

## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....4

опор

					КР ПСПиМЦ.06.2021.05.00.000 ПЗ	Лист
						3
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## ВВЕДЕНИЕ

Электрические печи и электронагревательные устройства, и приборы получили очень широкое распространение в промышленности, транспорте, сельском хозяйстве и быту. Почти нет такого производства, в котором в том или ином виде не применялся бы электронагрев. На ряде предприятий электрические печи являются основными потребителями электроэнергии, а в целом около 15 % всей потребляемой нашей промышленностью электрической энергии расходуется на цели электротермии.

В машиностроении, особенно в авто- и тракторостроении, получило большое распространение тонкостенное фигурное стальное и цветное литьё. Такие литые детали требуют минимальной механической обработки и поэтому обычно обходятся дешевле, чем полученные иными способами. Но для того чтобы металл хорошо заполнял фасонные формы, нужно, жидкотекуч, достаточно перегрет. Этого легко добиться в электрической печи, являющейся к тому же по сравнению с мартеном небольшим и гибким агрегатом, что желательно из-за малого развеса отливаемых деталей. Следовательно, стальное и цветное фасонное литьё является таким участком машиностроения, в котором электрическая печь служит одним из основных агрегатов.

В электрических печах сопротивления тепло, необходимое для нагрева обрабатываемого материала, получают в результате преобразования в него электроэнергии.

Коэффициент полезного действия электропечей достигает 0,7-0,85 %, что значительно выше, чем у топливных печей. Это объясняется в большей степени отсутствием потери тепла с отходящими продуктами сгорания, что составляет самую большую долю потерь тепла в топливных печах.

К преимуществам электропечей относятся также:

- Возможность получения весьма высоких температур, практически не достижимых в топливных печах;
- Легкость создания в рабочем пространстве любой атмосферы (окислительной, восстановительной, нейтральной), а также любого давления (вплоть до вакуума);
- Относительная простота автоматизации управления тепловым режимом печи и др.

Однако стоимость электроэнергии сравнительно высока, поэтому нагрев в электропечах обходиться дороже, чем в топливных печах.

					КР ПСПиМЦ.06.2021.00.00.000 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		4

# 1 КЛАССИФИКАЦИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПЕЧЕЙ СОПРОТИВЛЕНИЯ

Электрические печи очень разнообразны как, по конструкции, так и по размерам. Используются небольшие настольные электронагревательные приборы или лабораторные печи сопротивления мощностью в несколько сотен ватт и дуговые сталеплавильные и рудотермические печи, достигающие мощности в десятки и сотни мегаватт.

Все печи обще подразделяются на 2 группы:

- Плавильные печи;
- Термические печи.

По способу превращения электрической энергии в тепловую:

- Электрические печи сопротивления: электрическая энергия превращается в тепловую при протекании тока через твердые или жидкие тела в соответствии с эффектом Джоуля;
- Электрические дуговые печи: электрическая энергия превращается в тепловую и в дуговом и в плазменном разряде в газовой среде или в парах металла;
- Электрические дуговые печи сопротивления: электрическая энергия превращается в тепловую и в дуговом разряде, и при протекании тока в твердых и жидких телах;
- Индукционные и диэлектрического нагрева установки: электрическая энергия превращается в энергию быстропеременного магнитного или электрического полей, а затем в тепловую, в нагреваемых телах, помещенных в этих полях;
- Электронно-лучевые установки: электрическая энергия электронного пучка превращается в тепловую в телах, бомбардируемых электронами пучка.

Электрические печи сопротивления делятся на печи косвенного действия, в которых тепло выделяется в специальных нагревательных элементах и передаётся нагреваемым телам лучеиспусканием, конвекцией, теплопроводностью, и на печи прямого действия, в которых ток протекает непосредственно через нагреваемые тела, тем самым обуславливая выделение в них джоулева тепла.

					КР ПСПиМЦ.06.2021.01.00.000 ПЗ			
Изм	Лист	№ докум	Подпись	Дата				
Разраб		Канчер Р.В.			Печь сопротивления для плавки алюминия	Литера	Лист	Листов
Пров		Урбанович А.М.					5	2
Н. Контр.						ГГТУ им.П.О.Сухого гр. МЛ-31		
Утв								

К первой группе относится подавляющее количество всех печей сопротивления, ко второй — лишь несколько типов печей, получивших ограниченное применение.

Кроме того, печи сопротивления могут быть подразделены на низкотемпературные, средне- и высокотемпературные, а также на плавильные и термические. Они могут быть разделены на печи периодического и непрерывного действия (методические).

В печах периодического действия изделия загружаются в камеру печи и постепенно нагреваются в ней, оставаясь неподвижными. В печах непрерывного действия, или методических, изделия загружаются с одного конца печи и, перемещаясь постепенно по ее длине, прогреваются и выдаются с другого ее конца нагретыми до заданной температуры. В таких печах температура изменяется по длине печи, повышаясь от загрузочного конца к разгрузочному, но температуры отдельных камер остаются неизменными по времени.

Способы загрузки и выгрузки нагреваемых изделий, а также способы их перемещения в методических печах в значительной степени определяют как их конструкцию, так и эксплуатационные свойства.

					КР ПСПиМЦ.06.2021.05.00.000 ПЗ	Лист
						6
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 2 ПЕЧИ КОСВЕННОГО ДЕЙСТВИЯ

Из всех электрических печей наиболее распространенными являются печи сопротивления косвенного действия, применяемые для нагрева различных изделий и плавки металлов и сплавов. Эти печи классифицируют:

- По роду работы: на печи периодического действия и печи непрерывного действия;
- По рабочей температуре: на печи низкотемпературные (до 600-900°K); среднетемпературные (до 1300°K) и высокотемпературные (свыше 1300°K);
- По атмосфере рабочего пространства: на печи с окислительной (воздушной) средой, с контролируемой атмосферой, вакуумные и компрессионные;
- По конструктивным признакам: печи периодического действия (камерные, шахтные, колпаковые, элеваторные с подъёмным подом, муфельные, колодцы, плавильные); печи непрерывного действия (конвейерные, барабанные, карусельные, ручьевые, протяжные, толкательные, с рольганговым подом и т.п.).

Различают следующие режимы работы ПС косвенного действия:

- Длительный режим, при котором ПС работает круглосуточно и футеровка достигает установившейся температуры;
- Периодический режим, при котором ПС до одного раза в сутки отключают, но футеровка достигает установившейся температуры;
- Циклический режим, при котором ПС включают и выключают так часто, что футеровка не достигает установившейся температуры ни в процессе нагрева, ни в процессе охлаждения;
- Скоростной режим, при котором температура рабочего пространства ПС более чем на 50° превышает температуру нагрева изделия в течении всего периода нагрева.

ПС косвенного действия характеризуются установленной мощностью, мощностью холостого хода, размерами рабочего пространства, рабочей температурой, производительностью и разновидностью печной атмосферы.

Данная печь «Печь для плавки алюминия» является печью периодического действия, низкотемпературной. Печь предназначена для плавки алюминия и его сплавов до 250 кг.

					КР ПСПиМЦ.06.2021.02.00.000 ПЗ			
Изм	Лист	№ докум	Подпись	Дата				
Разраб		Канчер Р.В.			Печь сопротивления для плавки алюминия	Литера	Лист	Листов
Пров		Урбанович А.М.					7	3
Н. Контр.						ГГТУ им.П.О.Сухого гр. МЛ-31		
Утв								

Печь состоит из основных узлов:

1. Корпус печи с отводной крышкой тигля;
2. Футеровка.

Чтобы уменьшить потери тепла в окружающую среду, нагревательный элемент и нагреваемое изделие помещают в закрытую камеру, выполненную из огнеупорного материала и имеющую соответствующую тепловую изоляцию.

Огнеупорная кладка, выполняемая из нормальных кирпичей, фасонного огнеупора и специальной керамики, образует заданную по форме и размерам печную камеру, в которой размещают нагреваемое изделие со вспомогательными поддерживающими и транспортными устройствами, а также нагревательные элементы. Толщина огнеупорной кладки должна быть минимальной, но достаточной по условиям строительной устойчивости, а также по условиям размещения и крепления нагревательных элементов. Излишняя толщина огнеупорной кладки увеличивает массу и энтальпию футеровки, а следовательно, удорожает печь.

3. Спирали нагрева печи и силовая электросхема.

В ПС косвенного действия проводником тока является специальное сопротивление: нагревательный элемент, который включают в электрическую цепь, в которой и происходит выделение тепловой энергии.

Материал для изготовления нагревательных элементов должен обладать следующими свойствами:

Высоким удельным электросопротивлением;

Известной зависимостью  $\rho$  от температуры;

Малым температурным коэффициентом удельного электросопротивления;

- Высокой температурой плавления;
- Достаточной жаростойкостью и жаропрочностью;
- Отсутствием фазовых превращений при нагреве и охлаждении в процессе эксплуатации;
- Низкой стоимостью.

4. Тигель печи.

Корпус печи изготавливают из листового проката методом сварки, устанавливается на полу производственного помещения, имеющего канал глубиной до 300 мм и шириной до 400 мм.

В корпусе печи выполняется футеровка из огнеупорных материалов на шамотной основе.

					КР ПСПиМЦ.06.2021.02.00.000 ПЗ	Лист
						8
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

После просушки футеровки в каналы ее внутренней части укладывается шесть спиралей из нихрома, концы которых привариваются к штырям из круглого проката, проходящим по двенадцати каналам из трубок сифонного припаса сквозь тело футеровки. После сварки спиралей со штырями полость канала забивается раствором огнеупорной глины. На наружные концы штырей устанавливаются двенадцать наконечников с токоподводящими проводниками и обжимаются болтами М10 (по 2 болта на каждом наконечнике). Токоподводящие провода подводятся к распределительному шкафу печи по трубе с внутренним диаметром около 60 мм, которая уложена в штрабе пола и залита бетоном вровень с полом. Труба соединяет распределительный шкаф корпуса печи с силовым шкафом, длина трубы зависит от конкретных условий монтажа печи. Минимальное расстояние силового шкафа от печи два метра.

После монтажа электросхемы и контрольного ее включения в сеть под напряжением, в печь устанавливают тигель. Выворачивают рым-болт М20 из тигля и подключают тигель к заземляющей шине и устанавливают температуру. Печь готова к эксплуатации.

					КР ПСПиМЦ.06.2021.02.00.000 ПЗ	Лист
						9
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

### 3 ПЛАВИЛЬНЫЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ ПЕЧИ СОПРОТИВЛЕНИЯ

Наиболее удобными печи сопротивления оказываются для плавления легкоплавких металлов (олово, свинец, цинк, баббит и аналогичные сплавы с температурой плавления до 400-500°C). Такого рода печи крайне просты, они представляют собой стальную литую или сварную ванну или кошелок, помещенные в футеровку, с внешним или внутренним обогревом. В первом случае в футеровке укладываются, так же как и в термических печах, проволочные или ленточные нагреватели, излучающие тепло на стенки кошелка, во втором случае в ванну опускаются трубчатые нагреватели, которые для защиты от разъедания расплавляемым металлом обычно заливаются в чугун. Коэффициент полезного действия ванн и кошелков с внутренним обогревом несколько выше, кроме того, они более компактны, почему и получили значительное распространение в последнее время.

Из металлов с большой температурой плавления в печах сопротивления плавят алюминий, магний и их сплавы.

Для плавления магниевых сплавов применяются обычно тигельные (шахтные) печи с узким высоким тиглем из жароупорной стали и с внешним обогревом. Печи выполняются поворотными на цапфах, чтобы облегчить выливание металла в формы, причем высокая форма тигля определяется желанием, как уменьшить до минимума свободную поверхность металла, чрезвычайно сильно окисляющегося на воздухе, так и увеличить боковую тепловоспринимающую поверхность тигля. Аналогичные тигельные печи применяются и для плавления мелких порций алюминия, однако с несколько более низким тиглем. Тигельные печи выполняются до 250 кг.

Камерные раздаточные печи выпускаются на небольшие емкости – 150 и 250 кг алюминия. Они неподвижны, расплавленный металл вычерпывается из них ложкой для разлива по формам или применяется специальное встроенное в печь дозированное устройство с механическим, пневматическим или электромагнитным вытеснением нужных порций металла из печи.

Печи емкостью до 1,0 – 1,5 используются обычно для получения фасонного алюминиевого литья. В этом случае металл разливается из печи в раздаточные тигли, а из последних – в формы. Более крупные печи для переплавки алюминия на слитки, при этом металл выливается из печи в

Специальные изложницы.					КР ПСПиМЦ.06.2021.03.00.000 ПЗ			
Изм	Лист	№ докум	Подпись	Дата				
Разраб		Канчер Р.В.			Печь сопротивления для плавки алюминия	Литера	Лист	Листов
Пров		Урбанович А.М.					10	2
Н. Контр.						ГГТУ им.П.О.Сухого гр. МЛ-31		
Утв								



Для защиты от брызг жидкого алюминия, интенсивно разъедающего нихром, нагреватели часто утапливаются в пазах специальных фасонных сводовых камней или экранируются нихромовыми экранами, что еще более затрудняет теплопередачу от нагревателей к алюминию.

Для плавления алюминия выпускаются печи емкостью от 0,16 до 6,0 м и мощностью от 40 до 400 кВт.

Средний расход энергии на плавления алюминия в ваннных печах составляет 600 кВт/ч на тонну. Этот расход весьма велик, поэтому сейчас намечается тенденция к прекращению производства такого рода печей и к переводу процесса расплавления алюминия на индукционные печи со стальным сердечником, более экономичные и обладающие большей производительностью при меньших габаритах.

Более тугоплавкие металлы ( сталь, медь и медные сплавы), как правило не плавят в печах сопротивления , так как их температура плавления чересчур велика для металлических нагревателей. Лишь для плавления бронзы применяют печи с графитовым тиглем. Однако такие печи из-за малой теплопроводности тигля не могут быть выполнены на большую производительность.

Все эти печи оказались не конкурентоспособными с индукционными канальными печами и были вытеснены ими.

					КР ПСПиМЦ.06.2021.03.00.000 ПЗ	Лист
						11
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 4 РАСЧЕТ НАГРЕВАТЕЛЬНОГО ЭЛЕМЕНТА

Результаты расчета должны удовлетворять следующим технико-экономическим требованиям:

а) в пределах принятых размеров печной камеры нагревательные элементы должны быть размещены соответственно заданному тепловому режиму нагрева изделий с обеспечением требуемой производительности ПС косвенного действия;

б) форма и размеры поперечного сечения нагревателя должны обеспечивать длительную бесперебойную службу нагревателя при заданном тепловом режиме;

в) минимальный расход материала нагревательных элементов на 1кВт установленной мощности печи.

Технические характеристики печи:

1.Род тока – 3-х фазный, переменный.

2.Напряжение – 380В.

3.Количество спиралей – 6шт.

4.Проволока спирали – нихром Х20Н80Т,  $\rho = 1,3 \times 10^{-6} \text{ Ом} \times \text{м}$ .

5.Габариты печи –

Длина – 1950мм

Ширина – 1600мм

Высота – 1500мм

6. Масса - 990кг.

Находим удельную поверхностную мощность идеального нагревателя :

$$q_{\text{ид}} = \frac{\sigma_0}{\frac{1}{E_n} + \frac{1}{E_{\text{ид}}} - 1} \times (T_n^4 - T_{\text{ид}}^4), \frac{\text{кВт}}{\text{м}^2}. \quad (4.1)$$

$\sigma_0$  — приведенный коэффициент излучения,  $\sigma_0 = 5,7 \times 10^{-11}$ .

$E_n, E_{\text{ид}}$  — коэффициенты поглощения соответственно материала нагревателя и изделия,  $E_n = 0,9, E_{\text{ид}} = 0,8$ ;

$T_n$  — максимальная рабочая температура,  $T_n = 1400 \text{ }^\circ\text{К}$ ;

					КР ПСПиМЦ.06.2021.04.00.000 ПЗ			
Изм	Лист	№ докум	Подпись	Дата				
Разраб		Канчер Р.В.			Печь сопротивления для плавки алюминия	Литера	Лист	Листов
Пров		Урбанович А.М.					12	3
Н. Контр.						ГГТУ им.П.О.Сухого гр. МЛ-31		
Утв								

$T_{\text{ид}}$  — рабочая температура,  $T_{\text{ид}} = 931 \text{ }^{\circ}\text{K}$ .

$$q_{\text{ид}} = \frac{5,7 \times 10^{-11}}{\frac{1}{0,9} + \frac{1}{0,8} - 1} \times (1400^4 - 931^4) = 129,55 \frac{\text{кВт}}{\text{м}^2}.$$

Находим удельную поверхностную мощность нагревателя:

$$q = k_{\text{эф}} \times q_{\text{ид}}, \frac{\text{кВт}}{\text{м}^2}; \quad (4.2)$$

$k_{\text{эф}}$  — поправочный коэффициент эффективности, в зависимости от типа нагревателя принимаем  $k_{\text{эф}} = 0,20$ .

$$q = 0,20 \times 129,55 = 25,91 \frac{\text{кВт}}{\text{м}^2}.$$

Расчетная мощность ( на 1 фазу) равна:

$$P = \frac{P_{\text{пс}}}{3}; \quad (4.3)$$

$P_{\text{пс}}$  — мощность печи сопротивления ,  $P_{\text{пс}} = 60 \text{ кВт}$ ;

$$P = \frac{60}{3} = 20,0 \text{ кВт}.$$

Расчетное напряжение нагревателя (при соединении фаз в «звезду») равно

$$U = \frac{U_{\text{с}}}{\sqrt{3}}, \text{В}; \quad (4.4)$$

$U_{\text{с}}$  — напряжение питающей сети,  $U_{\text{с}} = 380 \text{ В}$ .

$$U = \frac{380}{\sqrt{3}} \approx 220, \text{ В};$$

Определим диаметр проволочного нагревателя:

$$D = 7400 \sqrt[3]{\rho \times \left(\frac{P}{U}\right)^2 \times \frac{1}{q}}, \text{мм}; \quad (4.5)$$

$\rho$  — удельное электросопротивление нихрома,  $\rho = 1,3 \times 10^{-6} \text{ Ом} \cdot \text{м}$ ;

$P$  — расчетная мощность,  $P = 20 \text{ кВт}$ ;

$U$  — расчетное напряжение ,  $U = 220 \text{ В}$ ;

$q$  — удельная поверхностная мощность нагревателя,  $q = 26 \text{ кВт/м}$

$$D = 7400 \sqrt[3]{1,3 \times 10^{-6} \times \left(\frac{20}{220}\right)^2 \times \frac{1}{26}} = 4,0 \times 10^{-3}, \text{мм};$$

Найдем площадь поперечного сечения нагревателя:

					КР ПСПиМЦ.06.2021.04.00.000 ПЗ	Лист
						13
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$S = \frac{\pi}{4} \times D^2, \text{мм}^2; \quad (4.6)$$

$$S = \frac{3,14}{4} \times 4,0^2 = 12,56 \text{мм}^2 = 12,56 \times 10^{-6} \text{м}^2.$$

Сопротивление нагревателя одной фазы:

$$r = \frac{U^2}{P \times 10^3}, \text{Ом}; \quad (4.7)$$

$$r = \frac{220^2}{20 \times 10^3} = 2,42, \text{Ом}.$$

Находим необходимую длину нагревателя одной фазы:

$$l = \frac{r \times S}{\rho}, \text{м}; \quad (4.7)$$

$$l = \frac{2,42 \times 12,56 \times 10^{-6}}{1,3 \times 10^{-6}} = 23,38, \text{м}.$$

Поверхность нагревателя одной фазы составляет

$$\Pi \times l = \pi \times D \times l = 3,14 \times 4,0 \times 10^{-3} \times 23,38 = 0,293 \text{м}^2.$$

Фактическая удельная поверхностная мощность нагревателя составляет:

$$q = \frac{P}{\Pi \times l}, \frac{\text{кВт}}{\text{м}^2}; \quad (4.8)$$

$$q = \frac{20}{0,293} = 68,3, \frac{\text{кВт}}{\text{м}^2}.$$

Определим массу нагревателя на одну фазу (плотность  $\rho = 8400 \text{кг/м}^3$ ):

$$m = \rho \times S \times l, \text{кг}; \quad (4.9)$$

$$m = 8400 \times 12,56 \times 10^{-6} \times 23,38 = 2,5, \text{кг}.$$

Удельный расход сплава сопротивления Х20Н80Т составляет:

$$m_y = \frac{m}{P}, \frac{\text{кг}}{\text{кВт}};$$

$$m_y = \frac{2,5}{20} = 0,125, \frac{\text{кг}}{\text{кВт}}. \quad (4.10)$$

Металлургия представляет собой энергоемкую сферу промышленного производства, где, в результате морального и физического старения основных фондов происходит постоянное и непрерывное увеличение потребления энергии. Рост расходов на энергетические ресурсы и вызываемое им повышение себестоимости металлургической продукции обозначает необходимость сокращения энергетической составляющей в издержках производства. Для получения максимального эффекта от реализации программы энергосбережения на предприятиях металлургии она должна представлять собой оптимальную для него совокупность энергосберегающих мероприятий. Для этого необходимо, с одной стороны, классифицировать объекты энергосбережения и их социально-экономические результаты, и, с другой, сформировать и обосновать систему показателей эффективности энергосбережения. При этом наибольшее значение имеет оценка экономической эффективности совокупности энергосберегающих мероприятий, которую в каждом конкретном случае определяет специфика технологического процесса на различных стадиях производства конечного продукта. Исходя из этого необходимо учитывать особенности оценки экономической эффективности мероприятий в соответствии с результатами энергосбережения на металлургическом предприятии: при подготовке основного производства, в процессе основного производства, на вспомогательных производствах, при складировании продукции, модернизации основного и обслуживающих производств.

Можно сделать вывод о том, что рациональное использование энергетических ресурсов на предприятии является важной составляющей снижения производственных издержек, и, следовательно, получения дополнительной прибыли, завоевания большей доли рынка и решения социальных проблем на основе:

- реализации процесса подготовки производства в соответствии с оптимальными режимами ввода основных средств в эксплуатацию;
- использования наиболее рентабельных производственных технологий;
- разработки, освоения и внедрения новой техники и технологий, в которых энергетические ресурсы используются более эффективно;

					КР ПСПиМЦ.06.2021.05.00.000 ПЗ		
Изм	Лист	№ докум	Подпись	Дата			
Разраб	Канчер Р.В				Печь сопротивления для плавки алюминия	Литера	Лист
Пров	Урбанович А.М.						15
							5
Н. Контр.						ГГТУ им.П.О.Сухого гр. МЛ-31	
Утв							

- улучшения социально-бытовой сферы для персонала машиностроительного предприятия и социального климата населения, проживающего на территории, закреплённой за соответствующим предприятием.

Вследствие этого, энергосбережение рассматривается не как бесцельная экономия энергетических ресурсов, проводимая зачастую за счёт сокращения объёма производства, а как фактор экономического роста, улучшения благосостояния населения, обеспечения соответствующей экологической и социально-бытовой обстановки. Таким образом, энергосбережение должно быть одним из приоритетных направлений экономической политики промышленного предприятия.

Широкое применение методических толкательных печей вызвано тем, что эти печи обеспечивают достаточно высокую производительность при невысоком удельном расходе топлива, а также обеспечивают высокий коэффициент использования тепла в рабочем пространстве. Это объясняется наличием методической зоны.

Основными направлениями экономии энергоресурсов являются: совершенствование технологических процессов, совершенствование оборудования, снижение прямых потерь топливно-энергетических ресурсов, структурные изменения в технологии производства, структурные изменения в производимой продукции, улучшение качества топлива и энергии, организационно-технические мероприятия. Проведение этих мероприятий вызывается не только необходимостью экономии энергетических ресурсов, но и важностью учёта вопросов охраны окружающей среды при решении энергетических проблем.

Основные мероприятия по экономии топливно-энергетических ресурсов:

- Энергоаудит. Проведение энергетических обследований организаций;
- Энергоучёт. Внедрение централизованных систем учёта энергоресурсов на промышленных предприятиях.
- Регулирование энергопотребления. Внедрение систем регулирования потребления энергоресурсов от источника их производства до конечного потребления;
- Реконструкция промышленных вентиляционных установок;
- Модернизация топливных и электрических печей;
- Модернизация энергетического оборудования.

Так же для повышения эффективности печи, используют рекуператоры.

Рекуператор — теплообменник поверхностного типа для использования теплоты отходящих газов, в котором теплообмен между теплоносителями осуществляется непрерывно через разделяющую их стенку.

Рекуператоры различают по схеме относительного движения теплоносителей — противоточные, прямоточные и др.; по конструкции — трубчатые, пластинчатые, ребристые, оребренные пластинчатые рекуператоры типа ОПТ и др.; по назначению — подогреватели воздуха, газа, жидкостей, испарители, конденсаторы и т. д.

Во всем мире энергосбережение является сегодня стратегической задачей государственного масштаба. Между тем, на многих предприятиях имеют место значительные энергетические потери за счет недостаточного использования тепла, вырабатываемого в технологических процессах. В том числе, тепло газа, нагретого в процессе того или иного производства, либо используется не эффективно, либо не используется вообще и нагретый газ выбрасывается в атмосферу. Это приводит к колоссальным энергетическим потерям в объемах предприятия, страны, мира, а также определяет различные проблемы экологического характера.

Особенно это характерно для высокотемпературных производств, (до 1000 °С и более) т. е. именно там, где энергетические потери наиболее велики, а также при использовании газов, содержащих большое количество примесей и агрессивных веществ. Такое положение объясняется низкой эффективностью и быстрым выходом из строя теплообменных аппаратов, при высоких температурах и аппаратов, работающих в сложных условиях эксплуатации, а также отсутствием подходящих для конкретного производства теплоутилизирующих устройств.

Существует несколько видов теплообменных аппаратов, каждый из которых имеет свою область оптимального применения. Их разделяют на регенеративные, смесительные и рекуперативные.

Для решения задач газового теплообмена, такие конструкции получили наибольшее распространение, и речь далее идет преимущественно о рекуператорах тепла.

Рекуператор устанавливается на пути отходящих газов, например, из печи в дымовую трубу, а воздух в печь, подается через смежные полости рекуператора и нагревается, проходя вдоль нагретых, отходящим газом, стенок.

Рекуперация тепла, позволяет экономить до 30-40 % потребляемой энергии.

					КР ПСПиМЦ.06.2021.05.00.000 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		17

Кроме того, для случая рекуперации тепла в цикле печного нагрева, использование подогретого воздуха вместо воздуха окружающей температуры, улучшает горение топлива в печи, снижает его химический и механический недожог.

В результате, при том же расходе топлива количество теплоты, получаемой в процессе горения, увеличивается на 10-15%.

В нагревательной проходной печи стана 320 используется двойной рекуператор противоточного типа, состоящий из пучков труб. Он предназначен для повышения КПД печи.

Таблица 4 - Характеристика рекуператора

№пп	Параметры	Номинальн ые значения	Максимальн ые значения
1	Теплотворная способность топлива(природный газ) , ккал/м <sup>3</sup>	8200	8200
2	Расход топлива, м <sup>3</sup> /ч	6735	7300
3	Расход воздуха, м <sup>3</sup> /ч	65400	70900
4	Расход дымовых газов, м <sup>3</sup> /ч	72135	78200
5	Расход дымовых газов с воздухом разбавления, м <sup>3</sup> /ч	72135	81560
6	Расход воздуха разбавления, м <sup>3</sup> /ч		3360
7	Температура дымовых газов до рекуператора, °С	850	870
8	Температура дымовых газов после рекуператора, °С	526	560
9	Температура воздуха на выходе из рекуператора, °С	450	455
10	Обменные калории, ккал/ч	8845000	9588000
11	Потеря давления дымовых газов, мм.вод.ст.	20	26
12	Потеря давления воздуха, мм.вод.ст.	300	350
13	Направление потока	противоток	

Для предотвращения перегрева элементов рекуператора при температуре дымовых газов свыше 850 °С , перед рекуператором



автоматически включается вентилятор подачи воздуха для разбавления дымовых газов.

Такие меры не только являются решающим компонентом в экономии топливно-энергетических ресурсов, но и благоприятно сказываются на окружающей среде.

					КР ПСПиМЦ.06.2021.05.00.000 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		19

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Результатом выполнения курсовой работы стал расчет печи сопротивления для плавки алюминия, которой включил в себя: расчет нагревательного элемента, проектное решение по оптимизации работы печи.

Надежность работы всякой электрической печи сопротивления определяется главным образом стойкостью ее нагревательных элементов и жароупорных деталей. Правильный расчет нагревательных элементов и правильная их эксплуатация, в первую очередь работа их при рекомендуемых, а не максимально допустимых температурах, и правильный выбор их сечений обеспечат устойчивую работу нагревателей в течении нескольких лет.

					КР ПСПиМЦ.06.2021.00.00.000 ПЗ	Лист
						20
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. А.Д. Свечанский «Электрические печи сопротивления». Часть 1. Издание второе, переработанное «Энергия» - М.-1975, 382с.
2. Б.П.Благонравов «Печи в литейном производстве: атлас конструкций», М. «Машиностроение» - 1989.
3. Справочник литейщика, Минск. «Высшая школа» 1988.
4. В.А.Кривандин, Б.Л.Марков «Металлургические печи», М. – «Металлургия» – 1977. 463с.
5. А.И. Ващенко, М.А.Глинков, Б.И.Китаев, Н.Ю.Тайц «Металлургические печи», М.- «Металлургия»- 1964. 340с.

					КР ПСПиМЦ.06.2021.00.00.000 ПЗ	Лист
						21
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## 5 МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ

Для расчета материального баланса плавки необходимо знать химический состав выплавляемой стали. Химический состав стали 12 ГС представлен в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Химический состав сплава 12ГС

Химический элемент	C	Mn	Si	P	S	Cr	Ni	Cu	Al	As	N
Содержание	0,09-0,15	0,8-1,2	0,5-0,8	Не более 0,03	Не более 0,035	Не более 0,3	Не более 0,3	Не более 0,3	0,02-0,04	Не более 0,08	Не более 0,012

Диаграмма химического состава стали 12 ГС представлена на рисунке 5.1.

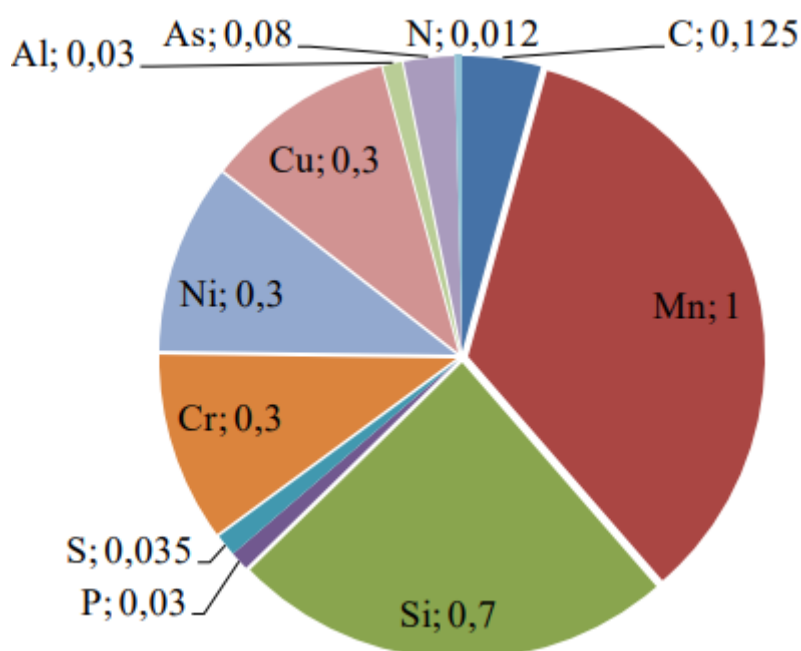


Рисунок 5.1 - Диаграмма химического состава стали 12 ГС

Расчет шихты. Перед завалкой производится полный расчет шихты. Расчет ведем по реальной массе завалки, которую принимаем на 3...5% больше садки печи.

					КР ПСПиМЦ.06.2021.04.00.000 ПЗ			
Изм	Лист	№ докум	Подпись	Дата				
Разраб		Канчер Р.В.			Печь сопротивления для плавки алюминия	Литера	Лист	Листов
Пров		Урбанович А.М.					35	3
Н. Контр.						ГГТУ им.П.О.Сухого гр. МЛ-31		
Утв								

Задачу выбора рационального состава шихты для выплавки стали в «идеальных» условиях, когда есть в наличии все группы отходов и все легирующие можно, решать с помощью метода линейного программирования.

В реальных производственных условиях очень часто приходится выплавлять сталь из шихты, которая есть в наличии. Это связано с отсутствием легированных отходов. Углеродистых отходов больше. Особенно это стало актуальным в настоящее время, когда в ДСП выплавляют низколегированные стали и мало заказов на сложнолегированный сортамент. В условиях современного производства предпочтительнее выплавлять в ДСП углеродистый полупродукт с последующим легированием (рафинированием) в внепечных агрегатах. Поэтому подавляющую часть шихты составляют углеродистые либо низколегированные отходы. Также в состав шихты входит родственная группа, а также близкие к ней по химическому составу легированные группы отходов и соответствующие ферросплавы и лигатуры. В завалку даются ферросплавы, которые имеют малый угар и не окисляются, на нижний предел. В качестве науглероживателей в завалку можно давать: чугун, кокс, электродный бой или высокоуглеродистые ферросплавы. Шихтовку составляют с учетом особенностей технологии выплавки стали.

На основании вышеизложенного даем в завалку отходы групп А -2, чугун.

Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав которых предоставлен в таблице 5.2.

Состав шихты предоставлен в таблице 5.2 .

Таблица 5.2 - Химический состав, отходов которые предполагается использовать в завалку, %

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	W	V	Cu	Mo	Fe
А - 2	0,20	0,20	0,30	0,03	0,03	0,2	0,15	0,03	0,04	0,08	0,02	0,20	0,05	98,47
Чугун	3,00	1,00	1,00	0,04	0,04	-	-	-	-	-	0,02	0,20	-	94,70

Кроме основной металлической шихты в ДСП загружают известь в количестве 24 кг/т и агломерат. В современной ДСП со сверхмощными трансформаторами твердые окислители не используют. В данном расчете делается допущение и используется агломерат для проведения

окислительного периода, так как в настоящее время существуют ДСП небольшой вместимости старой конструкции.

В таблице 5.3 показано содержание компонентов в шихте.

## ПЕРИОД ПЛАВЛЕНИЯ

Окисление элементов. Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки стали в период плавления для всех элементов, входящих в таблицу 5.6

Таблица 5.6 - Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	Fe
Общий	20,0	100,0	70,0	$\Delta P$	0	20,0	1,5	100,0	0	100,0	0	0	0	2
В шлак	0	100,0	80,0	100	0	80,0	0	100,0	0	100,0	0	0	0	20,0
В улет	100,0	0	20,0	0	0	20,0	100,0	0	0	0	0	0	0	80,0

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 5.7.

Таблица 5.7 - Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	780,0	156,0	624,0	0,58
Si	348,0	348,0	0	0
Mn	442,0	309,4	132,6	0,124
P	34,6	0	34,6	0,032
S	34,6	0	34,6	0,032
Cr	188,0	37,6	150,4	0,141
Ni	141,0	2,115	138,885	0,130
Ti	28,2	28,2	0	0
W	75,2	0	75,2	0,07
Al	37,6	37,6	0	0
Mo	47,0	0	47,0	0,04
V	22,0	0	22,0	0,02
Cu	220,0	0	220,0	0,21
Fe	107601,8	2152,036	105449,764	98,62
Всего	110000	3070,951	106929,049	100

Окисление кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.

Окисление углерода происходит по реакции:



Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле (5.2):

$$m_{i_x O_y} = \frac{m_i}{v_i \cdot \mu_i} \cdot v_{i_x O_y} \cdot \mu_{i_x O_y}, \text{ кг}, \quad (5.2)$$





## 5 МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ

Для расчета материального баланса плавки необходимо знать химический состав выплавляемой стали. Химический состав стали 12 ГС представлен в таблице 5.1.

Таблица 5.1 – Химический состав сплава 12ГС

Химический элемент	C	Mn	Si	P	S	Cr	Ni	Cu	Al	As	N
Содержание	0,09-0,15	0,8-1,2	0,5-0,8	Не более 0,03	Не более 0,035	Не более 0,3	Не более 0,3	Не более 0,3	0,02-0,04	Не более 0,08	Не более 0,012

Диаграмма химического состава стали 12 ГС представлена на рисунке 5.1.

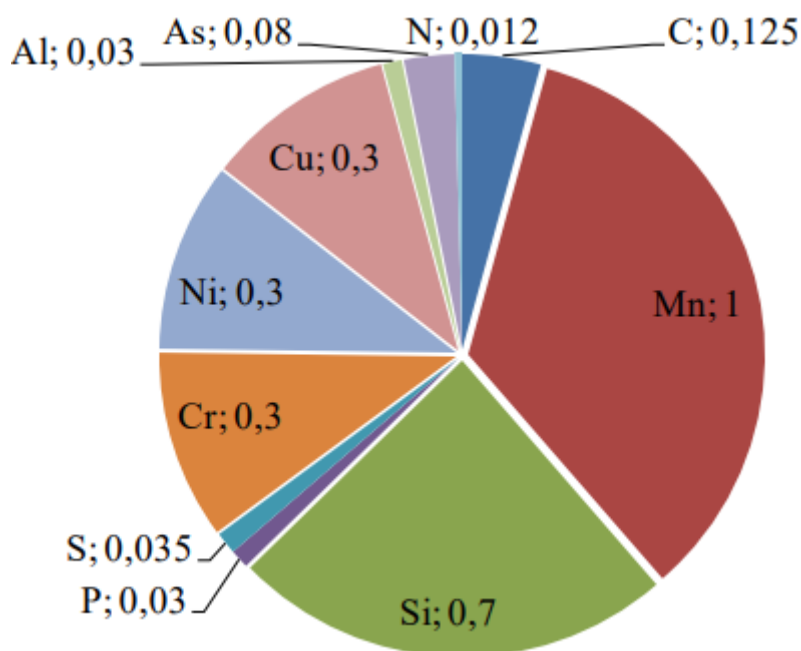


Рисунок 5.1 - Диаграмма химического состава стали 12 ГС

Расчет шихты. Перед завалкой производится полный расчет шихты. Расчет ведем по реальной массе завалки, которую принимаем на 3...5% больше садки печи.

					КП ТiТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ			
Изм	Лист	№ докум	Подпись	Дата				
Разраб		Канчер Р.В.						
Пров		Астапенко И.В.						
Н. Контр.								
Утв								
					Литера			Лист
								Листов
								35
								51
					Технология получения марки стали 12ГС			
					ГГТУ им.П.О.Сухого гр. МЛ-31			

В реальных производственных условиях очень часто приходится выплавлять сталь из шихты, которая есть в наличии. Это связано с отсутствием легированных отходов. Углеродистых отходов больше. Особенно это стало актуальным в настоящее время, когда в ДСП выплавляют низколегированные стали и мало заказов на сложнолегированный сортамент. В условиях современного производства предпочтительнее выплавлять в ДСП углеродистый полупродукт с последующим легированием (рафинированием) в внепечных агрегатах. Поэтому подавляющую часть шихты составляют углеродистые либо низколегированные отходы. Также в состав шихты входит родственная группа, а также близкие к ней по химическому составу легированные группы отходов и соответствующие ферросплавы и лигатуры. В завалку даются ферросплавы, которые имеют малый угар и не окисляются, на нижний предел. В качестве науглероживателей в завалку можно давать: чугун, кокс, электродный бой или высокоуглеродистые ферросплавы. Шихтовку составляют с учетом особенностей технологии выплавки стали.

Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав которых предоставлен в таблице 5.2.

Таблица 5.2 - Химический состав, отходов которые предполагается использовать в завалку, %

Материал	Содержание элементов													
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	Al	W	V	Cu	Mo	Fe
A - 2	0,20	0,20	0,30	0,03	0,03	0,2	0,15	0,03	0,04	0,08	0,02	0,20	0,05	98,47
Чугун	3,00	1,00	1,00	0,04	0,04	-	-	-	-	-	0,02	0,20	-	94,70

					КП ТИТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						36
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 5.3 - Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni
А - 2	94000	188,0	188,00	282,0	28,20	28,200	188,00	141,00
Чугун	16000	592,0	160,00	160,0	26,40	6,400	-	-
Всего	110000	780,0	348,00	442,0	34,60	34,60	188,00	141,00
Всего %	100	0,7	0,32	0,4	0,030	0,030	0,17	0,13

Таблица 5.3.1 - Содержание компонентов в шихте, кг

Материал	Масса	Содержание элементов						
		Ti	Al	W	V	Cu	Mo	Fe
А - 2	94000	28,2	37,60	75,20	18,8	188,0	-	92561,8
Чугун	16000	-	-	-	3,20	32,0	47,0	15040
Всего	110000	28,2	37,60	75,20	22,0	220,0	47,0	107601,8
Всего %	100	0,026	0,03	0,07	0,02	0,2	0,04	97,8

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 5.4 и таблице 5.5.

Таблица 5.4 - Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	Содержание										Потери при прокаливании
	CaO	SiO <sub>2</sub>	MgO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaF <sub>2</sub>	FeO	S	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	
Известь	88,0	1,30	2,00	-	0,80	0,20	-	-	-	-	7,70
Магнезит	1,00	3,00	93,00	-	1,00	2,00	-	-	-	-	-
Руда	0,10	5,25	0,30	-	4,10	-	-	90,00	0,10	0,15	[O]- 27,70
Электрод	0,12	0,565	-	-	0,317	-	-	-	-	-	[C]- 99,90

Таблица 5.5 - Химический состав легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

Материал	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	V	Cu	Al	Fe
ФС 65	-	65,00	0,40	0,05	0,02	0,40	-	-	-	-	2,00	32,13
ФМн 90	0,5	1,8	90,00	0,05	0,02	-	-	-	-	-	-	7,63
А 97	-	0,01	-	-	-	-	-	-	-	-	99,98	0,01

## ПЕРИОД ПЛАВЛЕНИЯ

Окисление элементов. Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки стали в период плавления для всех элементов, входящих в таблицу 5.6

Таблица 5.6 - Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	Fe
Общий	20,0	100,0	70,0	$\Delta P$	0	20,0	1,5	100,0	0	100,0	0	0	0	2
В шлак	0	100,0	80,0	100	0	80,0	0	100,0	0	100,0	0	0	0	20,0
В улет	100,0	0	20,0	0	0	20,0	100,0	0	0	0	0	0	0	80,0

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 5.7.

Таблица 5.7 - Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C	780,0	156,0	624,0	0,58
Si	348,0	348,0	0	0
Mn	442,0	309,4	132,6	0,124
P	34,6	0	34,6	0,032
S	34,6	0	34,6	0,032
Cr	188,0	37,6	150,4	0,141
Ni	141,0	2,115	138,885	0,130
Ti	28,2	28,2	0	0
W	75,2	0	75,2	0,07
Al	37,6	37,6	0	0
Mo	47,0	0	47,0	0,04
V	22,0	0	22,0	0,02
Cu	220,0	0	220,0	0,21
Fe	107601,8	2152,036	105449,764	98,62
Всего	110000	3070,951	106929,049	100

Окисление кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.  
Окисление углерода происходит по реакции:



Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле (5.2):

$$m_{i_x O_y} = \frac{m_i}{v_i \cdot \mu_i} \cdot v_{i_x O_y} \cdot \mu_{i_x O_y}, \text{ кг}, \quad (5.2)$$

где  $m_i$  - масса окисляющего элемента  $i$ , кг

$v_i, v_{i_x O_y}$  - стехеометрические коэффициенты элемента  $i$  и оксида  $i_x O_y$ ;

$\mu, \mu_{i_x O_y}$  - молекулярные массы элемента  $i$  и оксида  $i_x O_y$ .

Расчет количества кислорода, кг, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле (5.3):

$$m_{O_2}(i) = v_{i_x O_y} - m_i, \text{ кг}, \quad (5.3)$$

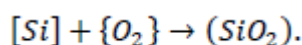
Углерод. Образуется CO(3):

$$m_{CO} = \frac{m_C}{v_C \cdot \mu_C} \cdot v_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{156 \cdot 28}{12} = 364 \text{ кг} \quad (5.4)$$

Потребуется кислорода на окисление углерода

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 364 - 156 = 208 \text{ кг} \quad (5.5)$$

Кремний. Окисление кремния происходит по реакции



Образуется кремнезема:

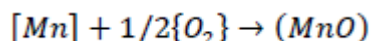
$$m_{SiO_2} = \frac{m_{Si}}{v_{Si} \cdot \mu_{Si}} \cdot v_{SiO_2} \cdot \mu_{SiO_2} = \frac{348 \cdot 60}{28} = 745,71 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление кремния:

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} - m_{Si} = 745,71 - 348 = 397,71 \text{ кг}$$



Марганец. Окисление марганца происходит по реакции:



Образуется (MnO):

$$m_{MnO} = \frac{m_{Mn}}{v_{Mn} \cdot \mu_{Mn}} \cdot v_{MnO} \cdot \mu_{MnO} = \frac{309,4 \cdot 71}{55} = 399,40 \text{ кг}$$

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

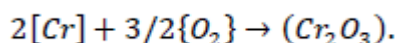
С газами теряется  $\frac{399,40 \cdot 20}{100} = 79,88 \text{ кг MnO}$ , из них  $\frac{309,4 \cdot 20}{100} = 61,88 \text{ Мн}$ .

В шлак переходит  $\frac{399,40 \cdot 80}{100} = 319,52 \text{ кг MnO}$ , из них  $\frac{309,4 \cdot 80}{100} = 247,52 \text{ Мн}$ .  
потребуется кислорода на окисление марганца

$$m_{O_2}(Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 399,40 - 309,4 = 90 \text{ кг}$$

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

Хром. Окисление хрома происходит по реакции:



Образуется (Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>):

$$m_{Cr_2O_3} = \frac{m_{Cr}}{v_{Cr} \cdot \mu_{Cr}} \cdot v_{Cr_2O_3} \cdot \mu_{Cr_2O_3} = \frac{37,6 \cdot 152}{104} = 54,953 \text{ кг}$$

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

С газами теряется  $\frac{54,953 \cdot 20}{100} = 10,99 \text{ кг Cr}_2\text{O}_3$ , из них  $\frac{37,6 \cdot 20}{100} = 7,52 \text{ кг Cr}$ .

В шлак переходит  $\frac{54,953 \cdot 80}{100} = 43,96 \text{ кг Cr}_2\text{O}_3$ , из них  $\frac{37,6 \cdot 80}{100} = 30,08 \text{ кг Cr}$ .

Потребуется кислорода на окисление хрома

Потребуется кислорода на окисление хрома

$$m_{O_2}(Cr) = m_{Cr_2O_3} - m_{Cr} = 54,953 - 37,6 = 17,353 \text{ кг}$$

Никель. Считаем что во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5% никеля, имеющегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 2,115 кг.

					КП ТiТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						40
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Титан. Оксид титана полностью переходит в шлак.  
Образуется  $TiO_2$  :

$$m_{TiO_2} = \frac{m_{Ti}}{v_{Ti} \cdot \mu_{Ti}} \cdot v_{TiO_2} \cdot \mu_{TiO_2} = \frac{28,2 \cdot 80}{48} = 47 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода на окисление титана:

$$m_{O_2}(Ti) = m_{TiO_2} - m_{Ti} = 47 - 28,2 = 18,08 \text{ кг}$$

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

Алюминий. Образуется глинозема:

$$m_{Al_2O_3} = \frac{m_{Al}}{v_{Al} \cdot \mu_{Al}} \cdot v_{Al_2O_3} \cdot \mu_{Al_2O_3} = \frac{37,6 \cdot 102}{54} = 71,02 \text{ кг}$$

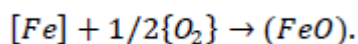
Молибден, медь, ванадий. Принимаем что в период плавления эти элементы из шихты не удаляются. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого содержания в шихте.

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

Образуется, оксидов железа в пересчете на  $FeO$ :

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe}}{v_{Fe} \cdot \mu_{Fe}} \cdot v_{FeO} \cdot \mu_{FeO} = \frac{2152,036 \cdot 72}{56} = 2766,90 \text{ кг}$$

по реакции:



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

С газами теряется  $\frac{2766,90 \cdot 80}{100} = 2213,52 \text{ кг } FeO$ , из них  $\frac{2152,036 \cdot 80}{100} = 1721,63 \text{ кг } Fe$ .

В шлак переходит  $\frac{2766,90 \cdot 20}{100} = 553,38 \text{ кг } FeO$ , из них  $\frac{2152,036 \cdot 20}{100} = 430,41 \text{ кг } Fe$ .

Потребуется кислорода на окисление железа:

$$m_{O_2}(Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 2766,90 - 2152,036 = 614,864 \text{ кг}$$

					КП ТiТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						41
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



Металл. В конце периода плавления в печи остается следующее количество металла(с учетом угаров элементов): 106929,049 кг, содержание углерода в металле составит 0,58 %.

Содержание кислорода в металле определяем по формуле:

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

$$\text{Содержание кислорода в металле } [O] = -\left(\frac{0,00216}{[C]}\right) + 0,00884 = 0,0060\%$$

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

$$\frac{106929,049 + x}{x} = \frac{100}{0,0060'}$$

Где x - искомая величина, кг:

106929,049+x - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,0060 - содержание кислорода в металле, %.

$$x=6,416 \text{ кг}$$

Шлакообразование.

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

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

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

$m_j$  - расход шлакообразующего j, кг

(i) - содержание компонента i в шлакообразующем j.

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

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						42
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$CaO = \frac{2520 \cdot 80}{100} = 2217,6$$

$$SiO_2 = \frac{2520 \cdot 1,3}{100} = 32,76;$$

$$MgO = \frac{2520 \cdot 2}{100} = 50,4;$$

$$Al_2O_3 = \frac{2520 \cdot 0,8}{100} = 20,16;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{2520 \cdot 0,2}{100} = 5,04;$$

В данном расчете введем пересчет на FeO, по формуле:

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

В пересчете на FeO (5):

$$\frac{5,04 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 4,536 \text{ кг.}$$

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

Примерный расход магнезитового порошка на заправку печи определяем по формулам, кг/т:

$$72 \cdot m_0^{-0,294} \text{ - при немеханизированной заправке}$$

$$40 \cdot m_0^{-0,17} \text{ - при немеханизированной заправке}$$

Тогда магнезит внесет в шлак, кг (4):

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

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

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

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

$$Fe_2O_3 = \frac{588,365 \cdot 2}{100} = 11,767;$$

В пересчете на FeO(5):

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

в) Поступление в шлак золы электродов. Расход современных электродов

составляет 4...5 кг/т - отечественных фирм - производителей и 1...2 кг/т - зарубежных. Принимаем, что за время плавки расходуется 4,5 кг/т электродов, т.е. 420 кг. В электроде содержание углерода составляет 99%, тогда окисляется углерода:

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

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

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_c}{\mu_c} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 415,8}{12} \cdot 28 = 679,14 \text{ кг;}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_c}{\mu_c} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 415,8}{12} \cdot 44 = 457,38 \text{ кг.}$$

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_c \cdot 0,7 = 679,14 - 415,8 \cdot 0,7 = 388,08 \text{ кг;}$$

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						44
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_c \cdot 0,3 = 457,38 - 415,8 \cdot 0,3 = 332,64 \text{ кг.}$$

Итого масса кислорода на окисление углерода равна 720,72 кг.  
Разрушающиеся электроды также вносят в шлак, кг (4):

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

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

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

г) Поступление оксидов в шлак из металла, кг:

$$\begin{aligned} SiO_2 &- 492,75; \\ MnO &- 213,293; \\ Cr_2O_3 &- 49,108; \\ TiO_2 &- 32,55; \\ Al_2O_3 &- 42,515; \\ FeO &- 530,039; \end{aligned}$$

д) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата.

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

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

$$\frac{(106929,049 + 6,416) \cdot 6}{100} = 6416,13 \text{ кг,}$$

где (102271,8614+4,091) - масса с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{6416,13 \cdot 15,1}{100} = 968,84 \text{ кг.}$$

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак внесено 4,536+10,591+16,301+519,173=550,601 кг FeO.

Тогда руда внесет :

$$968,84 - 550,601 = 418,239 \text{ кг } FeO.$$

На образование такого количества FeO потребуется:

$$\text{железа (1)} \frac{418,239 \cdot 56}{72} = 325,297 \text{ кг и кислорода (2)} 418,239 - 325,297 = 92,942 \text{ кг.}$$

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

- 1 на окисление углерода – 208,0;
- 2 на окисление кремния – 397,71;
- 3 на окисление марганца – 90,90;
- 4 на окисление хрома – 17,353;
- 5 на окисление титана – 18,8;
- 6 на окисление алюминия – 33,42;
- 7 на окисление железа – 614,864;
- 8 на окисление электродов - 720,72;
- 9 на насыщение металла – 6,416;
- 10 на образование FeO – 92,542.

Всего 2199,825.

В период плавления часть кислорода усваивается жидким металлом из печной атмосферы, а часть вносится железной рудой, остальная часть подается с помощью кислородного инжектора.

Скорость усвоения кислорода из воздуха на каждый квадратный метр площади печи на уровне откосов составляет величину порядка 10...30 кг/час.

Если принять приближенно, что продолжительность плавления в 100 - тонной печи составит 40 минут, то за это время усвоится кислорода  $20 \cdot 24,630 \cdot 0,667 = 328,401$  кг ( $24,630 = \frac{\pi \cdot 5,6^2}{4}$  - общая суммарная поверхность ванны на уровне откосов, м<sup>2</sup>). Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести  $2199,825 - 328,401 = 1871,424$  кг.

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

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист 46
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\frac{1871,424 \cdot 100}{27,7} = 6756,04 \text{ кг},$$

где 1871,424 - необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;

27,7 - содержание кислорода в руде, % (см. таблицу 4).

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{6756,04 \cdot 62,3}{100} = 4209,01 \text{ кг},$$

из них 323,897 кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа:  $4209,01 - 323,897 = 3885,113$  кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{6756,04 \cdot 0,1}{100} = 6,76;$$

$$MgO = \frac{6756,04 \cdot 0,3}{100} = 20,27;$$

$$SiO_2 = \frac{6756,04 \cdot 5,25}{100} = 354,69;$$

$$P_2O_5 = \frac{6756,04 \cdot 0,15}{100} = 10,13;$$

$$Al_2O_3 = \frac{6756,04 \cdot 4,1}{100} = 277,0;$$

$$S = \frac{6756,04 \cdot 0,1}{100} = 6,76.$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 23 и таблица 24) в конце плавления без учета дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата). [23]

В таблице 5.8 представлено количество и состав печного шлака в конце периода плавления, а в таблице 5.9 показан состав металла по расплавлению шихты.

Таблица 5.8 - Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

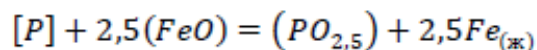
Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Известь	32,76	2217,6	-	4,536	-	20,16	50,4	-	-	-	2325,5
Футеровка ванны	17,651	5,884	-	10,591	-	5,884	547,18	-	-	-	587,19
Футеровка стен и свода	10,238	3,150	-	16,301	15,75	6,300	103,95	-	-	-	155,69
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,331	-	-	-	-	4,2
Окислы из металлической ванны	745,71	-	319,52	553,38	43,96	71,02	-	47,0	-	-	1780,6
Руда	354,69	6,76	-	418,239	-	277,0	20,27	-	10,13	6,76	1154,689
Всего	1163,402	2233,89	319,52	1003,047	59,71	381,695	721,8	47,0	10,13	6,76	6007,813
Всего%	19,365	37,18	5,318	16,696	0,99	6,35	12,014	0,78	0,167	0,113	100

Таблица 5.9 - Состав металла по расплавлению шихты, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	780,0	-	-	156,0	624,0	0,56
O	-	6,416	-	-	6,404	0,0057
Si	348,0	-	348,0	-	0	0
Mn	442,0	-	247,52	61,88	132,6	0,12
P	34,6	-	-	-	34,6	0,031
S	34,6	-	-	-	34,6	0,031
Cr	188,0	-	30,08	7,52	150,4	0,136
Ni	141,0	-	-	2,115	138,885	0,125
Ti	28,2	-	28,2	-	0	0
Al	37,6	-	37,6	-	0	0
W	75,2	-	-	-	75,2	0,068
Cu	220,0	-	-	-	220,0	0,199
V	22,0	-	-	-	22,0	0,0199
Mo	47,0	-	-	-	47,0	0,042
Fe	107601,8	3885,113	430,41	1721,63	109334,873	98,659
Всего	110000	3891,529	1121,81	1949,145	110820,574	100

Окислительная дефосфорация при выплавке стали.

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



По экспериментальным данным получим уравнение:

$$\lg K_p = \lg \frac{x_{PO_{2,5}} \cdot \gamma_{PO_{2,5}}}{(x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2,5} \cdot [P] \cdot f_p} = \frac{1120}{T} - 1,385$$

При 1873 К:  $\lg K_p = \frac{1120}{1873} - 1,385 = -0,787$ ;  $K_p = 0,163$ .

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

$$n_{RO} = \frac{(RO)}{\mu_{RO}}; x_{RO} = \frac{n_{RO}}{\sum n_{RO}}; n_R = \nu_R \cdot n_{RO}; x_{R^+} = \frac{n_R}{\sum n_R}$$

где (RO) – содержание оксида RO в шлаке (см. таблицу 17), %

$\mu_{RO}$  – молекулярная масса оксида RO;

$\nu_R$  – количество катионов  $R^+$  в молекуле RO.

Таблица 5.10 – Состав шлака дефосфорации

Состав шлака	CaO	SiO <sub>2</sub>	MnO	FeO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	PO <sub>2,5</sub>	Σ
$M_{RO}$	56	60	71	72	40	102	152	80	71	-
$n_{RO}$	0,627	0,382	0,106	0,201	0,284	0,061	0,010	0,007	0,002	1,680
$X_{RO}$	0,373	0,228	0,063	0,120	0,169	0,036	0,006	0,004	0,001	1,000
$n_{R^+}$	0,627	0,382	0,106	0,201	0,284	0,122	0,021	0,007	0,002	1,752
$X_{R^+}$	0,358	0,218	0,060	0,115	0,162	0,070	0,012	0,004	0,001	1,000

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



$$\begin{aligned} \lg \gamma_{FeO} &= \frac{1000}{T} \cdot [2,18 \cdot X_{Mn} \cdot X_{Si} + 5,9 \cdot (X_{Ca} + X_{Mg}) \cdot X_{Si} + 10,5 \cdot X_{Ca} \cdot X_P] = \\ &= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,060 \cdot 0,218 + 5,9 \cdot (0,358 + 0,162) \cdot 0,218 + 10,5 \cdot 0,358 \cdot 0,001] = \\ &= 0,376 \end{aligned}$$

$$\gamma_{FeO} = 2,375$$

$$\lg \gamma_{PO_{2,5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,376 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,358 = -1,629$$

$$\gamma_{PO_{2,5}} = 0,023$$

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

$$\begin{aligned} \lg f_p &= e_P^C \cdot [C] \cdot e_P^O \cdot [O] + e_P^{Si} \cdot [Si] - e_P^{Mn} \cdot [Mn] + e_P^P \cdot [P] + e_P^S \cdot [S] - \\ &- e_P^{Cr} \cdot [Cr] - e_P^{Ni} \cdot [Ni] + e_P^{Ti} \cdot [Ti] - e_P^W \cdot [W] + e_P^{Al} \cdot [Al] - e_P^{Mo} \cdot [Mo] - \\ &- e_P^{Cu} \cdot [Cu] + e_P^V \cdot [V] = 0,13 \cdot 0,431 + 0,13 \cdot 0,004 - 0,032 \cdot 0,084 + \\ &+ 0,062 \cdot 0,030 + 0,028 \cdot 0,029 - 0,044 \cdot 0,159 - 0,0059 \cdot 0,184 + \\ &+ 0,023 \cdot 0,025 - 0,017 \cdot 0,031 - 0,042 \cdot 0,218 - 0,035 \cdot 0,012 = 0,067; \end{aligned}$$

$$f_p = 1,1651$$

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

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

где  $\mu_P$  - атомная масса фосфора,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,165 \cdot (0,120 \cdot 2,375)^{2,5} \cdot 1,7}{0,023} = 18,125.$$

По известному значению  $L_p$  определим конечную концентрацию фосфора в металле  $[P_K], \%$

$$[P_K] = \frac{100 \cdot [P_H] + \lambda \cdot (P_H)}{100 + \lambda \cdot L_p},$$

где  $(P_H) = \frac{\mu_p}{\mu_{P_2O_5}} \cdot (P_2O_5)$  - начальные концентрации фосфора в металле и шлаке соответственно, %;

$\mu_p$  и  $\mu_{P_2O_5}$  - молекулярные массы P и  $P_2O_5$  соответственно;

$\lambda = \frac{m_{ш}}{m_H} \cdot 100$  - кратность шлака, %;

$m_{ш}$  и  $m_H$  - массы шлака и металла, кг;

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,030 + \frac{6007,813}{110820,574} \cdot 100 \cdot 0,176 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{6007,813}{110820,574} \cdot 100 \cdot 18,125} = 0,017.$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{110820,574 - x}{34,6 - x} = \frac{100}{0,017},$$

где  $x$  - искомая величина, кг;

$110820,574 - x$  - масса металла с учетом окисления фосфора, кг;

$34,6 - x$  - масса фосфора в металле с учетом окисления фосфора, кг;

0,017 - содержание фосфора в металле, %

$$x = 15,8 \text{ кг.}$$

При этом образуется  $P_2O_5$  (1)

$$\frac{15,8 \cdot 142}{62} = 36,187 \text{ кг.}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода (2)  $36,187 - 15,8 = 20,387$  кг.

На окисление фосфора потребуется руды (8)  $\frac{20,387 \cdot 100}{27,7} = 73,60$  кг.

Руда, кроме кислорода вносит железа (9)  $\frac{73,60 \cdot 62,3}{100} = 45,85$  кг.

Руда также вносит, кг (4):

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						50
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$CaO = \frac{73,60 \cdot 0,10}{100} = 0,074;$$

$$MgO = \frac{73,60 \cdot 0,30}{100} = 0,22;$$

$$SiO_2 = \frac{73,60 \cdot 5,25}{100} = 3,864;$$

$$P_2O_5 = \frac{73,60 \cdot 0,15}{100} = 0,11;$$

$$Al_2O_3 = \frac{73,60 \cdot 4,10}{100} = 3,018;$$

$$S = \frac{73,60 \cdot 0,10}{100} = 0,074.$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака в конце плавления, представленного в таблице 5.11.

Таблица 5.11 - Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Известь	32,76	2217,6	-	5,04	-	20,16	50,4	-	-	-	2325,6
Футеровка ванны	17,651	5,88	-	10,59	-	5,88	547,18	-	-	-	587,19
Футеровка стен и свода	10,218	3,150	-	16,301	15,750	6,30	103,95	-	-	-	155,689
Электрод	2,373	0,496	-	-	-	1,331	-	-	-	-	4,2
Окислы из металлической ванны	1007,10	-	477,142	519,173	83,581	57,199	-	35,595	32,63	-	2212,421
Руда	358,554	7,5	-	510,781	-	280,018	20,49	-	10,24	6,834	1194,417
Всего	1465,19	2234,63	477,142	1061,38	99,331	370,892	722,02	35,595	42,87	6,834	6515,893
Всего %	22,49	34,295	7,32	16,289	1,52	5,69	11,08	0,546	0,66	0,105	100

С учетом кислорода, растворенного в металле, применения железной руды (агломерата) и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 5.12.

Таблица 5.12 - Баланс периода плавления, кг

Элемент	Поступило с шихтой	Поступило с рудой	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	780,0	-	-	156,0	624,0	0,56
O	-	6,416	-	-	6,416	0,0057
Si	348,0	-	348,0	-	0	0
Mn	442,0	-	247,52	61,88	132,60	0,120
P	34,60	-	15,80	-	19,10	0,017
S	34,60	-	-	-	34,60	0,031
Cr	188,0	-	30,08	7,52	150,40	0,136
Ni	141,0	-	-	2,115	138,88	0,125
Ti	28,20	-	28,20	-	0	0
Al	37,60	-	37,60	-	0	0
W	75,20	-	-	-	75,20	0,068
Cu	220,0	-	-	-	220,0	0,199
V	22,00	-	-	-	22,0	0,019
Mo	47,00	-	-	-	47,0	0,042
Fe	107601,8	3885,113	430,410	1721,630	109334,873	98,659
Всего	110000,0	3891,529	1121,81	1949,145	110820,574	100

Определение количества и состава газов в период плавления

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

Объем кислорода в воздухе:

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

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

Объем и масса воздуха:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 229,881 + 864,790 = 1094,671 \text{ м}^3,$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 328,401 + 1099,430 = 1427,831 \text{ м}^3.$$

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

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

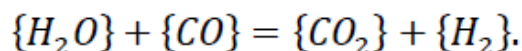
Влажность атмосферного воздуха:

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

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

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

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

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

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

Суммарный материальный баланс периода плавления стали представлен в таблице 5.13 .

Таблица 5.13 - Суммарный материальный баланс периода плавления

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						54
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Расход, кг	Получено, кг:
а) шихты - 110000, из нее: отходы А - 2- 94000; чугун - 16000;	а) металла – 110820,574;
б) шлакообразующих - 2520, в том числе извести - 2520;	б) шлака - 6478,872;
в) футеровка ДСП – 745,865, в том числе:	в) пыли – 2305,505, в том числе:
1)магнезита - 588,365;	1) MnO – 78,88,
2)магнезитохромита – 157,500;	2)Cr <sub>3</sub> O <sub>3</sub> – 10,99,
г) электродов - 420;	3) Ni - 2,115,
д) руды -7275,884, в том числе:	4) FeO – 2213,52;
1) на окисление – 7202,284,	г) газов - 2905,101, в том числе:
2) на дефосфорицию - 73,60;	1) CO – 1114,633 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO <sub>2</sub> ),
е) воздуха - 1443,322, в том числе:	2) CO <sub>2</sub> - 689,286 (от прокаливания извести и окисления электродов с учетом догорания CO),
1) кислорода - 328,401,	3) N <sub>2</sub> - 1099,430,
2) азота - 1099,430,	4) H <sub>2</sub> - 1,721
3)влаги - 15,491.	Всего: 122510,052.
Всего : 122387,071.	

Невязка -  $122510,052 - 122387,071 = 122,981$  кг или  $\frac{122,981}{122510,052} \cdot 100 = 0,1004\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Окислительный период. Окисление элементов и шлакообразование.

Общий угар металла и отдельных легирующих элементов в период продувки кислородом определяем по данным балансовых плавов и на основе производственного опыта. Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в окислительный период для всех элементов.

Угар элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период показан в таблице 5.14 .

Таблица 5.14 - Угар элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период

Угар, %	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Ti	W	Al	Mo	Cu	V	Fe
Общий	ΔC	100,0	68	0	0	16	0	100	0	100	0	0	0	1,5
В шлак	0	100,0	80	0	0	95	0	100	0	100	0	0	0	30
В улет	100	0	20	0	0	5	0	0	0	0	0	0	0	70

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 5.15.

Таблица 5.15 - Химический состав металла в конце окислительного периода, кг

Элемент	Исходное содержание	Угар элемента	Масса элемента в расплаве	Содержание элемента в расплаве, %
C**	624,0	447,438	176,562	0,16
Si	0	0	0	0
Mn	132,6	90,168	42,432	0,039
P	19,1	0	19,1	0,017
S	34,6	0	34,6	0,032
Cr	150,4	24,064	126,336	0,116
Ni	138,885	0	138,885	0,128
Ti	0	0	0	0
Al	0	0	0	0
W	75,2	0	75,2	0,069
Cu	220,0	0	220,0	0,203
V	22,0	0	22,0	0,020
Mo	47,0	0	32,6	0,043
Fe	109334,873	1640,023	107694,850	99,15
Всего	110798,658	2201,693	108596,965	100

Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,22%.

Тогда массу окисляющегося углерода определяем по пропорции:

$$\frac{110798,658 - m_{\Delta C}}{624 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,16},$$



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

110798,658 –  $m_{\Delta C}$  - масса металла с учетом утара углерода;

624 –  $m_{\Delta C}$  - масса углерода с учетом его окисления.

$$m_{\Delta C} = 447,438 \text{ кг.}$$

Углерод при окислении образует оксид углерода CO (1)

$$\frac{447,438 \cdot 28}{12} = 1044,022 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода (2)  $1044,022 - 447,438 = 596,584$  кг.

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

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

Образуется MnO (1)

$$\frac{90,168 \cdot 71}{55} = 116,4 \text{ кг.}$$

Испарится MnO

$$116,4 \cdot \frac{20}{100} = 23,28 \text{ кг,}$$

из них Mn:

$$90,168 \cdot \frac{20}{100} = 18,03 \text{ кг.}$$

Перейдет MnO в шлак

$$116,4 - 23,28 = 93,12 \text{ кг,}$$

из них Mn:

$$90,168 - 18,03 = 72,138 \text{ кг.}$$

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						57
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$1416,4 - 90,168 = 26,232 \text{ кг.}$$

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

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

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

$$\frac{24,064 \cdot 152}{104} = 35,17 \text{ кг.}$$

Испариться  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ :

$$35,17 \cdot \frac{5}{100} = 1,759 \text{ кг,}$$

из них Cr:

$$24,064 \cdot \frac{5}{100} = 1,20 \text{ кг Cr.}$$

Перейдет в шлак:

$$35,17 - 1,759 = 33,411 \text{ кг } \text{Cr}_2\text{O}_3$$

из них Cr:

$$24,064 - 1,20 = 22,864 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода на окисление всего хрома (2)

$$35,17 - 24,064 = 11,076 \text{ кг.}$$

					КП ТiТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						58
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

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

Вольфрам. Принимаем, что вольфрам из металла во время продувки не удаляется.

Молибден, медь, ванадий. Принимаем, что в окислительный период эти элементы из металла не удаляются. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в металле.

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

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

$$\frac{1640,023 \cdot 72}{56} = 2108,601 \text{ кг.}$$

Испарится FeO:

$$2108,601 \cdot \frac{70}{100} = 1476,021 \text{ кг,}$$

из них Fe:

$$1640,023 \cdot \frac{70}{100} = 1148,02 \text{ кг.}$$

Перейдет в шлак:

$$2108,601 - 1476,021 = 632,58 \text{ кг FeO}$$

из них Fe:

$$1640,023 - 1148,02 = 492,003 \text{ кг.}$$

					КП ТiТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						59
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$2108,601 - 1640,023 = 468,578 \text{ кг.}$$

Металл. В конце окислительного периода в печи остаются следующие количество металла (с учетом угара элементов) - 108596,965 кг (см. таблицу 20), содержание углерода в металле составит 0,16% (см. таблицу 20).

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

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

Содержание кислорода в металле (11)

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,16}{0,16} = 0,028\%.$$

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

$$\frac{108596,965 + x}{x} = \frac{100}{0,028},$$

где  $x$  - искомая величина, кг;

$108596,965 + x$  - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,028 - содержание кислорода в металле, %

$$x = 30,416 \text{ кг.}$$

В конце периода плавления в металле было 6,416 кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло  $30,416 - 6,416 = 25,869$  кг.

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

- 1) на окисление углерода – 596,584;
- 2) на окисление марганца -26,232;
- 3) на окисление хрома -11,076;

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						60
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

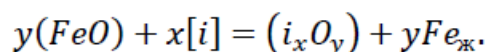
- 4) на окисление железа – 486,578;  
 5) на насыщение металла – 24,27;  
 Всего – 1126,74.

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

Следовательно (FeO):

$$(596,584 + 26,232 + 11,076 + 24,27) \cdot \frac{30}{100} = 197,449 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет  $1126,74 - 197,449 = 929,291$  кг кислорода. (FeO) окисляется по реакции:



На это расходуется FeO:

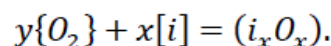
$$\frac{197,449 \cdot 72}{16} = 885,5205 \text{ кг,}$$

где 197,449 - масса кислорода, вносимого FeO;  
 72 и 16 - молекулярные массы FeO и O, соответственно.

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$885,5205 - 197,449 = 691,0715$$

Газообразный кислород окисляет по реакции:



В окислительный период часть газообразного кислорода усваивается жидким металлом из печной атмосферы, остальная часть попадает с помощью кислородного инжектора.

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						61
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Скорость усвоения кислорода из воздуха на каждый квадратный метр площади печи на уровне откосов составляет величину порядка 10...30 кг/час.

Если принять приближенно, что продолжительность окислительного периода в 100 - тонной печи составит 20 минут, то за это время усвоиться кислорода:

$$20 \cdot 24,630 \cdot 0,333 = 164,0358 \text{ кг.}$$

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$929,291 - 164,201 = 765,09 \text{ кг.}$$

Определение количества и состава газов в окислительный период  
Печная атмосфера. Общая масса кислорода, усвоенного из воздуха:

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг.}$$

Объем кислорода в воздухе:

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 164,201 = 114,940 \text{ м}^3.$$

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 549,715 \text{ м}^3.$$

Объем и масса воздуха составит:

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						62
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

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

Влажность атмосферного воздуха:

$$V_{\text{влаж.в}} = 547,335 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{1,01 \cdot 10^5}{1,01 \cdot 10^5 - 0,7 \cdot 2,026 \cdot 10^3} = 595,799 \text{ м}^3.$$

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

Масса влаги  $m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot \rho_{\text{в.пара}} = 595,799 \cdot 0,013 = 7,745 \text{ кг.}$

При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m\{H_2\} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{H_2} = \frac{7,745}{18} \cdot 2 = 0,861 \text{ кг;}$$

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{H_2O}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{7,745}{18} \cdot 44 = 18,933 \text{ кг.}$$

Технический кислород. Общая масса кислорода, вносимого кислородным инжектором, составит 765,09 кг. Для того, чтобы внести такое количество кислорода необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода, при 95% - ном усвоении:

$$\frac{765,09 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 809,405 \text{ кг,}$$

где 765,09 - необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;  
99,5 и 95 - содержание кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.

Количество неусвоенного кислорода:

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						63
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

$$\frac{809,405 \cdot 5}{100} = 40,47 \text{ кг};$$

техническим кислородом так же вносит азот

$$\frac{809,405 \cdot 0,5}{100} = 4,032 \text{ кг},$$

где 5 - количество неусвоенного кислорода, %;

0,5 - содержание азота в техническом кислороде, %.

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

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} = \frac{40,47}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 111,293 \text{ кг}.$$

Для этого потребуется  $\{CO\}$  в количестве  $111,293 - 40,47 = 70,823$  кг.

На основании полученных данных составляем баланс металла окислительного периода (таблица 5.16 и таблица 5.17).

Таблица 5.16 - Масса и состав шлака в конце окислительного периода, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Плавильный шлак	1067,72	2234,63	477,142	1061,38	99,331	370,892	722,02	35,595	42,87	6,834	6118,426
Оксиды из металлической ванны	-	-	93,12	632,58	33,411	-	-	-	-	-	759,112
Перешло в металл	-	-	-	-691,071	-	-	-	-	-	-	-691,071
Всего	1067,72	2234,63	570,262	1002,8905	132,74	370,892	722,02	35,595	42,87	6,834	6186,464
Всего %	17,25	36,12	9,218	16,21	2,146	6,00	11,67	0,58	0,693	0,116	100

Таблица 5.17 - Баланс окислительного периода, кг

Элемент	Металл периода плавнения	Перешло в металл	Перешло в шлак	Потери с газами	Содержится в металле	Содержится в металле %
C	624	-	-	447,438	176,562	0,16
O	6,416	24,27	-	-	30,6860	0,028
Si	0	-	-	-	0	0
Mn	132,6	-	72,138	18,03	42,4320	0,0386
P	19,1	-	-	-	19,1	0,0175
S	34,6	-	-	-	34,6	0,032
Cr	150,4	-	22,864	1,20	126,336	0,115
Ni	138,885	-	-	-	138,885	0,127
Ti	0	-	-	-	0	0
Al	0	-	-	-	0	0
W	75,2	-	-	-	75,2	0,068
Cu	220,0	-	-	-	220,0	0,2
V	22,0	-	-	-	22,0	0,02
Mo	47,0	-	-	-	47,0	0,043
Fe	109334,873	691,0715	492,003	1148,020	108385,9215	99,159
Всего	110798,658	708,6495	587,005	1614,688	109305,6145	100

Суммарный материальный баланс окислительного периода показан в таблице 5.18.

Таблица 5.18 - Суммарный материальный баланс окислительного периода

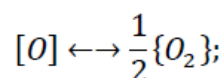
Расход, кг	Получено, кг;
а) металла – 110798,658; б) шлака – 6515,893; в) технического кислорода – 805,56, в том числе: 1) кислорода – 801,528 (включая неусвоенный), 2) азота – 4,032; г) воздуха - 721,664, в том числе: 1) кислорода - 164,201, 2) азота - 549,715, 3) влаги 7,745. Всего: 118124,143.	а) металла – 109305,6145; б) шлака – 6186,4645; в) пыли – 1167,809, в том числе: 1) MnO – 23,28, 2) Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> - 1,759, 3) FeO – 1148,02; г) газов - 1266,51, в том числе: 1) CO – 965,151 (от окисления металла с учетом догорания до CO <sub>2</sub> ) 2) CO <sub>2</sub> – 130,226 (с учетом догорания до CO), 3) N <sub>2</sub> – 552,666, 4) H <sub>2</sub> - 0,861. Всего: 118314,042.



Невязка -  $118314,042 - 118124,143 = 216,899$  кг или  $\frac{216,899}{118314,042} \cdot 100 = 0,18\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Содержание газов в металле под слоем шлака в условиях открытой плавки ДСП. Принимаем, что атмосфера в плавильном пространстве:  $p_{O_2} = 1,013 \cdot 10^4$  Па,  $p_{O_2} = 2,026 \cdot 10^3$  Па, остальное азот. Давление в печи  $1,01 \cdot 10^5$  Па. Для расчета выражаем давление в атмосферах.



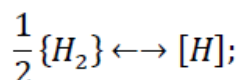
$$K_o = \frac{p_{O_2}^{1/2}}{[O]}; \lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151.$$

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

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

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

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

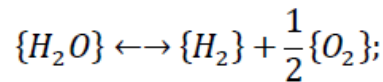


$$K_H = \frac{[H]}{p_{H_2}^{1/2}}; \lg K_H = -\frac{1900}{T} - 1,58.$$

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

На границе - газ существует равновесие:

					КП ТiТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						66
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



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

При 1873 К  $\lg K_{H_2O} = -\frac{13160}{T} - 3,05 = 3,976; K_{H_2O} = 9,466 \cdot 10^3$ .  
откуда  $P_{H_2}^{\text{ш-г}} = \frac{P_{H_2O}}{K_{H_2O} \cdot P_{O_2}^{1/2}} = \frac{0,020}{9,466 \cdot 10^3 \cdot 0,100^{1/2}} = 6,691 \cdot 10^{-6}$  атм.

Равновесная концентрация водорода:

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

Предельное (стационарное) содержание водорода:

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

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{109305,6145 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}},$$

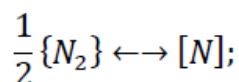
где  $x$  – искомая величина, кг;

$109305,6145+x$  – масса металла с учетом содержания водорода, кг;

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

$$x = 1,64 \text{ кг}.$$

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



					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						67
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

При 1873 К  $\lg K_N = -\frac{188}{T} - 1,25 = -1,350$ ;  $K_N = 4,463 \cdot 10^{-2}$ .

Равновесная концентрация азота:

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

Предельное стационарное содержание азота:

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

Определяем содержание азота в металле, используя пропорцию:

$$\frac{109305,6145 + x}{x} = \frac{100}{3,566 \cdot 10^{-9}},$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$109305,6145 + x$  - масса металла с учетом содержания водорода и азота, кг;

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

$$x = 3,91 \cdot 10^{-6} \text{ кг}.$$

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

					КП ТiТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						68
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

## ОБРАБОТКА СТАЛИ В ПЕЧИ-КОВШЕ

Обработка стали на установке печь–ковш является неотъемлемой частью технологии производства высококачественного металла, обеспечивая увеличение производительности сталеплавильных агрегатов, экономию энергетических и материальных затрат, включая электроэнергию, электроды, огнеупорные материалы и ферросплавы, повышение степени рафинирования стали от вредных

примесей, гомогенизацию и стабилизацию металла по температуре и химическому составу, способствует расширению сортамента стали. Печь–ковш облегчает согласование работы сталеплавильных агрегатов, так как является буферной емкостью между ними и МНЛЗ, что особенно важно при разливке стали сериями плавов, способствующей повышению выхода годного металла. [30]

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш. В печи остается 10% металла (см. таблицу 35, 36) и 99% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавленого шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

Таблица 5.19 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Элемент	Металл окислительного периода	Осталось в ДСП	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	176,562	17,656	178,497	0,16
O	23,982	2,398	21,584	0,022
Si	0	0	0	0
Mn	42,432	4,243	38,189	0,0386
P	19,1	1,91	17,19	0,017
S	34,6	3,46	31,14	0,0315
Cr	126,336	12,634	113,702	0,115
Ni	138,885	13,889	124,996	0,1265
Ti	0	0	0	0
Al	0	0	0	0
Wо	47	4,7	42,3	0,0428
Cu	220	22	198	0,20
V	22	2,2	19,8	0,02
Mo	47	4,7	42,3	0,0428
Fe	108385,9215	10838,5922	97547,3293	99,16
Всего	109305,6145	10930,5615	98375,053	100

Таблица 5.20 – Количество и состав шлака в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Шлак окисл. периода	1067,729	2234,63	570,262	1002,8905	132,741	370,892	722,02	35,595	42,871	6,834	6222,27
Осталось в ДСП	1057,052	2212,28	564,56	992,862	131,41	367,183	714,79	35,24	42,442	6,765	6166,792
Всего	10,677	22,35	5,702	10,03	1,331	3,709	7,23	0,355	0,429	0,069	61,882
Всего, %	17,25	35,112	9,21	16,21	2,154	5,99	11,68	0,57	0,69	0,11	100

Раскисление шлака. Предварительное легирование

а) Раскисление шлака

Для лучшего усвоения легирующих из окислов и создания восстановительной атмосферы шлак раскисляют присадками порошка кокса с массовым расходом до 0,5 кг/т.

Примем расход кокса 0,05 кг/т.

Расход кокса на плавку:  $\frac{98375,053 \cdot 0,05}{1000} = 4,92$  кг.

Кокс внесет углерода (4)  $\frac{4,92 \cdot 86,09}{100} = 4,24$  кг.

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

Кокс внесет углерода в металл:  $\frac{4,92 \cdot 10}{100} = 0,492$  кг.

Углерод на ракисление шлака: 4,92-0,492=4,428 кг.

Образуется СО (1)  $\frac{4,428 \cdot 28}{12} = 10,332$  кг.

Потребуется кислорода (2) 10,332-4,428=5,904 кг.

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,92 \cdot 5,84}{100} = 0,287;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,92 \cdot 2,40}{100} = 0,118; \text{в пересчете на } FeO (5) - 0,106 \text{ кг.}$$

$$Al_2O_3 = \frac{4,92 \cdot 3,00}{100} = 0,148;$$

$$CaO = \frac{4,92 \cdot 5,00}{100} = 0,246;$$

$$MgO = \frac{4,92 \cdot 0,12}{100} = 0,006;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,92 \cdot 0,04}{100} = 0,002.$$

Кокс внесет в металлы (4), кг:

$$S = \frac{4,92 \cdot 0,6}{100} = 0,03;$$

$$P = \frac{4,92 \cdot 0,01}{100} = 0,0005.$$

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

$$\frac{4,92 \cdot 1,30}{100} = 0,064 CO_2.$$

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

$$\text{Восстановится } FeO \frac{10,03 \cdot 90}{100} = 9,027 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{9,027 \cdot 16}{72} = 2,006 \text{ кг.}$$

$$\text{Осталось } FeO \text{ в шлаке } 10,03 - 9,027 = 1,003 \text{ кг.}$$

$$\text{Образуется } Fe \ 9,027 - 2,006 = 7,021 \text{ кг.}$$

$$\text{Восстановится } Cr_2O_3 \frac{1,331 \cdot 90}{100} = 1,1979 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{1,1979 \cdot 48}{152} = 0,378 \text{ кг.}$$

					КП ТИТЭСИФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						71
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Осталось FeO в шлаке  $10,03-9,027=1,003$  кг.  
Образуется Fe  $9,027-2,006=7,021$  кг.

Восстановиться  $Cr_2O_3 \frac{1,331 \cdot 90}{100} = 1,1979$  кг.

Необходимо связать кислорода  $\frac{1,1979 \cdot 48}{152} = 0,378$  кг.

Образуется Cr  $1,1979-0,378=0,8199$  кг.  
Осталось  $Cr_2O_3$  в шлаке  $1,331-1,1979=0,1331$  кг.

Восстановиться MnO  $\frac{5,702 \cdot 90}{100} = 5,1318$  кг.

Необходимо связать кислорода  $\frac{5,1318 \cdot 16}{71} = 1,1565$  кг.

Образуется Mn  $5,1318-1,1565=3,9753$  кг.  
Осталось MnO в шлаке  $5,702-5,1318=0,5702$  кг.

Восстановиться  $P_2O_5 \frac{0,429 \cdot 90}{100} = 0,3834$  кг.

Необходимо связать кислорода  $\frac{0,3834 \cdot 80}{142} = 0,216$  кг.

Образуется P  $0,3834-0,216=0,1674$  кг.

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

FeO – 0,0456;  
Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> -0,378;  
MnO – 1,1565;  
P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> - 0,216;  
Всего - 2,3397.

Коксом связано 5,904 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$5,904 - 2,3397 = 3,5643$  кг.

Количество и состав металла в ковше после раскисления показан в таблице 5.21, а количество и состав шлака после раскисления – в таблице 5.22.

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						72
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Таблица 5.21 - Количество и состав металла в ковше после раскисления, кг

Элемент	Металл в ковше	Раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	158,906	0,492	158,414	0,16
O	21,584	-	21,584	0,0219
Si	0	-	0	0
Mn	38,189	3,9753	34,2137	0,0348
P	17,19	0,1674	17,0226	0,0173
S	31,14	0,03	31,11	0,0316
Cr	113,702	0,8199	112,8821	0,1147
Ni	124,996	-	174,996	0,1265
Ti	0	-	0	0
Al	0	-	0	0
W	67,68	-	67,68	0,069
Cu	198	-	198	0,20
V	19,8	-	19,8	0,020
Mo	42,3	-	42,3	0,043
Fe	97547,3293	7,024	97540,3053	99,164
Всего	98375,0530	12,5086	98362,5444	100

Таблица 5.22 - Количество и состав шлака после раскисления, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Σ
Шлак в ковше	10,677	22,35	5,702	10,03	1,331	3,709	7,23	0,355	0,429	0,069	62,312
Раскисление	0,287	0,246	-5,1318	-9,414	-1,1979	0,148	0,006	-	-0,384	-	-15,4307
Всего	10,964	22,596	0,574	0,616	0,1331	3,857	7,236	0,355	0,045	0,069	46,8751
Всего, %	23,39	48,205	1,225	2,231	0,284	8,223	15,437	0,757	0,096	0,147	100

## б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,153% содержится 0,0219% или 21,584 кг кислорода.

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



Для расчета количества вводимых легирующих необходимо примерно спрогнозировать массу металла в конце плавки. Для этого примерно рассчитаем необходимую массу легирующих:

$$m_i = \frac{m_{\text{Ме}} \cdot ([i_{\text{гост}}] - [i_{\text{Ме}}])}{100},$$

где  $m_i$  - масса легирующего компонента, кг;

$m_{\text{Ме}}$  - масса металла, кг;

$[i_{\text{гост}}]$  и  $[i_{\text{Ме}}]$  - содержание элемента в металле среднее марочное и имеющееся соответственно, %

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{\text{Si}} = \frac{98362,5444 \cdot (0,270 - 0)}{100} = 265,55;$$

$$m_{\text{Mn}} = \frac{98362,5444 \cdot (0,65 - 0,034)}{100} = 605,847;$$

$$m_{\text{Метпрогн}} = \sum m_i + m_{\text{Ме}} = 265,55 + 605,847 + 98351,8094 = 99223,2064 \text{ кг}$$

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

$$m_{\text{леги}} = \frac{m_{\text{Метпрогн}} \cdot ([i_{\text{гост}}] - [i_{\text{Ме}}])}{i},$$

где  $m_{\text{леги}}$  - масса легирующего компонента, вносящего в элемент  $i$ , кг;

$i$  - содержание элемента  $i$  в легирующем компоненте, %.

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС65 (12)

$$\frac{99270 \cdot (0,27 - 0)}{65} = 412,35 \text{ кг или } \frac{65 \cdot 412,35}{100} = 268,028 \text{ кг}$$

					КП ТнТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						74
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

При этом 20% кремния и 100% алюминия переходит в шлак, а 80% кремния и остальные элементы в виду их малого количества перейдут в металл.

Выгорает  $\frac{268,028 \cdot 20}{100} = 53,606$  кг кремния и  $\frac{412,35 \cdot 2}{100} = 8,247$  кг алюминия.

Это количество кремния свяжет кислорода  $\frac{53,606 \cdot 32}{28} = 61,264$  кг; алюминий свяжет  $\frac{8,247 \cdot 48}{54} = 7,33$  кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак:  $\frac{53,606 \cdot 60}{28} = 114,87$  кг  $SiO_2$  и  $\frac{8,247 \cdot 102}{54} = 15,58$  кг  $Al_2O_3$ .

ФС 65 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{412,35 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 214,422;$$

$$Mn = \frac{412,35 \cdot 0,4}{100} = 1,649;$$

$$P = \frac{412,35 \cdot 0,05}{100} = 0,206;$$

$$S = \frac{412,35 \cdot 0,02}{100} = 0,08;$$

$$Cr = \frac{412,35 \cdot 0,4}{100} = 1,649;$$

$$Fe = \frac{412,35 \cdot 32,13}{100} = 132,49.$$

Марганец. Определяем расход низкоуглеродистого ферромарганца ФМн 78 (21):

$$\frac{99270 \cdot (0,65 - 0,034)}{78} = 783,98 \text{ кг.}$$

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						75
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

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

$$\text{Выгорает } \frac{783,98 \cdot 6 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 9,408 \text{ кг кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода } \frac{9,408 \cdot 32}{28} = 10,752 \text{ кг.}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак } \frac{9,408 \cdot 60}{28} = 20,16 \text{ кг } SiO_2.$$

Ферромарганец вносит в металл, кг:

$$C = \frac{783,98 \cdot 7}{100} = 54,88;$$

$$Si = \frac{783,98 \cdot 6 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 37,63;$$

$$P = \frac{783,98 \cdot 0,05}{100} = 0,392;$$

$$S = \frac{783,98 \cdot 0,02}{100} = 0,157;$$

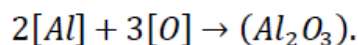
$$Mn = \frac{783,98 \cdot 78}{100} = 611,504;$$

$$Fe = \frac{783,98 \cdot 8,93}{100} = 70,01.$$

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий. Необходимо понизить количество кислорода до 0,005%  $\left( \frac{0,005 \cdot 99270}{100} = 4,964 \text{ кг} \right)$ , т.е. связать

$$21,584 - 4,964 = 16,62 \text{ кг,}$$



					КП ТИТЭСИФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						76
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Для этого потребуется алюминия  $\frac{16,62 \cdot 54}{48} = 18,70$  кг.

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

$$\frac{18,70 \cdot 102}{54} = 35,32 \text{ кг.}$$

С учетом остаточного содержания алюминия в металле 0,02%

$$\left( \frac{0,02 \cdot 99270}{100} = 19,85 \right) \text{ общий расход алюминия для раскисления}$$

металла примем равным  $19,85 + 18,70 = 38,55$  кг.

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97

$$\frac{38,55 \cdot 100}{99,98} = 38,56.$$

А 97 так же внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{38,55 \cdot 0,01}{100} = 0,004;$$

$$Fe = \frac{38,55 \cdot 0,01}{100} = 0,004.$$

Шлакообразование

а) Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

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

Принимая  $B = 4$ , получим:

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

					КП ТИТЭСИФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						77
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

где  $m_{(CaO)_{п.шл}}$ ,  $m_{(SiO_2)_{п.шл}}$  - содержание CaO и  $SiO_2$  в первом шлаке, кг;

$m_{(CaO)_{изв}}$ ,  $m_{(SiO_2)_{изв}}$  - содержание CaO и  $SiO_2$  в извести, кг;

Откуда следует что масса извести, кг,

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

где  $CaO_{изв}$ ,  $SiO_{2изв}$  - содержание CaO и  $SiO_2$  в извести (см. таблицу 4), %

Тогда масса извести по формуле (13):

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot (10,965 + 114,87 + 20,16) - 22,596}{\frac{88}{100} - 4 \cdot \frac{1,3}{100}} = 1559,39 \text{ кг.}$$

Известь внесет в шлак (4), кг;

$$CaO = \frac{88 \cdot 1559,39}{100} = 1372,263;$$

$$SiO_2 = \frac{1,3 \cdot 1559,39}{100} = 20,272;$$

$$MgO = \frac{2 \cdot 1559,39}{100} = 21,188;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,8 \cdot 1559,39}{100} = 12,48;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 1559,39}{100} = 3,119, \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5)} - 2,807.$$

Кроме того, выделиться в атмосферу за счет потерь при прокаливания (4)

$$\frac{7,7 \cdot 1559,39}{100} = 120,07 \text{ кг } CO_2.$$

					КП ТИТЭСИФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						78
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

б) Расчет компонентов, вносимых плавиковым шпатом.

Для получения жидкоподвижного шлака присаживается плавиковый шпат из условия, что известь и плавиковый шпат находятся в соотношении 4:1.

Тогда количество присаживаемого плавикового шпата

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{1559,39}{4} = 389,848 \text{ г.}$$

Плавиковый шпат внесет в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 389,848}{100} = 1,949;$$

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 389,848}{100} = 14,03;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 389,848}{100} = 0,78;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 389,848}{100} = 366,457;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 389,848}{100} = 5,848, \text{ в пересчете на } FeO(5) - 5,263.$$

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

$$\frac{0,2 \cdot 389,848}{100} = 0,779 \text{ кг } CO_2.$$

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

$$SiO_2 = 135,616;$$

$$Al_2O_3 - 15,65.$$

г) Расчет компонентов, вносимых футеровкой печи – ковша.

Выбираем футеровку печи – ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича.

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
						79
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		

Расход магнезитохромитовой футеровки на ремонт для печи-ковша емкостью 100 т - 19 кг/т. Срок службы футеровки печи-ковша принимаем 45 плавов. Следовательно, расход футеровки на одну плавку составит:

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

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

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

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

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

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

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

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

Десульфурация стали шлаком. Недостатком в производственном комплексе ДСП – печь-ковш - МНЛЗ может стать работа установки "печь-ковш", особенно при необходимости внепечной обработки стали с высокой степенью десульфурации. Наличие некоторого количества печного шлака в печи-ковше, соизмеримого с количеством присаживаемых шлакообразующих добавок, затрудняет или делает невозможной рафинирующую обработку стали в печи-ковше до низкого содержания серы и неметаллических включений в пределах технологического времени, обеспечивающего заданную высокую производительность производственного комплекса. В связи с этим появляется необходимость при производстве низкосернистого металла обязательного удаления (скачивания) печного шлака из ковша перед внепечной обработкой металла и присадки основного количества шлакообразующих добавок непосредственно в печи-ковше. Количество и состав металла во время десульфурации показан в таблице 5.23, 5.24.

					КП ТiТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		80

Таблица 5.23 - Количество и состав металла во время десульфурации, кг

Элемент	Металл после раскисления шлака	Легирование и раскисление	Содержится в металле	Содержится в металле, %
1	2	3	4	5
C	158,414	54,88	213,294	0,22
O	21,584	-16,62	4,928	0,005
Si	0	252,052	252,052	0,253
Mn	34,2137	613,153	647,367	0,65
P	17,0226	0,598	17,6206	0,017
S	31,11	0,237	31,347	0,031
Cr	112,8821	1,649	114,5311	0,11
Ni	124,996	-	124,996	0,125
Ti	0	-	0	0
Al	0	19,85	19,85	0,0199
W	67,68	-	67,68	0,068

Продолжение таблицы 5.23

1	2	3	4	5
Cu	198	-	198	0,198
V	19,8	-	19,8	0,0198
Mo	42,3	-	42,3	0,042
Fe	97540,3053	202,5	97742,8053	98,237
Всего	98368,3077	1128,299	99496,6067	100

Полученный шлак имеет высокое содержание СаО, низкое содержание оксидов железа и хрома, содержит более 10% фторида кальция. Такой шлак обладает значительной десульфурующей способностью. Благодаря этому, а также интенсивному перемешиванию металла и шлака вдуваемым аргоном, уже через 4...6 минут коэффициент распределения серы между шлаком и металлом достигает больших значений.

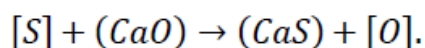
Таблица 5.24 - Количество и состав шлака десульфурации, кг



Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CaF <sub>2</sub>	Σ
Шлак после раскисления	10,965	22,596	0,574	0,616	0,1331	3,857	7,236	0,355	0,045	0,069	-	46,4461
Известь	17,432	1180,026	-	2,61	-	10,728	26,819	-	-	-	-	1237,615
Плавиковый шпат	13,09	1,818	-	4,9095	-	0,727	-	-	-	-	341,874	362,419
Продукты раскисления	135,616	-	-	-	-	15,65	-	-	-	-	-	151,266
Футеровка	2,744	0,844	-	4,370	4,222	1,689	27,867	-	-	-	-	41,736
Всего	179,847	1205,284	0,574	12,5055	4,3551	32,651	61,922	0,355	0,045	0,069	341,874	1839,475
Всего, %	9,78	65,52	0,031	0,68	0,237	1,78	3,37	0,019	0,002	0,004	18,59	100

Полученный шлак имеет высокое содержание CaO, низкое содержание оксидов железа и хрома, содержит более 10% фторида кальция. Такой шлак обладает значительной десульфуризирующей способностью. Благодаря этому, а также интенсивному перемешиванию металла и шлака вдуваемым аргоном, уже через 4...6 минут коэффициент распределения серы между шлаком и металлом достигает больших значений.

Реакция удаления серы в печи – ковше имеет вид:



Конечное содержание серы в металле определяется выражением:

$$[S]_K = \frac{100 \cdot [S]_H + \lambda \cdot (S)_H}{100 + L_s \cdot \lambda},$$

где  $\lambda$  - кратность шлака, %;

$L_s$  - коэффициент распределения серы между шлаком и металлом;

$$\lambda = \frac{1839,4758}{97240,0087} \cdot 100 = 1,89\%.$$

Коэффициент распределения серы находится по эмпирическому выражению:

$$\lg L_s = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{(CaO) + 0,05 \cdot (MgO)}{(SiO_2) + 0,06 \cdot (Al_2O_3)} - \lg a_o + \lg f_s,$$

где -  $a_o$  - активность кислорода в расплаве,

$f_s$  - коэффициент активности серы.

По параметрам взаимодействия первого порядка определим  $f_s$  и  $f_o$  при  $T=1873$  К:

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

$$\begin{aligned} \lg f_o = & -0,20 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,159 - 0,131 \cdot 0,303 - 0,021 \cdot 1,215 - \\ & - 0,07 \cdot 0,010 - 0,133 \cdot 0,029 - 0,04 \cdot 0,298 + 0,006 \cdot 0,183 + \\ & + 0,0085 \cdot 0,024 + 0,0035 \cdot 0,031 - 0,3 \cdot 0,07 + 0,013 \cdot 0,216 + \\ & + 3,9 \cdot 0,026 = -0,171; \end{aligned}$$

$$f_o = 0,674;$$

$$a_o = f_o \cdot [\%O] = 0,005 \cdot 0,674 = 0,003;$$

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

$$\begin{aligned} \lg f_s = & -0,028 \cdot 0,029 + 0,11 \cdot 0,159 + 0,063 \cdot 0,303 - 0,026 \cdot 1,215 + 0,29 \cdot \\ & \cdot 0,01 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,298 + 0,0097 \cdot 0,024 + 0,0027 \cdot 0,031 - 0,016 \cdot \\ & \cdot 0,07 - 0,0084 \cdot 0,216 + 0,035 \cdot 0,026 = 0,0089 \end{aligned}$$

$$f_s = 1,021$$

$$\text{Тогда } \lg L_s = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{59,814 + 0,05 \cdot 4,224}{15,742 + 0,6 \cdot 3,536} - \lg 0,003 + 0,0086 = 2,641;$$

$$L_s = 437,771.$$

$$[S]_K = \frac{100 \cdot 0,029 + 1,22 \cdot 0,059}{100 + 437,711 \cdot 1,22} = 0,0047.$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции:

					КП ТнТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		83

$$\frac{99496,6067 - x}{31,347 - x} = \frac{100}{0,005'}$$

где  $x$  - искомая величина, кг;

99496,6067 –  $x$  - масса металла с учетом окисления серы, кг;

31,347 –  $x$  - масса серы в металле с учетом окисления, кг;

0,005 - содержание серы в металле, %,

$$x = 26,373 \text{ кг.}$$

Доведение стали до заданного химического состава

Окончательная коррекция металла по химсоставу, если это необходимо, производится порошковой проволокой соответствующих ферросплавов.

Количество и состав металла перед подачей на разливку показан в таблице 5.25.

Таблица 5.25 - Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

Элемент	Металл до десульфурации	Десульфурация	Содержится в металле	Содержится в металле, %
C	213,294	-	213,294	0,21
O	4,928	-	4,928	0,005
Si	252,052	-	252,052	0,25
Mn	647,3667	-	647,3667	0,65
P	17,6206	-	17,6206	0,017
S	31,347	-26,373	4,974	0,005
Cr	114,5311	-	114,5311	0,115
Ni	124,996	-	124,996	0,125
Ti	0	-	0	0
Al	19,85	-	19,85	0,0199
W	67,68	-	67,68	0,068
Cu	198	-	198	0,198
V	19,8	-	19,8	0,0198
Mo	42,3	-	42,3	0,042
Fe	97742,8053	-	97742,8053	98,26
Всего	99496,6067	-26,373	99470,2337	100

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и не нуждается в корректировке.

Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в таблице 5.26.

Таблица 5.26 - Масса и состав конечного шлака, кг

Источник поступления	SiO <sub>2</sub>	CaO	MnO	ΣFeO	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	TiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CaF <sub>2</sub>	Σ
Шлак до десульфурации	179,847	1205,284	0,570	12,5055	4,3551	32,651	61,92	0,355	0,045	0,069	341,874	1839,47
Десульфурация	-	-	-	-	-	-	-	-	-	26,486	-	26,486
Всего	179,847	1205,284	0,57	12,5055	4,3551	32,651	61,92	0,355	0,045	26,555	341,874	1865,9618
Всего, %	9,64	64,59	0,031	0,67	0,23	1,75	3,32	0,019	0,002	1,42	18,32	100

Суммарный материальный баланс восстановительного периода показан в таблице 5.27.

Таблица 5.27 - Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг	Получено, кг
а) металла – 109305,6145; б) шлака – 6186,4645; в) футеровки ковша - 42,222; г) шлакообразующих – 1408,241 , в том числе: 1) извести – 1237,615, 2) плавикового шпата – 170,626; д) легирующих элементов и раскислителей – 1239,8 , в том числе: 1) А 97 – 38,55, 2) ФС 65 – 412,35, 3) ФМн 90 – 783,98, 4) кокса - 4,92; е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия -74,498. Всего:118256,84.	а) металла – 110400,7952, в том числе: 1) в ДСП -10930,5615, 2) в ковше – 99470,2337; б) шлака – 8006,2678, в том числе: 1) ДСП- 6166,792, 2) в ковше – 1839,4758; в) газов – 61,468, в том числе: CO <sub>2</sub> (известь)- 52,553, CO <sub>2</sub> (плав.шпат)-0,341 , CO <sub>2</sub> (кокс)-0,061, CO(кокс)-8,512. Всего:118468,5308.

Невязка -  $118468,5308 - 118256,84 = 211,69$  кг или  $\frac{211,69}{118468,5308} \cdot 100 = 0,17\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

Суммарный материальный баланс плавки.

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

Отходов А-2 - 94000;

У-11 - 16000;

ФМн78 – 783,98;

ФС65 – 412,35 ;

А97 – 38,55;

кокса - 4,92;

известии (суммируется по всем периодам) – 3757,615;

плавикового шпата – 170,626 ;

футеровки печи – 745,865;

футеровки печи-ковша - 42,222;

руды – 7275,884;

газов (суммируется по всем периодам) -3045,041;

Всего:126272,133.

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

металла (в ковше и ДСП) - 110400,7952;

шлака в ДСП – 6166,792;

шлака печи-ковша – 1839,4758;

пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) -3473,314;

газов (суммируется по всем периодам) – 4615,473.

Всего: 126495,85.

Невязка -  $126495,85 - 126272,133 = 223,717$  кг или  $\frac{223,717}{126495,85} \cdot 100 = 0,18\%$ .

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.05.00.000 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		86

## СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Беленький, А.М. Автоматическое управление металлургическими процессами / А.М. Беленький, В.Ф. Бердышев и др. -2-е изд. -М.: Металлургия, 2010.-379 с.
2. Бигеев А.М. Математическое описание и расчеты сталеплавильных процессов. - М.: Металлургия. 1982.-160 с.
3. Бигеев, А.М. Металлургия стали. Теория и технология плавки стали. Учебник для вузов, 3-е издание переработанное / А.М. Бигеев, В.А. Бигеев - Магнитогорск: МГТУ, 2000. - 544с.
4. Безопасность жизнедеятельности: учебник для студентов вузов / под ред. С.В. Белова. - М.: Высшая школа, 2007. - 615 с.
5. Беднаржевский, С.С. Основы безопасности жизнедеятельности в техносфере: Учебное пособие / С.С.Беднаржевский, Г.Н.Доленко, Г.И.Смирнов, Е.В. Акинина - Изд- во СурГУ, Сургут, 2008. - 95 с.
6. Белов, С.В. Безопасность жизнедеятельности – М.: «Высшая школа» 2002, 356 с.
7. Воскобойников, В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. Учебник для вузов. / В.Г. Воскобойников, В.А. Кудрин, А.М.Якушев - М.: Металлургия: , 1998. - 768 с.
8. Глинков, Г.М. Контроль и автоматизация металлургических процессов / Г.М.Глинков, А.И.Косырев, Е.К. Шевцов - М.: Металлургия, 1986.-351 с.
9. Дюдкин, Д.А. Производство стали на агрегате ковш – печь / С.Ю.Бать, С.Е.Гринберг, С.Н. Маринцев – Донецк: ООО «Юго – Восток, Лтд», 2003. - 300с.
10. Журавлев, В.Н. Машиностроительные стали: Справочник / В.Н Журавлев, Николаева О.И.– 4-е изд. – М.: Машиностроение, 2002. – 480 с.
11. Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Металлургия, 2002. – 480с.
12. Кудрин, В.А. Металлургия стали. - М.: Металлургия, 1989.- 560 с.
13. Кудрин, В.А., Парма В.В. Технология получения качественной стали / В.А.Кудрин, В.В.Парма - М.: Металлургия, 19

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Настоящий период развития черной металлургии характеризуется коренным изменением масштабов производства качественных и высококачественных марок стали, а также их доли в общем объеме производства металла.

Данная сталь применяется для производства элементов сварных и металлоконструкций, производства различных деталей машин и оборудования, которые изготовлены методом вытяжки, гибки,ковки.

В ходе выполнения выпускной квалификационной работы были описаны: характеристики стали 12ГС, ее назначение и применение, оборудование и технология производства стали .

Первый этап при производстве готовой продукции - получение полупродукта. Основной задачей данного этапа производства является выплавка в ДСП-120 полупродукта, при этом химический состав сплава должен удовлетворяет требованиям, обусловленным особенностями дальнейшей его обработки на агрегате печь-ковш. На стадии внепечной обработки металла на АКП происходит доводка полупродукта до готовой стали марки 12ГС, химический состав которой должен соответствовать требованиям ТИ 123-Э-10-2017. Далее происходит разливка металла на МНЛЗ.

Были произведены следующие расчёты: материальный баланс плавки, расчет выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи, тепловой расчёт плавки.

Также в работе были определены следующие отклонения и нарушения технологического режима в ходе выплавки полупродукта в ДСП-120, такие как повышенное содержание фосфора и углерода в металле по расплавлению, содержание кремния в металле по расплавлению свыше 0,04%, повышенное содержание FeO в шлаке свыше 30%.

В низкоуглеродистых сталях интервал затвердевания узкий, и поэтому слитки низкоуглеродистой стали более предрасположены к образованию трещин. Поэтому рассмотрены дефекты конечного продукта производства, а именно продольные трещины.

В результате проделанной работы можно сделать вывод о том насколько процесс производства продукции является сложным, наукоёмким и затратным, но конечный результат того стоит.

На основании изложенного поставленные задачи решены, а цель исследования достигнута.

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.00.00.000 ПЗ	Лист
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		82

## ПРИЛОЖЕНИЕ

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.00.00.000 ПЗ	Лист
						84
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		



## СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
1.ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И ОСОБЕННОСТИ СПЛАВА.....	6
2 .ВЫБОР МЕТОДА ВЫПЛАВКИ ЗАДАННОГО СПЛАВА.....	8
3.ХАРАКТЕРИСТИКА ПЛАВИЛЬНОГО АГРЕГАТА.....	12
4.ТЕХНОЛОГИЯ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ.....	16
5.МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ.....	30
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	82
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	83
ПРИЛОЖЕНИЕ.....	84

					КП ТиТЭСиФ.06.2022.00.00.000 ПЗ	Лист
						3
Изм.	Лист	№ докум.	Подпись	Дата		









