

ОСП «Индустриальный техникум»  
ГОУ ВПО ЛНР «Донбасский государственный технический университет»  
Предметная (цикловая) комиссия металлургических дисциплин

**МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ  
ДЛЯ ВЫПОЛНЕНИЯ ПРАКТИЧЕСКИХ РАБОТ  
ПО ДИСЦИПЛИНЕ «УПРАВЛЕНИЕ  
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ ПРОИЗВОДСТВА  
СТАЛИ И КОНТРОЛЬ ЗА НИМИ»  
ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ 22.02.01  
«МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ»**

Алчевськ  
2017

Разработала: Е.И. Савельева –преподаватель первой категории

Рецензент:

Утверждено: – председатель Методического совета ИТ ДонГТУ

Рассмотрено и одобрено на заседании предметной  
комиссии «Металлургических дисциплин»  
Протокол № \_\_\_\_\_  
от "\_\_\_" \_\_\_\_\_ 2016 г.  
председатель комиссии \_\_\_\_\_ О.М.Проскурина

## СОДЕРЖАНИЕ:

<b>Практическая работа № 1.</b>	<b>4</b>
Расчёт основных размеров и параметров кислородного конвертора	
Практическая работа №2.	<b>11</b>
Расчет материального баланса кислородно-конвертерной плавки	
Практическая работа № 3.	<b>20</b>
Расчет теплового баланса кислородно-конвертерной плавки.	
Практическая работа № 4.	<b>23</b>
Расчет раскисления кислородно-конверторной плавки..	
Практическая работа № 5.	<b>26</b>
Расчет необходимого количества цехового оборудования конвертерного цеха	
Практическая работа № 6.	<b>39</b>
Расчет основных размеров мартеновской печи.	
Практическая работа № 7.	<b>42</b>
7 Расчет материального баланса мартеновской плавки.	
Практическая работа № 8.	<b>59</b>
Расчет теплового баланса мартеновской плавки	
Практическая работа № 9.	<b>66</b>
Расчет раскисления стали.	
Практическая работа № 10.	<b>68</b>
Расчет материального баланса плавки в ДСА	
Практическая работа № 11	<b>83</b>
Расчет теплового баланса плавки в ДСА	
Практическая работа №12.	<b>86</b>
Расчет необходимого цехового оборудования мартеновского цеха	
Практическая работа № 13.	<b>91</b>
Расчёт параметров дуговой печи..	
Практическая работа № 14.	<b>107</b>
Расчет изложницы.	
Практическая работа №15.	<b>113</b>
Расчет температуры ликвидус и солидус.	

## ВВЕДЕНИЕ

Металлургическая промышленность является основой развития машиностроения. Современная черная металлургия составляет материальную базу всего комплекса тяжелой индустрии страны. Черная металлургия влияет на развитие всех отраслей хозяйства, является главным потребителем топлива, электроэнергии и воды. Она охватывает добычу, обогащение и агломерацию железных, марганцевых и хромитовых руд, производство чугуна, доменных ферросплавов, стали и проката, огнеупоров, металлов промышленного значения, добыча вспомогательных материалов.

Черная металлургия с новым техническим циклом производства является важным фактором создания промышленных и экономических районов. Металлургия стимулирует развитие добычи железной руды и каменного угля.

Характерным для черной металлургии является высокий уровень концентрации производства: 98% чугуна и 97% стали производится на предприятиях с годовым выходом более 1 млн. тонн. Современный уровень развития черной металлургии обеспечивает собственные потребности страны, а также потребность ряда стран Европы и Америки. Диапазон производства готовой продукции достаточно широк и удовлетворяет в основном все потребности машиностроения .

## Практическая работа № 1

**Тема: Расчет основных размеров и параметров кислородного конвертера.**

Цель: Приобретение навыков решения практических задач и умение анализировать предусмотренные результаты.

### теоретическое обоснование

Размеры конвертера влияют на многие показатели процесса и есть заранее всего, обеспечить без выбросов металла везде горловину, по сколько уменьшают выход годной стали и требуют периодических остановок конвертера. Целью удаления настилей металла с горловины и входной части котла-утилизатора. Основные параметры, яки признают возможность работы конвертера беи выбросов - это удельный объем (объем рабочей полости, которая поступает на 1 т жидкой стали,  $\text{м}^3 / \text{т}$  и отношение высоты рабочего пространства (от среза горловины до центра днища) к его внутреннего диаметра  $H_1 : D_v$  (величина  $D_v$  выбирается от сады).

Для ранее построенных конвертеров характерно их колебания в широких пределах: удельного объема - от 0,5 до 1,5  $\text{м}^3 / \text{т}$ ; величины  $H_1 : D_v$  от 2,1 до 1,17. Удельный объем должен находиться в оптимальных пределах. Как он недостаточен, то во время продувки возникают выбросы металла и шлака, которые вспенивающимися. При этом нижний допустимый предел удельного объема зависит от параметров дутьевого режима: чем выше интенсивность подачи кислорода и чем меньше количество сопел в фурму, тем больше должен быть удельный объем. Вместе с тем, как что удельный объем очень большой, тогда несправедливо растут габариты конвертера и высота конверторного цеха, а также теплопотери и затраты огнеупоров для кладки футеровки.

При снижении величины  $H_1 : D_v$  стенки конвертера виддаляются от высокотемпературной зоны, что способствует повышению их устойчивости; растет также площадь контакта со шлаком, что облегчает удаление в шлак фосфора и серы. Вместе с этим при очень большом понижении отношение  $H_1 : D_v$ , то есть снижению высоты конвертера, начинаются выбросы. Но и повышение  $H_1 : D_v$  сверху оптимальной величины не рекомендуется, так как это требует повышения высоты сооружения цеха.

В последние годы диаметр горловины  $D$ , конвертеров емкостью от 50 до 400 т изменяется от 1,0 до 4,1 м (обычно возрастает при повышении емкости конвертера, так как при этом увеличивается количество догруженный лома). При выборе величины  $D$  г стального лома учитывают то, что горловина больших розмирив позволяет выполнять завалку стального лома в одно приемов. Вместе с тем, при повышении  $D$  г растут теплопотери и несколько возрастает содержание азота в стали, потому что везде большую горловину должна быть больше, чем это необходимо для загрузки шихты.  $D_r = (0,4-0,63) D_v$ .

От углу наклона стенок горловины к вертикали ( $\alpha$ ) зависит устойчивости футеровки горловины. С повышением емкости угол  $\alpha$  растет. Диаметр сталевыпускного отверстия  $d_{отв}$  обычно колеблется в пределах 100- 190 мм [1].

Во время выполнения работы необходимо:

1. Расположить высоту рабочего процесса  $H_1$ .
2. Рассчитать диаметр горловины  $D_r$ .

3. Расчетными размерами соответственно варианту задания (рисунок 1)
4. Нарисовать профиль конвертера.
5. Рассчитать высоту рабочего пространства  $H_1$ .
6. Рассчитать диаметр горловины  $D_g$
7. Рассчитать высоту горловины  $H_g$
8.  $H_g = ((D_v - D_g) / 2) \times \operatorname{tg} \alpha$
9. На рисунке 1 показан профиль конвертера с буквенными обозначениями главных размеров.

Пример: расчет кислородного конвертера емкостью 300т.

Определение главных размеров конвертера.

Таблица -Исходные данные.

Садка конвертера, м	Диаметр, $D_v$ , м	Отношение $H_1/D_v$	Отношение $D_g/D_v$
300	6,5	1,7	0,52

Определяем высоту рабочего пространства конвертера:

$$H_1 = 1,7 \times D_v, \text{ м,}$$

где  $D_v$  - внутренний диаметр конвертера

$$H_1 = 1,7 \times 6,5 = 11,05$$

По данному отношению  $D_g / D_v = 0,52$  определяем диаметр горловины:

$$D_g = 0,52 \times D_v, \text{ м}$$

$$D_g = 0,52 \times 6,5 = 3,38$$

Определяем высоту горловины по формуле:

$$H_g = \frac{D_v - D_g}{2} \times \operatorname{tg} \alpha ;$$

где  $\alpha$  угол наклона к вертикали, в конвертерах средней и великой емкости колеблется в пределах 53-75°.

Принимаем  $\alpha = 60^\circ$ ;

$$\operatorname{tg} \alpha = 1,7315;$$

$$\text{тогда } H_g = \frac{6,5 - 3,38}{2} \times 1,7315 = 2,7011 \text{ м}$$

Определяем объем жидкого металла:

$$V_{\text{мет}} = 0,145 \times Q_{\text{ф}}, \text{ м}$$

где 0,145 – удельный объем металла,  $\text{м}^3/\text{т}$

300 – садка конвертера,

$$\text{Тогда } V_{\text{мет}} = 0,145 \times 300 = 43,5 \text{ м}^3$$

Рассчитываем общую глубину металлической ванны.

Днище конвертера устраивается немного изогнутым с целью повышения его устойчивости. Металл в спокойном состоянии вмещивается в шаровом сегменте цилиндрической части конвертера, то есть:

$$V_{\text{мет}} = V_{\text{шс}} + V_{\text{шс}}, \text{ м}^3$$

Объем шарового сегмента определяется по формуле

$$: V_{\text{шс}} = \frac{1}{6} \pi \times h_{\text{шс}} \times \left[ 3 \times \left( \frac{D_v}{2} \right)^2 + h_{\text{шс}}^2 \right], \text{ м}^3$$

где  $h_{\text{шс}} = 0,40$  принятая высота шарового сегмента, высота шарового сегмента

обычно составляет 0,3-0,5м

$$\text{тогда } V_{\text{шл}} = \frac{1}{6} \times 3,14 \times 0,4 \times (3 \times \left(\frac{6,5}{2}\right)^2 + 0,4^2) = 6,66$$

Объем цилиндрической части конвертера, содержащий металл, равна:

$$V_{\text{цч}} = \pi \times \left(\frac{D_6}{2}\right)^2 \times h_{\text{цч}},$$

$$V_{\text{цч}} = 3,14 \times \left(\frac{6,5}{2}\right)^2 \times h_{\text{цч}} = 33,166 \times h_{\text{цч}}$$

Определяем высоту металла, который расположен в цилиндрической части конвертера по формуле

$$43,5 = 6,66 + 33,1663 h_{\text{цч}}$$

$$43,5 - 6,66 = 33,1663 h_{\text{цч}}$$

$$36,84 = 33,1663 h_{\text{цч}}$$

$$h_{\text{цч}} = 1,11$$

Рассчитываем высоту слоя шлака по формуле:

$$h_{\text{шл}} = \frac{Q_k G_{\text{шл}}}{\rho \times \pi \times \left(\frac{D_6}{2}\right)^2}, \text{ м}$$

где  $G_{\text{шл}}$  – количество шлака, %.

Принимаем  $G_{\text{шл}} = 10\%$

$\rho$  – плотность шлака,  $\text{кг/м}^3$ .

Принимаем  $\rho = 3000 \text{ кг/м}^3$ .

$$\text{Тогда } h_{\text{шл}} = \frac{300000 \times 0,1}{3000 \times 3,14 \times \left(\frac{6,5}{2}\right)^2} = 0,3$$

Общая высота ванны в спокойном состоянии:

$$h_{\text{в}} = h_{\text{мет}} + h_{\text{шл}}, \text{ м}$$

$$h_{\text{в}} = 1,11 + 0,3 = 1,410$$

Высота цилиндрической части конвертера равна:

$$H_{\text{цч}} = H_1 - H_{\text{г}} - h_{\text{шс}}, \text{ м}$$

$$H_{\text{цч}} = 11,05 - 2,7011 - 0,4 = 7,949$$

Определяем толщину футеровки конвертера

Толщина футеровки в цилиндрической части ( $t_{\text{ц}}$ ) обычно составляет 650 - 1000 мм в зависимости от емкости конвертера:

Емкости конвертера	( $t_{\text{ц}}$ ), мм
50	650
100-130	780-830
150	870
200-250	890-930
300-400	830-1000

Принимаем  $t_{\text{ц}} = 915 \text{ мм}$

Толщина футеровки в конической части  $S_{\text{к}}$  принимается на 125 - 179 мм и менее, чем в цилиндрической.  $915 - 150 = 765$  Принимаем  $t_{\text{к}} = 765 \text{ мм}$ .

Толщина футеровки днища  $t_{\text{д}}$  принимается на 110 - 125 мм больше цилиндрической части.  $915 + 115 = 1030$ , принимаем  $t_{\text{д}} = 1030 \text{ мм}$

Определяем наружные размеры конвертера.

Внешний диаметр конвертера

$$D = D_v + 2t_c + 2\delta_c$$

где  $\delta$  – толщина кожуха цилиндрической части, обычно составляет 60-100мм.

принимая  $\delta_c = 70$  мм

$$\text{Тогда } D = 6.5 + 2 \times 0,915 + 2 \times 0,07 = 8,47 \text{ м}$$

Общая высота конвертера

$$H = H_1 + t_{дн} + \delta_{дн}, \text{ м}$$

где  $\delta_d$  – толщина кожуха днища конвертера, обычно составляет 50-70мм.

принимая  $\delta_d = 70$  мм

$$H = 11,05 + 0,915 + 0,07 = 12,035$$

Расстояние от уровня спокойной ванны до среза горловины:

$$H_2 = H_1 - h_v, \text{ м}$$

$$H_2 = 11,05 - 1,410 = 9,64 \text{ м}$$

Диаметр стали выпускного отверстия  $d_{отв}$  обычно колеблется в пределах 100 - 250 мм в зависимости от емкости конвертера.

принимая  $d_{отв} = 200$  мм.

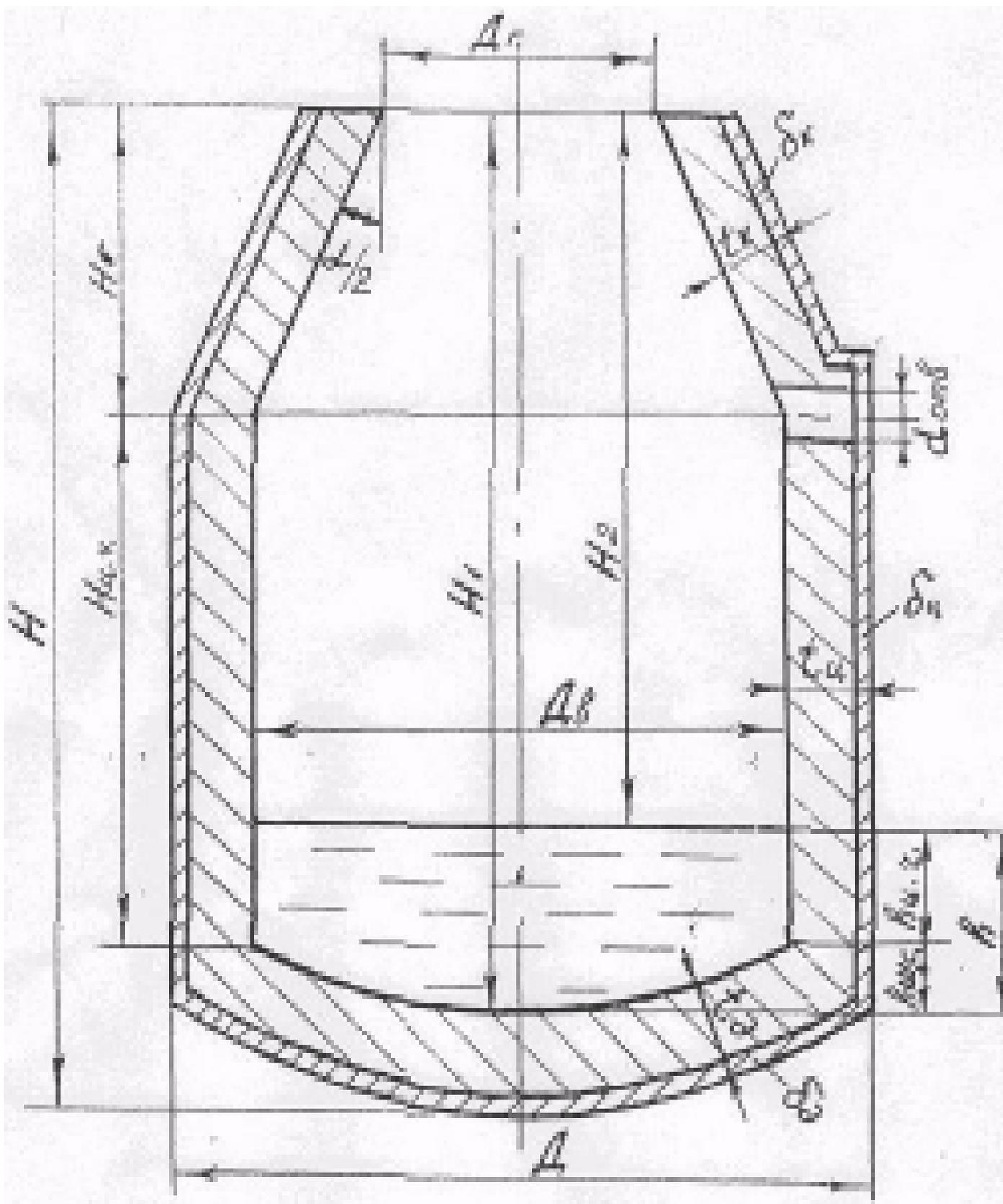


Рисунок 1-Основные геометрические размеры кислородного конвертора.

Приложение 1 для выполнения расчета основных размеров конвертера

Вариант	Садка конверт ора, т	Диаметр, Дв .м	Отношение Н <sub>1</sub> / Дв	Отношение Дг / Дв
1	100	4,2	1,4	0,4
2	130	4,3	1,45	0,42
3	200	5,5	1,55	0,46
4	250	6,2	1,6	0,48
5	275	6,4	1,65	0,5
6	300	6,5	1,7	0,52
7	350	7	1,75	0,6
8	400	7,1	1,8	0,61
9	450	7,6	1,8	0,63
10	400	7,2	1,8	0,61
11	350	7,1	1,8	0,6
12	300	6,7	1,75	0,52
13	250	6,3	1,6	0,48
14	200	5,8	1,55	0,44
15	130	4,9	1,45	0,44
16	100	4,3	1,43	0,44
17	50	3,4	1,41	0,42
18	100	4,4	1,42	0,42
19	200	5,6	1,43	0,44
20	250	5,9	1,44	0,55
21	275	6,3	1,63	0,49
22	300	6,6	1,67	0,53
23	350	7,2	1,71	0,57
24	400	7,4	1,75	0,58
25	450	7,5	1,77	0,61

## Практическая работа №2

**Тема: Расчет материального баланса кислородно-конвертерной плавки.**

Цель работы: Научиться рассчитывать материальный баланс кислородно-конвертерной плавки.

При продувке жидкого чугуна технически чистым кислородом сверху применяются три основных способа охлаждения операции (плавки):

1) Охлаждение твердыми окислителями (железной рудой, окалины, агломераты и т.д.).

2) Охлаждение стальным скрапом.

3) Охлаждение стальным скрапом с добавкой небольшого количества твердого окислителя (1-2% от массы чугуна) для ускорения процесса шлакообразования и корректировки температуры металла по ходу продувки.

В современных большегрузных кислородных конвертерах чаши применяется третий способ охлаждения плавки.

Настоящий примерный расчет материального баланса кислородно-конвертерной плавки составленный для случая работы с применением для охлаждения операции стального скрапа с небольшими добавками твердого окислителя (железной руды) и предназначен в качестве учебного пособия при выполнении курсовых и дипломных работ.

Расчет кислородно-конвертерной плавки с охлаждением операции скрап и рудой

Исходные данные

Таблица №1 - Химический состав чугуна, скрапа, металла перед раскисления и готовой стали 3 сп%

Наименование материала	C	Si	Mn	P	S
Чугун передельный 80%	4,12	0,67	1,58	0,13	0,05
Скрап 20%	0,17	0,23	0,46	0,03	0,04
Металл перед раскислением	0,15	0	0,18	0,01	0,03
готовая сталь	0,14 - 0,22	0,12 - 0,30	0,40 - 0,65	н.б.0,04	н.б.0,05

Таблица 2 - Химический состав известь, плавикового шпата, железной руды и футеровки%

Наименование материала	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaF <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	
Известь	2,0	91,0	1,0	1,5	-	-	0,5	4,0
плавиковый шпат	4,2	2,1	-	0,8	-	89,4	-	3,5
Железная руда	7,1	1,0	0,2	4,6	86,0	-	1,1	-
Смолодоломитовый кирпич	2,0	58,0	36,5	1,5	2,0	-	-	-

Расход чугуна составляет 80% от массы металлической шихты, расход скрапа - 20%.

Расход железной руды для ускорения шлакообразования и корректировки температуры металла - 1,5% от массы металл в шихты (обычно составляет 1-2%).

Температура чугуна при заливке в конвертер 1315 ° С.

Температура стали перед выпуском 1610 ° С.

Расчет ведем на 100 кг металлошихты (чугун + скрап). Определяем средний состав металлической шихты%

Для чугуна

$$C \ 80/100 \times 4,12 = 3,296$$

$$Mn \ 80/100 \times 1,58 = 1,284$$

$$Si \ 80/100 \times 0,67 = 0,536$$

$$P \ 80/100 \times 0,13 = 0,104$$

$$S \ 80/100 \times 0,05 = 0,040 \text{ эти данные внесем в таблицу 3}$$

Для скрапа

$$C \ 20/100 \times 0,17 = 0,034$$

$$Mn \ 20/100 \times 0,46 = 0,092$$

$$Si \ 20/100 \times 0,23 = 0,046$$

$$P \ 20/100 \times 0,03 = 0,006$$

$$S \ 20/100 \times 0,04 = 0,008 \text{ эти данные внесем в таблицу 3}$$

Таблица 3 - Определяем средний состав металлической шихты, кг.

	C	Mn	Si	p	s
Чугун	3,296	1,264	0,536	0,104	0,040
Скрап	0,034	0,092	0,046	0,006	0,008
Средний состав	3,380	1,356	0,582	0,110	<b>0,048</b>

Определяем сколько удаляется примесей на 100кг металла, кг

$$C \ 3,330 - 0,15 \times 0,9 = 3,195$$

$$Mn \ 1,356 - 0,18 \times 0,9 = 1,194$$

$$Si \ 0,582$$

$$P \ 0,110 - 0,01 \times 0,9 = 0,101$$

$$S \ 0,048 - 0,08 \times 0,9 = 0,021$$

$$Fe \text{ (в дым)} \ 1,2$$

---


$$\text{угар примесей} \ 6,293$$

Выход стали принимаем равным 0,9.

Потери железа испарением обычно составляют 0,8 - 1,6%.

Принимаем 1,2%

Принимаем, что при продувке ванны кислородом 10% S выгорает до SO<sub>2</sub>, то есть окисляется:

$$0,048/10 = 0,0048 = 0,005 \text{ кг серы}$$

Расход кислорода на окисление примесей составляет, кг:

$$C - CO_2 \ 3,195 \times 0,1 \times 32/12 = 0,850$$

$$C - CO \ 3,195 \times 0,9 \times 16/12 = 3,834$$

$$Si - SiO_2 \ 0,582 \times 32/28 = 0,665$$

$$Mn - MnO \ 1,194 \times 16/55 = 0,347$$

$$S - SO_2 \ 0,005 \times 32/32 = 0,005$$



$$\text{Известь } x / 100 \times 1,0 = 0,01x$$

---


$$\text{Всего } 0,4045 + 0,01x$$

Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в конечном шлака, вносится материалами, кг

$$\text{Футеровки } 1,1 / 100 \times 1,5 = 0,016$$

$$\text{Железной руды } 1,5 / 100 \times 4,6 = 0,069$$

$$\text{Известь } x / 100 \times 1,5 = 0,015x$$

$$\text{Плавиковый шпат } 0,3 / 100 \times 0,8 = 0,002$$

---


$$\text{Всего } 0,0879 + 0,015x$$

Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в конечном шлака, вносится материалами, кг

$$\text{Футеровки } 1,5 / 100 \times 86,0 = 1,29$$

$$\text{Железной руды } 1,1 / 100 \times 2,0 = 0,022$$

---


$$\text{Всего } 1,312$$

CaF<sub>2</sub> в конечном шлака, вносится материалами, кг

$$\text{Плавиковый шпат } 0,3 / 100 \times 89,4 = 0,2682$$

Вместо CaO и SiO<sub>2</sub> подставляем их значения и определяем расход извести

$$0,659 + 0,91x = 3,2 (1,388 + 0,02x)$$

$$0,659 + 0,91x = 4,4416 + 0,064x$$

$$0,659 - 4,416 = 0,064x - 0,91x$$

$$-3,7826 = -0,846 X$$

$$X = -3,7826 / -0,846$$

$$X = 4,47$$

Металлическая шихта, железная руда, плавиковый шпат, известь и футеровки вносят в шлак, кг (таблица 4)

Таблица 4 - составляющие шлака, кг

	Материалы					Всего
	Мет шихта	Железная руда	Футеровка	Плавиков. шпат	Известь / X /	
SiO <sub>2</sub>	1,247	0,106	0,022	0,013	0,069	1,477
CaO	-	0,015	0,638	0,006	4,068	4,727
MgO	1,382	0,003	0,402	-	0,045	0,450
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	0,069	0,016	0,002	0,067	0,154
S	0,016	-	-	-	-	0,016
MnO	1,541	-	-	-	-	1,541
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,231	-	-	-	-	0,231
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	1,29	0,022	-	-	1,312
CaF <sub>2</sub>	-	-	-	0,268	-	0,268
Σ	3,035	1,483	1,100	0,289	4,289	10,176

В извести содержится

$$4,47 / 100 \times 0,5 = 0,022 \text{ кг H}_2\text{O}$$

$$4,47 / 100 \times 4,0 = 0,179 \text{ кг CO}_2$$

Плавиковый шпат содержит

$$0,3 / 100 \times 3,5 = 0,011 \text{ CO}_2$$

Железняк содержит

$$1,5 / 100 \times 1,1 = 0,016 \text{ кгH}_2\text{O}$$

Масса шлака без оксидов железа составляет, кг

$$10,176 - 1,312 = 8,864$$

В зависимости от режима продувки, основности конечного шлака и содержания "С" в металле в конце продувки плавки отношение FeO (в%) в Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (в%) в шлаке обычно колеблется в пределах 1,5 - 3,0.

Принимаем содержание оксидов железа в шлаке 12% FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 5%, (при верхнем дутье) тогда масса оксидов шлака без FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> будет составлять 83%.

Принимаем содержание оксидов железа в шлаке 7% FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 4% (при комбинированном), тогда масса оксидов шлака без FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> будет составлять 89%.

Масса шлака равная, кг  $8,864 / 83 \times 100 = 10,679$

Рассчитываем химический состав конечного шлака, кг

$$\% \text{SiO}_2 \quad 1,477 / 10,679 \times 100 = 13,83$$

$$\% \text{CaO} \quad 4,727 / 10,679 \times 100 = 44,26$$

$$\% \text{MgO} \quad 0,450 / 10,679 \times 100 = 4,21$$

$$\% \text{Al}_2\text{O}_3 \quad 0,154 / 10,679 \times 100 = 1,44$$

$$\% \text{S} \quad 0,016 / 10,679 \times 100 = 0,15$$

$$\% \text{MnO} \quad 1,541 / 10,679 \times 100 = 14,43$$

$$\% \text{P}_2\text{O}_5 \quad 0,231 / 10,679 \times 100 = 2,17$$

$$\% \text{CaF}_2 \quad 0,268 / 10,679 \times 100 = 2,51$$

$$\% \text{FeO} \quad \mathbf{12,00}$$

$$\% \text{Fe}_2\text{O}_3 \quad \mathbf{5,00}$$

-----  
Всего 100

Таблица 5- Хим. состав конечного шлака, %

SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	S	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	CaF <sub>2</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Σ
13,83	44,26	4,21	1,44	0,15	14,43	2,17	2,51	<b>12</b>	<b>5</b>	100

Фактическая основность конечного шлака

$$\frac{\% \text{CaO}}{\% \text{SiO}_2} = \frac{44,26}{13,83} = 3,2$$

то есть соответствует заданной (допустим на ±0,05)

Масса оксидов железа составляет

$$10,679 - 8,864 = 1,815 \text{ кг, в том числе}$$

$$\text{FeO} = 10,679 / 100 \times 12 = 1,281$$

и

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 1,815 - 1,281 = 0,534$$

Принимаем, что 90% вносится рудой и футеровкой Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> восстанавливается до железа, а 10% - до FeO

Восстановление Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> до железа дает, кг

$$\text{а) кислорода} \quad 1,312 \times 0,9 \times 48/160 = 0,354$$

$$\text{б) железа} \quad 1,312 \times 0,9 - 0,354 = 0,827$$

Восстановление Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> до FeO дает, кг

$$\text{а) кислорода} \quad 1,312 \times 0,1 \times 16/160 = 0,013$$

$$б) \text{FeO} \quad 1,312 \times 0,1 - 0,013 = 0,118$$

Это количество FeO поступает в шлак.

В результате окисления железа образуется, кг

$$\text{FeO} \quad 1,281 - 0,118 = 1,163$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \quad 0,534$$

$$\text{Всего} \quad 1,697$$

Окисляется железа, кг

$$(1,163 \times 56/72) + (0,534 \times 112/160) = 0,904 + 0,374 = 1,278$$

Потери железа в виде корочек металла запутались в шлаке (колеблется в пределах 6 - 10% от массы шлака). (колеблется в пределах 5- 6% от массы шлака при **комбинированном дутье**). Принимаем 8%, тогда потери составят:

$$10,679 / 100 \times 8 = 0,85$$

Выход стали ровный, кг

$$100 + 0,827 - 6,293 - 1,278 - 1,0 - 0,85 = 91,406$$

где 1,0 - потери металла с выбросами (колеблется в пределах 0,5 - 1,1% от массы металлошихты)

6,293 - угар примесей;

1,278 - окисляется железа

0,85- потери железа в виде корочек металла

0,827- восстановления  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  к железу

Потребуется кислорода на окисление железа, кг

$$1,697 - 1,278 = 0,419$$

Всего потребуется кислорода на окисление примесей и железа, кг

$$6,337 + 0,419 - (0,354 + 0,013) = 6,389$$

Принимаем технический кислород содержащий 99,5%  $\text{O}_2$  и 0,5%  $\text{N}_2$

Потребуется технического кислорода при 95% усвоении, м<sup>3</sup>

$$\frac{6,389 \times 22,4}{0,995 \times 0,95 \times 32} = 4,731$$

Количество неосвоенного кислорода равна  $4,731 \times 0,05 = 0,237 \text{ м}^3$  или

$$0,237 \times 32 / 22,4 = 0,338 \text{ кг}$$

Количество азота равна  $4,731 \times 0,005 = 0,024 \text{ м}^3$  или

$$0,024 \times 28 / 22,4 = 0,030 \text{ кг}$$

Масса технического кислорода равна, кг  $6,389 + 0,338 + 0,030 = 6,757$

Таблица 6 Состав и количество газов

Составляющие	Кг	М <sup>3</sup>	%
1	2	3	4
CO <sub>2</sub>	$1,169 + 0,179 + 0,011 = 1,359$	0,692	10,86
CO	6,710	5,368	84,27
H <sub>2</sub> O	$0,022 + 0,016 = 0,038$	0,047	0,74
O <sub>2</sub>	0,338	0,236	3,70
N <sub>2</sub>	0,030	0,024	0,38
SO <sub>2</sub>	0,010	0,003	0,05
Всего	8,485	6,370	100

Для расчета колонке м<sup>3</sup> таблицы 6 необходимо:

$$\text{CO}_2 \quad 1,359 \times 22,4 / 44 = 0,692$$

$$\text{CO} \quad 6,710 \times 22,4 / 28 = 5,368$$

H <sub>2</sub> O	$0,038 \times 22,4 / 18 = 0,047$
O <sub>2</sub>	$0,338 \times 22,4 / 32 = 0,236$
N <sub>2</sub>	$0,030 \times 22,4 / 28 = 0,024$
SO <sub>2</sub>	$0,010 \times 22,4 / 64 = 0,003$

Для расчета столбика, % таблицы 6 необходимо:

CO <sub>2</sub>	$0,692 \times 100 / 6.37 = 10,86$
CO	$5,368 \times 100 / 6.37 = 84,27$
H <sub>2</sub> O	$0,047 \times 100 / 6.37 = 0,74$
O <sub>2</sub>	$0,236 \times 100 / 6.37 = 3,7$
N <sub>2</sub>	$0,024 \times 100 / 6.37 = 0,38$
SO <sub>2</sub>	$0,003 \times 100 / 6.37 = 0,05$

Таблица 7-Материальный баланс плавки

Поступило, кг		%	Получили, кг		%
Чугуна	80,00	70,09	Стали	91,406	80,09
Скрапа	20,00	17,53	Корольков	0,850	0,74
Железняка	1,500	1,314	металл в выкидах	1,000	0,88
Плавикового шпата	0,300	0,263	Шлака	10,679	9,36
Извести	4,47	3,92	Газов	8,485	7,43
Футеровки	1,100	0,96	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (в дым)	1,714	2,57
Техн.. кислорода	6,757	5,92			
Всего	114,127	100	Всего	114,134	100

Невязка  $= \frac{114,243 - 114,127}{114,243} \times 100 = 0,010$  что в пределах допустимого.

Допустимо до 0,20%

Данные для расчета материального баланса конвертерной плавки **приложение 2**

Вариант	доля	Содержание чугуна,%		Содержание скрапа,%
---------	------	---------------------	--	---------------------

	чугуна	C	Mn	Si	S	P	доля скрапа	C	Mn	Si	S	P
1	75	4,10	1,56	0,7	0,13	0,05	25	0,20	0,42	0,23	0,04	0,03
2	74	4,11	1,55	0,71	0,14	0,05	26	0,21	0,44	0,22	0,04	0,03
3	73	4,09	1,53	0,72	0,14	0,06	27	0,22	0,44	0,22	0,04	0,03
4	72	4,09	1,48	0,73	0,13	0,06	28	0,20	0,43	0,23	0,04	0,03
5	71	4,12	1,54	0,74	0,14	0,05	29	0,16	0,44	0,24	0,04	0,03
6	70	4,11	1,55	0,65	0,13	0,06	30	0,19	0,45	0,25	0,04	0,03
7	69	4,09	1,56	0,66	0,13	0,05	31	0,19	0,46	0,26	0,04	0,03
8	68	4,14	1,56	0,69	0,13	0,06	32	0,17	0,47	0,24	0,04	0,03
9	65	4,13	1,58	0,68	0,12	0,05	35	0,18	0,48	0,24	0,04	0,03
10	75	4,12	1,59	0,69	0,13	0,06	25	0,19	0,49	0,23	0,04	0,03
11	74	4,12	1,55	0,65	0,13	0,05	26	0,18	0,50	0,25	0,03	0,03
12	73	4,13	1,56	0,71	0,12	0,05	27	0,16	0,51	0,24	0,03	0,03
13	72	4,12	1,57	0,69	0,13	0,05	28	0,19	0,52	0,22	0,03	0,03
14	71	4,12	1,57	0,68	0,13	0,06	29	0,19	0,53	0,23	0,03	0,03
15	70	4,12	1,57	0,65	0,12	0,05	30	0,19	0,49	0,24	0,03	0,03
16	69	4,13	1,58	0,66	0,13	0,05	31	0,17	0,44	0,21	0,04	0,03
17	68	4,13	1,49	0,66	0,13	0,06	32	0,18	0,45	0,22	0,04	0,03
18	65	4,14	1,60	0,67	0,12	0,05	35	0,18	0,44	0,23	0,04	0,03
19	75	4,14	1,58	0,68	0,13	0,05	25	0,18	0,44	0,23	0,04	0,03
20	74	4,15	1,56	0,69	0,13	0,05	26	0,19	0,45	0,25	0,04	0,03
21	73	4,15	1,55	0,69	0,12	0,05	27	0,18	0,45	0,23	0,04	0,04
22	72	4,16	1,55	0,68	0,13	0,06	28	0,18	0,46	0,23	0,041	0,04
23	71	4,16	1,60	0,66	0,12	0,05	29	0,18	0,46	0,22	0,042	0,04
24	70	4,17	1,55	0,67	0,13	0,05	30	0,17	0,46	0,23	0,043	0,04
25	69	4,15	1,55	0,68	0,13	0,06	31	0,18	0,46	0,24	0,044	0,04

### Химический состав стали

Вариант	Марка стали	Массовое содержание элементов в готовой стали				
		С	Mn	Si	S	P
					не более	не более
1	ЗСП	0,14- 0,20	0,40-0,65	0,15-0,30	0,050	0,040
2	5сп	0,28-0,37	0,50-0,80	0,20-0,40	0,050	0,040
3	10	0,07-0,1 4	0,35-0,65	0,17-0,37	0,040	0,035
4	20	0,17-0,24	0,35-0,65	0,17-0,37	0,040	0,035
5	A515-6	0,14-0,21	0,60-0,90	0,15-0,40	0,035	0,035
6	A36	0,15-0,20	0,85-1,15	0,17-0,37	0,040	0,040
7	St 37-2	0,12-0,17	0,40-0,60	0,15-0,30	0,035	0,035
8	St44-2	0,15-0,20	0,40-0,60	0,10 0,25	0,040	0,040
9	15Г	0,12-0,19	0,70-1,00	0,17-0,37	0,035	0,035
10	St 52-3	0,15-0,20	1,2-1,60	0,35-0,55	0,030	0,035
11	17ГС	0,14-0,20	1,00-1,40	0,40-0,60	0,030	0,030
12	A	0,17-0,21	0,40-1,00	0,15-0,30	0,040	0,040
13	E	0,13-0,18	0,70-1 , 40	0,15-0,30	0,040	0,040
14	D40	0,12-0,18	0,90-1,60	0,15-0,30	0,035	0,035
15	A 572-50	0,14-0,20	0,85-1,25	0,15-0,40	0,050	0,040
16	A 516-55	0,12-0,18	0,60-0,90	0,15-0,40	0,035	0,035
17	A 516-70	0,14-0,22	0,85-1, 21	0,15-0,40	0,035	0,035
18	AB / EH	0,12- 0,18	1,20-1,60	0,17-0,50	0,040	0,040
19	A 572-65	0,14-0,23	0,90-1,30	0,15-0,40	0,050	0,040
20	A 572-60	0,14-0,25	0,90-1,30	0,15-0,40	0,050	0,040
21	A 572-42	0,14-0,20	0,85-1,25	0,15-0,40	0,050	0,040
22	LRA	0,14-0,22	0,30-0,60	0,17-0,37	0,030	0,040
23	Зпс	0,14-0,22	0,40-0,65	0,05-0,17	0,050	0,040
24	SS400	0,14-0,22	0,40-0,60	0,17-0,37	0,030	0,030
25	30	0,27-0,35	0,50-0,80	0,17-0,37	0,040	0,035

### Практическая работа № 3

**Тема: Расчет теплового баланса кислородно-конвертерной плавки.**

**Цель работы:** Научиться рассчитывать тепловой баланс кислородно-конвертерной плавки.

Настоящий примерный расчет теплового баланса кислородно-конвертерной плавки составленный для случая работы с применением для охлаждения операции стального скрапа с небольшими добавками твердого окислителя (железной руды) и предназначен в качестве учебного пособия при выполнении курсовых и дипломных работ.

#### Приход тепла

1. Физическое тепло чугуна, то есть чугуна поступающего в конвертер при температуре  $1315^{\circ}\text{C}$ , вносит

$$Q_1 = 80 [0,755 \times 1180 + 218 + 0,92 \times (1315-1180)] = 98648 \text{ кДж}$$

где 80 - количество (масса) чугуна в металлошихты, кг

0,755 - средняя теплоемкость твердого чугуна от  $0^{\circ}\text{C}$  до температуры плавления, кДж / кг  $\times$  град;

1180 - температура плавления чугуна,  $0^{\circ}\text{C}$  (в зависимости хим. состав колеблется в пределах  $1150-1200^{\circ}\text{C}$ )

218 - скрытая теплота плавления твердого чугуна, кДж / кг;

0,92 - средняя теплоемкость жидкого чугуна, кДж / кг  $\times$  град.

2. Тепло экзотермических реакций

$$\text{C} - \text{CO}_2 \quad 0,1 \times 34090 \times 3,195 = 10875$$

$$\text{C} - \text{CO} \quad 0,9 \times 10470 \times 3,195 = 30112$$

$$\text{Si} - \text{SiO}_2 \quad 31100 \times 0,582 = 18100$$

$$\text{Mn} - \text{MnO} \quad 7370 \times 1,194 = 8799$$

$$\text{P} - \text{P}_2\text{O}_5 \quad 25000 \times 0,101 = 2525$$

$$\text{S} - \text{SO} \quad 9280 \times 0,005 = 46$$

$$\text{Fe} - \text{Fe}_2\text{O}_3(\text{в шлаке}) \quad 7370 \times 0,374 = 2766$$

$$\text{Fe} - \text{FeO} \quad 4820 \times 0,904 = 4357$$

$$\text{Fe} - \text{Fe}_2\text{O}_3(\text{в дым}) \quad 7370 \times 1,200 = 8844$$

---

$$Q_2 = 86414 \text{ кДж}$$

где множитель - тепловые эффекты, отнесенные к 1 кг элемента окисляется, кДж / кг;

множитель - количество примесей чугуна, кг, что окисляются, кг.

3. Тепло шлакообразования

При формировании шлака в нем образуются соединения

$(\text{CaO})_2 \times \text{SiO}_2$  и  $(\text{CaO})_2 \times \text{P}_2\text{O}_5$  и выделяет тепло:

$$\text{SiO}_2 + 2\text{CaO} = (\text{CaO})_2 \times \text{SiO} \quad 2320 \times 1,247 = 2893$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 + 4\text{CaO} = (\text{CaO})_4 \times \text{P}_2\text{O}_5 \quad 4740 \times 0,231 = 1095$$

$$Q_3 = 3988 \text{ кДж}$$

где 2320 и 4740 - количество тепла от расхода 1 кг оксидов на образование соединения, кДж / кг;

1,247 и 0,231 - масса оксидов, образующихся кг

Приход тепла равной

$$Q_{\text{прих}} = Q_1 + Q_2 + Q_3$$

$$Q_{\text{прих}} = 98648 + 86414 + 3988 = 189050 \text{ кДж}$$

### Расход тепла

1. Физические тепло стали, то есть сталь нагретая до 1610°C относит тепло

$$Q_1 = 93,256 \times [0,70 \times 1527 + 272 + 0,84 \times (1610-1527)] = 131500 \text{ кДж}$$

где 86,686- масса жидкой стали, корольков и выбросов, кг

$$93,256 = 91,406 + 0,850 + 1,000$$

0,7 - средняя теплоемкость твердой стали, кДж / кг × град.

1 527 - температура плавления металла, С<sup>0</sup> определяется

$$1540-85 \times 0,15 = 1527$$

где 1540 - температура плавления чистого железа, °С;

85 - снижение температуры плавления на 1% углерода, С;

272 - скрытая теплота плавления твердой стали, кДж / кг × град

0,84- средняя теплоемкость жидкой стали, кДж / кг × град.

2. Физическое тепло шлака, то есть шлак относит тепло

$$Q_2 = 10,679 \times (1,2 \times 1610 + 210) = 22874 \text{ кДж}$$

где 10,679- масса шлака, кг

1,20 - теплоемкость шлака, кДж / кг × град .;

210 - теплота плавления шлака, кДж / кг × град.

3. Газы относят тепло при средней температуре равной 1500 °С (температура конверторных газов колеблется в пределах 1400 - 1700 °С и зависит от температуры металла за время продувки)

$$\text{CO}_2 \quad 3548 * 0,692 = 2456$$

$$\text{CO} \quad 2202 * 5,368 = 11820$$

$$\text{H}_2\text{O} \quad 2760 * 0,047 = 130$$

$$\text{O} \quad 2298 * 0,236 = 542$$

$$\text{N} \quad 2172 * 0,024 = 52$$

$$\text{SO} \quad 3548 * 0,003 = 11$$

---

$$Q_3 = 15010 \text{ кДж}$$

где множитель – теплосодержание 1м<sup>3</sup> газа при температуре 1500°C, кДж / м<sup>3</sup>;

множитель - количество отходящих газов, м<sup>3</sup>. / смотри таблицу 6, 3 столбик /

4. Тепло, относится частицами Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в дым

$$Q_4 = 1,714 (1.200 \times 1500 + 210) = 3445 \text{ кДж}$$

где - количество Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в дым.

5. Тепло, затрачиваемое на восстановление Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> руды и футеровки

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ до Fe} \quad (1,312 \times 0,9) \times 824\,000/160 = 6\,081$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ до FeO} \quad (1,312 \times 0,1) \times 290\,000/160 = 237$$

---

$$Q_5 = 6\,318 \text{ кДж}$$

где в скобках - количество того, что восстановилось Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> кДж / кмоль;

824000 и 290000-тепловой эффект реакций восстановлению, отнесенный к 1 кмоль

Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> кДж / кмоль;

160 - молекулярная масса.

6. Потери тепла (на нагрев футеровки, излучение через горловину конвертера и др.).

Эти потери составляют от 3 до 6% от прихода тепла, тогда принимаем величину потерь принимаем 4% от приход

$$Q_6 = Q_{\text{прих}} \times 0,04$$

$$Q_6 = 189050 \times 0,04 = 7562 \text{ кДж}$$

Расход тепла равна

$$Q_{\text{расходов}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5 + Q_6$$

$$Q_{\text{расходов}} = 131500 + 22874 + 15010 + 3445 + 6318 + 7562 = 186709 \text{ кДж}$$

$$\text{Избыток тепла равной} = 189050 - 186709 = 2341 \text{ кДж}$$

Таблица 1 - Тепловой баланс

Приход тепла кДж	кДж	%	Расход тепла кДж	кДж	%
Физ.тепло чугуна $Q_1$	98648	52,19	Физ .тепло стали, $Q_1$	131500	69,57
Тепло экз реакций $Q_2$	86414	45,70	Физ. тепло шлака, $Q_2$	22874	18,09
Тепло шлакообразований $Q_3$	3988	2,11	Газы относят тепло, $Q_3$	15010	7,94
			Тепло взаимо- отношений $Fe_2O_3$ , $Q_4$	3445	1,82
			Тепло восстан $Fe_2O_3$ , $Q_5$	6 318	3,34
			Потери тепла, $Q_6$	7562	4,00
			Избыток тепла	2341	1,24
Всего	189050	100	Всего	189050	100

Расчет количества скрапа для исправления операции

Корректирующий количество стального скрапа можно определить из следующего балансового уравнения

$$2341 = \Delta M_{\text{кр}} \times [0,70 \times 1527 + 285 + (1610 - 1527) \times 0,84],$$

где 2341 - избыток тепла на процессе, кДж;

1527 - Температура плавления скрапа, равная температуре плавления стали, °C;

285 - скрытая теплота плавления скрапа, кДж / кг;

0,84 - теплоемкость жидкого скрапа, кДж / кг × град

$$2341 = \Delta M_{\text{скр}} \times 1424$$

откуда  $\Delta M_{\text{кр}} = 1,64$  кг или 1,64 % от массы металлошихты.

Так что для получения заданной температуры в конце продувки плавки (в нашем случае 1610 °C) фактический расход скрапа и жидкого чугуна в металлошихты должны быть

$$\text{скрапа: } = \frac{20 \pm 1,64}{100 \pm 1,64} \times 100 = 21,3\%$$

- Чугун:  $100 - 21,3 = 78,7\%$

При недостатке тепла на процесс фактический расход скрапа в металлошихты уменьшается на соответствующую величину.

Задание для выполнения расчета теплового баланса

Вариант	Температура, ° С		Вариант	Температура, ° С	
	Чугун	Сталь		Чугун	сталь
1	1 315	1 600	14	1 315	1620
2	1310	1 590	15	1325	1620
3	1305	1 610	16	1 315	1615
4	1310	1620	17	1310	1620
5	1 315	1620	18	1305	1630
6	1 320	1630	19	1310	1620
7	1 315	1620	20	1 320	1625
8	1 320	1620	21	1 315	1 610
9	1 315	1625	22	1305	1 600
10	1 320	1630	23	1310	1 600
11	1310	1640	24	1 315	1 610
12	1 300	1620	25	1 320	1 600
13	1305	1620			

### Практическая работа № 4

**Тема: Расчет раскисления кислородно конвертерной плавки**

Цель работы: Научиться раскислить необходимую марку стали.

Раскисления всех марок стали проводятся в ковше при слива металла.

При выплавке кипящих марок стали, не содержащие в своем составе кремния, раскисления металла проводятся одними ферромарганцем. Раскисления спокойных марок стали проводится ферромарганцем и богатым ферросилицием или силикомарганца, а также присадке алюминия из расчета 0,035 - 0,120 кг на 100 кг металлошихты.

Таблица - Химический состав готовой стали и металла перед раскислением

Наименование	C	Si	Mn	P	S
Сталь	0,14-0,22	0,12-0,30	0,40-0,84	Не б. 0,04	Не б. 0,05
Металл перед раскислением	0,15	0	0,18	0,01	0,03

Таблица – угар элементов раскислителей:

Тип стали	Вариант раскисления	Содержание углерода в металле % С	Угар элементов %		
			С	Si	Mn
Кипящая	Ферромарганцем	до 0,10	20-25	60-70	25-30
		0,11 – 0,16	17-22	55-60	20-25
		0,17 и более	14-18	50-55	15-20
Спокойная	Ферромарганцем и богатим ферросилицием или силикомарганцем	до 0,10	17-22	25-30	20-25
		0,11 – 0,16	15-20	20-25	15-20
		0,17 и более	12-16	15-20	12-16

Таблица 2 - Химический состав раскислителей

Раскислители	Содержание элементов %					
	С	Si	Mn	P	Fe	Σ
Ферромарганец	6,5	1,1	74,8	0,30	17,3	100,0
Ферросилиций 45%	0,20	46,5	0,65	0,05	52,6	100,0
Силикомарганец	1,10	18,5	65,6	0,20	14,6	100,0

### 1. Расчет необходимого количества раскислителей

а) среднезаданное содержание элементов в готовой стали

$$[\%Si]_{cp} = \frac{[Si]_{min} + [Si]_{max}}{2} = \frac{0,12 + 0,30}{2} = 0,21\% \%$$

$$[\%Mn]_{cp} = \frac{[Mn]_{min} + [Mn]_{max}}{2} = \frac{0,40 + 0,65}{2} = 0,52\%$$

б) недополучает элементов к среднезаданному в готовой стали:

кремния:  $[\% Si] = [\% Si]_{cp} - [\% Si]_{к} = 0,21 - 0 = 0,21\%$

марганца:  $[\% Mn] = [\% Mn]_{cp} - [\% Mn]_{к} = 0,52 - 0,18 = 0,34\%$

необходимое количество раскислителей определяем по формуле

$$M_{раск} = \frac{\Delta[\%m] \times M_{мет}^k}{B} \times \frac{100}{100 - a},$$

$M_{раск}$  – количество исследуемого раскислителя, кг

$[\% m]$  - нехватка элемента к среднезаданному составу в готовой стали, %

$M_{мет}^k$  - количество жидкого металла в конце продувки плавки, кг

$a$  - угар элемента раскислителя в ковше при сливе %;

$B$  - содержание элемента в раскислителе %.

Принимаем угар элемента раскислителей С – 17 %; Si – 22%; Mn – 18%.

$$M_{FeMn} = \frac{0,34 \times 91,406}{74,8} \times \frac{100}{100 - 18} = 0,508 \text{ кг}$$

$$M_{FeSi} = \frac{0,21 \times 91,406}{46,5} \times \frac{100}{100 - 15} = 0,529 \text{ кг}$$

Таблица 3 - вносится в металл раскислителями

Элемент	Вносится ферромарганцем	Вносится ферросилицием	$M_{\text{раскис.}}$
C	$0,506 \times \frac{6,5}{100} \times \frac{100 - 17}{100} = 0,0273$	$0,529 \times \frac{0,2}{100} \times \frac{100 - 17}{100} = 0,0009$	0,0282
Si	$0,506 \times \frac{1,1}{100} \times \frac{100 - 22}{100} = 0,0043$	$0,529 \times \frac{46,5}{100} \times \frac{100 - 22}{100} = 0,1919$	0,1962
Mn	$0,506 \times \frac{74,8}{100} \times \frac{100 - 18}{100} = 0,3104$	$0,529 \times \frac{0,65}{100} \times \frac{100 - 18}{100} = 0,0028$	0,3132
P	$0,506 \times \frac{0,3}{100} = 0,0015$	$0,529 \times \frac{0,05}{100} = 0,0003$	0,0018
Fe	$0,506 \times \frac{17,3}{100} = 0,0875$	$0,529 \times \frac{52,6}{100} = 0,2782$	0,3657
$\Sigma$	0,4310	0,4741	0,9051

## 2. Выход жидкой стали после раскисления

Принимаем, что фосфор раскислитель полностью переходит в металл.

Выход жидкой стали в ковше равный:

$$M_{\text{ст}} = 91,406 + 0,9051 = 92,311 \text{ кг}$$

## 3. Содержание элементов в готовой стали определяется по формуле

$$[\%Э]_{\text{ст.}} = \frac{M_{\text{эл}}^{\text{к}} + M_{\text{эл}}^{\text{раскислителя}}}{M_{\text{ст}}} \times 100$$

$$[\%C]_{\text{cm}} = \frac{0,15 + 0,0282}{92,311} \times 100 = 0,19\%$$

$$[\%Si]_{\text{cm}} = \frac{0 + 0,1962}{92,311} \times 100 = 0,21\%$$

$$[\%Mn]_{\text{ст}} = \frac{0,18 + 0,3132}{92,311} \times 100 = 0,53\%$$

$$[\%P]_{\text{cm}} = \frac{0,010 + 0,0018}{92,311} \times 100 = 0,013\%$$

$$[\%S]_{\text{cm}} = \frac{0,030}{92,311} \times 100 = 0,032\%$$

## Практическая работа № 5

**Тема: «Расчет необходимого количества цехового оборудования конвертерного цеха»**

Цель работы:

1. Закрепить и углубить теоретические знания по разделу «Производства стали в кислородных конвертерах» программы предмета.
2. Научиться правильно рассчитывать основное и вспомогательное технологическое оборудование, обеспечивающее работу сталеплавильных агрегатов.
3. Использовать полученные знания и навыки при выполнении курсовых и дипломных проектов.

Выбор емкости конвертера и определение количества конвертеров на заданную производительность кислородно-конвертерного цеха.

#### Теоретическое обоснование:

Основное влияние на выбор емкости конвертера предоставляет, задана производительность цеха и принятый способ разливки стали (в изложницы или на МНЛЗ).

С увеличением емкости улучшаются технико-экономические показатели работы конвертеров: повышается производительность, снижается удельный расход огнеупоров и себестоимость стали. Кроме того, с увеличением емкости конвертера уменьшаются удельные тепловые потери, что позволяет повысить долю скрапа в металлошихты. Поэтому при прочих равных условиях следует отдать предпочтение установке конвертеров большей емкости.

Для цехов относительно небольшой производительности установка одного-двух крупных агрегатов, как правило, не рекомендуется, поскольку это приводит к недогрузке оборудования и осложнений в работе смежных цехов и отделений при остановке конвертеров на ремонт.

Вместимость кислородных конвертеров, действующих в настоящее время колеблется в пределах 50 - 400 т. В зависимости от способа разливки стали можно принимать следующие номинальные вместимости конвертеров:

- 130-150 и 250-300 т - при разливке в слитки и на МНЛЗ;
- 300-350 и 350-400 т - только при разливке на МНЛЗ.

При выборе емкости конвертера в зависимости от производительности цеха можно исходить из данных таблицы 1.

Таблица 1- Выбор емкости конвертеров

Продуктивность цеху, млн. тонн в год.	Рекомендуемые номинальные емкости конвертеров, т
От 2 до 4	130-160
От 3 до 5	250-300
От 4 до 6	300-350
От 5 и более	350-400

Рекомендуются следующие варианты работы конвертеров:

Таблица 2

Варианты	Количество конвертеров в цехе	Количество непрерывно работающих конвертеров	Количество конвертеров, находящихся в ремонте или ожидании
I	2	1	1
II	3	2	1
III	4	3	1

Емкость разливочных (заливочных) ковшей и грузоподъемность разливочных (заливочных) кранов увязывают с емкостью конвертеров (см. табл. 3).

### 1.2 Определение емкости и количества конвертеров

В проектируемом цехе с заданной производительностью 4,0 млн. т годных слитков в год принимаем конвертеры номинальной емкостью 150-180 т, работающие по второму варианту.

Количество непрерывно работающих конвертеров в цехе, обеспечивающих заданную производительность, определяется из следующей зависимости:

$$\eta_k^p = \frac{T_{ц}}{T_k},$$

где  $\eta_k^p$  – расчетное количество одновременно работающих конвертеров в цехе;

$T_{ц}$  – годовая производительность цеха, т годных слитков;

$T_k$  – годовая производительность одного работающего конвертера, т годных слитков.

Производительность кислородно-конвертерных цехов можно определить по формуле:

$$T = \frac{8760(100 - K)}{\tau_{пл.} \cdot 100} \times m \times Q_k$$

где  $T$  - годовая производительность конвертера, тонн;

8760 - количество часов в году, час;

$\tau_{пл.}$  - продолжительность плавки, час;

$K$  - количество простоев %;

$m$  - коэффициент выхода годных слитков с металлозавалки %;

$Q_k$  - ориентировочное посадки конвертера, тонн.

С помощью методической помощи определить емкость и количество конвертеров для цеха заданной производительности./

1.Емкость конвертера, т	<b>100</b>	<b>130</b>	<b>150</b>	<b>200</b>	<b>250</b>
2.Емкость разливочного (заливочного) ковша, т	110	140	175	220	280

3.Грузоподъемность разливочных (заливочных) кранов, т	140/32	180/50	225/63	280+100/16	380+100/16
4.Грузоподъемность кранов в ковшовом пролете, т	50/10	50/10	80/16	125/30	125/30

1.Емкость конвертера, т	<b>275</b>	<b>300</b>	<b>350</b>	<b>400</b>	<b>450</b>
2.Емкость разливочного (заливочного) ковша, т	300	330	385	430	480
3.Грузоподъемность разливочных (заливочных) кранов, т	400+100/16	450+100/16	500+100/16	560+100/16	630+100/16
4.Грузоподъемность кранов в ковшовом пролете, т	125/30	125/30	125/30	140/32	140/32

Выбор емкости конвертера и определение количества конвертеров.

Вместимость кислородных конвертеров, действующих в настоящее время колеблется в пределах 50-400 т. В зависимости от способа разлива стали можно принимать следующие номинальные вместимости конвертеров:

130-300 - при разливе в слитки и на МНЛЗ;

300-400 - только при разливе на МНЛЗ.

При выборе емкости конвертера в зависимости от производительности цеха можно исходить из данных таблицы 1.

Рекомендуется иметь в цехе от 2 до 4 конвертеров при постоянном нахождении в ремонте одного из общего количества конвертеров.

В проектируемом цехе с заданной производительностью 5,5 млн.т годных слитков в год принимаем 3 конвертера ориентировочной вместимостью 150 т.

Количество непрерывно работающих конвертеров в цехе определяется из следующей зависимости:

$$N_{\kappa}^p = \frac{T_n}{T_{\kappa}}$$

где  $N_{\kappa}^p$  - расчетное количество одновременно работающих конвертеров в цехе;

$T_n$  - годовая производительность цеха, т годных слитков

$T_{\kappa}$  - годовая производительность одного работающего конвертера, т годных слитков.

Количество простоев работающего конвертера (К) определяется длительностью капитальных ремонтов конвертера (обычно 1-2% календарного времени) и продолжительностью горячих простоев, связанных с ремонтом и сменой фурм, кессонов и т.д. (Обычно 2-3% календарного времени).

Принимаем:

- Простой на капитальных ремонтах - 1,4%;

- Горячие простои - 2,4%

---


$$K = 1,4 + 2,4 = 3,8\%$$

Продолжительность плавки состоит из продолжительности продувки и вспомогательных операций.

Продолжительность продувки зависит от интенсивности подачи кислорода (2-5 м<sup>3</sup> / т. мин) и составляет 12-25 мин.

Продолжительность вспомогательных операций определяется вместимостью конвертера и мощностью оборудования и составляет 15-30 мин.

В проектируемом цехе при интенсивности продувки 4-5 м<sup>3</sup> / т.минуту.

Принимаем общую продолжительность плавки равной 36 мин = 0,64 ч.

Коэффициент выхода годных слитков определяется выходом жидкой стали с металлозавалки и выхода годных слитков с жидкой стали. Выход годных слитков с жидкой стали зависит от принятого способа разливки стали и массы отливные слитков и составляет

при сифонной разливке в слитки массой до 7т - 0,96;

при сифонной разливке в слитки массой более 7т - 0,97 - 0,98;

при разливке сверху в слитки большой массы - 0,98 - 0,99.

Принимаем разливки сверху в крупные слитки с коэффициентом выхода годных слитков  $K = 0,98$ .

Коэффициент выхода годных слитков с металлозавалки:

$$m = 0,9231 \times 0,98 = 0,905$$

где 0,9231- выхода жидкой стали в ковше (берется из расчета выход жидкой стали).

Годовая производительность одного конвертера емкостью 150 т будет равна

$$T_k = \frac{8760(100 - 3,8)}{100 \times 0,6} \times 0,905 \times 150 = 1900000m$$

Нужно непрерывно работающих конверторов:

$$N_k^p = \frac{4000000}{1900000} = 2,11$$

Фактическая ёмкость конвертера составляет:

$$Q_\phi = 150 \cdot \frac{2,11}{2} = 158,2 = 160m, \text{ что находятся в пределах выбранной ёмкости } 150-$$

180т.

С учётом запаса принимаем 3 конвертера ёмкостью по 160т.

Масса плавки в жидкой стали составляет:

$$M_{ж.ст} = 160 \times 0,9234 = 147,7 \text{ т.}$$

Масса плавки в годных слитках составит

$$M_{сл.} = 147,7 \times 0,98 = 144,7 \text{ т.}$$

Годовое производство одного непрерывно работающего конвертера емкостью 200т

$$T_k = 1900000 \times \frac{160}{150} = 2000000m.$$

Максимальное количество плавов в сутки по цеху:

$$24 / 0,6 \times 2 = 80$$

Максимальная возможная суточная продуктивность по годным слитка:

$$A = 144,7 \times 80 = 11576 \text{ т.}$$

**Выбор и определение необходимого количества технологического оборудования кислородно-конвертерного цеха.**

Выбор и определение необходимого количества технологического оборудования кислородно-конвертерного цеха. Теоретическое обоснование.

Расчета подлежит оборудования основных отделений цеха: миксерного, шихтовых и главного здания. Расчет ведут, исходя из рассчитанной части, суточной производительности цеха, а также расхода материалов на 1 т стали.

Ниже приведен пример выбора и определения необходимого технологического оборудования кислородно-конвертерного цеха суточной производительностью

$A = 11576$  т в составе 3-х конвертеров емкостью по 160т.

#### **Миксерное отделения.**

В зависимости от производительности цеха используются типовые миксеры вместимостью 600; 1300 и 2500 т.

Сумма емкость миксеров может быть определена по формуле:

$$\Sigma Q_M = \frac{P_{\text{ч}} \times A \times t_{\text{ч}} \times 1,01}{24\eta}$$

где  $P_{\text{ч}}$  - коэффициент расхода чугуна на 1 т годных остатков;

$A$  - суточная производительность цеха в пригодных слитках, т;

$t_{\text{ч}}$  - время пребывания чугуна в миксере, необходимое для усреднения его состава и температуры, ч. Колеблется в пределах 6-9 часов;

1,01 - коэффициент, учитывающий потери чугуна в миксере;

$\eta$  - коэффициент заполнения миксера чугуном.

Колеблется в пределах 0,65-0,77.

Определяем коэффициент расхода жидкого чугуна:

$$P_{\text{ч}} = \frac{78,7}{100 \times m}$$

$$P_{\text{ч}} = \frac{78,7}{100 \times 0,905} = 0,87$$

где 78,7- содержание жидкого чугуна в металлошихте, % (берется из расчета материального баланса плавки)

$m$  - коэффициент выхода годных слитков из металло завалки (см. формулу 3).

Тогда суммарная нужна емкость миксеров составит:

$$Q_M = \frac{0,87 \times 11578 \times 1,01 \times 7}{24 \times 0,72} = 4120m$$

При принятой емкости миксера  $M = 1300$  т количество миксеров в цехе составляет:

$$P_M = 4120 / 1300 = 3,17$$

Принимаем 3 миксеры вместимостью по 1300 т. Тогда средний фактическое время пребывания чугуна в миксере составит

$$t_{\text{ф.ч.}} = \frac{n_M \times Q_M \times t_{\text{ч}}}{\Sigma Q_M}$$

$$t_{\text{ф.ч.}} = \frac{3 \times 1300 \times 7,0}{4120} = 6,62 \text{ ч}$$

При низком расположении миксеров, в зависимости от размеров миксера и высоты рабочей площадки высота здания миксерного отделения до подкрановых рельсов обычно составляет 23 - 28 м, а ширина здания по осям колонн - 23 - 30 м. Общая высота миксерного здания до крыши составляет 28 - 35 м. Длина здания

зависит от размеров и количества установленных миксеров и обычно составляет 40 - 75 м.

### **Определение необходимого оборудования миксерного отделения.**

Вместимость чугуновозных ковшей для подачи чугуна из доменного цеха в миксерное отделение обычно составляет 100 или 140 т при грузоподъемности заливочных кранов соответственно 125/30 и 180/50 т.

Выбираем ковши емкостью 140 т.

Заливка чугуна в миксеры проводится заливочными кранами грузоподъемностью 180/50 т.

Количество заливочных кранов определяется по формуле:

$$n_{кф} = \frac{K \times A \times \Sigma_k^q}{1440 \times B}$$

где K - коэффициент расхода времени крана на выполнение вспомогательных операций, принимается равным 1,15;

$\Sigma_k^q$  - сумма расходов крана времени на 1 т чугуна, сливается в миксер, мин;

A - суточная производительность цеха, т;

1440 - количество минут в сутки

B - коэффициент использования крана. Принимаем B = 0,8.

Сумма потерь времени крана на заливку 1 т чугуна, при задолженности крана на вспомогательных работах 15% основных работ составляет

$$\Sigma_k^q = \frac{1,15t}{B_k \times Q_{ковш}};$$

$$\Sigma_k^q = \frac{1,15 \times 16}{0,85 \times 140} = 0,155 \text{ хвил} / \text{т}$$

где t - продолжительность операции заливки в миксер одного ковша (14 - 18 мин.), принимаем 16 минут

$B_k$  - коэффициент заполнения ковша (0,8 - 0,9) принимаем 0,85;

$Q_{ковш}$  - вместимость ковша, т.

Необходимое количество заливочных кранов:

$$n_{кр.м} = \frac{1,15 \times 11576 \times 0,155}{1440 \times 0,8} = 1,78$$

Принимаем два заливочных крана

Для подачи чугуна в конвертеров емкостью 180 т принимаем чугуновозных ковши емкостью 175 т, а грузоподъемность заливочных кранов загрузочного пролета 225/65 т. Устанавливаем в отделении две машины для улавливания графита. Количество весов в отделении соответствует количеству миксеров. Принимаем 3 весов грузоподъемностью 250 т.

Принимаем 3 стенды для ковшей и 3 стенды для шлаковых чаш.

Принимаем три машины для скачивания шлака из миксеров.

### **Шихтовый двор**

Шихтовый двор состоит из 2-х отделений:

- Отделение магнитных материалов;
- Отделение сыпучих материалов.

## Отделение магнитных материалов

Ширина здания отделения магнитных материалов определяется количеством и расположением железных путей в нем, принятой шириной скрапных ям и обычно составляет 30 м по осям колонн здания и 28,5 м по осям подкрановых рельсов.

Высота здания зависит от габаритов подвижного состава и оборудования крана. Обычно составляет 9 - 10 м до уровня подкрановых рельсов.

Длина здания определяется длиной шихтовых ям и торцевых участков.

Вместимость ям определяется в зависимости от суточного расхода шихтовых материалов и принятой нормы их запаса (материальный баланс плавки).

Расход материалов на плавку равна

$$R_{пл} = P \times M_{сл},$$

где  $P$  - коэффициент расхода соответствующего материала на 1 т годных слитков;  $M_{сл}$  - масса плавки в пригодных слитках, т (см формулу 5)

$$P = \frac{a}{100 \times m}$$

где  $a$  - расход соответствующего материала на 100 кг металлозавалки, кг (см материальный баланс плавки);

$m$  - коэффициент выхода годных слитков (0,905)

Определяем коэффициенты расхода материалов:

$$P_{скр} = 21,3 / 90,5 = 0,23;$$

$$P_{FeMn} = 0,51 / 90,5 = 0,0056;$$

$$P_{FeSi} = 1,62 / 90,5 = 0,0058.$$

Определяемая расход материалов на одну плавку:

$$P_{пл}^{скр} = 0,23 \times 144,7 = 33,8т;$$

$$P_{пл}^{FeMn} = 0,0056 \times 144,7 = 0,81т;$$

$$P_{пл}^{FeSi} = 0,0058 \times 144,7 = 0,84т.$$

Определяемая расход материалов в сутки, т:

$$P_{сут}^{скр} = 33,8 \times 80 = 2664т,$$

$$P_{сут}^{FeMn} = 0,81 \times 80 = 64,8т,$$

$$P_{сут}^{FeSi} = 0,84 \times 80 = 67,2т,$$

где 80 - максимальное количество плавов в сутки.

Определяем количество материалов в отделении

$$N_{скр} = 2664 \times 8 = 21312 т$$

где 8 - принят запас скрапа, не снижается (обычно 6-10 дней)

$$N_{FeMn} = 64,8 \times 25 = 1620т$$

$$N_{FeSi} = 67,2 \times 25 = 1680т$$

где 25 - принят запас ферросплавов (обычно 20 - 30 суток).

Находим необходимую полезную емкость ям для материалов:

- Для скрапа .....  $22312 / 2,5 = 8525 м^3$ ;

- Для ферромарганца .....  $1620 / 3,0 = 540 м^3$ ;

- Для ферросилиция .....  $1680 / 2,2 = 764 м^3$

где 2,5; 3,0; 2,2 - соответственно насыпные массы материалов,  $т/м^3$ .

Находим полную фактическую емкость ям для материалов:

- Для скрапа .....  $8525 / 1,2 = 7104\text{м}^3$ ;
- Для ферромарганца .....  $540 / 1,0 = 540 \text{ м}^3$ ;
- Для ферросилиция .....  $764 / 1,0 = 764 \text{ м}^3$ ;

где-1,2; 1,0- коэффициент заполнения ям.

Выбираем основные размеры ям для материалов.

Глубина ям колеблется в пределах 2 - 3 м.

Толщина разделительных стенок между ямами должно быть не менее 0,7 м.

Ширина ям определяется шириной здания и количеством железнодорожных путей (колеблется в пределах 12 - 17 м).

Принимаем глубину ям равной 2,5 м, ширину -14м.

Тогда длины ям для магнитных материалов будут равны:

- Для скрапа .....  $7104 / (14 \times 2,5) = 203\text{м}^3$ ;
- для силикомарганца .....  $540 / (14 \times 2,5) = 15,4\text{м}^3$ ;
- для ферросилиция .....  $764 / (14 \times 2,5) = 21,8 \text{ м}^3$ .

### **Определяем количество магнитных кранов.**

В скрапном отделении устанавливаются магнитные краны грузоподъемностью 10 и 15 т, с диаметром магнита 1,15 м и 1,85 м.

Грузоподъемность кранов определяется производительностью цеха, емкостью конвертеров и емкостью совков.

Для конвертерных цехов производительностью до 4 млн. тонн годных слитков в год применяются шихтовые краны грузоподъемностью 10 т, для цехов с годовой производительностью более 4 млн. т - грузоподъемностью 15 т.

Краны отделения используются для выполнения основных (разгрузка скрапа и ферросплавов из железнодорожных платформ, погрузка этих материалов в совки и бадьи) и вспомогательных (очистка путей, перестановка оборудования и т.д.) операций.

Выбираем краны грузоподъемностью 15 т. Потребное количество шихтовых кранов можно определить по следующей формуле:

$$\eta_{\text{кр.ш}} = \frac{K A \sum_k}{1440 B}$$

где K – коэффициент кранового времени на вспомогательные операции, принимаемый равным 1,15;

A – суточная производительность цеха, т;

B – коэффициент использования крана, принимаемый равным 0,8;

$\sum_k$  – сумма затрат кранового времени на 1 т слитков, мин.

Сумма затрат кранового времени на 1 т слитков определяется, исходя из затрат кранового времени на переработку 1 т шихтовых материалов и коэффициентов расхода соответствующих материалов на 1 т слитков.

$$\text{Тогда } n_{\text{кр.м}} = \frac{1,15 \times 11576 \times 0,3528}{1440 \times 0,8} = 4,07$$

Принимаем 5 магнитных кранов, грузоподъемностью 15 т.

Емкость и количество совков для скрапа

Для загрузки скрапа в конвертер обычно достаточно одного или двух совков.

Объем совков зависят от емкости конвертера, доли скрапа в металлошихте и его плотности.

Принимаем объем совка  $8 \text{ м}^3$ . Тогда емкость совка при коэффициенте заполнения 1,2 и при насыпной массе  $2 \text{ т/м}^3$  (обычно  $1,8-2,2 \text{ м}^3$ ) составит:

$$2 \times 8 \times 1,2 = 19,2$$

При расходе скрапа на плавку 33,3 т потребуется 2 совка. Количество совков находящихся в обороте, определяется по формуле

$$n_c = \frac{P_{\text{пл}} \times t_{\text{пл}}}{1440};$$

где  $p_{\text{пл}}$ - максимальное количество плавов в сутки;

$t_{\text{пл}}$ - время оборота одного совка, мин (обычно составляет 120-180 мин)

Принимаем  $t_{\text{пл}}$  140 мин, тогда количество одновременно находящихся в обороте совков составляет

$$n_c = \frac{80 \times 140}{1440} = 7,8;$$

Принимаем 8 совков.

Например: емкость совка для лома,  $\text{м}^3$ :

$$V_c = \frac{0,240 \cdot T}{q} = \frac{0,240 \cdot 250}{1} = 60$$

де 0,240 – доля лома от массы металлошихты;

T – емкость конвертера, т;

q – насыпная масса лома,  $\text{т/м}^3$ .

Количество совков для лома, шт

$$n = K \cdot \frac{A \cdot t_{\text{об}}}{24} = 1,15 \cdot \frac{30 \cdot 3}{24} = 4,31$$

де K – коэффициент запаса (1,15);

24 – количество часов в сутках;

A – количество плавов на протяжении суток;

$t_{\text{об}}$  – длительность цикла оборота совка 3 часа.

Принимаю количество совков – 4 шт

Таблица Параметры совков для завалки лома

Емкость конвертера	Совок для лома	Внутренний диаметр горловины, м
	Емкость, $\text{м}^3$	
100.....130	40	2,3

160	50	2,48
200	65	3,45
250	65	3,6
300	100	4,0
350	100	4,0
400	130	4,2

#### Отделение сыпучих материалов.

В отделении сыпучих материалов хранятся известь, плавиковый шпат, железная руда, боксит и другие материалы. Подача сыпучих материалов производится системой ленточных конвейеров. Размеры здания:

- ширина 24 м;

- высота до подкрановых рельсов 10 м.

Длина здания определяется суммарной длиной бункеров, а также длиной торцевых участков.

Определяем вместимость и размеры бункеров:

Определяем коэффициент расхода материалов

$$R_{ив.} = 4.47 / 90,5 = 0,0494;$$

$$R_{ж.р.} = 1,5 / 90,5 = 0,0166;$$

$$R_{п.шп.} = 0,3 / 90,5 = 0,0033.$$

Определяемая расход материалов на одну плавку:

$$R_{пл}^{изв} = 0,0494 \times 144,7 = 7,15 \text{ т};$$

$$R_{пл}^{жр} = 0,0166 \times 144,7 = 2,40 \text{ т};$$

$$R_{пл}^{пшп} = 0,0033 \times 144,7 = 0,48 \text{ т};$$

Определяемая расход материалов в сутки:

$$R_{доб}^{изв} = 7,15 \times 80 = 572,0 \text{ т}$$

$$R_{доб}^{жр} = 2,4 \times 80 = 192,0 \text{ т};$$

$$R_{доб}^{пшп} = 0,48 \times 80 = 38,4 \text{ т}.$$

Определяем количество материалов в отделении:

$$N_{изв.} = 572,0 \times 2 = 1144,0 \text{ т};$$

$$N_{ж.р.} = 192 \times 15 = 2880,0 \text{ т};$$

$$N_{п.шп.} = 38,4 \times 25 = 960,0 \text{ т}$$

где множитель - принятый запас материалов (число суток).

Определяем необходимую полезную емкость бункеров сыпучих материалов:

- Для извести .....  $1144,0 / 0,8 = 1430,0 \text{ м}^3$ ;

- Для руды .....  $2880,0 / 2,7 = 1066,6 \text{ м}^3$ ;

- Для плавикового шпата .....  $960,0 / 1,7 = 564,7 \text{ м}^3$

где 0,8; 2,7; 1,7 - соответственно насыпные массы материалов, т / м<sup>3</sup>.

Определяем полную (фактическую) емкость бункеров для материалов (с учетом коэффициента заполнения):

Известь ..... 1430,0 / 0,5 = 2860,0м<sup>3</sup>;

Зализняк ..... 1 066,6 / 0,8 = 1333,2м<sup>3</sup>;

Плавиковый шпат ..... 564,7 / 0,8 = 705,9 м<sup>3</sup>

где-0,5; 0,8 коэффициент заполнения бункеров

Глубина бункеров обычно составляет 6 - 7 м. Принимаем равной 6,5 м.

Ширина бункера составляет 12 - 17 м. Принимаем равной 14 м.

Тогда длина бункеров составит:

- для извести:  $\frac{2860}{14 \times 6,5} = 31,4$  м

- для железной руды:  $\frac{1333,2}{14 \times 6,5} = 14,6$  м

для плавикового шпата:  $\frac{705,9}{14 \times 6,5} = 7,8$  м

Определяем число кранов в отделении

В отделении сыпучих материалов е грейферные краны грузоподъемностью 10 и 15 т., с емкостью грейфера 1,75 и 2,5 м<sup>3</sup>.

Таблица 3- Затраты кранового времени на переработку 1 т сыпучих материалов.

Наименование операций	Продолжительность, мин./т.	
	Q <sub>кр</sub> =10т	Q <sub>кр</sub> =15 т
Погрузка извести в бункера	1,9	1,4
Погрузка железной руды	0,6	0,4
Погрузка плавикового шпата	0,9	0,6

Материалы	Коэффициент расходов, т/т	Продолжительность операций, мин. / т	Σк
Известь	0,0494	1,4	0,0494×1,4=0,0692
Руда	0,0166	0,4	0,0166×0,4=0,0066
Плавиковый шпат	0,0033	0,6	0,0033×0,6=0,0020
Итого			0,07778

Таблица 4 Суммарные затраты кранового времени на 1 т слитков.

Число кранов в отделении определяем:

где Σк = 0,07778

$$n_{кр}^{сп} = \frac{1,15 \times 12824 \times 0,07778}{1440 \times 0,8} = 0,99$$

Принимаем 2 грейферных крана грузоподъемностью 15 т, тогда фактическая загрузка грейфкрных кранов в отделении сыпучих материалов составит:

$$\frac{0,90}{2} \times 100 = 45\%$$

Главное здание цеха

Загрузочный пролет.

Основное значение- прием и завалка в конвертер чугуна и скрапа, а также прием и хранение ферросплавов и огнеупоров.

Количество заливочных кранов в загрузочном пролете определяется по формуле:

$$n_{кр,з} = \frac{K \times A \times \Sigma k}{1440 \times B}$$

где K - коэффициент неравномерности загрузки крана, равный 1,3;

$\Sigma k$  - сумма затрат кранового времени на 1 т чугуна, мин;(0,15-0,25мин/т чугуна, принимаю 0,20 мин/т)

A - суточный расход чугуна, т;

$$A_q = A \times K_q = 11576 \times 0,87 = 10071 \text{ т}$$

где A - суточное производство цеха, т;

0,87 - коэффициент расхода чугуна на 1 т годных слитков;

B - коэффициент использования крана, B = 0,8.

$$\text{Тогда } n_{кр,з} = \frac{1,3 \times 10071 \times 0,20}{1440 \times 0,8} = 2,27$$

Принимаем 3 заливочных крана грузоподъемностью 225 / 65т

Тогда загруженность составляет:

$$\frac{2,27 \times 100}{3} = 76\% .$$

Ковшовый пролет

Основное назначение ковшового пролета – смена футеровки сталеразливочных и чугуновозных ковшей. Перемещение ковшей к ремонтным ямам и внутри пролета проводятся мостовыми кранами грузоподъемностью 80/16 т (обычный 2-3 крана).

Принимаем 2 крана.

Разливной пролет

Необходимое количество разливочных кранов определяется по формуле:

$$n_{р.кр.} = \frac{1,3 \times A \times \Sigma k}{1440 \times 0,8}$$

где 1,3 коэффициент равномерности выпуска плавки;

A-максимальная суточная производительность цеха в годных слитках тыс.т,

$\Sigma k$  - сумма затрат кранового времени на разливке и вспомогательных работах, мин. / т слитков

$\Sigma k$  по практическим данным находится в пределах 0,3-0,5 мин.

$$n_{р.кр.} = \frac{1,3 \times 11576 \times 0,44}{1440 \times 0,8} = 5,75$$

Принимаем 6 разливочных кранов грузоподъемностью 225/63 т

$$\frac{5,75}{6} \times 100 = 96\%$$

Количество сталеразливочных ковшей определяется по формуле:

$$n_{ковш} = \frac{n_{пл} \times t_k}{1440}$$

где  $n_{пл.}$  - максимальное количество плавов в цехе в сутки

$t_k$  - время оборота одного ковша (обычно 6 - 10 ч. или 360 - 600 мин)

Принимаем  $t_k = 420$ мин. Тогда

$$n_{\text{ковш}} = \frac{80 \times 420}{1440} = 23,3$$

Принимаем 24 ковша емкостью 175 т, одновременно находящихся в обороте.

При стойкости футеровки ковша 12 плавов (обычно 10-15 плавов) в ремонте за сутки побывает:

$$80:12 = 6,6 \text{ ковшей} = 7 \text{ ковшей, составляет:}$$

$$\frac{7 \times 100}{24} = 28\%$$

от количества находящихся в работе ковшей.

При продолжительности ремонта одного ковша 9 часов / по данным практики 7-15 часов / одновременно будет находиться в ремонте:

$$\frac{7 \times 9}{24} = 2,63 = 3 \text{ ковша}$$

Для ремонта ковшей в отделении надо чтобы была трехместная ремонтная яма или одноместная яма. Принимаем, что 10% рабочего парка ковшей находится в резерве, т.е.  $24 \times 0,1 = 2,4 = 3$  ковша.

Таким образом общее количество ковшей составляет:

$$24 + 3 + 3 = 30 \text{ ковшей.}$$

Определяем количество изложниц на плавку:

$$144,7 : 12 = 12,1 = 13$$

где 144,7 - масса плавки в пригодных слитках.

12 – принятая масса одного слитка, т

Принимаем с запасом 14 изложниц.

Определяем количество тележек на плавку:

$$14 : 4 = 3,5 = 4$$

Принимаем 4 тележки грузоподъемностью 120 т.

Для крупных слитков применяют тележки длиной 5 840 мм.

Общая длина одного разливочного состава при этом составит  $5,84 \times 4 = 23,36$  м

Определяем количество разливочных составов, находящихся в обращении.

$$80 \frac{8}{24} = 26,7 = 27$$

где 80 - количество плавов в сутки

24-количество часов в сутках.

Принимаем 27 составов.

Определяем количество разливочных площадок

$$P_{\text{р.пл}} = \frac{n_{\text{пл}} \times \sum n_{\text{пл}}}{1440 \times V}$$

где  $n_{\text{пл}}$  - количество плавов в сутки (составляет 80 плавов);

$\sum n_{\text{пл}}$  – сумма затрат времени разливочной площадки на разливке одной плавки в сутки, мин .. (обычные 100 - 150 мин.) Принимаем 110 хв;

$V$  - коэффициент использования разливочной площадки, принимаем 0,8.

$$P_{\text{р.пл}} = \frac{80 \times 110}{1440 \times 0,8} = 7,64$$

Принимаем 8 площадок, в том числе 4 сдвоенных.

Данные для расчета потребности цехового оборудования конвертерного цеха

вариант	Производство стали млн. т. год	вариант	Производство стали млн.т.год	Вариант	Производство стали млн.т.год
1	2,0	10	6,0	19	2,75
2	2,5	11	5,9	20	3,75
3	3,0	12	5,8	21	4,75
4	3,5	13	5,7	22	5,75
5	3,8	14	5,6	23	4,35
6	4,0	15	5,5	24	4,25
7	4,5	16	5,4	25	4,15
8	5,0	17	5,3		
9	5,5	18	6,25		

Примечание: способ разливки стали

- Варианты 1 - 9 - на МНЛЗ;
- Варианты 10,12,14,16,18,20,22,24 - сифонным способом.
- Варианты 11,13,15,17,19,21,23,25-сверху.

### Практическая работа № 6

#### Тема: Расчет основных размеров мартеновской печи.

Цель: Научиться рассчитывать основные размеры конструкции мартеновской печи.

Расчет выполнен для мартеновских печей со стационарным рабочим пространством, оснащенными однокональными головками, отапливаем природным газом. Шлаковики стационарные.Регенераторы вертикальные.

Все необходимые табличные данные взяты из книги "Проектирование мартеновских печей" (Лычагин А.С., металлургиздат, 1966г.) И приведены в виде приложения в конце расчета. Исходными данными для расчета отдельных частей печи являются данные, полученные в предыдущих расчетах: расчет шихты, теплового баланса.

Робочее пространство

Условные обозначения:

T – садка печи, тонны;

S – площадь пода, м<sup>2</sup>;

L – длина пода, м;

E – ширина пода, м;

V<sub>м</sub> – объем металла, м<sup>3</sup>;

V<sub>ш</sub> – объем рабочего слоя шлака, м<sup>3</sup>;

V<sub>в</sub> – объем ванны, м<sup>3</sup>;

K – коэффициент емкости ванны;

h –глубина ванны, м;

W –объем рабочего пространства, м<sup>3</sup>;

С – соотношение V:T

H – высота свода, м.

По приложению 1 для печи садкой T принимаем площадь пода S и ширину пода E. Тогда длина пода на уровне порогов завалочных окон равна:

$$L = \frac{S}{E}, \text{ м}$$

$$L = \frac{160}{6,4} = 24,61 \text{ м}$$

Глубина ванны рассчитывается из расчета емкости ее для T тонн металла и соответствующего количества шлака. Принимаем рабочую толщину слоя шлака 50мм. Последний шлак первого периода будет удерживаться ложными порогам, а затем скачивается в процессе плавки.

Объем металла:

$$V_M = 0,144 \times T, \text{ м}^3$$

$$V_M = 0,144 \times 900 = 129,6 \text{ м}^3$$

Объем рабочего слоя шлака:

$$V_M = 0,05 \times S, \text{ м}^3$$

$$V_M = 0,05 \times 160 = 8 \text{ м}^3$$

Общая емкость ванны:

$$V_B = V_M + V_{ш}, \text{ м}^3$$

$$V_B = 129,6 + 8 = 137,6 \text{ м}^3$$

Глубина ванны

$$h = \frac{V_B}{K \times 5}, \text{ м}$$

$$h = \frac{137,6}{0,665 \times 5} = \frac{137,6}{3,325} = 41,38 \text{ м}$$

где - K коэффициент емкости ванны (приложение 6).

Толщину кладки повода принимаем по практическим данным (приложение 6)

Теплоизоляция (асбест)  $a_1$

пористый шамот  $a_2$

обычный шамот  $a_3$

Магнезитовый кирпич  $a_4$

Магнезитовая наварка  $a_5$

Отношение свободного рабочего пространства к сады печи равна C (приложение 6).

Тогда свободный объем рабочего пространства будет равна:

$$W = C \times T, \text{ м}^3.$$

$$W = 0,61 \times 900 = 549 \text{ м}^3.$$

Высота свода по оси печи:

$$H = \frac{W}{S}, \text{ м.}$$

$$H = \frac{549}{160} = 3,43 \text{ м.}$$

Вариант	1/11	2/12	3/13	4/14	5/15	6/16	7/17	8/18	9/19	10/20
Показатели	Емкость печи, т									
	50	70	85	130	200	300	400	600	800	900
Площадь пода на уровне порогов рабочих окон $S$ , м <sup>2</sup>	30	37	44	54	70	85	100	125	150	160
Ширина пода $E$ , м <sup>3</sup>	3,3	3,65	3,93	4,3	4,8	5,2	5,55	6,0	6,3	6,4
Коэффициент емкости ванны, $K$	0,48	0,49	0,495	0,5	0,51	0,535	0,56	0,62	0,65	0,665
Отношение объема свободного рабочего пространства к садки печи $W / T = c$ , м <sup>3</sup> / т	1,23	1,16	1,14	1,04	0,98	0,85	0,78	0,67	0,62	0,61
Длина плавильного пространства $L_1$ , м	9,95	11,0	12,15	13,55	15,65	17,45	19,2	22,1	25,2	26,5
Толщины свода р.п.д., мм										
Основные кольца	380	380	380	380	460	460	460	460	520	520
реберные кольца	460	460	460	460	520	520	520	520	-	-
Кол-во завал.окон	3	3	5	5	5	5	5	5	7	7
Высота завалочных окон, мм	1100	1200	1300	1300	1450	1500	1500	1600	1700	1700
Ширина окна, мм										
вверху	1150	1200	1250	1250	1350	1450	1450	1800	1800	1800
внизу	1150	1200	1250	1250	1100	1200	1200	1600	1600	1600
Толщ.передней.стенки на уровне порогов рабочей. окон (с наваркой.) $V_1$ , мм	800	800	800	825	900	900	900	900	900	900
Вверху кирпичная кладка $V_3$ , мм	450	450	575	575	700	700	700	700	700	700
Вылет арматуры (изгиб стоек передней стенки) $\Pi_1$ , мм	250	250	250	250	300	300	350	400	400	400
Общая толщ.задней стенки на уровне порога. рабочих окон, с наваркой $V_2$ мм	950	950	1000	1050	1150	1200	1200	1300	1400	1400
в том числе магнезит										
кирпич, мм	700	700	810	810	880	930	930	1150	1150	1150
простой шамот	115	115	115	115	115	115	115	115	115	115
Толщина задней стенки вверху, под сводом $V_4$ , мм	575	575	575	700	700	775	775	775	775	775
Вылет арматуры (изгиб стоек задней стенки) $\Pi_2$ , мм	675	675	700	700	700	700	700	700	700	750
Общая толщина подины (в середине печи) $a$ , мм	900	900	930	1050	1080	1170	1200	1250	1270	1270
В том числе										
Магнезит. наварка $a_5$	215	215	245	230	250	225	255	260	280	280
Магнези. кирпич $a_4$ ;	530	530	530	690	690	805	85	805	805	805

Шамот обычный а3	70	70	70	120	120	128	120	185	185	185
Шамот пористый а2	65	65	65	-	-	-	-	-	-	-
асбест а1	20	20	20	20	20	20	20	20	20	20

## Практическая работа № 7

### Тема: Расчет материального баланса мартеновской плавки

Цель работы: Научиться рассчитывать материальный баланс для мартеновской печи.

#### Исходные данные

В таблице 1 приведено массовое содержание элементов в готовой стали марки А36.

Таблица 1 массовое содержание элементов в готовой стали марки А36, %

Марка стали	Стандарт	массовое содержание элементов				
		С	Mn	Si	Не более	
					P	S
А36	ГОСТ 5521-93	0.14-0.18	0.9-1,60	0.15-0.50	0.035	0.035

Таблица 2 -Массовое содержание элементов в металлической части шихты, %.

Материал	Стандарт	массовое содержание элементов				
		С	Mn	Si	P	S
Чугун предельный	ДСТУ 31 33-95	4.41	1,0	0.7	0.12	0.04
Скрап 45%	ДСТУ 2787-94	0.20	0.40	0.30	0.03	0.05

Вместимость мартеновской печи - 300 т.

Интенсивность продувки через одну сводовую кислородную фурму - 1800 м<sup>3</sup> / час.

Содержание стального скрапа в составе металлошихты - 45%.

Количество миксерного шлака, сливаемого с жидким чугуном, - 0.8% от массы чугуна.

Содержание: мусор в скрапе - 2%,

окалины в скрапе - 1% от массы в скрапе.

Принимаем:

а) расход, кг / м: материала свода - 0.5; подины - 1.0; сырого доломита - 8.0;

обожженного доломита - 10.0; конечного шлака - 5.0;

б) предварительный выход жидкой стали - 90%.

Расчет ведем на 100 кг металлошихты.

#### Расчетная часть

Масса жидкого чугуна с миксерным шлаком: 100-45 = 55 кг

Масса миксерного шлака  $50 \times \frac{0,8}{100} = 0,44 \text{ кг}$

Масса мусора скрапа  $50 \times \frac{2}{100} = 0,9000 \text{ кг}$

Масса окалины скрапа  $50 \times \frac{1}{100} = 0,4500 \text{ кг}$

Масса жидкого чугуна (без миксерного шлака): 55-0,44 = 54,56 кг

Масса стального скрапа (без мусора и окалина):  $45-0,900 \cdot 0,4500 = 43,650$  кг

В таблице 3 приведен массовое содержание компонентов в неметаллической части шихты.

Таблица 3- массовое содержание компонентов в неметаллической части шихты, в процентах

материал	Стандарт	массовое содержание компонентов										
		CaO	MgO	MnO	FeO	SiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	S	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O
Шлак миксерный	-	47.0	4.0	1.5	1.5	39.5	-	-	6.0	1.5	-	-
Шлак конечный	-	48.8	10.0	5.0	12.0	17.0	2.0	3.0	2.0	0.2	-	-
Окалина скрапа	-	-	-	-	31.0	-	-	69.9	-	-	-	-
Мусор скрапа	-	-	-	-	-	70.0	-	-	25.0	-	-	-
Материал свода	-	2.0	66.0	-	-	6.5	-	5.0	4.0	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> =46.5%		
Материал подины	-	1.3	93.5	-	-	2.0	-	2.1	1.1	-	-	-
Доломит обожженный	ГОСТ 10389-63	53.3	38.8	-	-	1.0	--	3.7	3.8	-	-	-
Доломит серой	ГОСТ 10357-63	44.2	10.4	-	-	1.6	-	0.7	0.3	-	41.0	1.8
Известняк	-	53.3	0.7	-	-	1.6	0.03	0.7	0.8	0.1	42.57	-
Известь	-	91.2	0.7	-	-	2.8	-	-	1.5	0.1	3.2	0.5
Боксит (Б-6)	ГОСТ 972-74	4.0	-	-	-	20.0	-	18.0	52.0	-	-	6.0

Определяем среднее массовое содержание элементов в металлошихты. Для этого массу чистых составляющих шихты (чугуна и скрапа) умножают на процентное содержание данного элементу в нем и делим на 100.

Чугун

$$C \quad 4,41 \times 54,56 / 100 = 2,4061$$

$$Mn \quad 1,0 \times 54,56 / 100 = 0,5456$$

$$Si \quad 0,70 \times 54,56 / 100 = 0,3819$$

$$P \quad 0,12 \times 54,56 / 100 = 0,0655$$

$$S \quad 0,04 \times 54,56 / 100 = 0,022$$

скрап

$$C \quad 0,20 \times 43,65 / 100 = 0,0873$$

$$Mn \quad 0,40 \times 43,65 / 100 = 0,1746$$

$$Si \quad 0,30 \times 43,65 / 100 = 0,1310$$

$$P \quad 0,03 \times 43,65 / 100 = 0,0131$$

$$S \quad 0,05 \times 43,65 / 100 = 0,0219$$

В таблицу 4 вносим результаты расчётов.

Таблица 4 среднее массовое содержание в металлошихте.

Материал	Масса, кг	C	Mn	Si	P	S
Чугун жидкий	54,56	2,4061	0,5456	0,3819	0,0655	0,022
Скрап стальной	43,65	0,0873	0,1746	0,1310	0,0131	0,0219
Средний состав металлошихты	—	2,4934	0,7202	0,5129	0,0786	<b>0,0439</b>

Определяем содержание элементов в металле перед раскислением:

- углерода

$$[C]_{np} = \frac{[C]_{r.c}^{\min} + [C]_{r.c}^{\max}}{2} - \Delta C$$

где [C] мин.г.с, [C] макс. г.с. - соответственно минимально и максимально допустимые значения содержания углерода в готовой стали (таблица 1);

$\Delta C$  - количество углерода, вносимого раскислителями(колеблется в пределах 0,01÷0,04%)

Принимаем  $\Delta C = 0.02\%$ . Тогда  $[C]_{п.р.} = \frac{0,14 + 0,18}{2} - 0,02 = 0,14\%$

Кремния [Si] пр = 0

- Марганца. В зависимости от содержания марганца в металлошихте колеблется в пределах 0.08-0,18%. Принимаем [Mn] пр. = 0.15%;

- Фосфора. Зависит от режима скачивания первичного шлака, содержание фосфора в чугуне колеблется в пределах 0.008-0.02%. Принимаем [P] пр = 0.020%;

- сера. Принимается из расчета удаления по ходу процесса 30-50% серы металлошихты. Принимаем, что удаляется 40% серы из металлошихты. Тогда

$$[S]_{np} = 0,0439 - \frac{0,0439 \times 40}{100} = 0,026\%$$

Так как выход годного металла предварительно принят равным 90%, то в металле перед раскисления останется следующее содержание элементов, кг:

$$[C] = [C]_{п.р.} \times 0,9 = 0,14 \times 0,9 = 0,126;$$

$$[Mn] = [Mn]_{п.р.} \times 0,9 = 0,15 \times 0,9 = 0,135;$$

$$[P] = [P]_{п.р.} \times 0,9 = 0,020 \times 0,9 = 0,018;$$

$$[S] = [S]_{п.р.} \times 0,9 = 0,026 \times 0,9 = 0,0234$$

Определяем количество примесей, которая удаляется из металла по ходу плавки. Для этого из среднего содержания каждого элемента в металлошихты вычитаем содержание данного элемента в металле перед раскислением (по вертикали) и окончательно складываем (по горизонтали).

$$C \ 2,4934 - 0,1260 = 2,3674$$

$$Mn \ 0,7202 - 0,1350 = 0,5852$$

$$Si \ 0,5129 - 0,000 = 0,5129$$

$$P \ 0,0786 - 0,018 = 0,0606$$

$$S \ 0,0439 - 0,0234 = 0,0205$$

$$\text{Сумма } 3,5466$$

Результаты расчета приведены в таблице 5

Таблица 5- определяем количество примесей, которая удаляется из металла по ходу плавки.

Материал	C	Mn	Si	P	S	Сума
Средний склад металлошихты	2,4934	0,7202	0,5129	0,0786	0,0439	—
Примеси металла перед раскислением	0,1260	0,1350	0,0000	0,018	0,0234	—
удаляется примесей	2,3674	0,5852	0,5129	0,0606	0,0205	3.5466

Определим расход кислорода на окисление примесей. Количество образующихся оксидов находим путем сложения рас хода кислорода и окисляющего элемента(последний столбец таблицы 6).Полученные данные сводим в таблицу 6

Таблица 6- количество оксидов, образующихся.

Элемент	Удаляется по ходу плавки, кг	Реакция	Требуется кислорода на окисление примесей, кг	Образуется кг оксидов,
C	2,3674	$[C]+0,5\{O_2\}=\{CO\}$ $[C]+\{O_2\}=\{CO\}$	$2,3674 \times 90 \times 16 / 1200 = 2,8409$ $2,3674 \times 10 \times 32 / 1200 = 0,6313$	4,9716 0,8680
Mn	0,5852	$[Mn]+0,5\{O\}=(MnO)$	$0,5852 \times 16 / 55 = 0,1702$	0,7555
Si	0,5129	$[Si]+\{O_2\}=\{SiO_2\}$	$0,5129 \times 32 / 28 = 0,5862$	1,0991
P	0,0606	$2[P]+2,5\{O_2\}=\{P_2O_5\}$	$0,0606 \times 80 / 62 = 0,0782$	0,1388
S	0,0205	$(FeS)+(CaO)=(CaS)+(FeO)$	$0,0205 \times (-16/36) = -0,01025$	0,0103
	3,5466	—	4,2966	7,8433

Принимаем, что в первичный шлак переходят:

- Шлакообразующие оксиды от окисления примесей металлошихты (из таблицы 6);
- Миксерного шлак, окалина и мусор стального скрапа, весь конечный шлак, материал подины и свода, сырой и обожженный доломит;
- Часть известняка (принимаем равным 2.5%).

Определяем массовое содержание компонентов в первичном шлака.

Для этого расход указанных составляющих шихты и заправочных материалов, а также известняка, умножаем на содержание данного компонента (соединения) из таблицы 3. Полученные по горизонтали значений складываем по вертикали, а цифры последней строки - по горизонтали, получая окончательно количество первичного шлака ( без учета окисления железа).

Внесено	Усвоено ванной	SiO <sub>2</sub>
1	2	3
Металлошихтой	-	из таб.6 столбика 5: 1,0991
Миксерным шлаком	0,44	из таб.3. $39,5 \times 0,44 / 100 = 0,1738$
мусором скрапа	0,9	из таб.3. $70 \times 0,9 / 100 = 0,63$
конечным шлаком	0,5000	из таб. $17 \times 0,5 / 100 = 0,0850$
Материалом свода	0,0500	из таб.3 $6,5 \times 0,0500 / 100 = 0,0032$
Материалом подины	0,1000	из таб.3 $2,0 \times 0,100 / 100 = 0,0020$
сырым доломитом	0,8000	из таб.3 $1,6 \times 0,8000 / 100 = 0,0128$
Обожженным доломитом	1,0000	из таб.3 $1,0 \times 1,000 / 100 = 0,0100$
Известняком	2,500	из таб.3 $1,6 \times 2,500 / 100 = 0,0400$
Итого		2,0559

Внесено	Усвоено ванной	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Металлошихтой	-	-----
Миксерным шлаком	0,44	из таб.3. $6,0 \times 0,44 / 100 = 0,0264$
Мусором скрапа	0,9	из таб.3. $25,0 \times 0,9 / 100 = 0,225$
Конечным шлаком	0,5000	из таб.3. $2,0 \times 0,5 / 100 = 0,0100$
Материалом свода	0,0500	из таб.3 $4,0 \times 0,0500 / 100 = 0,0020$
Материалом подины	0,1000	из таб.3 $1,1 \times 0,100 / 100 = 0,0011$
Сырым доломитом	0,8000	из таб.3 $0,3 \times 0,8000 / 100 = 0,0024$
Обожженным доломитом	1,0000	из таб.3 $3,8 \times 1,000 / 100 = 0,0380$
Известняком	2,500	из таб.3 $0,8 \times 2,500 / 100 = 0,0200$
Итого		0,3249

Внесено	Усвоено ванной	CaO
1	2	5
Металлошихтой	-	-----
Миксерным шлаком	0,44	из таб.3. $47,0 \times 0,44 / 100 = 0,2068$
Мусором скрапа	0,9	-----
Конечный шлаком	0,5000	из таб.3. $48,8 \times 0,5 / 100 = 0,244$
Материалом свода	0,0500	из таб.3 $2,0 \times 0,0500 / 100 = 0,001$
Материалом подины	0,1000	из таб.3 $1,3 \times 0,100 / 100 = 0,0013$
Сырым доломитом	0,8000	из таб.3 $44,2 \times 0,8000 / 100 = 0,3536$
Обожженным доломитом	1,0000	из таб.3 $53,3 \times 1,000 / 100 = 0,5330$
Известняком	2,500	из таб.3 $53,3 \times 2,500 / 100 = 1,3375$
Итого		2,6772

Внесено	Усвоено	MgO
---------	---------	-----

	ванной	
1	2	6
Металлошихтой	-	-----
Миксерным шлаком	0,44	из таб.3. $4,0 \times 0,4400 / 100 = 0,0176$
Мусором скрапа	0,9	-----
Конечным шлаком	0,5000	из таб 3. $10,0 \times 0,5 / 100 = 0,05$
Материалом свода	0,0500	из таб.3 $66,0 \times 0,0500 / 100 = 0,033$
Материалом подины	0,1000	из таб.3 $93,5 \times 0,100 / 100 = 0,0935$
Сырым доломитом	0,8000	из таб.3 $10,4 \times 0,8000 / 100 = 0,0832$
Обожженным доломитом	1,0000	из таб.3 $38,8 \times 1,000 / 100 = 0,3820$
Известняком	2,500	из таб.3 $0,7 \times 2,500 / 100 = 0,0175$
Итого		0,6768

Внесено	Усвоено ванной	MnO
1	2	7
Металлошихтой	-	из таб.6 0,7555
Миксерным шлаком	0,44	из таб.3. $1,5 \times 0,4400 / 100 = 0,0066$
Мусором скрапа	0,9	-----
Конечным шлаком	0,5000	из таб 3. $5,0 \times 0,5 / 100 = 0,025$
Материалом свода	0,0500	-----
Материалом подины	0,1000	-----
Сырым доломитом	0,8000	-----
Обожженным доломитом	1,0000	-----
Известняком	2,500	-----
Итого		0,7871

Внесено	Усвоено ванной	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
1	2	8
Металлошихтой	-	из таб.6. 0,1388
Миксерным шлаком	0,44	-----
Мусором скрапа	0,9	-----
Конечным шлаком	0,5000	из таб 3. $2,0 \times 0,5 / 100 = 0,01$
Материалом свода	0,0500	-----
Материалом подины	0,1000	-----
Сырым доломитом	0,8000	-----
Обожженным доломитом	1,0000	-----
Известняком	2,500	из таб.3 $0,03 \times 2,500 / 100 = 0,0008$
Итого		0,1496

Внесено	Усвоено	S	Сг <sup>2</sup> О <sup>3</sup>
1	2	9	10
Металлошихтой	-	из таб.6. 0,0103	
Миксерным шлаком	0,44	из таб.3. 1,5×0,44/100=0,0066	
Мусором скрапа	0,9	-----	
Конечным шлаком	0,5000	из таб 3. 0,2×0,5/100=0,001	
Материалом свода	0,0500		
Материалом подины	0,1000		
Сырым доломитом	0,8000		
Обожженным доломитом	1,0000		
Известняком	2,500	из таб.3 0,1×2,500/100=0,0025	
Итого		0,0204	0,0083

Результат расчета сводим в таблицу 7.

Таблица 7 Массовое содержание компонентов в первичном шлаке.

Внесено	Усвоено	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Металло-шихтой		1,0991				0,7555	0,1388	0,0103	
Миксерным шлаком	0,4400	0,1738	0,0264	0,2068	0,0176	0,0066	-----	0,0066	
мусором скрапа	0,9000	0,6300	0,2250	-----	-----	-----	-----	-----	
конечным шлаком	0,5000	0,0850	0,0100	0,244	0,05	0,025	0,01	0,001	
Материалом свода	0,0500	0,0032	0,0020	0,001	0,033	-----	-----	-----	
материалом подины	0,1000	0,002	0,0011	0,0013	0,0935	-----	-----	-----	
сырым доломитом	0.8000	0,0128	0,0024	0,3536	0,0832	-----	-----	-----	
Обожженным доломитом	1,0000	0,01	0,0380	0,533	0,3820	-----	-----	-----	
Известняком	2,500	0,04	0,02	1,3375	0,0175	-----	0,0008	0,0025	
Итого	6,7002	2,0559	0,3249	2,6772	0,6768	0,7871	0,1496	0,0204	0,0083

Тогда количество первичного шлака составит  $M_{\text{пер.шл.}} = \frac{6,7002}{100 - 26} \times 100 = 9,0543$  кг.

Определяем массовое содержание компонентов в первичном шлаке (таблица 8) Для этого общее количество усвоенных шлаком материалов (6.7002) принимаем за 100% (таблица 7), а содержание данного компонента - по X (последняя горизонтальная строчка таблицы7) и из уравнения и рассчитываем процент данного компонента в шлаке (с учетом содержания Сг<sub>2</sub> О<sub>3</sub> которая не выделилось отдельной строкой в таблице 7).

$$\text{SiO}_2 = \frac{2,0559 \times 100}{9,0543} = 22,71\%$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{0,3249 \times 100}{9,0543} = 3,59\%$$

$$\text{CaO} = \frac{2,6722 \times 100}{9,0543} = 29,57\%$$

$$\text{MgO} = \frac{0,6768 \times 100}{9,0543} = 7,47\%$$

$$\text{MnO} = \frac{0,7871 \times 100}{9,0543} = 8,69\%$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 = \frac{0,1496 \times 100}{9,0543} = 1,65\%$$

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 = \frac{0,0083 \times 100}{9,0543} = 0,09\%$$

$$\text{S} = \frac{0,0204 \times 100}{9,0543} = 0,23\%$$

$\text{Fe}_2\text{O}_3$  = принимаем 26,0%

Результат расчета сводим в таблицу 8

Таблица 8 – Массовое содержание компонентов в первичном шлаке

Компонент	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Σ
%	22,71	3,59	29,57	7,47	8,69	1,65	0,23	0,09	26,0	100

Находим количество оксидов, которое вносят материалы в первичный шлак.

Для этого количество соответствующего материала умножаем на содержание FeO или Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (из таблицы 3)

$$\text{Содержание миксерный шлак} = \frac{0,44 \times 1,5}{100} = 0,0066$$

окалина скрапа смотри в исходных данных

масса окалины скрапа = 0,4500 кг умножаем на содержание FeO из таблицы 3

$$\text{по окалине} = \frac{0,45 \times 31}{100} = 0,1395$$

также и по Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, смотри в исходных данных

масса окалины умножаем на содержание Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> из таблицы 3

$$\text{по окалине} = \frac{0,45 \times 69,9}{100} = 0,3105$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ по своду } 5,0 \times 0,05 / 100 = 0,025$$

$$\text{подина } 2,1 \times 0,1 / 100 = 0,0021$$

$$\text{сырой доломит } 0,7 \times 0,8 / 100 = 0,0056$$

$$\text{обожженный доломит } 3,7 \times 1,0 / 100 = 0,037$$

$$\text{известняк } 0,7 \times 2,5 / 100 = 0,0175$$

$$\text{Конечный шлак } 3,0 \times 0,5 / 100 = 0,015$$

Результат расчета сводим в таблицу 8А

Таблица 8 А - количество оксидов, которую вносят материалы в первичный шлак

	Поступает из
--	--------------

Оксиды	Миксер. Шлака	Окалины скрапа	Свода	Подины	Сырого доломита	Обаженного доломита	Известняка	Конечного шлака	Сумма
FeO	0,0066	0,1395	—	—	—	—	—	0,0600	0,2061
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	—	0,3105	0,0025	0,0021	0,0056	0,0370	0,0175	0,0150	0,3902

Определяем содержание, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в шлаке:

$$(Fe_2O_3) = (Fe_2O_3 / M_{перв.ш}) \times 100 = 0,3902 / 9.0543 = 4,31\%.$$

Количество FeO, которое поступает за счет окисления железа из расплава, равно:  
9,0543-6,7002-0,3902-0,2061 = 1,7578 кг

При этом окисляется железа: 1,7578 × 56/72 = 1,3672 кг

Расход кислорода на окисление железа составит: 1,7578-1,3672 = 0,3906 кг

Общий расход кислорода на окисление примесей и железа составит:

$$\Sigma O_2 = 4,2966 + 0,3906 = 4,6872 \text{ кг}$$

При окислительной способности мартеновской печи ( $\delta = 30\%$ ) поступит кислорода из атмосферы печи:

$$O_2^{ок} = \frac{O_2 \times \delta}{100} = \frac{4,6872 \times 30}{100} = 1,4062 \text{ кг}$$

Потребность в кислороде продувки составляет:

$$\Sigma O_2^{ок} = 4,6872 - 1,4062 = 3,281 \text{ кг}$$

Определяем длительность продувки ванны кислородом через две фурмы:

$$t_{np} = \frac{O_2^{np} \times M_{пл} \times 22,4 \times 100000}{32 \times I_{O_2} \times K_1 \times K_2}, \text{годин}$$

где  $I_{O_2}$  - интенсивность продувки ванны кислородом на одну фурму, м / ч;

$K = 90$  - чистота технического кислорода% (принимаем)

$K = 80$  - степень усвоения кислорода мартеновской% (принимаем)

$V$  - потребность в кислороде продувки, кг

$M_{пл}$ -садка мартеновской печи, т ( $M_{пл} = 300$ т)

Тогда

$$t_{np} = \frac{3,281 \times 300 \times 22,4 \times 100000}{32 \times 1800 \times 2 \times 90 \times 80} = 2.66 \text{ часа}$$

Принимаем расход известняка в завалку

$$M_{изв} = 2,5 + \frac{100 \times [(B)_{расп.} \times M(SiO_2) - M(CaO)]}{(CaO)_{изв.} - (SiO_2)_{изв.} \times (B)_{расп.}},$$

где 2,5 - количество известняка, перешедшего в первичный шлак;

$(CaO)_{изв.}$ ,  $(SiO_2)_{изв.}$  - содержание компонентов в известняке%;

$(B)_{расп.} = 2$  - основность шлака по расплавлению (принимаем).

$M(SiO_2)$ ,  $M(CaO)$  - количество CaO и SiO<sub>2</sub> в первичном шлака после его скачивания в плавление, кг

При скачивании в плавления 20% первичного шлака и основности шлака после расплавления  $(B)_{расп.} = 2$ , количество скаченного шлака, и общий расход известняка в завалку составляет:

$$M_{ск}^{изв} = 9,0543 \times 100 \times \frac{20}{100} = 1,8109 \text{ кг} (\%)$$

$$M_{\text{изв}} = 2,5 + \frac{100[2 \times 2,0559 \times (100 - 20) - 2,6772 \times (100 - 20)]}{100 \times (53,3 - 1,6 \times 2)} = 4,7817 \text{ кг(\% )}$$

В таблице 9 приведены результаты определения состава шлака после расплавления  
Расчет первой строки таблицы 9

Внесение шлаком первичным

$$\text{SiO} = 9,0543 \times 22,71 / 100 \times 0,8 = 1,6447$$

$$\text{Al O} = 9,0543 \times 3,59 / 100 \times 0,8 = 0,2599$$

$$\text{CaO} = 9,0543 \times 29,57 / 100 \times 0,8 = 2,1418$$

$$\text{MgO} = 9,0543 \times 7,47 / 100 \times 0,8 = 0,5414$$

$$\text{MnO} = 9,0543 \times 8,69 / 100 \times 0,8 = 0,6297$$

$$\text{P O} = 9,0543 \times 1,65 / 100 \times 0,8 = 0,1197$$

$$\text{S} = 9,0543 \times 0,23 / 100 \times 0,8 = 0,0163$$

$$\text{FeO} = 9,0543 \times 26 / 100 \times 0,8 = 1,8993$$

где количество первичного шлака составит  $M_{\text{пер.шл}} = 9,0543$

множитель- смотри данные с таблицы 8

Расчет второй строки таблицы 9

Внесение известняком

$$\text{SiO}_2 = \frac{(4,7817 - 2,5) \times 1,6}{100} = 0,0365$$

$$\text{Al}_2 \text{O}_3 = \frac{(4,7817 - 2,5) \times 0,8}{100} = 0,0183$$

$$\text{CaO} = \frac{(4,7817 - 2,5) \times 53,3}{100} = 1,2139$$

$$\text{MgO} = \frac{(4,7817 - 2,5) \times 0,7}{100} = 0,0160$$

$$\text{P}_2 \text{O}_5 = \frac{(4,7817 - 2,5) \times 0,03}{100} = 0,0007$$

$$\text{S} = \frac{(4,7817 - 2,5) \times 0,1}{100} = 0,0023$$

$$\text{Fe}_2 \text{O}_3 = \frac{(4,7817 - 2,5) \times 0,7}{100} = 0,0160$$

$\text{Cr}_2 \text{O}_3 = 0,0083$  из таб.7  $\times 0,8 = 0,0066$  Результат расчета сводим в таблицу 9

Таблица 9 состав шлака после расплавления

Внесено	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Σ FeO
Шлаком первичным	1,6447	0,2599	2, 1418	0,5414	0,6297	0,1197	0,0163		1,8833
Известняком	0,0365	0,0183	1,2139	0,0160	-	0,0007	0,0023		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 0,0160
Итого 8,5471	1,6812	0,2782	3,3557	0,5574	0,6297	0,1204	0,0186	0,0066	1,8993

В таблице 10 приведены результаты определения массового содержания  
компонентов в шлаке после расплавления

$$\text{SiO}_2 = (1,6812 \times 100) / 8,5471 = 19,67$$

$$\text{Al}_2 \text{O}_3 = (0,2782 \times 100) / 8,5471 = 3,25$$

$$\text{CaO} = (3,3557 \times 100) / 8,5471 = 39,26$$

$$\text{MgO} = (0,5574 \times 100) / 8,5471 = 6,52$$

$$\begin{aligned} \text{MnO} &= (0,6297 \times 100) / 8,5471 = 7,37 \\ \text{P}_2\text{O}_5 &= (0,1204 \times 100) / 8,5471 = 1,41 \\ \text{S} &= (0,0186 \times 100) / 8,5471 = 0,22 \\ \text{FeO} &= (1,8993 \times 100) / 8,5471 = 22,22 \\ \text{Cr}_2\text{O}_3 &= (0,0066 \times 100) / 8,5471 = 0,08 \end{aligned}$$

-----  
100%

Результат расчета сводим в таблицу 10

Таблица 10 - Массовое содержание компонентов в шлаке после расплавления

Компонент	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	Сума
%	19,67	3,25	39,26	6,52	7,37	1,41	0,22	0,08	22,22	100

При скачивании 50% шлака в начале доводки масса компонентов шлака, составит:

$$\text{Вместе } 8,5471 / 2 = 4,2736$$

$$\text{SiO} = 1,6812 / 2 = 0,8406$$

$$\text{Al O} = 0,2782 / 2 = 0,1391$$

$$\text{CaO} = 3,3557 / 2 = 1,6779$$

$$\text{MgO} = 0,5574 / 2 = 0,2787$$

$$\text{MnO} = 0,6297 / 2 = 0,3149$$

$$\text{P O} = 0,1204 / 2 = 0,0602$$

$$\text{S} = 0,0186 / 2 = 0,0093$$

$$\text{FeO} = 1,8993 / 2 = 0,949$$

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 = 0,0066 / 2 = 0,0033$$

Результат расчета сводим в таблицу 10 А

Таблица 10 А - скачивание 50% шлака в начале доводки массы компонентов шлака.

Компонент	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO
4,2736	0,8406	0,1391	1,6779	0,2787	0,3149	0,0602	0,0093	0,0033	0,949

Определяем расход извести в доводку:

$$M_{\text{изв}} = \frac{100 \times \left[ (B)_{\kappa} \times M(\text{SiO}_2) - M(\text{CaO}) \right]}{\text{CaO}_{\text{и.}} - B_{\kappa} \times (\text{SiO}_2)_{\text{и.}}}$$

где  $(B)_{\kappa} = 2,6$  - основность шлака перед раскислением (принимаем)

$M(\text{SiO}_2)$ ;  $M(\text{CaO})$  - масса SiO<sub>2</sub> и CaO в шлаке после скачивания в доводку

$(\text{CaO})_{\text{и.}}$ ,  $(\text{SiO}_2)_{\text{и.}}$  - содержание CaO и SiO<sub>2</sub> в извести, %, смотри таблицу 3.

$$M_{\text{изв}} = \frac{100 \times [2,6 \times 0,8406 - 1,6779]}{91,2 - 2,6 \times 2,8} = 0,6049 \text{ кг}$$

Определяем расход боксита в доводке:

$$M_6 = \frac{100 \times \left( M_{\text{шл}} + M_{\text{и}} \right) \times \frac{6}{100} - M(\text{Al}_2\text{O}_3)}{\text{Al}_2\text{O}_3},$$

где  $M_{\text{шл}}$  - масса шлага после скачивания в доводке, кг;

$\delta$  – содержание  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в шлаке перед раскислением, % (принимаем);

$M(\text{Al}_2\text{O}_3)$  - масса  $(\text{Al}_2\text{O}_3)$  в шлаке после скачивания в доводку, кг;

$(\text{Al}_2\text{O}_3)$  - содержание  $(\text{Al}_2\text{O}_3)$ , в боксите %;

$M_{\text{и}}$  - количество извести, перешедшей в шлак (без  $\text{CO}_2$  и  $\text{H}_2\text{O}$ ).

Определяем:

$$M_{\text{и}} = 0,6049 \cdot \left\{ \frac{0,6049 \times 3,2}{100} + \frac{0,6049 \times 0,5}{100} = 0,5825 \right\} = 0,5825 \text{ кг}$$

$$\text{Тогда } M_6 = \frac{100 \times \left( 4,2736 + 0,5825 \right) \times \frac{6}{100} - 0,1391}{52} = 0,2928 \text{ кг}$$

Определяем состав шлага перед раскислением (таблица 11)

Для расчета второй строки таблицы 11 для извести, необходимо - из табл. 3 такие данные  $\text{SiO}_2 = 2,8$ ;  $\text{Al}_2\text{O}_3 = 1,5$ ;  $\text{CaO} = 91,2$ ;  $\text{MgO} = 0,7$ ;  $\text{S} = 0,1$

$M_{\text{и}} = 0,6049$  из расчета расхода извести в доводку

$$\text{SiO}_2 = \frac{2,8 \times 0,6049}{100} = 0,0169$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{1,5 \times 0,6049}{100} = 0,0091$$

$$\text{CaO} = \frac{91,2 \times 0,6049}{100} = 0,5517$$

$$\text{MgO} = \frac{0,7 \times 0,6049}{100} = 0,042$$

$$\text{S} = \frac{0,1 \times 0,6049}{100} = 0,0006$$

таблица 11 расчет строки: бокситом - из табл. 3 по бокситу  $\text{CaO} = 4,0$ ;  $\text{SiO}_2 = 20,0$ ;

$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 18,0$ ;  $\text{Al}_2\text{O}_3 = 52,0$

0,2928 - расход боксита

$$\text{CaO} = \frac{4,0 \times 0,2928}{100} = 0,0117$$

$$\text{SiO}_2 = \frac{20,0 \times 0,2928}{100} = 0,0586$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{18,0 \times 0,2928}{100} = 0,0527$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{52,0 \times 0,2928}{100} = 0,1523$$

Результат расчета сводим в таблицу 11

Таблица 11 - Состав шлага перед раскислением

Внесено	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{CaO}$	$\text{MgO}$	$\text{MnO}$	$\text{P}_2\text{O}_5$	$\text{S}$	$\text{FeO}$	$\text{Cr}_2\text{O}_3$

Шлаком Расплавл	0,8406	0,1391	1,6779	0,2787	0,3149	0,0602	0,0093	0,9497	0,0033
Известью	0,0169	0,0091	0,5517	0,042			0,0006		
Бокситом	0,0586	0,1523	0,007					Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 0,0527	
Итого 5,1315	0,9161	0,3005	2,2413	0,2829	0,3149	0,0602	0,0099	1,0024	0,0033

Определяем массовое содержание компонентов в шлаке перед раскисления (таблица12)

$$\text{SiO}_2 = \frac{0,9161 \times 100}{5,1315} = 17,85$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{0,3005 \times 100}{5,1315} = 5,86$$

$$\text{CaO} = \frac{2,2413 \times 100}{5,1315} = 43,68$$

$$\text{MgO} = \frac{0,2829 \times 100}{5,1315} = 5,51$$

$$\text{MnO} = \frac{0,3149 \times 100}{5,1315} = 6,14$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 = \frac{0,0602 \times 100}{5,1315} = 1,17$$

$$\text{S} = \frac{0,0099 \times 100}{5,1315} = 0,18$$

$$\text{FeO} = \frac{1,0024 \times 100}{5,1315} = 19,54$$

$$\text{Cr}_2\text{O}_3 = \frac{0,0033 \times 100}{5,1315} = 0,06$$

Результат расчета сводим в таблицу 12

Таблица 12 - Массовое содержание компонентов в шлаке перед раскисления

компонент	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	FeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Σ
%	17,85	5,86	43,68	5,51	6,14	1,17	0,18	19,54	0,06	100

В среднем при вдувании в мартеновскую ванну 1м<sup>3</sup> технического кислорода испаряется 0,13 кг железа. Тогда при продувке 300 т мартеновской печи техническим кислородом в течение 2,66 часа с интенсивностью 3600 м<sup>3</sup> / час количество испарившегося железа составит:

$$M_{\text{Fe}}^{\text{нул}} = \frac{0,13 \times 2,99 \times 3600}{300 \times 10} = 0,416 \text{ кг}$$

Потери железа в корольках с первичным шлаком при его скачивании составит:

$$M_{Fe}^{пер.шл.} = \frac{M_{шл}^{скаач} \times 15}{100}$$

где 15 - принятое количество корольков в первичном шлаке (колеблется в пределах 10-30%)

$$M_{Fe}^{пер.скаач} = \frac{1,8109 \times 15}{100} = 0,2716$$

Определяем потери железа в корольках со шлаком доводки (колеблется в пределах 4-8%). Принимаем их содержание в шлаке равным 6%.

Тогда

$$M_{Fe}^{дов.} = \frac{M_{шл}^{дов.} \times 6,0}{100}$$

$$M_{Fe}^{дов.} = \frac{3,2736 \times 6,0}{100} = 0,2564 \text{ кг}$$

Определим потери железа в корольков с конечным шлаком (колеблется в пределах от 0,2 до 4%).

$$\text{Тогда } M_{Fe}^{к.шл.} = \frac{M_{шл}^{кон} \times 3,0}{100}$$

$$M_{Fe}^{к.шл.} = \frac{5,1309 \times 3,0}{100} = 0,1539 \text{ кг}$$

Железо во всех корольков:  $0,2716 + 0,2564 + 0,1539 = 0,6819$

Выход годного металла определяем :

$$M_{мет} = M_{ч} + M_{скр} - M_{прим} - M_{ме} - M_{Fe}^{пыль.} - M_{Fe}^{пер.скаач} - M_{Fe}^{дов.} - M_{Fe}^{к.шл.}$$

$$M_{мет} = 54,56 + 43,65 - 3,5466 - 1,3672 - 0,4160 - 0,2716 - 0,2564 - 0,1539 = 92,200 \text{ кг}$$

Определяем количество газов, выделяемых из мартеновской ванны, кг (%). Для этого количество материалов, образующих газы, умножаем на содержание соответствующего газа из табл.3. Результаты суммируем по горизонтали и вертикали. Результаты расчета сводим в таблицу 13

CO<sub>2</sub> - Сырым доломитом:

из табл.3 CO<sub>2</sub> = 41,0

из табл.7 усвоено ванной = 0,800

$$\text{CO}_2 - \text{сырым доломитом:} = \frac{41,0 \times 0,8}{100} = 0,3280$$

CO<sub>2</sub> - известняком:

из таблицы.3 CO<sub>2</sub> = 42,57

расход известняка 4,7817

$$\text{CO}_2 - \text{известняком} = \frac{42,57 \times 4,7817}{100} = 2,0356$$

CO<sub>2</sub> - известняк:

из табл.3 CO<sub>2</sub> = 3,2

расход извести в доводку - 0,6049:

$$\text{CO}_2 - \text{известь} = \frac{3,2 \times 0,6049}{100} = 0,0194$$

H<sub>2</sub>O сырым доломитом

из табл.3 Н<sub>2</sub> О =1,8

из табл.7 усвоено ванной =0,800

$$\text{Н}_2\text{О} - \text{сырым доломитом:} = \frac{1,8 \times 0,8}{100} = 0,0144$$

Н<sub>2</sub> О - известь: из табл.3 Н<sub>2</sub> О = 0,5 расход извести в доводку - 0,6049:

$$\text{Н}_2\text{О} \text{ известь} = \frac{0,5 \times 0,6049}{100} = 0,0030$$

Н<sub>2</sub> О - бокситом:

из табл.3 Н<sub>2</sub> О = 6,0

расход боксита в доводку- 0,2928

$$\text{Н}_2\text{О} \text{ бокситу} = \frac{6,0 \times 0,2928}{100} = 0,0176$$

Таблица 13 - Количество газов, выделяемых из мартеновской ванны.

Внесено	СО	СО <sub>2</sub>	Н <sub>2</sub> О	Сума
Металл. шихтой	4,9716	0,8680	-	5,8396
Мусором скрапа	-	-	0,045	0,045
Сырым доломитом	-	0,3280	0,0144	0,3424
Известняком	-	2,0356	-	2,0356
Известью	-	0,0194	0,0030	0,0224
Бокситом	-	-	0,0176	0,0176
Итого	4,9716	3,2510	0,0750	8,3026

В таблице 14 приведен материальный баланс мартеновской плавки перед раскисления (на 100 кг металлошихты)

Таблица 14 - Материальный баланс мартеновской плавки перед раскисления

Приход	Кг	Расход	Кг
Чугун жидкий	55,000	Металл	92,200
Скрап стальной	45,000	Шлак первичный скачи.	1,8109
Известняк	4,7817	Шлак доводки скачи.	4,2736
Известь	0,6049	Шлак конечный	5,1315
Доломит сырой	0,8000	Газы	8,3026
Доломит обожженный	1,0000	Железо в дым	0,4160
Боксит	0,2928	Железо во всех корольках	0,6819
Кислород	4,6872		
Шлак конечный	0,5000		
Материал свода	0,0500		
Материалы подины	0,1000		

ИТОГО	112,8166		112,8165
-------	----------	--	----------

Невязка  $\frac{112,8166 - 112,8165}{112,8166} \times 100 = 0,004$   
(допустимо до 0,2%)

## Данные для расчета материального баланса мартеновской плавки

№ варианта	доля чугуна	Содержание чугуна, %					доля скрапа	Содержание скрапа, %				
		C	Mn	Si	S	P		C	Mn	Si	S	P
1	45	4,40	0,98	0,71	0,04	0,12	55	0,2	0,4	0,31	0,05	0,025
2	46	4,26	0,98	0,71	0,04	0,12	54	0,21	0,41	0,31	0,045	0,025
3	47	4,33	0,96	0,72	0,04	0,11	53	0,22	0,42	0,32	0,046	0,026
4	48	4,41	0,98	0,73	0,04	0,12	52	0,23	0,40	0,33	0,044	0,026
5	49	4,32	0,99	0,74	0,04	0,12	51	0,24	0,44	0,34	0,045	0,026
6	50	4,39	0,95	0,75	0,035	0,12	50	0,2	0,41	0,3	0,045	0,026
7	51	4,38	0,98	0,76	0,036	0,12	49	0,2	0,41	0,3	0,046	0,025
8	52	4,39	0,85	0,71	0,037	0,12	48	0,2	0,40	0,3	0,05	0,030
9	53	4,38	0,96	0,71	0,038	0,12	47	0,2	0,41	0,25	0,05	0,03
10	54	4,36	0,95	0,72	0,039	0,11	46	0,2	0,40	0,29	0,05	0,029
11	55	4,39	1,01	0,80	0,04	0,12	45	0,23	0,40	0,26	0,05	0,03
12	56	4,40	1,05	0,81	0,041	0,11	44	0,21	0,41	0,29	0,05	0,031
13	57	4,41	1,01	0,82	0,042	0,12	43	0,22	0,42	0,28	0,05	0,032
14	58	4,42	1,03	0,83	0,043	0,12	42	0,23	0,43	0,26	0,05	0,033
15	59	4,42	1,02	0,84	0,044	0,12	41	0,24	0,44	0,28	0,045	0,034
16	60	4,33	1,03	0,85	0,04	0,13	40	0,21	0,4	0,25	0,046	0,03
17	61	4,36	1,03	0,86	0,04	0,12	39	0,21	0,4	0,26	0,046	0,031
18	62	4,34	1,01	0,87	0,04	0,12	38	0,22	0,4	0,27	0,047	0,03
19	63	4,34	1,04	0,88	0,04	0,11	37	0,22	0,4	0,29	0,048	0,03
20	64	4,45	1,02	0,89	0,04	0,12	36	0,20	0,40	0,29	0,049	0,03
21	65	4,41	1,00	0,71	0,04	0,12	35	0,20	0,41	0,3	0,046	0,03
22	66	4,41	1,02	0,71	0,04	0,11	34	0,21	0,41	0,31	0,047	0,026
23	67	4,40	1,06	0,71	0,04	0,12	33	0,22	0,42	0,32	0,048	0,028
24	68	4,40	1,01	0,72	0,04	0,12	32	0,20	0,43	0,31	0,05	0,026
25	69	4,38	1,07	0,70	0,04	0,12	31	0,21	0,41	0,31	0,05	0,026

## Массовое содержание элементов в стали

вариант	Марка стали	Массовое содержание элементов в готовой стали				
		C	Mn	Si	S	P
					не более	не более
1	ЗСП	0,14- 0,20	0,40-0,65	0,15-0,30	0,050	0,040
2	5сп	0,28-0,37	0,50-0,80	0,20-0,40	0,050	0,040
3	10	0,07-0,14	0,35-0,65	0,17-0,37	0,040	0,035
4	20	0,17-0,24	0,35-0,65	0,17-0,37	0,040	0,035
5	A515-6	0,14-0,21	0,60-0,90	0,15-0,40	0,035	0,035
6	A36	0,15-0,20	0,85-1,15	0,17-0,37	0,040	0,040
7	St 37-2	0,12-0,17	0,40-0,60	0,15-0,30	0,035	0,035
8	St44-2	0,15-0,20	0,40-0,60	0,10-0,25	0,040	0,040
9	15Г	0,12-0,19	0,70-1,00	0,17-0,37	0,035	0,035
10	St 52-3	0,15-0,20	1,2-1,60	0,35-0,55	0,030	0,035
11	17ГС	0,14-0,20	1,00-1,40	0,40-0,60	0,030	0,030
12	A	0,17-0,21	0,40-1,00	0,15-0,30	0,040	0,040
13	E	0,13-0,18	0,70-1,40	0,15-0,30	0,040	0,040
14	D40	0,12-0,18	0,90-1,60	0,15-0,30	0,035	0,035
15	A 572-50	0,14-0,20	0,85-1,25	0,15-0,40	0,050	0,040
16	A 516-55	0,12-0,18	0,60-0,90	0,15-0,40	0,035	0,035
17	A 516-70	0,14-0,22	0,85-1,21	0,15-0,40	0,035	0,035
18	AB / EH	0,12-0,18	1,20-1,60	0,17-0,50	0,040	0,040
19	A 572-65	0,14-0,23	0,90-1,30	0,15-0,40	0,050	0,040
20	A 572-60	0,14-0,25	0,90-1,30	0,15-0,40	0,050	0,040
21	A 572-42	0,14-0,20	0,85-1,25	0,15-0,40	0,050	0,040
22	LRA	0,14-0,22	0,30-0,60	0,17-0,37	0,030	0,040
23	5ПС	0,14-0,22	0,40-0,65	0,05-0,17	0,050	0,040
24	SS400	0,14-0,22	0,40-0,60	0,17-0,37	0,030	0,030
25	30	0,27-0,35	0,50-0,80	0,17-0,37	0,040	0,035

### Практическая работа № 8

#### Тема: Расчет теплового баланса мартеновской плавки

Печь отапливаются природным газом и мазутом.

Принимаем:

- Расход мазута 30% по теплу;
- Коэффициент избытка воздуха  $n = 1,2$ ;
- Температуру чугуна при заливке в печь -  $1300^\circ \text{C}$ ;
- Температуру стали перед раскисления -  $1620^\circ \text{C}$ ;

I. Приход тепла

$$Q_1 = \eta_{жч}^{жс} \times (C_{ч}^{мс} \times t_{ч}^{пл} + q_{ч}^{мс} + C_{ч}^{жс} (t_{ч}^{жс} - t_{ч}^{пл}))$$

где  $\eta_{жч}^{жс}$  - доля (масса) жидкого чугуна в металлошихте, кг (по заданию);

$C_{ч}^{мс}$  - средняя теплоемкость твердого чугуна от 0° С до температуры плавления, кДж / кг град. Составляет  $C_{ч}^{мс} = 0,755$  кДж/кг×град;

$t_{ч}^{пл}$  - температура плавления чугуна °С.

Принимаем  $t_{ч}^{пл} = 1180$  °С (колебается в пределах 1150-1200 °С);

$q_{ч}^{мс}$  - скрытая теплота плавления твердого чугуна, кДж / кг. Составляет  $q_{ч}^{мс} = 218$  кДж/кг

$C_{ч}^{жс}$  - средняя теплоемкость жидкого чугуна, кДж / кг × град. Составляет  $C_{ч}^{жс} = 0,92$  кДж/кгград;

$t_{ч}^{жс}$  - температура жидкого чугуна, заливаемого ° С (по заданию).

Тогда

$$Q_1 = 55 \times (0,755 \times 1180 + 218 + 0,92 \times (1300 - 1180)) = 67062 \text{ кДж.}$$

1.2. Тепло экзотермических реакций окисления примесей ( $Q_2$ ), кДж

$$C \rightarrow CO \quad Q_{эф}^{CO} \times 0,9 \times \eta_{пр}^C \text{ спр} = Q_2^{CO}$$

$$C \rightarrow CO_2 \quad Q_{эф}^{CO_2} \times 0,1 \times \eta_{пр}^C \text{ спр} = Q_2^{CO_2}$$

$$Si \rightarrow SiO_2 \quad Q_{эф}^{Si} \times \eta_{пр}^{Si} = Q_2^{Si}$$

$$Mn \rightarrow MnO \quad Q_{эф}^{Mn} \times \eta_{пр}^{Mn} = Q_2^{Mn}$$

$$P \rightarrow P_2O_5 \quad Q_{эф}^P \times \eta_{пр}^P = Q_2^P$$

$$Fe \rightarrow Fe_2O_3 \text{ (шлак)} \quad Q_{эф}^{Fe} \times \eta_{пр}^{Fe} = Q_2^{Fe}$$

$$Fe \rightarrow FeO \quad Q_{эф}^{Fe} \times \eta_{пр}^{Fe} = Q_2^{Fe}$$

$$Fe \rightarrow Fe_2O_3 \text{ (дым)} \quad Q_{эф}^{Fe} \times \eta_{пр}^{Fe} = Q_2^{Fe}$$

где  $Q_{эф}$  - тепловые эффекты реакций окисления примесей, кДж / кг;

$\eta_{пр}$  - количество соответствующих примесей, окисляются, кг (см таблицу 6 материального баланса плавки, 2 столбик).

Тогда

$$C \rightarrow CO \quad 10470 \times 2,3674 \times 0,9 = 22308$$

$$C \rightarrow CO_2 \quad 34090 \times 2,3674 \times 0,1 = 8071$$

$$Si \rightarrow SiO_2 \quad 31100 \times 0,5129 = 15951$$

$$Mn \rightarrow MnO \quad 7370 \times 0,5852 = 4313$$

$$P \rightarrow P_2O_5 \quad 25000 \times 0,0606 \text{ (т.9 } C_{г}^2 O_3) = 1515$$

$$Fe \rightarrow Fe_2O_3 \text{ (шлак)} \quad 7370 \times 0,3902 \text{ (т.8 A)} = 2876$$

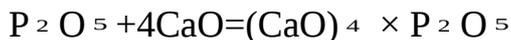
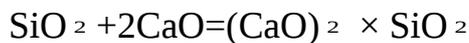
$$Fe \rightarrow FeO \quad 4820 \times (1,8833 + 0,2061) = 9466$$

$$Fe \rightarrow Fe_2O_3 \text{ (дим)} \quad 7370 \times 0,416 \text{ (после т.12)} = 3066$$

$$Q_2 = 67566 \text{ кДж}$$

1.3 Тепло шлакообразования ( $Q_3$ ), кДж.

Считаем, что при формировании шлака находящихся в нем  $SiO_2$  и  $P_2O_5$  образуют соединения  $(CaO)_2 \times SiO_2$  и  $(CaO)_4 \times P_2O_5$  с выделением тепла по реакциям:



$$Q_3 = \eta_{\text{SiO}_2} \times Q_{\text{эф}}^{\text{SiO}_2} + \eta_{\text{P}_2\text{O}_5} \times Q_{\text{эф}}^{\text{P}_2\text{O}_5}$$

де  $\eta_{\text{SiO}_2}$ ,  $\eta_{\text{P}_2\text{O}_5}$  - масса оксидов, образующиеся кг;

$Q_{\text{эф}}^{\text{SiO}_2}$ ,  $Q_{\text{эф}}^{\text{P}_2\text{O}_5}$  - тепло от расхода 1 кг оксидов на образование соединения, кДж / кг, смотри табл.6. столбик 5

$$2320 \times 1,0991 = 2550$$

$$4740 \times 0,1388 = 658$$

$$Q_3 = 3208 \text{ кДж.}$$

1.4 Химическое тепло топлива обозначим через "X". При отоплении печи природным газом и мазутом и при расходе мазута 30% по теплу, тепло вносимое природным газом состави 0,7X кДж, а тепло, вносимое мазутом - 0,3 X

Выполним расчет горения топлива (таблица 1)

Таблица 16- Расчет горения природного газа

составляющие м <sup>3</sup>	Уравнение реакции горения	Расход O <sub>2</sub> , м <sup>3</sup>	Продукты сгорания, м <sup>3</sup>			
			CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	N <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>
CH <sub>4</sub> - 93,9	CH <sub>4</sub> + 2 O <sub>2</sub> = CO <sub>2</sub> + 2 H <sub>2</sub> O	187,80	93,9	187,80	4,3	
C <sub>2</sub> H <sub>6</sub> -1,3	C <sub>2</sub> H <sub>6</sub> + 3,5 O <sub>2</sub> = 2CO <sub>2</sub> + 3 H <sub>2</sub> O	4,55	2,60	3,90	-	
C <sub>3</sub> H <sub>8</sub> -0,2	C <sub>3</sub> H <sub>8</sub> + 5 O <sub>2</sub> = 3CO <sub>2</sub> + 4 H <sub>2</sub> O	1,0	0,6	0,80	-	
CO <sub>2</sub> -0,3		-	0,3	-	-	
N <sub>2</sub> -4,3		-	-	-	-	
Расход O <sub>2</sub> и количество продуктов сгорания CO <sub>2</sub> и O <sub>2</sub> воздуха при п=1,0		193,35	97,4	192,5	731,66	
п=1,2		232,02	97,4	192,5	877,14	38,67

Количество воздуха, необходимое для сжигания 100 м<sup>3</sup> природного газа  
 $232,02:21 \times 100 = 1104,85 / 100 = 11,04 \text{ м}^3$

Определяем теплоту сгорания природного газа

$$Q_{\text{н}}^{\text{р}} = 35988 \times 93,9 + 63721 \times 1,3 + 90554 \times 0,2 = 3480221 \text{ кДж} / 100 \text{ м}^3$$

где 35988, 63721 и 90554 – тепловые эффекты сгорания газа, кДж/ м<sup>3</sup>

Расчеты произведены на 100 м<sup>3</sup> газа.

В таблице 17 приведен расчет горения мазута.

Таблица 17 Расчет горения мазута

Составляющие	Число молей	Уравнения реакций	Расход O <sub>2</sub>	Продукты сгорания, моль
--------------	-------------	-------------------	-----------------------	-------------------------

мазута, кг		горения	моль O <sub>2</sub>	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	N <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>
C-84,00	84:12=7,00	C+O <sub>2</sub> =CO <sub>2</sub>	7,00	7,00			
H <sub>2</sub> -10,4	10,4:2=5,20	H <sub>2</sub> +0,5O <sub>2</sub> =H <sub>2</sub> O	2,6		5,2		
S-0,64	0,64:32=0,02	S+O <sub>2</sub> =SO <sub>2</sub>	0,02				
O <sub>2</sub> -0,32	0,32:32=0,01		0,01				
N <sub>2</sub> -0,08	0,08:28=0,003					0,003	
N <sub>2</sub> O 4,26	4,26:18=0,236				0,236		
A-0,3							
Расход и количество продуктов сгорания с N <sub>2</sub> и O <sub>2</sub> воздуха							
при п= 1,0			9,61	7,00	5,436	36,11	
при п= 1,2			11,532	7,00	5,436	43,382	1,92

Количество воздуха, необходимое для сжигания мазута

$$11,532:21 \times 100 = 54,914 \text{ моль или } 54,914 \times 22,4:100 = 12,29 \text{ м}^3/\text{кг}$$

Определяем теплоту сгорания мазута по формуле Д.И. Менделеева:

$$Q_4 = 81 \times 84 + 300 \times 10,4 - 26(0,32 - 0,64) - 6(9 \times 10,4 + 4,26) = 9345 \text{ к кал/кг} = 39155$$

кДж/кг,

где 81, 300, 26, 6 - тепловые коэффициенты, отнесенные к 0,01 кг соответствующей составляющей мазута.

1.5. Тепло, вносимое нагретым до 1100 °С воздухом.

Определяемая расход воздуха для сжигания топлива, м<sup>3</sup>:

$$\text{природного газа } 0,7x:11,04:34800 = 0,000222x$$

$$\text{мазута } 0,3x(12,29 - 0,6):39155 = 0,000090x,$$

где 0,6 – принимаемый расход компрессорного воздуха, на распыливание мазута

$$\text{м/кг (колеблется в пределах } 0,39 - 0,77 \text{ м}^3/\text{кг}).$$

Общий расход воздуха составит, м<sup>3</sup>:

$$0,000222x + 0,000090x = 0,000312x$$

$$Q_5 = 1,45 \cdot 1100 \cdot 0,000312x = 0,498x \text{ кДж,}$$

где 1,45 – средняя теплоёмкость воздуха, кДж/кг×град.

Общий приход тепла равный  $Q_{\text{приход}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5$

$$Q_{\text{приход}} = 67062 + 67566 + 3208 + 0,498x + x = 137836 + 1,498x.$$

## 2. Расход тепла

2.1. Физическое тепло стали, нагретой до  $t_{\text{ст}} = 1620$  °С ( $Q_1$ ), кДж:

$$Q_1 = \eta_{\text{см}} (C_{\text{см}}^m \times t_{\text{м}}^{\text{пл}} + q_{\text{см}}^m + C_{\text{см}}^{\text{жс}} (t_{\text{см}} - t_{\text{м}}^{\text{пл}}))$$

где  $\eta_{\text{см}}$  - масса жидкой стали, кг;  $\eta_{\text{см}} = 92,2$  кг;

$C_{\text{см}}^m$  - средняя теплоёмкость твёрдой стали, кДж/кг-град;  $C_{\text{см}}^m = 0,7$  кДж/кг×град;

$t_{\text{м}}^{\text{пл}}$  - температура плавления металла °С;  $t_{\text{м}}^{\text{пл}} = 1528$  °С;

$q_{\text{см}}^m$  - скрытая теплота плавления твёрдой стали, кДж/кг;  $q_{\text{см}}^m = 272$  кДж/кг;

$C_{ст}^{жс}$  - средняя теплоёмкость жидкой стали кДж/кг×град;  $C_{ст}^{жс}$   
=0,9кДж/кг×град

$t_{пл}^{пл}$  - определяется по зависимости  $1540-85 \times 0,14 = 1528$  °С,

где 1540 - температура плавления чистого железа;

85 - снижение температуры плавления металла на 1% углерода;

0,14 - содержание углерода в металле перед раскисления (с материального баланса).

$$Q_1 = 92,2 \times [0,7 \times 1528 + 272 + 0,90 \times (1620 - 1528)] = 131330 \text{ кДж}$$

2.2. Физическое тепло шлаков, то есть шлак уносит тепла ( $Q_2$ ), кДж:

$$Q_2 = 1,3 \times \eta_{шл} (C_{шл} \times t_{шл} + q_{шл})$$

де  $\eta_{шл}$  - масса конечного шлака (из сводной таблицы материального баланса), кг;

$C_{шл} = 1,2$  - средняя теплоемкость шлака, кДж/кг×град;

$q_{шл} = 210$  - скрытая теплота плавления шлака, кДж/кг;

$t_{шл} = 1630$  - температура конечного шлака °С;

1,3 - коэффициент, учитывающий потери тепла со сбрасываемым в период плавления и доводки шлаком.

Тогда

$$Q_2 = 1,3 \times 5,1315 \times (1,2 \times 1630 + 210) = 14450 \text{ кДж}$$

2.3. Тепло, уносимое продуктами сгорания:

Количество природного газа, м<sup>3</sup>:  $0,7 \times 34800 = 0,0000201 \text{ х}$ ;

Количество мазута, кг:  $0,3 \times 39155 = 0,0000077 \text{ х}$ ;

Количество продуктов сгорания, м<sup>3</sup>:

$CO_2$   $0,0000201 \text{ х} \times 0,974 + 0,0000077 \text{ х} \times 7,0 \times 22,4 : 100 = 0,0000316 \text{ х}$ ;

$H_2O$   $0,0000201 \text{ х} \times 1,925 + 0,0000077 \text{ х} \times 5,44 \times 22,4 : 100 = 0,0000479 \text{ х}$ ;

$N_2$   $0,0000201 \text{ х} \times 8,771 + 0,0000077 \text{ х} \times 43,34 \times 22,4 : 100 = 0,0002510 \text{ х}$ ;

$O_2$   $0,0000201 \text{ х} \times 0,387 + 0,0000077 \text{ х} \times 1,92 \times 22,4 : 100 = 0,0000111 \text{ х}$ .

Тепло, уносимо продуктами сгорания, составит, кДж:

$CO_2$   $2,41 \times 0,0000316 \text{ х} \times 1700 = 0,129 \text{ х}$ ;

$H_2O$   $1,88 \times 0,0000479 \text{ х} \times 1700 = 0,153 \text{ х}$ ;

$N_2$   $1,46 \times 0,0002510 \text{ х} \times 1700 = 0,623 \text{ х}$ ;

$O_2$   $1,55 \times 0,0000111 \text{ х} \times 1700 = 0,029 \text{ х}$

$$Q_3 = 0,934 \text{ х}$$

где первый столбик чисел - теплоемкость соответствующих газов, кДж/ м<sup>3</sup> ×град;

1700 - средняя температура продуктов сгорания при выходе из рабочего пространства печи, °С.

2.4. Тепло, затрачиваемое на нагрев газов, выделяющихся из металлической ванны при принятой средней их температуре, равной 1700°С ( $Q_4$ ), кДж.

$$\text{CO} \quad 2526 \times 4,9716 \times 22,4:28=10047$$

$$\text{CO}_2 \quad 4090 \times 3,2510 \times 22,4:44=6769$$

$$\text{H}_2\text{O} \quad 3205 \times 0,075 \times 22,4:18=300$$

$$Q_4 = 17116 \text{ кДж}$$

где первый столбик чисел - теплосодержание 1 м<sup>3</sup> газы при температуре 1700 °С, кДж/ м<sup>3</sup>

второй столбик чисел - количество отходящих газов, кг (таблица 13 материального баланса);

2.5. Тепло, уносимое частицами Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в дым (Q<sub>5</sub>) кДж

$$Q_5 = 0,416 \times (160/112) \times (1,2 \times 1700 + 216) = 1340 \text{ кДж}$$

2.6. Тепло, затрачиваемое на разложение известняка (Q<sub>6</sub>), кДж.

$$Q_6 = 1780 \times 4,7817 = 8511 \text{ кДж}$$

где 1780 - теплота разложения известняка, кДж/кг

4,7817 - расход известняка из материального баланса, кг.

2.7. Тепло, затрачиваемое на восстановление Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (Q<sub>7</sub>) кДж,

из известняка (0,016) кДж, (смотри табл.9 материального баланса)

бокситу (0,0527) кДж, (смотри табл. 11 материального баланса)

материали соединения (0,0025) кДж, (смотри табл.8 А материального

баланса)

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ до Fe} \quad [(0,016 + 0,0527 + 0,0025) \times 0,9] \times 824000:160 = 330$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ до FeO} \quad [(0,016 + 0,0527 + 0,0025) \times 0,1] \times 290000:160 = 13$$

$$Q_7 = 347 \text{ кДж}$$

где произведения в скобках - количество восстановившихся Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, (90% до Fe и 10% до FeO), кг;

второй столбик чисел - тепловой эффект реакций восстановления отнесенный к 1 молю Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, кДж/к моль.

2.8. Потери тепла на водяное охлаждение печи, излучение, через кладку и др.. составляет от 40% до 60% тепла, вводимого топливом. Принимаем потери тепла равными 50% от химического тепла топлива, то есть Q<sub>8</sub> = 0,5X кДж

Общий расход тепла равно кДж:

$$Q_{\text{встрати}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5 + Q_6 + Q_7 + Q_8$$

$$Q_{\text{встрати}} = 131330 + 14450 + 0,934x + 17116 + 1340 + 8511 + 344 + 0,5x = 173090 + 1,434X$$

Приняв приход тепла рас ходу, определяем величину «X»

$$137836 + 1,498 = 173090 + 1,434x$$

$$X(1,498 - 1,434) = 173090 - 137836$$

$$0,064x = 35254$$

$$x = 35254 / 0,064$$

$$x = 550844 \text{ кДж}$$

Таблица 18 - тепловой баланс мартеновской плавки

Приход тепла	кДж	%
Физическое тепло: Чугун (Q <sub>1</sub> )	67062	6,96
Воздух (0,498x)	274320	28,49
Тепло реакций: экзотермических (Q <sub>2</sub> )	667566	7,02
	3208	0,33

шлакообразования ( $Q^3$ ),		
Химическое тепло: природным газом 0,7х	385521	40,04
мазута 0,3 х	165253	17,16
Итого	963000	100,0
<b>Расход тепла</b>		
Физическое тепло : стали( $Q^1$ )	131330	13,64
шлака( $Q^2$ )	14450	1,5
Уносятся с продуктами сгорания ( $Q^3 = 0,934$ х)	514486	53,43
Газы уносить тепло: ( $Q^4$ )	17116	1,78
Тепло, уносимое частицами $Fe_2O_3$ ( $Q^5$ )	1340	0,14
Тепло, на разложение известняка ( $Q^6$ ),	8511	0,88
Тепло, на восстановление $Fe_2O_3$ ( $Q^7$ )	344	0,04
Потери тепла ( $Q^8 = 0,5$ х )	275421	28,59
Итого	1118494	100,0

приложен  
ие 8

Задание для выполнения расчета теплового баланса

Вариант	Температура, ° С		вариант	Температура, ° С	
	чугуна	Стали		чугуна	стали
1	1315	1600	14	1315	1620
2	1310	1590	15	1325	1620
3	1305	1610	16	1315	1615
4	1310	1620	17	1310	1620
5	1315	1620	18	1305	1630
6	1320	1630	19	1310	1620
7	1315	1620	20	1320	1625
8	1320	1620	21	1315	1610
9	1315	1625	22	1305	1600
10	1320	1630	23	1310	1600
11	1310	1640	24	1315	1610
12	1300	1620	25	1320	1600
13	1305	1620			

### Практическая работа № 9

#### Тема: Расчет раскисления стали.

Раскисления стали проводят, исходя из рекомендаций методических указаний  
Порядок расчета:

- а) определяют среднее содержание Mn и Si в готовой стали;
- б) выбирают вид ферросплава для раскисления и легирования стали;
- в) выбирают угар элементов с ферросплавов;
- г) определяют расход марганецсодержащих ферросплавов;

- д) определяют увеличение выхода годного после присадки марганецсодержащих материалов;
- е) определяют содержание кремния в металле после присадки марганецсодержащих ферросплавов;
- ж) при недостатке до среднего содержания кремния в спокойной стали рассчитывают необходимое количество ферросилиция;
- с) определяют прирост выхода годного за счет присадки ферросилиция;
- и) определяют расход алюминия и прирост выхода годного после его ввода
- к) проверяют массовые содержание элементов в готовой стали после введения всех ферросплавов.

Определяем среднее содержание кремния и марганца в готовой стали

$$[\%Si]_{\text{ср}} = \frac{[Si]_{\text{min}} + [Si]_{\text{max}}}{2} = \frac{0,15 + 0,5}{2} = 0,325\% \%$$

$$[\%Mn]_{\text{ср}} = \frac{[Mn]_{\text{min}} + [Mn]_{\text{max}}}{2} = \frac{0,9 + 1,60}{2} = 1,25\%$$

Таблица – Угар элементов раскислителей:

Тип стали	Вариант раскисления	Содержание углерода в металле % С	Угар элементов %		
			С	Si	Mn
Кипящая	Ферромарганцем	до 0,10	20-25	60-70	25-30
		0,11 – 0,16	17-22	55-60	20-25
		0,17 и более	14-18	50-55	15-20
Спокойная и полуспок	Ферромарганцем и богатим ферросилицием или силикомарганцем	до 0,10	17-22	25-30	20-25
		0,11 – 0,16	15-20	20-25	15-20
		0,17 и более	12-16	15-20	12-16

Содержание алюминия в готовой стали принимаем равным 0,02 %.

Раскисления стали марки А 36 производим силикомарганцем и алюминием. В таблице 15 приведено массовое содержание элементов в раскислителях.

Таблица 15– Химический состав раскислителей

Ферросплав	Марка	Стандарт	Содержание элементов, %							
			С	Si	Mn	P	S	Fe	Al	др
Силикомарганец	СМн20	ГОСТ 4756-77	1,2	23,0	68,0	0,15	0,03	7,62	-	-
Алюминий	Втор.	ГОСТ 295-83	-	-	-	-	-	-	90	10

Таблица 15 а – Химический состав раскислителей

Ферросплав	Содержание элементов %					
	С	Si	Mn	P	Fe	Σ

Феромарганец	6,5	1,1	74,8	0,30	17,3	100,0
Феросилиций 45%й	0,20	46,5	0,65	0,05	52,6	100,0
Силикомарганец	1,1	18,5	65,6	0,2	14,6	100,0

В соответствии с приложением 15 принимаем угар элементов:

$$Y_C=10\%; \quad Y_{Si}=25\%; \quad Y_{Mn}=20\%; \quad Y_{Al}=50\%.$$

Определение расхода силикомарганца

$$M_{SiMn} = \frac{([Mn]_{з.с.}^{cp} - [Mn]_{н.п.})M_{Me}100}{[Mn]_{SiMn}(100 - Y_{Mn})} = \frac{(1.25 - 0.15) * 92.200 * 100}{68(100 - 25)} = 1.863 \text{ кг}$$

Определяем прирост массы металла после присадки силикомарганца

$$\begin{aligned} \Delta M_{SiMn} &= M_{SiMn} \left[ \frac{[C]_{SiMn}(100 - Y_C)}{10000} + \frac{[Si]_{SiMn}(100 - Y_{Si})}{10000} + \frac{[Mn]_{SiMn}(100 - Y_{Mn})}{10000} \right] + \\ &+ M_{SiMn} \left[ \frac{[P]_{SiMn}}{100} + \frac{[S]_{SiMn}}{100} + \frac{[Fe]_{SiMn}}{100} \right] = \\ &= 1,863 * \left[ \frac{1,2 * (100 - 10)}{10000} + \frac{23 * (100 - 25)}{10000} + \frac{68 * (100 - 20)}{10000} + \frac{0,15}{100} + \frac{0,03}{100} + \frac{7,62}{100} \right] = 1,5003 \text{ кг} \end{aligned}$$

Определяем содержание кремния в металле после присадки силикомарганца, перешедшего в шлак и газовую фазу

$$\Delta M'_{SiMn} = M_{SiMn} - \Delta M_{SiMn} = 1,863 - 1,5003 = 0,3627 \text{ кг}$$

Определяем содержание кремния в металле после присадки силикомарганца

$$[Si] = [Si]_{н.п.} + \frac{M_{SiMn}[Si]_{SiMn}(100 - Y_{Si})}{100(M_{Me} + \Delta M_{SiMn})} = 0 + \frac{1.863 * 23 * (100 - 25)}{100(92.2 + 1.5003)} = 0.34\%$$

Определяем расход алюминия

$$M_{Al} = \frac{[Al]_{з.с.} \cdot M_{Me} 100}{[Al]_{Al}(100 - Y_{Al})} = \frac{0.02 * 93.7003 * 100}{90 * (100 - 50)} = 0.04161 \text{ кг}$$

Определение прирост массы металла после присадки алюминия

$$\Delta M_{Al} = M_{Al} \left[ \frac{[Al]_{Al}(100 - Y_{Al})}{10000} + \frac{[Пр.]_{Al}}{100} \right] = 0.04161 \left[ \frac{.90 * (100 - 50)}{10000} + \frac{10}{100} \right] = 0.0229 \text{ кг}$$

Определим массу металла после присадки алюминия

$$M_{Me}^K = M_{Me} + \Delta M_{SiMn} + \Delta M_{Al} = 92.200 + 1.5003 + 0,0229 = 93.7232 \text{ кг}.$$

Проверка химического состава готовой стали

$$[C]_{z.c.} = [C]_{n.p.} + \frac{M_{SiMn} [C]_{SiMn} (100 - Y_C)}{0.01 M_{Me}^K} = 0,14 + \frac{1,863 \cdot 1,2 \cdot (100 - 10)}{0.01 \cdot 93,7232} = 0,15\%$$

$$[Si]_{z.c.} = [Si]_{n.p.} + \frac{M_{SiMn} [Si]_{SiMn} (100 - Y_{Si})}{0.01 M_{Me}^K} = 0 + \frac{1,863 \cdot 23 \cdot (100 - 25)}{0.01 \cdot 93,7232} = 0,34\%$$

$$[Mn]_{z.c.} = [Mn]_{n.p.} + \frac{M_{SiMn} [Mn]_{SiMn} (100 - Y_{Mn})}{0.01 M_{Me}^K} = 0,15 + \frac{1,863 \cdot 68 \cdot (100 - 20)}{0.01 \cdot 93,7232} = 1,23\%$$

$$[P]_{z.c.} = [P]_{n.p.} + \frac{M_{SiMn} [P]_{SiMn}}{0.01 M_{Me}^K} = 0,020 + \frac{1,863 \cdot 0,15}{0.01 \cdot 93,7232} = 0,023\%$$

$$[S]_{z.c.} = [S]_{n.p.} + \frac{M_{SiMn} [S]_{SiMn}}{0.01 M_{Me}^K} = 0,026 + \frac{1,863 \cdot 0,03}{0.01 \cdot 93,7232} = 0,027\%$$

Вывод: Расчетное количество раскислителей обеспечивает требуемое содержание элементов в готовой стали марки А 36.

## Практическая работа № 10

### Тема: «Расчет материального баланса в двухванном сталеплавильном агрегате»

Цель работы:

углубить знания по разделу «Производство стали в мартеновских печах и ДСА» программы предмета.

Научиться правильно рассчитывать приходные и расходные составляющие материального баланса плавки в двухванном сталеплавильном агрегате .

Использовать полученные знания при выполнении курсовых и дипломных проектов.

Расчет ведем на 100 кг металлошихты.

Исходные данные в приложении.

При расчете материального баланса следует принять:

- Расход передельного чугуна
- Марку стали и массовую долю элементов в ней
- Массовое содержание компонентов в неметаллической частые шихты.

При расчете работы необходимо найти:

- Средний состав металлической шихты
- количество примесей выделяемых из нее
- потери железа (в дым)
- расход кислорода на окисление примесей
- массу образующихся оксидов
- расход извести
- содержание конечного шлака

- выход железа
- количество образовавшихся газов.

По результатам расчетов осуществляется баланс прихода и расхода материалов и компонентов, которые образуются при проведении плавки.

Расчет материального баланса плавки.

Состав исходных материалов принимаем из заводских данных в рамках ГОСТа и утвержденных технических условий завода. Расходы чугуна принимаем 65%, скрапа 35%.

Таблица 1 - Химический. состав металлической части шихты

Марка стали	Массовый состав элементов в %.				
	C	Mn	Si	Не болем	
				P	S
3 сп	0,14-0,22	0,4-0,65	0,17-0,37	н.б.0,034	н.б.0,02

Таблица 2 -Химический состав металлической части шихты, стали перед раскислением

Материал	Массовый состав элементов в %.				
	C	Mn	Si	P	S
Чугун предельный 65%	4,00	1,3	0,75	0,16	0,04
Скрап 35%	0,17	0,46	0,23	0,025	0,03
Сталь перед раскислением	0,12	0,18	0	0,012	0,022

Таблица 3 - Химический состав неметаллических материалов,%

Материал	Массовый состав элементов в %.							
	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	H <sub>2</sub> O	CO <sub>2</sub>
Известь	2,0	86,00	3,00	2,00	-	-	1,00	6,00
Доломит	3,00	53,00	36,00	2,60	2,00	-	-	3,40
Магнезит	4,50	1,50	66,50	4,00	12,70	10,50	-	0,30
Боксит	10,00	4,00	-	54,00	25,00	-	7,00	-

Расчет шихты плавки.

Расчет ведем на 100 кг метало шихты.

Определяем средний состав металлической шихты.

Для чугуна

$$C \quad 65/100 \times 4,00 = 2,600$$

$$Si \quad 65/100 \times 0,75 = 0,487$$

$$Mn \quad 65/100 \times 1,30 = 0,845$$

$$P \quad 65/100 \times 0,16 = 0,104$$

$$S \quad 65/100 \times 0,04 = 0,026$$

Для скрапа

$$C \quad 35/100 \times 0,17 = 0,059$$

$$Si \quad 35/100 \times 0,23 = 0,080$$

$$Mn \quad 35/100 \times 0,46 = 0,161$$

$$P \quad 35/100 \times 0,025 = 0,008$$

$$S \quad 35/100 \times 0,03 = 0,010$$



Расход кислорода составит:

$$8,557-0,006= 8,551$$

Определение расхода извести

Расход извести определяем по балансу CaO и SiO<sub>2</sub> в шлаке для получения основности 2,69 ( средняя основность шлака на плавку состави 2,4-2,8.

Для формирования шлака принимаем расход боксита равна 0,4 ( обачно 0,2-0,6кг )

Расход доломита (износ) и футеровки в практических условиях составит: доломита 1,5-2,0%, магнезита 0,07-0,2% от массы металлошихты.

Принимаем расход доломита равным 1,7кг, периклазомита 0,1 кг на 100 кгметаллошихты.

Расход извести обозначаем через X

Количество CaO в шлаке, поступаая из материалов, составит, кг:

CaO

доломит  $1,7/100 \times 53 = 0,901$

магнезит  $0,1/100 \times 1,5 = 0,002$

боксит  $0,4/100 \times 4,0 = 0,016$

известь  $x/100 \times 86,0 = 0,86x$

---

Всего  $0,918 + 0,86x$

Количество SiO<sub>2</sub> в шлаке, поступаая из материалов, составит, кг:

Металлошихта 1,215

Боксит  $0,4/100 \times 10,0 = 0,040$

Доломит  $1,7/100 \times 3,0 = 0,051$

магнезит  $0,1/100 \times 4,5 = 0,005$

Известь  $x/100 \times 2,0 = 0,02x$

---

Всего  $1,311 + 0,02x$

Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>

Боксит  $0,4/100 \times 54 = 0,216$

Доломит  $1,7/100 \times 2,6 = 0,044$

магнезит  $0,1/100 \times 4,0 = 0,004$

Известь  $x/100 \times 2,0 = 0,02x$

---

Всего  $0,264 + 0,02x$

MgO

Доломит  $1,7/100 \times 36,0 = 0,612$

магнезит  $0,1/100 \times 66,5 = 0,067$

Известь  $x/100 \times 3,0 = 0,03x$

---

Всего  $0,679 + 0,03x$

Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>

Боксит  $0,4/100 \times 25,0 = 0,100$

Доломит  $1,7/100 \times 2,0 = 0,034$   
магнезит  $0,1/100 \times 12,7 = 0,013$

-----  
Всего 0.147

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

Магнезит  $0,1/100 \times 10,50 = 0,0105$

Вместо CaO и SiO<sub>2</sub> подставим их значения и найдем расход извести:

$$\frac{0,918 + 0,86x}{1,311 + 0,02x} = 2,6$$

$$0,918 + 0,86x = 2,6(1,311 + 0,02x)$$

$$0,918 + 0,86x = 3,4086 + 0,052x$$

$$0,918 - 3,4086 = 0,052x - 0,86x$$

$$-2,4906 = -0,808x$$

$$x = 2,4906 / 0,808$$

$$x = 3,083$$

Таблица 5 – количество компонентов

Оксиды	Материалы					Всего
	Металло-шихта	Боксит	Доломит	Периклазохромит	Известь /x/	
SiO <sub>2</sub>	1,215	0,040	0,051	0,005	0,062	1,373
CaO	-	0,016	0,901	0,002	2,651	3,570
MgO	-	-	0,612	0,067	0,092	0,771
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	0,216	0,044	0,004	0,062	0,326
S	0,012	-	-	-	-	0,012
MnO	1,089	-	-	-	-	1,089
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,231	-	-	-	-	0,231
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	0,100	0,034	0,013	-	0,147
Cr <sub>2</sub> O <sub>2</sub>	-	-	-	0,011	-	0,011
Σ	2,547	0,372	1,642	0,102	2,867	7,530

Кроме того, в извести содержится:

$$3,083/100 \times 6,0 = 0,0185 \text{ кг CO}_2$$

$$3,083/100 \times 1,0 = 0,031 \text{ кг H}_2\text{O}$$

Аналогично в доломите:

$$1,7/100 \times 3,4 = 0,058 \text{ кг CO}_2$$

В периклазохромите:

$$0,1/100 \times 0,3 = 0,0003 \text{ кг CO}_2$$

В боксите:

$$0,4/100 \times 7,0 = 0,028 \text{ кг H}_2\text{O}$$

Масса шлака без Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> составит, кг:

$$7,530 - 0,147 = 7,383$$

Принимаем, что в шлаке содержится 16% FeO и 6% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, т.е. масса шлака без оксидов FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и состави  $100 - (16 + 6) = 78\%$  или кг:

$$7,383 / 78 \times 100 = 9,465$$

$$\% \text{ SiO}_2 = 1,373 / 9,465 \times 100 = 14,51\%$$

$$\% \text{ CaO} = 3,570 / 9,465 \times 100 = 37,72\%$$

% MgO	0,771 / 9,465 × 100 = 8,14%
% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,326 / 9,465 × 100 = 3,44%
% S	0,012 / 9,465 × 100 = 0,13%
% MnO	1,089 / 9,465 × 100 = 11,5%
% P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,231 / 9,465 × 100 = 2,44%
% Cr <sub>2</sub> F <sub>2</sub>	0,011 / 9,465 × 100 = 0,12%
% FeO	= 16,00%
% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	= 6,00%
Сумма	99%

Таблица 6 - химический состав конечного шлака, %

SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	S	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Cr <sub>2</sub> F <sub>2</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Σ
14,51	37,72	8,14	3,44	0,13	11,5	2,44	0,12	16,00	6,00	99

Фактическая основность шлака

$$\frac{\%CaO}{\%SiO_2} = \frac{37,72}{14,51} = 2,6$$

То есть соответствует данной (допускается отклонение на ± 0,05)

Масса оксидов железа в шлаке составит:

$$9,465 - 7,383 = 2,082 \text{ в том числе}$$

$$FeO = 9,465 / 100 \times 16 = 1,514 \text{ кг}$$

$$Fe_2O_3 = 2,082 - 1,514 = 0,568 \text{ кг}$$

Принимаем, что 90% вносимого бокситом и футеровки Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> восстанавливается до железа, а 10% до FeO

Восстановление Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> до железа дает, кг:

$$\text{- кислорода } 0,147 \times 0,9 \times 48 / 100 = 0,040$$

$$\text{- железо } 0,147 \times 0,9 - 0,040 = 0,092$$

Восстановление Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> до FeO дает, кг:

$$\text{- кислорода } 0,147 \times 0,1 \times 16 / 100 = 0,001$$

$$\text{- FeO } 0,147 \times 0,1 - 0,001 = 0,014$$

Это количество FeO поступает в шлак.

В результате окисления железа образуется, кг:

$$FeO \quad 1,514 - 0,014 = 1,500$$

$$Fe_2O_3 \quad 0,568$$

---


$$\text{Всего} \quad 2,068$$

Окисляется железа, кг:

$$1,500 \times 56 / 72 + 0,568 \times 112 / 160 = 1,167 + 0,398 = 1,565$$

Определяем потери железа в виде корольков железа, запутавшихся в шлаке

(колеблется в пределах 2-4% от массы конечного шлака, принимаем 3 %) . Тогда

$$\frac{9,465 \times 3}{100} = 0,284$$

Выход жидкой стали будет равен, кг :

$$100 + 0,092 - 5,275 - 1,565 - 0,284 = 92,968$$

Потребуется кислорода на окисление железа, кг

$$2,068 - 1,565 = 0,503$$

Всего потребуется кислорода на окисление примесей, кг

$$8,551+0,503-(0,040+0,001) = 9,738$$

Этот кислород поступает из кислородных фурм при продувке ванны и частично из атмосферы печи.

Определяем количество образующих газов, кг:

$$\text{CO}_2 \quad 9,706+0,185+0,058 = 9,949$$

$$\text{H}_2\text{O} \quad 0,031+0,028 = 0,059$$

$$\text{SO}_2 \quad \quad \quad 0,008$$

-----  
 Всего 10,016

Таблица 7 - материальный баланс плавки

Материальный баланс плавки			
Поступило, кг		Получено, кг	
Чугун	65,00	Сталь	92,968
Скрап	35,00	Корольков	0,284
Известь	3,083	Шлака	9,465
Боксит	0,4	Газов	10,016
Доломит	1,7	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (дым)	1,571
Магнезит	0,1		
Кислород	9,013		
<b>Всего</b>	<b>114,296</b>		<b>115,401</b>

Невязка  $\frac{114,304 - 114,296}{114,304} \times 100 = 0,007\%$  (допустимо до 0,20%).

## Задание для расчета материального баланса в ДСА

№ варианта	доля чугуна	Состав чугуна,%					доля скрапа	Состав скрапа,%				
		C	Mп	Si	S	P		C	Mп	Si	S	P
1	60	3,95	1,3	0,74	0,036	0,16	40	0,2	0,40	0,23	0,029	0,025
2	61	3,89	1,26	0,71	0,031	0,15	39	0,21	0,41	0,21	0,032	0,024
3	62	3,87	1,33	0,72	0,032	0,16	38	0,22	0,42	0,21	0,031	0,025
4	63	3,79	1,23	0,73	0,033	0,15	37	0,23	0,43	0,21	0,031	0,023
5	64	3,97	1,23	0,74	0,034	0,16	36	0,24	0,44	0,22	0,031	0,024
6	65	3,86	1,32	0,75	0,035	0,15	35	0,20	0,45	0,23	0,025	0,025
7	66	3,80	1,33	0,76	0,036	0,15	34	0,16	0,46	0,23	0,026	0,026
8	67	3,91	1,25	0,77	0,037	0,16	33	0,18	0,47	0,22	0,027	0,027
9	68	3,93	1,25	0,78	0,038	0,16	32	0,17	0,48	0,22	0,028	0,028
10	69	4,00	1,29	0,79	0,039	0,15	31	0,16	0,49	0,19	0,029	0,029
11	60	4,05	1,26	0,80	0,040	0,16	40	0,16	0,50	0,20	0,030	0,030
12	61	4,10	1,25	0,81	0,041	0,16	39	0,19	0,51	0,21	0,031	0,031
13	62	4,05	1,23	0,82	0,042	0,16	38	0,19	0,52	0,22	0,032	0,032
14	63	4,12	1,28	0,83	0,043	0,12	37	0,17	0,53	0,23	0,030	0,033
15	64	4,11	1,22	0,84	0,044	0,14	36	0,16	0,44	0,24	0,031	0,034
16	65	4,03	1,25	0,71	0,040	0,13	35	0,18	0,45	0,25	0,026	0,030
17	66	4,01	1,30	0,72	0,033	0,14	34	0,16	0,45	0,26	0,031	0,025
18	67	4,01	1,22	0,74	0,036	0,14	33	0,18	0,45	0,27	0,031	0,030
19	68	4,00	1,30	0,71	0,036	0,15	32	0,18	0,45	0,22	0,031	0,025
20	69	4,01	1,26	0,71	0,036	0,15	31	0,18	0,47	0,23	0,026	0,026
21	60	4,05	1,31	0,71	0,034	0,14	40	0,15	0,45	0,21	0,025	0,025
22	61	3,98	1,55	0,71	0,034	0,16	39	0,18	0,44	0,22	0,028	0,025
23	62	4,00	1,33	0,75	0,035	0,16	38	0,17	0,44	0,22	0,026	0,025
24	63	3,96	1,33	0,75	0,035	0,17	37	0,17	0,41	0,22	0,026	0,026
25	64	4,01	1,25	0,75	0,036	0,17	36	0,18	0,41	0,22	0,028	0,025

## Задание для расчета материального баланса в ДСА

	Марка Стали	С	Мп	Si	S не больше	P не более
1	ЗСП	0,14- 0,20	0,40-0,65	0,15-0,30	0,050	0,040
2	Бсп	0,28-0,37	0,50-0,80	0,20-0,40	0,050	0,040
3	10	0,07-0,14	0,35-0,65	0,17-0,37	0,040	0,035
4	20	0,16-0,24	0,35-0,65	0,17-0,37	0,040	0,035
5	A515-6	0,14-0,21	0,60-0,90	0,15-0,40	0,035	0,035
6	A36	0,15-0,20	0,85-1,15	0,17-0,37	0,040	0,040
7	St 37-2	0,12-0,17	0,40-0,60	0,15-0,30	0,035	0,035
8	St44-2	0,15-0,20	0,40-0,60	0,10-0,25	0,040	0,040
9	15Г	0,12-0,19	0,70-1,00	0,17-0,37	0,035	0,035
10	St 52-3	0,15-0,20	1,2-1,60	0,35-0,55	0,030	0,035
11	17ГС	0,14-0,20	1,00-1,40	0,40-0,60	0,030	0,030
12	A	0,17-0,21	0,40-1,00	0,15-0,30	0,040	0,040
13	E	0,13-0,18	0,70-1,40	0,15-0,30	0,040	0,040
14	D40	0, 12-0,18	0,90-1,60	0,15-0,30	0,035	0,035
15	A 572-50	0,14-0,20	0,85-1,25	0,15-0,40	0,050	0,040
16	A 516-55	0,12-0,18	0,60-0,90	0,15-0,40	0,035	0,035
17	A 516-70	0,16-0,20	0,85-1,20	0,15-0,40	0,035	0,035
18	AB / EH	0,12-0,18	1,20-1,60	0,17-0,50	0,040	0,04 0
19	A 572-65	0,14-0,23	0,90-1,30	0,15-0,40	0,050	0,040
20	A 572-60	0,14-0,25	0,90-1,30	0,15-0,40	0,050	0,040
21	A 572-42	0,14-0,20	0,85-1,25	0,15-0,40	0,050	0,040
22	ЗКП	0,14-0,22	0,30-0,60	н.б.0,05	0,050	0,040
23	ЗПС	0,14-0,22	0,40-0,65	0,05-0,15	0, 050	0,040
24	08КП	0,05-0,11	0,25-0,50	0,17-0,37	0,050	0,040
25	30	0,27-0,35	0,50-0,80	0,17-0,37	0,040	0,035

## Тема: Расчет раскисления стали в ДСА.

Цель работы:

1. Закрепить и углубить знания по разделу «производство стали в мартеновских печах и ДСА» программы предмета.
2. Научиться правильно делать расчет заданной стали
3. Использовать полученные знания при выполнении курсовых и дипломных проектов.

Таблица – угар элементов раскислителей:

Тип стали	Вариант раскисления	Содержание углерода в металле % C	Угар элементов %		
			C	Si	Mn
Кипящая	Ферромарганцем	до 0,10	20-25	60-70	25-30
		0,11 – 0,16	17-22	55-60	20-25
		0,17 и более	14-18	50-55	15-20
Спокойная и полупо- койная	Ферромарганцем и богатим ферросилицием или силикомарганцем	до 0,10	17-22	25-30	20-25
		0,11 – 0,16	15-20	20-25	15-20
		0,17 и более	12-16	15-20	12-16

### Пример расчета кипящей марки стали

При выплавке кипящих марок стали, не содержащие в своем составе кремния, раскисления металла производится одним ферромарганцем.

Таблица - Химический состав готовой стали и металла перед раскислением

Наименование	C	Si	Mn	P	S	Al
Сталь 1010	0,08-0,10	н.б.0,03	0,35-0,55	0,02	0,012	0,03-0,06
Металл перед раскислением	0,08	0	0,18	0,01	0,01	

Сталь 1010 раскисляем ферромарганцем и алюминием на выпуске в ковше  
Принимаем угар элементов: C – 20%; Si – 60%; Mn – 25%; Al – 50%.

Таблица – Химический состав раскислителя

Раскислителей		C	Si	Mn	P	S	Al	Fe	Другое
FeMn	Mn0,5	0,5	2,0	85	0,3	0,03	-	12,17	
Al	Втор						90		10

Определяем средний состав заданной стали:

$$[C]_{z.c}^{cp} = \frac{C_{\min z.c} + C_{\max z.c}}{2};$$

$$[C]_{z.c}^{cp} = \frac{0,08 + 0,10}{2} = 0,09;$$

$$[Si]_{z.c}^{cp} = \frac{Si_{\min z.c} + Si_{\max z.c}}{2};$$

$$[Si]_{z.c}^{cp} = \frac{0,01 + 0,03}{2} = 0,02;$$

$$[Mn]_{z.c}^{cp} = \frac{Mn_{\min z.c} + Mn_{\max z.c}}{2};$$

$$[Mn]_{z.c}^{cp} = \frac{0,35 + 0,55}{2} = 0,45.$$

Определяем расход FeMn, кг/т

$$M_{FeMn} = \frac{(Mn_{cp} - M_{n.p}) \cdot M_{m.c} \cdot 100}{Mn \cdot (100 - q_m)};$$

$$M_{FeMn} = \frac{(0,45 - 0,18) \cdot 92,557 \cdot 100}{85(100 - 25)} = 0,4$$

Определяем прирост массы металла после присадки FeMn

$$\Delta M_{FeMn} = M_{FeMn} \cdot \left[ \frac{[C]_{FeMn} \cdot (100 - \alpha_c)}{10000} + \frac{[Si]_{FeMn} \cdot (100 - \alpha_{Si})}{10000} + \frac{[Mn]_{FeMn} \cdot (100 - \alpha_{Mn})}{10000} + \frac{[P]_{FeMn}}{100} + \frac{[S]_{FeMn}}{100} + \frac{[Fe]_{Mn}}{100} \right];$$

$$\Delta M_{FeMn} = 0,40 \cdot \left[ \frac{0,5(100 - 20)}{10000} + \frac{2(100 - 60)}{10000} + \frac{85(100 - 25)}{10000} + \frac{0,3}{100} + \frac{0,03}{100} + \frac{12,17}{100} \right] = 0,3098 \text{ кг}$$

Определяем массу FeMn что перешел в шлак и газовой фазе

$$\Delta M_{FeMn}^{\square} = M_{FeMn} - \Delta M_{FeMn};$$

$$\Delta M_{FeMn}^{\square} = 0,40 - 0,3098 = 0,0902 \text{ кг}$$

Определяем массу металла после присадки FeMn

$$M_{Me}^{\square} = M_{Me} + \Delta M_{FeMn};$$

$$M_{Me}^{\square} = 93,3886 + 0,40 = 93,7886 \text{ кг}$$

Определяем расход Al

$$M_{Al} = \frac{[Al]_{z.c} \cdot M_{Me}^{\square} \cdot 100}{[Al]_{Al} \cdot (100 - \alpha_{Al})};$$

$$M_{Al} = \frac{0,045 \cdot 93,7886 \cdot 100}{90 \cdot (100 - 50)} = 0,0938 \text{ кг}$$

Определяем прирост массы металла после присадки Al

$$\Delta M_{Al} = M_{Al} \cdot \left[ \frac{[Al]_{Al} \cdot (100 - \alpha_{Al})}{10000} + \frac{[Pr]_{Al}}{100} \right];$$

$$\Delta M_{Al} = 0,0938 \cdot \left[ \frac{90 \cdot (100 - 50)}{10000} + \frac{10}{100} \right] = 0,0516 \text{ кг}$$

Определяем массу Al что перешел в шлак

$$\Delta M_{Al}^{\square} = M_{Al} - \Delta M_{Al};$$

$$\Delta M_{Al}^{\square} = 0,0938 - 0,0516 = 0,0422 \text{ кг}$$

Определяем массу FeSi та Al

$$M_{Me}^k = M_{Me}^{\square} + \Delta M_{AL};$$

$$M_{Me}^k = 92,7886 + 0,0422 = 93,831 \text{ кг}$$

Определяем массы ферросплавов и Al що перешли в шлак из газовой фазы

$$\Delta M^{\square} = \Delta M_{FeMn}^{\square} + \Delta M_{Al}^{\square};$$

$$\Delta M^{\square} = 0,0902 + 0,0422 = 0,1324 \text{ кг}$$

Проверка:

$$[C]_{c.p.} = 0,08 + \frac{0,4 \cdot \frac{0,5 \cdot (100 - 20)}{10000}}{0,01 \cdot 93} = 0,081;$$

$$[Si]_{cp} = [Si]_{n.p.} + \frac{M_{FeMn} \cdot \frac{[Si]_{FeMn} \cdot (100 - \alpha_{Si})}{10000}}{0,01 \cdot M_{Me}^k};$$

$$[Si]_{cp} = 0 + \frac{0,4 \cdot \frac{2 \cdot (100 - 60)}{10000}}{0,01 \cdot 93} = 0,02;$$

$$[Mn]_{c.p.} = [Mn]_{n.p.} + \frac{M_{FeMn} \cdot \frac{[Mn]_{FeMn} \cdot (100 - \alpha_{Mn})}{10000}}{0,01 \cdot M_{Me}^k};$$

$$[Mn]_{c.p.} = 0,18 + \frac{0,4 \cdot \frac{85 \cdot (100 - 25)}{10000}}{0,01 \cdot 93} = 0,45;$$

$$[P]_{c.p.} = [P]_{n.p.} + \frac{M_{FeMn} \cdot \frac{[P]_{FeMn}}{100}}{0,01 \cdot M_{Me}^k};$$

$$[P]_{c.p.} = 0,01 + \frac{0,4 \cdot \frac{0,3}{100}}{0,01 \cdot 93} = 0,011;$$

$$[S]_{c.p.} = [S]_{n.p.} + \frac{M_{FeMn} \cdot \frac{[S]_{FeMn}}{100}}{0,01 \cdot M_{Me}^k};$$

$$[S]_{c.p.} = 0,01 + \frac{0,4 \cdot \frac{0,03}{100}}{0,01 \cdot 93} = 0,010$$

$$[S]_{c.p.} = [S]_{n.p.} + \frac{M_{FeMn} \cdot \frac{[S]_{FeMn}}{100}}{0,01 \cdot M_{Me}^k};$$

$$[S]_{c.p.} = 0,01 + \frac{0,4 \cdot \frac{0,03}{100}}{0,01 \cdot 93} = 0,010$$

### Пример раскисление спокойной марки стали

Исходные данные:

Химсостав металла перед раскислением, %

[C]п.р.	[Si]п.р.	[Mn]п.р.	[P]п.р.	[S]п.р.
0,07	0	0,08	0,012	0,007

Химсостав готовой стали, %

Марка стали	[C] <sup>min</sup> <sub>г.с.</sub>	[C] <sup>max</sup> <sub>г.с.</sub>	[Si] <sup>min</sup> <sub>г.с.</sub>	[Si] <sup>max</sup> <sub>г.с.</sub>	[Mn] <sup>min</sup>	[Mn] <sup>max</sup> <sub>г.с.</sub>	[P] <sup>max</sup> <sub>г.с.</sub>	[S] <sup>max</sup> <sub>г.с.</sub>
09Г2	0,10	0,12	0,60	0,65	1,5	1,6	0,020	0,015

$M_{me} = 91,3277$  кг/100 кг металлошихты.

Раскисление стали марки 09Г2 производим силикомарганцем марки СМн20, 45 %-м ферросилицием и алюминием .

Химический состав раскислителей, %

Тип раски слит.	Марка	C	Si	Mn	P	S	Al	Fe	Проч.
SiMn	СМн20	1,2	22,0	65,0	0,10	0,03		11,67	
FeSi	ФС45	0,2	46,5	0,65	0,05			52,60	
<b>Al</b>	Втор.						90		10

Определение среднего содержания элементов в готовой стали

$$[Si]_{г.с.}^{cp} = \frac{[Si]_{г.с.}^{min} + [Si]_{г.с.}^{max}}{2} = \frac{0,6 + 0,65}{2} = 0,63 \%$$

$$[Mn]_{г.с.}^{cp} = \frac{[Mn]_{г.с.}^{min} + [Mn]_{г.с.}^{max}}{2} = \frac{1,5 + 1,6}{2} = 1,55 \%$$

Содержание алюминия в готовой стали принимаем равным 0,03 %.

В соответствии с приложением 4 принимаем угар элементов:

$$Y_C = 17\%; \quad Y_{Si} = 20\%; \quad Y_{Mn} = 25\%; \quad Y_{Al} = 50\%.$$

Определение расхода силикомарганца

$$M_{SiMn} = \frac{([Mn]_{z.c.}^{cp} - [Mn]_{n.p.}) M_{Me} 100}{[Mn]_{SiMn} (100 - Y_{Mn})} = \frac{(1.55 - 0.08) * 91.3277 * 100}{65(100 - 25)} = 2.754 \text{ кг}$$

Определяем прирост массы металла после присадки силикомарганца

$$\begin{aligned} \Delta M_{SiMn} &= M_{SiMn} \left[ \frac{[C]_{SiMn} (100 - Y_C)}{10000} + \frac{[Si]_{SiMn} (100 - Y_{Si})}{10000} + \frac{[Mn]_{SiMn} (100 - Y_{Mn})}{10000} \right] + \\ &+ M_{SiMn} \left[ \frac{[P]_{SiMn}}{100} + \frac{[S]_{SiMn}}{100} + \frac{[Fe]_{SiMn}}{100} \right] = \\ &= 2,754 * \left[ \frac{1,2 * (100 - 17)}{10000} + \frac{22 * (100 - 20)}{10000} + \frac{65 * (100 - 25)}{10000} + \frac{0,1}{100} + \frac{0,03}{100} + \frac{11,67}{100} \right] = 2,1797 \text{ кг} \end{aligned}$$

Определяем массу силикомарганца, перешедшего в шлак и газовую фазу

$$\Delta M'_{SiMn} = M_{SiMn} - \Delta M_{SiMn} = 2,754 - 2,1797 = 0,5743 \text{ кг}$$

Определяем содержание кремния в металле после присадки силикомарганца

$$[Si] = [Si]_{n.p.} + \frac{M_{SiMn} [Si]_{SiMn} (100 - Y_{Si})}{100(M_{Me} + \Delta M_{SiMn})} = 0 + \frac{2.754 * 22 * (100 - 20)}{100(91.3277 + 2.1797)} = 0.518\%$$

Определяем расход ферросилиция

$$M_{FeSi} = \frac{([Si]_{z.c.}^{cp} - [Si]) (M_{Me} + \Delta M_{SiMn}) 100}{[Si]_{FeSi} (100 - Y_{Si})} = \frac{(0.63 - 0.518)(91.3277 + 2.1797) 100}{46.5 * (100 - 20)} = 0.2815 \text{ кг}$$

Определим прирост массы металла после присадки ферросилиция

$$\begin{aligned} \Delta M_{FeSi} &= M_{FeSi} \left[ \frac{[C]_{FeSi} (100 - Y_C)}{10000} + \frac{[Si]_{FeSi} (100 - Y_{Si})}{10000} + \frac{[Mn]_{FeSi} (100 - Y_{Mn})}{10000} \right] + \\ &+ M_{FeSi} \left[ \frac{[P]_{FeSi}}{100} + \frac{[S]_{FeSi}}{100} + \frac{[Fe]_{FeSi}}{100} \right] = \\ &= 0,2815 * \left[ \frac{0,2 * (100 - 17)}{10000} + \frac{46,5 * (100 - 20)}{10000} + \frac{0,65 * (100 - 25)}{10000} + \frac{0,05}{100} + \frac{52,6}{100} \right] = 0,25477 \text{ кг} \end{aligned}$$

Определим массу ферросилиция, перешедшего в шлак и газовую фазу

$$\Delta M'_{FeSi} = M_{FeSi} - \Delta M_{FeSi} = 0,2815 - 0,25477 = 0,02673 \text{ кг}$$

Определим массу металла после присадки силикомарганца и ферросилиция

$$M''_{Me} = M_{Me} + \Delta M_{SiMn} + \Delta M_{FeSi} = 91,3277 + 2,1797 + 0,25477 = 93,76217 \text{ кг}$$

Определяем расход алюминия

$$M_{Al} = \frac{[Al]_{z.c.} \cdot M_{Me} 100}{[Al]_{Al} (100 - Y_{Al})} = \frac{0.03 * 93.76217 * 100}{90 * (100 - 50)} = 0.063 \text{ кг}$$

Определение прироста массы металла после присадки алюминия

$$\Delta M_{Al} = M_{Al} \left[ \frac{[Al]_{Al} (100 - Y_{Al})}{10000} + \frac{[Pr]_{Al}}{100} \right] = 0,063 \left[ \frac{0,90 * (100 - 50)}{10000} + \frac{10}{100} \right] = 0,03465 \text{ кг}$$

Определим массу алюминия, перешедшего в шлак

$$\Delta M'_{Al} = M_{Al} - \Delta M_{Al} = 0,063 - 0,03465 = 0,02835 \text{ кг}$$

Определим массу металла после присадки силикомарганца, ферросилиция и алюминия

$$M_{Me}^K = M_{Me} + \Delta M_{Al} = 93,76217 + 0,03465 = 93,79682 \text{ кг.}$$

Определим массу раскислителей, перешедших в шлак и газовую фазу

$$\Delta M_{\square} = \Delta M_{SiMn} + \Delta M_{FeSi} + \Delta M_{Al} = 0,5743 + 0,02673 + 0,02835 = 0,62938 \text{ кг}$$

Проверка химического состава готовой стали

$$\begin{aligned} [C]_{z.c.} &= [C]_{n.p.} + \frac{M_{SiMn} [C]_{SiMn} (100 - Y_C)}{0,01 M_{Me}^K} + \frac{M_{FeSi} [C]_{FeSi} (100 - Y_C)}{0,01 M_{Me}^K} = \\ &= 0,07 + \frac{2,754 \cdot 1,2 * (100 - 17)}{0,01 * 93,79682} + \frac{0,2815 \cdot 0,2 * (100 - 20)}{0,01 * 93,79682} = 0,10\% \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} [Si]_{z.c.} &= [Si]_{n.p.} + \frac{M_{SiMn} [Si]_{SiMn} (100 - Y_{Si})}{0,01 M_{Me}^K} + \frac{M_{FeSi} [Si]_{FeSi} (100 - Y_{Si})}{0,01 M_{Me}^K} = \\ &= 0 + \frac{2,754 \cdot 22 * (100 - 20)}{0,01 * 93,79682} + \frac{0,2815 \cdot 46,5 * (100 - 20)}{0,01 * 93,79682} = 0,63\% \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} [Mn]_{z.c.} &= [Mn]_{n.p.} + \frac{M_{SiMn} [Mn]_{SiMn} (100 - Y_{Mn})}{0,01 M_{Me}^K} + \frac{M_{FeSi} [Mn]_{FeSi} (100 - Y_{Mn})}{0,01 M_{Me}^K} = \\ &= 0,08 + \frac{2,754 \cdot 65 * (100 - 25)}{0,01 * 93,79682} + \frac{0,2815 \cdot 0,65 * (100 - 25)}{0,01 * 93,79682} = 1,52\% \end{aligned}$$

$$[P]_{z.c.} = [P]_{n.p.} + \frac{M_{SiMn} [P]_{SiMn}}{0,01 M_{Me}^K} + \frac{M_{FeSi} [P]_{FeSi}}{0,01 M_{Me}^K} = 0,012 + \frac{2,754 \cdot 0,10}{0,01 * 93,79682} + \frac{0,2815 \cdot 0,05}{0,01 * 93,79682} = 0,015\%$$

$$[S]_{z.c.} = [S]_{n.p.} + \frac{M_{SiMn} [S]_{SiMn}}{0,01 M_{Me}^K} = 0,007 + \frac{2,754 \cdot 0,03}{0,01 * 93,79682} = 0,008\%$$

## Практическая работа 11

### Тема: Расчет теплового баланса в двухванном сталеплавильном агрегате.

Цель работы:

1. Закрепить и углубить знания по разделу «производство стали в мартеновских печах и ДСА» программы предмета.
2. Научиться правильно рассчитывать приходные и расходные статьи теплового баланса плавки в двухванных сталеплавильных агрегатах для определения тепла, вносимого топливом.
3. Использовать полученные знания при выполнении курсовых и дипломных проектов.

### Расчет теплового баланса плавки

Недостача тепла для осуществления технологического процесса компенсируется подачей природного газа. Принимаем следующий состав газа:  $\text{CH}_4$  - 93,9%,  $\text{C}_2\text{H}_6$  - 1,3%,  $\text{C}_3\text{H}_8$  - 0,2,  $\text{CO}_2$  - 0,3,  $\text{N}_2$  - 4,3%. Принимаем температуру чугуна равной  $1300^\circ\text{C}$  (колеблется в пределах 1300-1330)

Температура стали перед выпуском плавки принимаем  $1610^\circ\text{C}$  (колеблется в пределах 1590-1610)

Тепловой баланс рабочего пространства двухванного агрегата рассчитываем для одной камеры.

### Приход тепла

1. Физическое тепло чугуна, то есть чугун поступающего в конвертер при температуре  $1300^\circ\text{C}$ , вносит

$$Q_1 = 65 [0,755 \times 1180 + 218 + 0,92 (1300-1180)] = 79254 \text{ кДж}$$

где 65 - количество (масса) чугуна в металлошихте, кг

0,755 - средняя теплоемкость твердого чугуна от  $0^\circ\text{C}$  до температуры плавления, кДж / кг,град

1180 - принятая температура плавления чугуна,  $^\circ\text{C}$  ( колеблется в пределах 1150-1200  $^\circ\text{C}$ );

218 - скрытая теплота плавления твердого чугуна, кДж / кг;

0,92 - средняя теплоемкость жидкого чугуна, кДж / кг  $\times$  град.

2. Тепло экзотермических реакций

C - $\text{CO}_2$	$34090 \times 2,647$	= 90236
Si - $\text{SiO}_2$	$31000 \times 0,567$	= 17577
Mn - MnO	$7370 \times 0,844$	= 6220
P - $\text{P}_2\text{O}_5$	$25000 \times 0,101$	= 2525
S - $\text{SO}_2$	$9280 \times 0,004$	= 37
Fe - $\text{Fe}_2\text{O}_3$ (в шлак)	$7370 \times 0,398$	= 2933
Fe - FeO	$4820 \times 1,167$	= 5625
Fe - $\text{Fe}_2\text{O}_3$ (в дым)	$7370 \times 1,100$	= 8107

---

$$Q_2 = 133260 \text{ кДж}$$

где первый столбик чисел( множимое) - тепловые эффекты, относим к 1 кг окисляющего элемента, кДж / кг;



Определяем теплоту сгорания природного газа

$$Q^c_{\text{н}} = 35988 \times 93,9 + 63721 \times 1,3 + 90554 \times 0,2 = 3480221 \text{кДж} / 100\text{м}^3$$
$$3480221 \text{кДж} / 100\text{м}^3 = 34802,2 \text{кДж} / \text{м}^3$$

Количество природного газа,  $\text{м}^3$

$$X / 34802,2 = 0,0000287 \times x$$

количество продуктов сгорания,  $\text{м}^3$

$$\text{CO}_2 \quad 0,0000287 \times X \times 0,974 \quad = 0,0000280 X$$

$$\text{H}_2\text{O} \quad 0,0000287 \times X \times 1,925 \quad = 0,0000552 X$$

$$\text{N}_2 \quad 0,0000287 \times X \times 7,317 \quad = 0,0002100 X$$

Тепло, уносимое продуктами сгорания, кДж

$$\text{CO}_2 \quad 2,38 \times 0,0000280 \times X \times 1580 \quad = 0,105X$$

$$\text{H}_2\text{O} \quad 1,86 \times 0,0000552 \times X \times 1580 \quad = 0,162X$$

$$\text{N}_2 \quad 1,45 \times 0,0002100 \times X \times 1580 \quad = 0,481X$$

---

$$Q_3 \quad = 0,748X$$

где первый столбик чисел - теплоемкости соответствующих газов ,  
кДж /  $\text{м}^3$ град

1580-средняя температура продуктов сгорания при выходе из рабочего пространства печи,  $^{\circ}\text{C}$

4.Выделяющие из ванны газы вносят тепло при средней температуре, приравниваем  $1600^{\circ}\text{C}$

$$\text{CO}_2 \quad 3818 \times 9,949 \times 22,4 / 44 \quad = 19338$$

$$\text{H}_2\text{O} \quad 2981 \times 0,059 \times 22,4 / 18 \quad = 300$$

$$\text{N}_2 \quad 3818 \times 0,008 \times 22,4 / 64 \quad = 11$$

---

$$Q_4 \quad = 19649 \text{кДж}$$

где первый столбик чисел - теплосодержание  $1 \text{ м}^3$  газов при температуре  $1600^{\circ}\text{C}$ , кДж /  $\text{м}^3$

5. Тепло, уносимое частицами  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  в дыме

$$Q_5 = 1,571 (1,2 \times 1600 + 210) \quad = 3346 \text{кДж}$$

6.Тепло, затрачиваемое на восстановление  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  боксита и футеровки:

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ до FeO} \quad (0,147 \times 0,9) \times 824\,000/160 \quad = 681$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ до FeO} \quad (0,147 \times 0,1) \times 290\,000/160 \quad = 27$$

---

$$Q_6 \quad = 708 \text{кДж.}$$

7. Потери тепла на излучение через открытые окна, гляделки, кладку, охлаждение элементов печи и др. источники. Обычно составляют 36-38% тепла экзотермических реакций . Принимаем 37%

$$Q_7 = 133260 \times 0,37 = 49306 \text{кДж};$$

где  $133\,260 = Q_2$  приход тепла

Общий расход тепла равна, кДж

$$Q_{\text{рас}} = 131205 + 20274 + 0,748X + 19649 + 3346 + 708 + 49306 = 224488 + 0,748X$$

Приравнивая приход тепла к расходу, определяем величину «X»:

$$216428 + x = 224\,488 + 0,748x$$

$$1x - 0,748x = 224488 - 216428$$

$$0,252x = 8060$$

$$x = 8060 / 0,252$$

$$x = 31984 \text{ кДж}$$

Таблица 2 - тепловой баланс ДСА

статьи баланса	кДж	%	статьи баланса	кДж	%
<b>приход тепла</b>			<b>расход тепла</b>		
Физическое тепло чугуна	79254	31,90	Физическое тепло:		
экзотермических	133260	53,64	стали	131205	52,82
шлакообразования	3914	1,58	шлака	20274	8,16
Хим. тепло прир. газа	31984	12,86	уносится с прир сгор	23924	9,63
			Газы из ван. уносят	19649	7,91
			Тепло уносимое		
			Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3346	1,35
			Тепло на восст Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	708	0,28
			Потери тепла	49306	19,85
<b>Всего</b>	<b>248412</b>	<b>100%</b>		<b>248412</b>	<b>100%</b>

приложение 11

Данные для выполнения теплового баланса

вариант	Температура, °С		Вариант	Температура, °С	
	чугуна	стали		чугуна	Стали
1	1315	1600	14	1315	1620
2	1310	1590	15	1325	1620
3	1305	1610	16	1315	1615
4	1310	1620	17	1310	1620
5	1315	1620	18	1305	1630
6	1320	1630	19	1310	1620
7	1315	1620	20	1320	1625
8	1320	1620	21	1315	1610
9	1315	1625	22	1305	1600
10	1320	1630	23	1310	1600
11	1310	1640	24	1315	1610
12	1300	1620	25	1320	1600
13	1305	1620			

## Практическая работа №12

**Тема: Расчет необходимого цехового оборудования мартеновского цеха**

Цель работы:

1. Закрепить и углубить теоретические знания по разделу "Производство стали в мартеновских печах и ДСА" программы предмета.
2. Научиться правильно выбирать и рассчитывать количество оборудования различных участков мартеновского цеха.
3. Использовать полученные знания и навыки при выполнении курсовых и дипломных проектов.

Работа выполняется согласно индивидуальным заданием, которое выдает преподаватель предмета согласно приложению 13.

Пример расчет оборудования.

#### 1. Миксерного отделения.

Соответственно заданию, производство мартеновского цеха составляет 3224200т. Из материального баланса плавки выход годного после раскисления составляет 0,94. Тогда потребность в жидкой стали составляет  $3224200 : 0,94 = 3430000$ т. С учетом расхода металла на разливку (принимая их до уровня 2%) потребность в жидкой стали составляет  $3430000 \times 0,02 + 3430000 = 3500000$  (округленно).

Суточное производство стали составляет  $3500000 : 365 = 9590$ т. С учетом возможного повышения производства на 10-15%, принимаем суточное производство по жидкой стали  $A_{сут} = 10500$ т.

Необходимая суточная емкость миксеров (определяется по формуле, т:

$$T_c = \frac{(1,01 \times A_{сут} \times K_c \times t)}{(24 \times h)}$$

где  $K_c$ - расход жидкого чугуна, т / т ( $K_c = 0,65$  смотри материальный баланс)  
 1,01 - коэффициент, учитывающий избыток чугуна в миксерном отделении  
 h - коэффициент заполнения миксера (колеблется в пределах 0,65-0,7).

Принимаем  $h = 0,75$ );

t - среднее время пребывания чугуна в миксере  
 (находится в пределах 6-8 часов. Принимаем  $t = 6,7$  час).

тогда:

$$T_c = \frac{(1,01 \times 10500 \times 0,65 \times 6,7)}{(24 \times 0,75)} = 2565$$

Для этого случая принимаем два миксера емкостью по 1300т,

$2565 / 1300 = 1,97 = 2$ миксера, которые размещаем в двух миксерных отделениях с торцов главного здания и соединенных с печным пролетом железнодорожным путем.

Ширина здания миксерного отделения определяется габаритами железнодорожных путей, размерами миксера, которые установлены, и чугуновозные ковши, а также на приближении крюков заливного крана. Длина здания зависит от числа миксеров.

Для этого расчета принимаем длину равной 26500мм, ширина здания по оси несущих колонн 27500мм, длину здания 35000мм.

Отделение обслуживает мостовой кран грузоподъемностью 125 / 30т.

Внешний диаметр каждого миксера равна 7,64м, длина 10,7м.

Чугун в миксерном отделении и из них к печам доставляется чугуновозов в 100т ковшах. К печам чугун доставляют электровозом с 4-5 чугуновозными ковшами.

#### 2. Главное здание.

Главное здание включает шихтовый пролет, печной пролет и разливочный пролет.

В шихтовом пролете имеются косые заезды к печи с целью подачи шихтовых материалов на тележках, на которые ставят по 4 мульды объемом 1,8 для сыпучих материалов и 2,2 м<sup>3</sup> для металлолома - 4.

Печной пролет имеет расстояние колонн 48 м. Сквозь него проходят 3 железнодорожных пути: один - для подачи жидкого чугуна, другой - металлолома, третий является колеей 8,5 м – завалочных машин.

#### 2.1 Завалочные машины

Принимаем грузоподъемность завалочных машин до 15 т.

Количество машин найдем по формуле:

$$N = \frac{K \times A_{\text{сут}} \cdot \Sigma K}{1440 \times B}$$

где  $K = 1,3$  неравномерности, который учитывает совпадение завалок печей;

$A_{\text{сут}}$  - суточная производительность цеха, т. ;

$\Sigma K$  – занятость машин, мин / т. Принимаем  $\Sigma K = 0,35$  мульд емкостью 2,2 м<sup>3</sup>;

$B$  - коэффициент использования машин. Принимаем  $B = 0,8$ .

Занятость завалочных машин зависит от объема мульды и количества жидкого чугуна в шихте. Тогда

$$T = \frac{1,3 \times 10500 \times 0,35}{1440 \times 0,8} = 4,1$$

Принимаем 5 заваливая машин, потому что в перспективе возможно повышение производительности цеха.

#### 2.2. Заливочные краны

Грузоподъемность заливочных мостовых кранов выбираем в зависимости от емкости чугуновозных ковшей. Количество кранов определяется по формуле:

$$N_{\text{кр}}^{\text{залив}} = \frac{K \times A_{\text{сут}} \cdot \Sigma K}{1440 \times B}$$

где  $K = 1,3$  коэффициент неравномерности, который учитывает совпадение;

$A_{\text{сут}}$  - суточное производство стали составляет = 10500 т / сут. ;

$\Sigma K$  - занятость машин, мин / т. Принимаем  $\Sigma K = 0,5$  мин / т. ;

$B$  - коэффициент использования машин. Принимаем  $B = 0,8$ .

тогда:

$$N_{\text{кр}}^{\text{залив}} = \frac{1,3 \times 10500 \times 0,5}{1440 \times 0,8} = 5,92 = 6$$

Так как заливочные краны выполняют многочисленные вспомогательные работы, принимает их количество, равное 7.

Кроме того, на печном пролете расположены заливные желоба, заправочных машин - 4 шт., Две машины для торкретирования футеровки печей, и другое оборудование.

### 3. Разливочный пролет

Предназначен для приема стали, выпускаемой из печи по желобам в ковши емкостью 310т, разливки стали в изложницы сифонным способом и сверху, уборка шлака, ремонта и подготовки сменного оборудования.

Разливочный пролет оснащен:

- Разливными и консольными кранами;
- Стендами для сталеразливочных ковшей и ямами для ремонта и сушки ковшей;
- Машиной "Орбита" с целью изготовления монолитной футеровки ковшей;
- Стендами для шлаковых чаш емкостью 16м<sup>3</sup>;
- Разливным площадками с кислородопроводом;
- Шиберной мастерской;
- Железнодорожными путями с низкими заездами с целью подачи составов.

### 3.1 Размеры пролета

Принимаем длину разливочного пролета, равный 725м, ширина - 25м. Занятость разливочных площадок зависит от условий разливки и составляет на каждый ковш:

- Ожидания и подготовка составов - 30 мин .;
- Разливка стали – 100мин .;
- Отстой состава после разливки - 30 мин.

Итого 160мин .

Необходимое количество площадок определяется по формуле:

$$N_{\text{площадок}} = \frac{K \times A_{\text{сут.}} \times \Sigma K}{1440 \times B}$$

где К = 1, 3 коэффициент неравномерности, который учитывает совпадение;

$A_{\text{сут}}$  –суточное производство стали составляет = 10500 т / сут .;

В - коэффициент использования площадок. Принимаем В = 0,8.

$\Sigma K == 160/310 = 0,51 \text{ мин} / \text{Т}$

Тогда 
$$N_{\text{площадок}} = \frac{1,3 \times 10500 \cdot \times 0,51}{1440 \times 0,8} = 6,04$$

Так как примерно 30% всей стали в цехе разливается сверху , тогда фактическая занятость площадок будет менее принятой и приравненной до 160 мин. Итак принимаем 5 площадок, в том числе две вместе.

### 3.2 Разливные краны

Грузоподъемность определяется массой металлалома, шлака и массой пустого ковша.

принимаем:

массу жидкой стали в ковше – 306т;

массу шлака в ковша - 8т;

массу ковша - 83т.

Общая масса ковша со сталью и шлаком составляет 397т. Поэтому принимаем грузоподъемность разливочных кранов  $Q = 450/80 / 20\text{т}$ .

Определяем необходимое количество кранов по формуле:

$$N_{\text{кр}}^{\text{розл}} = \frac{K \times A_{\text{сут}} \times \Sigma K}{1440 \times B}$$

где  $K = 1,3$  коэффициент неравномерности, который учитывает совпадение;  
 $A_{сут}$  – суточное производство стали составляет = 10500 т / сут .;  
 $\Sigma K$  -занятость крана на одну плавку с учетом ее массы;  $B = 0,8$   
 Занятость крана на основные операции составляет:  
 установки ковша под желоб и ожидания выпуска - 15 мин.  
 выпуск плавки - 15 мин .;  
 разливка стали – 80 мин. ;  
 слив шлака и установка его на стенд - 15 мин.  
 Всего  $\Sigma K = 125$ мин.

Занятость крана на вспомогательных работах принимаем 40 мин. / плавку.  
 Тогда общая занятость будет равняться  $\Sigma K = 165$ хв.

$$N_{кр}^{розл} = \frac{1,3 \times 10500 \times 165}{1440 \times 0,8 \times 306} = 6,4шт$$

Принимаем 7 разливочных кранов

3.3. Расчет количества ковшей.

$$N_k = (1,1-1,2) \times (P_{об} + P_{ср} + P_{кр})$$

где (1,1- 1,2) коэффициент запаса, принимаем - 1,15;

$P_{об}$ -количество ковшей, которые находятся в обороте / зависит от количества разливаемых в сутки плавков и продолжительности цикла оборота ковша, ч / пл.

Для ковша емкостью 250-350 т. , составляет 6-8 часов , принимаем 7 часов -420 мин

$$\text{Тогда } P_{об} = \frac{10500}{306} \times \frac{7}{24} = 10 \text{ ковшей}$$

$P_{ср}$ -количество ковшей, которые находятся ( в среднем) в ремонте, то есть смены рабочего слоя футеровки.

Зависимость от стойкости футеровки и продолжительности операций: охлаждение ковша, ломки рабочего слоя, изготовление нового рабочего слоя.

Устойчивость монолитной футеровки ковшей принимаем 18 плавков. Тогда количество ковшей, которые нуждаются в ремонте, будет равна

$$\frac{10500}{306} : 18 = 1,9 = 2$$

Принимаем 2 ковша.

Обертаемость ковша в процессе ремонта принимаем 1,2 раза.

Тогда  $P_{ср} = 2 : 1,2 = 1,61$ . Принимаем 2 ковша.

По механической части в ремонте будет находится 2 ковша.

На капитальном ремонте  $P_{кр} = 1$  ковш.

Всего требуется ковшей  $N_{кр} = 1,15 (10 + 2 + 2 + 1) = 17$ .

Задание на практическую работу "Расчет необходимого оборудования мартеновского цеха"

Вариант	Суточное производство стали, тыс. т	Вариант	Суточное производство стали, тыс. т
1	6,0	14	14,5
2	7,0	15	13,5
3	8,0	16	12,5
4	9,0	17	11,5
5	10,0	18	10,5
6	11,0	19	9,5
7	12,0	20	8,5
8	13,0	21	7,5
9	14,0	22	6,5
10	15,0	23	6,3
11	16,0	24	7,3
12	16,5	25	8,3
13	15,5		

**Практическая работа №13.**

**Тема: Расчёт параметров дуговой печи.**

Выдача заданий на домашнюю расчётно-графическую работу по вариантам

**Цель работы**

1. Рассчитать геометрические размеры электродуговой печи для заданной номинальной садки
2. Рассчитать и выбрать толщину футеровки и материалы для ее изготовления.
3. Рассчитать электрические параметры электродуговой печи (мощность трансформатора, количество ступеней напряжения, диаметр электродов).
4. По результатам расчетов на миллиметровой бумаге выполнить эскиз рабочего пространства печи (в масштабе) с послойным изображением футеровки в соответствии с рисунками 1-3.
5. При расчетах и выборе параметров использовать характеристики существующих ЭДП, приведенные в таблице 1.

Практическая работа посвящена определению основных геометрических размеров электродуговой печи заданной номинальной садки, а также расчету электрических параметров работы сталеплавильного агрегата. Данная работа позволяет студентам познакомиться с основами проектирования ДСП, выбора и изготовления футеровки печи, графического изображения ее основных конструктивных элементов, расчета параметров трансформатора и диаметра электродов обеспечивающих эффективную работу печи заданной емкости.

В ходе расчетов студенты должны ознакомиться:

- с особенностями выбора футеровки основных узлов ДСП;
- огнеупорами, применяемыми для футеровки печи;

- назначением, устройством и основными технологическими характеристиками трансформаторов, используемых на действующих печах, принципом выбора ступеней напряжения и их ролью в процессе выплавки стали в ДСП;

- с конструкцией, назначением и способами изготовления электродов, используемых как для электросталеплавильных, так и для ферросплавных печей;

- принципами выбора оптимального электрического режима работы печей и параметрами, оказывающими основное влияние на их величину.

В ходе расчетов необходимо тщательно контролировать каждый параметр, сравнивая его с параметрами действующих печей близкой номинальной садки и типа, значения которых можно найти в специальной литературе, или использовать опыт работы металлургических предприятий, имеющих в своем распоряжении аналогичные агрегаты. Особенное внимание необходимо уделить мощности трансформатора, диаметру электродов, плотности тока, толщине слоев футеровки различных элементов печи.

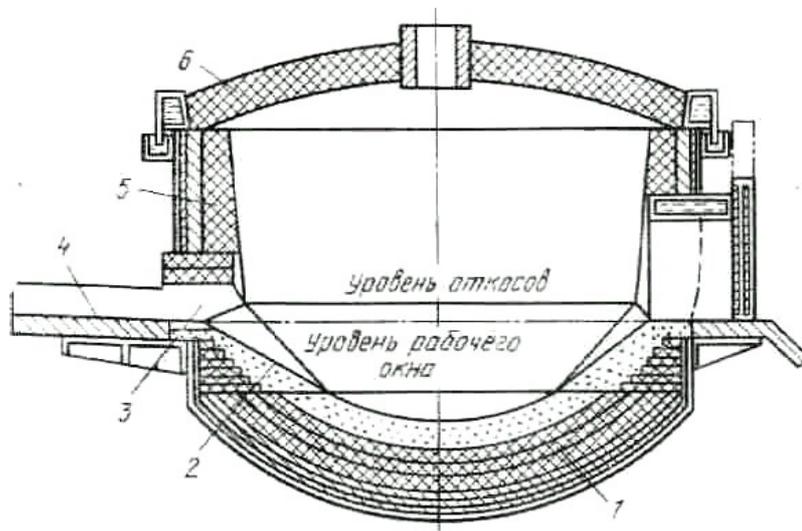
После выполнения расчетной части студенты должны на миллиметровой бумаге с соблюдением масштаба нарисовать эскиз ДСП с изображением послойного расположения футеровки состоящей из различных видов огнеупорных материалов.

### **1 футеровка дуговых сталеплавильных печей**

*Футеровка дуговых печей* играет важную роль при выплавке стали. Она предназначена для сохранения высоких температур в плавильном пространстве и защиты корпуса печи от действия расплавленного металла и шлака.

Футеровка печи (рисунок 1) состоит из пода 1, откосов 2, стен 5 и свода 6, арки рабочего окна, сливного отверстия 3 и носка 4. Футеровка пода, откосов и стен может выполняться различными способами из магнезитохромитовых, магнезитовых, хромито-магнезитовых, иногда доломитовых материалов при работе печи основным процессом, и динасовых при работе печи кислым процессом. В качестве теплоизоляционных материалов используют шамотные изделия, асбест и т.д.

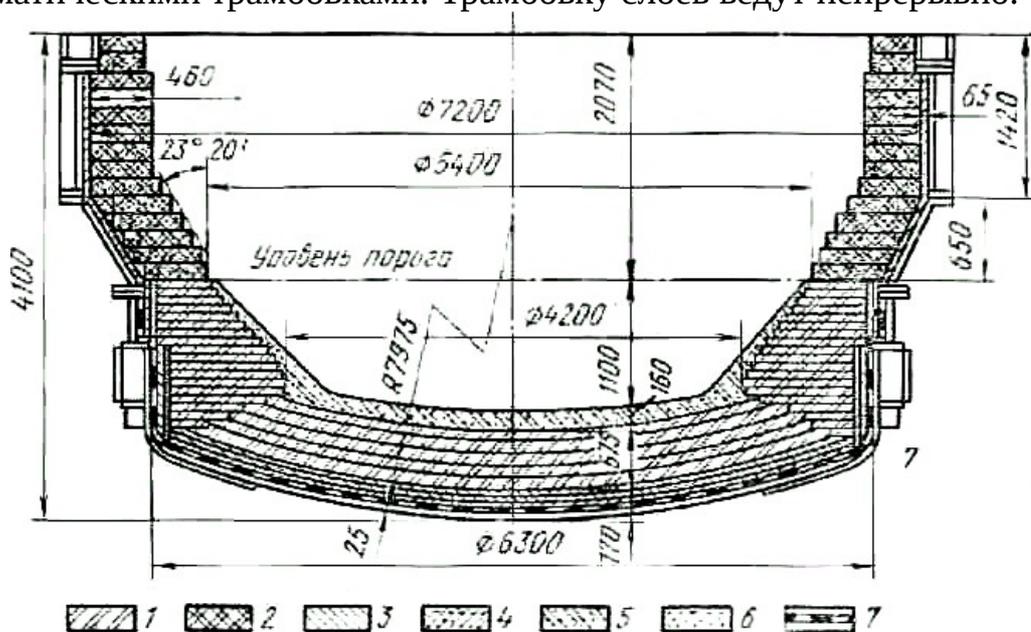
*Кладку и набивку подины электропечей* выполняют в ходе капитального ремонта, общая продолжительность которого зависит от вместимости печей, и составляет 5-10 суток. Стойкость подины колеблется от 1500 до 5000 плавов. Подину основных печей обычно изготавливают в следующей последовательности (рисунок 2). На металлическое днище укладывают слой молотого или листового асбеста 7 толщиной 10-25 мм, на который для выравнивания поверхности засыпают шамотный порошок 4 толщиной 30-40 мм. Первый слой кладки выполняют шамотным кирпичом 3 толщиной 65 мм, а затем несколько слоев – из магнезитового кирпича 1, уложенного на плашку или ребро. Толщина магнезитовой кладки зависит от размера печи и составляет 575 мм в печах вместимостью 100 т и 295–360 мм в печах вместимостью 10–20 т. Направление кладки каждого слоя изменяют или  $90^{\circ}$  так, чтобы швы нижнего ряда перекрывались кирпичом следующего ряда. Швы каждого ряда засыпают мелким магнезитовым порошком 5.



- 1 – пода печи;
- 2 – откосов;
- 3 – стен;
- 4 – сливного носка;
- 5 – арки рабочего окна;
- 6 – свода

Рисунок 1 - Футеровка дуговой печи

Верхний рабочий слой подины выполняют набивным из магнезитового порошка. Для набивки применяют магнезитовый порошок «экстра» (МПЭ), просеянный через сито. Крупность порошка должна быть 1–4 мм. После выполнения последнего кирпичного слоя кладку пода нагревают дровами до температуры 60–80°C, а затем промазывают горячей смолой и проводят набивку подогретым до 100°C магнезитовым порошком, смешанным с каменноугольным пеком в соотношении: 88–90% магнезитового порошка и 12–10% каменноугольного пека. Массу распределяют равномерными слоями толщиной 30–40 мм и трамбуют пневматическими трамбовками. Трамбовку слоев ведут непрерывно.

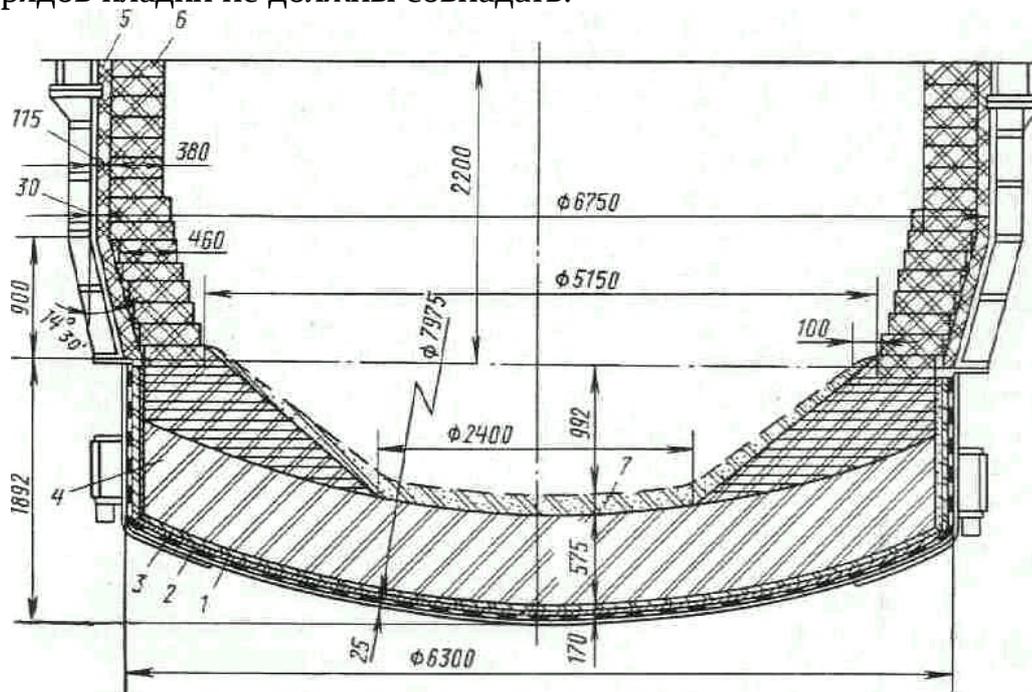


- 1 – кирпич магнезитовый; 2 – кирпич магнезитохромитовый;
  - 3 – кирпич шамотный; 4 – порошок шамотный; 5 – порошок магнезитовый; 6 – асбест молотый; 7 – асбест листовой
- Рисунок 2 – Футеровка подины и стен 100 т электропечи:

Общая толщина набивного слоя подины зависит от вместимости печи. Например, на печах вместимостью 12 т она составляет 110–125 мм, на печах большой вместимости 250–300 мм. Продолжительность набивки составляет 8–10 ч. Качество трамбовки подины проверяют с помощью пневматического молотка. При ударе бойком средней силы он должен отскакивать от набойки, не оставляя следов, а звук должен быть однородным. Такой способ изготовления рабочего слоя подины является очень трудоемким. На многих заводах набивку подов дуговых печей осуществляют всухую из магнезитового порошка.

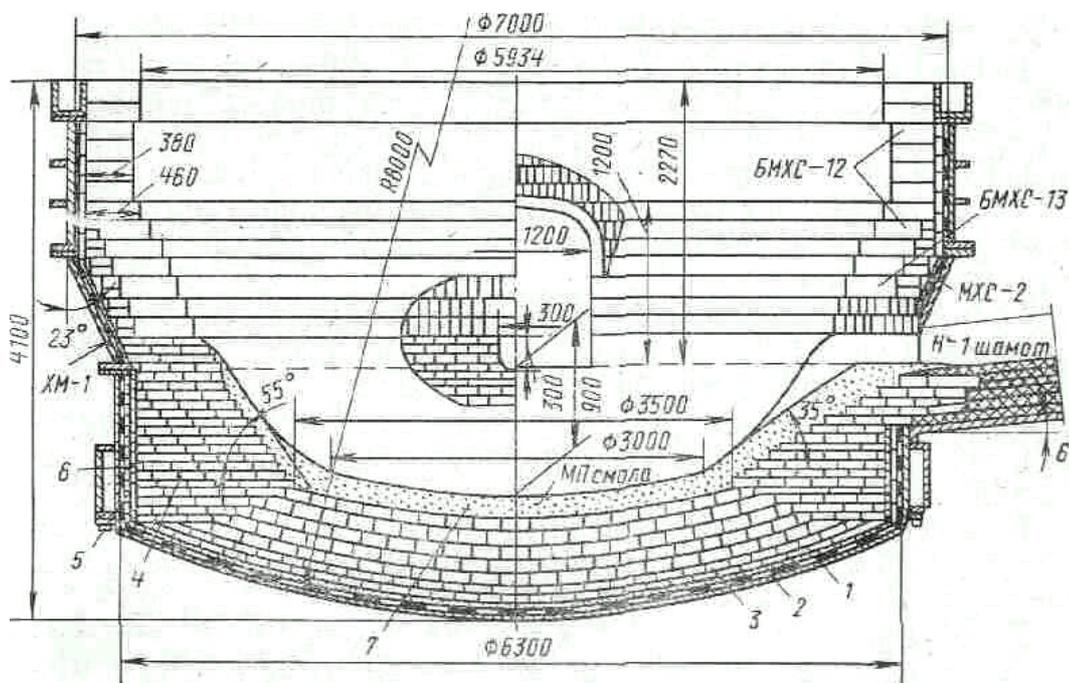
На рисунках 3 и 4 изображена конструкция рабочего пространства и характерное расположение основных слоев футеровки 100-тонных ЭДП металлургических предприятий Челябинска и Липецка.

Изготовление подин кислых печей отличается от изготовления подин основных печей тем, что для кладки применяют динасовый кирпич. Динасовый кирпич при нагревании расширяется (увеличивается его объем), поэтому между динасовыми кирпичами оставляют зазоры, в которые закладывают деревянные прокладки. Отсутствие зазоров между кирпичами приводит к выпучиванию и разрушению пода за счет чрезмерного расширения динаса в процессе службы. Швы между кирпичами смежных рядов кладки не должны совпадать.



- 1 – листовой асбест; 2 – молотый асбест; 3 – шамотный кирпич; 4 – магнезитовый кирпич; 5 – хромомагнезитовый кирпич; 6 – магнезитохромитовый кирпич; 7 – манезитовый порошок

Рисунок 3 - Футеровка печи ДСП-100 ЧМЗ



1 – асбестовый картон; 2 – шамотный порошок; 3 – шамотный кирпич; 4 – магнезитовый кирпич; 5 – легковесный шамотный кирпич; 6 – асбестовая засыпка; 7 – набивной слой  
Рисунок 4 - Футеровка печи ДСП-100 НЛМЗ

При изготовлении набивного рабочего слоя поверхностный ряд динасового кирпича слегка смачивают жидким стеклом, на него насыпают слой смеси, состоящий из кварцевого песка и молотой огнеупорной глины (в соотношении 10:1 – 15:1 мм), уплотняют пневматическими трамбовками, затем операцию повторяют несколько раз.

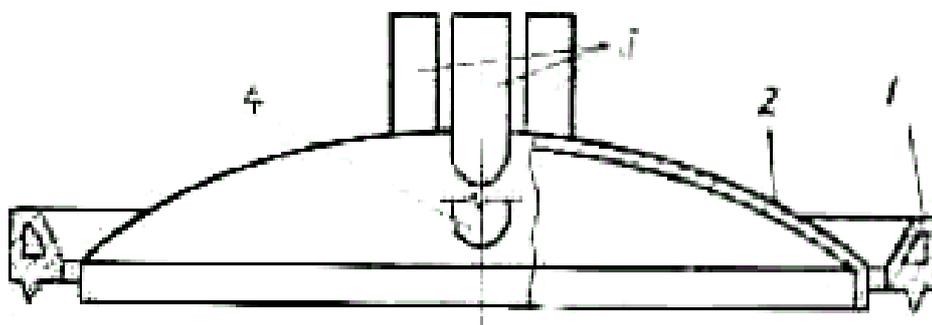
Футеровку стен дуговых сталеплавильных печей выполняют в трех принципиально различных вариантах: в виде кирпичной кладки, набивными и блочными. На основании опыта работы отечественных заводов стены основных электропечей выполняют преимущественно из магнезитового, а также из периклазошпинелевидного, магнезитохромитового и безобжигового кирпича в кассетах. Кирпичную кладку стен чаще выполняют на откосах, набитых смесью магнезитового порошка либо ведут ее прямо с кирпичной кладкой подины. Толщину стен обычно уменьшают от откосов до свода, что способствует повышению стойкости огнеупорной кладки стен.

Столбики и арки рабочего окна и выпускного отверстия испытывают частые тепловые и механические удары. Их выкладывают из термостойкого хромомagneзитового или магнезитового кирпича.

Свод электросталеплавильной печи является наиболее быстро изнашивающимся элементом. Кладка свода перегревается, причем весьма неравномерно, отраженной от стен и шлака лучистой энергией электрических дуг. Кладка разрушается также от сотрясения и переохлаждения при подъеме и повороте свода и химического взаимодействия с печной атмосферой. Главным материалом для изготовления сводов основных и кислых дуговых печей ранее применялся динасовый кирпич. В настоящее время своды основных печей изготавливают из магнезитохромитовых или высокоглиноземистых огнеупорных материалов. Это позволяет в 2-3 раза повысить

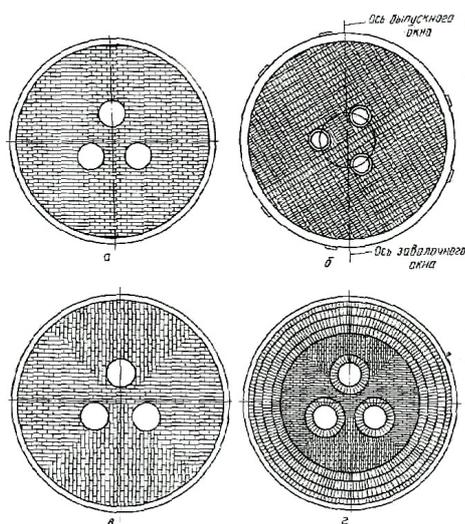
стойкость сводов. Средняя стойкость хромомagneзитовых сводов составляет 100–200, а динасовых 40–70 плавок в зависимости от особенностей работы печи и ее вместимости.

Свод набирают на специальном металлическом шаблоне (рисунок 5), выпуклость которого соответствует стреле подъема свода. Для динасового свода отношение стрелы подъема к диаметру должно быть не менее 1:12, а для хромомagneзитового – не менее 1:10. На шаблоне имеются указатели для точного установления сводового кольца 1 и копиры отверстий для электродов 3, для патрубка – дымогазоотсоса 4 и кислородной фурмы. Кладку свода (рисунок 6) в зависимости от вместимости печи и условий ее работы ведут различными способами: арочным (рисунок 6,а), секторно-арочным (рисунок 6,б), секторным (рисунок 6,в), комбинированным (рисунок 6,г). Секторную кладку могут вести одновременно четыре каменщика, поэтому она получила широкое распространение, особенно на малых печах, благодаря простоте выполнения и симметричному расположению кирпичей.



1 – сводовое кольцо; 2 – опалубка; 3 – копиры электродных отверстий; 4 – копир отверстий для патрубка дымогазоотсосов

Рисунок 5 - Шаблон для изготовления свода



а – арочная кладка в перевязку;

б – секторно-арочная;

в – секторная;

г – комбинированная

Рисунок 6 - Различные способы кладки сводов

На крупных печах применяется главным образом секторно-арочная кладка свода. Для ее выполнения применяют кирпичи четырех фасонов. Иногда применяется также кладка с центральной аркой, не доведенной до сводового кольца. В этом случае центральная арка проходит между отверстием для электрода второй фазы и отверстиями для электродов первой и третьей фаз. Она опирается на поперечные сегменты кладки над рабочим окном и выпускным отверстием.

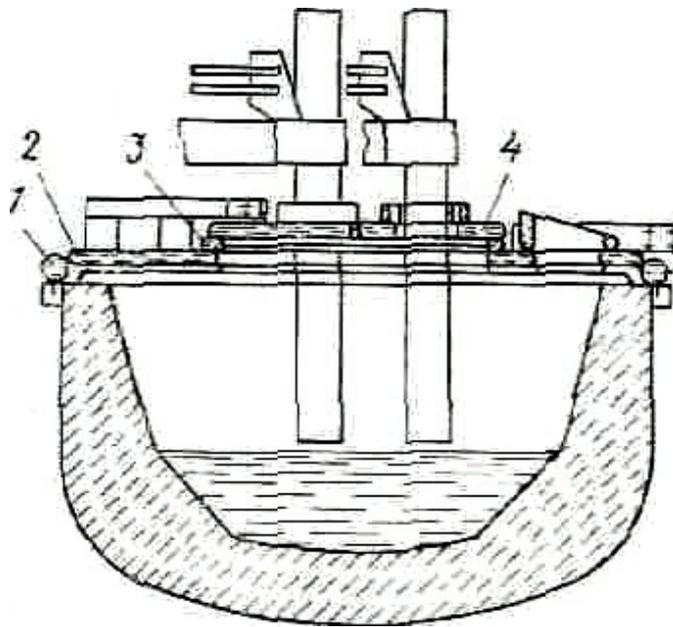
Комбинированная кладка свода сочетает кольцевую кладку по периферии с секторной в центре; такой способ кладки применяется значительно реже, чем другие.

Область электродных отверстий является слабым местом свода из-за наличия отверстий и чрезмерного нагревания в связи с электрическим замыканием электродов через огнеупорную кладку. На многих заводах участки электродных отверстий изготавливают из электроизоляционного бетона, состоящего из высокоглиноземистого цемента (25–20%) и высокоглиноземистого шамота (80%) или плавленого магнезита (85–87%).

Кладку свода из динасового кирпича ведут так же, как из основных огнеупоров. Однако в связи с увеличением объема динаса при нагревании свод делают более выпуклым.

В последнее время опробованы и начинают внедряться водо-охлаждаемые своды. Стойкость таких сводов увеличивается до 4 тыс. и более плавов. Такие своды имеют плоскую форму (рисунок 7), что резко упрощает их изготовление и уменьшает площадь тепловоспринимающей поверхности.

Свод состоит из водоохлаждаемого сводового кольца 1, водоохлаждаемой периферийной части 2, водоохлаждаемой съемной центральной части 4, электроизоляционной прокладки 3, выполняемой из высокоглиноземистого кирпича толщиной не менее 115 мм. Центральная часть свода состоит из трех изолированных один от другого секторов. В одном из секторов выполняется отверстие диаметром 200 мм для ввода кислородной фурмы. Периферийную часть разделяют на три участка. В одном из них выполняют отверстие для отсоса дымовых газов. Электрическая изоляция между секторами центральной части свода обеспечивается воздушным зазором шириной 70 мм и между участками периферийной части 30 мм. Эти зазоры сверху перекрывают кладкой из высокоглиноземистого кирпича.



1 – сводовое кольцо;  
 2 – водоохлаждаемый сектор периферийной части;  
 3 – электроизоляционная прокладка;  
 4 – водоохлаждаемый сектор центральной части  
 Рисунок 7 - Электродпечь с водоохлаждаемыми сводами

С внутренней стороны свод набивают огнеупорной массой толщиной 65 мм. Для удержания набивки поверхность свода армируют стальной полосой в виде ячеек. Масса металлоконструкций с теплоизоляцией водоохлаждаемого свода ДСП-100 составляет 34 т, что примерно в 1,7 раза легче свода, выполненного из кирпичной кладки.

## 2 Определение оптимального электрического режима работы дуговой печи

Производительность дуговой печи и расход электроэнергии на тонну стали в большой мере зависят от умения определить оптимальный электрический режим плавки. Мы видели, что печной трансформатор имеет несколько ступеней напряжения. Какая мощность, какой ток являются для каждой ступени оптимальными, т. е. обеспечивают наибольший электрический КПД установки и наилучший  $\cos\varphi$ , обеспечивающие максимальное выделение мощности в печи? На этот вопрос помогают ответить так называемые электрические характеристики дуговой печи, которые строят для каждой ступени напряжения трансформатора на основании полученных опытным путём показателей холостого хода и короткого замыкания трансформатора (рисунок 8). Кривые построены как функции силы тока.

Приняты следующие обозначения и связи между характеристиками:

$P_a$  - активная мощность, забираемая из сети:

$$P_a = 1,73UI \cos\varphi 10^{-3} \text{ кВт}; \quad (2.1)$$

$P_{\text{Э.П}}$  - мощность электрических потерь:

$$P_{\text{Э.П}} = 3I^2 R 10^{-3} \text{ кВт}, \quad (2.2)$$

где  $R$  – активные сопротивления фаз короткой сети;

$P_{\text{ПОЛ}}$  - полезная мощность (мощность на дугах):

$$P_{\text{пол}} = P_a - P_{\text{эл}} = (1,73UI \cos \varphi - 3I^2 R) 10^{-3} \text{ кВт}; \quad (2.3)$$

$\eta_{\text{эл}}$  - электрический КПД – отношение полезной мощности к мощности, забираемой из сети:

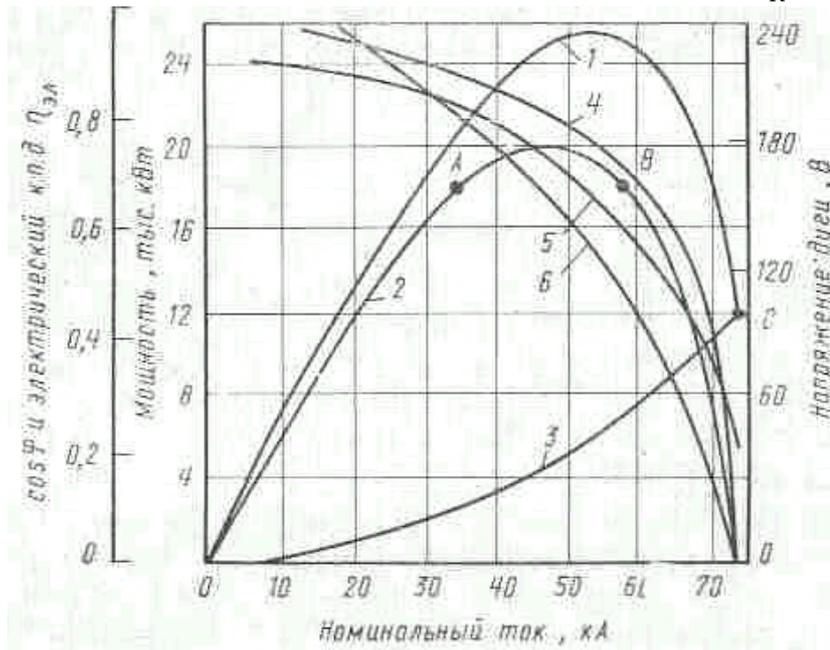
$$\eta_{\text{эл}} = \frac{P_{\text{пол}}}{P_a}. \quad (2.4)$$

Кроме активной мощности  $P_a$ , из сети забирается также реактивная мощность  $P_p$ . Если геометрически сложить активную и реактивную мощности, то получим кажущуюся или установленную мощность, измеряемую в киловольт-амперах

$$P_k = \sqrt{P_a^2 + P_p^2}; \quad (2.5)$$

$\cos \varphi$  - коэффициент мощности установки

$$\cos \varphi = \frac{P_a}{P_k}. \quad (2.7)$$



1 – потребляемая активная мощность,  $P_a$ ;

2 – полезная мощность дуг  $P_{\text{пол}}$ ;

3 – мощность электрических потерь  $P_{\text{эл}}$

4 – электрический КПД  $\eta_{\text{эл}}$ ;

5 – коэффициент мощности  $\cos \varphi$ ;

6 – напряжение дуги  $U_d$

Рисунок 8 - Характеристика электрического режима 100-т дуговой печи для ступени напряжения 417 В

Чем больше реактивная мощность, тем ниже коэффициент мощности, тем хуже использование электрической энергии.

Из диаграммы, составленной для 100-т печи, видно, что полезная мощность максимальная (20 000 кВт) при силе тока 47 000 А, мощность из сети при этом 24 500 кВт, потери 4500 кВт. Кривая полезной мощности имеет точку перегиба. Это значит, что одно и то же значение мощности, выделяющейся внутри печи, может быть достигнуто при двух различных значениях силы тока. При силе тока 35 кА, соответствующей точке А, показатели более выгодные:  $\cos \varphi = 0,84$ ;  $\eta_{\text{эл}} = 0,86$ ;

потери 2800 кВт. Для силы тока 57 кА, соответствующей точке В, та же полезная мощность 18 00 кВт будет получена при  $\cos\varphi = 0,60$ ,  $\eta_{эл} = 0,75$  и мощности потерь 7000 кВт. Следовательно, работать нужно при режиме, определяемом левой ветвью кривой, так как он обеспечивает более высокие электрические показатели, или на максимуме этой характеристики. Однако для сверхмощных дуговых печей рекомендуется работать на правой ветви кривых, что определяется условиями службы футеровки печи.

При одной и той же силе тока более высокое напряжение низкой стороны трансформатора обеспечивает лучшие электрические показатели

Напряжение, В	138	160	240
Электрический кпд, %	80	83	90
$\cos\varphi$	0,83	0,87	0,92

Включение дросселя снижает полезную мощность. Во время эксплуатационного короткого замыкания на электродах (обвал шихты) полезная мощность равна нулю, мощность потерь равна мощности, забираемой из сети. На диаграмме (рисунок 8) при силе тока короткого замыкания 73 кА кривая 1 ( $P_a$ ) сходится с кривой 3 ( $P_{эл}$ ) в точке С.

Основной недостаток выбора режимов работы по электрическим характеристикам заключается в том, что при этом не учитываются тепловые потери печи и особенности металлургических процессов, происходящих при плавке. По электрическим характеристикам нельзя судить о производительности печи, удельном расходе электроэнергии. В то время как электрические потери, учитываемые электрическими характеристиками, составляют в среднем 10 – 12% от общего расхода электроэнергии на плавку, тепловые потери дуговых печей (по А. Н. Соколову) достигают 25 – 35%, т. е. превышают электрические потери в 2,5 – 3 раза.

Для печи определённой ёмкости электрические потери приблизительно пропорциональны квадрату силы тока и продолжительности работы печи. Тепловые потери существенно изменяются с изменением мощности электрических дуг, которая в свою очередь является сложной функцией от силы тока.

Особенности металлургических процессов при плавке вынуждают отдельно рассматривать периоды плавления – окислительный и восстановительный, так как полностью каждый из них характеризуется своими значениями электрических параметров, мощности тепловых потерь печи и полезного расхода электроэнергии.

Ю. Е. Ефроймович оптимальный режим периода плавления выбирает на основе анализа зависимостей продолжительности плавления, удельного расхода электроэнергии, стоимости передела тонны стали и коэффициента мощности от силы тока печи для различных ступеней напряжения трансформатора с учетом технологических особенностей выплавки отдельных сталей и свойств, применяемых огнеупоров. Минимуму удельного расхода электроэнергии, минимуму стоимости передела стали и минимуму продолжительности плавления соответствуют различные значения силы тока.

Плавление на высшей ступени напряжения, работа при номинальной силе тока трансформатора, своевременное выключение дросселя, уменьшение реактивного сопротивления короткой сети и другие мероприятия должны быть осуществлены при установлении оптимального электрического режима плавки в период плавления. График электрической нагрузки определяет продолжительность работы на высшей ступени напряжения (по расходу установленного количества

электроэнергии); предусмотрено переключение на вторую ступень, когда открытые дуги становятся опасными для футеровки; график должен обеспечить высокий нагрев металла к началу окислительного периода.

### 3 ЭЛЕКТРОДЫ ДУГОВЫХ ПЕЧЕЙ

Электроды служат для подвода тока в рабочее пространство печи и образования электрической дуги. Электроды могут быть *угольные и графитированные*. В Электросталеплавильном производстве применяют главным образом графитированные электроды. Угольные электроды обычно используют на малых печах.

Графитированные электроды изготавливают из малозольного нефтяного или пекового кокса с добавками смолопека. Спрессованные из них заготовки электродов обжигают сначала в газовых печах при температуре около  $1300^{\circ}\text{C}$ , а затем в печах сопротивления при температуре  $2500^{\circ}\text{C}$ . После обжига и графитизации электроды подвергают механической обработке. Их изготавливают секциями. В торцах секций выполняют гнезда с винтовой резьбой. Соединение отдельных секций осуществляют с помощью цилиндрических или конических ниппелей (рисунок 9), которые обычно изготавливают из заготовок с повышенной прочностью. Ниппели для электродов с диаметром меньше 200 мм имеют резьбу с шагом 8,47 мм, а ниппели большего диаметра – 12,7 мм.

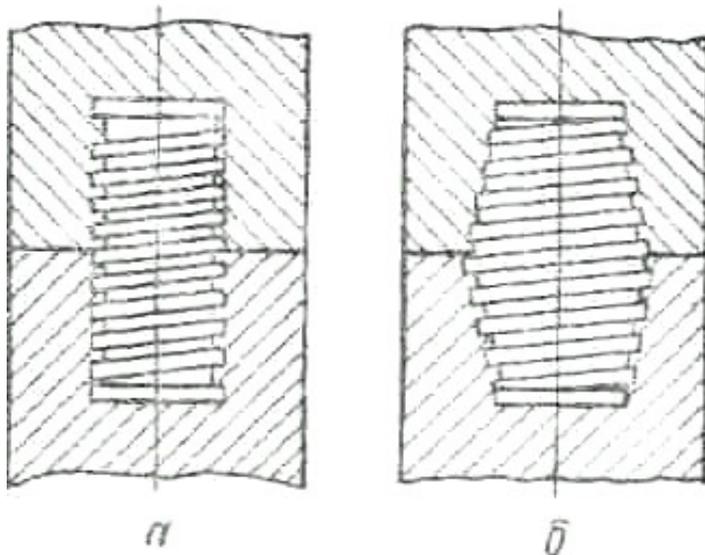


Рисунок 9 - Соединение электродов посредством цилиндрического (а) и конического (б) ниппелей

При диаметре электродов более 400 мм сборку отдельных секций электродов осуществляют не всухую, а на пасте или пеке. Кроме того, для свинчивания электродов обязательно применять специальные устройства, которые обеспечивают необходимое усилие при затяжке электродов. В противном случае от динамических усилий, возникающих при горении дуг, электроды развинчиваются, и ток в этих местах уже идет не по всему их сечению, а только по ниппелю, что приводит к их перегреву и обрыву. На дуговых печах малой вместимости применяют электроды диаметром 300 и 350 мм; средней 500 мм; большой 555 и 610 мм.

При нормальной работе электропечей расход графитированных электродов на 1 т жидкого металла составляет 4-6 кг при кислом и 6-9 кг при основном процессах выплавки стали. С целью уменьшения разъедания шлаком поверхности

графитированных электродов их иногда пропитывают раствором борсодержащих соединений. При этом удельный расход электродов снижается на 25 %

#### 4 Пример расчета для определения размеров дуговой электросталеплавильной печи и ее основных электрических параметров

Определение размеров печи покажем на следующем примере.

Рассчитаем печь с номинальной емкостью 45 т, работающую с оптимальной садкой  $45 \times 1,4 = 63$  т.

*Объем ванны*

1 т жидкой стали занимает объем  $0,14 \text{ м}^3$ , 1 т шлака —  $0,333 \text{ м}^3$ . Кратность шлака составит  $\frac{P_{\text{шлака}}}{P_{\text{металла}}} = 0,07$ .

Отсюда ванна печи после капитального ремонта должна иметь объем  $(45 \times 0,14) + (45 \times 0,07 \times 0,333) = 6,30 + 1,05 = 7,35 \text{ м}^3$ .

#### Глубина и диаметр ванны

Примем следующие условия:

1) форма ванны — сфероконическая (рисунок 10); 2) уровень шлака в окислительный период плавки совпадает с уровнем порога загрузочного окна и с уровнем нижней кромки выпускного отверстия; 3) отношение диаметра зеркала ванны к глубине ванны  $D/H = 5$ ; 4) высота сферической части ванны  $h_1 = 0,2 H$ .

Объем ванны равен сумме объемов усеченного конуса и шарового сегмента

$$V_B = \frac{\pi h_2}{3} (R^2 + rR + r^2) + \pi h_1 \left( \frac{r^2}{2} + \frac{h_1^2}{6} \right),$$

где  $R$  — радиус зеркала ванны на уровне порога;

$r$  — радиус шарового сегмента;

$h_2$  — высота усеченного конуса.

Так как по условию  $D = 5H$ ;  $R = 2,5H$ ;  $h_1 = 0,2H$ ;  $h_2 = 0,8H$ ;

$d = D - 2h_2 = 3,4H$ ;  $r = 1,7H$ , то

$$V_B = 12,1H^3, \text{ или } 0,0968D^3.$$

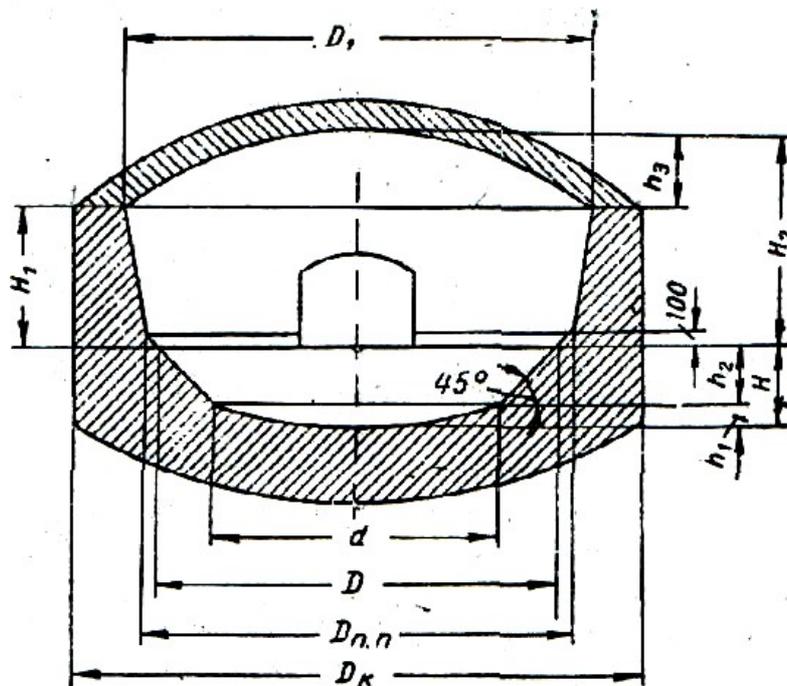


Рисунок 10 - Форма плавильного пространства дуговой печи

Для объема  $7,35 \text{ м}^3$ :

Глубина ванны  $H = 847 \text{ мм} \approx 850 \text{ мм}$ .

Диаметр зеркала  $D = 850 \times 5 = 4250 \text{ мм}$ .

Диаметр сферической части ванны  $d = 850 \times 3,4 = 2890 \text{ мм}$ .

Высота сферической части  $h_1 = 0,2 \times 850 = 170 \text{ мм}$ .

Высота конической части  $h_2 = 0,8 \times 850 = 680 \text{ мм}$ .

#### Размеры плавильного пространства

Если уровень откосов на 100 мм выше уровня зеркала ванны, то диаметр плавильного пространства на уровне откосов

$$D_{п.п} = 4250 \times 200 = 4450 \text{ мм}.$$

Высота  $H_1$  от порога до пят свода может быть принята равной  $0,42D \div 0,44D$ ,

$$\text{т. е. } H_1 = 4250 \times 0,44 = 1870 \text{ мм}.$$

Уклон стен рекомендуется равным 10% от высоты пят свода над уровнем откосов, т. е.

$$\frac{1870 - 100}{10} \approx 180 \text{ мм}$$

Диаметр плавильного пространства на уровне пят свода

$$D_1 = D_{п.п} + 2 \times 180 = 4810 \text{ мм}.$$

Высота подъема для магнезитохромитового свода равна  $\frac{1}{8} D_{п.п}$

$$h_3 = \frac{4450}{8} \approx 530 \text{ мм}$$

Толщина свода 300 мм. Расстояние от зеркала ванны до центральной части свода равно

$$1870 + 530 = 2400 \text{ мм}.$$

Толщина футеровки

На уровне верхнего края откосов толщина стен равна 535 мм; она составляется из 10 мм асбеста, 65 мм пеношамота и 460 мм магнезита.

Толщина подины для печей с электромагнитным перемешиванием металла примерно равна 90% от глубины ванны, т. е. 765 мм. Футеровку подины образуют: 20 мм инфузорной земли или шлаковой ваты, 65 мм пеношамотного кирпича, 65 мм шамотного кирпича, 410 мм магнезитового кирпича, 205 мм магнезитовой набойки.

#### *Диаметр кожуха*

Внутренний диаметр кожуха равен

$$D_{к} = D_{п.п} + 2 \delta = 4453 + 2 \times 535 = 5520 \text{ мм.}$$

Если кожух выполнен из железа толщиной 30 мм, то наружный диаметр кожуха

$$D_{к.н} = 5520 + 2 \times 30 = 5580 \text{ мм.}$$

*Печной трансформатор* предназначен для преобразования электроэнергии высокого напряжения (35 или 110 кВ) в электроэнергию низкого напряжения в пределах от 600 до 110 В в зависимости от мощности трансформатора.

Трехфазный трансформатор имеет связанные между собой три сердечника, на каждом из которых имеются по две обмотки. Обмотки высокого напряжения в связи с малой силой тока выполняют из медного провода небольшого сечения, а вторые обмотки из медных шин большого сечения. Сердечник с обмотками помещен в бак, заполненный маслом, которое является хорошим изолятором и охлаждающей жидкостью. Печные трансформаторы бывают с естественной и принудительной циркуляцией масла.

Трансформатор устанавливают в отдельном помещении как можно ближе к печи, что способствует сокращению расхода меди и снижению электрических потерь.

Трансформатор оборудуют переключателем напряжения, предназначенным для увеличения или снижения потребляемой мощности. Для этого на первичной обмотке трансформатора делают несколько отпаек, которые выводят на переключатель ступеней напряжения. Переключение трансформатора с одной ступени на другую осуществляют масляными переключателями, имеющими приводы с дистанционным управлением с пульта печи. На печах малой вместимости переключение ступени проводят при снятом напряжении, а на печах большой вместимости – под нагрузкой, что позволяет сократить длительность переключения и общую продолжительность плавки, а также более рационально расходовать электроэнергию во время плавки. Переключение под нагрузкой облегчается благодаря большому числу ступеней напряжения. Так, трансформатор мощностью 25 МВ\*А имеет 23 ступени напряжения в пределах 417–131 В.

#### *Выбор мощности трансформатора*

Рекомендуется следующее эмпирическое соотношение: кажущаяся мощность трансформатора

$$P_{к} = \frac{110 \times D_{к.н}^{3,32}}{\tau},$$

где  $P_{к}$  - в киловольт-амперах;

$D_{к.н}$  - наружный диаметр кожуха в метрах;

$\tau$  - продолжительность плавления номинальной садки;

$$P_K = \frac{110 \times 5.58^{3.32}}{2} \approx 16300 \text{кВА}$$

По практическим данным для периода плавления

$$P_{cp} = 0,8 P_K = 16300 \times 0,8 = 13040 \text{кВА}$$

*Полезная мощность за период плавления*

$$P_{пол} = P_{cp} \cos \varphi \eta_{эл} = 13040 \times 0,85 \times 0,90 = 9980 \text{кВт}$$

Здесь  $\cos \varphi$  и  $\eta_{эл}$  - средние значения для периода плавления. Если принять расход электрической энергии на плавление 1 т шихты, подогрев металла выше температуры плавления на  $100^\circ$ , плавление и подогрев шлака равным 440 кВт-ч, то для садки в 45 т потребуется  $440 \times 45 = 19800$  кВт-ч. Для садки в 63 т потребуется  $440 \times 63 = 27720$  кВт-ч.

В первом случае выбранный трансформатор обеспечит плавление за 1,98 час. ( $19800:9980 = 1,98$  часа), или (округленно) за 2 часа; во втором случае за 2,77 часа ( $27720 : 9980 = 2,77$  часа), или 2 час. 46 мин.

### Выбор ступеней напряжения

При выборе верхней ступени вторичного напряжения рекомендуется следующее эмпирическое соотношение

$$U_n = 15 \sqrt[3]{P_K},$$

где  $P_K$  — кажущаяся мощность трансформатора.

Для нашего примера  $U_n = 15 \sqrt[3]{16300} \approx 380$  в. Для печей средней емкости (до 70 т) рекомендуется 8 ступеней напряжения, из них низшая не должна превышать 130 в. Плавное снижение мощности можно обеспечить при следующей величине промежуточных ступеней вторичного напряжения:

Треугольник		Звезда	
1 ступень	380 в	5 ступень (380:1,73)	219 в
2 ступень (380 × 0,85)	323	6 ступень (323:1,73)	186 в
3 ступень (323 × 0,85)	274 в	7 ступень (274:1,73)	158 в
4 ступень (274 × 0,85)	233 в	8 ступень (233:1,73)	134 в

*Расчет диаметра электродов*

Для трансформатора мощностью 16300 кВА и вторичного напряжения 380 в сила тока

$$I = \frac{16300 \times 1000}{380 \times 1,73} = 24790 \text{ А}.$$

*Диаметр электрода определяется по формуле*

$$D = \sqrt[3]{\frac{0,406 \times I^2 \times \rho}{k}} \text{ см},$$

где  $I$  - сила тока;

$\rho$  - удельное сопротивление электрода при  $500^\circ$ , для графитированных электродов  $\rho = 10$  ом/мм<sup>2</sup>×м;

$k$  — коэффициент для графитированных электродов  $k = 2,1$  (вт/см<sup>2</sup>);

$$d = \sqrt[3]{\frac{0,406 \times 24790^2 \times 10}{2,1 \times 10^4}} = 49,2 \text{ см}.$$

Ближайший размер электродов, выпускаемых промышленностью, 500 мм. Сечение такого электрода равно 1912 см<sup>2</sup>. Плотность тока для электрода диаметром 500 мм

$$\frac{I}{S} = \frac{24790}{1912} = 12,96 \text{ а / см}^2.$$

Останавливаем свой выбор на электроде диаметром 500 мм.

### Диаметр распада электродов

Равномерность излучения на стены достигается, когда отношение диаметра распада электродов к диаметру зеркала ванны близко к 0,3.

*Для нашего примера*

$$d_{расп} = 0,3D = 0,3 \times 4250 = 1275 \text{ мм.}$$

## 5 Параметры, рекомендуемые для контроля правильности рассчитываемых величин

Анализ литературных данных позволил определить основные пределы технологических параметров дуговых сталеплавильных печей, которые необходимо учитывать при выполнении данного задания.

1. Толщина свода:

до 20 т – 230 мм;      20–40 т – 300 мм;      более 40 т – 380-460 мм.

2. Толщина стен:

до 100 т – 450-550 мм;      более 100т – 550-650 мм.

3. Мощность трансформатора, МВ А:

25 т – 15-20;      50 т – 20-32;      75 т – 30-45;      100 т – 30-50;

150 т - 45-60;      200 т – 60-80;      250 т – 90-120;      400 т – 200.

4. Самые крупные печи имеют высшую ступень напряжения 450-950 В,

напряжение на нижней ступени не должно превышать 163 В.

*Рекомендуемое напряжение на верхней ступени (В) и количество ступеней:*

200-250 В – 2 - 4 ступени; 260-300 – 4 - 6 ступеней; 320-400 – 6 - 8 ступеней;

400-500 – 8-12 ступеней; 600 и более – до 23 ступеней.

*Пределы напряжения в зависимости от садки печи:*

1,5 т – 104-225 В; 3 т – 116-242 В; 6 т – 115-280 В; 12 т – 120-320 В;

25 т – 132-390 В; 50 т – 146-430 В; 100 т – 163-480 В.

5. Рекомендуемая плотность тока (А/см<sup>2</sup>) в зависимости от диаметра электрода, мм:

100 – 32; 150 – 26; 200 – 23; 250 – 21; 300 – 19; 350 – 18;

400 – 16; 500 – 15; 555 – 15; 610 – 12-14.

## 7 ВАРИАНТЫ ЗАДАНИЙ

Вариант	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Ном. садка печи, т	0,5	1	1,5	2	3	5	6	10	12	15

Вариант	<b>11</b>	<b>12</b>	<b>13</b>	<b>14</b>	<b>15</b>	<b>16</b>	<b>17</b>	<b>18</b>	<b>19</b>	<b>20</b>
Ном. садка печи, т	20	25	30	35	40	45	50	55	60	65
Вариант	<b>21</b>	<b>22</b>	<b>23</b>	<b>24</b>	<b>25</b>	<b>26</b>	<b>27</b>	<b>28</b>	<b>29</b>	<b>30</b>
Ном. садка печи, т	70	75	80	90	100	130	150	200	220	250
Вариант	<b>31</b>	<b>32</b>	<b>33</b>	<b>34</b>	<b>35</b>	<b>36</b>	<b>37</b>	<b>38</b>	<b>39</b>	<b>40</b>
Ном. садка печи, т	280	120	95	290	230	160	300	350	360	400

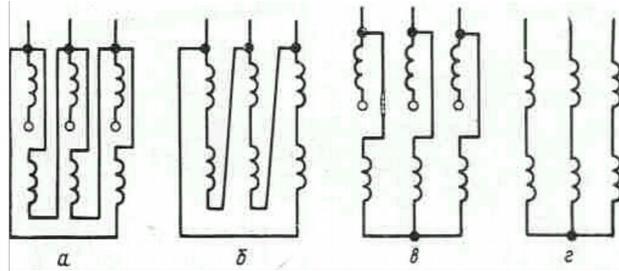


Рис. Схема соединения обмоток трансформатора.

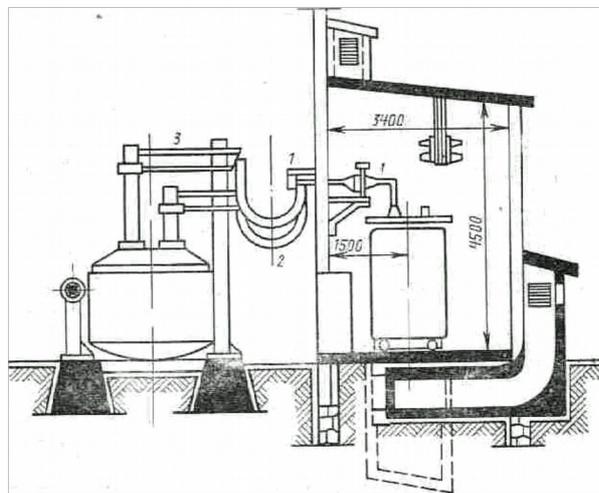


Рис. Короткая сеть дуговой печи.

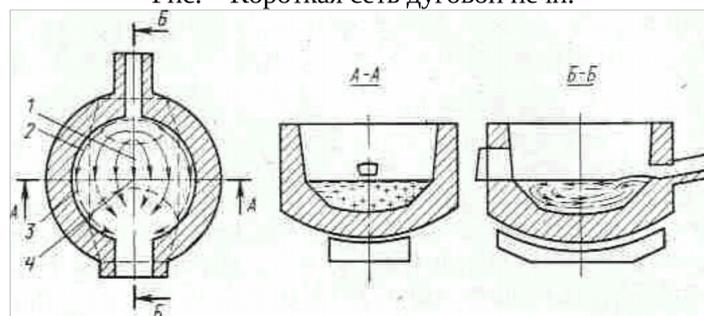


Рис. Электромагнитное перемешивание металла в дуговой печи

1 – скорость перемешивания (у поверхности ванны) 0,4 м/с; 2 – то же 0,6 м/с; 3 – то же 0,4 м/с; 4 – то же 0 м/с.

## Практическая работа 14

### Тема: Расчет изложницы

#### Цель работы:

1. Закрепить и углубить теоретические знания по разделу "Разливка стали в изложницы"
2. Научиться правильно выбирать и рассчитывать параметры изложницы.
3. Использовать полученные знания и навыки при выполнении курсовых и дипломных проектов.

Работа выполняется согласно индивидуальным заданием, которое выдает преподаватель предмета согласно приложению 14.

Расчет изложницы для слитка кипящей стали

Выходные данные для расчета нужно брать из приложения 14а, 14б .

По расчету нужно запроектировать изложницы для слитка кипящей стали, прокатывается на 4 сляба размером

120 x 900 x 2600 мм.

Масса сляба равна :  $0,12 \cdot 0,9 \cdot 2,6 \cdot 7,8 = 2,190$  т

где 7,8- удельная масса твердой стали .

Масса 4 слябов равна

$2,190 \cdot 4 = 8,760$  т

1. Масса слитка с учетом угара и обрезки:

$$G_{сл} = \frac{8,760}{1 - \frac{2,0 + 5,5 + 1,0}{100}} = 9,57 \text{ т,}$$

где 2,0 - угар металла при нагреве слитка ,%

5,5 - головная обрезь слитка кипящей стали ,%, (принимаем 5-7%).

1,0 - обрезь нижней части слитка, (принимаем 0,5-0,5%).

2. Объем слитка в твердом состоянии

$$V_{сл} = \frac{g_{сл}}{\gamma_m} = \frac{9,57}{7,8} = 1,23 \text{ м}^3$$

3. Предварительно принимаем отношение высоты слитка к его в условному диаметру

$$\eta = H : D_{ус} = 3$$

$$D_{ус} = \sqrt[3]{\frac{V_{сл}}{\eta}} = \sqrt[3]{\frac{1,23}{3}} = 0,75 \text{ м}$$

4. Условная площадь поперечного сечения равна

$$F_{ус} = D_{ус}^2 = 75^2 = 5600 \text{ см}^2$$

5. Определение высоты слитка :

$$H = \eta \cdot D_{ус} = 3 \cdot 750 = 2250 \text{ мм.}$$

Средне сечение слитка равно

$$F_{cp} = \frac{V_{сл}}{H} = \frac{1,23 \cdot 10^6}{225} = 5460 \text{ см}^2$$

Радиус закругления углов равна :

$$r = 0,1 \cdot D_{yc} = 0,1 \cdot 750 = 75 \text{ мм.}$$

6. Разность размеров широкой стороны слитка и ширина слябов принимаем равной

$$\Delta_1 = 62 \text{ мм.}$$

Среднее значения более широкой стороны слитка определяем по формуле

$$A_{cp} = b_{сляб} + \Delta_1,$$

где  $b_{сляб}$  - ширина сляба, принята выше равной 900 мм;

$\Delta_1$  - разность между сторонами прямоугольного слитка принята выше 62 мм.

$$a_{cp} = 900 + 62 = 962 \text{ мм.}$$

Среднее значения ширины узкой стороны слитка определяется по формуле

$$B_{cp} = \frac{F_{cp} - 0,86r^2}{\alpha_{cp}} = \frac{5460 - 0,86 \cdot 7,5^2}{96,2} = 56,3 \text{ см} = 563 \text{ мм.}$$

7. Конусность широкой грани определяется  $a'_{\kappa} = 1,3\%$ , а узкой грани

$$a''_{\kappa} = 0,8 \cdot a'_{\kappa} = 0,8 \cdot 1,3 = 1\%.$$

Разность ширины широкой грани внизу иверху определяется по формуле

$$\Delta A = A - a = 2H \frac{1,0}{100} = 2 \cdot 2500 \cdot 0,010 = 58 \text{ мм}$$

Разность ширины узкой грани в низу иверху определяется по формуле

$$\Delta B = B - b = 2H \frac{1,3}{100} = 2 \cdot 2250 \cdot 0,013 = 45 \text{ мм.}$$

Размер сторон слитка:

Вверху  $a = a_{cp} - \frac{\Delta A}{2} = 962 - \frac{58}{2} = 933 \text{ мм};$

$$b = b_{cp} - \frac{\Delta B}{2} = 563 - \frac{45}{2} = 540 \text{ мм};$$

Внизу:  $A = a_{cp} + \frac{\Delta A}{2} = 962 + \frac{58}{2} = 991 \text{ мм};$

$$B = b_{cp} + \frac{\Delta B}{2} = 563 + \frac{45}{2} = 586 \text{ мм.}$$

8. Высота изложницы принимается выше высоты слитка на 10%, или

$$H_{вил} = 1,1 \cdot H = 1,1 \cdot 2250 = 2475 \text{ мм.}$$

Размер поперечного сечения изложницы в сету принимается с учетом линейной усадки 3%:

$$A_{изл} = 1,03 \cdot A = 1,03 \cdot 991 = 1020 \text{ мм};$$

$$B_{изл} = 1,03 \cdot B = 1,03 \cdot 586 = 605 \text{ мм};$$

$$a_{из} = 1,03a + 2 \left( H_{изл} - H \right) \frac{1,3}{100} = 1,03 \cdot 933 + 2 (2475 - 2250) \frac{1,3}{100} = 975 \text{ мм};$$

$$b_{из} = 1,03b + 2 \left( H_{изл} - H \right) \frac{1}{100} = 1,03 \cdot 540 + 2 (2475 - 2250) \frac{1}{100} = 560 \text{ мм.}$$

Радиусы закругления:

$$\text{вверху} \quad r_2 = 0,1 \sqrt{a_{из} \cdot b_{из}} = 0,1 \sqrt{975 \cdot 560} = 74 \text{ мм};$$

$$\text{внизу} \quad r_1 = 0,1 \sqrt{A_{из} \cdot B_{из}} = 0,1 \sqrt{1020 \cdot 605} = 78 \text{ мм}.$$

Широкую грань можно принять, выпуклой, узкой - плоской.

Толщина стен грани равна (смот. табл.) :

$$S_1 = 0,24 D;$$

$$D = \sqrt{a_{CP} \cdot b_{CP}} = \sqrt{962 \cdot 563} = 735 \text{ мм};$$

$$S_1 = 0,24 \cdot 735 = 177 \text{ мм}.$$

Толщина стен узкой грани равна (смот. табл.) :

$$S_2 = 0,19D = 0,19 \cdot 735 = 140 \text{ мм}.$$

Толщина стен изложницы широкой грани:

$$\text{вверху} \quad S_{1B} = 0,95 S_1 = 0,95 \cdot 177 = 168 \text{ мм};$$

$$\text{внизу} \quad S_{1H} = 1,05 S_1 = 1,05 \cdot 177 = 187 \text{ мм}.$$

Толщина стенок узкой грани изложницы:

$$\text{вверху} \quad S_{2B} = 0,95 \cdot S_2 = 0,95 \cdot 140 = 133 \text{ мм};$$

$$\text{внизу} \quad S_{2H} = 1,05 \cdot S_2 = 1,05 \cdot 140 = 147 \text{ мм}$$

Толщина изложницы в углах:

$$\text{вверху} \quad S_{УТВ} = 0,8 \cdot S_{1B} = 0,8 \cdot 168 = 135 \text{ мм};$$

$$\text{внизу} \quad S_{УТН} = 0,8 \cdot S_{1H} = 0,8 \cdot 187 = 150 \text{ мм}.$$

9. Определяем наружный размер:

$$a_{НАР} = a_{из} + 2 S_{2B} = 975 + 2 \cdot 133 = 1241 \text{ мм};$$

$$A_{НАР} = A_{из} + 2S_{2H} = 1020 + 2 \cdot 147 = 1314 \text{ мм};$$

$$b_{НАР} = b_{из} + 2 S_{1B} = 560 + 2 \cdot 168 = 886 \text{ мм};$$

$$B_{НАР} = B_{из} + 2S_{1H} = 605 + 2 \cdot 187 = 981 \text{ мм}.$$

Внизу и вверху устанавливаются бандажи высотой по 150 мм и толщиной вверху 30 мм, внизу 35 мм. Размеры и расположение ушей изложниц принимаются конструктивно.

вариант	Размер сляба(мм)	Головная Обрезь(%)	Донная Обрезь(%)
1	125×900×2650	5	0,5
2	120×880×2550	5,5	1,5
3	125×850×2550	6	1,0
4	130×750×2600	6,5	0, 5
5	135×850×2650	7	0,5
6	120×950×2550	6,5	1,5
7	110×900×2500	5,5	1,0
8	120×850×2550	6,5	1,4
9	125×800×2650	5, 5	1,3
10	130×900×2600	6,5	0,5
11	135×750×2550	5,5	0,7
12	110×880×2500	6,5	0,9
13	120×950×2550	7	0,6
14	130×750×2650	6	1,0
15	130×800×2600	5	1,5
16	125×900×2550	7	1,0
17	135×850×2650	5,5	0,5
18	115×750×2600	7	0,9
19	120×700×2550	6,5	0,8
20	110×800×2650	50,5	0,7
21	120×850×2550	7	0,8
22	125×850×2550	5,5	1,0
23	135×900×2550	7	1,5
24	125×800×2550	5,5	0,7
25	130×750×2550	7,0	1,5

Параметр	Изложницы для спокойной стали		Изложницы для кипящей Стали	
	Квадратные и прямоугольные	Листовые	Квадратные и прямоугольные	Листовые
H : D H : D	2,8...3,35 -	1,7...2,3 2,5...3,0	3,0...3,5 -	2,1...2,7 3,2...3,5
Конусность (на одну сторону), %	(0,9...1,1) H/ D%	Широкой грани (0,7...0,9) H/ D% узкой грани (0,6...0,7) конусности широкой грани	1,0...1,3%	Широкой грани (1,2...1,3) % , узкой грани (0,7...0,8) конусности широкой грани
Средняя толщина стенок изложниц, упрочненных бандажами	(0,19...0,21) D	По широкой стороне (0,24...0,25) D, по узкой стороне (0,19...0,21) D	(0,18...0,2) D	По широкой стороне (0,24...0,25) D, по узкой стороне (0,19...0,21) D
Изменение средней толщины стенки по высоте изложницы: Вверх Середина Низ	(1,0...1,1) а а (0,9...1,0) а	(1,0...1,1) а а (0,9...1,0) а	(0,9 ...0,95) а а (1,05 ...1,1) а	(0,9 ...0,95) а а (1,05 ...1,1) а
Форма наружной поверхности стенок, упрочненной бандажами	Випуклая	По широким сторонам – выпуклая либо бочкообразна, по узким - плоска	Випуклая	По широким сторонам – выпуклая або бочкообразна, по узким – плоска
Форма внутренней поверхности изложницы	Плоская по всем сторонам	При прокатке на блюминге внутренние грани плоские	Плоская по всем сторонам	Плоская по всем сторонам
Форма дна	Полушаровая	Сфероидальна	Сквозные без дна	Сквозна без дна
Радиус закруглення ®	(0,08...0,10) D	(0,08...0,10) D	(0,08...0,10) D	(0,08...0,10) D
Толщина основной футеровки надставки	65мм	65мм	-	-
Конусность стенок футеровки надставки, %	17...20	1...20	-	-

## Практическая работа 15

### Тема: Расчет температуры ликвидус и солидус.

Цель:

1. Закрепить и углубить теоретические знания по разделу "Теория и технология разливки стали" программы предмета.
2. Навчитися правильно выбирать и рассчитывать температуру ликвидус и солидус.
3. Использовать полученные знания и навыки во время выполнения курсовых и дипломных проектов.

При непрерывной разливке стали очень важна поддержка оптимального уровня температуры металла который разливают.

Точный расчет и поддержание температуры металла при разливке необходим для обеспечения высокого качества непрерывно литого слитка и стабильности процесса разлики.

Повышенный перегрев металла над температурой ликвидус способствует увеличению трещин прерывающих чувствительности заготовок, развития столбчатой структуры слитка и таких дефектов макроструктуры, как осевая ликвация и центральная пористость. Кроме того, чрезмерно высокая температура разлики металла может привести к прорывам непрерывно литого слитка по трещинам.

Необходимая температура металла в промежуточном ковше рассчитывается исходя из температуры ликвидус для каждой марки стали

Химические элементы необходимые для расчета:

Таблица - Средний химический состав готовой стали SS400, %:

	C	Si	Mn	Cr	Cu	Ni	P	S
Сталь SS400	0,18	0,27	0,50	0,035	0,028	0,0051	0,03	0,03

Рассчитаем температуру ликвидус, по формуле:

$$T_L = 1536 - \Delta t, \text{ } ^\circ\text{C}$$

где 1536 – температура плавления чистого железа,  $^\circ\text{C}$ ;

$\Delta t$  - снижение температуры плавления железа от содержания в нем примесей, которое находится по формуле:

$$\Delta t = \sum K_L \times [\%C, \%Si, \%Mn, \%P, \%S, \%Cr, \%Cu, \%Ni]$$

Таблица - Коэффициенты различных химических элементов в стали для расчета температуры ликвидус:

	Химический элемент							
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	P	S
$K_L$	80	14	4	1,4	2,6	1,2	35	35

Определяем снижение температуры плавления железа от содержания в нем примесей по данным таблицы согласно формулы :

$$\Delta t = 80 \times 0,18 + 14 \times 0,27 + 4 \times 0,50 + 35 \times 0,03 + 35 \times 0,03 + 1,4 \times 0,035 + 1,2 \times 0,028 + 2,6 \times 0,051 = 22,38 \approx 22 \text{ }^{\circ}\text{C}$$

Температура ликвидус равна:

$$T_l = 1536 - 22 = 1514 \text{ }^{\circ}\text{C}$$

Нахождения температуры солидус.

Температура солидус для стали SS400 определяется по аналогичной формуле, что и температура ликвидус. Коэффициент  $K_c$  для расчета представлен в таблице :

Таблица - Коэффициенты для различных химических элементов в стали для расчета температуры солидус:

	Химический элемент							
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	P	S
$K_c$	180	19	6,5	2	6,5	9	173	696

Определяем снижение температуры плавления железа от содержания в нем примесей:

$$\Delta t = 180 \times 0,18 + 19 \times 0,27 + 6,5 \times 0,50 + 173 \times 0,03 + 696 \times 0,03 + 2 \times 0,035 + 6,5 \times 0,0051 + 9 \times 0,028 = 67,21 \approx 67$$

Температура солидус равна:

$$T_c = 1536 - 67 = 1469 \text{ }^{\circ}\text{C}$$

Для стали марки SS400 температура ликвидус составляет  $1514 \text{ }^{\circ}\text{C}$ , а температура солидус -  $1469 \text{ }^{\circ}\text{C}$ .

приложение 15

### Массовое содержание элементов в стали

вариант	Марка стали	Массовый содержание элементов в готовой стали				
		C	Mn	Si	S	P
					не более	не более
1	ЗСП	0,14- 0,20	0,40-0,65	0,15-0,30	0,050	0,040

2	5сп	0,28-0,37	0,50-0,80	0,20-0,40	0,050	0,040
3	10	0,07-0,14	0,35-0,65	0,17-0,37	0,040	0,035
4	20	0,17-0,24	0,35-0,65	0,17-0,37	0,040	0,035
5	A515-6	0,14-0,21	0,60-0,90	0,15-0,40	0,035	0,035
6	A36	0,15-0,20	0,85-1,15	0,17-0,37	0,040	0,040
7	St 37-2	0,12-0,17	0,40-0,60	0,15-0,30	0,035	0,035
S	St44-2	0,15-0,20	0,40-0,60	0,10-0,25	0,040	0,040
9	15Г	0,12-0,19	0,70-1,00	0,17-0,37	0,035	0,035
10	St 52-3	0,15-0,20	1,2-1,60	0,35-0,55	0,030	0,035
11	17ГС	0,14-0,20	1,00-1,40	0,40-0,60	0,030	0,030
12	A	0,17-0,21	0,40-1,00	0,15-0,30	0,040	0,040
13	E	0,13-0,18	0,70-1,40	0,15-0,30	0,040	0,040
14	D40	0,12-0,18	0,90-1,60	0,15-0,30	0,035	0,035
15	A 572-50	0,14-0,20	0,85-1,25	0,15-0,40	0,050	0,040
16	A 516-55	0,12-0,18	0,60-0,90	0,15-0,40	0,035	0,035
17	A 516-70	0,14-0,22	0,85-1,21	0,15-0,40	0,035	0,035
18	AB / EH	0,12-0,18	1,20-1,60	0,17-0,50	0,040	0,040
19	A 572-65	0,14-0,23	0,90-1,30	0,15-0,40	0,050	0,040
20	A 572-60	0,14-0,25	0,90-1,30	0,15-0,40	0,050	0,040
21	A 572-42	0,14-0,20	0,85-1,25	0,15-0,40	0,050	0,040
22	LRA	0,14-0,22	0,30-0,60	0,17-0,37	0,030	0,040
23	3сп	0,14-0,22	0,40-0,65	0,05-0,17	0,050	0,040
24	SS400	0,14-0,22	0,40-0,60	0,17-0,37	0,030	0,030
25	30	0,27-0,35	0,50-0,80	0,17-0,37	0,040	0,035

#### РЕКОМЕНДУЕМАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Теория конструкции и расчеты металлургических печей: В 2 т. - 2-е изд., перераб. и доп. / под ред. В.А. Кривандина – М.: Металлургия, 1986. – 394 с.
2. Машины и агрегаты металлургических заводов. В 3 т. / под ред.

- А.И. Целикова - М.: Metallургия, 1988. Т.2. – 432 с.
3. Подручный сталевара широкого профиля. / под ред. И.И. Борнацкого – М.: Metallургия, 1986. – 426 с.
  4. Еднерал Ф.П., Филиппов А.Ф. Расчеты по электрометаллургии стали и ферросплавов. – М.: Metallургия, 1962. – 230 с.
  5. Еднерал Ф.П. Электрометаллургия стали и ферросплавов. – М.: Metallургия, 1977. – 488 с.
  6. Поволоцкий Д.Я. Электрометаллургия стали и ферросплавов. – М.: Metallургия, 1989. – 345 с.