Дефект поддается обработке, такой как шлифовка и вырубка.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		77

#### 4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

На сайте rokovok.net представлен огромный список сталей и их аналоги в различных странах. В таблице 29 предоставлена вырезка данных с сайта smc.pf[30].

Таблица 29 - Зарубежные аналоги сталей

СНГ	США	Германия	Япония	Международный
ГОСТ	AISI,ASTM	DIN	JIS	ISO 630
ВСтЗсп5	A570-36	RSt37-2	-	-
C255	-	-	-	Fe 360 - B (E 235 - B) Fe 360 - C (E 235 - C) Fe 360 - D (E 235 - D)
СтЗГсп	Grade B K02101 K02102 K02301	StE255	SM400B SM400C SM41B SM41C	E 235 - C E 235 - D Fe 360 - C Fe 360 - D

Исходя из данной таблицы можно сделать вывод о том что данная марка стали имеет аналоги по международному стандарту ISO 630, что в свою очередь дает актуальность разработки технологической схемы производства данной марки стали.

## 5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

В непрерывной разливке стали, для улучшения условий формирования слитков, используется защита шлакообразующими смесями (ШОС) открытой поверхности металла в кристаллизаторе. ШОС должна ограничивать развитие вторичного окисления, адсорбировать всплывающие в жидкой стали неметаллические включения, обеспечивать теплоизоляцию мениска, смазывать стенки кристаллизатора, чтобы способствовать образованию однородной толщины оболочки слитка и равномерному отводу тепла от слитка. Первое время подачу ШОС в кристаллизатор осуществляли вручную, а на многих металлургических заводах России, в том числе в ПАО «Ашинский метзавод», это происходит и сейчас [16]. Такой способ не обеспечивает стабильную, точную, равномерную подачу ШОС по всей поверхности металла. Это сказывается на величине сил трения между корочкой непрерывного слитка и стенками кристаллизатора, на условиях теплопередачи, что приводит к ухудшению качества поверхности слитка и может привести к прорывам расплавленного металла через еще незатвердевшую корочку формирующегося слитка. Поэтому актуально обеспечение равномерной механизированной подачи смесей в кристаллизатор. В связи с этим, в работе был выполнен обзор устройств для подачи ШОС в кристаллизатор машин непрерывного литья заготовок (МНЛЗ), имеющих в своём составе шнековые конвейеры, была предложена конструкция шнекового устройства для подачи ШОС в кристаллизатор МНЛЗ ПАО «Ашинский метзавод» и рассчитаны некоторые его технологические, конструктивные, энергосиловые параметры [13].

Можно сформулировать следующие требования к создаваемым устройствам для подачи шлакообразующих смесей в кристаллизатор: 1) простота и надежность установки; 2) минимальные габаритные размеры и масса установки; 3) минимальное энергопотребление установки; 4) высокая степень автоматизации установки; 5) простота позиционирования установки перед началом работы; 6) оптимальное с технологической точки зрения расположение установки на разливочной площадке. Для условий МНЛЗ электросталеплавильного цеха ПАО «Ашинский метзавод», на которой разливаются слябы шириной: 900мм, 1300мм, 1600мм и толщиной: 180мм, 200мм, 240мм, может быть предложено устройство для подачи ШОС в кристаллизатор МНЛЗ, приведенное на рисунке 4.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		79

В состав устройства входят:

два бункера с ШОС, к нижней части которых примыкают горизонтально расположенные шнековые дозаторы, приводимые в действие мотор-редукторами с регулируемой частотой вращения выходного вала и подающие через выходные отверстия съёмных насадок смесь отдельно на зеркало металла в кристаллизаторе в зоны, разграниченные погружным стаканом; тележка с механизмом передвижения, включающим прикреплённый к раме мотор-редуктор, трансмиссию и четыре двухребордных колеса (два приводных и два холостых); рама с направляющими, на которые колесами опирается тележка; датчики передвижения, ограничивающие перемещение тележки. При необходимости устройство для подачи ШОС в кристаллизатор МНЛЗ может транспортироваться с помощью тележки.

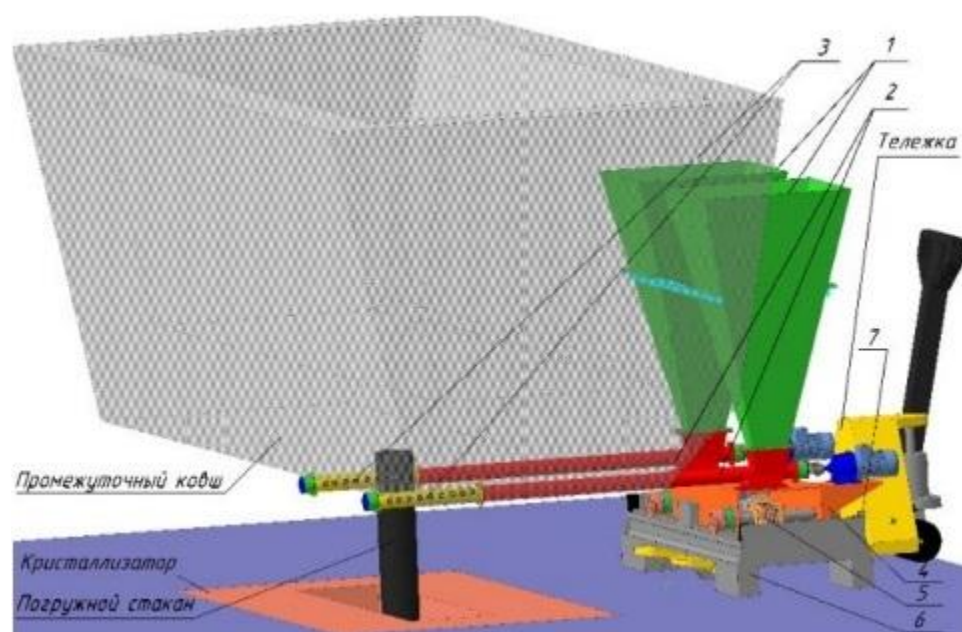


Рисунок 4 - Устройство для подачи ШОС в кристаллизатор МНЛЗ: 1 - бункера с ШОС; 2 - шнековые дозаторы; 3 - съёмные насадки с выходными отверстиями; 4 - тележка; 5 - механизм передвижения устройства; 6 - рама; 7 - датчик передвижения

Для этого устройства были рассчитаны некоторые технологические, конструктивные и энергосиловые параметры в следующей последовательности. По технологическим условиям разливки стали на МНЛЗ удельный расход ШОС составляет  $q_p = 0,5$  кг/т стали.

						22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			80



Массовый расход стали при непрерывной разливке:

$$Q_p = b \cdot h \cdot V_p \cdot \rho_c, \text{ т/мин,}$$

где  $b$  - ширина отливаемого сляба, м ( $b = 1,6$  м);

$h$  - толщина отливаемого сляба, м ( $h = 0,24$  м);

$V_p$  - скорость разливки, м/мин ( $V_p = 0,80$  м/мин);

$\rho_c$  - плотность жидкой стали ( $\rho_c = 7,8$  т/м<sup>3</sup>).

Отсюда:

$$Q_p = b \cdot h \cdot V_p \cdot \rho_c = 1,6 \cdot 0,24 \cdot 0,80 \cdot 7,8 = 2,40 \text{ т/мин}$$

Требуемая массовая производительность каждого из двух шнековых дозаторов:

$$Q_m = 0,5 \cdot Q_p \cdot q_p = 0,5 \cdot 2,40 \cdot 0,5 = 0,60 \text{ кг/мин}$$

Массовая производительность горизонтального шнекового дозатора:

$$Q_m = 0,25 \cdot \pi(D^2 - d^2) \cdot s \cdot n \cdot \rho_{шос} \cdot \psi, \text{ кг/мин}$$

где  $D$  - наружный диаметр витка шнека, м;

$d$  - диаметр вала шнека, м ( $d = (0,35 \div 0,4) \cdot D$ );

$s$  - шаг витков шнека, м ( $s = 0,5 \cdot D$ );

$n$  - частота вращения шнека, мин<sup>-1</sup>;

$\rho_{шос}$  - насыпная плотность дозируемой ШОС ( $\rho_{шос} = 900$  кг/м<sup>3</sup>).

$\psi$  - коэффициент заполнения межвиткового пространства шнека.

При коэффициенте заполнения межвиткового пространства шнека для ШОС  $\psi = 0,55$  и соотношениях основных размеров шнека:  $d = (0,35 \div 0,4) \cdot D$  и  $s = 0,5 \cdot D$  выражение для определения наружного диаметра витка шнека имеет вид:

$$D = \sqrt[3]{Q_m / (0,185 \cdot n \cdot \rho_{шос})}, \text{ м.}$$

Отсюда приняв  $n = 60$  мин<sup>-1</sup>, при  $\rho_{шос} = 900$  кг/м<sup>3</sup> находим:

$$D = \sqrt[3]{Q_m / (0,185 \cdot n \cdot \rho_{шос})} = \sqrt[3]{0,60 / (0,185 \cdot 60 \cdot 900)} = 0,04 \text{ м}$$

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		81

Определяем шаг витков шнека  $s = 0,5 \cdot D = 0,5 \cdot 0,04 = 0,02$  м и диаметр вала шнека  $d = 0,4 \cdot D = 0,4 \cdot 0,04 = 0,016$  м.

Требуемая мощность мотор-редуктора:

$$P_{дв} = 10^4 \cdot (Q_c \cdot L \cdot k / \eta) \cdot K_{дв}, \text{ Вт},$$

где  $Q_c$  - секундная производительность шнека, кг/с;

$L$  - длина шнека, м;

$k$  - коэффициент, учитывающий сопротивление перемещению смеси в корпусе дозатора ( $k = 1,5 \div 3$ );

$\eta$  - коэффициент полезного действия привода дозатора ( $\eta = 0,85$ );

$K_{дв}$  - коэффициент запаса мощности двигателя для преодоления перегрузок ( $K_{дв} = 1,3 \div 1,5$ ).

Отсюда:

$$P_{дв} = 10^4 \cdot (Q_c \cdot L \cdot k / \eta) \cdot K_{дв} = 10^4 \cdot (0,01 \cdot 1,5 \cdot 2 / 0,85) \cdot 1,4 = 494,1, \text{ Вт}$$

Регулирование цикличности (частоты) подач порций материала данного устройства подачи ШОС в кристаллизатор МНЛЗ может осуществляться в автоматическом режиме или в ручном режиме от пусковой кнопки. При автоматизации устройства на входы электродвигателей шнековых дозаторов должны подаваться сигналы, изменяющие частоту вращения шнеков с целью увеличения или снижения расхода ШОС в зависимости от усилия вытягивания слитка, разности между температурой жидкого металла и температурой шлака, толщины слоя смеси, цвета поверхности смеси в кристаллизаторе. Для обеспечения стабилизации условий литья необходимо совмещение систем автоматической подачи ШОС с другими системами автоматизации (измерения уровня металла в кристаллизаторе, измерения толщины ШОС, предотвращения прорывов и др.), контролирующими в режиме реального времени процесс формирования корочки слитка в кристаллизаторе[21].

Использование предлагаемого устройства повысит точность дозирования и равномерность распределения ШОС по открытой поверхности металла в кристаллизаторе, уменьшит ликвацию оптимизирует теплоотвод от слитка к стенкам кристаллизатора, улучшит условия смазки между коркой слитка и кристаллизатором, снизит сопротивление прохождению слитка через кристаллизатор, уменьшит вероятность наступления прорывов расплавленного металла через корку слитка, повысит качество непрерывного литья и улучшит условия обслуживания персоналом оборудования в зоне разливки.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		82

## 6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

### 6.1 Общие требования охраны труда

Охрана труда – система сохранения жизни и здоровья работников в процессе трудовой деятельности, включающая в себя правовые, социально-экономические, организационно-технические, санитарно-гигиенические, лечебно-профилактические, реабилитационные и иные мероприятия. К работе в цехе допускаются лица прошедшие медицинское освидетельствование, инструктаж по охране труда, усвоившие безопасные приемы работы и требования технологических инструкций, обученные по профессии.

Во избежание несчастных случаев передвигаться по территории предприятия и цеха необходимо по тротуарам, дорожкам, мостам и переходам, специально предназначенным для пешеходного движения. В цехах дорожки для безопасного прохода окрашены белыми линиями, но это не гарантирует 100% безопасности, поэтому передвигаясь по цеху нужно быть предельно внимательным и обращать внимание на различные звуки т.к. по цеху передвигаются краны и могут перевозить различный негабарит, поэтому для привлечения внимания используют звуковой сигнал[28].

Для защиты от вредных и опасных для здоровья факторов персоналу цеха выдают личные средства защиты:

- спецодежда - в зависимости от места работы (при работе на печи выдается одежда защищающая от большого теплового излучения и плохо возгораемая);
- обувь;
- каска - бывают разных типов, каски нового образца оснащены выдвижной защитой для глаз, предотвращающее попадание мелких частиц и искр ;
- защитные очки - предназначены для защиты глаз от светового излучения исходящего от расплавленного металла;
- респираторы, перчатки и т.п.

Так же для защиты от высокой температуры и жидких расплавов ставятся ограждения, тепловые экраны, рабочая площадка печи оснащена промышленными вентиляторами отводящими тепло из этой зоны .

В отделение все оборудование, которое может нанести вред здоровью, окрашивается в яркие цвета. Электрооборудование заземляется и за его исправной работой наблюдает электрослужба цеха.

Для предотвращения пожара цех оборудован ящиками с песком, огнетушителями, системой пожарных гидрантов, пожарной сигнализацией, а также системами оповещения на случай чрезвычайной ситуации.

В отделение непрерывной разливки проводятся инструктажи по пожарной безопасности, развешиваются планы эвакуации.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		83

Работники, эксплуатирующие электротехнические установки, электрифицированные машины и механизмы, работающие с электроинструментом, производящие уборку помещений, электроустановок и т.п. должны знать и выполнять требования инструкции по охране труда для неэлектрического персонала.

## 6.2 Анализ опасных производственных факторов

Опасным производственным фактором (ОПФ) называется такой производственный фактор, воздействие которого на работающего в определенных условиях приводит к травме или к другому внезапному резкому ухудшению здоровья.

Травма — это повреждение тканей организма и нарушение его функций внешним воздействием. Травма является результатом несчастного случая на производстве, под которым понимают случай воздействия опасного производственного фактора на работающего при выполнении им трудовых обязанностей или заданий руководителя работ.

Опасными условиями труда являются условия труда, при которых на работника воздействуют опасные производственные факторы, воздействия которых в течение рабочего дня или его части способны создать угрозу жизни работника, а последствия воздействия данных факторов обуславливают высокий риск развития острого профессионального заболевания в период трудовой деятельности. При производстве всех технологических операций необходимо руководствоваться инструкциями по охране труда и техники безопасности, разработанными для цеха, в условиях которого осуществляется производство данной марки стали.

## 6.3 Анализ вредных производственных факторов

Вредным фактором называется воздействие на организм человека, которое может вызывать временное или стойкое ухудшение самочувствия, привести к заболеванию, нарушению здоровья потомства[15].

Вредными условиями труда являются условия труда, при которых уровни воздействия вредных и (или) опасных производственных факторов превышают уровни, установленные нормативами (гигиеническими нормативами) условий труда, в том числе:

1) Вредные условия труда 1 степени - условия труда, при которых на работника воздействуют вредные и (или) опасные производственные факторы, после которых состояние работника восстанавливается;

2) Вредные условия труда 2 степени - условия труда, при которых на работника воздействуют вредные и (или) опасные производственные факторы, могут вызвать стойкие изменения в организме в последствии которых образуются профессиональные заболевания (от пятнадцати лет);

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		84

3) Вредные условия труда 3 степени - условия труда, при которых на работника воздействуют вредные и (или) опасные производственные факторы, способные вызвать стойкие функциональные изменения в организме работника, приводящие к появлению и развитию профессиональных заболеваний легкой и средней степени тяжести

4) Вредные условия труда 4 степени - условия труда, при которых на работника воздействуют вредные и (или) опасные производственные факторы, уровни воздействия которых способны привести к появлению и развитию тяжелых форм профессиональных заболеваний (с потерей общей трудоспособности) [26].

Оценка условий труда по степени вредности и опасности факторов производственной среды и трудового процесса представлены в таблице 30.

Таблица 30 - Оценка условий труда по степени вредности и (или) опасности факторов производственной среды и трудового процесса

Наименование факторов производственной среды и трудового процесса		Класс условий труда
Химический		3.1
Биологический		-
АПФД		3.2
Акустические	Шум	3.2
	Инфразвук	2
	Вибрация общая	2
	Вибрация локальная	-
Неионизирующие излучения		2
Микроклимат		3.2
Освещение		3.1
Аэроионный состав воздуха		2

Из данной таблицы можно сделать вывод, что опасными факторами производства являются АПДФ (аэрозоли преимущественно фиброгенного действия (пыли)), шум, микроклимат[27].

#### 6.4 Электросталеплавильная печь как источник загрязняющих веществ

Основным воздействием электросталеплавильного производства, является загрязнение атмосферного воздуха, загрязнение поверхностных вод сточными водами и загрязнение почвы отходами производства.

Электросталеплавильное производство является одним из производств, выбрасывающих большое количество пыли и других загрязняющих веществ. Величина этих выбросов зависит от применяемого сырья, технологического режима плавки, использования интенсификаторов и способа отвода газов от печи.

Физико-химические процессы, протекающие в электропечах при выплавке различных марок сталей различны, они определяют состав вредных выбросов.

Мелкодисперсная пыль образуется в результате испарения металла в районе действия электрических дуг, пары которого конденсируются и взаимодействуют с кислородом и азотом имеющимися в рабочем пространстве печи. Более крупные фракции пыли образуются из шлакообразующих и раскислителей. В период расплавления чистой и крупногабаритной шихты образуется небольшое количество пыли. В период кипения выбросы достигают максимальных значений в результате действия кислородных струй и активного кипения металла, в период доводки выбросы снижаются до минимума. Вынос пыли составляет 10 кг/т стали, выплавляемой без продувки кислородом, и 20 кг/т стали с продувкой. В первую половину плавки выделяется до 75% всей пыли. При выплавке стали на грязном, ржавом и малогабаритном скрапе количество пыли увеличивается. При продувке кислородом количество возгоняемой пыли резко увеличивается. Пыль выбрасываемая электросталеплавильными печами, состоит преимущественно из оксидов железа

Таблица 31 - Химический состав газов электросталеплавильных печей

Состав	Содержание, %	
	По К. Гутману	По В.Б. Уэлису
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	19	37,2
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1	0,13
NiO	0	0,02
MnO <sub>2</sub>	4	4,2
SiO <sub>2</sub>	14	2,98
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2	0,41
CaO	22	5,17
MgO	38	2,45
Потери	0	3,6
PbO	0	3,92
CuO	0	0,4
ZnO	0	35,5
SO <sub>3</sub>	0	1,54
N <sub>2</sub> O - K <sub>2</sub> O	-	1,6

Высокая температура и действие электрической дуги в рабочем пространстве печи вызывает образование загрязняющих веществ, показанных в таблице 31, которые выбрасываются из печи вместе с газами.

Таблица 32 - Содержание загрязняющих газообразных веществ в технологических газах, выбрасываемых из печей

Загрязняющие вещества	Средняя концентрация, мг/м <sup>3</sup>	Удельные выбросы, г/т стали
NO <sub>x</sub>	550	270
SO <sub>x</sub>	5	1,6
CO	13500	1350
Цианиды	60	28,4
Фториды	1,5	5,6
CH <sub>4</sub>	0,9	нет данных
Бензопирен (мкг/м <sup>3</sup> )	0,09	нет данных

Также при работе электросталеплавильных печей есть неорганизованные выбросы, которые не поддаются точному учету из-за наличия неконтролируемых отверстий. Общее количество газов неорганизованных выбросов составляет до 40% всего количества технологических газов. При сбросе сточных вод сталеплавильного предприятий в водоеме увеличивается количество взвешенных веществ, значительная часть которых осаждается в месте спуска, повышается температура воды, ухудшается кислородный режим. Изменяется кислотность воды, нарушается ход биологических процессов. Поступление загрязняющих веществ может привести к гибели водных организмов и нарушению естественных процессов в самоочищении водоемов (хлориды, сульфиды, нитраты железа, гидроксил кальция, свинец, хром и его соединения, соляная кислота, серная кислота).

Электросталеплавильная печей оказывает серьезное влияние на человека, которые вызывают заболевание дыхательных путей и накапливают в организме тяжелые металлы. Также печь негативно влияет на жителей прилегающих территорий

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В выпускной квалификационной работе были рассмотрены особенности производства и легирования стали марка С255 в условиях электросталеплавильного цеха №2 на предприятии ПАО «Ашинский метзавод».

В ходе работы были рассмотрены такие этапы как: назначение сплава, технология выплавки, оборудование и сырье для производства заданной марки, используемые огнеупорные материалы. Разработана технология выплавки по схеме, пункт подготовки металлошихты → Consteel → ДСП-120 → АКП-100 → МНЛЗ → Сляб → ЛПЦ-1 → Потребитель. Выявлен главный легирующий элемент, которым является марганец, который благоприятно влияет на качество поверхности, а также снижает риск красноломкости. Произведены расчеты материального и теплового баланса плавки, данные расчеты выполнены верно т.к. невязки находятся в допустимых пределах. Найдены возможные дефекты при получении конечного продукта на машине непрерывного литья заготовки, а также пути их устранения. В части безопасности и жизнедеятельности произведен анализ вредных производственных факторов и выявлены особо опасные, также была рассмотрена электросталеплавильная печь, как источник загрязняющих веществ.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		88



## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 ГОСТ Р 27772-2015. прокат для строительных стальных конструкций. – М.:Изд-во стандартов, 2015. – 34 с.
- 2 ГОСТ 24717-2004. Материалы и изделия огнеупорные. Маркировка, упаковка, транспортирование и хранение, 2004. – 4 с.
- 3 ГОСТ Р 16523-2010. прокат тонколистовой из углеродистой стали качественной и обыкновенного качества общего назначения. – М.: Изд-во стандартов, 2010. –7 с.
- 4 ГОСТ Р 28870-2013. Методы испытания на растяжение толстолистового проката в направлении толщины. – М.:Изд-во стандартов, 2013. – 9 с.
5. СТО ЮУрГУ 04–2008 Стандарт организации. Курсовое и дипломное проектирование. Общие требования к содержанию и оформлению / составители: Т.И. Парубочая, Н.В. Сырейщикова, В.И. Гусев, Л.В. Винокурова. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2008. – 56 с.
- 6 Васильев, В.И. Технология судостроительных материалов: Учебное пособие / В.И. Васильев, А.Д. Гармашев, А.Д. Озерский и др. : Судостроение, 1990. - 312 с.
- 7 Воскобойников, В.Г. Общая металлургия: учебник для вузов / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М. Якушев. - 6-е изд., перераб. и доп. - М.: ИКЦ «Академкнига», 2005 - 768 с.
- 8 Гудим, Ю.А. Производство стали в дуговых печах. Конструкции, технология, материалы: монография / Ю.А. Гудим, И.Ю. Зинуров, А.Д. Киселев. - Новосибирск: Изд-во НГТУ, 2010. - 547 с.
- 9 Гудим, Ю.А. Устройство и работа сверхмощных дуговых сталеплавильных печей. / Ю.А. Гудим, И.Ю. Зинуров, Д.Я. Поволоцкий, - М.: Металлургия, 1990. - 176 с.
- 10 Дюдкин, Д.А. Производство стали на агрегате ковш - печь / Д.А. Дюдкин, С.Е. Гринберг, С.Н. Маринцев - Донецк : Юго- Восток, Лтд, 2003. - 300с.
- 11 Кудрин, В. А. Теория и технология производства стали: учебник для вузов / В.А. Кудрин. - М.: «Мир», ООО «Издательство АСТ», 2003. - 528 с.
- 12 Кудрин, В.А. Внепечная обработка чугуна и стали/ В.А. Кудрин. – М.: Металлургия, 2001. – 336 с.
- 13 Линчевский, Б.В. Металлургия черных металлов/ Б.В. Линчевский, А.Л. Соболевский, А.А. Кальменев. - М.: 2009. - 303с.
- 14 М.Л.Бернштейн, Атлас дефектов стали. – М.: Металлургия, 2010. – 187с.
- 15 Окунев А.А. Шум в производственных помещениях и его влияние на человека // Современные наукоемкие технологии. – 2014. – № 5-2. – С. 105-106.
- 16 Очагова, И.Г. Новости чёрной металлургии за рубежом /И.Г. Очагова, С.З.Афонин – выпуск №6 (48) 2005. - 116с.
- 17 Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188с.

					22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		89

18 Рябов, А.В. Расчет процесса электроплавки / А.В. Рябов, И.В. Чуманов: Учебное пособие. - Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. - 175 с.

19 Сорокин, В.Г. Марочник сталей и сплавов / А.В. Волоснякова, С.А. Вяткин и др.; Под общ. ред. В.Г. Сорокина. – М.: Машиностроение, 1999. – 640с

20 Смирнов, А.Н. Крупный слиток / А.Н. Смирнов, С.Л. Макуров, В.М. Сафонов и др; Донецкий национальный техн. ун-т. - Донецк: изд-во "Вебер"(Донецкое отделение), 2009. - 278 с.

21 Смирнов, А.Н. Непрерывная разливка стали / С.В. Куберский, Е.В. Штепан: Учебник. - Донецк: ДонНТУ, 2011. - 482 с.

22 Чуманов, И.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие /И.В. Чуманов, А.В.Рябов – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43с.

23 Методическое пособие по разливке стали на МНЛЗ. ПАО «АМЗ»., 2016. – 72с.

24 Методическое пособие по внепечной обработки стали на АКП-100. ПАО «АМЗ»., 2017. – 85с.

25 Методическое пособие по выплавке полупродукта стали на ДСП-120. ПАО «АМЗ»., 2017. – 67с.

26 Хорбенко, И.Г. Звук. Ультразвук. Инфразвук. / И.Г. Хорбенко: Наука и прогресс, 1986. - 192 с.

27 Розенберг, Л.Д. Источник мощного ультразвука / Л.Д. Резенберг: Издательство "Наука" Москва, 1967. - 380 с.

28 Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Металлургия, 2002. – 480с.

29 Зинуров, И.Ю. Оборудование и проектирование электросталеплавильных цехов: учебное пособие для вузов / И.Ю. Зинуров, Л.Е. Никольский. - М.: Металлургия, 1993. - 272 с.

30 Аналоги марок сталей / <http://pokovok.net/component/content/article/8.html>

									Лист
									90
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.382.00 ПЗ ВКР				