

Введение

Основное назначение дуговой сталеплавильной печи является, выплавка стали из металлического лома (скрапа). В ДСП получают, высоколегированные сорта стали, для которых требуется тщательная очистка металла от вредных примесей (особенно серы), удаление неметаллических включений и обезгаживание. Работа печи на увеличенной мощности достигается использованием водоохлаждаемых свода и стен, использованием газокислородных горелок и пенистых шлаков.

В данном дипломном проекте необходимо рассчитать систему охлаждения дуговой сталеплавильной печи ёмкостью 3 тонны (ДСП-3). Печь такого типа относят по классификации к дуговым печам прямого действия. В данных печах дуга горит между электродами и расплавленным металлом, непосредственно нагревая металл. Очаг высокой температуры (дуга) находится около поверхности металла. Благодаря экранирующему действию электродов свод печи частично защищен от непосредственного излучения дуг, поэтому здесь допустимы очень большие объёмные мощности, и можно проводить высокотемпературные процессы. Электроды в таких печах подвешены вертикально и работают в основном на растяжение, и лишь при наклоне печи на изгиб, поэтому можно применять сравнительно длинные графитированные электроды большого сечения, допускающие рабочие токи. Дуговые печи могут быть весьма мощными и производительными, и работать на трёхфазном токе. Электропечь лучше других приспособлена для переработки металлического лома, причем твердой шихтой может быть занят весь объем печи, и это не затрудняет процесс расплавления.

Глава 1 Общая информация о дуговой сталеплавильной печи

1.1 Устройство ДСП

Основными элементами конструкции современной дуговой сталеплавильной печи являются ванна печи, установленная на наклоняющейся платформе механизма наклона печи. Печь наклоняется в сторону рабочего окна на $10-15^\circ$ для скачивания шлака, и на $25-45^\circ$ в сторону сливного отверстия для слива металла. Сверху ванна закрыта сводом. В своде имеются отверстия для опускания в рабочее пространство трех электродов. Основной несущей конструкцией для удержания электрода является рукав электрододержателя, зафиксированный на стойке, имеющей возможность вертикально перемещаться в двух поясах направляющих роликов под действием привода перемещения электрода. Несущей конструкцией механизмов перемещения электродов служит портал, опирающийся на тумбу платформы наклоняющейся. Для удержания электрода и обеспечения надежного электрического контакта служит механизм зажима электрода. Для открывания ванны печи для загрузки шихты предназначен механизм подъема и поворота свода.

Кроме того, в комплекс современной ДСП входят: насосно-аккумуляторная станция (НАС); электрогидравлический регулятор мощности; печной трансформатор; ЛСУТП; завалочные бадьи; система бункеров, весодозирования и подачи шлакообразующих и легирующих компонентов в печь; устройство для вдувания порошкообразных материалов в ванну; система отбора и очистки образующихся при электроплавке газов; система электроснабжения.

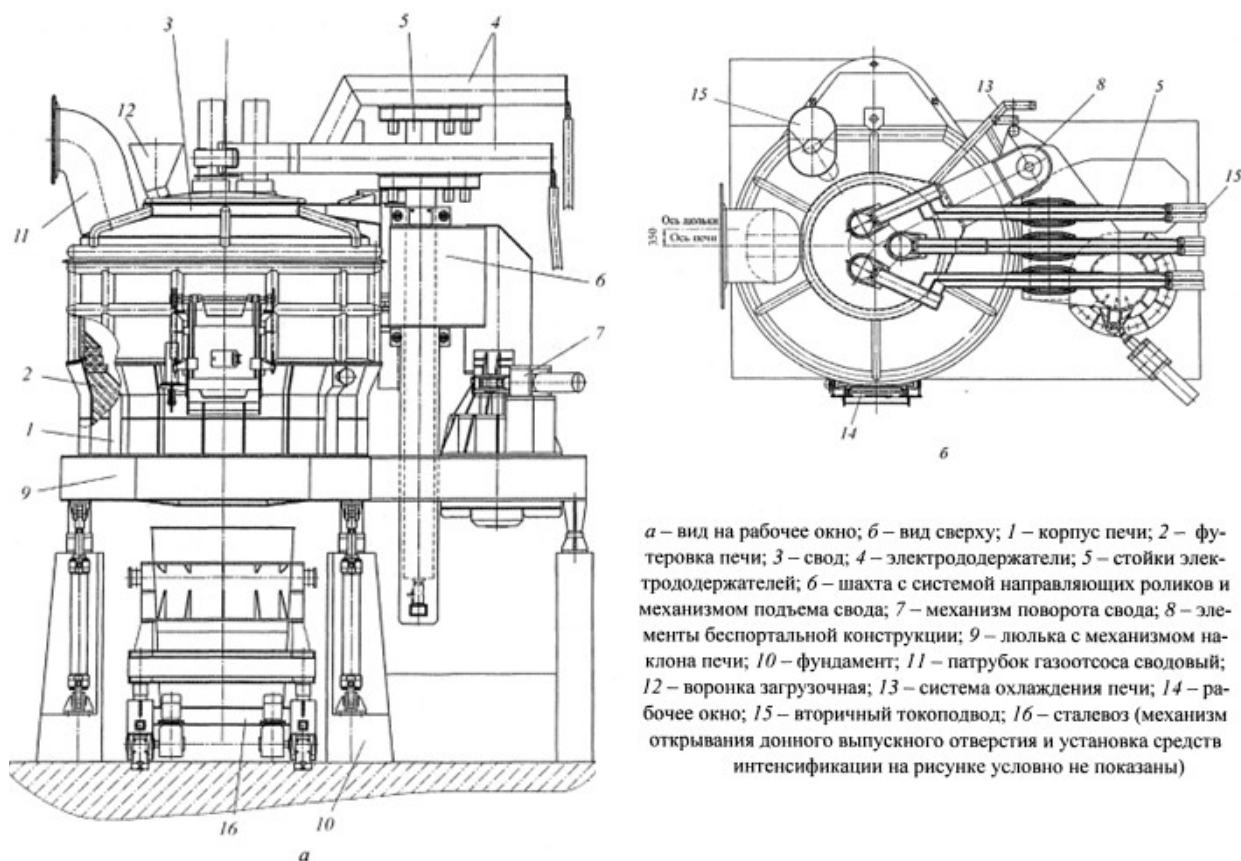


Рисунок 1 – Устройство ДСП

Период плавления по особенностям состояния печи включает три стадии: 1) формирование зоны плавления; 2) плавление шихты с горением дуг на образовавшейся ванне жидкого металла при экранировании стен ломом; 3) доплавление остатков шихты при непосредственном излучении части энергии дуг на стены печи. Для каждой стадии должен быть разработан собственный электрический режим, учитывающий ее специфику.

Быстрое плавление шихты и раннее шлакообразование в период плавления способствуют меньшему насыщению металла газами во время плавления. Это также способствует упрощению технологии и уменьшению продолжительности окислительного периода плавки.

Существующие в настоящее время дуговые сталеплавильные печи можно классифицировать по следующим признакам.

1. По виду используемого тока дуговые печи подразделяются на печи постоянного и переменного тока.

2. По емкости ДСП можно разделить на печи малой емкости (до 20 т), средней (21 ...75) и большой (более 75 т) емкости.

3. В зависимости от удельной мощности источника тока дуговые печи подразделяются на маломощные (менее 400 кВт-А/т), средней мощности (400...600), высокомощные (600...800), сверхмощные (более 800 кВт-А/т).

4. В зависимости от вида используемых огнеупоров различают основные и кислые печи.

5. Наличие или отсутствие водоохлаждаемых элементов позволяет выделить дуговые печи с огнеупорной футеровкой и водоохлаждаемые печи (обычно применяют водоохлаждаемые панели стен и свода).

6. В зависимости от способа выпуска плавки различают печи с выпуском стали по желобу (классический или сифонный выпуск) и печи с донным выпуском (центральный донный, эксцентричный и эркерный).

7. В зависимости от конструкции дуговые печи бывают порталные и беспортальные.

8. Существуют двухванные печи.

9. Есть дуговые печи, оснащенные устройствами для нагрева шихты.

1.2 Механическое оборудование дуговой печи

Кожух печи должен выдерживать нагрузку от массы огнеупоров и металла. Его делают сварным из листового железа толщиной 16–50 мм в зависимости от размеров печи. Форма кожуха определяет профиль рабочего пространства дуговой электропечи. Наиболее распространенным в настоящее время является кожух конической формы. Нижняя часть кожуха имеет форму цилиндра, верхняя часть - конусообразная с расширением кверху. Такая форма кожуха облегчает заправку печи огнеупорным материалом, наклонные стены увеличивают стойкость кладки, так как она дальше расположена от электрических дуг. Используют также кожухи цилиндрической формы с водоохлаждаемыми панелями. Для сохранения правильной цилиндрической формы кожух усиливается ребрами и кольцами жесткости. Днище кожуха обычно выполняется сферическим, что обеспечивает наибольшую прочность

кожуха и минимальную массу кладки. Днище выполняют из немагнитной стали для установки под печью электромагнитного перемешивающего устройства.

Сверху печь закрыта сводом. Свод набирают из огнеупорного кирпича в металлическом водоохлаждаемом сводовом кольце, которое выдерживает распирающие усилия арочного сферического свода. В нижней части кольца имеется выступ – нож, который входит в песчаный затвор кожуха печи. В кирпичной кладке свода оставляют три отверстия для электродов. Диаметр отверстий больше диаметра электрода, поэтому во время плавки в зазор устремляются горячие газы, которые разрушают электрод и выносят тепло из печи. Для предотвращения этого на своде устанавливают холодильники или экономайзеры, служащие для уплотнения электродных отверстий и для охлаждения кладки свода. Газодинамические экономайзеры обеспечивают уплотнение с помощью воздушной завесы вокруг электрода. В своде имеется также отверстие для отсоса запыленных газов и отверстие для кислородной фурмы.

Для загрузки шихты в печи небольшой емкости и подгрузки легирующих и флюсов в крупные, печи скачивания шлака, осмотра, заправки и ремонта печи имеется загрузочное окно, обрамленное литой рамой. К раме крепятся направляющие, по которым скользит заслонка. Заслонку футеруют огнеупорным кирпичом. Для подъема заслонки используют пневматический, гидравлический или электромеханический привод.

С противоположной стороны кожух имеет окно для выпуска стали из печи. К окну приварен сливной желоб. Отверстие для выпуска стали может быть круглым диаметром 120 -150 мм или квадратным 150 на 250 мм. Сливной желоб имеет корытообразное сечение и приварен к кожуху под углом 10—12° к горизонтали. Изнутри желоб футеруют шамотным кирпичом, длина его составляет 1- 2 м.

Электрододержатели служат для подвода тока к электродам и для зажима электродов. Головки электрододержателей делают из бронзы или

стали и охлаждаются водой, так как они сильно нагреваются как теплом из печи, так и контактными токами. Электрододержатель должен плотно зажимать электрод и иметь небольшое контактное сопротивление. Наиболее распространенным в настоящее время является пружинно-пневматический электрододержатель. Зажим электрода осуществляется при помощи неподвижного кольца и зажимной плиты, которая прижимается к электроду пружиной. Отжатие плиты от электрода и сжатие пружины происходят при помощи сжатого воздуха. Электрододержатель крепится на металлическом рукаве – консоли, который скрепляется с Г-образной подвижной стойкой в одну жесткую конструкцию. Стойка может перемещаться вверх или вниз внутри неподвижной коробчатой стойки. Три неподвижные стойки жестко связаны в одну общую конструкцию, которая покоится на платформе опорной люльки печи. Перемещение подвижных телескопических стоек происходит или с помощью системы тросов и противовесов, приводимых в движение электродвигателями, или с помощью гидравлических устройств. Механизмы перемещения электродов должны обеспечить быстрый подъем электродов в случае обвала шихты в процессе плавления, а также плавное опускание электродов во избежание их погружения в металл или ударов о нерасплавившиеся куски шихты. Скорость подъема электродов составляет 2,5-6,0 м/мин, скорость опускания 1,0- 2,0 м/мин.

Механизм наклона печи должен плавно наклонять печь в сторону выпускного отверстия на угол 40-45° для выпуска стали и на угол 10-15 градусов в сторону рабочего окна для спуска шлака. Станина печи, или люлька, на которой установлен корпус, опирается на два – четыре опорных сектора, которые перекачиваются по горизонтальным направляющим. В секторах имеются отверстия, а в направляющих – зубцы, при помощи которых предотвращается проскальзывание секторов при наклоне печи. Наклон печи осуществляется при помощи рейки и зубчатого механизма или гидравлическим приводом. Два цилиндра укреплены на неподвижных опорах фундамента, а штоки шарнирно связаны с опорными секторами люльки печи.

Система загрузки печи бывает двух видов: через завалочное окно мультозавалочной машиной и через верх при помощи бадьи. Загрузку через окно применяют только на небольших печах.

При загрузке печи сверху в один-два приема в течение 5 мин меньше охлаждается футеровка, сокращается время плавки; уменьшается расход электроэнергии; эффективнее используется объем печи. Для загрузки печи свод приподнимают на 150-200 мм над кожухом печи и поворачивают в сторону вместе с электродами, полностью открывая рабочее пространство печи для введения бадьи с шихтой. Свод печи подвешен к раме. Она соединена с неподвижными стойками электрододержателей в одну жесткую конструкцию, покоящуюся на поворотной консоли, которая укреплена на опорном подшипнике. Крупные печи имеют поворотную башню, в которой сосредоточены все механизмы отворота свода. Башня вращается вокруг шарнира на катках по дугообразному рельсу. Бадья представляет собой стальной цилиндр, диаметр которого меньше диаметра рабочего пространства печи. Снизу цилиндра имеются подвижные гибкие сектора, концы которых стягиваются через кольца тросом. Взвешивание и загрузка шихты производятся на шихтовом дворе электросталеплавильного цеха. Бадья на тележке подается в цех, поднимается краном и опускается в печь. При помощи вспомогательного подъема крана трос выдергивают из проушин секторов и при подъеме бадьи сектора раскрываются, и шихта вываливается в печь в том порядке, в каком она была уложена в бадье.

При использовании в качестве шихты металлизированных окатышей загрузка может производиться непрерывно по трубопроводу, который проходит в отверстие в своде печи.

Во время плавления электроды прорезают в шихте три колодца, на дне которых накапливается жидкий металл. Для ускорения расплавления печи оборудуются поворотным устройством, которое поворачивает корпус в одну и другую сторону на угол в 80° . При этом электроды прорезают в шихте уже девять колодцев. Для поворота корпуса приподнимают свод, поднимают

электроды выше уровня шихты и поворачивают корпус при помощи зубчатого венца, прикрепленного к корпусу, и шестерен. Корпус печи опирается на ролики.

Ток в плавильное пространство печи подается через электроды, собранные из секций, каждая из которых представляет собой круглую заготовку диаметром от 100 до 610 мм и длиной до 1500 мм. В малых электропечах используют угольные электроды, в крупных – графитированные. Графитированные электроды изготавливают из малозольных углеродистых материалов: нефтяного кокса, смолы, пека. Электродную массу смешивают и прессуют, после чего сырая заготовка обжигается в газовых печах при 1300 градусах и подвергается дополнительному графитирующему обжигу при температуре 2600 – 2800 градусах в электрических печах сопротивления. В процессе эксплуатации в результате окисления печными газами и распыления при горении дуги электроды сгорают. По мере укорачивания электрод опускают в печь. При этом электрододержатель приближается к своду. Наступает момент, когда электрод становится настолько коротким, что не может поддерживать дугу, и его необходимо наращивать. Для наращивания электродов в концах секций сделаны отверстия с резьбой, куда ввинчивается переходник-ниппель, при помощи которого соединяются отдельные секции. Расход электродов составляет 5- 9 кг на тонну выплавляемой стали.

Электрическая дуга—один из видов электрического разряда, при котором ток проходит через ионизированные газы, пары металлов. При кратковременном сближении электродов с шихтой или друг с другом возникает короткое замыкание. Идет ток большой силы. Концы электродов раскаляются добела. При раздвигании электродов между ними возникает электрическая дуга. С раскаленного катода происходит термоэлектронная эмиссия электронов, которые, направляясь к аноду, сталкиваются с нейтральными молекулами газа и ионизируют их. Отрицательные ионы направляются к аноду, положительные к катоду. Пространство между анодом

и катодом становится ионизированным, токопроводящим. Бомбардировка анода электронами и ионами вызывает сильный его разогрев. Температура анода может достигать 4000 градусов. Дуга может гореть на постоянном и на переменном токе. Электродуговые печи работают на переменном токе. В последнее время в ФРГ построена электродуговая печь на постоянном токе.

В первую половину периода, когда катодом является электрод, дуга горит. При перемене полярности, когда катодом становится шихта — металл, дуга гаснет, так как в начальный период плавки металл еще не нагрет и его температура недостаточна для эмиссии электронов. Поэтому в начальный период плавки дуга горит беспокойно, прерывисто. После того как ванна покрывается слоем шлака, дуга стабилизируется и горит более ровно.

1.3 Плавка стали в основной печи

Плавка состоит из следующих периодов:

- заправка печи;
- загрузка шихты;
- плавление;
- окислительный период;
- восстановительный период;
- выпуск стали.

Заправка печи

Заправка – это исправление изношенных и поврежденных участков футеровки пода. После выпуска очередной плавки с подины удаляют остатки металла и шлака. На поврежденные подины и откосов забрасывают магнезитовый порошок или же магнезитовый порошок, смешанный с каменноугольным пеком (связующим). Длительность заправки 10-15 мин.

Загрузка шихты

Общее количество чугуна и электродного боя или кокса должно быть таким, чтобы содержание углерода в шихте превышало нижний предел его содержания в готовой стали на 0,3% при выплавке высокоуглеродистых сталей, на 0,3-04 % при выплавке среднеуглеродистых и на 0,5% для

низкоуглеродистых. Этот предел несколько снижается при росте емкости печи. Чтобы совместить удаление части фосфора с плавлением шихты в завалку рекомендуется давать 2-3% извести.

Загрузку ведут бадьями или корзинами. В корзины и бадьи шихту укладывают в следующей последовательности: на дно кладут часть мелочи, чтобы защитить подину от ударов тяжелых кусков стального лома, затем в центре укладывают крупный лом, а по периферии средний и сверху – оставшийся мелкий лом. Плотная укладка шихты улучшает ее проводимость, обеспечивая устойчивое горение дуги, ускоряя плавление. Для уменьшения угара кокс и электродный бой кладут под слой крупного лома.

Плавление

После окончания завалки электроды опускают почти до касания с шихтой и включают ток. Под действием высокой температуры дуг шихта под электродами плавится, жидкий металл стекает вниз, накапливаясь в центральной части подины. Электроды постепенно опускаются, проплавляя в шихте "колодцы" и достигая крайнего нижнего положения. По мере увеличения количества жидкого металла электроды поднимаются. Это достигается при помощи автоматических регуляторов для поддержания определенной длины дуги. Плавление ведут при максимальной мощности печного трансформатора.

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 окись кальция, содержащаяся в извести. 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.

Для ускорения плавления иногда применяют газо-кислородные горелки, вводимые в рабочее пространство через под или стенки печи. Для уменьшения продолжительности плавления часто применяют продувку кислородом, вводимым в жидкий металл после расплавления $\frac{3}{4}$ шихты с помощью фурм или стальных футерованных трубок. При расходе кислорода 4-6 м²/т длительность плавления сокращается на 10-20 мин. Продолжительность периода плавки определяется мощностью трансформатора и составляет от 1,1 до 3,0 ч. Расход электроэнергии за время плавления составляет 400-480 кВт/ч.

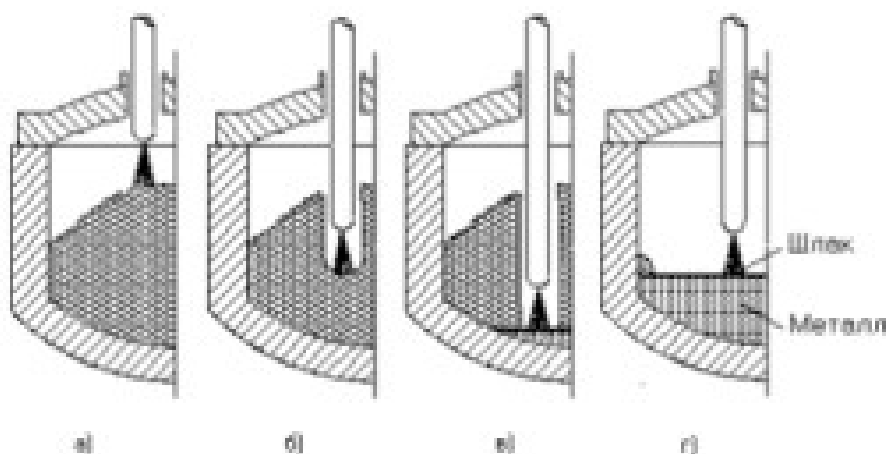


Рисунок 2 – Этапы плавления шихты

а – начало плавления; б – опускание электрода; в – подъём электрода; г – окончание плавления

Окислительный период

Задача окислительного периода плавки состоит в следующем:

- а) уменьшить содержание в металле фосфора до 0,01-0,015%;
- б) уменьшить содержание в металле водорода и азота;

Кроме того, за время периода окисляют углерод до нижнего предела его содержания в выплавляемой стали. За счет кипения (выделения

пузырьков СО при окислении углерода) происходит дегазация металла и его перемешивание, что ускоряет процессы дефосфорации и нагрева.

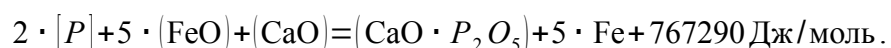
Окисление примесей ведут, используя либо железную руду (окалину, агломерат), либо газообразный кислород.

Удалив шлак, в печь присаживают шлакообразующие: 1-1,5% извести и при необходимости 0,15-0,25% плавикового шпата, шамотного боя или боксита.

После формирования жидкоподвижного шлака в ванну в течение всего окислительного периода ведут продувку кислородом; печь для слива шлака в течение периода наклонена в сторону рабочего окна. Присадка руды вызывает интенсивное кипение ванны – окисляется углерод, реагируя с окислами железа руды с выделением большого количества пузырьков СО. Под воздействием газов шлак вспенивается, уровень его повышается, и он стекает в шлаковую чашу через порог рабочего окна. Новую порцию руды присаживают, когда интенсивность кипения металла начинает ослабевать.

Общий расход руды составляет 3-6,5% от массы металла. С тем, чтобы предотвратить сильное охлаждение металла, единовременная порция руды не должна быть более 0,5-1%.

В течение всего окислительного периода идет дефосфорация металла по реакции:



Для успешного протекания той реакции необходимы высокие основность шлака и концентрация окислов железа в нем, а также пониженная температура. Эти условия создаются при совместном введении в печь извести и руды.

Из-за высокого содержания окислов железа в шлаках окислительного периода условия для протекания реакции десульфурации являются неблагоприятными, и десульфурация получает ограниченное развитие: за все время плавления и окислительного периода в шлак удаляется до 30-40% серы, содержащейся в шихте.

При кипении вместе с пузырьками CO из металла удаляются водород и азот. Этот процесс имеет большое значение для повышения качества электростали, поскольку в электропечи в зоне электрических дуг идет интенсивное насыщение металла азотом и водородом. В связи с этим электросталь обычно содержит азота больше, чем мартеновская и кислородно-конвертерная сталь.

Шлак в конце окислительного периода имеет примерно следующий состав, %: 35-50 CaO; 10-20 SiO₂; 4-12 MnO; 6-15 MgO; 3-7 Al₂O₃; 6-30 FeO; 2-6 Fe₂O₃; 0,4-1,5 P₂O₅. содержание окислов железа в шлак зависит от содержания углерода в выплавляемой марке стали; верхний предел характерен для низкоуглеродистых сталей, нижний – для высокоуглеродистых.

Окислительный период заканчивается тогда, когда углерод окисляется до нижнего предела его содержания в выплавляемой марке стали, а содержание фосфора снижено до 0,010-0,015%. Период заканчивают сливом окислительного шлака. Полное скачивание окислительного шлака необходимо, чтобы содержащийся в нем фосфор не перешел обратно в металл во время восстановительного периода.

Восстановительный период

Задачами восстановительного периода являются:

- а) раскисление металла;
- б) удаление серы;
- в) доведение химического состава стали до заданного;
- г) корректировка температуры.

Все эти задачи решаются параллельно в течение всего восстановительного периода; раскисление металла производят одновременно осаждающим и диффузионным методами.

После удаления окислительного шлака в печь присаживают ферромарганец в количестве, необходимом для обеспечения содержания марганца в металле на его нижнем пределе для выплавляемой стали, а также

ферросилиций из расчета введения в металл 0,10-0,15% кремния и алюминий в количестве 0,03-0,1%. Эти добавки вводят для обеспечения осаждающего раскисления металла.

Далее наводят шлак, вводя в печь известь, плавиковый шпат и шамотный бой. Через 10-15 мин. шлаковая смесь расплавляется, и после образования жидкоподвижного шлака приступают к диффузионному раскислению. Вначале, в течение 15-20 мин. раскисление ведут смесью, состоящей из извести, плавикового шпата и кокса в соотношении 8:2:1, иногда присаживают один кокс. Далее начинают раскисление молотым 45 или 75%-ным ферросилицием, который вводят в состав раскислительной смеси, содержащей известь, плавиковый шпат, кокс и ферросилиций в соотношении 4:1:1:1, содержание в этой смеси уменьшают. На некоторых марках стали в конце восстановительного периода в состав раскислительной смеси вводят более сильные раскислители – молотый силикокальций и порошкообразный алюминий, а при выплавке ряда низкоуглеродистых сталей диффузионное раскисление ведут без введения кокса в состав раскислительных смесей.

Суть диффузионного раскисления, протекающего в течение всего периода, заключается в следующем. Так как раскисляющие вещества применяют в порошкообразном виде, плотность их невелика, и они очень медленно опускаются через слой шлака. В шлаке протекают следующие реакции раскисления:



в результате содержание FeO в шлаке уменьшается и в соответствии с законом распределения $(\text{FeO})/[\text{FeO}] = \text{const}$ кислород (в виде FeO) начинает путем диффузии переходить из металла в шлак (диффузионное раскисление). Преимущество диффузионного раскисления заключается в том, что поскольку реакции раскисления идут в шлаке, выплавляемая сталь не загрязняется продуктами раскисления – образующимися окислами. Это

способствует получению стали с пониженным содержанием неметаллических включений.

По мере диффузионного раскисления постепенно уменьшается содержание FeO в шлаке и пробы застывшего шлака светлеют, а затем становятся почти белыми. Белый шлак конца восстановительного периода электроплавки имеет следующий состав, %: 53-60 CaO; 15-25 SiO₂; 7-15 MgO; 5-8 Al₂O₃; 5-10 CaF₂; 0,8-1,5 CaS; < 0,5 FeO; < 0,5 MnO.

Во время восстановительного периода успешно идет десульфурация, поскольку условия для её протекания более благоприятные, чем в других сталеплавильных агрегатах. Хорошая десульфурация объясняется высокой основностью шлака восстановительного периода ($\text{CaO/SiO}_2 = 2,7-3,3$) и низким (< 0,5 %) содержанием FeO в шлаке, обеспечивающим сдвиг равновесия реакции десульфурации $[\text{FeS}] + (\text{CaO}) = (\text{CaS}) + (\text{FeO})$ вправо (в сторону более полного перехода серы в шлак). Коэффициент распределения серы между шлаком и металлом $(\text{S})/[\text{S}]$ в восстановительный период электроплавки составляет 20-50 и может достигать до 60 в электропечи с основной футеровкой можно удалить серу до тысячных долей процента.

Для улучшения перемешивания шлака и металла и интенсификации медленно идущих процессов перехода в шлак серы, кислорода и неметаллических включений в восстановительный период рекомендуется применять электромагнитное перемешивание, особенно на большегрузных печах, где удельная поверхность контакта металл-шлак значительно меньше, чем в печах малой емкости.

Длительность восстановительного периода составляет 40-100 мин. За 10-20 мин. до выпуска проводят корректировку содержания кремния в металле, вводя в печь кусковой ферросилиций. Для конечного раскисления за 2-3 мин. до выпуска в металл присаживают 0,4-1,0 кг алюминия на 1 т стали. Выпуск стали из печи в ковш производят совместно со шлаком. Интенсивное перемешивание металла со шлаком в ковше обеспечивает дополнительное

рафинирование – из металла в белый шлак переходит сера и неметаллические включения.

Порядок легирования

При выплавке легированных сталей в дуговых печах порядок легирования зависит от сродства легирующих элементов к кислороду. Элементы, обладающие меньшим сродством к кислороду, чем железо (никель, молибден) во время плавки не окисляются и их вводят в начальные периоды плавки – никель в завалку, а молибден в конце плавления или в начале окислительного периода.

Хром и марганец обладают большим сродством к кислороду, чем железо. Поэтому металл легируют хромом и марганцем после слива окислительного шлака в начале восстановительного периода.

Вольфрам обладает большим сродством к кислороду, чем железо и он может окисляться и его обычного вводят в начале восстановительного периода. Особенность легирования вольфрамом заключается в том, что из-за высокой температуры плавления он растворяется медленно и для корректировки состава ферровольфрам можно присаживать в ванну не позднее, чем за 30 до выпуска.

Кремний, ванадий и особенно титан, и алюминий обладают большим сродством к кислороду и легко окисляются. Легирование стали феррованадием производят за 15-35 мин. до выпуска, ферросилиций – за 10-20 мин. до выпуска. Ферротитан вводят в печь за 5-15 мин. до выпуска, либо в ковш. Алюминий вводят за 2-3 мин. до выпуска в ковш.

Глава 2 Определение геометрических параметров дуговой сталеплавильной печи

2.1 Расчет основных геометрических параметров

Основными геометрическими параметрами ДСП являются:

- 1) H_M - глубина ванны по зеркалу жидкого металла;
- 2) H_B - глубина ванны до откосов печи;
- 3) $H_{пл}$ - высота плавильного пространства;
- 4) D_M - диаметр ванны по зеркалу жидкого металла;
- 5) D_P - диаметр ванны на уровне порога рабочего окна;
- 6) D_K - внутренний диаметр кожуха печи;
- 7) $D_{от}$ - диаметр ванны на уровне откосов.

Наиболее распространенной является сфероконическая ванна с углом между образующей и осью конуса, равным 45° .

Объем ванны до откосов

$$V_B = V_M + V_{ш} + V_{д}, \quad (2.1)$$

где V_M - объем металла; $V_{ш}$ - объем шлака; $V_{д}$ - дополнительный объем.

Если плотность жидкого металла ρ_M (т/м³), а емкость печи M (т), то

$$V_M = \frac{M}{\rho_M}, \text{ м}^3 \quad (2.2)$$

$$V_M = \frac{3}{7,85} = 0,382 \text{ м}^3$$

Номинальную ёмкость печи принимаем равным 3 тонны, а $\rho_m = 7,85$ т/м³ – плотность жидкого металла (сталь 30).

Диаметр зеркала жидкого металла определяется из соотношения:

$$D_M = 2000 \cdot c \cdot \sqrt[3]{V_M}, \quad (2.3)$$

где D_M – диаметр зеркала жидкого металла, м;

V_M – объем жидкого металла, м³;

c – коэффициент, зависящий от отношения диаметра зеркала металла к глубине ванны по металлу.

Обычно коэффициент c определяется по формуле:

$$c = 0,875 + 0,042 \cdot a, \quad (2.4)$$

где $a = \frac{D_M}{H_M}$. Для большинства печей $a = 4,5 \dots 5,5$, причем меньшие значения характерны для небольшой емкости и технологического процесса, не требующего тщательного рафинирования расплавленного металла в печи. При таких соотношениях с теплотехнологической точки зрения будет обеспечено и сравнительно равномерное облучение поверхности ванны от дуг и кладки печи, и более равномерный прогрев металла в объеме ванны.

Принимаем $a = \frac{D_M}{H_M} = 5,0$. Тогда:

$$c = 0,875 + 0,042 \cdot 5,0 = 1,085 \quad (2.5)$$

$$D_M = 2000 \cdot 1,085 \cdot \sqrt[3]{0,382} = 1574 \approx 1,6 \text{ м}.$$

Отсюда, глубина ванны по зеркалу жидкого металла равна:

$$H_M = \frac{D_M}{a} = \frac{1,6}{5,0} = 0,32 \text{ м} \quad (2.6)$$

Глубина сферического сегмента:

$$H_C = 0,2 \cdot H_M, \text{ м} \quad (2.7)$$

$$H_C = 0,2 \cdot 0,32 = 0,064 \text{ м}$$

Расчетный объём шлака $V_{ш}$ принимаем равным 12% объема жидкого металла:

$$V_{ш} = 0,12 \cdot V_M, \text{ м}^3 \quad (2.8)$$

$$V_{ш} = 0,12 \cdot 0,382 = 0,04584 \text{ м}^3$$

Высота слоя шлака:

$$H_{ш} = \frac{\frac{1000}{0,785} \cdot V_{ш}}{D_M^2}, \text{ м} \quad (2.9)$$

$$H_{ш} = \frac{\frac{1000}{0,785} \cdot 0,04584}{1,6^2} \approx 0,023 \text{ м}$$

Диаметр зеркала шлака:

$$D_{ш} = D_M + 2 \cdot H_{ш} = 1,6 + 2 \cdot 0,023 = 1,646 \text{ м} \quad (2.10)$$

Диаметр ванны на уровне порога рабочего окна выбираем с таким расчетом, чтобы уровень порога был на 40 мм выше уровня зеркала шлака:

$$D_{II} = D_{III} + 2 \cdot h' = 1,646 + 2 \cdot 0,04 = 1,726 \text{ м}, \quad (2.11)$$

где h' - расстояние от зеркала шлака до уровня порога рабочего окна.

Уровень откосов принимаем на 70 мм выше уровня порога рабочего окна, то есть $h'' = 0,07 \text{ м}$:

$$D_{om} = D_{II} + 2 \cdot h'' = 1,726 + 2 \cdot 0,07 = 1,866 \text{ м} \quad (2.12)$$

Глубина ванны до уровня откосов печи равна:

$$H_B = H_M + H_{III} + h' + h'', \text{ м}. \quad (2.13)$$

$$H_B = 0,32 + 0,023 + 0,04 + 0,07 = 0,453 \text{ м}$$

Зная высоту конической части ванны:

$$h_k = H_M - H_C = 0,32 - 0,064 = 0,256 \text{ м} \quad (2.14)$$

Находим диаметр основания шарового сегмента D_C :

$$D_C = D_M - 2 \cdot h_k, \text{ м} \quad (2.15)$$

$$D_C = 1,6 - 2 \cdot 0,256 = 1,088 \text{ м}$$

Высоту плавильного пространства H_{nl} от уровня откосов до верха стены на основании данных таблицы 1 принимаем равной:

$$H_{nl} = 0,45 \cdot D_{0T}, \text{ м} \quad (2.16)$$

$$H_{nl} = 0,45 \cdot 1,866 = 0,8397 \approx 0,84 \text{ м}$$

Таблица 1 Зависимость высоты плавильного пространства от диаметра на уровне откосов

Емкость печи, т	Доля H_{nl} от $D_{от}$
0,5...5	0,5...0,45
10...50	0,45...0,4
100...	0,38...0,34

Выше откосов стены делаются наклонными под углом $15...30^\circ$ к вертикали. При таком наклоне их можно заправлять. Принимаем угол наклона стен 30° . Высота наклонной части стен составит:

$$H_H = (0,25 \dots 0,33) \cdot (H_{nl} - h''), \text{ м} \quad (2.17)$$

$$H_H = 0,31 \cdot (0,84 - 0,07) = 0,2387 \approx 0,24 \text{ м}$$

Высота цилиндрической части стен $H_{ц}$:

$$H_{ц} = H_{nl} - H_H, \text{ м} \quad (2.18)$$

$$H_{ц} = 0,84 - 0,24 = 0,6 \text{ м}$$

Диаметр стен определяется по формуле:

$$D_{CT} = D_{от} + 2 \cdot H_H \cdot \tan \alpha, \text{ м} \quad (2.19)$$

$$D_{CT} = 1,866 + 2 \cdot 0,24 \cdot \tan 20^\circ = 2,94 \text{ м}$$

Оставшиеся размеры печи определяются с учетом материала и толщины огнеупорной кладки подины, стен и свода.

2.2 Расчет конструкция футеровки ДСП

Конструкция футеровки кроме внутреннего профиля рабочего пространства определяют материалы и толщину рабочего, арматурного и теплоизоляционного слоев кладки, а также форма и размеры кожуха ДСП. Для кладки рабочего слоя ДСП используются основные и кислые огнеупорные материалы.

Основная футеровка ДСП

Футеровка подины состоит из рабочей части и теплоизоляционного слоя. Рабочая часть футеровки подины состоит из набивного слоя и кирпичной кладки. Верхний набивной слой обычно выполняют из магнезитового порошка, замешанного на смеси смолы и пека, толщиной 100...200 мм. Средний огнеупорный слой выполняется из магнезита марки МУ-91, МО-91, МУ-89. Толщина рабочего слоя должна составлять 70...80 % футеровки ванны, то есть 4.. .6 рядов кирпича. Нижний - изоляционный слой - выполняют из легковесного шамота марки ШЛБ-1,3, одним-двумя слоями (нормальный кирпич имеет размеры 230x115x65 мм).

На металлическое днище укладывают листовой асбест и насыпают выравнивающий слой шамотного порошка общей толщиной 30...40 мм.

Для печей различной емкости рекомендуется следующая толщина отдельных слоев и всей футеровки подины (таблица 2).

Таблица 2 – Толщина отдельных слоев и всей футеровки подины ДСП, мм.

Емкость печи, т	< 12	25-50	100	200	300	400
Набивной слой, мм	100	100	150	150	160	180
Кирпичная кладка, мм	300-365	395-495	530	575	595	620
Изоляционный слой, мм	85	105	170	190	195	200
Общая толщина, мм	485-550	600-700	850	915	950	1000

Исходя из данных, приведенных в таблице 2, принимаем общую толщину подины 485 мм. Футеровка подины состоит из рабочей части и теплоизоляционного слоя.

Нижний изоляционный слой выполняем из листового асбеста толщиной 10 мм, укладываемого на металлическое днище и легковесного шамота марки ШЛБ-1,3, суммарной толщиной 85 мм (один слой «на плашку»).

Средний огнеупорный слой выполняется из магнезита марки МУ-91 суммарной толщиной 325 мм (пять слоёв «на плашку»).

Огнеупорная набивка выполняется из магнезитового порошка со связующим в виде смеси смолы и пека толщиной 150 мм.

Откосы ниже уровня шлака выкладываются обычным магнезитовым кирпичом марки МО-91, а в районе шлакового пояса плотным магнезитовым кирпичом.

2.3 Расчет стен ДСП

С тем, чтобы облегчить тепловую работу и повысить стойкость футеровки, кладка стен обычно не имеет тепловой изоляции. Верх стен изнашивается меньше, поэтому он выкладывается кирпичом меньшего размера, с одним - двумя уступами.

В зависимости от емкости можно рекомендовать следующую толщину огнеупорной кладки стен (таблица 3).

Таблица 3 – Толщина огнеупорной кладки стен ДСП

Емкость печи, т	< 12	25-50	100	200	300-400
Общая толщина на уровне откосов δ_1 , мм	365-445	445-495	525-575	575-610	550-650
Общая толщина в верхней части δ_2 , мм	230-300	300-365	365-415	380-450	400-470

Толщину футеровки стены на уровне откосов принимаем равной 365 мм (300 мм кирпич магнетитохромитовый марки МХСП и 65 мм легковесным шамотом).

Выбрав материалы и толщину огнеупорной кладки стен, определяем внутренний диаметр кожуха на уровне откосов:

$$D_{к.от} = D_{от} + 2 \cdot \delta_1, \text{ м}; \quad (2.20)$$

$$D_{к.от} = 1,866 + 2 \cdot 0,365 = 2,596 \text{ м}$$

и его цилиндрической части:

$$D_{к} = D_{ст} + 2 \cdot \delta_2, \text{ м}; \quad (2.21)$$

$$D_{к} = 2,94 + 2 \cdot 0,23 = 3,4 \text{ м},$$

где δ_1 – толщина футеровки стен на уровне откосов, м;

δ_2 – толщина футеровки цилиндрической верхней части стен, м.

Кожух сваривается из котельной стали. Толщина кожуха определяется:

$$\Delta K = \frac{D_{к}}{200}, \text{ м}; \quad (2.22)$$

$$\Delta K = \frac{3,4}{200} = 0,017 \text{ м}$$

В обшивке кожуха вырезают отверстия для летки и рабочего окна.

Рабочее окно печи имеет следующие размеры:

Ширина:

$$b = (0,22 \dots 0,33) \cdot D_{от}, \text{ м}; \quad (2.23)$$

$$b = 0,33 * 1,866 = 0,616 \text{ м}$$

Высота:

$$h = (0,65 \dots 0,7) \cdot b, \text{ м}; \quad (2.24)$$

$$h = 0,7 * 0,616 = 0,431 \text{ м}$$

Стрела выпуклости арки рабочего окна:

$$h_{co} = \frac{1}{7} \cdot b, \text{ м}; \quad (2.25)$$

$$h_{co} = \frac{1}{7} \cdot 0,616 = 0,088 \text{ м}$$

2.4 Расчет свода ДСП

Футеровку сводов основных дуговых печей наиболее часто выполняют из прямого и небольшого количества клинового кирпича марки МХОП и в отдельных случаях из динасового кирпича.

Толщина футеровки свода соответствует длине стандартного кирпича и обычно составляет (таблица 4):

Таблица 4 – Толщина футеровки свода ДСП

Емкость печи, т	≤ 12,5	25 – 50	100
δ _{св} , мм	230 – 300	380	380 - 460

Свод выполняется из магнезитохромитового кирпича марки МХСП длиной 230 мм без дополнительной тепловой изоляции.

В современных ДСП свод опирается на кожух печи и поэтому можно считать, что его диаметр примерно равняется диаметру верха кожуха, т.е.

$$D_{\text{св}} \approx D_{\kappa}$$

$$D_{\text{св}} \approx D_{\kappa} = 3,4 \text{ м}$$

Стрела выпуклости свода ($h_{\text{стр}}$) зависит от материала и пролета (диаметра) свода (таблица 5). Из соображения строительной прочности рекомендуется:

Таблица 5 – Геометрические параметры свода в зависимости от материала футеровки

Материал свода	$h_{\text{стр}}$
Магнезитовый (хромомagneзитовый)	$(0,11 \dots 0,12) D_{\text{св}}$
Динасовый	$(0,08 \dots 0,1) D_{\text{св}}$

Стрела выпуклости свода равна:

$$h_{\text{стр}} = (0,11 \dots 0,12) \cdot D_{\text{св}}, \text{ м}; \quad (2.26)$$

$$h_{\text{стр}} = 0,11 \cdot 3,4 = 0,374 \text{ м}$$

При этом высота центральной части свода над уровнем откосов составит:

$$H_{\text{св}} = H_{\text{пл}} + h_{\text{стр}}, \text{ м}; \quad (2.27)$$

$$H_{\text{св}} = 0,84 + 0,374 = 1,214 \text{ м}$$

Интенсивность облучения определяется диаметром распада электродов D_p , который задает расстояние «дуга-стенка». Поэтому задача определения рационального значения D_p сводится к выбору величины соотношения $\frac{D_p}{D_{\text{св}}}$, обеспечивающего возможно более равномерное распределение тепловой нагрузки по периметру печи и высокой стойкости футеровки стен.

Наилучшее условия при минимальном значении $\frac{D_p}{D_{св}}$. Однако возможности его уменьшения ограничиваются соображениями конструктивного характера (необходимость размещения электрододержателей, обеспечения достаточно высокой строительной прочности центральной части свода).

При проектировании печей следует принимать значения, приведенные в таблице 6.

Таблица 6 – Величины $\frac{D_p}{D_{св}}$ для различных ДСП.

Емкость печи, т	12 ... 50	100	200
$R = \frac{D_p}{D_{св}}$	0,40 ... 0,35	0,25	0,20

На основании данных таблицы 6 принимаем отношение:

$$\frac{D_p}{D_{св}} = R = 0,4 \quad (2.28)$$

$$D_p = D_{св} * R = 3,4 * 0,4 = 1,36 \text{ м.}$$

ГЛАВА 3 Расчет теплового баланса ДСП

ДСП является агрегатом периодического действия, в котором потребление электроэнергии в различные периоды плавки неодинаково. При проектировании ДСП составляется расчетный энергетический баланс только для периода расплавления, т.к. печь потребляет наибольшую часть электроэнергии и плавка ведется на самой высокой мощности. По результатам этого баланса определяется необходимая мощность печного трансформатора и удельный расход электроэнергии в период расплавления,

т.е. важнейшие параметры печи, определяющие ее производительность и технико-экономическую эффективность.

Энергетический баланс состоит из приходной $Q_{\text{пр}}$ и расходной $Q_{\text{расх}}$ частей:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{расх}} \quad (3.1)$$

Приход энергии происходит за счет статей:

$$Q_{\text{пр}} = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4, \quad (3.2)$$

где Q_1 – теплота, вносимая в печь с электроэнергией;

Q_2 – теплота, вносимая в печь с шихтой;

Q_3 – теплота экзотермических реакций, протекающих в ванне;

Q_4 – теплота от окисления графитовых электродов.

Теплота Q_1 на действующей печи определяется по показаниям счетчика активной энергии, установленного на печи, а по показаниям счетчика реактивной мощности определяется средний коэффициент мощности установки. Эта статья для печей одной емкости составляет 60 – 80%.

Теплота, вносимая в дуговую сталеплавильную печь ДСП-3 электроэнергией, зависит от ее электрической мощности и времени работы.

Теплота, выделяющаяся в печи, также может быть определена по формуле:

$$Q_1 = P * t * \eta, \quad (3.3)$$

$$Q_1 = 3500 * 3 * 0,8 = 8400 \text{ кВтч} = 30240 \text{ МДж},$$

где Q_1 - теплота, выделяющаяся в печи, в киловатт-часах или мегаджоулях, P - электрическая мощность, потребляемая печью, в киловаттах

(По техническому паспорту, средняя электрическая мощность, потребляемая ДСП-3 на одну плавку, составляет около 3000-4000 кВтч. Принимаем $P=3500$ кВтч), t - время работы печи в часах (обычно, время для одной плавки в ДСП-3 составляет от 2 до 4 часов, в зависимости от многих факторов. Принимаем 3 часа), η - КПД электропечи, который обычно находится в пределах 0,7-0,9.

Теплота Q_2 вносимая в печь с шихтой определяется по формуле:

$$Q_2 = M_{\text{чуг}} \cdot C_{\text{чуг}} \cdot t_{\text{чуг}}, \text{ МДж}; \quad (3.4)$$

$$Q_2 = 4000 \cdot 850 \cdot 1400 = 4760 \text{ МДж},$$

где $M_{\text{чуг}}$ – масса жидкого чугуна вносимого в печь, кг. (производительность чугуна печью ДСП-3 по техническому паспорту равна 3000-4000 кг/ч, принимаем значение равное 4000 кг/ч);

$C_{\text{чуг}}$ и $t_{\text{чуг}}$ – теплоёмкость и температура жидкого чугуна соответственно.

Теплота экзотермических реакций Q_3 определяется только по материальному балансу. Для нашей печи ДСП-3 теплоту экзотермических реакций условно берем равной базовому значению:

$$Q_3 = M_C \cdot q_C + M_{\text{Si}} \cdot q_{\text{Si}} + M_S \cdot q_S + M_{\text{Fe}} \cdot q_{\text{Fe}}, \text{ МДж}; \quad (3.5)$$

$$Q_3 = 12745,9 \text{ МДж},$$

где $q_C, q_{\text{Si}}, q_S, q_{\text{Fe}}$ – тепловой эффект окисления химических элементов.

Теплоту, выделенную в печи от окисления графитовых электродов Q_4 , можно определить, зная тепловой эффект окисления графита до CO_2 :

$$Q_4 = 0,6 \cdot \Delta M_{\text{с}} \cdot q_c, \text{ МДж}; \quad (3.6)$$

$$Q_4 = 0,6 \cdot 97,4 \cdot 27 = 1577,9 \text{ МДж},$$

где $\Delta M_3 = 97,4$ кг – количество окислившихся графитированных электродов за период плавления (из материального баланса, условно базовое значение для ДСП-3, рассчитанное в технической документации);

$q_c = 27$ МДж/кг – тепловой эффект окисления графита до CO_2 (из материального баланса, условно базовое значение для ДСП-3);

Расходуемая теплота:

$$Q_{\text{расх}} = Q'_1 + Q'_3 + Q'_4 + Q'_5, \quad (3.7)$$

где Q'_1 – полезной теплота для нагрева и расплавления металла и шлака;

Q'_3 – потери через футеровку;

Q'_4 – тепловые потери через рабочее окно печи;

Q'_5 – тепловые потери печи в период межплавочного простоя.

Определение полезной энергии для нагрева и расплавления металла и шлака.

Полезная теплота Q'_1 определяется как сумма теплоты, необходимой для нагрева до температуры плавления, для расплавления и перегрева до заданной температуры металла и шлака, т.е.

$$Q'_1 = Q_m + Q_{ш} \quad (3.8)$$

$$Q_m = M_{\text{загр}} \cdot [c_1 \cdot (t_{\text{пл}} - t_{\text{загр}}) + q_m + c_2 \cdot (t_{\text{пер}} - t_{\text{пл}})] + M_{\text{чуг}} \cdot c_{\text{чуг}} \cdot (t_{\text{пл}} - t_{\text{чуг}}), \text{ МДж};$$

$$(3.8)$$

$$Q_m = 16945,5 \cdot [700 \cdot (1531 - 30) + 284000 + 750 \cdot (1681 - 1531)] + 4000 \cdot 850 \cdot 0,8 \cdot (1531 - 1400) = 249$$

где $M_{\text{загр}}$ – масса скрапа, загружаемого в печь, кг;

c_1 – средняя теплоемкость металла в интервале от $t_{\text{загр}}$ – температуры загружаемого скрапа до $t_{\text{пл}}$ температура плавления, кДж/(кг/К);

c_2 – средняя теплоемкость металла в интервале температур от $t_{пл}$ до $t_{пер}$
 – температуры перегрева, кДж/(кг/К);

q_m – скрытая теплота плавления металла, кДж/кг;

Принимаем, что завалка имеет температуру $t_{загр}=30$ °С.

Температуру плавления завалки можно вычислить по формуле:

$$t_{пл} = 1539 - (73[C]^{1,05} + 5[Mn] + 8[Si] + 1,5[Cr] + 4[Ni] + 5[Cu] + 25[S] + 30[P])$$

(3.9)

$$t_{пл} = 1539 - 73[0,06]^{1,05} + 5[0,01] + 8[0,03] + 1,5[0,015] + 4[0,015] + 5[0,0160] + 25[0,003] + 30 \cdot [0]$$

Для упрощения расчетов среднюю удельную теплоемкость шлакообразующих материалов и расплавленного шлака можно принять равной $c_{шл}=1,225$ кДж/(кг/К). Скрытая теплота плавления шлака $q_{шл}$ составляет 209 кДж/кг.

$$\omega_{шл} = c_{шл} \cdot (t_{пл} - t_{загр}) + q_{шл} \quad (3.10)$$

$$\omega_{шл} = 1,125 \cdot (1681 - 30) + 209 = 2065,3 \text{ кДж/кг}$$

Энергия, необходимая для нагрева, расплавления и перегрева шлака:

$$Q_u = M_u \cdot \omega_{шл} \quad (3.11)$$

$$Q_u = 2249 \cdot 2065,3 = 4644,8 \text{ МДж}$$

Суммарная полезная энергия периода расплавления:

$$Q'_1 = 4644,8 + 24965,55 = 29610,35 \text{ МДж}$$

Определение тепловых потерь через футеровку Q'_3 .

Удельные тепловые потоки определяем отдельно для стены, свода и подины.

В соответствии с конструкцией футеровки ДСП стена имеет три равных по высоте участка разной толщины: 460 мм на нижнем, 380 мм на среднем и 300мм на верхнем участке. Материал огнеупорной кладки – магнезитохромит. Демпферный слой засыпки в расчет не вводим, полагая, что его тепловым сопротивлением можно пренебречь.

При работе ДСП огнеупорная кладка стен и свода с каждой плавкой изнашивается и утончается. Принимая, что к концу кампании кладка может износиться на 50 % первоначальной ее толщины, вводить в расчет 0,75 толщины огнеупорной кладки. К футеровке подины эта рекомендация не относится.

Определим удельный тепловой поток нижнего участка стены при толщине равной:

$$b_1 = 0,75 \cdot \delta_1 = 0,75 \cdot 0,365 = 0,375 \text{ м.} \quad (3.12)$$

Коэффициент теплопроводности магнезитохромитового кирпича:

$$\lambda_1 = 4,1 - 0,0016 \cdot t_{\text{ср}} \quad (3.13)$$

Температуру внутренней поверхности огнеупорной кладки принимаем равной $t_1 = 1600$ °С, температуру окружающего воздуха $t_e = 20$ °С. Температурой внешней поверхности кладки задаемся в первом приближении $t'_2 = 320$ °С и для этих условий определяем коэффициент теплопроводности

$$\lambda_1 = 2,54$$

$$q'_1 = \frac{t_1 - t_e}{\frac{b_1}{\lambda_1} + \frac{1}{\alpha_{\text{нар}}}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,375}{2,54} + \frac{1}{31,35}} = 8800,47 \text{ Вт/м}^2. \quad (3.14)$$

где $\alpha_{\text{нар}} = 31,35 \text{ Вт}/(\text{м}^2/\text{К})$ – коэффициент теплоотдачи с поверхности кожуха.

Уточняем температуру t_2' по формуле:

$$t_2' = t_1' - q_1' \cdot \frac{b_1}{\lambda_1} \quad (3.15)$$

$$t_2' = 1600 - 8800,47 \cdot \frac{0,375}{2,54} = 300,7 \text{ }^\circ\text{C}$$

Относительная погрешность равна:

$$\Delta = \frac{300,7 - 350}{350} \cdot 100 \approx 14,08 \geq 5 \quad (3.16)$$

Поэтому для расчета удельного теплового потока во втором приближении принимаем $t_2' = 390 \text{ }^\circ\text{C}$.

При этих условиях:

$$\lambda'' = 4,1 - 0,0016 \cdot \left(\frac{1600 + 390}{2} \right) = 3,132 \text{ Вт}/(\text{м}^2/\text{К}).$$

$$q_1'' = \frac{1600 - 20}{\frac{0,375}{3,132} + \frac{1}{29,2}} = 10261,2 \text{ Вт}/\text{м}^2.$$

Проверяем:

$$t_2'' = t_1' - q_1'' \cdot \frac{b_1}{\lambda_1} = 1600 - 10261,2 \cdot \frac{0,375}{3,132} = 371 \text{ }^\circ\text{C}$$

$$\Delta = \frac{371 - 390}{390} \cdot 100 \approx 4,76 \leq 5$$

Толщина верхнего участка стены:

$$b_2 = 0,75 \cdot \delta_2 = 0,75 \cdot 0,23 = 0,225 \text{ м.} \quad (3.17)$$

Задаемся температурой кожуха $t'_2=500^\circ\text{C}$ и определяем коэффициент теплопроводности:

$$\lambda_2 = 4,1 - 0,0016 \cdot t_{\text{cp}} = 4,1 - 0,0016 \cdot \left(\frac{1600 + 500}{2} \right) = 2,42 \text{ Вт}$$

Тепловой поток через стенку равен:

$$q'_2 = \frac{t_1 - t_s}{\frac{b_2}{\lambda_2} + \frac{1}{\alpha_{\text{нар}}}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,3}{2,42} + \frac{1}{32,18}} = 10190,77 \text{ Вт/м}^2.$$

Уточняем температуру:

$$t'_2 = 1600 - 10190,77 \cdot \frac{0,27}{2,42} = 499,85^\circ\text{C}$$

Так как принятая и уточненная температуры близки, расчет во втором приближении не производим.

Расчетная внешняя поверхность каждого участка стен равна:

$$F_{\text{ст}} = \frac{\pi \cdot D_{\text{к.нар}} \cdot H_{\text{пл}}}{3} = \frac{3,14 \cdot 5,15 \cdot 2,53}{3} = 13,63, \text{ м}^2.$$

(3.18)

Суммарные тепловые потери через стены:

$$Q_{\text{ст}} = \frac{q_1 + q_2}{2} \cdot F_{\text{ст}} = \frac{10261,2 + 10190,77}{2} * 13,63 = 139380,17 \text{ Вт.} \quad (3.19)$$

Тепловые потери через футеровку свода.

В качестве материала свода используется магнезитохромитовый кирпич длиной 300 мм, что и для нижнего участка стены. В этих условиях расчет потерь по существу сводится к определению расчетной поверхности свода, за которую следует принимать внешнюю поверхность свода $F_{св}$.

Для сферического сегмента радиусом R , высотой h боковая поверхность равна:

$$F_{св} = 2 \cdot \pi \cdot R \cdot h = 2 \cdot 3,14 \cdot 3,17 \cdot 0,4147 = 8,25 \text{ м}^2. \quad (3.20)$$

Тепловые потери свода при средней толщине огнеупорной кладки, равной $b = 0,75 \cdot \delta_{св} = 0,75 \cdot 0,380 = 0,285$ м составляют:

$$Q_{св} = q_1 \cdot F_{св} = 10261,2 \cdot 8,52 = 87425,42 \text{ Вт}. \quad (3.21)$$

Тепловые потери через футеровку подины ниже уровня откосов.

При конструировании подины было принято, что огнеупорная часть подины выполняется из шести слоев магнезитового кирпича марки МП-91 «на плашку» (5×65 мм) и набивки толщиной 100 мм из магнезитового порошка, замешанного на смеси смолы и пека. Для упрощения расчета коэффициент теплопроводности набивки принимаем таким же, как и для магнезитового кирпича. Для плотного магнезита марки МП-91:

$$\lambda = 13,8 - 7,6 \cdot 10^{-3} \cdot t_{ср} \quad (3.22)$$

Нижний изоляционный слой выполняем из листового асбеста толщиной 10 мм, укладываемого на металлическое днище, шамотного порошка общей толщиной 30 мм и легковесного шамота марки ШЛБ-1,3, суммарной толщиной 105 мм (один слой «на плашку»). Для упрощения расчета заменяем слои порошка и асбеста слоем легковесного шамота «на плашку» марки ШЛБ – 1,3, т.е. толщина теплоизоляционной части равна 145 мм. Коэффициент теплопроводности такого кирпича:

$$\lambda = 0,5 + 0,36 \cdot 10^3 \cdot t_{cp} \quad (3.23)$$

Для определения удельных потерь принимаем температуру внутренней поверхности футеровки подины $t_1 = 1600^\circ\text{C}$ и задаемся в первом приближении температурой внешней футеровки $t'_3 = 200^\circ\text{C}$, а также температурой на границе огнеупорного и теплоизоляционного слоев футеровки $t'_2 = 1000^\circ\text{C}$.

При этих условиях: $\lambda'_1 = 3,9 \text{ Вт/(м}^2\text{/К)}$, $\lambda'_2 = 0,716 \text{ Вт/(м}^2\text{/К)}$, $\alpha'_{нар} = 17 \text{ Вт/(м}^2\text{/К)}$.

Удельные тепловые потери в первом приближении:

$$q'_2 = \frac{t_1 - t'_e}{\frac{b_2}{\lambda'_2} + \frac{b_1}{\lambda'_1} + \frac{1}{\alpha'_{нар}}} = \frac{1600 - 20}{\frac{0,13}{0,716} + \frac{1}{17} + \frac{0,334}{3,9}} = 4846,2, \text{ Вт/м}^2.$$

Уточняем принятые температуры:

$$t'_2 = t'_1 - q'_1 \cdot \frac{b_1}{\lambda'_1} = 1800 - 8800,47 \cdot \frac{0,334}{3,9} = 1046^\circ\text{C} \quad (3.24)$$

$$t'_3 = t'_e + q'_1 \cdot \frac{1}{\alpha'_{нар}} = 20 + 8800,47 \cdot \frac{1}{17} = 537,7^\circ\text{C} \quad (3.25)$$

Так как принятая и уточненная температуры близки, расчет во втором приближении не производим.

Внешнюю поверхность футеровки подины определяем следующим упрощенным способом.

Примем, что эта поверхность состоит из двух поверхностей – поверхности F_1 - сферического сегмента, равной внешней поверхности футеровки свода $F_{св}$ и цилиндрической поверхности F_2 , определяемой диаметром $D_{к.от}$ и высотой, равной полной глубине ванны до уровня откосов за вычетом высоты сферического сегмента H_c .

При этом допущении, которое не дает существенной погрешности в практическом расчете, внешняя поверхность футеровки пода составляет:

$$F_n = F_1 + F_2 = F_{св} + \pi \cdot D_{к.от} \cdot (H_6 - H_c) \quad (3.26)$$

$$F_n = 8,2 + 3,14 \cdot 4,5 \cdot (0,856 - 0,1) = 10,68, \text{ м}^2.$$

Тепловые потери через футеровку подины:

$$Q_n = q_1'' \cdot F_n \quad (3.27)$$

$$Q_n = 3910 \cdot 10,68 = 41758, \text{ Вт.}$$

Суммарные потери теплоты теплопроводностью через футеровку за период плавления равны:

$$Q_3' = (Q_{ст} + Q_{св} + Q_n) \cdot \tau_{пл} = (139380,17 + 87425,42 + 41758) \cdot 7200 = 1933,65 \text{ МДж.} \quad (3.28)$$

Тепловые потери через рабочее окно.

В ДСП тепловые потери через рабочее окно могут достигать 2 – 6 %. Это объясняется значительными размерами оконного проема. Для защиты футеровки от разрушения окно обрамляется изнутри П-образной водоохлаждаемой коробкой. Тепловые потери излучения через рабочее окно определяются средней температурой печи и площадью рабочего проема

Площадь рабочего окна равна:

$$F = b \cdot h \quad (3.29)$$

$$F = 0,616 \cdot 0,431 = 0,265 \text{ м}^2$$

Принимаем, что за период плавления рабочее окно открыто в течение 20 мин (0,33 ч).

Среднюю расчетную температуру излучающей поверхности печной камеры для периода расплавления примем равной $t=1500$ °С, коэффициент диафрагмирования $\varphi=1$. Тогда искомые тепловые потери излучением через рабочее по формуле:

$$Q'_{4п} = c_0 \cdot \left(\frac{T_n}{100} \right)^4 \cdot F \cdot \varphi \cdot \tau \quad (3.30)$$

$$Q'_{4п} = 5,7 \cdot \left(\frac{1823}{100} \right)^4 \cdot 0,265 \cdot 1 \cdot 1188 = 245,3 \text{ МДж},$$

где $c_0=5,7$ Вт/(м²/К) – коэффициент излучения абсолютно черного тела;

φ – коэффициент диафрагмирования отверстия;

T_n – средняя температура в печи, К;

F – площадь рабочего окна, м²;

τ – время, в течение которого окно открыто, ч.

Тепловые потери с газами.

В современных дуговых сталеплавильных печах отсос газов обычно осуществляют через специальное отверстие в своде, а вытяжка запыленных газов в систему газоочистки производится вентиляторами высокой производительности.

Принимаем теплоемкость газов приблизительно равной теплоемкости воздуха.

Принимая среднюю температуру печных газов $t_{yx}=1500$ °С, то теплоемкость воздуха $c_g=1,470 \frac{\text{кДж}}{\text{м}^3 \cdot \text{°С}}$.

Теплота, теряемая печью с уходящими газами, рассчитывается по уравнению:

$$Q'_{4r} = V_o \cdot c_{yx} \cdot t_{yx} \quad (3.31)$$

$$Q'_{4r} = 7089 \cdot 1470 \cdot 1500 = 15631 \text{ МДж},$$

где V_o - объем уходящих газов, м³; (из материального баланса)

c_{yx} - средняя теплоемкость газов, Вт/(м³/°С);

t_{yx} - средняя температура уходящих газов, °С

Потери теплоты с охлаждающей водой.

Потери теплоты с охлаждающей водой рассчитываются по формуле:

$$Q'_{4e} = V_e \cdot c_e \cdot (t_{e.z} - t_{e.x}) = 160 \text{ МДж}, \quad (3.32)$$

где V_e - расход воды через водоохлаждаемые элементы;

c_e - теплоемкость воды, Дж/(м³/К);

$t_{e.z}$ - температура уходящей воды (не должна превышать 40 – 45°С во избежание интенсивного осаждения накипи на поверхности), °С;

$t_{e.x}$ - температура воды в заводской магистрали, °С. Обычно $t_{e.x} = 20$ °С.

Так как расход воды на охлаждение рамы и заслонки рабочего окна, сводовых уплотняющих колец и электрододержателей на рассчитываются, то принимаем тепловые потери с охлаждающей водой равными 2 % от затрат теплоты на нагрев, расплавление и перегрев металла и шлака.

Суммарные тепловые потери по этой статье равны:

$$Q'_4 = Q'_{4л} + Q'_{4r} + Q'_{4в} = 160 + 15631 + 245,3 = 16036,3 \text{ МДж}. \quad (3.33)$$

Теплота, аккумулированная кладкой.

Эта теплота идет на компенсацию потерь раскрытой под загрузку и подвалку печи.

Тепловые потери печи в период межплавочного простоя можно определить следующим образом:

$$Q_5 = (Q_3' + Q_4') \cdot k_n, \quad (3.34)$$

где k_n - коэффициент неучтенных потерь, принимаемый обычно в пределах 0,1 – 0,2.

Принимая коэффициент неучтенных тепловых потерь определяем искомые потери:

$$Q_5 = (16036,3 + 1399,24) \cdot 0,1 = 1743,55 \text{ МДж}$$

Глава 4 Расчет электрических параметров печи

4.1 Электрический расчёт печи.

Суммарное количество электрической энергии которую необходимо выделить в дуговой сталеплавильной печи в период расплавления, можно найти из выражения:

$$W_{\text{эл}} = \frac{Q_1' + Q_3' + Q_4' + Q_5' - Q_3 - Q_4 - Q_2}{\eta_{\text{эл}}}, \quad (4.1)$$

где $W_{\text{эл}}$ – суммарное количество электроэнергии периода расплавления, кВт\ч;

Q_1' – полезная энергия периода расплавления, МДж;

Q_3' – потери тепла через футеровку, МДж;

Q_3 – теплота экзотермических реакций, протекающих в ванне в период расплавления, МДж;

Q_4 – теплота от окисления графитовых электродов, МДж;

Q_4 – суммарные тепловые потери с уходящими газами и охлаждающей водой, а также через рабочее окно печи;

$\eta_{эл}$ – электрический к.п.д.

Искомое количество электрической энергии при $\eta_{эл} = 0,9$ равно:

$$W_{эл} = \frac{29610,35 + 1933,65 + 16036,3 + 1743,5 - 12745,9 - 1577,9 - 4760}{0,9} = 30240 \text{ МДж.}$$

4.2 Определение мощности печного трансформатора

Мощность трансформатора ДСП определяется по условиям расплавления, во время которого в печи расходуется наибольшая часть электроэнергии.

Средняя активная мощность, которую необходимо выделять в ДСП в период расплавления определяется по формуле:

$$P_{акт.ср} = \frac{W_{эл}}{\tau_{р.т}}, \quad (4.2)$$

где $\tau_{р.т}$ - длительность расплавления, «под током», ч.

Принимая длительность расплавления «под током» $\tau_{р.т} = 1,75$ ч, определяем среднюю активную мощность печи в период расплавления:

$$P_{акт.ср} = \frac{30240}{6300} = 4,98 \text{ МВт.}$$

Зная среднюю активную мощность периода расплавления, можно определить необходимую кажущуюся мощность печного трансформатора:

$$\zeta = \frac{P_{акт.ср}}{\kappa_{исп} \cdot \cos \phi} = \frac{4,98}{0,8 \cdot 0,85} = 7,33 \text{ МВт,} \quad (4.3)$$

где $k_{исп}$ - коэффициент использования печного трансформатора в период расплавления, принимается в пределах 0,8 – 0,9;

$\cos \phi$ - средний коэффициент мощности электропечной установки в период расплавления.

Принимая расчетные значения $\cos \phi = 0,8$ и $k_{исп} = 0,85$ определяем необходимую кажущуюся мощность трансформатора.

В качестве установленной мощности печного трансформатора принимают номинальную мощность печного трансформатора равной

$$\zeta_n = 9 \text{ МВА}$$

Таблица 7 Тепловой баланс периода плавления ДСП-3

Приход	МДж	%	Расход	МДж	%
Теплота вносимая с электроэнергией	30240	60,48	Теплота, пошедшая на нагрев, расплавление, перегрев металла и шлака	29610,35	59,65
Теплота вносимая в печь с шихтой	4760	9,52	Тепловые потери теплопроводностью через футеровку	1933,65	3,87
Теплота экзотермических р-ций протекающих в ванне	12745,9	25,4918	Тепловые потери с излучением, охлаждающей водой и печными газами.	16036,3	32,97
Теплота от окисления	1577,9	3,1558	Теплота, аккумулированная кладкой	1743,5	3,5

графитовых электродов					
ИТОГО	49322,9	100	ИТОГО	49323,8	100

Заключение

В ходе проведенной работы была изучена и рассмотрена информация о разновидностях, классификациях и устройствах дуговых сталеплавильных печей произведен геометрический расчет, расчет теплового и энергетического баланса дуговой сталеплавильной печи ДСП-3. Подсчитаны тепловые потери, произведён расчёт мощности печного трансформатора. Исходя из чего можно порекомендовать следующие мероприятия по улучшению эффективности ДСП:

1. Содержание печи и всего оборудования (особенно автоматического регулятора режима работы ДСП) в исправном техническом состоянии.

Соблюдение графика ППР;

2. Правильный выбор электрического режима работы печи: ступени напряжения трансформатора и тока дуги;

3. Оптимальная укладка шихты в загрузочную корзину, подбор шихты

по составу и размерам;

4. Использование материалов высокого качества для футеровки печи и электродов;

5. Повышение коэффициента мощности и качества электроэнергии путем использования конденсаторных батарей и фильтров высших гармонических составляющих.

6. Внедрение и использование систем водяного охлаждения для продления срока службы футеровки ДСП.