

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Южно-Уральский государственный университет (НИУ)»
Базовая кафедра «Металлургическое производство»

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой,
кандидат технических наук
_____ В.А. Пашнев
« ___ » _____ 2017 г

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛЕЙ,
СОДЕРЖАЩИХ ХРОМ НА ПРИМЕРЕ ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ МАРКИ 40Х

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА К ВЫПУСКНОЙ
КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ
ЮУрГУ – 22.03.02.2017.382.00 ПЗ ВКР

Консультант
Безопасность жизнедеятельности
(старший преподаватель)
_____ Е.Е. Чванова
« ___ » _____ 2017 г.

Руководитель проекта
(старший преподаватель)
_____ Е.Е. Чванова
« ___ » _____ 2017 г.

Автор проекта
студент группы ДО-489
_____ Л.А. Алиева
« ___ » _____ 2017 г.

Нормоконтролер
(старший преподаватель)
_____ Н.С. Хардукаш
« ___ » _____ 2017 г.

Челябинск 2017 г

АННОТАЦИЯ

Алиева Л.А. Технологические особенности производства сталей, содержащих хром на примере производства стали марки 40Х – Челябинск ЮУрГУ, Базовая кафедра МП; 2017, 86 с., библиогр. список 18 наим., 6 чертежей ф. А1.

Цель работы заключается в изучении технологических особенностей производства стали содержащих хром на примере производства стали марки 40Х. Всего в пояснительной записке: 6 разделов, 86 страниц, 35 таблиц, 9 рисунков, список литературных источников.

В данной работе описаны: назначение сплава, технология выплавки, оборудование и сырье для производства заданной марки, используемые огнеупорные материалы.

Целью технологической части работы является разработка технологии выплавки стали марки 40Х в условиях электросталеплавильного цеха № 2 ПАО «Ашинский метзавод».

В работе также рассмотрены вопросы безопасности труда, экологии окружающей среды, ресурсо- и энергосбережения и рационального природопользования.

| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | | | |
|-----------|------|---------------|---------|------|--|--------------------|------|--------|
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | | | |
| Разраб. | | Алиева Л.А. | | | Технологические особенности производства сталей, содержащих хром на примере производства стали марки 40Х | Лит. | Лист | Листов |
| Провер. | | Чванова Е.Е. | | | | | 6 | 86 |
| Реценз. | | | | | | ЮУрГУ | | |
| Н. Контр. | | Хардукаш Н.С. | | | | Базовая кафедра МП | | |
| Утверд. | | Пашнев В.А. | | | | | | |

ОГЛАВЛЕНИЕ

| | |
|--|----|
| ВВЕДЕНИЕ | 8 |
| 1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ | 10 |
| 1.1 Описание стали 40Х | 10 |
| 1.2 Назначение выплавляемой стали | 14 |
| 1.3 Технология выплавки сплава сталь 40Х | 15 |
| 1.3.1 Выбор оборудования для выплавки | 15 |
| 1.3.2 Выбор шихты для выплавки | 18 |
| 1.3.3 Технологическая карта (схема) выплавки, с указанием режимов работы оборудования | 19 |
| 1.3.4 Контроль качества продукции | 24 |
| 2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ | 26 |
| 2.1 Расчет материального баланса выплавки стали 40Х в ДСП | 26 |
| 3 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА | 75 |
| 4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ | 77 |
| 5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА | 79 |
| 6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ | 81 |
| 6.1 Общие требования охраны труда | 81 |
| 6.2 Анализ опасных производственных факторов | 81 |
| 6.3 Анализ вредных производственных факторов | 82 |
| 6.4 Освещение в производственном цехе..... | 83 |
| ЗАКЛЮЧЕНИЕ | 85 |
| БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК | 86 |

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 7 |

ВВЕДЕНИЕ

Металлы относятся к числу наиболее распространенных материалов, которые человек использует для обеспечения своих жизненных потребностей. В наши дни трудно найти такую область производства, научно-технической деятельности человека или просто его быта, где металлы не играли бы главенствующей роли как конструкционного материала.

Развитие машиностроения и строительной индустрии, создание автоматизированных процессов металлообработки, необходимость снижения ресурсов на производство черных металлов потребовали от металлургов принципиально пересмотреть взгляды на технологию выплавки стали. Совокупность новых технологических приемов в общем виде сводится к получению стали, чистой по неметаллическим включениям и примесным элементам, ухудшающим регламентируемые свойства металлопродукции, с минимальными колебаниями для заданной марки стали химического состава в пределах одного слитка, одной плавки и от плавки к плавке. При этом должны быть гарантированы соответствующая микроструктура и бездефектная поверхность заготовки. Решение такой, технологически сложной совокупности задач возможно различными путями, выбор которых ограничивается необходимостью обеспечения минимальных издержек производства. В настоящее время высокий уровень качества стали многих марок достигается в основном в результате технологических операций, производимых в ковше.

В данной области технологии за последние четыре десятилетия произошли существенные изменения, которые революционизировали не только практику сталеварения, но и повлияли на формирование многих теоретических представлений.

Можно считать, что зарождением внепечной обработки металла явилось применение частичного раскисления металла в ковше с целью не только экономии ферросплавов, но и повышения качества стали, в частности, из-за уменьшения газов. Методы раскисления металла в ковше постоянно совершенствовались, и в настоящее время использование раскислителей с подачей их в плавильный агрегат является свидетельством отсталости техники и технологии сталеварения.

Внепечное раскисление стали позволило снизить на 30-70% расход ферросплавов, для некоторых марок, улучшить качество, уменьшить колебания химического состава в пределах требований к одной и той же марке стали, улучшить работу по заказам.

Некоторые затруднения по обеспечению равномерного распределения внесенных при раскислении элементов и температуры по объему ковша были успешно преодолены в случае продувки инертными газами.

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| | | | | | | 8 |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | |

Поэтому, было закономерным появление установки «ковш-печь», представляющей собой сталеразливочный ковш, оборудованный специальными устройствами для проведения нагрева металла до заданной температуры и обработки его различными порошкообразными материалами для рафинирования от нежелательных элементов, находящихся в растворе, и неметаллических включений, а также для раскисления и легирования. В этой технологии сконцентрированы ранее разработанные технологические операции (обработка стали инертными газами, раскисление и легирование в ковше, обработка металла порошкообразными материалами и т.д.), и в сочетании с дополнительным подогревом она стала довольно универсальной и эффективной для повышения качества стали, что особенно нужно при непрерывной разливке. [1, с. 26]

Цель работы заключается в изучении технологических особенностей производства сталей, содержащих хром на примере производства стали марки 40Х.

Для реализации поставленной цели потребуются решить следующие задачи:

1. Изучить теоретические основы конструкционной легированной стали марки 40Х
2. Рассмотреть технологическую цепочку производства стали марки 40Х на примере предприятия ПАО «Ашинский метзавод»
3. Провести расчет материального баланса стали марки 40Х
4. Определить возможные дефекты сляба
5. Выделить производство зарубежных аналогов стали марки 40Х
6. Проанализировать охрану труда и безопасности производства.

Таким образом, объектом исследования является технологические особенности производства сталей содержащих хром, а предметом сталь марки 40Х.

| | | | | | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|--|--|--|--|------|
| | | | | | | | | | | Лист |
| | | | | | | | | | | 9 |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | | | | | |

1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ЧАСТЬ

1.1 Описание стали

Конструкционная легированная сталь марки 40Х. Кроме обычных примесей, в марке 40Х содержится определенное количество элементов, которые специально вводятся. Благодаря этому обеспечиваются особенные свойства. Здесь, как легирующий элемент, применяется хром. Именно из-за него в маркировке стали присутствует буква Х.

В данной стали есть особенность – это трудная свариваемость. В связи с этим сталь 40Х в процессе сварки подвергается нагреву до 300°C, а после нее – термической обработке. Кроме этой особенности, имеется склонность к отпускной хрупкости, а еще флокеночувствительность.

Сталь 40Х имеет следующие характеристик:

- удлинение относительное – 13-17%;
- ударная вязкость – до 800 кДж/кв. метр;
- предел прочности – до 900 МПа.

Есть и другие особенности, характерные для этой марки стали:

- предел выносливости достаточно высокий;
- возможность проводить обработку способом резания, путем сваривания или под давлением;
- стойкость к короблению и обезуглероживанию при термовоздействии.

Для всех подобных материалов это самые важные свойства. Именно они позволяют применять сталь 40Х в машиностроительной отрасли.

При ковке стали этой марки температура в начале процесса составляет 1250 °С, а в конце – 800 °С.

1) Химический состав и расшифровка стали 40Х

Конструкционную легированную качественную сталь марки 40Х обозначают двузначным числом 40 и буквой Х, указывающим на среднее содержание углерода в стали 0,4% и хрома 1,1%.

Таблица 1 – Химический состав стали 40Х (ГОСТ 1050–88), %

| C | Si | Mn | Ni | S | P | Cr | Cu | Fe |
|---------------|---------------|-------------|--------|-------------|-------------|--------------|--------|-------|
| 0,36- 0,44 | 0,17- 0,37 | 0,5- 0,8 | До 0,3 | До 0,035 | До 0,035 | 0,8 - 1,1 | До 0,3 | До 97 |

Химический состав, приведённый в таблице 1, применяется в деле изготовления деталей, находящих свое применение в производстве трубопроводов и энергооборудования, которые способны работать при высоком показателе атмосферного давления и колебаниях температур в широком диапазоне.

Виды термической обработки представлены в таблице 2.

| | | | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|--|--|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | | | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | | | 60 |

Таблица 2 – Виды термической обработки

| Состояние поставки, режим термообработки | Сечение, мм | КП | $\sigma_{0,2}$ (МПа) | σ_B (МПа) | δ_5 (%) | ψ % | КСУ (кДж / м ²) | НВ, не более |
|--|-------------|-----|----------------------|------------------|----------------|----------|-----------------------------|--------------|
| Прутки. Закалка 860 °С, масло. Отпуск 500 °С, вода или масло | 25 | | 780 | 980 | 10 | 45 | 59 | |
| Поковки: нормализация | 500-800 | 245 | 245 | 470 | 15 | 30 | 34 | 143-179 |
| | 300-500 | 275 | 275 | 530 | 15 | 32 | 29 | 156-197 |
| закалка, отпуск | 500-800 | 275 | 275 | 530 | 13 | 30 | 29 | 156-197 |
| нормализация | до 100 | 315 | 315 | 570 | 17 | 38 | 39 | 167-207 |
| | 100-300 | | | | 14 | 35 | 34 | |
| закалка, отпуск | 300-500 | 315 | 315 | 570 | 12 | 30 | 29 | 167-207 |
| | 500-800 | | | | 11 | 30 | 29 | |
| нормализация | до 100 | 345 | 345 | 590 | 18 | 45 | 59 | 174-217 |
| | 100-300 | | | | 17 | 40 | 54 | |
| | 300-500 | | | | 14 | 38 | 49 | |
| закалка, отпуск | до 100 | 395 | 395 | 615 | 17 | 45 | 59 | 187-229 |
| | 100-300 | | | | 15 | 40 | 54 | |
| | 300-500 | | | | 13 | 35 | 49 | |

Режимы термической обработки стали 40Х представлены в таблице 3

Таблица 3 – Режим термической обработки сталь 40Х

| Твёрдость (HRCэ) | Темпер. закалки, °С | Темпер. отпуска, °С | Темпер. зак. ТВЧ, °С | Темпер. отжига, °С | Закал. среда | Прим. |
|------------------|---------------------|---------------------|----------------------|--------------------|----------------|------------------------|
| 24-28 | 840-860 | 500-550 | | | Масло | |
| 30-34 | | 490-520 | | | | |
| 47-51 | | 180-200 | | | | Сеч. до 30 мм |
| 47-57 | | | 860-900 | | Водный раствор | 0,2...0,7% полиакрилат |
| 48-54 | | | | | | Азотирование |
| <= 22 | | | | 840-860 | | |

Сталь 40X относится к низколегированным сталям, особенности этих сталей.

Положительные стороны по сравнению с углеродистыми сталями:

1. Положительные особенности легированных сталей обнаруживаются в термически обработанном состоянии. Поэтому из легированных сталей изготавливают детали, обязательно подвергаемые термической обработке.

2. В термически обработанном состоянии (закалка + отпуск) все легированные стали обнаруживают более высокие показатели сопротивления пластическим деформациям, по сравнению с углеродистыми сталями при равном содержании углерода.

3. При прочих равных условиях прокаливаемость выше, чем углеродистых. Поэтому нагруженные детали крупного сечения следует изготавливать из легированных конструкционных сталей, выбирая при этом сталь такого состава, которая в заданном сечении прокаливается насквозь.

4. Другая положительная особенность легированных сталей – возможность применения при закалке “мягких” охладителей (масла).

Закалка в масле в значительной степени снижает брак по закалочным трещинам и короблению.

5. Повышение запаса вязкости и сопротивления хладноломкости легированной стали после закалки и отпуска за счет легирования (особенно никелем), вследствие чего увеличивается эксплуатационная надежность деталей машин.

Специфические недостатки:

1. Многие легированные стали подвержены обратимой отпускной хрупкости.

2. В высоколегированных сталях после закалки снижается твердость, сопротивление усталости.

3. Послековки, прокатки легированных сталей образуется характерная строчечная структура и увеличивается неоднородность свойств стали вдоль и поперек направления деформирования. Сталь с такой структурой обладает также плохой обрабатываемостью резанием.

4. Весьма опасным пороком легированных сталей являются флокены (особенно в сталях, легированных никелем). Флокены представляют собой светлые пятна в изломе. В поперечном сечении флокены обнаруживаются в виде мелких трещин с различной ориентацией. Причиной возникновения флокенов является выделение водорода, растворенного в стали.

1) Механические свойства стали 40X

Легированные стали обладают наилучшими механическими свойствами после термической обработки. Это объясняется тем, что легирующие элементы задерживают диффузионные процессы и оказывают, поэтому большое влияние на фазовые превращения, протекающие при закалке и отпуске, задерживая распад мартенсита и огрубление частиц карбидов.

Для получения требуемой твердости их подвергают отпуску при более высокой температуре, чем углеродистые. Это позволяет, не только полностью снять закалочные напряжения, но и получить лучшее сочетание прочности и вязкости.

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 12 |

Повышение механических свойств (таблица 4, 5, 6) достигается также в результате того, что многие легирующие элементы способствуют измельчению зерна и упрочняют феррит.

Таблица 4 – Механические свойства стали 40Х в зависимости от сечения

| Сечение, мм | $\sigma_{0,2}$ (МПа) | σ_B (МПа) | δ_4 (%) | ψ % | КСУ (кДж / м ²) | НВ |
|---|----------------------|------------------|----------------|----------|-----------------------------|---------|
| Закалка 840-860 °С, вода, масло. Отпуск 580-650 °С, вода, воздух. | | | | | | |
| 101-200 | 490 | 655 | 15 | 45 | 59 | 212-248 |
| 201-300 | 440 | 635 | 14 | 40 | 54 | 197-235 |
| 301-500 | 345 | 590 | 14 | 38 | 49 | 174-217 |

Таблица 5 – Механические свойства стали 40Х в зависимости от температуры отпуска

| Температура отпуска, °С | $\sigma_{0,2}$ (МПа) | σ_B (МПа) | δ_5 (%) | ψ % | КСУ (кДж / м ²) | НВ |
|-------------------------|----------------------|------------------|----------------|----------|-----------------------------|-----|
| 200 | 1560 | 1760 | 8 | 35 | 29 | 552 |
| 300 | 1390 | 1610 | 8 | 35 | 20 | 498 |
| 400 | 1180 | 1320 | 9 | 40 | 49 | 417 |
| 500 | 910 | 1150 | 11 | 49 | 69 | 326 |
| 600 | 720 | 860 | 14 | 60 | 147 | 265 |

Таблица 6 – Механические свойства стали 40Х при повышенных температурах

| Температура испытаний, °С | $\sigma_{0,2}$ (МПа) | σ_B (МПа) | δ_5 (%) | ψ % | КСУ (кДж / м ²) |
|--|----------------------|------------------|----------------|----------|-----------------------------|
| Закалка 830 °С, масло. Отпуск 550 °С | | | | | |
| 200 | 700 | 880 | 15 | 42 | 118 |
| 300 | 680 | 870 | 17 | 58 | |
| 400 | 610 | 690 | 18 | 68 | 98 |
| 500 | 430 | 490 | 21 | 80 | 78 |
| Образец диаметром 10 мм, длиной 50 мм кованный и отожженный. Скорость деформирования 5 мм/мин, скорость деформации 0,002 1/с | | | | | |
| 700 | 140 | 175 | 33 | 78 | |
| 800 | 54 | 98 | 59 | 98 | |
| 900 | 41 | 69 | 65 | 100 | |
| 1000 | 24 | 43 | 68 | 100 | |
| 1100 | 11 | 26 | 68 | 100 | |
| 1200 | 11 | 24 | 70 | 100 | |

1.2 Назначение выплавляемой стали

Легированная сталь это сплав, в состав которого помимо углерода и железа, входят легирующие элементы. В зависимости от процентного содержания и сочетания химических элементов меняются механические, и эксплуатационные свойства стали, такие как – прочность, жаростойкость, износостойкость, устойчивость к коррозии и др. [12]

Пример обозначения: Сталь 40 Х ГОСТ 4543 – 71

Сортамент конструкционной легированной стали: квадрат горячекатаный ГОСТ 2591-88; круг горячекатаный ГОСТ 2590-88; шестигранник горячекатаный - ГОСТ 2879-88; полоса горячекатаная ГОСТ 103-76; круг и квадрат кованый ГОСТ 1133-71; круг калиброванный ГОСТ 7417-75; квадрат калиброванный ГОСТ 8559-75; шестигранник калиброванный ГОСТ 8560-78; круг со специальной отделкой поверхности ГОСТ 14955-77. Виды сортового проката представлены на рисунке 1

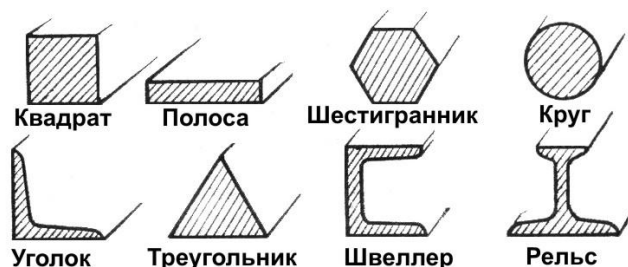


Рисунок 1 – Виды профиля сортового проката

Назначение: для деталей, работающих на средних скоростях при средних давлениях (зубчатые колеса, шпиндели и валы в подшипниках качения, червячные валы).

Очень часто эта сталь находит применение при изготовлении улучшаемых деталей, которые отличаются повышенной прочностью. Это такие изделия, как плунжеры, шпиндели, оси, валы (рисунок 2), кольца, вал-шестерни, коленчатые и кулачковые валы, болты, полуоси, рейки, втулки, губчатые венцы, оправки и другие нужные детали. [2]



Рисунок 2 - Вал

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 14 |

1.3 Технология выплавки сплава и работа оборудования

1.3.1 Выбор оборудования для выплавки

Наиболее распространёнными способами получения стали являются: выплавка стали в мартеновских печах, в конвертерах и электропечах.

1) Производство стали в мартеновских печах

Мартеновская печь по устройству и принципу работы является пламенной регенеративной печью.

В конструкции печи выделяют две основные части: а) верхнее строение печи, состоящее из рабочего пространства и головок, расположенных на двух его концах и служащих попеременно для подачи газообразного топлива и воздуха, предварительно подогретого (подогретых) в регенераторе, и для отвода продуктов горения; б) нижнее строение печи, состоящее из шлаковиков для собирания пыли и шлаков, уносимых дымовыми газами, и регенераторов, аккумулирующих теплоту продуктов горения, с последующей её отдачей воздуху.

Работает на газообразном (природный газ) или жидком топливе (мазут). Футеровка печи может быть основной и кислой. В передней стенке печи находятся загрузочные окна 4 для подачи шихты в печь. В задней стенке печи имеется летка для слива стали. Перед плавкой летку заделывают малоспекающимися огнеупорами.

Для подогрева воздуха при работе на газообразном топливе печь имеет два регенератора.

Основными материалами для выплавки стали являются стальной скрап и передельный чугун марок М1, М2, М3.

В мартеновских печах помимо чугуна может быть произведена переплавка металлического лома, руды и флюса.

2) Кислородно - конвертерный (бессемеровский) процесс

Перед старыми способами получения стали бессемеровский способ имел два неоспоримых преимущества - очень высокую производительность, отсутствие потребности в топливе. Недостатком бессемеровского процесса является ограниченная гамма чугунов, которые могут перерабатываться этим способом, так как при динасовой футеровке не удастся удалить из металла такие примеси, как серу и фосфор, в том случае, если они содержатся в чугуне.

Конверторный способ получения стали позволяет использовать в качестве шихты жидкий чугун, до 50 %' металлического лома, руду, флюс. Сжатый воздух под давлением (0,3...0,35 МПа) поступает через специальные отверстия. Теплота, необходимая для нагрева стали, получается за счет химических реакций окисления углерода и примесей, находящихся в чугуне.

3) Получение стали в электрических печах

Дуговая печь – электрическая печь для плавки металлов и других материалов, в которой используется тепловой эффект электрической дуги. Вместимость печей составляет 0,5...400 тонн (рисунок 3). В металлургических цехах используют электропечи с основной футеровкой, а в литейных – с кислой.

| | | | | | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|--|--|--|--|------|
| | | | | | | | | | | Лист |
| | | | | | | | | | | 15 |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | | | | | |

Производство стали в электрических печах — наиболее совершенный способ получения сталей. Сталь выплавляют в дуговых или индукционных электропечах. Наиболее распространены дуговые электропечи емкостью до 200 т. При электроплавке стали используют как стальной скрап и железную руду, так и жидкие стали, поступающие из мартеновской печи или конвертера.

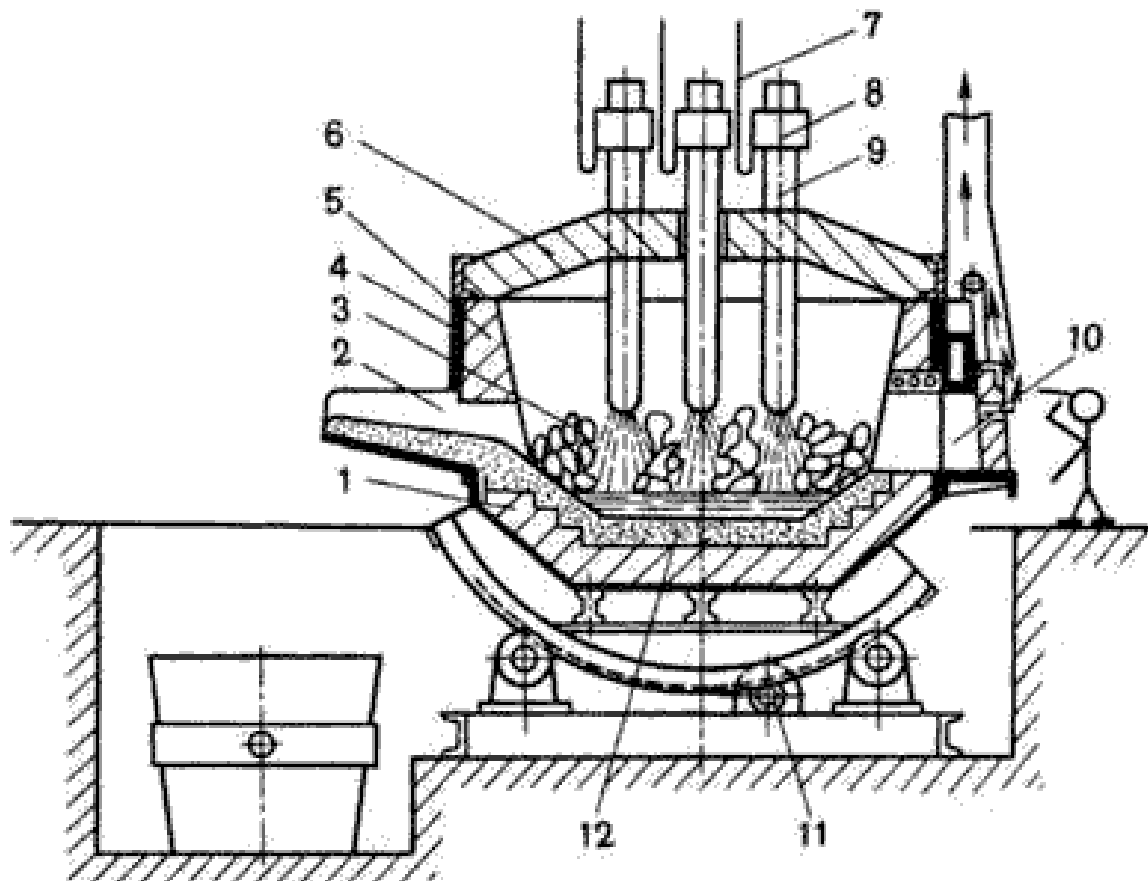


Рисунок 3 - Схема дуговой плавильной печи

Дуговая печь питается трёхфазным переменным током. Имеет три цилиндрических электрода 9 из графитизированной массы, закреплённых в электрододержателях 8, к которым подводится электрический ток по кабелям 7. Между электродом и металлической шихтой 3 возникает электрическая дуга. Корпус печи имеет форму цилиндра. Снаружи он заключён в прочный стальной кожух 4, внутри футерован основным или кислым кирпичом 1. Плавильное пространство ограничено стенками 5, подиной 12 и сводом 6. Съёмный свод 6 имеет отверстия для электродов. В стенке корпуса рабочее окно 10 (для слива шлака, загрузки ферросплавов, взятия проб), закрытое при плавке заслонкой. Готовую сталь выпускают через сливное отверстие со сливным желобом 2. Печь опирается на секторы и имеет привод 11 для наклона в сторону рабочего окна или желоба. Печь загружают при снятом своде. [3, с. 186]

В основной дуговой печи осуществляется плавка двух видов:

- на шихте из легированных отходов (методом переплава);
- на углеродистой шихте (с окислением примесей).

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист 16 |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | |

Плавку на шихте из легированных отходов ведут без окисления примесей. После расплавления шихты из металла удаляют серу, наводя основной шлак, при необходимости науглероживают и доводят металл до заданного химического состава. Проводят диффузионное раскисление, подавая на шлак измельченные ферросилиций, алюминий, молотый кокс. Так выплавляют легированные стали из отходов машиностроительных заводов.

Плавку на углеродистой шихте применяют для производства конструкционных сталей. В печь загружают шихту: стальной лом, чушковый передельный чугун, электродный бой или кокс, для науглероживания металлов и известь. Опускают электроды, включают ток. Шихта под действием электродов плавится, металл накапливается в подине печи. Во время плавления шихты кислородом воздуха, оксидами шихты и окалины окисляются железо, кремний, фосфор, марганец, частично, углерод. Оксид кальция из извести и оксид железа образуют основной железистый шлак, способствующий удалению фосфора из металла. После нагрева до 1500...1540 °С загружают руду и известь, проводят период «кипения» металла, происходит дальнейшее окисление углерода. После прекращения кипения удаляют шлак. Затем приступают к удалению серы и раскислению металла заданного химического состава. Раскисление производят осаждением и диффузионным методом. Для определения химического состава металла берут пробы и при необходимости вводят в печь ферросплавы для получения заданного химического состава. Затем выполняют конечное раскисление алюминием и силикокальцием, выпускают сталь в ковш.

При выплавке легированных сталей в дуговых печах в сталь вводят легирующие элементы в виде ферросплавов.

Доля выплавляемой стали в мартеновских печах в настоящее время сокращается, вследствие развития современных более эффективных методов получения стали. Недостатки мартеновского процесса заключаются в больших капитальных затратах на постройку цеха одинаковой мощности, в низкой производительности печей, больших расходах по переделу и, следовательно, более высокой себестоимости стали и низкой производительности труда.

Кислородно-конвертерный процесс требует значительного расхода жидкого чугуна и потребляет незначительное количество металлического лома (обычно до 20 – 30 %). Для получения жидкого чугуна в качестве сырья, во-первых, необходимы дополнительные капитальные затраты на постройку доменных печей, во-вторых, использование значительной доли чугуна в шихте приводит к более высокой стоимости передела в связи с его большей стоимостью по сравнению с ломом. При значительном расходе чугуна в шихте требуется высокий удельный расход технического кислорода и извести. Кислородно-конвертерное производство выделяет повышенное количество пыле- и газовой выбросов в окружающую среду. Для предотвращения загрязнения требуется установка громоздких дорогостоящих очистительных устройств.

Кроме того, существенным является то обстоятельство, что у ПАО «Ашинский металлургический завод» отсутствует собственное сырье - чугун, необходимый для получения стали в кислородном конвертере. Поэтому отдать предпочтение еще одному

| | | | | | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|--|--|--|--|--|------|
| | | | | | | | | | | Лист |
| | | | | | | | | | | 17 |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | | | | | |

22.03.02.2017.382.00 ПЗ

прогрессивному способу производства стали – кислородно-конвертерному просто не представляется возможным.

Вместе с тем, производство электростали имеет целый ряд положительных сторон, которые способствуют все большему распространению этого способа производства во всем мире. Основной тенденцией быстрого и экономичного повышения объемов производства стали, как раз, и является развитие электрометаллургии.

Электроплавка стали, в отличие кислородно-конвертерного процесса, позволяет переделывать значительное количество металлического лома. Особые преимущества производства стали в электрических печах, не требующих качественной шихты и обеспечивающих получение стали любого химического состава, проявляются с понижением стоимости электроэнергии, и в связи с развитием атомной энергетики электрометаллургию можно назвать процессом будущего.

Технологии выплавки стали с использованием мартеновских печей, эксплуатация которых связана и с низкой производительностью по сравнению с использованием других современных сталеплавильных агрегатов, и с тяжелыми условиями труда, и с невозможностью механизации и автоматизации процесса не отвечает требованиям сегодняшнего времени. На Ашинском металлургическом заводе существовало значительное несоответствие между производительностью трех мартеновских печей даже с использованием АПК-100 и производственной мощностью МНЛЗ. Поэтому одной из главных задач, решение которых позволило вывести завод не только на современный технологический уровень производства листовой стали, но серьезно улучшить экономические показатели деятельности всего предприятия, явилась реконструкция сталеплавильного передела.

В связи с этим, основным этапом разработки технологии производства стали 40Х является выбор сталеплавильного агрегата. Сложившиеся исторически для ПАО «Ашинский метзавод» условия производства и месторасположения предприятия, с одной стороны, и современные тенденции развития сталеплавильного агрегата, с другой стороны, позволяют сделать определенный выбор в пользу дуговой электросталеплавильной печи (ДСП) с использованием непрерывной системы загрузки металлошихты в печь – технологии «Consteel». [4, с. 74]

1.3.2 Выбор шихты для выплавки

Качество металлической шихты, легирующих, окислителей, шлакообразующих и заправочных материалов, используемых при выплавке стали, должно соответствовать требованиям нормативно-технической документации. Не допускается к использованию шихта, загрязненная цветными металлами.

Максимальная масса кусков шихты, используемой на плавку, не должна превышать 10 % от массы садки. Количество крупной шихты не должно превышать 40 % завалки (с учетом грузоподъемности завалочных устройств).

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 18 |

Количество стружки в шихте допускается не более 20 % от массы шихты. Недостающее количество углерода следует вводить в шихту электродным боем, электродной стружкой, коксом или чугуном .

Металлический лом и металлизированные окатыши подвергаются подогреву на ленточном конвейере системы Consteel .

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

Размер кусков шлакообразующих материалов не должен превышать 150 мм.

Известь на плавку необходимо применять свежееобожженную с размером кусков 20 – 80 мм. Транспортировка извести в электросталеплавильные цехи должна производиться в плотно закрытых контейнерах, исключающих попадание влаги.

Для контроля качества извести с каждого вагона не позже, чем через 30 мин. после постановки в цех, должна быть отобрана проба массой не менее 0,5 кг и отправлена в плотно закрытой банке в химлабораторию на анализ содержания CaO, CO₂ и H₂O.

Содержание CaO должно быть не менее 88 %, CO₂ — не более 4 %, H₂O — не более 1,5 %.

Известь с содержанием влаги более 1,5 % и до 3 % допускается использовать в плавление или окислительный период, а после прокаливании при температуре не менее 600 °С в течение не менее 40 мин — и в восстановительный период. Известь, пригодная к применению, должна быть использована в течение 12 часов с момента поставки её в цех. Определение пригодности к использованию, контроль за расходом извести должны производиться контрольным мастером ОТК.

Влажность газообразного кислорода должна быть не более 0,8 г/м³, что проверяется на кислородной станции и ежемесячно записывается в каждой плавильной карте контрольным мастером ОТК. [5, с. 42]

1.3.3 Технологическая карта (схема) выплавки, с указанием режимов работы оборудования

Выплавку стали предлагается производить в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) по технологии процесса Consteel емкостью 120 тонн. Эта технология представляет собой выплавку электростали с непрерывной загрузкой горячей шихты в сталеплавильную печь.

Рассмотрим технологический цикл производства стали марки 40X, который представлен на рисунке 4.



Рисунок 4 – Технологическая схема выплавки заготовки

1) Подготовка шихты

Шихтовые материалы перед использованием на плавку должны быть взвешены. Шлакообразующие и заправочные материалы допускается готовить на плавку в специальной тарированной емкости. В качестве тарированной емкости разрешается использовать также мульды, не имеющие наваров, прогаров, деформаций, приводящих к искажению внутреннего объема.

Шихта должна состояться из углеродистых отходов, чистых по хрому, никелю и меди.

Перед завалкой шихты в печь мастер по плавкам должен произвести расчет шихты и занести его в плавильную карту.

В печь перед завалкой шихты и во время её плавления должны присаживаться шлакообразующие материалы: известь (или известняк) и шамот в соотношении 2 : 1 в количестве 1,0 – 1,5 % от массы шихты.

Завалка металлического сырья основана на применении технологии процесса «Consteel» (непрерывная сталь). Известь и другие добавки вводятся на транспортер конвейера после подогревателя .

Далее стальной лом загружают в ДСП-120 системой непрерывной загрузки лома в печь, который представляет собой новый технологический процесс, применимый к существующим или новым печам постоянного или переменного тока и позволяющий сократить время отключений печи, а также повысить ее производительность. [8]

Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродугую печь по технологии «Consteel» представлена на рисунке 5.

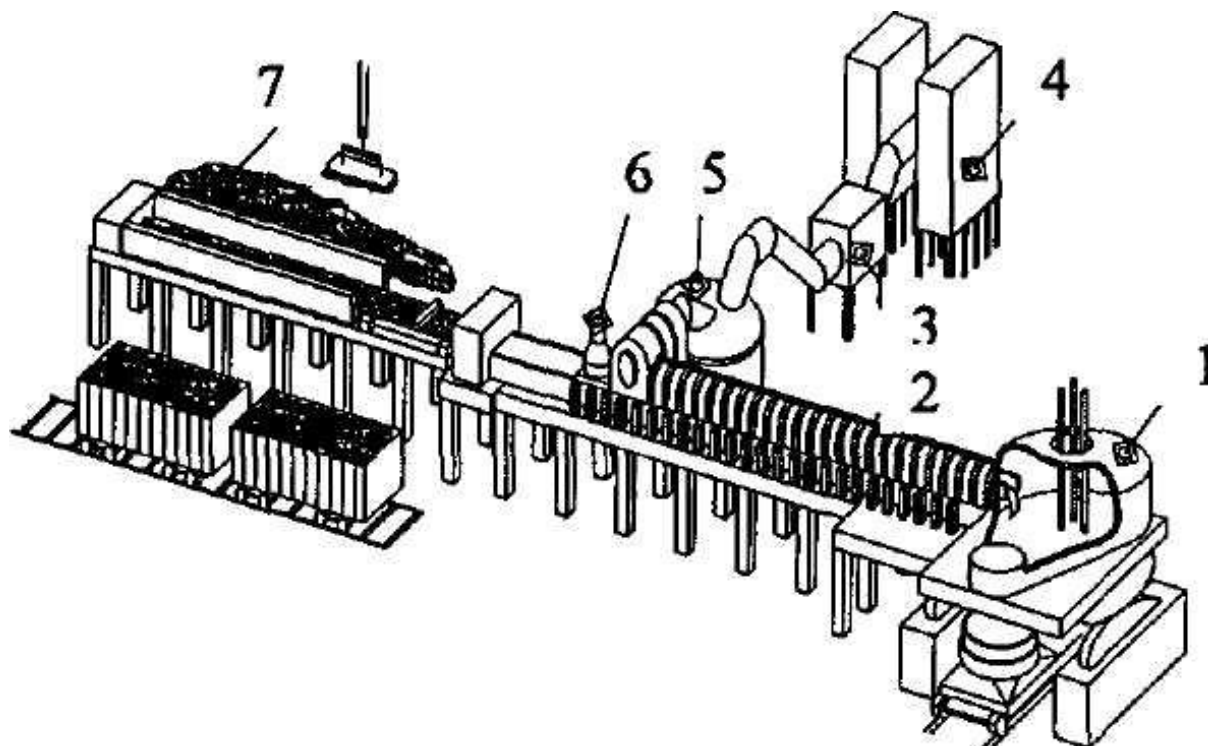


Рисунок 5 – Установка подогрева и непрерывной загрузки в электродугую печь по технологии «Consteel»

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

22.03.02.2017.382.00 ПЗ

Лист

20

На рисунке 5: 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.

2) Плавление в ДСП-120

После загрузки шихты свод печи надвигается на ванну, имеющую форму чаши. Электроды опускают через отверстия свода до возникновения короткого замыкания с шихтой и зажигают электрические дуги. Плавление и нагрев осуществляются за счёт теплоты электрических дуг, возникающих между электродами через жидкий металл или металлическую шихту. После расплавления шихты в печи образуется слой жидкого металла и шлака. Путём добавок в жидкую сталь раскислителей и легирующих добавок добиваются нужного состава стали. Готовую сталь и шлак выпускают через сливной желоб, наклоняя рабочее пространство. Рабочее окно, закрываемое заслонкой, предназначено для контроля заходом плавки, ремонта пода, загрузки материалов и промежуточного выпуска шлака (в окислительный период). Температура жидкой стали при выпуске на 120-150°C выше температуры ликвидус и составляет 1550-1650°C. В конце плавки уровень углерода понижается до требуемого для стали 40X значения.

Металл сливают в ковш и подвергают внепечной обработке на АПК-100.

3) Доведение до нужного химического состава в АКП-100

Агрегат печь-ковш используется для получения требуемой марки стали и усреднения химического состава стали.

В предварительно разогретый тигель-ковш заливают металл из сталеразливочного ковша. При переливе стали как можно тщательнее отделяется шлак, образовавшийся в сталеплавильной печи и имеющий повышенное содержание фосфора (лучше, если в сталеплавильной печи не прошла стадия раскисления во избежание обратного перехода фосфора из шлака в сталь). Далее в тигель-ковш вводят ферросплавы, требуемые для доводки стали до нужного химсостава, и вводят шлакообразующие. После этого тигель-ковш помещают под водоохлаждаемый свод, через отверстие в котором проходят три графитированных электрода. Электроды опускаются ниже верхнего уровня шлака для экранирования футеровки от излучения дуг и начинается дуговой нагрев. Для исключения попадания в рабочее пространство кислорода и поддержания восстановительной атмосферы под свод дополнительно вводят инертный газ. Одновременно с нагревом или немного раньше начинают продувку металла аргоном через пористую пробку в днище тигельковша. Благодаря этому образующийся основной шлак интенсивно перемешивается с металлом, ускоряя процессы раскисления стали и удаления серы. Через технологическое отверстие в своде проводятся замеры температуры, отбор проб, наблюдение за ходом процесса и добавка легирующих для точной доводки химического состава стали. Полная длительность обработки стали в этой ковшовой печи 60-90 минут, из них в течение 10-30 минут циклически может происходить дуговой нагрев.

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 21 |

После окончания каждого цикла нагрева электроды поднимаются. После окончания рафинирующих операций сталь из тигель-ковша через шиберный затвор выливается в обычный сталеразливочный ковш, из которого уже поступает на МНЛЗ или на разливку в слитки. В результате обработки не только обеспечивается получение заданного химсостава и температуры стали, но и происходит улучшение основных показателей, в частности, содержание серы снижается с 0,004-0,01 % до 0,001-0,002 %, кислорода – с 0,01-0,03 % до 0,001-0,003 %.

Основные технические данные АПК – 100 представлены в таблице 7.[9]

Таблица 7 - Основные технические данные агрегата печь-ковш

| Наименование параметра | Норма | |
|--|---------------|---------------------|
| | Номинал | Допустимая |
| 1. Емкость ковша, т | 100 | 110 |
| 2. Диаметр кожуха ковша, мм | | |
| - в верхней части | 3700 | - |
| - в нижней части | 3375 | - |
| 3. Высота ковша, мм | 3950 | - |
| 4. Мощность трансформатора, МВА | 18 | - |
| 5. Напряжение трансформатора, В | | |
| - высокое напряжение | 10000 | $\pm 5 \%$ |
| - низкое напряжение | 318,5...132,5 | |
| 6. Номинальный ток, кА | 32,6 | - |
| 7. Число фаз | 3 | - |
| 8. Напряжение цепей управления, В | 220; 24 | - |
| 9. Напряжение силовых цепей приводов, В | 380 | 380^{+38}_{-19} |
| 10. Диаметр графитированных электродов, мм | 400 | $400^{+2,5}_{-1,5}$ |
| 11. Диаметр распада электродов, мм | 700 | 700 ± 5 |
| 12. Ход электрода, мм | 2500 | 2500-20 |
| 13. Скорость перемещения трех электродов одновременно вверх, мм/с | 75 | - |
| 14. Скорость нагрева металла, °С/мин | 3...4 | - |
| 15. Расход охлаждающей воды, м ³ /ч | | |
| - на свод | 160 | - |
| - на вторичный токопровод | 60 | - |
| 16. Расход аргона на продувку металла, нм ³ /ч | 15 | 30 |
| 17. Расход азота на газодинамические уплотнители, нм ³ /ч | 2100 | 2500 |
| 18. Давление аргона на продувку, МПа | 0,6 | 1,2 |
| 19. Масса агрегата ковш-печь, кг | 168000 | - |

Ковш, подаваемый под плавку, должен быть очищен от остатков шлака и скрапа. Температура внутренней поверхности футеровки ковша должна быть не менее 1000 °С за 5 минут до выпуска полупродукта.

Полупродукт передается в машину непрерывной разливки заготовки (МНЛЗ) в ковше, перевозимом на передаточной тележке (сталевозе).

4) Разливка в МНЛЗ

Основные технические данные слябовой МНЛЗ представлены в таблице 8.[10]

Таблица 8 – Технические данные слябовой МНЛЗ

| № п\п | Наименование | Единицы измерения | Значения |
|-------|---|--------------------|------------------------------------|
| 1 | Количество ручьев | | 1 |
| 2 | Радиус разливочной дуги | м | 8 |
| 3 | Максимальная скорость машины | м/мин | 2,17 |
| 4 | Диапазон рабочей скорости машины в направлении разливки: -при вводе затравки -для сляба толщиной 240мм -для сляба толщиной 180мм | м/мин | 0,2–3,5 0,97-1, 22 1,72-2,17 |
| 5 | Металлургическая длина машины | м | 25,68 |
| 6 | Толщина отливаемого слитка | мм | 180, 240 |
| 7 | Ширина форматов | мм | 900-1600 |
| 8 | Длина слябов | м | 4,5 – 6,8 |
| 9 | Вместимость ковша (жидкая сталь) | т | 110 |
| 10 | Вес плавки | т | 100 |
| 10 | Цикл разливки | мин. | 50 - 60 |
| 11 | Режим работы | "плавка на плавку" | |

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

Перед заливкой металла в кристаллизатор вводится затравка – стальная штанга со сменной головкой, имеющей паз в виде ласточкиного хвоста, которая в начале заливки служит дном кристаллизатора. Вследствие интенсивного охлаждения жидкий металл у стенок кристаллизатора и на затравке затвердевает, образуется корка, соединяющая металл с затравкой. Затравка движется вниз при помощи тяговых роликов, постепенно вытягивая затвердевающий слиток из кристаллизатора. После прохождения тяговых роликов, затравку отделяют. Скорость вытягивания составляет в среднем 1 м/мин. Окончательное затвердевание в сердцевине происходит в результате вторичного охлаждения водой из форсунок. Затем затвердевший слиток попадает в зону резки, где его

разрезают газовым резаком, на куски заданной длины. Слитки имеют плотное строение и мелкозернистую структуру, отсутствуют усадочные раковины.

При практической эксплуатации осуществляется разливка с применением защитной трубы и погружного стакана, а так же аргона с добавкой разливочного порошка.

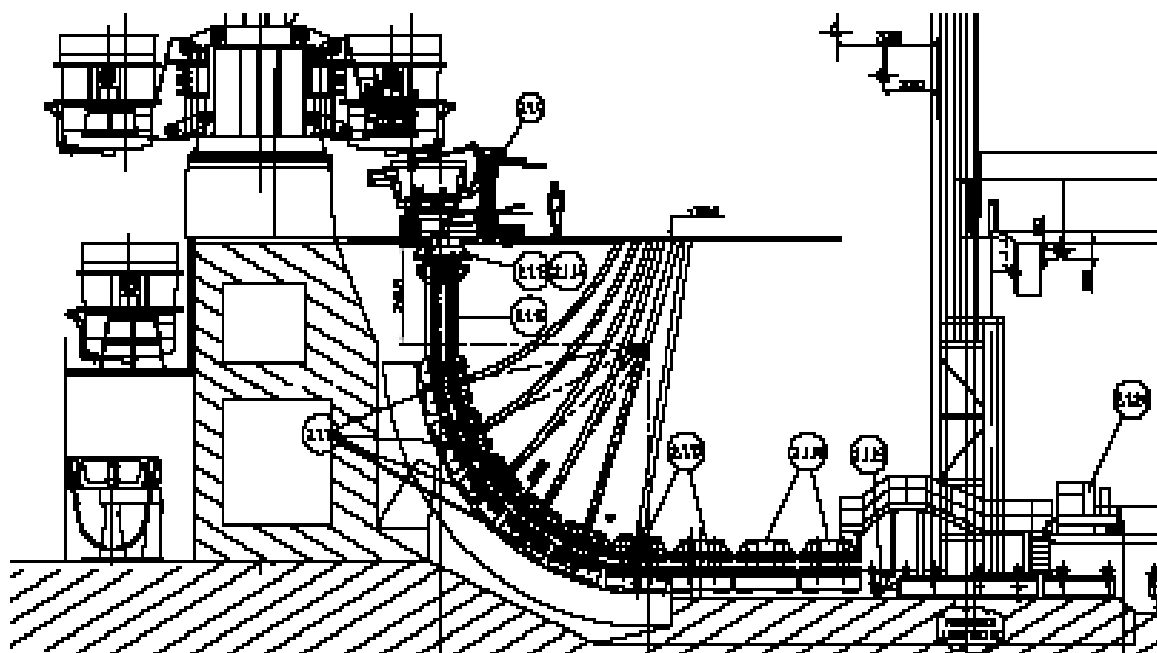


Рисунок 6 – Устройство для приема стального ковша и поворотный стенд

Целью непрерывной разливки стали является получение заготовок высокого качества. Заготовки отличаются однородностью как в пределах одной разлитой плавки, так и по сечению, свободны от неметаллических включений и усадочной раковины, имеют мелкозернистую, благоприятную для дальнейшей обработки первичную структуру, а так же хорошую поверхность и незначительные отходы. [6, с. 128]

1.3.4 Контроль качества продукции

Контроль качества проводится на каждом этапе технологической цепочки, представленной на рисунке 7:



Рисунок 7 – Технологическая схема контроля при выплавке заготовки

- 1) При подготовке шихты контролируется:
 - Загрязнённость шихты цветными металлами;
 - Габариты шихты;
 - Химический состав металла;
 - Содержание СаО, СО₂, Н₂О;
 - Количество содержания углерода и т.д.
- 2) При плавке в ДСП-120 контролируется:
 - расход электроэнергии, кВт час/т;
 - химический состав металла;
 - температура металла, °С;
 - вес ковша со сталью (тонн) и т.д.
- 3) При процессе обработки полупродукта в АКП-100 контролируется:
 - время продувки аргоном через донную пробку
 - давление аргона на пробку при обработке металла на АКП
 - начало, окончание и общая продолжительность обработки (час: мин);
 - вес ковша со сталью т;
 - вес жидкой стали, т;
 - температура металла по ходу обработки, °С;
 - расход аргона, за обработку (м³);
 - вид и количество присаживаемых материалов;
 - количество теплоизолирующей смеси;
 - химический состав металла по ходу обработки;
 - расход электроэнергии, кВт час/т и т.д.
- 4) При разливке на МНЛЗ контролируется:
 - уровень металла в кристаллизаторе
 - температура металлического полупродукта, °С;
 - дефекты;
 - скорость разливки;
 - качества тянущих роликов и т.д.
- 5) Контроль сляба:
 - геометрические размеры;
 - дефекты;

2 РАСЧЕТНАЯ ЧАСТЬ

2.1 Расчет материального баланса выплавки стали 40Х в ДСП.

В условиях и самокупаемости производства стали в электропечах особо возрастает роль учета расхода материалов, топлива, электроэнергии, электродов на 1 т. годной стали.

Расчет шихты и материального баланса плавки стали в дуговой печи позволяет на основе известных данных смоделировать процесс плавки в конкретном плавильном агрегате, позволяет разработать и осуществить мероприятия по снижению расходных коэффициентов, повышению выхода годного металла, экономии сырья, ферросплавов, топлива, электроэнергии и электродов. Результаты расчетов материального баланса служат основой для уточнения плановых нормативов и расходных коэффициентов. Материальный баланс позволяет выявить возможность повышения технико-экономических показателей процесса выплавки стали и на основании полученных результатов наметить пути улучшения показателей выплавки конкретных марок сталей.

Расчет шихты

Перед завалкой производится полный расчет шихты. Расчет ведём 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 низколегированные стали и мало заказов на сложнолегированный сортамент. В условиях современного производства предпочтительнее выплавлять в ДСП углеродистый полупродукт с последующим легированием (рафинированием) во внепечных агрегатах. Поэтому подавляющую часть шихты составляют углеродистые либо низколегированные отходы. Также в состав шихты входит родственная группа, а также близкие к ней по химическому составу легированные группы отходов и соответствующие ферросплавы и лигатуры. В завалку даются ферросплавы, которые имеют малый угар или не окисляются, на нижний предел. В качестве науглероживателей в завалку можно давать: чугуны, коксы, электродный бой или высокоуглеродистые ферросплавы. Шихтовку составляют с учетом особенностей технологии выплавки стали.

На основании выше изложенного даем в завалку отходы групп Б – 2.

Следовательно, шихта для выплавки заданной марки стали может быть составлена из материалов, химический состав представлен в таблице 9. Состав шихты представлен в таблице 10.

| | | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|--|-------------------------|------|
| | | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | | 26 |

Кроме основной металлической шихты в дуговую печь загружают известь в количестве 24кг/т и агломерат. В современной дуговой сталеплавильной печи с 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.

Таблица 9 – Химический состав отходов, которые предполагается использовать в завалку, %

| Материал | Содержание элементов | | | | | | | | | | | | | |
|----------|----------------------|------|------|------|------|-----|------|------|------|-----|-----|------|------|--------|
| | C | Si | Mn | P | S | Cr | Ni | Ti | Al | W | Mo | V | Cu | Fe |
| Б-2 | 0,45 | 0,15 | 0,15 | 0,03 | 0,03 | 2,8 | 0,35 | 0,03 | 0,04 | 0,2 | 0,2 | 0,15 | 0,3 | 95,12 |
| У-13 | 1,3 | 0,25 | 0,25 | 0,01 | 0,01 | 0,1 | 0,12 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0,12 | 97,818 |

Таблица 10 – Содержание компонентов в шихте, кг

| материал | Содержимое элементов | | | | | | | |
|----------|----------------------|--------|--------|--------|-------|-------|--------|--------|
| | Масса | C | Si | Mn | P | S | Cr | Ni |
| Б-2 | 52500 | 236,25 | 78,75 | 78,75 | 15,75 | 15,75 | 1470 | 183,75 |
| У-13 | 52500 | 682,5 | 131,25 | 131,25 | 8,4 | 8,4 | 52,5 | 65,625 |
| Всего | 105000 | 918,75 | 210 | 210 | 24,15 | 24,15 | 1522,5 | 249,38 |
| Всего, % | 100 | 0,875 | 0,2 | 0,2 | 0,023 | 0,023 | 1,45 | 0,2375 |

Продолжение таблицы

| материал | Содержимое элементов | | | | | | | |
|----------|----------------------|-------|------|-----|-----|-------|--------|--------|
| | Масса | Ti | Al | W | Mo | V | Cu | Fe |
| Б-2 | 52500 | 15,75 | 21 | 105 | 105 | 78,75 | 157,5 | 49938 |
| У-13 | 52500 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 65,625 | 51354 |
| Всего | 105000 | 15,75 | 21 | 105 | 105 | 78,75 | 223,13 | 101292 |
| Всего, % | 100 | 0,015 | 0,02 | 0,1 | 0,1 | 0,075 | 0,2125 | 96,469 |

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, представлен в таблице 11 и таблице 12.

Таблица 11 – Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

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

Таблица 12 – Химический состав легирующих и раскислителей, которые предполагается использовать в процессе выплавки, %

| Материал | C | Si | Mn | P | S | Cr | Ni | W | Mo | V | Cu | Al | Fe |
|----------|------|-------|-------|------|------|-------|----|---|----|---|----|-------|-------|
| ФС 65 | — | 65,00 | 0,40 | 0,05 | 0,02 | 0,40 | — | — | — | — | — | 2,00 | 32,13 |
| ФМн 78 | 7,00 | 6,00 | 78,00 | 0,05 | 0,02 | — | — | — | — | — | — | — | 8,93 |
| ФХ 100 | 0,95 | 1,45 | — | 0,02 | 0,02 | 72,50 | — | — | — | — | — | — | 25,06 |
| A97 | — | 0,01 | — | — | — | — | — | — | — | — | — | 99,98 | 0,01 |

Выплавка стали в дуговой сталеплавильной печи.

1) Период плавления

1.1) Окисление элементов

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов и составляем таблицу угаров для данной марки в период плавления для всех элементов, входящих в таблицу 10 (таблица 13).

Таблица 13 – Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %

| Угар | C | Si | Mn | P | S | Cr | Ni | Ti | W | Al | Mo | Cu | V | Fe |
|--------|-------|-------|------|-------|---|------|-------|-------|---|-------|----|----|---|------|
| Общий | 20,0 | 100,0 | 70,0 | ΔP | 0 | 20,0 | 1,5 | 100,0 | 0 | 100,0 | 0 | 0 | 0 | 2,0 |
| В шлак | 0 | 100,0 | 80,0 | 100,0 | 0 | 80,0 | 0 | 100,0 | 0 | 100,0 | 0 | 0 | 0 | 20,0 |
| В улёт | 100,0 | 0 | 20,0 | 0 | 0 | 20,0 | 100,0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 80,0 |

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в таблице 14.

Таблица 14 – Химический состав металла по расплавлению шихты, кг

| Элемент | Исходное содержание | Угар элемента | Масса элемента в расплаве | Содержание элемента в расплаве, % |
|---------|---------------------|---------------|---------------------------|-----------------------------------|
| C | 918,75 | 183,75 | 735 | 0,720 |
| Si | 210 | 210 | 0 | 0 |
| Mn | 210 | 147 | 63 | 0,062 |
| P | 24,15 | 0 | 24,15 | 0,024 |
| S | 24,15 | 0 | 24,15 | 0,024 |
| Cr | 1522,5 | 304,5 | 1218 | 1,193 |
| Ni | 249,375 | 3,741 | 245,634 | 0,241 |
| Ti | 15,75 | 15,75 | 0 | 0 |
| Al | 21 | 21 | 0 | 0 |
| W | 105 | 0 | 105 | 0,103 |
| V | 78,75 | 0 | 78,75 | 0,077 |
| Cu | 223,125 | 0 | 223,125 | 0,219 |
| Mo | 105 | 0 | 105 | 0,103 |
| Fe | 101292,45 | 2025,849 | 99266,601 | 97,236 |
| Всего | 105000 | 2911,59 | 102088,410 | 100 |

Расчет количества образующегося оксида определяем по формуле (1)

$$m_{i_xj_y} = \frac{m_i}{\nu_i \cdot \mu_i} \cdot \nu_{i_xj_y} \cdot \mu_{i_xj_y}, \text{ кг}, \quad (1)$$

где m_i – масса окисляющегося элемента i , кг;

$\nu_i, \nu_{i_xj_y}$ – стехиометрические коэффициенты элемента i и оксида;

$\mu_i, \mu_{i_xj_y}$ – молекулярные массы элемента i и оксида.

Расчет количества кислорода необходимого для окисления элементов определяем по формуле (2)

$$m_{O_2}(i) = m_{i_xo_2} - m_i, \text{ кг}, \quad (2)$$

Определение кислорода, необходимого для окисления элементов шихты.

1) Окисление углерода происходит по реакции:



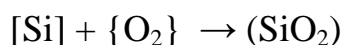
$$m_{CO} = \frac{m_C}{V_C \cdot \mu_C} \cdot V_{CO} \cdot \mu_{CO} = \frac{183,75 \cdot 28}{12} = 428,75 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления углерода:

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 29 |

$$m_{O_2}(C) = m_{CO} - m_C = 428,75 - 183,75 = 245 \text{ кг}$$

2) Окисление кремния происходит по реакции:



$$m_{SiO_2} = \frac{m_{Si}}{V_{Si} \cdot \mu_{Si}} \cdot V_{SiO_2} \cdot \mu_{SiO_2} = \frac{210 \cdot 60}{28} = 450 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления кремния:

$$m_{O_2}(Si) = m_{SiO_2} - m_{Si} = 450 - 210 = 240 \text{ кг}$$

3) Окисление марганца происходит по реакции:



$$m_{MnO} = \frac{m_{Mn}}{V_{Mn} \cdot \mu_{Mn}} \cdot V_{MnO} \cdot \mu_{MnO} = \frac{147 \cdot 71}{55} = 189,76 \text{ кг}$$

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

$$189,76 \cdot \frac{20}{100} = 37,953 \text{ кг}$$

Из них марганца:

$$147 \cdot \frac{20}{100} = 29,4 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$189,76 \cdot \frac{80}{100} = 151,81 \text{ кг}$$

Из них марганца:

$$147 \cdot \frac{80}{100} = 117,6 \text{ кг}$$

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 30 |

Потребуется кислорода для окисления марганца:

$$m_{O_2}(Mn) = m_{MnO} - m_{Mn} = 189,76 - 147 = 42,764 \text{ кг}$$

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

5) Окисление хрома происходит по реакции:



$$m_{Cr_2O_3} = \frac{m_{Cr}}{V_{Cr} \cdot \mu_{Cr}} \cdot V_{Cr_2O_3} \cdot \mu_{Cr_2O_3} = \frac{304,5 \cdot 152}{104} = 445,04 \text{ кг}$$

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

$$445,04 \cdot \frac{20}{100} = 89,008 \text{ кг}$$

Из них хрома:

$$304,5 \cdot \frac{20}{100} = 60,9 \text{ кг}$$

В шлак переходит:

$$445,04 \cdot \frac{80}{100} = 356,03 \text{ кг}$$

Из них хрома:

$$304,5 \cdot \frac{80}{100} = 243,6 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления хрома:

$$m_{O_2}(Cr) = m_{Cr_2O_3} - m_{Cr} = 445,04 - 304,5 = 140,54 \text{ кг}$$

6) Считаем, что во время плавления в хоне электрических дуг испаряется 1,5% никеля, имевшегося в шихте. Испарившийся никель уносится печными газами в количестве 3,7406

7) Оксид титана полностью переходит в шлак. Образуется TiO_2

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 31 |

$$m_{TiO_2} = \frac{m_{Ti}}{V_{Ti} \cdot \mu_{Ti}} \cdot V_{TiO_2} \cdot \mu_{TiO_2} = \frac{15,75 \cdot 80}{48} = 26,25 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления титана:

$$m_{O_2} (Ti) = m_{TiO_2} - m_{Ti} = 26,25 - 15,75 = 10,5 \text{ кг}$$

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

9) При окислении алюминия образуется глинозем:

$$m_{Al_2O_3} = \frac{m_{Al}}{V_{Al} \cdot \mu_{Al}} \cdot V_{Al_2O_3} \cdot \mu_{Al_2O_3} = \frac{21 \cdot 102}{54} = 39,667 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления алюминия:

$$m_{O_2} (Al) = m_{Al_2O_3} - m_{Al} = 39,667 - 21 = 18,667 \text{ кг}$$

10) Примем, что в период плавления молибден, медь, ванадий из шихты не удаляется. Допускаем, что ванадий не окисляется по причине небольшого его присутствия в шихте.

11) Считаем, что в период плавления 80% окислившегося железа теряется с газами, а 20% переходит в шлак.

Образуется, оксидов железа в пересчете на FeO

$$m_{FeO} = \frac{m_{Fe}}{V_{Fe} \cdot \mu_{Fe}} \cdot V_{FeO} \cdot \mu_{FeO} = \frac{2025,85 \cdot 72}{56} = 2604,7 \text{ кг}$$

по реакции



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

$$2595,865 \cdot \frac{80}{100} = 2083,7 \text{ кг}$$

Из них железа:

$$2025,85 \cdot \frac{80}{100} = 1620,7 \text{ кг}$$

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 32 |

В шлак переходит:

$$2595,865 \cdot \frac{20}{100} = 520,93 \text{ кг}$$

Из них железа:

$$2025,85 \cdot \frac{20}{100} = 405,17 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления железа:

$$m_{O_2}(Fe) = m_{FeO} - m_{Fe} = 2604,7 - 2025,85 = 578,81 \text{ кг}$$

В конце периода плавления в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов): 102088,41 кг, содержание углерода в металле составит 0,72%.

Содержание в металле определяем по формуле:

$$[O] = -\left(\frac{0,00216}{[C]}\right) + 0,00884 \quad (3)$$

$$[O] = -\left(\frac{0,00216}{0,72}\right) + 0,00884 = 0,006 \%$$

Определяем содержание кислорода в металле, которое пошло на насыщение металла, используя пропорцию (4)

$$\frac{102088,41 + x}{x} = \frac{100}{0,006},$$

где x – искомая величина, кг

$102088,41 + x$ – масса металла с учетом содержания кислорода, кг

0,006 – содержание кислорода в металле, %

$$x = \frac{102088 \cdot 0,006}{100 - 0,006} = 5,962 \text{ кг}$$

1.2) шлакообразование

Шлак периода плавления образуется из извести, агломерата, составляющих разрушающийся футеровки ванны, стен и свода, оксидов, полученных при окислении компонентов металлическо шихты.

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 33 |

Расчет количества компонентов, вносимых в шлак, определяем по формуле:

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

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

m_j – расход шлакообразующего j , кг

(i) – содержание компонента в i в шлакообразующем j .

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

$$CaO = \frac{1800 \cdot 88}{100} = 1584 \text{ кг}$$

$$SiO_2 = \frac{1800 \cdot 1,3}{100} = 23,4 \text{ кг}$$

$$MgO = \frac{1800 \cdot 2}{100} = 36 \text{ кг}$$

$$Al_2O_3 = \frac{1800 \cdot 0,8}{100} = 14,4 \text{ кг}$$

$$Fe_2O_3 = \frac{1800 \cdot 0,2}{100} = 3,6 \text{ кг}$$

В данном расчете ведем 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 Fe₂O₃ соответственно, кг

$\mu_{Fe}(Fe_2O_3)$ и $\mu_{Fe}(FeO)$ – молекулярные массы железа в Fe₂O₃ и FeO соответственно

μ_{FeO} и $\mu_{Fe_2O_3}$ – молекулярные массы FeO и Fe₂O₃ соответственно

В пересчете на FeO (5):

$$m_{FeO} = \frac{3,6 \cdot 112 \cdot 72}{160 \cdot 56} = 3,24 \text{ кг}$$

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 34 |

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

$$CO_2 = \frac{1800 \cdot 7,7}{100} = 138,6 \text{ кг}$$

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

Примерный расход магнезитового порошка на заправку печи определяем по формулам (6) и (7), кг/т

$$72 \cdot m_0^{-0,294} \text{ - при немеханизированной заправке;} \quad (7)$$

$$40 \cdot m_0^{-0,17} \text{ - при механизированной заправке;} \quad (8)$$

где m_0 – масса садки печи, кг

Расход магнезитового порошка равен (6):

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

Тогда магнезит внесет в шлак, кг (4):

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

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

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

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

$$Fe_2O_3 = \frac{588,365 \cdot 2}{100} \approx 11,767 \text{ кг}$$

В пересчете на FeO (5):

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

в) Поступление в шлак золы электродов. Расход современных электродов составляет 4...5 кг/т – отечественных фирм – производителей и 1...2 кг/т – зарубежных. Принимаем, что за время плавки расходуется 4,5 кг/т электродов, т.е.

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 35 |

450 кг. В электроде содержание углерода составляет 99%, тогда окисляется углерода:

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

Принимаем, что 70% углерода окисляется до {CO}, а 30% – до {CO₂}. Тогда образуется:

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 415,800}{12} \cdot 28 = 679,140 \text{ кг}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 415,800}{12} \cdot 44 = 457,380 \text{ кг}$$

Количество кислорода необходимого для окисления углерода составит:

$$m_{O_2} = m_{CO} - m_C \cdot 0,7 = 679,140 - 415,800 \cdot 0,7 = 388,080 \text{ кг}$$

$$m_{O_2} = m_{CO_2} - m_C \cdot 0,3 = 457,380 - 415,800 \cdot 0,3 = 332,640 \text{ кг}$$

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

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

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

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

г) Поступление оксидов в шлак из металла, кг:

SiO₂ – 450;
MnO – 151,81;
Cr₂O₃ – 356,03;
TiO₂ – 26,25;
Al₂O₃ – 39,667;
FeO – 520,93;

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 36 |

д) Расчет составляющих, поступивших в шлак из агломерата.

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

Определяем количество FeO в шлаке, ориентировочно полагая, что шлак в печи в конце периода плавления составляет 6% от массы металла или

$$\frac{(102088,41 + 5,962) \cdot 6}{100} = 6125,662 \text{ кг}$$

где (102088,41 + 5,962) – масса металла с учетом содержания кислорода, кг; шлак составляет 6% от массы металла.

Определяем количество FeO в шлаке:

$$\frac{6125,663 \cdot 15,1}{100} = 924,975 \text{ кг}$$

Это количество вносится известью, футеровкой, оксидами из металлической ванны и рудой. Известью, футеровкой и оксидами из металлической ванны в шлак внесено $4,536 + 10,591 + 520,9326 = 536,06$ FeO. Тогда руда внесет $924,975 - 536,06 = 388,915$ кг FeO.

На образование такого количества FeO потребуется:
железа (1)

$$\frac{388,915 \cdot 56}{72} = 302,49 \text{ кг}$$

и кислорода (2)

$$388,915 - 302,49 = 86,426 \text{ кг.}$$

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

- 1) на окисление углерода – 245;
- 2) на окисление кремния – 240;
- 3) на окисление марганца – 42,764;
- 4) на окисление хрома – 140,538;
- 5) на окисление титана – 10,5;
- 6) на окисление алюминия – 18,667;
- 7) на окисление железа – 578,814;
- 8) на окисление электродов – 720,72;
- 9) на насыщение металла – 5,962;
- 10) на образование FeO – 86,426.

Всего: 2089,391.

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

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 37 |

Скорость усвоения кислорода из воздуха на каждый квадратный метр площади печи на уровне откосов составляет величину порядка 10...30 кг/час. Если принять приближенно, что продолжительность плавления в 100 – тонной печи составит 40 минут, то за это время усвоится кислорода $20 \cdot 24,630 \cdot 0,667 = 328,401$ кг ($24,630 = \frac{\pi \cdot 5,6^2}{4}$ – общая суммарная поверхность ванны на уровне откосов, м²). Следовательно, с железной рудой и газообразным кислородом необходимо внести кислорода $2089,391 - 328,401 = 1760,99$ кг. Для того, чтобы внести такое количество кислорода, необходимо израсходовать в период плавления железной руды (в нашей технологии дополнительно возможно применение газообразного кислорода):

$$\frac{1760,99 \cdot 100}{27,7} = 6357,363 \text{ кг}, \quad (8)$$

где 1760,99 – необходимо внести кислорода с железной рудой, кг;

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

Руда, кроме кислорода, вносит железа:

$$\frac{6357,363 \cdot 62,3}{100} = 3960,637 \text{ кг}, \quad (9)$$

из них 302,49 кг остается в шлаке в виде FeO, следовательно, переходит в металл железа $3952,490 - 302,49 = 3658,147$ кг.

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{6357,363 \cdot 0,1}{100} = 6,357;$$

$$MgO = \frac{6357,363 \cdot 0,3}{100} = 19,072;$$

$$SiO_2 = \frac{6357,363 \cdot 5,25}{100} = 333,762;$$

$$P_2O_5 = \frac{6357,363 \cdot 0,15}{100} = 9,536;$$

$$Al_2O_3 = \frac{6357,363 \cdot 4,1}{100} = 260,652;$$

$$S = \frac{6357,363 \cdot 0,1}{100} = 6,357;$$

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 38 |

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака и металла (таблица 15 и 16) в конце плавления без учета дефосфорации, с учетом кислорода, растворенного в металле, и применения железной руды (агломерата).

Таблица 15 – Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

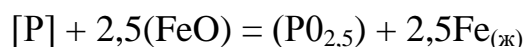
| Источник поступления | SiO ₂ | CaO | MnO | ΣFeO | Cr ₂ O ₃ | Al ₂ O ₃ | MgO | TiO ₂ | P ₂ O ₅ | S | Σ |
|-------------------------------|------------------|---------|---------|--------|--------------------------------|--------------------------------|---------|------------------|-------------------------------|-------|----------|
| Известь | 23,40 | 1584,0 | 0 | 3,240 | 0 | 14,400 | 36,0 | 0 | 0 | 0 | 1661,040 |
| Футеровка ванны | 17,651 | 5,884 | | 10,591 | | 5,884 | 547,180 | | | | 587,190 |
| Электрод | 2,373 | 0,496 | | | | 1,331 | | | | | 4,200 |
| Оксиды из металлической ванны | 450,000 | | 151,811 | 520,93 | 356,03 | 39,667 | | 26,25 | | | 1544,691 |
| Руда | 333,762 | 6,357 | | 388,91 | | 260,652 | 19,072 | | 9,536 | 6,357 | 1024,652 |
| Всего | 827,186 | 1596,73 | 151,811 | 923,67 | 356,03 | 321,934 | 602,252 | 26,25 | 9,536 | 6,357 | 4821,773 |
| Всего, % | 17,155 | 33,115 | 3,148 | 19,156 | 7,384 | 6,677 | 12,490 | 0,544 | 0,198 | 0,132 | 100,000 |

Таблица 16 – 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 | 918,75 | 0 | 0 | 183,75 | 735 | 0,695 |
| O | 0 | 5,962 | 0 | 0 | 5,962 | 0,006 |
| Si | 210 | 0 | 210 | 0 | 0 | 0 |
| Mn | 210 | 0 | 117,6 | 29,4 | 63 | 0,060 |
| P | 24,15 | 0 | 0 | 0 | 24,15 | 0,023 |
| S | 24,15 | 0 | 0 | 0 | 24,15 | 0,023 |
| Cr | 1522,5 | 0 | 243,6 | 60,9 | 1218 | 1,152 |
| Ni | 249,375 | 0 | 0 | 3,740625 | 245,634 | 0,232 |
| Ti | 15,75 | 0 | 15,75 | 0 | 0 | 0 |
| Al | 21 | 0 | 21 | 0 | 0 | 0 |
| W | 105 | 0 | 0 | 0 | 105 | 0,099 |
| V | 78,75 | 0 | 0 | 0 | 78,75 | 0,074 |
| Cu | 223,125 | 0 | 0 | 0 | 223,125 | 0,211 |
| Mo | 105 | 0 | 0 | 0 | 105 | 0,099 |
| Fe | 101292,45 | 3658,147 | 405,1698 | 1620,679 | 102924,748 | 97,326 |
| Всего | 105000 | 3664,11 | 1013,1198 | 1898,470 | 105752,52 | 100 |

1.3) Окислительная дефосфорация при выплавке стали

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



По экспериментальным данным получено уравнение:

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

При T=1873 К:

$$\lg K_p = \frac{1120}{1873} - 1,385 = -0,787;$$

$$K_p = 0,163$$

Выразим состав шлака в мольных (x_{RO}) или в ионных (x_R) долях. Для этого предварительно вычислим число молей оксидов n_{RO} и число катионов n_R , в 100 г шлака (таблица 17):

$$n_{RO} = \frac{(RO)}{\mu_{RO}}; \quad x_{RO} = \frac{n_{RO}}{\sum n_{RO}}; \quad n_R = \nu_R \cdot n_{RO}; \quad x_R = \frac{n_R}{\sum n_R},$$

где (RO) – содержание оксида RO в шлаке (см. таблицу 8), %;

μ_{RO} – молекулярная масса оксида RO;

ν_R – количество катионов R^+ в молекуле RO.

Таблица 17 – Состав шлака дефосфорации

| Состав шлака | CaO | SiO ₂ | MnO | FeO | MgO | Al ₂ O ₃ | Cr ₂ O ₃ | TiO ₂ | PO _{2,5} | Σ |
|-----------------|-------|------------------|-------|-------|-------|--------------------------------|--------------------------------|------------------|-------------------|-------|
| M_{RO} | 56 | 60 | 71 | 72 | 40 | 102 | 152 | 80 | 71 | - |
| n_{RO} | 0,591 | 0,286 | 0,044 | 0,266 | 0,312 | 0,065 | 0,049 | 0,007 | 0,003 | 1,624 |
| x_{RO} | 0,364 | 0,176 | 0,027 | 0,164 | 0,192 | 0,040 | 0,030 | 0,004 | 0,002 | 1,000 |
| n_{R^+} | 0,591 | 0,286 | 0,044 | 0,266 | 0,312 | 0,131 | 0,097 | 0,007 | 0,003 | 1,738 |
| x_{R^+} | 0,340 | 0,165 | 0,026 | 0,153 | 0,180 | 0,075 | 0,056 | 0,004 | 0,002 | 1,000 |

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

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

$$= \frac{1000}{1873} \cdot [2,18 \cdot 0,026 \cdot 0,165 + 5,9 \cdot (0,34 + 0,18) \cdot 0,165 + 10,5 \cdot 0,34 \cdot 0,002] =$$

$$= 0,277;$$

$$\gamma_{FeO} = 1,895$$

$$\lg \gamma_{PO_{2,5}} \approx \lg \gamma_{FeO} - \frac{10500}{1873} \cdot X_{Ca} = 0,277 - \frac{10500}{1873} \cdot 0,34 = -1,63;$$

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

Значение f_P определим по параметрам взаимодействия первого порядка при 1873 К:

$$\lg f_P = e_P^C \cdot [C] + e_P^O \cdot [O] + e_P^{Si} \cdot [Si] - e_P^{Mn} \cdot [Mn] + e_P^P \cdot [P] + e_P^S \cdot [S] - e_P^{Cr} \cdot [Cr] -$$

$$- e_P^{Ni} \cdot [Ni] + e_P^{Ti} \cdot [Ti] - e_P^W \cdot [W] + e_P^{Al} \cdot [Al] - e_P^{Mo} \cdot [Mo] - e_P^{Cu} \cdot [Cu] - e_P^V \cdot [V] =$$

$$= 0,13 \cdot 0,695 + 0,13 \cdot 0,006 - 0,032 \cdot 0,06 + 0,062 \cdot 0,023 + 0,028 \cdot 0,023 - 0,044 \cdot 1,152 -$$

$$- 0,0059 \cdot 0,232 - 0,023 \cdot 0,1 - 0,017 \cdot 0,1 - 0,035 \cdot 0,211 - 0,042 \cdot 0,074 = 0,029;$$

$$f_P = 1,068$$

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 μ_P – атомная масса фосфора,

$$L_P = \frac{31 \cdot 0,163 \cdot 1,068 \cdot (0,164 \cdot 1,895)^{2,5} \cdot 1,624}{0,023} = 20,087$$

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

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

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| | | | | | | 41 |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | |

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

μ_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;

$$[P_K] = \frac{100 \cdot 0,024 + \frac{4821,773}{105752,52} \cdot 100 \cdot 0,198 \cdot \frac{31}{71}}{100 + \frac{4821,773}{105752,52} \cdot 100 \cdot 20,087} = 0,014$$

Определяем количество окислившегося фосфора по пропорции:

$$\frac{105752,52 - x}{24,15 - x} = \frac{100}{0,014},$$

где x – искомая величина, кг;

$105752,52 - x$ – масса металла с учетом окисления фосфора, кг;

$24,15 - x$ – масса фосфора в металле с учетом окисления фосфора, кг;

$0,014$ – содержание фосфора в металле, %;

$$x = 8,920 \text{ кг}$$

При этом образуется P_2O_5 (1)

$$\frac{8,920 \cdot 142}{62} = 20,431 \text{ кг}$$

На окисление фосфора потребуется кислорода (2)

$$20,431 - 8,920 = 11,510 \text{ кг}$$

На окисление фосфора потребуется руды (8)

$$\frac{11,510 \cdot 100}{27,7} = 41,553 \text{ кг}$$

Руда, кроме кислорода, вносит железа (9)

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 42 |

$$\frac{41,553 \cdot 62,3}{100} = 25,888 \text{ кг}$$

Руда также вносит, кг (4):

$$CaO = \frac{41,553 \cdot 0,10}{100} = 0,042;$$

$$MgO = \frac{41,553 \cdot 0,30}{100} = 0,125;$$

$$SiO_2 = \frac{41,553 \cdot 5,25}{100} = 2,182;$$

$$P_2O_5 = \frac{41,553 \cdot 0,15}{100} = 0,062;$$

$$Al_2O_3 = \frac{41,553 \cdot 4,10}{100} = 1,704;$$

$$S = \frac{41,553 \cdot 0,10}{100} = 0,042;$$

Произведенные выше расчеты позволяют рассчитать количество и состав печного шлака в конце плавления (таблица 18).

Таблица 18 – Количество и состав печного шлака в конце периода плавления, кг

| Источник поступления | SiO ₂ | CaO | MnO | ΣFeO | Cr ₂ O ₃ | Al ₂ O ₃ | MgO | TiO ₂ | P ₂ O ₅ | S | Σ |
|------------------------|------------------|---------|---------|---------|--------------------------------|--------------------------------|--------|------------------|-------------------------------|-------|----------|
| Известь | 23,40 | 1584 | 0,00 | 3,24 | 0,00 | 14,40 | 36,00 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 1661,040 |
| Футеровка ванны | 17,651 | 5,884 | 0 | 10,591 | 0 | 5,884 | 547,18 | 0 | | | 587,19 |
| Электрод | 2,373 | 0,496 | 0 | 0 | 0 | 1,331 | 0 | 0 | | | 4,2 |
| Оксиды из метал. ванны | 450 | 0 | 151,811 | 520,933 | 356,031 | 39,667 | 0 | 26,250 | 20,431 | 0 | 1565,122 |
| Руда | 335,94 | 6,399 | 0 | 388,92 | 0 | 262,36 | 19,197 | 0 | 9,598 | 6,4 | 1028,81 |
| Всего | 829,38 | 1596,78 | 151,81 | 923,68 | 356,03 | 323,6 | 602,38 | 26,25 | 30,03 | 6,4 | 4846,36 |
| Всего, % | 17,113 | 32,948 | 3,132 | 19,059 | 7,346 | 6,678 | 12,429 | 0,542 | 0,620 | 0,132 | 100 |

С учетом кислорода, растворенного в металле, применение железной руды (агломерата) и проведения окислительной дефосфорации ожидаемый массовый и процентный состав металла (по расплавлению шихты) представлен в таблице 19.

| | | | | | | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|--|--|--|--|--|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | | | | | | Лист |
| | | | | | | | | | | | 43 |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | | | | | | |

Таблица 19 – Баланс металла периода плавления, кг

| Элемент | Поступило с шихтой | Поступило с рудой | Перешло в шлак | Потери с газами | Содержится в металле | Содержится в металле, % |
|---------|--------------------|-------------------|----------------|-----------------|----------------------|-------------------------|
| C | 918,75 | 0 | 0 | 183,75 | 735 | 0,695 |
| O | 0 | 5,962 | 0 | 0 | 5,962 | 0,006 |
| Si | 210 | 0 | 210 | 0 | 0 | 0 |
| Mn | 210 | 0 | 117,6 | 29,4 | 63 | 0,060 |
| P | 24,15 | 0 | 14,208 | 0 | 9,942 | 0,009 |
| S | 24,15 | 0 | 0 | 0 | 24,15 | 0,023 |
| Cr | 1522,5 | 0 | 243,6 | 60,9 | 1218 | 1,152 |
| Ni | 249,375 | 0 | 0 | 3,741 | 245,634 | 0,232 |
| Ti | 15,75 | 0 | 15,75 | 0 | 0 | 0 |
| Al | 21 | 0 | 21 | 0 | 0 | 0 |
| W | 105 | 0 | 0 | 0 | 105 | 0,099 |
| V | 78,75 | 0 | 0 | 0 | 78,75 | 0,074 |
| Cu | 223,125 | 0 | 0 | 0 | 223,125 | 0,211 |
| Mo | 105 | 0 | 0 | 0 | 105 | 0,099 |
| Fe | 101292,45 | 3699,380 | 405,1698 | 1620,6792 | 102924,748 | 97,339 |
| Всего | 105000 | 3705,342 | 1027,328 | 1898,470 | 105738,312 | 100 |

1.4) Определение количества и состава газов в период плавления

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

Объем кислорода в воздухе:

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

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

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

Объём и масса воздуха:

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

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

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

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

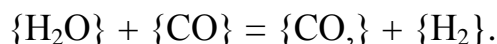
Влажность атмосферного воздуха:

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

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

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

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции:



При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

$$m_{\{\text{H}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{H}_2} = \frac{15,491}{18} \cdot 2 = 1,721 \text{ кг}$$

$$m_{\{\text{CO}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}_2} = \frac{15,491}{18} \cdot 44 = 37,866$$

Для этого необходима окись углерода в количестве:

$$m_{\{\text{CO}\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}} = \frac{15,491}{18} \cdot 28 = 24,097$$

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 45 |

Суммарный материальный баланс периода плавления

Израсходовано, кг:

- а) шихты — 105 000,000, из нее:
 отходы Б – 2 — 52 500,000,
 отходы У – 13 — 52 500,000
 б) шлакообразующих — 1800,000, в том числе извести — 1800,000;
 в) футеровка ДСП — 587,19, в том числе:
 1) магнезита — 587,19,
 г) электродов — 420,000;
 д) руды — 6398,916, в том числе:
 1) на окисление — 6357,363,
 2) на дефосфорацию — 41,553;
 е) воздуха — 1443,322, в том числе:
 1) кислорода — 328,401,
 2) азота — 1099,430,
 3) влаги — 15,491.
 Всего: 115649,428.

Получено, кг:

- а) металла — 105 743,600;
 б) шлака — 4846,359;
 в) пыли — 2214,431, в том числе:
 1) MnO — 37,953,
 2) Cr₂O₃ — 89,008,
 3) Ni — 3,741,
 4) FeO — 2083,73;
 г) газов — 2818,79, в том числе:
 1) CO — 1083,793 (от окисления металла и электродов с учетом догорания до CO₂),
 2) CO₂ — 633,846 (от прокаливании извести и окисления электродов с учетом догорания CO),
 3) N₂ — 1099,430,
 4) H₂ — 1,721.
 Всего: 115623,180.

Невязка — $115649,428 - 115623,18 = 26,249$ кг или $\frac{26,249}{115649,428} \cdot 100 = 0,023\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

2) Окислительный период

2.1) Окисление элементов и шлакообразование

Общий угар металла и отдельных легирующих элементов в период продувки кислородом определяем по данным балансовых плавок и на основе производственного опыта. Необходимые коэффициенты студент согласует с руководителем проекта. 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 3 (таблица 20).

Таблица 20 – Угар элементов при выплавке стали в ДСП в окислительный период, %

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

Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла в конце окислительного периода представлен в таблице 21.

Таблица 21 – Химический состав металла в конце окислительного периода, кг

| Элемент | Исходное содержание | Угар элемента | Масса элемента в расплаве | Содержание элемента в расплаве, % |
|---------|---------------------|---------------|---------------------------|-----------------------------------|
| C* | 735 | 355,644 | 379,356 | 0,366 |
| Si | 0 | 0 | 0,000 | 0 |
| Mn | 63 | 42,840 | 20,160 | 0,019 |
| P | 15,230 | 0 | 9,942 | 0,010 |
| S | 24,15 | 0 | 24,150 | 0,023 |
| Cr | 1218 | 194,880 | 1023,120 | 0,988 |
| Ni | 245,634 | 0 | 245,634 | 0,237 |
| Ti | 0 | 0 | 0 | 0 |
| Al | 0 | 0 | 0 | 0 |
| W | 105 | 0 | 105 | 0,101 |
| V | 78,750 | 0 | 78,75 | 0,076 |
| Cu | 223,125 | 0 | 223,125 | 0,215 |
| Mo | 105 | 0 | 105 | 0,101 |
| Fe | 102924,748 | 1543,871 | 101380,877 | 97,858 |
| Всего | 105737,637 | 2137,216 | 103600,421 | 100 |

* Для гарантированного получения заданного состава стали необходимо получить в конце обезуглероживания содержание углерода в металле 0,36%.

Тогда массу окислившегося углерода определяем по пропорции:

$$\frac{105737,637 - m_{\Delta C}}{735 - m_{\Delta C}} = \frac{100}{0,36},$$

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

$105737,637 - m_{\Delta C}$ – масса металла с учетом угара углерода;

$735 - m_{\Delta C}$ – масса углерода с учетом его окисления,

$$m_{\Delta C} = 355,625 \text{ кг}$$

Углерод. При окислении углерода образуется оксида углерода CO (1)

$$\frac{355,625 \cdot 28}{12} = 829,791 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода (2) $829,836 - 355,644 = 474,192$ кг.

| | | | | | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|--|--|--|--|------|
| | | | | | | | | | | Лист |
| | | | | | | | | | | 47 |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | | | | | |

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 с газами, а 80% переходит в шлак .

Образуется MnO (1)

$$\frac{42,840 \cdot 71}{55} = 55,303 \text{ кг}$$

Испарится MnO

$$55,303 \cdot \frac{20}{100} = 11,061 \text{ кг,}$$

из них Mn

$$11,061 \cdot \frac{20}{100} = 8,568 \text{ кг}$$

Перейдет MnO в шлак

$$55,303 - 11,061 = 44,242 \text{ кг,}$$

из них Mn

$$42,84 - 8,568 = 34,272 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления всего марганца (2)

$$55,303 - 42,48 = 12,463 \text{ кг}$$

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

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

Хром. Образуется оксида хрома Cr₂O₃ (1)

$$\frac{194,88 \cdot 152}{104} = 284,825 \text{ кг}$$

Испарится Cr₂O₃

$$284,825 \cdot \frac{5}{100} = 14,241 \text{ кг,}$$

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 48 |

из них Cr

$$194,88 \cdot \frac{5}{100} = 9,744 \text{ кг}$$

Перейдет в шлак Cr_2O_3

$$284,825 - 14,241 = 270,583 \text{ кг},$$

из них Cr

$$194,88 - 9,744 = 185,136 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления всего хрома (2)

$$284,825 - 194,88 = 89,945 \text{ кг}$$

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

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

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

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

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

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

$$\frac{1543,871 \cdot 72}{56} = 1984,977 \text{ кг}$$

Испарится FeO

$$1984,977 \cdot \frac{70}{100} = 1389,484 \text{ кг},$$

из них Fe

$$1543,939 \cdot \frac{70}{100} = 1080,710 \text{ кг}$$

Перейдет в шлак FeO

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 49 |

$$1984,977 - 1389,484 = 595,493 \text{ кг,}$$

из них Fe

$$1543,871 - 1080,71 = 463,161 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода для окисления всего железа (2)

$$1984,977 - 1543,871 = 441,106 \text{ кг}$$

Металл. В конце окислительного периода в печи остается следующее количество металла (с учетом угаров элементов) – 103595,115 кг (см. таблицу 14), содержание углерода в металле составит 0,366% (см. таблицу 14).

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

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

Содержание кислорода в металле (11)

$$[O] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,366}{0,366} = 0,016\%.$$

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

$$\frac{103600,421 + x}{x} = \frac{100}{0,016},$$

где x – искомая величина, кг;

$103600,421 + x$ – масса металла с учетом содержания кислорода, кг;

$0,016$ – содержание кислорода в металле, %,

$$x = 16,115 \text{ кг.}$$

В конце периода плавания в металле было 5,962 кг кислорода, следовательно, на насыщение металла пошло $16,115 - 5,962 = 10,153$ кг.

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

1) на окисление углерода — 474,166;

2) на окисление марганца — 12,463;

3) на окисление хрома — 89,945;

4) на окисление железа — 441,106;

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 50 |

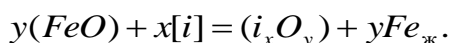
5) на насыщение металла — 10,153;

Всего — 1027,833.

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

$$(474,166 + 12,463 + 89,945 + 10,153) \cdot \frac{30}{100} = 176,018 \text{ кг кислорода,}$$

а газообразный кислород внесет $1027,833 - 176,018 = 851,815$ кг кислорода. (FeO) окисляет по реакции:



На это расходуется FeO

$$\frac{176,018 \cdot 72}{16} = 792,081 \text{ кг,}$$

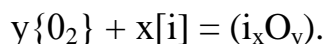
где 176,018 – масса кислорода, вносимого FeO;

72 и 16 – молекулярные массы FeO и O, соответственно.

При этом в металл переходит железо в количестве:

$$792,081 - 176,018 = 616,063 \text{ кг.}$$

Газообразный кислород окисляет по реакции:



В окислительный период часть газообразного кислорода усваивается жидким металлом из печной атмосферы, 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 окислительного периода в 100 – тонной печи составит 20 минут, то за это время усвоится кислорода:

$$20 \cdot 24,63 \cdot 0,333 = 164,036 \text{ кг}$$

Следовательно, кислородным инжектором необходимо внести кислорода:

$$851,815 - 164,036 = 687,779 \text{ кг.}$$

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 51 |

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

$$m_{O_2} = 164,201 \text{ кг}$$

Объём кислорода в воздухе:

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

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

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

Массовое содержание кислорода в воздухе 23%, тогда:

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 549,715 \text{ кг}$$

Объём и масса 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 атмосферного воздуха:

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

Количество водяного пара в 1 м³ атмосферного воздуха $\rho_{\text{в.пара}} = 0,013 \text{ кг/м}^3$.

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

При этом образуется водород и углекислый газ в количестве:

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

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 52 |

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

Для этого необходима окись углерода в количестве:

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

Технический кислород, Общая масса кислорода, вносимого кислородным инжектором, составит 687,796 кг. Для того, чтобы внести такое количество кислорода необходимо израсходовать в окислительный период технического кислорода, при 95% – ном усвоении:

$$\frac{687,779 \cdot 100 \cdot 100}{99,5 \cdot 95} = 727,616 \text{ кг,}$$

где 687,779 – необходимо внести кислорода с техническим кислородом, кг;
99,5 и 95 – содержание кислорода в техническом кислороде и его усвоение, %.
Количество неусвоенного кислорода

$$\frac{727,616 \cdot 5}{100} = 36,381 \text{ кг,}$$

техническим кислород также вносит азот

$$\frac{727,616 \cdot 0,5}{100} = 3,638 \text{ кг,}$$

где 5 – количество неусвоенного кислорода, %;
0,5 – содержание азота в техническом кислороде, %.

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

$$m\{CO_2\} = \frac{m_{O_2}}{\frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2}} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{36,382}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 100,05 \text{ кг}$$

Для этого потребуется {CO} в количестве 100,05 – 36,382 = 63,668 кг.

На основании полученных данных составляем баланс металла окислительного периода (таблица 22, 23).

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 53 |

Таблица 22 – Масса и состав шлака в конце окислительного периода, кг

| Источник поступления | SiO ₂ | CaO | MnO | ΣFeO | Cr ₂ O ₃ | Al ₂ O ₃ | MgO | TiO ₂ | P ₂ O ₅ | S | Σ |
|------------------------|------------------|---------|---------|---------|--------------------------------|--------------------------------|---------|------------------|-------------------------------|---------|---------|
| Плавильный шлак | 829,367 | 1596,78 | 151,811 | 923,679 | 356,031 | 323,637 | 602,377 | 26,25 | 30,0289 | 6,39892 | 4846,36 |
| Оксиды из металл.ванны | - | - | 44,242 | 595,493 | 270,583 | - | - | - | - | - | 910,319 |
| Перешло в металл | - | - | - | -792,08 | - | - | - | - | - | - | -792,08 |
| Всего | 829,367 | 1596,78 | 196,053 | 727,091 | 626,614 | 323,637 | 602,377 | 26,25 | 30,029 | 6,399 | 4964,6 |
| Всего % | 16,706 | 32,163 | 3,949 | 14,646 | 12,622 | 6,519 | 12,133 | 0,529 | 0,605 | 0,129 | 100 |

Таблица 23 – Баланс металла окислительного периода, кг

| Элемент | Металл периода плавления | Перешло в металл | Перешло в шлак | Потери с газами | Содержится в металле | Содержится в металле, % |
|---------|--------------------------|------------------|----------------|-----------------|----------------------|-------------------------|
| C | 735 | - | - | 355,625 | 379 | 0,364 |
| O | 5,962 | 10,153 | - | - | 16,115 | 0,015 |
| Si | 0 | - | - | - | 0 | 0 |
| Mn | 63 | - | 34,272 | 8,568 | 20,16 | 0,019 |
| P | 9,942 | - | - | - | 9,942 | 0,01 |
| S | 24,15 | - | - | - | 24,15 | 0,023 |
| Cr | 1218 | - | 185,136 | 9,744 | 1023,12 | 0,982 |
| Ni | 245,634 | - | - | - | 245,634 | 0,236 |
| Ti | 0 | - | - | - | 0 | 0 |
| Al | 0 | - | - | - | 0 | 0 |
| W | 105 | - | - | - | 105 | 0,101 |
| V | 78,75 | - | - | - | 78,75 | 0,076 |
| Cu | 223,125 | - | - | - | 223,125 | 0,214 |
| Mo | 105 | - | - | - | 105 | 0,101 |
| Fe | 102924,748 | 616,089 | 463,161 | 1080,71 | 101996,966 | 97,860 |
| Всего | 105738,312 | 626,242 | 682,569 | 1454,666 | 104227,318 | 100 |

Суммарный материальный баланс окислительного периода

Израсходовано, кг

- а) металла — 105743,599;
 - б) шлака — 4846,359;
 - в) технического кислорода — 727,616, в том числе:
 - 1) кислорода — 723,978 (включая неусвоенный),
 - 2) азота — 3,638;
 - г) воздуха — 721,661, в том числе:
 - 1) кислорода — 164,201,
 - 2) азота — 549,715,
 - 3) влаги — 7,745.
- Всего: 112039,235.

Получено, кг;

- а) металла — 104232,6;
 - б) шлака — 4964,596;
 - в) пыли — 1414,786, в том числе:
 - 1) MnO — 11,061,
 - 2) Cr₂O₃ — 14,241,
 - 3) FeO — 1389,484;
 - г) газов — 1427,486, в том числе:
 - 1) CO — 754,077 (от окисления металла с учетом догорания до CO₂),
 - 2) CO₂ — 118,98 (с учетом догорания CO),
 - 3) N₂ — 553,568,
 - 4) H₂ — 0,861.
- Всего: 112039,468.

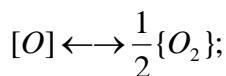
Невязка — $112039,468 - 112039,235 = 0,233$ кг или $\frac{0,233}{112039,468} \cdot 100 = 0,0002\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.

2.3) 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 давления в атмосферах.

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



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

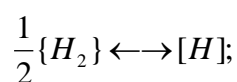
$$\text{При } 1873 \text{ К } \lg K_o = -\frac{6119}{T} - 0,151 = -3,418;$$

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

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

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 55 |

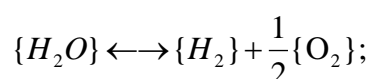
Определим равновесное содержание водорода в металле $[H]_{\text{равн}}$:



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

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

На границе шлак – газ существует равновесие:



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

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

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

Равновесная концентрация водорода:

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

Предельное (стационарное) содержание водорода:

$$[H]_{\text{пред}} = [H]_{\text{равн}} \cdot \left(\frac{p_{O_2}^{\text{ш-г}}}{p_{O_2}^{\text{ш-м}}} \right)^{1/4} = 6,582 \cdot 10^{-6} \cdot \left(\frac{0,100}{3,745 \cdot 10^{-11}} \right)^{1/4} = 1,497 \cdot 10^{-3}\%.$$

Определяем содержание водорода в металле, используя пропорцию:

$$\frac{104227,318 + x}{x} = \frac{100}{1,497 \cdot 10^{-3}},$$

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 56 |

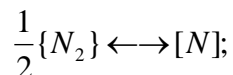
где x – искомая величина, кг;

$104227,318 + x$ – масса металла с учетом содержания водорода, кг;

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

$$x = 1,56 \text{ кг.}$$

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



$$K_N = \frac{[N]}{p_{N_2}^{1/2}}; \lg K_N = -\frac{188}{T} - 1,25.$$

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

Равновесная концентрация азота:

$$[N_{\text{равн}}] = K_N \cdot p_{N_2}^{1/2} = 4,463 \cdot 10^{-2} \cdot 0,880^{1/2} = 4,186 \cdot 10^{-2}\%.$$

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:

$$\frac{104228,878 + x}{x} = \frac{100}{3,566 \cdot 10^{-9}},$$

где x – искомая величина, кг;

$104228,878 + x$ – масса металла с учетом содержания водорода и азота, кг;

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

$$x = 3,71 \cdot 10^{-6} \text{ кг}$$

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

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 57 |

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 24, 25) и 99% шлака, в ковше наводят новый рафинировочный шлак из извести и плавикового шпата, в соотношении 3:1 или 4:1.

Таблица 24 – Количество и состав металла в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

| Элемент | Металл окислительного периода | Осталось в ДСП | Содержится в металле | Содержится в металле, % |
|---------|-------------------------------|----------------|----------------------|-------------------------|
| C | 379,375 | 37,937525 | 341,438 | 0,364 |
| O | 16,115 | 1,611534 | 14,504 | 0,015 |
| Si | 0 | 0 | 0 | 0 |
| Mn | 20,16 | 2,016 | 18,144 | 0,019 |
| P | 15,230 | 1,5229608 | 13,707 | 0,01 |
| S | 24,15 | 2,415 | 21,735 | 0,023 |
| Cr | 1023,12 | 102,312 | 920,808 | 0,982 |
| Ni | 245,634 | 24,563438 | 221,071 | 0,236 |
| Ti | 0 | 0 | 0 | 0 |
| Al | 0 | 0 | 0 | 0 |
| W | 105 | 10,5 | 94,5 | 0,101 |
| V | 78,75 | 7,875 | 70,875 | 0,076 |
| Cu | 223,125 | 22,313 | 200,813 | 0,214 |
| Mo | 105 | 10,5 | 94,5 | 0,101 |
| Fe | 101996,940 | 10199,694 | 91797,246 | 97,855 |
| Всего | 104232,6 | 10423,26 | 93809,34 | 100 |

Таблица 25 – Количество и состав шлака в сталеразливочном ковше после выпуска, кг

| Источник поступления | SiO ₂ | CaO | MnO | ΣFeO | Cr ₂ O ₃ | Al ₂ O ₃ | MgO | TiO ₂ | P ₂ O ₅ | S | Σ |
|----------------------|------------------|----------|---------|---------|--------------------------------|--------------------------------|---------|------------------|-------------------------------|-------|----------|
| Шлак окисл. периода | 829,367 | 1596,779 | 196,053 | 727,091 | 626,614 | 323,637 | 602,377 | 26,250 | 30,029 | 6,399 | 4964,596 |
| Осталось в ДСП | 821,073 | 1580,811 | 194,092 | 719,820 | 620,348 | 320,401 | 596,353 | 25,988 | 29,729 | 6,335 | 4914,950 |
| Всего | 8,294 | 15,968 | 1,961 | 7,271 | 6,266 | 3,236 | 6,024 | 0,262 | 0,300 | 0,064 | 49,646 |
| Всего % | 16,706 | 32,163 | 3,949 | 14,646 | 12,622 | 6,519 | 12,133 | 0,529 | 0,605 | 0,129 | 100,000 |

1) Раскисление шлака и металла.

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:

$$\frac{93809,246 \cdot 0,05}{1000} = 4,69 \text{ кг}$$

Кокс внесет углерода (4)

$$\frac{4,69 \cdot 86,09}{100} = 4,038 \text{ кг}$$

Примем, что 10% углерода кокса усваивается металлом.

Кокс внесет углерод в металл:

$$\frac{4,038 \cdot 10}{100} = 0,404 \text{ кг}$$

Углерод на раскисление шлака:

$$4,038 - 0,404 = 3,634 \text{ кг}$$

Образуется CO (1)

$$\frac{3,634 \cdot 28}{12} = 8,479 \text{ кг}$$

Потребуется кислорода (2)

$$8,479 - 3,634 = 4,845 \text{ кг.}$$

Зола кокса внесет в шлак (4), кг:

$$SiO_2 = \frac{4,69 \cdot 5,84}{100} = 0,274;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{4,69 \cdot 2,40}{100} = 0,113;$$

в пересчете на FeO (7) – 0,101 кг.

$$Al_2O_3 = \frac{4,69 \cdot 3,00}{100} = 0,141;$$

$$CaO = \frac{4,69 \cdot 5,00}{100} = 0,235;$$

$$MgO = \frac{4,69 \cdot 0,12}{100} = 0,006;$$

$$P_2O_5 = \frac{4,69 \cdot 0,04}{100} = 0,002.$$

Кокс внесет в металл (4), кг:

$$S = \frac{4,69 \cdot 0,6}{100} = 0,028;$$

$$P = \frac{4,69 \cdot 0,01}{100} = 0,0005.$$

Кроме того, выделится в атмосферу за счет потерь при прокаливании CO_2 (4)

$$\frac{4,69 \cdot 1,30}{100} = 0,061 \text{ кг}$$

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

Восстановится FeO

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 60 |

$$\frac{7,271 \cdot 90}{100} = 6,544 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{6,544 \cdot 16}{72} = 1,454 \text{ кг}$$

Осталось FeO в шлаке

$$7,271 - 6,544 = 0,727 \text{ кг}$$

Образуется Fe

$$6,544 - 1,454 = 5,09 \text{ кг}$$

Восстановится Cr₂O₃

$$\frac{6,267 \cdot 90}{100} = 5,64 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{5,64 \cdot 48}{152} = 1,781 \text{ кг}$$

Осталось Cr₂O₃ в шлаке

$$6,266 - 5,64 = 0,627 \text{ кг.}$$

Образуется Cr

$$5,64 - 1,781 = 3,859 \text{ кг.}$$

Восстановится MnO

$$\frac{1,961 \cdot 90}{100} = 1,764 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{1,764 \cdot 16}{71} = 0,398 \text{ кг}$$

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 61 |

Осталось MnO в шлаке

$$1,961 - 1,764 = 0,196 \text{ кг}$$

Образуется Mn

$$1,764 - 0,398 = 1,367 \text{ кг}$$

Восстановится P₂O₅

$$\frac{0,3 \cdot 90}{100} = 0,27 \text{ кг}$$

Необходимо связать кислорода

$$\frac{0,27 \cdot 80}{142} = 0,152 \text{ кг}$$

Осталось P₂O₅ в шлаке

$$0,3 - 0,27 = 0,03 \text{ кг.}$$

Образуется P

$$0,27 - 0,152 = 0,118 \text{ кг.}$$

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

FeO – 1,454;
Cr₂O₃ – 1,781;
MnO – 0,398;
P₂O₅ – 0,152;
Всего – 3,785.

Коксом связано 4,845 кг кислорода.

Следовательно, из печной атмосферы поступит кислорода:

$$4,845 - 3,785 = 1,06 \text{ кг}$$

На основании полученных данных определяем количество и состав металла (таблица 26) и шлака (таблица 27) в ковше после раскисления.

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 62 |

Таблица 26 – Количество и состав металла в ковше после раскисления, кг

| Элемент | Металл в ковше | Раскисление | Содержится в металле | Содержится в металле, % |
|---------|----------------|-------------|----------------------|-------------------------|
| C | 341,438 | 0,404 | 341,84 | 0,364 |
| O | 14,504 | | 14,504 | 0,015 |
| Si | 0 | | 0 | 0 |
| Mn | 18,144 | 1,367 | 19,511 | 0,021 |
| P | 13,707 | 0,118 | 13,825 | 0,01 |
| S | 21,735 | 0,028 | 21,763 | 0,023 |
| Cr | 920,808 | 3,859 | 924,667 | 0,986 |
| Ni | 221,071 | | 221,071 | 0,236 |
| Ti | 0 | | 0 | 0 |
| Al | 0 | | 0 | 0 |
| W | 94,5 | | 94,5 | 0,101 |
| V | 70,875 | | 70,875 | 0,076 |
| Cu | 200,813 | | 200,813 | 0,214 |
| Mo | 94,5 | | 94,5 | 0,101 |
| Fe | 91797,246 | 5,090 | 91802,336 | 97,849 |
| Всего | 93809,340 | 10,865 | 93820,2 | 100 |

Таблица 27 – Количество и состав шлака в ковше после раскисления, кг

| Источник поступления | SiO ₂ | CaO | MnO | ΣFeO | Cr ₂ O ₃ | Al ₂ O ₃ | MgO | TiO ₂ | P ₂ O ₅ | S | Σ |
|----------------------|------------------|--------|--------|--------|--------------------------------|--------------------------------|--------|------------------|-------------------------------|-------|--------|
| Шлак в ковше | 8,294 | 15,968 | 1,961 | 7,271 | 6,266 | 3,236 | 6,024 | 0,263 | 0,300 | 0,064 | 49,646 |
| Раскисление | 0,274 | 0,235 | -1,764 | -6,443 | -5,640 | 0,141 | 0,006 | - | - | - | - |
| Всего | 8,568 | 16,202 | 0,196 | 0,828 | 0,627 | 3,377 | 6,029 | 0,263 | 0,032 | 0,064 | 36,186 |
| Всего % | 23,677 | 44,775 | 0,542 | 2,289 | 1,732 | 9,333 | 16,662 | 0,725 | 0,088 | 0,177 | 100 |

б) Предварительное легирование

После раскисления шлака в металле при содержании углерода 0,364% содержится 0,015% или 14,503 кг кислорода.

Чтобы провести предварительное легирование, вводим в ковш на средний предел ферромарганец, феррохром, ферросилиций. Никель даем на средний предел перед выпуском на дно ковша.

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

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

где m_i – масса легирующего компонента, кг;

m_{Me} – масса металла, кг;

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

Прогнозируем массу металла в конце плавки, кг:

$$m_{Si} = \frac{93820,2 \cdot (0,27 - 0)}{100} = 253,315;$$

$$m_{Mn} = \frac{93820,2 \cdot (0,65 - 0,021)}{100} = 590,32$$

$$m_{Cr} = \frac{93820,2 \cdot (1 - 0,986)}{100} = 13,535;$$

$$m_{Me\text{прогн}} = \sum m_i + m_{Me} = 253,315 + 590,32 + 13,535 + 93820,2 = 94677,4 \text{ кг}$$

Для более точного расчета массы легирующих используем формулу:

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

где $m_{\text{лег } i}$ – масса легирующего компонента, вносящего элемент i , кг;

i – содержание элемента i в легирующем компоненте, %.

Кремний. Для раскисления стали кремнием необходимо внести ФС65 (12)
 $\frac{94677,4 \cdot (0,27 - 0)}{65} = 393,275$ кг или $\frac{65 \cdot 393,275}{100} = 255,629$ кг кремния.

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

Выгорает $\frac{255,629 \cdot 20}{100} = 51,126$ кг кремния и $\frac{393,275 \cdot 2}{100} = 7,866$ кг алюминия.

Это количество кремния свяжет кислорода $\frac{51,126 \cdot 32}{28} = 58,429$ кг; алюминий свяжет $\frac{7,866 \cdot 48}{54} = 6,992$ кг кислорода.

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{51,126 \cdot 60}{28} = 109,55$ кг SiO_2 и

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| | | | | | | 64 |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | |

$$\frac{7,866 \cdot 102}{54} = 14,857 \text{ кг } \text{Al}_2\text{O}_3.$$

ФС65 внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{393,275 \cdot 80 \cdot 65}{100 \cdot 100} = 204,503;$$

$$Mn = \frac{393,275 \cdot 0,4}{100} = 1,573;$$

$$P = \frac{393,275 \cdot 0,05}{100} = 0,197;$$

$$S = \frac{393,275 \cdot 0,02}{100} = 0,079;$$

$$Cr = \frac{393,275 \cdot 0,4}{100} = 1,573;$$

$$Fe = \frac{393,275 \cdot 32,13}{100} = 126,359.$$

Хром. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФХ100 (12):

$$\frac{94677,4 \cdot (1 - 0,986)}{72,5} = 18,840$$

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

$$\text{Выгорает } \frac{18,840 \cdot 1,45 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 0,055 \text{ кг кремния.}$$

$$\text{Это количество свяжет кислорода } \frac{0,055 \cdot 32}{28} = 0,062 \text{ кг}$$

$$\text{При этом образуется и перейдет в шлак: } \frac{0,055 \cdot 60}{28} = 0,117 \text{ кг } \text{SiO}_2.$$

ФХ100 внесет в металл, кг:

$$C = \frac{18,840 \cdot 0,95}{100} = 0,179;$$

| | | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|--|-------------------------|------|
| | | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | | 65 |

$$Si = \frac{18,840 \cdot 2 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 0,219;$$

$$P = \frac{18,840 \cdot 0,02}{100} = 0,004;$$

$$S = \frac{18,840 \cdot 0,02}{100} = 0,004;$$

$$Mn = \frac{18,840 \cdot 72,5}{100} = 13,659;$$

$$Fe = \frac{18,840 \cdot 25,06}{100} = 4,721.$$

Марганец. Определяем расход высокоуглеродистого ферромарганца ФМн 78 (12):

$$\frac{94677,4 \cdot (0,65 - 0,021)}{78} = 763,736 \text{ кг}$$

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

Выгорает $\frac{763,736 \cdot 6 \cdot 20}{100 \cdot 100} = 9,165$ кг кремния.

Это количество свяжет кислорода $\frac{9,165 \cdot 32}{28} = 10,474$ кг

При этом образуется и перейдет в шлак: $\frac{9,165 \cdot 60}{28} = 19,639$ кг SiO₂.

ФМн 78 внесет в металл, кг:

$$C = \frac{763,736 \cdot 7}{100} = 53,461;$$

$$Si = \frac{763,736 \cdot 6 \cdot 80}{100 \cdot 100} = 36,659;$$

$$P = \frac{763,736 \cdot 0,05}{100} = 0,382;$$

$$S = \frac{763,736 \cdot 0,02}{100} = 0,153;$$

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 68 |

$$Mn = \frac{763,736 \cdot 78}{100} = 595,714;$$

$$Fe = \frac{763,736 \cdot 8,93}{100} = 68,202.$$

в) Окончательное раскисление стали

Для окончательного раскисления металла используем алюминий. Необходимо понизить количество до 0,005% $\left(\frac{0,005 \cdot 94677,4}{100} = 4,734 \text{ кг} \right)$ т.е связать $14,503 - 4,734 = 9,769 \text{ кг}$,



Для этого потребуется алюминия $\frac{9,769 \cdot 54}{48} = 10,991 \text{ кг}$

Во время раскисления металла образуется и переходит в шлак Al_2O_3
 $\frac{10,991 \cdot 102}{54} = 20,76 \text{ кг}$

С учетом остаточного содержания алюминия в металле 0,02% $\left(\frac{0,02 \cdot 94672,6}{100} = 18,935 \text{ кг} \right)$ общий расход алюминия для раскисления металла принимаем равным $10,991 + 18,935 = 29,925 \text{ кг}$.

Чтобы внести такое количество алюминия необходимо использовать А97

$$\frac{29,925 \cdot 100}{99,98} = 29,931 \text{ кг}$$

А 97 также внесет в металл, кг:

$$Si = \frac{29,931 \cdot 0,01}{100} = 0,003;$$

$$Fe = \frac{29,931 \cdot 0,01}{100} = 0,003.$$

2) Шлакообразование

а) Расчет компонентов вносимых известью в шлак.

Для проведения десульфурации необходима основность шлака $B = 3,5...4,0$.
 Принимая $B = 4$, получим:

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| | | | | | | 68 |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | |

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

где $m_{(CaO)п.шл}$, $m_{(SiO_2)п.шл}$ – содержание (CaO) и (SiO₂) в первом шлаке, кг;

$m_{(CaO)изв}$, $m_{(SiO_2)изв}$ – содержание (CaO) и (SiO₂) в извести, кг.

Откуда следует, что масса извести, кг,

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

где CaO_{изв}, SiO_{2изв} – содержание CaO и SiO₂ в извести (см. таблицу 4), %.

Тогда масса извести по формуле (13):

$$m_{изв} = \frac{4 \cdot (8,568 + 109,55 + 0,117 + 19,639) - 16,202}{\frac{88}{100} - 4 \cdot \frac{1,3}{100}} = 648,513 \text{ кг}$$

Известь внесёт в шлак (4), кг:

$$CaO = \frac{88 \cdot 648,513}{100} = 568,932;$$

$$SiO_2 = \frac{1,3 \cdot 648,513}{100} = 8,405;$$

$$MgO = \frac{2 \cdot 648,513}{100} = 12,930;$$

$$Al_2O_3 = \frac{0,8 \cdot 648,513}{100} = 5,172;$$

$$Fe_2O_3 = \frac{0,2 \cdot 648,513}{100} = 1,293, \text{ в пересчете на FeO (5) – 1,164}$$

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

$$\frac{7,7 \cdot 648,513}{100} = 49,782 \text{ кг CO}_2.$$

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

$$m_{\text{пл.шп}} = \frac{648,513}{4} = 161,628 \text{ кг}$$

Плавиковый шпат внесёт в шлак (4), кг:

$$\text{CaO} = \frac{0,5 \cdot 161,628}{100} = 0,808;$$

$$\text{SiO}_2 = \frac{3,6 \cdot 161,628}{100} = 5,819;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{0,2 \cdot 161,628}{100} = 0,323;$$

$$\text{CaF}_2 = \frac{94 \cdot 161,628}{100} = 151,931;$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = \frac{1,5 \cdot 161,628}{100} = 2,424, \text{ в пересчете на FeO (5) – 2,182.}$$

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

$$\frac{0,2 \cdot 161,628}{100} = 0,323 \text{ кг CO}_2.$$

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

$$\begin{aligned} \text{SiO}_2 &- 129,311; \\ \text{Al}_2\text{O}_3 &- 14,857. \end{aligned}$$

г) Расчет компонентов, вносимых футеровкой печи – ковша.

Выбираем футеровку печи – ковша, изготовленную из магнезитохромитового кирпича.

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

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

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

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 69 |

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

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

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

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

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

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

3) Десульфурация стали шлаком

На основании полученных данных определяем количество и состав металла (таблица 28) и шлака (таблица 29) в ковше после раскисления.

Таблица 28 – Количество и состав металла во время десульфурации, кг

| Элемент | Металл после раскисления шлака | Легирование и раскисление | Содержится в металле | Содержится в металле, % |
|---------|--------------------------------|---------------------------|----------------------|-------------------------|
| C | 341,842 | 53,653 | 395,494 | 0,417 |
| O | 14,504 | -9,770 | 4,734 | 0,005 |
| Si | 0 | 241,384 | 241,384 | 0,254 |
| Mn | 19,511 | 597,287 | 616,798 | 0,650 |
| P | 13,825 | 0,582 | 14,407 | 0,015 |
| S | 21,763 | 0,235 | 21,998 | 0,023 |
| Cr | 924,667 | 15,232 | 939,899 | 0,990 |
| Ni | 221,071 | 0 | 221,071 | 0,233 |
| Ti | 0 | 0 | 0 | 0 |
| Al | 0 | 29,927 | 29,927 | 0,032 |
| W | 94,5 | 0 | 94,500 | 0,100 |
| V | 70,875 | 0 | 70,875 | 0,075 |
| Cu | 200,813 | 0 | 200,813 | 0,211 |
| Mo | 94,5 | 0 | 94,500 | 0,100 |
| Fe | 91802,336 | 199,282 | 92001,618 | 96,897 |
| Всего | 93820,205 | 1127,812 | 94948,017 | 100 |

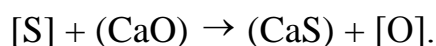
Таблица 29 – Количество и состав шлака десульфурации, кг

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 70 |

| Источник поступления | SiO ₂ | CaO | MnO | ΣFeO | Cr ₂ O ₃ | Al ₂ O ₃ | MgO | TiO ₂ | P ₂ O ₅ | S | CaF ₂ | Σ |
|------------------------|------------------|---------|-------|-------|--------------------------------|--------------------------------|--------|------------------|-------------------------------|-------|------------------|---------|
| Шлак после раскисления | 8,568 | 16,202 | 0,196 | 0,828 | 0,627 | 3,377 | 6,029 | 0,263 | 0,032 | 0,064 | 0 | 73,255 |
| Известь | 8,405 | 568,932 | 0 | 1,164 | 0 | 5,172 | 12,930 | | | | 0 | 596,603 |
| Плавиновый шпат | 5,819 | 0,808 | 0 | 2,182 | 0 | 0,323 | 0 | 0 | 0 | | 151,931 | 161,063 |
| Продукты раскисления | 129,311 | | | | | 14,857 | | | | | | 144,168 |
| Футеровка | 2,744 | 0,844 | 0 | 4,370 | 4,222 | 1,689 | 27,867 | | | | | 41,737 |
| Всего | 154,847 | 586,787 | 0,196 | 8,544 | 4,849 | 25,419 | 46,827 | 0,263 | 0,032 | 0,064 | 151,931 | 979,756 |
| Всего % | 15,805 | 59,891 | 0,020 | 0,872 | 0,495 | 2,594 | 4,779 | 0,027 | 0,003 | 0,007 | 15,507 | 100 |

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

Реакция удаления серы в печи – ковше имеет вид:



Конечное содержание серы в металле определяется выражением:

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

где λ – кратность шлака (см. 2.2.3), %; L_s – коэффициент распределения серы между шлаком и металлом;

$$\lambda = \frac{979,756}{94948,017} \cdot 100 = 1,032\%.$$

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 , f_o при $T=1873K$:

$$\lg f_o = e_o^O \cdot [\%O] + e_o^C \cdot [\%C] + e_o^{Si} \cdot [\%Si] + e_o^{Mn} \cdot [\%Mn] + e_o^P \cdot [\%P] + e_o^S \cdot [\%S] + e_o^{Cr} \cdot [\%Cr] +$$

| | | | | | | | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|--|--|--|--|--|--|--|------|
| | | | | | | | | | | | | Лист |
| | | | | | | | | | | | | 71 |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | | | | | | | |

22.03.02.2017.382.00 ПЗ

$$+ e_o^{Ni} \cdot [\%Ni] + e_o^W \cdot [\%W] + e_o^{Mo} \cdot [\%Mo] + e_o^V \cdot [\%V] + e_o^{Cu} \cdot [\%Cu] + e_o^{Al} \cdot [\%Al];$$

$$\lg f_o = -0,20 \cdot 0,005 - 0,45 \cdot 0,418 - 0,131 \cdot 0,254 - 0,021 \cdot 0,65 + 0,07 \cdot 0,011 - 0,133 \cdot 0,023 - 0,04 \cdot 0,99 +$$

$$+ 0,006 \cdot 0,234 + 0,0085 \cdot 0,1 + 0,0035 \cdot 0,1 - 0,3 \cdot 0,075 - 0,013 \cdot 0,212 - 3,9 \cdot 0,032 = -0,424;$$

$$f_o = 0,377;$$

$$a_o = f_o \cdot [\%O] = 0,377 \cdot 0,005 = 0,00188;$$

$$\lg f_s = e_s^S \cdot [\%S] + e_s^C \cdot [\%C] + e_s^{Si} \cdot [\%Si] + e_s^{Mn} \cdot [\%Mn] + e_s^P \cdot [\%P] + e_s^O \cdot [\%O] + e_s^{Cr} \cdot [\%Cr] +$$

$$+ e_s^{Ni} \cdot [\%Ni] + e_s^W \cdot [\%W] + e_s^{Mo} \cdot [\%Mo] + e_s^V \cdot [\%V] + e_s^{Cu} \cdot [\%Cu] + e_s^{Al} \cdot [\%Al];$$

$$\lg f_s = -0,028 \cdot 0,023 + 0,11 \cdot 0,418 + 0,063 \cdot 0,254 - 0,026 \cdot 0,65 + 0,29 \cdot 0,011 - 0,27 \cdot 0,005 - 0,011 \cdot 0,99 -$$

$$+ 0,0097 \cdot 0,1 + 0,0027 \cdot 0,1 - 0,016 \cdot 0,075 - 0,0084 \cdot 0,212 + 0,035 \cdot 0,032 = 0,035$$

$$\text{Тогда } \lg L_s = -2,78 + 0,86 \cdot \frac{59,966 + 0,05 \cdot 4,795}{15,819 + 0,6 \cdot 2,599} - \lg(0,00188) + 0,035 = 2,96;$$

$$L_s = 910,243.$$

$$[S]_k = \frac{100 \cdot 0,023 + 1,031 \cdot 0,007}{100 + 911,585 \cdot 1,031} = 0,00224.$$

Определяем количество удалившейся серы по пропорции:

$$\frac{94948,017 - x}{21,998 - x} = \frac{100}{0,00224},$$

где x – искомая величина, кг;

94948,017 – x – масса металла с учетом окисления серы, кг;

21,998 – x – масса серы в металле с учетом окисления, кг;

0,00224 – содержание серы в металле, %,

$$x = 19,876 \text{ кг.}$$

4) Доведение стали до заданного химического состава

Окончательная корректировка металла по химсоставу, если это необходимо, проводится порошковой проволокой соответствующих ферросплавов. Количество

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 72 |

и состав металла перед подачей на разливку приведены в таблице 30.

Таблица 30 – Баланс металла после доводки и десульфурации, кг

| Элемент | Металл до десульфурации | Десульфурация | Содержится в металле | Содержится в металле, % |
|---------|-------------------------|---------------|----------------------|-------------------------|
| C | 395,494 | - | 395,494 | 0,417 |
| O | 4,734 | - | 4,734 | 0,005 |
| Si | 241,384 | - | 241,384 | 0,254 |
| Mn | 616,798 | - | 616,798 | 0,65 |
| P | 14,407 | - | 14,407 | 0,015 |
| S | 21,998 | 19,876 | 2,122 | 0,002 |
| Cr | 939,899 | - | 939,899 | 0,99 |
| Ni | 221,071 | - | 221,071 | 0,233 |
| Ti | 0 | - | 0 | 0 |
| Al | 29,927 | - | 29,927 | 0,032 |
| W | 94,5 | - | 94,500 | 0,1 |
| V | 70,875 | - | 70,875 | 0,075 |
| Cu | 200,813 | - | 200,813 | 0,212 |
| Mo | 94,5 | - | 94,5 | 0,1 |
| Fe | 92001,618 | - | 92001,618 | 96,917 |
| Всего | 94948,017 | 19,876 | 94928,141 | 100 |

Видно, что химический состав стали полностью соответствует заданному и не нуждается в корректировке. Окончательный состав шлака восстановительного периода представлен в таблице 31.

Таблица 31 – Масса и состав конечного шлака, кг

| Источник поступления | SiO ₂ | CaO | MnO | ΣFeO | Cr ₂ O ₃ | Al ₂ O ₃ | MgO | TiO ₂ | P ₂ O ₅ | S | CaF ₂ | Σ |
|-----------------------|------------------|---------|-------|-------|--------------------------------|--------------------------------|--------|------------------|-------------------------------|--------|------------------|---------|
| Шлак до десульфурации | 154,847 | 586,787 | 0,196 | 8,544 | 4,849 | 25,419 | 46,827 | 0,263 | 0,032 | 0,064 | 151,931 | 979,756 |
| Десульфурация | - | - | - | - | - | - | - | - | - | 19,876 | - | 19,876 |
| Всего | 154,847 | 586,787 | 0,196 | 8,544 | 4,849 | 25,419 | 46,827 | 0,263 | 0,032 | 19,940 | 151,931 | 999,632 |
| Всего % | 15,490 | 58,7 | 0,02 | 0,855 | 0,485 | 2,543 | 4,684 | 0,026 | 0,003 | 1,995 | 15,199 | 100 |

Суммарный материальный баланс восстановительного периода

Израсходовано, кг

а) металла — 104232,6;

б) шлака — 4964,596;

в) футеровки ковша — 42,222;

г) шлакообразующих — 808,142, в том

Получено, кг;

а) металла — 105351,4, в том числе:

1) в ДСП — 10423,26,

2) в ковше — 94928,141;

б) шлака — 5914,582, в том числе:

числе:

1) извести — 646,513,
 2) плавикового шпата — 161,628;

д) легирующих и раскислителей — 1210,474, в том числе:

1) А97 — 29,933
 2) ФС65 — 393,275
 3) ФМн78 — 763,736
 4) ФХ100 — 18,84
 5) кокса — 4,69;

е) кислорода на окисление кокса, кремния и алюминия — 77,018.
 Всего: 111335,052.

1) в ДСП — 4914,95,
 2) в ковше — 999,632;

в) газов — 58,322, в том числе:

1) CO₂ (известь) — 49,782,
 2) CO₂ (плавиковый шпат) — 0,323,
 3) CO₂ (кокс) — 0,061,
 4) СО (кокс) — 8,48.
 Всего: 111324,306.

Невязка — $111335,052 - 111324,306 = 10,746$ кг или $\frac{10,746}{111335,052} \cdot 100 = 0,00965\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах.
 Суммарный материальный баланс плавки

| | |
|---|---|
| <p>Израсходовано, кг (суммируются данные по суммарным материальным балансам всех периодов):</p> <p>1) Отходов Б-2 — 52500; 2) У-13 — 52500 1) ФМн78 — 763,736; 2) ФХ-100 — 18,840 4) ФС65 — 393,275; 5) А97 — 29,933; 6) кокса — 4,69; 7) извести (суммируется по всем периодам) — 2446,513; 8) плавикового шпата — 161,628; 9) футеровки печи — 587,19; 10) футеровки печи-ковша — 42,222; 11) руды — 6398,916; 12) газов (суммируется по всем периодам) — 2969,617. Всего: 118816,561.</p> | <p>Получено, кг (суммируются данные по суммарным материальным балансам всех периодов):</p> <p>1) металла (в ковше и в ДСП) — 105351,4; 2) шлака в ДСП — 4914,95; 3) шлака печи-ковша — 999,632; 4) пыли, уносимой газами (суммируется по всем периодам) — 3629,217; 5) газов (суммируются по всем периодам) — 4304,598. Всего: 119199,8.</p> |
|---|---|

Невязка — $119199,8 - 118816,561 = 383,238$ кг или $\frac{383,238}{119199,8} \cdot 100 = 0,322\%$.

Полученная невязка находится в допустимых пределах. [11, с. 3]

2 ВОЗМОЖНЫЕ ДЕФЕКТЫ КОНЕЧНОГО ПРОДУКТА ПРОИЗВОДСТВА

Качество проката формируется, начиная от сырых материалов, чугуна, но особенно - в процессе сталеплавильного и прокатного переделов. В соответствии с этим дефекты проката подразделяются на две группы – сталеплавильного и прокатного происхождения. В свою очередь дефекты сталеплавильного происхождения делятся на дефекты слитков и непрерывнолитой заготовки.

Непрерывный слиток благодаря малой толщине и быстрому вследствие этого затвердеванию отличается меньшим развитием химической неоднородности, более равномерным распределением неметаллических включений. От слитков, разливаемых в изложницы, он отличается также более чистой и гладкой поверхностью. 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.) [472].

Отдельные дефекты непрерывнолитой заготовки могут быть идентифицированы уже непосредственно при их визуальном осмотре, а для определения остальных необходимо отбирать из заготовок специальные образцы.

Дефекты непрерывнолитой заготовки подразделяются на 3 группы:

1) Виды дефектов отклонения формы: раздутие, диагональные искажения - ромбичность, вогнутость, коробление.

2) Виды внутренних дефектов: центральная усадочная пористость, диагональные трещины, трещины в центре заготовки, трещины посередине граней заготовки, первичная ликвация.

3) Виды поверхностных дефектов: продольные трещины, поперечные трещины, поперечные пережимы, продольные утяжины, наплывы, брызги, спай, неметаллические включения, волнистость заготовки, поры и газовые пузыри, местное охрупчивание, рифленая поверхность, дефекты, возникающие при огневой зачистке, заливины.

Более подробно рассмотрим дефект непрерывнолитой заготовки заливины.

Заливины – неплоскостность в виде раковин на поверхности заготовки в совокупности с поверхностными трещинами. Дефект встречается преимущественно на гранях заготовки, но может также появляться и вблизи ребер (рисунок 8).

Образуется при напряжениях в корке заготовки, вызванные неравномерным затвердеванием в кристаллизаторе; эти напряжения, в слабом сечении и в местах, где расположены включения шлака или окисленные брызги, могут привести к нарушениям сплошности в корке.

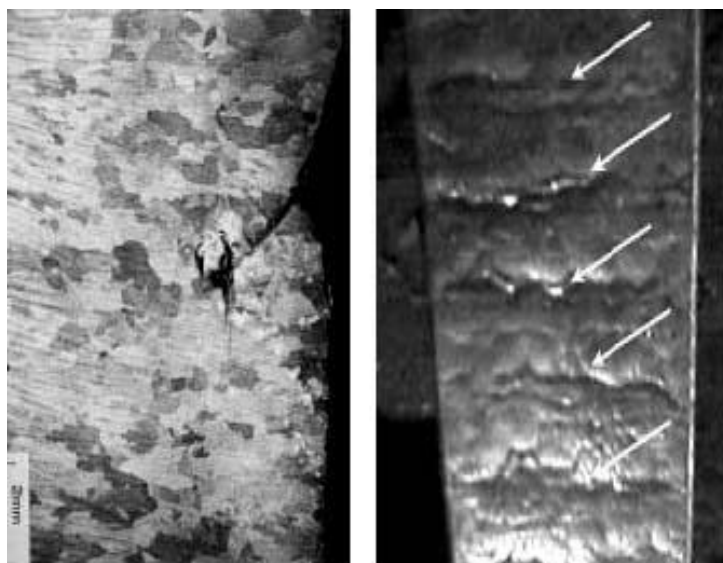
Жидкая сталь заходит в воздушный зазор между стенкой кристаллизатора и коркой заготовки и затвердевает при соприкосновении с поверхностью кристаллизатора.

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 75 |

Образование заливин наиболее вероятно при перерывах в подаче металла в кристаллизатор, недостаточной или неравномерной смазке стенок кристаллизатора, значительных колебаниях уровня металла в нем, разливке металла с пониженной скоростью и температурой и т.п. Заливины образуются также в случае прорыва оболочки слитка.

В целом для предупреждения таких дефектов как пояса, завороты корочки слитка, заливны необходимо предотвращать затягивание дозирующих узлов промежуточных ковшей, минимизировать амплитуду колебаний уровня металла в кристаллизаторе, оптимизировать режимы работы смазки его рабочей поверхности, обеспечивать стабильность скорости разливки и пр.

Устранение: Дефект может быть устранен путем огневой зачистки. [13, с. 19]



а)

б)



в)

Рисунок 8 – Продольное сечение образца заготовки в месте расположения заливны (а) и ее фото на поверхности заготовок (б, в)

4 ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРОИЗВОДСТВА ПОДОБНОЙ ПРОДУКЦИИ

Сталь марки 40X производится не только в России, но и за рубежом, которые представлены в таблице 32.

Таблица 32 – Аналоги стали марки 40X в других странах

| | |
|-----------|--|
| США | 5135, 5140, 5140H, 5140RH, G51350, G51400, H51350, H51400 |
| Германия | 1.7034, 1.7035, 1.7045, 37Cr4, 41Cr4, 41CrS4, 42Cr4 |
| Япония | SCr435, SCr435H, SCr440, SCr440H |
| Франция | 37Cr4, 38C4, 38C4FF, 41Cr4, 42C4, 42C4TS |
| Англия | 37Cr4, 41Cr4, 530A36, 530A40, 530H36, 530H40, 530M40 |
| Евросоюз | 37Cr4, 37Cr4KD, 41Cr4, 41Cr4KD, 41CrS4 |
| Италия | 36CrMn4, 36CrMn5, 37Cr4, 38Cr4KB, 38CrMn4KB, 41Cr4, 41Cr4KB |
| Бельгия | 37Cr4, 41Cr4, 45C4 |
| Испания | 37Cr4, 38Cr4, 38Cr4DF, 41Cr4, 41Cr4DF, 42Cr4, F.1201, F.1202, F.1210, F.1211 |
| Китай | 35Cr, 38CrA, 40Cr, 40CrA, 40CrH, 45Cr, 45CrH, ML38CrA, ML40Cr |
| Швеция | 2245 |
| Болгария | 37Cr4, 40Ch, 41Cr4 |
| Венгрия | 37Cr4, 41Cr4, Cr2Z, Cr3Z |
| Польша | 38HA, 40H |
| Румыния | 40Cr10, 40Cr10q |
| Чехия | 14140 |
| Австралия | 5132H, 5140 |
| Юж.Корея | SCr435, SCr435H, SCr440, SCr440H |

На предприятиях черной металлургии Российской Федерации из данной марки стали изготавливают следующее:

1. ПАО «Ашинский метзавод» - выплавляет из стали 40X прокат толстолистовой горячекатаный, [15]

2. АО «Белорецкий металлургический комбинат» - выплавляют из стали 40X катанки общего назначения, калиброванный прокат круглый без специальной отделки поверхности. Применение: для деталей механизмов, крепежа, авиа-, авто- и судостроения, сельскохозяйственной техники, товаров народного потребления. Изделий, изготавливаемых методом холодного выдавливания и высадки. [16]

3. ОАО «Нижнетагильский металлургический комбинат» - выплавляет из стали 40X заготовки трубные круглые: 70, 75, 80, 85, 90, 100, 105, 110, 115, 120, 130, 140, 150, 210, 430; кольца: 24, 25, 27, 116, 118, 123, 124, 125, 133, 134, 135, 140, 180, 181, 182, 192, 201, 207, 209, 210, 211, 256, 257, 258, 259, 262, 266, 267, 269, 270, 272, 292, и т.д. [17]

4. ООО "Златоустовский металлургический завод" - выплавляет из стали 40Х сортовой прокат круглого, квадратного сечений, кованный сорт круглого и квадратного сечений, полосовой прокат, калиброванный прокат круглого и шестигранного сечений, шлифованные обточенные прутки и прутки со специальной отделкой поверхности. Применение: для изготовления крепжных деталей, работающих при температуре не выше 425°С. Оси, валы, шестерни, штоки, коленчатые и кулачковые валы, кольца, рейки, шпиндели, оправка, полуоси и другие детали повышенной прочности. [18]

За рубежом, также освоено металлургическое производство, одним из оборудования является шахтная дуговая печь.

Двухшахтная дуговая печь.

Двухшахтная дуговая печь предназначена для снижения продолжительности подготовительных операций плавки. Две шахтные печи устанавливаются зеркально одна с другой. Обе печи обслуживаются одним трансформатором (пока известны лишь печи переменного тока работающие во Франции и Люксембурге), оборудованы 12 горелками (по 6 на каждый корпус) мощностью по 3 МВт каждая, четырьмя манипуляторами, системой управления дугами, системой перемешивания металла аргоном, системой подачи извести и углеродсодержащих материалов. Четыре горелки из шести расположены в шахте, одна – в рабочем окне и одна – вблизи выпускного отверстия.

В подине установлено пять пористых вставок для продувки ванны азотом.

Своды соединены патрубками с трехходовым краном дроссельного типа, позволяющего направлять часть отходящих газов от одной печи в другую.

Основные показатели двухшахтной дуговой печи:

- емкость печи 2 × 90 или 2 × 95 тонн,
- мощность трансформатора – 96 (105) МВА
- продолжительность плавки – 62 мин
- удельный расход электроэнергии – 328 – 380 кВт·ч/т
- годовая производительность – 750 тыс. тонн
- назначение – выплавка стали для сортового проката.

| | | | | | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|--|--|--|--|--|------|
| | | | | | | | | | | Лист |
| | | | | | | | | | | 78 |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | | | | | |

22.03.02.2017.382.00 ПЗ

5 ВОЗМОЖНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ МОДЕРНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА

Модернизация – это процесс изменения чего-либо в соответствии с требованиями современности, переход к более совершенным условиям, с помощью ввода разных новых обновлений.

Предлагается модернизация моделирования различных конфигураций промежуточного ковша для разливки стали с высокими требованиями по качеству.

В техническом университете, факультета металлургии Республики Словакии (г. Кошице) проводилось исследование сравнения времени работы промежуточных ковшей (ПК) с устройством Turbostop и перегородками или Turbostop, перегородками и переливными устройствами при двух разных скоростях разливки в симметричном двухручьевом ПК. Реальная конфигурация ПК включает Turbostop, перегородки и переливные устройства и в настоящее время используется для разливки стали с высокими требованиями по качеству компанией U.S.Steel Kosice. s.r.o.

Были разработаны планы долгосрочных исследований и способы физического моделирования потока стали в ковше с использованием нескольких методов измерения параметров этого потока. Наиболее эффективным методом было признано сочетание колориметрической визуализации потока и оценки времени нахождения стали посредством измерения изменений проводимости (концентрации) индикатора (раствор KCl) на впускном отверстии ПК и на его выпускных отверстиях датчиками проводимости. С точки зрения влияния конфигурации ПК на чистоту стали в качестве критерия оценки используется «время нахождения», т.е. минимальное время, за которое введённый через трубу индикатор появляется на входе из ПК.

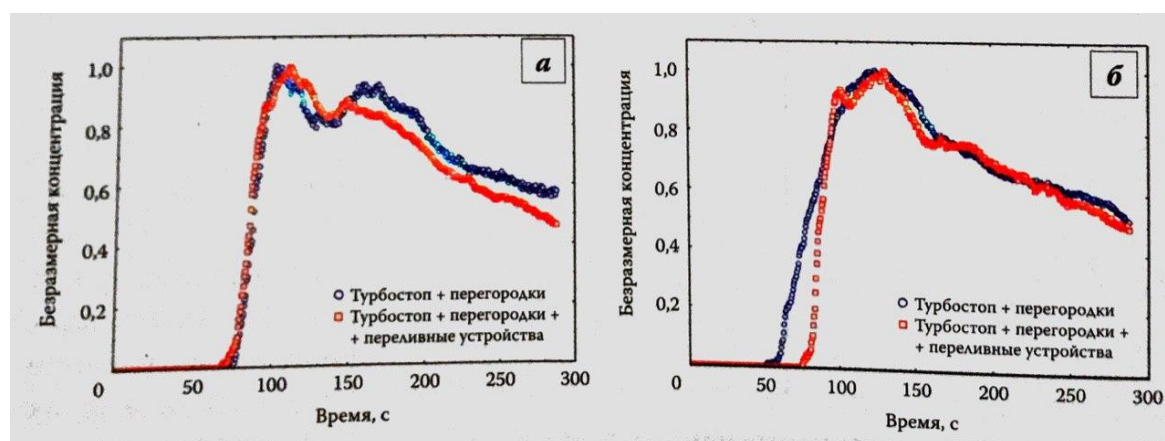


Рисунок 9 – С-кривые для скорости разливки 0,8м/мин (а) и 1,2 м/мин (б)

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

22.03.02.2017.382.00 ПЗ

Лист

79

Для подтверждения результатов сравнения влияния смоделированных конструкций и максимального и минимального времени нахождения на чистоту стали использовали значения, приведенные на рисунке 9. С точки зрения возможности оптимизации существующей конфигурации ПК и ее влияние на чистоту разливаемой стали с высокими требованиями по качеству наиболее важными результатами сравнения минимального времени нахождения для каждой конфигурации ПК были значения для скорости разливки 0,8 м/мин, что соответствует средней реальной разливки стали этих марок в рабочих условиях.

На основе результатов физического моделирования и результатов аналогичных исследований сделали вывод, что переливные устройства, которые в настоящее время используются в промежуточных ковшах, при разливке стали с высокими требованиями по качеству не оказывают положительного воздействия на время нахождения и, соответственно, на чистоту стали. [14, с. 36]

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 80 |

6 ОХРАНА ТРУДА И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ

6.1 Общие требования охраны труда

К работе в отделение непрерывной разливки стали допускаются лица, достигшие 18 летнего возраста, прошедшие медицинское освидетельствование, инструктаж по охране труда, усвоившие безопасные приемы работы и требования технологических инструкции, обученные по профессии.

Каждый работник должен соблюдать режим труда и отдыха, правила внутреннего трудового распорядка предприятия.

Во избежание несчастных случаев передвигаться по территории предприятия и цеха необходимо по тротуарам, дорожкам, мостам и переходам, специально предназначенным для пешеходного движения.

Для защиты от вредных и опасных для здоровья факторов персоналу цехавыдают личные средства защиты (спецодежда, обувь, каска, защитные очки, респираторы и т.п.). Так же для защиты от высокой температуры и жидких расплавов ставятся ограждения (тепловые экраны, перила и т.п.).

В отделение все оборудование, которое может нанести вред здоровью, окрашивается в яркие цвета. Электрооборудование заземляется и за его исправной работой наблюдает электрослужба цеха.

Для предотвращения пожара цех оборудован ящиками с песком, огнетушителями, системой пожарных гидрантов, пожарной сигнализацией, а также системами оповещения на случай чрезвычайной ситуации.

В отделение непрерывной разливки проводятся инструктажи по пожарной безопасности, развешиваются планы эвакуации.

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.

| | | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|--|-------------------------|------|
| | | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | | 81 |

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. При эксплуатации этого оборудования возможно травмирование персонала движущимися частями, падающим грузом, электрическим током. Серьезная опасность возникает при обрыве несущих органов (канатов, тросов).

Все части подъемно-транспортного оборудования, представляющие опасность при эксплуатации, надежно ограждены.

Непредусмотренный контакт работающих с перемещаемыми грузами исключен, обеспечена надежная прочность механизмов. Запас грузовой устойчивости не менее 25%. На каждом устройстве находятся бирки с указанием всех технических характеристик, а так же отмечен последний срок проверки и допуск к работе. К работе с подъемно-транспортными машинами допускаются только лица прошедшие специальную подготовку, инструктаж по технике безопасности и имеющие допуск к работе с этими машинами.

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;

В таблице 33 представлена средневзвешенная величина степени вредности на предприятии ПАО «Ашинский метзавод»

Таблица 33 – Средневзвешенная величина степени вредности на предприятии ПАО «Ашинский метзавод»

| Параметр микроклимата | Класс вредности |
|---|-----------------|
| Температура воздуха | 3.1 |
| Скорость движения воздуха | 2 |
| Влажность воздуха | 2 |
| ТНС - индекс | 3.2 |
| Тепловое излучение | 3.3 |
| Экспозиционная доза | 3.1 |
| Средневзвешенная величина степени вредности | 3.2 |

6.4 Освещение в производственном цехе.

Неудовлетворительное освещение служит причиной травматизма, отрицательно влияет на зрение работающих и понижает производительность труда. Необходимо поэтому обеспечить хорошую освещенность металлургических цехов, как в дневное, так и в темное время суток.

Основные требования к производственному освещению заключаются в создании достаточного по величине и равномерного освещения, без образования резких контрастов освещенности и теней, а также в предупреждении слепимости людей лучами светильников.

В таблице 34 представлены классы условий труда в зависимости от параметров световой среды производственных помещений

Таблица 34– Классы условий труда в зависимости от параметров световой среды производственных помещений

| Фактор, показатель | Класс условий труда | | | | |
|---|---------------------|-------------|-------------|-----------|-----------|
| | Допустимый | Вредный - 3 | | | |
| | | 1 степени | 2 степени | 3 степени | 4 степени |
| | 2 | 3.1 | 3.2 | 3.3 | 3.4 |
| Естественное освещение | | | | | |
| Коэффициент естественной освещенности (КЕО, %) | > 0,6 | 0,1-0,6 | < 0,1 | | |
| Искусственное освещение: | | | | | |
| Освещенность рабочей поверхности (Е, Лк) для разрядов зрительных работ: | I-IV, VII | Ен | 0,5 Ен < Ен | < 0,5 Ен | |
| | V, VI, VIII-XIV | Ен | < Ен | | |
| Показатель ослепленности (Р, отн. ед.) | | Рн | > Рн | | |
| Отраженная блескость | | отсутствие | наличие | | |
| Коэффициент пульсации освещенности (Кл, %) | | Клн | > Клн | | |
| Яркость (L, кд/м ²) | | Лн | > Лн | | |
| Неравномерность распределения яркости (С, отн. ед.) | | Сн | > Сн | | |

В таблице 35 представлены изменение параметров световой среды на предприятии ПАО «Ашинский метзавод»

Таблица 35 – Измерение параметров световой среды на предприятии ПАО «Ашинский метзавод»

| | Наименование измеряемых параметров | Нормативное значение | Фактическое значение | Класс условий труда |
|-------------------------|--|----------------------|----------------------|---------------------|
| Естественное освещение | Коэффициент естественной освещенности КЕО, % | $\geq 0,5$ | $\leq 0,1$ | 3.2 |
| Искусственное освещение | освещенность рабочей поверхности, всего | – | – | – |
| | лк, при системе комбинированного освещенияб, в т.ч от общего | – | – | – |
| | освещенность рабочей поверхности, лк, при системе общего освещения | 300 | 620 | 2 |
| | Прямая блескость | Отсутствие | Отсутствие | 2 |
| | Коэффициент пульсации освещенности, $K_{п}$, % | 5,0 | 4,0 | 2 |

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате выполнения выпускной квалификационной работы были изучены технологические особенности хромосодержащих сталей. Были выполнены следующие задания:

1. Изучены теоретические основы конструкционной легированной стали марки 40Х
2. Рассмотрены технологическую цепочку производства стали марки 40Х на примере предприятия ПАО «Ашинский метзавод»
3. Проведены расчет материального баланса стали марки 40Х
4. Определены возможные дефекты сляба
5. Выделены производство зарубежных аналогов стали марки 40Х
6. Проанализированы условия охраны труда и безопасности производства.

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, топливноэнергетических 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).

| | | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|--|-------------------------|------|
| | | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | | 85 |

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Дальский, А. М. Технология конструкционных материалов: Учебник для машиностроительных специальностей вузов / А. М. Дальский, И. А. Арутюнова, Т. М. Барсукова и др.; Под общ. ред. А. М. Дальского, М.: Машиностроение, 2013. — 448 с.
- 2 Марочник стали и сплавов <http://splav-kharkov.com>
3. Еланский, Д.Г. Тенденции развития электросталеплавильного производства: – М: Электromеталлургия, 2011. – 318 с. w
4. Свенчанский, А.Д. Электрические промышленные печи /Свенчанский А. Д., Смелянский М. Я. – М.: 2010. – 245 с.
5. Поволоцкий, Д. Я. Основы технологии производства стали: Учебное пособие для вузов. – Челябинск: Издательство ЮУрГУ, 2009. – 189 с.
6. Лопухов, Г.А. Плавка стали в дуговой печи Consteel с использованием жидкого чугуна в шихте. – М.: Электromеталлургия, 2006. – 442 с.
7. Чуманов, И.В. Внепечная обработка стали: Учебное пособие /И.В. Чуманов, А.В.Рябов – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2002. - 43с.
8. Смирнов, А.Н. Непрерывная разливка стали / Смирнов А.Н., Куберский С.В., Штепан Е.В. – Донецк: Цифровая типография, 2011. – 482 с.
9. ТИ 123-Э-01-2015. Выплавка полупродукта в ДСП «DANIELI»с конвейерной подачей лома.
10. ТИ 123-Э-10-2012. Внепечная обработка стали на агрегате ковш-печь.
11. ТИ 123-Э-15-2013. Разливка стали на слябовой машине непрерывного литья заготовок.
12. Рябов, А.В. Расчёт процесса электроплавки: Учебное пособие /А.В. Рябов, И.В. Чуманов. – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2005. – 175с.
13. Бернштейн, М.Л. Атлас дефектов стали: – М.: Metallургия, 2010. – 187 с.
14. Безымянных, А.А. Журнал «Металлург» Научно-технический и производительный журнал №11 - 2013
15. ПАО «Ашинский метзавод» <http://www.amet.ru/>
16. АО «Белорецкий металлургический комбинат» <http://www.mechel.ru/sector/steel/bmk/>
17. ОАО «Нижнетагильский металлургический комбинат» <http://rus.evraz.com/enterprise/steel/ntmk/>
18. ООО "Златоустовский металлургический завод" <http://www.zlatmet.ru/>

| | | | | | | |
|------|------|----------|---------|------|-------------------------|------|
| | | | | | 22.03.02.2017.382.00 ПЗ | Лист |
| Изм. | Лист | № докум. | Подпись | Дата | | 86 |