

Министерство образования и науки РФ
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«ЮЖНО-УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
(национальный исследовательский университет)»
Факультет «Материаловедения и металлургических технологий»
Кафедра «Литейное производство»

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой
"Литейное производство"
д. т. н. профессор
/Б. А. Кулаков
«__»_____2018г.

Технология получения стали СтЗсп в условиях кислородно-
конверторного цеха предприятия ПАО "Мечел"

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ-22.03.02.2018.437.00.00 ПЗ ВКР

Нормоконтролер
доцент, к.т.н.
О.М. Заславская
«__»_____2018г.

Руководитель проекта
и.о. зав.кафедрой
пирометаллургических
процессов, к.т.н.
П.А. Гамов
«__»_____2018г.

Автор проекта
студент группы
П-437
Г.Л. Акопян
«__»_____2018г.

АННОТАЦИЯ

Акопян Г.Л. Технология получения стали СтЗсп в условиях кислородно-конвертерного цеха предприятия ПАО «Мечел». – Челябинск: ЮУрГУ, П-437; 2018; 80с. 10 ил., библиогр. Список -5 на-им., 13 листов – графического материала ф. А4.

Выпускная квалификационная работа выполнена с целью разработки технологии получения стали марки СтЗсп в условиях кислородно-конвертерного цеха предприятия ПАО «Мечел».

В выпускной квалификационной работе описаны технико-экономическое обоснование и структура цеха, приведены расчеты основного и вспомогательного технологического оборудования, расчеты материального баланса производства сплава, разработана технология производства сплава.

В специальной части приведены способы повышения стойкости футеровки конвертера. Установлены требования к охране труда и технике безопасности.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР			
<i>Изм.</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум.</i>	<i>Подпись</i>	<i>Дата</i>				
<i>Разраб.</i>		Акопян Г.Л.			Технология получения стали СтЗсп в условиях кислородно-конвертерного цеха предприятия ПАО «Мечел»	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер.</i>		Гамов П.А.					4	
<i>Реценз.</i>						ЮУрГУ Кафедра ЛП		
<i>Н. Контр.</i>		Заславская О.М.						
<i>Утверд.</i>								

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	7
1 ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРОЕКТНОГО РЕШЕНИЯ.....	8
2 ОПИСАНИЕ ЦЕХА (УЧАСТКА).....	9
3 РАСЧЕТ ОСНОВНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ	
3.1 Расчет кислородной фурмы.....	12
3.2 Расчет кислородного конвертера.....	18
3.3 Параметры сталеразливочного ковша.....	21
3.4 Число сталеразливочных ковшей.....	22
3.5 Число заливочных кранов и мостовых кранов для загрузки лома.....	23
3.6 Число полупортальных машин.....	24
3.7 Емкость совков для лома.....	24
3.8 Число совков для лома.....	25
3.9 Число скраповозов.....	25
3.10 Число кранов в ковшевом пролете.....	26
3.11 Число шлаковых ковшей.....	26
3.12 Число кранов в шлаковом пролете.....	27
3.13 Число несамоходных шлаковозов.....	28
3.14 Число МНЛЗ.....	28
4 ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА СПЛАВА	
4.1 Подготовка шихты.....	32
4.2 Технология плавки.....	33
4.3 Внепечная обработка.....	37
4.4 Разливка.....	38

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		5

5 РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ПРОИЗВОДСТВА СПЛАВА	
5.1 Шихтовка плавки.....	41
5.2 Продувка в конвертере.....	41
5.2.1 Состав и количество шлака.....	41
5.2.2 Потребность кислорода.....	44
5.2.3 Выход жидкой стали.....	45
5.2.4 Количество образующихся газов.....	46
5.3 Материальный баланс обработки стали в ковше-печи.....	47
5.3.1 Раскисление и легирование.....	48
5.3.2 Состав и количество шлака.....	50
5.3.3 Десульфурация.....	52
5.3.4 Количество газа.....	53
5.3.5 Выход жидкой стали.....	53
6 СПЕЦИАЛЬНАЯ ЧАСТЬ. СПОСОБЫ ПОВЫШЕНИЯ СТОЙКОСТИ ФУТЕРОВКИ КИСЛОРОДНОГО КОНВЕРТЕРА.....	55
7 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....	62
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	66
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	67
ПРИЛОЖЕНИЯ	
ПРИЛОЖЕНИЕ А. ПЛАН ЦЕХА.....	68
ПРИЛОЖЕНИЕ Б. ПЛАВИЛЬНЫЙ АГРЕГАТ.....	70
ПРИЛОЖЕНИЕ В. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПРОИЗВОДСТВ.....	72
ПРИЛОЖЕНИЕ Г. РЕЗУЛЬТАТЫ РАСЧЕТОВ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА.....	73
ПРИЛОЖЕНИЕ Д. СХЕМА ГАЗООТЧИСТКИ.....	74
ПРИЛОЖЕНИЕ Е. ИЛЛЮСТРАЦИИ К СПЕЦИАЛЬНОЙ ЧАСТИ.....	76

ВВЕДЕНИЕ

ПАО «Мечел» – это металлургическая компания, одна из ведущих в нашей стране. В нее входят 11 предприятий в разных регионах России, а также и за рубежом (Украина и Литва).

«Мечел» объединяет более 20 промышленных предприятий. Это производители угля, железной руды, стали, проката, ферросплавов, тепловой и электрической энергии. Все предприятия работают в единой отлаженной производственной цепочке: от добычи сырья до продукции с высокой добавленной стоимостью.

Деятельность «Мечела» в металлургическом направлении охватывает производство сортового проката из углеродистой и специальной стали, плоского проката из нержавеющей стали, фасонного проката, металлопродукции с высокой добавленной стоимостью, включая метизы и штамповки, а также производство заготовки.

«Мечел» – крупнейший в стране производитель специальных сталей и сплавов, который выпускает наиболее широкий спектр данной продукции. «Мечел» занимает второе место в России по выпуску сортового проката. «Мечел» также является крупнейшим в России производителем арматуры и катанки.

Цель работы состоит в изготовлении стали марки СтЗсп в условиях ПАО «Мечел». Используем кислородно-конвертерный способ с последующей выпечной обработкой стали в агрегате ковш-печь. Для этого в работе был выполнен расчет основного и вспомогательного технологического оборудования, а также материальный баланс производства углеродистой стали.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						7
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

1 Технико-экономическое обоснование проектного решения

ПАО «Мечел» является интегрированным заводом, т.е. может производить любую марку стали. Из доменной печи полученный переплавочный чугун направляется на производство сталей разных марок в кислородный конвертер. Производство полупродукта в конвертере намного чище по сравнению с электродуговой плавкой.

В моем случае рассматривается производство СтЗсп в кислородно-конвертерном цеху предприятия ПАО «Мечел». Выплавляется она в кислородном конвертере с последующей разливкой на сорт. Предприятие выставляет их на продажу. Так же на самом предприятии из них получают готовую продукцию, такие как, несущие элементы сварных и несварных конструкций и деталей, работающих при положительной температуре. Производят также трубы, поковки и штамповки, проволоки. Все это производят, потому что наш регион нуждается в этом. Большие города, с населением более миллиона, отстраиваются, появляются высотки, торговые комплексы и т.д. Продукция из этой марки стали очень востребована, поэтому ее производство экономически целесообразно.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						8
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

2 Описание цеха (участка)

Цех, в котором происходит конвертерная плавка, занимает большую площадь, вдобавок он очень высокий. Он представлен на рисунке 1.

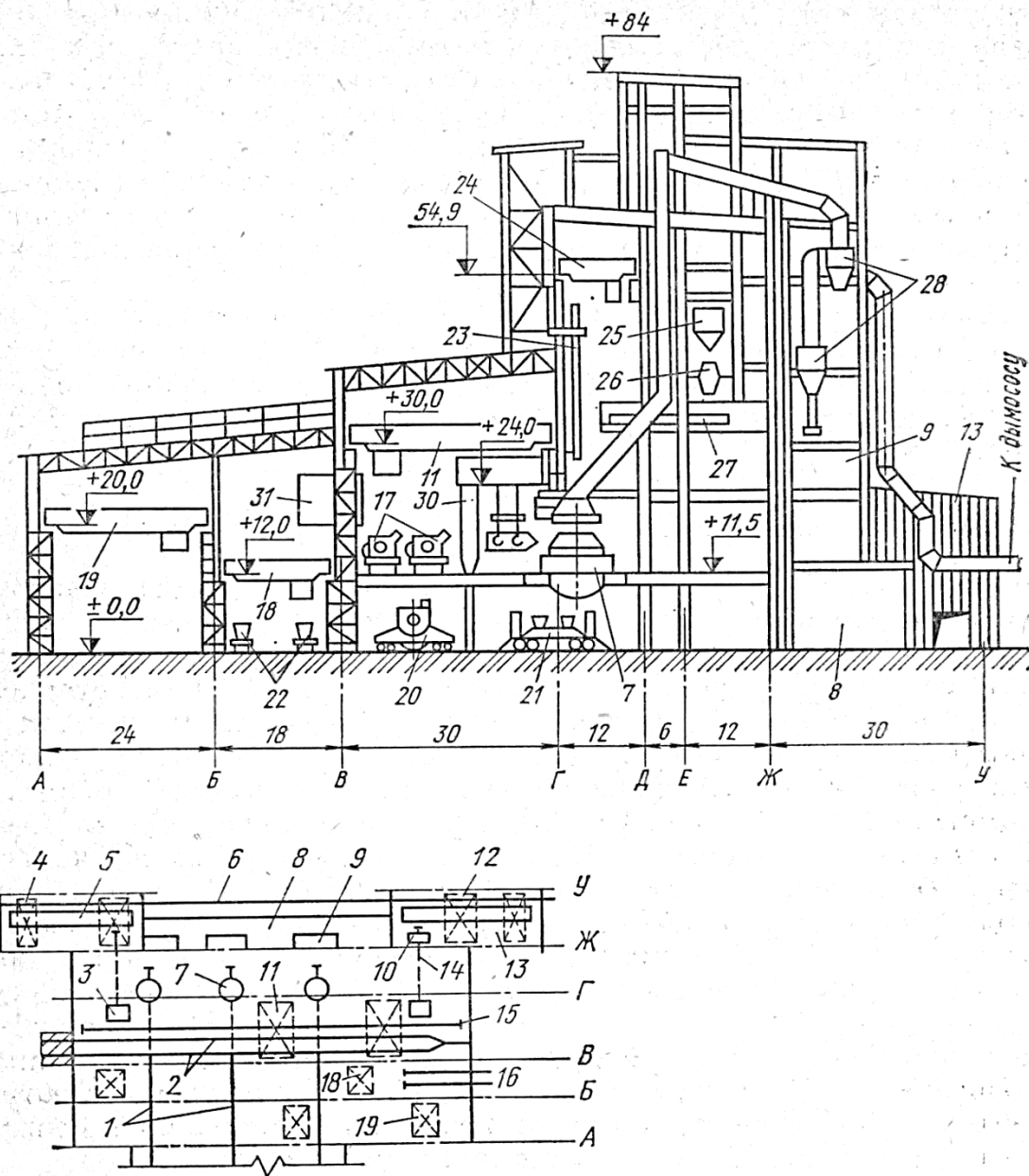


Рисунок 1 – План цеха

В цехе установлено три 160-т конвертера. Цех включает следующие основные отделения: главное здание, верхнее миксерное, нижнее шихтовое для сыпучих материалов, ОНРС. Главное здание состоит из четырех пролетов: загрузочного В – Г, конвертерного Г – Ж, шлакового Б – В, ковшового А – Б и примыкающих к углам двух шихтовых открывалок 13, расположенных между колоннами

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР

Лист

9

рядом Ж – У. В конвертерном пролёте, который разделён вспомогательными колоннами на собственно конвертерный Г – Д и вспомогательно-энергетический Д – Е – Ж, расположены конвертеры 7 на расстояние 48 м между ними, машины для подачи кислорода с фурмами 23, система загрузки сыпучих, часть газоотводящего тракта и 80-т кран 24 для обслуживания ремонта конвертеров, фурм и котлов-утилизаторов. Система отвода и очистки газов без дожигания, газоочистки 28 расположены в пристройках 9 над электромашинным помещением 8. Рабочая площадка (+ 11,5 м) перекрывает загрузочный и конвертерный пролёты. Пульты 31 управления конвертерами расположены между колоннами ряда В. В загрузочном пролёте установлены два заливочных крана 11 (400 + 100/16 т), две полупортальные машины 30 (2 × 130 т) для загрузки лома; на рабочей площадке проложен опорный рельс 15 полупортальных машин. Шлаковый пролёт, оборудованный двумя мостовыми кранами 18 (125/30 т), служит для перестановки и вывоза из цеха шлаковых ковшей по путям 16. Ковшовый пролёт с кранами 19 (125 + 30 т) предназначен для ремонта и подготовки сталеразливочных ковшей. Под конвертерами проложен ширококолейные пути 1, идущие через все пролёты в ОНРС. В шихтовых открывках имеются магнитные краны 4, мостовые краны 12 (130 т) с поворотной тележкой, ямные бункера 5 для лома.

Жидкий чугун подают к конвертерам чугуновозами 17 по ширококолейным путям 2 на рабочей площадке из миксерного отделения. Лом в шихтовые открывки 13 доставляют по пути 6 (около 20 % россыпью с разгрузкой в бункер 5, а основную часть в совках объёмом 50 м², размещённых на платформах в продольном положении). Совки поднимают и разворачивают в поперечное положение краном 12 и устанавливают на пол открывка или на скраповоз 10. После догрузки лома в совки из бункеров 5 магнитным краном 4 скраповоз перевозит два совка по поперечному пути 14 в загрузочный пролёт, где их через вырез 3 в рабочей площадке поднимает полупортальная машина 30 и транспортирует к конвертерам.

В торце конвертерного пролёта на рабочей площадке расположен участок подготовки ферросплавов. Система загрузки сыпучих материалов – двусторонняя.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						10
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

В пролёте Е – Ж с каждой стороны конвертера установлено по четыре расходных бункера 25, материалы в которые доставляют конвейерами из шихтового отделения. На каждые два расходных бункера установлены весы-дозаторы 26; из них материалы выдаются к конвертерам поперечным конвейером 27. Сталь выпускают в ковш, установленный на сталевозе 20, который по поперечному пути 1 переезжает в ОНРС. Шлак сливают в ковши самоходного шлаковоза 21, который переезжает из-под конвертера по пути 1 в шлаковый пролёт; здесь ковши со шлаком переставляют краном 18 на несамоходные шлаковозы 22 и вывозят их в шлаковые отделения по пути 16.

Из выше описанного видно, что кислородно-конвертерный цех занимает большую площадь, т.к. вмещает в себе такое количество агрегатов, необходимых для нормального процесса плавки и большой производительности цеха.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						11
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

3 Расчет основного и вспомогательного технологического оборудования

3.1 Расчет кислородной фурмы

Продувка сталеплавильной ванны кислородом даёт значительный эффект в ускорении окислительных процессов и степени его использования лишь при достаточно глубоком внедрении струи кислорода в жидкий металл.

Чтобы обеспечить нужную глубину внедрения струи в металл необходимо, чтобы скорость струи на выходе из сопла была выше скорости звука. Это можно обеспечить только лишь с помощью сопел Лаваля (рисунок 2) при определенных значениях их сечений. Определение этих размеров на основе законов аэродинамики является целью настоящего расчёта.

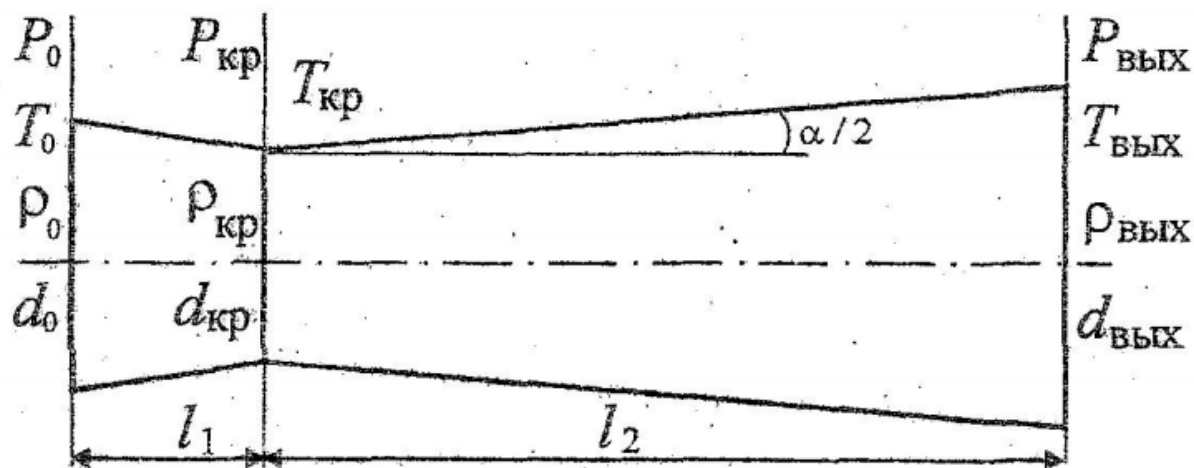


Рисунок 2 – Сопло Лаваля

При определении количества сопел (n) для конвертеров можно использовать простую эмпирическую зависимость от допустимой интенсивности продувки на одно сопло, формула:

$$q_{O_2} = 1,45 \cdot H_n^{2,33}, \quad (1)$$

где H_n – высота внутреннего пространства конвертера над спокойной ванной, м.

Подставим значения в формулу (1):

$$q_{O_2} = 1,45 \cdot 7^{2,33} = 135 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Определим количество сопел по формуле:

$$n = \frac{i \cdot G}{q_{O_2}}, \quad (2)$$

где i – удельная интенсивность продувки, $\text{м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$;

G – масса металла, т;

q_{O_2} – интенсивность продувки на одно сопло, $\text{м}^3/\text{мин}$.

Подставив значения в формулу (2), получим:

$$n = 5 \cdot \frac{160}{135} = 6 \text{ шт.}$$

Так как движение выходящего из сопла газа происходит практически без теплообмена с окружающей средой, т.е. в адиабатическом режиме, скорость его истечения ($W_{\text{ВЫХ}}$) определяется уравнением:

$$W_{\text{ВЫХ}} = \varphi \sqrt{2 \frac{k}{k-1} RT_0 \left[1 - \left(\frac{P}{P_0} \right)^{\frac{k-1}{k}} \right]}. \quad (3)$$

Критическая скорость определяется уравнением:

$$W_{\text{кр}} = \sqrt{2 \frac{k}{k+1} RT_0}, \quad (4)$$

где φ – коэффициент пропорциональности, при продувке кислорода;

k – показатель адиабаты;

R – универсальная газовая постоянная, Дж/(кг·К);

P_0 – давление перед соплом, Па;

P – давление среды, в которую газ вытекает, Па.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						13
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Подставим значения в формулы (3) и (4).

$$W_{\text{вых}} = 0,95 \cdot \sqrt{2 \frac{1,4 \cdot 260 \cdot 298}{1,4 - 1} \left[1 - \left(\frac{1,2 \cdot 10^5}{15 \cdot 10^5} \right)^{\frac{1,4-1}{1,4}} \right]} = 495 \frac{\text{м}}{\text{с}};$$

$$W = \sqrt{2 \cdot \frac{1,4}{1,4 + 1} \cdot 260 \cdot 298} = 305 \frac{\text{м}}{\text{с}}.$$

Для расчёта отдельных элементов сопла определяем некоторые параметры потока в нём кислорода.

Плотность технического кислорода при давлении $1,01 \cdot 10^5$ Па и температуре 273 К зависит от содержания в нём азота и в общем случае равна:

$$\rho = \frac{32 \cdot (\%O_2) + 28 \cdot (\%N_2)}{2240}. \quad (5)$$

Найдём плотность кислорода по формуле (5):

$$\rho = \frac{32 \cdot 99,5 + 28 \cdot 0,5}{2240} = 1,43 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}.$$

Массовый расход кислорода в 1 секунду найдем по формуле:

$$M = \frac{G \cdot i \cdot \rho}{60}, \quad (6)$$

где G – масса металла, т;

i – удельная интенсивность продувки, $\text{м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$;

ρ – плотность технического кислорода, $\text{кг}/\text{м}^3$.

Подставим значения в формулу (6) и получим:

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						14
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$M = \frac{160 \cdot 5 \cdot 1,43}{60} = 19,07 \frac{\text{КГ}}{\text{С}}$$

Плотность кислорода при давлении $P = 1,2 \cdot 10^5$ Па, $P_0 = 15 \cdot 10^5$ Па и температуре $T_0 = 298$ К рассчитаем по формуле:

$$\rho_0 = \rho \frac{P_0 \cdot T}{P \cdot T_0}, \quad (7)$$

где ρ – плотность технического кислорода, $\text{КГ}/\text{М}^3$;

P_0 – давление перед соплом, Па;

P – давление среды, Па.

Подставим значения в формулу (7) и получим:

$$\rho_0 = 1,4 \frac{15 \cdot 10^5 \cdot 273}{1,2 \cdot 10^5 \cdot 298} = 16,4 \frac{\text{КГ}}{\text{М}^3}$$

Для двухатомных газов:

$$P_{\text{кр}} = 0,528 \cdot P_0. \quad (8)$$

По формуле (8) определим $P_{\text{кр}}$:

$$P_{\text{кр}} = 0,528 \cdot 15 \cdot 10^5 = 7,92 \cdot 10^5 \text{ Па.}$$

Чтобы определить $T_{\text{кр}}$ воспользуемся формулой:

$$T_{\text{кр}} = 0,834 \cdot T_0. \quad (9)$$

Подставим значения в формулу (9) и получим:

$$T_{\text{кр}} = 0,834 \cdot 298 = 248,5 \text{ К.}$$

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						15
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Для расчета $\rho_{кр}$ воспользуемся формулой:

$$\rho_{кр} = \frac{P_{кр}}{R \cdot T_{кр}}. \quad (10)$$

Подставив значения в формулу (10), получим:

$$\rho_{кр} = \frac{7,92 \cdot 10^5}{260 \cdot 248,5} = 12,26 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}.$$

Площадь критического сечения сопла найдем через формулу:

$$F_{кр} = \frac{M}{\rho_{кр} \cdot W_{кр} \cdot n}. \quad (11)$$

Площадь критического сечения сопла найдем, подставив значения в формулу (11):

$$F_{кр} = \frac{19,07}{12,26 \cdot 305 \cdot 6} = 0,0009 \text{ м}^2.$$

Диаметр критического сечения сопла найдем по формуле:

$$d_{кр} = \sqrt{\frac{4 \cdot F_{кр}}{\pi}}. \quad (12)$$

Подставив значения в формулу (12), получим:

$$d_{кр} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,0009}{\pi}} = 0,033 \text{ м}.$$

Коэффициент скорости истечения газа из сопла рассчитаем по формуле:

$$\lambda = \frac{W_{\text{ВЫХ}}}{W_{кр}}. \quad (13)$$

Подставим значения в формулу (13) и получим:

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						16
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\lambda = \frac{495}{305} = 1,62,$$

Результат показал, что λ меньше значения 2,2. Поэтому в данном случае площадь выходного сечения среза сопла определяется по формуле:

$$F_{\text{ВЫХ}} = \frac{F_{\text{КР}}}{\lambda} \left(\frac{\frac{2}{k+1}}{1 - \frac{k-1}{k+1} \lambda^2} \right)^{\frac{1}{k-1}}. \quad (14)$$

Посчитаем $F_{\text{ВЫХ}}$, подставив в формулу (14) значения и получим:

$$F_{\text{ВЫХ}} = \frac{0,0009}{1,62} \left(\frac{\frac{2}{1,4+1}}{1 - \frac{1,4-1}{1,4+1} \cdot 1,62^2} \right)^{\frac{1}{1,4-1}} = 0,0013 \text{ м}^2.$$

Диаметр выходного сечения сопла найдем по формуле:

$$d_{\text{ВЫХ}} = \sqrt{\frac{4 \cdot F_{\text{ВЫХ}}}{\pi}}. \quad (15)$$

Подставим в формулу (15) значения и получим:

$$d_{\text{ВЫХ}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,0013}{\pi}} = 0,04 \text{ м}.$$

Угол раскрытия диффузора $\alpha = 8^\circ$, тогда длина расширяющейся части сопла (диффузора) рассчитаем по формуле:

$$I_2 = \frac{d_{\text{ВЫХ}} - d_{\text{КР}}}{2 \cdot \tan \frac{\alpha}{2}}. \quad (16)$$

Рассчитаем I_2 подставив в формулу (16) значения и получим:

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		17

$$I_2 = \frac{0,04 - 0,033}{2 \cdot \tan \frac{8}{2}} = 0,05 \text{ м.}$$

Длину суживающейся части сопла рассчитаем по формуле:

$$I_1 = 0,7 \cdot d_{кр}. \quad (17)$$

Рассчитаем I_1 подставив в формулу (17) значения и получим:

$$I_1 = 0,7 \cdot 0,033 = 0,023 \text{ м.}$$

Диаметр входного сечения найдем по формуле:

$$d_0 = 1,2d_{кр}. \quad (18)$$

Подставив в формулу (18) значения, получим:

$$d_0 = 1,2 \cdot 0,033 = 0,039 \text{ м.}$$

3.2 Расчёт кислородного конвертера

Параметры кислородного конвертера сведены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Параметры кислородного конвертера

Параметры	По данным В.И. Баптизманского
Диаметр ванны $D_{вн}$, м	$0,83M^{0,36} = 0,83 \cdot 160^{0,36} = 5,1$
Высота полости конвертера $H_{вн}$, м	$3,00 \cdot M^{0,20} = 3 \cdot 160^{0,20} = 8,4$
Диаметр горловины d_r , м	$0,40 \cdot M^{0,37} = 0,40 \cdot 160^{0,37} = 2,6$
Глубина спокойной ванны h_b , м	$0,22 \cdot M^{0,37} = 0,22 \cdot 160^{0,37} = 1,4$
Радиус сферического днища $R_{дн}$, м	$3,55 + 0,0064M = 3,55 + 0,0064 \cdot 160 = 4,6$
Угол наклона конусной части α , град	$52 + 0,55M = 52 + 0,55 \cdot 160 = 60,8$
Толщина футеровки в цилиндрической части $l_{ст}$, м	$0,142M^{0,33} = 0,142 \cdot 160^{0,33} = 0,7$

Кислородный конвертер имеет форму «груши», он изображен на рисунке 3. При расчете параметров кислородного конвертера пользуются двумя методами – аналитическим и эмпирическим. Аналитический метод основан на условии минимальных механических потерь металла во время продувки при высокой стойкости днищ и оптимальных капитальных затратах. Для этого необходимо, чтобы глубина спокойной ванны h_B превышала максимальную глубину реакционной зоны L_{\max} .

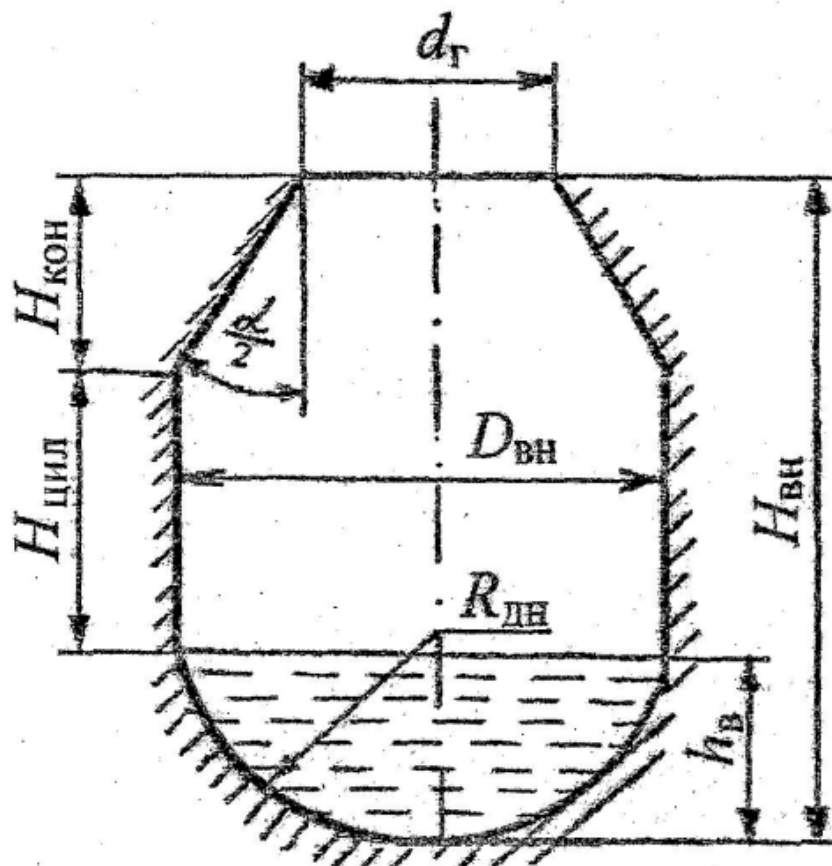


Рисунок 3 – Кислородный конвертер

$$h_B = k_1 \cdot L_{\max}, \quad (19)$$

где h_B – глубина спокойной ванны, м;

k_1 – коэффициент пропорциональности;

L_{\max} – глубина реакционной зоны.

Глубина реакционной зоны в этом уравнении можно определить по формуле:

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР

Лист

19

$$L_{\max} = \frac{h_B}{k_1}. \quad (20)$$

Подставим в формулу (20) значения и получим:

$$L_{\max} = \frac{1,4}{1,5} = 0,93 \text{ м.}$$

Так как скорость выхода из сопла кислорода $W_{\text{ВЫХ}}$ и плотность $\rho_{\text{ВЫХ}}$ в практических условиях работы конвертера почти не изменяются, определяющим глубиной ванны является масса металла M и расход кислорода на одно сопло i_{O_2} :

$$h_B = k \cdot \left(\frac{M \cdot i_{O_2}}{n} \right)^\alpha. \quad (21)$$

Значение коэффициентов k и α в приведённом выше уравнении для определения h_B и других параметров при расходе кислорода $4 - 6 \text{ м}^3/(\text{т} \cdot \text{мин})$ приведены в таблице 3.1.

Для предупреждения выноса металла из конвертера необходимо, чтобы соблюдалось неравенство:

$$\Delta H = (H_{\text{ВН}} - h_B) \geq 0,85 \left(\frac{M \cdot i_{O_2}}{n} \right)^{0,42}. \quad (22)$$

Подставим в формулу (22) значения и получим:

$$\Delta H = 7 \geq 6,63.$$

При высокой интенсивности продувки и ограниченной возможности увеличения количества сопел (n) могут получиться очень высокие значения удельного объёма конвертера $\left(V_{\text{уд}} = \frac{V}{M}, \frac{\text{м}^3}{\text{т}} \right)$ и $H_{\text{ВН}}$. В этом случае следует ограничить интенсивность продувки и удельный объём, например, пользуясь уравнением:

$$V_{\text{уд}} \leq \frac{1}{1+10^{-3} M} \quad (23)$$

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						20
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Подставим значения в уравнение 23 и получим:

$$V_{уд} \leq 0,86 \text{ м}^3/\text{т}$$

Пользуясь эмпирическими уравнениями, определяют соотношения верхней конической $H_{кон}$ и цилиндрической $H_{цил}$ частей конвертера:

$$\frac{H_{кон}}{H_{цил}} = 0,45 + 10^{-3} M = 0,61; \quad (24)$$

$$H_{цил} + H_{кон} = H_{вн} - h_{в}. \quad (25)$$

Решив систему уравнений (24) и (25), получим:

$$H_{кон} = 2,65 \text{ м};$$

$$H_{цил} = 4,34 \text{ м}.$$

3.3 Параметры сталеразливочного ковша

Сталеразливочный ковш для новых цехов рекомендуется с шиберным затвором и монолитной футеровкой. Шиберный затвор надёжнее, но дороже, чем стопор, и при его использовании упрощается межплавочная подготовка ковша. Преимущества монолитной футеровки по сравнению с футеровкой из шамотного кирпича следующие: обеспечивается механизация ремонта футеровки и его ускорение, сокращается численность рабочих на ремонте, стоимость набивной или наливной массы выигрывает в цене по сравнению с огнеупорным кирпичом. Размеры ковша представлены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Размерные параметры ковша

Параметры	Значения
Ёмкость, т	160,00
Высота, м	3,89

Продолжение таблицы 3.2

Параметры	Значения
Верхний диаметр, м	3,67
Масса порожнего ковша, т	43,48

3.4 Число сталеразливочных ковшей

В отделении непрерывной разливки число сталеразливочных ковшей можно определить по следующей формуле:

$$n = 1,2 \cdot (n_{об} + n_{ср} + n_{кр}), \quad (26)$$

где 1,2 – коэффициент запаса;

$n_{об}$ – число ковшей, находящихся в обороте, шт.;

$n_{ср}$ – число ковшей, находящихся в среднем ремонте (замена рабочего слоя футеровки), шт.;

$n_{кр}$ – число ковшей находящихся в капитальном ремонте, шт.

Число ковшей находящихся в обороте $n_{об}$ посчитаем по формуле:

$$n_{об} = \frac{A t_{об}}{24}, \quad (27)$$

где A – число разливаемых за сутки плавов, пл./сут;

$t_{об}$ – длительность цикла оборота ковша, ч/пл.

Подставив в формулу (27) значения, получим:

$$n_{об} = \frac{64 \cdot 5}{24} = 14 \text{ шт.}$$

Число ковшей, находящихся в среднем ремонте $n_{ср}$ посчитаем по формуле:

$$n_{ср} = \frac{n_{об} t_{ср}}{(m t_{об})}, \quad (28)$$

где $n_{об}$ – число ковшей находящихся в обороте, шт.;

$t_{ср}$ – продолжительность среднего ремонта, ч;

m – стойкость рабочего слоя футеровки между ремонтами, пл.;

$t_{об}$ – длительность цикла оборота ковша, ч/пл.

Рассчитаем $n_{ср}$ подставив в формулу (28) значения и получим:

$$n_{ср} = \frac{14 \cdot 11}{19 \cdot 5} = 1,6 \text{ шт.}$$

Число ковшей, находящихся в капитальном ремонте $n_{кр}$ посчитаем по формуле:

$$n_{кр} = \frac{n_{об} t_{кр}}{t_{кам}}, \quad (29)$$

где $n_{об}$ – число ковшей находящихся в обороте, шт.;

$t_{кр}$ – продолжительность капитального ремонта, ч;

$t_{кам}$ – продолжительность кампании ковша до капитального ремонта, ч.

Подставив значения в формулу (29), получим:

$$n_{кр} = \frac{14 \cdot 40}{5760} = 0,097 \text{ шт.}$$

По формуле (26) определим число ковшей:

$$n = 1,2(14 + 1,6 + 0,097) = 18,8 \Rightarrow 19 \text{ шт.}$$

3.5 Число заливочных кранов и мостовых кранов для загрузки лома

Определяется число заливочных кранов по формуле:

$$n = \frac{A \Sigma k}{1440b}, \quad (30)$$

где A – число плавов в цехе за сутки, пл./сут;

Σ – задолженность крана на одну плавку, мин/пл.;

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						23
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

k – коэффициент, учитывающий выполнение вспомогательных работ (1,1);

b – коэффициент использования крана (0,8);

1440 – число минут в сутках, мин/сут.

Подставив в формулу(30) значения, получим:

$$n = \frac{62 \cdot 20 \cdot 1,1}{1440 \cdot 0,8} = 1,18 \Rightarrow 2 \text{ шт.}$$

3.6 Число полупортальных машин

Определяют по той же формуле, что и число кранов. Полупортальная машина выполняет следующие работы: опускание двух траверс, захват совков на скраповозе, их подъём и установка на рабочую площадку, опускание траверс, захват совков и их подъём при взятии с рабочей площадки, переезд к конвертеру, загрузка лома и выполнение обратных операций. Рассчитаем количество полупортальных машин по следующей формуле:

$$n = \frac{A \Sigma k}{1440 b}, \quad (31)$$

где A – число плавков в цехе за сутки, пл./сут;

Σ – задолженность крана на одну плавку, мин/пл.;

k – коэффициент, учитывающий выполнение вспомогательных работ;

b – коэффициент использования крана.

Найдем n , подставив в формулу (31) значения и получим:

$$n = \frac{62 \cdot 18 \cdot 1,0}{1440 \cdot 0,8} = 0,89 \Rightarrow 1 \text{ шт.}$$

3.7 Емкость совков для лома

Доля лома составляет 18 % массы металлошихты, то его расход на плавку рассчитаем по формуле:

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						24
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$V_c = \frac{0,235T}{0,9 \cdot q}, \quad (32)$$

где T – емкость конвертера по жидкой стали, т;

q – величина насыпной массы 1 т/м^3 ;

$0,9$ – выход жидкой стали.

При этих условиях в случае загрузки лома одним совком, его объем V_c рассчитаем по формуле (32):

$$V_c = \frac{0,18 \cdot 160}{0,9 \cdot 1} = 32 \text{ м}^3.$$

3.8 Число совков для лома

При использовании полупортальных завалочных машин лом загружают двумя совками. Следовательно, при числе плавов в цехе в течении суток, равном A , в конвертеры потребуется загрузить $2A$ совков с ломом. Тогда требуемое число совков (n) составит, по формуле:

$$n = K \frac{2At_{об}}{24}, \quad (33)$$

где K – коэффициент запаса;

$t_{об}$ – длительность цикла оборота совков, ч;

A – число плавов в цехе, пл./сут.

В результате, подставив значения в формулу (33), получим:

$$n = 1,15 \frac{2 \cdot 62 \cdot 4}{24} = 24 \text{ шт.}$$

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						25
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

3.9 Число скраповозов

Скраповозы перевозят в загрузочные пролёты совки с ломом из шихтового пролёта, отделения или скрапоразделочного цеха.

Определяется число скраповозов по формуле:

$$N = \frac{At_{об}}{1440}, \quad (34)$$

где A – число рейсов скраповоза за сутки, шт./сут;

$t_{об}$ – продолжительность цикла оборота скраповоза, мин.

Рассчитаем N , подставив значения в формулу (34):

$$N = \frac{62 \cdot 20}{1440} = 1 \text{ шт.}$$

3.10 Число кранов в ковшевом пролёте

Основная работа кранов – это переставление ковшей на стенды, где выполняют те или иные операции по подготовке или ремонту ковша. Необходимое число кранов найдем по формуле:

$$n = \frac{(An_{п.п} + n_p n_{п.р}) t_{пк}}{1440b}, \quad (35)$$

где A – число подготавливаемых за сутки ковшей, шт.;

$n_{п.п}$ и $n_{п.р}$ – число перестановок ковша соответственно при подготовке к очередной плавке и ремонту, шт.;

n_p – число ковшей, ремонтируемых за сутки, шт.;

k – коэффициент выполнения краном вспомогательных работ ($k=1,2$);

b – коэффициент использования крана ($b=0,8$);

$t_{пк}$ – задолженность крана на одну перестановку ковша ($t_{пк} \sim 4$ мин).

Подставив значения в формулу (35), получим:

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						26
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$n = \frac{(62 \cdot 6 + 1,6 \cdot 7) \cdot 4 \cdot 1,2}{1440 \cdot 0,8} = 1,60 \Rightarrow 2 \text{ шт.}$$

3.11 Число шлаковых ковшей

Число шлаковых ковшей можно определить по формуле:

$$n = \frac{K A n_1 t_{об}}{24}, \quad (36)$$

где A – число плавов в цехе за сутки, пл./сут;

n_1 – число шлаковых ковшей на одну плавку, шт./пл.;

K – коэффициент запаса;

$t_{об}$ – продолжительность оборота шлакового ковша, ч.

Число шлаковых ковшей на одну плавку:

$$n_1 = \frac{T K_{ш}}{V_{кq}}, \quad (37)$$

где T – емкость конвертера, т;

$K_{ш}$ – количество конвертерного шлака, т/т стали;

$V_{к}$ – объём шлакового ковша, м³;

Q – плотность жидкого шлака, т/м³;

Подставив значения в формулу (37), рассчитаем n_1 :

$$n_1 = \frac{160 \cdot 0,14}{16 \cdot 2,3} = 0,60 \Rightarrow 1 \text{ шт.}$$

Подставим значения в формулу (36) и рассчитаем n :

$$n = \frac{1,15 \cdot 62 \cdot 1 \cdot 3}{24} = 8,9 \Rightarrow 9 \text{ шт.}$$

3.12 Число кранов в шлаковом пролёте

В цехе, имеющий специальный пролёт для вывоза шлака, мостовые краны выполняют следующие работы: перестановка ковшей со шлаком с шлаковоза

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						27
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

конвертерного цеха на стенд, а затем со стенда на шлаковоз, вывозящий их за пределы цеха; после прибытия в пролёт опорожненных шлаковых чаш выполняются перестановки в обратном порядке. Число кранов (n) в шлаковом пролёте можно определить по формуле:

$$n = \frac{A n_k n_{\text{п}} t_{\text{п}} k}{1440 b}, \quad (38)$$

где A – число плавов в цехе за сутки, пл./сут ;

n_k – число шлаковых ковшей на одну плавку, шт./пл.;

$n_{\text{п}}$ – число перестановок на один ковш, шт.;

$t_{\text{п}}$ – длительность одной перестановки, мин;

k – коэффициент выполнения краном вспомогательных работ;

b – коэффициент использования крана.

Рассчитаем n , подставив значения в формулу (38):

$$n = \frac{62 \cdot 1 \cdot 4 \cdot 3 \cdot 1,1}{1440 \cdot 0,8} = 0,71 \Rightarrow 1 \text{ шт.}$$

3.13 Число несамоходных шлаковозов

Для вывоза шлака из шлакового пролёта, число несамоходных шлаковозов, определяют по формуле:

$$n = \frac{K A n_1 t_{\text{об}}}{24}, \quad (39)$$

где A – число плавов в цехе за сутки, пл./сут;

n_1 – число шлаковых ковшей на одну плавку, шт./пл.;

K – коэффициент запаса;

$t_{\text{об}}$ – продолжительно оборота шлаковоза, ч.

Подставим значения в формулу (39) и определим число несамоходных шлаковозов:

$$n = \frac{1,15 \cdot 62 \cdot 1 \cdot 3}{24} = 8,91 \Rightarrow 9 \text{ шт.}$$

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						28
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

3.14 Число МНЛЗ

В настоящее время находят промышленное применение следующие разновидности МНЛЗ: криволинейные, радиальные, вертикальные, вертикально-радиальные, с изгибом слитка, горизонтальные. Для мощных высокопроизводительных цехов является целесообразным использовать криволинейные или радиальные МНЛЗ. Это связано с рядом преимуществ криволинейных МНЛЗ, по сравнению с вертикальными: снижаются капитальные затраты на сооружение ОНРС, поскольку из-за меньшей высоты машины отпадает необходимость сооружения колодцев и высоких башен, нужных для размещения вертикальных машин; скорость разливки стали у криволинейных МНЛЗ выше, что повышает пропускную способность ОНРС; меньшая высота МНЛЗ позволяет расположить их в существующих сталеплавильных цехах. У наиболее крупных криволинейных МНЛЗ высота собственно машины от верха кристаллизатора до уровня движения слитка в горизонтальном положении составляет 10 – 12 м; высота вертикальных МНЛЗ достигает 47 м.

Важным является выбор оптимального числа ручьев МНЛЗ. При увеличении числа ручьев возрастает производительность МНЛЗ, что позволяет уменьшить число устанавливаемых в отделении машин. Однако их размещение в отделении затруднено, усложняется обслуживание и организация разливки. Признано целесообразным слябовые криволинейные и радиальные МНЛЗ выполнять двухручьевыми, а радиальные машины для отливок сортовых слитков с числом ручьев от 4 до 6 – 8.

Потребное число МНЛЗ n_M (без учёта резервных) можно определить из соотношения:

$$n_M = \frac{P_{ц}}{P_M}, \quad (40)$$

где $P_{ц}$ и P_M – годовая производительность соответственно кислородно-конвертерного цеха и одной МНЛЗ (т литых заготовок).

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						29
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Годовую производительность МНЛЗ – Π_M при работе методом «плавка на плавку» и с паузами определяют соответственно по формуле:

$$\Pi_M = P \frac{1440m}{mt_M + t'_П} a n, \quad (41)$$

где P – масса стали в сталеразливочном ковше, т;

a – выход годных заготовок при непрерывной разливке;

n – число рабочих суток машины в год, сут/год;

m – число плавов, разливаемых без перерыва при разливке методом «плавка на плавку», шт.;

t_M – машинное время, мин;

$t_П$ – пауза между разливкой двух последовательных плавов, мин;

$t'_П$ – пауза между серией плавов при разливке «плавка на плавку», мин.

Длительность разливки плавки или ковша определяется по формуле:

$$t_M = \frac{P}{NFvd}, \quad (42)$$

где N – число ручьев МНЛЗ, шт.;

v – линейная скорость разливки, м/мин;

F – площадь поперечного сечения, m^2 ;

d – плотность стали, t/m^3 .

Линейная скорость разливки v рассчитывается по формуле:

$$v = \frac{K_c(a+b)}{ab}, \quad (43)$$

где a и b – толщина и ширина отливаемых заготовок, м;

K_c – коэффициент, учитывающий марку разливаемой стали и уровень совершенства конструктивных узлов МНЛЗ.

Подставив в формулу (43), найдем линейную скорость разливки:

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						30
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$v = \frac{0,3(0,2+0,2)}{0,2 \cdot 0,2} = 3 \text{ м/мин.}$$

Рассчитаем t_m , подставив значения в формулу (42):

$$t_m = \frac{160}{5 \cdot 0,04 \cdot 3 \cdot 7,8} = 34,19 \text{ мин.}$$

Годовую производительность одной МНЛЗ рассчитаем по формуле (41), подставив в нее значения:

$$P_M = 160 \frac{1440 \cdot 8}{8 \cdot 34,19 + 45} 0,96 \cdot 291 = 1619233 \text{ т.}$$

Годовую производительность конвертерного цеха найдем по следующей формуле:

$$P_{ц} = m \cdot n \cdot P, \quad (44)$$

где P – масса стали в сталеразливочном ковше, т;

n – число рабочих суток машины в год, сут/год;

m – число плавов, разливаемых без перерыва при разливке методом «плавка на плавку», шт.;

Подставив значения в формулу (44), найдем $P_{ц}$:

$$P_{ц} = 62 \cdot 365 \cdot 160 = 3620800 \text{ т.}$$

Чтобы рассчитать количество необходимых МНЛЗ, подставим значения в формулу (40):

$$n_M = \frac{3620800}{1619233} = 2,23 \Rightarrow 3 \text{ шт.}$$

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		31

4 Технология производства сплава

4.1 Подготовка шихты

Самым важным шихтовым материалом конвертерного производства стали является передельный чугун, который получают в доменной печи на самом предприятии. Чугун поступает в миксерное отделение по железнодорожным путям в чугуновозах. Миксер обеспечивает бесперебойное снабжение конвертеров чугуном. Далее чугун заливают в миксер с помощью заливочного крана, в нем происходит усреднение сплава по химическому составу и температуре. Химический состав чугуна для углеродистой стали обыкновенного качества должен содержать: 94,37 % Fe; 3,80 % C; 0,90 % Mn; 0,70 % Si; 0,03 % S; 0,20 % P. Чугуна требуется загрузить в конвертер в количестве 82 % от массы шихты.

Вторым важным шихтовым материалом для конвертерной плавки является стальной лом, который используется в гораздо меньшем количестве, чем передельный чугун. Лом добавляют как в качестве охлаждающего материала, так и для снижения расхода дорогого чугуна, т. е. снижая себестоимость продукции. К лому, как и при прочих сталеплавильных процессах, предъявляется требование о недопустимости высокого содержания фосфора, серы, примесей цветных металлов и ржавчины.

Лом должен обладать определенным размером, не должен быть слишком крупным, чтобы успеть раствориться полностью, а также не повредить футеровку конвертера при загрузке. Поэтому основная часть лома, кроме отходов проката, обычно подвергается подготовке: крупные куски режут на мелкие, удобные для загрузки, используя ножницы, огнерезные устройства и т.п.; мелкий лом уплотняют в пакетир-прессах. После указанной выше процедуры, в шихтовом отделении цеха лом загружают в совки и доставляют к конвертерам рельсовыми тележками. Химический состав лома для углеродистой стали содержит: 99,04 % Fe; 0,20 % C; 0,50 % Mn, 0,20 % Si, 0,03 % S, 0,03 % P. Лома в конвертере должно быть в количестве 18 % от массы шихты.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						32
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Основные шлакообразующими материалами является известь и плавиковый шпат, а также может использоваться в качестве шлакообразующего или охладителей боксит, железная руда, прокатная окалина, агломерат, рудно-известковые окатыши. Известь получают путём обжига известняка в печи. Известь должна быть свежееобожженной и содержать: $> 92 \% \text{CaO}$, $< 2 \% \text{SiO}_2$ и $\leq 0,05 - 0,08 \% \text{S}$. В случае содержания серы в извести $> 0,1 \%$ возможен переход серы из шлака в металл во время плавки. Куски извести должны иметь размеры от 10 до 50 мм. Если куски извести будут более мелкие, то они будут вынесены отходящими газами из конвертера, что не допускается. Плавиковый шпат является эффективным разжижителем шлака. Разжижающее действие на шлак осуществляет CaF_2 . Но с точки зрения экологии он оказывает вредное воздействие на окружающую среду. Прошедшие обжиг и подготовку шлакообразующие материалы отправляют в конвертерный цех, где они хранятся в расходных бункерах.

Кислород для конвертерного цеха производят на сооружаемой кислородной станции путём разделения сжиженного воздуха. Полученный газообразный кислород по трубопроводу подают в конвертерный цех.

Перед началом каждой плавки осуществляют её шихтовку, т.е. определяют оптимальные для данных условий количество чугуна, лома, шлакообразующих материалов и кислорода, обеспечивающие по окончании продувки получение металла с заданной массой, температурой и концентрацией углерода, фосфора и серы. Обычно эти расходы принимают расчётом при помощи ЭВМ. При отсутствии ЭВМ расходы принимают, исходя из данных ранее проведённых плавки, или определяют упрощёнными расчётами при помощи таблиц или номограмм, составленных с учётом практики каждого предприятия.

4.2 Технология плавки

После шихтовки производится завалка шихтовых материалов. Вначале выполняют завалку лома. Завалка лома осуществляется в наклонном положении конвертера при помощи совков. Объём совков и грузоподъёмность обслуживающей их полупортальной машины принимают таким образом, чтобы весь лом был

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						33
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

подан в одном совке, чтобы загрузка происходила в один приём. Из-за того, что подача лома в нескольких совках увеличит продолжительность завалки и плавки в целом, это приведёт к снижению производительности конвертера. Наклонное положение конвертера необходимо для того, чтобы загружаемые куски лома скользили по футеровке, что соответственно приведёт к меньшему её изнашиванию.

После завалки лома, как правило, загружают на него известь, в количестве 960 кг. Для этого конвертер устанавливают в вертикальное положение, это связано с тем, что сыпучие материалы подаются сверху, через специальную автоматизированную систему.

Заливка чугуна в требуемом количестве, известного химического состава и температуры производится в один приём при помощи заливочного ковша соответствующей вместимости. Заливку чугуна осуществляют только при наклонном положении конвертера. Ковши с чугуном доставляются из миксерного отделения к конвертерам.

Основной технологической операцией конвертерного процесса является продувка. Данная операция обеспечивает окислительное рафинирование и нагрев металла. Для этого конвертер устанавливают в вертикальное положение, опускают фурму внутрь конвертера на определенную высоту над металлической ванной и начинают продувку. Фурму первоначально устанавливают в повышенном положении для ускорения шлакообразования, на расстоянии до 4 – 8 м от уровня ванны в спокойном состоянии, а через 2 – 4 минуты её отпускают до оптимального уровня, на расстояние 1 – 2,5 м от уровня ванны в зависимости от вместимости конвертера и особенностей технологии.

В течение первой половины продувки, подают сыпучие материалы – известь, плавиковый шпат, железорудные или комплексные, предварительно подготовленные шлакообразующие материалы. Эти материалы вводят порциями $\leq 1\%$ массы металла для того, чтобы не происходило переохлаждение ванны и нарушение нормального хода плавки.

Продолжительность продувки, как правило, изменяется в пределах 10 – 20 мин и зависит от удельной интенсивности продувки, изменяющейся в пределах

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						34
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

2,5 – 5 м³/(т · мин), и от удельного расхода кислорода на процесс, обычно составляющего 45 – 55 м³/т.

В процессе продувки происходят основные металлургические процессы, такие как:

1) Окисление составляющих жидкого металла за счет вдуваемого кислорода; окисляется избыточный углерод, а также весь кремний, около 70 % марганца и 1 – 2 % железа. Газообразные продукты окисления углерода удаляются из конвертера через горловину, другие оксиды переходят в шлак.

2) Шлакообразование. С начала продувки металла кислородной струей, начинается образование шлака из продуктов окисления составляющих металла (SiO₂, MnO, FeO, Fe₂O₃) и растворяющейся в них извести, а также из оксидов миксерного шлака, размываемой футеровкой и ржавчины лома. Основность шлака в процессе продувки возрастает по мере растворения извести, достигая значений 2,7 – 3,6.

3) Дефосфорация и десульфурация. В образующийся основной шлак удаляется часть содержащихся в шихте вредных примесей – до 100 % фосфора и 30 % серы.

4) Нагрев металла до требуемой перед выпуском температуры за счёт тепла, которое выделяется при протекании экзотермических реакций окисления составляющих жидкого металла.

5) Расплавление стального лома теплом экзотермических реакций окисления. Как правило, оно заканчивается в течение первых 2/3 длительности продувки.

6) Побочный и нежелательный процесс испарения железа в подфурменной зоне из-за высоких температур и унос окисляющихся паров отходящими из конвертера газами. Это приводит к потере железа и необходимости очистки конвертерных газов от пыли.

Продувку необходимо закончить в тот момент, когда углерод будет окислен до нужного содержания его в выплавляемой марке стали. В это время металл

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						35
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

должен быть требуемой температуры, а фосфор и сера удалены до допустимых для данной марки стали пределов.

Момент окончания продувки, примерно соответствующий требуемому содержанию углерода в металле, определяют по количеству израсходованного кислорода в количестве 960 кг, а также по длительности продувки, по показаниям ЭВМ. После окончания продувки, из конвертера выводят фурму, а конвертер поворачивают в горизонтальное положение. Через горловину конвертера отбирают пробу металла, отправляя её на анализ, и измеряют температуру термопарой, погружая ее в расплав. В случае если по результатам анализа и замера температуры параметры металла соответствуют заданным, плавку останавливают. Если находят несоответствия, проводят следующие корректировочные операции:

1) при избыточном содержании углерода проводят кратковременную додувку для его окисления;

2) при недостаточной температуре делают додувку при повышенном положении фурмы, что вызывает окисление железа с выделением тепла, нагревающего ванну;

3) при излишне высокой температуре в конвертер вводят охладители: легковесный лом, руду, известняк, известь. После их ввода делают выдержку в течении 3 – 4 мин. По окончании корректировочных операций плавку выпускают.

Металл выпускают в сталеразливочный ковш через лётку, в наклоненном конвертере, отсекая шлак. Это достигается благодаря металлическому шару, покрытым огнеупорной массой, который тяжелее шлака, но легче металла. Т. о. он плавает между двумя жидкостями и при окончательном выпуске металла, он застревает у летки, отсекая, таким образом, шлак. Этот метод не дает шлаку попасть в сталеразливочный ковш.

В процессе выпуска в ковш данной марки стали раскисление и легирование не проводятся. Оно проводится в процессе внепечной обработки на агрегатах доводки стали. В конце выпуска в ковш попадает 1 – 2 % шлака, предохраняющего металл от быстрого охлаждения. Для защиты металла от охлаждения и окисления

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						36
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

создают шлаковый покров, загружая, например, гранулированный доменный шлак, вермикулит, известь с плавиковым шпатом.

Слив шлака в шлаковый ковш производят через горловину, наклоняя конвертер в противоположную от лётки сторону. Слив шлака длится 2 – 3 мин. Общая продолжительность плавки 45 мин.

4.3 Внепечная обработка

После выпуска из конвертера в ковш, окисленный полупродукт подвергается внепечной обработки на агрегате ковш-печь (АКП).

АКП позволяет с высокой точностью поддерживать температуру расплава на уровне, оптимальном для непрерывной разливки, и точно выдерживать химический состав, в том числе оптимальное соотношение содержаний алюминия и кальция, а также проводить глубокую десульфурацию металла путём наводки высокоосновного восстановительного шлака и микролегирование высокоактивными элементами. Кроме того, на такой установке высокоэффективно используется продувка металла аргоном. Продувка аргоном – это отличный способ дегазации металла и его перемешивания, благодаря этому происходит быстрое усваивание ферросплавов и выравнивание металлического расплава по химическому составу, а также по температуре.

На установке ковш-печь нагрев обеспечивает электрическая дуга, которая образуется между графитовыми электродами, опущенными в шлак, и металлом.

Доводка металла на АКП начинается с его продувки аргоном в течении 2 мин, после чего производится замер температуры и окисленности металла. С учётом содержания углерода в металле, вводят в него с помощью трайб-аппарата расчётное количество алюминиевой катанки, чтобы осуществить предварительное раскисление металла. После этого приступают к наводке восстановительно шлака, присаживая известь и плавиковый шпат порциями не более 10 кг/т. После получения жидкого шлака его раскисляют алюминием, расходуя 0,7 кг/т. Наводка шлака продолжается примерно 5 мин. По окончании наводки шлака через 3 мин продувки отбирают пробы металла и шлака, измеряют температуру. После полу-

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						37
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

чения результатов химического анализа металла производят основную корректировку его химического состава присадкой необходимого количества раскисляющих и легирующих присадок. Такие как ФМн80 в размере 4,7 кг/т сплава, ФС75 в размере 3 – 5 кг/т сплава, углеродистого порошка 0,7 кг/т сплава. Затем металл перемешивают не менее 5 мин. После этого снова отбирают пробу металла, по результату её анализа, если надо, осуществляют дополнительную корректировку химического состава и температуры стали. Высокоактивные элементы в виде порошковой проволоки вводят только после окончания последнего цикла нагрева металла.

4.4 Разливка

Ковш с металлом, после АКП, направляется на машину непрерывного литья заготовок (МНЛЗ), где готовую сталь разливаю на 5-и ручьях на сорт. Машина непрерывной разливки, используемая на предприятии ПАО «ЧМК», является радиальной.

Суть непрерывной разливки состоит в том, что жидкую сталь из сталеразливочного ковша постепенно переливают в промежуточный ковш по трубе. Из промежуточного ковша металл под ферростатическим давлением с регулируемой скоростью поступает в кристаллизатор МНЛЗ. По мере образования твёрдой корочки формирующийся слиток при помощи роликов вытягивается из кристаллизатора. После затвердения сердцевины слиток разрезается на мерные длины.

После разливки стали заготовки направляются в прокатный цех для дальнейшего производства труб, проволоки и т.д.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						38
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

5 Расчет материального баланса производства сплава

Материальный баланс конвертерной плавки составляется с учётом всех вводимых компонентов металлической шихты и сыпучих материалов, кислорода, вдуваемого в металлическую ванну, а также продуктов плавки, которыми являются жидкая сталь, шлак и выделяемые из конвертера газы. Целью составления такого баланса является определение расхода шихтовых материалов: чугуна, лома, извести и технического кислорода. Он может быть записан следующим уравнением:

$$M_1 + M_2 + M_3 + M_4 + M_5 + M_6 = M_7 + M_8 + M_9 + M_{10}, \quad (45)$$

где M_1 – расход жидкого чугуна;

M_2 – расход металлического лома;

M_3 – расход извести;

M_4 – расход шлакообразующих;

M_5 – расход технического кислорода;

M_6 – количество футеровки, перешедшей в шлак;

M_7 – выход жидкой стали;

M_8 – количество образующегося шлака;

M_9 – количество образующегося газа;

M_{10} – потери металла.

Для удобства расчёта баланс обычно составляют на 100 кг металлической шихты. При составлении общего баланса плавки целесообразно составить отдельные балансы кислорода, шлакообразования, металла, газа.

Для того, чтобы составить баланс плавки стали СтЗсп в кислородном конвертере с последующей продувкой металла в ковше аргоном, необходимо, пользуясь справочниками, найти требования к химическому составу стали заданной марки. Результаты расчётов должны укладываться в эти требования (таблица 5.1).

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						39
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 5.1 – Химический состав стали СтЗсп, масс. %

Fe	C	Si	Mn	Cr	Ni	S	P	Cu	As	N
				Не более						
~97	0,14 – 0,22	0,15 – 0,30	0,40 – 0,65	до 0,30	0,30	0,05	0,04	0,30	0,08	0,01

Используемый при продувке технический кислород содержит 99,5 % O₂ и 0,5 % N₂. Химический состав основных используемых шихтовых материалов с учетом потерь при прокатке задан в таблицах 5.2 и 5.3.

Таблица 5.2 – Состав металлической шихты и стали перед раскислением, масс. %

Материал	Fe	C	Mn	Si	S	P	Σ
Чугун	94,37	3,80	0,90	0,70	0,03	0,20	100,0
Лом	99,04	0,20	0,50	0,20	0,03	0,03	100,0
Сталь	99,40	0,20	0,35		0,03	0,02	100,0

На 100 кг металлической шихты расходуется: чугуна – 82 кг, лома – 18 кг. Вместе с чугуном в шлак поступает 5 кг/т миксерного шлака. С металлическим ломом в ванну попадает ржавчина – 0,5 % Fe₂O₃ и с мусором – 0,7 % SiO₂ (или $0,18 \cdot 0,5 = 0,090$ кг Fe₂O₃ и $0,18 \cdot 0,7 = 0,126$ кг SiO₂), которые необходимо учитывать в дальнейшем расчете.

Таблица 5.3 – Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, масс. %

Материал	CaO	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaF ₂	P	S	П.п.п.	Fe ₂ O ₃
Плавленый шпат	0,5	3,6	–	–	0,2	94,0	–	–	0,2	1,2
Известь	88,0	1,3	2,0	–	0,8	–	–	–	6,7	1,2
Железная руда	–	10,0	–	–	–	–	0,014	0,013	–	82,9
Периклаз	1,0	3,0	93,0	–	1,0	–	–	–	–	2,0

Продолжение таблицы 5.3

Материал	CaO	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaF ₂	P	S	П.п.п	Fe ₂ O ₃
Периклазо-хромитовый	2,0	6,5	66,0	10,0	4,0	–	–	–	–	11,5
Периклазо-углерод	–	0,2	86,0-95,0	–	0,5	–	Углерод 6,0 – 15,0		–	0,2

5.1 Шихтовка плавки

Определяем количество элементов, вносимых шихтой, с учётом расхода компонентов на 100 кг металлической шихты (чугуна – 76,5 кг, лом – 23,5 кг). Результаты заносим в таблицу 5.4. Проверкой правильности заполнения этой и последующих таблиц служит сумма последней строчки, которая должна быть равна ровно 100 кг.

Таблица 5.4 – Количество элементов, вносимых шихтой, кг

Компоненты шихты	C	Mn	Si	S	P	Fe	Всего
Чугун	3,116	0,738	0,574	0,025	0,164	77,383	82
Лом	0,036	0,090	0,036	0,005	0,005	17,827	18
Итого	3,152	0,828	0,610	0,030	0,169	95,210	100,000

5.2 Продувка в конвертере

5.2.1 Состав и количество шлака

Считаем, что при продувке происходит окисление: углерода – до 0,14 %, марганца – до 0,20 %, фосфора – до 0,02 %, а кремний окислится полностью.

При продувке образуется оксидов:

$$\text{MnO: } \frac{(0,828-0,200) \cdot 71}{55} = 0,811 \text{ кг;}$$

$$\text{SiO}_2: \frac{0,610 \cdot 60}{28} = 1,307 \text{ кг;}$$

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						41
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$P_2O_5: \frac{(0,169-0,020) \cdot 142}{62} = 0,264 \text{ кг};$$

Принимаем, что угар железа составляет 2 %. Из них 1 % удаляется из конвертера в виде пыли Fe_2O_3 , а оставшееся железо переходит в шлак в виде оксидов FeO (на 85 %) и Fe_2O_3 (на 15 %). Таким образом, в шлак с FeO : $\frac{0,952 \cdot 0,85 \cdot 72}{56} = 1,040$ кг и Fe_2O_3 : $\frac{0,952 \cdot 0,15 \cdot 160}{112} = 0,204$ кг

Принимаем расход извести 6 %. При этом в шлак вносится (см. таблицу 5.3):

$$CaO: 0,88 \cdot 6 = 5,280 \text{ кг};$$

$$SiO_2: 0,013 \cdot 6 = 0,078 \text{ кг};$$

$$MgO: 0,02 \cdot 6 = 0,120 \text{ кг};$$

$$Al_2O_3: 0,008 \cdot 6 = 0,048 \text{ кг};$$

$$Fe_2O_3: 0,012 \cdot 6 = 0,072 \text{ кг, что в пересчете на } FeO: \frac{(0,072 \cdot 112 \cdot 72)}{(160 \cdot 56)} = 0,065 \text{ кг}$$

Для расчета компонентов шлака, поступивших из футеровки, принимаем, что конвертер футерован периклазохромитовыми огнеупорами. Расход периклазового порошка, применяемого для оперативного ремонта – 0,50 %, периклазохромитовой футеровки 0,08 %.

Периклазовый порошок вносит в шлак:

$$CaO: 0,005 \cdot 1 = 0,005 \text{ кг};$$

$$SiO_2: 0,005 \cdot 3 = 0,015 \text{ кг};$$

$$MgO: 0,005 \cdot 93 = 0,465 \text{ кг};$$

$$Al_2O_3: 0,005 \cdot 1 = 0,005 \text{ кг};$$

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						42
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Fe_2O_3 : $0,005 \cdot 2 = 0,010$ кг, что в пересчёте на FeO составит $\frac{(0,010 \cdot 112 \cdot 72)}{(160 \cdot 56)} = 0,009$ кг.

Периклазохромитовая футеровка вносит в шлак:

CaO: $0,0008 \cdot 2 = 0,0016$ кг;

SiO₂: $0,0008 \cdot 6,5 = 0,0052$ кг;

MgO: $0,0008 \cdot 66 = 0,0528$ кг;

Cr₂O₃: $0,0008 \cdot 10 = 0,008$ кг;

Al₂O₃: $0,0008 \cdot 4 = 0,0032$ кг;

Fe_2O_3 : $0,0008 \cdot 11,5 = 0,0092$ кг, что в пересчёте на FeO составит $\frac{(0,0092 \cdot 112 \cdot 72)}{(160 \cdot 56)} = 0,0083$ кг.

При сливе чугуна, в конвертер частично попадает миксерный шлак в количестве 5 кг/т, т.е. 0,5 кг на 100 кг шихты. Состав этого шлака в расчете будем считать, %: CaO – 38; SiO₂ – 55; Al₂O₃ – 7. Тогда с миксерным шлаком в конвертерный шлак вносится, кг: CaO: $0,38 \cdot 0,5 = 0,190$; SiO₂: $0,55 \cdot 0,5 = 0,275$; Al₂O₃: $0,07 \cdot 0,5 = 0,035$. Количество и состав получаемого шлака сведены в таблице 5.5.

Таблица 5.5 – Количество и состав конвертерного шлака в конце продувки

Источник	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Итого
Известь	5,280	0,078	–	–	0,072	–	0,048	0,120	–	5,598
Продукты окисления	–	1,307	0,811	–	–	–	–	–	0,264	2,382
Из лома	–	0,126	–	–	0,09	–	–	–	–	0,216

Продолжение таблицы 5.5

Источник	CaO	SiO ₂	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Итого
Оксиды железа	–	–	–	1,040	0,204	–	–	–	–	1,244
Источник	CaO	0,078	MnO	FeO	Fe ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Итого
Футеровка	0,002	0,005	–	–	0,009	0,008	0,003	0,053	–	0,080
Периклазовый порошок	0,005	0,015	–	–	0,010	–	0,005	0,456	–	0,491
Миксерный шлак	0,190	0,275	–	–	–	–	0,035	–	–	0,500
Всего, кг	5,476	1,806	0,811	1,040	0,385	0,008	0,091	0,629	0,264	10,511
%	52,097	17,182	7,715	9,894	3,663	0,076	0,866	5,984	2,512	100,0

Основность полученного шлака рассчитаем как $\frac{\%CaO}{\%SiO_2} = 2,81$, это значение приемливо (допустимые значения 2,5 – 3,0). Считается, что сера, которая поступила с шихтой за продувку делится поровну между металлом и шлаком и в составе шлака не учитывается.

5.2.2 Потребность кислорода

Количество окисляемых элементов:

$$C: 3,152 - 0,140 = 3,012 \text{ кг};$$

$$Mn: 0,8040 - 0,20 = 0,604 \text{ кг};$$

$$Si: 0,610 \text{ кг};$$

$$P: 0,169 - 0,020 = 0,149 \text{ кг}.$$

Доля углерода, окисляемого до CO₂, обычно составляет 5 – 15 %. Примем 12 %.

Тогда потребуется кислорода для окисления элементов:

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						44
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$C \text{ до } CO: \frac{3,012 \cdot (1-0,12) \cdot 16}{12} = 3,534 \text{ кг};$$

$$C \text{ до } CO_2: \frac{3,012 \cdot 0,12 \cdot 32}{12} = 0,964 \text{ кг};$$

$$Si \text{ до } SiO_2: \frac{0,610 \cdot 32}{28} = 0,697 \text{ кг};$$

$$P \text{ до } P_2O_5: \frac{0,149 \cdot 80}{62} = 0,192 \text{ кг}.$$

Итого на окисление элементов необходимо затратить 5,387 кг O₂.

Количество кислорода, идущего на образование оксидов железа в шлаке, составляет:

$$\text{на образование } FeO: \frac{0,952 \cdot 0,85 \cdot 16}{72} = 0,180 \text{ кг};$$

$$\text{на образование } Fe_2O_3: \frac{0,952 \cdot 0,15 \cdot 48}{160} = 0,043 \text{ кг}.$$

Количество удалённой из конвертера пыли, состоящей из Fe₂O₃, при угаре железа 1 % составит $\frac{0,952 \cdot 160}{112} = 1,360$ кг. На образование этой пыли будет затрачено $\frac{1,360 \cdot 48}{160} = 0,408$ кг кислорода.

Итого общая потребность в чистом кислороде составит: 5,387 + 0,180 + 0,043 + 0,408 = 6,018 кг или в пересчёте на технический кислород, применяемый при продувке $\frac{6,018}{0,995} = 6,048$ кг.

5.2.3 Выход жидкой стали

Баланс металла с учётом потерь сведён в таблице 5.6. Выход жидкой стали согласно данному расчёту составляет 93,6 % от загруженной в конвертор шихты. В данном случае невязка равна $100 - 2,354 - 3,964 - 93,681 = 0$ (допустимое отклонение не более ± 2 масс. % от массы шихты).

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						45
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 5.6 – Баланс металла за плавку

Элемент	Поступило с шихтой, кг	Перешло в шлак, кг	Перешло в газ, кг	Содержится в металле	
				кг	%
C	3,152	–	3,012	0,14	0,149
Mn	0,828	0,628	–	0,200	0,213
Si	0,610	0,610	–	0	0
S	0,030	0,015	–	0,015	0,016
P	0,169	0,149	–	0,02	0,021
Fe	95,210	0,952	0,952	93,306	99,600
Итого	100,000	2,354	3,964	93,681	100,000

5.2.4 Количество образующихся газов

Газы образуются в результате:

окисления углерода до CO и CO₂: $3,534 + 0,964 = 4,498$ кг;

вносимы с кислородом азот: $6,048 \cdot 0,005 = 0,030$ кг;

при прокаливании из извести выделится CO₂: $\frac{6,7 \cdot 6}{100} = 0,402$ кг;

общее количество выделившихся газов: $4,498 + 0,030 + 0,402 = 4,93$ кг.

Материальный баланс выплавки полупродукта по результатам расчётов сведён в таблицу 5.7. Невязка (потери, неучтенные в данном расчёте) 1,976 кг или 1,7 % (допустимо не более ± 5 %).

Таблица 5.7 – Материальный баланс плавки

Поступило, кг		Получено, кг	
Чугун	82,000	Жидкая сталь	93,681
Стальной лом	18,000	Шлак	10,511
Известь	6,000	Газы	4,930
Миксерный шлак	0,500	Пыль	1,360
Футеровка	0,571	Невязка	1,976
Кислород	5,387		
Итого	112,458	Итого	112,458

5.3 Материальный баланс обработки стали в ковше-печи

Обработка стали в ковше-печи, в отличие от плавки в конвертере или современной дуговой сталеплавильной печи, процесс восстановительный. Одним из главных требований его проведения является наличие нейтральной или слабо восстановительной атмосферы в ковше. Это даёт возможность наведения восстановительного шлака, обеспечивающего низкий угар раскислителей и легирующих материалов, а также глубокую десульфурацию металла в условиях интенсификации процесса продувкой аргоном. К этим операциям и процессы и сводится материальный баланс обработки стали в ковше-печи. В общем виде он может быть описан уравнением:

$$M_1 + M_2 + M_3 + M_4 + M_5 = M_6 + M_7 + M_8, \quad (46)$$

где M_1 – масса жидкой стали-полупродукта;

M_2 – расход шлакообразующих;

M_3 – поступление материалов из футеровки ковша;

M_4 – масса вводимых ферросплавов и легирующих;

M_5 – расход аргона;

M_6 – выход жидкой стали;

M_7 – количество образовавшегося шлака;

M_8 – количество образовавшегося газа.

Для удобства расчёта баланс, как правило, составляется на 100 кг жидкой стали-полупродукта.

Состав жидкого полупродукта, полученного в конвертере с передувом, приведен в таблице 5.8

Таблица 5.8 – Состав жидкой стали-полупродукта, масс. %

C	Mn	Si	S	P	Fe	Cr
0,149	0,200	0	0,016	0,021	99,600	0

Состав материалов, добавляемых для легирования и раскисления указан в таблице 5.9.

Таблица 5.9 – Химический состав используемых материалов, масс. %

Материал	C	Mn	Si	Cr	S	P	Fe	Al
Ферромарганец ФМн 80	0,500	85,000	2,000	–	0,030	0,300	12,700	–
Ферросилиций ФС 75	–	0,400	80,000	0,400	0,020	0,050	20,000	–
Алюминий первич- ный	–	–	1,500	–	–	1,500	–	97,00

Используемые в производстве глинозем содержит: SiO_2 – 0,03...0,20 %; Fe_2O_3 – 0,04...0,08 %; потери при прокаливании не более 1,0 – 1,2 %, Al_2O_3 - остальное. Химический состав прочих шлакообразующих и огнеупорных материалов, используемых в данном расчёте, взят из таблицы 5.3. Науглероживание стали в случае необходимости производят продувкой порошком молотых остатков электрода или отсевок кокса. Примем в расчёте, глинозём с содержанием: Al_2O_3 – 99,40 %; SiO_2 – 0,10 %; Fe_2O_3 – 0,05 %; потери при прокаливании 0,6 %; науглероживатель с содержанием: C – 99,795 %; SiO_2 – 0,041 %; CaO – 0,132 %; MgO – 0,032 %. Футеровка ковша в зоне шлакового пояса, подвергаемого наиболее интенсивному износу – периклазодоломитовая. Химический состав футеровки: MgO – 87 %; CaO – 10 %; SiO_2 – 3 %. Материальный баланс составим поэтапно на 100 кг жидкого полупродукта.

5.3.1 Раскисление и легирование

Определим количество ферросплавов, которое необходимо присадить в металл для получения заданного состава стали. При этом, учитывая увеличение массы металла в процессе обработки, зададим содержание легирующих несколько выше среднего. Величину присадок определим по формуле:

$$M_{\text{фспл}} = \frac{M_{\text{ж.ст}}([C]_{\text{гот.ст}} - [C]_{\text{исх}}) \cdot 100}{[C]_{\text{фспл}}(100 - K_{\text{уг}})}, \quad (47)$$

где $M_{\text{ж.ст}}$ – масса жидкой стали, кг;

$[C]_{\text{гот.ст}}$, $[C]_{\text{фспл}}$ и $[C]_{\text{исх}}$ – содержание легирующего элемента в готовой стали (среднее по данной марке стали), в ковше перед раскислением, и в ферросплаве соответственно, %;

$K_{\text{уг}}$ – угар элемента при раскислении (легировании), %.

При обработке в печи-ковше угар ниже, чем при легировании в ковше и в среднем составляет: для фосфора – 70 %, алюминия и науглероживателя около 30 %, для кремния – 15 %, марганца, железа и хрома – 0 %. Тогда количество при-саживаемого ферромарганца рассчитаем по формуле (47):

$$M_{\text{фМн80}} = \frac{100 \cdot (0,60 - 0,20) \cdot 100}{85 \cdot (100 - 0)} = 0,470 \text{ кг};$$

Он дополнительно внесёт в расплав, с учётом угара:

$$\text{Si: } 0,470 \cdot 0,02 \cdot 0,85 = 0,0080 \text{ кг};$$

$$\text{Fe: } 0,470 \cdot 0,127 = 0,0,059 \text{ кг};$$

$$\text{C: } 0,470 \cdot 0,005 \cdot 0,7 = 0,0016 \text{ кг};$$

$$\text{P: } 0,470 \cdot 0,0030 \cdot 0,30 = 0,0004 \text{ кг}.$$

Расход алюминия без расчёта принимается 0,7 кг/т или 0,07 кг на 100 кг полупродукта. С ним в металл также поступит $0,07 \cdot 0,015 \cdot 0,85 = 0,0009$ кг кремния и $0,07 \cdot 0,015 \cdot 0,3 = 0,0003$ кг фосфора. С учётом 30 % угара в металл перейдёт 0,049 кг алюминия.

Эти ферросплавы и алюминий попутно внесут в металл $0,0080 + +0,0009 = 0,0089$ кг кремния. С учётом этого количества кремния расход ферросилиция при усвоении кремния 85 % рассчитаем по формуле (47):

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						49
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$M_{\text{ФС75}} = \frac{100 \cdot (0,25 - 0,0089) \cdot 100}{80(100 - 15)} = 0,354 \text{ кг};$$

Он внесёт в сталь: $0,354 \cdot 0,20 = 0,0708$ кг железа.

Всего в сталь поступит: $0,0708 + 0,059 + 99,600 = 99,730$ кг железа, из которых 99,600 кг вносится полупродуктом.

Расход углеродистого порошка с учётом угара найдем по формуле (47):

$$M_c = \frac{100 \cdot (0,200 - 0,149) \cdot 100}{99,795 \cdot (100 - 30)} = 0,073 \text{ кг}.$$

5.3.2 Состав и количество шлака

Шлаковая смесь, загружаемая в ковш, состоит из извести и глинозёма в соотношении 65:35. Расход смеси обычно составляет 20 – 30 кг/т или 2 – 3 кг на 100 кг полупродукта. Шлаковая смесь внесёт (см. таблицу 5.3)

Из извести:

$$\text{CaO}: 0,88 \cdot 2 \cdot 0,65 = 1,144 \text{ кг};$$

$$\text{SiO}_2: 0,013 \cdot 2 \cdot 0,65 = 0,016 \text{ кг};$$

$$\text{MgO}: 0,02 \cdot 2 \cdot 0,65 = 0,026 \text{ кг};$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 0,008 \cdot 2 \cdot 0,65 = 0,010 \text{ кг};$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3: 0,012 \cdot 2 \cdot 0,65 = 0,014 \text{ кг};$$

Из глинозёма:

$$\text{Al}_2\text{O}_3: 0,994 \cdot 2 \cdot 0,35 = 0,696 \text{ кг};$$

$$\text{SiO}_2: 0,001 \cdot 2 \cdot 0,35 = 0,0006 \text{ кг}.$$

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						50
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Содержащийся в глинозёме Fe_2O_3 за малостью пренебрегаем.

В шлак переходит оксидов продуктов раскисления в результате присадки ферросплавов:

в результате угара окислится кремния: $0,354 \cdot 0,80 \cdot 0,15 = 0,0424$ кг;

из остальных ферросплавов: $(0,0080 + 0,0009) \cdot 0,15 = 0,0013$ кг.

Всего окислится кремния: $0,0424 + 0,0013 = 0,0437$ кг. При этом образуется $0,0437 \cdot 60/28 = 0,0936$ кг SiO_2 .

Помимо кремния в шлак перейдёт $0,07 \cdot 0,30 \cdot 102/54 = 0,040$ кг Al_2O_3 в результате окисления алюминия.

При износе футеровки в зоне шлакового пояса 1,2 кг/т или 0,12 кг на 100 кг полупродукта в шлак перейдёт:

MgO: $0,12 \cdot 0,87 = 0,104$ кг;

CaO: $0,12 \cdot 0,1 = 0,012$ кг;

SiO_2 : $0,12 \cdot 0,03 = 0,004$ кг.

Переход в шлак из вдуваемого в металл углеродистого порошка:

MgO: $0,073 \cdot 0,00032 = 0,00002$ кг;

CaO: $0,073 \cdot 0,00132 = 0,00009$ кг;

SiO_2 : $0,073 \cdot 0,00041 = 0,00003$ кг.

Переходом этих оксидов в шлак с допустимой точностью можно пренебречь.

По результатам проведённых расчётов можно определить количество и состав образующегося шлака. Результат приведён в таблице 5.10.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						51
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 5.10 – Количество и состав шлака в ковше-печи, кг

Источник поступления	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	MgO	Итого
Известь	1,144	0,010	0,016	0,014	0,026	1,210
Глинозем	–	0,348	0,0003	–	–	0,3483
Продукты раскисления	–	0,040	0,094	–	–	0,134
Футеровка	0,012	–	0,04	–	0,104	0,120
Итого, кг	1,156	0,398	0,1143	0,014	0,130	1,812
Итого, %	63,800	21,966	6,286	0,773	7,175	100,000

5.3.3 Десульфурация

Вследствие наводки в ковше-печи активного шлака с высокой десульфурующей способностью в условиях интенсивного перемешивания вдуваемым аргоном коэффициент распределения серы между шлаком и металлом $L_s = (S)/[S]$ достигает 500 – 1000. Примем этот коэффициент равным 700. Рассчитаем содержание серы в стали после обработки в печи-ковше по формуле (45):

$$[S] = [S]_0 / (1 + L_s \cdot a / 100), \quad (45)$$

где a – количество шлака в % от массы металла;

$[S]_0$ и $[S]$ – содержание серы в стали в исходном (до обработки) и конечном (после обработки) состояниях.

Серой, вносимой ферросплавами, на этом этапе пренебрежем. Тогда конечное содержание S в металле гарантированно не превысит:

$$[S] = \frac{0,016}{1 + 700 \cdot \frac{1,812}{100}} = 0,001 \text{ \%}.$$

Это содержание серы при обычной технологии обработки значительно ниже допустимого техническими условиями и дополнительных мер по снижению серы в металле принимать не требуется.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		52

5.3.4 Количество газов

В процессе обработки в ковше-печи газ образуется в основном в результате окисления углерода и потерь при прокаливании шлаковых материалов. При наведении шлака выделится:

из извести: $6,7/100 \cdot 2 \cdot 0,65 = 0,087$ кг;

из глинозёма: $0,6/100 \cdot 2 \cdot 0,35 = 0,004$ кг;

30 % угара углерода, вдуваемого в металл с образованием CO:

$0,073 \cdot 30/100 \cdot 28/12 = 0,051$ кг;

30% угара углерода, вносимого ферромарганцем:

$0,470 \cdot 0,5/100 \cdot 0,3 \cdot 28/12 = 0,001$ кг;

Итого образуется газа: $0,087 + 0,004 + 0,051 + 0,001 = 0,143$ кг.

Используемый при продувке аргон не учитывается, т. к. инертный газ с компонентами стали и шлака не взаимодействует. Аргон проходит ванну и без изменения количества из неё уходит.

5.3.5 Выход жидкой стали

Для составления баланса металла определим, сколько всего внесено компонентов полупродуктом, ферросплавами с учётом фактического химического состава ферросплавов. При этом учтём, что углерод в графитовом порошке – металл и не растворён в жидком металле. Однако он переходит в жидкий металл и после этого является компонентом стали.

Углерод поступает с полупродуктом, ферросплавами и порошком науглероживателя в количестве $0,149 + 0,470 \cdot 0,005 + 0,073 = 0,224$ кг. Остальные элементы вносятся полупродуктом и ферросплавами с учётом их содержания, но без учёта угара. Результаты представлены в таблице 5.11.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						53
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 5.11 – Баланс металла

Элемент	Поступило, кг	Перешло в шлак, кг	Перешло в газ, кг	Содержится в металле	
				кг	%
C	0,224	–	0,067	0,157	0,156
Si	0,293	0,044	–	0,249	0,247
Mn	0,601	–	–	0,601	0,596
S	0,016	–	–	0,016	0,016
P	0,032	0,031	–	0,001	0,001
Al	0,068	0,020	–	0,048	0,048
Fe	99,730	–	–	99,730	98,927
Cr	0,001	–	–	0,001	0,001
Итого	100,965	0,095	0,067	100,803	100,000

Невязка $100,965 - (0,085 + 0,067 + 100,812) = 0$.

Выход жидкой стали $\frac{100,812}{100,965} \cdot 100 = 99,85\%$ от введённых в печь-ковш исходных материалов. Материальный баланс обработки стали в печи-ковше приводится в таблице 5.12. Невязка 0,142 кг, или 0,14 %.

Таблица 5.12 – Материальный баланс плавки

Поступило		Получено	
Материал	Количество, кг	Продукт	Количество, кг
Полупродукт	100,000	Сталь	100,803
Известь	1,297		
Глинозем	0,352	Шлак	1,812
Ферромарганец	0,470		
Ферросилиций	0,354		
Алюминий	0,070	Газ	0,143
Углеродистый порошок	0,073		
Итого	102,616	Невязка	-0,142
Итого	102,616	Итого	102,616

6 Специальная часть. Способы повышения стойкости футеровки кислородного конвертера

В данном разделе мы рассмотрим способы повышения футеровки кислородного конвертера. Конвертер футерован в несколько слоев (рисунок 4).

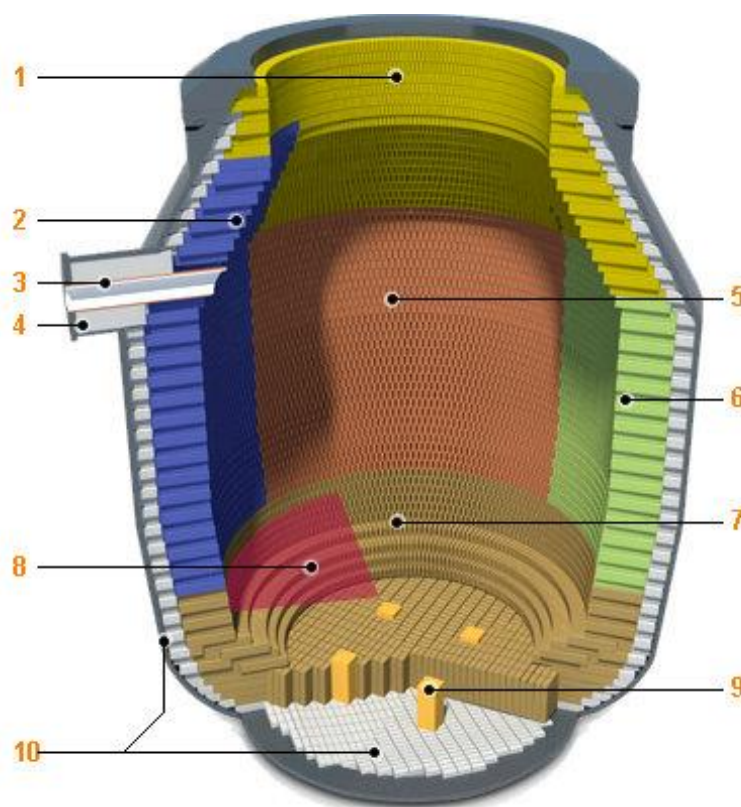


Рисунок 4 – Конвертер в профильном разрезе.

1 – горловина, 2 – сливная зона, 3 – леточный блок, 4 – гнездовой блок, 5 – цапферная зона, 6 – загрузочная зона, 7 – днище и ванна, 8 – слой металла, 9 – продувочный узел, 10 – арматурный слой

Футеровка конвертера работает в условиях воздействия высокой температуры и больших термических напряжений, возникающих при быстром изменении тепловых потоков. Она подвергается мощным ударам кусками загружаемого лома, изнашивается в результате размывания интенсивными потоками металла и химического разрушения шлаком, плавильной пылью и пылью шлакообразующих компонентов, испытывает знакопеременные нагрузки при вращении конвертера.

Зонами повышенного износа являются район шлакового пояса, особенно вблизи цапф; футеровка горловины; лётка; зоны падения кусков лома при его загрузке и струи чугуна при его заливке. При продувке наиболее сильный износ наблюдается в конце продувки, когда высока температура и возрастает окисленность шлака. Ванна конвертера почти не контактирует со шлаком, поэтому она почти не подвержена износу.

Наиболее интенсивное разрушение футеровки происходит в результате пропитки её шлаком, насыщенным оксидом железа. Оксиды железа резко снижают температуру плавления всех тугоплавких оксидов, входящих в состав огнеупоров, но особенно сильно температуру плавления CaO . Износ футеровки возрастает также при увеличении количества шлака, повышении его жидкотекучести и повышенном содержании в шлаке кислотного оксида SiO_2 , который активно взаимодействует с основными оксидами футеровки. Взаимодействие футеровки со шлаком замедляется при повышении до 6 – 8 % MgO , так как при этом заметно возрастает вязкость шлака. Поэтому для повышения стойкости футеровки, необходимо управлять составом шлака, однако наиболее эффективный путь повышения стойкости футеровки конвертеров заключается в разработке состава огнеупоров, плохо смачиваемых шлаками.

Компонентом, плохо смачиваемым шлаком, является углерод. Поэтому состав и технология изготовления огнеупоров для футеровки конвертеров подобраны таким образом, чтобы со шлаком контактировали не тугоплавкие оксиды огнеупора, а их защитная углеродистая оболочка. По этой причине для изготовления рабочего слоя футеровки конвертеров используют углеродсодержащие огнеупоры, в которых для связки зёрен тугоплавких оксидов на стадии изготовления используют каменноугольную смолу и пек. При обжиге таких огнеупоров в восстановительных условиях из смолы удаляются летучие углеводороды, и происходит коксование углеродного остатка. Связка превращается в углеродную оболочку, обволакивающую каждое зерно огнеупора и препятствующую взаимодействию шлака с тугоплавкими оксидами огнеупора.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						56
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Наиболее высокую шлакоустойчивость и термостойкость проявляют периклазоуглеродистые огнеупоры. Их изготавливают из магнезии (94 – 98 % MgO), но в качестве связки используют не каменноугольную смолу или пек, а фенолформальдегидную смолу в смеси с графитом. Количество вводимого графита должно обеспечить получение в готовом огнеупоре содержание углерода 10 – 25 %. Для защиты углерода от окисления в состав шихты периклазоуглеродистых огнеупоров вводят алюминий в количестве 1 – 2 %.

Использование при производстве периклазоуглеродистых огнеупоров фенолформальдегидной смолы позволяет смешивать шихтовые материалы или прессовать изделия без подогрева, что существенно улучшает условия труда. Прессованные при давлении 100 – 150 МПа изделия подвергают термической обработке – выдержке в течение 20 – 24 часов в воздушной среде при температуре 250 °С.

Наиболее быстро изнашиваемыми являются футеровка лётки, часть футеровки цилиндрической части конвертера в районе шлакового пояса и в месте падения кусков лома при загрузке, а также футеровка горловины. Нижняя часть футеровки конвертера и особенно футеровка днища изнашивается медленнее, так как не подвергается агрессивному воздействию шлака. Исходя из этого, футеровку разных частей конвертера целесообразно выполнить из разных огнеупоров, отличающихся химическим составом, плотностью, количеством углерода в связке и степенью её закоксованности.

Рабочий слой футеровки лётки, изнашиваемый наиболее быстро, ее выполняют блоками из плавленной магнезии, а несменяемый арматурный слой – из магнезиального или хромомagneзиального обожжённого кирпича. Блоки изготавливают со сквозными отверстиями, образующими канал лётки. Зазор между блоками и арматурным слоем заполняют огнеупорной массой из порошка магнезии и водного раствора MgSO₄.

Шлаковый пояс целесообразно футеровать периклазоуглеродистыми огнеупорами, а футеровку горловины выполнять из периклазохромитового кирпича.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						57
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Но износ футеровки в процессе эксплуатации определяется не только качеством огнеупорных материалов, но зависит и от технологии плавки. Так стойкость футеровки снижается с повышением содержания в чугуне кремния, поскольку при этом на начальном этапе продувки формируются шлаки с повышенным содержанием кремнезёма, а также увеличивается количество шлака. По этой причине целесообразно использовать руду, известь и другие добавочные материалы с малым содержанием кремнезёма.

Футеровка конвертера изнашивается вследствие воздействия многих факторов, таких как:

1) Химическое взаимодействие со шлаком, которое особенно усиливается при высоком содержании в шлаке оксидов железа, образующих легкоплавкие соединения с составляющими огнеупора и окисляющих углеродистую составляющую огнеупора, а также при высоком содержании кислотного оксида SiO_2 .

2) Размывание потоками металла и шлака при продувке и чугуна при его заливке, размывания футеровки летки при сливе.

3) Знакопеременные нагрузки, возникающие при повороте конвертера.

4) Высокие температуры, вызывающие размягчение огнеупора, оплавление его поверхности, ускорение взаимодействия со шлаком.

5) Механические повреждения кусками загружаемого лома и дополнительно футеровки горловины при отрыве настелей.

6) Термические напряжения при резких колебаниях температуры, вызывающие сколы огнеупора.

7) Окисление коксовой плёнки, скрепляющие зёрна огнеупора и защищающего его от взаимодействия со шлаком.

8) Высокотемпературный газовый поток с высоким содержанием частиц пыли на футеровку горловины.

Для повышения стойкости футеровки в конвертерном производстве наряду с обычной известью широко применяют магнезиальные шлакообразующие материалы: мягко обожжённый доломит, доломитизированную известь и другие материалы.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						58
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Стойкость футеровки снижается с увеличением продолжительности интервалов между продувками, с увеличением количества додувок, которые проводятся для коррекции состава и температуры полупродукта. Это происходит в результате значительных колебаний температуры футеровки и возникновении термических напряжений, а также подсоса воздуха в полость конвертера, приводящего к дополнительному окислению углеродной связки.

Для повышения стойкости футеровки необходимо оптимизировать технологический процесс и проводить горячие ремонты частично изношенного рабочего слоя. Горячие ремонты осуществляют, в частности, методом торкретирования – нанесения огнеупорной массы на изношенные участки футеровки с помощью торкрет машин. Используют различные способы торкретирования: мокрое или пульповое, полусухое или горячее, плазменное, факельное или газопламенное.

При мокром торкретировании используют суспензию порошкообразного материала с содержанием 30 – 40 % влаги. Порошкообразная смесь состоит из высокоогнеупорного материала, связующих и пластифицирующих добавок. В качестве огнеупорного материала используют магнезию, хромит, обожженный доломит; в качестве связующих легкоплавкие соли магния, хроматы, фосфаты, сульфонаты, силикаты натрия. Количество связующих веществ составляет 6 – 10 %. Наличие легкоплавких связующих обеспечивает хорошее спекание торкрет массы с футеровкой, но приводит к быстрому износу защитного слоя.

При полусухом способе торкретирования применяют сухую огнеупорную смесь огнеупора, связки и пластификатора. Увлажнение смеси происходит на выходе из рабочего органа торкрет машины – сопла или распылителя. Раздельная подача сухой торкрет массы и воды позволяет упростить приготовление, хранение и использование смесей, а также конструкцию оборудования.

Мокрый и полусухой методы торкретирования недостаточно эффективны – они позволяют повысить стойкость футеровки, но ведут к снижению производительности цеха.

Преодолеть этот недостаток мокрого и полусухого торкретирования позволяет факельный способ торкретирования. В этом случае на поверхность футеровки

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						59
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

наносят порошок огнеупора с оплавленной в высокотемпературном факеле поверхностью. В качестве торкрет массы используют смесь с содержанием MgO 70 %, 15 % порошка алюминия и 15 % порошка кокса. Высокотемпературный факел получают путём сжигания топлива или при помощи плазменного разряда. За одну операцию торкретирования продолжительностью 5 – 6 мин расходуется примерно 600 – 700 кг торкрет-массы с получением торкрет-покрытия толщиной 50 – 70 мм, следы которого обнаруживаются в течении 20 – 25 плавов.

Эффективным способом повышения стойкости футеровки оказалось нанесение шлакового гарнисажа методом раздува газовой струёй оставленного от предыдущей плавки шлака. Раздув шлака проводят через продувочную фурму азотом с интенсивностью подачи порядка 1000 м³/мин. Перед раздувом в шлак добавляют магнезиальные флюсы или мягко обожжённый доломит в количестве примерно 20 – 25 кг/т стали с целью получения в раздуваемом шлаке 8 – 12 % MgO. Эта операция проводится на каждой плавке в течение всей кампании работы конвертера.

Для повышения стойкости футеровки следует принимать следующие основные меры:

- 1) Исключение перегревов металла в конвертере.
- 2) Повышение качества без обжиговых огнеупоров (снижение содержания в них примесей SiO₂, Al₂O₃, Fe₂O₃; применение пека в качестве связки; совершенствование технологии производства изделий и их термическая обработка).
- 3) Ведение продувки с получением, особенно в ее конце, по возможности невысокой окисленности шлака.
- 4) Применение дифференцированной кладки, когда места повышенного износа выкладывают из огнеупорной повышенной стойкости или делаются большей толщины.
- 5) Применение шлакообразующих материалов с повышенным содержанием MgO, поскольку при содержании в шлаке 6 – 9 % MgO заметно замедляется его взаимодействие с футеровкой.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

6) Работа с небольшим количеством шлака, так как в малом его количестве будет растворяться меньше футеровки; нежелательно также иметь слишком жидкоподвижные шлаки, быстро взаимодействующие с огнеупорами.

7) Отказ от работы с «передувом» до низких содержаний углерода, когда сильно повышаются окисленность шлака и износ футеровки.

8) Раннее формирование высокоосновного шлака, что уменьшает продолжительность взаимодействия футеровки с жидкоподвижными первичными шлаками, содержащими большое количество оксидов железа и SiO_2 .

9) Уменьшение числа додувок, каждая из которых вызывает дополнительные колебания температуры футеровки, подсосы воздуха, повышение окисленности шлака; особенно сильно возрастает окисленность шлака и износ футеровки при додувках с повышенным положением фурмы. Действенное средство решения этой проблемы – автоматизация управления плавкой с контролем состава и температуры ванны по ходу продувки, обеспечивающая остановку продувки на заданном содержании углерода без додувок.

10) Сокращение межплавочных простоев конвертера, поскольку проникающий в эти периоды в полость конвертера воздух окисляет коксовую плёнку огнеупора, а возникающие при охлаждении футеровки термические напряжения могут вызвать скалывание футеровки.

11) Торкретирование футеровки.

Стойкость футеровки определяется стойкостью участков повышенного износа. Без торкретирования стойкость безобжиговых пекосвязанных огнеупоров составляет 400 – 600 плавов и несколько возрастает в случае предварительной термической обработки огнеупорных изделий. Расход огнеупоров составляет около 2 – 5 кг/т стали. При торкретировании стойкость возрастает ≥ 1000 плавов, уменьшается расход формованных огнеупоров, но дополнительно расходуется огнеупорный порошок.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						61
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

7 Охрана труда и техника безопасности

Конвертерные цехи относятся к горячим цехам металлургического производства с тяжелыми условиями труда в большинстве отделений цеха и наличием в них вредных выделений, загрязняющих окружающую среду. Основными причинами травматизма в конвертерном цехе могут являться: тепловое облучение и ожоги, световое излучение, отравление выделяющимися газами и пылью, высокий уровень шума, поражение электрическим током, механические травмы, воздействие вибрации, а также травмы связанные с работой на высоте.

Для обеспечения безопасной работы персонала необходимо соблюдение норм, правил и инструкций по технике безопасности (ТБ) и соответствующих должностных инструкций.

В комплекс мер по предупреждению травматизма и охране здоровья трудящихся цеха входят:

1) Вводные инструктажи по ТБ для поступающих на работу, первичный инструктаж на рабочем месте, периодически проводимые повторные инструктажи, внеочередные инструктажи при временном переводе работника на другую работу или изменении технологии производства, текущие инструктажи перед разовыми работами повышенной опасности выполняемые по наряду-допуску.

2) Допуск к выполнению самостоятельной работы лиц, имеющих соответствующую квалификацию, обучение вновь поступающих с последующим экзаменом на знание должностных обязанностей и правил безопасности работы.

3) Использование спецодежды, соответствующей характеру выполняемой работы, и индивидуальных средств защиты.

4) Соблюдение установленных параметров технологических процессов и содержание оборудования в работоспособном и безопасном состоянии.

5) Механизацию тяжелых и опасных работ, дистанционное управление механизмами в наиболее опасных зонах.

6) Наличие в цехе четкой системы проходов с выделением зон для пешеходного движения с необходимой разметкой, указателями и освещением, с устрой-

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						62
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

ством переходных мостиков над опасными участками, соблюдением требуемых расстояний между стенами здания, оборудованием и передвигающимся транспортом, передвижением от бытовых помещений и столовой по отопливаемым тоннелям и галереям.

7) Наличие предупредительных сигналов и плакатов в особо опасных местах и участках.

8) Поддержание на рабочих местах температуры, влажности и скорости движения воздуха и содержания в нём пыли и вредных веществ, что достигается устройством систем отопления, аспирационных систем в местах выделения технологических вредностей, приточный механической вентиляции, естественной аэрацией здания.

9) Периодические анализы воздуха, чтобы выявить, не превышает ли содержание вредных веществ предельно допустимых концентраций.

10) Поддержание уровня освещённости.

11) Поддержание уровня шума и вибрации за счёт выбора соответствующих строительных решений и конструкций оборудования.

12) Соблюдение правил электробезопасности в соответствии со строительными нормами и правилами, в том числе расположения электроустановок, прокладки электросетей, устройству заземлений, ограждений, предупредительной сигнализации, блокировок и др.

13) Соблюдение правил пожаробезопасности путём обеспечения при сооружении цеха требований.

14) Соблюдение взрывобезопасности.

15) Наличие эвакуационных выходов из здания цеха и его отделений.

16) Необходимый уровень внутрицехового и общезаводского санитарно-бытового обслуживания.

В конвертерном цехе зонами повышенной опасности являются участки, прилегающие к работающим конвертерам, а также зоны транспортировки ковшей с жидкой сталью и чугуном, агрегаты доводки стали в ковше, разливочные пролёты

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						63
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

отделений непрерывной разливки стали, отделения перелива чугуна или миксерные отделения.

Вблизи работающих конвертеров опасными являются возможные самопроизвольные выбросы и выплески металла и шлака при продувке, выплески и брызги при загрузке в конвертер в процесс продувки влажных добавок, при выпуске металла и шлака из конвертера и загрузке при этом в ковш ферросплавов. Возможны взрывы при загрузке в конвертер лома, содержащего взрывчатые вещества, при заливке чугуна на жидкий шлак и на лом, содержащий снег, лёд, горюче смазочные вещества, при выпуске стали через недостаточно просушенную после ремонта лётку, при поступлении воды в конвертер в результате прогара головки фурмы, при попадании металла или шлака на влажную поверхность. Возможны ожоги при повалках конвертера в результате излучения через горловину и хлопков при отборе проб и замере температуры металла через горловину.

Крайне опасно находиться под конвертером, где возможно поражение выбросами и выплесками металла и шлака, просыпью, загружаемых в конвертер по ходу продувки кусковых материалов, кусками лома, которые не попадают в горловину при загрузке, падающими при наклоне конвертера настылями шлака на горловине. Выплески металла и шлака возможны при транспортировке ковшей с жидкой сталью сталевозами и кранами, на установках доводки стали в ковше при погружении продувочной фурмы в металл, при загрузке непросушенных ферросплавов и в процессе продувки.

Постоянна опасность возникновения взрывов в газоотводящем тракте при работе конвертеров с отводом газов без дожигания. К тяжелым последствиям могут привести прорывы металла через футеровку конвертера или сталеразливочного ковша. В связи с возможностью определения газами и возникновения пожара и взрывов опасными являются газопроводы, газ потребляющие и газ выделяющие установки и агрегаты. Пожароопасным и взрывоопасным являются кислород проводы и участки, где используют кислород, который подается через кислород провод шлангами, трубками, а также взрывоопасным являются кислородные баллоны.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						64
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Постоянную опасность представляет собой движущееся оборудование цеха.

Недопустимо находиться в зоне возможного падения транспортируемых кранами на высоте грузов, особая опасность возникает при переноске ковшей с жидким металлом.

В конвертерном отделении цеха существует большое количество источников вредных неорганизованных выделений в атмосферу цеха, которые соответственно ухудшают условия труда и, поступая через аэрационные фонари зданий в атмосферу, загрязняют её. Пыль, тепло и газы, содержащие вредные монооксид углерода СО и сернистый газ, выделяются из горловины конвертера при повалках, заливке чугуна, загрузке лома и периодически во время продувки при выбивании газов через зазор между горловиной конвертера и юбкой, при выпуске стали и сливе шлака из конвертера, при переливах чугуна из миксера и миксерных ковшей, при скачивании шлака из чугуновозных и заливочных ковшей. При использовании плавикового шпата газы, выделяющиеся при продувке, повалках конвертера, при выпуске стали и шлака дополнительно содержат фториды. Пыль, выделяющаяся при выпуске стали в ковш, содержит вредные продукты испарения марганца. В ковшевом пролёте выделяются: пыль – при ломке футеровки ковшей, тепло СО и оксиды азота – при разогреве ковшей. Большое количество пыли выделяется в системе доставки и загрузки сыпучих материалов в конвертер.

Для улавливания вредных выделений в районе конвертера наиболее рациональным признано сооружение вокруг его защитного кожуха, вмещающего сталеvoz и шлаковоз. Газы и пыль из кожуха должны отводиться в систему очистки конвертерных газов. Защитный кожух следует сооружать и вокруг стенов для ломки футеровки ковшей. Остальные участки вредных выделений в атмосферу должны быть оборудованы аспирационными устройствами, обеспечивающими улавливание, отсасывание и очистку газов и пыли

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						65
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате проведённой работы была изучена технология выплавки сплава СтЗсп в кислородно-конвертерном цехе с последующей внепечной обработкой в агрегате ковш-печь. Разработана технология получения сплава. Представлено технико-экономическое обоснование проектного решения.

Рассмотрена структура кислородно-конвертерного цеха, рассчитано основное и вспомогательное оборудование цеха. А также были выполнены расчёты материального баланса плавки в конвертере и обработки стали СтЗсп в агрегате ковш-печь. В специальной части были освещены некоторые способы повышения стойкости в футеровки конвертера.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						66
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

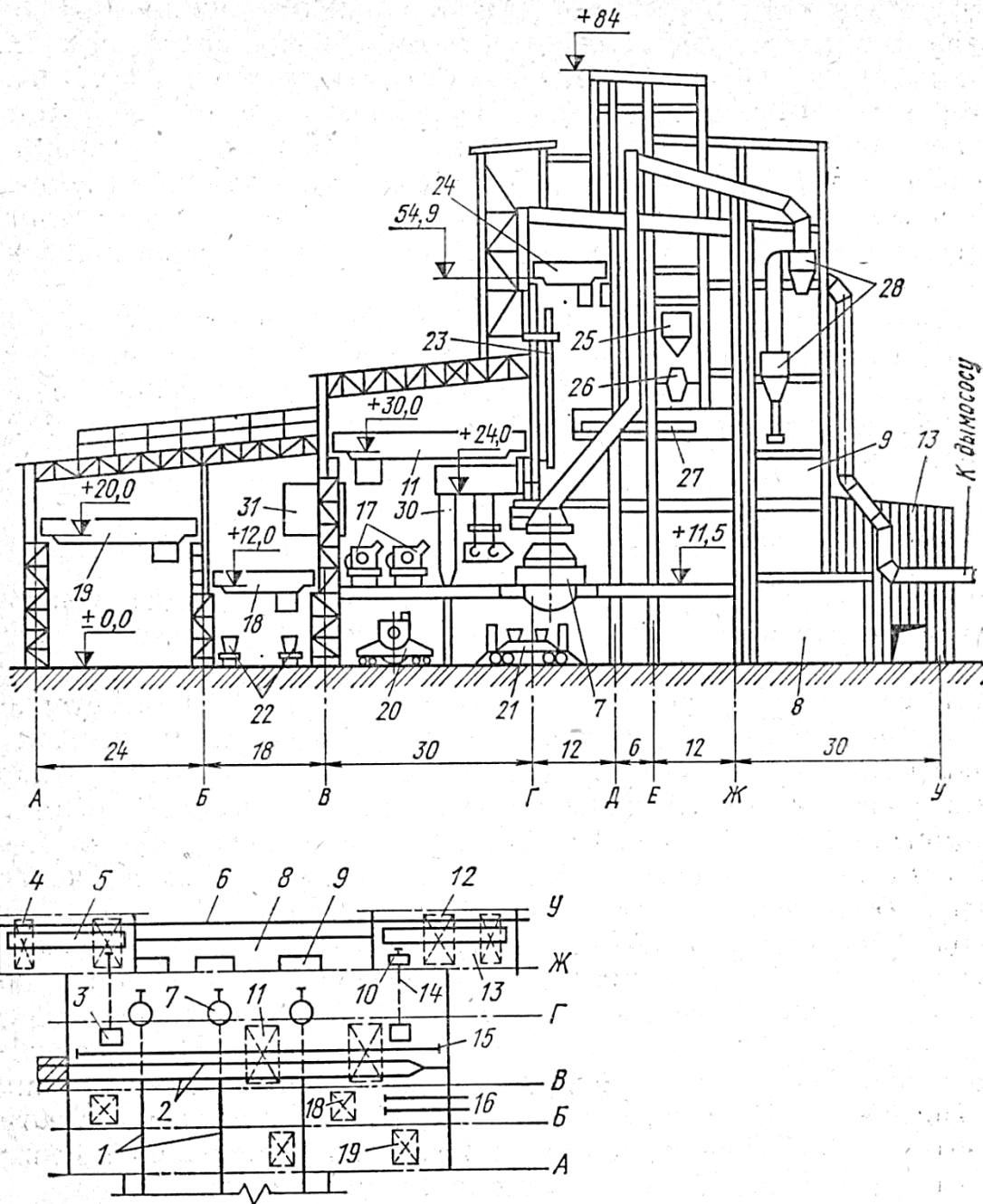
- 1 Якушев, А. М. Основы проектирования и оборудования сталеплавильных и доменных цехов: учебное пособие / А. М. Якушев. – М.: Изд-во Metallургия, 1984.– 216 с.
- 2 Воскобойников, В.Г. Общая металлургия: учебник для вузов / Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. – 6-изд., перераб и доп. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2005. – 768 с.
- 3 Бигеев, А.М. Металлургия стали. Теория и технология плавки стали. Бигеев А.М., Бигеев В.А.: Учебник для вузов, 3-е изд. перераб. и доп. Магнитогорск: МГТУ, 2000. – 544 с.
- 4 Рошин, А.В., Поволоцкий Д.Я., Грибанов В.П. Производство стали. Решение практических задач: Учебное пособие. – 2-е изд., испр. и доп. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2006. – 72 с.
- 5 Рошин, В.Е. ЭлектрOMETаллургия и металлургия стали: учебник / В.Е. Рошин, А.В. Рошин. – 4-е изд., перераб. и доп. – Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ, 2013. – 572 с.

					22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР	Лист
						67
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение А

План цеха



Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР

Поз. обозн.	Наименование	Кол	Примечание
Элем.	Наименование	Кл.	Прим.
1	Ширококолейный путь		
2	Ширококолейный путь		
3	Вырез		
4	Магнитный кран		
5	Ямный бункер		
6	Пути		
7	Конвертеры		
8	Электромашинное помещение		
9	Пристройки		
10	Скраповоз		
11	Заливочный кран		
12	Мостовой кран		
13	Шихтовые открьлки		
14	Поперечный путь		
15	Опорный рельс		
16	Пути		
17	Чугуновоз		
18	Мостовой кран		
19	Краны		
20	Сталевоз		
21	Самоходный шлаковоз		
22	Несамостоятельный шлаковоз		
23	Машины для подачи кислорода		
24	80-т кран		
25	Расходный бункер		
26	Весы-дозаторы		
27	Поперечный конвейер		
28	Газоотчистка		
29			
30	Полупортальная машина		
31	Пульты управления конвертерами		
Изм.	Лис	№ доквм.	Подпись Дата

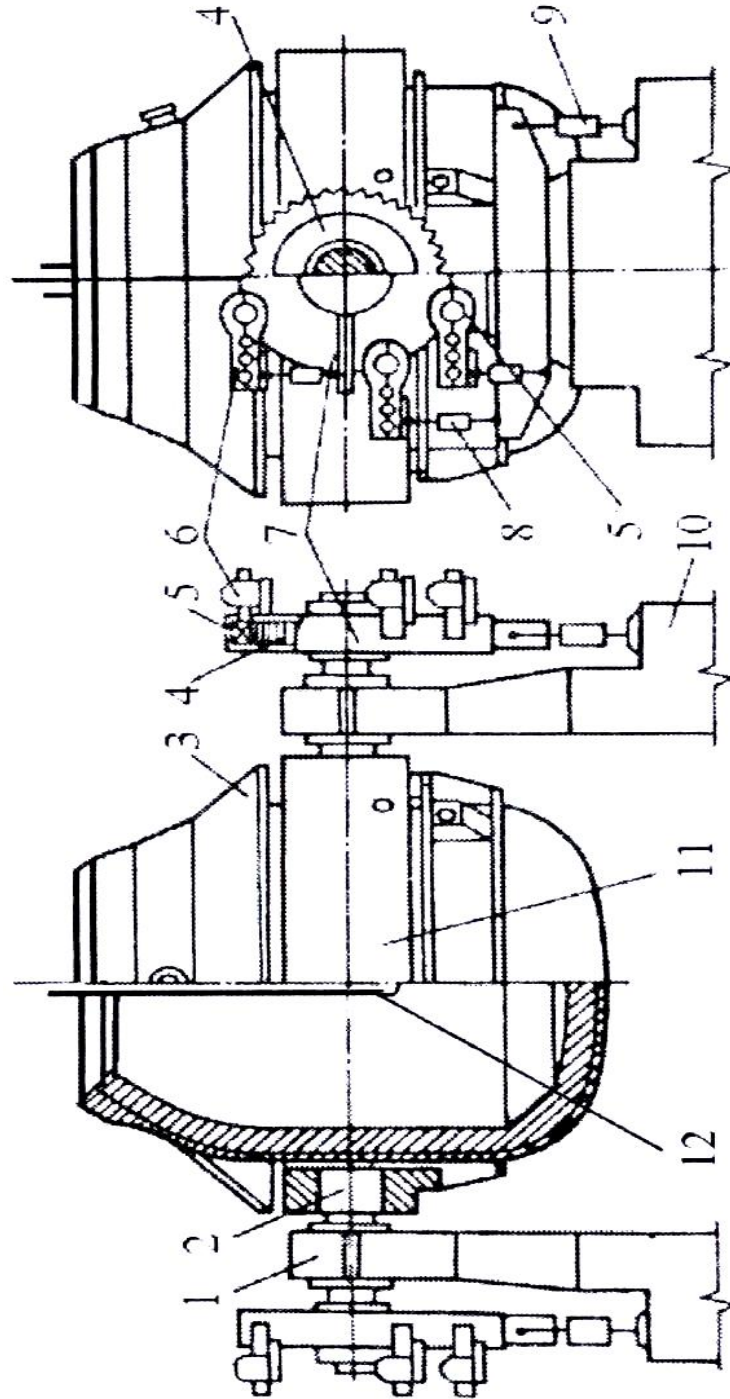
22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР

Лист

69

Приложение Б

Плавильный агрегат

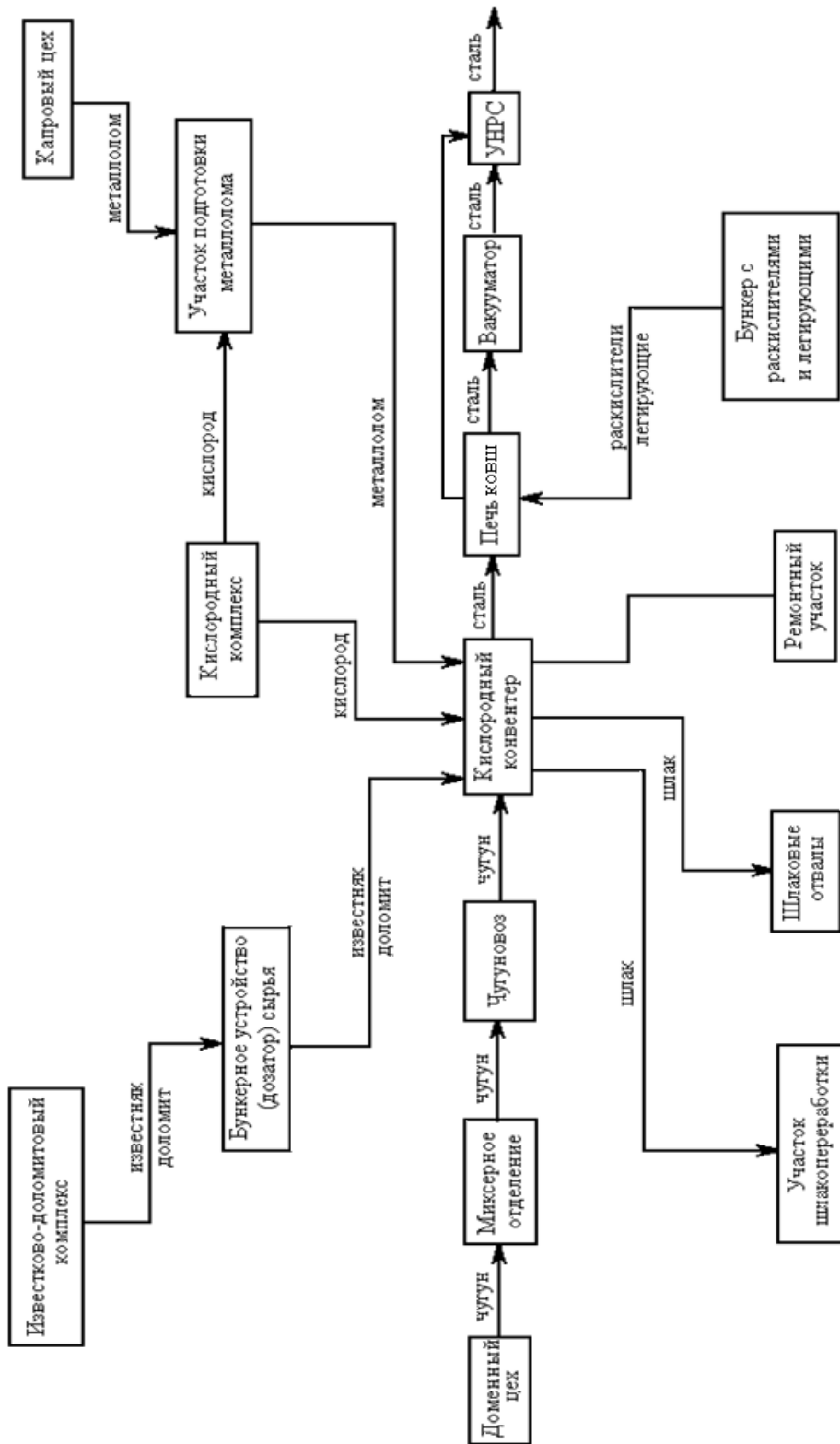


Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР

Приложение В

Технологическая схема производства



Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР

Лист

72

Приложение Г

Результаты расчетов материального баланса плавки в конвертере и обработки в АКП

Материальный баланс плавки в конвертере

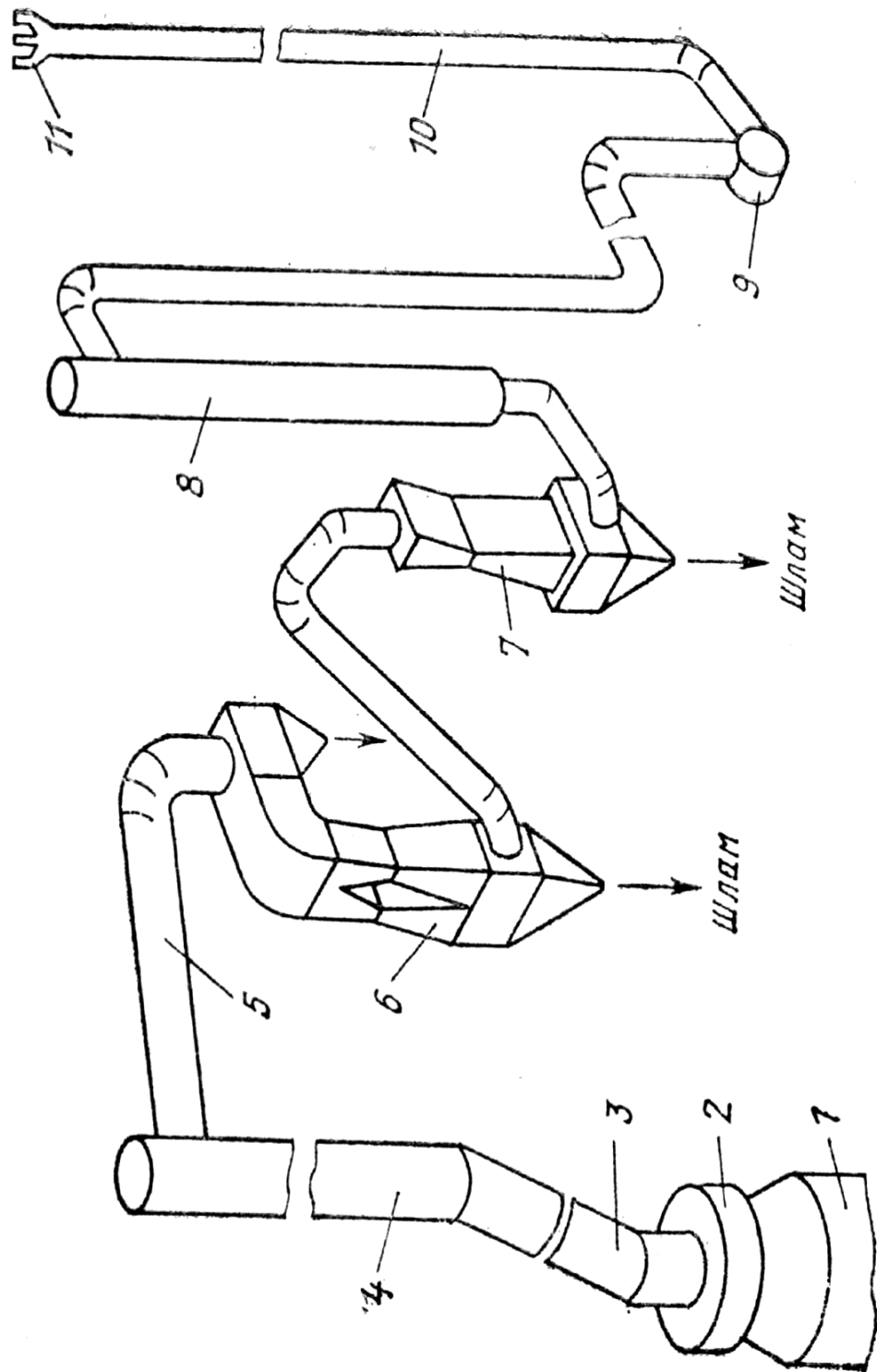
Поступило, кг		Получено, кг	
Чугун	82,000	Жидкая сталь	93,681
Стальной лом	18,000	Шлак	10,511
Известь	6,000	Газы	4,930
Миксерный шлак	0,500	Пыль	1,360
Футеровка	0,571	Невязка	1,976
Кислород	5,387		
Итого	112,458	Итого	112,458

Материальный баланс обработки в АКП

Поступило		Получено	
Материал	Количество, кг	Продукт	Количество, кг
Полупродукт	100,000	Сталь	100,803
Известь	1,297		
Глинозем	0,352	Шлак	1,812
Ферромарганец	0,470		
Ферросилиций	0,354	Газ	0,143
Алюминий	0,070		
Углеродистый порошок	0,073	Невязка	-0,142
Итого	102,616	Итого	102,616

Приложение Д

Схема газоочистки



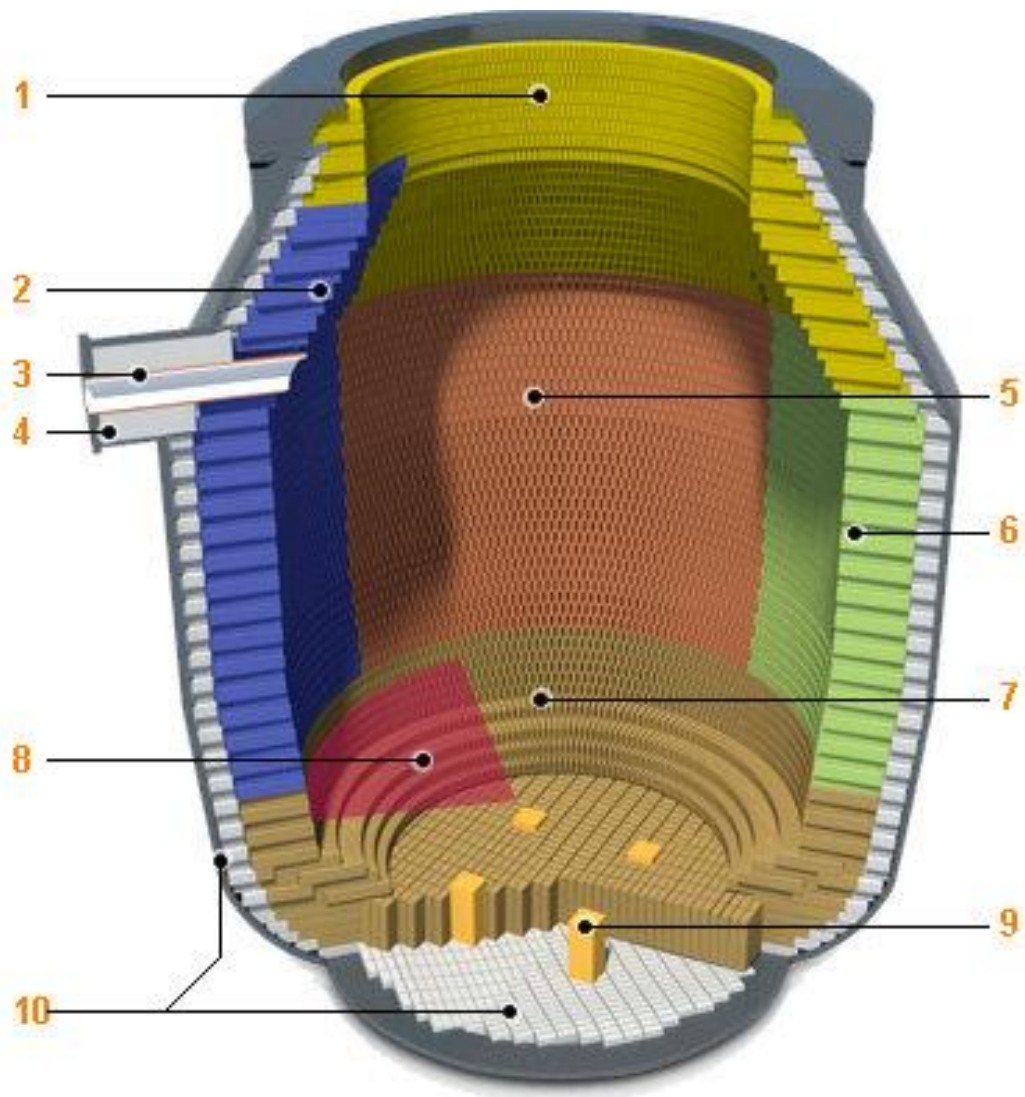
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР

Поз. обозн.	Наименование	Кол.	Примечание
Элем.	Наименование	Кл.	Прим.
1	Конвертер		
2	Подвижная юбка		
3	Кессон		
4	Стационарный газоход		
5	Орошаемый газоход		
6	Трубы Вентури		
7	Труба Вентури		
8	Каплеуловители		
9	Дымосос		
10	Труба		
11	Дожигающее устройство		
Изм.	Лист	№ локвм.	Подпись Дата

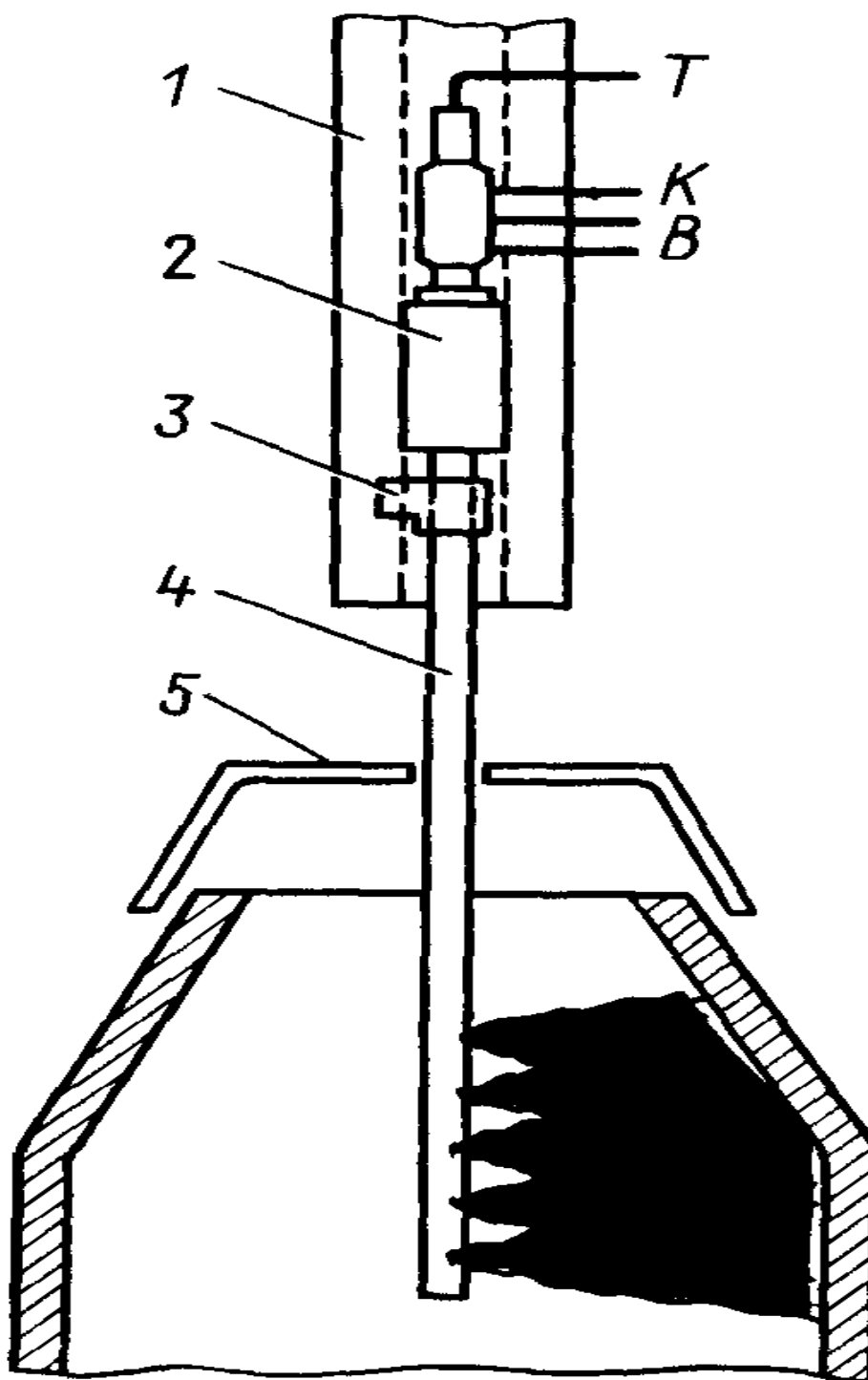
Приложение Е

Иллюстрации к специальной части



Поз. обозн.	Наименование	Кол	Примечание
Элем.	Наименование	Кл.	Прим.
1	Горловина		
2	Сливная зона		
3	Леточный блок		
4	Гнездовой блок		
5	Цапферная зона		
6	Загрузочная зона		
7	Днище и ванна		
8	Слой металла		
9	Продувочный узел		
10	Арматурный слой		

Продолжение приложения Е



Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР

Лист

78

Продолжение приложения Е

Тип огнеупоров	Группа	Доля определяющих химических компонентов на прокалённое вещество, %
Кремнезёмистые	Из кварцевого стекла	$\text{SiO}_2 \geq 97$
	Динасовые	$\text{SiO}_2 \geq 93$
	Динасовые с добавками	$80 \leq \text{SiO}_2 < 93$
	Кварцевые	$\text{SiO}_2 \geq 85$
Алюмосиликатные	Полукислые	$\text{SiO}_2 < 95, \text{Al}_2\text{O}_3 < 28$
	Шамотные	$28 \leq \text{Al}_2\text{O}_3 \leq 62$
	Муллитокремнезёмистые	$45 < \text{Al}_2\text{O}_3 \leq 62$
	Муллитовые	$62 < \text{Al}_2\text{O}_3 \leq 72$
	Муллитокорундовые	$72 < \text{Al}_2\text{O}_3 \leq 90$
	Из глинокремнезёмистого стекла	$40 \leq \text{Al}_2\text{O}_3 \leq 90$
Глинозёмистые	Корундовые	$\text{Al}_2\text{O}_3 > 90$
Глинозёмизвестковые	Алюминаткальциевые	$\text{Al}_2\text{O}_3 > 65,$ $10 < \text{CaO} < 35$
Магнезиальные	Периклазовые	$\text{MgO} \geq 85$
Магнезиально-известковые	Периклазоизвестковые	$50 < \text{MgO} < 85, 10 \leq \text{CaO} \leq 45$
	Периклазоизвестковые стабилизированные	$35 < \text{MgO} < 75,$ $15 < \text{CaO} \leq 40,$ $\text{CaO} : \text{SiO}_2 > 2$
	Известковопериклазовые	$50 < \text{MgO} \leq 50,$ $45 \leq \text{CaO} \leq 85$
Известковые	Известковые	$\text{CaO} \geq 85$
Хромистые	Хромоксидные	$\text{Cr}_2\text{O}_3 \geq 90$

Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата

22.03.02.2018.399.00.00 ПЗ ВКР

Лист

80