

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего образования

«Южно-Уральский государственный университет  
(национальный исследовательский университет)»  
Институт открытого и дистанционного образования  
Кафедра Техники, технологии и строительства

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой

к.т.н., доцент

\_\_\_\_\_ К.М.Виноградов

\_\_\_\_\_ 2020г.

Разработка технологии выплавки, внепечной обработки и  
разливки стали марки S275J0

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА  
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ  
ЮУрГУ – 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР

Консультант

Расчетная часть

(доцент, к.т.н)

\_\_\_\_\_ С.А.Меденков

\_\_\_\_\_ 2020г.

Руководитель проекта

доцент, к.х.н.

\_\_\_\_\_ А.В. Мохова

\_\_\_\_\_ 2020г.

Автор проекта

студент группы ДО-475

\_\_\_\_\_ Р.Р. Гирфатуллин

\_\_\_\_\_ 2020г.

Нормоконтролер

преподаватель

\_\_\_\_\_ О.С.Микерина

\_\_\_\_\_ 2020г.

Челябинск 2020

## АННОТАЦИЯ

Гирфатуллин Р.Р. Разработка технологии выплавки, внепечной обработки и разливки стали марки S275J0. Челябинск: ЮУрГУ, ДО-475; 2020, 91 с., библиогр. список 9 наим., 4 чертежа ф. А1.

В выпускной квалификационной работе рассматривается разработка технологии выплавки, внепечной обработки и разливки стали марки S275J0 в условиях электросталеплавильного производства на предприятии ПАО «АМЗ» в ЭСПЦ-2. В электросталеплавильном цеху в настоящее время установлен агрегат «ковш-печь» (АКП) и запущена машина непрерывного литья заготовки (МНЛЗ), реализовался проект: «Реконструкция сталеплавильного производства с вводом в эксплуатацию первой в России и 34 - ой в мире электропечи с непрерывной загрузкой сырья».

Технология получения сплава S275J0 предусматривает расплавление металлического лома в ДСП, выплавки полупродукта, операции легирования, доводки по составу и температуре осуществляются методами внепечной обработки.

|           |      |             |         |      |  |                    |      |        |
|-----------|------|-------------|---------|------|--|--------------------|------|--------|
|           |      |             |         |      | 22.03.02.2020.970.00.ПЗ ВКР  |                    |      |        |
| Изм.      | Лист | № докум.    | Подпись | Дата |  |                    |      |        |
| Разраб.   |      | Гирфатуллин |         |      | <i>Разработка технологии выплавки, внепечной обработки и разливки стали марки S275J0</i> | Лит.               | Лист | Листов |
| Провер.   |      | Мохова      |         |      |  |                    | 6    | 89     |
| Реценз.   |      |             |         |      |  |                    |      |        |
| Н. Контр. |      | Микерина    |         |      |  |                    |      |        |
| Утв.      |      | Виноградов  |         |      |  |                    |      |        |
|           |      |             |         |      |  | ЮУрГУ Кафедра ТТиС |      |        |

## ОГЛАВЛЕНИЕ

|   |    |
|---|----|
| ВВЕДЕНИЕ.....   | 8  |
| 1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ.....  | 10 |
| 1.1 Описание стали S275J0.....  | 10 |
| 1.2 Назначение выплавляемой стали S275J0.....   | 10 |
| 1.3 Технологическая схема производства стали S275J0 в условиях ПАО<br>АМЗ.....            | 11 |
| 1.4 Выбор оборудования для выплавки.....  | 12 |
| 1.5 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки.....                                     | 19 |
| 1.6 Контроль качества продукции.....  | 21 |
| 2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ.....  | 22 |
| 2.1 Расчёт материального баланса.....   | 22 |
| 2.2 Тепловой баланс печи.....   | 63 |
| 3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА.....   | 71 |
| 3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производств.....                         | 71 |
| 3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения.....                                     | 72 |
| 3.3 Отклонение размеров и формы по длине.....   | 78 |
| 4. ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ....                                    | 80 |
| 5. ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА..                                      | 82 |
| 6. ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ.....   | 83 |
| 6.1 Общие требования охраны труда.....  | 83 |
| 6.2 Анализ опасных производственных факторов.....   | 84 |
| 6.3 Анализ вредных производственных.....  | 86 |
| 6.4 Средства коллективной и индивидуальной защиты на<br>металлургическом предприятии..... | 87 |
| ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....   | 90 |
| БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....   | 91 |

## ВВЕДЕНИЕ

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

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

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

Внедрение инноваций и использование энерго-, ресурсо- и трудосберегающих технологий практически на всех металлургических переделах должны обеспечивать повышение конкурентоспособности производств и продукции.

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

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

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

В связи с этим произведена поэтапная реконструкция мартеновского цеха с последующим выходом на современный технологический уровень. Было принято решение о строительстве, отделения непрерывной разливки стали, в которое вошли агрегат «ковш-печь» и слябовая МНЛЗ, с последующим строительством электросталеплавильного цеха. В здании нового электросталеплавильного комплекса (ЭСПК) установлена дуговая сталеплавильная печь (ДСП-120 + «CONSTEEL») с конвейерной загрузкой металлошихты.

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00.ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 8    |

Результатом реконструкции стало прекращение работы мартеновского цеха в составе трех мартеновских печей и перевод разливки стали в слябы на МНЛЗ вместо ее разливки в изложницы на слитки.

Современная технология производства стали в дуговой сталеплавильной печи позволяет существенно снизить себестоимость производимой продукции. Внепечная обработка в установке ковш-печь позволяет получать металл высокого качества. Использование современных технологий при разливке стали на машине непрерывного литья заготовки также позволяет повысить качество и снизить себестоимость производимой заготовки.

|      |      |             |         |      |                             |     |
|------|------|-------------|---------|------|-----------------------------|-----|
|      |      |             |         |      | 22.03.02.2020.970.00.ПЗ ВКР | Лст |
| изм. | лист | № документа | Подпись | Дата |                             | 9   |

# 1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

## 1.1 Описание стали S275J0

Сталь S275J0 химический состав в таблице 1 выполняется по стандарту: EN 10025-2:2004 (EN 10025-2:2004) - Изделия горячекатаные из конструкционных сталей. Часть 2. Технические условия поставки нелегированных конструкционных сталей.

Существует несколько видов доработки данной стали (S275J0+N, S275J0+AR или S275J0+M) в состояние поставки после нормализующей прокатки (+N) или в катаном состоянии (+AR). Продукция, поставляемая в состоянии +N, после поставки может быть подвергнута деформированию в горячем состоянии и/или нормализации. Основные механические свойства представлены в таблице 2.

Таблица 1 - Химический состав марки стали S275J0

| C max, %                |         |      | Mn max, % | P max, % | S max, % | N max, % | Cu max, % |
|-------------------------|---------|------|-----------|----------|----------|----------|-----------|
| Номинальная толщина, мм |         |      |           |          |          |          |           |
| ≤ 16                    | 16 - 40 | ≥ 40 |           |          |          |          |           |
| 0,18                    | 0,18    | 0,18 | 1,50      | 0,03     | 0,03     | 0,012    | 0,55      |

Таблица 2- Механические свойства марки стали S275J0

| Минимальный предел текучести Re, МПа |         |         | Предел прочности на растяжение Rm, МПа | Минимальное относительное удлинение σ, % |                         | Ударная вязкость (KCV, Дж/см <sup>2</sup> , температура испытания) |
|--------------------------------------|---------|---------|--|--|-------------------------|--|
| Номинальная толщина, мм              |         |         |  | Номинальная толщина, мм                  | Номинальная толщина, мм |  |
| ≤ 16                                 | 16 - 40 | 3 - 100 | 100 - 125                              | 3 - 40                                   | 40 - 63                 | +20  |
| 235                                  | 235     | 470-630 | 450-600                                | 22                                       | 21                      | 27   |

## 1.2 Назначение выплавляемой стали S275J0

Сталь S275J0 применяют в крупнопанельном, промышленном и гражданском строительстве для перекрытий, колонных металлоконструкций, мостовых сооружений, опор и подвесных путей. Так же листового проката это строительство и машиностроение, отдельные виды используются в производстве штампованных деталей.

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 10   |

## 1.3 Технологическая схема производства стали S275J0

### 1.3.1 Выбор оборудования для выплавки

Производство стали марки S275J0 в условиях электросталеплавильного цеха №2 происходит следующим способом. В производстве из металлошихты используемой на дуговой сталеплавильной печи 120 (ДСП-120) рисунок 1, данные о ней представлены в таблице 3. Происходит зажжение дуги и расплавление металлошихты [1,С.12-14].

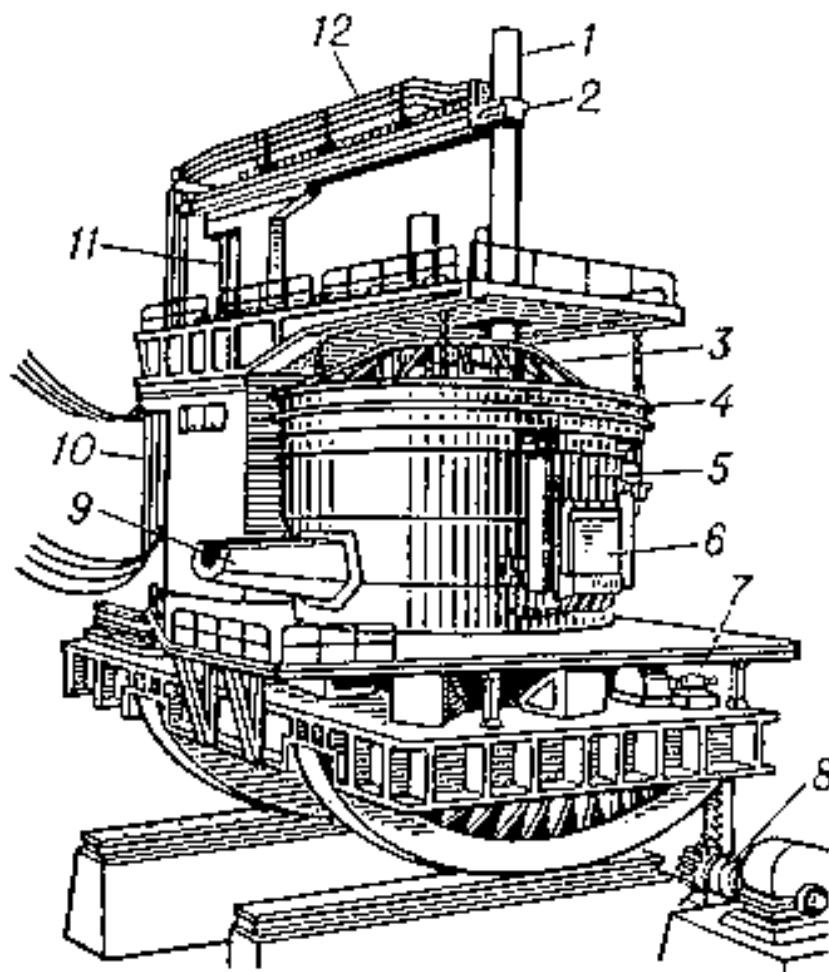


Рисунок 1 - Дуговая сталеплавильная печь ДСП-120 ёмкостью 120 т: 1 — графитированный электроддиаметром 710 мм; 2 — электрододержатель; 3 — свод; 4 — водоохлаждаемое сводовое кольцо; 5 — цилиндрический кожух; 6 — водоохлаждаемая вспомогательная дверка; 7 — электромеханический механизм поворота печи вокруг вертикальной оси; 8 — электромеханический механизм наклона печи; 9 — сливной носок; 10 — подвижный ток оподвод из водоохлаждаемых гибких кабелей; 11 — шток для вертикального перемещения системы стойка — рукав — электрододержатель — электрод; 12 — токоподвод из охлаждаемых медных труб.

Таблица 3 – Общие характеристики агрегата: дуговая электросталеплавильная печь (ДСП-120)

|                                |   |
|--------------------------------|---|
| Тип печи                       | переменного тока с полной платформой    |
| Система загрузки скрапа        | система непрерывной загрузки – CONSTEEL |
| Тип выпуска жидкого металла    | эркерный                                |
| Сталь на выпуске               | 120 т                                   |
| Зеркало расплавленного металла | 50 т                                    |
| Диаметр кожуха                 | 6800 мм                                 |
| Внутренний диаметр панелей     | 6900 мм                                 |
| Тип панелей                    | стальные и медные (нижние) трубы        |
| Угол выпуска                   | 20 °                                    |
| Угол спуска шлака              | – 15 °                                  |
| Объем печи                     | 148 м <sup>3</sup>                      |
| Тип электродных консолей       | проводные                               |
| Диаметр распада электродов     | 1250 мм                                 |
| Диаметр электрода              | 610 мм                                  |
| Длина электрода                | 2700 мм                                 |
| Емкость корзины для лома       | 85 м <sup>3</sup>                       |

После расплав попадает на агрегат ковш-печь рисунок 2 для последующей доводки по химическому составу. Данные о АКП представлены в таблице 4.

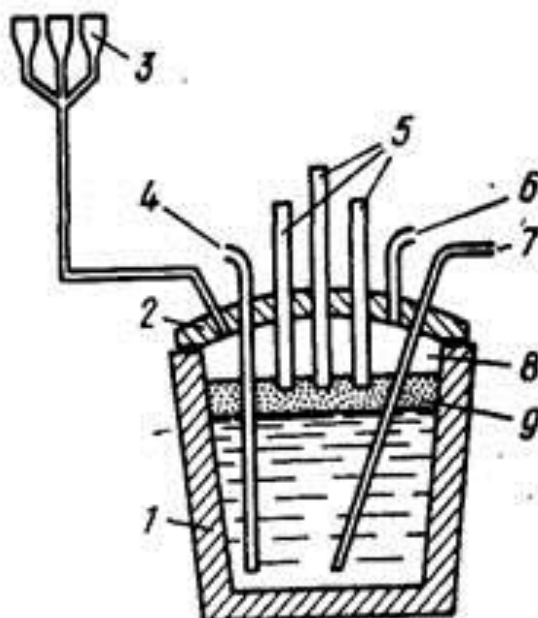


Рисунок 2 - Агрегат ковш-печь: 1 - ковш; 2 - крышка-свод; 3 -бункера для ферросплавов и флюсов; 4 - фурма для подачи в металл аргона или азота; 5 - электроды; 6 - подача аргона; 7 - фурма для вдувания порошка силикокальция в струе аргона; 8 - безокислительная атмосфера; 9 –шлак.





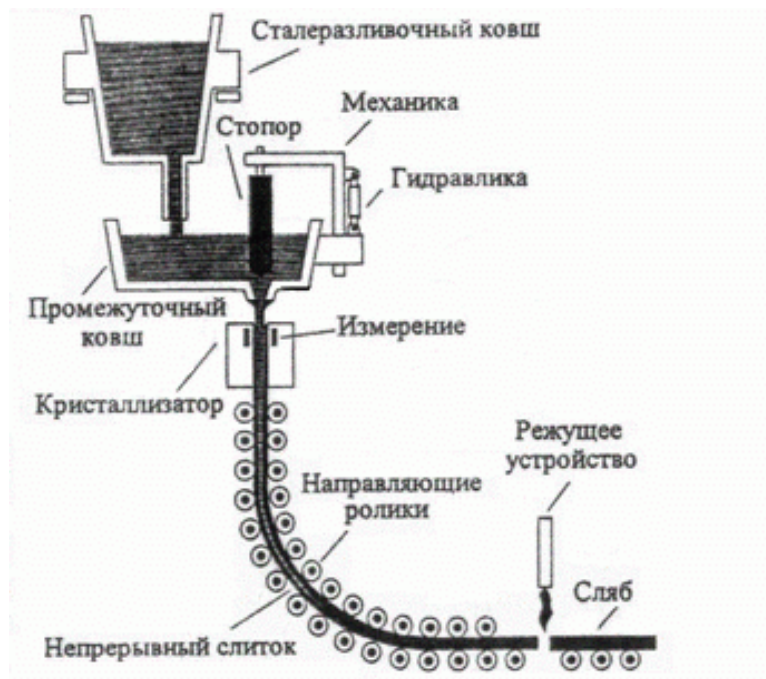


Рисунок 3 – Машина непрерывного литья заготовок.

Таблица 5 – Основные технические данные существующей МНЛЗ

|  |  |
|--|--|
| Количество ручьев, шт  | 1  |
| Радиус разливочной дуги, м   | 8  |
| Металлургическая длина машины, м   | 25,87  |
| Размерный сортамент отливаемых слябов:<br>толщина, мм<br>ширина, мм<br>минимальная длина, мм | 180 – 240<br>900 – 1600<br>4500  |
| Скорость разливки  | 0,8 – 1,54 м/мин – для сляба толщиной 180 мм<br>0,7 – 1,05 м/мин – для сляба толщиной 240 мм |
| Емкость сталеразливочного ковша, т   | 110  |
| Вес плавки, т  | 100  |
| Цикл разливки, мин   | 50 – 60  |
| Емкость промежуточного ковша, т  | 27 – 30  |
| Кристаллизатор   | прямой с изменением ширины и толщины   |
| Механизм качания   | гидравлический с сервоклапанами  |
| Тип машины   | радиальная с вертикальным участком   |
| Резка заготовки  | автоматическим агрегатом с газовым резаком   |

Загрузочный конвейер ДСП «CONSTEEL»

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 14   |

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

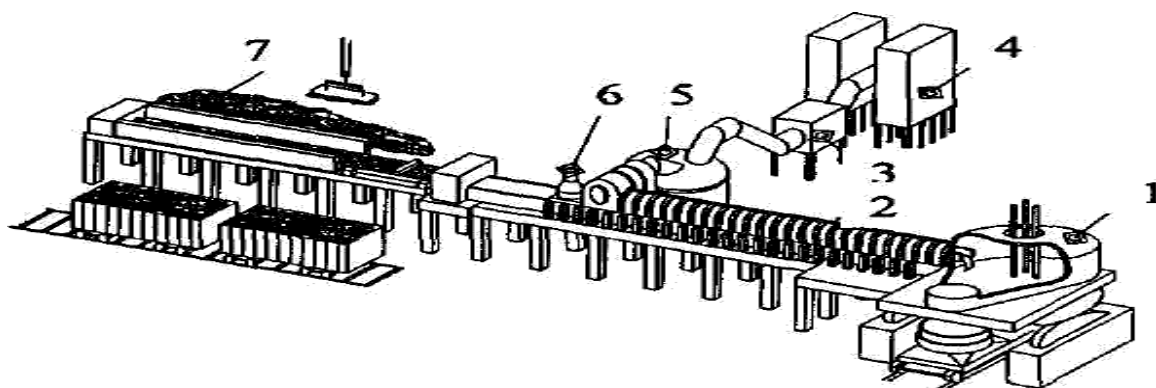


Рисунок 2 – Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродуговую печь по технологии «Consteel»

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

Для осуществления процесса «Consteel» в ДСП вдувают угольный порошок в струе кислорода. В результате в печной атмосфере образуются оксиды  $CO$  и  $CO_2$ . В конвейерный туннель (туннельный нагреватель) подают воздух для дожигания  $CO$  в печных газах. Предварительный нагрев скрапа во многом определяется процессом дожигания  $CO$  в ДСП и туннельном нагревателе. Для оптимизации процессов предварительного нагрева и плавки скрапа ДСП и туннельный нагреватель следует рассматривать как единую теплотехническую систему.

Это связано с тем, что часть тепловой энергии дожигания  $CO$  остается в печи, остальное количество идет на предварительный нагрев скрапа на конвейере.

По пути к печи скрап проходит зону подогрева, где нагревается отходящими печными газами, подаваемыми в направлении, обратном движению скрапа (по принципу противотока). На участке подогрева скрапа оксид углерода ( $CO$ ), содержащийся в отходящих газах, окисляется при подаче воздуха автоматической системой вдувания. При протекании экзотермических реакций выделяется дополнительное количество тепла, поглощаемое скрапом.

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

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

Предварительный подогрев шихты позволяет значительно сократить расход технологической электроэнергии на расплавление. При средней температуре подогрева скрапа от  $400$  до  $600^{\circ}C$  и полноте расплавления от  $70$  до  $80\%$  массы завалки экономия энергии колеблется от  $80$  кВт/ч на тонну жидкой стали на

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 15   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |



### 1.3.2 Технологическая карта (схема) выплавки

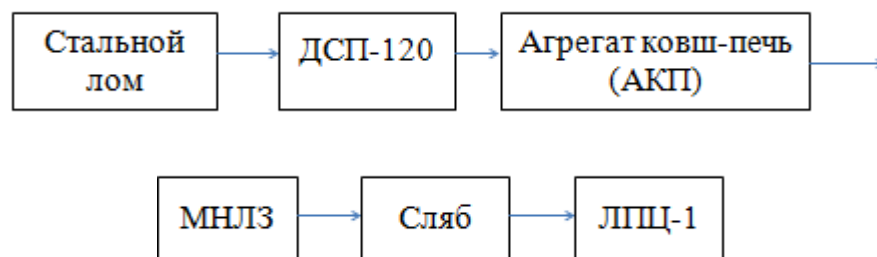


Рисунок 4 – Технологическая схема

Методы выплавки стали в ДСП-120.

Сталь в дуговой печи выплавляется по двум вариантам:

- с завалкой металлошихты на "болото" (40 – 50 т металла предыдущей плавки);
- с завалкой металлошихты на "сухую" подину, очищенную от остатков шлака и металла от предыдущей плавки. Проводятся: после холодного ремонта подины в течение первых двух плавов подряд.

Подготовка печи.

Выплавка полупродукта производится при удовлетворительном твердом состоянии подины и откосов, с защитным гарнизом на водоохлаждаемых панелях стен и свода, с хорошо очищенным и засыпанным эркерным отверстием, целыми электродами, при исправном состоянии и надежной работе охлаждающей системы, механизмов, электроаппаратуры и газоочистки. Подготовка печи к завалке лома осуществляется в следующей последовательности: перед завалкой бадьи электроды выставляются на полный подъем. Производится открытие свода печи. Предварительно необходимо отсоединить систему дымоотсоса, осуществить подъем и поворот свода и закрыть дверцу шлаковой летки. После выгрузки лома из бадьи (корзины), поправить лом внутри печного пространства, используя бадью. Затем закрыть свод и подать напряжение на электроды. После расплавления "болота" начинается ввод лома. Масса загруженного лома контролируется при помощи системы взвешивания, установленной на платформе печи.

Выпуск первых двух плавов осуществлять «насухо», с обязательным контролем состояния подины и откосов и их заправкой. После выпуска предыдущей плавки производится удаление остатков шлака и настелей из канала эркера и торца концевой втулки эркерного выпуска.

Заправка подины и откосов.

После выпуска металла печь наклоняют в сторону рабочей площадки для осмотра футеровки мастером и сталеваром с целью общей оценки состояния откосов, подины и выявления на ней остатков металла и шлака. Остатки металла с подины нужно удаляют повторным наклоном печи в сторону слива металла.

После оценки состояния подины производится ремонт подины. Заправка подины и откосов производится механизированным способом. Углубление ванны производить присадками кварцитового песка, кварцита или порошка ферросилиция.

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 17   |

Горячий ремонт подины проводить по мере необходимости в местах локального износа подины методом подсыпки ремонтных масс. После заправки подины, откосов и завалки шихты при необходимости производить частичный ремонт стен (подварка) массами.

Подготовка скраповой бадьи (корзины).

Дно бадьи должно быть наполнено слоем легковесного лома без воды или масла.

Следующий слой должен содержать самые тяжелые (большие) куски лома. На поверхность тяжеловесного лома добавляют науглероживающий материал, материал для образования шлака. Следующий слой лома должен составлять основной объем веса шихты. Последний слой – это легковесный лом малого размера.

### 1.3.3 Сырьевые материалы, необходимые для выплавки

Шихтовка плавки.

Плавку шихтуют из расчёта получения в металле после расплавления значений массовых долей химических элементов не выше заданных в марке стали.

Основные требования к шихтовым материалам: масса тяжеловесных отходов (обрези) в составе общей массы завалки должна быть не более 50 %. Во избежание риска взрыва следует загружать сухой скрап (без масла, воды) и не использовать герметизированные контейнеры.

Куски скрапа не должны превышать по длине 1,5 м, по ширине 0,5 м и по высоте 0,5 м (по массе максимум ~ 1,5 т).

Шихтовку плавки по массовой доле углерода производят чугуном (твердым) или коксом (антрацитом). Отходы производства и лом складироваться и хранятся отдельно по группам и сортам и использовать в завалку только при выплавке марок стали, легированных этими элементами.

Общая масса металлошихты должна составлять от 125 до 135 т. При шихтовке плавки загрузка металлошихты производится загрузочной бадьей и с конвейера. Общий расход извести должен составлять от 5,0 до 6,0 т на плавку.

Процесс завалки и подвалки металлошихты в печь осуществлять с помощью корзины. При опускании её с ломом в печь полностью закрывают рабочее окно и шлаковую летку печи.

Ферросплавы.

Ферросплавы, предназначенные для присадки в жидкий металл, должны быть прокалены в нагревательной печи докрасна.

Порошки должны иметь фракцию:– не более 2 мм, кокс – не более 1 мм.

Окислители.

Твердые окислители – железорудные окатыши, железная руда перед использованием должны быть прокалены в нагревательной печи. Газообразный кислород, применяемый для продувки металла в печи, должен содержать не более 0,8 г/м<sup>3</sup> влаги.

Шлакообразующие.

Шлакообразующие, применяемые для рафинирования, должны быть прокалены в нагревательных печах докрасна и иметь размер отдельных кусков не более 150 мм.

Плавление на ДСП.

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 18   |

После завалки металлошихты свод переводят в рабочее положение и сталевар производит включение печи и в установленном режиме стеновые комбинированные фурмы-горелки. После расплавления первой загрузки до определенной степени подают лом, чугун, ГБЖ, углеродсодержащие материалы. Шлакообразующие материалы подают посредством системы перемещения материалов через свод. Объем подаваемого лома регулируется за счет компьютерной программы в зависимости от потребляемой мощности, а также температуры ванны. С целью получения заданного химического состава шлака, вместе с ломом добавляют известь, доломит и УСМ.

Кислород используют для формирования пенистого шлака.

Кислород подают при помощи кислородных модулей. После отработки 20 – 25 МВт/ч производят отбор пробы металла для определения химического состава, пробы шлака, измерение температуры металла. Пробу металла отбирают с помощью специального пробоотборника.

Шлак должен находиться во вспененном состоянии, для чего в процессе шлакообразования в печь сверху присаживают сначала коксовую мелочь с последующим вдуванием углеродсодержащего материала от 800 до 1200 кг. Известь вводят в печь равномерно в процессе окисления и нагрева металла порциями по 200 – 300 кг. Температура металла перед выпуском плавки должна быть не менее 1620 °С.

Доводка плавки.

Как только достигнуто примерно 85 – 90 % общей загрузки, автоматически начинается процесс доводки плавки, электроэнергия уменьшается примерно на 10 – 15 %, интенсивность подачи скрапа также уменьшается для обеспечения увеличения температуры в ванне жидкой стали до получения температуры для выпуска плавки.

Подготовка к выпуску плавки.

За 5 – 8 минут до выпуска печь отклоняют не более чем на 2 градуса в сторону шлаковой летки для скачивания шлака. Отбирают пробу металла и шлака для проверки химического состава. Для повышения температуры ванны до уровня не менее 1620°С замедляют ход конвейеров. Сталь-ковш подготавливается и перемещается в положение для выпуска плавки. Температура футеровки сталь-ковша должна быть не менее 1000°С.

Необходимо, чтобы соединяющая тележка в этот период двигалась. Несущие электрододержатели поднимают до «половины хода» поворачивая управляющее устройство элетрододержателя в положение «быстрый подъём. Как только соединяющая тележка начинает двигаться обратно, двигатель отключится автоматически. Регулирование переключают с основного пульта управления на пульт поста управления выпуска.

Выпуск и подготовка к перезапуску.

После наполнения ковша до необходимой массы его вывозит сталевоз из-под печи для дальнейшей его транспортировки на АКП.

При выпуске полупродукта в ковш присаживают материалы.

Температура металла перед выпуском и количество отданных материалов должны обеспечивать поступление металла на АКП.

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
|      |      |          |         |      |                             | 19   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             |      |

Для обеспечения максимального контакта металла и шлака во время и после выпуска осуществляют продувку аргоном.

Обработка стали на АКП.

Ковш подвозят на агрегат. Устанавливается рабочий расход аргона для продувки стали.

Измеряется температура стали. Включается АКП. Прогревается металл в течение 5 – 8 мин. Измеряют температуру металла, отбирают пробу металла и шлака. По результатам химического анализа определяют последующий режим обработки и производят доводку химического состава стали вводом ферросплавов, наведением рафинирующего шлака. После получения заданного химического состава передают в разливочный пролет. После обработки металла на АКП-100 ковш с металлом снимается со сталеваза и передается на разливку.

Раскисление рафинирующего шлака и металла. Легирование стали.

Рекомендуемая масса разовой порции ферросплавов – не более 100 кг. Окончательную корректировку химического состава стали, вне зависимости от количества присаживаемых материалов, производят не позднее, чем за 10 минут до окончания обработки металла на АКП. Показанием к окончанию процесса является достижение заданной температуры, при обеспечении заданного химического состава стали подают ковш на разливку.

Разливка стали на слябовой машине непрерывного литья заготовок.

Непрерывная разливка стали состоит в том, что жидкую сталь из ковша через промежуточное разливочное устройство непрерывно подают в водоохлаждаемую изложницу без дна – кристаллизатор, из нижней части которого вытягивается затвердевающий слиток.

Подготовка МНЛЗ к приёму жидкого металла.

После установки стальной ковша в позицию разливки отключают горелки стенда разогрева промковша, снимают малую крышку и промковш вместе с погружным стаканом перемещают в положение разливки. Погружной стакан центрируют относительно кристаллизатора с помощью механизма юстировки установленного на тележке промковша. Производят центровку шиберного затвора сталеразливочного ковша относительно приемного устройства промежуточного ковша.

Разливка.

Металл из ковша переливают в промежуточный ковш. От туда он попадает в кристаллизатор. Бурление в кристаллизаторе и оголение зеркала металла не допускается. Разливщик стали немедленно закрывает шибер, как только визуально определит начало появления шлака из сталеразливочного ковша.

Окончание разливки и резка металла на слябы.

Окончание разливки производят только на мерной длине сляба, с учетом обрезки хвостовой части сляба длиной 0,70 м. Удаляют полностью шлак из кристаллизатора.

#### 1.4 Контроль качества продукции

Качество металлической шихты, легирующих, окислителей, шлакообразующих и заправочных материалов, используемых при выплавке стали, должно соответствовать требованиям нормативно-технической документации. Не

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
|      |      |          |         |      |                             | 20   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             |      |



допускается к использованию шихта, загрязненная цветными металлами.

Суммарное содержание в шихте и легирующих остаточных элементов (примесей), не удаляемых в процессе выплавки, не должно превышать значений заданного химического состава марки стали.

При плавке в ДСП через регулярные промежутки времени производятся ручные или автоматические замеры температуры, которые сравниваются с заданными значениями.

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

Сталеразливочные ковши, используемые для обработки стали на АКП, должны быть подготовлены и разогреты в соответствии с требованиями технологической инструкции "Футеровка и сушка сталеразливочных ковшей для агрегата «печь-ковш»". При доводке стали в агрегате ковш-печь необходимо следить за расходом аргона, а так же своевременно замерять температуру жидкой стали и брать пробу для контроля химического состава.

На МНЛЗ готовят ёмкости для аварийного слива металла. Наличие влаги, шлака, металла в них не допускается. Проверяют наличие рабочего инструмента, шлакообразующей и теплоизолирующей смеси на рабочей площадке разливки. Содержание влаги в шлакообразующей и теплоизолирующей смесях должно быть не более 0,5%. Контроль, отбор проб и доставка их в ЦЗЛ осуществляется ОТК.

Так же на МНЛЗ проверяют:

- готовность электросхем, гидросистем, аварийных систем;
- давление воды, сжатого воздуха, природного газа, кислорода, аргона;
- расходы воды на охлаждение кристаллизатора, узлов и механизмов МНЛЗ;
- исправность работы паропотсоса;
- устанавливают рецепт разливки согласно заданной марки стали и заданного сечения.

Измерение температуры жидкой стали, в промежуточном ковше на МНЛЗ осуществляет разлищик стали.

## 2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

### 2.1 Расчёт материального баланса

Расчёт материального баланса стали S275JO заданного состава таблица 12.

Таблица 12 - Химический состав стали марки S275JO по EN 10025-2%

| Предел |      | C        | Mn      | Si   | N                           | Cu | S | P |      |
|--------|------|----------|---------|------|-----------------------------|----|---|---|------|
|        |      |          |         |      |                             |    |   |   | Лист |
|        |      |          |         |      |                             |    |   |   | 21   |
| Изм.   | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |    |   |   |      |

|         |      |      |      |       |      |       |       |
|---------|------|------|------|-------|------|-------|-------|
| Нижний  | н.б. | н.б. | н.б. | н.б.  | н.б. | н.б.  | н.б.  |
| Верхний | 0,24 | 1,60 | 0,55 | 0,012 | 0,55 | 0,035 | 0,035 |

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

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

Группы отходов выбираются на основании прил.1-4. В реальных производственных условиях очень часто приходится выплавлять сталь из шихты, которая есть в наличии. Это связано с отсутствием легированных отходов. Углеродистых отходов больше. Особенно это стало актуальным в настоящее время, когда в ДСП выплавляют низколегируемые стали и мало заказов на сложнолегируемый 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 низколегируемые отходы. Также в состав шихты входит родственная группа, а также близкие к ней по химическому составу легируемые 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 Б-62, чугун группы Л-6.

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

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.

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 22   |

Таблица 13 - Химический состав, отходов которые предполагается использовать в завалку, %

| Материал | Содержание элементов |     |     |       |      |     |        |
|----------|----------------------|-----|-----|-------|------|-----|--------|
|          | C                    | Si  | Mn  | P     | S    | Cu  | Fe     |
| Б-62     | 0,04                 | 0,2 | 0,2 | 0,025 | 0,03 | 0,2 | 98,250 |
| Л-6      | 3,9                  | 1,2 | 0,9 | 0,08  | 0,04 | 0   | 93,88  |

Таблица 14 - Содержание компонентов в шихте, кг

| Материал | Масса    | Содержание элементов |         |         |       |        |         |          |
|----------|----------|----------------------|---------|---------|-------|--------|---------|----------|
|          |          | C                    | Si      | Mn      | P     | S      | Cu      | Fe       |
| Б-62     | 85958,25 | 34,38                | 171,917 | 171,917 | 21,49 | 25,788 | 171,917 | 85360,84 |
| Л-6      | 19041,75 | 742,628              | 228,5   | 171,376 | 15,2  | 7,617  | 0       | 17876,39 |
| Всего    | 105000   | 777,012              | 400,418 | 343,29  | 36,7  | 33,4   | 171,917 | 103237,2 |
| Всего %  | 100      | 0,74                 | 0,38    | 0,327   | 0,035 | 0,032  | 0,164   | 98,32    |

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 15 и таблице 16.

Таблица 15 - Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, которые предлагается использовать в процессе выплавки, %

| Материал | Содержание |                  |       |                                |                                |                                |                  |       |      |                               | Потери при прокаливании |
|----------|------------|------------------|-------|--------------------------------|--------------------------------|--------------------------------|------------------|-------|------|-------------------------------|-------------------------|
|          | CaO        | SiO <sub>2</sub> | MgO   | Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | CaF <sub>2</sub> | FeO   | S    | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> |                         |
| Известь  | 88,00      | 1,30             | 2,00  | 0                              | 0,80                           | 0,20                           | 0                | 0     | 0    | 0                             | 7,70                    |
| Магнезит | 1,00       | 3,00             | 93,00 | 0                              | 1,00                           | 2,00                           | 0                | 0     | 0    | 0                             | 0                       |
| Руда     | 0,10       | 5,25             | 0,30  | 0                              | 4,10                           | 0                              | 0                | 90,00 | 0,10 | 0,15                          | [O]- 27,70              |
| Электрод | 0,118      | 0,565            | 0     | 0                              | 0,317                          | 0                              | 0                | 0     | 0    | 0                             | [C]- 99,90              |

Таблица 16 - Химический состав легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

| Материал | C   | Mn | P    | S    | N    | Si   | Zn | Al    | Fe    | Cu |
|----------|-----|----|------|------|------|------|----|-------|-------|----|
| НК81     | 0   | 0  | 0    | 0    | 32,5 | 61,5 | 0  | 0     | 6     | 0  |
| ФМн90    | 0,5 | 90 | 0,05 | 0,02 | 0    | 1,8  | 0  | 0     | 7,63  | 0  |
| А 97     | 0   | 0  | 0    | 0    | 0    | 0,01 | 0  | 99,98 | 0,01  | 0  |
| ФС20     | 1   | 1  | 0,1  | 0,02 | 0    | 23   | 0  | 1     | 73,88 | 0  |
| Л96      | 0   | 0  | 0    | 0    | 0    | 0    | 4  | 0     | 0     | 96 |

Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи.

Окисление элементов.

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |  | 23   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |  |      |

для данной марки стали в период плавания для всех элементов, входящих в таблицу 14 (таблица 17)

Таблица 17 - Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавания, %

| Угар   | C     | Si    | Mn   | P   | S | Cu | Fe   |
|--------|-------|-------|------|-----|---|----|------|
| Общий  | 20,0  | 100,0 | 70,0 | ΔP  | 0 | 0  | 2    |
| В шлак | 0     | 100,0 | 80,0 | 100 | 0 | 0  | 20,0 |
| В улет | 100,0 | 0     | 20,0 | 0   | 0 | 0  | 80,0 |

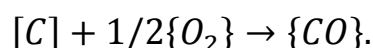
Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 7.

Таблица 18 - Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

| Элемент | Исходное содержание | Угар элемента | Масса элемента в расплаве | Содержание элемента в расплаве, % |
|---------|---------------------|---------------|---------------------------|-----------------------------------|
| C       | 777,012             | 155,4         | 621,609                   | 0,609                             |
| Si      | 400,417             | 400,42        | 0                         | 0                                 |
| Mn      | 343,293             | 240,305       | 102,988                   | 0,1                               |
| P       | 36,723              | 0             | 36,7                      | 0,036                             |
| S       | 33,404              | 0             | 33,4                      | 0,0327                            |
| Cu      | 171,917             | 0             | 171,917                   | 0,168                             |
| Fe      | 103237,235          | 2064,745      | 101172,49                 | 99,054                            |
| Всего   | 105000              | 2860,869      | 102139,131                | 100                               |

Окисление кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.

Окисление углерода происходит по реакции:



Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле (1):

$$m_{i_xO_y} = \frac{m_i}{v_i \cdot \mu_i} \cdot v_{i_xO_y} \cdot \mu_{i_xO_y}, \text{ кг}, \quad (1)$$

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

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

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

Расчет количества кислорода, кг, требуемого для окисления, определяем по формуле

$$m_{O_2}(i) = v_{i_xO_y} \cdot \mu_{i_xO_y} - m_i, \text{ кг}, \quad (2)$$

Углерод. Образуется соединение CO(3):

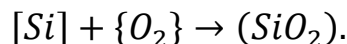
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 24   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

$$m_{CO} = \frac{m_C}{v_C \cdot \mu_C} \cdot v_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{155,4 \cdot 28}{12} = 362,6 \text{ кг}$$

Нужно кислорода на окисление углерода

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 362,6 - 155,4 = 207,2 \text{ кг}$$

Кремний. Окисление кремния происходит по следующей реакции



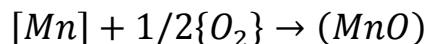
Образуется кремнезема:

$$m_{SiO_2} = \frac{m_{Si}}{v_{Si} \cdot \mu_{Si}} \cdot v_{SiO_2} \cdot \mu_{SiO_2} = \frac{400,42 \cdot 60}{28} = 858,04 \text{ кг}$$

Нужно (O) на окисление кремния:

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} - m_{Si} = 858,04 - 400,42 = 457,62 \text{ кг}$$

Марганец. Окисление марганца следует по реакции:



Образуется (MnO):

$$m_{MnO} = \frac{m_{Mn}}{v_{Mn} \cdot \mu_{Mn}} \cdot v_{MnO} \cdot \mu_{MnO} = \frac{240,305 \cdot 71}{55} = 310,2 \text{ кг}$$

Из этого количества 20% улетучивается с газами, а 80% перешло в шлак.

С газами улетучивается  $\frac{310,2 \cdot 20}{100} = 62,04$  кг MnO, из них  $\frac{240,305 \cdot 20}{100} = 48,061$  Mn.

В шлак перешло  $\frac{310,2 \cdot 80}{100} = 248,16$  кг MnO, из них  $\frac{240,305 \cdot 80}{100} = 192,244$  Mn.

Будет использовано кислорода на окисление марганца

$$m_{O_2}(Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 310,2 - 240,305 = 69,895 \text{ кг}$$

Сера. Рассчитаем, что в период плавления сера не удаляется.

Медь. Рассчитаем что в период плавления эти элементы не удаляются.

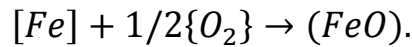
Железо. Рассчитываем, что в период плавления 80% окислившегося Fe улетучивается газами, а 20% переходит в шлак.

Образуется, оксидов Fe в пересчете на FeO

|      |      |          |         |      |  |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|--|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      |  | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |  |                             | 25   |

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe}}{v_{Fe} \cdot \mu_{Fe}} \cdot v_{FeO} \cdot \mu_{FeO} = \frac{2064,745 \cdot 72}{56} = 2654,67 \text{ кг}$$

по следующей реакции



Из них 80% улетучивается с печными газами, а 20% в шлак.

С газами улетает  $\frac{2654,67 \cdot 80}{100} = 2123,736$  кг FeO, из них  $\frac{2064,745 \cdot 80}{100} = 1651,8$  кг Fe.

В шлак перешло  $\frac{2654,67 \cdot 20}{100} = 530,934$  кг FeO, из них  $\frac{2064,745 \cdot 20}{100} = 412,95$  кг Fe.

Нужно кислорода на окисление железа

$$m_{O_2}(Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 2654,67 - 2064,745 = 589,925 \text{ кг}$$

Металл. Под конец периода плавления в печи останется следующая масса металла (с учетом угаров элементов): 102139,131 кг, содержание углерода в металле составит 0,609 %.

Содержание кислорода в металле определяем по формуле

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

Количество кислорода в металле  $[O] = - \left( \frac{0,00216}{[C]} \right) + 0,00884 = 0,0053\%$

Найдем содержание кислорода в металле, которое ушло на насыщение металла, используя равенство

$$\frac{102139,131 + x}{x} = \frac{100}{0,0053'}$$

где x - искомая величина, кг:

102139,131+x - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

0,0053 - содержание кислорода в металле, %.

$$x = 5,413 \text{ кг}$$

Шлакообразование.

Шлак в период плавления образуется из извести, агломерата, и других составляющих разрушающейся футеровки ванны, стан и свода, оксидов, полученных при окислении частиц металлической шихты.

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 26   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

$$m_i(j) = \frac{m_i \cdot (j)}{100}, \quad (4)$$

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

$m_j$  - расход шлакообразующего  $j$ , кг

( $i$ ) - содержание компонента  $i$  в шлакообразующем  $j$ .

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

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

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

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

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

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

В расчете сделаем пересчет на FeO, по формуле:

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

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

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

соответственно;

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

В пересчете на оксид железа (5):

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

б) Расчет компонентов, попавших в шлак из футеровки ванны ДСП.

Не точный расход магнезитового порошка на заправку печи считается по формулам, кг/т:

$$72 \cdot m_0^{-0,294} \text{ - при немеханизированной заправке} \quad (6)$$

$$40 \cdot m_0^{-0,17} \text{ - при немеханизированной заправке} \quad (7)$$

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 27   |

где  $m_0$  - масса печи, кг.

Потрачено магнетитового порошка в результате (6):

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

Тогда магнетит добавит 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) Попавший в шлак зола электродов. Расход новых электродов составляет 4...5 кг/т – фирм из России - производителей и 1...2 кг/т - зарубежных. Примем, что за период плавки расходуется 4,5 кг/т электродов, т.е. 420 кг. Электрод содержит углерода в размере 99%, вследствие чего окисляется и углерода:

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

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

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

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

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 28   |



Масса кислорода нужного для окисления углерода будет равна:

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

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

В результате вес кислорода на окисление углерода равен 720,72 кг.  
Изнашивающиеся 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) Добавление оксидов в шлак из металла, кг:

$$SiO_2 = 858,04 \text{ кг}.$$

$$MnO = 248,16 \text{ кг}.$$

$$FeO = 530,934 \text{ кг}.$$

д) Подсчет составляющих, перешедших в шлак из агломерата.

Содержание FeO в шлаке под конец периода плавления по расчетам 15,1%.

Найдем количество FeO в шлаке, примерно предполагая, что шлак в печи в конце периода плавления будет равен 5...7% от массы металла или

$$\frac{(102139,131 + 5,413) \cdot 6}{100} = 6128,673 \text{ кг},$$

где (102139,131 + 5,413) - масса с учетом содержания кислорода, кг; шлак равен 6% от веса металла.

Найдем количество FeO в шлаке:

$$\frac{6128,673 \cdot 15,1}{100} = 925,43 \text{ кг}.$$

Это масса вносимая известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак попадет 4,536+10,591+530,934=546,061 кг FeO.

Тогда руда добавит

$$925,43 - 546,061 = 379,369 \text{ кг } FeO.$$

На создание такого количества FeO нужно:

железа (1)  $\frac{379,369 \cdot 56}{72} = 295,065$  кг и кислорода (2)  $379,369 - 295,065 = 102,304$  кг.

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 29   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

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

- 1) на окисление углерода – 207,2;
- 2) на окисление кремния – 457,62;
- 3) на окисление марганца – 69,895;
- 7) на окисление железа – 589,925;
- 8) на окисление электродов - 720,72;
- 9) на насыщение металла – 5,413;
- 10) на образование FeO – 102,304.

Всего 2153,077.

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 усвоиться 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  $2153,077 - 328,401 = 1824,676$  кг.

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

$$\frac{1824,676 \cdot 100}{27,7} = 6587,278 \text{ кг}, \quad (8)$$

где 1824,676 - необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;

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

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{6587,278 \cdot 62,3}{100} = 4103,87 \text{ кг}, \quad (9)$$

из них 295,065кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа  $4103,87 - 295,065 = 3808,805$  кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{6587,278 \cdot 0,1}{100} = 6,587;$$

$$MgO = \frac{6587,278 \cdot 0,3}{100} = 19,76;$$

$$SiO_2 = \frac{6587,278 \cdot 5,25}{100} = 345,83;$$

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 30   |

$$P_2O_5 = \frac{6587,278 \cdot 0,15}{100} = 9,881;$$

$$Al_2O_3 = \frac{6587,278 \cdot 4,1}{100} = 270,078;$$

$$S = \frac{6587,278 \cdot 0,1}{100} = 6,587.$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 19 и таблица 20) в конце плавления без учета дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата).

Таблица 19 - Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг.

| Источник поступления          | SiO <sub>2</sub> | CaO     | MnO    | ∑FeO    | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | MgO    | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | S     | ∑       |
|-------------------------------|------------------|---------|--------|---------|--------------------------------|--------|-------------------------------|-------|---------|
| Известь                       | 32,76            | 2217,6  | -      | 5,04    | 20,16                          | 50,4   | 0                             | 0     | 2325,6  |
| Футеровка ванны               | 17,65            | 5,88    | -      | 10,59   | 5,88                           | 547,18 | 0                             | 0     | 587,19  |
| Электрод                      | 2,373            | 0,496   | -      | -       | 1,33                           | 0      | 0                             | 0     | 4,2     |
| Окислы из металлической ванны | 858,04           | 0       | 248,16 | 530,93  | 0                              | 0      | 0                             | 0     | 1637,13 |
| Руда                          | 345,83           | 6,587   | 0      | 295,065 | 270,078                        | 19,76  | 9,881                         | 6,587 | 953,788 |
| Всего                         | 1256,65          | 2230,56 | 248,16 | 841,63  | 297,448                        | 617,34 | 9,881                         | 6,587 | 5508,26 |
| Всего%                        | 22,814           | 40,495  | 4,505  | 15,279  | 5,4                            | 11,208 | 0,179                         | 0,12  | 100     |

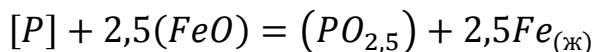
Таблица 20 - Состав металла по расплавлению шихты, кг

| Элемент | Поступило с шихтой | Поступило с рудой | Перешло в шлак | Потери с газами | Содержится в металле | Содержится в металле, % |
|---------|--------------------|-------------------|----------------|-----------------|----------------------|-------------------------|
| C       | 777,012            | 0                 | 0              | 155,402         | 621,609              | 0,588                   |
| O       | 0                  | 5,197             | 0              | 0               | 5,197                | 0,005                   |
| Si      | 400,418            | 0                 | 400,418        | 0               | 0                    | 0                       |
| Mn      | 343,29             | 0                 | 192,244        | 48,061          | 102,988              | 0,097                   |
| P       | 36,723             | 0                 | 0              | 0               | 36,723               | 0,035                   |
| S       | 33,404             | 0                 | 0              | 0               | 33,404               | 0,032                   |
| Cu      | 171,917            | 0                 | 0              | 0               | 171,917              | 0,162                   |
| Fe      | 103237,235         | 3671,036          | 411,445        | 1645,78         | 104851,044           | 99,098                  |

|       |        |         |         |          |            |     |
|-------|--------|---------|---------|----------|------------|-----|
| Всего | 105000 | 3676,23 | 1021,42 | 1849,245 | 105805,568 | 100 |
|-------|--------|---------|---------|----------|------------|-----|

### Окислительная дефосфорация при выплавке стали

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



По экспериментальным данным получим уравнение:

$$lgK_p = lg \frac{x_{PO_{2,5}} \cdot \gamma_{PO_{2,5}}}{(x_{FeO} \cdot \gamma_{FeO})^{2,5} \cdot [P] \cdot f_p} = \frac{1120}{T} - 1,385 \quad (10)$$

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

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 21):

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

где (RO) – содержание оксида RO в шлаке (см. таблицу 19), %

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

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

Таблица 21 – Состав шлака дефосфорации

| Состав шлака    | CaO   | SiO <sub>2</sub> | MnO   | FeO   | MgO   | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | PO <sub>2,5</sub> | ∑     |
|-----------------|-------|------------------|-------|-------|-------|--------------------------------|-------------------|-------|
| M <sub>RO</sub> | 56    | 60               | 71    | 72    | 40    | 102                            | 71                | -     |
| n <sub>RO</sub> | 0,723 | 0,380            | 0,063 | 0,212 | 0,280 | 0,053                          | 0,003             | 1,715 |
| X <sub>RO</sub> | 0,422 | 0,222            | 0,037 | 0,124 | 0,163 | 0,031                          | 0,001             | 1     |
| n <sub>R+</sub> | 0,723 | 0,380            | 0,063 | 0,212 | 0,280 | 0,106                          | 0,003             | 1,768 |
| X <sub>R+</sub> | 0,409 | 0,215            | 0,036 | 0,120 | 0,159 | 0,060                          | 0,001             | 1     |

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

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

$$= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,036 \cdot 0,215 + 5,9 \cdot (0,409 + 0,159) \cdot 0,215 + 10,5 \cdot 0,409 \cdot 0,001] =$$

$$= 0,742$$

$$\gamma_{FeO} = 5,5$$

$$lg\gamma_{PO_{2,5}} \approx lg\gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,742 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,409 = -1,551$$

$$\gamma_{PO_{2,5}} = 0,028$$

|      |      |          |         |      |  |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|--|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      |  | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |  |                             | 32   |

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

$$\begin{aligned} \lg f_p = & e_P^C \cdot [C] \cdot e_P^O \cdot [O] + e_P^{Si} \cdot [Si] - e_P^{Mn} \cdot [Mn] + e_P^P \cdot [P] + e_P^S \cdot [S] - \\ & - e_P^{Cr} \cdot [Cr] - e_P^{Ni} \cdot [Ni] + e_P^{Ti} \cdot [Ti] - e_P^W \cdot [W] + e_P^{Al} \cdot [Al] - e_P^{Mo} \cdot [Mo] - \\ & - e_P^{Cu} \cdot [Cu] + e_P^V \cdot [V] = 0,13 \cdot 0,587 + 0,13 \cdot 0,005 - 0,032 \cdot 0,097 + \\ & + 0,062 \cdot 0,035 + 0,028 \cdot 0,032 - 0,042 \cdot 0,162 = 0,07; \\ & f_p = 1,175 \end{aligned}$$

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,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,175 \cdot (0,124 \cdot 5,5)^{2,5} \cdot 1,715}{0,028} = 139,7.$$

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

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

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

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

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

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

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,035 + \frac{5508,26}{105805,568} \cdot 100 \cdot 0,176 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{5508,26}{105805,568} \cdot 100 \cdot 139,7} = 0,005.$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{105805,568 - x}{36,723 - x} = \frac{100}{0,005},$$

где  $x$  - искомая величина, кг;

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      |                             | Лист |
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | 33   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             |      |

105622 – x - масса металла с учетом окисления фосфора, кг;  
 31,5 – x - масса фосфора в металле с учетом окисления фосфора, кг;  
 0,009 - содержание фосфора в металле, %

$$x = 31,4 \text{ кг.}$$

При этом образуется  $P_2O_5$  (1)

$$\frac{31,4 \cdot 142}{62} = 71,916 \text{ кг.}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода (2)  $71,916 - 31,4 = 40,516$  кг.

На окисление фосфора потребуется руды (8)  $\frac{40,516 \cdot 100}{27,7} = 146,267$  кг.

Руда, кроме кислорода вносит железа (9)  $\frac{146,267 \cdot 62,3}{100} = 91,124$  кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{146,267 \cdot 0,1}{100} = 0,146;$$

$$MgO = \frac{146,267 \cdot 0,3}{100} = 0,439;$$

$$SiO_2 = \frac{146,267 \cdot 5,25}{100} = 7,679;$$

$$P_2O_5 = \frac{146,267 \cdot 0,15}{100} = 0,219;$$

$$Al_2O_3 = \frac{146,267 \cdot 4,1}{100} = 6;$$

$$S = \frac{146,267 \cdot 0,1}{100} = 0,146.$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака в конце плавления.

Таблица 22 - Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

| Источник поступления          | SiO <sub>2</sub> | CaO    | MnO    | FeO     | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | MgO    | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | S | сумма    |
|-------------------------------|------------------|--------|--------|---------|--------------------------------|--------|-------------------------------|---|----------|
| Известь                       | 32,76            | 2217,6 | 0      | 5,04    | 20,16                          | 50,4   | 0                             | 0 | 2325,96  |
| Футеровка ванны               | 17,65            | 5,88   | 0      | 10,59   | 5,88                           | 547,18 | 0                             | 0 | 587,18   |
| Электрод                      | 2,373            | 0,496  | 0      | 0       | 1,33                           | 0      | 0                             | 0 | 4,199    |
| Оксиды из металлической ванны | 858,04           | 0      | 248,16 | 530,934 | 0                              | 0      | 0                             | 0 | 1637,134 |

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             |  |  |  | 34   |

|         |         |          |        |         |         |         |       |       |         |
|---------|---------|----------|--------|---------|---------|---------|-------|-------|---------|
| Руда    | 353,509 | 6,733    | 0      | 295,065 | 276,078 | 20,199  | 10,1  | 6,733 | 968,417 |
| Всего   | 1264,33 | 2230,709 | 248,16 | 841,629 | 303,448 | 617,779 | 10,1  | 6,733 | 5522,89 |
| Всего,% | 22,95   | 40,498   | 4,505  | 15,279  | 5,509   | 11,216  | 0,183 | 0,12  | 100,266 |

С учетом кислорода, растворенного в металле, применения железной руды (агломерата) и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 23.

Таблица 23 - Баланс периода плавления, кг

| Элемент | Поступило с шихтой | Поступило с рудой | Перешло в шлак | Потери с газами | Содержится в металле | Содержится в металле,% |
|---------|--------------------|-------------------|----------------|-----------------|----------------------|------------------------|
| C       | 777,012            | 0                 | 0              | 155,402         | 621,609              | 0,588                  |
| O       | 0,000              | 5,197             | 0              | 0               | 5,197                | 0,005                  |
| Si      | 400,418            | 0                 | 400,418        | 0               | 0                    | 0                      |
| Mn      | 343,292            | 0                 | 192,244        | 48,061          | 102,988              | 0,097                  |
| P       | 36,723             | 0                 | 31,400         | 0,000           | 5,323                | 0,005                  |
| S       | 33,404             | 0                 | 0,000          | 0,000           | 33,404               | 0,032                  |
| Cu      | 171,917            | 0                 | 0,000          | 0,000           | 171,917              | 0,163                  |
| Fe      | 103237,235         | 3671,036          | 411,445        | 1645,78         | 104851,044           | 99,1                   |
| Всего   | 105000             | 3676,23           | 1035,506       | 1849,24         | 105791,482           | 100                    |

Подсчет состава и количества газов в период плавления

Всего массы 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:

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 35   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

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

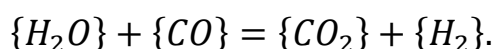
Влажность атмосферного воздуха:

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

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

Израсходовано, кг:

- а) шихты - 105000, из нее:
  - чугун Л 6 - 19041,75;
  - отходы Б 62 - 85958,25;
- б) шлакообразующих - 2520, в том числе извести - 2520;
- в) футеровка ДСП - 588,365, в том числе магнезита - 588,365;
- г) электродов - 420;
- д) руды - 6733,545, в том числе:
  - 1) на окисление - 6587,278,
  - 2) на дефосфорацию - 146,267;
- е) воздуха - 1443,322, в том числе:
  - 1) кислорода - 328,401,
  - 2) азота - 1099,430,
  - 3) влаги - 15,491.

Всего : 116705,232.

Получено, кг:

- а) металла - 105791,482;
  - б) шлака - 5522,89;
  - в) пыли - 2185,776, в том числе:
    - 1) MnO - 62,04,
    - 2) FeO - 2123,736.
  - г) газов - 2802,08, в том числе:
    - 1) CO - 1017,643 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO<sub>2</sub>),
    - 2) CO<sub>2</sub> - 683,286 (от прокаливания извести и окисления электродов с учетом догорания CO),
    - 3) N<sub>2</sub> - 1099,430,
    - 4) H<sub>2</sub> - 1,721
- Всего: 116302,228.

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 36   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |



Невязка – 116705,232-116302,228=403,004 кг или  $\frac{403,004}{116705,232} \cdot 100 = 0,345\%$ .

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, входящих в таблицу 14 (таблица 24).

Таблица 24 - Угар элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период, %

| Угар   | C   | Si    | Mn | P | S | Cu | Fe  |
|--------|-----|-------|----|---|---|----|-----|
| Общий  | ΔC  | 100,0 | 68 | 0 | 0 | 0  | 1,5 |
| В шлак | 0   | 100,0 | 80 | 0 | 0 | 0  | 30  |
| В улет | 100 | 0     | 20 | 0 | 0 | 0  | 70  |

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

Таблица 25 - Химический состав металла в конце окислительного периода, кг

| Элемент | Исходное содержание | Угар элемента | Масса элемента в расплаве | Содержание элемента в расплаве, % |
|---------|---------------------|---------------|---------------------------|-----------------------------------|
| C**     | 621,609             | 389,725       | 231,884                   | 0,224                             |
| Si      | 0                   | 0             | 0                         | 0                                 |
| Mn      | 102,988             | 70,032        | 32,956                    | 0,032                             |
| P       | 5,323               | 0             | 5,323                     | 0,005                             |
| S       | 33,404              | 0             | 33,404                    | 0,032                             |
| Cu      | 171,917             | 0             | 171,917                   | 0,166                             |
| Fe      | 104851,044          | 1572,766      | 103278,278                | 99,5                              |
| Всего   | 105786,285          | 2011,4        | 103774,87                 | 100,000                           |

\*\* Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,24%.

Тогда массу окисляющегося углерода определяем по пропорции:

$$\frac{105791,48 - m_{\Delta C}}{621,609 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,22}'$$

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

105791,48 –  $m_{\Delta C}$  - масса металла с учетом угара углерода;

621,609 –  $m_{\Delta C}$  - масса углерода с учетом его окисления.

$$m_{\Delta C} = 389,725 \text{ кг.}$$

Углерод при окислении образует оксид углерода CO (1)

$$\frac{389,725 \cdot 28}{12} = 909,358 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода (2)  $909,358 - 389,725 = 519,633$  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)

$$\frac{70,032 \cdot 28}{12} = 163,408 \text{ кг.}$$

Испариться MnO

$$163,408 \cdot \frac{20}{100} = 32,682 \text{ кг,}$$

из них Mn

$$70,032 \cdot \frac{20}{100} = 14,006 \text{ кг.}$$

Перейдет MnO в шлак

$$163,408 - 32,682 = 130,726 \text{ кг,}$$

из них Mn:

$$70,032 - 14,006 = 56,026 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$163,408 - 70,032 = 93,376 \text{ кг.}$$

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

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

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 38   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

Медь. Принимаем, что в окислительный период эти элементы из металла не удаляются.

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

$$\frac{1572,766 \cdot 72}{56} = 2022,128 \text{ кг.}$$

Испариться FeO

$$2022,128 \cdot \frac{70}{100} = 1415,49 \text{ кг,}$$

из них Fe

$$1572,766 \cdot \frac{70}{100} = 1100,936 \text{ кг.}$$

Перейдет в шлак

$$2022,128 - 1415,49 = 606,638 \text{ кг FeO}$$

из них Fe

$$1572,766 - 1100,936 = 471,83 \text{ кг.}$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$2022,128 - 1572,766 = 449,362 \text{ кг.}$$

Металл. В результате периода окисления в печи остаются некоторое количество металла (прибавляя угара элементов) - 103774,87 кг (см. таблицу 14), содержание углерода в металле равен 0,224% (см. таблицу 14).

Количество кислорода в металле находится по формуле Ойкса Г.Н.:

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

Количество кислорода в металле (11)

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,224}{0,224} = 0,0216 \text{ \%}$$

Находим содержание кислорода в металле, которое израсходуется на насыщение металла, используя равенство:

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 39   |

$$\frac{103774,87 + x}{x} = \frac{100}{0,0216}$$

где  $x$  - искомая величина, кг;

$103774,87 + x$  - масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

$0,0216$  - содержание кислорода в металле, %;

$$x = 22,42 \text{ кг.}$$

В результате плавления в металле было  $5,197$  кг кислорода, то есть, на насыщение металла использовалось  $22,42 - 5,197 = 17,223$  кг.

Для расчета использованного технического кислорода в окислительный период составляем баланс кислорода в период окисления, кг:

1) на окисление углерода использовано -  $519,633$ ;

2) на окисление марганца использовано -  $93,376$ ;

4) на окисление железа использовано -  $449,362$ ;

5) на насыщение металла использовано -  $22,42$ ;

Всего -  $1084,791$ .

В результате примерно  $30\%$  окисляются кислородом ( $FeO$ ), а остальные  $70\%$  - кислородом, вдуваемым прямо внутрь жидкого металла.

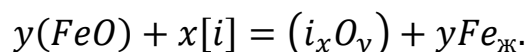
Моно оксид железа используется на окисление хрома, углерода, марганца, насыщение расплава.

То есть ( $FeO$ ):

$$(519,633 + 93,376 + 22,42) \cdot \frac{30}{100} = 190,629 \text{ кг кислорода,}$$

а кислород в газовой фазе принесет  $1084,791 - 190,629 = 894,162$  кг кислорода.

( $FeO$ ) окисляется по следующему уравнению:



В следствии расходуется  $FeO$

$$\frac{190,629 \cdot 72}{16} = 857,831 \text{ кг,}$$

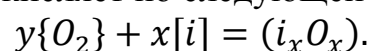
где  $190,629$  - масса кислорода, вносимого  $FeO$ ;

$72$  и  $16$  - молекулярные массы моно оксида железа и кислорода, соответственно.

Так же в металл попадает и  $Fe$  массой:

$$857,831 - 190,629 = 667,202 \text{ кг.}$$

Кислород в газовой фазе окисляет по следующей реакции:



|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 40   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

В период окисления процент газообразного кислорода усваивается жидким металлом из атмосферы печи, остальная часть попадает с помощью (O) инжектора.

Быстрота усвоения кислорода из воздуха на квадратный метр площади печи на уровне откосов составляет около 10...30 кг/час.

Взяв приблизительно время окислительного периода в 100 - тонной печи равным 20 минут, то за этот промежуток используется кислорода:

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

Поэтому, с кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$894,162 - 164,0358 = 730,126 \text{ кг.}$$

Находим количество и состав газов в период окисления

Печная атмосфера. Все количество кислорода, взятое из воздуха,

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг.}$$

Количество (O) в воздухе:

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

Процент попавшего (N) посчитаем из условия, содержание кислорода в воздухе будет 21 %, следовательно

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

Если масса кислорода в воздухе 23%, следовательно:

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

Объем, вес воздуха составит:

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

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

Влажность в воздухе:

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 41   |

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

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

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

В результате образуется углекислый газ и водород массой:

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

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

В результате нужно окись углерода массой:

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

Технический кислород. Весь вес кислорода поступающий из кислородным инжектором, равен 709,475 кг. Для внесения такого количества кислорода нужно использовать в окислительный период технического кислорода, при 95% усвоении:

$$\frac{730,126 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 772,416 \text{ кг},$$

где 709,475 - нужно кислорода с техническим кислородом, кг;

99,5 и 95 – количество в техническом кислороде, кислорода и его усваивание, %.

Масса улетучившегося кислорода

$$\frac{772,416 \cdot 5}{100} = 38,621 \text{ кг};$$

Так же будет внесено азота

$$\frac{772,416 \cdot 0,5}{100} = 3,862 \text{ кг},$$

где 5 - масса неусвоенного кислорода, %;

0,5 – в техническом кислороде будет азота, %.

Кислород не вступивший в реакцию окисления вступит в реакцию с  $CO_2$ , в результате мы получаем углекислый газ массой:

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 42   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} = \frac{38,621}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 106,208 \text{ кг.}$$

Для этого нужно углекислого газа в количестве 106,208-38,621=67,587 кг.

В результате основываясь на данных составляем баланс металла окислительного периода (таблица 26 и таблица 27).

Таблица 26 – Вес и процентные составляющие шлака в конце окислительного периода, кг

| Источник поступления          | SiO <sub>2</sub> | CaO      | MnO     | ΣFeO    | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | MgO     | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | S     | Σ        |
|-------------------------------|------------------|----------|---------|---------|--------------------------------|---------|-------------------------------|-------|----------|
| Плавильный шлак               | 1264,332         | 2230,709 | 248,16  | 841,629 | 303,448                        | 617,779 | 10,1                          | 6,73  | 5522,89  |
| Окислы из металлической ванны | 0                | 0        | 130,726 | 606,638 | 0                              | 0       | 0                             | 0     | 737,364  |
| Перешло в металл              | 0                | 0        | 0       | 857,831 | 0                              | 0       | 0                             | 0     | 818,001  |
| Всего                         | 1264,332         | 2230,709 | 378,886 | 590,436 | 303,448                        | 617,779 | 10,1                          | 6,733 | 5402,423 |
| Всего %                       | 23,403           | 41,291   | 7,013   | 10,929  | 5,617                          | 11,435  | 0,187                         | 0,125 | 100      |

Таблица 27 - Баланс окислительного периода, кг

| Элемент | Металл периода плавления | Перешло в металл | Перешло в шлак | Потери с газами | Содержится в металле | Содержится в металле % |
|---------|--------------------------|------------------|----------------|-----------------|----------------------|------------------------|
| C       | 621,609                  | 0                | 0              | 389,725         | 231,884              | 0,222                  |
| O       | 5,197                    | 22,42            | 0              | 0               | 27,617               | 0,026                  |
| Si      | 0                        | 0                | 0              | 0               | 0                    | 0                      |
| Mn      | 102,988                  | 0                | 56,026         | 14,006          | 32,956               | 0,032                  |
| P       | 5,323                    | 0                | 0              | 0               | 5,323                | 0,005                  |
| Si      | 33,404                   | 0                | 0              | 0               | 33,404               | 0,032                  |
| Cu      | 171,917                  | 0                | 0              | 0               | 171,917              | 0,165                  |
| Ni      | 0                        | 0                | 0              | 0               | 0                    | 0                      |
| Fe      | 104851,044               | 667,202          | 471,83         | 1100,936        | 103945,48            | 99,518                 |
| Всего   | 105791,48                | 689,622          | 527,856        | 1504,667        | 104448,581           | 100                    |

Суммарный материальный баланс периода плавления:

Израсходовано, кг

- а) металла - 105791,48;
- б) шлака - 5522,89

Получено, кг;

- а) металла - 104448,581;
- б) шлака - 5402,423;
- в) пыли - 1448,172;

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 43   |

в) технического кислорода – 771,407,  
в том числе:

1) кислорода – 768,747 (включая  
неусвоенный),

2) азота – 3,862;

г) воздуха - 721,664, в том числе:

1) кислорода - 164,201,

2) азота - 549,715,

3) влаги 7,745.

Всего: 112807,441.

1) MnO – 32,682,

2) FeO – 1415,49.

г) газов - 1500,307, в том числе:

1) CO – 822,737 (от окисления  
металла с учетом догорания до CO<sub>2</sub>)

2) CO<sub>2</sub> – 125,141 (с учетом догорания  
до CO),

3) N<sub>2</sub> - 553,568,

4) H<sub>2</sub> - 0,861.

Всего: 112801,483.

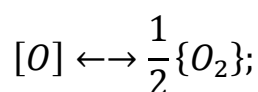
Невязка - 112807,441-112801,483=5,958 кг или  $\frac{5,958}{112786,79} \cdot 100=0,005\%$ .

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.

Определим значение равновесного парциального давления кислорода на границе  
металл - шлак;



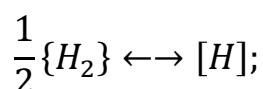
$$K_o = \frac{p_{O_2}^{1/2}}{[O]}; \lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151.$$

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

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

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

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



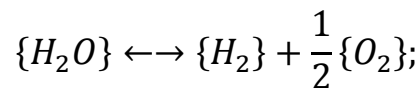
$$K_H = \frac{[H]}{p_{H_2}^{1/2}}; \lg K_H = -\frac{1900}{T} - 1,58.$$

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 44   |



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

На границе - газ существует равновесие:



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

При 1873 К  $lgK_{H_2O} = -\frac{13160}{T} - 3,05 = 3,976$ ;  $K_{H_2O} = 9,466 \cdot 10^3$ .

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

Равновесная концентрация водорода:

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

Предельное (стационарное) содержание водорода:

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

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104448,581 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}},$$

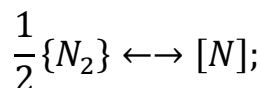
где  $x$  – искомая величина, кг;

$104448,581 + x$  – масса металла с учетом содержания водорода, кг;

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

$$x = 1,563 \text{ кг.}$$

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



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

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

Равновесная концентрация азота:

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 45   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

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

Предельное стационарное содержание азота:

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

Определяем содержание азота в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104448,581 + x}{x} = \frac{100}{3,566 \cdot 10^{-9}},$$

где  $x$  – искомая величина, кг;

$104448,581 + x$  - масса металла с учетом содержания водорода и азота, кг;

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

$$x = 3,724 \cdot 10^{-6} \text{ кг.}$$

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

Обработка стали в печи-ковше

Обработка стали на установке печь–ковш является неотъемлемой частью технологии производства высококачественного металла, обеспечивая увеличение производительности сталеплавильных агрегатов, экономию энергетических и материальных затрат, включая электроэнергию, электроды, огнеупорные материалы и ферросплавы, повышение степени рафинирования стали от вредных примесей, гомогенизацию и стабилизацию металла по температуре и химическому составу, способствует расширению сортамента стали.

Печь–ковш облегчает согласование работы сталеплавильных агрегатов, так как является буферной емкостью между ними и МНЛЗ, что особенно важно при разливке стали сериями плавов, способствующей повышению выхода годного металла.

После окислительного периода из печи металл выпускают в ковш. В печи остается 10% металла (см. таблицу 28, 29) и 99% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавикового шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

Таблица 28 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

| Элемент | Металл окислительного периода | Осталось в ДСП | Содержится в металле | Содержится в металле, % |
|---------|-------------------------------|----------------|----------------------|-------------------------|
| С       | 231,884                       | 23,188         | 208,696              | 0,222                   |

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 46   |

|       |            |           |           |        |
|-------|------------|-----------|-----------|--------|
| O     | 27,617     | 2,762     | 24,855    | 0,026  |
| Si    | 0          | 0         | 0         | 0      |
| Mn    | 32,956     | 3,296     | 29,66     | 0,032  |
| P     | 5,323      | 0,53      | 4,791     | 0,005  |
| Si    | 33,404     | 3,34      | 30,064    | 0,032  |
| Cu    | 171,917    | 17,192    | 154,725   | 0,165  |
| Fe    | 10394,480  | 10394,548 | 92350,932 | 99,518 |
| Всего | 104448,581 | 10444,858 | 94003,723 | 100    |

Таблица 29 – Количество и состав шлака в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

| Источник поступления | SiO <sub>2</sub> | CaO      | MnO     | ΣFeO    | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | MgO     | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | S     | Σ       |
|----------------------|------------------|----------|---------|---------|--------------------------------|---------|-------------------------------|-------|---------|
| Шлак окисл. периода  | 1264,332         | 2230,709 | 378,886 | 590,436 | 303,448                        | 617,779 | 10,1                          | 6,733 | 5402,42 |
| Осталось в ДСП       | 1251,689         | 2208,402 | 375,097 | 584,532 | 300,414                        | 611,601 | 9,999                         | 6,666 | 5348,39 |
| Всего                | 12,643           | 22,307   | 3,789   | 5,904   | 3,034                          | 6,178   | 0,101                         | 0,067 | 54,024  |
| Всего, %             | 23,403           | 41,291   | 7,013   | 10,929  | 5,617                          | 11,435  | 0,187                         | 0,125 | 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:  $\frac{94003,723 \cdot 0,05}{1000} = 4,7$  кг.

Кокс внесет углерода (4)  $\frac{4,7 \cdot 86,09}{100} = 4,046$  кг.

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

Кокс внесет углерода в металл:  $\frac{4,046 \cdot 10}{100} = 0,4046$  кг.

Углерод на ракисление шлака:  $4,046 - 0,4046 = 3,641$  кг.

Образуется СО (1)  $\frac{3,641 \cdot 28}{12} = 8,496$  кг.

Потребуется кислорода (2)  $8,496 - 3,641 = 4,855$  кг.

|      |      |          |         |      |  |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|--|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |  |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |  |  |  |  |  | 47   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |  |  |  |  |  |      |

22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,7 \cdot 5,84}{100} = 0,274;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,7 \cdot 2,4}{100} = 0,113; \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) } - 0,121 \text{ кг.}$$

$$Al_2O_3 = \frac{4,7 \cdot 3}{100} = 0,141;$$

$$CaO = \frac{4,7 \cdot 5}{100} = 0,235;$$

$$MgO = \frac{4,7 \cdot 0,12}{100} = 0,007;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,7 \cdot 0,04}{100} = 0,003.$$

Кокс внесет в металлы (4), кг:

$$S = \frac{4,7 \cdot 0,6}{100} = 0,028;$$

$$P = \frac{4,7 \cdot 0,01}{100} = 0,0005.$$

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

$$\frac{4,7 \cdot 1,3}{100} = 0,061 CO_2.$$

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

$$\text{Восстановится } FeO \frac{6,303 \cdot 90}{100} = 5,673 \text{ кг.}$$

$$\text{Необходимо связать кислорода } \frac{5,673 \cdot 16}{72} = 1,261 \text{ кг.}$$

Осталось FeO в шлаке  $6,303 - 5,673 = 0,63$  кг.

Образуется Fe  $5,673 - 1,261 = 4,412$  кг.

$$\text{Восстановится } MnO \frac{3,782 \cdot 90}{100} = 3,404 \text{ кг.}$$

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
|      |      |          |         |      |                             | 48   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             |      |

Необходимо связать кислорода  $\frac{3,404 \cdot 16}{71} = 0,767$  кг.

Образуется Mn  $3,404 - 0,767 = 2,637$  кг.

Осталось MnO в шлаке  $3,782 - 3,404 = 0,378$  кг.

Восстановиться  $P_2O_5 \frac{0,101 \cdot 90}{100} = 0,091$  кг.

Необходимо связать кислорода  $\frac{0,091 \cdot 80}{142} = 0,051$  кг.

Образуется P  $0,091 - 0,051 = 0,04$  кг.

Осталось  $P_2O_5$  в шлаке  $0,101 - 0,091 = 0,01$  кг.

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

FeO – 1,261;

MnO - 0,767;

$P_2O_5$  - 0,051;

Всего – 2,079.

Коксом связано 4,7 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$4,7 - 2,079 = 2,621$  кг.

Таблица 30 - Количество и состав металла в ковше после раскисления, кг

| Элемент | Металл в ковше | Раскисление | Содержится в металле | Содержится в металле, % |
|---------|----------------|-------------|----------------------|-------------------------|
| C       | 208,696        | 0,405       | 209,1                | 0,222                   |
| O       | 24,855         | 0           | 24,855               | 0,026                   |
| Si      | 0              | 0           | 0                    | 0                       |
| Mn      | 29,66          | 2,637       | 32,297               | 0,034                   |
| P       | 4,791          | 0,040       | 4,831                | 0,005                   |
| S       | 30,064         | 0,028       | 30,092               | 0,032                   |
| Cu      | 154,725        | 0           | 154,725              | 0,165                   |
| Fe      | 92350,932      | 4,412       | 92235,344            | 99,515                  |
| Всего   | 94003,723      | 7,522       | 94011,244            | 100                     |

Таблица 31 - Количество и состав шлака после раскисления, кг

| Источник поступления | SiO <sub>2</sub> | CaO    | MnO    | FeO    | 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         | 12,643           | 22,307 | 3,789  | 5,904  | 0,000                          | 3,034                          | 6,178 | 0,000            | 0,101                         | 0,067 | 53,957 |
| Раскисление          | 0,274            | 0,235  | -3,404 | -5,552 | 0,000                          | 0,141                          | 0,007 | 0,000            | -0,088                        | 0     | -8,387 |
| Всего                | 12,369           | 22,072 | 7,193  | 11,456 | 0,000                          | 2,893                          | 6,171 | 0,000            | 0,189                         | 0,067 | 62,344 |

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |  | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             |  |  |  |  |  | 49   |

|          |        |        |        |        |       |       |       |       |       |       |         |
|----------|--------|--------|--------|--------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|---------|
| Всего, % | 19,840 | 35,404 | 11,537 | 18,376 | 0,000 | 4,641 | 9,898 | 0,000 | 0,303 | 0,125 | 100,000 |
|----------|--------|--------|--------|--------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|---------|

б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,153% содержится 0,029% или 26,97 кг кислорода.

Для того что бы осуществить предварительное легирование, добавим в АКП ферромарганец, ферросилиций[5.С,50-53].

Что бы определить количество используемых легирующих необходимо относительно посчитать массу металла в конце плавки. Считаем примерную массу легирующих:

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

где  $m_i$  - количество легирующего компонента, кг;

$m_{\text{Me}}$  - масса металла, кг;

$[i_{\text{гост}}]$  и  $[i_{\text{Me}}]$  – количество в расплаве вещества среднее и имеющееся, равноценно, %

Примерно посчитаем количество металла в ковше, кг:

$$m_{\text{Si}} = \frac{94003,723 \cdot (0,55 - 0)}{100} = 517,021;$$

$$m_{\text{Mn}} = \frac{94003,723 \cdot (1,6 - 0,034)}{100} = 1472,098;$$

$$m_{\text{Мепрогн}} = \sum m_i + m_{\text{Me}} = 517,021 + 1472,098 + 94003,723 = 95992,842 \text{ кг}$$

Более точный подсчет используем следующее уравнение:

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

где  $m_{\text{леги}}$  - вес легирующего вещества, вводимый в элемент  $i$ , кг;

$i$  - количество элемента  $i$  в легирующем вещества, %.

Кремний. Раскисление стали кремнием с помощью ФС20 (12)

$$\frac{95992,842 \cdot (0,55 - 0)}{23} = 2295,481 \text{ кг или } \frac{23 \cdot 2295,481}{100} = 527,96 \text{ кг кремния.}$$

|      |      |          |         |      |  |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|--|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      |  | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |  |                             | 50   |

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

$$\text{Выгорает } \frac{527,96 \cdot 20}{100} = 105,592 \text{ кг кремния и } \frac{2295,481 \cdot 1}{100} = 22,955 \text{ кг алюминия.}$$

Это количество кремния свяжет кислорода  $\frac{105,592 \cdot 32}{28} = 120,676$  кг; алюминий свяжет  $\frac{22,955 \cdot 48}{54} = 20,404$  кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак:  $\frac{105,592 \cdot 60}{28} = 226,262$  кг  $SiO_2$  и

$$\frac{22,955 \cdot 102}{54} = 43,358 \text{ кг } Al_2O_3.$$

ФС 20 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{2295,481 \cdot 80 \cdot 23}{100 \cdot 100} = 422,357;$$

$$Mn = \frac{2295,481 \cdot 1}{100} = 22,954;$$

$$P = \frac{2295,481 \cdot 0,1}{100} = 2,295;$$

$$S = \frac{2295,481 \cdot 0,02}{100} = 0,459;$$

$$C = \frac{2295,481 \cdot 1}{100} = 22,954;$$

$$Fe = \frac{2295,481 \cdot 73,88}{100} = 1695,855.$$

Марганец. Посчитаем используемый низкоуглеродистый ферромарганец ФМн90 (12):

$$\frac{95992,842 \cdot (1,6 - 0,034)}{90} = 1670,275 \text{ кг.}$$

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

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 51   |

$$\text{Выгорает } \frac{1670,275 \cdot 1,8 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 6,314 \text{ кг кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода } \frac{6,314 \cdot 32}{28} = 7,216 \text{ кг.}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак } \frac{6,314 \cdot 60}{28} = 13,53 \text{ кг } SiO_2.$$

Ферромарганец вносит в металл, кг:

$$C = \frac{1670,275 \cdot 0,5}{100} = 8,35;$$

$$Si = \frac{1670,275 \cdot 1,8 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 24,05;$$

$$P = \frac{1670,275 \cdot 0,05}{100} = 0,835;$$

$$S = \frac{1670,275 \cdot 0,02}{100} = 0,334;$$

$$Mn = \frac{1670,275 \cdot 90}{100} = 1503,207;$$

$$Fe = \frac{1670,275 \cdot 7,63}{100} = 127,439.$$

Медь. Определяем расход томпака латуни Л96.

$$\frac{95992,842 \cdot (0,55 - 0,165)}{96} = 384,97 \text{ кг.}$$

Поскольку медь и цинк неохотно реагируют с кислородом, они оба остаются в металле.

Латунь вносит в металл, кг:

$$Cu = \frac{384,97 \cdot 96}{100} = 369,562;$$

$$Zn = \frac{384,97 \cdot 4}{100} = 15,398.$$

Азот. Определяем расход порошковой проволоки НК81:

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 52   |



Примем что на 1т металла будет израсходовано 0,35 кг нитрида кремния:

$$95,99 \cdot 0,35 = 33,6 \text{ кг.}$$

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

$$\text{Выгорает } \frac{33,6 \cdot 61,592 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 4,139 \text{ кг кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода } \frac{4,139 \cdot 32}{28} = 5,017 \text{ кг.}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак } \frac{4,139 \cdot 60}{28} = 8,869 \text{ кг } SiO_2.$$

Порошковая проволока вносит в металл, кг:

$$Fe = \frac{33,6 \cdot 5,728}{100} = 1,93;$$

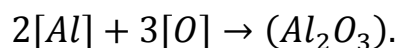
$$Si = \frac{33,6 \cdot 61,592 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 16,556;$$

$$N = \frac{33,6 \cdot 32,68}{100} = 10,98.$$

в)Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий. Необходимо понизить количество кислорода до 0,005%  $\left(\frac{0,005 \cdot 95992,842}{100} = 4,8 \text{ кг}\right)$ , т.е связать

$$23,637 - 4,8 = 18,837 \text{ кг,}$$



Для этого потребуется алюминия  $\frac{18,837 \cdot 54}{48} = 21,192 \text{ кг.}$

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

$$\frac{21,192 \cdot 102}{54} = 40,029 \text{ кг.}$$

С учетом остаточного содержания алюминия в металле 0,02%  $\left(\frac{0,02 \cdot 95992,842}{100} = 19,198\right)$  общий расход алюминия для раскисления металла примем равным  $40,029 + 19,198 = 59,227 \text{ кг.}$

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 53   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97

$$\frac{59,227 \cdot 100}{99,98} = 59,239.$$

А 97 так же внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{59,239 \cdot 0,01}{100} = 0,006;$$

$$Fe = \frac{59,239 \cdot 0,01}{100} = 0,006.$$

### Шлакообразование

а) Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

Благоприятные условия для десульфурации это основность шлака  $B = 3,5...4,0$ .

Возьмем  $B = 4$ , считаем:

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

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

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

В результате вес извести, кг,

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

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

Тогда масса извести по формуле (13):

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot (12,369 + 12,885 + 226,262 + 8,869) - 22,072}{\frac{88}{100} - 4 \cdot \frac{1,3}{100}} = 1231,242 \text{ кг.}$$

Известь внесет в шлак (4), кг;

$$CaO = \frac{88 \cdot 1231,242}{100} = 1083,493;$$

$$SiO_2 = \frac{1,3 \cdot 1231,242}{100} = 16,006;$$

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 54   |

$$MgO = \frac{2 \cdot 1231,242}{100} = 24,625;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,8 \cdot 1231,242}{100} = 9,85;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 1231,242}{100} = 2,46, \text{ в пересчете на } FeO (5) - 2,2.$$

А ещё выделиться в атмосферу при прокаливании (4)

$$\frac{7,7 \cdot 1231,242}{100} = 94,806 \text{ кг } CO_2.$$

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.

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{1231,242}{4} = 307,81 \text{ г.}$$

Плавиковый шпат внесет в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{0,5 \cdot 307,81}{100} = 1,539;$$

$$SiO_2 = \frac{3,6 \cdot 307,81}{100} = 11,081;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 307,81}{100} = 0,616;$$

$$CaF_2 = \frac{94 \cdot 307,81}{100} = 289,341;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{1,5 \cdot 307,81}{100} = 4,617, \text{ в пересчете на } FeO(5) - 4,111.$$

А ещё выделиться в атмосферу при прокаливании (4):

$$\frac{0,2 \cdot 307,81}{100} = 0,617 \text{ кг } CO_2.$$

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

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
|      |      |          |         |      |                             | 55   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             |      |

$$SiO_2 = 226,262 + 12,885 + 8,869 = 248,016;$$

$$Al_2O_3 = 43,358.$$

г) Расчет компонентов, вносимых футеровкой печи – ковша.

Выбираем футеровку печи – ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича[7.С,104-106].

Расход магнезитохромитовой футеровки на ремонт для печи-ковша емкостью 100 т - 19 кг/т. Срок службы футеровки печи-ковша принимаем 45 плавков. 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):

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

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

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

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

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

$$Fe_2O_3 = \frac{42,222 \cdot 11,5}{100} = 4,856, \text{ в пересчете на } FeO \text{ (5) } - 4,37.$$

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

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 56   |

ковша перед выпечной обработкой металла и присадки основного количества шлакообразующих добавок непосредственно в печи-ковше[8.С,76-78].

Таблица 32 - Количество и состав металла во время десульфурации, кг

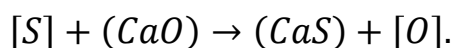
| Элемент | Содержится в металле | Легирование и раскисление | Содержится в металле | Содержится в металле, % |
|---------|----------------------|---------------------------|----------------------|-------------------------|
| C       | 209,1                | 31,304                    | 240,404              | 0,244                   |
| O       | 24,855               | -18,837                   | 6,018                | 0,006                   |
| Si      | 0                    | 462,969                   | 462,969              | 0,471                   |
| Mn      | 32,297               | 1526,167                  | 1558,464             | 1,586                   |
| P       | 4,831                | 3,13                      | 7,961                | 0,008                   |
| S       | 30,092               | 0,793                     | 30,885               | 0,031                   |
| Al      | 0                    | 21,192                    | 21,192               | 0,022                   |
| Zn      | 0                    | 15,398                    | 15,398               | 0,016                   |
| Cu      | 154,725              | 369,562                   | 524,287              | 0,534                   |
| N       | 0                    | 10,98                     | 10,98                | 0,011                   |
| Fe      | 92235,344            | 1825,224                  | 95380,568            | 97,07                   |
| Всего   | 94011,244            | 4247,882                  | 98259,126            | 100                     |

Таблица 33 - 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   | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | S     | CaF <sub>2</sub> | Σ       |
|------------------------|------------------|---------|-------|-------|--------------------------------|--------------------------------|-------|-------------------------------|-------|------------------|---------|
| Шлак после раскисления | 12,369           | 22,072  | 7,193 | 11,45 | 0                              | 2,893                          | 6,171 | 0,189                         | 0,067 | 0                | 62,4    |
| Известь                | 15,449           | 1045,78 | 0     | 2,139 | 0                              | 9,507                          | 23,76 | 0                             | 0     | 0                | 1096,65 |
| Плавиновый шпат        | 10,700           | 1,486   | 0     | 4,011 | 0                              | 0,594                          | 0     | 0                             | 0     | 279,273          | 296,064 |
| Продукты раскисления   | 239,147          | 0       | 0     | 0     | 0                              | 43,35                          | 0     | 0                             | 0     | 0                | 282,505 |
| Футовка                | 2,744            | 0,844   | 0     | 4,370 | 4,222                          | 0                              | 27,86 | 0                             | 0     | 0                | 40,047  |
| Всего                  | 280,             | 1070,19 | 7,193 | 21,97 | 4,222                          | 56,35                          | 57,80 | 0,189                         | 0,067 | 279,273          | 1777,67 |
| Всего, %               | 15,774           | 60,202  | 0,405 | 1,236 | 0,238                          | 3,17                           | 3,252 | 0,011                         | 0,004 | 15,71            | 100     |

Полученный шлак имеет высокое содержание CaO, 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.

Реакция удаления серы в печи – ковше имеет вид:



Конечное содержание серы в металле определяется выражением:

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |  | 57   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |  |      |

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

где  $\lambda$  - кратность шлака, %;

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

$$\lambda = \frac{1777,678}{98259,126} \cdot 100 = 1,81\%.$$

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:

$$\lg f_O = e_O^O \cdot [\%O] + e_O^C \cdot [\%C] + e_O^{Si} \cdot [\%Si] + e_O^{Mn} \cdot [\%Mn] + e_O^P \cdot [\%P] + e_O^S \cdot [\%S] + e_O^{Cu} \cdot [\%Cu] + e_O^{Al} \cdot [\%Al];$$

$$\begin{aligned} \lg f_O &= -0,20 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,265 - 0,131 \cdot 0,456 - 0,021 \cdot 1,593 - \\ &- 0,07 \cdot 0,008 - 0,133 \cdot 0,032 + 0,013 \cdot 0,158 + 3,9 \cdot 0,022 = \\ &= -0,13; \end{aligned}$$

$$f_O = 0,741;$$

$$a_O = f_O \cdot [\%O] = 0,005 \cdot 0,741 = 0,004;$$

$$\lg f_S = e_S^S \cdot [\%S] + e_S^C \cdot [\%C] + e_S^{Si} \cdot [\%Si] + e_S^{Mn} \cdot [\%Mn] + e_S^P \cdot [\%P] + e_S^O \cdot [\%O] + e_S^{Cu} \cdot [\%Cu] + e_S^{Al} \cdot [\%Al];$$

$$\begin{aligned} \lg f_S &= -0,028 \cdot 0,032 + 0,11 \cdot 0,265 + 0,063 \cdot 0,456 - 0,026 \cdot 1,593 + 0,29 \cdot \\ &\cdot 0,008 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,0084 \cdot 0,158 + 0,035 \cdot 0,022 = 0,016 \end{aligned}$$

$$f_S = 1,038$$

$$\text{Тогда } \lg L_S = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{60,188 + 0,05 \cdot 3,251}{15,77 + 0,6 \cdot 3,169} - \lg 0,004 + 0,016 = 2,571;$$

$$L_S = 372,392.$$

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 58   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

$$[S]_K = \frac{100 \cdot 0,032 + 1,817 \cdot 0,067}{100 + 372,392 \cdot 1,817} = 0,0043.$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции

$$\frac{98259,126 - x}{30,885 - x} = \frac{100}{0,0043'}$$

где  $x$  - искомая величина, кг;

98259,126 –  $x$  - масса металла с учетом окисления серы, кг;

30,885 –  $x$  - масса серы в металле с учетом окисления, кг;

0,0043 - содержание серы в металле, %,

$$x = 26,679 \text{ кг.}$$

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 приведены в таблице 23.

Таблица 34 - Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

| Элемент | Металл до десульфурации | Десульфурация | Содержится в металле | Содержится в металле, % |
|---------|-------------------------|---------------|----------------------|-------------------------|
| C       | 240,404                 | 0             | 240,404              | 0,244                   |
| O       | 6,018                   | 0             | 6,018                | 0,006                   |
| Si      | 462,969                 | 0             | 462,969              | 0,471                   |
| Mn      | 1558,464                | 0             | 1558,464             | 1,587                   |
| P       | 7,961                   | 0             | 7,961                | 0,008                   |
| S       | 30,885                  | 26,679        | 4,206                | 0,004                   |
| Al      | 21,192                  | 0             | 21,192               | 0,022                   |
| Zn      | 15,398                  | 0             | 15,398               | 0,016                   |
| Cu      | 524,287                 | 0             | 524,287              | 0,534                   |
| N       | 10,980                  | 0             | 10,980               | 0,011                   |
| Fe      | 95380,568               | 0             | 95380,568            | 97,097                  |
| Всего   | 98259,126               | 26,679        | 98232,447            | 100                     |

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и не нуждается в корректировке. Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в таблице 35.

Таблица 35 - Масса и состав конечного шлака, кг

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
|      |      |          |         |      |                             | 59   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             |      |

| 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    | P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | S       | CaF <sub>2</sub> | Σ        |
|-----------------------|------------------|---------|-------|--------|--------------------------------|--------------------------------|--------|-------------------------------|---------|------------------|----------|
| Шлак до десульфурации | 280,409          | 1070,19 | 7,193 | 21,976 | 4,222                          | 56,352                         | 57,806 | 0,189                         | 0,067   | 279,273          | 1777,678 |
| Десульфурация         | 0                | 0       | 0     | 0      | 0                              | 0                              | 0      | 0                             | 26,679  | 0                | 26,679   |
| Всего                 | 280,409          | 1070,19 | 7,193 | 21,976 | 4,222                          | 56,352                         | 57,806 | 0,189                         | -26,612 | 279,273          | 1750,9   |
| Всего, %              | 16,014           | 61,119  | 0,411 | 1,255  | 0,241                          | 3,218                          | 3,301  | 0,011                         | -1,520  | 15,949           | 100      |

### Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг

- а) металла - 104437,359;
  - б) шлака - 5442,25;
  - в) футеровки ковша - 42,222;
  - г) шлакообразующих – 1485,495 , в том числе:
    - 1) извести – 1,188,396,
    - 2) плавикового шпата – 297,099;
  - д) легирующих элементов и раскислителей – 4029,587 , в том числе:
    - 1)А 97 – 59,239,
    - 2)ФС 20 - 2295,418,
    - 3)ФМн 90 - 1670,23,
    - 4) кокса - 4,7;
  - е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия -146,382.
- Всего:115583,295.

Получено, кг:

- а) металла – 108251,657, в том числе:
    - 1) в ДСП -10443,736,
    - 2) в ковше - 97807,921;
  - б) шлака – 7139,227, в том числе:
    - 1)ДСП- 5387,83,
    - 2) в ковше - 1751,397;
  - в) газов – 100,658, в том числе:
    - СО<sub>2</sub>(известь)- 91,507,
    - СО<sub>2</sub>(плав.шпат)- 0,594,
    - СО<sub>2</sub>(кокс)-0,061,
    - СО(кокс)- 8,496.
- Всего:115491,542.

Невязка - 115583,295-115491,542=91,753 кг или  $\frac{91,753}{115583,295} \cdot 100 = 0,079\%$ .

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

### Суммарный материальный баланс плавки

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

- Отходов бб2 - 85958,25;
- Л6 - 19041,75;
- ФМн 90 - 1670,23;
- ФС20 - 2295,418;
- А97 – 59,239;
- кокса - 4,7;
- извести (суммируется по всем периодам) – 3708,396;
- плавикового шпата - 297,099;
- футеровки печи - 588,365;
- футеровки печи-ковша - 42,222;

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |  | 60   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |  |      |



руды – 6733,545;  
газов (суммируется по всем периодам) – 2915,742;  
Всего: 123314,956.

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

металла (в ковше и ДСП) – 108251,657;  
шлака в ДСП - 5387,83;  
шлака печи-ковша - 1751,397;  
пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) - 3571,908;  
газов (суммируется по всем периодам) – 4213,344.  
Всего: 123176,136.

## 2.2 Тепловой баланс печи

*Приход тепла.*

*Тепло, вносимое электрической энергией,  $Q_1$ .*

На ОАО «АМЗ» расход электрической энергии фиксируется приборами учета электроэнергии.

Важным параметром, характеризующим использование электроэнергии, является коэффициент полезного действия, учитывающий потери энергии при подводе ее к рабочему пространству печи на ДСП-120 в ЭСПЦ –  $2 \eta = 90\%$ .

Расход электроэнергии, с учетом подогрева лома и наличия газокислородных горелок и времени их работы, равен 350 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6 (1 Вт·ч = 3600 Дж/ч).

Расчет проведем на 100 кг шихты. Зададимся расходом электрической энергии, равным 350 кВт·ч/т стали, или 35 кВт·ч на 100 кг. Тогда с учетом электрического КПД  $\eta = 0,9$

$$Q_1 = 35 \cdot 3,6 \cdot 0,9 = 113,40 \text{ МДж.}$$

*Тепло, вносимое газокислородными горелками,  $Q_2$ .*

Вносимое горелками тепло определяется по формуле

$$Q_{\text{гор}} = N_{\text{гор}} \cdot \tau \cdot P_{\text{гор}} \cdot 3,6, \quad (16)$$

где  $N_{\text{гор}}$  – число горелок на печи, шт.;

$\tau$  – время работы горелки, ч;

$P_{\text{гор}}$  – мощность горелки, кВт;

3,6 – переводной коэффициент кВт·ч в МДж.

ДСП на «АМЗ» оборудована 4 газокислородными горелками по 3,3 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 10 минут (0,17 часа).

$$Q_{\text{гор}} = 4 \cdot 0,17 \cdot 3,3 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 8078,4 \text{ МДж.}$$

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      |                             | Лист |
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | 61   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             |      |

С учетом емкости печи количество тепла, внесенного горелками, приведенное к 100 кг металлошихты составит:  $Q_2 = 6,73$  МДж.

*Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами,  $Q_3$ .*

Расчет энтальпии ведется по формуле

$$\Delta H_k = M_k \cdot c_k \cdot \Delta t_k, \quad (17)$$

где  $\Delta H_k$  – изменение энтальпии соответствующего компонента;

$M_k$  – масса компонента;

$c_k$  – теплоемкость компонента;

$\Delta t_k$  – изменение температуры компонента.

Энтальпия лома, заваливаемого в печь, подогретого до 400 °С составит

$$H_{\text{л}} = 100 \cdot 0,538 \cdot 10^{-3} \cdot 400 = 21,52 \text{ МДж.}$$

Энтальпией остальных компонентов пренебрегаем, т. к. их подается очень мало. Итого энтальпия шихты составит:  $Q_3 = \Delta H = 21,52$  МДж.

*Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций,  $Q_4$ .*

В процессе ведения плавки происходит окисление имеющихся в шихте компонентов (в первую очередь Si, Mn, C и Fe). Точно учесть количество тепла, выделившееся при их протекании, на практике сложно из-за неоднородности химического состава шихты. Кроме того, при введении в печь избытка кислорода происходит избыточное окисление железа, а при введении малого количества кислорода часть углерода может не окислиться.

$$Q_4 = M_{\text{Si}}q_{\text{Si}} + M_{\text{Mn}}q_{\text{Mn}} + M_{\text{C}}q_{\text{C}} + M_{\text{Fe}}q_{\text{Fe}} + M_{\text{Cr}}q_{\text{Cr}}, \quad (18)$$

где  $M_i$  – масса соответствующего элемента, окислившегося за всю плавку по материальному балансу;

$q_i$  – тепловой эффект реакции его окисления.

В расчете условно принимаем, что все элементы окисляются по реакции  $x\text{Me} + y\text{O} = \text{Me}_x\text{O}_y$ . С учетом материального баланса запишем, что окислится:

$$\text{Si до SiO}_2: 0,305 \cdot 28,4 = 8,66 \text{ МДж;}$$

$$\text{Mn до MnO: } (0,137 + 0,114) \cdot 6,99 = 1,75 \text{ МДж;}$$

$$\text{Cr до Cr}_2\text{O}_3: (0,007 + 0,006) \cdot 11 = 0,14 \text{ МДж;}$$

$$\text{Fe до FeO: } (0,197 + 0,334) \cdot 4,76 = 2,53 \text{ МДж;}$$

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 62   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

$$\text{Fe до Fe}_2\text{O}_3: (0,197 + 0,059) \cdot 7,36 = 1,89 \text{ МДж};$$

$$\text{C до CO: } (0,033 + 0,480) \cdot 11,3 = 5,8 \text{ МДж}.$$

Итого  $Q_4 = 20,77 \text{ МДж}$ .

В процессе плавки часть графита окисляется до CO, часть – до CO<sub>2</sub>, часть попадает в металл, а часть выносится в виде пыли с отходящими газам. При составлении теплового баланса принимают те же допущения, что и при составлении материального баланса (расход электродов 2 кг/т, 2/3 этого количества попадает в металл и учитывается при окислении углерода из расплава, остальное сразу окисляется до CO).

Итого за плавку приход тепла в печь:  $Q_{\text{п}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4$ , Дж,

$$Q_{\text{п}} = 113,40 + 6,73 + 21,52 + 20,77 = 162,42 \text{ МДж}.$$

*Расход тепла.*

*Тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок,  $Q_5$ .*

В процессе плавки происходит расплавление лома, шлакообразующих и легирующих элементов (если они вводятся в шихту). Количество тепла каждой составляющей определяется исходя из материального баланса по формулам:

$$H_M = M_M \cdot [c_1 \cdot (t_{\text{пл}} - t_0) + q_M + c_2 \cdot (t_{\text{вып}} + t_{\text{пл}})], \quad (19)$$

где  $M_M$  – масса компонента данного вида, вносимого в печь за плавку;

$c_1$  – средняя теплоемкость этого материала в интервале температуры от загрузки до плавления;

$c_2$  – средняя температура металла в интервале температуры от плавления до выпуска;

$t_0$  – температура скрапа при завалке;

$t_{\text{пл}}$  – температура плавления стали;

$t_{\text{вып}}$  – температура стали на выпуске;

$q_M$  – теплота плавления металла.

Теплоемкость компонентов определяется по справочным данным. Средняя теплоемкость определяется следующим образом. Так как лом подогревали до 400°C, то берется средняя теплоемкость материала в диапазоне от 400°C до температуры плавления.

Для стали рядовых марок можно принять  $q_M = 284 \text{ кДж/кг}$ ,  $q_{\text{шл}} = 58 \text{ кДж/кг}$ ,  $c_{\text{жидк.ст}} = 0,79 \text{ кДж/град}$ ,  $c_{\text{шл}} = 1,05 \text{ кДж/кг}$ . Температура плавления углеродистой стали 1350 °C, образующего шлака – 1550 °C.

Средняя теплоемкость для лома:

$$c_1 = (0,536 + 0,670)/2 = 0,603 \text{ кДж/град},$$

тогда

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 63   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

$$H_{\text{Лом}} = 70 \cdot [0,603 \cdot (1350 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1350)] = 75,46 \text{ МДж.}$$

Для скрапа

$$c_1 = (0,683 + 0,540)/2 = 0,612 \text{ кДж/град,}$$

тогда

$$H_{\text{Скрап}} = 30 \cdot [0,612 \cdot (1350 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1350)] = 30,23 \text{ МДж.}$$

Для сталеплавильного шлака можно принять сумму энтальпий нагрева и плавления  $q = 1890 \text{ кДж/кг}$  и записать уравнение:

$$H_{\text{Шл}} = 4,92 \cdot [1890 + 1,05 \cdot (1630 - 1550)] = 9,71 \text{ МДж.}$$

$$\text{Итого: } Q_5 = 75,46 + 30,23 + 9,71 = 115,4 \text{ МДж.}$$

*Тепло идущее на протекание эндотермических реакций,  $Q_6$ .*

Данная статья определяется по материальному балансу плавки и включает в себя потери тепла на разложение карбонатов извести.

Согласно материальному балансу, при прокаливании недообоженной извести выделяется:

$$0,101 \text{ кг (в период плавления)} + 0,003 \text{ кг (в окислительный период)} = 0,104 \text{ кг } \text{CO}_2.$$

При нормальных условиях это количество газа займет:

$$22,4 \cdot 10^{-3} \cdot 104/44 = 52,95 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3. \text{ На это потребуется } 97,27 \cdot 10^{-3} \cdot 7,21 = 0,38 \text{ МДж.}$$

$$\text{Итого: } Q_6 = 0,38 \text{ МДж.}$$

*Потери тепла через футеровку,  $Q_7$ .*

Для удобства расчета всю печь делят на 3 основные элемента – подину, стены и свод. В печи в ЭСПЦ – 2 на ОАО «АМЗ» футерована только подина, а стены и свод, кроме центральной керамической части, представляют собой конструкции из сборных водоохлаждаемых панелей, расчет потерь тепла в которых приведен отдельно.

В условиях постоянно действующего металлургического производства можно считать, что печь работает в стационарных условиях и аккумуляции тепла футеровкой не происходит, т. к. ее температура изменяется незначительно. Можно считать, что все тепло, подводимое к футеровке внутри печи, передается теплопроводностью к ее наружной поверхности. Поэтому достаточно рассчитать количества тепла, передаваемого теплопроводностью через какой-либо слой футеровки, или рассчитать теплоотдачу с внешней поверхности (кожуха печи).

Тепло, переданное теплопроводностью через слой футеровки  $Q_{\text{сл}}$ , можно определить по уравнению

$$Q_{\text{сл}} = \lambda \cdot (t_1 - t_2) \cdot F \cdot \tau/\delta, \quad (20)$$

где  $\lambda$  – коэффициент теплопроводности материала слоя, Дж/(м·ч·К);

$t_1, t_2$  – температура на внутренней и внешней поверхностях слоя, К;

$F$  – площадь поверхности теплообмена, м<sup>2</sup>;

$\tau$  – время, ч;

$\delta$  – толщина слоя, м.

Тепло, отдаваемое поверхностью кожуха  $Q_{\text{кож}}$ , можно определить по уравнению

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 64   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

$$Q_{\text{кож}} = \alpha \cdot (t_{\text{к}} - t_{\text{в}}) \cdot F \cdot \tau, \quad (21)$$

где  $\alpha$  – суммарный коэффициент теплоотдачи излучением и конвекцией, Дж/(м·ч·К);

$t_{\text{к}}$  – температура на внешней поверхности кожуха, К;

$t_{\text{в}}$  – температура окружающего воздуха, К.

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры  $t_{\text{к}}$  геометрия печи. Для ДСП температура внутренней поверхности кладки  $t_{\text{вн}}$  для подины принимается равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной 20 °С. При этом значение  $\alpha$  зависит от другой неизвестной – температуры кожуха  $t_{\text{к}}$ . Значение же  $t_{\text{к}}$  в свою очередь зависит от температуры подины печи, толщины и теплопроводности материала кладки. На теплопроводность материала влияет средняя температура футеровки. Поэтому  $Q_7$  рассчитывают методом последовательных приближений. Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха  $t_{\text{к}}$ . Так как есть дополнительный слой теплоизоляции  $t_{\text{к}}$  равно 100 °С.

Затем определяем среднюю температуру футеровки

$$t_{\text{ср}} = (t_{\text{вн}} - t_{\text{к}})/2. \quad (22)$$

По справочной литературе для данной  $t_{\text{ср}}$  находим коэффициент теплопроводности материала  $\lambda$  по рис. 6 определяем значение  $\alpha$ , соответствующее данной температуре кожуха. Далее вычисляем значение теплового потока  $q_7 = Q_7/F$  и сравниваем его величину с приведенным на том же рисунке  $q_{\text{окр}}$ .

Определяем среднюю температуру футеровки, зная, что в среднем за плавку температура металла составит 1500 °С, продолжительность плавки – 45 минут, диаметр кожуха ~ 6,85 м<sup>2</sup>:

$$t_{\text{ср}} = (1500 - 100) = 700 \text{ °С.}$$

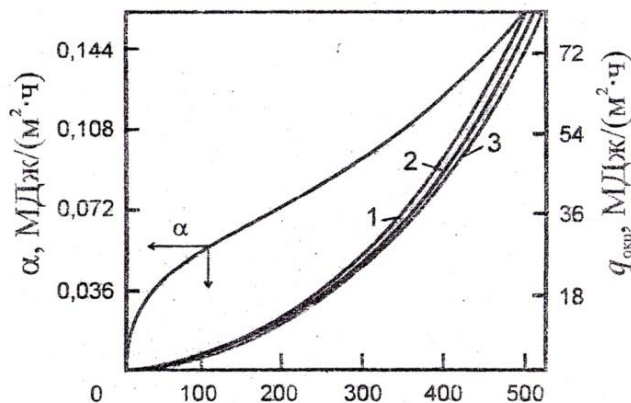


Рисунок 3 – Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи  $\alpha$  и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при  $t_{\text{в}}$ : 10 °С – 1; 20 °С – 2; 30 °С – 3

Согласно справочным данным коэффициент теплопроводности магниевой футеровки при 700 °С  $\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 700 = 4,39$  Вт/(м<sup>2</sup> · °С). По рис. 3 находим  $\alpha = 0,059$  МДж/м<sup>2</sup>·ч. Тогда  $Q_{\text{кож}} = 0,059 \cdot (100 - 20) \cdot 6,85 \cdot 0,75 = 24,25$  МДж.

Проверяем:  $q = 24,25/6,85 = 3,54$  МДж/(м<sup>2</sup> · ч). Согласно рис. 6  $q_{\text{окр}} \sim 3,85$  МДж/(м<sup>2</sup> · ч).

Разница не превышает 10 %, расчет считается законченным и окончательно принимаем  $Q_{\text{кож}} = 24,25$  МДж. С учетом того, что расчет выполняется на 100 кг,  $Q_7 = 0,02$  МДж.

#### *Потери тепла через водоохлаждаемые панели, $Q_8$ .*

Потери тепла с охлаждающей водой можно определить, исходя из расхода воды и разницы значений температуры воды на входе в систему охлаждения и на выходе из нее. Температура и расход воды на рабочей печи измеряются непосредственно. Температура воды на входе 20 °С, на выходе температура воды 40 °С, чтобы избежать образование накипи на внутренних поверхностях панелей.

$$Q_8 = c_v \cdot V_v \cdot (t_{\text{вых}} - t_{\text{вх}}) \cdot \tau, \quad (23)$$

где  $c_v$  – теплоемкость воды, 4,2 МДж/(м<sup>3</sup>·К);

$V_v$  – часовой расход воды через элемент (или всю печь), м<sup>3</sup>/ч;

$t_{\text{вых}}$  – температура воды на выходе, °С;

$t_{\text{вх}}$  – температура воды на входе, °С;

$\tau$  – время, ч.

Анализ работы ДСП на ОАО «АМЗ» показал, что при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет ~ 350 м<sup>3</sup>/ч, и 95 м<sup>3</sup>/ч на охлаждение сводовых панелей.

Потери тепла на охлаждение стен составят:

$$Q_{\text{ст}} = 4,2 \cdot 350 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 26400 \text{ МДж}$$

на плавку (120 т) или 18,38 МДж на 100 кг.

Потери тепла на охлаждение свода составят:

$$Q_{\text{св}} = 4,2 \cdot 95 \cdot (40 - 20) \cdot 0,75 = 5985 \text{ МДж}$$

на плавку (120 т) или 4,98 МДж на 100 кг.

Итого:  $Q_8 = 19,38 + 4,98 = 24,36$  МДж.

#### *Потери тепла излучением через открытые окна и отверстия, $Q_9$ .*

Во время плавки рабочее окно постоянно закрыто, поэтому потерями тепла через рабочее окно можно пренебречь, так как расчет ведется на 100 кг металлошихты.

#### *Потери тепла с отходящими газами, $Q_{10}$ .*

Холодный воздух, попадая в печь через неплотности, нагревается и уносится в систему газоочистки, приводя к потерям тепла. Прежде чем попасть в газоочистку,

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 66   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

поток горячего воздуха проходит через горячую зону конвейера Consteel и подогревает собой металлошихту. Помимо атмосферного воздуха в газоочистку уносятся газы, образующиеся при продувке расплава кислородом, а также продукты сгорания топлива при использовании дополнительных горелок.

На печи в системе газоходов имеются специальные датчики, фиксирующие температуру, состав и расход газа. Измеряя скоростной напор  $\Delta p$ , рассчитывают скорость и расход уходящих газов по формуле:

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_r}}; \quad (24)$$

$$V_1 = 3600 \cdot \omega \cdot F; \quad (25)$$

$$V_o = 273 \cdot \frac{V_1}{T_{yx}}, \quad (26)$$

где  $\omega$  – скорость газового потока, м/с;

$g$  – ускорение свободного падения (9,81 м/с<sup>2</sup>);

$\Delta p$  – скоростной напор, Па;

$\rho_r$  – плотность уходящих газов, кг/м<sup>3</sup>;

$V_1$  – количество газов, уходящих из печи (фактически), м<sup>3</sup>/ч;

$F$  – площадь сечения патрубка, м<sup>2</sup>;

$V_o$  – количество газов, уходящих из печи (приведенные к температуре 0°С), м<sup>3</sup>/ч;

$T_{yx}$  – температура уходящих газов, К.

Количество тепла, уносимого из печи с газовым потоком, можно определить по формуле

$$Q_{10} = V_o \cdot c_{\text{сух}} \cdot T_{\text{сух}} \cdot \tau,$$

где  $c_{\text{сух}}$  – средняя теплоемкость уходящих газов, Дж/(м<sup>3</sup>·К).

В среднем на печи перепад давления между печью и атмосферой составляет 2Па, плотность отходящих газов – 1,5 кг/м<sup>3</sup>, площадь сечения патрубка газоотсоса из печи – 6 м<sup>2</sup>, температура отходящих газов в среднем за плавку – 1200°С. Тогда

$$\omega = 5,1 \text{ м/с};$$

$$V_1 = 3600 \cdot 5,11 \cdot 4,5 = 82782 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$V_o = 273 \cdot 82782/1200 = 18833 \text{ м}^3.$$

Тогда количество тепла, уносимое газами из печи за плавку,

$$Q_{10} = 18833 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 24,23 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

или в пересчете на 100 кг 21,8 МДж.

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 67   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

Итого за плавку расход тепла

$$Q_p = 115,4 + 0,64 + 0,02 + 23,36 + 0,0 + 20,2 = 159,62 \text{ МДж.}$$

Полученный тепловой баланс плавки стали А32 в ДСП-120 приведен в таблице 26. Невязка 0,29 %.

Таблица 26 – Тепловой баланс плавки стали в ДСП-120

| Поступило тепла, МДж     |                        | Расход тепла, МДж          |                         |
|--------------------------|------------------------|----------------------------|-------------------------|
| Электроэнергия           | 113,40<br>(69,82<br>%) | Энтальпия продуктов        | 115,40<br>(71,26<br>%)  |
| Тепло горелок            | 6,73<br>(4,14<br>%)    | Тепло химических реакций   | 0,38<br>(0,24<br>%)     |
| Энтальпия шихты          | 21,52<br>(13,25<br>%)  | Потери с охлаждающей водой | (24,36)<br>(15,04<br>%) |
| Тепло химических реакций | 20,77<br>(12,79 %)     | Потери с отходящими газами | (21,80)<br>(13,46<br>%) |
| Итого                    | 162,42                 | Итого                      | 161,94                  |

### 3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА

#### 3.1 Общие сведения о дефектах конечного продукта производства

Под дефектом понимается нарушение сплошности металла.

Дефекты формируются в процессе затвердевания и могут развиваться как внутри литой заготовки, так и на внешней поверхности. Они оказывают негативное влияние на производство вызывая отбраковку или увеличение себестоимости производства в результате необходимости приведения заготовок в соответствии с техническими условиями.

Дефекты делятся на четыре основные группы:

- дефекты формы (геометрии) такие как: вздутие, вогнутость, ромбичность, овальность и другие;
- дефекты поверхности – поперечные и продольные трещины, вмятины, поверхностный шлак и другие;
- внутренние дефекты – внутренние трещины, газовые пузыри, флокены и т.д.

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 68   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |



В связи с возможным воздействием на служебные свойства детали дефекты могут быть критическими, значительными и малозначительными.

При систематизации принимают во внимание характер, размеры, месторасположения дефекта на детали, характерные черты деталей и продуктов, их предназначение, требования использования (эксплуатации) [21].

В практике использования средств нормоконтроля (НК) не имеется абсолютного соотношения определения «дефект» ГОСТовскому определению.

Как правило, под дефектом подразумевают нарушения сплошности использованного материала, обнаруженные средствами НК.

Взаимосвязь такого понятия с ГОСТовским значением вводится посредством распределения дефектов в допустимые (требованиями нормативно-технической документации – НТД) и недопустимые.

Допустимые в свою очередь разделяются на фиксируемые, либо регистрируемые (в соответствии с требованиями НТД) и никак не фиксируемые.

Дефекты подразделяют на явные, скрытые, критические, значительные и малозначительные, исправимые и неисправимые.

Явные поверхностные дефекты выявляют на глаз, а внутренние скрытые и поверхностные, незримые глазом, – особыми средствами.

Критическим называют недостаток, при присутствии которого использование продукции по назначению нельзя либо исключается из-за несоответствия безопасности либо надежности.

Значительный – недостаток, который существенно оказывает большое влияние в использовании продукции согласно назначению и (либо) в её надёжность, однако никак не является критическим.

Малозначительный – недостаток, что никак не оказывает воздействия на использование продукта согласно назначению и (или) в её надёжности [20].

### 3.2 Виды дефектов сталеплавильного происхождения

Для изготовителей длинномерной продукции понятие «обеспечения требуемого качества» имеет особое значение, потому что их продукция подвергается многократному переделу промежуточными и окончательными переработчиками, как правило, крупными партиями и без проведения индивидуального входного контроля, а уровень качества исходного продукта отображается только результатами выборочных испытаний конечной продукции. В этих условиях технологический уровень производства и разливки стали приобретает крайне важное значение.

Дефектом непрерывнолитой заготовки принято считать отклонение от предусмотренного техническими условиями показателя качества заготовки или металлопродукции, которое частично или полностью нарушает совокупность технологических или эксплуатационных свойств изделия (сплошность, химический состав, структура и т.п.) [22].

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 69   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

Между тем, большое количество сортовых непрерывнолитых заготовок, которое получается в процессе разливки, практически исключает возможность тщательного осмотра всех заготовок в силу целого ряда технических и производственных трудностей. Поэтому в металлургической практике большое распространение получили способы выборочного контроля непрерывнолитой заготовки, методика которых базируется на большом практическом опыте и законах статистики.

На рисунке 5 представлена схема расположения основных видов дефектов типа «трещина» для сортовой непрерывнолитой заготовки, которые встречаются в практике разливки.

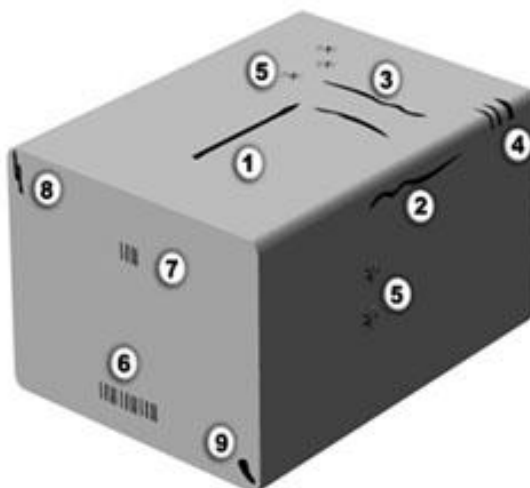


Рисунок 5 – Схематическое представление трещин, встречающихся в непрерывнолитой заготовке: 1, 2 – глубокие продольные трещины на поверхности и в зоне кромок; 3, 4 – поперечные трещины по грани и в кромках; 5 – паукообразные (звездообразные) трещины; 6, 7 – внутренние трещины в продольном направлении; 8, 9 – короткие диагонально ориентированные трещины вблизи кромок

Продольные горячие трещины представляют собой нарушение сплошности в виде разрывов металла. Они располагаются на одной или нескольких гранях сортовой заготовки (рисунок 5, поз. 1, 2). Образование трещин в непрерывнолитом слитке связано с высокими внутренними напряжениями, возникающими в процессе его формирования и движения вдоль технологической линии МНЛЗ. На образование внутренних напряжений влияет ферростатическое давление, усадочные процессы, недостаточный, несимметричный и неравномерный теплоотвод в кристаллизаторе и ЗВО и т.п.

Продольные трещины обычно образуются в кристаллизаторе. В зоне вторичного охлаждения их возникновение связано только с грубыми нарушениями режимов охлаждения. В зоне вторичного охлаждения может, однако, произойти дальнейшее распространение возникших в кристаллизаторе продольных трещин, которые могут привести даже к прорывам заготовки. Склонность к образованию продольных трещин возрастает с повышением температуры перегрева стали, скорости разливки, содержания в ней углерода (более 0,15%) и серы (более 0,020%), а также низким отношением содержания марганца к сере (менее 20-25) и т.п.

Поперечная трещина располагается поперек продольной оси заготовки, проходит по боковой поверхности и выходит через ее ребро. Поперечные горячие трещины появляются на поверхности заготовки при наличии растягивающих

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 70   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

напряжений вдоль оси слитка. Для появления растягивающих напряжений имеется ряд причин: термические напряжения вследствие неравномерного затвердевания, трение слитка в кристаллизаторе и в поддерживающем устройстве, деформация корки слитка при изгибе или выпрямлении слитка и т.п.

Образованию поперечных трещин способствует надрывающее действие циклических наплывов от качания кристаллизатора. Склонность стали к образованию трещин зависит от ее состава. Содержание углерода более 0,20%, а также легирующих добавок, например, хрома, ванадия и ниобия, могут увеличить опасность растрескивания. Поперечные трещины образуются преимущественно в заготовках квадратного сечения и могут располагаться по грани, в кромках и по следам качания, образующимся в результате возвратно-поступательного движения кристаллизатора.

Поперечные трещины по грани (рисунок 5, поз. 3), могут распределяться по всей поверхности грани или же в продольных дорожках. Зачастую эти трещины можно обнаружить только при огневой зачистке или на зачищенной поверхности. Причинами таких трещин обычно являются:

- растягивающие напряжения, возникающие в результате повышенного трения, из-за не вращающихся по каким-то причинам роликов;
- сгибающие деформации из-за раздутия и повторного сжатия заготовки при плохой выверке поддерживающих роликов;
- переменная величина зазора между противолежащими роликами;
- слишком большой шаг роликов;
- местное переохлаждение либо разогрев корки слитка.

Трещины распространяются по межосевым пространствам дендритной структуры и заканчиваются скоплениями ликватов. Вглубь слитка трещины развиваются прерывисто, а их развитие, как правило, прекращается до выхода слитка из кристаллизатора.

Поперечные трещины, располагающиеся в складках, представляют собой нарушение сплошности (прерывистое или сплошное), распространяющееся по следам качания, образовавшимся в результате возвратно-поступательного движения кристаллизатора. Глубина проникновения трещин в слиток от 0,3 мм до 20 мм. У самой поверхности и по мере углубления внутрь слитка трещины пересекают дендритные оси. Предпосылками появления этих трещин являются: снижение прочности металла по складкам вследствие повышенной загрязненности района складок ликватами и неметаллическими включениями, а также наличие микротрещин, заполненных ликватами.

Для предупреждения образования поверхностных трещин в складках должны строго соблюдаться заданные технологические параметры: оптимальный режим возвратно-поступательного движения, оптимальный состав шлакообразующей смеси, режим вторичного охлаждения, регламентированное содержание вредных примесей и пр.

Поперечные трещины в непосредственной близости кромок непрерывнолитой заготовки (рисунок 5, поз. 4) образуются в основном в наплывах. Их причинами являются зависание слитка в углах кристаллизатора, охлаждающие и усадочные напряжения в продольном направлении при переохлаждении кромок слитка, разрыв слишком холодной кромки слитка при его выпрямлении и т.п. Предотвращению

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 71   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

этих трещин способствуют: хороший уход за кристаллизатором, равномерная подача смазки (ШОС), правильная регулировка и равномерное распределение воды вторичного охлаждения.

Паукообразные (звездообразные), расходящиеся от центра, тонкие трещины (рисунок 5, поз. 5) достаточно часто встречаются при разливке перитектических сталей. Они являются продуктом межзеренного разрушения сплошности поверхности непрерывнолитых заготовок и представляют собой взаимно пересекающиеся небольшие извилистые трещины, проникающие на глубину нескольких миллиметров. Такие трещины могут располагаться на любой поверхности заготовки и в любом ее месте. Эти трещины становятся видимыми только на поверхности, обработанной огневой зачисткой или свободной от окалины.

Причинами возникновения этих трещин принято считать внутренние напряжения вследствие местного экстремального периодического переохлаждения или же вследствие местного разогрева поверхности заготовки. Дополнительной причиной может быть омеднение поверхности заготовки вследствие диффузионного проникновения меди и ослабления границ зерен. Для предотвращения возможности образования паукообразных трещин необходимо использовать специальные шлакообразующие смеси, которые бы обеспечивали равномерность толщины шлаковой пленки между стенкой кристаллизатора и поверхностью заготовки.

В зоне вторичного охлаждения необходимо обеспечить равномерную подачу газозоудушной смеси и согласовать расход воды со скоростью и температурой разливки. Дополнительный положительный эффект обеспечивает применение кристаллизаторов с защитным покрытием (например, напыление молибденом, гальваническое нанесение хрома и т.п.).

Внутренние трещины представляют собой междендритные пространства, которые в большей или меньшей степени заполнены жидким остаточным расплавом, так как они возникают еще до полного затвердевания слитка. На практике принято различать внутренние трещины в продольном направлении (рисунок 6.5, поз. 6, 7), которые связывают с переменным расстоянием между верхними и нижними роликами тянущей клетки, излишним обжатием заготовки в тянущей клетки, а также чрезмерным охлаждением некоторых граней и углов заготовки. Кроме того, следует выделить короткие диагонально ориентированные трещины вблизи кромок, которые располагаются вплотную под поверхностью заготовки (рисунок 6.5, поз. 8, 9). Причинами этих трещин являются усадочные напряжения вследствие чрезмерного охлаждения кромок заготовки непосредственно под кристаллизатором, а также слишком большой сток воды у кромок.

Дефекты профиля сортовой заготовки – это дефекты, при которых поперечное или продольное сечение заготовки деформировано относительно заданной геометрической конфигурации. Такие дефекты могут быть связаны с повышенной скоростью или температурой разливки стали, а также с недостаточным, повышенным или неоднородным охлаждением слитка.

Главной причиной, вызывающей развитие нарушения конфигурации заготовки, является неравномерное наращивание корки слитка в кристаллизаторе. Разнотолщинная корочка слитка на выходе из кристаллизатора при дальнейшем

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 72   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

интенсивном охлаждении слитка будет способствовать развитию ромбичности заготовки (рисунок 6).

Образование неоднородной по толщине корки слитка в кристаллизаторе может быть связано с неточной центровкой струи металла из промковша, износом или деформацией профиля гильзы, неравномерным охлаждением слитка ввиду переменного зазора между обечайкой и гильзой кристаллизатора.

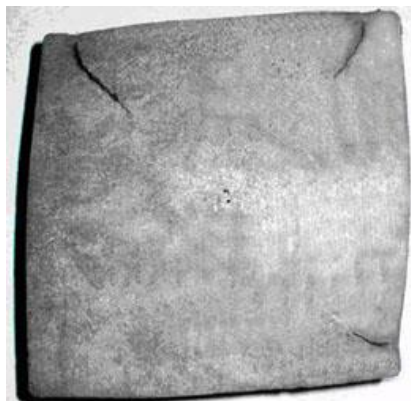


Рисунок 6 – Поперечное сечение сортовой заготовки с повышенной ромбичностью и внутренними трещинами

Высокая ромбичность непрерывнолитой заготовки может вызвать проблемы при формировании профиля в валках клетей прокатного стана, а также способствовать возникновению других видов дефектов (например, поверхностных и внутренних продольных трещин). Для ограничения развития этого вида дефекта, под кристаллизатором устанавливаются, так называемые, поддерживающие ролики. Они оказывают положительное воздействие на уровень ромбичности заготовки, но существенно усложняют обслуживание МНЛЗ. Так, в случае прорыва металла под кристаллизатором подготовка ручья значительно затягивается, поскольку требуется дополнительное время на очистку роликов, порезку и уборку «захоложенного» слитка.

Кроме того, после прорыва слиток может застрять в кристаллизаторе из-за сцепления вылившегося металла с роликами, что не позволит осуществить перезапуск ручья МНЛЗ во время разливки серии плавок.

Ромбичность заготовок, как показывает промышленная практика, наиболее заметно проявляется при производстве марок стали с содержанием углерода в диапазоне 0,15-0,30% [473].

Повышенное содержание примесей серы, фосфора, меди, олова и некоторых других элементов также оказывает негативное влияние на прочность корочки слитка и ослабляет ее сопротивление деформации.

При развитии ромбичности заготовки выше допустимых значений необходимо проведение следующих мероприятий:

- проверка износа и деформации гильз кристаллизаторов, а при необходимости – замена кристаллизатора;
- проверка соосности выставки кристаллизатора относительно технологической оси ручья МНЛЗ;

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 73   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

- проверка (при необходимости регулировка) поддерживающих роликов под кристаллизатором;
- ревизия выставки зон вторичного охлаждения и работоспособности форсунок ЗВО;
- оптимизация химического состава стали (в случае, если это возможно).

Ужимины на поверхности непрерывнолитой заготовки. Затвердевшая корочка твердого металла в кристаллизаторе является достаточно тонкой, что приводит к потере ею устойчивости при наличии внутренних напряжений. При формировании ужимины на поверхности заготовки образуется вогнутый продольный желоб (рисунок 7). Формирование ужимины может привести к образованию продольной трещины.

Основная причина образования ужимин – деформация геометрии профиля кристаллизатора или неравномерный отвод тепла по его периметру или в верхних зонах ЗВО.

Выпучивание граней заготовки. Данный дефект образуется при деформации корочки слитка за счет ферростатического давления жидкого металла при чрезмерной скорости разливки, недостаточном вторичном охлаждении слитка, высоком перегреве металла или вследствие повышенного обжата заготовок в ТПМ (рисунок 8).

Вогнутость одной или более граней квадратной заготовки – искажение профиля с прогибом граней заготовки. Коробление непрерывнолитой заготовки может приводить к образованию вогнутой поверхности. Вогнутость может возникать при неравномерном вторичном охлаждении по граням слитка.



Рисунок 7 – Поперечное сечение сортовой заготовки с ужиминной в правом нижнем углу

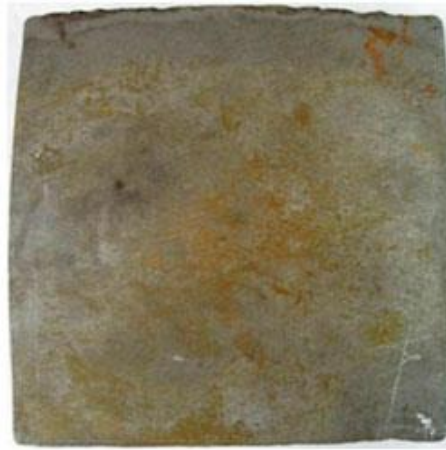


Рисунок 8 – Поперечное сечение сортовой заготовки с выпученными боковыми гранями

Повышенная кривизна заготовки. Причиной отклонений профиля заготовок могут явиться неравномерное вторичное охлаждение заготовки по технологической оси ручья МНЛЗ (при неточной выставке коллекторов или засорении форсунок ЗВО), неточная выставка центрирующих и поддерживающих роликов в ЗВО, механические деформации, неверно выбранный режим вторичного охлаждения заготовок.

Поверхностные пузыри представляют собой весьма характерный дефект в виде единичных или групповых пор, пустот округлой или вытянутой формы (рис. 9).

Пузыри на поверхности непрерывнолитой заготовки могут быть результатом газовыделения при затвердевании слитка, при сгорании смазки в кристаллизаторе, при использовании огнеупоров и шлакообразующих смесей с повышенной влажностью и т.п. Наибольшее влияние на пораженность заготовки этим дефектом оказывает уровень «свободного» кислорода в стали.



Рисунок 9 – Поверхность сортовой заготовки, пораженная газовыми пузырями

Ввиду высокой скорости охлаждения слитка, присущей процессу непрерывной разливки, в металле присутствует «свободный» кислород для образования окиси углерода. Чтобы избежать образования газовых пор, уровень «свободного» кислорода в стали должен быть снижен до минимального уровня (особенно при разливке низкоуглеродистых марок стали), поэтому очень важно в технологическом плане эффективное проведение операции раскисления стали.

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 75   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

### 3.3 Отклонение размеров и формы по длине

Могут наблюдаться следующие изменения заданных [размеров](#) по длине проката:

1. Скручивание — поперечные [сечения](#) проката на различных участках по длине скручены относительно друг друга.

2. [Волнистость](#) — [поверхность](#) в продольном направлении на определенных участках не плоская (особенно у тонких сутунок).

3. Искривление — продольная ось проката в большей или меньшей [степени](#) изогнута.

4. Непрямоугольность [сечения](#) — плоскость поперечного сечения проката лежит не под прямым углом к продольной оси.

Примеры отклонения размеров и формы представлены на рисунке 11.

Причинами возникновения данного вида дефектов могут быть:

Неправильная установка валков и проводок.

Сильный [износ](#) валков и [калибров](#).

Несоблюдение режимов [обжатий](#).

Вытяжка заготовки на [холодильнике](#).

Неправильная [установка](#) направляющих.

Неправильная [работа](#) нагревательных устройств.

Неправильная [установка](#) подшипниковых опор.

Неправильная транспортировка.

В целях предупреждения подобных дефектов проводят регулярный контроль за [установкой](#) валков, проводок и другой [арматуры](#) и ее корректировку.

Способы устранения дефекта:

Непрямоугольность [сечения](#) исправляется путем последующей механической обработки.

Устранение скручивания, [волнистости](#) и искривления по длине заготовки невозможно.

Материал с большим [скручиванием](#) и [волнистостью](#) бракуют. Скрученные заготовки и заготовки, искривленные по длине, создают значительные трудности при последующей обработке, например при ковке.

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 76   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |



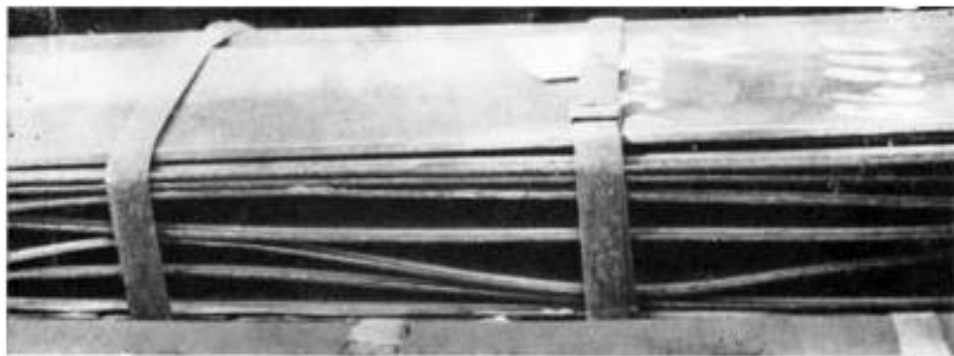
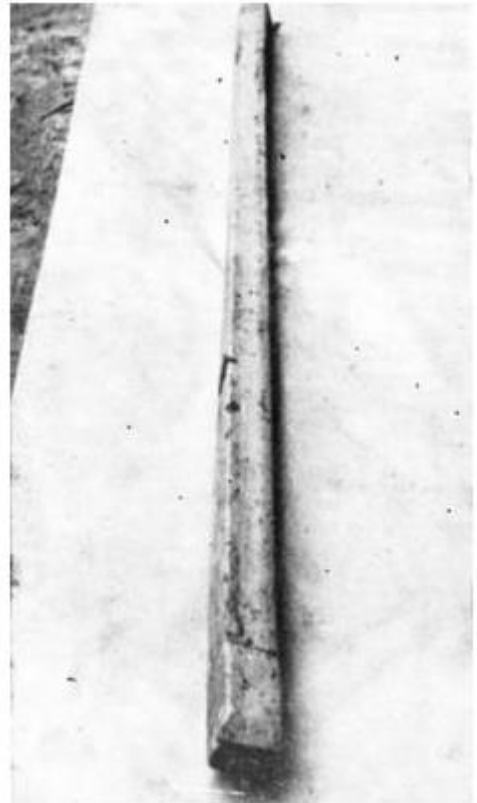
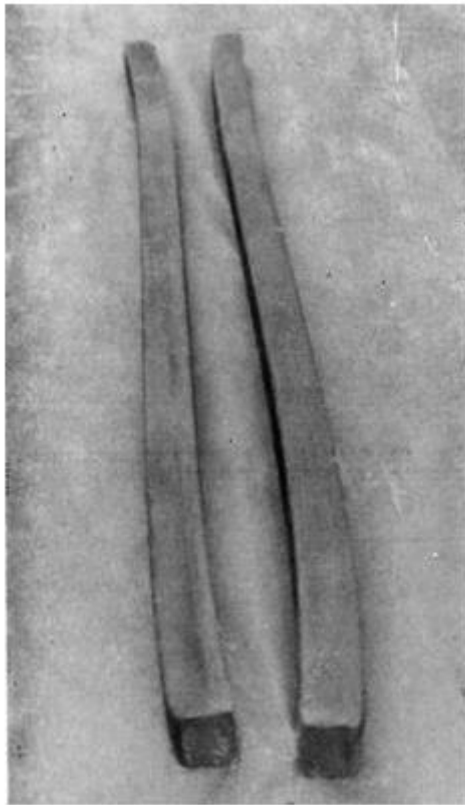


Рисунок 11 – Отклонения размеров и формы по длине (примеры)

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ  
Ближайшие эквиваленты стали марки S275JO представлены в таблице 38.

Таблица 38 - Аналоги стали S275JO

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 77   |

|                          |         |
|--------------------------|---------|
| Франция (AFNOR A 35-501) | E36-2   |
| Англия (BS 4360)         | 50B     |
| Испания (UNE 36-080)     | AE235B  |
| Италия (UNI 7070)        | Fe510-B |
| Бельгия (NBN A 21-101)   | AE235-B |
| Португалия (NP 1729)     | Fe510-B |

### Шахтная дуговая печь.

Шахтная дуговая печь конструкции фирмы Fuchs Systemtechnik создана на базе обычной дуговой печи переменного тока, объем которой увеличен с помощью, так называемой, шахты, устанавливаемой над сводом печи (рисунок 5).

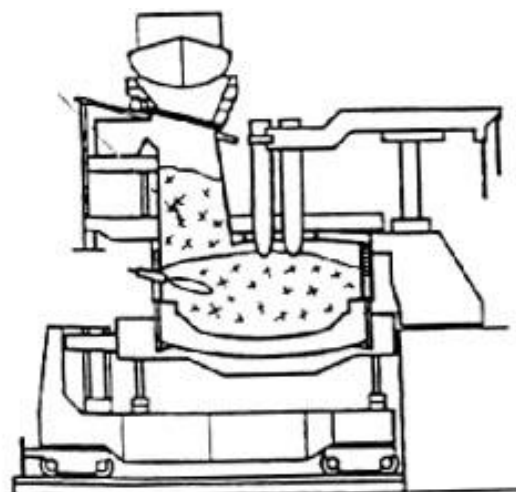


Рисунок 5 – Шахтная дуговая печь

Шахта, при помощи которой загружают в печь 60 % шихты, может отводиться в сторону для загрузки остальной шихты в печь, сечение шахты 2,4 × 6 м имеет возможность загружать стандартный "европейский" лом в кусках длиной до 1,5 м и массой до 400 кг. Лом подогревается в шахте печи за счет теплоты отходящих газов и с помощью газокислородных горелок мощностью по 4 МВт каждая, встроенных в нижней части шахты.

Корпус, свод и шахта печи оснащены водоохлаждаемыми элементами. Печь оборудована специальными соплами для подачи кислорода с целью дожигания технологических газов, встроенными в стены печи.

Крупногабаритные куски, пакеты и стружка не предназначены для подогрева и загружаются первой корзиной в ванну печи. Двумя последующими корзинами загружают через шахту смесь среднегабаритного лома и продукции шреддерной установки.

После загрузки первой корзины в шахту начинается процесс расплавления шихты в ванне с помощью дуг и топливно-кислородных горелок.

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 78   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

Одновременно идет подогрев лома в шахте отходящими газами и горелками. Как только лом в зоне рабочего окна нагреется до необходимой температуры, в работу вводится манипулятор подачи кислорода и угольной пыли.

По расплавлении всей шихты, достижении заданной температуры и состава металла начинается операция по выпуску стали.

В печи оставляют часть металла и шлака.

Продолжительность работы под током 35 – 40 мин., продолжительность подготовительных операций – до 15 мин.[8.С,148-160].

## 5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

На данный момент существует несколько способов внесения азота в расплавы сталей, которые требуют высокого содержания азота по химическому составу. Например, при производстве нержавеющей сталей, легированных азотом, для ввода азота используют, как правило, азотированные марганец, феррохром, феррованадий.

Известен способ выплавки азотсодержащих сталей, при котором для ввода в расплав азота применяют азотированный феррохром. Однако азотсодержащие сплавы на основе марганца, хрома, ванадия имеют высокую цену, что отражается

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 79   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

также на повышении стоимости азотсодержащих сталей, при выплавке которых используют азотсодержащие сплавы.

Известен способ азотирования стали газообразным азотом при внепечной обработке стали в ковше.

Подачу газообразного азота в этом случае осуществляют через газонепроницаемую пробку, установленную в днище ковша-печи. Интенсивность продувки расплава газообразным азотом составляет 2,6-4,2 л/т·мин. При этом скорость азотирования зависит от интенсивности продувки азотом и составляет 16-33 ppm/мин.

Существует видоизмененный способ внесения азота в газовой фазе в расплав. Способ включает раскисление жидкого металла, его легирование элементами, повышающими растворимость азота, продувку расплава азотсодержащими газами [7.С,172-180].

## 6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

### 6.1 Общие требования охраны труда

Охрана труда – система сохранения жизни и здоровья работников в процессе трудовой деятельности, включающая в себя правовые, социально-экономические, организационно-технические, санитарно-гигиенические, лечебно-профилактические, реабилитационные и иные мероприятия.

Задачи предприятия по охране труда.

Обязанности по обеспечению безопасных условий и охраны труда возлагаются на работодателя.

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
|      |      |          |         |      |                             | 80   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             |      |

Работодатель обязан обеспечить:

- безопасность работников при эксплуатации зданий, сооружений, оборудования, осуществлении технологических процессов, а также применяемых в производстве инструментов, сырья и материалов;
- применение сертифицированных средств индивидуальной и коллективной защиты работников;
- соответствующие требованиям охраны труда условия труда на каждом рабочем месте;
- режим труда и отдыха работников в соответствии с трудовым законодательством и иными нормативными правовыми актами, содержащими нормы трудового права;
- приобретение и выдачу за счет собственных средств сертифицированных специальной одежды, специальной обуви и других средств индивидуальной защиты, смывающих и обезвреживающих средств в соответствии с установленными нормами работникам, занятым на работах с вредными и (или) опасными условиями труда, а также на работах, выполняемых в особых температурных условиях или связанных с загрязнением;
- обучение безопасным методам и приемам выполнения работ и оказанию первой помощи пострадавшим на производстве, проведение инструктажа по охране труда, стажировки на рабочем месте и проверки знания требований охраны труда;
- недопущение к работе лиц, не прошедших в установленном порядке обучение и инструктаж по охране труда, стажировку и проверку знаний требований охраны труда;
- организацию контроля за состоянием условий труда на рабочих местах, а также за правильностью применения работниками средств индивидуальной и коллективной защиты;
- проведение аттестации рабочих мест по условиям труда с последующей сертификацией организации работ по охране труда;
- недопущение работников к исполнению ими трудовых обязанностей без прохождения обязательных медицинских осмотров (обследований), обязательных психиатрических освидетельствований, а также в случае медицинских противопоказаний;
  
- принятие мер по предотвращению аварийных ситуаций, сохранению жизни и здоровья работников при возникновении таких ситуаций, в том числе по оказанию пострадавшим первой помощи;
- расследование и учет в установленном настоящим Кодексом, другими федеральными законами и иными нормативными правовыми актами Российской Федерации порядке несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний;
- санитарно-бытовое и лечебно-профилактическое обслуживание работников в соответствии с требованиями охраны труда, а также доставку работников, заболевших на рабочем месте, в медицинскую организацию в случае необходимости оказания им неотложной медицинской помощи;

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 81   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

– беспрепятственный допуск должностных лиц федеральных органов исполнительной власти, уполномоченных на проведение государственного надзора и контроля, органов Фонда социального страхования Российской Федерации, а также представителей органов общественного контроля в целях проведения проверок условий и охраны труда и расследования несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний;

– выполнение предписаний должностных лиц федеральных органов исполнительной власти, уполномоченных на проведение государственного надзора и контроля, и рассмотрение представлений органов общественного контроля в установленные настоящим Кодексом, иными федеральными законами сроки;

– обязательное социальное страхование работников от несчастных случаев на производстве и профессиональных заболеваний;

– ознакомление работников с требованиями охраны труда;

– разработку и утверждение правил и инструкций по охране труда для работников с учетом мнения выборного органа первичной профсоюзной организации или иного уполномоченного работниками органа в порядке, установленном статьей 372 настоящего Кодекса для принятия локальных нормативных актов;

– наличие комплекта нормативных правовых актов, содержащих требования охраны труда в соответствии со спецификой своей деятельности.

## 6.2 Анализ опасных производственных факторов

Опасным производственным фактором называется такой производственный фактор, воздействие которого на работающего в определенных условиях приводит к травме или к другому внезапному, резкому ухудшению здоровья.

К опасным производственным факторам на анализируемом участке работы относятся:

– подвижные части оборудования, вращающиеся и перемещающиеся механизмы;

– электрический ток;

– раскаленные элементы агрегатов и оборудования, а также металл в расплавленном состоянии.

Основными мероприятиями по защите от травм подвижными частями оборудования, вращающимися и перемещающимися механизмами являются: использование защитных кожухов, блокировки для отключения оборудования при попадании человека в опасную зону, оборудование пультов управления защитными экранами, создание ограждений, безопасных пешеходных проходов, переходов и галерей, установки предостерегающих надписей.

Для работы на оборудовании участка цеха допускаются лица, прошедшие специальную подготовку по технике безопасности и имеющие допуск к работе на этом оборудовании.

Подъемно-транспортное оборудование для перемещения грузов в цехе представлено рольгангами, поперечными и продольными транспортерами с цепными шлепперами, передаточными тележками и мостовыми кранами. При

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 82   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

эксплуатации этого оборудования возможно травмирование персонала движущимися частями, падающим грузом, электрическим током.

Не все требования по обеспечению защиты от данного опасного производственного фактора на участке работы соблюдаются. В связи с этим предлагаются следующие мероприятия по ее улучшению: постоянный контроль за состоянием световой и звуковой сигнализации на оборудовании и механизмах (в первую очередь на мостовых кранах и самоходных передаточных тележках); поддержание проходов, переходов и галерей не загроможденными технологическими материалами, что обеспечит безопасное перемещение обслуживающего персонала.

Электробезопасность – это система организационно-технических мероприятий и средств обеспечения защиты людей от вредного и опасного воздействия электрического тока, электрической дуги, электромагнитного поля, статического электричества. ОНРС относится к помещению с повышенной электрической опасностью. Максимальная мощность электрического тока на рабочем месте – 30 МВт, максимальный ток – 10 кА. Все металлические и токонесущие части оборудования, которые из-за нарушения изоляции могут оказаться под напряжением заземлены и занулены. Сопротивление заземления не более 4 Ом. Рабочие не имеют права самостоятельно проводить ремонт электротехнического оборудования. На участках, связанных с опасностью поражения электрическим током, имеются предостерегающие таблички и надписи. Персонал проинструктирован по электробезопасности и обучен оказанию первой медицинской помощи при поражении электрическим током.

Раскаленные элементы агрегатов и оборудования, а также металл в расплавленном состоянии могут стать причиной термических ожогов работников при несоблюдении правил и требований безопасности и неосторожном обслуживании агрегата внепечной обработки. Они же являются источником теплового излучения. Для защиты рабочего персонала от теплового излучения источники излучения закрываются защитными экранами. С целью уменьшения времени пребывания персонала в зоне повышенных температур используются способы дистанционного и автоматического управления процессами.

Кроме того, с целью снижения воздействия на организм человека обязательным является использование средств коллективной и индивидуальной защиты. К средствам коллективной защиты относятся:

- средства нормализации воздушной среды (системы газоочистки и аэрации);
- средства нормализации освещения;
- средства защиты от теплоизлучения (теплоизоляционные покрытия ковшей, нагревательных стенов);
- средства защиты от поражения электрическим током (ограждения, изолирующие устройства, покрытия, предохранительные устройства, знаки предупреждения, световая и звуковая сигнализация);
- средства защиты от воздействия механических факторов (предохраняющие, сигнальные и тормозные устройства);
- средства защиты от воздействия химических факторов (герметизирующие, вентилирующие, очистные устройства);
- средства защиты от шума;

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 83   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |

- стационарные или инвентарные ограждения открытых проемов;
- средства защиты от попадания в подвижные и вращающиеся части оборудования (защитные кожухи и ограждения).

К средствам индивидуальной защиты относятся:

- спецодежда (суконные брюки, куртка, рукавицы, каска, и др.);
- средства защиты глаз (защитные очки с металлической сеткой);
- средства защиты органов дыхания (марлевые повязки типа «Лепесток-200», респираторы и др.).

### 6.3 Анализ вредных производственных факторов

Вредным производственным фактором называется такой производственный фактор, воздействие которого на работающего в определенных условиях приводит к заболеванию или снижению трудоспособности.

К вредным производственным факторам на анализируемом участке работы в первую очередь относятся:

- запыленность воздуха рабочей зоны;
- загазованность воздуха рабочей зоны;
- производственный шум и вибрация;

Источниками запыленности являются: взаимодействие струи несущего перемешивающего газа с жидким металлом (выносы и выбросы мельчайших капель окислов железа); химическое взаимодействие металла с вводимыми материалами, результатом, которого является пылегазовыделение; механическое разрушение хрупких технологических материалов при транспортировке и подаче в агрегат.

По пылевой нагрузке (Р 2.2.755-99, ГОСТ 12.1.005-88 ССБТ) производство относится к классу 3.1 (вредный).

Основной технологической особенностью выполнения работы является периодическое пребывание персонала в зоне запыленности (в течение 40 мин с перерывом в 3 часа).

Основное коллективное средство защиты от данного вредного производственного фактора – система пылеулавливания и отведения выделяющихся газов, а также изоляция человека от источника пыли посредством автоматизации, механизации и дистанционного управления процессами. Индивидуальные средства защиты от пыли (респираторы, очки, местная вытяжная вентиляция), как правило, применяются при ремонтах, техническом осмотре оборудования и разгрузочных работах. Все пульты управления представляют собой изолированные кабины, где имеется местная вентиляция.

Основными источниками газовыделения на рабочем месте являются: химическое взаимодействие металла с вводимыми материалами; утечки технологических газов (природного газа, аргона, азота, кислорода) через неплотности газоподводящих трактов.

По загазованности (Р 2.2.755-99, ГОСТ 12.1.005-88 ССБТ) производство относится к классу 2 (допустимый).

Средства защиты от загазованности такие же, как от запыленности, с установкой датчиков регистрации давлений и утечки газов на газопроводах, а

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 84   |



также звуковой и световой сигнализации, позволяющих своевременно заметить и предотвратить возникновение нежелательных ситуаций.

Работа агрегата сопровождается повышенным шумом и вибрацией. Основными источниками шума в цехе являются: работа оборудования и механизмов, работа вентилирующих устройств, погрузочно-разгрузочные работы. Вибрацию вызывает работа некоторых видов механического оборудования.

По уровню общей вибрации (СН 2.2.4/2.1.8.566-96) производство относится к классу 2 (допустимый). Для предотвращения её вредного воздействия применяется балансировка оборудования и удаление рабочего персонала из опасных зон.

По уровню шума (СН 2.2.4/2.1.8.562-96) производство относится к классу 3.3 (вредный). Меры по борьбе с шумом осуществляются согласно ГОСТ 12.1.003-83, который определяет допустимый уровень шума не более 85 Дб. Основные мероприятия по снижению уровня шума: установка звукоизолирующих кожухов, применение шумозащитных наушников, заглушек, которые снижают уровень шума на 5 – 15 Дб. Все пульты управления звукоизолированы.

#### 6.4 Средства коллективной и индивидуальной защиты на металлургическом предприятии

Средства защиты на металлургическом предприятии делятся на средства коллективной защиты и средства индивидуальной защиты.

Средства коллективной защиты – средства защиты, конструктивно и функционально связанные с производственным процессом, производственным оборудованием, помещением, зданием, сооружением, производственной площадкой.

К средствам коллективной защиты работающих от механического травмирования (физического опасного фактора) относятся:

- ограждения (кожухи, козырьки, дверцы, экраны, щиты, барьеры и т.д.);
- предохранительные блокировочные устройства (механические, электрические, электронные, пневматические, гидравлические и т.д.);
- тормозные устройства (рабочие, стояночные, экстренного торможения);
- сигнальные устройства (звуковые, световые), которые могут встраиваться в оборудование или быть составными элементами.

Оградительные устройства предназначены для предотвращения случайного попадания человека в опасную зону. Они применяются для изоляции движущихся частей машин, зон обработки станков, прессов, ударных элементов машин и т.д. Оградительные устройства могут быть стационарными, подвижными и переносными. Оградительные устройства могут быть выполнены в виде защитных кожухов, дверец, козырьков, барьеров, экранов.

Блокировочные устройства предназначены для автоматического отключения оборудования, при ошибочных действиях работающего или опасных изменениях режима работы машин, при поступлении информации о наличии опасности травмирования через имеющиеся чувствительные элементы контактным и бесконтактным способом.

Тормозные устройства могут быть механическими, электромагнитными, пневматическими, гидравлическими и комбинированными. Тормозное устройство

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             | 85   |

считается исправным, если установлено, что после отключения оборудования время выбега опасных органов не превышает указанных в нормативной документации.

Сигнализация является одним из звеньев непосредственной связи между машиной и человеком. Она способствует облегчению труда, рациональной организации рабочего места и безопасности работы. Сигнализация может быть звуковая, световая, цветовая и знаковая. Сигнализация должна быть расположена и выполнена так, чтобы сигналы, предупреждающие об опасности, были хорошо различимы и слышны в производственной обстановке всеми лицами, которым может угрожать опасность.

Конструкция производственного оборудования, приводимого в действие электрической энергией, должна включать устройства (средства) для обеспечения электробезопасности.

В целях электробезопасности используют технические способы и средства (часто в сочетании один с другим): защитное заземление, зануление, защитное отключение, выравнивание потенциалов, малое напряжение, электрическое разделение сети, изоляция токоведущих частей и т.д.

#### Индивидуальные средства защиты.

Средства индивидуальной защиты (СИЗ) — приспособления, предназначенные для защиты кожных покровов и органов дыхания от воздействия отравляющих веществ и других вредных примесей в воздухе.

Классификация СИЗ в России устанавливается ГОСТ 12.4.011-89, где в зависимости от назначения они подразделяются на 11 классов, которые, в свою очередь, в зависимости от конструкции подразделяются на типы:

1. Одежда специальная защитная (тулупы, пальто, полупальто, накидки, халаты);
2. Средства защиты рук (рукавицы, перчатки, напалечники, нарукавники);
3. Средства защиты ног (сапоги, ботинки, туфли, балахоны, тапочки);
4. Средства защиты глаз и лица (очки защитные, щитки лицевые, длинные волосы);
5. Средства защиты головы (каска, шлемы, шапки, береты);
6. Средства защиты органов дыхания (противогазы, респираторы, самоспасатели);
7. Костюмы изолирующие (пневмокостюмы, скафандры);
8. Средства защиты органов слуха (затычки, наушники, беруши);
9. Средства защиты от падения с высоты (предохранительные пояса, тросы);
10. Средства дерматологические защитные (очистители кожи, репативные средства);
11. Средства защиты комплексные.

Выбор тех или иных СИЗ зависит от специфики деятельности предприятия, конкретных условий работы организации и необходимой степени защиты. Перед поступлением СИЗ на предприятие они должны быть тщательно проверены специальной комиссией, утвержденной руководителем предприятия с целью избегания использования некачественных, несоответствующих заявке, условиям труда, требованиям ГОСТ, ТУ, ТО, не сертифицированных СИЗ рабочими, что очень важно для сохранения жизни и здоровья персонала. Проверка средств

|      |      |          |         |      |  |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|--|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |  |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |  |  |  |  |  | 86   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |  |  |  |  |  |      |

22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР

индивидуальной защиты проводится в течение 10 дней со дня их поступления на склад предприятия.

Современные средства защиты используются с целью снижения вредоносного воздействия на организм различных факторов производства. Так, во время таких строительных работ как сверление и шлифование происходит выделение пыли и твердых аэрозолей, которые, попадая в органы дыхания, могут нанести серьезный вред здоровью. Использование СЗ позволяет оградить рабочего от подобных негативных воздействий. Это же относится и к жидким аэрозолям, содержащим вредные вещества, опасные при распылении.

Обязательно использование СИЗ в металлургии, где наибольший вред здоровью приносят конденсационные аэрозоли, появляющиеся в результате нагревания и резкого охлаждения металлов. Защищают СИЗ и от невидимых для человека, но очень опасных и быстро распространяющихся на большие территории газов. По этой причине крайне необходимы СИЗ работникам нефтегазовой и химической промышленности, находящихся в зоне риска. Что касается строительства, то здесь на первом месте в списке травм и несчастных случаев можно назвать травмы головы, спасти от которых может элементарная строительная каска. Она не только удобна в носке, но и надежно защищает голову во время работы.

На производстве количество рисков настолько велико, что специалисты изобрели средства индивидуальной защиты для головы, кожи, ушей, глаз, органов дыхания и др. Например, Компания ГК «Спецобъединение» реализует в большом ассортименте индивидуальные средства защиты, отвечающие самым высоким требованиям качества и надежно защищающие рабочих от различных вредоносных факторов.

|      |      |          |         |      |                             |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|------|
|      |      |          |         |      | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР | Лист |
|      |      |          |         |      |                             | 87   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата |                             |      |

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В дипломном проекте приведён химический состав и рассмотрены особенности стали 20Х13. Проведён анализ технологии выплавки стали. Разработана технология выплавки данной марки стали по схеме ДСП «Consteel» → сталеразливочный ковш → ковш – печь → МНЛЗ. Произведён расчёт материального и энергетического баланса плавки.

На современном этапе развития экономики нашей страны снижение энерго- и материалоёмкости является одним из решающих условий повышения эффективности общественного производства. В этом отношении в электротермии имеются крупные резервы экономии сырья, топливоэнергетических и трудовых ресурсов.

Электроплавка, как одна из разновидностей электронагрева, развивалась в нашей стране в прошедший период главным образом в связи с возрастающими потребностями в высококачественном металле, получение которого в других агрегатах было либо невозможно, либо неэкономично.

К основным преимуществам электроплавки следует отнести:

1. применение высокотемпературного источника энергии,
2. исключение смешивания технологических газов с продуктами сгорания топлива, что позволяет работать в вакууме или защитной атмосфере при резком уменьшении выброса газов в атмосферу;
3. резкое сокращение в электроплавке расхода ферросплавов (из-за уменьшения угара хрома, марганца и особенно ванадия и кремния);
4. облегчение управлением выделения тепла, что позволяет значительно сократить тепловые потери и повысить термический к.п.д. печей;
5. улучшение условий труда обслуживающего персонала;
6. снижение себестоимости и уменьшение капитальных затрат.

Основным направлением развития электронагрева является повышение единичной мощности крупнотоннажных печей. Однако в связи с повышением расхода мощности на единицу продукции ухудшаются условия службы футеровки стен и свода печей из-за теплового воздействия на кладку.

Применяя различные типы электротермических устройств, можно обеспечить равномерный прогрев различных материалов и изделий не только с целью повышения их пластичности перед деформацией (ковкой, штамповкой или прокаткой) и придания им специальных свойств, но и нагреть только поверхность изделий или отдельные их участки (например для поверхностной или частичной термообработки).

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  | 88   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |      |

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

- 1 Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие /А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175 с.
- 2 Чуманов, И.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие /И.В. Чуманов, А.В.Рябов –Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43 с.
- 3 Очагова, И.Г. Новости чёрной металлургии за рубежом /И.Г. Очагова, С.З.Афонин – выпуск №6 (48) 2005. - 116 с.
- 4 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.
- 5 Кудрин, В.А. Внепечная обработка чугуна и стали – М.: Металлургия, 2001. – 336 с.
- 6 Методическое пособие по разливке стали на МНЛЗ. ОАО «АМЗ», 2005. – 72 с.
- 7 Зиньковский, М.М. Безопасность производственных процессов в черной металлургии – М.: Металлургия, 2002. – 480 с.
- 8 Сорокин, В.Г. Марочник сталей и сплавов / А.В. Волоснякова, С.А. Вяткин и др.; Под общ. ред. В.Г. Сорокина. – М.: Машиностроение, 1999. – 640с.
- 9 Рябов, А.В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах: Учебное пособие / И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2007. – 188 с.

|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  |      |
|------|------|----------|---------|------|-----------------------------|--|--|--|--|------|
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | Лист |
|      |      |          |         |      |                             |  |  |  |  | 89   |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2020.970.00 ПЗ ВКР |  |  |  |  |      |