

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

РАБОТА ПРОВЕРЕНА

\_\_\_\_\_  
\_\_\_\_\_  
\_\_\_\_\_ 2018 г

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ  
Заведующий кафедрой

\_\_\_\_\_  
\_\_\_\_\_ 2018 г

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЫПЛАВКИ, ВНЕПЕЧНОЙ  
ОБРАБОТКИ И РАЗЛИВКИ КОНСТРУКЦИОННОЙ  
НЕЛЕГИРОВАННОЙ СТАЛИ НА ПРИМЕРЕ 20К

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ  
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ  
ЮУрГУ – 22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР

Консультант  
ассистент преподавателя

\_\_\_\_\_  
\_\_\_\_\_ 2018 г

Руководитель работы  
(к.т.н., доцент)

\_\_\_\_\_ В.А.Пашнев  
\_\_\_\_\_ 2018г

Автор работы  
студент группы ДО-443

\_\_\_\_\_ Г.К.Мотренко  
\_\_\_\_\_ 2018г

Нормоконтролер  
(старший преподаватель)

\_\_\_\_\_ Е.Е.Чванова  
\_\_\_\_\_ 2018г

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

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

УТВЕРЖДАЮ:  
Зав. кафедрой

« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2018 г.

### З А Д А Н И Е

на выпускную квалификационную работу студенту  
Мотренко Григорию Константиновичу  
Группа: ДО-443

1 Тема выпускной работы: Разработка технологии выплавки, внепечной обработки и разливки конструкционной нелегированной стали на примере 20К, утверждена приказом по университету от «04» апреля 2018г. №580.

2 Срок сдачи студентом законченной работы «10» июня 2018г.

3 Исходные данные к работе

3.1 Марка стали: 20К

3.2 Наименование конечного продукта производства: сляб

3.3 Материалы производственной практики.

4 Содержание пояснительной записки (перечень подлежащих разработке вопросов):

**Аннотация**

---

**Оглавление**

---

**Введение**

---

#### **1 Технологическая часть**

---

1.1 Описание стали 20К

1.2 Назначение выплавляемой стали

1.3 Сравнительный анализ производства стали по российским и зарубежным стандартам на примере 20К

1.4 Технологическая схема выплавки

1.5 Выбор оборудования для выплавки

1.6 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки

1.7 Контроль качества продукции

## **2. Расчетная часть**

2.1 Технологические параметры выплавки

2.2 Материальный баланс плавки

## **3. Возможные дефекты конечного продукта производства.**

3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства

3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения: неметаллические

включения

## **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 Профессиональные заболевания в металлургической промышленности

## **Заключение**

## **Библиографический список**

## **Приложения**

7 Перечень графического материала:

7.1 Химический состав стали S235JR (плакат)

7.2 Технологический цикл производства (плакат)

7.3 Планировка сталеплавильного цеха (чертеж)

7.4 Дуговая сталеплавильная печь (чертеж)

7.5 Агрегат ковш-печь (чертеж)

7.6. Машина непрерывного литья заготовок (чертеж)

5 Консультанты по работе, с указанием относящихся к ним разделов:

№ п/п	Раздел	Консультант	Подпись	
			задание выдал	задание принял
1	Технологическая часть	Пашнев В.А.		
2	Расчетная часть	Меденков С.А.		
3	Возможные дефекты конечного продукта производства	Пашнев В.А.		
4	Зарубежный опыт производства подобной продукции	Пашнев В.А.		
5	Возможные направления модернизации производства	Пашнев В.А.		
6	Охрана труда и техника безопасности	Пашнев В.А.		

4 Дата выдачи задания: «01» февраля 2018 г.

Руководитель работы: \_\_\_\_\_ / Пашнев В.А. /

Задание принял к исполнению:

Студент : \_\_\_\_\_ / Мотренко Г.К. /

## КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН

№ п/п	Наименование этапов выпускной квалификационной работы	Срок выполнения этапов работы	Отметка о выполнении
1	Введение		
2	Технологическая часть		
3	Расчетная часть		
4	Дефекты конечного продукта производства		
5	Зарубежный опыт производства подобной продукции		
6	Возможные направления модернизации производства		
7	Охрана труда и техника безопасности		
8	Графическая часть		
9	Оформление работы		
10	Защита проекта		

Зав. кафедрой: \_\_\_\_\_ / \_\_\_\_\_ /

Руководитель работы: \_\_\_\_\_ / Пашнев В.А. /

Студент: \_\_\_\_\_ / Мотренко Г.К. /

## АННОТАЦИЯ

Мотренко Г.К. Разработка технологии выплавки, внепечной обработки и разливки конструкционной нелегированной стали на примере 20К – Челябинск ЮУрГУ, кафедра МП; 2018, 59 с., 21 табл., 3 ил., библиогр. список – 30 наим., 3 прил., 4 л. чертежа ф. А1, 2 л. плакатов ф. А1.

Задача выпускной работы – познакомиться с оборудованием и технологией производства сплава 20К в условиях ПАО «Ашинский метзавод».

В работе рассмотрен сплав 20К, его назначение, физические и магнитные свойства. Также рассмотрена технология выплавки аморфизирующегося сплава и лигатур для него, и применяемые шихтовые материалы, описано применяемое оборудование и необходимые огнеупорные материалы. Кроме того рассмотрен контроль качества выпускаемой продукции.

В расчетной части выбраны технологические параметры выплавки и нормирование технологических процессов, произведены расчеты материального баланса плавки 20К, расчет энергоемкости оборудования.

В работе рассмотрены пути совершенствования технологии производства, описаны зарубежные аналоги сплава 20К, а также охрана труда и техника безопасности на производстве.

					<b>22.03.02.2018.288.00 ПЗ ВКР</b>			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разраб.</i>		Мотренко Г.К.			Разработка технологии выплавки, внепечной обработки и разливки конструкционной нелегированной стали на примере 20К	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>		Стрюков А.В.					6	59
<i>Реценз.</i>						ЮУрГУ, кафедра МП		
<i>Н. Контр.</i>		Хардукаш Н.С.						
<i>Утверд.</i>		Пашнев В.А.						

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ .....	8
1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ .....	10
1.1 Описание стали 20К .....	10
1.2 Назначение выплавляемой стали .....	10
1.3 Технологическая схема производства .....	11
1.4 Выбор оборудования для выплавки .....	16
1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки .....	20
1.6 Контроль качества продукции .....	21
2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ .....	23
2.1 Технологические параметры выплавки .....	23
2.1 Материальный баланс плавки .....	24
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА .....	66
3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства .....	66
3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения: неметаллические включения .....	68
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ .....	70
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА .....	71
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ .....	73
6.1 Общие требования охраны труда .....	73
6.2 Анализ опасных производственных факторов .....	73
6.3 Анализ вредных производственных факторов .....	74
6.4 Профессиональные заболевания в металлургической промышленности .....	75
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	76
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК .....	77

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		7







# 1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

## 1.1 Описание стали

Сталь 20К относится к конструкционной углеродистой качественной.

Сталь 20 применяют для производства малонагруженных деталей (пальцы, оси, копиры, упоры, шестерни), цементуемых деталей для длительной и весьма длительной службы (эксплуатация при температуре не выше 350° С), тонких деталей, работающих на истирание. Сталь 20 без термической обработки или после нормализации используется для производства крюков кранов, вкладышей подшипников и прочих деталей для эксплуатации под давлением в температурном диапазоне от -40 до 450°С. Сталь 20 после химико-термической обработки идет на производство деталей, которым требуется высокая поверхностная прочность (червяки, червячные пары, шестерни). Широко применяют ст20 для производства трубопроводной арматуры, труб, предназначенных для паропроводов с критическими и сверхкритическими параметрами пара, бесшовных труб высокого давления, сварных профилей прямоугольного и квадратного сечения и т.д.

Химический состав стали 20К представлен в таблице 1.

Таблица 1 - Химический состав марки стали 20К

Содержание элементов							
C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu
0,17-,24	0,17-0,37	0,35-0,65	До 0,035	0,004	До 0,25	до 0,3	до 0,3

## 1.2 Назначение выплавляемой стали

В целом сталь 20 находит широкое применение в котлостроении, для труб и нагревательных трубопроводов различного назначения, кроме того промышленность выпускает прутки, лист. После цементации и цианирования из этой стали можно изготавливать детали, от которых требуется высокая твердость поверхности и допускается невысокая прочность сердцевины: кулачковые валики, оси, крепежные детали, шпиндели, пальцы, звездочки, шпильки, вилки тяг и валики переключения передач, толкатели клапанов, валики масляных насосов, пальцы рессор, малонагруженные шестерни и другие детали автотракторного и сельскохозяйственного машиностроения.

Из стали 20 изготавливается богатый ассортимент проката, конечно при этом учитываются особенности стали этой марки. Так поковки из этой марки могут быть изготовлены категории прочности только 175, 195, 215, 245 при толщине поковок от 100 до 300 мм, для получения поковок с большей категорией прочностью необходимо уже использовать другую сталь. Для изготовления поковок используют блюмсы или слитки стали, катаные или кованные заготовки,

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ		Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата			10

либо заготовки отлитые на линии непрерывной разливки стали и какие-либо другие виды проката.

Труба прямошовная из марки 20 создается методом электросварки из листов или рулонов стали, при этом при обозначении такой трубы пишется ее диаметр, толщина стенки, длина, класс точности, ГОСТ, например: труба прямошовная толщиной 89 мм, стенкой 4 мм, мерной длины 6 метров II класса точности, которая была изготовлена по группе Б ГОСТ 10507-80 обозначается следующим образом:

89x4x6000 II ГОСТ 10704-91

Б-20 ГОСТ 10507-80

Методом горячего деформирования изготавливаются бесшовные трубы, при этом они должны обладать следующими свойствами: временное сопротивление разрыву 412 МПа, предел текучести 245 МПа, относительное удлинение 21%, твердость по Бринеллю 4,8.

### 1.3 Технология выплавки сплава и работа оборудования

Выплавку стали предлагается производить в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) по технологии процесса Consteel емкостью 120 тонн. Эта технология представляет собой выплавку электростали с непрерывной загрузкой горячей шихты в сталеплавильную печь. Технологический цикл производства стали марки 20X13, который представлен на рисунке 1.



Рисунок 1 – Технологическая схема выплавки заготовки

#### 1) Подготовка шихты

Шихтовые материалы перед использованием на плавку должны быть взвешены. Шлакообразующие и заправочные материалы допускается готовить на плавку в специальной тарированной емкостью. В качестве тарированной емкости разрешается использовать также мульды, не имеющие наваров, прогаров, деформаций, приводящих к искажению внутреннего объема.

Шихта должна состояться из углеродистых отходов, чистых по хрому, никелю и меди. Перед завалкой шихты в печь мастер по плавкам должен произвести расчет шихты и занести его в плавильную карту.

В печь перед завалкой шихты и во время её плавления должны присаживаться шлакообразующие материалы: известь (или известняк) и шамот в соотношении 2 : 1 в количестве 1,0 – 1,5 % от массы шихты.

Завалка металлического сырья основана на применении технологии процесса «Consteel» (непрерывная сталь). Известь и другие добавки вводятся на транспортер конвейера после подогревателя.

										Лист
										11
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ					

Далее стальной лом загружают в ДСП-120 системой непрерывной загрузки лома в печь, который представляет собой новый технологический процесс, применимый к существующим или новым печам постоянного или переменного тока и позволяющий сократить время отключений печи, а также повысить ее производительность. [8]

Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel» представлена на рисунке 2.

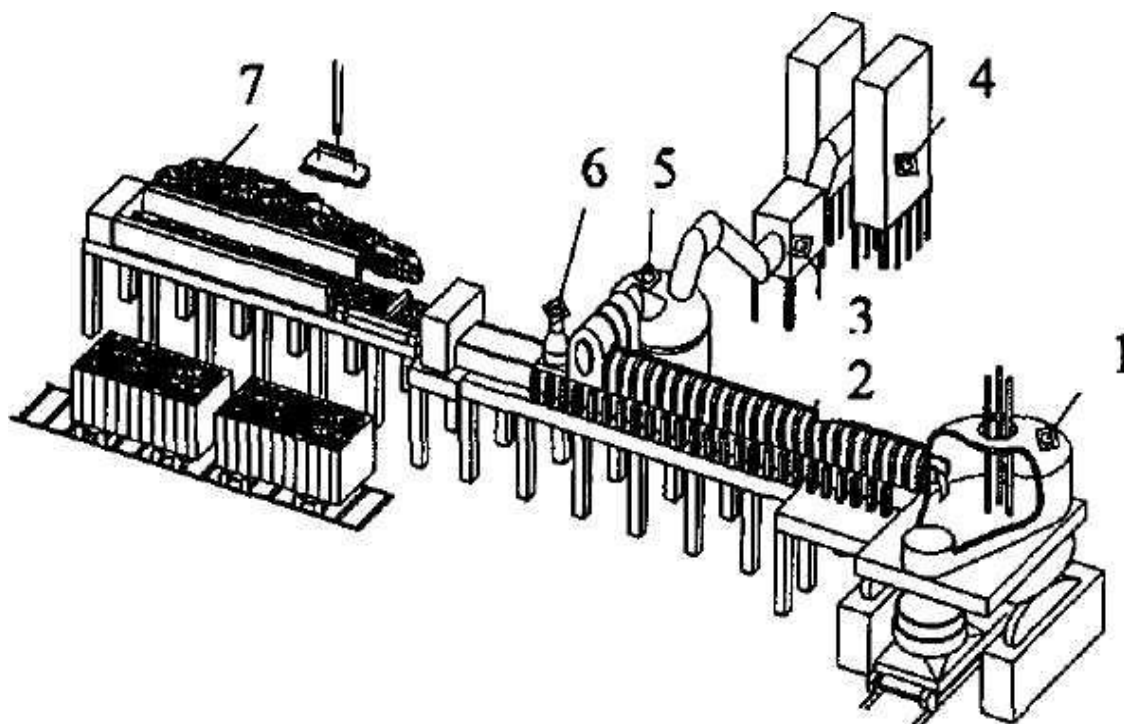


Рисунок 2 – Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel»

На рисунке 2: 1 - электродуговая печь; 2 - зона нагрева шихты печными газами; 3 - камера охлаждения отходящих газов; 4 - мешочные фильтры; 5 - камера дожигания отходящих газов; 6 - динамические уплотнение; 7 - зона загрузки.

## 2) Плавление в ДСП-120

После загрузки шихты свод печи надвигается на ванну, имеющую форму чаши. Электроды опускают через отверстия свода до возникновения короткого замыкания с шихтой и зажигают электрические дуги.

Плавление и нагрев осуществляются за счёт теплоты электрических дуг, возникающих между электродами через жидкий металл или металлическую шихту.

После расплавления шихты в печи образуется слой жидкого металла и шлака. Путем добавок в жидкую сталь раскислителей и легирующих добавок добиваются нужного состава стали. Готовую сталь и шлак выпускают через сливной желоб, наклоняя рабочее пространство. Рабочее окно, закрываемое заслонкой, предназначено для контроля заходом плавки, ремонта пода, загрузки материалов и промежуточного выпуска шлака (в окислительный период).

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

22.03.02.2018.288.00 ПЗ

Лист

12



Таблица 3 - Основные технические данные агрегата печь-ковш

Наименование параметра	Норма	
	Номинал	Допустимая
1. Емкость ковша, т	100	110
2. Диаметр кожуха ковша, мм		
- в верхней части	3700	-
- в нижней части	3375	-
3. Высота ковша, мм	3950	-
4. Мощность трансформатора, МВА	18	-
5. Напряжение трансформатора, В		
- высокое напряжение	10000	± 5 %
- низкое напряжение	318,5...132,5	
6. Номинальный ток, кА	32,6	-
7. Число фаз	3	-
8. Напряжение цепей управления, В	220; 24	-
9. Напряжение силовых цепей приводов, В	380	380 <sup>+38</sup> <sub>-19</sub>
10. Диаметр графитированных электродов, мм	400	400 <sup>+2,5</sup> <sub>-1,5</sub>
11. Диаметр распада электродов, мм	700	700 <sup>+5</sup>
12. Ход электрода, мм	2500	2500-20
13. Скорость перемещения трех электродов одновременно вверх, мм/с	75	-
14. Скорость нагрева металла, °С/мин	3...4	-
15. Расход охлаждающей воды, м <sup>3</sup> /ч		
- на свод	160	-
- на вторичный токопровод	60	-
16. Расход аргона на продувку металла, нм <sup>3</sup> /ч	15	30
17. Расход азота на газодинамические уплотнители, нм <sup>3</sup> /ч	2100	2500
18. Давление аргона на продувку, МПа	0,6	1,2
19. Масса агрегата ковш-печь, кг	168000	-

Ковш, подаваемый под плавку, должен быть очищен от остатков шлака и скрапа. Температура внутренней поверхности футеровки ковша должна быть не менее 1000°С за 5 минут до выпуска полупродукта.

Полупродукт передается в машину непрерывной разливки заготовки (МНЛЗ) в ковше, перевозимом на передаточной тележке (сталевозе).

#### 4) Разливка в МНЛЗ

Основные технические данные слябовой МНЛЗ представлены в таблице 4.[10]

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		14









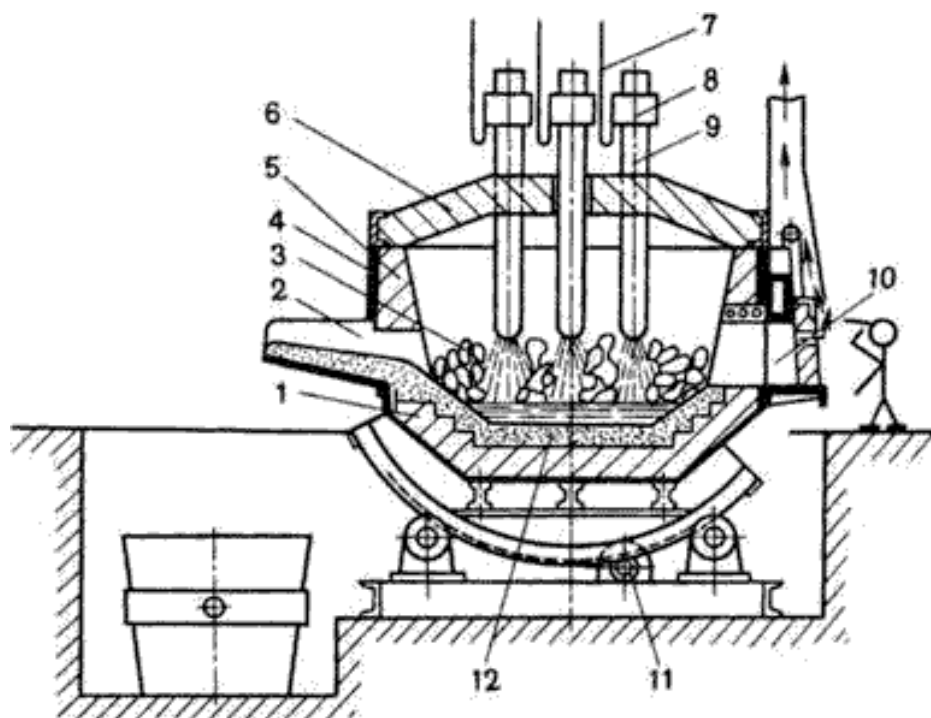


Рисунок 4 - Схема дуговой плавильной печи

В основной дуговой печи осуществляется плавка двух видов:

- на шихте из легированных отходов (методом переплава);
- на углеродистой шихте (с окислением примесей).

Плавку на шихте из легированных отходов ведут без окисления примесей. После расплавления шихты из металла удаляют серу, наводя основной шлак, при необходимости науглероживают и доводят металл до заданного химического состава. Проводят диффузионное раскисление, подавая на шлак измельченные ферросилиций, алюминий, молотый кокс. Так выплавляют легированные стали из отходов машиностроительных заводов.

Плавку на углеродистой шихте применяют для производства конструкционных сталей. В печь загружают шихту: стальной лом, чушковый передельный чугун, электродный бой или кокс, для науглероживания металлов и известь. Опускают электроды, включают ток. Шихта под действием электродов плавится, металл накапливается в подине печи. Во время плавления шихты кислородом воздуха, оксидами шихты и окалины окисляются железо, кремний, фосфор, марганец, частично, углерод. Оксид кальция из извести и оксид железа образуют основной железистый шлак, способствующий удалению фосфора из металла. После нагрева до 1500...1540 °С загружают руду и известь, проводят период «кипения» металла, происходит дальнейшее окисление углерода. После прекращения кипения удаляют шлак. Затем приступают к удалению серы и раскислению металла заданного химического состава. Раскисление производят осаждением и диффузионным методом. Для определения химического состава металла берут пробы и при необходимости вводят в печь ферросплавы для получения заданного химического состава. Затем выполняют конечное раскисление алюминием и силикокальцием, выпускают сталь в ковш.

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.288.00 ПЗ

Лист

18



Поэтому одной из главных задач, решение которых позволило вывести завод не только на современный технологический уровень производства листовой стали, но серьезно улучшить экономические показатели деятельности всего предприятия, явилась реконструкция сталеплавильного передела.

В связи с этим, основным этапом разработки технологии производства стали 20Х13 является выбор сталеплавильного агрегата. Сложившиеся исторически для ПАО «Ашинский метзавод» условия производства и месторасположения предприятия, с одной стороны, и современные тенденции развития сталеплавильного, с другой стороны, позволяют сделать определенный выбор в пользу дуговой электросталеплавильной печи (ДСП) с использованием непрерывной системы загрузки металлошихты в печь – технологии «Consteel». [4, с. 74]

### 1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки

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

Максимальная масса кусков шихты, используемой на плавку, не должна превышать 10% от массы садки. Количество крупной шихты не должно превышать 40% завалки (с учетом грузоподъемности завалочных устройств).

Количество стружки в шихте допускается не более 20% от массы шихты. Недостающее количество углерода следует вводить в шихту электродным боем, электродной стружкой, коксом или чугуном.

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

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

Размер кусков шлакообразующих материалов не должен превышать 150 мм.

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

Для контроля качества извести с каждого вагона не позже, чем через 30 мин. после постановки в цех, должна быть отобрана проба массой не менее 0,5 кг и отправлена в плотно закрытой банке в химлабораторию на анализ содержания CaO, CO<sub>2</sub> и H<sub>2</sub>O.

Содержание CaO должно быть не менее 88%, CO<sub>2</sub> — не более 4%, H<sub>2</sub>O — не более 1,5%.

Известь с содержанием влаги более 1,5 % и до 3 % допускается использовать в плавление или окислительный период, а после прокаливании при температуре не менее 600 °С в течение не менее 40 мин — и в восстановительный период.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		20



- температура металлического полупродукта, °С;
- дефекты;
- скорость разливки;
- качества тянущих роликов и т.д.

5) Контроль сляба:

- геометрические размеры;
- дефекты.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		22

## 2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

### 2.1 Расчет технологических параметров выплавки

Энергоемкость оборудования.

Диаметр электрода:

$$d_{\text{Э}} = \sqrt{\frac{4 \cdot I^2}{\pi \cdot i}} \quad (1)$$

где  $d_{\text{Э}}$  – диаметр электрода, мм;

$I$  – максимальный ток, А;

$i$  – допустимая плотность тока, А/см<sup>2</sup>.

Для современных графитированных электродов  $i = 30 - 35$  А/см<sup>2</sup>.

Принимаю  $I = 30$  кА

$$d_{\text{Э}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 30^2}{3,14 \cdot 30}} = 0,6 \text{ м}$$

Выбираю стандартный электрод  $d_{\text{Э}} = 610$  мм.

Диаметра распада электрода выбирается с учетом необходимости быть достаточным для размещения электрододержателей без замыкания при перемещении электродов и при условии необходимой прочности центральной части свода. Он равен:

$$d_{\text{р}} = (2,5 - 3,5)$$

$$d_{\text{р}} = 3 \cdot 610 = 1830 \text{ мм}$$

### 2.2 Материальный баланс плавки

В условиях и самокупаемости производства стали в электропечах особо возрастает роль учета расхода материалов, топлива, электроэнергии, электродов на 1 т. годной стали.

Расчет шихты и материального баланса плавки стали в дуговой печи позволяет на основе известных данных смоделировать процесс плавки в конкретном плавильном агрегате, позволяет разработать и осуществить мероприятия по снижению расходных коэффициентов, повышению выхода годного металла, экономии сырья, ферросплавов, топлива, электроэнергии и электродов. Результаты расчетов материального баланса служат основой для уточнения плановых нормативов и расходных коэффициентов.

Материальный баланс позволяет выявить возможность повышения технико-экономических показателей процесса выплавки стали и на основании полученных результатов наметить пути улучшения показателей выплавки конкретных марок сталей.

										Лист
										23
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2018.288.00 ПЗ

## Расчет шихты

Перед завалкой производится полный расчет шихты. Расчет ведём 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) во 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 или 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.

На основании выше изложенного даем в завалку отходы групп Б – 53, У – 13.

Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав представлен в таблице 1 (смотреть стр. 1). Состав шихты представлен в таблице 5.

Кроме основной металлической шихты в дуговую печь загружают известь в количестве 22 кг/т и агломерат. В современной дуговой сталеплавильной печи 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 5 – Химический состав отходов, которые предполагается использовать в завалку, %

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Б – 18	0,2	0,8	0,8	0,018	0,012	13	0,35	0,05	0,03	0,04	0,04	0,03	0,15	84,5
А-2	0,2	0,2	0,3	0,03	0,03	0,2	0,15	0,03	0,01	0,08	0,05	0,02	0,4	98,47
Чугун	3	1	1	0,04	0,04	0	0	0	0	0	0	0,02	0,2	94,7



Таблица 6 – Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
Б – 18	69300	138,6	554,4	554,4	12,5	8,32	9009	242,5
А-2	31500	63	63	94,5	9,45	9,45	63	47,25
Чугун	25200	756	252	252	10,08	10,08	0	0
Всего	126000	957,6	869,4	900,9	32,03	27,85	9072	289,75
Всего, %	100	0,76	0,69	0,715	0,025	0,022	7,2	0,23

Продолжение таблицы 6

Материал	Масса	Содержание элементов						
		Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
Б-18	69300	34,65	20,8	27,7	27,7	20,8	103,95	58558,5
А-2	31500	9,45	3,15	25,2	15,75	6,3	126	31018,05
Чугун	25200	0	0	0	0	5,04	50,4	23864,4
Всего	126000	44,1	23,33	52,9	43,45	32,14	280,35	113440,9
Всего, %	100	0,035	0,018	0,042	0,034	0,026	0,22	90,03

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 7 и таблице 8.

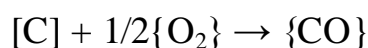
Таблица 7 – Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

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	86,00	1,80	6,00	—	—	—	—	—	0,06	0,10	7,70
Магнезит	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	0,118	0,565	—	—	0,317	—	—	—	—	—	[C] – 99,00

Таблица 8 – Химический состав легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	W	Mo	V	Cu	Al	Fe
ФС 75	—	65,00	0,40	0,05	0,02	0,40	—	—	—	—	—	2,00	32,13
ФМн88	7,00	6,00	78,00	0,05	0,02	—	—	—	—	—	—	—	8,93
А97	—	0,01	—	—	—	—	—	—	—	—	—	99,98	0,01





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  $v_{i_xj_y}$  – стехиометрические коэффициенты элемента  $i$  и оксида  $i_xO_y$ ;

$\mu_{i_xj_y}$  – молекулярные массы элемента  $i$  и оксида  $i_xO_y$ .

Расчет количества кислорода, кг, необходимого для окисления элементов определяем по формуле (2):

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

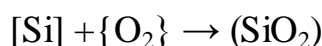
Углерод. Образуется CO (1):

$$m_{CO} = \frac{191,5 \cdot 28}{12} = 446,8 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление углерода (2):

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 446,8 - 191,5 = 255,3 \text{ кг};$$

2) Кремний. Окисление кремния происходит по реакции:



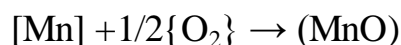
Образуется кремнезема (1):

$$m_{(SiO_2)} = \frac{869,4 \cdot 60}{28} = 1863 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление кремния (2):

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} \cdot m_{Si} = 1863 - 869,4 = 993,6 \text{ кг};$$

3) Марганец. Окисление марганца происходит по реакции:



Образуется (MnO) (1):

$$m_{MnO} = \frac{630,63 \cdot 71}{55} = 814,086 \text{ кг}$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		27

Из этого количества 20% теряется с газами, а 80% переходит в шлак (см. табл. 14).

С газами теряется  $\frac{814,086 \cdot 20}{100} = 162,8$  кг  $MnO$ , из них  $\frac{630,63 \cdot 20}{100} = 126,13$  кг  $Mn$ .

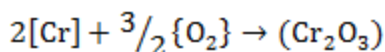
В шлак переходит  $\frac{814,086 \cdot 80}{100} = 651,27$  кг  $MnO$ , из них  $\frac{630,63 \cdot 80}{100} = 504,5$  кг  $Mn$ .

Потребуется кислорода на окисление марганца (2):

$$m_{O_2}(Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 814,086 - 630,63 = 183,46 \text{ кг}$$

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

5) Хром. Окисление хрома происходит по реакции:



Образуется  $(Cr_2O_3)$  (1):

$$m_{Cr_2O_3} = \frac{1814,4 \cdot 152}{104} = 2651,8 \text{ кг}$$

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

С газами теряется  $\frac{2651,8 \cdot 20}{100} = 530,4$  кг  $Cr_2O_3$ , из них  $\frac{1814,4 \cdot 20}{100} = 362,9$  кг  $Cr$ .

В шлак переходит  $\frac{2651,83 \cdot 80}{100} = 2121,46$  кг  $Cr_2O_3$ , из них

$$\frac{1814,4 \cdot 80}{100} = 1451,52 \text{ кг } Cr.$$

Потребуется кислорода на окисление хрома (2):

$$m_{O_2}(Cr) = m_{Cr_2O_3} - m_{Cr} = 2651,8 - 1814,4 = 837,4 \text{ кг}$$

6) Никель.

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

7) Алюминий. При окислении алюминия образуется глинозем

$$m_{Al_2O_3} = \frac{23,33 \cdot 102}{54} = 44,07 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление алюминия (2):

$$m_{O_2}(Al) = m_{Al_2O_3} - m_{Al} = 44,07 - 23,33 = 20,74 \text{ кг}$$

8) Титан. При окислении титана образуется

$$m_{Al_2O_3} = \frac{44,1 \cdot 80}{48} = 73,5 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление алюминия (2):

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		28

9) Вольфрам.

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

10) Молибден, медь, ванадий.

Принимаем, что в период плавления эти элементы из шихты не удаляются. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в шихте.

11) Железо.

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

Образуется, оксидов железа в пересчете на FeO (1):

$$m_{\text{FeO}} = \frac{2268,8 \cdot 72}{56} = 2917,03 \text{ кг}$$

по реакции:



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

С газами теряется  $\frac{2917,03 \cdot 80}{100} = 2333,6 \text{ кг FeO}$ , из них

$$\frac{2268,8 \cdot 80}{100} = 1815,04 \text{ кг Fe.}$$

В шлак переходит  $\frac{2917,03 \cdot 20}{100} = 583,41 \text{ кг FeO}$ , из них

$$\frac{2268,8 \cdot 20}{100} = 453,76 \text{ кг Fe.}$$

Потребуется кислорода на окисление железа (2):

$$m_{\text{O}_2}(\text{Fe}) = m_{\text{FeO}} - m_{\text{Fe}} = 2917,03 - 2268,8 = 648,23 \text{ кг}$$

12) Металл.

Содержание кислорода в металле определяем по формуле:

$$[\text{O}] = - \left( \frac{0,00216}{[\text{C}]} \right) + 0,00884 \quad (3)$$

Содержание кислорода в металле  $[\text{O}] = - \left( \frac{0,00216}{[\text{C}]} \right) + 0,00884 = 0,00534 \%$ .

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

$$\frac{120128,86 + x}{x} = \frac{100}{0,00534}$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$120128,86 + x$  – масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

$0,00534$  - содержание кислорода в металле, %.

$x = 6,41 \text{ кг}$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		29

## 1.2) Шлакообразование

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

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

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

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

$m_j$  – расход шлакообразующего  $j$ , кг;

( $i$ )– содержание компонента  $i$  в шлакообразующем  $j$ .

а) Расчет компонентов, вносимых известью в шлак, кг (4):

$$\text{CaO} = \frac{4500 \cdot 88}{100} = 3960$$

$$\text{SiO}_2 = \frac{4500 \cdot 1,3}{100} = 58,5$$

$$\text{MgO} = \frac{4500 \cdot 2}{100} = 90$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{4500 \cdot 0,8}{100} = 36$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{4500 \cdot 0,2}{100} = 9$$

В данном расчете ведем пересчет на FeO, по формуле:

$$m_{\text{FeO}} = \frac{m_{\text{Fe}_2\text{O}_3} \cdot \mu_{\text{Fe}}(\text{Fe}_2\text{O}_3) \cdot \mu_{\text{FeO}}}{\mu_{\text{Fe}_2\text{O}_3} \cdot \mu_{\text{Fe}}(\text{FeO})}, \quad (5)$$

где  $m_{\text{FeO}}$  и  $m_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$  - массы FeO и  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  соответственно, кг;

$\mu_{\text{Fe}}(\text{Fe}_2\text{O}_3)$  и  $\mu_{\text{Fe}}(\text{FeO})$  - молекулярные массы железа в  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  и в FeO соответственно;

$\mu_{\text{FeO}}$  и  $\mu_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$  - молекулярные массы FeO и  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  соответственно.

В пересчете на FeO (5):

$$\frac{9 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 8,1 \text{ кг.}$$

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

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		30



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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 415,800}{12} \cdot 28 = 679,14 \text{ кг};$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 415,800}{12} \cdot 44 = 457,38 \text{ кг}.$$

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):

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

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

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

д) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата.

Содержание FeO в шлаке в конце периода плавления должно быть 20%.

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

$$\frac{(120128,86 + 6,41) \cdot 6}{100} = 7208,11 \text{ кг},$$

где (120128,86 + 6,41) – масса металла с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{7208,11 \cdot 20}{100} = 1441,62 \text{ кг кг}$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		32



Тогда руда внесет:

$$1441,62 - 619,3 = 822,32 \text{ кг FeO}$$

На образование такого количества FeO потребуется:

$$\text{железа (1) } \frac{822,32 \cdot 56}{72} = 639,6 \text{ кг и кислорода (2) } 822,82 - 639,6 = 183,22 \text{ кг.}$$

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

- 1) на окисление углерода – 255,3
- 2) на окисление кремния – 933,6;
- 3) на окисление марганца – 183,46;
- 4) на окисление хрома – 837,4;
- 5) на окисление алюминия – 20,74;
- 6) на окисление железа – 648,23;
- 7) на окисление электродов – 720,72;
- 8) на насыщение металла – 6,41;
- 9) на образование FeO – 183,22.

Всего: 3789,08.

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 усвоится 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 кислорода  $3789,08 - 328,401 = 3460,68$  кг.

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

$$\frac{3460,68 \cdot 100}{27,7} = 12493,43 \text{ кг,} \quad (8)$$

где 3460,68 – необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;

27,7 – содержание кислорода в руде, % (см. таблицу 12).

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{12493,43 \cdot 62,3}{100} = 7783,4 \text{ кг,} \quad (9)$$

переходит в металл железа  $7783,4 - 639,6 = 7143,8$  кг.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		33

Руда также вносит, кг (4):

$$m_{(CaO)} = \frac{12493,43}{100} \cdot 0,1 = 12,5 \text{ кг},$$

$$m_{(MgO)} = \frac{12493,43}{100} \cdot 0,3 = 37,5 \text{ кг},$$

$$m_{(SiO_2)} = \frac{12493,43}{100} \cdot 5,25 = 655,9 \text{ кг},$$

$$m_{(P_2O_5)} = \frac{12493,43}{100} \cdot 0,15 = 18,7 \text{ кг}$$

$$m_{(Al_2O_3)} = \frac{12493,43}{100} \cdot 4,1 = 512,2 \text{ кг}$$

$$m_{(S)} = \frac{12493,43}{100} \cdot 0,1 = 12,5 \text{ кг},$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 8 и 9) в конце плавления без учета дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата).

Таблица 8 – Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг.

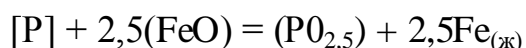
Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub> P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ	
Известь	58,5	3960		9		36	90			4153,5	
Футеровка ванны	17,136	5,712	—	10,28	—	5,712	531,216	—	—	570,056	
Электрод	2,373	0,496	—	—	—	1,33	—	—	—	4,2	
Оксиды из металлической ванны	1863	—	651,27	583,41	2121,46	44,07	—	73,5	—	5336,71	
Руда	655,9	12,5	-	822,32	-	512,2	37,5	—	18,7	12,5	2071,62
Всего	2596,9	3978,71	651,27	1425,01	2121,46	599,3	658,72	73,5	18,7	12,5	12136,07
Всего%	21,52	32,98	5,4	11,81	17,6	4,96	5,5	0,6	0,16	0,1	100

Таблица 9 – 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	957,6	-	-	191,5	766,1	0,6
O	-	6,41	-	-	6,41	0,005
Si	869,4	-	869,4	-	0	0
Mn	900,9	-	504,5	126,13	270,3	0,21
P	32,03	-	-	-	32,03	0,025
S	27,85	-	-	-	27,85	0,021
Cr	9072	-	1451,52	362,9	7257,6	5,7
Ni	289,75	-	-	4,34	282,4	0,22
Ti	44,1	-	44,1	-	0	0
W	52,9	-	0	-	52,9	0,041
Al	23,33	-	23,33	-	0	0
Mo	43,45	-	0	-	43,45	0,034
Cu	280,35	-	-	-	280,35	0,22
V	32,14	-	-	-	32,14	0,025
Fe	113440,95	7143,8	453,76	1815,04	118315,95	92,89
Всего	126000	7150,21	3346,61	2499,91	127367,48	100

### 1.3) Окислительная дефосфорация при выплавке стали

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



По экспериментальным данным получено 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:  $\lg K_p = \frac{1120}{1873} - 1,385 = -0,787$ ;  $K_p = 0,163$

Выразим состав шлака в мольных ( $x_{RO}$ ) или в ионных ( $x_R$ ) долях. Для этого предварительно вычислим число молей оксидов  $n_{RO}$  и число катионов  $n_R$ , в 100 г шлака (таблица 10):

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 11 – 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>	0,59	0,36	0,076	0,16	0,14	0,05	0,12	0,008	0,002	1,506
X <sub>RO</sub>	0,39	0,24	0,05	0,11	0,09	0,033	0,08	0,005	0,001	1
n <sub>R+</sub>	0,59	0,36	0,076	0,16	0,14	0,1	0,24	0,008	0,002	1,676
X <sub>R+</sub>	0,35	0,21	0,0451	0,095	0,08	0,06	0,14	0,005	0,001	1

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

$$\lg \gamma_{FeO} = \frac{1000 \cdot (2,18 \cdot 0,045 \cdot 0,21 + 5,9 \cdot (0,35 + 0,08) \cdot 0,21 + 10,5 \cdot 0,35 \cdot 0,001)}{1873} = 0,298$$

$$\gamma_{FeO} = 1,99$$

$$\lg \gamma_{P_2O_5} = \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{T} \cdot X_{Ca} = 0,298 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,35 = -1,66$$

$$\gamma_{P_2O_5} = 0,022$$

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

$$\begin{aligned} \lg f_P &= 0,13 \cdot 0,62 + 0,13 \cdot 0,005 - 0,032 \cdot 0,21 + 0,062 \cdot 0,03 + 0,028 \cdot 0,033 - \\ &0,044 \cdot 3,2 - 0,0059 \cdot 0,17 - 0,023 \cdot 0,056 - 0,017 \cdot 0,04 - 0,035 \cdot 0,34 - 0,042 \cdot \\ &0,025 = -0,063 \end{aligned}$$

$$f_P = 0,865$$

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

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,

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		36

$$L_p = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 0,865 \cdot (0,095 \cdot 1,99)^{2,5} \cdot 1,506}{0,022} = 4,5$$

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;

$$[P_k] = \frac{100 \cdot 0,03 + \frac{12136,07}{127367,48} \cdot 100 \cdot 0,16 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{12136,07}{127367,48} \cdot 4,5} = 0,037$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{127367,48 - X}{32,03 - X} = \frac{100}{0,037}$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$$x = 15,1 \text{ кг.}$$

При этом образуется  $P_2O_5 \frac{15,1 \cdot 142}{62} = 34,58$

На окисление фосфора потребуется кислорода (2)  $34,58 - 15,1 = 19,49$  кг.

На окисление фосфора потребуется руды (8)  $\frac{19,49 \cdot 100}{27,7} = 70,4$  кг.

Руда, кроме кислорода, вносит железа (9)  $\frac{70,4 \cdot 62,3}{100} = 43,83$  кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{70,4 \cdot 0,1}{100} = 0,07$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

$$MgO = \frac{70,4 \cdot 0,3}{100} = 0,2$$

$$SiO_2 = \frac{70,4 \cdot 5,5}{100} = 3,9$$

$$P_2O_5 = \frac{70,4 \cdot 0,15}{100} = 0,1$$

$$Al_2O_3 = \frac{70,4 \cdot 4,1}{100} = 2,9$$

$$S = \frac{70,4 \cdot 0,1}{100} = 0,07$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака в конце плавления.

Таблица 11 – 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	58,5	3960		9		36	90				4153,5
Футеровка ванны	17,136	5,712	—	10,28	—	5,712	531,216	—	—	—	570,056
Электрод	2,373	0,496	—	—	—	1,33	—	—	—	—	4,2
Оксиды из металлической ванны	1863	—	651,27	583,41	2121,46	44,07	—	73,5	—	—	5336,71
Руда	659,8	12,57	-	822,32	-	515,1	37,7	—	18,8	12,6	2078,9
Всего	2600,8	3978,78	651,27	1425,01	2121,46	599,3	659,42	73,5	18,8	12,6	12140,94
Всего%	21,41	32,8	5,36	11,73	17,5	4,94	5,43	0,6	0,15	0,1	100

Таблица 12 – 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	957,6	-	-	191,5	766,1	0,6
O	-	6,41	-	-	6,41	0,005
Si	869,4	-	869,4	-	0	0
Mn	900,9	-	504,5	126,13	270,3	0,21
P	32,03	-	15,1	-	17,03	0,01
S	27,85	-	-	-	27,85	0,021

Продолжение таблицы 12

Cr	9072	-	1451,52	362,9	7257,6	5,7
Ni	289,75	-	-	4,34	282,4	0,22
Ti	44,1	-	44,1	-	0	0
W	52,9	-	0	-	52,9	0,041
Al	23,33	-	23,33	-	0	0
Mo	43,45	-	0	-	43,45	0,034
Cu	280,35	-	-	-	280,35	0,22
V	32,14	-	-	-	32,14	0,025
Fe	113440,95	7143,8	453,76	1815,04	118315,95	92,9
Всего	126000	7150,21	3361,71	2499,91	127352,38	100

1.4) Определение количества и состава газов в период плавления

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

Объём 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 объёмное 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:

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

Объём 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:

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

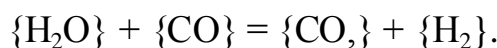
Влажность атмосферного воздуха:

$$V_{\text{влаж.в}} = V_B \cdot \frac{273 + t_B}{273} \cdot \frac{p_B}{p_B - E \cdot f} = 1094,671 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{1,01 \cdot 10^5}{1,01 \cdot 15^5 - 0,7 \cdot 2,026 \cdot 10^3} = 1191,598 \text{ м}^3.$$

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

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

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m_{\{\text{H}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{H}_2} = \frac{15,491}{18} \cdot 2 = 1,721 \text{ кг};$$

$$m_{\{\text{CO}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}_2} = \frac{15,491}{18} \cdot 44 = 37,866 \text{ кг}.$$

Для этого необходима окись углерода в количестве:

$$m_{\{\text{CO}\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}} = \frac{15,491}{18} \cdot 28 = 24,097 \text{ кг}.$$

Суммарный материальный баланс периода плавления:

Израсходовано, кг:	Получено, кг:
а) шихты — 126 000, из нее:	а) металла — 127352,38;
б) шлакообразующих — 4500, в том числе извести — 4500;	б) шлака — 12140,94;
в) футеровка ДСП — 728,7, в том числе магнезита — 571,2; магнезитохромита — 157,5	в) пыли — 3055,78, в том числе:
г) электродов — 420;	1) MnO — 162,8,
д) руды — 12563,83, в том числе:	2) Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> — 530,4,
1) на окисление — 12493,43,	3) Ni — 28,98,
2) на дефосфорацию — 70,4;	4) FeO — 2333,6;
е) воздуха — 1443,322, в том числе:	г) газов — 3106,66, в том числе:
1) кислорода — 328,401,	1) CO — 1150,04 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO <sub>2</sub> ),
2) азота — 1099,430,	2) CO <sub>2</sub> — 841,7 (от прокаливания извести и окисления электродов с учетом догорания CO),
3) влаги — 15,491.	3) N <sub>2</sub> — 1099,430,
Всего: 145655,85.	4) H <sub>2</sub> — 15,49.
	Всего: 145655,8



Невязка —  $145655,85 - 145655,8 = 0,05 \text{ кг}$   $\Delta = \frac{0,05}{145655,85} \cdot 100\% = 3 \cdot 10^{-7}$

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

2) Окислительный период

2.1) Окисление элементов и шлакообразование

Общий угар металла и отдельных легирующих элементов в период продувки кислородом определяем по данным балансовых плавов и на основе производственного опыта. Необходимые коэффициенты студент согласует с руководителем проекта. 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 (таблица 13).

Таблица 13 – 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	0	68	0	0	16	0	0	0	0	0	0	0	1,5
В шлак	0	0	80	0	0	95	0	0	0	0	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 14.

Таблица 14– Химический состав металла в конце окислительного периода, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	766,1	512,42	253,68	0,2
Si	-	-	-	-
Mn	270,3	183,8	86,5	0,07
P	17,03	-	17,03	0,014
S	27,85	-	27,85	0,022
Cr	7257,6	1161,22	6096,38	4,93
Ni	282,4	-	282,4	0,23
Ti	0	-	0	0
W	52,9	-	52,9	0,04
Mo	43,45	-	43,45	0,035
V	32,14	-	32,14	0,026
Cu	280,35	-	280,35	0,23
Al	0	-	0	0
Fe	118315,95	1774,74	116541,21	94,2
Всего	127352,38	3632,2	123720,18	100

Углерод. При окислении углерода образуется оксида углерода CO (1):

$$m_{O_2}(C) = \frac{512,42}{12} \cdot 28 = 1195,65 \text{ кг};$$

Потребуется кислорода (2)  $1195,65 - 512,42 = 683,23$  кг.

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

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

Образуется MnO (1):

$$\frac{183,8}{55} \cdot 71 = 237,27 \text{ кг};$$

Испарится MnO:

$$\frac{237,27}{100} \cdot 20 = 47,5 \text{ кг};$$

из них Mn:

$$\frac{183,8}{100} \cdot 20 = 36,76 \text{ кг};$$

Перейдет MnO в шлак  $237,27 - 47,5 = 189,8$  кг,

из них Mn:

$$183,8 - 36,76 = 147,04 \text{ кг}.$$

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2):

$$237,27 - 183,8 = 47,9 \text{ кг}.$$

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

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

Хром. Образуется оксида хрома Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (1):

$$\frac{1161,22}{104} \cdot 152 = 1697,2 \text{ кг};$$

Испарится Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>:

$$\frac{1697,2}{100} \cdot 5 = 84,9 \text{ кг};$$

из них Cr:

$$\frac{1161,22}{100} \cdot 5 = 58,1 \text{ кг};$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		42

Перейдет в шлак  $1697,2 - 84,9 = 1612,3$  кг  $Cr_2O_3$ , из них Cr:

$$1161,22 - 58,1 = 1103,12 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего хрома (2):

$$1697,2 - 1161,22 = 535,98 \text{ кг.}$$

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

Вольфрам. 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.

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

Железо. Образуется оксидов железа в пересчете на FeO (1):

$$\frac{1774,74}{56} \cdot 72 = 2281,8 \text{ кг;}$$

Испарится FeO:

$$\frac{2281,8}{100} \cdot 70 = 1597,3 \text{ кг}$$

из них Fe:

$$\frac{1774,74}{100} \cdot 70 = 1242,32 \text{ кг}$$

Перейдет в шлак  $2281,8 - 1597,3 = 507,06$  кг FeO, из них Fe:

$$1774,74 - 1242,32 = 532,42 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2):

$$2281,8 - 1774,74 = 507,1 \text{ кг.}$$

Металл

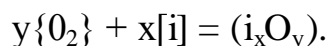
$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot [C]}{[C]} \quad (11)$$

Содержание кислорода в металле (11):

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		43



Газообразный кислород окисляет по реакции:



В окислительный период часть газообразного кислорода усваивается жидким металлом из печной атмосферы, 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 окислительного периода в 100 – тонной печи составит 20 минут, то за это время усвоится кислорода:

$$20 \cdot 24,63 \cdot 0,333 = 164,0358 \text{ кг.}$$

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$1409,96 - 164,0358 = 1245,9 \text{ кг.}$$

## 2.2) 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:

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

Объем и масса воздуха составит:

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

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

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		45

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 м<sup>3</sup> атмосферного воздуха  $\rho_{\text{в.пара}} = 0,013 \text{ кг/м}^3$ .

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 необходима 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 654,673 кг. Для того, чтобы внести такое количество кислорода необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода, при 95% – ном усвоении:

$$\frac{598,63 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 633,3 \text{ кг},$$

где 633,3 – необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;  
99,5 и 95 – содержание кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.

Количество неусвоенного кислорода:

$$\frac{633,3 \cdot 5}{100} = 31,67 \text{ кг};$$

техническим кислород также вносит азот:

$$\frac{633,3,602 \cdot 0,5}{100} = 3,17 \text{ кг},$$

где 5 – количество неусвоенного кислорода, %;  
0,5 – содержание азота в техническом кислороде, %.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		46

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

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{31,67}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 87,1 \text{ кг.}$$

Для этого потребуется {CO} в количестве  $87,1 - 31,67 = 55,43$  кг.

На основании полученных данных составляем баланс металла окислительного периода (таблица 12 и таблица 13).

Таблица 12 – Масса и состав шлака в конце окислительного периода, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	FeO	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	2600,8	3978,78	651,27	1425,01	2121,46	599,3	659,42	73,5	18,8	12,6	12140,94
Оксиды из металлической	-	-	189,8	507,06	1612,3	-	-	-	-	-	2309,16
Перешло в металл	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-1741,23
Всего	2600,8	3978,78	841,1	191,4	3733,8	599,3	659,42	73,5	18,8	12,6	12708,9
Всего, %	20,5	31,3	6,61	1,5	29,4	4,72	5,2	0,58	0,15	0,1	100

Таблица 13 – Баланс металла окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	766,1	-	-	512,42	253,68	0,2
O	6,41	22,69	-	-	29,1	0,02
Si	0	-	-	-	-	-
Mn	270,3	-	147,04	36,76	86,5	0,07
P	17,03	-	-	-	17,03	0,013
S	27,85	-	-	-	27,85	0,02
Cr	7257,6	-	1103,12	58,1	6096,4	4,9
Ni	282,4	-	-	-	282,4	0,23
Ti	0	-	-	-	-	-
W	52,9	-	-	-	52,9	0,04
Al	0	-	-	-	-	-
Mo	43,45	-	-	-	43,45	0,03
Cu	280,35	-	-	-	280,35	0,2
V	32,14	-	-	-	32,14	0,025
Fe	118315,95	1354,3	532,42	1242,32	117895,51	94,2
Всего	127352,38	1376,99	1782,6	1849,6	125097,17	100

Суммарный материальный баланс окислительного периода:

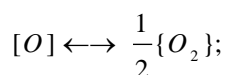
Израсходовано, кг:	Получено, кг
а) металла — 127352,38;	а) металла — 125097,17;
б) шлака — 12140,97;	б) шлака — 12708,9;
в) <i>технического кислорода</i> — 1280,97, в том числе:	в) <i>пыли</i> — 1728,99, в том числе:
1) кислорода — 1277,57 (включая неусвоенный),	1) MnO — 47,5,
2) азота — 3,4;	2) Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> — 84,9,
г) <i>воздуха</i> — 1081,2, в том числе:	3) FeO — 1597,3;
1) кислорода — 246,1,	г) <i>газов</i> — 2160,97, в том числе:
2) азота — 823,73,	1) CO — 1207,7 (от окисления металла с учетом догорания до CO <sub>2</sub> ),
3) влаги — 11,3.	2) CO <sub>2</sub> — 124,881 (с учетом догорания CO),
Всего: 141855,52;	3) N <sub>2</sub> — 827,14
	4) H <sub>2</sub> — 1,25.
	Всего: 141695,89.

$$\text{Невязка} - 138142,94 - 137944,43 = 159,6 \text{ кг } \Delta = \frac{159,6}{141855,52} \cdot 100\% = 0,1$$

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

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

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



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

При 1873 К:

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

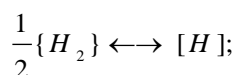
$$\lg p_{O_2}^{III-M} = 2 \cdot (\lg K_o + \lg [O]) = 2 \cdot (-3,418 + \lg 0,016) = -10,427;$$

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

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

											Лист
											48
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ						



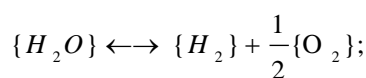


$$K_H = \frac{[H]}{P_{H_2}^{1/2}}; \quad \lg K_H = -\frac{1900}{T} - 1,497$$

При 1873 К:

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

На границе шлак – газ существует равновесие:



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

При 1873 К:

$$\lg K_{H_2O} = \frac{13160}{T} - 3,05 = 3,976; \quad K_{H_2O} = 9,466 \cdot 10^3.$$

откуда 
$$P_{H_2}^{ш-г} = \frac{P_{H_2O}}{K_{H_2O} \cdot P_{O_2}^{1/2}} = \frac{0,020}{9,466 \cdot 10^3 \cdot 0,100^{1/2}} = 6,691 \cdot 10^{-6} \text{ атм.}$$

Равновесная концентрация водорода:

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

Предельное (стационарное) содержание водорода:

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

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

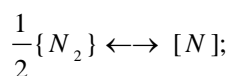
$$\frac{123428,5 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}},$$

где x – искомая величина, кг;

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		49

$$x=1,88 \text{ кг.}$$

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



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

При 1873 К :

$$\lg K_N = -\frac{188}{T} - 1,25 = -1,350; \quad K_N = 4,463 \cdot 10^{-2}.$$

Равновесная концентрация азота:

$$[N_{\text{равн}}] = K_N \cdot p_{N_2}^{1/2} = 4,463 \cdot 10^{-2} \cdot 0,880^{1/2} = 4,186 \cdot 10^{-2}\%.$$

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:

$$\frac{123428,5 + x}{x} = \frac{100}{3,559 \cdot 10^{-9}},$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$$x = 4,4 \cdot 10^{-6} \text{ кг.}$$

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

**Обработка стали в печи–ковше**

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

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		50

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 (табл. 13 и 14) и 99% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавикового шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

Таблица 14 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	253,68	25,368	228,3	0,2
O	29,1	2,91	26,2	0,02
Si	-	-	-	-
Mn	86,5	8,65	77,85	0,07
P	17,03	1,703	15,3	0,01
S	27,85	2,785	25,05	0,02
Cr	6096,4	609,64	5486,8	4,87
Ni	282,4	28,24	254,16	0,23
Ti	-	-	-	-
W	52,9	5,29	47,6	0,04
Al	-	-	-	-
Mo	43,45	4,345	39,1	0,034
Cu	280,35	28,035	252,3	0,22
V	32,14	3,214	28,9	0,025
Fe	117895,51	11789,551	106105,96	94,24
Всего	125097,17	12509,72	112587,5	100

Таблица 15 – 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 окислительного периода	2600,8	3978,78	841,1	191,4	3733,8	599,3	659,42	73,5	18,8	12,6	12708,9
Осталось в ДСП	2574,8	3938,99	832,7	189,5	3696,5	593,3	652,8	72,8	18,6	12,5	12581,8
Всего	25,2	39,8	8,4	1,9	37,3	6	6,62	0,7	0,2	0,1	127,1
Всего, %	19,8	31,31	6,6	1,5	29,3	4,7	5,2	0,55	0,16	0,08	100

1) Раскисление шлака и металла. Предварительное легирование

а) Раскисление шлака

Для лучшего усвоения легирующих из окислов и создания восстановительной атмосферы шлак раскисляют

Примем расход кокса 0,06 кг/т.

Расход кокса на плавку:

$$\frac{112587,5 \cdot 0,06}{1000} = 6,75 \text{ кг}$$

Кокс внесет углерода (4):

$$\frac{6,75 \cdot 86,09}{100} = 5,8 \text{ кг}$$

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

Кокс внесет углерод в металл:

$$\frac{5,8 \cdot 10}{100} = 0,58 \text{ кг.}$$

Углерод на раскисление шлака:  $5,8 - 0,58 = 5,21$  кг.

Образуется CO (1)

$$\frac{5,21 \cdot 28}{12} = 12,2 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода (2)  $12,2 - 5,21 = 6,99$  кг.

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{6,75 \cdot 5}{100} = 0,34$$

$$MgO = \frac{6,75 \cdot 0,12}{100} = 0,008$$

$$SiO_2 = \frac{6,75 \cdot 5,84}{100} = 0,39$$

$$P_2O_5 = \frac{6,75 \cdot 0,04}{100} = 0,0027$$

									Лист
									52
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ				

$$Al_2O_3 = \frac{6,75 \cdot 3}{100} = 0,2$$

$$S = \frac{6,75 \cdot 0,6}{100} = 0,04$$

$$P = \frac{6,75 \cdot 0,01}{100} = 0,0067$$

$$Fe_2O_3 = \frac{5,67 \cdot 2,4}{100} = 0,13$$

в пересчете на FeO (7) – 0,12 кг.

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

$$\frac{6,75 \cdot 1,3}{100} = 0,087 \text{ кг } CO_2.$$

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

$$\text{Восстановится FeO } \frac{1,9 \cdot 90}{100} = 1,71 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{1,71 \cdot 16}{100} = 0,27 \text{ кг.}$$

$$\text{Осталось FeO в шлаке } 1,9 - 1,71 = 0,2 \text{ кг.}$$

$$\text{Образуется Fe } 1,71 - 0,27 = 1,44 \text{ кг}$$

$$\text{Восстановится } Cr_2O_3 \frac{37,3 \cdot 90}{100} = 33,57 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{33,57 \cdot 48}{100} = 16,11 \text{ кг.}$$

$$\text{Образуется Cr } 33,57 - 16,11 = 17,46 \text{ кг.}$$

$$\text{Осталось } Cr_2O_3 \text{ в шлаке } 37,3 - 33,57 = 3,73 \text{ кг.}$$

$$\text{Восстановится MnO } \frac{8,4 \cdot 90}{100} = 7,56 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{7,56 \cdot 16}{71} = 1,7 \text{ кг.}$$

$$\text{Образуется Mn } 7,56 - 1,7 = 5,9 \text{ кг.}$$

$$\text{Осталось MnO в шлаке } 8,4 - 7,56 = 0,84 \text{ кг.}$$

$$\text{Восстановится } P_2O_5 \frac{0,2 \cdot 90}{100} = 0,18 \text{ кг.}$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

Необходимо связать кислорода  $\frac{0,18 \cdot 80}{100} = 0,14$  кг.

Образуется P  $0,18 - 0,14 = 0,4$  кг.

Осталось P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в шлаке  $0,2 - 0,18 = 0,02$  кг.

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

FeO – 0,27;  
Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 16,11;  
MnO – 1,7;  
P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 0,14;  
Всего – 28,8.

Коксом связано 6,99 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$28,8 - 6,99 = 21,9$  кг

Таблица 17 – Количество и состав металла в ковше после раскисления, кг

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	228,3	0,58	228,9	0,2
O	26,2	-	26,2	0,02
Si	-	-	-	-
Mn	77,85	5,9	83,75	0,08
P	15,3	0,4	15,7	0,01
S	25,05	0,04	25,09	0,02
Cr	5486,8	17,46	5504,3	5,5
Ni	254,16	-	254,16	0,22
Ti	-	-	-	-
W	47,6	-	47,6	0,04
Al	-	-	-	-
Mo	39,1	-	39,1	0,034
Cu	252,3	-	252,3	0,22
V	28,9	-	28,9	0,025
Fe	106105,96	1,44	106107,4	94,22
Всего	112587,5	25,82	112613,32	100

Таблица 18 – Количество и состав шлака в ковше 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	25,2	39,8	8,4	1,9	37,3	6	6,62	0,7	0,2	0,1	127,1
Раскисление	0,39	0,34	-7,56	-1,71	-33,57	0,2	0,008	-	-0,18	-	-24,9
Всего	25,59	40,14	0,84	0,2	3,73	6,2	6,63	0,7	0,2	0,1	85,23
Всего, %	30,02	47,1	0,99	0,23	4,4	7,3	7,78	0,8	0,23	0,12	100

б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,02%.

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

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:

$$m_{Si} = \frac{112613,32 \cdot (0,4 - 0)}{100} = 450,4 \text{ кг.}$$

$$m_{Mn} = \frac{112512,14 \cdot (0,4 - 0,08)}{100} = 360,03 \text{ кг.}$$

$$m_{Cr} = \frac{112512,14 \cdot (12 - 5,5)}{100} = 7313,3 \text{ кг.}$$

$$m_{предп.} = 450,4 + 360,03 + 7313,3 + 112512,14 = 120635,8 \text{ кг}$$

Принимаем  $m_{предп.} = 120000$  кг

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		55

$$m_{\text{лег } i} = \frac{m_{\text{Me прог}} \cdot ([i_{\text{гост}}] - [i_{\text{Me}}])}{i}, \quad (12)$$

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

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС75 (12):

$$m_{\text{Si}} = \frac{120000 \cdot (0,4 - 0)}{75} = 640 \text{ кг.}$$

или

$$m_{\text{Si}} = \frac{640 \cdot 75}{100} = 480 \text{ кг кремния.}$$

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  $\frac{480 \cdot 20}{100} = 96$  кг кремния и  $\frac{640 \cdot 2}{100} = 12,8$  кг алюминия.

Это количество кремния свяжет кислорода  $\frac{96 \cdot 32}{100} = 30,7$  кг; алюминий свяжет  $\frac{12,8 \cdot 48}{54} = 11,4$  кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак:  $\frac{96 \cdot 60}{28} = 205,7$  кг  $\text{SiO}_2$  и  $\frac{12,8 \cdot 102}{54} = 24,2$  кг  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

ФС75 внесет в металл, кг:

$$\text{Si} = \frac{640 \cdot 80 \cdot 75}{100 \cdot 100} = 384$$

$$\text{Mn} = \frac{640 \cdot 0,4}{100} = 2,56$$

$$\text{P} = \frac{640 \cdot 0,05}{100} = 0,32$$

$$\text{S} = \frac{640 \cdot 0,02}{100} = 0,13$$

$$\text{Cr} = \frac{640 \cdot 0,4}{100} = 2,56$$

$$\text{Fe} = \frac{640 \cdot 24}{100} = 153,6$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56





$$C = \frac{7800 \cdot 0,03}{100} = 2,34$$

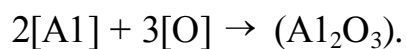
$$P = \frac{7800 \cdot 0,02}{100} = 1,56$$

$$Cr = \frac{7800 \cdot 99}{100} = 7722$$

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий. Необходимо понизить количество до 0,005%  $\frac{0,005 \cdot 120000}{100} = 6$  кг т.е. связать:

$$26,2 - 6 = 20,2 \text{ кг,}$$



Для этого потребуется алюминия  $\frac{20,2 \cdot 54}{48} = 22,77$  кг.

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

$$\frac{22,77 \cdot 102}{100} = 23,2 \text{ кг.}$$

С учетом остаточного содержания алюминия в металле 0,02% (общий расход алюминия для раскисления металла принимаем равным  $24 + 22,77 = 46,77$  кг.

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97, кг:

$$\frac{46,77 \cdot 100}{99,98} = 46,45 \text{ кг.}$$

А97 также внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{46,45 \cdot 0,01}{100} = 0,005$$

$$Fe = \frac{46,45 \cdot 0,01}{100} = 0,005$$

2) Шлакообразование

а) Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

Для проведения десульфурации необходима основность шлака  $B = 3,5 \dots 4,0$ . Принимая  $B = 4$ , получим:

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

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дат		58

где  $m_{(CaO)_{п.шл}}$ ,  $m_{(SiO_2)_{п.шл}}$  – содержание (CaO) и (SiO<sub>2</sub>) в первом шлаке, кг;  
 $m_{(CaO)_{изв}}$ ,  $m_{(SiO_2)_{изв}}$  – содержание (CaO) и (SiO<sub>2</sub>) в извести, кг.  
 Откуда следует, что масса извести, кг,

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

где CaO<sub>изв</sub>, SiO<sub>2изв</sub> – содержание CaO и SiO<sub>2</sub> в извести (см. таблицу 4), %.

Тогда масса извести по формуле (13):

$$m_{изв} = 2512,8 \text{ кг.}$$

Известь внесёт в шлак (4), кг:

$$CaO - \frac{88 \cdot 2512,8}{100} = 2211,3 \text{ кг}$$

$$SiO_2 - \frac{1,3 \cdot 2512,8}{100} = 32,67 \text{ кг}$$

$$MgO - \frac{2 \cdot 2512,8}{100} = 50,3 \text{ кг}$$

$$Al_2O_3 - \frac{0,8 \cdot 2512,8}{100} = 20,1 \text{ кг}$$

$$Fe_2O_3 - \frac{0,2 \cdot 2512,8}{100} = 5,02 \text{ кг}$$

в пересчете на FeO (5) –4,8.

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

$$\frac{7,7 \cdot 2512,8}{100} = 193,5 \text{ кг } CO_2.$$

б) 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:

$$m_{п.шпат} = \frac{2512,8}{4} = 628,2 \text{ кг.}$$

Плавиковый шпат внесёт в шлак (4), кг:

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		59

$$\text{CaO} - \frac{0,5 \cdot 628,2}{100} = 3,14 \text{ кг}$$

$$\text{SiO}_2 - \frac{3,6 \cdot 628,2}{100} = 22,61 \text{ кг}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 - \frac{0,2 \cdot 628,2}{100} = 1,2 \text{ кг}$$

$$\text{CaF}_2 - \frac{94 \cdot 628,2}{100} = 590,5 \text{ кг}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 - \frac{1,5 \cdot 628,2}{100} = 9,4 \text{ кг}$$

в пересчете на FeO (5) – 8,7.

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

$$\frac{0,2 \cdot 628,2}{100} = 1,3 \text{ кг } \text{CO}_2.$$

г) 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):

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

$$\text{SiO}_2 = \frac{42,222 \cdot 6,5}{100} = 2,744 ;$$

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

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 = \frac{42,222 \cdot 10}{100} = 4,222 ;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{42,222 \cdot 4}{100} = 1,689 ;$$

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		60

$$Fe_2O_3 = \frac{42,222 \cdot 11,5}{100} = 4,856,$$

в пересчете на FeO (5) – 4,3

### 3) Десульфурация стали шлаком

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. 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.

Таблица 19 – Количество и состав металла во время десульфурации, кг

Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	228,9	17,8	246,68	0,2
O	26,2	-20,2	6	0,005
Si	-	408,8	408,8	0,35
Mn	83,75	363,46	447,2	0,38
P	15,7	2,28	17,98	0,015
S	25,09	0,207	25,3	0,02
Cr	5504,3	7724,6	13228,9	12,1
Ni	254,16	0	254,16	0,21
Ti	-	-	-	-
W	47,6	0	47,6	0,04
Al	-	46,77	46,77	0,038
Mo	39,1	0	39,1	0,03
Cu	252,3	0	252,3	0,2
V	28,9	0	28,9	0,02
Fe	106107,4	157,005	106264,4	87,6
Всего	112613,32	8700,7	121314,04	100



$f_s$  – коэффициент активности серы.

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

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

$$\lg f_o = -0,2 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,2 - 0,131 \cdot 0,35 - 0,021 \cdot 0,38 + 0,07 \cdot 0,015 - 0,0133 \cdot 0,02 - 0,04 \cdot 12,1 + 0,006 \cdot 0,21 - 0,03 \cdot 0,2 - 3,9 \cdot 0,038 = -0,78$$

$$f_o = 0,166;$$

$$a_o = 0,166 \cdot 0,005 = 0,0008$$

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

$$\lg f_s = -0,028 \cdot 0,02 + 0,11 \cdot 0,2 + 0,063 \cdot 0,35 - 0,026 \cdot 0,38 - 0,029 \cdot 0,015 + 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 12,1 + 0,27 \cdot 0,21 - 0,0084 \cdot 0,2 + 0,035 \cdot 0,038 = -0,039$$

$$f_s = 0,91$$

$$L_s = 224,91.$$

$$[S]_k = \frac{100 \cdot 0,035 + 1,45 \cdot 0,05}{100 + 224,91 \cdot 1,45} = 0,008$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции:

$$\frac{121314,04 - X}{25,3 - X} = \frac{100}{0,02}$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

121314,04 –  $x$  – масса металла с учетом окисления серы, кг;

25,3 –  $x$  – масса серы в металле с учетом окисления, кг;

0,02 – содержание серы в металле, %,

$$x = 1,04 \text{ кг.}$$

4) Доведение стали до заданного химического состава

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

									Лист
									63
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

22.03.02.2018.288.00 ПЗ

Количество и состав металла перед подачей на разливку приведены в табл.21.

Таблица 21 – Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	246,68	-	246,68	0,2
O	6	-	6	0,005
Si	408,8	-	408,8	0,37
Mn	447,2	-	447,2	0,39
P	17,98	-	17,98	0,014
S	25,3	-1,04	24,26	0,019
Cr	13228,9	-	13228,9	12,1
Ni	254,16	-	254,16	0,21
Al	46,77	-	46,77	0,04
W	47,6	-	47,6	0,04
Mo	39,1	-	39,1	0,03
Cu	252,3	-	252,3	0,2
V	28,9	-	28,9	0,02
Fe	106264,4	-	106264,4	87,4
Всего	121314,04	-1,04	121314,04	100

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и не нуждается в корректировке. Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в таблице 22.

Таблица 22 – Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	Mn O	ΣFe O	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mg O	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CaF <sub>2</sub>	Σ
Шлак до десульфурации и десульфурации	294,2	2255,4	0,84	18,1	7,95	76,6	84,8	0,7	0,2	0,1	675,7	3414,6
Десульфурации	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1,04	-	1,04
Всего	294,2	2255,4	0,84	18,1	7,95	76,6	84,8	294,2	2255,4	1,14	675,7	3415,64
Всего, %	8,6	66,05	0,02	0,5	0,23	2,24	2,5	0,02	0,006	0,00	19,8	100

Суммарный материальный баланс восстановительного периода:

Израсходовано, кг:

- а) металла —125097,17;  
 б) шлака —12708,9;  
 в) футеровки ковша —42,22;

Получено, кг;

- а) металла —133823,76, в том числе:  
 1) в ДСП —12509,72  
 2) в ковше —121314,04;

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
						64



г) шлакообразующих —, в том числе:

- 1) извести —2512,8,
- 2) плавикового шпата —628,2;
- д) легирующих и раскислителей —,

в том числе:

- 1) А97 —46,45,
- 2) ФС75 —640,
- 3) ФМн88 —384,
- 4) Металлический хром -7800
- 5) кокса —6,75;

е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия —90,2.

Всего 149956,7:

Невязка

$150159,43 - 149956,7 = 202,73$  кг или  $\Delta = 202,73 / 150159,43 = 0,0013 \cdot 100\% = 0,13$  .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Суммарный материальный баланс плавки:

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

- 1) Отходов Б - 18 — 69300;
- 2) А - 2 — 31500;
- 3) Чугун-25200
- 4) ФС75 —640;
- 5) ФМн88 —384;
- 6) А97 — 46,45;
- 7) Металлический хром -7800
- 8) кокса — 6,75;
- 8) извести (суммируется по всем периодам) — 7012,8;
- 9) плавикового шпата —628,2;
- 10) футеровки печи —745,9;
- 11) футеровки печи-ковша —42,22;
- 12) руды —12563,83;
- 13) газов (суммируется по всем периодам) —3905,7.

Всего: 159775,9

б) шлака —16124,5, в том числе:

- 1) в ДСП —12708,9,
- 2) в ковше —3415,64;

в) газов —211,13, в том числе:

- 1) CO<sub>2</sub> (известь) —193,5,
- 2) CO<sub>2</sub> (плавиковый шпат) —1,3,
- 3) CO<sub>2</sub> (кокс) —0,087,
- 4) CO (кокс) —16,24.

Всего: 150159,43.

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

- 1) металла (в ковше и в ДСП) — 133823,76;
  - 2) шлака — 16124,5;
  - 4) пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) — 4734,8;
  - 5) газов (суммируются по всем периодам) —5206,6.
- Всего: 159889,66.

Невязка —  $159889,66 - 159775,9 = 113,76$  кг или  $\frac{113,76}{159889,7} \cdot 100 = 0,07\%$ .

										Лист
										65
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2018.288.00 ПЗ					

### 3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

#### 3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства

Качество проката формируется, начиная от сырых материалов, чугуна, но особенно - в процессе сталеплавильного и прокатного переделов. В соответствии с этим дефекты проката подразделяются на две группы – сталеплавильного и прокатного происхождения. В свою очередь дефекты сталеплавильного происхождения делятся на дефекты слитков и непрерывнолитой заготовки.

Непрерывный слиток благодаря малой толщине и быстрому вследствие этого затвердеванию отличается меньшим развитием химической неоднородности, более равномерным распределением неметаллических включений. От слитков, разливаемых в изложницы, он отличается также более чистой и гладкой поверхностью. В этих условиях технологический уровень производства и разливки стали приобретает крайне важное значение.

Дефектом непрерывнолитой заготовки принято считать отклонение от предусмотренного техническими условиями показателя качества заготовки или металлопродукции, которое частично или полностью нарушает совокупность технологических или эксплуатационных свойств изделия (сплошность, химический состав, структура и т.п.) [4, с.72].

Отдельные дефекты непрерывнолитой заготовки могут быть идентифицированы уже непосредственно при их визуальном осмотре, а для определения остальных необходимо отбирать из заготовок специальные образцы.

Дефекты непрерывнолитой заготовки подразделяются на 3 группы:

1) Виды дефектов отклонения формы: раздутие, диагональные искажения - ромбичность, вогнутость, коробление.

2) Виды внутренних дефектов: центральная усадочная пористость, диагональные трещины, трещины в центре заготовки, трещины посередине граней заготовки, первичная ликвация.

3) Виды поверхностных дефектов: продольные трещины, поперечные трещины, поперечные пережимы, продольные утяжины, наплывы, брызги, спаи, неметаллические включения, волнистость заготовки, поры и газовые пузыри, местное охрупчивание, рифленая поверхность, дефекты, возникающие при огневой зачистке, заливины.

Более подробно рассмотрим дефект непрерывнолитой заготовки заливины.

Заливины – неплоскостность в виде раковин на поверхности заготовки в совокупности с поверхностными трещинами. Дефект встречается преимущественно на гранях заготовки, но может также появляться и вблизи ребер (рисунок 8).

Образуется при напряжения в корке заготовки, вызванные неравномерным затвердеванием в кристаллизаторе; эти напряжения, в слабом сечении и в местах, где расположены включения шлака или окисленные брызги, могут привести к нарушениям сплошности в корке.

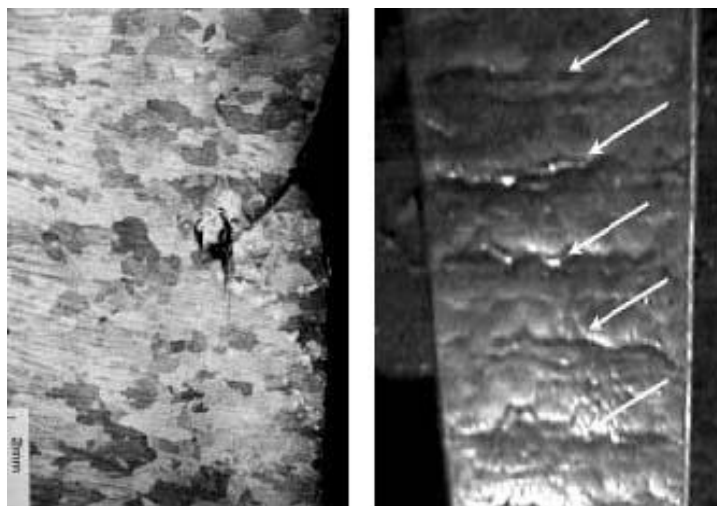
					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		66

Жидкая сталь заходит в воздушный зазор между стенкой кристаллизатора и коркой заготовки и затвердевает при соприкосновении с поверхностью кристаллизатора.

Образование заливин наиболее вероятно при перерывах в подаче металла в кристаллизатор, недостаточной или неравномерной смазке стенок кристаллизатора, значительных колебаниях уровня металла в нем, разливке металла с пониженной скоростью и температурой и т.п. Заливины образуются также в случае прорыва оболочки слитка.

В целом для предупреждения таких дефектов как пояса, завороты корочки слитка, заливин необходимо предотвращать затягивание дозирующих узлов промежуточных ковшей, минимизировать амплитуду колебаний уровня металла в кристаллизаторе, оптимизировать режимы работы смазки его рабочей поверхности, обеспечивать стабильность скорости разливки и пр.

Устранение: Дефект может быть устранен путем огневой зачистки. [13, с. 19]



а)

б)



в)

Рисунок 6 – Продольное сечение образца заготовки в месте расположения заливин (а) и ее фото на поверхности заготовок (б, в)

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		67

### 3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения: неметаллические включения

Неметаллические включения - включения, наблюдаемые в структуре затвердевшего металла и представляющие собой главным образом окисные, сернистые и нитридные соединения с элементами, присутствующими в металле, либо с элементами, входящими в состав формы, с которой соприкасается жидкий металл.

Неметаллические включения в стали, являясь в большинстве своем весьма хрупкими и непрочными, могут понизить механические свойства стали. Крупные включения иногда служат началом образования трещин, в особенности при работе деталей в условиях повторных напряжений или в случае больших термических и структурных напряжений. Неметаллические включения в стали способствуют также неравномерному обособлению структурных составляющих. Работами последних лет доказано, что и шиферное строение в изломе стали, приводящее к сильной анизотропии свойств, связано со значительным загрязнением металла неметаллическими включениями. Эти включения нарушают сплошность и действуют как концентраторы напряжений. Вредное влияние особенно сказывается при повторных нагревах и охлаждениях, когда они становятся очагами зарождения трещин. По условиям возникновения и попадания в сталь неметаллические включения разделяются на 4 группы:

1) продукты раскисления жидкого металла (закись марганца, глинозем, окись титана, а при плохом раскислении — закись железа, окислы хрома и др.). Эти окислы могут находиться в комплексных соединениях как между собой, так и со шлакообразующими материалами;

2) частицы огнеупорных материалов как следствие разъедания жидким металлом футеровки печи, желоба, ковша, прибыльных надставок и т. п.;

3) частицы шлака ( $t\text{fFeO-AiSiO}_2$  или  $ra\text{FeO-raCaO}$  и др.) и сернистых соединений ( $\text{FeS}$ ,  $\text{MnS}$ ), захваченные жидким металлом при выпуске из печи;

4) продукты реакций, протекающих при диффузии различных газов в металле (нитриды алюминия или титана).

Влияние неметаллических включений в стали на изменение механических и иных свойств зависит от температуры плавления и способности к смачиванию зерен основного металла, а также от общего количества неметаллических включений и их свойств. Если неметаллические включения в сталях не смачивают зерна основного металла или являются по своей природе тугоплавкими, то они имеют округлую форму и располагаются чаще всего внутри зерен; они ухудшают механические свойства стали незначительно. Если же неметаллические включения в стали являются легкоплавкими и вместе с тем обладают способностью к смачиванию зерен основного металла, то перед затвердеванием они растекаются по границам зерен и образуют хрупкие разобщающие зерна пленки; в этом случае происходит значительное ухудшение механических свойств стали.

										Лист
										68
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ					

Неметаллические включения в стали, сосредоточенные в наружных слоях детали, где действуют наибольшие напряжения изгиба и кручения, более опасны, чем находящиеся в глубинных зонах. Особенно вредны Н.в. вс. в случае воздействия внешних условий поперек волокна; уменьшение прочности (особенно усталостной) вдоль волокна отмечается только при наличии очень крупных включений. При производстве некоторых сортов качественной и высококачественной стали количество включений в стали регламентируется; Для этой цели существует стандартная пятибалльная шкала, представляющая собой набор характерных структур, наблюдаемых под микроскопом на нетравленных шлифах при 100-кратном увеличении.

Определение количества неметаллических включений в стали производится на продольных шлифах, изготавливаемых на образцах, равных кругу или V4 круга для заготовок толщиной более 50 мм и V2 круга для заготовок толщиной меньше 50 мм. Длина образца в направлении волокна обычно составляет 10—12 мм.

Оценка производится сравнением наихудшего места на шлифе с эталонной шкалой баллов, которые составлены для различных видов включений: силикатов, оксидов, сульфидов и др. Плавка стали характеризуется либо наибольшим баллом из нескольких образцов, либо средним арифметическим из нескольких образцов, каждый из которых оценен наибольшим баллом.

Для ряда марок стали, напр. шарикоподшипниковой, чистота по неметаллическим включениям в сталях является одним из основных факторов, определяющих эксплуатационную стойкость изделий; в этом случае действуют спец. более жесткие нормы.

Меры борьбы с неметаллическими включениями в стали определяются созданием условий, уменьшающих возможность их попадания в металл. Так, хорошее раскисление, полное расплавление добавок и достаточная выдержка металла в печи уменьшают количество неметаллических включений 1-й группы, тщательная подготовка печи, ковша и изложницы и хорошее качество огнеупоров уменьшают количество включений 2-й группы. Достаточная жидкотекучесть металла и шлака и состав шлака увеличивают чистоту металла по неметаллическим включениям 3-й группы. Достаточная выдержка металла в печи и ковше перед разливкой является одним из способов уменьшения количества включений 4-й группы. Особенно эффективным является вакуумирование жидкого металла перед разливкой.

#### 4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Сталь марки 20К производится не только в России, но и за рубежом. Аналоги стали представлены в таблице 23.

Таблица 23 – Аналоги стали марки 20X13 в других странах

США	Gr.60, K01701, K02401, K02402, K02505, K02801, X42
Германия	1.0426, ASt41, H3, H4, P265GH, St45-8
Япония	SG295, SGV410, SGV450, SGV480, SM53B, SM53C, SPV235, SPV315
Франция	A42AP, A42CP, A42F, P265GH
Англия	1501Gr.164-360, 151-400, 161-430, 164-360, 400-22, P265GH
Евросоюз	P265GH
Италия	Fe4102KG, Fe4102KW, Fe410KW, P265GH
Бельгия	D42-2
Испания	A42RCI, A42RCII
Швеция	1430, 1431, 1432
Болгария	16K, P265GH
Венгрия	KL2C, P265GH

За рубежом освоено металлургическое производство, одним из оборудования является шахтная дуговая печь.

Двухшахтная дуговая печь.

Двухшахтная дуговая печь предназначена для снижения продолжительности подготовительных операций плавки. Две шахтные печи устанавливают зеркально одна с другой. Обе печи обслуживаются одним трансформатором (пока известны лишь печи переменного тока работающие во Франции и Люксембурге), оборудованы 12 горелками (по 6 на каждый корпус) мощностью по 3 МВт каждая, четырьмя манипуляторами, системой управления дугами, системой перемешивания металла аргоном, системой подачи извести и углеродсодержащих материалов. Четыре горелки из шести расположены в шахте, одна – в рабочем окне и одна – вблизи выпускного отверстия.

В подине установлено пять пористых вставок для продувки ванны азотом.

Своды соединены патрубками с трехходовым краном дроссельного типа, позволяющего направлять часть отходящих газов от одной печи в другую.

Основные показатели двухшахтной дуговой печи:

- емкость печи 2 × 90 или 2 × 95 тонн,
- мощность трансформатора – 96 (105) МВА
- продолжительность плавки – 62 мин
- удельный расход электроэнергии – 328 – 380 кВт·ч/т
- годовая производительность – 750 тыс. тонн
- назначение – выплавка стали для сортового проката.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		70

## 5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Модернизация – это процесс изменения чего-либо в соответствии с требованиями современности, переход к более совершенным условиям, с помощью ввода разных новых обновлений.

Предлагается модернизация моделирования различных конфигураций промежуточного ковша для разливки стали с высокими требованиями по качеству.

В техническом университете, факультета металлургии Республики Словакии (г. Кошице) проводилось исследование сравнения времени работы промежуточных ковшей (ПК) с устройством Turbostop и перегородками или Turbostop, перегородками и переливными устройствами при двух разных скоростях разливки в симметричном двухручьевом ПК. Реальная конфигурация ПК включает Turbostop, перегородки и переливные устройства и в настоящее время используется для разливки стали с высокими требованиями по качеству компанией U.S.Steel Kosice. s.r.o.

Были разработаны планы долгосрочных исследований и способы физического моделирования потока стали в ковше с использованием нескольких методов измерения параметров этого потока. Наиболее эффективным методом было признано сочетание колориметрической визуализации потока и оценки времени нахождения стали посредством измерения изменений проводимости (концентрации) индикатора (раствор КСИ) на впускном отверстии ПК и на его выпускных отверстиях датчиками проводимости. С точки зрения влияния конфигурации ПК на чистоту стали в качестве критерия оценки используется «время нахождения», т.е. минимальное время, за которое введённый через трубу индикатор появляется на входе из ПК.

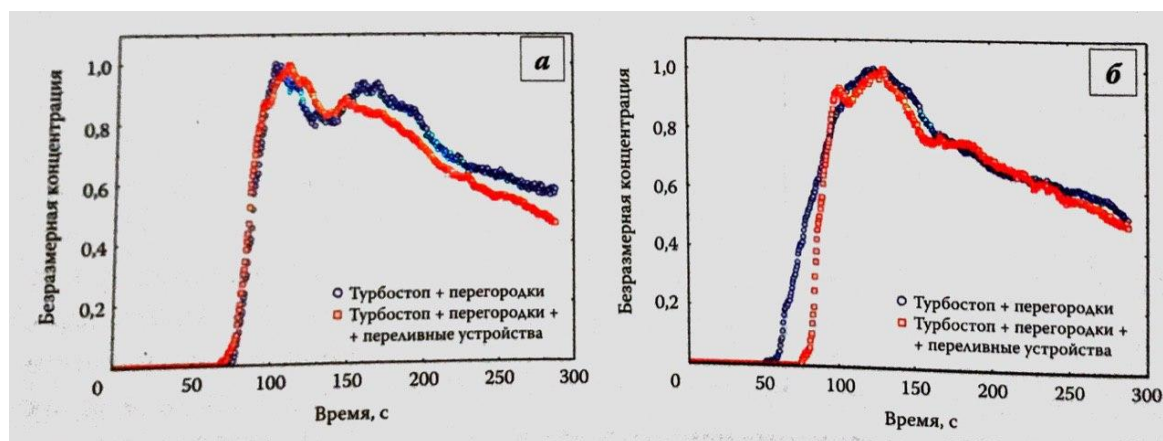


Рисунок 8 – С-кривые для скорости разливки 0,8м/мин (а) и 1,2 м/мин (б)

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ

Лист

71

Для подтверждения результатов сравнения влияния смоделированных конструкций и максимального и минимального времени нахождения на чистоту стали использовали значения, приведенные на рисунке 8. С точки зрения возможности оптимизации существующей конфигурации ПК и ее влияние на чистоту разливаемой стали с высокими требованиями по качеству наиболее важными результатами сравнения минимального времени нахождения для каждой конфигурации ПК были значения для скорости разливки 0,8 м/мин, что соответствует средней реальной разливки стали этих марок в рабочих условиях.

На основе результатов физического моделирования и результатов аналогичных исследований сделали вывод, что переливные устройства, которые в настоящее время используются в промежуточных ковшах, при разливке стали с высокими требованиями по качеству не оказывают положительного воздействия на время нахождения и, соответственно, на чистоту стали. [14, с. 36]

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72



## 6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

### 6.1 Общие требования охраны труда

К работе в отделение непрерывной разливки стали допускаются лица, достигшие 18 летнего возраста, прошедшие медицинское освидетельствование, инструктаж по охране труда, усвоившие безопасные приемы работы и требования технологических инструкции, обученные по профессии.

Каждый работник должен соблюдать режим труда и отдыха, правила внутреннего трудового распорядка предприятия.

Во избежание несчастных случаев передвигаться по территории предприятия и цеха необходимо по тротуарам, дорожкам, мостам и переходам, специально предназначенным для пешеходного движения.

Для защиты от вредных и опасных для здоровья факторов персоналу цехавыдают личные средства защиты (спецодежда, обувь, каска, защитные очки, респираторы и т.п.). Так же для защиты от высокой температуры и жидких расплавов ставятся ограждения (тепловые экраны, перила и т.п.).

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.

### 6.2 Анализ опасных производственных факторов

Опасным производственным фактором называется такой производственный фактор, воздействие которого на работающего в определенных условиях приводит к травме или к другому внезапному, резкому ухудшению здоровья.

К опасным производственным факторам на анализируемом участке работы относятся: подвижные части оборудования, вращающиеся и перемещающиеся механизмы; – электрический ток; – раскаленные элементы агрегатов и оборудования, а также металл в расплавленном состоянии.

Основными мероприятиями по защите от травм подвижными частями оборудования, вращающимися и перемещающимися механизмами являются: использование защитных кожухов, блокировки для отключения оборудования при попадании человека в опасную зону, оборудование пультов управления защитными экранами, создание ограждений, безопасных пешеходных проходов, переходов и галерей, установки предостерегающих надписей.

Для работы на оборудовании участка цеха допускаются лица, прошедшие специальную подготовку по технике безопасности и имеющие допуск к работе на этом оборудовании.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		73

Подъемно-транспортное оборудование для перемещения грузов в цехе представлено рольгангами, поперечными и продольными транспортерами.

При эксплуатации этого оборудования возможно травмирование персонала движущимися частями, падающим грузом, электрическим током. Серьезная опасность возникает при обрыве несущих органов (канатов, тросов).

Все части подъемно-транспортного оборудования, представляющие опасность при эксплуатации, надежно ограждены.

Непредусмотренный контакт работающих с перемещаемыми грузами исключен, обеспечена надежная прочность механизмов. Запас грузовой устойчивости не менее 25%.

На каждом устройстве находятся бирки с указанием всех технических характеристик, а так же отмечен последний срок проверки и допуск к работе. К работе с подъемно-транспортными машинами допускаются только лица прошедшие специальную подготовку, инструктаж по технике безопасности и имеющие допуск к работе с этими машинами.

### 6.3 Анализ вредных производственных факторов

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

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

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

В таблице 24 представлена средневзвешенная величина степени вредности на предприятии ПАО «Ашинский метзавод»

Таблица 24 – Средневзвешенная величина степени вредности на предприятии ПАО «Ашинский метзавод»

Параметр микроклимата	Класс вредности
Температура воздуха	3.1
Скорость движения воздуха	2
Влажность воздуха	2
ТНС - индекс	3.2
Тепловое излучение	3.3
Экспозиционная доза	3.1
Средневзвешенная величина степени вредности	3.2

#### 6.4 Профессиональные заболевания в металлургической промышленности

В современной металлургической промышленности произошло значительное совершенствование технологических процессов, что привело к улучшению санитарно-гигиенических условий труда рабочих.

Между тем на различных предприятиях металлургической промышленности имеется ряд вредных факторов, отрицательно влияющих на слизистую оболочку дыхательных путей и организм в целом. К ним относятся пыль двуокси кремния, окислы железа, хром, ванадий, марганец, титан, пары кислот, окись углерода, сернистый газ, бензол, высокая температура, инфракрасное и ультрафиолетовое излучение и др.

Сравнительный анализ заболеваемости ангиной рабочих металлургического завода за 25 лет [Луковский Л. А., Деглин М. П., 1975] свидетельствует о высоком удельном весе ангин с колебаниями от 7,4 до 9,0% и снижением в последние годы до 5,5%.

Чаще ангинами болеют рабочие «горячих» профессий: горновые, вальцовщики и др. Число заболеваний ангинами увеличивается весной и в осенне-зимний период.

А. В. Бروفман и В. А. Годяцкая (1970) указывают, что ангины встречаются чаще среди рабочих-металлургов коксохимического производства, фасонно-литейного, доменного цехов, мартена, аглофабрики, причем частота ангин нарастает в осенне-зимний период и снижается летом. На I и IV кварталы года приходится 63% заболеваемости.

При исследовании рабочих коксохимического и ферросплавного заводов Е. З. Мирошникова и соавт. (1976) обнаружили у 24% лиц, болеющих ангинами, хронический тонзиллит. Это представляет определенный интерес, так как в условиях производства при действии на организм профессиональных факторов течение хронического тонзиллита у рабочих может приобретать некоторые особенности.

А. А. Сквирская и Г. П. Головина (1975) отмечают, что среди причин, вызывающих временную потерю трудоспособности, у рабочих тепловозремонтного завода, первое место на протяжении многих лет занимают грипп и респираторные заболевания, второе — ангина.

Исследование ЛОР-органов у рабочих цеха котлов, трубного цеха и ковкого чугуна завода отопительного оборудования выявило различные заболевания у 70,6%. Чаще встречаются заболевания глотки (45,1%) вплоть до выраженных атрофических фарингитов, реже (5,5%) заболевания гортани.

У рабочих электросталеплавильного цеха со стажем работы свыше 10 лет В. Г. Бойко (1959) отмечает частые простудные заболевания и дистрофические изменения верхних дыхательных путей (78,6%).

Заболевания и нарушения ЛОР-органов выявлены у 36,6% рабочих металлургического завода [Фейгин Г. А., 1960], причем в 12,5% случаев отмечены субатрофические риниты и фаринголарингиты.

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		75

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате выполнения выпускной квалификационной работы были изучены технологические особенности хромосодержащих сталей. Были выполнены следующие задания:

1. Изучены теоретические основы стали марки 20К
2. Рассмотрены технологическая цепочка производства стали марки 20К на примере предприятия ПАО «Ашинский метзавод»
3. Проведен расчет материального баланса стали марки 20К
4. Определены возможные дефекты сляба
5. Выделены зарубежные аналоги стали марки 20К
6. Проанализированы условия охраны труда и безопасности производства.

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

Электроплавка, как одна из разновидностей электронагрева, развивалась в нашей стране в прошедший период главным образом в связи с возрастающими потребностями в высококачественном металле, получение которого в других агрегатах было либо невозможно, либо неэкономично.

К основным преимуществам электроплавки следует отнести:

- 1) применение высокотемпературного источника энергии;
- 2) исключение смешивания технологических газов с продуктами сгорания топлива, что позволяет работать в вакууме или защитной атмосфере при резком уменьшении выброса газов в атмосферу;
- 3) резкое сокращение в электроплавке расхода ферросплавов (из-за уменьшения угара хрома, марганца и особенно ванадия и кремния);
- 4) облегчение управлением выделения тепла, что позволяет значительно сократить тепловые потери и повысить термический к. п. д. печей;
- 5) улучшение условий труда обслуживающего персонала;
- 6) снижение себестоимости и уменьшение капитальных затрат.

Основным направлением развития электронагрева является повышение единичной мощности крупнотоннажных печей. Однако в связи с повышением расхода мощности на единицу продукции ухудшаются условия службы футеровки стен и свода печей из-за теплового воздействия на кладку.

Применяя различные типы электротермических устройств, можно обеспечить равномерный прогрев различных материалов и изделий не только с целью повышения их пластичности перед деформацией (ковкой, штамповкой или прокаткой) и придания им специальных свойств, но и нагреть только поверхность изделий или отдельные их участки (например, для поверхностной или частичной термообработки).

					22.03.02.2018.288.00 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		76

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бернштейн, М.Л. Атлас дефектов стали. – М.: Металлургия, 2013. – с.187.
2. Васильев, В.И. Технология судостроительных материалов: Учебное пособие / В.И. Васильев, А.Д. Гармашев, А.Д. Озерский и др.: Судостроение, 1990. - 312 с.
3. Воскобойников, В.Г. Общая металлургия. Учебник для вузов / В.А.Кудрин, А.М.Якушев, В.Г.Воскобойников. - М.: Металлургия 1998. – 768с.
4. Гудин, Ю.А. Производство стали в дуговой печи. Конструкция, технология, материалы: монография / Ю.А.Гудин, И.Ю.Зинуров, А.Д.Кисилев. – Новосибирск: Изд-во НГТУ, 2010. – 547 с.
5. Дюдкин, Д.А. Производство стали на агрегате ковш – печь / С.Ю.Бать, С.Е.Гринберг, С.Н.Маринцев – Донецк: «ООО “Юго – Восток, Лтд”», 2003. – 300с.
6. Дюдкин, Д.А. Производство стали на агрегате ковш - печь / Д.А. Дюдкин, С.Е. Гринберг, С.Н. Маринцев - Донецк: Юго- Восток, Лтд, 2003. - 300с.
7. Еланский, Д.Г. Тенденции развития электросталеплавильного производства. – М.: Металлургия, 2015. – с.403.
8. Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Металлургия, 2002. – 480 с.
9. Поволоцкий, Д. Я. Основы технологии производства стали: Учебное пособие для вузов. – Челябинск: Издательство ЮУрГУ, 2009. – 189 с.
10. Кудрин, В.А. Внепечная обработка чугуна и стали/ В.А. Кудрин. – М.: Металлургия, 2001. – 336 с.
11. Линчевский, Б.В. Металлургия черных металлов/ Б.В.Линчевский, А.Л.Соболевский, А.А.Кальменев. - М.: 2009. – 303с.
12. Линчевский, Б.В., Соболевский, А.Л., Кальменев, А. А. Металлургия чёрных металлов. – М.: Металлургия, 2012. – с.303.
13. Модульная технология «Динарк» Danieli //Электрoметаллургия, 2012. – с.425.
14. Очагова, И.Г. Новости черной металлургии за рубежом /И.Г. Очагова, С.З. Афонин - выпуск №6 (48) 2005. – 116 с.
15. Поволоцкий, Д.Я. Основы технологии производства стали: Учебное пособие для вузов. – Челябинск: Издательство ЮУрГУ, 2012. – с. 189.
16. Розенберг, Л.Д. Источник мощного ультразвука / Л.Д. Резенберг: Издательство "Наука" Москва, 1967. - 380 с.
17. Роцин, А.В., Поволоцкий, В.П., Грибанов, В.П. Производство стали. Решение практических задач: Учебное пособие. – М.: ЮУрГУ, 2013. – с. 121.
18. Роцин, А.В. Производство стали. Решение практических задач: учебное пособие/ А.В.Роцин, Д.Я.Поволоцкий, В.П.Грибанов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2006. – 72 с.
19. Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие / А.В.Рябов, И.В.Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175 с.

										Лист
										77
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2018.288.00 ПЗ

20. Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / А.В.Рябов, И.В.Чуманов, М.В.Шишимиров. - Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188 с.
21. Рябов, А.В. Расчет процесса электроплавки / А.В. Рябов, И.В. Чуманов: Учебное пособие. - Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. - 175 с.
22. Свенчанский, А.Д., Смелянский, М.Я. Электрические промышленные печи. – М.: Металлургия, 2011. – с. 245.
23. Свенчанский, А.Д. Электрические промышленные печи/ А.Д.Свенчанский, М.Я.Смелянский. – М.: 2010. – 245 с.
24. Свенчанский, А.Д. Электрометаллургия – М.: Металлургия, 2013. – с. 318.
25. 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.
26. Смирнов, А.Н. Непрерывная разливка стали / С.В. Куберский, Е.В. Штепан: Учебник. - Донецк: ДонНТУ, 2011. - 482 с.
27. Старосоцкий, А.В., Бабичев, А.К., Деревянченко, И.В., Храпко, С.А., Синяков, Р.В. Создание системы автоматического ведения плавки в ДСП как первый шаг развертывания интеллектуальных систем управления в сталеплавильном производстве // Труды шестого конгресса сталеплавильщиков. – М: ПАО «Черметинформация». – 2012. – с. 308.
28. Хорбенко, И.Г. Звук. Ультразвук. Инфразвук. / И.Г. Хорбенко: Наука и прогресс, 1986. - 192 с.
29. Чуманов, И.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие /И.В.Чуманов, А.В.Рябов – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43 с.
30. Чуманов, И.В. Внепечная обработка чугуна и стали/ И.В.Чуманов. – М.: Металлургия, 2001. – 336 с.

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