

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования
«Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
НОВОТРОИЦКИЙ ФИЛИАЛ

Кафедра металлургических технологий и оборудования

А. Н. Егорова

**ТЕХНОЛОГИЯ И РАСЧЕТ ПЛАВКИ СТАЛИ
В ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ**

Методические указания для выполнения
домашнего задания / контрольной работы по дисциплинам
«Электрометаллургия стали и ферросплавов»,
«Современные методы получения высококачественных сталей и сплавов»
для обучающихся по направлению подготовки 22.03.02 Металлургия
всех форм обучения

Новотроицк – 2020

УДК 669.18
ББК 34.327
Е 30

Рецензенты:

Ведущий специалист дирекции по персоналу АО «Уральская Сталь»,
к.т.н., доцент А.В. Заводяный

Доцент кафедры металлургических технологий и оборудования Новотроицкого филиала ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», к.т.н., доцент Е.В. Братковский

Егорова А.Н. Технология и расчет плавки стали в дуговых сталеплавильных печах. Методические указания по выполнению домашнего задания / контрольной работы. – Новотроицк: НФ НИТУ «МИСиС», 2020. 59 с.

Методические указания предназначены для выполнения домашнего задания / контрольной работы, предусмотренных учебным планом подготовки бакалавров направления 22.03.02 Металлургия (профиль «Металлургия черных металлов») при освоении дисциплин «Электрометаллургия стали и ферросплавов» и «Современные методы получения высококачественных сталей и сплавов».

Изложены основные положения технологии выплавки стали в дуговых сталеплавильных печах, а также указания по раскислению и легированию стали на выпуске. Приведена методика и пример упрощенного расчета основных параметров плавки стали в дуговой сталеплавильной печи.

Указания составлены в соответствии с требованиями образовательного стандарта высшего образования НИТУ «МИСиС» по направлению подготовки 22.03.02 Металлургия, обучающихся по всем профилям, реализуемым в НФ НИТУ «МИСиС».

Рекомендовано Методическим советом НФ НИТУ «МИСиС»

© Новотроицкий филиал
ФГАОУ ВО «Национальный
исследовательский технологический
университет «МИСиС», 2020

Содержание

Введение	4
1 Теоретическое введение	5
1.1 Конструкция дуговых сталеплавильных печей	5
1.2 Шихтовые материалы	7
1.3 Технология выплавки стали в ДСП.....	10
2 Задание на выполнение расчета плавки стали в ДСП	13
3 Определение расхода чугуна в завалку.....	14
4 Расчет периода плавания	17
4.1 Определение расхода извести.....	17
4.2 Определение остаточного содержания примесей в металле по расплавлению	17
4.3 Определение количества и состава шлака в конце периода плавания.....	20
4.4 Проверка расхождения принятых и расчетных величин	21
4.5 Материальный баланс периода плавания	21
5 Расчет окислительного периода.....	24
5.1 Определение расхода твердого окислителя	24
5.2 Определение расхода извести.....	26
5.3 Определение содержания примесей в металле в конце окислительного периода	26
5.4 Проверка соответствия принятых и расчетных величин	29
5.5 Материальный баланс окислительного периода	29
6 Расчет раскисления и легирования стали	32
7 Пример расчета выплавки стали в ДСП.....	36
7.1 Исходные данные	36
7.2 Определение расхода чугуна в завалку	36
7.3 Расчет периода плавания.....	38
7.4 Расчет окислительного периода	44
7.5 Расчет раскисления и легирования стали	51
8 Оформление домашнего задания.....	54
Список литературы	55
Приложение А. Варианты заданий для выполнения домашнего задания.....	56
Приложение Б. Химический состав чугуна.....	57
Приложение В. Параметры печей для расчета.....	58

Введение

Одним из обязательных элементов самостоятельной работы при изучении дисциплин «Электromеталлургия стали и ферросплавов» и «Современные методы получения высококачественных сталей и сплавов» является выполнение домашнего задания (по очной форме обучения) / контрольной работы (по заочной форме обучения), которые заключаются в выполнении обучающимися расчета основных параметров выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи.

Целью такого расчета является углубление знаний в области электromеталлургии стали. Полный расчет плавки отражает связь теории с практикой. Из расчета становится ясным влияние различных факторов на расход основных материалов, применяемых при выплавке стали в дуговых электропечах.

Все необходимые для расчета данные выбираются согласно варианту из приложений А, Б и В. Вариант задания указывает преподаватель.

В расчете плавки использована методика, основанная на анализе балансов элементов: кислорода, оксида кальция и др. Расчет ведется на 100 кг металлической шихты, используемой в завалку плавки. При этом масса различных материалов в килограммах соответствует процентам и наоборот, что значительно упрощает выполнение расчетов. С целью получения параметров плавки в характерные моменты плавки (по расплавлению, в конце окислительного и восстановительного периодов плавки) вся плавка разбита на два соответствующих периода, расчет для которых носит в значительной степени самостоятельный характер. Расчет каждого периода завершается составлением материального баланса, что служит элементом промежуточного контроля правильности выполненных вычислений. Ниже изложены основные положения технологии выплавки стали в дуговых сталеплавильных печах, а также указания по раскислению и легированию стали на выпуске. Приведена методика и пример упрощенного расчета основных параметров плавки стали в дуговой сталеплавильной печи.

1 Теоретическое введение

1.1 Конструкция дуговых сталеплавильных печей

Электрические печи применяются в производстве, основанном на нагреве материалов с помощью электрической энергии. Основными преимуществами электротермических процессов являются:

- концентрация энергии в небольших объемах и, следовательно, получение высоких температур, которые не могут быть достигнуты другим путем;
- обеспечение необходимого распределения тепла в небольших объемах, что позволяет нагревать крупные массы изделий или материалов с большой точностью и равномерностью;
- управление выделением тепловой энергии, что позволяет регулировать ход технологического процесса и легко автоматизировать его;
- возможность работы в вакууме или защитной атмосфере;
- конструирование полностью автоматизированных и механизированных агрегатов;
- возможность улучшения условий труда обслуживающего персонала.

В дуговых сталеплавильных печах (ДСП) электрическая энергия преобразуется в тепловую в дуге, которая зажигается между электродами и шихтой и обладает следующими свойствами:

- горит устойчиво длительное время;
- характеризуется большой мощностью при сравнительно низком напряжении и большой силе тока;
- горит в закрытом пространстве, поверхностями которого поглощается вся мощность, излучаемая ею.

Нагрев металла дугой может осуществляться непосредственно (если дуга горит между электродом и расплавленным металлом) или излучением, когда дуга горит между двумя электродами.

Печи первого типа являются печами прямого нагрева, второго – печами косвенного действия (см. рисунок 1).

В печах косвенного действия очаг высокой температуры удален от поверхности металла на некоторое расстояние, и на поверхность металла первоначально попадает лишь часть тепла, излучаемого дугой. Значительная его часть достигает поверхности металла после отражения от стен и свода печи, поэтому футеровка испытывает большие тепловые нагрузки. Низкая стойкость футеровки ограничивает возможность проведения в таких печах процессов, требующих нагрева металла свыше 1300–1400 °С, и не позволяет применять их для плавления сравни-

тельно тугоплавких черных металлов. В черной металлургии такие печи иногда используют в литейных цехах для расплавления чугуна. В основном же они получили широкое распространение в цветной металлургии, где не требуется высоких температур и важно обеспечить низкий угар дорогостоящих цветных металлов.

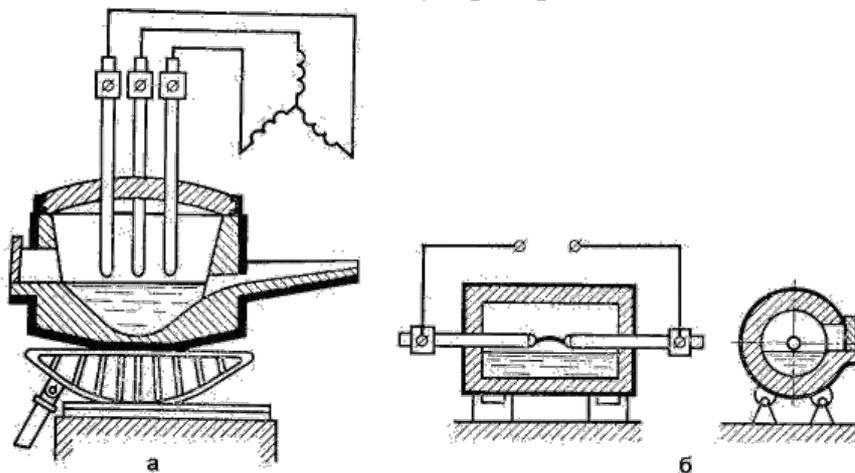
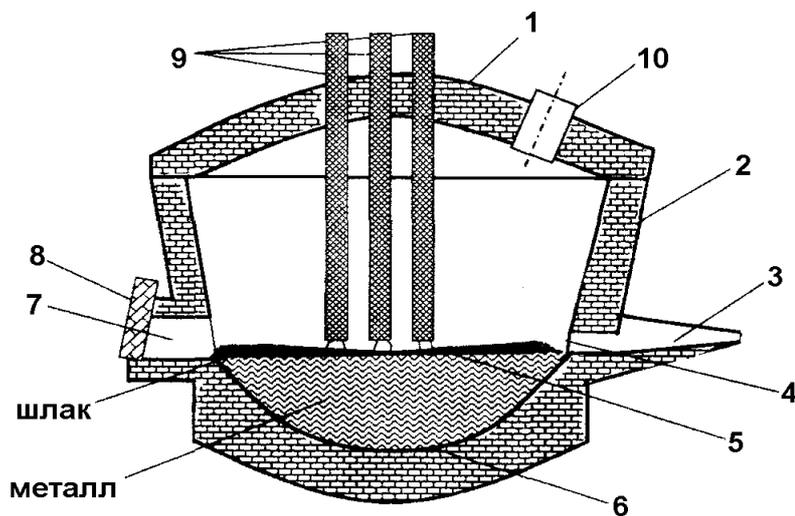


Рисунок 1 – Дуговые электропечи прямого нагрева (а) и косвенного действия (б)

Современная ДСП представляет собой мощный высококомеханизированный и автоматизированный агрегат, в котором сведена к минимуму продолжительность производственных операций между плавками, выпуском и загрузкой материалов, что позволяет наиболее эффективно использовать рабочее печное время (рисунок 2).



1 – свод, 2 – стены, 3 – сливной носик, 4 – сталевыпускное отверстие, 5 – электрическая дуга, 6 – подина, 7 – рабочее окно, 8 – заслонка, 9 – электроды, 10 – отверстие для отвода печных газов

Рисунок 2 – Дуговая сталеплавильная печь

Основной элемент конструкции ДСП – металлический корпус в виде кожуха, как правило, круглого сечения. Изнутри кожух футерован высокоогнеупорными материалами. Огнеупорная кладка съемного свода печи выполнена в кольце. Для загрузки шихты в печь свод обычно поднимают и отводят в сторону. В стене ДСП имеются рабочее и одно выпускное отверстие с желобом для слива металла и шлака в ковш или в виде сифона или эркера на высокомошных печах.

В своде расположены отверстия для ввода электродов, снабженные водоохлаждаемыми металлическими коробками (экономайзерами). ДСП устанавливается на люльке для возможности наклона печи в сторону рабочего окна или выпускного отверстия при помощи механизма наклона с электрическим или гидравлическим приводом. Иногда ДСП снабжают индукторами для электромагнитного перемешивания жидкой ванны.

1.2 Шихтовые материалы

Для получения стали в электропечах необходимы следующие шихтовые материалы: металлическая часть, шлакообразующие, окислители, добавочные материалы (раскислители и легирующие) и науглероживатели.

Металлическая часть

Основу шихты для электропечей составляет металлический лом: на 1 т выплавляемой в электропечи стали в среднем расходуется 950 кг лома. Примерно треть этого количества составляет брак, литейные отходы, обрезь слитков, отходы при прокатке и ковке, а также стружка от обдирки слитков, то есть собственные отходы металлургических заводов. Остальная часть складывается из отходов, возвращаемых заводами – потребителями. Кроме того, в ограниченных количествах используется специально выплавляемая шихтовая заготовка – мягкое железо, а также передельный чугун и губчатое железо в виде металлизированных окатышей.

Металлический лом делится на две группы: нелегированные и легированные отходы.

Нелегированный (углеродистый) лом не должен быть загрязнен цветными металлами (свинцом, цинком, оловом и др.), особенно никелем, медью и мышьяком, которые практически полностью переходят из шихты в металл и могут существенно влиять на его свойства. Нежелательно также, чтобы в углеродистых отходах содержалось более 0,05% фосфора, что осложняет его удаление в окислительный период и удлиняет плавку. Поэтому металлический лом должен быть освобожден от лома цветных металлов и рассортирован по происхождению.

Также металлический лом должен иметь определенные габариты, очищен от ржавчины, мусора и масел. Значительная окисленность лома не позволяет точно

оценить долю угара металла, что чревато непопаданием в заданный химический состав готовой стали. Разложение в зоне дуг ржавчины (гидрооксида железа) и масла приводит к появлению в атмосфере печи атомарного водорода. Малая насыпная масса мелкого лома не позволяет завалить в печь всю шихту в один прием, вследствие чего после расплавления первой порции шихты приходится производить подвалку. Это снижает производительность ДСП и увеличивает потери тепла.

В связи с дефицитом качественного лома для электроплавки давно ищут материалы, которые могли бы заменить лом. В частности, неоднократно предпринимались попытки заменить часть лома передельным чугуном. Однако при этом значительно увеличивается длительность окислительного периода из-за повышения количества окисляющихся примесей металлошихты (углерода, кремния, фосфора), растут расходы электроэнергии и твердых окислителей, применяемых в качестве основного источника кислорода в стандартных ДСП. Поэтому для переработки большого количества чугуна дуговые печи оснащают кислородными фурмами, обеспечивающими высокую скорость окислительного рафинирования.

Для плавки стали в ДСП все более часто применяют губчатое железо в виде металлизированных окатышей (90–95 % $Fe_{\text{общ}}$, 85–90 % $Fe_{\text{мет}}$). Преимущества применения губчатого железа вместо скрапа и лома:

- однородность и надежность контроля химического состава;
- низкое содержание цветных металлов;
- возможность непрерывной автоматической загрузки в печь;
- повышение производительности печи,
- уменьшение уровня шума во время плавления.

Эти преимущества компенсируют недостатки использования губчатого железа – повышение расхода электроэнергии, увеличение расхода извести для нейтрализации пустой породы губчатого железа и, как следствие, увеличение количества шлака в печи.

Шлакообразующие

При выплавке стали в основных ДСП для образования основного шлака используют известь, известняк, плавиковый шпат, шамотный бой и песок.

Наиболее важной составляющей шлаковых смесей является известь, которую получают обжигом известняка в шахтных печах при 1100–1300 °С. Для выплавки высококачественной стали используют только свежееобожженную известь. При хранении известь интенсивно поглощает влагу из воздуха с образованием гидроксида кальция $Ca(OH)_2$, который рассыпается в порошок. Влага, внесенная известью в печь, вызывает обогащение стали водородом. Поэтому применение пыле-

ватой извести (так называемой пушонки) в электропечах совершенно недопустимо.

Вместо извести в окислительный период можно использовать необожженный известняк. Известняк не гигроскопичен, его можно длительно хранить. Разложение CaCO_3 в печи вызывает выделение пузырьков, которые обеспечивают перемешивание металла и шлака и способствуют дегазации металла. Отрицательной стороной применения известняка вместо извести является дополнительная затрата электроэнергии на разложение карбоната кальция.

Для разжижения высокоосновных шлаков применяют плавиковый шпат, песок и шамотный бой. Песок (SiO_2) понижает температуру плавления основных шлаков, но при этом понижается и основность шлака. Поэтому в основных печах песок применяется ограниченно, тогда как в кислых печах он – главный шлакообразующий материал. Основное требование, предъявляемое к песку – высокое (до 95%) содержание SiO_2 .

Окислители

Для интенсификации окислительных процессов в металл необходимо вводить кислород. Источниками кислорода в классических ДСП служат твердые окислители: железная руда, окалина, окисленные окатыши и агломерат. Широкое распространение на высокомошных ДСП получила также продувка металла газообразным кислородом.

Твердые окислители применяют при выплавке стали методом полного окисления. Присадка окислителей небольшими порциями обеспечивает длительное равномерное кипение металла без повышения температуры металла, так как присаживаемые в печь окислители охлаждают металл. Это имеет особое значение для эффективного удаления фосфора. Окислители вводят во время завалки и в окислительный период. Окислители, присаживаемые в окислительный период через шлак, должны быть в кусках определенного размера. Мелкие куски твердых окислителей (менее 5 мм) растворяются в шлаке, а крупные куски (более 50 мм) вызывают бурное вспенивание металла и шлака.

Руда должна удовлетворять и требованиям по химическому составу: минимальное содержание кремнезема, серы и фосфора. Из твердых окислителей наиболее чистым материалом является прокатная окалина, но вследствие малой плотности она задерживается в шлаке и плохо усваивается металлом.

Для интенсификации окисления углерода во время окислительного периода плавки на «свежей» шихте, а также для быстрого повышения температуры металла, окисления избыточного углерода и сопутствующих примесей при переплаве легированных отходов широко применяют продувку металла кислородом. Газообразный кислород чистотой около 99,5 % попадает в ванну под давлением 1-1,2 МПа.

Раскислители и легирующие

Для раскисления стали и ее легирования применяют раскислители и легирующие элементы в чистом виде или в виде сплавов с железом или друг с другом

Сплавы, применяемые в качестве раскислителей и легирующих, должны удовлетворять ряду требований:

- содержание основного легирующего элемента в сплаве должно быть максимальным. При низком содержании легирующих элементов увеличивается масса присадки, что увеличивает время ее проплавления и требует более значительного перегрева стали, что ведет к повышению расхода электроэнергии и снижению производительности печи. Исключения составляют ферросплавы тугоплавких металлов – ферровольфрама и ферромolibдена, для более быстрого растворения которых, желательно иметь более низкое их содержание в сплаве;

- сплавы должны быть чистыми от вредных для стали примесей, шлаковых включений и газов. Это особенно важно, потому что обычно их вводят в металл во время выпуска плавки, когда рафинирование металла уже закончено;

- куски сплавов должны быть определенного габарита. Наличие крупных кусков удлиняет время их растворения.

Науглероживатели

К числу науглероживателей относят материалы, содержащие углерод и используемые для увеличения содержания углерода в металле. Они входят либо состав шихты, либо их вводят в жидкий металл для науглероживания.

В электросталеплавильных цехах в качестве науглероживателей используют, главным образом, чугуны, кокс и электродный бой, в редких случаях (вследствие дефицита) – древесный уголь и сажу. Основными требованиями к науглероживателям являются: низкое содержание вредных примесей (главным образом серы) и небольшая зольность.

1.3 Технология выплавки стали в ДСП

Современная мощная ДСП используется, как агрегат для расплавления шихты и получения жидкого полупродукта, превращение которого в сталь заданного состава и качества осуществляется далее методами внепечной металлургии.

Таким методом производят углеродистую и легированную конструкционную сталь, а также сталь специального назначения: подшипниковую, коррозионно-стойкую, электротехническую и другую.

Однако сталь некоторых марок, например, жаропрочную, быстрорежущую инструментальную и т. п., в настоящее время выплавляют в печах малой и средней вместимости по классической технологии электроплавки.

Классическая технология имеет несколько вариантов, выбор которых определяется составом выплавляемой стали и предъявляемыми к ней требованиями, а также качеством шихты. В зависимости от этих факторов технология плавки даже в одной печи может существенно различаться.

Существуют две основные разновидности классической плавки легированной стали:

- 1) на углеродистой («свежей») шихте;
- 2) переплав легированных отходов.

Углеродистая шихта характеризуется повышенным содержанием углерода фосфора, серы и отсутствием или незначительным количеством легирующих элементов. Для передела такой шихты в качественную сталь требуется специальный окислительный период, в течение которого окисляются углерод, фосфор и некоторые сопутствующие элементы: кремний, хром, марганец, ванадий и др. Наличие окислительного периода – характерная особенность технологии плавки на «свежей» шихте, поэтому она называется еще плавкой с полным окислением. Плавка высококачественной стали на «свежей» шихте включает следующие этапы:

- 1) подготовку шихтовых материалов;
- 2) подготовку печи к плавке;
- 3) загрузку шихты;
- 4) период плавления;
- 5) окислительный период;
- 6) восстановительный период.

Выплавка рядовой стали, а также высококачественной с внепечной обработкой металла, производится по упрощенной технологии под одним шлаком с интенсивным использованием кислорода и характеризуется отсутствием восстановительного периода.

Проведение всех периодов плавки позволяет очистить металл от вредных примесей – фосфора и серы. Окисление углерода в окислительный период вызывает кипение ванны и способствует дегазации металла – удалению растворенных в нем водорода и азота. Поэтому плавка с полным окислением позволяет получить из рядовой шихты качественную сталь. Недостаток этого метода плавки заключается в потере некоторых содержащихся в шихте легирующих элементов (хрома, ванадия и др.) и большой продолжительности плавки.

При плавке методом переплава легированных отходов окислительный период исключают из суммарного процесса плавки, в результате чего некоторые из содержащихся в шихте легирующих элементов не окисляются и остаются в металле. Это позволяет полнее использовать легирующие элементы, содержащиеся в отходах, и уменьшить расход ферросплавов. Однако отсутствие окислительного периода затрудняет удаление фосфора, поэтому для плавки методом переплава

требуется чистая по фосфору шихта. Кроме того, отсутствие кипения ванны не позволяет удалять в течение плавки растворенные газы, что требует принятия дополнительных мер по их удалению. На плавках методом переплава для ускорения нагрева металла, понижения в нем содержания углерода и растворенных газов ванну часто продувают газообразным кислородом. В результате экзотермических реакций с железом, кремнием и углеродом температура ванны быстро повышается, хром и другие легирующие элементы при этом окисляются незначительно, а выделяющаяся СО оказывает дегазирующее действие. Такую разновидность технологии переплава называют плавкой с частичным окислением.

2 Задание на выполнение расчета плавки стали в ДСП

Для выполнения расчета плавки стали в любом сталеплавильном агрегате необходимо располагать определенным минимумом исходных данных, которые студент получает из приложений А и Б в соответствии с номером своего варианта. Вариант задания указывает преподаватель.

В приложении А указаны марка выплавляемой стали и вместимость ДСП. В приложении Б представлены данные о химическом составе чугуна.

Остальные, необходимые для расчета данные выбираются самостоятельно, руководствуясь справочной литературой или практикой работы современных электросталеплавильных цехов.

В результате расчета должны быть определены расходы материалов, необходимые для выплавки стали заданного количества и химического состава.

Расчет рекомендуется проводить в следующей последовательности:

- определение расхода чугуна на плавку;
- расчет окисления примесей металлической шихты во время периода плавления;
- расчет количества и состава шлака периода плавления;
- расчет выхода жидкой стали периода плавления и составление материального баланса периода плавления;
- расчет окисленного периода;
- расчет раскисления и легирования стали и ее химического состава.

В ходе проведения расчетов студентам необходимо самостоятельно выбирать и принимать данные, не оговоренные в задании, в приведенных в указаниях пределах (но отличающихся от данных примера) или в соответствии с данными справочной литературы. В последнем случае необходимо дать ссылку на источник.

3 Определение расхода чугуна в завалку

В соответствии с заданием требуется рассчитать шихту для выплавки стали марки, указанной в приложении А по вариантам, в основной дуговой электропечи.

В плавке использовать углеродистый лом. Данные о составе готовой стали сводятся в таблицу 1.

Таблица 1 – Химический состав стали

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Mo	Cu

Химический состав чугуна указан в задании (Приложение Б).

Химический состав металлического лома зависит от того, отходы каких марок сталей составляют лом. Часто сведения об этом носят приблизительный характер. Можно считать, что лом имеет химический состав, близкий к среднему составу сталей, выплавляемых отечественной металлургией в наибольшем количестве – низкоуглеродистых обыкновенного качества. В этом случае лом может содержать 0,1-0,2 % C; 0,20-0,25 % Si; 0,4-0,5 % Mn; менее 0,04 % P и S. Учитывая вышеизложенное, следует самостоятельно принять состав лома: $[C]_{\text{л}}$; $[Si]_{\text{л}}$; $[Mn]_{\text{л}}$; $[P]_{\text{л}}$; $[S]_{\text{л}}$, %, а данные о химическом составе чугуна и лома свести в таблицу 2.

Таблица 2 – Химический состав шихтовых материалов

Компонент шихты	Содержание элементов в шихте, %				
	C	Si	Mn	P	S
Лом					
Чугун					

Расход чугуна в завалку $q_{\text{чуг}}$ определяется из балансового уравнения по углероду, которое имеет вид:

$$[C]_{\text{лом}}(100 - q_{\text{чуг}}) + [C]_{\text{чуг}} q_{\text{чуг}} = 100 \sum [C]_{\text{ших}}, \quad (1)$$

где $[C]_{\text{лом}}$, $[C]_{\text{чуг}}$ – соответственно содержания углерода в ломе и чугуне, %
 $\sum [C]_{\text{ших}}$ – содержание углерода в шихте, %.

Содержание углерода в шихте можно определить из уравнения:

$$\sum [C]_{\text{ших}} = [C]_{\text{гот}} + \Delta[C]_{\text{ок.п.}} + \Delta[C]_{\text{пл.}} - \Delta[C]_{\text{в.п.}}, \quad (2)$$

где $[C]_{\text{гот}}$ – содержание углерода в готовой стали, %;
 $\Delta[C]_{\text{ок.п.}}$ – угар углерода в окислительный период, %;
 $\Delta[C]_{\text{пл.}}$ – угар углерода в период плавления, %;
 $\Delta[C]_{\text{в.п.}}$ – науглероживание металла в восстановительный период, %.

По периодам окисляется углерод в следующем количестве:

- в период плавления 0,2-0,5%;
- в окислительный период 0,3-0,6 %.

В период восстановления происходит науглероживание на 0,02-0,08%. Количество окисляющего углерода студент принимает самостоятельно. С учетом этого рассчитывается содержание углерода в шихте $\sum [C]_{\text{ших}}$ (по уравнению 2) и при известных $[C]_{\text{лом}}$ (студент принимает самостоятельно) и $[C]_{\text{чуг}}$ (по приложению Б) по уравнению (1) определяется расход чугуна $q_{\text{чуг}}$.

Расход лома составит ($q_{\text{лом}}$):

$$q_{\text{лом}} = 100 - q_{\text{чуг}}. \quad (3)$$

Таким образом, необходимое содержание углерода в шихте ($\sum [C]_{\text{ших}}$, %) обеспечивается при содержании в ней рассчитанного количества чугуна и лома.

Лом всегда частично окислен с поверхности и поступает в ДСП с некоторым количеством мусора: песком (основной компонент – 50 % SiO_2) и глиной (50 % Al_2O_3). Окисленность и замусоренность лома оценивают в процентах к массе лома. Их величина обычно составляет 0,5-2,0 % для каждой из этих характеристик качества металлического лома.

Принимаем, что углеродистый лом содержит 0,5% окалина (Fe_3O_4) и 1% мусора, состоящего из 50% SiO_2 и 50% Al_2O_3 .

Количество мусора определяется из выражения:

$$q_{\text{мус}} = 10^{-2} \cdot 1,0 \cdot q_{\text{лом}}. \quad (4)$$

Количество окалина определяется из выражения:

$$q_{\text{ок}} = 10^{-2} \cdot 0,5 \cdot q_{\text{лом}}. \quad (5)$$

Окалина состоит из FeO и Fe_2O_3 в количествах:

$$q_{\text{ок}}(\text{FeO}) = q_{\text{ок}} \cdot \frac{72}{232}. \quad (6)$$

$$q_{\text{ок}}(\text{Fe}_2\text{O}_3) = q_{\text{ок}} \cdot \frac{160}{232}. \quad (7)$$

Расчет вносимых в ДСП с ломом и чугуном элементов производится по уравнениям:

$$\text{- вносится с ломом } q_{[E]} = q_{\text{л}} \cdot \frac{[\%E]_{\text{л}}}{100\%}, \quad \text{кг/100кг металлошихты} \quad (8)$$

$$\text{- вносится с чугуном } q_{[E]} = q_{\text{ч}} \cdot \frac{[\%E]_{\text{ч}}}{100\%}, \quad \text{кг/100кг металлошихты}, \quad (9)$$

где $q_{[E]}$ – количество вносимого элемента с компонентами металлошихты, кг/100 кг;

$[\%E]$ – содержание элемента в компоненте металлошихты, %.

По полученным данным определяется общее поступление элементов с компонентами металлошихты (химический состав металлошихты). Полученные данные сводятся в таблицу 3.

Таблица 3 – Определение среднего химического состава металлошихты

Компоненты металлошихты	Расход, кг	Внесено в шихту, кг				
		C	Si	Mn	P	S
Чугун						
Лом						
Всего в шихте	100					

4 Расчет периода плавания

4.1 Определение расхода извести

Расход извести определяется по формуле

$$q_{\text{изв}}^{\text{пл}} = \frac{B_{\text{пл}} \text{SiO}_2 - \text{CaO}}{\text{CaO}_{\text{изв}} - B_{\text{пл}} \text{SiO}_{2\text{изв}}} \cdot 100, \quad (10)$$

где $\text{CaO}_{\text{изв}}$ – содержание CaO в извести, %;

$(\text{SiO}_2)_{\text{изв}}$ – содержание SiO₂ в извести, %;

SiO₂ – количество SiO₂, поступившее в шлак из всех материалов, кроме извести, кг/100 кг металлошихты;

CaO – количество CaO, поступившее в шлак из всех материалов, кроме извести, кг/100 кг металлошихты;

$B_{\text{пл}}$ – основность шлака в конце периода плавания.

Основность шлака по расплавлению должна находиться в пределах 1,8-2,5 для обеспечения удаления фосфора в период плавания. В расчете принимается самостоятельно.

Таблица 4 - Химический состав извести*, %

Содержание компонентов							
CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	S	CO ₂

*Химический состав извести принимается самостоятельно.

Для определения состава шлака рассчитывается по пропорции количество каждого компонента, внесенного известью (вносится в таблицу 5, колонка «Источники поступления - Известь»).

4.2 Определение остаточного содержания примесей в металле по расплавлению

Остаточное содержание углерода в металле по расплавлению определяется из выражения

$$[C]_{\text{распл}} = \sum [C]_{\text{ших}} - \Delta[C]_{\text{пл}}. \quad (11)$$

Кремний - легкоокисляющийся элемент. Продукт реакции окисления кремния (SiO_2) переходит в шлак, кремний в металле в конце периода плавления отсутствует.

В период плавления весь кремний металлической части шихты окисляется, что отражается в таблице 5.

Для определения остаточного содержания других примесей в металле по расплавлению необходимо знать количество шлака в печи в конце периода плавления.

Ориентировочно количество шлака в печи можно определить по уравнению

$$q_{\text{шл.распл.}} = \frac{100 \cdot q_{\text{SiO}_2}^{\text{распл.}}}{(\text{SiO}_2)_{\text{распл.}}}, \quad (12)$$

где $q_{\text{SiO}_2}^{\text{распл.}}$ - количество SiO_2 в шлаке по расплавлению, кг;

$(\text{SiO}_2)_{\text{распл.}}$ - содержание SiO_2 в шлаке по расплавлению, %.

Содержание SiO_2 в шлаке по расплавлению, по практическим данным, находится в пределах 20-25 %. Принимается в расчете самостоятельно.

Количество SiO_2 в шлаке определяется из таблицы 5 (колонка «Всего») после заполнения граф 2-6 по строке « SiO_2 ».

Остаточное содержание марганца определяется из уравнения

$$[\text{Mn}]_{\text{распл.}} = \frac{100 \cdot \sum [\text{Mn}]_{\text{ших}}}{100 + 0,755 \cdot K_{\text{Mn}} \cdot (\text{FeO})_{\text{распл.}} \cdot q_{\text{шл.распл.}}} \quad (13)$$

где K_{Mn} – константа равновесия реакции окисления марганца,

$(\text{FeO})_{\text{распл.}}$ – содержание FeO в шлаке в конце периода плавления.

Из практики выплавки стали методом полного окисления известно, что в шлаке в конце периода плавления находится 5-10 % FeO и 1-4 % Fe_2O_3 .

Принимаем: $(\text{FeO})_{\text{распл.}} = 9\%$, $(\text{Fe}_2\text{O}_3)_{\text{распл.}} = 3\%$.

Константа равновесия реакции окисления марганца (K_{Mn}) определяется из следующей зависимости

$$\lg K_{\text{Mn}} = \frac{7406}{t_{\text{шл}}^{\text{распл.}} + 273} - 3,436, \quad (14)$$

где $t_{\text{шл}}^{\text{распл}}$ — температура шлака в конце периода плавления, °С.

Температура шлака, как правило, выше температуры металла на 40-80 °С. Температуру плавления металла можно определить по формуле

$$t_{\text{м}}^{\text{распл}} = 1539 - 80 \cdot [C]_{\text{распл}} \quad (15)$$

Перегрев металла над температурой плавления к окончанию периода плавления находится также в пределах 40-80 °С.

Если принять перегрев металла над температурой плавления равным 60 °С, а перегрев шлака над температурой металла равным также 60 °С, то температуру металла и шлака по расплавлению можно рассчитать по уравнениям

$$t_{\text{м}}^{\text{распл}} = t_{\text{м}}^{\text{распл}} + 60;$$

$$t_{\text{шл}}^{\text{распл}} = t_{\text{м}}^{\text{распл}} + 60.$$

Содержание фосфора в металле по расплавлению определяется по уравнению

$$[P]_{\text{распл}} = \frac{100 \cdot \sum [P]_{\text{ших}}}{100 + 0,437 \cdot L_{\text{р}} \cdot q_{\text{шл.распл}}} \quad (16)$$

Численное значение коэффициента распределения фосфора $L_{\text{р}}$ колеблется в пределах 60-120 ед. (принимается самостоятельно), повышаясь с увеличением основности и окисленности шлака.

Содержание серы по расплавлению определяется по уравнению

$$[S]_{\text{распл}} = \frac{100 \cdot (\sum [S]_{\text{ших}} + (S)_{\text{изв}})}{100 + L_{\text{с}} \cdot q_{\text{шл.распл}}}, \quad (17)$$

где $L_{\text{с}}$ – коэффициент распределения серы. Коэффициент распределения серы в период плавления может быть в пределах 1,5-3,5. Принимается самостоятельно.

$(S)_{\text{изв}}$ - содержание серы в извести из таблицы 5 графа 6.

Угар элементов в период плавления:

$$\Delta [C]_{\text{распл}} = \sum [C]_{\text{ших}} - \Delta [C]_{\text{пл}}, \text{ кг};$$

$$\Delta [Si] = \sum [Si]_{\text{ших}};$$

$$\Delta [Mn] = \sum [Mn]_{\text{ших}} - [Mn]_{\text{распл}}, \text{ кг};$$

$$\Delta [P] = \sum [P]_{\text{ших}} - [P]_{\text{распл}}, \text{ кг};$$

$$\Delta [S] = \sum [S]_{\text{ших}} - [S]_{\text{распл}}, \text{ кг}.$$

Масса окислившихся примесей, определяется как сумма угара каждого элемента

$$\sum q^E = \Delta[C] + \Delta[Si] + \Delta[Mn] + \Delta[P] + \Delta[S].$$

4.3 Определение количества и состава шлака в конце периода плавления

Определение состава и количества шлака сводится к окончательному заполнению таблицы 5.

Таблица 5 – Состав шлака в конце периода плавления

Оксиды	Источники поступления					Всего	Состав шлака	
	Металлическая часть шихты	Мусор и окалина	Магнетитовый порошок *	Итого	Известь		кг	%
1	2	3	4	5	6	7	8	9
CaO			0,002					
SiO ₂			0,002					
P ₂ O ₅								
MnO								
Al ₂ O ₃			0,0005					
MgO			0,0950					
S								
Итого			0,0995					
FeO								
Fe ₂ O ₃								
Итого								
CO ₂			0,0005					
CO								
Итого			0,0005					
Всего			0,101					

* для упрощения расчета принято количество элементов, вносимых в шлак из магнетитового порошка постоянными.

4.4 Проверка расхождения принятых и расчетных величин

При отклонении принятых величин от расчетных более чем на 10 % необходимо внести коррективы в принятые величины и повторить расчет. Такая проверка представлена в таблице 6.

Таблица 6 - Проверка принятых величин

Проверяемая величина	Значение		Отклонение принятого от расчетного, %
	принятое	расчетное	
$q_{\text{шл}}$			
$(\text{SiO}_2)_{\text{распл}}$			
$(\text{CaO})/(\text{SiO}_2)$			

4.5 Материальный баланс периода плавления

Расходные статьи баланса кислорода:

1) Расход кислорода на окисление примесей металлической части шихты $q_{\text{O}_2}^E$ определяем по массе оксидов $q_{\text{оксид}}$ (см. табл.5, графа 2) и массе окисляющихся элементов, масса угара элементов $\sum q^E$ (см. п. 4.2)

$$q_{\text{O}_2}^E = q_{\text{оксид}} - \sum q^E, \quad (18)$$

где $q_{\text{оксид}}$ – масса оксидов;

$\sum q^E$ – масса окисляющихся элементов, масса угара.

2) За период плавления обычно растворяется от 0,008 до 0,025 кг и более кислорода в металле ($q_{\text{O}_2}^M$). Принимается самостоятельно.

3) Потребность кислорода на окисление железа ($q_{\text{O}_2}^{\text{Fe}}$) определяется по количеству образующихся в конце периода плавления оксидов железа FeO ($q_{\text{FeO}}^{\text{шл}}$) и Fe₂O₃ ($q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{шл}}$) – колонка «Всего» таблицы 5.

Потребность в кислороде на образование оксидов железа составляет

$$q_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} = q_{\text{FeO}}^{\text{шл}} \cdot \frac{16}{72} + q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{шл}} \cdot \frac{48}{160}. \quad (19)$$

Приходными статьями баланса кислорода является поступление кислорода от разложения оксидов железа неметаллических материалов FeO ($q_{\text{FeO}}^{\text{HM}}$) и Fe_2O_3 ($q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{HM}}$). Количество оксидов железа, поступающих с неметаллическими материалами, было рассчитано в таблице 5, колонка «Итого».

При их полном усвоении образуется кислорода

$$q_{\text{O}_2}^{\text{HM}} = q_{\text{FeO}}^{\text{HM}} \cdot \frac{16}{72} + q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{HM}} \cdot \frac{48}{160}. \quad (20)$$

Общее поступление кислорода из атмосферы ($q_{\text{O}_2}^{\text{общ}}$)

$$q_{\text{O}_2}^{\text{общ}} = q_{\text{O}_2}^{\text{E}} + q_{\text{O}_2}^{\text{M}} + q_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} - q_{\text{O}_2}^{\text{HM}}. \quad (21)$$

Приходная часть баланса металла.

Приход металла состоит из 100 кг металлошихты (чугуна и лома) и железа, восстановленного из неметаллических материалов.

Согласно проведенных расчетов, количество железа, восстановленного из неметаллических материалов, можно найти из выражения

$$q_{\text{Fe}}^{\text{HM}} = q_{\text{FeO}}^{\text{HM}} + q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{HM}} - q_{\text{O}_2}^{\text{HM}}. \quad (22)$$

Расходная часть баланса металла.

1. Масса окислившихся примесей: Σq_{E} (см. п. 4.2).
2. Мусор и окалина шихты составляют $q_{\text{Myc}} =$ (см. табл. 5, графа 3).
3. Принимаются потери с пылью 1 % металлической шихты.

Масса железа в виде FeO , теряемого с пылью, определяется из выражения

$$q_{\text{П}} = 1,0 \cdot \frac{72}{56}. \quad (23)$$

4. Масса железа, окисляющегося до FeO и Fe_2O_3 , переходящих в шлак. Согласно проведенных расчетов, количество железа, участвующего в образовании оксидов шлака, можно найти из выражения

$$q_{\text{Fe}}^{\text{шл}} = q_{\text{FeO}}^{\text{шл}} + q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{шл}} - q_{\text{O}_2}^{\text{Fe}}. \quad (24)$$

После расчета расходных и приходных частей баланса, определяют выход жидкого металла ($q_{\text{распл}}^{\text{М}}$) после периода плавания

$$q_{\text{распл}}^{\text{М}} = q_{\text{чуг}} + q_{\text{лом}} + q_{\text{Fe}}^{\text{HM}} - \sum q_{\text{E}} - q_{\text{Fe}}^{\text{ШЛ}} - q_{\text{мус}} - q_{\text{П}}. \quad (25)$$

Материальный баланс периода плавания сводится в таблицу 7.

Таблица 7 - Материальный баланс периода плавания

Задано, кг		Получено, кг	
Чугун передельный		Металл	
Углеродистый лом		Шлак	
Известь		Потери железа с пылью	
Магнезитовый порошок		Газы (СО и СО ₂)	
Кислород из атмосферы			
Итого		Итого	

Хорошее схождение баланса (невязка $\leq 2\%$) свидетельствует о правильности выполненных расчетов.

5 Расчет окислительного периода

5.1 Определение расхода твердого окислителя

Окислительный период предпочтительно вести без спуска шлака, что позволяет минимизировать расход флюсов и потери железа со шлаком. В этом случае расход твердого окислителя определяем по формуле

$$q_{\text{тв.окис.}} = \frac{100}{e'} \{ 1,4\Delta[C]_{\text{ок.п.}} + 24 \cdot 10^{-4} [q_{\text{шл}}^{\text{ок.п.}} \sum (\text{FeO})_{\text{ок.п.}} - q_{\text{шл}}^{\text{ост.}} \sum (\text{FeO})_{\text{распл}}] - 0,1 \frac{\mu}{\eta} \tau_{\text{ок.п.}} \}, \quad (26)$$

где e' - содержание кислорода в твердом окислителе в форме оксидов железа, %;

$\Delta[C]_{\text{ок.п.}}$ - количество углерода, удаляемого в окислительный период, кг;

$q_{\text{шл}}^{\text{ост.}}$ - количество остаточного шлака от периода плавления, кг;

$q_{\text{шл}}^{\text{н.в.п.}}$ - количество шлака в печи к началу восстановительного периода, кг;

μ - удельное поступление кислорода из газовой фазы печи, кг/(м²*ч);

$\tau_{\text{ок.п.}}$ - продолжительность окислительного периода, ч;

η - удельная нагрузка на под печи, т/м²;

$\sum (\text{FeO})_{\text{распл}}$, $\sum (\text{FeO})_{\text{ок.п.}}$ - суммарные содержания оксидов железа в шлаке конца периода плавления и к началу восстановительного периода, %.

Содержание кислорода, связанного с железом, в твердом окислителе определяем по формуле

$$e' = \frac{16}{72} \cdot \text{FeO} + \frac{48}{160} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3. \quad (27)$$

Удельное поступление кислорода из атмосферы (μ) находится в пределах 5-8 кг/(м²*ч). Принимается самостоятельно.

Продолжительность окислительного периода (τ) принимаем равной 1 ч.

Удельную нагрузку на под печи можно определить по формуле

$$\eta = \frac{P}{S}, \quad (28)$$

где P - емкость печи, т;
 S - площадь пода, м².

Диаметр рабочего пространства по вариантам указан в приложение В.
 При этом площадь пода равна

$$S = 2 \cdot \pi \cdot R \cdot h, \quad (29)$$

где R – радиус рабочего пространства на уровне откосов, м;
 h – глубина ванны, м.

Считается, что за окислительный период количество шлака ($q_{\text{шл}}^{\text{ок.п.}}$) увеличивается на 1 кг (на 100 кг металлошихты), следовательно, к расчетному количеству шлака периода плавления прибавляем 1 кг.

Суммарное содержание оксидов железа в шлаке конца периода плавления ($\sum(\text{FeO})_{\text{распл}}$) находится из таблицы 5.

Содержание оксидов железа в шлаке в конце окислительного периода зависит от содержания углерода в выплавляемой марке стали; верхний предел характерен для низкоуглеродистых сталей, нижний – для высокоуглеродистых. Содержание FeO изменяется в диапазоне 8–15%, Fe₂O₃ – 2–4%. Принимается самостоятельно. Суммарное содержание оксидов железа в шлаке $\sum(\text{FeO})_{\text{ок.п.}}$ определяется как сумма принятых значений содержания FeO и Fe₂O₃.

Для определения состава шлака окислительного периода рассчитываем по пропорции количество каждого компонента, внесенного твердым окислителем, учитывая его расход и химический состав (см. таблицу 8). Полученные результаты заносятся в колонку «Вносится твердым окислителем» - таблица 9.

Таблица 8 – Химический состав твердого окислителя*, %

Содержание компонентов								
CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	S	CO ₂	H ₂ O

*Химический состав твердого окислителя принимается самостоятельно.

5.2 Определение расхода извести

Основность шлака в конце окислительного периода должна быть в пределах 2,5-3,5. Принимается самостоятельно.

Для определения расхода извести необходимо знать поступление SiO_2 и CaO из всех шихтовых материалов, кроме извести. Для этого заполняется графа 5 в таблице 9.

Расход извести определяется по формуле

$$q_{\text{изв}}^{\text{ок}} = \frac{(B_{\text{ок}} \cdot \text{SiO}_2 - \text{CaO})}{\text{CaO}_{\text{изв}} - B_{\text{ок}} \cdot (\text{SiO}_2)_{\text{из}}} \cdot 100, \quad (30)$$

где $\text{CaO}_{\text{изв}}$ – содержание CaO в извести, %;

$\text{SiO}_{\text{изв}}$ – содержание SiO в извести, %;

$B_{\text{ок}}$ – основность шлака в конце окислительного периода;

SiO_2 – количество SiO_2 , поступившее в шлак из всех материалов, кроме извести, кг;

CaO – количество CaO , поступившее в шлак из всех материалов, кроме извести, кг.

Для определения состава шлака окислительного периода рассчитываем по пропорции количество каждого компонента, внесенного известью (вносим в таблицу 9, графа «Вносится известью»).

5.3 Определение содержания примесей в металле в конце окислительного периода

Остаточное содержание углерода в металле в конце окислительного периода, %

$$[C]_{\text{ок.п}}^{\text{ост}} = [C]_{\text{распл}} - \Delta[C]_{\text{ок.п}}; \quad (31)$$

Температура плавления стали, °С:

$$t_{\text{пл}} = 1539 - 80 \cdot [C]_{\text{ок.п}}^{\text{ост}}, \text{ } ^\circ\text{C}.$$

Температура разливки стали должна быть на 70-100 °С выше температуры плавления:

$$t_{\text{разл}} = t_{\text{пл}} + 70, \text{ } ^\circ\text{C}.$$

С учетом потери температуры на желобе и в ковше (30-40 °С), температура металла на выпуске должна быть:

$$t_{\text{вып}} = t_{\text{разл}} + 30, ^\circ\text{C}.$$

Температура металла перед скачиванием шлака окислительного периода должна быть на 15-20 °С выше, чем перед выпуском:

$$t_{\text{скач}}^{\text{M}} = t_{\text{вып}} + 15, ^\circ\text{C}.$$

В течение окислительного периода спуск шлака не производится. Спуск шлака производится в конце окислительного периода в количестве 90 %. Остальные 10 % остаются в печи.

Остаточное содержание марганца в металла перед раскислением определяем по формуле

$$[\text{Mn}]_{\text{ок.п.}} = \frac{100 \cdot \sum [\text{Mn}]_{\text{ших}}}{q_{\text{распл}}^{\text{M}} + 0,755 \cdot K_{\text{Mn}} \cdot (\text{FeO})_{\text{ок.п.}} \cdot q_{\text{шл}}^{\text{ок.п.}}}. \quad (32)$$

Известно:

$$\sum [\text{Mn}]_{\text{ших}}, q_{\text{распл}}^{\text{M}}, (\text{FeO})_{\text{ок.п.}}, q_{\text{шл}}^{\text{ок.п.}}.$$

Константу равновесия марганца K_{Mn} определяем из уравнения

$$\lg K_{\text{Mn}} = \frac{7406}{t_{\text{скач}}^{\text{M}} + 273} - 3,436. \quad (33)$$

Содержание фосфора в металле к началу восстановительного периода определяем по формуле:

$$[\text{P}]_{\text{ок.п.}} = \frac{100 \cdot \sum [\text{P}]_{\text{ших}}}{100 + 0,437 \cdot L_{\text{P}} \cdot q_{\text{шл}}^{\text{ок.п.}}}, \quad (34)$$

где L_{P} - коэффициент распределения фосфора, принимается в пределах 60-120 ед. (принимается самостоятельно), повышаясь с увеличением основности и окисленности шлака.

Содержание серы определяем по формуле:

$$[\text{S}]_{\text{ок.п.}} = \frac{100 \cdot \sum [\text{S}]_{\text{н.в.п.}}}{q_{\text{распл}}^{\text{M}} + 0,437 \cdot L_{\text{S}} \cdot q_{\text{шл}}^{\text{ок.п.}}}, \quad (35)$$

где $\sum [\text{S}]_{\text{н.в.п.}}$ - количество серы, содержащейся в металле и шлаке к началу восстановительного периода, кг.

Коэффициент распределения серы L_S в конце окислительного (к началу восстановительного) периода может быть в пределах 3-7. Принимается самостоятельно.

Угар элементов в окислительный период:

$$\Delta[C] = [C]_{\text{распл}} - \Delta[C]_{\text{ок.п.}}, \text{ кг};$$

$$\Delta[Mn] = [Mn]_{\text{распл}} - [Mn]_{\text{ок.п.}}, \text{ кг};$$

$$\Delta[P] = [P]_{\text{распл}} - [P]_{\text{ок.п.}}, \text{ кг};$$

$$\Delta[S] = \sum [S]_{\text{н.в.п.}} - [S]_{\text{ок.п.}}, \text{ кг}.$$

Масса окислившихся примесей, определяется как сумма угара каждого элемента:

$$\sum q^E = \Delta[C] + \Delta[Si] + \Delta[Mn] + \Delta[P] + \Delta[S].$$

Ранее было принято $\sum(\text{FeO})_{\text{ок.п.}}$, следовательно, суммарное содержание оксидов в шлаке в конце окислительного периода, без оксидов железа, составляет 100% с вычетом принятого суммарного содержания оксидов железа в окислительный период (то есть $100\% - \sum(\text{FeO})_{\text{ок.п.}}$).

Все расчетные данные вносятся в таблицу 9.

Таблица 9 – Состав и количество шлака окислительного периода

Оксиды	Вносятся, кг					Всего	Шлак в конце периода		Остаточный шлак*	
	шлаком периода плавления	металлом	твердым окислителем	итого	известью		кг	%	кг	%
CaO										
SiO ₂										
P ₂ O ₅										
MnO										
Al ₂ O ₃										
MgO										
S										
Итого										
FeO										
Fe ₂ O ₃										
Итого										
CO										
CO ₂ +H ₂ O										
Итого										
Всего										

*Масса остаточного шлака 10% от массы шлака периода плавления.

5.4 Проверка соответствия принятых и расчетных величин

При отклонении принятых величин от расчетных более чем на 10 % необходимо внести коррективы в принятые величины и повторить расчет. Такая проверка представлена в таблице 10.

Таблица 10 - Проверка принятых величин

Величина	Значение		Отклонение принятого значения от расчетного, %
	принятое	расчетное	
$q_{\text{шл}}^{\text{н.в.п.}}$			
CaO/SiO ₂			

5.5 Материальный баланс окислительного периода

Расходные статьи баланса кислорода:

1) Расход кислорода на окисление примесей металлической части шихты $q_{\text{O}_2}^{\text{E}}$ определяем по массе оксидов $q_{\text{оксид}}$ (см. табл. 9, графа 3) и массе окисляющихся элементов – масса угара элементов $\sum q^{\text{E}}$ (см. п. 5.3)

$$q_{\text{O}_2}^{\text{E}} = q_{\text{оксид}} - \sum q^{\text{E}}, \quad (36)$$

где $q_{\text{оксид}}$ – масса оксидов;

$\sum q^{\text{E}}$ – масса окисляющихся элементов, масса угара.

2) За окислительный период растворяется кислорода в металле от 0,008 до 0,025 кг. Принимается самостоятельно.

3) Потребность кислорода на окисление железа ($q_{\text{O}_2}^{\text{Fe}}$) определяется по количеству образующихся в конце окислительного периода оксидов железа FeO ($q_{\text{FeO}}^{\text{шл}}$) и Fe₂O₃ ($q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{шл}}$) – колонка «Шлак в конце периода» таблицы 9.

Потребность в кислороде на образование оксидов железа составляет

$$q_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} = q_{\text{FeO}}^{\text{шл}} \cdot \frac{16}{72} + q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{шл}} \cdot \frac{48}{160}. \quad (37)$$

Приходными статьями баланса кислорода является поступление кислорода от разложения оксидов железа неметаллических материалов FeO ($q_{\text{FeO}}^{\text{HM}}$)

и Fe_2O_3 ($q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{HM}}$). Количество оксидов железа, поступающих с неметаллическими материалами (шлаком и известью), было рассчитано в таблице 9, колонка «Шлаком периода плавления» и «Извешью».

При их полном усвоении образуется кислорода

$$q_{\text{O}_2}^{\text{HM}} = q_{\text{FeO}}^{\text{HM}} \cdot \frac{16}{72} + q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{HM}} \cdot \frac{48}{160}. \quad (38)$$

Общее поступление кислорода из атмосферы ($q_{\text{O}_2}^{\text{общ}}$)

$$q_{\text{O}_2}^{\text{общ}} = q_{\text{O}_2}^{\text{E}} + q_{\text{O}_2}^{\text{M}} + q_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} - q_{\text{O}_2}^{\text{HM}}. \quad (39)$$

Приходная часть баланса металла.

- 1) Приход металла состоит массы металла в начале окислительного периода ($q_{\text{распл}}^{\text{M}}$).
- 2) Железо, восстановленное из неметаллических материалов. Согласно проведенных расчетов, количество железа, восстановленного из неметаллических материалов, можно найти из выражения

$$q_{\text{Fe}}^{\text{HM}} = q_{\text{FeO}}^{\text{HM}} + q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{HM}} - q_{\text{O}_2}^{\text{HM}}. \quad (40)$$

- 3) Сумма кислорода, растворившегося в металле в периоды плавления (п. 4.5) и окисления.
- 4) Железо, восстановленное из оксидов, с учетом твердого окислителя (см. табл. 9, графа «Вносится твердым окислителем»)

$$q_{\text{Fe}}^{\text{ОКСИД}} = q_{\text{FeO}}^{\text{ТВ.ОКИС.}} \cdot \frac{56}{72} + q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{ТВ.ОКИС.}} \cdot \frac{112}{160}. \quad (41)$$

Расходная часть баланса металла.

- 1) Масса окислившихся примесей: Σq_{E} .
- 2) Корольки, запутавшиеся в шлаке. Количество корольков железа в шлаке в конце окислительного периода составляет 1-3% от веса шлака (принимается самостоятельно). Потери массы металла в виде корольков определяются из выражения:

$$q_{\text{Fe}}^{\text{королекки}} = \frac{q_{\text{шл}}^{\text{ок.п.}} \cdot (1 - 3\%)}{100}. \quad (42)$$

3) Масса железа, окисляющегося до FeO и Fe₂O₃, переходящих в шлак. Согласно проведенных расчетов, количество железа, участвующего в образовании оксидов шлака, можно найти из выражения:

$$q_{\text{Fe}}^{\text{шл}} = q_{\text{FeO}}^{\text{шл}} + q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{шл}} - q_{\text{O}_2}^{\text{Fe}}. \quad (43)$$

4) Потери металла с выносами и выбросами, которые обычно составляют 1-2 % (кг/100 кг металлошихты), принимаются самостоятельно.

После расчета расходных и приходных частей баланса, определяют выход жидкого металла ($q_{\text{ок.п.}}^{\text{М}}$) после окислительного периода:

$$q_{\text{ок.п.}}^{\text{М}} = q_{\text{распл}}^{\text{М}} + q_{\text{Fe}}^{\text{НМ}} + q_{\text{O}_2}^{\text{М}} + q_{\text{Fe}}^{\text{оксид}} - \sum q_{\text{Е}} - q_{\text{Fe}}^{\text{шл}} - q_{\text{Fe}}^{\text{королекки}}. \quad (44)$$

Материальный баланс окислительного периода сводится в таблицу 11.

Таблица 11 -Материальный баланс окислительного периода

Задано	кг	Получено	кг
Металл		Металл	
Шлак		Шлак	
Известь		Газы	
Железная руда		Королекки Fe в шлаке	
Кислород воздуха		Потери с выбросами	
Итого		Итого	

Хорошее схождение баланса (невязка $\leq 2\%$) свидетельствует о правильности выполненных расчетов.

6 Расчет раскисления и легирования стали

Заключительной операцией процесса выплавки стали является ее раскисление и легирование. Раскислением называют снижение содержания кислорода в металле или перевод его в менее вредное состояние. Эта операция является обязательной при выплавке всех марок сталей. Легирование является не обязательной операцией и применяется при выплавке специальных (легированных) марок сталей с целью придания им определенных свойств.

Для раскисления и легирования применяют сплавы, состоящие из железа и элемента-раскислителя (ферросплавы), а также некоторые металлы в технически чистом виде и углеродсодержащие материалы. Химический состав раскислителей, наиболее широко применяемых в промышленности, приведен в таблице 12.

Целью раскисления является снижение содержания кислорода, растворенного в металле, до уровня, обеспечивающего определенную структуру слитка. По степени раскисленности различают спокойную, полуспокойную и кипящую сталь, причем судят о ней в производственных условиях по содержанию элементов-раскислителей в готовой стали, которое задается стандартами для каждой марки стали.

Раскисление кипящей стали проводится самым слабым раскислителем – марганцем, который обычно вводят в металл в виде ферромарганца в количестве, обеспечивающем получение требуемого содержания марганца в металле.

Раскисление полуспокойной стали проводят двумя элементами – марганцем и кремнием, причем оптимальная степень раскисленности металла, при которой слиток имеет наилучшую структуру, обеспечивается при содержании в металле 0,07-0,12% Si. Для раскисления в полуспокойную сталь при выпуске вводят ферромарганец и ферросилиций, а также силикомарганец.

Раскисление спокойной стали проводят наиболее полно, что достигается введением в металл трех элементов – марганца, кремния и алюминия. Расход марганца и кремния выбирается так, чтобы остаточное содержание этих элементов в металле после раскисления находилось в пределах, установленных для выплавляемой стали. Расход алюминия следует выбирать по данным таблицы 13.

Таблица 12 – Химический состав раскислителей [5]

Ферросплав	C, %	Mn, %	Si, %	Cr, %	Al, %	S, %	P, %	Ni, %	Cu, %	V, %
Лом меди	0	1	1	0	0	0	0	1	90	0
НЗ	0,1	0	0	0	0	0,03	0	98	0,6	0
Н4	0,15	0	0	0	0	0,04	0	98	1	0
ФН4	0,15	0	0	0	0	0,03	0	6	1	0
ФНЗ	0,16	0	0	0	0	0,03	0	15	1	0
ФН2	0,17	0	0	0	0	0,03	0	20	1	0
ФН1	0,18	0	0	0	0	0,03	0	25	1	0
ФСХ18	4,5	0	30	40	0	0,02	0,03	0	0	0
ФСХ30	0,9	0	30	40	0	0,02	0,03	0	0	0
ФСХ40	0,2	0	41	35	0	0,02	0,03	0	0	0
ВД1	0,75	2	2	0	1	0,1	0,1	0	0	38
ВД2	0,75	2	3	0	1,5	0,1	0,2	0	0	38
ВД3	1	2	3,5	0	2	0,15	0,25	0	0	38
ФВД75	0,1	2,7	0,8	2	0	0,1	0,1	0	0	75
ФВД50	0,3	5	2	1	0	0,1	0,1	0	0	50
ФВД35	0,75	2	3	1	0	0,1	0,1	0	0	35
А5	0	0,03	0,3	0,03	99,5	0	0	0,03	0,02	0
А6	0	0,03	0,4	0,03	99,6	0	0	0,03	0,01	0
АВ86	0	0,03	5	0	86	0	0	0,03	4	0
АВ88	0	0,03	4	0	88	0	0	0,03	4	0
АВ92	0	0,03	1	0	92	0	0	0,03	3	0
АВ97	0	0,03	1	0	97	0	0	0,03	0,1	0
ФХ650	6,5	0	2	65	0	0,06	0,04	0	0	0
ФХ800	8,0	0	2	65	0	0,06	0,04	0	0	0
ФХ100	1	0	2	65	0	0,04	0,04	0	0	0
ФХ200	2	0	2	65	0	0,04	0,04	0	0	0
ФХ010	0,10	0	1,5	65	0	0,03	0,03	0	0	0
ФХ015	0,15	0	1,5	65	0	0,03	0,03	0	0	0
ФХ025	0,25	0	2,0	65	0	0,03	0,03	0	0	0
СМн14	2,5	65	15,5	0	0	0,03	0,2	0	0	0
СМн17	1,7	65	18,5	0	0	0,03	0,1	0	0	0
СМн26	1,0	65	26,0	0	0	0,03	0,1	0	0	0
ФС25	0,8	0,9	25,0	0,6	1	0,03	0,06	0	0	0
ФС45	0,2	0,6	45,0	0,5	2	0,03	0,05	0	0	0
ФС65	0,10	0,4	65,5	0,4	2,5	0,03	0,05	0	0	0
ФС75	0,05	0,3	75,0	0,4	2,5	0,03	0,05	0	0	0
ФС90	0	0,2	90,0	0,3	3,0	0,02	0,03	0	0	0
МР1	0,08	97	0,7	0	0	0	0,05	0	0	0
МР2	0,18	96	1,7	0	0	0	0,05	0	0	0
МН7	7	70	0,9	0	0	0,03	0,35	0	0	0
МН6	7	72,5	1,8	0	0	0,03	0,35	0	0	0
МН5	7	75,5	1,8	0	0	0,03	0,35	0	0	0
ФМн0,5	0,5	90	2	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ФМн1	1	90	2	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ФМн1,5	1,5	90	2,5	0	0	0,03	0,3	0	0	0
ФМн75	7	75	2	0	0	0,03	0,45	0	0	0
ФМн75К	7	76	1	0	0	0,03	0,45	0	0	0
ФМн78К	7	80	1	0	0	0,03	0,35	0	0	0

Таблица 13 – Расход алюминия на раскисление стали

Показатель	Содержание углерода перед раскислением, %		
	0,05-0,10	0,11-0,20	более 0,20
Расход алюминия, г/т	350	300	250

При выплавке легированных сталей в дуговых печах порядок легирования зависит от сродства легирующих элементов к кислороду. Например, никель и молибден, обладающие меньшим сродством к кислороду, чем железо, во время плавки практически не окисляются, поэтому их можно вводить в печь в любой период плавки. Хром, марганец, кремний и другие легкоокисляющиеся элементы, обладающие большим сродством к кислороду, чем железо, подают либо после слива окислительного шлака в начале восстановительного периода, либо в ковш после раскисления стали.

Расход ферросплавов определяется по формуле

$$q_{\Phi} = \frac{100 \cdot q_{\text{ок.п.}}^M \cdot ([E]_{\text{гот}} - [E]_{\text{ок.п.}})}{[E]_{\Phi} \cdot (100 - U_E)}, \quad (45)$$

где q_{Φ} – расход ферросплава, кг;

$[E]_{\text{гот}}$ – среднее содержание элемента (марганца или кремния) в заданной марке стали, %;

$[E]_{\text{ок.п.}}$ – остаточное содержание элемента в металле в конце окислительного периода, %;

$[E]_{\Phi}$ – содержание элемента в ферросплаве, %;

U_E – угар элемента при раскислении, % (выбирается из таблицы 14).

Угары элементов ферросплавов при раскислении и легировании следует выбирать по данным таблицы 14.

При введении раскислителей в металл масса жидкой стали увеличивается. Это увеличение необходимо учитывать при расчете расхода последующих раскислителей и легирующих добавок. После расчета расхода каждого из ферросплавов и легирующих добавок, определяется количество внесенных данным материалом элементов в металл и количество продуктов раскисления.

Результаты расчета массы и химического состава стали по ходу раскисления и легирования, а также массы продуктов раскисления, заносятся в таблицу 15.

Таблица 14 - Угар ведущего элемента при раскислении стали в ковше

Ведущий элемент ферросплава	Угар элемента ферросплава при содержании углерода в металле в конце окислительного периода, %		
	менее 0,10	0,10-0,25	более 0,25
Марганец	25-35	20-30	15-20
Кремний	30-40	25-35	20-25
Хром ^{*1}	15-20	10-15	8-10
Ванадий ^{*1}	20-25	15-20	10-15
Фосфор, сера ^{*1}	20-35		
Углерод ^{*1}	30-50		
Никель, медь ^{*1}	0		
Алюминий ^{*1}	100 / 10-20 ^{**2}		

^{*1} угар легирующего элемента после предварительного раскисления марганцем и кремнием;
^{*2} в числителе – при раскислении, в знаменателе – легировании.

Таблица 15 - Баланс элементов при раскислении стали

Расчетные показатели	C		Si		Mn		P	S	Fe	Всего
	остается	окисляется до CO	остается	окисляется до SiO ₂	остается	окисляется до MnO				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Содержится перед раскислением, кг ^{*1}		-		-		-				
Вносится ферросплавом 1, кг ^{*2}										
.....										
Содержится после раскисления, кг ^{*3}		-		-		-				
Образуется оксида, кг ^{*4}	-		-		-		-	-	Образуется после раскисления, кг	
Состав металла, %									газа	шлак

^{*1} – по данным пункта 5.3.
^{*2} – определяется исходя из расхода ферросплава, его состава и распределения элемента ферросплава между металлом и шлаком. В зависимости от заданной марки стали, количество и вид применяемых ферросплавов и легирующих принимается студентом самостоятельно.
^{*3} – определяется по сумме усвоенных металлов элементов.
^{*4} – определяется по уравнению.

Расчет химического состава стали считается выполненным верно, если полученный состав входит в диапазон выплавляемой марки стали.

7 Пример расчета выплавки стали в ДСП

7.1 Исходные данные

В соответствии с заданием требуется рассчитать шихту для выплавки стали марки 30ХН2М в основной дуговой электропечи вместимостью 120 т. В плавке использовать углеродистый лом. Данные о составе готовой стали приведены в таблице 16.

Таблица 16 – Химический состав стали 30ХН2М

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Mo
0,27-0,34	0,17-0,37	0,3-0,6	1,25-1,65	до 0,025	до 0,025	0,6-0,9	0,2-0,3

Принимаем, что углеродистый лом содержит 0,5% окислы (Fe_3O_4) и 1% мусора, состоящего из 50 % SiO_2 и 50 % Al_2O_3 .

Химический состав чугуна в соответствии с заданием приведен в таблице 16. Химический состав металлического лома принимаем исходя из состава низкоуглеродистых сталей обыкновенного качества содержащих 0,1-0,2 % C; 0,20-0,25 % Si; 0,4-0,5 % Mn; менее 0,04 % P и S. Принятый состав лома приведен в таблице 17.

Таблица 17 – Химический состав шихтовых материалов

Компонент шихты	Содержание элементов в шихте, %				
	C	Si	Mn	P	S
Лом	0,15	0,225	0,45	0,040	0,030
Чугун	4,2	0,7	0,91	0,20	0,030

7.2 Определение расхода чугуна в завалку

Расход чугуна в завалку $q_{\text{чуг}}$ определяется из балансового уравнения по углероду (1), которое имеет вид:

$$[C]_{\text{лом}}(100 - q_{\text{чуг}}) + [C]_{\text{чуг}} q_{\text{чуг}} = 100 \sum [C]_{\text{ших}} ;$$

Содержание углерода в шихте можно определить из уравнения (2):

$$\sum [C]_{\text{ших}} = [C]_{\text{гот}} + \Delta[C]_{\text{ок.п.}} + \Delta[C]_{\text{пл.}} - \Delta[C]_{\text{в.п.}} ,$$

Принимаем, что содержание углерода в стали марки 30ХН2М должно составлять 0,3 %, а по периодам плавки углерод окисляется в следующем количестве:

- период плавления 0,43%;
- период окисления 0,50%;

- в период восстановления происходит науглероживание на 0,06%.

Тогда содержание углерода в шихте должно быть:

$$\sum [C]_{\text{ших}} = 0,30 + 0,43 + 0,50 - 0,06 = 1,17 \%$$

Известно: $[C]_{\text{лом}} = 0,15\%$, $[C]_{\text{чуг}} = 4,2\%$.

Подставляя в уравнение известные величины, определяем расход чугуна:

$$0,15 \cdot (100 - q_{\text{чуг}}) + 4,2 \cdot q_{\text{чуг}} = 100 \cdot 1,17;$$

$$15 - 0,15 \cdot q_{\text{чуг}} + 4,2 \cdot q_{\text{чуг}} = 117;$$

$$4,05 \cdot q_{\text{чуг}} = 117 - 15;$$

откуда $q_{\text{чуг}} = 25,2\%$.

Расход лома составит $q_{\text{лом}} = 100 - q_{\text{чуг}} = 100 - 25,2 = 74,8\%$.

Таким образом, необходимое содержание углерода в шихте (1,17 %) обеспечивается при содержании в ней 25,2 % чугуна и 74,8 % лома.

Принимаем содержание в металлическом ломе 1% мусора, тогда количество мусора:

$$q_{\text{мус}} = 10^{-2} \cdot 1,0 \cdot 74,8 = 0,748 \text{ кг.}$$

Из общего количества мусора 0,374 кг приходится на SiO_2 и 0,374 кг на Al_2O_3 .

В ломе содержится окалина:

$$q_{\text{ок}} = 10^{-2} \cdot 0,5 \cdot 74,8 = 0,374 \text{ кг.}$$

Окалина состоит из FeO и Fe_2O_3 в количествах:

$$q_{\text{ок}}(\text{FeO}) = 0,374 \cdot 72/232 = 0,1161 \text{ кг;}$$

$$q_{\text{ок}}(\text{Fe}_2\text{O}_3) = 0,374 \cdot 160/232 = 0,2579 \text{ кг.}$$

Расчет вносимых в ДСП с ломом и чугуном элементов:

$$q_{[C]} = 74,8 \cdot \frac{[0,15]_{\text{л}}}{100\%} = 0,1122; \quad q_{[C]} = 25,2 \cdot \frac{[4,2]_{\text{ч}}}{100\%} = 1,0584;$$

$$q_{[\text{Si}]} = 74,8 \cdot \frac{[0,225]_{\text{л}}}{100\%} = 0,1683; \quad q_{[\text{Si}]} = 25,2 \cdot \frac{[0,7]_{\text{ч}}}{100\%} = 0,1764;$$

$$q_{[\text{Mn}]} = 74,8 \cdot \frac{[0,45]_{\text{л}}}{100\%} = 0,3366; \quad q_{[\text{Mn}]} = 25,2 \cdot \frac{[0,91]_{\text{ч}}}{100\%} = 0,2293;$$

$$q_{[\text{P}]} = 74,8 \cdot \frac{[0,040]_{\text{л}}}{100\%} = 0,0299; \quad q_{[\text{P}]} = 25,2 \cdot \frac{[0,20]_{\text{ч}}}{100\%} = 0,0504;$$

$$q_{[\text{S}]} = 74,8 \cdot \frac{[0,030]_{\text{л}}}{100\%} = 0,0224; \quad q_{[\text{S}]} = 25,2 \cdot \frac{[0,030]_{\text{ч}}}{100\%} = 0,0075.$$

По полученным данным определяется общее поступление элементов с компонентами металлошихты (химический состав металлошихты). Полученные данные сводятся в таблицу 18.

Таблица 18 – Определение среднего химического состава металлошихты

Компоненты металлошихты	Расход, кг	Внесено в шихту, кг				
		C	Si	Mn	P	S
Чугун	25,2	1,0584	0,1764	0,2293	0,0504	0,0075
Лом	74,8	0,1122	0,1683	0,3366	0,0299	0,0224
Всего в шихте	100	1,17	0,3447	0,5659	0,0803	0,03

7.3 Расчет периода плавления

7.3.1 Определение расхода извести

Расход извести следует определять расчетом по балансу оксидов CaO и SiO₂.

Химический состав извести представлен в таблице 19.

Для расчета расхода извести, количества и состава шлака, удобно составить таблицу 19. Сначала заполняются все первые колонки таблицы 19, включая колонку «Итого», для определения количества SiO₂, CaO, поступивших в шлак из всех материалов, кроме извести. Основность шлака по расплавлению (V_{пл}) выбираем из диапазона 2,0-2,5 ед – выбираем V_{пл} = 2.

Расход извести определяют по формуле (10)

$$q_{\text{изв}}^{\text{пл}} = \frac{100}{89 - 2 \cdot 3} \cdot (2 \cdot 1,1146 - 0,002);$$

$$q_{\text{изв}}^{\text{пл}} = 2,7267 \text{ кг} / 100 \text{ кг}.$$

Таблица 19 - Химический состав извести, %

Содержание компонентов							
CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	S	CO ₂
89,00	4,59	3,00	2,30	0,70	0,12	0,09	0,20

Для определения состава шлака по расплавлению рассчитываем по пропорции количество каждого компонента, внесенного известью (вносим в таблицу 20 графа «Вносится известью»).

7.3.2 Определение остаточного содержания примесей в металле по расплавлению

Остаточное содержание углерода в металле по расплавлению

$$[C]_{\text{распл}} = \sum [C]_{\text{ших}} - \Delta[C]_{\text{пл}} = 1,17 - 0,43 = 0,74 \text{ кг}.$$

Кремний в металле в конце периода плавления отсутствует, так как в период плавления весь кремний металлической части шихты окисляется [4].

Для определения остаточного содержания других примесей в металле по расплавлению необходимо знать количество шлака в печи к моменту окончания периода плавления.

Содержание SiO_2 в шлаке по расплавлению, как показывает практика, находится в пределах 20-25 %. Принимаем: $(\text{SiO}_2)_{\text{распл}} = 22\%$. Количество SiO_2 в шлаке определим, как сумму граф 2-6 по строке SiO_2 в таблице 19.

Тогда

$$q_{\text{шл.распл.}} = \frac{100 \cdot q_{\text{распл. SiO}_2}}{(\text{SiO}_2)_{\text{распл}}};$$

$$q_{\text{шл.распл.}} = \frac{100 \cdot 1,1964}{22} = 5,52 \text{ кг.}$$

Остаточное содержание марганца определяем из уравнения (13)

$$[\text{Mn}]_{\text{распл.}} = \frac{100 \cdot \sum [\text{Mn}]_{\text{ших}}}{100 + 0,755 \cdot K_{\text{Mn}} \cdot (\text{FeO})_{\text{распл}} \cdot q_{\text{шл.распл.}}};$$

Константу равновесия реакции окисления марганца K_{Mn} найдем из следующей зависимости (14)

$$\lg K_{\text{Mn}} = \frac{7406}{t_{\text{шл.распл.}} + 273} - 3,436$$

Температура шлака, как правило, выше температуры металла на 40-80 °С. Температуру плавления металла по расплавлению можно определить по формуле

$$t_{\text{м.распл.}} = 1539 - 80 \cdot [\text{C}]_{\text{распл.}};$$

$$t_{\text{м.распл.}} = 1539 - 80 \cdot 0,74 = 1480^{\circ} \text{C};$$

Перегрев металла над температурой плавления в конце периода плавления находится также в пределах 40-80 °С.

Принимаем перегрев металла над температурой плавления равным 60 °С, а перегрев шлака над температурой металла равным также 60 °С.

Тогда, температура металла по расплавлению

$$t_{\text{м.распл.}} = 1480 + 60 = 1540^{\circ} \text{C.}$$

Температура шлака

$$t_{\text{шл.распл.}} = 1540 + 60 = 1600^{\circ} \text{C.}$$

Тогда

$$\lg K_{\text{Mn}} = \frac{7406}{1600 + 273} - 3,436 = 0,518;$$

$$K_{\text{Mn}} = 10^{0,518} = 3,297.$$

Из практики выплавки стали методом полного окисления известно, что в шлаке конце периода плавления находится 5-10 % FeO и 1-4 % Fe₂O₃.

Принимаем: FeO=9%, Fe₂O₃=3%.

Содержание марганца в металле по расплавлению составляет:

$$[\text{Mn}]_{\text{распл.}} = \frac{100 \cdot 0,5659}{100 + 0,755 \cdot 3,297 \cdot 9 \cdot 5,52} = 0,2530.$$

Содержание фосфора в металле в конце периода плавления определяем по уравнению (16):

$$[\text{P}]_{\text{распл.}} = \frac{100 \cdot \sum [\text{P}]_{\text{ших}}}{100 + 0,437 \cdot L_p \cdot q_{\text{шл.распл.}}}.$$

Численное значение коэффициента распределения фосфора L_p колеблется в пределах 60-120 в зависимости от основности и окисленности шлака. Для принятой основности шлака по расплавлению и концентрации FeO можно принять $L_p = 60$.

Тогда

$$[\text{P}]_{\text{распл.}} = \frac{100 \cdot 0,0803}{100 + 0,437 \cdot 60 \cdot 5,52} = 0,0328.$$

Содержание серы по расплавлению определяем по уравнению (17)

$$[\text{S}]_{\text{распл.}} = \frac{100 \cdot (\sum [\text{S}]_{\text{ших}} + (\text{S})_{\text{изв}})}{100 + L_s \cdot q_{\text{шл.распл.}}}.$$

Содержание серы в извести составляет 0,0024 кг (см. табл. 20, графа 6).

Коэффициент распределения серы в период плавления может быть в пределах 1,5-3,5. В данном случае принимаем $L_s = 2,5$.

Тогда

$$[\text{S}]_{\text{распл.}} = \frac{100 \cdot (0,030 + 0,0024)}{100 + 2,5 \cdot 5,52} = 0,029.$$

Угар элементов:

$$\Delta [\text{C}]_{\text{распл.}} = 0,74 \text{ кг};$$

$$\Delta [\text{Si}] = 0,3447 \text{ кг};$$

$$\Delta [\text{Mn}] = 0,5659 - 0,2530 = 0,3129 \text{ кг};$$

$$\Delta [\text{P}] = 0,0803 - 0,0328 = 0,0475 \text{ кг};$$

$$\Delta [\text{S}] = 0,030 - 0,029 = 0,001 \text{ кг}.$$

Масса окислившихся примесей, определяется как сумма угара каждого элемента:

$$\sum q^E = \Delta[C] + \Delta[Si] + \Delta[Mn] + \Delta[P] + \Delta[S] = 1,415 \text{ кг.}$$

7.3.3. Определение количества и состава шлака по расплавлению.

Определение состава и количества шлака сводится к окончательному заполнению таблицы 20.

Таблица 20 - Состав шлака в конце периода плавания

Оксиды	Металлическая часть шихты	Источники поступления				Всего	Состав шлака	
		Мусор и окалина	Магнетитовый порошок	Итого	Известь		кг	%
1	2	3	4	5	6	7	8	9
CaO	-	-	0,002	0,002	2,4268	2,4288	2,4288	46,687
SiO ₂	$0,3447 \cdot \frac{60}{28} = 0,7386$	0,374	0,002	1,1146	0,0818	1,1964	1,1964	22,997
P ₂ O ₅	$0,0475 \cdot \frac{142}{62} = 0,109$			0,109	0,0033	0,1123	0,1123	2,159
MnO	$0,3129 \cdot \frac{71}{55} = 0,411$			0,411		0,411	0,411	7,900
Al ₂ O ₃	0,000	0,374	0,0005	0,3745	0,0627	0,4372	0,4372	8,404
MgO	0,000		0,0950	0,0950	0,1251	0,2201	0,2201	4,231
S	0,001			0,001	0,0024	0,0034	0,0034	0,065
Итого	1,2596	0,7480	0,0995	2,1071	2,7021	4,8092	4,8092	92,443
FeO		0,1161		0,1161		0,1161	0,1161	2,232
Fe ₂ O ₃		0,2579		0,2579	0,0191	0,277	0,277	5,324
Итого	0,000	0,3740		0,3740	0,0191	0,3931	0,3931	7,556
CO ₂			0,0005	0,0005	0,0055	0,006		
CO	$0,74 \cdot \frac{28}{12} = 1,7267$			1,7267				
Итого	0,000	0,000	0,0005	1,7272	0,0055	0,006		
Всего	1,2596	1,122	0,101	2,1251	2,7267	5,2083	5,2023	100

7.3.4 Проверка расхождения принятых и расчетных величин

Проверка расхождения принятых и расчетных величин проводится в таблице 21. При отклонении принятых величин от расчетных более чем на 10 % необходимо внести коррективы в принятые величины и повторить расчет.

Таблица 21 - Проверка принятых величин

Проверяемая величина	Значение		Отклонение принятого от расчетного, %
	принятое	расчетное	
$q_{\text{шл}}$	5,5200	5,2023	+0,32
$(\text{SiO}_2)_{\text{распл}}$	22,00	22,99	-0,99
$(\text{CaO})/(\text{SiO}_2)$	2,00	2,03	-0,03

7.3.5 Материальный баланс периода плавления

Расходные статьи баланса кислорода:

1) Расход кислорода на окисление примесей металлической части шихты $q_{\text{O}_2}^{\text{E}}$ определяем по массе оксидов $q_{\text{окид}}$ (см. табл. 20, графа 2) и массе окисляющихся элементов $\sum q^{\text{E}}$ (см. п. 7.3.2)

$$q_{\text{O}_2}^{\text{E}} = 2,9867 - 1,415 = 1,5713 \text{ кг.}$$

2) Принимаем, что за период плавления растворяется кислорода в металле в количестве 0,015 кг (обычно растворяется от 0,008 до 0,025 кг и более.).

$$q_{\text{O}_2}^{\text{M}} = 0,015 \text{ кг.}$$

3) Потребность кислорода на окисление железа ($q_{\text{O}_2}^{\text{Fe}}$) определяется по количеству образующихся в конце периода плавления оксидов железа FeO ($q_{\text{FeO}}^{\text{ШЛ}}$) и Fe_2O_3 ($q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{ШЛ}}$) – колонка «Всего» таблицы 20.

Потребность в кислороде на образование оксидов железа составляет:

$$q_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} = 0,1161 \cdot \frac{16}{72} + 0,277 \cdot \frac{48}{160} = 0,1089 \text{ кг.}$$

Приходными статьями баланса кислорода является поступление кислорода от разложения оксидов железа неметаллических материалов FeO ($q_{\text{FeO}}^{\text{НМ}}$) и Fe_2O_3 ($q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{НМ}}$). Количество оксидов железа, поступающих с неметаллическими материалами, было рассчитано в таблице 20, колонка «Итого».

При их полном усвоении образуется кислорода

$$q_{\text{O}_2}^{\text{НМ}} = 0,1161 \cdot \frac{16}{72} + 0,2579 \cdot \frac{48}{160} = 0,1032 \text{ кг.}$$

Общее поступление кислорода из атмосферы ($q_{\text{O}_2}^{\text{общ}}$)

$$q_{\text{O}_2}^{\text{общ}} = 1,5713 + 0,015 + 0,1089 - 0,1032 = 1,592 \text{ кг.}$$

Приходная часть баланса металла.

Приход металла состоит из 100 кг металлошихты (чугуна и лома) и железа, восстановленного из неметаллических материалов.

Согласно проведенных расчетов, количество железа, восстановленного из неметаллических материалов, можно найти из выражения

$$q_{\text{Fe}}^{\text{НМ}} = 0,1161 + 0,2579 - 0,1032 = 0,2708 \text{ кг.}$$

Расходная часть баланса металла.

1. Масса окислившихся примесей $\Sigma q_E = 1,415$ кг (см. п 7.3.2).
2. Мусор и окалина шихты составляют $q_{\text{мус}} = 1,122$ кг (см. табл. 20, графа 3).
3. Принимаем потери с пылью 1 % металлической шихты.

Масса железа в виде FeO, теряемого с пылью, определяется из выражения

$$q_{\text{П}} = 1,0 \cdot \frac{72}{56} = 1,2857 \text{ кг.}$$

4. Масса железа, окисляющегося до FeO и Fe₂O₃, переходящих в шлак. Согласно проведенных расчетов, количество железа, участвующего в образовании оксидов шлака, можно найти из выражения (24):

$$q_{\text{Fe}}^{\text{ШП}} = 0,1161 + 0,277 - 0,1089 = 0,2842 \text{ кг.}$$

После расчета расходных и приходных частей баланса, определяют выход жидкого металла ($q_{\text{распл}}^{\text{М}}$) после периода плавления (25):

$$q_{\text{распл}}^{\text{М}} = 25,2 + 74,8 + 0,2708 - 1,415 - 0,2842 - 1,122 - 1,2857 = 96,1639 \text{ кг.}$$

Материальный баланс периода плавления представлен в таблице 22.

Таблица 22 - Материальный баланс периода плавления

Задано, кг		Получено, кг	
Чугун переклещенный	25,2000	Металл	96,1639
Углеродистый лом	74,8000	Шлак	5,2023
Известь	2,7267	Потери железа с пылью	1,2857
Магнетитовый порошок	0,1000	Газы (CO и CO ₂)	1,7327 (1,7267+0,006)
Кислород из атмосферы	1,592		
Итого	104,4187	Итого	104,3846

Невязка составляет: $\frac{104,4187 - 104,3846}{104,3846} \cdot 100\% = 0,033\%$.

Хорошее схождение баланса (невязка $\leq 2\%$) свидетельствует о правильности выполненных расчетов.

7.4 Расчет окислительного периода

7.4.1 Определение расхода твердого окислителя

Окислительный период предусматривается вести без спуска шлака, поэтому расход твердого окислителя определяем по формуле (26)

Известно: $q_{\text{шл}}^{\text{ост.}} = 5,2023$ кг, $\sum(\text{FeO})_{\text{распл}} = 7,5\%$ (см. табл.19), $\Delta[\text{C}]_{\text{ок.п.}} = 0,50\%$.

В качестве твердых окислителей принимаем окатыши, химический состав которых приведен в таблице 23.

Таблица 23 – Химический состав твердого окислителя, %

Содержание компонентов								
CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	S	CO ₂	H ₂ O
1,08	0,2	5,00	3,00	74,7	11,7	0,02	1,00	3,30

Содержание кислорода, связанного с железом, в твердом окислителе определяем по формуле (27)

$$e' = \frac{16}{72} \cdot 11,7 + \frac{48}{160} \cdot 74,4 = 25\%.$$

Удельное поступление кислорода из атмосферы (μ) находится в пределах 5-8 кг/(м²*ч). Принимаем $\mu = 7,75$ кг/(м²*ч).

Продолжительность окислительного периода τ принимаем равной 1 ч.

Удельную нагрузку на под печи можно определить по формуле (28).

Диаметр рабочего пространства равен 4550 мм (приложение В). При этом площадь пода по формуле (29) равна

$$S = 2 \cdot 3,14 \cdot 2,27 \cdot 1,25 = 17,82 \text{ м}^2.$$

Тогда

$$\eta = \frac{120}{17,82} = 6,73 \text{ т/м}^2.$$

Принимаем, что за окислительный период количество шлака увеличивается на 1 кг и составляет:

$$q_{\text{шл}}^{\text{ок.п.}} = 5,2023 + 1,00 = 6,2023 \text{ кг.}$$

Принимаем, что в конце окислительного периода суммарное содержание оксидов железа в шлаке $\sum(\text{FeO})_{\text{ок.п.}}$ составляет 13 %, в том числе FeO - 10 % и Fe₂O₃ - 3 %.

Расход твердого окислителя составляет

$$q_{\text{тв.окис.}} = \frac{100}{25} \{1,4 \cdot 0,5 + 24 \cdot 10^{-4} [6,2023 \cdot 13 - 5,2023 \cdot 7,5] - 0,1 \frac{7,75}{6,73} \cdot 1\} = 2,800 \text{ кг.}$$

Для определения состава шлака окислительного периода рассчитываем по пропорции количество каждого компонента, внесенного твердым окислителем (заполняем таблицу 24, графа «Вносится твердым окислителем»).

7.4.2 Определение расхода извести

Основность шлака в конце окислительного периода должна быть в пределах 2,5-3,5. Принимаем основность шлака $V_{\text{ок}}$ равной 2,6.

Для определения расхода извести необходимо знать поступление SiO₂ и CaO из всех шихтовых материалов, кроме извести. Для этого заполняем графу 5 в таблице 23.

Расход извести определяется по формуле (30)

$$q_{\text{изв}}^{\text{ок}} = \frac{100}{89 - 2,6 \cdot 3} \cdot (2,6 \cdot 1,3364 - 2,4590) = 1,2507 \text{ кг.}$$

Для определения состава шлака окислительного периода рассчитываем по пропорции количество каждого компонента, внесенного известью (вносим в таблицу 23, графа «Вносится известью»).

7.4.3. Определение содержания примесей в металле в конце окислительного периода

Определим остаточное содержание углерода в металле в начале окислительного периода, %

$$[\text{C}]_{\text{ок.п.}}^{\text{ост}} = 0,74 - 0,5 = 0,24\%.$$

Определим температуру плавления стали, °C

$$t_{\text{пл}} = 1539 - 80 \cdot [\text{C}]_{\text{ок.п.}}^{\text{ост}} = 1520^{\circ} \text{C};$$

$$t_{\text{пл}} = 1539 - 80 \cdot 0,24 = 1520^{\circ} \text{C};$$

Температура разливки стали должна быть на 70-100 °C выше температуры плавления (принимаем величину перегрева металла перед началом разливки 70 °C)

$$t_{\text{разл}} = 1520 + 70 = 1590^{\circ} \text{C}.$$

С учетом потери температуры на желобе и в ковше (30-40 °С), температура металла на выпуске должна быть составлять

$$t_{\text{вып}} = 1590 + 30 = 1620^{\circ}\text{C}.$$

Температура металла перед скачиванием шлака окислительного периода должна быть на 15-20 °С выше, чем перед выпуском

$$t_{\text{скач}}^{\text{M}} = 1620 + 15 = 1635^{\circ}\text{C}.$$

В течение окислительного периода спуск шлака не производится во избежание повышенных потерь железа со шлаком и перерасхода флюсов. Спуск шлака производим в конце окислительного периода в количестве 90 %. Остальные 10 % остаются в печи.

Остаточное содержание марганца в металле перед раскислением определяем по формуле (32)

$$[\text{Mn}]_{\text{ок.п.}} = \frac{100 \cdot \sum [\text{Mn}]_{\text{ших}}}{q_{\text{распл}}^{\text{M}} + 0,755 \cdot K_{\text{Mn}} \cdot (\text{FeO})_{\text{н.в.п.}} \cdot q_{\text{шл}}^{\text{ок.п.}}};$$

Известно:

$$\sum [\text{Mn}]_{\text{ших}} = 0,5659 \text{ кг}, q_{\text{распл}}^{\text{M}} = 96,16 \text{ кг}, (\text{FeO})_{\text{н.в.п.}} = 10\%, q_{\text{шл}}^{\text{ок.п.}} = 6,2023 \text{ кг}.$$

Константу равновесия марганца K_{Mn} определяем из уравнения (33)

$$\lg K_{\text{Mn}} = \frac{7406}{t_{\text{скач}}^{\text{M}} + 273} - 3,436 = \frac{7406}{1635 + 273} - 3,436 = 0,4455;$$

$$K_{\text{Mn}} = 10^{0,4455} = 2,7893;$$

$$[\text{Mn}]_{\text{ок.п.}} = \frac{100 \cdot 0,5659}{96,16 + 0,755 \cdot 2,7893 \cdot 10 \cdot 6,2023} = 0,2495\%.$$

Содержание фосфора в металле к началу восстановительного периода определяем по формуле (34)

$$[\text{P}]_{\text{ок.п.}} = \frac{100 \cdot \sum [\text{P}]_{\text{ших}}}{100 + 0,437 \cdot L_{\text{P}} \cdot q_{\text{шл}}^{\text{ок.п.}}}.$$

Коэффициент распределения фосфора L_{P} принимаем равным 80.

Тогда

$$[\text{P}]_{\text{ок.п.}} = \frac{100 \cdot 0,0803}{100 + 0,437 \cdot 80 \cdot 6,2023} = 0,0253\%.$$

Содержание серы определяем по формуле (35):

$$[\text{S}]_{\text{ок.п.}} = \frac{100 \cdot \sum [\text{S}]_{\text{н.в.п.}}}{q_{\text{распл}}^{\text{M}} + 0,437 \cdot L_{\text{S}} \cdot q_{\text{шл}}^{\text{ок.п.}}};$$

$$\sum [\text{S}]_{\text{н.в.п.}} = 0,03 + 0,0024 + 0,0006 + 0,0011 = 0,0341 \text{ кг}.$$

Коэффициент распределения серы L_S в конце окислительного (к началу восстановительного) периода принимаем равным 6.

Тогда

$$[S]_{\text{ок.п.}} = \frac{100 \cdot 0,0341}{96,16 + 0,437 \cdot 6 \cdot 6,2023} = 0,0303\%.$$

Угар элементов в окислительный период:

$$\Delta[C] = 0,74 - 0,50 = 0,2400 \text{ кг};$$

$$\Delta[Mn] = 0,2530 - 0,2495 = 0,0034 \text{ кг};$$

$$\Delta[P] = 0,0328 - 0,0253 = 0,0075 \text{ кг};$$

$$\Delta[S] = 0,0341 - 0,0303 = 0,0038 \text{ кг}.$$

Масса окислившихся примесей, определяется как сумма угара каждого элемента

$$\sum q^E = \Delta[C] + \Delta[Si] + \Delta[Mn] + \Delta[P] + \Delta[S] = 0,2547 \text{ кг}.$$

Ранее приняли $\sum (FeO)_{\text{н.в.п.}} = 13\%$, следовательно, суммарное содержание оксидов в шлаке в конце окислительного периода, без оксидов железа, составляет 87%. Заполняем таблицу 24.

Таблица 24 - Состав и количество шлака окислительного периода.

Оксиды	Вносится, кг					Всего	Шлак в конце периода		Остаточный шлак	
	шлаком периода плавления	металлом	твердым окислителем	итого	известью		кг	%	кг	%
CaO	2,4288	-	0,0302	2,4590	1,1131	3,5721	3,5721	52,71	0,357	52,71
SiO ₂	1,1964	-	0,1400	1,3364	0,0375	1,3739	1,3739	20,27	0,137	20,27
P ₂ O ₅	0,1123	0,0075*142/62=0,0172	-	0,1295	0,0015	0,1310	0,1310	1,93	0,013	1,93
MnO	0,411	0,0034*71/55=0,0044	-	0,4145	-	0,4145	0,4145	6,12	0,041	6,12
Al ₂ O ₃	0,4372	-	0,084	0,5212	0,0288	0,1128	0,1128	1,66	0,011	1,66
MgO	0,2201	-	0,0056	0,2257	0,0574	0,2831	0,2831	4,18	0,028	4,18
S	0,0034	0,0038	0,0006	0,0076	0,0011	0,0087	0,0087	0,13	0,0009	0,13
Итого	4,8092	0,0254	0,2604	4,6707	1,2393	5,8961	5,8961	87,00	0,589	87,00
FeO	0,1161	-	0,3276	0,6213		0,6213	0,6777	10,00	0,067	10,00
Fe ₂ O ₃	0,277	-	2,0916	2,3686	0,0087	2,4556	0,2033	3,00	0,020	3,00
Итого	0,3931	0,0254	2,4192	1,8061	0,0087	3,0769	0,8810	13,00	0,088	13,00
CO	-	0,24*28/12=0,56	-	0,560	-	0,56				
CO ₂ +H ₂ O	-	-	0,028+0,0924	0,1204	0,0025	0,1229				
Итого		0,56	0,1204	1,0631	0,0025	0,6829				
Всего	5,2023	0,5854	2,8000	7,5399	1,2507	9,6559	6,7771	100	0,677	100

7.4.4 Проверка соответствия принятых и расчетных величин

Проверка соответствия принятых и расчетных величин окислительного периода выполняется в таблице 25. При отклонении принятых величин от расчетных более чем на 10 % необходимо внести коррективы в принятые величины и повторить расчет.

Таблица 25 - Проверка принятых величин

Величина	Значение		Отклонение принятого значения от расчетного, %
	принятое	расчетное	
$q_{\text{шл}}^{\text{н.в.п.}}$	6,2023	6,7771	-0,575
CaO/SiO ₂	2,6	2,6	-0,0

7.4.5 Материальный баланс окислительного периода

Расходные статьи баланса кислорода:

1) Расход кислорода на окисление примесей металлической части шихты $q_{\text{O}_2}^{\text{E}}$ определяем по массе оксидов $q_{\text{оксид}}$ и массе окисляющихся элементов, масса угара элементов $\sum q^{\text{E}}$

$$q_{\text{O}_2}^{\text{E}} = 0,5854 - 0,2547 = 0,3307 \text{ кг.}$$

2) Принимаем, что за окислительный период растворяется кислорода в металле в количестве 0,018 кг (обычно растворяется от 0,008 до 0,025 кг и более.).

$$q_{\text{O}_2}^{\text{M}} = 0,018 \text{ кг.}$$

3) Потребность кислорода на окисление железа ($q_{\text{O}_2}^{\text{Fe}}$) определяется по количеству образующихся в конце окислительного периода оксидов железа FeO ($q_{\text{FeO}}^{\text{шл}}$) и Fe₂O₃ ($q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{шл}}$).

Потребность в кислороде на образование оксидов железа составляет:

$$q_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} = q_{\text{FeO}}^{\text{шл}} \cdot \frac{16}{72} + q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{шл}} \cdot \frac{48}{160};$$

$$q_{\text{O}_2}^{\text{Fe}} = 0,6777 \cdot \frac{16}{72} + 0,2033 \cdot \frac{48}{160} = 0,2116 \text{ кг.}$$

Приходными статьями баланса кислорода является поступление кислорода от разложения оксидов железа неметаллических материалов FeO ($q_{\text{FeO}}^{\text{HM}}$)

и Fe_2O_3 ($q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{HM}}$). Количество оксидов железа, поступающих с неметаллическими материалами (шлаком и известью).

При их полном усвоении образуется кислорода

$$q_{\text{O}_2}^{\text{HM}} = q_{\text{FeO}}^{\text{HM}} \cdot \frac{16}{72} + q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{HM}} \cdot \frac{48}{160};$$

$$q_{\text{O}_2}^{\text{HM}} = 0,1161 \cdot \frac{16}{72} + (0,277 + 0,0087) \cdot \frac{48}{160} = 0,1115 \text{ кг.}$$

Общее поступление кислорода из атмосферы ($q_{\text{O}_2}^{\text{общ}}$):

$$q_{\text{O}_2}^{\text{общ}} = 0,3307 + 0,015 + 0,2116 - 0,1115 = 0,4458 \text{ кг.}$$

Приходная часть баланса металла.

1) Приход металла состоит массы металла в начале окислительного периода ($q_{\text{распл}}^{\text{M}} = 96,16 \text{ кг}$).

2) Железо, восстановленное из неметаллических материалов. Согласно проведенных расчетов, количество железа, восстановленного из неметаллических материалов, можно найти из выражения (40)

$$q_{\text{Fe}}^{\text{HM}} = 0,1161 + (0,277 + 0,0087) - 0,1115 = 0,2902 \text{ кг.}$$

3) В металле в период плавления было растворено 0,015 кг кислорода (п. 7.3.5 - $q_{\text{O}_2}^{\text{M}} = 0,015 \text{ кг}$), в окислительный период 0,018 кг. Следовательно, в металле окислительного периода содержится растворенного кислорода

$$q_{\text{O}_2}^{\text{M}} = 0,015 + 0,018 = 0,033 \text{ кг}$$

4) Железо, восстановленное из оксидов, с учетом твердого окислителя (см. табл. 24, графа «Вносятся твердым окислителем»)

$$q_{\text{Fe}}^{\text{оксид}} = q_{\text{FeO}}^{\text{тв.окис.}} \cdot \frac{56}{72} + q_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{\text{тв.окис.}} \cdot \frac{112}{160}.$$

$$q_{\text{Fe}}^{\text{оксид}} = 0,3276 \cdot \frac{56}{72} + 2,0916 \cdot \frac{112}{160} = 1,857 \text{ кг.}$$

Расходная часть баланса металла.

1) Масса окислившихся примесей: $\Sigma q_{\text{E}} = 0,2547 \text{ кг}$ (см. п. 7.4.3.).

2) Количество корольков железа в шлаке в конце окислительного периода составляет 1-3% от веса шлака, принимаем 1,5%. Количество корольков железа в шлаке можно определить из выражения (42)

$$q_{\text{Fe}}^{\text{корольки}} = \frac{6,7771 \cdot 1,5\%}{100} = 0,1016 \text{ кг.}$$

3) Масса железа, окисляющегося до FeO и Fe₂O₃, переходящих в шлак. Согласно проведенных расчетов, количество железа, участвующего в образовании оксидов шлака, можно найти из выражения (43)

$$q_{\text{Fe}}^{\text{III}} = 0,6777 + 0,2033 - 0,2116 = 0,6694 \text{ кг.}$$

4) Потери металла с выносами и выбросами, которые обычно составляют 1-2 % (кг/100 кг металлошихты), принимаются самостоятельно. В данном примере принимаем потери с выбросами и выносами 1% или 1 кг/100 кг металлошихты.

После расчета расходных и приходных частей баланса, определяют выход жидкого металла ($q_{\text{ок.л.}}^{\text{M}}$) после окислительного периода по уравнению (44)

$$q_{\text{ок.л.}}^{\text{M}} = 96,16 + 0,2902 + (0,015 + 0,018) + 1,857 - 0,2547 - 0,1016 - 0,6694 = 97,3145 \text{ кг.}$$

Материальный баланс окислительного периода представлен в табл. 26.

Таблица 26 - Материальный баланс окислительного периода

Задано	кг	Получено	кг
Металл	96,16	Металл	97,31
Шлак	5,2023	Шлак	6,7771
Известь	1,2507	Газы	0,6829
Железная руда	2,800	Корольки Fe в шлаке	0,1016
Кислород воздуха	0,4458	Потери с выбросами	1,000
Итого	105,8588	Итого	105,8716

$$\text{Невязка составляет: } \frac{105,8588 - 105,8716}{105,9158} \cdot 100\% = -0,0001\%.$$

Хорошее схождение баланса (невязка $\leq 2\%$) свидетельствует о правильности выполненных расчетов.

Далее из дуговой сталеплавильной печи металл выпускают в сталеразливочный ковш, в котором проводится окончательное раскисление и доводка до заданного химического состава.

7.5 Расчет раскисления и легирования стали

Таблица 27 - Химический состав применяемых раскислителей

Материал - раскислитель	Химический состав, %				
	C	Mn	Si	P	S
Ферромарганец ФМн75	7,0	75,0	2,0	0,45	0,03
Ферросилиций ФС75	0	0,3	75,0	0,05	0,03
Алюминий А5*	0	0,03	0,3	0	0
Ферроникель ФН1	0,18	0	0	0	0,03
Феррохром ФХ010	0,10	0	1,5	0,03	0,03
Ферромolibден ФМо55	0,1	0	1,0	0,05	0,1

* - содержание алюминия 99,5 %.

Расход алюминия

Расход алюминия на раскисление выбираем с учетом практических данных в зависимости от содержания углерода перед раскислением (см. таблицу 13). Поскольку $[C] = 0,24\%$, то принимаем расход алюминия марки А5 – 250 г/т стали.

Расход ферромарганца марки ФМн75.

Известно: $q_{ок.п.}^M = 97,31\text{кг}$; $[Mn]_{ок.п.} = 0,2495$ (п. 7.4.3.); $[Mn]_{ФМн} = 75\%$;

Принимаем: $[Mn]_{гот} = 0,45\%$; (см. таблицу 15.); $U_{Mn} = 30\%$ (см. таблицу 14). Тогда по уравнению (45) расход ферромарганца составит

$$q_{ФМн} = \frac{100 \cdot 97,31 \cdot (0,45 - 0,2495)}{75 \cdot (100 - 30)} = 0,37\text{кг}.$$

При раскислении ферромарганцем масса жидкой стали увеличивается. Это увеличение необходимо учитывать при расчете расхода ферросилиция. Увеличение массы металла почти в точности равно массе ферромарганца, так как частичный угар марганца компенсируется поступлением в металл примерно такого же количества железа из шлака.

Следовательно, масса металла после раскисления ферромарганцем составит: $97,31 + 0,37 = 97,68$ кг.

Расход ферросилиция марки ФС75.

Известно: $q_{ок.п.}^M = 97,68\text{кг}$; $[Si]_{ок.п.} = 0\%$ (см. п. 7.4.3.); $[Si]_{ФС} = 75,0\%$;

Принимаем: $[Si]_{гот} = 0,27\%$; (см. таблицу 15); $U_{Si} = 30\%$ (см. таблицу 14). Тогда расход ферросилиция составит:

$$q_{ФС} = \frac{100 \cdot 97,68 \cdot (0,27 - 0)}{75 \cdot (100 - 35)} = 0,54\text{кг}.$$

Следовательно, масса металла после раскисления ферросилицием составит: $97,68 + 0,54 = 98,22$ кг.

Расход никеля.

Известно: $q_{\text{ок.п.}}^{\text{M}} = 98,22$ кг; перед легированием никель в металле отсутствует, т.е. $[\text{Ni}]_{\text{ок.п.}} = 0$. $U_{\text{Ni}} = 0\%$ (см. таблицу 14). Принимаем $[\text{Ni}]_{\text{гот}} = 1,5\%$.

Для легирования выбираем ФН1, $[\text{Ni}]_{\text{ФН1}} = 25,0\%$.

Тогда:

$$q_{\text{ФН1}} = \frac{100 \cdot 98,22 \cdot (1,5 - 0)}{25 \cdot (100 - 0)} = 5,89 \text{ кг.}$$

Следовательно, масса металла составит: $98,22 + 5,89 = 104,11$ кг.

Расход ферромolibдена

В металле в окислительный период молибдена нет. При легировании металла молибден не окисляется $U_{\text{Mo}} = 0\%$. Примем $[\text{Mo}]_{\text{гот}} = 0,25\%$, Для легирования выбираем ФМо55, $[\text{Mo}]_{\text{ФМо}} = 55\%$.

При таких условиях расход ферромolibдена составит:

$$q_{\text{ФМо}} = \frac{100 \cdot 104,11 \cdot (0,25 - 0)}{55 \cdot 100} = 0,44 \text{ кг.}$$

Следовательно, масса металла составит: $104,11 + 0,44 = 104,55$ кг

Расход феррохрома.

Угар хрома принимаем $U_{\text{Cr}} = 15\%$ (табл. 14). $[\text{Cr}]_{\text{гот}} = 0,75\%$.

Остаточное содержание хрома в металле было равно 0.

Для легирования выбираем ФХ010, $[\text{Cr}]_{\text{ФХ010}} = 65\%$.

$$q_{\text{ФХ010}} = \frac{100 \cdot 104,55 \cdot (0,75 - 0)}{65 \cdot (100 - 15)} = 1,41 \text{ кг.}$$

Таблица 28 - Баланс элементов при раскислении стали

Расчетные показатели	C		Si		Mn		P	S	Fe	Всего
	остаётся	окисляется до CO	остаётся	окисляется до SiO ₂	остаётся	окисляется до MnO				
Содержится перед раскислением, кг	0,24	-	0,00	-	0,249	-	0,02530	0,0303	96,76	97,31
Вносится ФМн75, кг	50% ^{*1} 0,013	50% ^{*1} 0,013	65% ^{*1} 0,0048	35% ^{*1} 0,0026	70% ^{*1} 0,1785	30% ^{*1} 0,0765	100% ^{*1} 0,0016	100% ^{*1} 0,0001	100% ^{*1} 0,057	0,255 ^{*2}
Вносится ФС75, кг	-	-	65% ^{*1} 0,2632	35% ^{*1} 0,1417	70% ^{*1} 0,0011	30% ^{*1} 0,0005	100% ^{*1} 0,00027	100% ^{*1} 0,00016	100% ^{*1} 0,133	0,397 ^{*2}
Вносится ФН1, кг	50% ^{*1} 0,0053	50% ^{*1} 0,0053	-	-	-	-	-	100% ^{*1} 0,0017	100% ^{*1} 4,346	4,353 ^{*2}
Вносится ФХ010, кг	50% ^{*1} 0,0007	50% ^{*1} 0,0007	65% ^{*1} 0,0137	35% ^{*1} 0,0074	-	-	100% ^{*1} 0,0004	100% ^{*1} 0,0004	100% ^{*1} 0,47	0,485 ^{*2}
Вносится ФМо55, кг	50% ^{*1} 0,0002	50% ^{*1} 0,0002	65% ^{*1} 0,0028	35% ^{*1} 0,0015	-	-	100% ^{*1} 0,0002	100% ^{*1} 0,0004	100% ^{*1} 0,192	0,196 ^{*2}
Содержится после раскисления, кг	0,259	-	0,2845	-	0,4286	-	0,0272	0,0324	101,96	102,93
Образуется оксида, кг	-	$0,019 \cdot 28/12 = 0,044$	-	$0,153 \cdot 60/28 = 0,328$	-	$0,077 \cdot 71/55 = 0,099$	-	-	Образуется после раскисления, кг	
Состав металла, %	$0,259 \cdot 100 / 102,93 = 0,27$		$0,2845 \cdot 100 / 102,93 = 0,28$		$0,4286 \cdot 100 / 102,93 = 0,42$		$0,0272 \cdot 100 / 102,93 = 0,026$	$0,0324 \cdot 100 / 102,93 = 0,031$	газа ^{*3} 0,044	шлак ^{*4} 0,427

^{*1} – процент от общего количества элемента в металле;
^{*2} – учитываются только элементы, перешедшие в металл;
^{*3} – монооксид углерода, образующийся при окислении углерода ферросплавов:
 $0,019 \cdot 28/12 = 0,044$ кг;
^{*4} – количество SiO₂ и MnO, образующихся при окислении кремния и марганца ферросплавов:
 $0,328 + 0,099 = 0,427$ кг.

Состав металла после раскисления соответствует требованиям, предъявляемым к заданной марке стали 30ХН2М.

Для снижения содержания серы и фосфора в готовой стали проводится внепечная десульфурация и дефосфорация.

8 Оформление домашнего задания

Пояснительная записка должна состоять из следующих частей:

1. Титульный лист;
2. Исходные данные;
3. Содержание;
4. Расчет плавки стали в ДСП;
5. Заключение;
6. Список использованных источников.

Раздел «Расчет плавки стали в ДСП» выполняется в соответствии с пунктами 2-6 методических указаний.

В разделе «Заключение» приводятся наиболее важные технологические параметры, характеризующие процесс плавки стали в ДСП.

Список литературы

1. Марочник стали и сплавов / Под ред. И. Р. Крянина, А.А. Астафьева, Е.П. Могилевского. М.: ЦНИИТМАШ, 1971. 484 с.
2. Емлин Б.И., Гасик М.И. Справочник по электротермическим процессам. М.: Metallurgy, 1978. 288 с.
3. Гасик М.И., Емлин Б.И. Электрoметаллургия ферросплавов. Киев: Выща шк., 1983, 376 с.
4. Сперанский В.Г. В помощь электросталеплавильщику. Справочные материалы. М.: Metallurgizdat, 1962, 200 с.
5. Морозов А.П. Современное производство стали в дуговых печах. М.: Metallurgy, 1983, 184 с.
6. Поволоцкий Д.Я., Гудим Ю.А., Зинуров И.Б. Устройство и работа сверхмощных дуговых сталеплавильных печей. М.: Metallurgy. 1990. 176 с.
7. Электрoметаллургия стали и ферросплавов / Под ред. Д.Я. Поволоцкого. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Metallurgy, 1984. 568 с.

Приложение А
Варианты заданий для выполнения домашнего задания

Номер варианта	Марка стали	Емкость печи, т	Номер варианта	Марка стали	Емкость печи, т
1	С255	100	16	10Г2С	120
2	17Г1С	120	17	40ХС	150
3	09Г2С	150	18	17ГС	250
4	С345	200	19	15ХСНД	120
5	12Г2С	100	20	45Х	150
6	40Х	120	21	10ХСНДА	100
7	13Г1С-У	150	22	10Г2ФБЮ	120
8	40ХН	250	23	40Х13	150
9	14ХГС	120	24	25ХГТ	200
10	15ХСНД	150	25	10Г2ФБ	100
11	13Г1С	100	26	10Г2А	120
12	10ХСНД	120	27	16Г2АФ	150
13	09Г2Т	150	28	35ХР	250
14	12ХН2	200	29	20ХН2М	120
15	35Х	100	30	18ХГТ	150

Приложение Б
Химический состав чугуна

Номер варианта	Состав чугуна, %				
	C	Si	Mn	P	S
1	4,5	0,6	0,3	0,06	0,017
2	4,4	0,65	1,6	0,14	0,039
3	4,4	0,7	0,4	0,07	0,016
4	4,3	0,8	1,4	0,13	0,036
5	4,3	0,9	0,5	0,08	0,015
6	4,2	1	1,3	0,12	0,035
7	4,1	1,1	0,6	0,09	0,022
8	4,0	1,2	1,2	1,1	0,033
9	3,9	1,3	0,7	0,1	0,024
10	4	1,1	1,1	0,09	0,031
11	4,4	0,75	0,8	0,08	0,026
12	4,4	0,7	0,2	0,05	0,02
13	4,5	0,6	0,8	0,07	0,029
14	4,6	0,8	1	0,04	0,027
15	4,5	0,9	0,9	0,02	0,015
16	4,4	0,7	0,2	0,03	0,020
17	4,3	1,1	0,3	0,05	0,026
18	4,4	0,5	0,4	0,07	0,018
19	4,2	1,3	0,6	0,05	0,017
20	4,4	0,8	0,7	0,08	0,032
21	4,2	0,5	0,8	0,015	0,022
22	4,2	0,6	0,5	0,020	0,025
23	4,3	0,75	0,3	0,025	0,027
24	4,4	0,85	0,7	0,018	0,029
25	4,1	0,6	0,6	0,032	0,030
26	4	0,65	0,9	0,026	0,025
27	4,1	1,1	0,7	0,018	0,017
28	4,2	0,5	1	0,022	0,016
29	4,3	0,55	0,8	0,025	0,028
30	4,2	0,8	0,5	0,08	0,020

Приложение В
Параметры печей для расчета

Параметры	ДСП-100	ДСП-120	ДСП-150	ДСП-200	ДСП-250
Номинальная емкость, т	100	120	150	200	250
Диаметр рабочего пространства на уровне откосов, мм	3540	4550	5600	7100	7500
Диаметр распада электродов, мм	1750	1950	2050	2200	2200
Диаметр электрода, мм	555	575	595	610	610
Расстояние от уровня порогов до пят свода, мм	2070	2570	2895	3220	3220
Глубина ванны, мм	1100	1250	1325	1480	1480

ЕГОРОВА АНАСТАСИЯ НИКОЛАЕВНА

ТЕХНОЛОГИЯ И РАСЧЕТ ПЛАВКИ СТАЛИ В ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ

Методические указания для выполнения
домашнего задания / контрольной работы по дисциплинам
«Электрометаллургия стали и ферросплавов»,
«Современные методы получения высококачественных сталей и сплавов»
для обучающихся по направлению подготовки 22.03.02 Metallurgy,
всех форм обучения

Подписано в печать 17.06.2020 г.		
Формат 60x90 $\frac{1}{16}$ Рег.№ 143	Печать цифровая Тираж 10 экз.	Уч.-изд.л. 3,7

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»
Новотроицкий филиал
462359, Оренбургская обл., г. Новотроицк, ул. Фрунзе, 8.
E-mail: nf@misis.ru
Контактный тел. 8 (3537) 679729.

