

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ
Белорусский национальный технический университет

Кафедра «Металлургические технологии»

МЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА
И ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА

Методические указания к выполнению курсового проекта
для студентов специальности 1-42 01 01
«Металлургическое производство и материалобработка»

В 3 частях

Часть 1

Минск
БНТУ
2014

УДК 669.041
ББК 31.391
М54

Составители:

*И. А. Трусова, П. Э. Ратников,
Д. В. Менделев, С. М. Кабишов*

Рецензенты:

А. И. Михлюк, А. В. Толстой

Методические указания к выполнению курсового проекта по одноименной дисциплине предназначены для закрепления теоретических знаний, полученных в процессе обучения, а также для приобретения практических навыков по расчету процессов, протекающих в металлургических агрегатах.

© Белорусский национальный
технический университет, 2014

СОДЕРЖАНИЕ

1. РАСЧЕТ КОКСОВОЙ ВАГРАНКИ.....	4
1.1. Технология плавки.....	4
1.2. Материальный баланс коксовой вагранки	6
1.3. Тепловой баланс плавки.....	11
2. РАСЧЕТ ГАЗОВОЙ ВАГРАНКИ	17
2.1. Технология плавки.....	17
2.2. Материальный баланс	22
2.3. Расчет теплового баланса.....	23
3. РАСЧЕТ КИСЛОРОДНОГО КОНВЕРТЕРА.....	34
3.1. Технология плавки в конвертере.....	34
3.2. Расчет материального баланса конвертера	38
3.3. Определение основных размеров конвертера.....	44
3.4. Тепловой баланс конвертера.....	46

1. РАСЧЕТ КОКСОВОЙ ВАГРАНКИ

1.1. Технология плавки

Технология плавки должна обеспечивать получение нужного и стабильного состава чугуна и высокой температуры металла при заданной производительности. Выполняются эти требования за счет выбора соответствующего расхода кокса и дутья (иногда и за счет изменения температуры подогрева дутья). Сложность управления процессом заключается в том, что изменение расхода кокса или воздуха изменяет одновременно как температуру металла, так и производительность вагранки. Поэтому для изменения только производительности или только температуры металла, как правило, необходимо изменять и расход кокса, и расход дутья. Оперативное регулирование процессом обеспечивается только за счет изменения температуры или расхода дутья и содержания в нем кислорода. Изменение же расхода кокса влияет на ваграночный процесс с задержкой 30–60 мин, т. е. после достижения измененной порции кокса холостой калоши. В определенном интервале можно регулировать производительность вагранки только за счет изменения расхода дутья. При этом температура металла сохраняется практически постоянной. Применение подогрева дутья, доменного профиля шахты вагранки и подача 50 % дутья через фурмы, расположенные на высоте 700–1000 мм от первого ряда, позволяет значительно увеличить диапазон допустимого изменения производительности вагранки только за счет изменения подачи дутья.

Тепловой КПД работы вагранок различен при нагреве шихты, плавлении ее и перегреве жидкого металла. В зоне нагрева шихты КПД имеет наибольшее значение и составляет 50–60 %, в зоне плавления 30–40 %, а в зоне нагрева капель жидкого металла – всего 10–15 %. Оптимальный режим работы вагранок – получение чугуна в интервале температур 1340–1400 °С

при подогретом дутье. Получение высокой температуры металла в вагранке (до 1550 °С) возможно, но требует высоко-температурного дутья и повышенного расхода кокса; поэтому экономичнее использовать для перегрева электрические индукционные и дуговые миксеры. Выплавка чугуна с более низкими температурами хотя и позволяет снизить расход кокса, приводит к техническим трудностям по обслуживанию вагранки из-за зашлаковывания фурм, опасности «закозления» вагранки при незапланированных простоях и др.

Методы интенсификации ваграночного процесса направлены либо на повышение температурного режима в вагранке, либо на перегрев жидкого металла на желобе, на горне или в копильнике. Для повышения температуры металла применяют подогрев дутья, обогащение его кислородом, подачу дутья через два ряда фурм, применение карбида кальция и подачу части дутья через горн. Подогрев дутья и обогащение его кислородом обеспечивают повышение температуры металла примерно на 15–25 °С на каждые 100 °С подогрева дутья или на 1 % повышения содержания кислорода в дутье.

Отвод части дутья через горн и стационарный копильник расширяет высокотемпературную кислородную зону и может привести к повышению температуры металла на 30–50 °С в вагранках малого диаметра. Положительные результаты при этом методе обеспечиваются только в случае правильного распределения дутья, продуваемого через горн и шахту вагранки в отношении 20–25 % и 75–80 %, и увеличения общего расхода дутья.

Карбиды кальция или кремния подаются в вагранку вместе с коксом рабочей топливной колоши в количестве 2 % от металлозавалки. Благодаря высокой температуре плавления, карбид кальция плавится в кислородной зоне и сгорает, выделяя тепло и повышая температуру в этой зоне. Присадка 2 % карбида кальция повышает температуру металла на 40–50 °С и приводит к снижению содержания серы в чугуне.

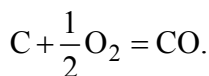
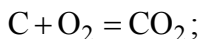
1.2. Материальный баланс коксовой вагранки

Расчет ведем на 100 кг металлической шихты для выплавки чугуна СЧ 20. Принимаем расход кокса равным 15 % от веса металлозавалки, или 15 кг. Принимаем расход известняка 35 %. Химический состав кокса приведен в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Химический состав кокса

Элемент	Содержание, %	В кг на 100 кг металла	В кг на 10 кг металла, считая, что O ₂ соединен с H ₂
C	80,3	12,045 (15·80,3/100)	12,045
H ₂	0,6	0,09	0,09 – 0,06/8 = 0,0825
O ₂	0,4	0,06	–
N ₂	1,1	0,165	0,165
S	1,1	0,165	0,165
Зольность <i>A</i>	11,5	1,725	1,725
Влажность <i>W</i>	5	0,75	0,75 + (0,06·9)/8 = 0,8175
Итого	100	15	15

Примем соотношение газов $\frac{CO_2}{CO}$ в продуктах горения равным $\frac{60}{40}$. Это означает, что 60 % углерода, или $12,045 \cdot 0,6 = 7,227$ кг, сгорает в CO₂ и 40 % углерода, или $12,045 \cdot 0,4 = 4,818$ кг, сгорает в CO. При сгорании 1 кг углерода согласно реакциям горения запишем:



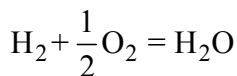
При сжигании 1 моля углерода образуется $\frac{22,4}{12} = 1,87 \text{ м}^3$
CO₂ или CO.

Тогда при сгорании кокса в колошниковые газы перейдет

$$7,227 \cdot 1,87 = 13,514 \text{ м}^3 \text{ CO}_2,$$

$$4,818 \cdot 1,87 = 9,014 \text{ м}^3 \text{ CO}.$$

При сгорании 1 кг водорода по реакции



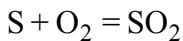
образуется $\frac{22,4}{2} = 11,2 \text{ м}^3 \text{ H}_2\text{O}$.

При горении всего водорода топлива в продукты горения переходит

$$0,0825 \cdot 11,2 = 0,924 \text{ м}^3 \text{ H}_2\text{O}.$$

Примем, что из общего количества серы топлива (0,16 кг) 70 % ее, или 0,116 кг, сгорает в SO₂ и переходит в газы, а 30 %, или 0,05 кг, переходит в металл.

При сгорании 1 кг серы топлива согласно реакции



образуется $\frac{22,4}{32} = 0,7 \text{ м}^3 \text{ SO}_2$.

Тогда из топлива в колошниковые газы перейдет

$$0,116 \cdot 0,7 = 0,0812 \text{ м}^3 \text{ SO}_2.$$

Примем, что в известняке содержится 44 % CO₂ (исходя из атомных масс элементов) или

$$5,25 \cdot 0,44 = 2,31 \text{ кг CO}_2$$

и 56 % или

$$5,25 \cdot 0,56 = 2,94 \text{ кг CaO.}$$

Тогда из известняка в продукты горения перейдет

$$2,31 \cdot 0,51 = 1,178 \text{ м}^3 \text{ CO}_2.$$

Здесь 0,51 – объем (м³), занимаемый 1 кг CO₂.

Примем следующий состав шихты и металла (таблица 1.2).

Таблица 1.2 – Состав шихты

Элементы	Содержание, %	В кг на 100 кг шихты	В кг в жидком Ме	В % в жидком Ме
Fe	92,96	92,96	92	93,2
Si	2,5	2,5	2,25	2,28
Mn	0,8	0,8	0,68	0,69
S	0,04	0,04	0,07	0,07
P	0,2	0,2	0,2	0,2
C	3,5	3,5	3,5	3,5
Итого	100,00	100,00	98,7	100,00

При расчете состава металла принято (можно брать по производственным данным):

угар Si 10 %, т. е. 0,25 кг, что дает 0,54 кг SiO₂;

угар Mn 15 %, т. е. 0,12 кг, что дает 0,15 кг MnO;

угар Fe 1 %, т. е. 0,9296 кг, что дает 1,34 кг FeO.

Отсюда общее количество угара составляет 1,3 кг, что дает 2,03 кг шлака.

Количество серы в металле увеличивается на 0,04 кг (согласно производственным данным содержание серы в металле возрастает в 1,5– 2 раза), содержание углерода и фосфора остается без изменений. Выход жидкого металла получим 98,7 кг на 100 кг шихты.

Для определения расхода воздуха определим сначала расход кислорода на окисление примесей и горение топлива по анализу соответствующих реакций.

На окисление кремния, марганца и железа требуется кислорода:

$$0,54 \frac{32}{60} + 0,15 \frac{16}{71} + 1,34 \frac{16}{72} = 0,288 + 0,036 + 0,298 = 0,62 \text{ кг},$$

или

$$0,62 \cdot 0,7 = 0,44 \text{ м}^3,$$

где 0,7 – объем 1 кг кислорода.

Для сгорания углерода, серы и водорода топлива требуется кислорода:

$$\text{O}_2 = \text{CO}_2 + \frac{1}{2} \text{CO} + \text{SO}_2 = 13,514 + 4,505 + 0,0812 = 18,1 \text{ м}^3.$$

Всего на горение кокса и окисление примесей требуется кислорода:

$$0,44 + 18,1 = 18,54 \text{ м}^3.$$

С этим кислородом вносится азота:

$$18,54 \cdot \frac{79}{21} = 69,75 \text{ м}^3.$$

Всего требуется воздуха на 100 кг шихты:

$$18,54 + 69,75 = 88,29 \text{ м}^3 \text{ или } 88,29 \cdot 1,293 = 114,16 \text{ кг},$$

где 1,293 – масса 1 м³ воздуха, кг.

Рассчитаем количество и состав ваграночных газов. Количество азота, поступающего с воздухом и выделяющегося из кокса, равно:

$$69,75 + 0,165 \cdot 1,6 = 70,014 \text{ м}^3,$$

где 1,6 – объем 1 кг азота в 1 м³.

Количество влаги, перешедшей из топлива, воздуха и продуктов горения, составляет:

$$0,8175 \cdot 1,25 + 88,29 \cdot 0,005 \cdot 1,25 + 0,0924 = 2,5 \text{ м}^3$$

или 2 кг H₂O,

где 1,25 – объем 1 кг H₂O;

0,005 – количество H₂O в 1 м³ воздуха.

Полагая, что 50 % влаги, или 1,25 м³ (1 кг), разложится, получим: H₂O – 1,25 м³; H₂ – 1,25 м³; O₂ – 0,625 м³.

Состав ваграночных газов приведен в таблице 1.3.

Таблица 1.3 – Состав ваграночных газов

Составная часть	Объем, м ³	Содержание, %
CO ₂	13,514 + 1,178 = 14,7	15,17
CO	9,01	9,3
SO ₂	0,0812	0,084
N ₂	70,014	72,2
H ₂ O	1,25	1,3
H ₂	1,25	1,3
O ₂	0,625	0,64
Итого	96,93	100

В составе ваграночных газов отношение $\frac{CO_2}{CO} = \frac{15,17}{9,3} = 1,63$

немного выше заданного $\frac{60}{40} = 1,5$ за счет CO₂, выделившегося

из известняка. Всего продуктов горения получилось $96,93 \text{ м}^3$ или $96,93 \cdot 1,341 = 129,98 \text{ кг}$, где 1,341 – масса 1 м^3 продуктов горения.

Рассчитаем количество шлака, кг:

- от окисления элементов металла 2,03;
- футеровки расходуется на 100 кг шихты 0,15;
- известняк вносит в шлак CaO на 100 кг шихты 2,94;
- золы кокса переходят в шлак на 100 кг шихты 1,725;
- с шихтой вносится пригара 1 %, т. е. 1,00.

Итого: 7,845 кг.

Составим сводный материальный баланс на 100 кг шихты (таблица 1.4).

Таблица 1.4 – Материальный баланс

Приход		Расход	
Шихта	100,00	Жидкий металл	98,7
Кокс	15,00		
Известняк	5,25		
Воздух	114,16	Шлак	7,845
Из футеровки	0,15	Газообразные продукты горения	129,98
Пригар с шихтой	1,00		
ИТОГО	235,56	ИТОГО	236,525

Невязка баланса $236,525 - 235,56 = 0,965$ и составляет 0,4 %, что находится в пределах точности расчета.

1.3. Тепловой баланс плавки

Тепловой баланс вагранки составляется на 100 кг шихты. Для проведения расчетов используются данные, полученные при составлении материального баланса.

Приходная часть теплового баланса

Теплота сгорания углерода при сгорании в CO_2 :

$$Q_C = q_C \cdot Q'_C = 12,045 \cdot 34\,100 = 410\,734,5 \text{ кДж},$$

где q_C – количество углерода кокса на 100 кг шихты, кг;

Q'_C – теплота сгорания 1 кг углерода кокса в CO_2 (34 100 кДж/кг).

Теплота сгорания водорода кокса

$$Q_{\text{H}_2} = q_{\text{H}_2} \cdot Q'_{\text{H}_2} = 0,0825 \cdot 121\,000 = 9982,5 \text{ кДж},$$

где q_{H_2} – количество водорода кокса на 100 кг шихты, кг (принимается по данным процентного содержания кокса с учетом общего веса металлозавалки (~10 %), за исключением водорода, соединенного с кислородом:

$$q_{\text{H}_2} = \text{H}_2 - \frac{\text{O}_2}{8},$$

где Q'_{H_2} – теплота сгорания единицы водорода (1 кг H_2): $Q'_{\text{H}_2} = 121\,000$ кДж/кг.

Теплота сгорания серы кокса

$$Q_S = q_S \cdot Q'_S = 0,116 \cdot 9133 = 1059,43 \text{ кДж},$$

где q_S – количество серы кокса на 100 кг шихты, кг (принимается по данным химического состава кокса с учетом того, что 70 % от общего количества серы переходит в газы);

Q'_S – теплота сгорания единицы серы (1 кг S_2): $Q'_S = 9133$ кДж/кг.

Теплота, выносимая с воздухом (объем воздуха берется из материального баланса, температура подогрева принимается равной 270 °С):

$$Q_B = c_B \cdot V_B \cdot t_B = 1,295 \cdot 88,29 \cdot 270 = 30\,875 \text{ кДж}, \quad (1.1)$$

где C_B – удельная теплоемкость воздуха при t_B , кДж/(м³·°С);

t_B – температура вдуваемого воздуха, °С;

V_B – объем воздуха, подаваемого в вагранку, м³.

Теплота, выделяемая при окислении кремния:

$$Q_{Si} = 29\,400 \cdot q_{Si} = 29\,400 \cdot 0,25 = 7350 \text{ кДж},$$

где q_{Si} – количество кремния металла, соединившегося с кислородом, кг.

Теплота, выделяемая при окислении марганца:

$$Q_{Mn} = 6900 \cdot q_{Mn} = 6900 \cdot 0,12 = 828 \text{ кДж},$$

где q_{Mn} – количество марганца металла, соединившегося с кислородом, кг.

Теплота, выделяемая при окислении железа:

$$Q_{Fe} = 4990 \cdot q_{Fe} = 4990 \cdot 0,9296 = 4638,7 \text{ кДж},$$

где q_{Fe} – количество железа металла, соединившегося с кислородом, кг.

Теплота, выделяемая при шлакообразовании:

$$Q_{шл} = 258 \cdot q_{шл} = 258 \cdot 2,03 = 523,74 \text{ кДж},$$

где $q_{шл}$ – количество образовавшегося шлака, кг.

В расчетах числовые коэффициенты соответствуют тепловым эффектам реакций окисления кремния, марганца, железа и шлакообразования, кДж/кг.

Суммарный приход тепла:

$$\begin{aligned} \sum Q_{\text{пр}} &= Q_{\text{C}} + Q_{\text{H}_2} + Q_{\text{S}} + Q_{\text{B}} + Q_{\text{Si}} + Q_{\text{Mn}} + Q_{\text{Fe}} + Q_{\text{шл}} = \\ &= 410\,734,5 + 9982,5 + 30\,875 + 1059,43 + 7350 + \\ &+ 828 + 4638,7 + 523,74 = 465\,992 \text{ кДж.} \end{aligned} \quad (1.2)$$

Расходная часть теплового баланса

Расход теплоты на нагрев до температуры плавления, расплавление и перегрев металла:

$$\begin{aligned} Q_{\text{M}} &= q_{\text{M}} (c_{\text{ТВ.М}} \cdot t_{\text{пл}} + r_{\text{пл}} + c_{\text{Ж.М}} (t_{\text{M}} - t_{\text{пл}})) = \\ &= 98,7 \cdot ((0,75 \cdot 1427) + 275 + 0,88(1860 - 1700)) = 146\,673,1 \text{ кДж,} \end{aligned} \quad (1.3)$$

где q_{M} – количество жидкого металла, полученного из 100 кг шихты, кг (рассчитывается на основе составляющих шихты с учетом угара кремния, марганца и железа и того, что 30 % серы кокса переходит в металл);

$c_{\text{ТВ.М}}$ – удельная теплоемкость металла в твердом состоянии, кДж/(кг·град): для серого чугуна $c_{\text{ТВ.М}} = 0,75$ кДж/(кг·град);

$r_{\text{пл}}$ – скрытая теплота плавления металла, кДж/кг: для серого чугуна $r_{\text{пл}} = 210$ кДж/кг;

$c_{\text{Ж.М}}$ – удельная теплоемкость металла в жидком состоянии, кДж/(кг·град): $c_{\text{Ж.М}} = 0,88$ кДж/(кг·град);

t_{M} и $t_{\text{пл}}$ – соответственно температуры металла на выпуске и температура плавления чугуна.

Расход теплоты на нагрев и расплавление шлака:

$$Q_{\text{шл}} = q_{\text{шл}}(1,13 \cdot t_{\text{шл}} + 272) = \\ = 7,845(1,13 \cdot 1427 + 272) = 14\,783,98 \text{ кДж},$$

где $q_{\text{шл}}$ – количество жидкого шлака, кг.

$t_{\text{шл}}$ – температура шлака, °С.

Расход теплоты на разложение известняка

$$Q_{\text{из}} = 1620 \cdot q_{\text{из}} = 1620 \cdot 5,25 = 8505 \text{ кДж},$$

где $q_{\text{из}}$ – количество известняка, кг.

Расход теплоты на испарение влаги

$$Q_{\text{вл}} = 2500 \cdot q_{\text{вл}} = 2500 \cdot 0,8175 = 2043,75 \text{ кДж},$$

где $q_{\text{вл}}$ – количество влаги, кг.

Расход теплоты на разложение влаги

$$Q'_{\text{вл}} = 13\,500 \cdot q'_{\text{вл}} = 13\,500 \cdot 1 = 13\,500 \text{ кДж},$$

где $q'_{\text{вл}}$ – количество разложенной влаги, кг.

Физическая теплота ваграночных газов, кДж (в расчетах принимаем среднее значение температуры отходящих газов равной 600 °С):

$$Q_{\text{yx}} = c_{\text{yx}} \cdot t_{\text{yx}} \cdot V_{\text{yx}}, \quad (1.4)$$

где c_{yx} – удельная теплоемкость газов при T_{yx} , кДж/(м³·°С),

t_{yx} – температура ваграночных газов при выходе из шихты, °С,

V_{yx} – объем ваграночных газов, м³.

Для определения количества тепла, уносимого уходящими газами, по составу и температуре рассчитываем теплоемкость уходящих газов:

$$c_{\text{ух}} = \frac{(\text{CO}_2 + \text{SO}_2)1,9983 + (\text{CO} + \text{N}_2)1,3435 + \text{H}_2\text{O} \cdot 1,5888}{100} +$$

$$+ \frac{\text{H}_2 \cdot 1,3058 + \text{O}_2 \cdot 1,4896}{100} =$$

$$\frac{(15,17 + 0,084)1,9983 + (9,3 + 72,2)1,3435 + 1,3 \cdot 1,3058}{100} +$$

$$+ \frac{1,3 \cdot 1,3058 + 0,64 \cdot 1,4896}{100} = 1,4473 \text{ кДж}/(\text{м}^3 \cdot ^\circ\text{C}),$$

$$Q_{\text{ух}} = 1,4473 \cdot 600 \cdot 96,93 = 84\,172 \text{ кДж}.$$

Расход теплоты за счет содержания в ваграночных газах оксида углерода (химическая теплота):

$$Q_{\text{НГ}} = Q_{\text{C}}^{\text{CO}} \cdot q_{\text{C}}^{\text{CO}} = 23\,800 \cdot 4,818 = 114\,668,4 \text{ кДж}, \quad (1.5)$$

где Q_{C}^{CO} – теплота сгорания окиси углерода (23 800 кДж/кг);
 q_{C}^{CO} – количество углерода, сгорающее в СО, на 100 кг шихты, кг.

Расход теплоты с охлаждающей водой, на аккумуляцию кладки и потери теплопроводностью определяются по разности приходной и расходной части баланса:

$$Q_{\text{вод}} + Q_{\text{акк}} + Q_{\text{тепл}} = \Sigma Q_{\text{прих}} - Q_{\text{расх}} = 81\,645,37 \text{ кДж}. \quad (1.6)$$

Сводный тепловой баланс вагранки (на 100 кг металлозавалки) представлен в таблице 1.5.

Таблица 1.5 – Тепловой баланс вагранки

№ п/п	Приход тепла	кДж	%	№ п/п	Расход тепла	кДж	%
1	Теплота горения кокса	421 776,43	90,51	1	Нагрев, расплавление и перегрев чугуна	146 673,1	31,48
				2	Нагрев шлака	14 784	3,17
2	Теплота подогретого воздуха	30 875	6,63	3	Разложение известняка	8505	1,83
				4	Испарение и разложение влаги	15 544	3,34
3	Теплота окисления примесей	12 816,7	2,75	5	Теплосодержание колошниковых газов	84 172	12,25
				6	Неполнота горения	114 668,4	24,6
4	Теплота шлакообразования	523,74	0,11	7	Потери тепла на водяное охлаждение и через кладку	81 645,37	23,3
	ИТОГО	465 992	100		ИТОГО	465 972	100

2. РАСЧЕТ ГАЗОВОЙ ВАГРАНКИ

2.1. Технология плавки

С развитием добычи природного газа, обладающего высокими теплотворной способностью (32–40 МДж/м³) и температурой горения (1800–2000 °С), возникла возможность использовать его при плавке чугуна в вагранках. За последнее время разработано несколько типов вагранок, работающих с полной или частичной заменой твердого топлива газообразным. Уменьшение количества кокса позволяет получать чугун с минимальным содержанием серы.

Газовая вагранка работает следующим образом. Горячие газы, образующиеся в результате сжигания углеводородов в камере перегрева, поступают через проходы с двух сторон перемычки в шахту вагранки и плавят металлическую шихту. Жидкий металл стекает в виде капель и струек с площадок перемычки и, контактируя при падении с горячими газами и футеровкой, перегревается. Дальнейший перегрев металла осуществляется в бассейне на подине камеры перегрева, где в высокотемпературной зоне вагранки происходит интенсивное разбрызгивание металла. По мере поступления и накопления жидкий металл выдается в копильник или ковш через проходную летку или шлакоотделительное устройство.

В газовых вагранках перед началом плавки на под шахты загружается коксовая подушка различной высоты. Коксовая подушка служит препятствием для разбивания подины при загрузке шахты шихтовыми материалами, а также способствует некоторому снижению давления внутри отражательной части печи, помогая более равномерному прохождению отходящих газов через шихтовые материалы.

Металлическая шихта, поступающая через завалочное окно, нагревается отходящими газами по мере опускания ее в зону плавления. Твердый металл при нагреве может реагировать с газовой фазой. В этом случае гетерогенные процессы будут зависеть от температуры, парциального давления реагирующих газов и площади поверхности металла.

В отличие от плавок в коксовых и коксогазовых вагранках при обычной кусковатости шихты углерод сгорает в пределах 5–10 %. В основном угар углерода происходит во время расплавления шихты. Процессы окисления и обезуглероживания протекают на поверхности металла в слое глубиной не более 0,25 мм, поэтому при обычной кусковатости шихты значительного угара не наблюдается. В случае использования в составе шихты брикетированной стружки или стружки навалом окисление примесей достигает ощутимых размеров. В газовой

печи незначительное обезуглероживание происходит также на поверхности ванны металла (она не полностью покрыта шлаком, сдуваемым в сторону факелом горелок). Общий угар переплавляемого металла не превышает 2,5–3,0 %.

Теплопередача в слое неподвижного жидкого металла происходит путем естественной конвекции и теплопроводности металлического расплава. Для увеличения теплового потока к поверхности металла рекомендуется продукты горения из горелочных тоннелей направлять на поверхность ванны под углом 20–30°, величину поверхности зеркала жидкой ванны выбирать из расчета 0,5–0,7 м² на тонну жидкого металла. Горелочные тоннели необходимо располагать над поверхностью жидкой ванны на высоте 300–600 мм в зависимости от производительности горелок с тем, чтобы предотвратить интенсивный угар химических элементов из расплава при нарушении соотношения расходов газа и воздуха. Низкое по отношению к ванне расположение горелок и сжигание топлива вне горелочных тоннелей над зеркалом ванны сопряжено с возможностью подстуживания металла несгоревшей газо-воздушной смесью.

Благодаря отсутствию серы в природном газе не происходит поступления ее в металл из топлива, в отличие от плавки чугуна в обычной вагранке; поэтому содержание серы в чугуне, выплавленном в газовой печи, находится в пределах 0,04–0,05 %. Низкое содержание серы в чугуне из газовой вагранки определяется не только тем, что в этих печах нет кокса – источника дополнительного насыщения ею металла, – но и тем, что сера частично угорает. Угар серы превышает 20 %.

Для плавки чугуна в газовой вагранке большое значение имеет ее шлаковый режим. При плавке в газовой вагранке отсутствует такой источник шлакообразования, как зола кокса. Кроме того, количество флюсов при плавке чугуна резко сокращается. В составе шлака газовой вагранки содержится много закиси железа (FeO). Окисление железа в газовой вагранке, как и других составляющих чугуна, происходит в ос-

новном в период нагрева и расплавления шихты. Повышенное содержание в шлаке закиси железа не может вызывать большого угара примесей (Si и Mn), так как закись железа находится в химически связанном состоянии в виде силиката. Свободной закиси железа в шлаке нет.

Снижение до минимума расхода известняка, подаваемого в шихту при плавке в газовой вагранке (или полное его отсутствие), исключение кокса как топлива приводят к тому, что количество шлака составляет не более 1,5–2,0 % от веса выплавленного металла. Уменьшение количества шлака благоприятно сказывается на износе футеровки печи, ее общем тепловом балансе и улучшает условия теплопередачи от факела к металлу.

На степень газонасыщенности чугуна водородом большое влияние оказывает шлаковый режим плавки. Пленки чистых оксидов металла на поверхности капель слабо предохраняют его от насыщения водородом. В этом отношении более благоприятно влияет шлаковая пленка на каплях чугуна, которая изменяет не только скорость, но и характер взаимодействия с газовой средой. Водород, хорошо растворяясь в чугуне, почти не растворяется в шлаке. Кислые шлаки имеют низкую водопроницаемость и шлаковые пленки на каплях металла хорошо защищают его от насыщения водородом. В случае кислых шлаков труднее достигнуть равновесия между газовой фазой и металлом, чем при основных. Таким образом, кислый шлак газовой печи лучше предохраняет металл от насыщения его водородом.

Большое значение в процессе плавки чугуна в газовой вагранке имеет состав шихты. Если при плавке чугуна в коксогазовых вагранках шихта практически ничем не отличается от шихты обычных коксовых вагранок, то при полной замене кокса природным газом положение меняется. В газовых печах угар углерода составляет 5–10 %. Это требует при использовании в составе шихты 10–20 % стального лома увеличивать содержание углерода в шихте введением большего количества чушкового чугуна (более 40 %). Это необходимо в том случае,

если содержание углерода в выплавляемом чугуна должно быть не ниже 3,1–3,3 %.

В качестве шихтовых материалов при плавке в газовой вагранке можно использовать скрап и сплески. При этом высота загрузки шихты должна быть несколько снижена, так как в противном случае давление внутри печи резко возрастает (из-за плотной укладки сплесков).

При использовании в шихте значительного количества скрапа количество шлака увеличивается до 6 % от металлозавалки за счет большего количества песка, вносимого со скрапом, и несколько более высокого угара элементов.

Прочностные свойства чугуна, выплавленного в газовой вагранке, несколько возрастают по сравнению с прочностными свойствами чугуна из обычных вагранок при одинаковом их химическом составе. Газовые вагранки позволяют получать чугун с содержанием углерода в пределах от 2,1 до 4 %, что при условии оптимального сжигания газа достигается за счет шихтовки. Так, для снижения содержания углерода в получаемом чугуна в состав шихты добавляется, в соответствии с расчетами, стальной лом. Содержание кремния и марганца в получаемом из газовых вагранок чугуна регулируется подбором состава шихты с учетом угара этих элементов при плавке, добавлением в шихту низкопроцентных лигатур или на струю жидкого металла высокопроцентных лигатур (ферросилиция, ферромарганца).

Из всех конструкций газовая вагранка с перемышкой в шахте и двойным проходом для газов имеет лучшие результаты в снижении сопротивления движению газов, стабильности и длительности плавки, уменьшении разгара футеровки. Это объясняется тем, что в этих газовых вагранках создается возможность выполнять каналы для прохода газов из камеры перегрева в шахту с общей площадью сечений, равной 20–100 % от площади свободного горизонтального сечения шахты. При этом скорость газов в каналах становится равной или меньше скорости газов в загруженной шихтовыми материалами шах-

те, но не меньше скорости газов в незагруженной шахте. Благодаря снижению скоростей газовых потоков уменьшается их воздействие на футеровку, при этом в связи с узкой переменной обеспечивается равномерное распределение газов в зоне плавления. Тепловой КПД работы вагранок различен при нагреве шихты, плавлении ее и перегреве жидкого металла. В зоне нагрева шихты КПД имеет наибольшее значение и составляет 50–60 %, в зоне плавления – 30–40 %, а в зоне перегрева капель жидкого металла – всего 10–15 %.

Применение подогретого дутья полезно при плавке металла в газовой вагранке для утилизации тепла уходящих продуктов сгорания, повышения КПД печи и снижения расхода топлива. Однако применение горячего дутья усложняет конструкцию печи и увеличивает износ футеровки.

2.2. Материальный баланс

Расчет ведем на 100 кг металлической шихты. Принимаем расход газа 4 нм^3 на 100 кг шихты, а расход известняка – 3,6 % от массы металлозавалки. Химический состав газа приведен в таблице 2.1.

Таблица 2.1 – Состав природного газа

Состав газа	Содержание, %	В нм^3 на 100 кг шихты	В кг на 100 кг шихты
CH_4	94	3,76	2,686
C_2H_6	1,2	0,048	0,064
C_3H_8	0,7	0,028	0,055
C_4H_{10}	0,4	0,016	0,041
C_5H_{12}	0,2	0,008	0,021
N_2	3,3	0,132	0,165
CO_2	0,2	0,008	0,016
ИТОГО	100	4,0	3,053

Зная, что в известняке содержится 44 % CO_2 и 56 % CaO , определим массы оксидов:

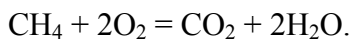
$$3,6 \cdot 0,44 = 1,58 \text{ кг } \text{CO}_2;$$

$$3,6 \cdot 0,56 = 2,02 \text{ кг } \text{CaO}.$$

Тогда из известняка в продукты горения перейдет

$$1,76 \cdot 0,51 = 0,9 \text{ нм}^3 \text{ CO}_2.$$

При сжигании 1 нм³ CH_4 требуется 2 нм³ O_2 :



Для сжигания 3,76 нм³ CH_4 потребуется O_2 :

$$3,76 \cdot 2 = 7,52 \text{ нм}^3 \text{ O}_2.$$

Всего необходимо

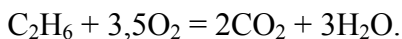
$$3,76 + 7,52 = 11,28 \text{ нм}^3.$$

Образовалось

$$\text{CO}_2 = 1/3 \cdot 11,28 = 3,76 \text{ нм}^3;$$

$$\text{H}_2\text{O} = 2/3 \cdot 11,28 = 7,52 \text{ нм}^3.$$

При сжигании 1 нм³ C_2H_6 потребуется 3,5 нм³ O_2 :



Для сжигания 0,048 нм³ C_2H_6 потребуется O_2 :

$$0,048 \cdot 3,5 = 0,168 \text{ нм}^3 \text{ O}_2.$$

Всего необходимо

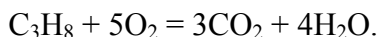
$$0,048 + 0,168 = 0,216 \text{ нм}^3.$$

Образовалось

$$\text{CO}_2 = 2/5 \cdot 0,216 = 0,086 \text{ нм}^3;$$

$$\text{H}_2\text{O} = 3/5 \cdot 0,216 = 0,13 \text{ нм}^3.$$

При сжигании 1 нм³ C₃H₈ потребуется 5 нм³ O₂



Для сжигания 0,028 нм³ C₃H₈ потребуется O₂:

$$0,028 \cdot 5 = 0,14 \text{ нм}^3 \text{ O}_2.$$

Всего необходимо

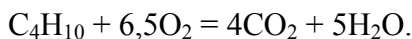
$$0,028 + 0,14 = 0,168 \text{ нм}^3.$$

Образовалось

$$\text{CO}_2 = 3/7 \cdot 0,168 = 0,072 \text{ нм}^3;$$

$$\text{H}_2\text{O} = 4/7 \cdot 0,168 = 0,096 \text{ нм}^3.$$

При сжигании 1 нм³ C₄H₁₀ потребуется 6,5 нм³ O₂:



Для сжигания 0,016 нм³ C₄H₁₀ потребуется O₂:

$$0,016 \cdot 6,5 = 0,104 \text{ нм}^3 \text{ O}_2.$$

Всего необходимо

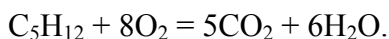
$$0,016 + 0,104 = 0,12 \text{ нм}^3.$$

Образовалось

$$\text{CO}_2 = 4/9 \cdot 0,12 = 0,053 \text{ нм}^3;$$

$$\text{H}_2\text{O} = 5/9 \cdot 0,12 = 0,067 \text{ нм}^3.$$

При сжигании $1 \text{ нм}^3 \text{ C}_5\text{H}_{12}$ потребуется $8 \text{ нм}^3 \text{ O}_2$:



Для сжигания $0,008 \text{ нм}^3 \text{ C}_5\text{H}_{12}$ потребуется O_2 :

$$0,008 \cdot 8 = 0,064 \text{ нм}^3 \text{ O}_2.$$

Всего необходимо

$$0,008 + 0,064 = 0,072 \text{ нм}^3.$$

Образовалось

$$\text{CO}_2 = 5/11 \cdot 0,072 = 0,033 \text{ нм}^3;$$

$$\text{H}_2\text{O} = 6/11 \cdot 0,072 = 0,039 \text{ нм}^3.$$

Принимаем коэффициент избытка воздуха $\alpha = 1$.

Тогда на горение газа потребовалось всего O_2 :

$$7,52 + 0,168 + 0,14 + 0,104 + 0,064 = 7,996 \approx 8 \text{ нм}^3.$$

Количество N_2 , поступившего с воздухом:

$$8 \cdot 3,76 = 30,08 \text{ нм}^3.$$

Всего необходимо воздуха

$$8 + 30,08 = 38,08 \text{ нм}^3.$$

Вышло продуктов горения природного газа

$$\text{CO}_2 = 3,76 + 0,086 + 0,072 + 0,053 + 0,033 = 4,004 \text{ нм}^3;$$

$$\text{H}_2\text{O} = 7,52 + 0,13 + 0,096 + 0,067 + 0,039 = 7,852 \text{ нм}^3.$$

При дальнейших расчетах принимаем следующий состав шихты и расплавленного металла (таблица 2.2).

Таблица 2.2 – Состав шихты

Элементы	Содержание, %	В кг на 100 кг шихты	В кг в жидком металле	В жидком металле, %
Fe	94	94	93,06	94,42
Si	1,7	1,7	1,38	1,4
Mn	0,9	0,9	0,765	0,78
C	3,1	3,1	3,1	3,15
P	0,2	0,2	0,18	0,18
S	0,1	0,1	0,07	0,07
Итого	100	100	98,56	100

При расчете состава металла принимаем, что в вагранке с основной футеровкой и при горячем дутье:

угар Si – 20 %, т. е. 0,34 кг, что дает 0,726 кг SiO₂;

угар Mn – 15 %, т. е. 0,135 кг, что дает 0,15 кг MnO;

угар Fe – 1 %, т. е. 0,94 кг, что дает 1,21 кг FeO.

Общее количество угара составило 1,415 кг, что дает 2,086 кг шлака.

На окисление Fe, Si, Mn требуется O₂:

$$1,21 (16/72) + 0,726 (32/60) + 0,15 (16/71) = 0,69 \text{ кг.}$$

$$0,69 \cdot 0,7 = 0,483 \text{ нм}^3 \text{ O}_2,$$

где 0,7 нм³ в одном кг O₂.

Всего на окисление металла потребовалось воздуха

$$0,483 \cdot 3,76 + 0,483 = 2,29 \text{ нм}^3.$$

Всего поступило в вагранку воздуха

$$(38,08 + 2,29) 1,29 = 52,08 \text{ кг},$$

где 1,29 – плотность O_2 в нм^3 .

Таблица 2.3 – Состав ваграночных газов

Газ	Объем в нм^3	Содержание, %
CO_2	4,004	9,548
H_2O	7,852	18,724
N_2	30,08	71,728
ВСЕГО	41,936	100

Масса выходящих газов

$$41,936 \cdot 1,243 = 52,126 \text{ кг},$$

где 1,243 – плотность ваграночных газов.

Таблица 2.4 – Количество шлака, кг

От окисления элементов металла	2,086
Расход футеровки на 100 кг шихты	0,1
Известь, вносимая в шлак	2,02
Пригар, вносимый с шихтой	1
ИТОГО	5,206

Таблица 2.5 – Материальный баланс на 100 кг шихты

Приход	кг	Расход	кг
Шихта	100	Жидкий металл	98,56
Газ	3,053	Шлак	5,206
Воздух	52,08	Продукты горения	52,126
Известняк	3,6		
Из футеровки	0,1		
Пригар с шихтой	1		
ИТОГО	159,833	ИТОГО	155,892

Разница в объемах равна 3,941 кг, что составляет 2,5 % и находится в пределах допускаемых погрешностью расчетов.

2.3. Расчет теплового баланса

Тепловой баланс вагранки составляем на 100 кг шихты. Для проведения расчетов используем данные, полученные при составлении материального баланса.

Приходная часть

Теплота сгорания CH_4 :

$$Q_{\text{CH}_4} = q_{\text{CH}_4} \cdot Q'_{\text{CH}_4}, \text{ кДж}, \quad (2.1)$$

где q_{CH_4} – масса CH_4 , кг;

Q'_{CH_4} – теплота сгорания 1 кг CH_4 .

$$Q_{\text{CH}_4} = 2,686 \cdot 49\,404 = 132\,699,1 \text{ кДж}.$$

Теплота сгорания C_2H_6 :

$$Q_{C_2H_6} = q_{C_2H_6} \cdot Q'_{C_2H_6}, \text{ кДж}, \quad (2.2)$$

где $q_{C_2H_6}$ – масса C_2H_6 , кг;

$Q'_{C_2H_6}$ – теплота сгорания 1 кг C_2H_6 .

$$Q_{C_2H_6} = 0,064 \cdot 47436 = 3035,9 \text{ кДж}.$$

Теплота сгорания C_3H_8 :

$$Q_{C_3H_8} = q_{C_3H_8} \cdot Q'_{C_3H_8}, \text{ кДж}, \quad (2.3)$$

где $q_{C_3H_8}$ – масса C_3H_8 , кг;

$Q'_{C_3H_8}$ – теплота сгорания 1 кг C_3H_8 .

$$Q_{C_3H_8} = 0,055 \cdot 46348 = 2549,1 \text{ кДж}.$$

Теплота сгорания C_4H_{10} :

$$Q_{C_4H_{10}} = q_{C_4H_{10}} \cdot Q'_{C_4H_{10}}, \text{ кДж}, \quad (2.4)$$

где $q_{C_4H_{10}}$ – масса C_4H_{10} , кг;

$Q'_{C_4H_{10}}$ – теплота сгорания 1 кг C_4H_{10} .

$$Q_{C_4H_{10}} = 0,041 \cdot 45720 = 1874,5 \text{ кДж}.$$

Теплота сгорания C_5H_{12} :

$$Q_{C_5H_{12}} = q_{C_5H_{12}} \cdot Q'_{C_5H_{12}}, \text{ кДж}, \quad (2.5)$$

где $q_{C_5H_{12}}$ – масса C_5H_{12} , кг;

$Q'_{C_5H_{12}}$ – теплота сгорания 1 кг C_5H_{12} .

$$Q_{C_5H_{12}} = 0,021 \cdot 44\,661 = 937,9 \text{ кДж.}$$

Теплота, вносимая воздухом:

$$Q_B = c_B \cdot V_B \cdot t_B, \quad (2.6)$$

где c_B – удельная теплоемкость воздуха при t_B ;

t_B – температура дутья воздуха;

V_B – объем воздуха, подаваемого в вагранку.

$$Q_B = 1,34 \cdot 52,08 \cdot 450 = 31\,404,24 \text{ кДж.}$$

Теплота, выделяемая при окислении Si:

$$Q_{Si} = 29\,400 \cdot q_{Si}, \text{ кДж,} \quad (2.7)$$

где q_{Si} – масса кремния, соединившегося с кислородом.

$$Q_{Si} = 29\,400 \cdot 0,34 = 9996 \text{ кДж.}$$

Теплота, выделяемая при окислении Mn:

$$Q_{Mn} = 6900 \cdot q_{Mn}, \text{ кДж,} \quad (2.8)$$

где q_{Mn} – масса магния, соединившегося с кислородом.

$$Q_{Mn} = 6900 \cdot 0,135 = 931,5 \text{ кДж.}$$

Теплота, выделяемая при окислении Fe:

$$Q_{Fe} = 4990 \cdot q_{Fe}, \text{ кДж,} \quad (2.9)$$

где q_{Fe} – масса железа, соединившегося с кислородом.

$$Q_{Fe} = 4990 \cdot 0,94 = 4690,6 \text{ кДж.}$$

Теплота, выделяемая при шлакообразовании:

$$Q_{\text{шл}} = 258 \cdot q_{\text{шл}}, \text{ кДж}, \quad (2.10)$$

где $q_{\text{шл}}$ – масса шлака, соединившегося с кислородом.

$$Q_{\text{шл}} = 2,086 \cdot 258 = 462 \text{ кДж}.$$

Итого суммарный приход теплоты составит

$$\begin{aligned} Q_{\text{прих}} = & Q_{\text{CH}_4} + Q_{\text{C}_2\text{H}_6} + Q_{\text{C}_3\text{H}_8} + Q_{\text{C}_4\text{H}_{10}} + Q_{\text{C}_5\text{H}_{12}} \\ & + Q_{\text{В}} + Q_{\text{Si}} + Q_{\text{Mn}} + Q_{\text{Fe}} + Q_{\text{шл}}, \end{aligned} \quad (2.11)$$

$$\begin{aligned} Q_{\text{прих}} = & 132\,699,1 + 3035,9 + 2549,1 + 1874,5 + 937,9 + \\ & + 31\,404,24 + 9996 + 931,5 + 4690,6 + 538,188 = 188\,657,03 \text{ кДж}. \end{aligned}$$

Расходная часть

Расход теплоты на нагрев до температуры плавления, расплавление и перегрев металла

$$Q_{\text{м}} = q_{\text{м}} (c_{\text{мт}} \cdot t_{\text{пл}} + r_{\text{пл}} + c_{\text{мж}} (t_{\text{м}} - t_{\text{пл}})), \text{ кДж}, \quad (2.12)$$

где $q_{\text{м}}$ – количество жидкого металла, полученного из 100 кг шихты, кг;

$c_{\text{мт}}$ – удельная теплоемкость металла в твердом состоянии, кДж/(кг·К);

$r_{\text{пл}}$ – скрытая теплота плавления металла, кДж/кг;

$c_{\text{мж}}$ – удельная теплоемкость металла в жидком состоянии, кДж/(кг·К).

$$\begin{aligned} Q_{\text{м}} = & 98,61 (0,75 (1473 - 273) + 210 + 0,88 (1723 - 1473)) = \\ & = 131\,151,3 \text{ кДж}. \end{aligned}$$

Расход тепла на нагрев шлака

$$Q_{\text{шл}} = q_{\text{шл}}(1,13t_{\text{м}} + 272), \text{ кДж}, \quad (2.13)$$

где $q_{\text{шл}}$ – количество шлака, образовавшегося из 100 кг шихты, кг.

$$Q_{\text{шл}} = 2,086 (1,13 \cdot 1450 + 272) = 4628,8 \text{ кДж}.$$

Расход тепла на разложение извести

$$Q_{\text{из}} = 1620 \cdot q_{\text{из}}, \text{ кДж}, \quad (2.14)$$

где $q_{\text{из}}$ – количество известняка вносимого на 100 кг шихты, кг.

$$Q_{\text{из}} = 1620 \cdot 3,6 = 5832 \text{ кДж}.$$

Физическая теплота ваграночных газов

$$Q_{\text{ух}} = c_{\text{ух}} t_{\text{ух}} V_{\text{ух}}, \text{ кДж}, \quad (2.15)$$

где $V_{\text{ух}}$ – объем уходящих из вагранки газов;
 $t_{\text{ух}}$ – температура уходящих газов.

$$c_{\text{ух}} = (\text{CO}_2 \cdot 1,99 + \text{N}_2 \cdot 1,34 + \text{H}_2\text{O} \cdot 1,58) / 100, \quad (2.16)$$

$$c_{\text{ух}} = (9,548 \cdot 1,99 + 71,728 \cdot 1,34 + 18,724 \cdot 1,58) / 100 = 1,45 \text{ кДж}.$$

$$Q_{\text{ух}} = 1,45 \cdot 600 \cdot 41,936 = 36\,484,32 \text{ кДж}.$$

Потери теплоты с охлаждающей водой и через кладку определяем по разности приходных и расходных статей теплового баланса, исходя из закона сохранения энергии $Q_{\text{вод} + \text{кл}} = Q_{\text{прих}} - Q_{\text{расх}}$.

$$Q_{\text{вод} + \text{кл}} = 10\,560,61 \text{ кДж}.$$

Результаты расчетов заносим в таблицу 2.6.

Таблица 2.6 – Тепловой баланс вагранки

Приход теплоты			Расход теплоты		
Наименование статьи	кДж	%	Наименование статьи	кДж	%
Теплота горения CH_4	132 699,1	70,34	Теплота горения CH_4	132 699,1	70,34
Теплота горения C_2H_6	3035,9	1,61	Нагрев, расплавление и перегрев чугуна	131 151,3	69,52
Теплота горения C_3H_8	2549,1	1,35	Нагрев шлака	4628,8	2,45
Теплота горения C_4H_{10}	1874,5	0,99	Разложение известняка	5832	3,09
Теплота горения C_5H_{12}	937,9	0,49	Нагрев ваграночных газов	36 484,32	19,34
Теплота подогрева воздуха	31 404,24	16,65	Охлаждение водой	10 560,61	5,6
Теплота окисления Si	9996	5,29	ИТОГО	188 657,03	100
Теплота окисления Mn	931,5	0,5			
Теплота окисления Fe	4690,6	2,49			
Теплота шлакообразования	538,188	0,29			
ИТОГО	188 657,03	100			

3. РАСЧЕТ КИСЛОРОДНОГО КОНВЕРТЕРА

3.1. Технология плавки в конвертере

Конвертерный способ включает несколько разновидностей:

- конвертерные процессы с донным воздушным дутьем (бессемеровский и томасовский процессы);
- кислородно-конвертерный процесс с продувкой кислородом сверху и снизу.

Сущность конвертерных процессов на воздушном дутье заключается в том, что залитый в плавильный агрегат (конвертер) чугун продувают снизу воздухом. Кислород воздуха окисляет примеси чугуна, в результате чего он превращается в сталь. Тепло, выделяющееся при окислении, обеспечивает нагрев стали до температуры около 1600 °С.

Бессемеровский и томасовский процессы отличаются составом футеровки конвертера. Бессемеровский процесс (кислая футеровка конвертера) разработан англичанином Г. Бессемером в 1856–1869 гг. и позволяет перерабатывать чугун с низким содержанием фосфора и серы и достаточным количеством кремния.

Томасовский процесс (основная футеровка конвертера) был предложен С. Томасом в 1878 г. для переработки чугуна с высоким содержанием фосфора.

Бессемеровский и томасовский конвертеры представляют собой сосуд грушевидной формы, выполненный из стального листа с внутренней футеровкой. Футеровка бессемеровского конвертера – кислая (динасовый кирпич), томасовского – основная (смолодоломитовая).

Сверху в горловине конвертера имеется отверстие, служащее для заливки чугуна и выпуска стали, снизу к кожуху крепиться отъемное днище с воздушной коробкой. Дутье, подаваемое в воздушную коробку, поступает в полость конвертера через фурмы (сопла), имеющиеся в футеровке днища. В цилиндриче-

ской части конвертера имеются цапфы, на которых он поворачивается вокруг горизонтальной оси. Отъемное днище конвертера позволяет заменять его после выработки срока службы.

Плавка в бессемеровском конвертере проводится следующим образом. В конвертер заливают бессемеровский чугун (0,70–1,25 % Si; < 0,06 % P; < 0,06 % S) при температуре 1250–1300 °С и продувают его воздухом. За время продувки окисляются углерод, кремний и марганец чугуна и из образующихся оксидов формируется кислый шлак. После того, как углерод окислился до заданного содержания, продувку заканчивают. Металл сливают через горловину в ковш, одновременно раскисляя его. Поскольку шлак кислый, сера и фосфор при плавке не удаляются.

Плавка в томасовском конвертере проводится следующим образом. В конвертер загружают известь для образования основного шлака. Затем заливают томасовский чугун (1,6–2,0 % P; < 0,08 % S; 0,2–0,6 % Si), имеющий температуру 1200–1250 °С, и ведут продувку воздухом. Во время продувки окисляются углерод, марганец и кремний. В образующийся основной шлак удаляются фосфор и сера. Продувку заканчивают, когда содержание фосфора в металле снизится до 0,05–0,07 %. После этого металл выпускают в ковш, куда вводят раскислители.

Рассмотренным процессам присущ большой недостаток – повышенное содержание азота в стали, вызванное тем, что азот воздушного дутья растворяется в металле. По этой причине бессемеровская и томасовская сталь обладают повышенной хрупкостью и склонностью к старению. Для получения стали с пониженным содержанием азота были разработаны способы продувки снизу парокислородной смесью, смесью кислорода и углекислого газа, а также продувка дутьем, обогащенным кислородом.

Однако бессемеровский и томасовский процессы и их разновидности были вытеснены кислородно-конвертерными процессами с верхней и нижней подачей дутья.

Кислородно-конвертерный процесс – это процесс выплавки стали из жидкого чугуна в конвертере с основной футеровкой и продувкой кислородом через водоохлаждаемую фурму.

Кислородный конвертор представляет собой сосуд грушевидной формы из стального листа, футерованный основным кирпичом. Вместимость конвертера 50–400 т.

В процессе работы конвертер может поворачиваться на цапфах вокруг горизонтальной оси на 360° для завалки металлолома, заливки чугуна, слива стали и шлака.

Шихтовыми материалами кислородно-конвертерного процесса являются:

- жидкий передельный чугун;
- металлолом;
- шлакообразующие (известь, полевой шпат, железная руда, бокситы).

Перед плавкой конвертер наклоняют, загружают через горловину металлолом (скрап) и заливают чугун при температуре 1250–1400 °С. После этого конвертер поворачивают в вертикальное положение, вводят водоохлаждаемую фурму и через нее подают кислород. Одновременно с началом продувки в конвертер загружают известь, бокситы, железную руду для образования жидкоподвижного шлака. Кислород проникает в металл, вызывает его циркуляцию и перемешивание со шлаком.

В зоне контакта кислородной струи с чугуном интенсивно окисляется железо, так как концентрация его выше, чем примесей. Образующийся оксид железа растворяется в шлаке и металле, обогащая металл кислородом. Растворенный в металле кислород, окисляет кремний, марганец, углерод и содержание их в металле понижается. При этом происходит разогрев ванны металла теплотой, выделяющийся при окислении примесей.

Благодаря присутствию шлаков с большим содержанием CaO и FeO происходит удаление из металла фосфора в начале продувки ванны кислородом, когда температура ее еще не высока.

В чугунах, перерабатываемых в кислородных конвертерах, не должно быть более 0,15 % P. При повышенном содержании фосфора для его удаления необходимо сливать шлак и наводить новый.

Удаление серы из металла в шлак проходит в течение всей плавки. Однако для передела в сталь в кислородных конвертерах применяют чугун с содержанием до 0,07 % S.

Подачу кислорода заканчивают, когда содержание углерода в металле соответствует заданному. После этого конвертер наклоняют, выпуская сталь в ковш через летку и одновременно вводят в ковш раскислители и легирующие добавки. В ковш сливают также небольшое количество шлака, который предохраняет металл в ковше от быстрого охлаждения. Оставшийся шлак сливают через горловину в шлаковую чашу. Общая длительность плавки в конвертерах емкостью 50–400 т составляет 30–50 мин.

Конвертерный процесс с донной продувкой кислородом. Конвертеры для донной кислородной продувки имеют отъемное днище, а в остальном схожи с конвертерами, применяемыми при верхней продувке кислородом. Емкость этих конвертеров составляет 30–250 т.

В зависимости от емкости в днище устанавливают определенное количество фурм. Каждая фурма состоит из двух концентрически расположенных труб. По средней трубе подают кислород, а внешняя труба образует кольцевой зазор, через который подается защитная среда, состоящая из газообразных или жидких углеводородов.

При донной продувке у фурм в результате окисления примесей чугуна образуются зоны высоких температур и футеровка днища по этой причине разрушается в течение нескольких минут. Образующаяся кольцевая оболочка предотвращает контакт кислорода с чугуном у фурм, перемещая зону интенсивного окисления примесей чугуна и тепловыделения от фурм в объем ванны. Кроме того, при контакте с жидким

металлом углеводороды разлагаются, что сопровождается поглощением тепла и обеспечивает охлаждение околофурменной зоны.

Плавка в конвертере с донной продувкой протекает следующим образом. В наклоненный конвертер загружают стальную лом и заливают жидкий чугун. При заливке конвертер поворачивают в почти горизонтальное положение, чтобы жидкий чугун не заливал фурм. Для защиты фурм от попадания чугуна и шлака через них продувают азот или воздух. Затем подают дутье и конвертер поворачивают в рабочее вертикальное положение. В начале продувки вдувают порошкообразную известь иногда с добавкой плавикового шпата. В ходе продувки окисляется избыточный углерод, кремний, марганец. Формируется шлак, в который удаляются фосфор и сера. За счет реакций окисления расплавляется металлолом и нагревается металл.

Продувку заканчивают при заданном содержании углерода в металле. Особенностью технологии процесса при донной продувке является то, что скорость обезуглероживания металла оказывается выше вследствие более интенсивного перемешивания ванны и увеличения поверхности раздела газ-металл, а также более полного усвоения кислорода. Технологические преимущества конвертерного процесса с подачей кислорода снизу послужили основанием для разработки вариантов технологии комбинированной продувки металла сверху и снизу.

3.2. Расчет материального баланса конвертера

Будем считать, что конвертер продувается техническим кислородом сверху. По заданию шихта содержит 78 % чугуна и 22 % скрапа. Химический состав шихтовых материалов следующий (таблица 3.1).

Таблица 3.1 – Химический состав шихтовых материалов

Материал	C	Si	Mn	P	S
Чугун	3,8	1	0,9	0,2	0,05
Лом 3А	0,2	0,27	0,5	0,04	0,04
Средний состав шихты	3,338	0,9394	0,792	0,176	0,048
Сталь перед раскислением	0,2	–	0,04	0,01	0,025

Расход футеровки примем 0,25 % массы садки (по производственным данным).

Определим угар примесей (кг) как разность между средним содержанием элемента в шихте и стали перед раскислением. Учтем, что кремний сгорит полностью, марганец оставит следы.

Таблица 3.2 – Угар примесей

Элемент	Угар, кг
C	$3,338 - 0,2 = 3,138$
Si	0,9394
Mn	$0,792 - 0,04 = 0,752$
P	$0,17688 - 0,01 = 0,167$
S	$0,048 - 0,025 = 0,023$
ВСЕГО	6,6014

Потери железа принимаем равными 1,5 % от массы шихты.

Считая, что 10 % углерода окисляется до CO_2 , а 90 % до CO, найдем расход кислорода на окисление примесей.

Таблица 3.3 – Расход кислорода на окисление примесей

Реакция	Расход кислорода, кг	Масса оксидов, кг
$C \rightarrow CO_2$	$3,338 \cdot 0,1 \cdot 32/12 = 0,89$	$0,3338 + 0,89 = 1,2238$
$C \rightarrow CO$	$3,338 \cdot 0,9 \cdot 16/12 = 4,0056$	$3,338 \cdot 0,9 + 4,0056 = 7,0098$
$Si \rightarrow SiO_2$	$0,9394 \cdot 32/28 = 1,0736$	$0,9394 + 1,0736 = 2,013$
$Mn \rightarrow MnO$	$0,752 \cdot 16/55 = 0,218$	$0,7521 + 0,218 = 0,9694$
$P \rightarrow P_2O_5$	$0,167 \cdot 80/62 = 0,215$	$0,167 + 0,215 = 0,382$
$S \rightarrow SO_2$	$0,023 \cdot 32/32 = 0,023$	$0,023 + 0,023 = 0,046$
$Fe \rightarrow Fe_2O_3$ (в дым)	$1,5 \cdot 48/112 = 0,64$	$1,5 + 0,64 = 2,14$
ВСЕГО	7,0652	15,644

Для расчета количества и состава шлака принимаем, что расход боксита равен 0,6 кг на 100 кг шихты. Обозначим расход извести через x и, используя данные о составе неметаллических материалов (таблица 3.4), находим состав шлака.

Таблица 3.4 – Состав неметаллических материалов

Материал	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe	Fe ₂ O ₃	MnO	MgO	CaO	P ₂ O ₅	S	H ₂ O	CO ₂
Железная руда	4	2	14	77	0,3	0,4	0,8	0,1	0,02	1,38	–
Известняк	2	0,3	–	0,2	–	2	53	0,07	0,01	0,83	41,5
Известь	3,5	0,5	–	0,35	–	3,5	85	0,1	0,13	–	6,92
Доломит обожженный	2	2	–	0,3	–	36	55	–	–	2,2	2,5
Магнезит	3	1,6	–	2	–	90	2,6	–	–	–	0,8
Магнезитовый порошок	4	0,81	–	1,02	–	91,56	–	–	–	–	–
Магнезито-хромит	6	4	–	10	–	66	2	–	–	–	–
Боксит	10	54	–	25	–	–	1	0,08	0,1	9,02	0,8
Периклз. кирпич	5	3	–	8	–	70	2	–	–	–	–
Агломерат	8,7	–	54	–	0,8	0,8	13	–	–	–	–

1. Количество CaO в конечном шлаке, кг, поступающее из:
- | | |
|-----------|----------------------------|
| футеровки | $0,25 \cdot 0,02 = 0,005;$ |
| боксита | $0,6 \cdot 0,01 = 0,06;$ |
| извести | $0,85 \cdot x;$ |
| ИТОГО: | $0,011 + 0,85 \cdot x.$ |
2. Количество SiO₂ в конечном шлаке, кг, поступающее из:
- | | |
|---------------------|-----------------------------|
| металлической шихты | 2,013; |
| футеровки | $0,25 \cdot 0,25 = 0,0125;$ |
| боксита | $0,6 \cdot 0,1 = 0,6;$ |
| извести | $0,035 \cdot x;$ |
| ИТОГО: | $2,6255 + 0,035 \cdot x.$ |
3. Количество MgO в конечном шлаке, кг, поступающее из:
- | | |
|-----------|---------------------------|
| футеровки | $0,25 \cdot 0,7 = 0,175;$ |
| извести | $0,035 \cdot x;$ |
| ИТОГО: | $0,175 + 0,035 \cdot x;$ |
4. Количество Al₂O₃ в конечном шлаке, кг, поступающее из:
- | | |
|-----------|-----------------------------|
| футеровки | $0,25 \cdot 0,03 = 0,0075;$ |
| боксита | $0,6 \cdot 0,54 = 0,324;$ |
| извести | $0,005 \cdot x;$ |
| ИТОГО: | $0,3315 + 0,005 \cdot x.$ |
5. Количество Cr₂O₃ в конечном шлаке, кг, поступающее из:
- | | |
|-----------|--------------------------|
| футеровки | $0,5 \cdot 0,12 = 0,03.$ |
|-----------|--------------------------|
6. Количество MnO в конечном шлаке, кг, поступающее из:
- | | |
|---------------------|---------|
| металлической шихты | 0,9694. |
|---------------------|---------|
7. Количество P₂O₅ в конечном шлаке, кг, поступающее из:
- | | |
|---------------------|------------------------------|
| металлической шихты | 0,382; |
| боксита | $0,6 \cdot 0,0008 = 0,0005;$ |
| извести | $0,001 \cdot x;$ |
| ИТОГО: | $0,389 + 0,001 \cdot x.$ |
8. Количество S в конечном шлаке, кг, поступающее из:
- | | |
|---------------------|-----------------------------|
| металлической шихты | 0,023; |
| боксита | $0,6 \cdot 0,001 = 0,0006;$ |
| извести | $0,0013 \cdot x;$ |
| ИТОГО: | $0,02306 + 0,0013 \cdot x.$ |

9. Количество Fe_2O_3 в конечном шлаке, кг, поступающее из:

футеровки $0,25 \cdot 0,08 = 0,02$;

боксита $0,6 \cdot 0,25 = 0,15$;

извести $0,005 \cdot x$;

ИТОГО: $0,17 + 0,005 \cdot x$;

Задаваясь основностью шлака $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 3,5$, определим расход извести:

$$\text{CaO}/\text{SiO}_2 = (0,11 + 0,85 \cdot x) / (1,7 + 0,035 \cdot x) = 3,5.$$

Отсюда $x = 7$ кг.

Состав шлака приведен в таблице 3.5

Таблица 3.5 – Состав шлака, кг

Источник	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	Cr_2O_3	S	MnO	P_2O_5	Fe_2O_3
Шихта	2,8705	–	–	–	–	0,032	0,969	0,389	–
Футеровка	0,0125	0,005	0,175	0,007	0,03	–	–	–	0,02
Боксит	0,06	0,006	–	0,324	–	0,0006	–	0,0005	0,15
Известь	0,272	6,594	0,272	0,039	–	0,01	–	0,008	0,027
ИТОГО	3,19	6,605	0,447	0,37	0,03	0,032	0,969	0,39	0,197

В соответствии с практическими данными примем, что содержание FeO и Fe_2O_3 в конечном шлаке соответственно равно 5 и 15 %. Тогда масса шлака без оксидов железа составит 80 % или согласно таблице 3.5 – 10,5 кг, а общая масса шлака равна $10,5/0,8 = 13,125$ кг. Масса оксидов железа в шлаке равна $13,125 - 10,5 = 2,625$, из которых 1,96875 FeO и 0,65625 Fe_2O_3 .

Состав конечного шлака приведен в таблице 3.6.

Таблица 3.6 – Состав конечного шлака, кг, %

Компонент	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	Cr_2O_3	S	MnO	P_2O_5	Fe_2O_3	FeO
кг	3,19	6,6	0,448	0,37	0,03	0,032	0,969	0,39	0,656	1,96
%	15,4	51	3,4	2,8	0,23	0,23	7,2	0,47	5	15

Окислится до Fe_2O_3 $0,656 - 0,197 = 0,459$ кг, до FeO – 1,96 кг.

Поступит железа из металла в шлак $1,96 \cdot 56/72 + 0,459 \times \times 112/160 = 1,846$ кг.

Выход годного составит

$$100 - 6,60 - 0,5 - 1 - 1,846 = 90,054 \text{ кг,}$$

где 6,60 – угар примесей (см. таблицу 3.2), кг;

0,5 – масса железа, уносимого шлаком, кг;

1 – потери железа с выбросами, кг;

1,846 – потери железа на образование оксидов железа в шлаке, кг.

Расход кислорода на окисление железа определяем как разность между массами оксида и исходного элемента: $(1,96 - - 1,514) + (0,656 - 0,316) = 0,59$ кг.

Расход кислорода на окисление всех примесей: $0,59 + 7,06 = = 7,65$ кг.

Принимаем коэффициент усвоения подаваемого в ванну кислорода равным 0,9 и определим необходимое количество технического кислорода на 100 кг садки: $7,65 \cdot 22,4 / (0,9 \cdot 32) = 5,95 \text{ м}^3$.

Расход кислорода на 1 т садки равен $529,5 \text{ м}^3$. Количество неусвоенного кислорода будет равно $7,65 \cdot 0,1 = 0,765$ кг на 100 кг шихты.

Определим состав и количество выделяющихся газов.

Таблица 3.7 – Состав и количество выделяющихся газов

Газ	кг
CO_2	1,2238
CO	7,0098
H_2O	0,054
O_2	0,765
SO_2	0,048
ИТОГО	9,1

Составляем материальный баланс плавки.

Таблица 3.8 – Материальный баланс плавки

Поступило, кг		Получено, кг	
Чугун	78	Сталь	90,054
Лом 3А	22	Потери со шлаком	0,5
Боксит	0,6	Потери с выбросами	1
Известь	7,22	Шлак	14,64
Футеровка	0,25	Газы	9,1
Технический кислород	7,65	Fe ₂ O ₃ (в дым)	2,14
ИТОГО	115,72	ИТОГО	116,45

3.3. Определение основных размеров конвертера

Внутренний диаметр $D_{\text{вн}}$ конвертера и глубина жидкой ванны в спокойном состоянии h и общая высота H_1 зависят от его садки – рисунок 3.1. Эти данные приведены в таблице 3.9.

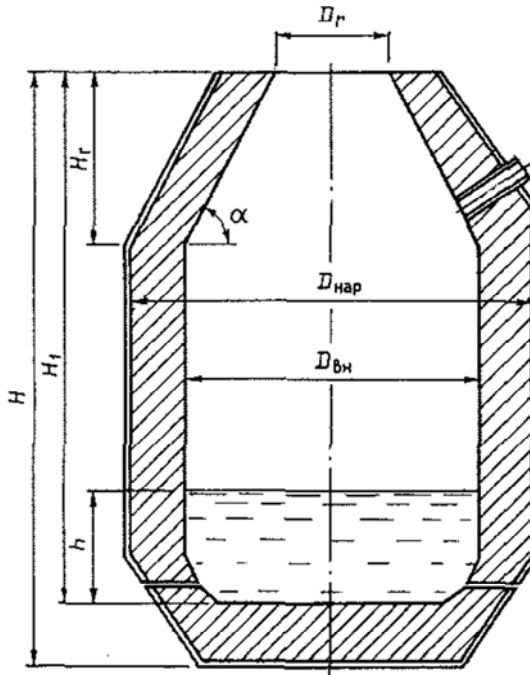


Рисунок 3.1 – Профиль кислородного конвертера

Таблица 3.9 – Характеристики конвертера в зависимости от массы садки

Садка, т	50	100	150	200	250	300
$D_{\text{вн}}, \text{ м}$	3,3	4,2	4,9	5,5	6,2	6,9
$h, \text{ м}$	1,1	1,4	1,5	1,6	1,7	2
$H_1/D_{\text{вн}}$	1,55	1,47	1,4	1,3	1,22	1,25

Толщину футеровки принимаем следующим образом: конусная часть от 508 до 888 мм; цилиндрическая часть от 711 до 990 мм; днище 748–1220 мм.

В соответствии с таблицей 3.9 выбираем: $D_{\text{вн}} = 6,2 \text{ м}$; $H_1/D_{\text{вн}} = 1,22 \text{ м}$. Высота рабочего пространства равна $6,2 \cdot 1,22 = 7,564 \text{ м}$. Диаметр горловины принимаем равным $D_{\text{г}} = 0,55 D_{\text{вн}} = 0,55 \cdot 6,2 = 4,1602 \text{ м}$.

Высота горловины при угле ее наклона $\alpha = 60^\circ$

$$H_{\text{г}} = 0,5 (D_{\text{вн}} - D_{\text{г}}) \text{tg}60^\circ = 0,5 (6,2 - 4,1) 1,72 = 1,8 \text{ м}.$$

Объем конвертера находим по упрощенной формуле

$$V = \frac{\pi D_{\text{вн}}^2}{4} H_1 = \pi \frac{6,2^2}{4} 7,564 = 228,3 \text{ м}^3.$$

Принимаем толщину футеровки днища равной 1 м, а толщину кожуха $\delta_{\text{кож}} = 0,03 \text{ м}$, определяем общую высоту конвертера:

$$H = 7,564 + 1 + 0,03 = 8,594 \text{ м}.$$

Наружный диаметр конвертера при средней толщине футеровки стен $\delta_{\text{фут}}^{\text{ср}} = 0,85 \text{ м}$ и толщине кожуха $\delta_{\text{кож}} = 0,03 \text{ м}$

$$D_{\text{нар}} = 6,2 + 2 \cdot 0,85 + 2 \cdot 0,03 = 7,96 \text{ м}.$$

3.4. Тепловой баланс конвертера

Приход теплоты

Теплота, вносимая чугуном (температуру чугуна принимаем равной 1300 °С):

$$Q_{\text{ч}} = GD_{\text{ч}}(c_{\text{тв.ч}}t_{\text{пл.ч}} + \Lambda + c_{\text{ж.ч}}(t_{\text{ч}} - t_{\text{пл.ч}})), \quad (3.1)$$

где G – емкость печи, кг;

$D_{\text{ч}}$ – доля чугуна в шихте;

$c_{\text{тв.ч}}$, $c_{\text{ж.ч}}$ – соответственно средние теплоемкости твердого и жидкого чугуна в соответствующем интервале температур, кДж/(кг·°С);

Λ – скрытая температура плавления чугуна, равная 217,22 кДж/кг;

$t_{\text{пл.ч}}$ и $t_{\text{ч}}$ – соответственно температура плавления чугуна и температура заливаемого чугуна, °С.

$$Q_{\text{ч}} = 250\,000 \cdot 0,78 (0,785 \cdot 1200 + 217,22 + 0,837 (1300 - 1200)) = 242,3 \text{ ГДж.}$$

Теплота, вносимая скрапом (температура скрапа принимается равной 500 °С):

$$Q_{\text{с}} = c_{\text{с}}D_{\text{с}}Gt_{\text{с}}, \quad (3.2)$$

где G – емкость печи, кг;

$D_{\text{с}}$ – доля скрапа в шихте;

$c_{\text{с}}$ – теплоемкость скрапа, кДж/(кг·°С);

$t_{\text{с}}$ – температура плавления скрапа, °С.

$$Q_{\text{с}} = 0,5 \cdot 250000 \cdot 0,22 \cdot 500 = 13,75 \text{ ГДж.}$$

Теплота экзотермических реакций рассчитывается по формуле

$$Q_{\text{экз}} = \sum_i q_i \cdot Q'_i, \quad (3.3)$$

где q_i – масса угоревших элементов, кг;

Q'_i – тепловой эффект окисления, МДж/кг.

Результаты расчетов приведены в таблице 3.10.

Таблица 3.10 – Теплота экзотермических реакций

Реакция	Расчет	Теплота, МДж
$C \rightarrow CO_2$	$3,338 \cdot 0,1/100 \cdot 250\,000 \cdot 34$	28 373
$C \rightarrow CO$	$3,338 \cdot 0,9/100 \cdot 250\,000 \cdot 10,47$	78 634,935
$Si \rightarrow SiO_2$	$0,9394/100 \cdot 250\,000 \cdot 31,1$	73 038,35
$Mn \rightarrow MnO$	$0,752/100 \cdot 250\,000 \cdot 7,37$	13 855,6
$P \rightarrow P_2O_5$	$0,167/100 \cdot 250\,000 \cdot 25$	10 437,5
$S \rightarrow SO_2$	$0,023/100 \cdot 250\,000 \cdot 9,28$	533,6
$Fe \rightarrow Fe_2O_3$ (в дым)	$1,5/100 \cdot 250\,000 \cdot 7,37$	27 637
$Fe \rightarrow Fe_2O_3$	$0,51/100 \cdot 250\,000 \cdot 7,37$	9397
$Fe \rightarrow FeO$	$2,16/100 \cdot 250\,000 \cdot 4,82$	72 300
ИТОГО		314 207

$$Q_{\text{экз}} = 314,2 \text{ ГДж.}$$

Теплота шлакообразования.

Находим теплоту шлакообразования, результаты представлены в таблице 3.11.

Таблица 3.11 – Теплота шлакообразования, МДж

Реакция	Расчет
$SiO_2 \rightarrow (CaO)_2SiO_2$	$2,013/100 \cdot 250\,000/28 \cdot 60 \cdot 2,32 = 25\,018$
$P_2O_5 \rightarrow (CaO)_3 P_2O_5$	$0,382/100 \cdot 250\,000/62 \cdot 142 \cdot 4,71 = 10\,301$

Итого теплота шлакообразования составляет 35 319 МДж или 35,3 ГДж.

Расход теплоты

Физическая теплота стали

$$Q_{\text{ст}} = GD_{\text{ст}} \left(c_{\text{тв.ст}} t_{\text{пл.ст}} + \Lambda + c_{\text{ж.ст}} (t_{\text{ст}} - t_{\text{пл.ст}}) \right), \quad (3.4)$$

где G – емкость печи;

$D_{\text{ст}}$ – доля стали в расплаве;

$c_{\text{тв.ст}}$, $c_{\text{ж.ст}}$ – соответственно средние теплоемкости твердой и жидкой стали в соответствующем интервале температур, кДж/(кг·°С);

Λ – скрытая температура плавления стали, кДж/кг;

$t_{\text{пл.ст}}$ и $t_{\text{ст}}$ – соответственно температура плавления стали и температура готового металла, °С.

$$\begin{aligned} Q_{\text{ст}} &= 0,90054 \cdot 250000 (0,7 \cdot 1500 + 272,16 + 0,837(1600 - 1500)) = \\ &= 316,5 \text{ ГДж}, \end{aligned}$$

Физическая теплота стали, теряемая со шлаком

$$Q_{\text{ст}} = GD_{\text{ст.ш}} \left(c_{\text{тв.ст}} t_{\text{пл.ст}} + \Lambda + c_{\text{ж.ст}} (t_{\text{ст}} - t_{\text{пл.ст}}) \right), \quad (3.5)$$

где $D_{\text{ст.ш}}$ – доля стали, перешедшей в шлак; остальные обозначения – см. формулу (3.4).

$$\begin{aligned} Q_{\text{ст.шл}} &= 0,005 \cdot 250000 (0,7 \cdot 1500 + 272,16 + 0,837 (1600 - 1500)) = \\ &= 1,75 \text{ ГДж}. \end{aligned}$$

Физическая теплота шлака

$$Q_{\text{шл}} = c_{\text{шл}} D_{\text{с}} G t_{\text{шл}}, \quad (3.6)$$

где G – емкость печи, кг;

$D_{\text{с}}$ – доля скрапа в шихте;

$c_{\text{шл}}$ – теплоемкость шлака, кДж/(кг·°С);

$t_{\text{шл}}$ – температура шлака, °С.

$$Q_{\text{ш}} = 14,64/100 \cdot 250\,000 (1,25 \cdot 1600 + 209) = 80,85 \text{ ГДж.}$$

Теплота, уносимая уходящими газами, в том числе и частицами Fe_2O_3 :

$$Q_{\text{yx}} = i_{\text{yx}} V_{\text{yx}}, \quad (3.7)$$

где i_{yx} – энтальпия уходящих газов, кДж/кг или кДж/м³;

V_{yx} – объем уходящих газов, м³ или кг.

$$Q_{\text{yx}} = (9,1 + 2,14)/100 \cdot D_c \cdot 2400 \cdot D_c \cdot 250\,000 = 54 \text{ ГДж.}$$

Потери теплоты излучением:

во время продувки

$$\begin{aligned} Q_{\text{изл}} &= 5,67 \left[\left(\frac{1600 + 273}{100} \right)^4 - \left(\frac{20 + 273}{100} \right)^4 \right] \frac{3,14 \cdot 4,1^2}{4} 580 \cdot 10^{-3} = \\ &= 5,34 \text{ ГДж;} \end{aligned}$$

во время паузы

$$\begin{aligned} Q_{\text{изл}} &= 5,67 \left[\left(\frac{1500 + 273}{100} \right)^4 - \left(\frac{30 + 273}{100} \right)^4 \right] \frac{3,14 \cdot 4,1^2}{4} 1080 \cdot 10^{-3} = \\ &= 2,5 \text{ ГДж.} \end{aligned}$$

Суммарные потери теплоты излучением составляют 7,84 ГДж.

Тепловые потери на аккумуляцию теплоты кладкой, потери теплопроводностью и с охлаждающей водой найдем как разность приходных и расходных статей теплового баланса.

Полученные результаты сводим в таблицу теплового баланса – таблица 3.12.

Таблица 3.12 – Таблица теплового баланса

Приход теплоты				Расход теплоты			
№	Статья	ГДж	%	№	Статья	ГДж	%
1	Физическая теплота чугуна	242,3	43,67	1	Физическая теплота стали	316,5	54,71
2	Физическая теплота скрапа	13,75	0,07	2	Физическая теплота стали, теряемая со шлаком	1,75	0,3
3	Теплота экзотермических реакций	314,2	50,64	3	Физическая теплота шлака	80,85	13,42
4	Теплота шлакообразования	35,3	5,6	4	Теплота отходящих газов	54	10,28
				5	Тепловые потери излучением	7,84	1,3
				6	Тепловые потери теплопроводностью, на аккумуляцию теплоты кладкой и с охлаждающей водой	160,29	19,86
	ИТОГО	605,55	100		ИТОГО	605,55	100

Учебное издание

**МЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ТЕПЛОТЕХНИКА
И ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА**

Методические указания к выполнению курсового проекта
для студентов специальности 1-42 01 01
«Металлургическое производство и материалообработка»

В 3 частях

Часть 1

Составители:

ТРУСОВА Ирина Александровна
РАТНИКОВ Павел Энгелевич
МЕНДЕЛЕВ Дмитрий Владимирович
КАБИШОВ Сергей Михайлович

Редактор *Т. А. Зезюльчик*
Компьютерная верстка *Н. А. Школьниковой*

Подписано в печать 04.08.2014. Формат 60×84 ¹/₁₆. Бумага офсетная. Ризография.
Усл. печ. л. 2,96. Уч.-изд. л. 2,32. Тираж 100. Заказ 1022.

Издатель и полиграфическое исполнение: Белорусский национальный технический университет.
Свидетельство о государственной регистрации издателя, изготовителя, распространителя
печатных изданий № 1/173 от 12.02.2014. Пр. Независимости, 65. 220013, г. Минск.

