

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РФ
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования
НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
« М И С и С »

НОВОТРОИЦКИЙ ФИЛИАЛ

КАФЕДРА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ

Заводяный А.В.

Большина Е.П.

Шевченко Е.А.

РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В ДСП

Методические указания

для выполнения домашнего задания/контрольной работы
по дисциплине: «Электрометаллургия стали и ферросплавов»

для студентов направления 150400 «Металлургия»

всех форм обучения

Новотроицк, 2014г.

Рецензенты:

***Зам. директора НФ ФГАОУ ВПО НИТУ МИСиС по НИиИ,
к.т.н., доцент А.Н. Шаповалов***

***Заведующий кафедрой металлургии черных металлов ФГБОУ ВПО
«Магнитогорский государственный технический университет
им. Г.Н. Носова», д.т.н., профессор В.А. Бигеев***

Заводяный А.В., Большина Е.П., Шевченко Е.А. Расчет материального баланса выплавки стали в ДСП: Методические указания для выполнения домашнего задания/контрольной работы по дисциплине «Электрометаллургия стали и ферросплавов». – Новотроицк: НФ НИТУ МИСиС, 2014. – 33с.

Методические указания для выполнения домашнего задания/контрольной работы по дисциплине «Электрометаллургия стали и ферросплавов» предназначены для практического закрепления теоретических знаний студентами по металлургическим дисциплинам.

Изложены основы расчетов, определение количества шихтовых материалов, порядок составления материального баланса плавки; предназначено для самостоятельной работы студентов по курсу «Электрометаллургия стали и ферросплавов».

Варианты для самостоятельного выполнения представлены в Приложениях А и Б.

Указания соответствуют Федеральному государственному образовательному стандарту высшего профессионального образования по направлению 150400 – МЕТАЛЛУРГИЯ.

Рекомендовано Методическим советом НФ НИТУ «МИСиС»

© Новотроицкий филиал
ФГАОУ ВПО «Национальный
исследовательский
технологический университет
«МИСиС», 2014

Содержание

Введение.....	4
1 Теоретическое введение.....	5
1.1 Электрические дуговые печи.....	5
1.2 Технология выплавки стали в ДСП.....	7
1.2.1 Шихтовые материалы.....	8
1.2.2 Основные периоды плавки.....	11
2 Пример выполнения расчета. Требования к качеству стали и технологии производства.....	16
3 Определение расхода чугуна в завалку.....	17
4 Расчет периода плавления.....	18
4.1 Определение расхода извести.....	18
4.2 Определение остаточного содержания примесей в металле по расплавлению.....	19
4.3 Определение количества и состава шлака по расплавлению.....	21
4.4 Материальный баланс периода плавления.....	22
5 Расчет окислительного периода.....	24
5.1 Определение расхода твердого окислителя.....	24
5.2 Определение расхода извести.....	25
5.3 Определение содержания примесей в металле в конце окислительного периода.....	26
5.4 Материальный баланс окислительного периода.....	29
Список использованных источников.....	30
Приложение А. Варианты заданий.....	31
Приложение Б. Параметры печей.....	32

Введение

В рассматриваемом пособии приводится порядок расчета материального баланса выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи (ДСП) с использованием углеродистой шихты методом полного окисления.

Целью расчета является углубление знаний в области электрометаллургии стали и формирование компетенций: умение осуществлять и корректировать технологические процессы в металлургии и материалообработке (ПК-10); выявлять объекты для улучшения в технике и технологии (ПК-11); выбирать методы исследования, планировать и проводить необходимые эксперименты, интерпретировать результаты и делать выводы (ПК-19); обосновывать выбор оборудования для осуществления технологических процессов (ПК-25).

Такая разновидность плавки является наиболее массовым способом производства стали в современных электросталеплавильных цехах и, особенно в крупных электропечах. Вся плавка разбита на два периода, расчет которых в значительной степени носят самостоятельный характер. Расчет каждого периода завершается составлением материального баланса, что служит элементом контроля промежуточных вычислений.

Приведенный ниже расчет плавки позволяет определить расход различных материалов, при котором достигаются цели, как периода плавления, так и окислительного периода плавки.

Выбор варианта задания осуществляется согласно порядковому номеру студента в списке группы.

Непосредственно расчету предшествует выбор исходных данных. Часть их дается студенту в задании на расчет. Другие же данные для расчета выбираются студентом самостоятельно на основании справочной или специальной литературы, лекционного материала или собственных наблюдений в период учебных практик.

В начале работы сформулированы основные требования к качеству заданной марки стали, проанализирована основная технология производства, выбрана конструкция и мощность ДСП.

В данном примере производится расчет для стали марки 30ХН2М в основной дуговой электропечи вместимостью 120 т.

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.

Работа выполняется в печатном виде с помощью программы Microsoft Word согласно требованиям ГОСТа, которые можно получить на кафедре металлургических технологий.

В Приложениях А и Б приводятся варианты заданий и параметры печей для расчета.

1 Теоретическое введение

1.1 Электрические дуговые печи

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 1.1).

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 сравнительно 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.

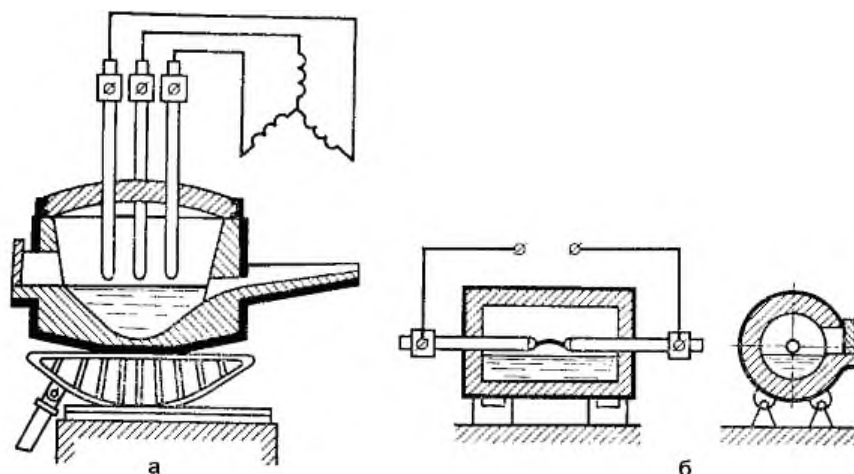


Рисунок 1.1 – Дуговые электропечи прямого нагрева (а) и косвенного действия (б)

Современная электросталеплавильная ДСП представляет собой мощный высокомеханизированный и автоматизированный агрегат, в котором сведена к минимуму продолжительность производственных операций между плавками, выпуском, загрузка материалов, что позволяет наиболее эффективно использовать рабочее печное время (рисунок 1.2).

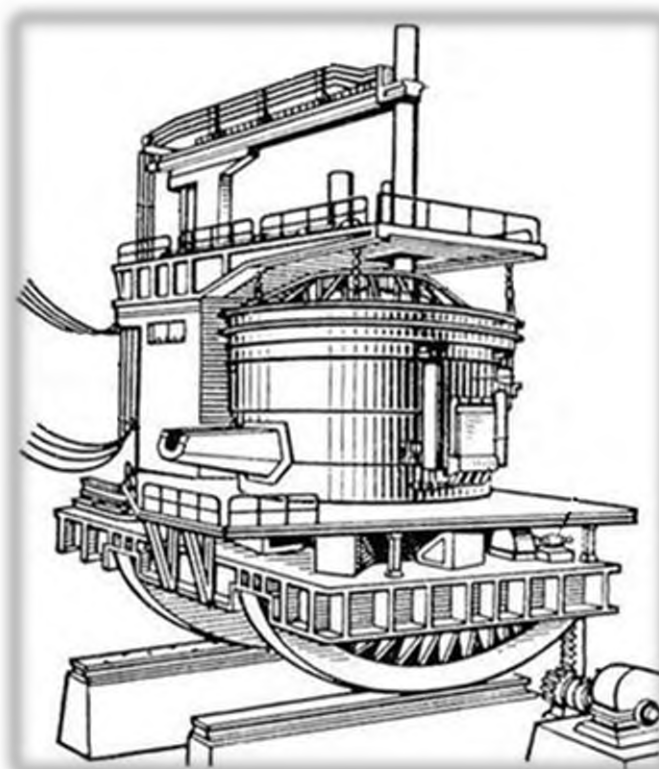


Рисунок 1.2 – Дуговая сталеплавильная печь ДСП-200

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 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, коррозионностойкую, 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. 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 их удаления. 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.

1.2.1 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 $>0,05\%$ Р, так как удаление таких количеств фосфора требует продолжительного окислительного периода. 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, 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 изыскивают материалы, которые могли бы заменить лом. В частности, неоднократно предпринимались попытки заменить часть лома передельным чугуном. Однако все эти попытки были безуспешны. При переделе чугуна в сталь необходимо окислить значительное количество углерода, кремния, фосфора, а электропечи плохо приспособлены для проведения окислительных процессов.

Для плавки стали в ДСП все более часто применяют губчатое железо в виде металлизированных окатышей ($90-95\%$ Fe_{общ}, $85-90\%$ Fe_{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 гидрооксида кальция $\text{Ca}(\text{OH})_2$, который рассыпается в порошок. Влага, внесенная известью в печь, вызывает обогащение стали водородом. Поэтому применение пылеватой 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 служат железная руда, окалина и агломерат. Широкое распространение получила также продувка металла газообразным кислородом.

Железную руду применяют при выплавке стали методом полного окисления. Присадка руды небольшими порциями обеспечивает длительное равномерное кипение металла без повышения температуры металла, так как присаживаемая руда постоянно охлаждает металл. Это имеет особое значение для эффективного удаления фосфора. Руду вводят во время завалки и в окислительный период. Руда, присаживаемая в окислительный период через шлак, должна быть в кусках определенного размера. Мелкая руда растворяется в шлаке, а крупные куски вызывают бурное вспенивание металла в шлаке.

Руда должна удовлетворять и требованиям по химическому составу: минимальное содержание кремнезема, серы и фосфора. Иногда вместо руды используют заменители – агломерат и окалину от проката. Окалина от проката углеродистых сталей является наиболее чистым окислителем, 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 раскислители и легирующие элементы применяют в чистом виде или в виде сплавов с железом или друг с другом

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

1) содержание основного легирующего элемента в сплаве должно быть максимальным. При низком содержании легирующих элементов увеличивается масса присадки, что увеличивает время ее проплавления и 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;

2) сплавы должны быть чистыми от вредных для стали примесей, шлаковых включений и газов. Это особенно важно, потому что значительную часть их присаживают в печь лишь к концу плавки или в ковш, когда рафинирование металла уже закончено;

3) 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 в состав шихты, либо их вводят в жидкий металл для науглероживания.

В электросталеплавильных цехах используют, главным образом, чугун, кокс и электродный бой, в редких случаях (вследствие дефицита) – древесный уголь и сажу. Основным требованием к науглероживателям является: низкое содержание вредных примесей (главным образом серы) и небольшая зольность.

1.2.2 Основные периоды плавки

Период плавления

Главная задача в этом периоде плавки – как можно быстрее перевести металл в жидкое состояние.

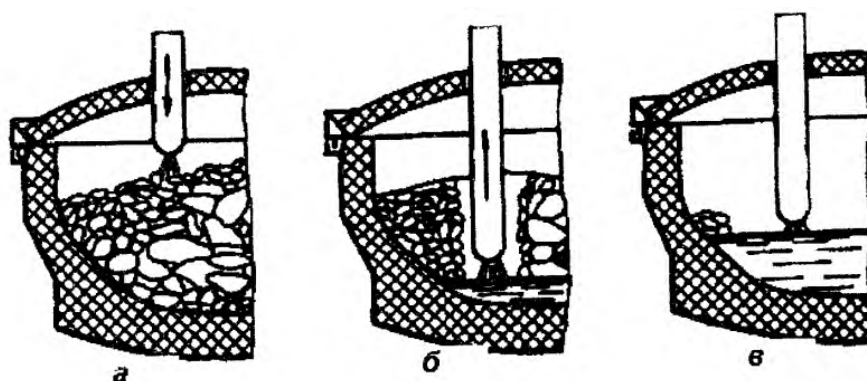
Длительность периода плавления зависит от вместимости печи, мощности трансформатора, состава выплавляемой стали, электрического режима и ряда других факторов. Продолжительность этого периода изменяется от 1 до 4 часов.

Большое тепловосприятие ванны в период плавления позволяет в этот период работать с максимальной мощностью и при максимальном напряжении на дуге. Лишь в самом начале плавления, когда дуги открыты и расположены

высоко (рисунок 1.3,а), излучение длинных дуг может привести к перегреву футеровки свода и стен. Поэтому в первые минуты плавки рекомендуется применять более низкое напряжение.

После образования колодцев дуги оказываются экранированными шихтой, что позволяет перейти к плавлению при максимальных значениях напряжения и мощности.

Работа на самой высокой ступени напряжения в период плавления целесообразна по двум причинам. Во-первых, чем выше напряжение, тем при той же мощности меньше сила тока и меньше потери в цепи, т.е. выше электрический к.п.д. Во-вторых, чем выше напряжение, тем длиннее дуга и на большую поверхность шихты распространяется ее излучение.



а – начало плавления; б - проплавление колодца; в – конец плавления

Рисунок 1.3 – Этапы плавления шихты

Если шихта подобрана и уложена правильно, то расположенная сверху мелкая шихта быстро проплавляется, и дуги погружаются в шихту, не оказав на футеровку заметного воздействия. В этом случае расплавление с самого начала можно вести на максимальной мощности дуги прожигают в твердой шихте колодцы диаметром на 30-40% больше диаметра электродов. В процессе прожигания колодцев тепловосприятие шихты максимально, так как дуга горит непосредственно в твердой шихте, а боковое излучение дуг воспринимается стенками колодцев (см. рисунок 1.3, б). С момента погружения электродов скорость плавления несколько замедляется, так как тепло аккумулируется в основном жидким металлом, он перегревается, и в нем растворяется твердая шихта. Лишь небольшая часть тепла дуги передается твердой шихте излучением на стенки колодцев.

Ускорение плавления шихты вне зоны действия дуг может быть достигнуто применением топливно-кислородных горелок, работающих с применением природного газа или мазута. При использовании горелок продолжительность плавления и расход электроэнергии сокращается примерно на 15-20%, хотя общий расход энергии на плавку несколько увеличивается. Положительный экономический эффект достигается главным образом за счет увеличения производительности печи и уменьшения удельного расхода электродов.

Во время плавления происходит окисление составляющих шихты, формируется шлак, происходит частичное удаление в шлак фосфора и серы. Окисление примесей осуществляется за счет кислорода воздуха, окалины и ржавчины, внесенных металлической шихтой. За время плавления полностью окисляется кремний, 40-60% марганца, частично окисляется углерод и железо. В формировании шлака наряду с продуктами окисления (SiO_2 , MnO , FeO) принимает участие и в известь. Шлак к концу периода плавления имеет примерно следующий состав, %: 35-40 CaO ; 15-25 SiO_2 ; 8-15 FeO ; 5-10 MnO ; 3-7 Al_2O_3 ; 0,5-1,2 P_2O_5 . Низкая температура и наличие основного железистого шлака благоприятствует дефосфорации.

В зоне электрических дуг за время плавления испаряется от 2 до 5% металла, преимущественно железа. В процессе плавления происходит и нежелательное окисление ценных примесей, вносимых шихтой. Практически полностью окисляются алюминий, титан, значительное количество хрома. С целью сокращения длительности окислительного периода в период плавления целесообразно создавать условия, благоприятные для окисления фосфора. Для этого количество руды и извести в завалку следует рассчитывать таким образом, чтобы к концу периода плавления основность шлака была $>1,6$, а содержание FeO превышало 12%. При соблюдении этих условий в период плавления окислится более половины фосфора, внесенного шихтой. После полного расплавления шихты и тщательного перемешивания ванны при классической технологии отбирают пробу металла на полный химический анализ.

Окислительный период

Задачами окислительного периода, по классической технологии являются:

- 1) окисление до необходимого содержания углерода;
- 2) понижение содержания фосфора ниже допустимых пределов в готовой стали;
- 3) возможно полное удаление растворенных в металле газов (водорода и азота);
- 4) нагрев металла до температуры, превышающей на 120-130 °С температуру ликвидуса.

Если плавка ведется без восстановительного периода, то в окислительный период нужно также удалить серу из металла до содержания ниже допустимого предела. Для контроля за ходом окислительных процессов регулярно, через каждые 5-10 мин., отбирают пробы металла, в которых контролируют содержание фосфора и углерода. При содержании фосфора $<0,02\%$ окисление рудой можно прекратить.

Кроме контроля фосфора, в этот период регламентируется содержание углерода. Технологическими инструкциями обычно предусматривается, чтобы за период кипения было окислено $\geq 0,3\%$ С при выплавке высокоуглеродистой стали, содержащей $\geq 0,6\%$ С, и $\geq 0,5\%$ С при вы плавке средне- и низкоуглеродистой стали. Для крупных печей эти количества могут быть

несколько уменьшены. Окисление такого количества углерода необходимо для дегазации металла. Поэтому по достижении необходимых значений концентрации фосфора окисление углерода целесообразно интенсифицировать. Очень высокие скорости выгорания углерода позволяют получить продувку металла газообразным кислородом. Окисление углерода газообразным кислородом позволяет сократить длительность периода, благодаря чему при расходе кислорода на 5-10% увеличивается производительность печей и на 5-12% снижается расход электроэнергии.

Для уменьшения угара железа продувку ванны кислородом следует начинать после нагрева металла и проводить ее при включенной печи. После окисления углерода благодаря большому тепловому эффекту этой реакции температура металла быстро возрастает. Содержание марганца в окислительный период обычно не регламентируется. Реакция окисления марганца в этот период близка к равновесию, поэтому нормальный ход плавки с необходимым повышением температуры к концу периода сопровождается восстановлением марганца из шлака. В этот период окисляется и хром, причем значительное количество окисляется еще в процессе плавления.

Скачивание шлака периода плавления и постоянное его обновление в течение периода способствует дальнейшему окислению хрома и потере его со шлаком. Интенсификация окисления газообразным кислородом позволяет быстро поднять температуру металла до необходимого уровня. Однако при продувке металл легко и перегреть, что нежелательно, так как перегрев отрицательно влияет на состояние футеровки, ухудшает условия дефосфорации и может привести к увеличению в металле содержания азота. Поэтому при продувке нельзя допускать перегрева ванны, охлаждая ее при необходимости железной рудой.

Общая продолжительность окислительного периода составляет 40-70 минут, а в случае применения газообразного кислорода она может быть сокращена до 30 мин.

Полученный полупродукт заданной температуры выпускается в ковш.

Восстановительный период

На современных высокомошных дуговых сталеплавильных печах восстановительный период, как правило, выносят в отдельно стоящие агрегаты внепечной обработки стали, в которых и происходит окончательное раскисление и доводка стали до заданного состава.

На практике широкое распространение получили два варианта раскисления стали: 1) глубинное раскисление без наводки восстановительного шлака, т.е. без восстановительного периода; 2) диффузионное и глубинное раскисление с проведением восстановительного периода.

Глубинное раскисление без скачивания окислительного и наводки восстановительного шлака начали применять в связи со значительным увеличением мощности печных трансформаторов, которая в восстановительный период используется в малой степени.

Цели внепечной обработки: 1) раскисление металла; 2) удаление серы; 3) корректировка химического состава металла; 4) регулирование температуры металла; 5) подготовка к выпуску высокоосновного жидкоподвижного шлака.

В начале восстановительного периода содержание углерода должно быть на 0,03-0,10% меньше нижнего предела в готовой стали. При меньшем содержании углерода металл необходимо науглеродить для быстрого проплавления шлаковой смеси первые 10-15 мин. после включения тока рекомендуется работать на средней ступени трансформатора. Остальную часть времени рафинирование проводят на низшей ступени напряжения, за исключением случаев присадки большого количества ферросплавов. Проводимую мощность регулируют в соответствии с температурой металла.

Углерод, кремний, кальций и алюминий в шлаке восстанавливают оксиды железа, марганца и хрома и в объеме печи образуется восстановительная атмосфера. Диффузионный обмен между шлаком и металлом протекает с малой скоростью, поэтому раскисление металла через шлак требует значительного времени, что является серьезным недостатком этого способа раскисления. Технология диффузионного раскисления предусматривает протекание реакций между раскислителями и оксидами железа либо в слое шлака, либо на границе раздела металл–шлак, при котором металл не будет загрязняться продуктами раскисления. Это преимущество диффузионного раскисления может быть реализовано при условии, что скорость перехода кислорода из металла в шлак будет превосходить скорость встречной диффузии раскислителей. Одним из раскислителей является углерод.

В начале восстановительного периода содержание кислорода определяется содержанием углерода. Таким образом, роль диффузионного раскисления сводится к понижению концентрации кислорода до равновесия с углеродом, а понижение его содержания при раскислении порошками ферросилиция и алюминия через шлак происходит в глубине металла, т.е. в результате глубинного раскисления и, следовательно, продукты раскисления также образуются в металле. Роль диффузионного раскисления уменьшается с увеличением вместимости печи, так как вместе с этим уменьшается удельная поверхность контакта металла со шлаком, что замедляет диффузионный обмен между ними и поэтому для интенсификации раскисления целесообразно, особенно в крупных печах, раскислители вводить непосредственно в жидкий металл. Этим способом можно за несколько минут удалить из металла кислорода больше, чем за 1,5-2,0 ч диффузионного раскисления.

Одной из главных задач восстановительного периода является доводка металлического расплава до заданного химического состава. Поэтому в начале периода сразу после образования шлакового покрова отбирают пробы металла на определение содержания углерода, марганца, хрома и никеля. При диффузионно-осадочном раскислении марганец вводят до получения нижнего предела заданного содержания, имея в виду, что некоторое количество марганца может восстанавливаться из оставшегося в небольшом количестве шлака окислительного периода.

Длительность восстановительного периода определяется временем, необходимым для образования раскислительного шлака, раскисления шлака и металла, десульфурации и легирования металла, и составляет 60-120 минут. В данном расчете восстановительный период плавки не учитывается.

2 Пример выполнения расчета. Требования к качеству стали и технологии производства

При выполнении домашнего задания/контрольной работы в соответствии с заданием требуется рассчитать шихту для выплавки заданной марки стали.

Пример расчета ведется на выплавку стали марки 30ХН2М в ДСП с использованием углеродистой шихты.

Данные о химическом составе готовой стали (см. любой марочник сталей) приведены в таблице 2.1.

Таблица 2.1 - Химический состав стали 30ХН2М, %

C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Mo	Cu
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	до 0,3

В плавке используется углеродистый лом. Заданная марка стали предназначена для изготовления элементов сварных металлоконструкций и различных деталей, к которым предъявляются требования повышенной прочности и коррозионной стойкости с ограничением массы, и работающие при температуре от -70 до +450 °С.

Её применяют для изготовления мостовых конструкций обычного и северного исполнения; несущих элементов различных сварных конструкций; деталей трубопроводной арматуры после закалки и отпуска; в качестве основного слоя при изготовлении горячекатаных двухслойных коррозионностойких листов.

Для выплавки заданной марки стали применяется следующая технологическая схема производства: плавка в дуговой электропечи - внепечная обработка - разливка.

В работе производится расчет плавки в дуговой сталеплавильной печи ДСП-120. Печь такого типа относят по классификации к дуговым печам прямого действия.

Для плавки металлов дуговая печь удобна, т.к. высокая концентрация энергии позволяет быстро проводить расплавление. Дуговые устройства удобны так же для проведения высокотемпературных химических реакций в жидкой или газовой фазе и подогрева газа.

3 Определение расхода чугуна в завалку

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

$$[C]_{\text{лом}} \cdot (100 - q_{\text{чуг}}) + [C]_{\text{чуг}} \cdot q_{\text{чуг}} = 100 \sum [C]_{\text{ших}}, \quad (3.1)$$

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

Принимаются равными: $[C]_{\text{лом}} = 0,15\%$, $[C]_{\text{чуг}} = 4,2\%$;

$\sum [C]_{\text{ших}}$ – содержание углерода в шихте, %.

Содержание углерода в шихте можно определить из уравнения:

$$\sum [C]_{\text{ших}} = [C]_{\text{гот}} + \Delta[C]_{\text{ок.п.}} + \Delta[C]_{\text{пл.}} - \Delta[C]_{\text{в.п.}}, \quad (3.2)$$

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 плавания, %;

$\Delta[C]_{\text{в.п.}}$ – науглероживание металла в восстановительный период, %.

Угар углерода в окислительный период составляет 0,3-0,5%, в период плавания - 0,2-0,3%, науглероживание металла в восстановительный период составляет 0,02-0,08% [4-6].

В случае интенсификации плавки путем сжигания в период плавания природного газа продолжительность этого периода будет короче, уменьшится до 0,10-0,15% и количество окисляющегося в период плавания углерода. Угар углерода в окислительный период также бывает меньшим при сокращении длительности периода.

При проведении расчета принимается $[C]_{\text{гот}} = 0,30\%$. Отсюда с учетом угара получаются следующие значения содержания углерода в процессе выплавки: $\Delta[C]_{\text{ок.п.}} = 0,21\%$, $\Delta[C]_{\text{пл.}} = 0,24\%$, $\Delta[C]_{\text{в.п.}} = 0,06\%$.

Тогда содержание углерода в шихте должно быть (по уравнению 3.2):

$$\sum [C]_{\text{ших}} = 0,30 + 0,21 + 0,24 - 0,06 = 0,69\%.$$

При подстановке в уравнение известных величин, определяется расход чугуна:

$$0,15 \cdot (100 - q_{\text{чуг}}) + 4,20 \cdot q_{\text{чуг}} = 100 \cdot 0,69;$$

$$15 - 0,15 \cdot q_{\text{чуг}} + 4,20 \cdot q_{\text{чуг}} = 69;$$

$$4,05 \cdot q_{\text{чуг}} = 69 - 15;$$

$$q_{\text{чуг}} = 13,3\%.$$

$$\text{Расход лома составит } q_{\text{лом}} = 100 - q_{\text{чуг}} = 100 - 13,33 = 86,67\%.$$

Для ДСП-120 получается:

$$\text{- чугуна: } 120 \cdot 0,133 = 15,96 \text{ тонн};$$

$$\text{- лома: } 120 \cdot 0,867 = 104,04 \text{ тонн}.$$

Таким образом, для выплавки стали в ДСП-120 с содержанием углерода в шихте 0,69% понадобится 15,96 т чугуна и 104,04 т стального лома.

Содержание примесей в металлической шихте рассчитывается по формуле:

$$\sum E_{\text{ших}} = \sum 10^{-2} \cdot q^i_{\text{ших}} \cdot [E]_{\text{ших}}^i, \quad (3.3)$$

где $\sum E_{\text{ших}}$ – суммарное содержание элемента в шихте, %;

$q^i_{\text{ших}}$ – количество i -го компонента шихты, %;

$[E]_{\text{ших}}^i$ – содержание элемента в i -м компоненте шихты, %.

Отсюда:

$$\sum [C]_{\text{ших}} = 10^{-2} [4,2 \cdot 13,33 + 0,15 \cdot 86,67] = 0,69\%;$$

$$\sum [Si]_{\text{ших}} = 10^{-2} [0,7 \cdot 13,33 + 0,2 \cdot 86,67] = 0,27\%;$$

$$\sum [Mn]_{\text{ших}} = 10^{-2} [0,91 \cdot 13,33 + 0,56 \cdot 86,67] = 0,61\%;$$

$$\sum [P]_{\text{ших}} = 10^{-2} [0,2 \cdot 13,33 + 0,04 \cdot 86,67] = 0,061\%;$$

$$\sum [S]_{\text{ших}} = 10^{-2} [0,03 \cdot 13,33 + 0,03 \cdot 86,67] = 0,030\%.$$

В металлическом ломе содержится мусора:

$$q_{\text{мус}} = 10^{-2} \cdot 1,0 \cdot 86,67 = 0,867 \text{ кг.}$$

В ломе содержится окалины:

$$q_{\text{ок}} = 10^{-2} \cdot 0,5 \cdot 86,67 = 0,433 \text{ кг.}$$

Окалина состоит из FeO и Fe₂O₃ в количествах, соответственно:

$$q^{\text{ок}}(\text{FeO}) = 0,433 \cdot 72/232 = 0,134 \text{ кг.}$$

$$q^{\text{ок}}(\text{Fe}_2\text{O}_3) = 0,433 \cdot 150/232 = 0,279 \text{ кг.}$$

4 Расчет периода плавления

4.1 Определение расхода извести

Расход извести в период плавления определяется по формуле:

$$q_{\text{изв}}^{\text{пл}} = \frac{100}{C_{\text{изв}} - B_1 (SiO_2)_{\text{изв}}} \cdot (B_1 F_1 - C), \quad (4.1)$$

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

$(SiO_2)_{\text{изв}}$ – содержание SiO₂ в извести, %;

F_1 – количество SiO₂ + P₂O₅, поступившее в шлак из всех материалов, кроме извести, %;

C – количество CaO, поступившее в шлак из всех материалов, кроме извести, %;

B_1 – основность шлака по расплавлению.

Основность шлака по расплавлению должна находиться в пределах 1,8-2,5 для обеспечения удаления фосфора в период плавления. В расчете принимается $B_1 = 2$.

Для определения F_1 и C заполняются графы 2-5 таблицы 4.1. В первом приближении F_1 можно принять равным приходу SiO_2 из всех источников, кроме извести (см. таблицу 4.1, графа 5), так как в электроплавке никогда не используется высокофосфористая шихта, к тому же пока не известно количество окисляющегося фосфора металлической шихты. В период плавления весь кремний металлической части шихты окисляется [4].

Отсюда получается:

$$q_{изв}^{пл} = \frac{100}{64 - 2 \cdot 2,4} \cdot (2 \cdot 1,0631 - 0,0020) = 2,6820 \text{ кг.}$$

4.2 Определение остаточного содержания примесей в металле по расплавлению

Остаточное содержание углерода в металле по расплавлению составит:

$$[C]_{распл} = \sum [C]_{ших} - \Delta[C]_{пл.} = 0,69 - 0,24 = 0,45 \text{ кг.}$$

Кремний в металле по расплавлению отсутствует, так как ранее было принято, что он полностью окисляется.

Для определения остаточного содержания других примесей в металле по расплавлению необходимо знать количество шлака в печи к моменту расплавления. Ориентировочно количество шлака в печи можно определить по уравнению:

$$q_{шл.распл.} = \frac{100 \cdot q_{SiO_2}^{распл}}{(SiO_2)_{распл}}, \quad (4.2)$$

где $q_{SiO_2}^{распл}$ - количество SiO_2 в шлаке по расплавлению, кг (см. таблицу 4.1, гр. 8);

(SiO_2) - содержание SiO_2 в шлаке по расплавлению, %.

Содержание SiO_2 в шлаке по расплавлению, как показывает практика, находится в пределах 20-25%. Принимается: $(SiO_2) = 22\%$.

Отсюда количество SiO_2 в период плавления:

$$q_{шл.распл.} = \frac{100 \cdot 1,1275}{22} = 5,1250 \text{ кг.}$$

Остаточное содержание марганца определяется из уравнения:

$$[Mn]_{распл} = \frac{100 \cdot \sum [Mn]_{ших}}{100 + 0,775 \cdot K_{Mn} \cdot (FeO)_{распл} \cdot q_{шл.распл.}} \quad (4.3)$$

где $[Mn]_{ших}$ – содержание марганца в шихте, %;

$(FeO)_{распл}$ – содержание FeO в шлаке по расплавлению, %;

K_{Mn} – константа равновесия реакции окисления марганца.

Константа равновесия реакции окисления марганца находится из следующей зависимости:

$$\lg K_{Mn} = \frac{7406}{t_{\text{шл}}^{\text{распл}} + 273} - 3,436, \quad (4.4)$$

где — $t_{\text{шл}}^{\text{распл}}$ температура шлака к моменту расплавления, °С.

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

$$t_{\text{пл}} = 1539 - 80[C]_{\text{распл}}. \quad (4.5)$$

Отсюда $t_{\text{пл}} = 1539 - 80 \cdot 0,45 = 1503$ °С.

Перегрев металла над температурой плавления в момент расплавления находится также в пределах 40-80 °С.

В расчете принимается перегрев металла над температурой плавления равным 60 °С, перегрев шлака над температурой металла равным также 60 °С.

Таким образом, температура металла по расплавлению составит:

$$t_{\text{м}}^{\text{распл}} = 1503 + 60 = 1563^{\circ}\text{C}.$$

Температура шлака:

$$t_{\text{шл}}^{\text{распл}} = 1563 + 60 = 1623^{\circ}\text{C}.$$

Тогда:

$$\lg K_{Mn} = \frac{7406}{1623 + 273} = 3,906.$$

$$K_{Mn} = 3,436.$$

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

Принимается: FeO = 9%, Fe₂O₃ = 3%.

То есть, содержание марганца в металле по расплавлению составит:

$$[Mn]_{\text{распл}} = \frac{100 \cdot 0,61}{100 + 0,775 \cdot 3,906 \cdot 9 \cdot 5,1250} = 0,254\%.$$

Содержание фосфора в металле по расплавлению определяется по уравнению:

$$[P]_{\text{распл}} = \frac{100 \Sigma [P]_{\text{ших}}}{100 + 0,437 \cdot L_p \cdot q_{\text{шл}}^{\text{распл}}}, \quad (4.6)$$

где $[P]_{\text{ших}}$ – содержание фосфора в шихте, %;

L_p – коэффициент распределения фосфора.

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

Тогда:

$$[P]_{распл} = \frac{100 \cdot 0,061}{100 + 0,775 \cdot 60 \cdot 5,1250} = 0,018\%.$$

Содержание серы по расплавлению определяется по уравнению:

$$[S]_{распл} = \frac{100 \cdot (\sum[S]_{ших} + (S)_{изв})}{100 + L_s \cdot q_{шл}^{распл}}, \quad (4.7)$$

где $[S]_{ших}$ – содержание серы в шихте, %;

$(S)_{изв}$ – содержание серы в извести, %;

L_s - коэффициент распределения серы.

Содержание серы в извести составляет 0,027 кг.

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

Тогда:

$$[S]_{распл} = \frac{100 \cdot (0,03 + 0,027)}{100 + 2,5 \cdot 5,1250} = 0,029\%.$$

Угар элементов:

$$\Delta[C]_{пл} = 0,24 \text{ кг};$$

$$\Delta[Si] = 0,27 \text{ кг};$$

$$\Delta[Mn] = 0,61 - 0,254 = 0,356 \text{ кг};$$

$$\Delta[P] = 0,061 - 0,013 = 0,048 \text{ кг};$$

$$\Delta[S] = 0,03 - 0,029 = 0,001 \text{ кг}.$$

В результате общий угар элементов получается: 0,915 кг.

4.3 Определение количества и состава шлака по расплавлению

Определение состава и количества шлака сводится к окончательному заполнению таблицы 4.1.

Количество шлака определяется, исходя из веса шлакообразующих без оксидов железа и процентного содержания в них оксидов железа (см. таблицу 4.1, графа 7).

Таблица 4.1 - Состав шлака после расплавления шихты

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	2,5529	2,5549	2,5549	44,15
SiO ₂	$0,27 \frac{60}{28} = 0,578$	0,3840	0,002	0,964		0,964	0,964	22,07
P ₂ O ₅	$0,048 \frac{142}{62} = 0,110$			0,110		0,110	0,110	1,98
MnO	$0,356 \frac{71}{55} = 0,460$			0,460		0,460	0,460	9,03
Al ₂ O ₃		0,3840	0,0005	0,3845	0,0268	0,4113	0,4113	8,05
MgO			0,0950	0,0950	0,0402	0,1352	0,1352	2,65
S	0,001			0,001	0,0027	0,0037	0,0037	0,07
Итого	1,149	0,7680	0,0995	2,0165	2,3226	4,6391	4,6391	88,00
FeO		0,134		0,134		0,134	0,134	9,00
Fe ₂ O ₃		0,279		0,279	0,0268	0,3058	0,3058	3,00
Итого		0,3840		0,413	0,0268	0,4398	0,4398	12,00
CO ₂			0,0005	0,0005	0,2682	0,2687		
CO	$0,24 \frac{28}{12} = 0,56$			0,56		0,56		
Итого	0,5833		0,0005	0,5605	0,2682	0,8287		
Всего	1,7323	1,1520	0,1	2,99	2,6820	5,9076	5,08	100

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

Такая проверка представлена в таблице 4.2.

Таблица 4.2 - Проверка принятых величин

Проверяемая величина	Значение		Отклонение принятого от расчетного, %
	принятое	расчетное	
$q_{\text{шл}}^{\text{распл}}$	5,1250	5,08	+0,89
$(\text{SiO}_2)_{\text{распл}}$	22,00	22,07	-0,32
$(\text{CaO})/(\text{SiO}_2)$	2,00	2,00	0,00

4.4 Материальный баланс периода плавления

1 Определяется поступление кислорода из атмосферы печи:

а) расход кислорода на окисление примесей металлической части шихты определяется по массе оксидов (см. таблицу 4.1) и массе окисляющихся элементов:

$$1,7323 - 0,915 = 0,8173 \text{ кг};$$

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

в) испарение железа в период плавления шихты составляет 0,3-1,0% от веса металлической шихты.

Принимается испарение железа в период плавления в количестве 1,0%.

Потребность кислорода на окисление испарившегося железа определяется по формуле:

$$O_2^{FeO} = Fe_{\text{угар}} \frac{M_{O_2}}{M_{Fe}}; \quad (4.8)$$

где $Fe_{\text{угар}}$ - испарение железа в период плавления, %;

M_{O_2} – атомная масса кислорода;

M_{Fe} – атомная масса железа.

Отсюда потребность кислорода на окисление испарившегося железа составляет:

$$1,0 \cdot \frac{16}{56} = 0,2857 \text{ кг.}$$

В результате образуется пыли в виде FeO:

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

где 72 – атомная масса FeO;

г) поступает кислорода с исходными материалами в виде FeO и Fe₂O₃ (см. таблицу 4.1):

$$0,134 \frac{16}{72} + 0,3058 \frac{48}{160} = 0,1215 \text{ кг.}$$

е) поступает кислорода из атмосферы:

$$0,8173 + 0,015 + 0,2857 - 0,1215 = 1,0117 \text{ кг.}$$

2 Определение выхода годного металла:

а) задано 100 кг металлической шихты;

б) окислилось примесей 0,915 кг (см. разд.3);

в) теряется с пылью 1% металлической шихты, или 1 кг;

г) мусор и окалина шихты составляют 1,1520 кг (см. таблицу 4.1, графа 3);

д) угар железа составляет:

$$(0,134 - 0,1215) \frac{56}{72} + (0,3058 - 0,1215) \frac{112}{160} = 0,1588 \text{ кг.}$$

Получено металла:

$$q_{\text{распл}}^M = 100 - 0,015(0,915 + 1,01 + 1,1520 + 0,1588) = 95,146 \text{ кг.}$$

Материальный баланс периода плавления в расчете на 100 кг представлен в таблице 4.3.

Таблица 4.3 - Материальный баланс периода плавления

Задано, кг		Получено, кг	
Чугун передельный	13,33	Металл	95,146
Углеродистый лом	86,67	Шлак	5,08
Известь	2,6820	Пыль	1,2857
Магнетитовый порошок	0,1000	Газы (СО и СО ₂)	0,8287
Кислород из атмосферы	1,0117	Невязка	-1,45
Итого	103,79	Итого	102,34

Хорошее схождение баланса (до 5%) свидетельствует о правильности выполненных расчетов.

5 Расчет окислительного периода

5.1 Определение расхода твердого окислителя

Окислительный период предусматривается вести без спуска шлака, поэтому расход твердого окислителя определяется по формуле (5.1):

$$q'_p = \frac{100}{e'} \left\{ 1,4\Delta[C]_{\text{ок.п.}} + 24 \cdot 10^{-4} [q_{\text{шл}}^{\text{н.в.п.}} \sum(\text{FeO})_{\text{н.в.п.}} - q_{\text{шл}}^{\text{ост}} \sum(\text{FeO})_{\text{распл}}] - 0,1 \frac{\mu}{\eta} \tau_{\text{ок.п.}} \right\},$$

где e' - содержание O_2 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;

$\sum(\text{FeO})_{\text{распл}}$, $\sum(\text{FeO})_{\text{н.в.п.}}$ - суммарные содержания оксидов железа в шлаках по расплавлению и к началу восстановительного периода, %.

Известно: $q_{\text{шл}}^{\text{ост}} = 5,08$ кг,

$\sum(\text{FeO})_{\text{распл}} = 12\%$ (см. таблицу 4.1),

$\Delta[C]_{\text{ок.п.}} = 0,21\%$.

Содержание кислорода, связанного с железом, в твердом окислителе определяется по формуле:

$$e' = \frac{16}{72} FeO + \frac{48}{160} Fe_2O_3 \quad (5.2)$$

В рассматриваемом примере $e' = 25\%$.

Удельное поступление кислорода из атмосферы μ , по справочным данным, находится в пределах 5-8 кг/(м²·ч). Принимается $\mu = 7,75$ кг/(м²·ч).

Продолжительность окислительного периода τ принимается равной 1 ч.

Удельную нагрузку на под печи можно определить по формуле:

$$\eta = \frac{P}{S}, \quad (5.3)$$

где P - емкость печи, т;

S - площадь пода, м².

Диаметр рабочего пространства выбранной печи равен 4550 мм (Приложение Б). При емкости печи в 120 т площадь пода составляет 12,5 м².

Тогда:

$$\eta = \frac{120}{12,5} = 9,6 \text{ т/м}^2.$$

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

$$q_{\text{шл}}^{\text{н.в.п.}} = 5,08 + 1,00 = 6,08 \text{ кг.}$$

Принимается, что в конце окислительного периода суммарное содержание оксидов железа в шлаке составляет 13%, в том числе FeO - 10% и Fe₂O₃ - 3%.

Таким образом, расход твердого окислителя (руды) составляет:

$$q'_p = \frac{100}{25} 1,4 \cdot 0,21 + 24 \cdot 10^{-4} (6,08 \cdot 13 - 5,08 \cdot 12) - 0,1 \frac{7,75}{2,59} \cdot 1 = 0,92 \text{ кг.}$$

5.2 Определение расхода извести

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

Принимается основность шлака B_2 равной 2,6.

Для определения расхода извести необходимо знать поступление SiO₂ и CaO из всех шихтовых материалов, кроме извести.

Для этого заполняется графа 5 таблицы 5.1.

Расход извести составляет:

$$q_{\text{изв}}^{\text{пл}} = \frac{100}{C_{\text{изв}} - B_1(SiO_2)_{\text{изв}}} \cdot (B_1 \cdot F - C) = \frac{100}{24 - 2,5 \cdot 2,4} (2,5 \cdot 1,1966 - 2,2698) = 0,9252 \text{ кг.}$$

5.3. Определение содержания примесей в металле в конце окислительного периода

Температура разливки стали должна быть на 70-100 °С выше температуры плавления, т.е.:

$$t_{\text{пл}} = 1539 - 80 \cdot 0,21 = 1522 \text{ °С;}$$

$$t_{\text{разл}} = 1522 + 70 = 1592 \text{ }^{\circ}\text{C}.$$

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

$$t_{\text{вып}} = 1592 + 30 = 1622 \text{ }^{\circ}\text{C}.$$

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

$$t_{\text{скач}}^{\text{M}} = 1622 + 15 = 1637 \text{ }^{\circ}\text{C}.$$

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

Остаточное содержание марганца в металле перед раскислением определяется по формуле:

$$[\text{Mn}]_{\text{раск}} = \frac{100 \sum[\text{Mn}]_{\text{ших}}}{q_{\text{н.в.п.}}^{\text{M}} + 0,775 K_{\text{Mn}}(\text{FeO})_{\text{н.в.п.}} q_{\text{шл}}^{\text{н.в.п.}}}. \quad (5.4)$$

Известно:

$$\sum[\text{Mn}]_{\text{ших}} = 0,61 \text{ кг},$$

$$q_{\text{распл}}^{\text{M}} = 95,146 \text{ кг},$$

$$(\text{FeO})_{\text{н.в.п.}} = 10\%,$$

$$q_{\text{шл}}^{\text{н.в.п.}} = 6,08 \text{ кг}.$$

Константа равновесия марганца K_{Mn} определяется из уравнения:

$$\lg K_{\text{Mn}} = \frac{7406}{t_{\text{скач.шл}}^{\text{M}} + 273} - 3,436 = \frac{7406}{1637 + 273} - 3,436 = 0,4414;$$

$$K_{\text{Mn}} = 2,764;$$

$$[\text{Mn}]_{\text{н.в.п.}} = \frac{100 \cdot 0,61}{95,146 + 0,775 \cdot 2,764 \cdot 10 \cdot 6,08} = 0,2706\%.$$

Таблица 5.1-Состав и количество шлака окислительного периода

Оксиды	Вносится, кг					Всего	Шлак в конце периода		Остаточный шлак после спуска	
	шлаком периода плавления	металлом	рудой, твердым окислителем	итого	известью		кг	%	кг	%
CaO	2,5549		0,0149	2,5698	0,7772	3,347	3,347	48,2	3,347	48,25
SiO ₂	0,964		0,0691	1,1966	0,0222	1,2188	1,2188	19,3	1,2188	19,30
P ₂ O ₅	0,1010	$0,0081 \frac{142}{62} = 0,0186$		0,1196		0,1196	0,1196	1,89	0,1196	1,89
MnO	0,460	$0,0195 \frac{71}{55} = 0,0252$		0,4852		0,4852	0,4852	7,70	0,4852	7,70
Al ₂ O ₃	0,4113		0,0415	0,4528	0,0093	0,4621	0,4621	7,32	0,4621	7,32
MgO	0,1352		0,0028	0,1380	0,0139	0,1519	0,1519	2,40	0,1519	2,40
S	0,0037	0,0036	0,0003	0,0076	0,0009	0,0085	0,0085	0,14	0,0085	0,14
Итого	4,6301	0,0474	0,1286	4,8061	0,8235	5,6296	5,6296	87,0	5,6296	87,00
FeO	0,134		0,1616	0,2956		0,2956	0,2956	10,0	0,2956	10,00
Fe ₂ O ₃	0,3058		1,0316	1,3374	0,0092	1,3466	1,3466	3,00	1,3466	3,00
Итого	0,4398		1,1932	1,633	0,0092	1,6422	1,6422	13,0	1,6422	13,00
CO		$0,43 \frac{28}{12} = 1,0033$		1,0033		1,0033				
CO ₂ +H ₂ O			0,0598	0,0598	0,0925	0,1523				
Итого		1,0033	0,0598	1,0631	0,0925	1,1556				
Всего	5,07	1,0507	1,3816	7,5023	0,9252	8,4275	7,272	100	7,272	100

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

$$[P]_{\text{н.в.п.}} = \frac{100 \cdot \Sigma [P]_{\text{ших}}}{q_{\text{н.в.п.}}^{\text{М}} + 0,437 \cdot L_p \cdot q_{\text{шл}}^{\text{н.в.п.}}} \quad (5.5)$$

Коэффициент распределения фосфора L_p принимается равным 80.

Тогда:

$$[P]_{\text{н.в.п.}} = \frac{100 \cdot 0,061}{95,146 + 0,437 \cdot 80 \cdot 6,08} = 0,0198\%$$

Содержание серы определяется по формуле:

$$[S]_{\text{н.в.п.}} = \frac{100 \cdot \Sigma [S]_{\text{ших}}}{q_{\text{н.в.п.}}^{\text{М}} + 0,437 \cdot L_S \cdot q_{\text{шл}}^{\text{н.в.п.}}}, \quad (5.6)$$

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

$$\Sigma [S]_{\text{н.в.п.}} = 0,03 + 0,0027 + 0,0003 + 0,0009 = 0,0339 \text{ кг.}$$

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

Тогда:

$$[S]_{\text{н.в.п.}} = \frac{100 \cdot 0,0339}{95,146 + 6 \cdot 6,08} = 0,0257\%$$

Угар элементов в окислительный период:

$$\Delta [C] = 0,69 - 0,21 = 0,480 \text{ кг;}$$

$$\Delta [Mn] = 0,61 - 0,2764 = 0,334 \text{ кг;}$$

$$\Delta [P] = 0,061 - 0,0198 = 0,0412 \text{ кг;}$$

$$\Delta [S] = 0,030 - 0,0257 = 0,0043 \text{ кг.}$$

Итого 0,8595 кг.

$$q_{\text{шл}}^{\text{н.в.п.}} = 7,272 - 0,8595 = 6,4125$$

Проверка принятых и рассчитанных величин приведена в таблице 5.2

Таблица 5.2 - Проверка принятых величин

Величина	Значение		Отклонение принятого значения от расчетного, %
	принятое	расчетное	
	6,08	6,4125	+5,5
CaO/SiO ₂	2,5	2,5	0
L _S	6,0	5,51	+8,17

5.4 Материальный баланс окислительного периода

1 Рассчитывается поступление кислорода из атмосферы печи.

Расходуется кислорода на окисление примесей металла:

$$1,0117 - 0,8595 = 0,1522 \text{ кг.}$$

Количество растворенного в металле кислорода принимается 0,0180 кг.

Расход кислорода на образование оксидов железа в шлаке составляет (см. таблицу 5.1):

$$0,134 \cdot 16/72 + 0,3058 \cdot 48/160 = 0,1215 \text{ кг.}$$

Поступает кислорода с материалами в виде FeO и Fe₂O₃ (см. таблицу 5.1):

$$0,2956 \cdot 16/72 + 1,3374 \cdot 48/160 = 0,4669 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, растворенного в металле по расплавлению составляет 0,015 кг.

Всего поступает кислорода из атмосферы печи:

$$0,1522 + 0,0180 - 0,1215 + 0,4669 - 0,015 = 0,501 \text{ кг.}$$

2 Уточнение выхода металла в конце окислительного периода.

Вес металла в начале периода составляет 95,146 кг.

Окислилось примесей за весь период 0,8595 кг.

Пригар железа за счет восстановления части оксидов железа составляет (см. таблицу 5.1):

$$(0,2956 - 0,134) \cdot 56/72 + (1,3374 - 0,3058) \cdot 112/160 = 0,8478 \text{ кг.}$$

Количество корольков железа в шлаке в конце окислительного периода составляет 1-3% от веса шлака.

Для рассматриваемого расчета принимается количество корольков равным 1,5%.

Тогда:

$$(6,4125 \cdot 1,5)/100 = 0,0962 \text{ кг.}$$

Получено металла:

$$q_{\text{н.в.п.}}^{\text{м}} = 95,146 + (0,018 - 0,015) - 0,8595 + 0,8478 - 0,0962 = 95,0411 \text{ кг.}$$

Материальный баланс окислительного периода представлен в таблице 5.3.

Таблица 5.3 - Материальный баланс окислительного периода

Задано	кг	Получено	кг
Металл	95,146	Металл	95,0411
Шлак	5,08	Шлак	6,4125
Известь	0,9252	Газы	1,1556
Железная руда	1,3816	Корольки Fe в шлаке	0,0962
Кислород воздуха	0,501	Невязка	0,3284
Итого	103,034	Итого	102,705

Далее из дуговой сталеплавильной печи металл в сталеразливочные ковши и направляется в агрегаты внепечной обработки стали, где происходит его окончательное раскисление и доводка до заданного состава.

Список использованных источников

- 1 Егоров, А.В. Электроплавильные печи черной металлургии: Учебник для вузов. [Текст]/А.В. Егоров. – М.: Металлургия, 1985. – 280 с.
- 2 Электрические промышленные печи: Дуговые печи и установки специального нагрева: Учебник для вузов. [Текст]/ А.Д. Свенчанский, И.Т. Жердев, А.М. Кручинин и др.; под ред. А.Д. Свенчанского. 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Энергоиздат, 1981. – 296 с.
- 3 Устройство и работа сверхмощных дуговых сталеплавильных печей. [Текст] / Д.Я. Поволоцкий, Ю.А. Гудим, И.Ю. Зинуров и др. – М.: Металлургия, 1990.–176 с.
- 4 Сойфер, В. М. Дуговые печи в сталелитейном цехе. [Текст] / В.М. Сойфер, Л.Н. Кузнецов. – М.: Металлургия, 1989. – 176 с.
- 5 Егоров, А.В. Расчет мощности и параметров электропечей черной металлургии: Учеб. пособие для вузов. [Текст]/ А.В. Егоров. – М.: Металлургия, 1990. – 280 с.
- 6 Никольский, Л.Е. Тепловая работа дуговых сталеплавильных печей. [Текст]/ Л.Е. Никольский, В.Д. Смоляренко, Л.Н. Кузнецов. – М.: Металлургия, 1981. – 320 с.
- 7 Электротермическое оборудование: Справочник [Текст] / под ред. П. Альтгаузена. – М.: Энергия, 1985. – 416 с.
- 8 Дуговые сталеплавильные печи: Атлас. [Текст] / под ред. И.Ю. Зинурова. – М.: Металлургия, 1981. – 180 с.
- 9 Электрометаллургия стали и ферросплавов: Учебник для вузов. [Текст] / Под ред. Д.Я. Поволоцкого. – М.: Металлургия, 1984. – 568 с.
- 10 Морозов, А.Н. Современное производство стали в дуговых печах. [Текст]/ А.Н. Морозов. – М.: Металлургия, 1983. – 184 с.
- 11 Поволоцкий, Д.Я. Выплавка легированной стали в дуговых печах. [Текст]/ Д.Я. Поволоцкий, Ю.А. Гудим. – М.: Металлургия, 1987. – 136 с.

Приложение А
Варианты заданий

№ варианта п/п	Задание	
	Марка стали	Емкость печи, т
1.	С255	100
2.	17Г1С	120
3.	09Г2С	150
4.	С345	200
5.	12Г2С	100
6.	40Х	120
7.	13Г1С-У	150
8.	40ХН	250
9.	14ХГС	120
10.	15ХСНДА	150
11.	13Г1С	100
12.	10ХСНД	120
13.	09Г2Т	150
14.	12ХН2	200
15.	35Х	100
16.	10Г2С	120
17.	40ХС	150
18.	17ГС	250
19.	15ХСНД	120
20.	45Х	150
21.	10ХСНДА	100
22.	10Г2ФБЮ	120
23.	40Х13	150
24.	25ХГТ	200
25.	10Г2ФБ	100
26.	10Г2А	120
27.	16Г2АФ	150
28.	35ХР	250
29.	20ХН2М	120
30.	18ХГТ	150

Приложение Б
 Параметры печей для расчета

Параметры	Печи ВНИИЭТО				
	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

ЗАВОДЯНЫЙ АЛЕКСЕЙ ВАСИЛЬЕВИЧ

БОЛЬШИНА ЕЛЕНА ПАВЛОВНА

ШЕВЧЕНКО ЕВГЕНИЙ АЛЕКСАНДРОВИЧ

РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В ДСП

Методические указания

для выполнения домашнего задания/контрольной работы

по дисциплине: «Электрометаллургия стали и ферросплавов»

Направление подготовки: 150400 «Металлургия»

Всех форм обучения

Подписано в печать 22.10.2014		
Формат 60x90 $\frac{1}{16}$ Рег.№ 48	Печать офсетная Тираж 40 экз.	Уч.-изд.л. 2,06

Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»

Новотроицкий филиал

462359, Оренбургская обл., г. Новотроицк, ул. Фрунзе, 8.

E-mail: nfmisis@yandex.ru

Контактный тел. 8 (3537) 679729.