

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Филиал федерального государственного бюджетного образовательного  
учреждения высшего профессионального образования  
«Южно-Уральский государственный университет»  
Базовая кафедра металлургического производства

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ  
Заведующий кафедрой  
\_\_\_\_\_ Пашнев В.А.  
\_\_\_\_\_ 2017г.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПРОИЗВОДСТВА  
МАРГАНЦОВИСТЫХ СТАЛЕЙ НА ПРИМЕРЕ ПРОИЗВОДСТВА 60Г

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ  
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ  
ЮУрГУ – 22.03.02.2017.382.00.ПЗ ВКР

Консультант  
Безопасность жизнедеятельности  
к.т.н., доцент  
\_\_\_\_\_ С.А.Меденков  
\_\_\_\_\_ 2017 г.

Руководитель работы,  
к.т.н., доцент  
\_\_\_\_\_ С.А. Меденков  
\_\_\_\_\_ 2017г.

Автор работы  
студент группы ДО – 489  
\_\_\_\_\_ А.А. Чернятьев  
\_\_\_\_\_ 2017 г.

Нормоконтролер  
(старший преподаватель)  
\_\_\_\_\_ Н.С. Хардукаш  
\_\_\_\_\_ 2017 г.

Челябинск 2017г.

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Филиал федерального государственного бюджетного образовательного учреждения  
высшего профессионального образования  
«Южно-Уральский государственный университет» (НИУ) в г. Аше  
Базовая кафедра «Металлургические процессы и оборудование»

Направление 22.03.02 «Металлургия»  
Профиль бакалавриата: электрометаллургия стали  
Базовая кафедра «Металлургическое производство»

УТВЕРЖДАЮ  
Заведующий кафедрой  
\_\_\_\_\_ В.А. Пашнев  
« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2017 г.

### З А Д А Н И Е

на выпускную квалификационную работу студента  
Чернятьева Арсентия Алексеевича  
Группа ДО – 489

1. Тема работы «Технологические особенности производства марганцовистых сталей на примере производства 60Г»  
утверждена приказом по университету от 28 апреля 2017 г. № 835.
2. Срок сдачи студентом законченной работы « 1» июня 2017 г.
3. Исходные данные к работе
  - 3.1 Марка сплава 60Г
  - 3.2 Наименование конечного продукта производства сляб
  - 3.3 Годовой объем производства сплава 0,699 (тыс. тон).
  - 3.4 Материалы технологической практики.
4. Содержание расчетно-пояснительной записки (перечень подлежащих разработке вопросов):
  - Аннотация
  - Содержание
  - Введение
  - 1 Технологическая часть
    - 1.1 Назначение выплавляемого сплава
    - 1.2 Описание сплава
    - 1.3 Описать технологию выплавки сплава и работу оборудования в условиях ПАО «Ашинский метзавод»
      - 1.3.1 Выбор оборудования для производства стали
      - 1.3.2 Сырьевые материалы для выплавки. стали
      - 1.3.3 Выбор огнеупорных материалов.

### 1.3.4 Контроль качества продукции (описание контрольных мероприятий в процессе выплавки и приемки конечного продукта выплавки)

## 2 Расчетная часть

2.1 Назначить и рассчитать технологические параметры выплавки.

2.2 Материальный Баланс плавки

2.3 Возможные дефекты производства

## 3 Возможные дефекты конечного продукта производства

3.1 Описать возможные способы нарушения технологического режима и указать способы борьбы с нарушениями

3.2 Описать возможные виды брака, методы борьбы с браком, способы устранения брака

3.3 Предложите возможные направления модернизации технологии получения продукции.

## 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 Режим труда и отдыха при работе на металлургических предприятиях

## Заключение

## Библиографический список

## Приложения

## 5 Перечень графического материала:

5.1 Химический состав стали 60Г (плакат)

5.2 Технологическая схема выплавки (плакат)

5.3 Планировка сталеплавильного цеха (чертёж)

5.4 Дуговая сталеплавильная печь (чертёж)

5.5 Агрегат ковш-печь (чертёж)

5.6 Машина непрерывного литья заготовок (чертёж)

Всего листов: 6

6. Консультанты по работе, с указанием относящихся к ним разделов

Раздел	Консультант	Подпись, дата	
		здание выдал	задани е принял
Технологическая часть	С.А. Меденков		
Расчетная часть	С.А. Меденков		
Повышение качества выпускаемой продукции	С.А. Меденков		
Охрана труда и техника безопасности. Охрана окружающей среды	С.А. Меденков.		

7. Дата выдачи задания: « » 2017 г.

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

Задание принял к исполнению \_\_\_\_\_ /А.А. Чернятьев/

## КАЛЕНДАРНЫЙ ПЛАН

1	Наименование этапов выпускной работы	Срок выполнения этапов работы	Отметка о выполнении
2	Введение	20.02.2017	
3	Технологическая часть	20.03.2017	
4	Расчетная часть	20.04.2017	
5	Дефекты конечного продукта производства	27.04.2017	
6	Зарубежный опыт производства подобной продукции	05.05.2017	
7	Возможные направления модернизации производства	12.05.2017	
8	Охрана труда и техника безопасности	20.05.2017	
9	Графическая часть	25.05.2017	
10	Оформление работы	01.06.2017	
11	Защита проекта	14.06.2017	

Заведующий кафедрой / \_\_\_\_\_ / В.А. Пашнев /

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

Студент / \_\_\_\_\_ / А.А. Чернятьев /

## АННОТАЦИЯ

Чернятьев А.А. Технологические особенности  
производства марганцовистых сталей на примере  
производства стали 60Г  
Аша: ЮУрГУ, ДО-489; 2017, 95 с., библиогр.  
список 11 наим., 4 чертежа ф. А1

В данной квалификационной работе рассматривается процесс получения стали марки 60Г. В настоящее время в ЭСПЦ-2 установлен агрегат «ковш-печь» (АКП), запущен выпуск непрерывного литья заготовки (МНЛЗ) и реализовался проект: «Реконструкция сталеплавильного производства с вводом в эксплуатацию электропечи с непрерывной загрузкой сырья». Данная электропечь является первой в России и 34 - ой в мире.

Технология получения марки Стали 60Г предусматривает непосредственное расплавление металлического лома в ДСП, выплавки полупродукта, далее операции легирования. И в самом конце процесса происходит доводка по составу и температуре методами внепечной обработки.

					<i>22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР</i>			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разраб.</i>		<i>Чернятьев А.А.</i>			<i>Технологические особенности производства марганцовистых сталей на примере производства 60Г</i>	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>		<i>Меденков С.А.</i>					6	
<i>Реценз.</i>						<i>ЮУрГУ г. Челябинск базовая кафедра МП</i>		
<i>Н. Контр.</i>		<i>Хардукаш Н.С.</i>						
<i>Утв.</i>		<i>Пашинев В.А.</i>						

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	8
1 ОПИСАНИЕ И НАЗНАЧЕНИЕ МАРКИ СТАЛИ 60Г И ТЕХНОЛОГИЯ ОБОРУДОВАНИЯ.....	10
1.1 Описание стали .....	10
1.2 Назначение выплавляемой стали.....	12
1.3 Описание технологии выплавки сплава 60Г и работа оборудо вания.....	13
1.3.1 Выбор оборудования и огнеупорных материалов для выплав ки.....	15
1.3.2 Сырьевые материалы для выплавки стали 60Г.....	21
1.3.3 Технологическая карта выплавки, с указанием режимов ра боты оборудования.....	22
1.3.4 Контроль качества продукции (описание контрольных меро приятий в процессе выплавки и приемки конечного продукта выплав ки.....	23
2 РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА.....	32
2.1 Назначение и расчет технологических параметров выплавки.....	32
2.3 Окислительная дефосфорация при выплавке стали .....	44
2.4 Определение количества и состава газов в период плавления.....	49
2.5 Материальный баланс плавки.....	51
3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОД... СТВА.....	81
4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУК ПРОДУКЦИИ.....	82
5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОД... СТВА.....	83
6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	84
6.1 Общие требования охраны труда.....	86
6.2 Анализ опасных производственных факторов.....	87
6.3 Анализ вредных производственных факторов .....	88
6.4 Режим труда и отдыха при работе на металлургических предприя тиях.....	
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Лист

7

## ВВЕДЕНИЕ

Развитие современной техники и промышленности основано, главным образом, на применении металла. Получение достаточных количеств металла, обладающего необходимыми механическими, физическими и физико-химическими свойствами, позволяет сооружать атомные реакторы, мощные гидроэлектростанции, строительные конструкции и многое, многое другое. То есть новая техника XXI века - техника высоких давлений и температур, больших скоростей и сильных химических воздействий - потребовала новых материалов для машин и аппаратов. Такими материалами и явились высококачественные и специальные стали и сплавы.

Получается, что черная металлургия - одна из важнейших отраслей современной промышленности не только России, но и многих других стран.

Важнейшим условием развития и возрождения черной отечественной металлургии является обеспечение конкурентоспособности выпускаемой продукции: ее низкой себестоимости и высокого качества, которое удовлетворяет требованиям международного рынка. Выполнение этого условия обеспечивается использованием современной техники и технологии, автоматизации и компьютеризации производственного процесса, высокой производительностью труда.

Внедрение инноваций и использование энергосберегающих, ресурсосберегающих и трудосберегающих технологий практически на всех металлургических переделах должны обеспечивать повышение конкурентоспособности производств и продукции.

В металлургической практике применяются три главных сталеплавильных процесса, использующих различное преобразование энергии в тепловую с последующей передачей ее шихтовым материалам и расплавленной металлической ванне: мартеновский, кислородно-конверторный и электроплавильный.

Развитие инновационной составляющей металлургии в значительной мере определяется состоянием электрометаллургии как наиболее наукоемкой, энергосберегающей и экологичной технологии.

В условиях конкуренции на мировом рынке черной металлургии одним из главных условий существования и получения стабильной прибыли на Ашинском металлургическом заводе является использование современных технологий в производстве, которые позволяют снизить себестоимость и повысить качество выпускаемой продукции.

В связи с этим произведена поэтапная реконструкция мартеновского цеха с последующим выходом на современный технологический уровень. Было принято решение о строительстве отделения непрерывной разливки стали, в которое

										Лист
										8
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					





# 1 ОПИСАНИЕ И НАЗНАЧЕНИЕ МАРКИ СТАЛИ 60Г И ТЕХНОЛОГИЯ ОБОРУДОВАНИЯ

## 1.1 Описание стали

Склонность к отпускной хрупкости: склонна при содержании  $Mn \geq 1\%$ , – 800 °С.

Флокеночувствительность: малочувствительна.

Свариваемость материала: не применяется для сварных конструкций. КТС - без ограничений.

Таблица 1 - Механические свойства марки стали 60Г

При повышенных температурах:

Температура испытаний, °С	$\sigma_{0,2}$ (МПа)	$\sigma_b$ (МПа)	$\delta_5$ (%)	$\psi$ %
Закалка 830 °С, масло.		Отпуск 350 °С		
200	1370	1670	15	44
300	1220	1370	19	52
400	980	1000	20	70

В зависимости от температуры отпуска:

Таблица 1.1 – Механические свойства марки стали 60Г

Температура отпуска, °С	$\sigma_{0,2}$ (МПа)	$\sigma_b$ (МПа)	$\delta_5$ (%)	$\psi$ %	КСУ (Дж / см <sup>2</sup> )	HRC <sub>3</sub>
Закалка 830 °С, масло						
200	1790	2200	4	30	5	61
400	1450	1670	8	48	29	46
600	850	880	15	51	76	30

Обозначения:

св - Предел кратковременной прочности;

[МПа] sГ - Предел пропорциональности (предел текучести для остаточной деформации);

[МПа] d 5 - Относительное удлинение при разрыве;

[ % ] у - Относительное сужение;

[ кДж / м<sup>2</sup> ] НВ - Твердость по Бринелл, [МПа].

									Лист
									10
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

Твердость 60Г без термообработки, ГОСТ 14959 НВ 10 -1 = 285 МПа

Твердость 60Г термообработанного, Прокат ГОСТ 14959-79 НВ 10 -1 = 241 МПа

Твердость 60Г нормализованного, Лист толстый ГОСТ 1577-93 НВ 10 -1 = 269 МПа

Твердость 60Г после отжига, Лист толстый ГОСТ 1577-93 НВ 10 -1 = 229 МПа

Таблица 2 – Химический состав стали марки Сталь 60Г или массовая доля элементов, %.

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu	Fe
0,57- 0,65	0,17- 0,37	0,7- 1,0	До 0,25	До 0,035	До 0,035	0,25	До 0,2	~97

Таблица 3 – Физические свойства

T (Град)	E 10 <sup>-5</sup> (МПа)	α 10 <sup>6</sup> (1/Град)	λ (Вт/(м·град))	ρ (кг/м <sup>3</sup> )	C (Дж/(кг·град))	R 10 <sup>9</sup> (Ом·м)
20	2.15		37	7850		
100	2.13	11.8	36	7830	490	
200	2.07	12.6	35	7800	510	
300	2	13.2	34		525	
400	1.8	13.6	32	7730	560	
500	1.7	14.1	31		575	
600	1.54	14.6	30		590	
700	1.36	14.5	29		625	
800	1.28	11.8	28		705	

Обозначения:

T - Температура, при которой получены данные свойства,

[Град] E - Модуль упругости первого рода ,

[МПа] α - Коэффициент температурного расширения (диапазон 20 о - T ),

[1/Град] λ - Коэффициент теплопроводности (теплоемкость стали),

[Вт/(м·град)] ρ - Плотность стали,

[кг/м<sup>3</sup>] C - Удельная теплоемкость стали (диапазон 20 о - T ),

[Дж/(кг·град)] R - Удельное электросопротивление, [Ом·м].

									Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				11

## 1.1 Назначение выплавляемой стали

Сталь 60Г ГОСТ 14959-79 особенность этой марки заключается в сочетании повышенной износостойкостью, прочностью, вязкостью и сопротивляемостью к изнашиванию, а также присутствия очень высоких упругих свойств. Она является конструкционной, одной из лучших в ряду силовых рессорно-пружинных сталей и входит в состав групп легирующих сталей.

Расшифровка данной марки стали говорит о том, что данный сплав содержит 0,6% углерода. И основным элементом данной стали является марганец, который содержится в количестве 0.7-1.0 %. Марганец имеет огромное значение для металлургии. Без этого металла практически невозможно варить сталь. Наличие марганца в данном виде стали 60Г предназначено: Во-первых, для устранения окислов железа, которые образуются при производстве литой стали — обыкновенно вводят в жидкий металл некоторое количество марганца, в виде зеркального чугуна. Часть марганца зеркального чугуна раскисляет окислы и переходит в шлак, но и небольшая часть остается в стали в виде соединения с железом или как механическая примесь. Во-вторых, марганец повышает предел упругости и увеличивает твердость и сопротивление к разрыву, а кроме того уплотняет сталь и имеет повышенную прокаливаемость, что для пружинно-рессорной стали имеет очень немаловажное значение.

Под маркой 60Г подразумевается многокомпонентная сталь, используемая в качестве конструкционного материала.

Назначение данного вида стали: круглые и плоские пружины, рессоры, пружинные кольца и много других деталей пружинного типа, от которых требуются упругие свойства и износостойкость изделий. А также производят тормозные барабаны, бандажи, втулки, различного типа, скобы, тормозные ленты, фланцы, листовые шайбы и много другой продукции для машиностроения.

Категории по нормируемым характеристикам: 2, 2А, 2Б, 3А, 3Б, 3В, 3Г – для изготовления упругих элементов – пружин, рессор; 3А, 3Б, 3В, 3Г- для литья автомобильных рессор и пружин; 1, 1А, 1Б, 4, 4А, 4Б- для использования в качестве конструкционного материала.

Сталь 60Г имеет следующие характеристики:

Удельный вес стали 20:  $7850 \text{ кг/м}^3$

Твердость материала:  $\text{HV } 10^{-1} = 241 \text{ Мпа}$

Температура критических точек:  $A_{c1} = 726$ ,  $A_{c3}(A_{cm}) = 765$ ,  $A_{r3}(A_{rcm}) = 741$ ,  $A_{r1} = 688$ ,  $M_n = 270$ .

Температураковки, °С: начала 1250, конца 780-760. Охлаждение заготовок сечением до 100 мм производится на воздухе, сечения 101-300 мм в мульде.

Обрабатываемость резанием: в закаленном и отпущенном состоянии при  $\text{HV } 240$  и  $\delta_B = 820 \text{ Мпа}$ ,  $K_{v \text{ тв. спл}} = 0,85$  и  $K_{v \text{ б.ст}} = 0,80$

										Лист
										12
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

### 1.3 Описание технологии выплавки сплава 60Г и работа оборудования

Технологический цикл производства стали на ПАО «Ашинский метзавод» включает следующие этапы:

1. Подготовка металлошихты (скрап, металлолом, чугун) и погрузка на конвейер.
2. Транспортировка металлошихты конвейером и загрузка ее в ДСП.
3. Выплавка полупродукта в ДСП.
4. Выпуск стали в сталь-ковш и его транспортировка на внепечную обработку стали.
5. Внепечная обработка полупродукта в агрегате ковш-печь (АКП) с доведением стали по химическому составу заданной марки, температуры и окисленности, требуемой для разливки на МНЛЗ.
6. Транспортировка жидкой стали в отделение непрерывной разливки стали.
7. Разливка стали на МНЛЗ с получением стальной заготовки – слябы.
8. Транспортировка слябы в прокатный цех (ЛПЦ № 1 – прокатный стан № 2850).
9. Прокат стальной заготовки с получением годного проката.

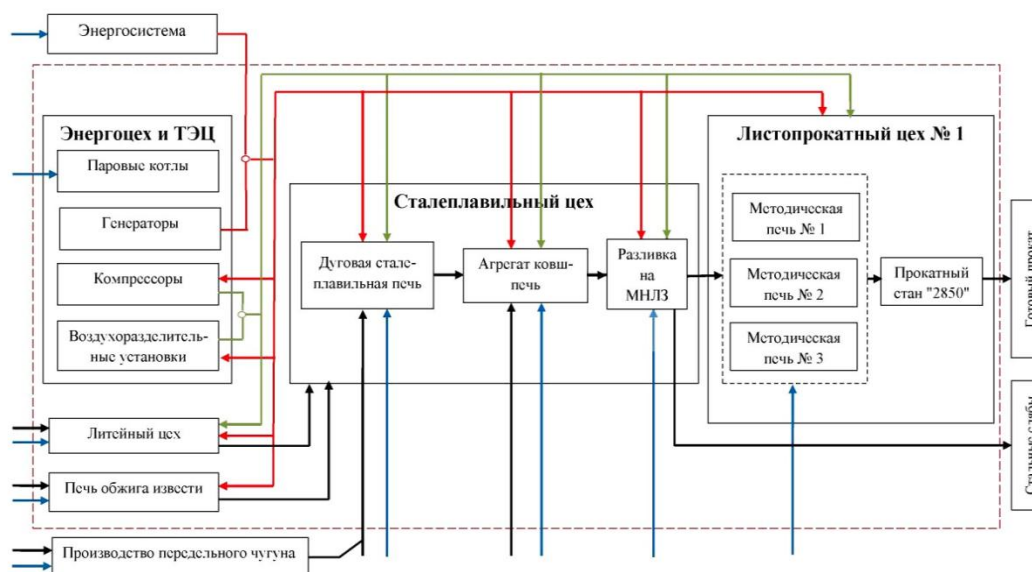


Рисунок 1 – технология выплавки стали на ПАО «Ашинский метзавод»

Плавильной частью на печи Consteel является трехфазная печь с электродной группой, водоохлаждаемым сводом и стеновыми панелями. Сама печь оснащена системой эркерного выпуска металла и механизмами наклона, а также механизмами подъема и поворота свода. В стене печи имеется проем, к которому примыкает газоход с конвейером для подачи в печь лома и отвода газов.

В горячей зоне конвейера происходит нагрев лома отходящими газами до среднетемпературной температуры 150 - 200°С. В этой зоне лом освобождается от остатков льда и снега, и частично происходит испарение влаги. Однако низкая температура газов, малая продолжительность пребывания лома в зоне нагрева (~6 мин) и неоптимальные условия теплопередачи от отходящих газов к слою шихты не позволяют полностью избавиться от всей влаги. В лотке конвейера накапливается вода, которая попадает в ванну печи. Это приводит к хлопкам в рабочем пространстве печи, а при определенных условиях и к взрывам. В связи с этим остается актуальной проблема нагрева лома до более высокой температуры и исключения попадания воды в металлический расплав.

При нахождении печи в исходном состоянии в бок ее боковой проем вводят переднюю (разгрузочную) часть конвейера, зажигают дуги на жидкую ванну и включают конвейер для загрузки металлолома.

В течение всей плавки дуги горят на жидкую ванну и полностью экранированы шлаком. Лом погружается в жидкий расплав и растворяется в нем.

Тепло, выделяющееся в дугах, передается жидкой ванне и твердой шихте в основном конвекцией. В этих условиях для исключения перегрева футеровки и стеновых панелей температуру металла не поднимают выше 1530–1560 °С. Режим вспененного шлака поддерживается в течение всей плавки, что обеспечивает защиту футеровки и стеновых панелей от теплового излучения электрических дуг. Кроме того, постоянное экранирование дуг обеспечивает более полное усвоение мощности и предотвращает насыщение стали азотом.

Для вспенивания шлака с первых минут плавки в печь вдувают порошок углеродсодержащего материала (УСМ) и начинают продувать ванну кислородом. Через 2,5 мин по системе весового дозирования начинают подавать в печь известь со скоростью 300 кг/мин, постепенно снижая ее до 100 кг/мин.

Общее количество извести, подаваемой в печь за одну плавку, колеблется от 5,5 до 8,0т в зависимости от ее качества (содержания СаО и потерь при прокаливании). Подачу извести в печь прекращают одновременно с окончанием загрузки металлолома. Углеродистый материал высокого качества (УМВК) фракции 20–50 мм подают со скоростью до 100 кг/мин, общее количество подаваемого за плавку материала составляет от 800 до 1500 кг. Ввод УМВК осуществляют 2–3 порциями с 10-ой по 40-ую минуту плавки. Вдувание УСМ проводят через три стеновые фурмы, общее количество этого материала, подаваемого в печь за плавку, составляет от 1800 до 2500 кг.

Продувку ванны кислородом начинают с первой минуты плавки одной комбинированной фурмой-горелкой с интенсивностью 1000 - 1200 м<sup>3</sup>/ч. Примерно через 6–7 мин подключают вторую фурму с такой же интенсивностью продувки, затем 3-ую и 4-ую. К середине плавления общий расход кислорода, вдуваемого в ванну, составляет от 5500 до 5800 м<sup>3</sup>/ч. При работе газокислородных фурм в режиме кислородной продувки общий расход кислорода на четыре фурмы составляет до 6400 м<sup>3</sup>/ч. Продувку ванны кислородом ведут до конца плавки. Максимальный расход природного газа на каждый модуль составляет 250 м<sup>3</sup>/ч.

По мнению специалистов фирмы «Даниели», защитная «рубашка» из природного газа (система «Ко–Джет») обеспечивает когерентность кислородной струи. Для окисления указанного количества природного газа требуется 500 м<sup>3</sup>/ч кислорода.

Для предотвращения повышенного износа футеровки во второй половине плавки в печь присаживают магнезитсодержащий материал массой от 500 до 1000 кг одной порцией со скоростью 200–300 кг/мин. При этом в шлаке поддерживают содержание оксида магния в диапазоне 6–10%, корректируя его в зависимости от основности шлака.

Шлак сливается через порог рабочего окна в шлаковый коридор, устроенный между элементами фундамента печи на уровне нулевой отметки и с трех сторон обрамленный стальными плитами. Отгрузка шлака от печи проводится гусеничным фронтальным погрузчиком.

При достижении 90–95% общей загрузки металлошихты интенсивность подачи лома уменьшают, а затем конвейер останавливают и разгрузочную часть конвейера выводят из рабочего пространства печи. Металл нагревают до температуры 1600–1640 °С. Сталеразливочный ковш с температурой футеровки не менее 1000 °С подают под печь за 10 мин до выпуска металла. После получения информации по результатам химического анализа и достижения заданной температуры стали печь наклоняют на 3° и открывают шибер эркерного отверстия. Управление наклоном печи ведется с поста управления выпуском. В случае если струя металла не появилась после открытия шибера, прожигают выпускное отверстие кислородом. После слива примерно 50 т металла в ковш присаживают легирующие материалы и раскислители через систему подачи ферросплавов. По мере наполнения ковша увеличивают угол наклона печи до 14°. Во время выпуска и не менее 2 мин после выпуска проводят продувку металла аргоном в ковше через донную фурму. Количество выпущенного в ковш металла контролируется по данным системы взвешивания на сталевозе.

По окончании выпуска заданного количества металла (~120 т) печь быстро (со скоростью больше 5°/с) возвращают в исходное положение, а ковш с металлом передают на АКП. После этого зачищают выпускное отверстие, закрывают шибер, уплотняют его, в выпускное отверстие засыпают стартовую смесь (обычно порошок дунита), и печь готова к началу следующей плавки.

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

Выплавку стали предлагается производить в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) по технологии процесса Consteel. Эта технология представляет собой выплавку электростали с непрерывной загрузкой горячей шихты в сталеплавильную печь.

Система непрерывной загрузки лома в печь представляет собой новый технологический процесс, применимый к существующим или новым печам

										Лист
										15
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

постоянного или переменного тока и позволяющий сократить время отключений печи, а также повысить ее производительность.

Непрерывная загрузка лома допускает эксплуатацию печи с плоской ванной и, следовательно, позволяет значительно уменьшить броски тока и шум печи. В результате мощность, подводимая к ДСП, может быть увеличена на 20 % при неизменной мощности короткого замыкания сети и без увеличения уровня пульсаций. При непрерывной загрузке лома расход энергии сокращается примерно на 20 кВт/ч на тонну жидкой стали, так как устраняются потери тепла, вызываемые открытием свода печи для завалки лома бадьями.

Основными задачами этой технологии являются:

1. Из-за уменьшения времени отключений и потребления электроэнергии происходит улучшение технико-экономических показателей работы печи;
2. Сокращается объем технического обслуживания за счет уменьшения числа операций механического, электрического и гидравлического оборудования;
3. При сокращении числа отверстий в своде печи наблюдается уменьшение неблагоприятного воздействия на окружающую среду;
4. Повышается безопасность операторов при отсутствии брызг стали;

Основные технические характеристики оборудования ДСП.

Таблица 4 – Общие характеристики агрегата

Тип печи	переменного тока с полной платформой
Система загрузки скрапа	система непрерывной загрузки - CONSTEEL®
Тип выпуска жидкого металла	эркерный
Сталь на выпуске	120 т
Зеркало расплавленного металла	50 т
Диаметр кожуха	6800 мм
Внутренний диаметр панелей	6900 мм
Тип панелей	стальные и медные (нижние) трубы
Угол выпуска	20°
Угол спуска шлака	-15°
Емкость печи	144,5 м <sup>3</sup>
Тип электродных консолей	проводные
Круговой диаметр электродов	1250 мм
Диаметр электрода	610 мм
Длина электрода	2700 мм
Емкость корзины для лома	85 м <sup>3</sup>

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		16



Таблица 5 – Технические характеристики наклонной платформы

Межцентровое расстояние люлек	7400 мм
Радиус изгиба люльки	5230 мм
Ширина люльки	400/680/600 мм
Расстояние между центровыми осями печи и люльки	350 мм
Диаметр роликов	700 мм
Тензодатчики	4 штук
Точность системы взвешивания	0.5 %

Таблица 6 – Технические характеристики централизованной системы смазки

Емкость резервуара	10 кг
Макс, давление	2,5 МПа
Продолжительность цикла	5 минут
Продолжительность остановки	2 часа

### Загрузочный конвейер ДСП «CONSTEEL»

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

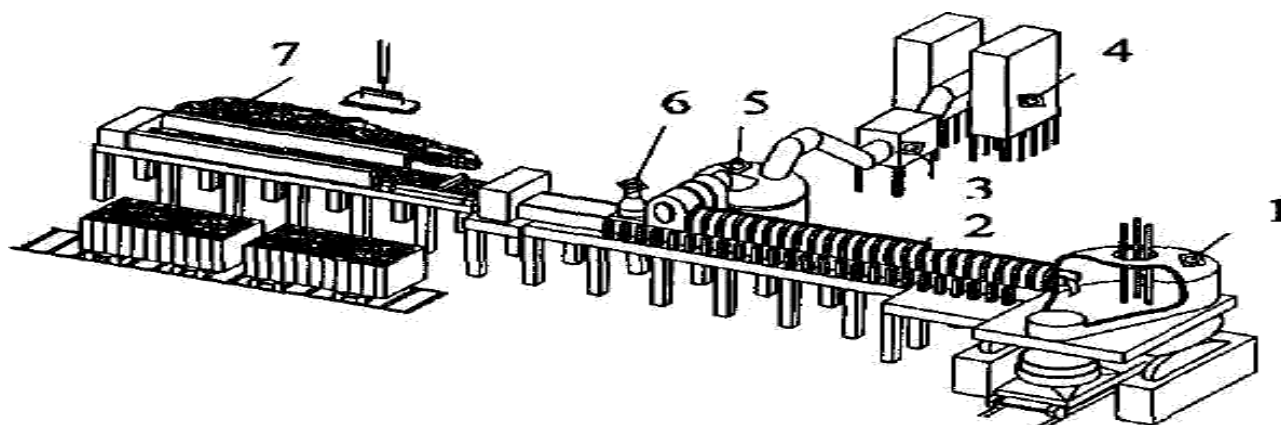


Рисунок 2 – Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel»

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

Для осуществления процесса «Consteel» в ДСП вдувают угольный порошок со струей кислорода. В результате в атмосфере печи образуются оксиды CO и CO<sub>2</sub>. В конвейерный туннель (туннельный нагреватель) подают воздух для дожигания CO в печных газах. Предварительный нагрев скрапа во многом определяется процессом дожигания CO в ДСП и туннельном нагревателе. Для оптимизации процессов предварительного нагрева и плавки скрапа ДСП и туннельный нагреватель следует рассматривать как единую теплотехническую систему.

Это связано с тем, что часть тепловой энергии дожигания CO остается в печи, остальное количество идет на предварительный нагрев скрапа на конвейере. По пути к печи скрап проходит зону подогрева, где нагревается отходящими печными газами, подаваемыми в направлении, обратном движению скрапа (по принципу противотока). На участке подогрева скрапа оксид углерода (CO), содержащийся в отходящих газах, окисляется при подаче воздуха автоматической системой вдувания. При протекании экзотермических реакций выделяется дополнительное количество тепла, поглощаемое скрапом.

В процессе непрерывной загрузки скрапа металл в ванне ДСП находится в жидком состоянии, и расплавление и растворение скрапа происходит при его погружении в металл.

Электрические дуги постоянно действуют на ванну жидкого металла, а не на твердый скрап. Значит горение дуг стабильно в течение всей плавки и не подвержено возмущающему влиянию коротких замыканий электродов на твердые куски скрапа, как это происходит в случае периодической загрузки шихты (с подогревом или без него).

Технология «Consteel» имеет две главные особенности, которые делают ее отличной от большей части других технологий расплавления скрапа в ДСП: предварительный подогрев и непрерывная загрузка шихты. Это обеспечивает следующие преимущества для производителя металлопродукции: быструю окупаемость инвестиций; снижение производственных затрат; высокую производительность и гибкость производства; снижение отрицательного влияния на окружающую среду и безопасность для персонала.

Предварительный подогрев шихты позволяет значительно сократить расход технологической электроэнергии на расплавление. При средней температуре подогрева скрапа от 400 до 600°С и полноте расплавления от 70 до 80 % массы завалки экономия энергии колеблется от 80 кВт/ч на тонну жидкой стали на выпуске. Эти значения подтверждены опытом существующих установок «Consteel».

Постоянная модернизация сталеплавильных агрегатов привела к существенному увеличению объемов производства до 600 тыс. т стали. Сегодня, в связи с вводом в эксплуатацию электропечи и агрегата непрерывной разливки стали достигаются высокие показатели по качеству и стабильности характеристик в серийной продукции завода.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		18

Загрузочный конвейер металлошихты в ДСП «CONSTEEL» состоит из трёх конвейеров и соединительного тележечного конвейера, приводимых от одного концевого привода и двух расчленённых приводных блоков.

Каждый конвейер изготовлен из стальных поддонов в сборе, смонтированных на стальной раме, подвешенной посредством тросов на опорных стойках, закрепленных на бетонном фундаменте при помощи анкерных болтов. Конвейер, опирающийся на узлы «тяга/противовес/опора», совершает колебания в горизонтальной плоскости за счёт приводного блока, закреплённого на конце узла в сборке «поддон/рама» (концевой привод).

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

Загрузочный конвейер осуществляет приёмку скрапа, загружаемого кранами скрапового двора, и передает его в подогревательную секцию.

Загрузочная часть конструкции установки амортизирует ударные нагрузки, возникающие во время загрузки металлошихты, а износостойкая стальная пластина защищает стальное днище поддона. Толстые защитные листы установлены по обеим сторонам загрузочной секции конвейера с целью упрощения погрузочных операций и защищают конструкции и мостики для осмотра от падающих кусков скрапа.

Таблица 7 – Технические характеристики конвейера

Номинальный размер установки (ширина по днищу поддона)	2,000 мм
Высота конвейера	800 мм
Длина подогревательной секции установки	~ 26 м
Длина загрузочного конвейера	71 м
Длина соединительного тележечного конвейера	5 м
Регулирование скорости скрапа	С помощью инвертеров
Скорость скрапа на конвейерах	до 5,5 м/мин.
Плотность скрапа на конвейере (средняя)	0,7 т/м <sup>3</sup>

Футеровка дуговых сталеплавильных печей состоит из трёх основных частей: подины, кладки стен и свода. Основанием футеровки, вмещающим ванну печи, служит подина, играющая наиболее существенную роль при плавке стали. Она работает в тяжёлых тепловых и механических условиях.

На раскалённую подину укладывается при загрузке холодная шихта; подина испытывает резкие температурные колебания, удары и давление.

Значит она должна иметь необходимую механическую прочность при температуре (800 — 1000)°С.

При перемешивании жидкой ванны подина подвергается размывающему действию расплавленной стали.

Наконец, подина должна иметь тепловое сопротивление, достаточное для того, чтобы обеспечить минимальный температурный перепад по глубине ванны.

Тепло в печи выделяется в дугах, у поверхности металла, и тепловой поток направлен от поверхности к подине. При установившемся тепловом режиме ванны значение этого теплового потока определяется тепловыми потерями через подину, которые обуславливают температурный перепад по высоте металла. Ввиду этого подину дуговой печи выполняют из трёх слоёв:

- внутреннего набивного, необходимого для того, чтобы образовать ванну со стенками, непроницаемыми для жидкого металла;
- среднего, состоящего из кирпичной огнеупорной кладки и воспринимающего механическую нагрузку от набивного слоя;
- наружного теплоизоляционного слоя, работающего в более легких тепловых условиях и обеспечивающего необходимое тепловое сопротивление подины.

Таблица 8 – Основные огнеупорные материалы ДСП

Наименование	Марка	Назначение
Периклазовый кирпич	MZ-91	Арматурной слой, рабочая футеровка нижних частей стен.
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 573-CY	Шлаковый пояс и верхние части стен
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 416-BX	Шлаковый пояс, верхние части стен Рабочее окно
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 572-GX	Нижняя зона шлакового пояса
Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 415-BX	Сталевыпускное отверстие

Продолжение таблицы 8

Периклазоуглеродистый кирпич	MayCarb 413-BX	Футеровка горячих зон
Набивная масса	JENEARTH 355D	Масса для набивки подины
Набивная масса	JENEARTH 30BA	Масса для набивки откосов
Порошок	Theramer Fill 226	Засыпка эркера ДСП
Заправочный материал	JEFRIT GM-1	Заправочная масса для шлакового пояса и подины
Магнезитовый порошок	DALRAM P-86	Швы шлакового пояса и верхних частей стен, зазоры между блоками эркерного узла

1.3.2 Сырьевые материалы для производства стали 60Г

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 свежееобожженную 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 минут 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 87 %, CO<sub>2</sub> – не более 4 %, H<sub>2</sub>O – не более 1,45 %.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		21

Известь с содержанием влаги более 1,5 % и до 3 % допускается использовать в плавление или окислительный период, а после прокаливания при температуре не менее 600°C в течение не менее 40 минут - и в восстановительный период.

Известь, пригодная к применению, должна быть использована в течение 12 час. с момента поставки её в цех. Определение пригодности к использованию, контроль за расходом извести, должны производиться контрольным мастером ОТК.

Влажность газообразного кислорода должна быть не более 0,8 г/м<sup>3</sup>, что проверяется на кислородной станции и каждую смену записывается в каждой плавильной карте контрольным мастером ОТК.

Шихтовые материалы перед использованием на плавку должны быть взвешены.

Шлакообразующие и заправочные материалы допускается готовить на плавку специальной тарированной емкостью.

В качестве тарированной емкости разрешается использовать также мульды, не имеющие наваров, прогаров, деформаций, приводящих к искажению внутреннего объема.

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 и шамот в соотношении 2:1 в количестве 1,0 – 1,5 % от массы шихты.

При разной габаритности шихты первая завалка её должна производиться в следующем порядке: на подину заваливают часть мелкой шихты, затем более крупную и наверх — оставшуюся часть мелкой шихты.

Разрешается использовать скрап шлакового отвала-«сундуки» общей массой до 200 кг/т завалки.

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

Для предупреждения возможности окисления металлической шихты горение в подогревателе контролируется по температуре и составу отходящего из него газа так, что в прилегающей к дуговой печи зоне поддерживается восстановительная атмосфера, а на входе — окислительная.

### 1.3.3 Технологическая карта выплавки. Режим работы оборудования.

При назначении марки стали на выплавку необходимо:

1. принимать во внимание марку стали предыдущей плавки и при значительном расхождении в химическом составе назначать плавки промежуточного химического состава или шихтовой болванки;
2. после холодного или частичного ремонта производить выплавку стали менее ответственного назначения на углеродистых отходах с окислением.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		22

После кап.ремонта выплавлять не менее 2-х плавков стали менее ответственного назначения на углеродистых отходах с окислением.

В случае смены свода без ремонта стен сталь выплавляют по всем заказам, при этом необходимо учитывать повышенный расход тепла на прогрев свода.

Измерение температуры жидкого металла следует производить в соответствии с установленными нормами. Температура металла по ходу плавки и в ковше должна соответствовать значениям, указанным в этих нормах, либо в частных технологических инструкциях.

Порядок отбора проб металла и количество анализов элементов по ходу плавки должны соответствовать требованиям.

Рекомендуется сталь выплавлять в суженных пределах заданного химического состава.

Непрерывный процесс плавления и рафинирования шихты происходит под вспененным шлаком, при этом ванна расплава обеспечивает тепловую инерцию.

При плавлении используется технология «Consteel». Лом расплавляется быстро по мере его подачи в печь, а тепло для плавления лома обеспечивается электродной дугой, экранированной вспененным шлаком. При этом в печи практически отсутствует нерасплавленный лом.

Результатом этого являются большая стабилизация дуги, весьма низкие помехи в электрической системе и пониженная потребность в специальном электрооборудовании для сокращения колебаний напряжения, вызывающих фликкер - или эффект гармоник. Для полного управления поведением шлака в целях оптимизации вспенивания и минимизации эрозии футеровки печи в программном обеспечении предусмотрена специальная оптимизирующая функция «Анализа гармоник».

Увеличение гармоник в токе питания электродов свидетельствует о недостаточном вспенивании шлака. С помощью функции "Анализ гармоник" ведется постоянное слежение за гармониками во всех трех фазах, и в случае их увеличения сверх допустимых величин оператору подается аварийный сигнал.

Температура ванны поддерживается в диапазоне кипения углерода, а при введении кислорода под зеркало ванны образуется окись углерода, которая способствует перемешиванию ванны и вспениванию шлака, а затем используется для сгорания в камере подогревателя.

Нагрев лома в результате сгорания СО дает большую экономию энергии от введения кислорода в ванну - в целом порядка 2,0 - 3,0 кВт/Нм<sup>3</sup> кислорода по сравнению с 1,0 кВт/Нм<sup>3</sup> в обычных ДСП.

Рабочий цикл установки «Consteel», составляет 50 - 60 минут от выпуска до выпуска, при составе 90 % лома и 10 % чугунных чушек.

Для поддержания необходимого температурного режима ванны с помощью системы управления процессом «Consteel» контролируется тепловой баланс печи.

Температура ванны в основном регулируется путем корректировки скорости загрузки лома.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		24

Через регулярные промежутки времени производятся ручные или автоматические замеры температуры, которые сравниваются с заданными значениями.

При стабильной работе установки «Consteel» температурные замеры осуществляются всего несколько раз и в основном приходятся на последние минуты перед выпуском. Состав стали обычно определяется дозированным смешиванием загружаемого лома и чугунных чушек.

Далее следует окислительный период. Его следует начинать после 80 % расплавления шихты. Шлак окислительного периода должен быть пенистым, жидкоподвижным, самотеком сходить через порог завалочного окна.

Конечная стадия плавки в ДСП включает следующие операции: отбор последней пробы металла, скачивание шлака, выход на заданную температуру (1560 °C – 1600 °C).

Скачивание плавильного шлака производят в случаях:

1. получения магниезиального шлака;
2. наличия повышенного содержания марганца и хрома в металле.

Происходит совмещение процесса окисления с периодом плавления.

Состав шлака периода плавления в пределах, %: 10 – 25 FeO<sub>общ</sub>; 35 – 40 CaO; 8 – 20 MgO; 10 – 25 SiO<sub>2</sub>; 5 – 10 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

Шлак окислительного периода должен наводиться (или обновляться) из извести и шамота (или боксита, отработанных флюсов ЭШП).

Отбор пробы металла после окончания плавления в 90 % плавов необходим только для контроля содержания углерода. Содержание углерода в пробе металла, отобранной перед снятием окислительного шлака, должно быть не ниже нижнего предела заданного химического состава.

После получения содержания углерода, обеспечивающего нормальное проведение рафинировки, шлак окислительного периода скачивают.

Частичное удаление шлака начинается приблизительно за 10 минут до выпуска металла.

Скачивание шлака осуществляется способом перелива. Для данной операции печь можно слегка наклонить.

К концу плавки состав шлака должен иметь следующий состав, %: FeO < 10; CaO 40 – 50; MgO 3 – 12; SiO<sub>2</sub> 15 – 25; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 1,5 – 3; (CaO) / (SiO<sub>2</sub>) = 1,7 – 3,0.

После полного расплавления проводят короткую доводку в течение 10 – 15 мин без смены шлака. После выдержки ванны берут пробу металла на химанализ. Металл сливают в ковш и подвергают внепечной обработке на АКП.

Затем идет выпуск стали. Чтобы начать выпуск металла, печь наклоняют на 2 градуса в сторону ковша, открывается заслонка эркерного выпускного отверстия, и сталь выпускается. Печь плавно наклоняется примерно на 10 градусов до тех пор, пока в ковше не будет зарегистрирован полная масса выпуска.

Оператор приводит в действие механизм быстрого возврата в исходное положение.

Плавка должна выпускаться в ошлакованный ковш.

											Лист
											25
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР						



Для обработки металла на установке "ковш – печь" используют футерованные сталеразливочные ковши.

Запрещается использование ковшей без проверки работоспособности продувочной пробки и герметичности аргонной разводки.

Ковш под плавку подаётся очищенный от остатков металла и шлака, с хорошим состоянием сливного носка, допускается наличие шлакового гарнисажа в районе шлакового пояса, выступающего во внутрь ковша не более чем на 100 мм.

Ковш должен иметь температуру внутренней поверхности футеровки не ниже 1000 °С. Контроль температуры производится на стенке ковша на расстоянии от 0,5 до 1,0 м от днища, не более чем за 10 мин до начала выпуска металла из печи.

Ковш поднимают с установки высокотемпературного разогрева не более чем за 10 минут до выпуска плавки и очищают сталеразливочный канал.

В конце кампании печь можно наклонить до требуемого угла, чтобы полностью выпустить всю жидкую сталь.

Металл сливают в ковш и затем подвергают внепечной обработке на АКП.

Получается, что, технологическая схема выплавки стали 60Г в условиях ПАО «Ашинский метзавод» будет выглядеть так: ДСП «Consteel» → сталеразливочный ковш → ковш – печь → машина непрерывного литья заготовок (МНЛЗ).

С 2005 года на предприятии пущен в эксплуатацию агрегат печь-ковш, который используется для получения требуемой марки стали и усреднения химического состава стали.

Сталеразливочные ковши, используемые для обработки стали на АКП, должны быть подготовлены и разогреты в соответствии с требованиями технологической инструкции "Футеровка и сушка сталеразливочных ковшей для агрегата «печь-ковш»".

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 отделение непрерывной разливки стали (ОНРС) в ковше, перевозимом на передаточной тележке (сталевозе).

С целью удаления печного шлака, ковш с полупродуктом сначала устанавливают на машину скачивания шлака (МСШ). Уровень металла должен быть не выше 400 мм от верхнего края ковша. В случае его превышения на машине скачивания шлака излишки металла сливаются в шлаковую чашу.

После скачивания шлака устанавливают очищенный от шлака ковш с металлом на сталевоз АКП. Установка ковша с металлом на стенд наклона МСШ и установка ковша на сталевоз под обработку на АКП осуществляется с помощью крана.

Перед пуском АКП сталевар производит стыковку аргонопровода с ковшом для донной продувки, устанавливает сталевоз с ковшом в положение «под

Основные технические данные АКП представлены в таблице 5 крышкой», опускает свод на ковш, состыковав газоход с газоотводящим патрубком свода,

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	<i>Лист</i>
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>		26

создает разрежение в газоходе до начала обработки стали и устанавливает рабочий расход аргона для продувки стали (визуально по «пятну» продувки не более 0,5м).

При нормальной работе пробки в автоматическом режиме, режимы подачи аргона должны быть согласованы с выбранным режимом нагрева (ступенью мощности) работы АКП, состоянием шлака и периодом обработки:

Таблица 9 – Основные технические данные агрегата ковш – печь

Наименование параметра	Величина	Примечание
Емкость ковша, т	117	120 max
Диаметр кожуха ковша в верхней части, мм	3700	
Номинальная мощность трансформатора, МВА	18	+ 10%
Номинальное первичное напряжение трансформатора, кВ	10	
Диапазон вторичных напряжений, В	318,5-132,5	
Номинальная сила тока электрода, кА	32,6	+ 10%
Диаметр электрода, мм	400	
Диаметр распада электродов, мм	700	
Скорость нагрева металла, град/мин.	3-4	Расчетная
Номинальное давление рабочей жидкости гидропривода, МПа	10	
Расход охлаждающей воды (без учета трансформатора), м <sup>3</sup> /ч	220	Расчетная
Давление воды на охлаждение, МПа:		
1.свода и элементов вторичного токоподвода,	0,6	
2.трансформатора.	0,25	
Температура охлаждающей воды на сливе, град.С	не более 55	
Расход электродов, кг/т	0,3-0,5	
Расход электроэнергии, квт.ч/т	40-50	
Расход азота, нм <sup>3</sup> /ч	2100-2500	
Давление азота, МПа	0,3-0,4	
Давление воздуха, МПа	0,4-0,6	
Расход аргона на продувку металла, м <sup>3</sup> /ч	5-25	
Давление аргона на продувку металла, МПа	0,6;1,2-1,5	

1. Расход аргона по периодам обработки стали на АКП может изменяться в зависимости от состояния продувочного узла в пределах от 5 – 25 м<sup>3</sup>/час;

2. Визуальный контроль продувки рекомендуется проводить каждые 5 - 10 минут, особенно при работе на высоких ступенях нагрева, оголение зеркала металла должно составлять не более 0,5 м в диаметре.

										Лист
										27
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

Для повышения стойкости футеровки шлакового пояса стальной добавляют магнезитовый порошок марки ППК-88 в количестве до 0,6 кг/т. Перед включением АКП вводят твердую шлакообразующую смесь (ТШС) в количестве 300 кг из расчета 8-12 кг/т.

Нагрев металла начинают с более низких ступеней мощности и переходят к более высоким ступеням после образования достаточно жидкоподвижного шлака. Для уменьшения прямого излучения от дуг на футеровку ковша и уменьшения износа футеровки дуга должна быть прикрыта шлаком.

#### Применение непрерывной разливки стали

Начиная с 2007 года, на Ашинском металлургическом заводе появилась альтернатива разливке стали в изложницы – была пущена в эксплуатацию машина непрерывного литья заготовок (МНЛЗ).

Таблица 10 – Технические данные слябовой МНЛЗ

Количество ручьев, шт.	1
Радиус разливочной дуги, м.	8
Металлургическая длина машины, м.	25,68
Размерный сортамент отливаемых слябов	180х900 – 1600 мм 240х900 – 1600 мм длина слябов 4,5÷6,8 м
Скорость разливки	1,72-2,17 м/мин – для сляба толщиной 180 мм 0,97-1,22 м/мин – для сляба толщиной 240 мм
Емкость сталеразливочного ковша, т	110
Вес плавки, т	100
Цикл разливки, мин	50-60
Емкость промежуточного ковша, т	27-30
Кристаллизатор	прямой с изменением ширины и толщины
Механизм качания	гидравлический
Тип затравки	цепная
Вид резки заготовок	газовая

При практической эксплуатации осуществляется разливка с применением защитной трубы и погружного стакана, а так же аргона с добавкой разливочного порошка.

Для проведения одной серии разливки стали на МНЛЗ требуется один промежуточный ковш вместимостью 27-30 тонн. Осуществление режима работы "плавка на плавку" требует использования двух промежуточных ковшей. Это достигается наличием поворотного стэнда с независимым подъемом кронштейнов для приема стального ковша, системой взвешивания стального ковша и манипуляторами крышек. Для обеспечения надежной и бесперебойной работы МНЛЗ стэнд имеет в составе оборудования тележку промежуточного ковша полупортального типа с системой взвешивания, подъема промежуточного ковша, а так же снабжен системой управления стопором и устройством быстрой смены погружного стакана. Устройство для приема стального ковша и поворотный стэнд МНЛЗ представлены на рисунке 3.[7]

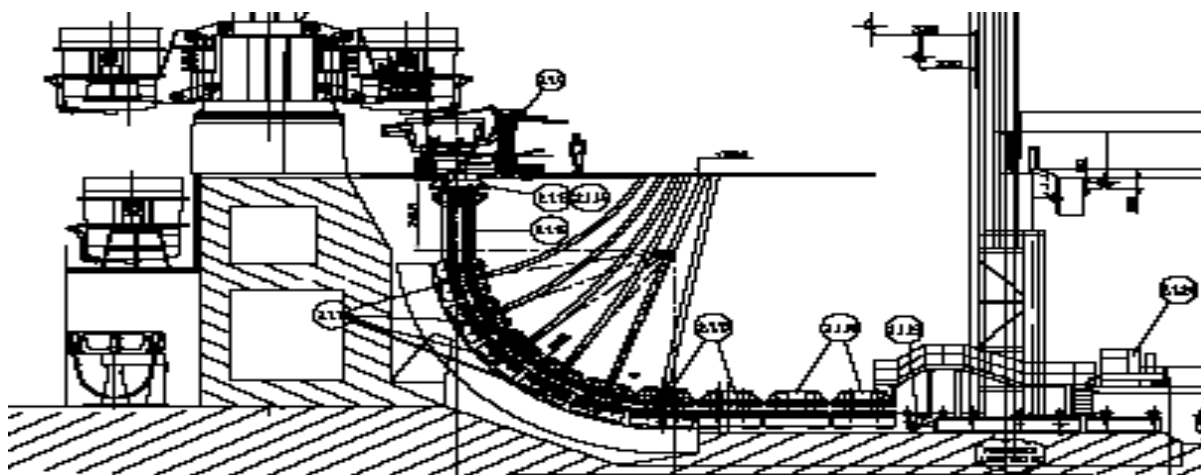


Рисунок 3 – Устройство для приема стального ковша и поворотный стэнд

Для охлаждения стали используется прямой кристаллизатор с изменением ширины и толщины, оборудованный подвесными роликами, а так же высокочастотным механизмом качания гидравлического типа с изменяемой амплитудой и формой кривой качания. Используется затравка цепного типа.

Направляющая ручья представляет собой секционированную роликовую систему с приводными и не приводными роликами, а так же гидравлическим разведением верхних траверс и автоматическим подсоединением энергоносителей. МНЛЗ имеет автоматическую систему с челночным рольгангом и системой уборки шлама. Резка непрерывнолитой заготовки на мерные длины осуществляется машиной газокислородной резки портального типа.

Для осуществления процесса непрерывной разливки стали следует выполнить следующие операции. После предварительного охлаждения необходимо осуществить снятие крышки, стопорного механизма, стопора, системы быстрой замены погружного стакана.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист 29
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



Последний замер температуры производить не ранее чем за 3 мин до выпуска.

При отборе проб и замере температуры в ручном режиме необходимо:

– до отбора пробы и замера температуры отключить 1 и 4 горелки, затем (после отбора и замера) включить.

– пробоотборник и термопреобразователь погружать в расплав стали на глубину 2/3 длины пробоотборника;

– время отбора проб – от 5 до 8 сек, время замера температуры – 5 сек (либо согласно световому индикатору);

– пробу охлаждать в воде до температуры, достаточной для последующего высыхания пробы.

Проба металла не должна содержать шлак. В случае появления на пробе шлаковых включений, трещин и других дефектов – отобрать новую пробу. Пробы металла на химический анализ после отбора и охлаждения подручный или сталевар передает по пневмопочте в лабораторию экспресс-анализа и сообщает лаборанту номер (№) плавки и номер (№) пробы. Выпуск металла осуществляется только при получении удовлетворительных результатах химического анализа последней пробы.

										Лист
										31
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

## 2 Расчет материального и теплового баланса выплавляемой стали

### 2.2 Назначение и расчет технологических параметров выплавки

Таблица 11 - Химический состав стали 60Г (ГОСТ 4543-71), %

Предел	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu	Fe
Нижний	0,57	0,17	0,7	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	н.б.	97
Верхний	0,65	0,37	1	0,25	0,035	0,035	0,25	0,2	

#### 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. Группы отходов выбираются на основании прил. 1 ~ 4. 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: чугуны, кокс, электродный бой или высокоуглеродистые ферросплавы. Шихтовку составляют с учетом особенностей технологии выплавки стали.

На основании выше изложенного даем в завалку отходы групп А-3.

Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав представлен в таблице 2. Состав шихты представлен в таблице 3.

Кроме основной металлической шихты в дуговую печь загружают известь в количестве 24кг/т и агломерат. В современной дуговой сталеплавильной печи с 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.

									Лист
									32
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

Таблица 12 – 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
А-3	0,3	0,3	0,5	0,03	0,03	0,2	0,15	0,03	0,05	0,08	0,05	0,02	0,2	98,06
У-13	1,3	0,25	0,25	0,01	0,01	0,1	0,12	0	0	0	0	0	0,12	97,818

Таблица 13 – Содержание компонентов в шихте, кг

материал	Содержимое элементов							
	Масса	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
А-3	21000	63	63	105	6,3	6,3	42	31,5
У-13	84000	1092	210	210	13,44	13,44	84	105
Всего	105000	1155	273	315	19,74	19,74	126	136,5
Всего, %	100	1,1	0,26	0,3	0,0188	0,0188	0,12	0,13

Продолжение таблицы 3

материал	Содержимое элементов							
	Масса	Ti	Al	W	Mo	V	Cu	Fe
А-3	21000	6,3	10,5	16,8	10,5	4,2	42	20592,6
У-13	84000	0	0	0	0	0	105	82167,1
Всего	105000	6,3	10,5	16,8	10,5	4,2	147	102760
Всего, %	100	0,006	0,01	0,016	0,01	0,004	0,14	97,8664

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 4 и таблице 5.

Таблица 14 – 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	88,00	1,30	2,00	—	0,80	0,20	—	—	—	—	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

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

22.03.02.2017.399.00 ПЗ ВКР

Лист

33





Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле (1)

$$m_{i_{xjy}} = \frac{m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{i_{xjy}} \cdot \mu_{i_{xjy}}, \text{ кг}, \quad (1)$$

где  $m_i$  – масса окисляющегося элемента  $i$ , кг;

$\nu_i, \nu_{i_{xjy}}$  – стехиометрические коэффициенты элемента  $i$  и оксида;

$\mu_i, \mu_{i_{xjy}}$  – молекулярные массы элемента  $i$  и оксида.

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

$$m_{O_2}(i) = m_{i_{xO_2}} - m_i, \text{ кг}, \quad (2)$$

Определение кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.

1) Окисление углерода происходит по реакции:

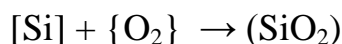


$$m_{CO} = \frac{m_C}{V_C \cdot \mu_C} \cdot V_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{231 \cdot 28}{12} = 539 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления углерода:

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 539 - 231 = 308 \text{ кг}$$

2) Окисление кремния происходит по реакции:

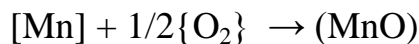


$$m_{SiO_2} = \frac{m_{Si}}{V_{Si} \cdot \mu_{Si}} \cdot V_{SiO_2} \cdot \mu_{SiO_2} = \frac{273 \cdot 60}{28} = 585 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления кремния:

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} - m_{Si} = 585 - 273 = 312 \text{ кг}$$

3) Окисление марганца происходит по реакции:



									Лист
									35
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

$$m_{MnO} = \frac{m_{Mn}}{V_{Mn} \cdot \mu_{Mn}} \cdot V_{MnO} \cdot \mu_{MnO} = \frac{315 \cdot 71}{55} = 284,645 \text{ кг}$$

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

$$284,645 \cdot \frac{20}{100} = 56,929 \text{ кг}$$

Из них марганца:

$$220,5 \cdot \frac{20}{100} = 44,1 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$284,645 \cdot \frac{80}{100} = 227,716 \text{ кг}$$

Из них марганца:

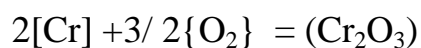
$$220,5 \cdot \frac{80}{100} = 176,4 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления марганца:

$$m_{O_2}(Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 284,645 - 220,5 = 64,145 \text{ кг}$$

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

5) Окисление хрома происходит по реакции:



$$m_{Cr_2O_3} = \frac{m_{Cr}}{V_{Cr} \cdot \mu_{Cr}} \cdot V_{Cr_2O_3} \cdot \mu_{Cr_2O_3} = \frac{25,2 \cdot 152}{104} = 36,831 \text{ кг}$$

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

$$36,831 \cdot \frac{20}{100} = 7,366 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		35

Из них хрома:

$$25,2 \cdot \frac{20}{100} = 5,04 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$36,831 \cdot \frac{80}{100} = 29,465 \text{ кг}$$

Из них хрома:

$$25,2 \cdot \frac{80}{100} = 20,16 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления хрома:

$$m_{O_2}(Cr) = m_{Cr_2O_3} - m_{Cr} = 36,831 - 25,2 = 11,631 \text{ кг}$$

6) Считаем, что во время плавления в ходе электрических дуг испаряется 0,132% никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 2,048

7) Оксид титана полностью переходит в шлак. Образуется  $TiO_2$

$$m_{TiO_2} = \frac{m_{Ti}}{V_{Ti} \cdot \mu_{Ti}} \cdot V_{TiO_2} \cdot \mu_{TiO_2} = \frac{6,3 \cdot 80}{48} = 10,5 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления титана:

$$m_{O_2}(Ti) = m_{TiO_2} - m_{Ti} = 10,5 - 6,3 = 4,2 \text{ кг}$$

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

9) При окислении алюминия образуется глинозем:

$$m_{Al_2O_3} = \frac{m_{Al}}{V_{Al} \cdot \mu_{Al}} \cdot V_{Al_2O_3} \cdot \mu_{Al_2O_3} = \frac{10,5 \cdot 102}{54} = 19,833 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления алюминия:

$$m_{O_2}(Al) = m_{Al_2O_3} - m_{Al} = 19,833 - 10,5 = 9,333 \text{ кг}$$

									Лист
									36
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

10) Примем, что в период плавления молибден, медь, ванадий из шихты не удаляется. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в шихте.

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

Образуется, оксидов железа в пересчете на FeO

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe}}{V_{Fe} \cdot \mu_{Fe}} \cdot V_{FeO} \cdot \mu_{FeO} = \frac{2055,194 \cdot 72}{56} = 2642,393 \text{ кг}$$

по реакции



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

$$2642,393 \cdot \frac{80}{100} = 2113,914 \text{ кг}$$

Из них железа:

$$2055,194 \cdot \frac{80}{100} = 1644,156 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$2642,393 \cdot \frac{20}{100} = 528,479 \text{ кг}$$

Из них железа:

$$2055,194 \cdot \frac{20}{100} = 411,039 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления железа:

$$m_{O_2}(Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 2642,3 \cdot 3 - 2055,194 = 587,198 \text{ кг}$$

В конце периода плавления в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов): 102176,258 кг, содержание углерода в металле составит 0,904%.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		37

Содержание в металле определяем по формуле:

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

$$[O] = -\left(\frac{0,00216}{0,904}\right) + 0,00884 = 0,006 \%$$

Определяем содержание кислорода в металле, которое пошло на насыщение металла, используя пропорцию (4)

$$\frac{102176,258 + x}{x} = \frac{100}{0,006},$$

где  $x$  – искомая величина, кг

102176,258 +  $x$  – масса металла с учетом содержания кислорода, кг

0,006 – содержание кислорода в металле, %

$$x = 6,592 \text{ кг}$$

Шлак периода плавления образуется из извести, агломерата, составляющих разрушающийся футеровки ванны, стен и свода, оксидов, полученных при окислении компонентов металлическо 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 в  $i$  в шлакообразующем  $j$ .

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

$$CaO = \frac{2000 \cdot 88}{100} = 1760 \text{ кг}$$

$$SiO_2 = \frac{2000 \cdot 1,3}{100} = 26 \text{ кг}$$

									Лист
									38
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

$$MgO = \frac{2000 \cdot 2}{100} = 40 \text{ кг}$$

$$Al_2O_3 = \frac{2000 \cdot 0,8}{100} = 16 \text{ кг}$$

$$Fe_2O_3 = \frac{2100 \cdot 0,2}{100} = 4 \text{ кг}$$

В данном расчете ведем пересчет на FeO, по формуле:

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

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

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

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

В пересчете на FeO (5):

$$m_{FeO} = \frac{4 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 3,6 \text{ кг}$$

Кроме того, выделяться в атмосферу за счет потерь при прокаливании:

$$CO_2 = \frac{2000 \cdot 7,7}{100} = 154 \text{ кг}$$

б) Расчет составляющих, поступивших в шлак из футеровки ванны ДСП.

Примерный расход магнезитового порошка на заправку печи определяем по формулам (6) и (7), кг/т

$$72 \cdot m_0^{-0,294} \text{ - при немеханизированной заправке;} \quad (7)$$

$$40 \cdot m_0^{-0,17} \text{ - при механизированной заправке;} \quad (8)$$

где  $m_0$  – масса садки печи, кг

									Лист
									39
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

Расход магнезитового порошка равен (6):

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

Тогда магнезит внесет в шлак, кг (4):

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

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

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

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

$$Fe_2O_3 = \frac{588,365 \cdot 2}{100} \approx 11,767 \text{ кг}$$

В пересчете на FeO (5):

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

в) Поступление в шлак золы электродов. Расход современных электродов составляет 4...5 кг/т – отечественных фирм – производителей и 1...2 кг/т – зарубежных. Принимаем, что за время плавки расходуется 4,5 кг/т электродов, т.е. 450 кг. В электроде содержание углерода составляет 99%, тогда окисляется углерода:

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

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 415,800}{12} \cdot 28 = 679,140 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		40



$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 415,800}{12} \cdot 44 = 457,380 \text{ кг}$$

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_C \cdot 0,7 = 679,140 - 415,800 \cdot 0,7 = 388,080 \text{ кг}$$

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_C \cdot 0,3 = 457,380 - 415,800 \cdot 0,3 = 332,640 \text{ кг}$$

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

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

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

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

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

г) Поступление оксидов в шлак из металла, кг:

$$SiO_2 - 585;$$

$$MnO - 227,716;$$

$$Cr_2O_3 - 29,465;$$

$$TiO_2 - 10,5;$$

$$Al_2O_3 - 19,833;$$

$$FeO - 528,479;$$

д) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата.

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

Определяем количество FeO в шлаке, ориентировочно полагая, что шлак в печи в конце периода плавления составляет 6% от массы металла или

$$\frac{(102176,258 + 6,592) \cdot 6}{100} = 6130,971 \text{ кг}$$

где (102176,258+6,592) – масса металла с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{6130,971 \cdot 15,1}{100} = 925,777 \text{ кг}$$

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак внесено  $4,536 + 10,591 + 528,479 = 543,606$  кг FeO. Тогда руда внесет  $925,777 - 543,606 = 382,171$  кг FeO.

На образование такого количества FeO потребуется:  
железа (1)

$$\frac{382,171 \cdot 56}{72} = 297,244 \text{ кг}$$

и кислорода (2)

$$382,171 - 297,244 = 84,927 \text{ кг.}$$

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

- 1) на окисление углерода – 308;
- 2) на окисление кремния – 312;
- 3) на окисление марганца – 64,145;
- 4) на окисление хрома – 11,631;
- 5) на окисление титана – 4,2;
- 6) на окисление алюминия – 9,333;
- 7) на окисление железа – 587,198;
- 8) на окисление электродов – 720,72;
- 9) на насыщение металла – 6,592;
- 10) на образование FeO – 84,927.

Всего: 2108,747.

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

$$20 \cdot 24,630 \cdot 0,667 = 328,401 \text{ кг} \quad \left( 24,630 = \frac{\pi \cdot 5,6^2}{4} - \text{общая суммарная поверхность} \right.$$

ванны на уровне откосов, м<sup>2</sup>). Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести кислорода  $2108,747 - 328,401 = 1780,346$  кг.

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

$$\frac{1780,346 \cdot 100}{27,7} = 6427,242 \text{ кг}, \quad (8)$$

где 1780,346 – необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;  
27,7 – содержание кислорода в руде, % (см. таблицу 4).

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{6427,242 \cdot 62,3}{100} = 4004,172 \text{ кг}, \quad (9)$$

из них 297,244 кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа  $4004,172 - 297,244 = 3706,928$  кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{6427,242 \cdot 0,1}{100} = 6,427;$$

$$MgO = \frac{6427,242 \cdot 0,3}{100} = 19,282;$$

$$SiO_2 = \frac{6427,242 \cdot 5,25}{100} = 337,43;$$

$$P_2O_5 = \frac{6427,242 \cdot 0,15}{100} = 9,641;$$

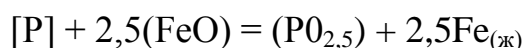
$$Al_2O_3 = \frac{6427,242 \cdot 4,1}{100} = 263,517;$$

$$S = \frac{6427,242 \cdot 0,1}{100} = 6,427;$$

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).

										Лист
										43
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					





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 T=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):

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

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 20 – 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>	0,651	0,332	0,066	0,264	0,312	0,062	0,004	0,003	0,003	1,696
x <sub>RO</sub>	0,384	0,196	0,039	0,156	0,184	0,036	0,002	0,002	0,002	1
n <sub>R+</sub>	0,651	0,332	0,066	0,264	0,312	0,124	0,008	0,003	0,003	1,762
x <sub>R+</sub>	0,369	0,188	0,037	0,150	0,177	0,070	0,005	0,002	0,002	1

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

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

$$= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,037 \cdot 0,188 + 5,9 \cdot (0,369 + 0,177) \cdot 0,188 + 10,5 \cdot 0,369 \cdot 0,002] =$$

$$= 0,336$$

$$\gamma_{FeO} = 2,167$$

$$\lg \gamma_{PO_{2,5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,336 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,369 = -1,736;$$

$$\gamma_{PO_{2,5}} = 0,018$$

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

$$\lg f_P = e_P^C \cdot [C] + e_P^O \cdot [O] + e_P^{Si} \cdot [Si] - e_P^{Mn} \cdot [Mn] + e_P^P \cdot [P] + e_P^S \cdot [S] - e_P^{Cr} \cdot [Cr] -$$

$$- e_P^{Ni} \cdot [Ni] + e_P^{Ti} \cdot [Ti] - e_P^W \cdot [W] + e_P^{Al} \cdot [Al] - e_P^{Mo} \cdot [Mo] - e_P^{Cu} \cdot [Cu] - e_P^V \cdot [V] =$$

$$= 0,13 \cdot 0,873 + 0,13 \cdot 0,006 + 0,032 \cdot 0,1 + 0,062 \cdot 0,019 + 0,028 \cdot 0,019 - 0,044 \cdot 0,095 -$$

$$- 0,0059 \cdot 0,127 - 0,023 \cdot 0,016 - 0,017 \cdot 0,01 - 0,035 \cdot 0,14 - 0,042 \cdot 0,004 = 0,108;$$

$$f_P = 1,283.$$

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

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

где  $\mu_P$  – атомная масса фосфора,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,283 \cdot (0,156 \cdot 2,167)^{2,5} \cdot 1,696}{0,018} = 39,563.$$

									Лист
									46
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

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;

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,019 + \frac{4862,878}{105889,778} \cdot 100 \cdot 0,191 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{4862,878}{105889,778} \cdot 100 \cdot 39,563} = 0,008.$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{105889,778 - x}{19,74 - x} = \frac{100}{0,008},$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$105889,778 - x$  – масса металла с учетом окисления фосфора, кг;

$19,74 - x$  – масса фосфора в металле с учетом окисления фосфора, кг;

0,008 – содержание фосфора в металле, %;

$$x = 10,984 \text{ кг}$$

При этом образуется  $P_2O_5$  (1)

$$\frac{10,984 \cdot 142}{62} = 25,157 \text{ кг}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода (2)

$$25,157 - 10,984 = 14,173 \text{ кг}$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		47

На окисление фосфора потребуется руды (8)

$$\frac{14,173 \cdot 100}{27,7} = 51,167 \text{ кг}$$

Руда, кроме кислорода, вносит железа (9)

$$\frac{51,167 \cdot 62,3}{100} = 31,877 \text{ кг}$$

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{51,167 \cdot 0,10}{100} = 0,051;$$

$$MgO = \frac{51,167 \cdot 0,30}{100} = 0,154;$$

$$SiO_2 = \frac{51,167 \cdot 5,25}{100} = 2,686;$$

$$P_2O_5 = \frac{51,167 \cdot 0,15}{100} = 0,077;$$

$$S = \frac{51,167 \cdot 0,10}{100} = 0,051;$$

Таблица 21–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	26,00	1760,00	0,00	3,60	0,00	16,00	40,00	0,00	0,00	0,00	1845,600
Футеровка ванны	17,651	5,884	0	10,591	0	5,884	547,18	0			587,190
Электрод	2,373	0,496	0	0	0	1,331	0	0			4,2
Оксиды из метал. ванны	585,000	0	227,716	528,479	29,465	19,833	0	10,500	25,16	0	1426,150
Руда	340,12	6,478	0	382,171	0	265,615	19,435	0	9,718	6,478	1030,012
Всего	971,140	1772,858	227,716	924,841	29,465	308,663	606,615	10,500	34,88	6,478	4893,152
Всего, %	19,847	36,231	4,654	18,901	0,602	6,308	12,40	0,215	0,713	0,132	100



С учетом кислорода, растворенного в металле, применение железной руды (агломерата) и проведения окислительной дефосфорации ожидаемый массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 12.

Таблица 22 – Баланс металла периода плавнения, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	1155	-	-	231	924	0,873
O	-	6,592	-	-	6,592	0,006
Si	273	-	273	-	0	0
Mn	315	-	176,4	44,100	94,500	0,1
P	19,74	-	10,984	-	8,756	0,008
S	19,74	-	0	-	19,74	0,019
Cr	126	-	20,16	5,04	100,8	0,095
Ni	136,500	-	0	2,048	134,453	0,127
Ti	6,3	-	6,3	-	0	0
Al	10,5	-	10,5	-	0	0
W	16,8	-	-	-	16,8	0,016
V	4,2	-	-	-	4,2	0,004
Cu	147,000	-	-	-	147,000	0,14
Mo	10,5	-	-	-	10,5	0,010
Fe	102759,72	3738,805	411,039	1644,156	104411,453	98,614
Всего	105000	3745,397	908,383	1926,343	105878,794	100

#### 2.4 Определение количества и состава газов в период плавнения

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

Объем кислорода в воздухе:

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

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

											Лист
											49
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР						

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

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:

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

Влажность атмосферного воздуха:

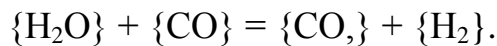
$$V_{\text{влаж.в}} = V_B \cdot \frac{273 + t_B}{273} \cdot \frac{p_B}{p_B - E \cdot f} = 1094,671 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{1,01 \cdot 10^5}{1,01 \cdot 10^5 - 0,7 \cdot 2,026 \cdot 10^3} =$$

$$= 1191,598 \text{ м}^3$$

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:

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

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

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		50

## Суммарный материальный баланс периода плавления

Израсходовано, кг:

- а) шихты — 105 000,000, из нее:  
 отходы Б – 2 — 21000,000,  
 отходы У – 13 — 84000,000  
 б) шлакообразующих — 2000,000, в том числе извести — 2000,000;  
 в) футеровка ДСП — 587,19, в том числе:  
 1) магнезита — 587,19,  
 г) электродов — 420,000;  
 д) руды — 6478,409, в том числе:  
 1) на окисление — 6427,242,  
 2) на дефосфорацию — 51,167;  
 е) воздуха — 1443,322, в том числе:  
 1) кислорода — 328,401,  
 2) азота — 1099,430,  
 3) влаги — 15,491.  
 Всего: 115928,921.

Получено, кг:

- а) металла — 105 878794;  
 б) шлака — 4893,152;  
 в) пыли — 2180,257, в том числе:  
 1) MnO — 56,929,  
 2) Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> — 7,366,  
 3) Ni — 2,048,  
 4) FeO — 2113,914;  
 г) газов — 2944,440, в том числе:  
 1) CO — 1194,043 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO<sub>2</sub>),  
 2) CO<sub>2</sub> — 649,246 (от прокаливания извести и окисления электродов с учетом догорания CO),  
 3) N<sub>2</sub> — 1099,430,  
 4) H<sub>2</sub> — 1,721.  
 Всего: 115896,643.

$$\text{Невязка} = 115928,921 - 115896,634 = 32,278 \text{ кг или } \frac{32,278}{115928,921} \cdot 100 = 0,028\%$$

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

### 2.5 Материальный баланс выплавки

#### 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, входящих в таблицу 13 (таблица 13).

Таблица 23 – 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	0	100	68	0	0	16	0	100	0	100	0	0	0	1,5
В шлак	0	100	80	100	0	95	0	100	0	100	0	0	0	30
В улёт	100	0	20	0	0	5	0	0	0	0	0	0	0	70

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 14.

Таблица 24 – Химический состав металла в конце окислительного периода\*, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	924	322,366	601,634	0,579
Si	0	0	0,000	0
Mn	95	64,260	30,240	0,029
P	8,756	0	8,756	0,008
S	19,74	0	19,740	0,019
Cr	101	16,128	84,672	0,081
Ni	134,453	0	134,453	0,129
Ti	0	0	0	0
Al	0	0	0	0
W	17	0	17	0,016
V	4,200	0	4,20	0,004
Cu	147,000	0	147,000	0,141
Mo	11	0	11	0,010
Fe	104411,453	1566,172	102845,282	98,982
Всего	105872,202	1968,926	103903,276	100

\* Расчет величин, приведенных в таблице, см. таблицу 17.

\*\* Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,36%. Тогда массу окислившегося углерода определяем по пропорции:

$$\frac{105872,202 - m_{\Delta C}}{924 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,57},$$

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

$105872,202 - m_{\Delta C}$  – масса металла с учетом угара углерода;

$924 - m_{\Delta C}$  – масса углерода с учетом его окисления,

$$m_{\Delta C} = 322,366 \text{ кг}$$

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

$$\frac{322,366 \cdot 28}{12} = 752,187 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода (2)  $752,187 - 322,366 = 429,821 \text{ кг}$ .

Кремний. Так как мы совмещаем период плавления с окислительным периодом, кремния окислилось 100% (см. раздел 2.2).

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

Образуется MnO (1)

$$\frac{64,260 \cdot 71}{55} = 82,954 \text{ кг}$$

Испарится MnO

$$82,954 \cdot \frac{20}{100} = 16,591 \text{ кг},$$

из них Mn

$$64,260 \cdot \frac{20}{100} = 12,852 \text{ кг}$$

Перейдет MnO в шлак

$$82,954 - 16,591 = 66,363 \text{ кг},$$

из них Mn

$$64,260 - 12,852 = 51,408 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$82,954 - 64,260 = 18,694 \text{ кг}$$

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

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		53

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

$$\frac{16,128 \cdot 152}{104} = 23,572 \text{ кг}$$

Испарится  $\text{Cr}_2\text{O}_3$

$$23,572 \cdot \frac{5}{100} = 1,179 \text{ кг,}$$

из них Cr

$$23,572 \cdot \frac{5}{100} = 0,806 \text{ кг}$$

Перейдет в шлак  $\text{Cr}_2\text{O}_3$

$$23,572 - 1,179 = 22,393 \text{ кг,}$$

из них Cr

$$16,128 - 0,806 = 15,322 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления всего хрома (2)

$$23,572 - 16,128 = 7,444 \text{ кг}$$

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

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

*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  $\text{FeO}$  (1)

$$\frac{1566,172 \cdot 72}{56} = 2013,649 \text{ кг}$$

Испарится  $\text{FeO}$

									Лист
									54
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата					

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

$$2013,649 \cdot \frac{70}{100} = 1409,555 \text{ кг},$$

из них Fe

$$1096,32 \cdot \frac{70}{100} = 1096,32 \text{ кг}$$

Перейдет в шлак FeO

$$2013,649 - 1409,555 = 604,095 \text{ кг},$$

из них Fe

$$1566,172 - 1096,32 = 469,852 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$2013,649 - 1566,172 = 447,478 \text{ кг}$$

*Металл.* В конце окислительного периода в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов) – 103903,276 кг (см. таблицу 14), содержание углерода в металле составит 0,579% (см. таблицу 14).

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

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

Содержание кислорода в металле (11)

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,579}{0,579} = 0,012\%.$$

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

$$\frac{103903,276 + x}{x} = \frac{100}{0,012},$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$103903,276 + x$  – масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,012 – содержание кислорода в металле, %,

									Лист
									55
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

$$x = 12,513 \text{ кг.}$$

В конце периода плавления в металле было 5,962 кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло  $12,513 - 6,592 = 5,921$  кг.

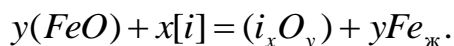
Для определения расхода технического кислорода в окислительный период составляем баланс кислорода в окислительный период, кг:

- 1) на окисление углерода — 429,821;
  - 2) на окисление марганца — 18,694;
  - 3) на окисление хрома — 7,444;
  - 4) на окисление железа — 447,478;
  - 5) на насыщение металла — 5,921;
- Всего — 909,357.

Из опыта известно, что примерно 30% элементов окисляются кислородом (FeO), а остальные 70% – газообразным кислородом, вдуваемым в жидкий металл. (FeO) идет на окисление углерода, марганца, хрома и на насыщение металла. Следовательно (FeO) внесет:

$$(429,821 + 18,694 + 7,444 + 5,921) \cdot \frac{30}{100} = 138,564 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет  $909,357 - 138,564 = 805,443$  кг кислорода. (FeO) окисляет по реакции:



На это расходуется FeO

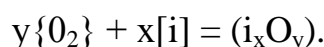
$$\frac{138,564 \cdot 72}{16} = 623,538 \text{ кг,}$$

где 138,564 – масса кислорода, вносимого FeO;  
72 и 16 – молекулярные массы FeO и O, соответственно.

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$623,538 - 138,564 = 484,974 \text{ кг.}$$

Газообразный кислород окисляет по реакции:



В окислительный период часть газообразного кислорода усваивается жидким

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		56



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:

$$20 \cdot 24,63 \cdot 0,333 = 164,036 \text{ кг}$$

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$770,793 - 164,036 = 606,758 \text{ кг.}$$

### 2.3.2 Определение количества и состава газов в окислительный период

Печная атмосфера. Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха,

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг}$$

Объём 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 объёмное 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:

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

Объём и масса воздуха составит:

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

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

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		57

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:

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

Общая масса кислорода составит 678,568 кг.

$$\frac{606,758 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 641,902 \text{ кг},$$

где 606,758 – необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;  
99,5 и 95 – содержание кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.

$$\frac{641,902 \cdot 5}{100} = 32,095 \text{ кг};$$

техническим кислород также вносит азот

$$\frac{641,902 \cdot 0,5}{100} = 3,21 \text{ кг},$$

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

									Лист
									58
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{32,095}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 88,261 \text{ кг}$$

Для этого потребуется {CO} в количестве 88,261 – 32,095 = 56,166 кг.

На основании полученных данных составляем баланс металла окислительного периода (таблица 15, 16).

Таблица 25 – Масса и состав шлака в конце окислительного периода, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr2O3	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	971,140	1772,858	227,716	924,841	29,465	308,663	606,615	10,500	34,875	6,478	4893,152
Оксиды из металл.ванны	-	-	66,363	604,095	22,393	-	-	-	-	-	692,851
Перешло в металл	-	-	-	-623,54	-	-	-	-	-	-	-623,538
Всего	971,140	1772,858	294,079	905,398	51,858	308,663	606,615	10,500	34,88	6,478	4962,466
Всего %	19,570	35,725	5,926	18,245	1,045	6,220	12,224	0,212	0,703	0,131	100

Таблица 26 – Баланс металла окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода плавления	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	924	-	-	322,3659	602	0,576
O	6,592	5,921	-	-	12,513	0,012
Si	0	-	-	-	0	0
Mn	95	-	51,408	12,852	30,24	0,029
P	8,756	-	-	-	8,756	0,01
S	19,74	-	-	-	19,74	0,019
Cr	101	-	15,3216	0,8064	84,67	0,081
Ni	134,453	-	-	-	134,453	0,129
Ti	0	-	-	-	0	0
Al	0	-	-	-	0	0
W	17	-	-	-	17	0,016
V	4,20	-	-	-	4,20	0,004
Cu	147,000	-	-	-	147,000	0,141
Mo	11	-	-	-	11	0,010
Fe	104411,453	484,974	469,852	1096,32	103330,255	98,975
Всего	105878,794	490,895	536,581	1432,345	104400,763	100

## Суммарный материальный баланс окислительного периода

Израсходовано, кг

- а) металла — 105878,794;  
 б) шлака — 4893,152;  
 в) технического кислорода — 641,902, в том числе:  
 1) кислорода — 638,692 (включая неусвоенный),  
 2) азота — 3,21;  
 г) воздуха — 721,661, в том числе:  
 1) кислорода — 164,201,  
 2) азота — 549,715,  
 3) влаги — 7,745.  
 Всего: 112135,509.

Получено, кг;

- а) металла — 104400,763;  
 б) шлака — 4962,466;  
 в) пыли — 1427,324, в том числе:  
 1) MnO — 16,591,  
 2) Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> — 1,179,  
 3) FeO — 1409,555;  
 г) газов — 1345,596, в том числе:  
 1) CO — 683,973 (от окисления металла с учетом догорания до CO<sub>2</sub>),  
 2) CO<sub>2</sub> — 107,194 (с учетом догорания CO),  
 3) N<sub>2</sub> — 553,568,  
 4) H<sub>2</sub> — 0,861.  
 Всего: 112136,149.

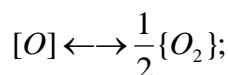
Невязка —  $112136,149 - 112135,509 = 0,640$  кг или  $\frac{0,64}{112136,149} \cdot 100 = 0,0006\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

### 2.4 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;



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

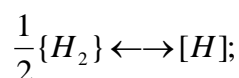
$$\text{При } 1873 \text{ К } \lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151 = -3,418;$$

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

										Лист
										60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

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

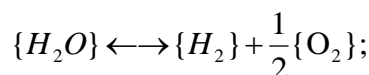
Определим равновесное содержание водорода в металле  $[H]_{\text{равн}}$ :



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

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

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

откуда  $p_{H_2}^{\text{III-Г}} = \frac{P_{H_2O}}{K_{H_2O} \cdot p_{O_2}^{1/2}} = \frac{0,020}{9,466 \cdot 10^3 \cdot 0,100^{1/2}} = 6,691 \cdot 10^{-6}$  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:

$$[H]_{\text{пред}} = [H]_{\text{равн}} \cdot \left( \frac{p_{O_2}^{\text{III-Г}}}{p_{O_2}^{\text{III-M}}} \right)^{1/4} = 6,582 \cdot 10^{-6} \cdot \left( \frac{0,100}{3,745 \cdot 10^{-11}} \right)^{1/4} = 1,497 \cdot 10^{-3}\%.$$

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						61

$$\frac{104400,763 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}},$$

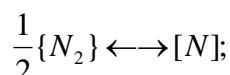
где  $x$  – искомая величина, кг;

$104400,763 + x$  – масса металла с учетом содержания водорода, кг;

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

$$x = 1,563 \text{ кг.}$$

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

Равновесная концентрация азота:

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

Предельное (стационарное) содержание азота:

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

Определяем содержание азота в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104402,326 + x}{x} = \frac{100}{3,566 \cdot 10^{-9}},$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$104402,326 + x$  – масса металла с учетом содержания водорода и азота, кг;

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

$$x = 3,71 \cdot 10^{-6} \text{ кг}$$

										Лист
										62
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР					

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

## 2.6 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. 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 (см. таблицу 17, 18) и 99% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавикового шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

Таблица 27 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	601,634	60,163	541,471	0,576
O	12,513	1,251	11,262	0,012
Si	0	0	0	0
Mn	30,24	3,024	27,216	0,029
P	8,756	0,876	7,880	0,01
S	19,74	1,974	17,766	0,019
Cr	84,67	8,4672	76,205	0,081
Ni	134,453	13,445	121,007	0,129
Ti	0	0	0	0
Al	0	0	0	0
W	17	1,68	15,1	0,016
V	4,20	0,42	3,780	0,004
Cu	147,000	14,700	132,300	0,141
Mo	11	1,05	9,5	0,010
Fe	103330,255	10333,026	92997,230	98,975
Всего	104400,76	10440,076	93960,687	100





$$8,494 - 3,64 = 4,853 \text{ кг.}$$

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,853 \cdot 5,84}{100} = 0,274;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,853 \cdot 2,40}{100} = 0,113;$$

в пересчете на FeO (7) – 0,101 кг.

$$Al_2O_3 = \frac{4,853 \cdot 3,00}{100} = 0,141;$$

$$CaO = \frac{4,853 \cdot 5,00}{100} = 0,235;$$

$$MgO = \frac{4,853 \cdot 0,12}{100} = 0,006;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,853 \cdot 0,04}{100} = 0,002.$$

Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{4,853 \cdot 0,6}{100} = 0,028;$$

$$P = \frac{4,853 \cdot 0,01}{100} = 0,0005.$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании  $CO_2$  (4)

$$\frac{4,853 \cdot 1,30}{100} = 0,061 \text{ кг}$$

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

Восстановится FeO

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

$$\frac{9,054 \cdot 90}{100} = 8,149 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{8,149 \cdot 16}{72} = 1,811 \text{ кг}$$

Осталось FeO в шлаке

$$9,054 - 8,149 = 0,905 \text{ кг}$$

Образуется Fe

$$8,149 - 1,811 = 6,338 \text{ кг}$$

Восстановится Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>

$$\frac{0,519 \cdot 90}{100} = 0,467 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{0,467 \cdot 48}{152} = 0,147 \text{ кг}$$

Осталось Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в шлаке

$$0,519 - 0,467 = 0,052 \text{ кг.}$$

Образуется Cr

$$0,467 - 0,147 = 0,319 \text{ кг.}$$

Восстановится MnO

$$\frac{2,941 \cdot 90}{100} = 2,647 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{2,647 \cdot 16}{71} = 0,596 \text{ кг}$$

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

Осталось MnO в шлаке

$$2,941 - 2,647 = 0,294 \text{ кг}$$

Образуется Mn

$$2,647 - 0,596 = 2,05 \text{ кг}$$

Восстановится P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>

$$\frac{0,349 \cdot 90}{100} = 0,314 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{0,314 \cdot 80}{142} = 0,177 \text{ кг}$$

Осталось P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в шлаке

$$0,349 - 0,314 = 0,035 \text{ кг.}$$

Образуется P

$$0,314 - 0,177 = 0,137 \text{ кг.}$$

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

FeO – 1,811;  
Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 0,147;  
MnO – 0,596;  
P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 0,177;  
Всего – 2,731.

Коксом связано 4,853 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$$4,853 - 2,731 = 2,122 \text{ кг}$$

Таблица 29 – Количество и состав металла в ковше после раскисления, кг

Элемент					Металл в ковше					Раскисление					Содержится в металле					Содержится в металле, %														
22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР																																		
Изм.	Лист	№ докум.			Подпись			Дата																										
Лист 68																																		



Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{93970 \cdot (0,27 - 0)}{100} = 253,719;$$

$$m_{Mn} = \frac{93970 \cdot (0,85 - 0,031)}{100} = 769,478;$$

$$m_{Cr} = \frac{93970 \cdot (0,15 - 0,081)}{100} = 64,431;$$

$$m_{Me\text{прогн}} = \sum m_i + m_{Me} = 253,719 + 769,478 + 64,431 + 93970 = 95057,6 \text{ кг}$$

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

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

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

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС65 (12)  
 $\frac{95057,6 \cdot (0,27 - 0)}{65} = 394,855$  кг или  $\frac{65 \cdot 394,855}{100} = 256,655$  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  $\frac{256,655 \cdot 20}{100} = 51,331$  кг кремния и  $\frac{394,855 \cdot 2}{100} = 7,897$  кг алюминия.

Это количество кремния свяжет кислорода  $\frac{51,331 \cdot 32}{28} = 58,664$  кг; алюминий свяжет  $\frac{7,897 \cdot 48}{54} = 7,02$  кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак:  $\frac{51,331 \cdot 60}{28} = 109,995$  кг  $SiO_2$  и  $\frac{7,897 \cdot 102}{54} = 14,917$  кг  $Al_2O_3$ .

ФС65 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{394,855 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 205,024;$$

										Лист
										70
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

$$Mn = \frac{394,855 \cdot 0,4}{100} = 1,579;$$

$$P = \frac{394,855 \cdot 0,05}{100} = 0,197;$$

$$S = \frac{394,855 \cdot 0,02}{100} = 0,079;$$

$$Cr = \frac{394,855 \cdot 0,4}{100} = 1,579;$$

$$Fe = \frac{394,855 \cdot 32,13}{100} = 126,867.$$

Хром. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФХ100 (12):

$$\frac{95057,6 \cdot (0,15 - 0,081)}{72,5} = 89,899$$

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

Выгорает  $\frac{89,899 \cdot 1,45 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 0,261$  кг кремния.

Это количество свяжет кислорода  $\frac{0,261 \cdot 32}{28} = 0,298$  кг

При этом образуется и перейдет в шлак:  $\frac{0,261 \cdot 60}{28} = 0,559$  кг SiO<sub>2</sub>.

ФХ100 внесет в металл, кг:

$$C = \frac{89,899 \cdot 0,95}{100} = 0,854;$$

$$Si = \frac{89,899 \cdot 1,45 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 1,043;$$

$$P = \frac{89,899 \cdot 0,02}{100} = 0,018;$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		71

$$S = \frac{89,899 \cdot 0,02}{100} = 0,018;$$

$$Cr = \frac{89,899 \cdot 72,5}{100} = 65,177;$$

$$Fe = \frac{89,899 \cdot 25,06}{100} = 22,529.$$

Марганец. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФМн 78 (12):

$$\frac{95057,6 \cdot (0,85 - 0,031)}{78} = 997,929 \text{ кг}$$

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

Выгорает  $\frac{997,929 \cdot 6 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 11,975$  кг кремния.

Это количество свяжет кислорода  $\frac{11,975 \cdot 32}{28} = 13,686$  кг

При этом образуется и перейдет в шлак:  $\frac{11,975 \cdot 60}{28} = 25,661$  кг SiO<sub>2</sub>.

ФМн 78 внесет в металл, кг:

$$C = \frac{997,929 \cdot 7}{100} = 69,855;$$

$$Si = \frac{997,929 \cdot 6 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 47,901;$$

$$P = \frac{997,929 \cdot 0,05}{100} = 0,499;$$

$$S = \frac{997,929 \cdot 0,02}{100} = 0,2;$$

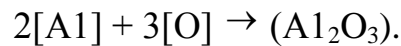
$$Mn = \frac{997,929 \cdot 78}{100} = 778,385;$$

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		72

$$Fe = \frac{997,929 \cdot 8,93}{100} = 89,115.$$

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий. Необходимо понизить количество до 0,005%  $\left( \frac{0,005 \cdot 95057,6}{100} = 4,753 \text{ кг} \right)$  т.е связать  $11,262 - 4,753 = 6,509 \text{ кг}$ ,



Для этого потребуется алюминия  $\frac{6,509 \cdot 54}{48} = 7,323 \text{ кг}$

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак  $Al_2O_3$   
 $\frac{7,323 \cdot 102}{54} = 13,832 \text{ кг}$

С учетом остаточного содержания алюминия в металле 0,02%  $\left( \frac{0,02 \cdot 95057,6}{100} = 19,012 \text{ кг} \right)$  общий расход алюминия для раскисления металла принимаем равным  $19,012 + 7,323 = 26,334 \text{ кг}$ .

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97

$$\frac{26,334 \cdot 100}{99,98} = 26,339 \text{ кг}$$

А 97 также внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{26,339 \cdot 0,01}{100} = 0,003;$$

$$Fe = \frac{26,339 \cdot 0,01}{100} = 0,003.$$

## 2.5.2 Шлакообразование

а) Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

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

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						73



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

где  $m_{(CaO)п.шл}$ ,  $m_{(SiO_2)п.шл}$  – содержание (CaO) и (SiO<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,

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

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):

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot (9,986 + 109,995 + 0,559 + 25,661) - 17,963}{\frac{88}{100} - 4 \cdot \frac{1,3}{100}} = 684,588 \text{ кг}$$

Известь внесёт в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{88 \cdot 684,588}{100} = 602,438;$$

$$SiO_2 = \frac{1,3 \cdot 684,588}{100} = 8,9;$$

$$MgO = \frac{2 \cdot 684,588}{100} = 13,692;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,8 \cdot 684,588}{100} = 5,477;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 684,588}{100} = 1,369, \text{ в пересчете на FeO (5) – 1,232}$$

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

$$\frac{7,7 \cdot 684,588}{100} = 52,713 \text{ кг CO}_2.$$

									Лист
									74
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

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

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{684,588}{4} = 171,147 \text{ кг}$$

Плавиковый шпат внесёт в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 171,147}{100} = 0,856;$$

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 171,147}{100} = 6,161;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 171,147}{100} = 0,342;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 171,147}{100} = 160,878;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 171,147}{100} = 2,567, \text{ в пересчете на FeO (5) - 2,31.}$$

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

$$\frac{0,2 \cdot 171,147}{100} = 0,342 \text{ кг } CO_2.$$

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

$$SiO_2 - 136,215;$$

$$Al_2O_3 - 14,917.$$

г) Расчет компонентов, вносимых футеровкой печи – ковша.

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:

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		75

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

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

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

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

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

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

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

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

### 2.5.3 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 31 – Количество и состав металла во время десульфурации, кг

Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
С	541,875	70,713	612,588	0,642
				Лист
				76
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР







Таблица 34 – Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CaF <sub>2</sub>	Σ
Шлак до десульфурации	164,006	622,101	0,294	8,920	4,274	25,652	47,631	0,105	0,037	0,065	160,878	1033,963
Десульфурация	-	-	-	-	-	-	-	-	-	16,685	-	16,685
Всего	164,006	622,101	0,294	8,920	4,274	25,652	47,631	0,105	0,037	16,749	160,878	1050,648
Всего %	15,610	59,211	0,028	0,849	0,407	2,442	4,533	0,010	0,003	1,594	15,312	100

Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг

- а) металла — 104400,76;
  - б) шлака — 4962,466;
  - в) футеровки ковша — 42,222;
  - г) шлакообразующих — 855,735, в том числе:
    - 1) извести — 684,588,
    - 2) плавикового шпата — 171,147;
  - д) легирующих и раскислителей — 1513,720, в том числе:
    - 1) А97 — 26,339
    - 2) ФС65 — 394,855
    - 3) ФМн78 — 997,929
    - 4) ФХ100 — 89,899
    - 5) кокса — 4,698;
  - е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия — 81,790.
- Всего: 111856,695.

Получено, кг;

- а) металла — 105824,41, в том числе:
    - 1) в ДСП — 10440,076,
    - 2) в ковше — 95384,329;
  - б) шлака — 5963,489, в том числе:
    - 1) в ДСП — 4912,841,
    - 2) в ковше — 1050,648;
  - в) газов — 61,268, в том числе:
    - 1) СО<sub>2</sub> (известь) — 52,713,
    - 2) СО<sub>2</sub> (плавиковый шпат) — 0,342,
    - 3) СО<sub>2</sub> (кокс) — 0,061,
    - 4) СО (кокс) — 8,494.
- Всего: 111849,162.

Невязка —  $111856,695 - 111849,162 = 7,533$  кг или  $\frac{7,533}{111856,695} \cdot 100 = 0,0067\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Суммарный материальный баланс плавки

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		80

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

- 1) Отходов А-3 — 21000;
  - 2) У-13 — 84000
  - 1) ФМн78 — 997,929;
  - 2) ФХ100 — 89,899
  - 4) ФС65 — 394,855;
  - 5) А97 — 26,339;
  - 6) кокса — 4,698;
  - 7) извести (суммируется по всем периодам) — 2684,588;
  - 8) плавикового шпата — 171,147;
  - 9) футеровки печи — 587,19;
  - 10) футеровки печи–ковша — 42,222;
  - 11) руды — 6478,409;
  - 12) газов (суммируется по всем периодам) — 2888,674.
- Всего: 119365,951.

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

- 1) металла (в ковше и в ДСП) — 105824,41;
  - 2) шлака в ДСП — 4912,841;
  - 3) шлака печи–ковша — 1050,648;
  - 4) пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) — 3607,581;
  - 5) газов (суммируются по всем периодам) — 4351,304.
- Всего: 119746,78.



### 3. ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

#### Дефекты сталеплавильного происхождения

являются следствием нарушения или несовершенства технологии при производстве слитков (НЛЗ) при выплавке и прошивке, а также при их дальнейшей переработке в блюм, катаную заготовку, гильзу, трубу.

Внешний вид дефекта раздутие:

Выпуклая форма поперечного сечения заготовки в соответствии с рисунком

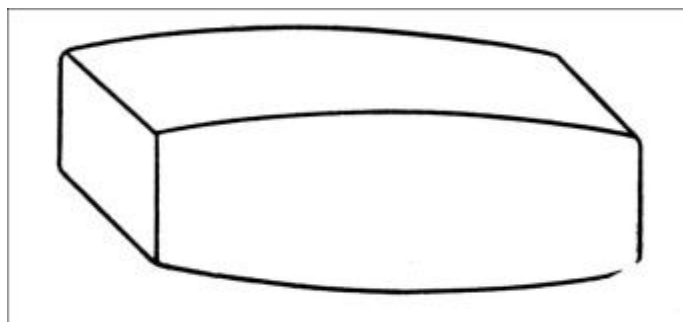


Рисунок 7 - Раздутие

Причина возникновения дефекта:

Слишком тонкая корка заготовки, образовавшаяся на начальных этапах охлаждения, раздается ферростатическим давлением.

Мероприятия по предотвращению дефекта:

Интенсификация охлаждения в кристаллизаторе и вторичного охлаждения. Контроль механики и геометрии зоны вторичного охлаждения. Возможно устранение дефекта путем дальнейшего передела заготовки при прокатке.

### 4. ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

На сегодняшний день швейцарская компания «Victorinox» выпускает несколько миллионов ножей в год около 350 различных моделей. По размерам швейцарский складной нож, он же армейский, не большой, но очень многофункциональный. Его клинок имеет несколько дополнительных инструментов. В данный комплект входят: штопор, открывалки и даже отвертки. В нерабочем положении инструменты находятся внутри рукояти ножа и освобождаются вращением вокруг внутреннего шарнира. Сами составные части ножа обычно изготавливаются из нержавеющей стали, а все разграничители из алюминия, чтобы нож был не очень тяжелым.

Все составные части для ножа поступают на конвейер для того, с помощью которого они отправляются в печь, где подвергнуться воздействию температуры

в 1050С. После такого закаливания все лезвия из нержавеющей стали становятся пригодными на протяжении десятков лет. Далее, выйдя из штамповочной машины, они попадают на специальный аппарат-контейнер,

									Лист
									81
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата	22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР				

который их сильно трясет, чтобы отвалились лишние кусочки металла с лезвий ножа. Поверхность лезвий, выходящих из штамповочной машины, остается грубой и шероховатой. Поэтому их помещают в специальные машины, которые с помощью воды и искусственной керамической крошки полируют лезвия до тех пор, пока поверхность лезвия не станет идеально ровной. Такой процесс длится от 5 до 8 часов.

На чертеже показана штамповочная машина для производства разграничителей для разных инструментов, которые являются составляющими деталями швейцарского армейского ножа. На данных штамповочных машинах изготавливают около восьмисот различных деталей, часть из которых используется для комплектации швейцарского ножа.

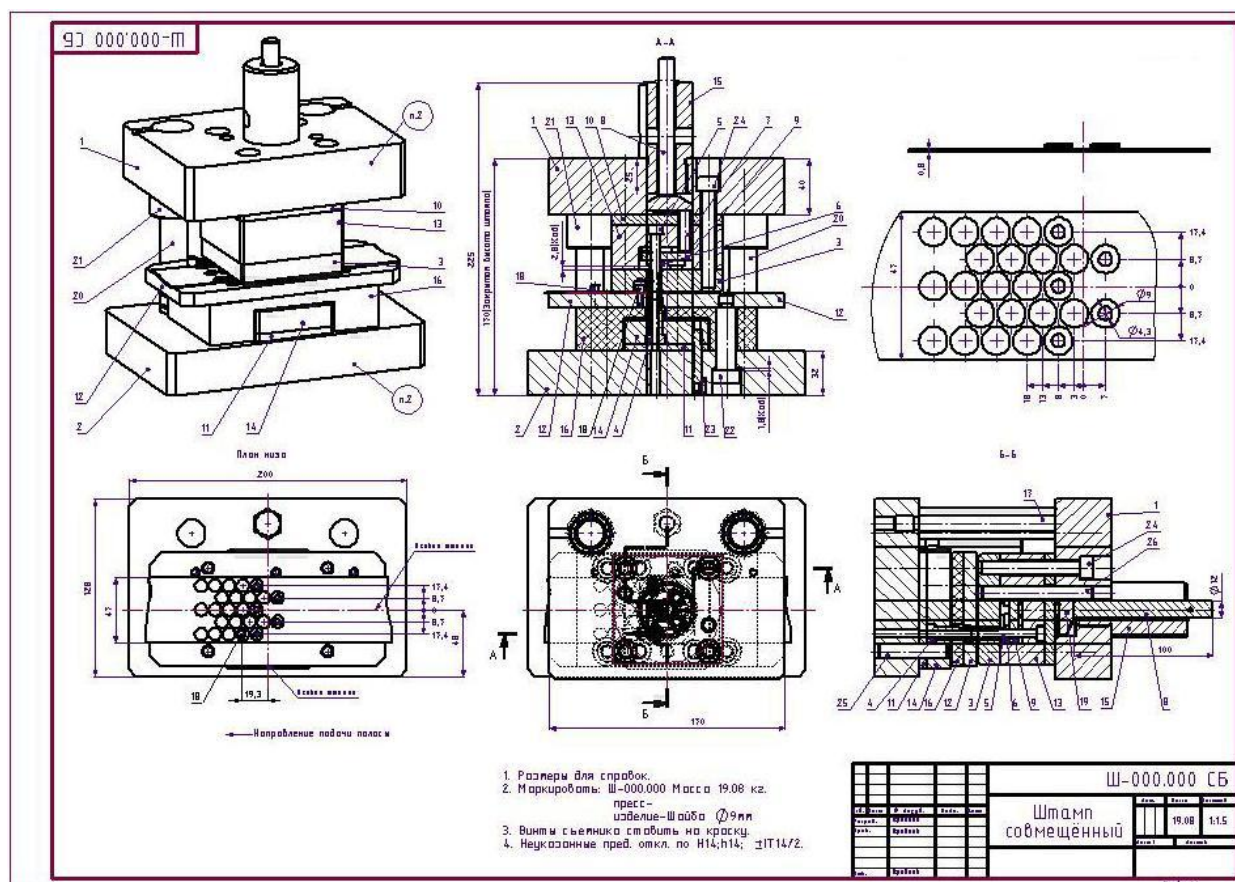


Рисунок –8  
Штамповочная машина для производства разграничителей

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

## 5. ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА.

Как правило, металлографические исследования проводят на металлургических заводах для входного и выходного контроля качества продукции, а также при отработке технологии. При этом, большое значение имеют как подготовительные операции – отбор, шлифовка, полировка и травление образцов, так и определение качественных и количественных характеристик микроструктуры изделий, контролируемых в соответствии с требованиями стандартов и технических условий.

Российская компания SIAMS специализируется на разработке программных и аппаратных решений для количественной металлографии. Для расширения спектра возможностей металлографических микроскопов компанией SIAMS разработано программно-аппаратное решение, которое оперирует с неограниченными по размеру изображениями, снятыми со шлифа в режиме сканирования. Решение получило название система панорамной микроскопии. В результате реализации нового подхода, был преодолен ряд принципиальных ограничений:

- небольшой размер поля зрения
- неравномерность освещенности
- отображение только одной фокальной плоскости
- существенное влияние качества подготовки образцов
- трудности работы с изображениями большого размера

В итоге системы панорамной микроскопии обладают следующими Уникальными возможностями:

- просмотр образца
- получение панорамного изображения микроструктуры и его подготовка к анализу, а также контроль по базовым показателям объединяются в один процесс.

В результате мы получаем сфокусированное панорамное изображение, готовое к качественному и количественному анализу микроструктуры.

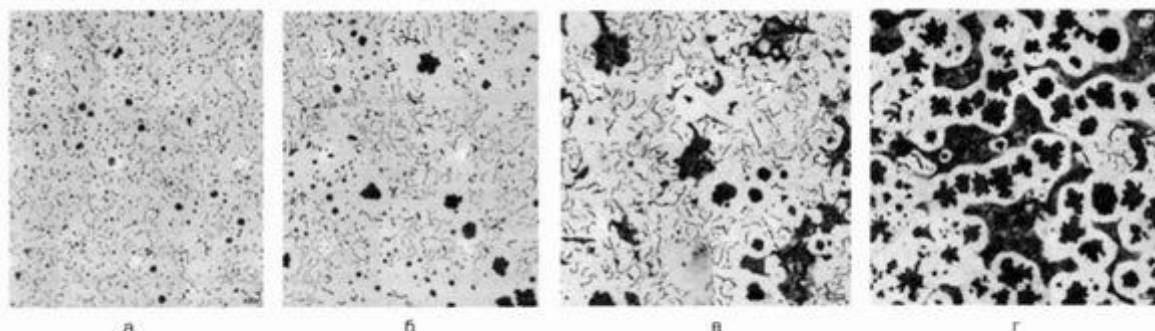


Рис. 1. Примеры микроструктуры образцов ЧВГ, х50: а – образец 1, не травлено; б – образец 2, не травлено; в – образец 1, травлено; г – образец 2, травлено

Рисунок – 9

Пример микроструктуры образцов панорамного изображения

										Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата						83

22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

определенные требования к микроструктуре в соответствии с существующими стандартами. В случае с чугунами отливками разработана методика анализа графита в чугуне, полностью соответствующая ГОСТ3443. Кроме того разработчики обеспечили возможность коллективной работы в программе с разных рабочих мест.

Компания занимает лидирующую позицию в России среди разработчиков систем микроскопии в областях:

- Металлургии и машиностроения
- горнорудной промышленности
- нефтедобывающей промышленности
- огнеупорной промышленности
- коксохимической промышленности
- цементной промышленности
- нанотехнологий
- биотехнологий

-полупроводниковой промышленности  
Данную разработку применяют на Уральском металлургическом заводе(г.Екатеринбург, УМЗ) — изготовлене поковок, литья разных марок стали, Свердловском металлургическом заводе (СМЗ) — по изготовлению цветного проката.

## 6. Охрана труда и техника безопасности.

### 6.1 Общие требования охраны труда.

Изучение вопросов охраны труда на ПАО АМЗ обусловлено целью свести к минимуму производственные опасности и производственные вредности, создать комфортные и высокопроизводительные условия труда на рабочих местах.

Разработка технических и организационных мер, направленных на устранение опасных производственных факторов, снижение воздействия на работающих вредных производственных факторов, возможна на основании исследования потенциально возможных опасных и вредных производственных факторов проектируемого цеха или разрабатываемого оборудования.

В соответствии с ГОСТ 12.0.003-74 ССБТ «Опасные и вредные производственные факторы. Все производственные факторы классифицируются на опасные и вредные факторы.

Опасный производственный фактор - это фактор, воздействие которого на работающих может привести в определенных условиях к резкому ухудшению здоровья или даже, в редких случаях, к травме.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		84



· расположение рабочего места на значительной высоте относительно поверхности земли (пола).

Химические опасные и вредные производственные факторы подразделяются по характеру воздействия на организм человека и по пути проникания в организм человека.

Химические факторы по характеру воздействия на организм человека подразделяются на:

- токсические;
- раздражающие;
- сенсibiliзирующие;
- канцерогенные;
- мутагенные;
- влияющие на репродуктивную функцию.

Химические факторы могут проникать в организм человека через:

- органы дыхания;
- желудочно-кишечный тракт;
- кожные покровы и слизистые оболочки.

Биологические опасные и вредные производственные факторы включают следующие биологические объекты:

- патогенные микроорганизмы (бактерии, вирусы, простейшие и другие), а также продукты их жизнедеятельности;
- макроорганизмы, оказывающие негативное влияние на человека.

Психофизиологические опасные и вредные производственные факторы по характеру действия подразделяются на следующие:

- физические перегрузки;
- нервно-психические перегрузки.

Физические перегрузки подразделяются на:

- статические;
- динамические.

Нервно-психические перегрузки подразделяются на:

- умственное перенапряжение;
- перенапряжение анализаторов;
- монотонность труда;
- эмоциональные перегрузки.

## 6.1 Анализ опасных производственных факторов.

Один и тот же опасный и вредный производственный фактор по природе своего действия может относиться одновременно к различным выше перечисленным группам. Кроме того, характер влияние фактора на человека зависит от количественной оценки данного фактора (например, концентрация вредного вещества или уровень шума). Значит практически каждый фактор может быть вредным или опасным.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		86















культурно-досуговое учреждение Аши. Он был построен в 1955 году. Ежегодно Дворец культуры посещают около 100 тысяч человек.

Руководство предприятия пропагандирует активный и здоровый образ жизни среди своих сотрудников. И основной составляющей здорового образа жизни является активное занятие спортом. Спортивный комплекс «Металлург», расположившийся во Дворце спорта - это гордость всего района. За 45 лет оно выросло в целый спортивный комплекс, предлагающий населению широкий выбор спортивных. Сегодня он включает в себя 25-метровый бассейн с 6-ю дорожками, спортивный, атлетический и тренажерный залы, зал единоборств, лыжную базу и хоккейный корт, солярий, русскую баню и сауну. Гордостью Ашинского металлурга является Футбольный клуб «Металлург», где имеют возможность регулярно заниматься и взрослые, и дети. В распоряжении клуба футбольное поле с естественным покрытием, вместительностью 3000 человек), тренировочное поле, поле с искусственным покрытием и подогревом, гостиная и футбольный манеж. На полях ФК «Металлург» каждый год проходят всероссийские детские соревнования по футболу.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		93

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Итак, рассмотрев вопрос производства марки стали 60Г на предприятии Ашинского металлургического завода, можно сделать определенные выводы в пользу черной металлургии, как очень необходимой отрасли народного хозяйства. В дипломном проекте приведен полный анализ технологического процесса производства стали, описан вид оборудования, химический, механический составы данной марки стали, рассчитан материальный баланс плавки стали 60Г.

На данный момент можно сделать выводы, что современная технология производства стали на Ашинском металлургическом заводе по схеме ДСП «Consteel» → сталеразливочный ковш → ковш-печь → МНЛЗ позволила существенно снизить себестоимость производимой продукции и получить металл высокого качества.

В XXI веке руководством страны поставлен курс на развитие экономики нашей страны. И одним из важнейшим фактором для повышения эффективности металлургического производства - это принятие ряда мер по снижению топливно-энергетических ресурсов.

В связи с возрастающими потребностями в народном хозяйстве высококачественной продукции из металла, необходимо постоянное вливание финансовых инвестиций в развитие металлургической отрасли. Руководство Ашинского металлургического завода держит курс на освоение все новых и новых технологий своего многопрофильного производства. Продукция ПАО АМЗ пользуется большим спросом не только на внутреннем рынке России, но и является лидером рынка СНГ. А производство специальных сплавов, в том числе и сплава марки стали 60Г, необходимо для нужд военно-производственного комплекса страны, газовой, авиационной и даже космической отраслей промышленности.

Ашинский металлургический завод с его мощностями может обеспечить немалый ряд предприятий России и стран СНГ, остро нуждающихся в продукции из конструкционных и легированных марок сталей, в том числе и сплава марки стали 60Г.

					22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		94

