

ЮЖНО-УРАЛЬСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

669.18(07)
Г186

П.А. Гамов, С.В. Зырянов, С.П. Салихов

**ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ В ДУГОВЫХ
СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ:
РЕШЕНИЕ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАДАЧ**

Учебное пособие

Челябинск
2018

Министерство образования и науки Российской Федерации
Южно-Уральский государственный университет
Кафедра пиromеталлургических процессов

669.18(07)
Г186

П.А. Гамов, С.В. Зырянов, С.П. Салихов

ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ В ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ: РЕШЕНИЕ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАДАЧ

Учебное пособие

Челябинск
Издательский центр ЮУрГУ
2018

УДК 669.187.2(075.8)
Г186

*Одобрено
учебно-методической комиссией
факультета материаловедения и металлургических технологий*

*Рецензенты:
Ю.А. Агеев, П.П. Бирюков*

Гамов, П.А.

Г186

Производство стали в дуговых сталеплавильных печах: решение практических задач: учебное пособие / П.А. Гамов, С.В. Зырянов, С.П. Салихов. – Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ, 2018. – 48 с.

Учебное пособие является руководством для расчета материального и теплового балансов плавки стали в дуговых печах при выполнении курсовых и дипломных проектов.

Пособие предназначено для студентов, обучающихся по направлениям подготовки 22.03.02 и 22.04.02 «Металлургия».

УДК 669.187.2 (075.8)

© Издательский центр ЮУрГУ, 2018

1. ДУГОВЫЕ ПЕЧИ

Развитие технологии и конструкции дуговых печей

В развитии электросталеплавильного производства можно выделить несколько этапов, характеризующихся областью использования, применяемыми технологиями и обусловленными этим особенностями конструкции печи.

1. Как уже отмечалось, на протяжении первой половины XX века дуговые электропечи специализировались на выплавке такой стали, производство которой было затруднено или невозможно в мартеновских печах и конвертерах. Плавка в дуговых печах осуществлялась с проведением двух длительных «жидких» периодов – окислительного и восстановительного со сменой и наведением шлаков соответствующего состава. При этом для достижения необходимого уровня качества металла первостепенное значение имели физико-химические процессы на межфазной границе металл-шлак.

Такая технология, которую в настоящее время принято называть классической, определяла конструкцию и геометрию печи с малой глубиной ванны и развитой межфазной поверхностью раздела металл-шлак, выпуск металла вместе со шлаком по сливному жёлобу через сталевыпускное отверстие, расположенное на уровне подины, относительно небольшую (не более 300 кВА/т) удельную мощность трансформатора, которая полностью использовалась только в период плавления шихты, низкую величину вторичного напряжения (до 560 В) и рабочего тока (до 60 кА).

2. В конце 60-х – начале 70-х годов XX века благодаря совершенствованию конструкции печи и развитию технологии плавки для повышения производительности печей стало возможным увеличение удельной мощности печного трансформатора. Появились «высокомощные» (350...500 кВА/т) и «сверхмощные» (более 550 кВА/т) печи, которые работали на коротких погруженных в шлак дугах, для получения которых использовалось низкое вторичное напряжение, ток большой силы и, соответственно, относительно низкий коэффициент использования мощности ($\cos\varphi = 0,58...0,68$). Для введения в печь такой мощности требовались электроды большого диаметра. Однако производство электродов диаметром более 610 мм сопряжено с рядом технологических трудностей, поэтому вместо дальнейшего увеличения размера электродов пошли по пути повышения их качества с увеличением допустимой плотности тока вместо обычной 20 А/см² до 30...35 А/см².

Повышение мощности отрицательно отразилось на стойкости огнеупорной футеровки печей. Поэтому в местах наибольшего износа футеровки стен выше уровня шлака начали устанавливать сначала холодильники, а затем водоохлаждаемые панели. Положительные результаты применения панелей привели к созданию печей с полностью водоохлаждаемыми стенами, а в дальнейшем и с водоохлаждаемым сводом.

Использование водоохлаждаемых панелей естественно вызвало увеличение тепловых потерь, возрастающих с увеличением продолжительности «жидкого» периода. Кроме того, в печах с охлаждаемыми панелями ухудшились условия обработки металла шлаком вследствие снижения его температуры и увеличения вязкости. Возникла необходимость внепечной обработки металла, тем более что к этому времени были разработаны агрегаты и методы внепечного рафинирования конвертерного металла.

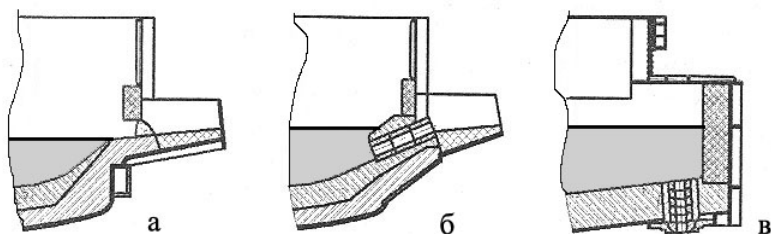


Рис. 1. Способы выпуска стали: а – классический по желобу, б – сифоном, в – эркерный

в конце 70-х годов появились печи с донным выпуском. Для предотвращения затягивания шлака в воронку сливного отверстия в печи начали оставлять часть (примерно 10%) металла, так называемое «болото». Вынужденная вначале работа печи с оставлением в печи жидкого металла и шлака оказалась весьма удобной: жидкий старт следующей плавки обеспечивал раннее шлакообразование, стабилизировал дуги и позволял раньше начинать интенсивную продувку.

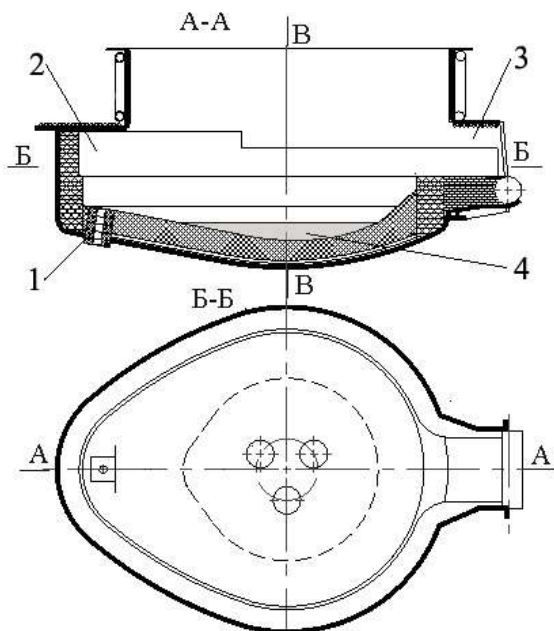


Рис. 2. Печь для выплавки окисленного полупродукта: 1 – сталевыпускное отверстие, 2 – эркер, 3 – рабочее окно, 4 – болото

3. Использование внепечной обработки в свою очередь привело к изменению технологии плавки в дуговых печах и вызвало изменения в их конструкции. Для эффективной внепечной обработки металл из печи целесообразно сливать без шлака. Поэтому в

дальнейшем работа с болотом стала обычной нормой.

Сначала донный выпуск осуществляли через сталевыпускное отверстие в центральной части подины, однако для управления количеством сливаемого металла и массы «болота» оказалось более удобным эксцентричное расположение выпускного отверстия. В дальнейшем для более удобного обслуживания сталевыпускного отверстия оно было перенесено в специально пристраиваемый к ванне эркер (рис. 1).

Донный выпуск окончательно обеспечил необходимые условия для перехода к доводке стали в агрегатах внепечной обработки и выплавке в дуговых печах окисленного полупродукта (рис.2).

4. Конец XX и начало XXI века в электросталеплавильном производстве

характеризуются освоением технологии плавки под пенистым шлаком, что позволило увеличить длину дуги за счёт увеличения вторичного напряжения сначала до 1100 В, а позднее и до 1600 В, увеличить вводимую мощность без увеличения силы тока и при использовании электродов диаметром 610 мм. Работа под пенистым шлаком, для вспенивания которого используется вдувание в ванну порошка кокса, предопределила целесообразность применения в шихте электропечей чугуна. Использование чугуна позволяет отказаться от порошка кокса, так как содержащегося в чугуне углерода достаточно для вспенивания шлака. Использование жидкого чугуна позволяет, кроме того, использовать его физическое и химическое тепло для плавления шихты, а при введении 25...30% чугуна от массы плавки снимается проблема цветных примесей, содержащихся в ломе.

В этот период находят также широкое применение альтернативные источники тепловой энергии – газо-кислородные горелки, интенсивная продувка металла кислородом, вдувание в металл углеродсодержащих материалов.

Последнее десятилетие прошлого столетия характеризуется также разработкой и быстрым внедрением печей с шахтным подогревателем металлического лома. Использование тепла отходящих газов в шахтном подогревателе позволило экономить 80...100 кВтч/т энергии на плавление лома. Однако ужесточившееся экологическое законодательство в ряде стран в начале этого века остановило триумфальное развитие печей с шахтным подогревателем, поскольку на дожигание образующихся при подогреве лома опасных соединений диоксинов и фуранов расходуется до 70% сэкономленной энергии. Но, как будет показано в дальнейшем, шахтный подогрев всё же имеет неплохую перспективу при оптимизации технологии подогрева.

Классификация дуговых печей

Классификацию существующих сталеплавильных печей можно произвести по нескольким характерным признакам.

По типу используемых огнеупоров различают кислые и основные печи. Дешёвые кислые огнеупоры (динасовый кирпич и кремнезёмистые набивные массы) широко использовались в электропечах до середины прошлого века. Однако отсутствие возможности для удаления в процессе плавки в печи с кислой футеровкой серы и фосфора и низкая огнеупорность футеровки (температура плавления кварца 1710 °С) ограничивают технологические и энергетические (введение большой мощности) возможности плавки. Поэтому в настоящее время кислая футеровка используется на маломощных печах малой вместимости, работающих в литейных цехах. Все дуговые печи, работающие на металлургических заводах, выполняют с основной футеровкой.

По вместимости печи можно разделить на печи малой (до 20 т), средней (до 75 т) и большой (более 75 т) ёмкости.

Печи малой (5...20 т) вместимости на металлургических заводах используют преимущественно при производстве сложнолегированной стали с тугоплавкими легирующими элементами, выплавляемой по классической технологии с двумя жидкими периодами. Конструкция таких печей мало отличается от сложившейся в первой половине XX века: они имеют, как правило, огнеупорную футеровку без водоохлаждаемых панелей, трансформатор относительно небольшой (до 400 кВА/т) удельной мощности, выпуск металла осуществляется вместе со шлаком через расположенное в стенке корпуса сталевыпускное отверстие по жёлобу. Использование методов интенсификации плавки, водоохлаждаемых панелей и эркерного выпуска металла не дают в этом случае заметных преимуществ.

Печи средней вместимости используются для выплавки среднелегированной, низколегированной и рядовой углеродистой стали с доводкой металла до требуемого состава как в печи, так и с использованием агрегатов внепечной обработки. Они оснащаются водоохлаждаемыми панелями и водоохлаждаемым сводом, средствами интенсификации плавления за счёт введения альтернативной химической энергии, но не оснащаются шахтными подогревателями и в них не используют жидкий чугун.

Большегрузные (до 360 т) печи используют при выплавке низколегированной и рядовой углеродистой стали. В печах этого типа производят окисленный полупродукт, а доводка стали до требуемых состава и качества осуществляется в агрегатах внепечной обработки. Большинство печей этой группы имеет вместимость 90...160 т, печи вместимостью 170...260 т строятся реже, а печи вместимостью 270...360 т исчисляются единицами. Благодаря широкому использованию альтернативной энергии, жидкого чугуна, работе на длинных дугах под вспененными шлаками, утилизации тепла отходящих газов на предварительный подогрев лома эти печи обладают очень высокой производительностью: производительность типичной для этой группы 120-тонной печи составляет 1,5...1,8 млн т стали в год, а 250-тонной – 2,2...2,5 млн т/год.

По удельной мощности источника тока различают маломощные (до 400 кВА/т), средней мощности (400...600 кВА/т), высокомоощные (600...800 кВА/т) и сверхмоощные (более 800 кВА/т).

Использование маломощных печей вместимостью до 40 т при удельной мощности трансформатора 250...300 кВА/т оправдано в литейных цехах, когда производительность печи мало влияет на эффективность производства в целом. На металлургических заводах имеются печи средней мощности вместимостью до 50 т. Но поскольку производительность печи в этом случае непосредственно определяет эффективность производства, эти печи целесообразно реконструировать с увеличением удельной мощности.

Высокомоощные печи, построенные на металлургических заводах в 80-х годах прошлого столетия, при использовании современной технологии и эффективных средств интенсификации обеспечивают достаточно высокую эффективность производства. Так, на печах вместимостью 100...120 т при мощности

трансформатора 60...80 МВА производительность составляет 800...1000 тыс. т/год.

Сверхмощные печи с удельной мощностью трансформатора 800...1100 кВА/т предназначены исключительно для получения окисленного полупродукта, который выплавляют в большегрузных печах. По-видимому, такая удельная мощность является предельно оправданной, так как при дальнейшем увеличении удельной мощности скорость нагрева будет определяться не скоростью поступления тепловой энергии, а условиями внутренней теплопередачи в металле.

По типу используемого тока различают печи переменного и постоянного тока. До 70-х годов прошедшего столетия в сталеплавильном производстве использовались только дуговые печи, работавшие на более дешёвом переменном токе. Но совершенствование источников питания постоянным током существенно уменьшило разницу в стоимости энергии переменного и постоянного токов. К тому же сильное воздействие мощных печей переменного тока на питающие сети вследствие фликкер-эффекта, большой расход электродов в результате сильного окисления поверхности, обусловленного неравномерным распределением переменного тока по сечению электрода, большой шум при неустойчивом горении дуг на холодной шихте побудили к использованию в электропечах постоянного тока. В восьмидесятые годы были построены дуговые печи постоянного тока вместимостью до 160 т.

На печах постоянного тока уровень шума снизился на 10...15 дБ, был достигнут рекордно низкий (1,3...1,8 кг/т) расход электродов, снизилось отрицательное воздействие электропечей на питающие сети.

Однако при этом выявились более высокие затраты на строительство печей постоянного тока, возникли затруднения с подводом тока к металлической ванне через подовый электрод, усложнилось. И хотя значительная часть затруднений при использовании печей постоянного тока к настоящему времени преодолена, однозначного заключения о преимуществах использования переменного или постоянного тока пока нет.

По использованию охлаждения печи могут исполняться с водоохлаждаемыми панелями стен и свода или иметь огнеупорную футеровку. Как уже отмечалось, применение охлаждаемых панелей было обусловлено увеличением тепловой нагрузки на стены и свод при использовании источников питания печей с высокой удельной мощностью. Использование водоохлаждаемых стеновых панелей при работе по классической технологии увеличивает расход электроэнергии на 2...4%, а водоохлаждаемых сводов – даже на 8...12%. Поэтому их применение оправдано в тех случаях, когда жидкий период сокращается до минимума, а это означает, что водоохлаждаемые стены и свод целесообразно использовать при выплавке в печи полупродукта с доводкой его в агрегатах внепечной обработки. Поэтому водоохлаждаемыми элементами оборудуют все печи большой вместимости, а также значительную часть печей средней вместимости. На печах малой вместимости, работающих по классической технологии,

целесообразность использования водоохлаждаемых панелей вызывает сомнения, хотя разработаны варианты и таких печей с водоохлаждаемыми панелями.

Кроме приведённой классификации дуговые печи различают по способу выпуска стали с выпуском по желобу (обычный или сифонный) и с донным сталевыпускным отверстием (центральный, эксцентричный или эркерный), по способу подвески свода порталной или беспортальной конструкции. Различают также двухкорпусные печи, печи с разделённым плавильным и печным пространством, с подогревом лома теплом отходящих газов (с шахтным подогревателем, горизонтальным конвейером, порционной загрузкой и другие), с заливкой жидкого чугуна, предназначенные для плавления металлизированных окатышей, легковесного лома и другие.

Общие сведения о дуговом разряде

Трансформация электрической энергии в тепловую в дуговых печах – не только обычных сталеплавильных, но и в вакуумно-дуговых и плазменно-дуговых происходит в разрядном промежутке между торцом электрода и поверхностью металла. Электрическая цепь на этом участке замыкается дуговым разрядом. Дуговой разряд – одна из возможных форм разряда в газах. В обычном состоянии газ состоит из электронейтральных частиц и ток не проводит. Он приобретает проводимость, когда помимо электронейтральных атомов и молекул в нём появляются заряженные частицы – свободные электроны и ионы. В зависимости от причин, вызывающих их появление, разряды в газах подразделяют на несамостоятельные и самостоятельные. Несамостоятельными называют разряды, для поддержания которых на газовый промежуток требуется воздействие внешних ионизаторов, например рентгеновского излучения. Разряды, существование которых не обусловлено внешними ионизаторами, являются самостоятельными. Дуговой разряд относится к числу самостоятельных разрядов, характеризуется высокой плотностью тока ($10^2 \dots 10^3$ А/мм²) и возможен только при определённых давлениях газа.

Для возбуждения дуги концы электродов, к которым приложено напряжение, сначала приводят в соприкосновение, а затем разводят на некоторое расстояние. При разведении электродов в точках контакта увеличивается сопротивление и растёт количество выделяющегося на этом участке джоулева тепла, повышается температура концов электродов.

Повышение температуры связано с увеличением кинетической энергии движущихся частиц нагреваемого тела. В материале электродов наибольшей подвижностью обладает свободные электроны. При высоких температурах кинетическая энергия электронов достигает таких значений, при которых часть их может преодолеть потенциальный энергетический барьер у поверхности и покинуть электрод. Явление испускания электронов нагретым телом называется термоэлектронной эмиссией.

Покинуть материал электрода электрон может лишь в том случае, если его кинетическая энергия превышает работу выхода, т.е. если $mv^x \geq e_0 U_{\text{вых}}$, где m и e_0 – соответственно масса и заряд электрона; v^x – проекция его скорости на нормаль к поверхности электрода; $U_{\text{вых}}$ – напряжение электрического поля, при котором электрон может покинуть материал электрода в вакууме.

Работа выхода электронов измеряется в электрон-вольтах ($1 \text{ эВ} = 1,6 \cdot 10^{-19} \text{ Дж}$). Для некоторых материалов она равна:

Mg	Al	V	Mo	Fe	C	W
3,36	3,74	3,80	4,27	4,36	4,39	4,50

Зависимость плотности тока эмиссии от температуры электрода описывается формулой Дэшмена $\delta = AT^2 e^{-B/T}$, где δ – плотность тока эмиссии, А/см^2 ; T – температура; e – основание натурального логарифма; A и B – постоянные, зависящие от свойств материала электродов. Из приведенной формулы следует, что с повышением температуры ток эмиссии увеличивается очень быстро. Например, повышение температуры вольфрамового катода с 1500 до 3500 К приводит к увеличению плотности тока эмиссии более чем в 10 раз.

Покинуть материал катода свободные электроны могут также в результате эмиссии электронов под действием электрического поля, называемой электростатической или холодной эмиссией. Плотность тока электростатической эмиссии можно определить по формуле, аналогичной формуле Дэшмена для термоэлектронной эмиссии: $\delta = aE^2 e^{-b/E}$, где E – напряженность поля у поверхности катода, a и b – постоянные, зависящие от условий эмиссии. Если в области катода одновременно существуют оба фактора – высокая температура и высокая напряженность поля, то на катоде наблюдаются оба вида эмиссии. Плотность тока в этом случае можно определить по формуле

$$\delta = A(T + cE)^2 \exp[-b/(T + cE)].$$

В электропечах одним из электродов значительное время является расплавленный металл, поэтому температура печных электродов всегда очень высока и процесс термоэлектронной эмиссии всегда явно выражен. Электростатическая эмиссия наблюдается при напряженности электрического поля у катода порядком 1 МВ/см . Для достижения такой напряженности в непосредственной близости от катода необходимо обеспечить высокую концентрацию положительных зарядов, что возможно, например, при большой плотности газа.

При обычных условиях в дуговых электропечах электростатическая эмиссия играет подчиненную роль. Основная масса первичных электронов появляется в результате термоэлектронной эмиссии. В связи с этим электрическую дугу в плавильных печах можно характеризовать как термоэлектронную, а для определенной плотности тока эмиссии в первом приближении пользоваться формулой Дэшмена.

Сила тока в дугах современных электропечей измеряется десятками тысяч ампер. Для переноса такого количества зарядов требуется огромное количество заряженных частиц, которое не может быть обеспечено ни термоэлектронной, ни электростатической эмиссией. Основная масса заряженных частиц, обеспе-

чивающих протекание тока в дуге, образуется в результате ионизации газовой среды.

Электроны, эмитированные катодом, в электрическом поле получают ускоренное движение к аноду. Пройдя ускоряющую разность потенциалов ΔU , электрон приобретает скорость v , км/с:

$$v=593\sqrt{\Delta U}.$$

На пути к аноду электроны встречаются с электронейтральными молекулами и атомами. Если кинетическая энергия движущегося электрона мала, то он может быть захвачен атомами электроотрицательных элементов с образованием отрицательных ионов, при этом количество заряженных частиц не изменится. Движущийся с большой скоростью электрон при встрече с атомами или молекулами может сообщить им такой импульс энергии, который вызовет перемещение электронов в частице на более высокие энергетические уровни или заставит один или несколько внешних электронов покинуть частицу. В последнем случае появляются новые свободные электроны и положительный ион.

Для удаления электрона из нейтральной частицы необходимо, чтобы передаваемый ей электроном импульс энергии был больше работы ионизации, т.е. работы, затрачиваемой на преодоление сил притяжения между электроном и ядром. Работа ионизации

$$A_{\text{и}} = e_0 U_{\text{и}}.$$

Величина потенциала ионизации определяется энергетическим уровнем «вырываемого» электрона. В табл.1 приведены минимальные значения потенциала ионизации некоторых газов и паров отдельных элементов. Эти данные свидетельствуют о том, что потенциал ионизации изменяется в соответствии с Периодическим законом элементов. Наиболее легко ионизируются пары тяжелых щелочных металлов, труднее всего – легкие инертные газы.

Для удаления второго электрона у однократно заряженного иона требуется очень большая затрата энергии. Так, чтобы оторвать самый внешний электрон, например от атома лития, нужно затратить 5,39 эВ. Энергия связи с ядром двух следующих электронов составляет 75,6 и 122,4 эВ соответственно. У атомов элементов, присутствующих в печной дуге, эта энергия ещё больше. Поэтому в печной дуге происходит, как правило, лишь однократная ионизация.

Значительно меньшей затраты энергии требует перемещение электронов на более высокие энергетические уровни. Поэтому при столкновении частиц более вероятно не удаление электронов, а переход их на другие орбиты, т.е. возбуждение нейтральных частиц. Если возбуждение будет достаточно устойчивым, а столкновения достаточно частыми, то следующее соударение возбужденной частицы с электроном может привести её в ионизированное состояние при меньшей затрате энергии. В дуговом разряде такая ступенчатая ионизация имеет очень большое значение.

Образовавшиеся в результате ионизации вторичные электроны и ионы могут в свою очередь ионизировать нейтральные частицы, если к моменту встречи с ними приобретут достаточный запас кинетической энергии.

Таблица 1

Минимальные потенциалы ионизации и возбуждения некоторых элементов

Элемент	Группа в периодической системе	Номер элемента	Атомная масса	Наименьший потенциал, В	
				ионизации	возбуждения
Cs	1	55	132,9	3,89	1,4
K	1	19	39,1	4,34	1,6
Na	1	11	22,9	5,14	2,1
Li	1	3	6,9	5,39	1,8
Ca	2	20	40,0	6,11	–
Mg	2	12	24,3	7,61	2,7
Al	3	13	26,9	5,98	–
Zr	4	40	91,2	6,92	–
Ti	4	22	47,9	6,81	–
Si	4	14	28,1	7,94	–
C	4	6	12,0	11,26	–
V	5	23	50,9	6,75	–
Mo	6	42	95,9	7,35	–
Cr	6	24	52,0	6,74	–
Mn	7	25	54,9	7,50	–
Fe	8	26	55,8	7,83	–
H	1	1	1,0	13,59	10,2
H ₂	–	–	–	15,40	7,0
N	5	7	14,0	14,53	6,3
N ₂	–	–	–	15,80	–
O	6	8	16,0	13,61	7,9
O ₂	–	–	–	12,50	–
Kr	0	36	83,8	14,0	10,0
Ar	0	18	39,9	15,76	–
Ne	0	10	20,2	21,56	16,6
He	0	2	4,0	24,58	19,7

При одинаковой величине заряда масса иона не менее чем в 2000 раз больше массы электрона, поэтому до столкновения ионы успевают приобрести в электрическом поле значительно меньше кинетической энергии, и их участие в процессе ионизации невелико. Основную работу по ионизации выполняют эмитированные электроны непосредственно и через образованные им вторичные свободные электроны.

Параллельно с ионизацией в газовом промежутке идёт деионизация в результате рекомбинации, т.е. нейтрализации противоположных зарядов частиц при их столкновении. Рекомбинация может происходить либо между электронами и положительными ионами, либо между ионами с разноименными зарядами. При рекомбинации электрона и иона выделяется энергия, равная энергии

ионизации. Так как в результате их столкновения скорость образовавшийся нейтральной частицы практически равна скорости иона, то выделяющаяся энергия превращается в энергию излучения, длина волны которого соответствует величине этой энергии, эВ:

$$A_{\text{и}} = e_0 U_{\text{и}} = n\nu = hc/\lambda,$$

где ν – частота излучения, λ – длина волны излучения; c – скорость света; h – постоянная Планка.

Выделяющаяся при рекомбинации частиц энергия может вызывать также изменение их кинетической энергии, т.е. пойти на увеличение температуры газа. Оба вида рекомбинации быстро развиваются при понижении температуры.

Деионизация газа может происходить и в результате диффузии заряженных частиц из объёма дугового разряда. Диффузия за границы разрядного объёма вызывается тепловым движением или появлением неравномерностей распределения зарядов. Так как большей подвижностью обладают электроны, то они чаще выходят за границы дуги. Но при этом они увлекают за собой положительные ионы, и из объёма дуги уходят одновременно заряды обоих знаков. Поэтому в установившихся условиях процессы ионизации и деионизации уравниваются, и при данной температуре количество свободных электронов, ионов и нейтральных частиц в разрядном промежутке являются вполне определенными.

2. МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ СТАЛИ В ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ

Как было описано выше, современная дуговая сталеплавильная печь (ДСП) используется преимущественно для расплавления шихты и получения жидкого полупродукта, который затем доводят до требуемого состава (в соответствии с требованиями к марке стали) в агрегатах внепечной обработки.

Для расчетов принимается, что весь процесс плавки в ДСП условно делится на два этапа – период плавления, когда в ванне есть твердая не расплавившаяся шихта, и окислительный период, во время которого жидкий металл интенсивно продувается газообразным кислородом. Принимается, что первый период длится 1/3, а второй – 2/3 относительно всего времени плавки. Такое деление позволяет выделить преобладающие процессы, протекающие в печи и дать их отдельное описание.

Так, наряду с задачей расплавления шихты в период плавления решают в определенной мере и задачу дефосфорации стали степень которой выше при относительно низкой температуре жидкой стали. Для этого в завалку вводят известь. При необходимости ускорить ее растворение, а также для более интенсивного окисления фосфора, в печь могут вводить железную руду. Количество добавок рассчитывается таким образом, чтобы к концу плавления иметь основность шлака (%CaO/%SiO₂) не менее 1,7, а содержание FeO в нем в пределах 10...20 %.

Для предупреждения в дальнейшем рефосфорации (обратного перехода фосфора из шлака в металл при повышении температуры) образующийся шлак удаляется через рабочее окно либо самотеком (в результате вспенивания и подъема уровня шлака до рабочего окна), либо частично скачивается в конце периода плавления вручную или специальным устройством. Часть шлака при этом может остаться в печи. В расчетах принимается, что из печи удалится $\frac{2}{3}$ шлака периода плавления.

Для интенсификации массо- и теплопереноса в сталеплавильной ванне, способствующей нормальному развитию в ней физических и физико-химических процессов, необходимо обеспечить возможность окисления не менее 0,3...0,5% углерода. Для упрощения расчетов принимается, что это окисление происходит только в окислительный период. Задачами этого периода являются также частичная десульфурация металла и нагрев металла до требуемой для выпуска температуры. В окислительный период продолжается коррекция шлака присадками извести (для ускорения расплавления может присаживаться плавиновый шпат и железная руда). Ванну с жидким металлом интенсивно продувают кислородом.

При современной технологии выплавки стали после окислительного периода заканчивается и вся плавка. Окончательную десульфурацию, доводку металла до требуемого химического состава, раскисление, коррекцию температуры металла и ее выравнивание по всему объему металла в ковше производят в процессе внепечной обработки металла.

Если технологией выплавки внепечная обработка стали не предусмотрена, то сталь раскисляют в ковше на выпуске из печи. При этом сталь должна быть подготовлена к разливке непосредственно в ДСП, что значительно удлинит плавку и ухудшает эффективность использования печи, но позволяет обойтись без агрегатов для внепечной обработки стали. Такая технология еще применяется в старых цехах для выплавки рядовых марок стали.

В качестве примера рассмотрим технологию выплавки стали 20Х в дуговой печи с последующей обработкой в ковше-печи. Доводка стали в ковше-печи освобождает от необходимости жестко контролировать содержание серы в металле по ходу плавки в ДСП.

Исходными данными для расчетов являются требования к данной марке стали. Состав стали 20Х согласно ГОСТ 4543–71 приведен в табл. 2.

Таблица 2

Химический состав легированной машиностроительной стали 20Х, мас. %

С	Si	Mn	Cr	P, не более	S, не более
0,17...0,23	0,17...0,37	0,50...0,80	0,70...1,00	0,035	0,035

Шихтовка плавки

Расчет ведем на 100 кг металлошихты. Среднее содержание хрома в шихте для большинства выплавляемых марок стали не должно превышать 1%. В противном случае образующиеся соединения оксидов хрома сильно понижают жидкотекучесть шлака, что затруднит ведение плавки.

В качестве шихты используем собственные отходы хромистой стали 45Х, имеющиеся в цехе, а также отходы инструментальной стали для повышения содержания углерода и понижения содержания хрома. При этом учитываем необходимость наличия избыточного количества углерода для его последующего окисления. Исходя из этого, зададим в шихту 70 кг отходов стали 45Х и 30 кг отходов углеродистой стали У13. Данные о фактическом химическом составе используемых материалов приведены в табл.3.

Таблица 3

Химический состав металлической части шихты, масс. %

Материал	C	Si	Mn	Cr	P	S	Fe
45Х	0,50	0,35	0,60	0,8	0,030	0,030	97,69
У13	1,35	0,32	0,20	0,0	0,030	0,030	98,07

С учетом массы компонентов и их химического состава определим массу элементов, вносимых каждым компонентом шихты, и представим результаты также в виде табл. 4.

Таблица 4

Масса элементов, вносимых шихтовыми материалами, кг

Компонент шихты	C	Si	Mn	Cr	P	S	Fe	Всего
Отходы 45Х	0,350	0,245	0,420	0,560	0,021	0,021	68,383	70,00
Отходы У13	0,405	0,096	0,060	0,000	0,009	0,009	29,421	30,00
Всего	0,755	0,341	0,480	0,560	0,030	0,030	97,804	100,00

Таблица 5

Химический состав шлакообразующих и огнеупорных материалов, %

Материал	CaO	SiO ₂	MgO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaF ₂	P	S	п.п.п.
Плавиковый шпат	0,5	3,6	—	—	0,2	1,2	94,0	—	—	0,2
Известь	88,0	1,3	2,0	—	0,8	1,2	—	—	—	6,7
Железная руда	—	10,0	—	—	—	82,9	—	0,014	0,013	—
Периклаз	1,0	3,0	93,0	—	1,0	2,0	—	—	—	—
Периклазохромитовый	2,0	6,5	66,0	10,0	4,0	11,5	—	—	—	—
Периклазо-углерод	—	0,2	86,0–95,0	—	0,5	0,2	—	Углерод 6,0–15,0		—

Кроме металлической части шихты, в завалку сверху добавляют известь. В качестве примера используем известь, состав которой приведен в табл. 5. Для наведения шлака в завалку на 1 т металлошихты обычно дают 15...30 кг извести.

Плавка в современной дуговой сталеплавильной печи

Период плавления

В период плавления происходит расплавление металлошихты, сопровождающееся окислением химических элементов, которые в виде оксидов переходят в шлак. Помимо продуктов окисления шлак периода плавления образуется из вносимой в завалку извести, железной руды (если ее давали в завалку) и материала футеровки печи, попадающего в шлак в результате разрушения футерованной части печи.

Продукты окисления компонентов металлического расплава вносят в шлак следующее количество оксидов.

Кремний. К окончанию периода весь кремний окисляется до SiO_2 . Количество окислившегося кремния $0,341 \cdot 1 = 0,341$ кг. На окисление этого количества кремния потребуется $0,341 \cdot \frac{32}{28} = 0,390$ кг кислорода. При этом в шлак будет внесено $0,341 \cdot \frac{60}{28} = 0,731$ кг SiO_2 .

Марганец. Примем, что в период плавления до MnO окислится 35 % от вносимого шихтой марганца, т.е. $0,480 \cdot 0,35 = 0,168$ кг. На его окисление требуется $0,168 \cdot \frac{16}{55} = 0,049$ кг кислорода. При этом в шлак будет внесено $0,168 \cdot \frac{71}{55} = 0,217$ кг MnO .

Хром. При современной технологии плавки хром окисляется незначительно. Учитывая относительно невысокое содержание хрома в шихте примем, что в период плавления до Cr_2O_3 окислится около 5% от вносимого шихтой хрома, т.е. $0,560 \cdot 0,05 = 0,028$ кг. На его окисление потребуется $0,028 \cdot \frac{48}{104} = 0,013$ кг кислорода. При этом в шлак будет внесено $0,028 \cdot \frac{152}{104} = 0,041$ кг Cr_2O_3 .

Железо. Примем, что в период плавления окислится 0,4% от вносимого шихтой железа, т.е. $97,804 \cdot 0,004 = 0,391$ кг. Из них половина окислившегося железа уносится с пылью в виде Fe_2O_3 . На окисление этого количества железа потребуется $0,391 \cdot 0,5 \cdot \frac{48}{112} = 0,084$ кг кислорода. При этом образуется $0,391 \cdot 0,5 \cdot \frac{112}{160} = 0,137$ кг Fe_2O_3 . В шлак будет внесено $0,391 \cdot 0,5 \cdot \frac{72}{56} = 0,251$ кг FeO . На его образование требуется $0,391 \cdot 0,5 \cdot \frac{16}{56} = 0,056$ кг кислорода.

Фосфор. Примем, что в период плавления в шлак из металла переходит 30% фосфора в виде P_2O_5 . Окислится $0,030 \cdot 0,3 = 0,009$ кг фосфора, на что требуется $0,009 \cdot \frac{80}{62} = 0,012$ кг кислорода. При этом в шлак будет внесено $0,009 \cdot \frac{142}{62} = 0,021$ кг P_2O_5 .

Принимаем, что в период плавления углерод не окисляется, сера из металла не удаляется.

Учтем, что в завалку вместе с металлошихтой вводили известь в количестве около 2% от массы завалки или 2 кг на 100 кг шихты. С учетом получения необходимой основности скорректируем это значение до 1,7 кг. С известью вносится в шлак, кг:

$$\begin{aligned} \text{CaO} - 0,880 \cdot 1,7 &= 1,496, & \text{SiO}_2 - 0,013 \cdot 1,7 &= 0,022, \\ \text{MgO} - 0,020 \cdot 1,7 &= 0,034, & \text{Al}_2\text{O}_3 - 0,008 \cdot 1,7 &= 0,014, \\ \text{Fe}_2\text{O}_3 - 0,012 \cdot 1,7 &= 0,020 \text{ или в пересчете на FeO} \\ 0,020 \cdot \frac{112}{160} \cdot \frac{72}{56} &= 0,018. \end{aligned}$$

Вследствие потерь при прокаливании из извести удалится в атмосферу $0,067 \cdot 1,7 = 0,114$ кг CO_2 .

Во время работы печи происходит износ футерованной части подины и свода, продукты износа в виде соответствующих оксидов переходят в шлак. Состав и количество оксидов, вносимых футеровкой, зависят от применяемых огнеупоров и качества кладки печи. При использовании периклазохромитовых огнеупоров в период плавления в шлак поступает до 5 кг/т стали периклазового порошка (используемого для подварки подины) в виде MgO и до 1,2...1,4 кг/т продуктов разрушения футеровки. Если печь имеет периклазоуглеродистую набивную подину, водоохлаждаемые стены и свод, то расход периклазоуглеродистых огнеупоров принимается около 3 кг/т (или 0,3 кг на 100 кг металлошихты). Примем, что подина набивная, выполнена из периклазоуглеродистой массы. Типы и химический состав огнеупоров см. в соответствующей литературе.

По результатам выполненных расчетов определяем состав и количество шлака в конце периода плавления (табл. 6). Отдельно составляем баланс металла за этот период (табл. 7). Если по технологии плавки в печь присаживаются и другие добавки (железная руда, флюорит и т.п.), то их тоже необходимо учитывать в табл. 6.

Таблица 6

Количество и состав печного шлака периода плавления

Источник	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Σ
Известь	0,022	1,496	—	0,018	—	0,014	0,034	—	1,584
Футеровка	0,004	—	—	—	—	—	0,276	—	0,280
Продукты окисления	0,731	—	0,217	0,251	0,041	—	—	0,021	1,261
Всего, кг	0,757	1,496	0,217	0,269	0,041	0,014	0,310	0,021	3,125
Всего, %	24,224	47,872	6,944	8,608	1,312	0,448	9,920	0,672	100

При составлении баланса металла учтем, что в процессе плавки происходит науглероживание металла в результате износа графитированных электродов. Расход электродов на плавку в современных печах составляет 1,7...2,5 кг/т стали. Примем расход электродов 2 кг/т или 0,2 кг на 100 кг шихты и усвоение

углерода ванной 75%. С учетом того, что продолжительность периода плавления составляет $\frac{2}{3}$ общего времени плавки, в металл дополнительно перейдет $0,2 \cdot 0,75 \cdot \frac{2}{3} = 0,100$ кг углерода и выделится $0,2 \cdot 0,25 \cdot \frac{28}{12} \cdot \frac{2}{3} = 0,078$ кг CO. На это потребуется $0,2 \cdot 0,25 \cdot \frac{2}{3} \cdot \frac{16}{12} = 0,044$ кг O₂.

Основность полученного шлака, выраженная через отношение $\%CaO / \%SiO_2 = 1,98$. Это удовлетворяет требованиям к шлаку в период плавления.

Период окисления

Сразу после появления жидкого шлака его начинают вспенивать, и по мере наполнения ванны печи жидким металлом часть шлака через рабочее окно самотеком покидает рабочее пространство печи. С ним удаляется значительная часть

Таблица 7

Баланс составляющих металла за период плавления

Элемент	Поступило с шихтой	Перешло в шлак	Содержится в металле	
			кг	%
C	0,755	—	0,855	0,862
Si	0,341	0,341	—	—
Mn	0,480	0,168	0,312	0,315
Cr	0,560	0,028	0,532	0,536
S	0,030	—	0,030	0,030
P	0,030	0,009	0,021	0,021
Fe	97,804	0,196*	97,413*	98,235
Σ	100,000	0,742	99,163	100

* С учетом потерь с пылью.

фосфора. Потери шлака в течение всей плавки компенсируют небольшими присадками извести, поддерживая необходимый уровень шлака и его основность.

Задачами окислительного периода являются: 1) окисление углерода и фосфора в металле до их требуемого содержания в готовом металле (полупродукте) и частично удаление серы, 2) нагрев металла до необходимой температуры. Окисление металла проводят продувкой техническим кислородом с чистотой не менее 99,5%. В случае затруднений с удалением фосфора в ванну можно присаживать железную руду. В большинстве случаев для получения не более 0,012...0,020% фосфора в металле достаточно поддерживать в этот период основность не ниже 2,7...3,0 при содержании FeO в шлаке около 12...15%.

Для интенсификации массо- и теплопереноса в сталеплавильной ванне, способствующей нормальному развитию в ней физических и физико-химических процессов, в это время необходимо обеспечить возможность окисления не менее 0,3...0,5% углерода.

Обезуглероживание и окисление примесей. С учетом того, что углеродистые ферросплавы значительно дешевле, чем низкоуглеродистые, используем в дальнейшем для легирования углеродистые ферросплавы. Поэтому с учетом количества вводимых ферросплавов необходимо в конце периода иметь содержание углерода в металле на нижнем пределе по марке или несколько ниже. Примем, что содержание углерода в металле в конце окислительного периода должно составлять 0,15%.

Углерод. После окончания периода плавления в металле с учетом науглероживания электродами содержится 0,855 кг углерода. Учтем науглероживание электродами за период окисления и определим количество углерода, которое необходимо окислить.

За окислительный период при расходе электродов 2 кг/т в металл с учетом 75% усвоения попадет дополнительно $0,2 \cdot 0,75 \cdot 1/3 = 0,050$ кг углерода. Всего требуется окислить углерода

$$(0,855 + 0,050) - 0,150 = 0,755 \text{ кг.}$$

Примем, что весь углерод окисляется до CO. Тогда для окисления 0,755 кг углерода потребуется $0,755 \cdot 16/12 = 1,007$ кг O₂ и образуется $0,755 \cdot 28/12 = 1,762$ кг CO.

Марганец. Принимаем, что в окислительный период окислится 45% оставшегося в металле марганца: $0,312 \cdot 0,45 = 0,140$ кг. На его окисление необходимо $0,140 \cdot 16/55 = 0,041$ кг O₂. При этом образуется $0,140 \cdot 71/55 = 0,181$ кг MnO.

Хром. С учетом относительно невысокого содержания хрома в металле примем, что за этот период окислится 5% хрома, поступившего с металлом: $0,532 \cdot 0,05 = 0,027$ кг. На его окисление необходимо $0,027 \cdot 48/104 = 0,012$ кг O₂ и в результате образуется $0,027 \cdot 152/104 = 0,039$ кг Cr₂O₃.

Железо. В окислительный период окислится около 0,4% железа из металла. Примем, что 85% от этого количества переходит в шлак в виде FeO, а 15% удаляется в виде пыли Fe₂O₃ с отходящими газами. Всего окислится $0,004 \cdot 97,413 = 0,390$ кг железа.

В шлак перейдет $0,390 \cdot 0,85 = 0,332$ кг железа, на его окисление израсходуется $0,332 \cdot 16/56 = 0,095$ кг O₂ и образуется $0,332 \cdot 72/56 = 0,427$ кг FeO. С пылью теряется $0,390 - 0,332 = 0,058$ кг железа, на его окисление до Fe₂O₃ требуется $0,058 \cdot 48/112 = 0,025$ кг кислорода. Образуется $0,058 \cdot 160/112 = 0,083$ кг Fe₂O₃.

Сера. Примем, что в окислительный период из металла удаляется около 20% содержащейся в нем серы: $0,030 \cdot 0,2 = 0,006$ кг.

Фосфор. Примем, что в окислительный период в шлак переходит 30 % имеющегося в металле фосфора: $0,021 \cdot 0,30 = 0,006$ кг. На его окисление до P₂O₅ требуется $0,006 \cdot 80/62 = 0,008$ кг O₂ и в шлак переходит $0,006 \cdot 142/62 = 0,014$ кг P₂O₅.

Если для удаления фосфора в печь присаживается железная руда, то последовательность расчета сохраняется. Однако необходимо учитывать, что руда

содержит некоторое количество фосфора, часто в справочной литературе приводимого в пересчете на элементарный фосфор. В таком случае необходимо учесть количество кислорода, идущего на его окисление и количество P_2O_5 , переходящего в шлак. Определив общую потребность в кислороде для удаления фосфора, и зная количество кислорода, выделяемого 1 кг железной руды при разложении оксидов железа до металла, рассчитывают потребность в руде и газообразном кислороде. Восстановленное из руды железо необходимо учесть в табл. 9, а попадающие с рудой прочие оксиды в табл. 8.

Шлакообразование в окислительный период. Для расчетов принимается, что к концу периода плавления в печи остается $\frac{1}{3}$ шлака, состав которого приведен в табл. 6. После этого в печи наводится новый шлак присадками извести, если необходимо, с добавками плавикового шпата и железной руды. Шлак окислительного периода образуется из остатков шлака предыдущего периода, извести, оксидов – продуктов окисления металла, компонентов износа футеровки, железной руды и плавикового шпата (если их давали в этот период). С учетом требуемой величины основности примем, что в окислительный период присаживают 0,5 кг извести. С ней в шлак попадет:

$$\begin{aligned} \text{CaO: } & 0,880 \cdot 0,5 = 0,440 \text{ кг,} & \text{SiO}_2: & 0,013 \cdot 0,5 = 0,007 \text{ кг,} \\ \text{MgO: } & 0,020 \cdot 0,5 = 0,010 \text{ кг,} & \text{Al}_2\text{O}_3: & 0,008 \cdot 0,5 = 0,004 \text{ кг,} \\ \text{Fe}_2\text{O}_3: & 0,012 \cdot 0,5 = 0,006 \text{ кг, или в пересчете на FeO } & 0,006 \cdot 112/160 \cdot 72/56 = & = 0,006. \end{aligned}$$

Вследствие потерь при прокаливании из извести удалится в атмосферу 0,034 кг CO_2 .

Из футеровки при расходе за период 0,2 кг на 100 кг металлошихты в шлак переходит:

$$\begin{aligned} \text{MgO: } & 0,920 \cdot 0,2 = 0,184 \text{ кг,} \\ \text{SiO}_2: & 0,012 \cdot 0,2 = 0,002 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Если в печь присаживалась железная руда, то нужно учитывать, что железо из руды полностью восстанавливается, выделяемый при этом кислород идет на окисление серы и фосфора. Остальные оксиды руды целиком переходят в шлак.

Аналогично периоду плавления подсчитываем количество и состав шлака (см. табл. 8), и определяем баланс металла (табл. 9).

Таблица 8

Количество и состав шлака в конце окислительного периода

Источник	SiO ₂	CaO	MnO	FeO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	MgO	P ₂ O ₅	Σ
Известь	0,007	0,440	–	0,006	–	0,004	0,010	–	0,467
Футеровка	0,002	–	–	–	–	–	0,184	–	0,186
Продукты окисления	–	–	0,181	0,427	0,039	–	–	0,014	0,661
Шлак периода плавления	0,252	0,499	0,072	0,090	0,014	0,005	0,103	0,007	1,042
Всего, кг	0,261	0,939	0,253	0,523	0,053	0,009	0,297	0,021	2,356
Всего, %	11,078	39,856	10,739	22,199	2,250	0,382	12,606	0,891	100

Получена основность $\%CaO / \%SiO_2 = 3,6$. Это удовлетворяет требованиям ведения плавки.

Продувку кислородом прекращают, когда содержание углерода в металле достигнет заданного. После окончания окислительного периода, если химический состав стали в печи близок к марочному, и к готовой стали не предъявляются высокие требования по качеству, плавка раскисляется и выпускается в ковш. Раскисление начинают в печи перед выпуском, а затем завершают в ковше. Обычно в печь присаживают ферромарганец. При этом угар марганца может достигать 15%. Пример расчета количества раскислителей и ферросплавов, присаживаемых в металл, без обработки на ковше-печи приводится ниже.

Таблица 9

Баланс составляющих металла за окислительный период

Элемент	Поступило из периода плавления	Перешло в шлак	Содержится в металле	
			кг,	%
C	0,855	—	0,150	0,153
Si	0	0	0	0
Mn	0,312	0,140	0,172	0,176
Cr	0,532	0,027	0,505	0,516
S	0,030	0,006	0,024	0,018
P	0,021	0,006	0,015	0,016
Fe	97,413	0,332	97,023*	99,120
Σ	99,163	0,516	97,889	100

* С учетом потерь с пылью.

Если заданием предусматривается обработка металла в ковше-печи, то приведенный далее расчет присадки ферросплавов не выполняется.

Раскисление и легирование без обработки на ковше-печи

Определим количество присаживаемых раскислителей и ферросплавов без обработки на ковше-печи.

Количество присаживаемых, за исключением алюминия, ферросплавов ($M_{\text{фспл}}$) рассчитывают по формуле

$$M_{\text{фспл}} = \frac{M_{\text{ж.ст}} ([C]_{\text{гот.ст}} - [C]_{\text{исх}}) \cdot 100}{[C]_{\text{фспл}} (100 - K_{\text{уг}})},$$

где $M_{\text{ж.ст}}$ — масса жидкой стали; $[C]_{\text{гот.ст}}$, $[C]_{\text{исх}}$ и $[C]_{\text{фспл}}$ — содержание легирующего элемента в готовой стали (среднее по данной марке стали), на выпуске перед раскислением, и в ферросплаве соответственно, %; $K_{\text{уг}}$ — угар элемента при раскислении (легировании), %. При раскислении в ковше угар в среднем со-

ставляет: 20...40% для кремния, 10...15% для марганца, 45% для углерода в термоантраците, используемом для науглероживания.

Согласно требованиям к марке 20X, примем содержание марганца в готовом металле 0,65%. Тогда расход ферромарганца при его угаре 10% составит:

$$M_{\text{ФМн75}} = \frac{97,934 \cdot (0,650 - 0,176) \cdot 100}{75 \cdot (100 - 10)} = 0,688 \text{ кг.}$$

Помимо марганца, с ферромарганцем с сталь дополнительно будет внесено (химический состав ферросплавов см. в справочной литературе):

Fe: $0,165 \cdot 0,688 = 0,114$ кг,

Si (примем угар 30%): $0,01 \cdot 0,70 \cdot 0,688 = 0,005$ кг,

C: $0,07 \cdot 0,688 = 0,048$ кг.

Остальными компонентами пренебрежем ввиду их низкого содержания в ферросплаве.

Феррохром при содержании хрома в стали до легирования 0,516 % и в готовой стали 0,70 % можно присадить в печь перед выпуском плавки. Угар в этом случае не превысит 15%. Примем угар хрома 10 % и определим расход феррохрома:

$$M_{\text{ФХ800А}} = \frac{97,934 \cdot (0,700 - 0,516) \cdot 100}{65 \cdot (100 - 10)} = 0,308 \text{ кг.}$$

Помимо хрома, с феррохромом будет внесено элементов: Fe: $0,25 \cdot 0,308 = 0,077$ кг, Si (угар 30 %): $0,02 \cdot 0,70 \cdot 0,308 = 0,004$ кг, C: $0,08 \cdot 0,308 = 0,025$ кг. Остальными компонентами пренебрежем ввиду их низкого содержания в ферросплаве.

Ферросилиций присаживают в ковш под струю выпускаемого из печи металла. Его угар при таком способе введения составляет 30 %. Расход ферросилиция

$$M_{\text{ФС65}} = \frac{97,934 \cdot (0,270 - 0) \cdot 100}{65 \cdot (100 - 30)} = 0,581 \text{ кг.}$$

При этом в металл фактически попадет $0,581 \cdot 0,65 \cdot 0,7 = 0,264$ кг кремния и $0,32 \cdot 0,479 = 0,153$ кг железа.

Расход алюминия на раскисление не рассчитывается и принимается 1,0 кг/т или 0,100 кг на 100 кг стали.

Результаты расчета с учетом компонентов, вносимых ферросплавами, сведен в табл. 10.

Таблица 10

Расчетный химический состав готовой стали 20X, мас. %

Элемент	C	Mn	Si	Cr	P	S	Fe	Итого
Количество, кг	0,223	0,650	0,273	0,700	0,015	0,024	97,400	99,285
Количество, %	0,225	0,654	0,274	0,705	0,015	0,024	98,059	100

Вывод: расчетный состав стали соответствует заданию. Если же полученный состав не укладывается в оговоренные в табл.2 рамки, то необходимо произвести корректировку расчета.

После выполнения всех расчетов составляется итоговый материальный баланс плавки, в который заносятся все вводимые в печь материалы и все получаемые при этом продукты. Количество материалов суммируется за всю плавку. Поскольку точно определить долю кислорода из атмосферы, пошедшую на окисление элементов нельзя, то считается, что получено значение расхода кислорода суммарное. Реальный расход технического кислорода несколько меньше (табл. 11).

Таблица 11

Материальный баланс плавки

Поступило		Получено	
Материал	Количество, кг	Продукт	Количество, кг
Отходы стали 45Х	70	Сталь	99,285
Отходы стали У13	30	Шлак	5,481
Известь	2,2	СО	1,840
Из футеровки	0,5	СО ₂	0,148
Из электродов	0,2	Пыль	0,220
Кислород на плавку	1,836	Невязка	–0,663
Ферросплавы	1,577		
Итого	106,311	Итого	106,311

Невязка составляет 0,663 кг или 0,62%. Расчет закончен.

3. ТЕПЛОВОЙ БАЛАНС ПЛАВКИ СТАЛИ В ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ

Дуговая сталеплавильная печь является агрегатом периодического действия, в котором потребление энергии в процессе работы сильно колеблется. В процессе нагрева и плавления существенно меняются теплофизические характеристики материалов внутри печи, поэтому составление полного энергетического баланса работы агрегата затруднено.

В дуговых печах преобразование электрической энергии в тепловую, необходимую для расплавления шихты и проведения физико-химических процессов, осуществляется в основном за счет горения электрических дуг. Объем

горящей дуги можно оценить по формуле $V = \frac{\pi \cdot d_{\text{э}} \cdot l}{4}$, где $d_{\text{э}}$ – диаметр электрода,

l – длина дуги. В современных печах диаметр электрода составляет 0,5...0,7 м, а длина дуги не превышает 0,2...0,4 м, поэтому электрическую дугу можно считать точечным источником рассеянного теплового излучения. Плотность теплового потока от подобного источника можно рассчитать по формуле Кеплера

$$q = \frac{K_3 \cdot P_d \cdot \cos \beta}{4 \cdot \pi \cdot x^2}, \text{ где } K_3 - \text{коэффициент, учитывающий излучение дуги в раз-}$$

личных направлениях с учетом экранирования ее торцом электрода и шихтой; P_d – мощность дуги, кВт; β – угол между направлением луча и нормалью к облучаемой поверхности, град.; x – расстояние от дуги до центра облучаемой площадки, м; $K_3 = 1,03...1,41$ при $d_3 / l = 1,65...1,74$ и $K_3 = 0,69...0,89$ при $d_3 / l = 3,64...3,71$.

Помимо излучения тепло дуг передается в рабочем пространстве печи конвекцией и теплопроводностью. В современной электропечи для ускорения расплавления вводят дополнительное тепло путем сжигания топлива в специальных горелках в период плавления. Футерованная часть стен и свода, нагретая за счет излучения дуг, торца электрода, горячего металла под дугами, а также в результате конвективного переноса раскаленными газами сама излучает тепло на поверхность расплава и электроды внутри рабочего пространства печи и частично отдает тепло в окружающее печь пространство. Водоохлаждаемые панели и отходящие газы интенсивно выносят тепло из печи.

При составлении теплового баланса необходимо исходить из условия, что в процессе работы агрегата количество введенной в агрегат энергии равно количеству энергии, затраченной на проведение технологических операций с учетом тепловых потерь. В процессе плавки происходит нагрев и плавление металла и шлака до заданной температуры (полезно используемое тепло), а также нагрев конструкций печи и окружающего воздуха, нагрев воды в стеновых и сводовых панелях, нагрев воздуха в печи и унос тепла с ним в систему газоочистки; помимо того тепло теряется со шлаком.

Тепловой баланс может быть составлен на всю плавку, на определенный период плавки, на тонну стали или на 1 час работы агрегата. Наиболее распространенным является баланс, приводимый на плавку и выражаемый в процентах.

На действующей печи известны геометрические параметры, расход электрической и тепловой энергии, другие характеристики агрегата. При этом тепловой баланс может составляться с разными целями, например для уточнения какой-либо статьи прихода или расхода. При оценочных расчетах баланс может составляться для определения расхода электроэнергии. В таком случае определяются все статьи теплового баланса за исключением расхода электрической энергии. Затем все необходимое тепло для уравнивания приходной и расходной частей баланса относят на электрическую энергию.

Рассчитаем тепловой баланс плавки стали 20Х в дуговой печи. Расчет проведем на 100 кг металла, исходя из рассчитанного выше материального баланса плавки. Для этого определим приход и расход тепла в печи.

Приход тепла

Тепло, вносимое электрической энергией Q_1

На действующей печи реальный расход электрической энергии фиксируется приборами учета электроэнергии. Важным параметром, характеризующим использование электроэнергии, является коэффициент полезного действия, учитывающий потери энергии при подводе ее к рабочему пространству печи (при проектных расчетах принимается $\eta_{\text{э}} = 88...91\%$). При проектировании печи расход электроэнергии на плавку зависит от наличия или отсутствия предварительного подогрева лома, количества газокислородных горелок и времени их работы. В среднем для современной ДСП с учетом подогрева лома и установки газокислородных горелок можно принять расход электроэнергии 250...400 кВт·ч/т. Для пересчета кВт·ч в МДж используется переводной коэффициент 3,6 (1 Вт·ч = 3600 Дж/ч).

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

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

Тепло, вносимое газокислородными горелками Q_2

Вносимое горелками тепло определяется по формуле

$$Q_{\text{гор}} = N_{\text{гор}} \cdot \tau \cdot P_{\text{гор}} \cdot 3,6$$

где $N_{\text{гор}}$ – число горелок на печи, шт.; τ – время работы горелки, ч; $P_{\text{гор}}$ – мощность горелки, кВт; 3,6 – переводной коэффициент кВт·ч в МДж.

В условиях действующего производства известно время работы горелок и их количество. Кроме того, известны или легко могут быть измерены расход топлива и его химический состав (а значит, и теплотворная способность).

Для расчета вновь проектируемой печи целесообразно принять, что типовая 100 т. печь оборудуется 4 газокислородными горелками по 2...4 МВт каждая. Продолжительность их работы за плавку 10...15 мин. Примем без расчета мощность горелок по 3,6 МВт каждая, время работы – 10 минут (0,17 часа). Тогда за всю плавку в ДСП-100

$$Q_{\text{гор}} = 4 \cdot 0,17 \cdot 3,6 \cdot 10^3 \cdot 3,6 = 8812,8 \text{ МДж.}$$

С учетом емкости печи количество тепла, внесенного горелками, приведенное к 100 кг металлошихты составит $Q_2 = 8,81 \text{ МДж.}$

Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами
(сумма энтальпий компонентов, вводимых в печь) Q_3

В зависимости от технологии выплавки в печь могут вводить следующие материалы: скрап, железную руду, кокс, ферросплавы, легирующие и шлакообразующие материалы, на ряде печей предусмотрена заливка жидкого чугуна. Для каждого вводимого компонента можно записать следующее выражение для расчета энтальпии:

$$\Delta H'_k = M_k \cdot c_k \cdot \Delta t_k,$$

где $\Delta H'_k$ – изменение энтальпии соответствующего компонента, M_k – масса компонента, c_k – теплоемкость компонента, Δt_k – изменение температуры компонента. Полная энтальпия компонента равна либо энтальпии нагрева твердого компонента (например лома), либо, если чугун подается в жидком виде должна учитывать затраты тепла на его плавление и перегрев (нагрев от температуры плавления до температуры заливки). Физическое тепло шихты равно сумме энтальпий компонентов:

$$Q_{\text{физ}} = \sum_{k=1}^i H_k.$$

В зависимости от применяемой технологии материалы перед подачей в печь могут подаваться холодными или подогреваться. В первом случае энтальпия холодных компонентов шихты не учитывается. Во втором случае, например при подаче в печь прокаленных ферросплавов или жидкого чугуна, энтальпия таких компонентов значительна и должна учитываться в общем тепловом балансе. Информация по теплофизическим величинам берется в соответствующей справочной литературе. Некоторые наиболее употребительные величины приводятся в приложении в конце пособия.

В качестве примера покажем, как определяется энтальпия лома, подогретого перед подачей в ДСП до 400 °С. Энтальпия стали марки 45Х составит

$$H_{45X} = 70 \cdot 0,536 \cdot 10^{-3} \cdot 400 = 15,01 \text{ МДж},$$

а стали У13

$$H_{У13} = 30 \cdot 0,540 \cdot 10^{-3} \cdot 400 = 6,48 \text{ МДж}.$$

Учитывая, что непосредственно в печь дается небольшое количество ферросплавов, энтальпией остальных компонентов пренебрегают.

Итого энтальпия шихты составит $Q_3 = 15,01 + 6,48 = 21,49 \text{ МДж}$.

Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций Q_4

В процессе ведения плавки происходит окисление имеющихся в шихте компонентов (в первую очередь Si, Mn, С и Fe). Точно учесть количество тепла, выделившееся при их протекании, на практике сложно из-за неоднородности химического состава шихты. Кроме того, при введении в печь избытка кисло-

рода происходит избыточное окисление железа, а при введении малого количества кислорода часть углерода может не окислиться.

$$Q_4 = M_{\text{Si}} \cdot q_{\text{Si}} + M_{\text{Mn}} \cdot q_{\text{Mn}} + M_{\text{C}} \cdot q_{\text{C}} + M_{\text{Fe}} \cdot q_{\text{Fe}} + M_{\text{Cr}} \cdot q_{\text{Cr}},$$

где M_i – масса соответствующего элемента, окислившегося за всю плавку по материальному балансу, q_i – тепловой эффект реакции его окисления (см. табл. П.2). В расчете условно принимаем, что все элементы окисляются по реакции $x\text{Me} + y\text{O} = \text{Me}_x\text{O}_y$. С учетом материального баланса (см. разд. 2) запишем, что окислится:

Si до SiO_2 :	$0,341 \cdot 28,4 = 9,68$ МДж,
Mn до MnO :	$(0,168 + 0,140) \cdot 6,99 = 2,15$ МДж,
Cr до Cr_2O_3 :	$(0,028 + 0,027) \cdot 11 = 0,61$ МДж,
Fe до FeO :	$(0,196 + 0,332) \cdot 4,76 = 2,51$ МДж,
Fe до Fe_2O_3 :	$(0,196 + 0,058) \cdot 7,36 = 1,87$ МДж,
C до CO :	$(0,033 + 0,755) \cdot 11,3 = 8,90$ МДж.

Итого $Q_4 = 25,73$ МДж.

В процессе плавки часть графита окисляется до CO , часть – до CO_2 , часть попадает в металл, а часть выносится в виде пыли с отходящими газами. При составлении теплового баланса принимают те же допущения, что и при составлении материального баланса (расход электродов 2 кг/т, $\frac{2}{3}$ этого количества попадает в металл и учитывается при окислении углерода из расплава, остальное сразу окисляется до CO).

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

$$Q_{\text{п}} = 113,40 + 8,81 + 21,49 + 25,73 = 169,43 \text{ МДж.}$$

Расход тепла

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

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

$$H_{\text{м}} = M_{\text{м}} \cdot [c_1 \cdot (t_{\text{пл}} - t_0) + q_{\text{м}} + c_2 \cdot (t_{\text{вып.}} - t_{\text{пл}})],$$

где $M_{\text{м}}$ – масса компонента данного вида, вносимого в печь за плавку, c_1 – средняя теплоемкость этого материала в интервале температуры от загрузки до плавления, c_2 – средняя теплоемкость металла в интервале температуры от плавления до выпуска, t_0 – температура скрапа при завалке, $t_{\text{пл}}$ – температура плавления стали, $t_{\text{вып.}}$ – температура стали на выпуске, $q_{\text{м}}$ – теплота плавления металла.

Теплоемкость компонентов определяется по справочным данным. В табл. П.1 приложения приведены значения теплоемкости некоторых материалов. Средняя теплоемкость определяется следующим образом. Если лом перед завалкой не подогревали, то берется максимальное значение в соответствующей колонке. Если лом подогревали, скажем до 400 °С, то берется средняя теплоемкость материала в диапазоне от 400 °С до температуры плавления.

Аналогично рассчитываются энтальпия шлака и легирующих добавок в случае их введения в печь в большом количестве. При работе с жидким чугуном его энтальпии рассчитывается по формуле:

$$H_{\text{ч}} = M_{\text{ч}} \cdot [1065 + 0,84 \cdot (t - 1200)],$$

где $M_{\text{ч}}$ – масса жидкого чугуна, кг; 1065 – принимаемая энтальпия жидкого чугуна при температуре 1200 °С, кДж/кг; 0,84 – теплоемкость чугуна (также принимается постоянной), кДж/кг; t – температура чугуна в момент заливки, °С.

Для стали рядовых марок ориентировочно можно принять $q_{\text{м}} = 284$ кДж/кг, $q_{\text{шл}} = 58$ кДж/кг, $c_{\text{жидк.ст}} = 0,79$ кДж/град, $c_{\text{шл}} = 1,05$ кДж/кг. Температура плавления стали разных марок меняется в диапазоне 1300...1500 °С. Углеродистая сталь имеет меньшую температуру плавления, легированная – большую. Для расчета примем, что температура плавления углеродистой стали 1350 °С, хромоникелевой – 1450 °С, образующегося шлака – 1550 °С.

Средние значения теплоемкости с допустимой погрешностью возьмем как разность между значениями при температуре завалки лома и при максимально имеющейся в табл. П.1 температуре. По аналогии с приходной частью (см. расчет энтальпии шихты) запишем для стали 45Х:

$$c_1 = \frac{0,595 + 0,536}{2} = 0,566 \text{ кДж/град},$$

тогда

$$H_{45\text{X}} = 70 \cdot [0,566 \cdot (1450 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1450)] = 71,42 \text{ МДж}.$$

Для стали У13

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

тогда

$$H_{\text{У13}} = 30 \cdot [0,612 \cdot (1350 - 400) + 284 + 0,79 \cdot (1630 - 1350)] = 30,23 \text{ МДж}.$$

Для сталеплавильного шлака можно принять сумму энтальпий нагрева и плавления $q = 1890$ кДж/кг и записать уравнение

$$H_{\text{шл}} = 5,48 \cdot [1890 + 1,05 \cdot (1630 - 1550)] = 10818 \text{ кДж или } 10,82 \text{ МДж}.$$

Итого: $Q_5 = 71,42 + 30,23 + 10,82 = 112,47 \text{ МДж}.$

Тепло, идущее на протекание эндотермических реакций Q_6

Данная статья определяется по материальному балансу плавки и включает в себя потери тепла на разложение карбонатов извести и Fe_2O_3 .

Разложение карбонатов. Согласно материальному балансу, при прокаливании недообоженной извести выделяется 0,131 кг (в период плавления) + 0,039 кг (в окислительный период) = 0,170 кг CO_2 . При нормальных условиях это количество газа займет $22,4 \cdot 10^{-3} \cdot 170 / 44 = 86,545 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3$. Согласно табл. П.2 на это потребуется $86,545 \cdot 10^{-3} \cdot 7,21 = 0,62 \text{ МДж}$.

Разложение Fe_2O_3 железной руды. Согласно выполненному материальному балансу плавки, железную руду в печь не присаживали, следовательно эта составляющая отсутствует.

Итого окончательно $Q_6 = 0,62 \text{ МДж}$.

Потери тепла через футеровку Q_7

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

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

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

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

где λ – коэффициент теплопроводности материала слоя, Дж/(м·ч·К); t_1, t_2 – температура на внутренней и внешней поверхностях слоя, К; F – площадь поверхности теплообмена, м^2 ; τ – время, ч; δ – толщина слоя, м.

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

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

где α – суммарный коэффициент теплоотдачи излучением и конвекцией, Дж/(м·ч·К); $t_{\text{к}}$ – температура на внешней поверхности кожуха, К; $t_{\text{в}}$ – температура окружающего воздуха, К.

На действующей печи известны степень черноты кирпичной кладки и кожуха, значения температуры t_i , геометрия печи. При проектировании ДСП или ее реконструкции температура внутренней поверхности кладки $t_{вн}$ для подины принимается равной температуре жидкого металла в ванне. Средняя температура воздуха принимается равной $20\text{ }^{\circ}\text{C}$. При этом значение α зависит от другой неизвестной – температуры кожуха t_k . Значение же t_k в свою очередь зависит от температуры подины печи, толщины и теплопроводности материала кладки. На теплопроводность материала влияет средняя температура футеровки. Поэтому Q_7 рассчитывают методом последовательных приближений. Для этого в первую очередь задаются температурой кожуха t_k . При наличии дополнительного слоя теплоизоляции t_k обычно лежит в диапазоне $90\dots180\text{ }^{\circ}\text{C}$, при наличии только огнеупорного слоя t_k может увеличиваться до $300\dots400\text{ }^{\circ}\text{C}$.

Затем определяют среднюю температуру футеровки

$$t_{cp} = \frac{t_{вн} - t_k}{2}.$$

По табл. П.3 или П.4 для данной t_{cp} находят коэффициент теплопроводности материала λ и по рис. 3 определяют значение α , соответствующее данной температуре кожуха. Далее вычисляют значение теплового потока $q_7 = Q_7/F$ и сравнивают его величину с приведенным на том же рисунке $q_{окр}$. Если разница не превышает 10%, то расчет считается законченным, если нет – необходимо задаться другим значением температуры кожуха t_k .

Зададимся температурой кожуха $t_k = 150\text{ }^{\circ}\text{C}$. Определим среднюю температуру футеровки, считая, что в среднем за плавку температура металла составит $1500\text{ }^{\circ}\text{C}$, продолжительность плавки – 45 минут, диаметр кожуха $\sim 7,2\text{ м}^2$:

$$t_{cp} = \frac{1500 - 150}{2} = 675\text{ }^{\circ}\text{C}.$$

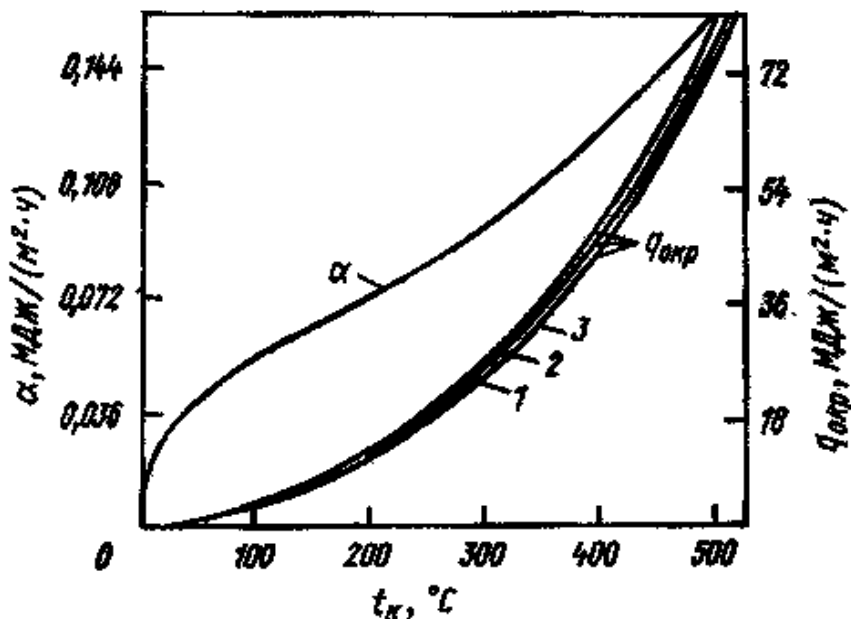


Рис. 3. Зависимость коэффициента суммарной теплоотдачи α и удельного теплового потока, теряемого поверхностью печи в окружающую среду при $t_{вн}$: $10\text{ }^{\circ}\text{C}$ – 1; $20\text{ }^{\circ}\text{C}$ – 2; $30\text{ }^{\circ}\text{C}$ – 3

Согласно табл. П.3 коэффициент теплопроводности магниальной футеровки при 675 °С $\lambda = 6,28 - 0,0027 \cdot 675 = 4,4575$ Вт/(м·°С). По рис. 3 находим $\alpha = 0,0585$ МДж/м²·ч. Тогда (ориентировочно) $Q_{\text{кож}} = 0,063 \cdot (150 - 20) \cdot 7,2 \cdot 0,75 = 44,2$ МДж.

Проверяем: $q = 44,2 / 7,2 = 6,14$ МДж/(м²·ч). Согласно рис. 3 $q_{\text{окр}} \sim 6,75$ МДж/(м²·ч). Разница не превышает 10%, расчет считается законченным и окончательно принимается $Q_{\text{кож}} = 44,2$ МДж. С учетом того, что расчет выполняется на 100 кг, $Q_7 = 0,04$ МДж.

Потери тепла через водоохлаждаемые панели Q_8

Потери тепла с охлаждающей водой можно определить, исходя из расхода воды и разницы значений температуры воды на входе в систему охлаждения и на выходе из нее. Температура и расход воды на рабочей печи измеряются непосредственно. При проектировании, когда эти цифры не известны, можно принять температуру воды на входе 20 °С, на выходе температура воды не должна превышать 40...45 °С во избежание образования накипи на внутренних поверхностях панелей.

$$Q_8 = c_{\text{в}} \cdot V_{\text{в}} \cdot (t_{\text{вых}} - t_{\text{вх}}) \cdot \tau,$$

где $c_{\text{в}}$ – теплоемкость воды, 4,2 МДж/(м³·К); $V_{\text{в}}$ – часовой расход воды через элемент (или всю печь), м³/ч; $t_{\text{вых}}$ – температура воды на выходе, °С; $t_{\text{вх}}$ – температура воды на входе, °С; τ – время, ч.

Анализ работы действующих печей показал, что для современной ДСП при соблюдении температурного режима расход воды на охлаждение стеновых панелей составляет ~ 420 м³/ч, и 100...230 м³/ч на охлаждение сводовых панелей.

Потери тепла на охлаждение стен составят:

$$Q_{\text{ст}} = 4,2 \cdot 420 \cdot (45 - 20) \cdot 0,75 = 33075 \text{ МДж}$$

на плавку (100т) или 33,08 МДж на 100 кг.

Потери тепла на охлаждение свода составят:

$$Q_{\text{св}} = 4,2 \cdot 200 \cdot (45 - 20) \cdot 0,75 = 15750 \text{ МДж}$$

на плавку (100т) или 15,75 МДж на 100 кг.

$$\text{Итого: } Q_8 = 33,08 + 15,75 = 48,83 \text{ МДж.}$$

Потери тепла излучением через открытые окна и отверстия Q_9

Во время плавки при отводе в сторону свода для подвалки шихты, при скачивании шлака, замере температуры через рабочее окно, а также через неплотности происходит потеря тепла излучением в окружающее пространство. Суммарные (прямым и отраженным излучением) потери тепла определяются по формуле

$$Q_9 = 3,6 \cdot c_0 (T_{\text{п}}/1000)^4 \cdot F \cdot \Phi \cdot \tau,$$

где 3,6 – коэффициент пересчета кВт в МДж; c_0 – коэффициент излучения абсолютно черного тела, 5,67 кВт / (м²·К⁴); $T_{\text{п}}$ – средняя температура в печи, К; F – площадь открытого окна или отверстия, м²; Φ – коэффициент диафрагмирования отверстия (см. рис. 4); τ – время открытия окна или отверстия за время плавки, ч.

Наиболее типичные параметры эксплуатируемых ДСП: диаметр ванны печи на уровне откосов ~ 6 м; высота печи над зеркалом металла: 2,8...3 м – для работы с легковесным ломом и 2,6...2,8 м – для работы с крупногабаритным ломом. Время подвалки (2...3 минуты) определяется по технологии плавки заданной марки стали. Излучением через рабочее окно можно пренебречь.

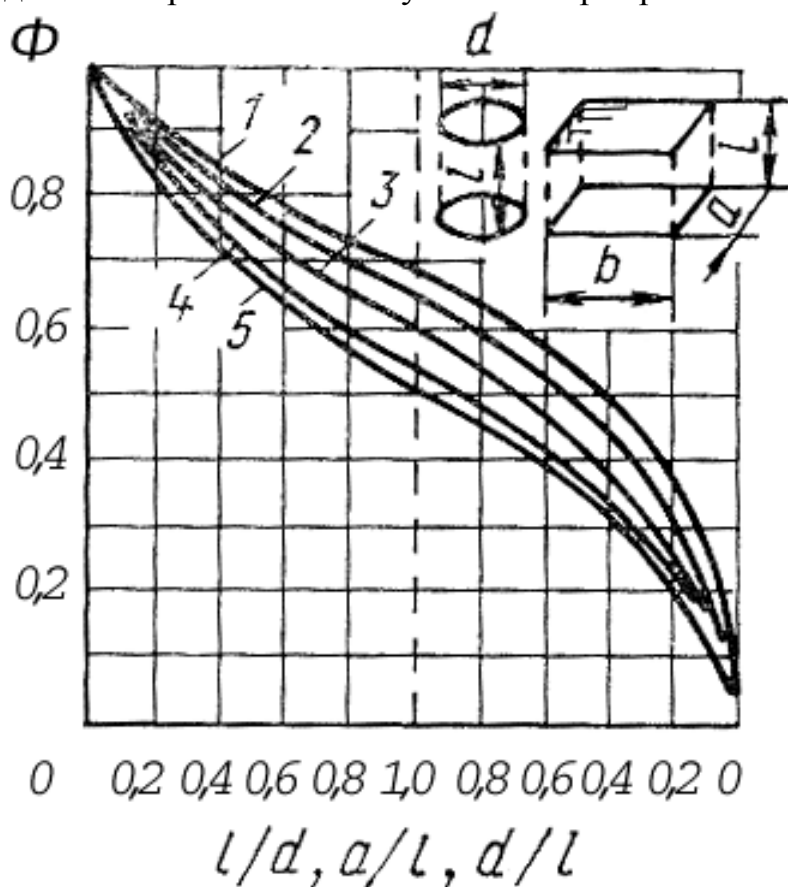


Рис. 4. Коэффициенты диафрагмирования при излучении тепла через отверстия: 1 – узкая щель ($a : b = 0$), 2 – прямоугольная щель ($a : b = 0,2$), 3 – прямоугольная щель ($a : b = 0,5$), 4 – квадратное отверстие ($a : b = 1$), 5 – круглое отверстие; l – толщина кладки

Примем, что время подвалки 2 минуты (0,03 ч), для универсальности печь рассчитана на работу с легкой металлошихтой ($l = 2,8$ м). Определим площадь поверхности излучения, для простоты считая, что тепло излучает только поверхность расплава:

$$F = \frac{\pi \cdot 6^2}{4} = 28,26 \text{ м}^2.$$

Отношение $d/l = 2,1$, на графике отсутствует. Обратное отношение $l/d = 0,47$, значение коэффициента диафрагмирования отверстия для которого (по рис. 4) $\Phi = 0,65$.

$$Q_{\text{свод}} = 3,6 \cdot 5,67 \cdot 10^{-3} \cdot (1873/1000)^4 \cdot 28,26 \cdot 0,65 \cdot 0,03 = 0,14 \text{ МДж}.$$

Ввиду малости значения (дающего максимальный вклад в данную статью расхода) остальными компонентами пренебрегаем. С учетом того, что расчет ведется на 100 кг, $Q_9 = 0$.

Потери тепла с отходящими газами Q_{10}

Холодный воздух, попадая в печь через неплотности, нагревается и уносится в систему газоочистки, приводя к потерям тепла. Помимо атмосферного воздуха в газоочистку уносятся газы, образующиеся при продувке расплава кислорода, а также продукты сгорания топлива при использовании дополнительных горелок.

Для вновь проектируемых печей данная статья расхода рассчитывается достаточно сложно. На действующих печах в системе газопроводов имеются специальные датчики, фиксирующие температуру, состав и расход газа. Измеряя скоростной напор Δp , рассчитывают скорость и расход уходящих газов по формулам:

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot g \cdot \Delta p}{\rho_g}}; \quad V_t = 3600 \cdot \omega \cdot F; \quad V_o = 273 \cdot V_t / T_{yx},$$

где ω – скорость газового потока, м/с; g – ускорение свободного падения ($9,81 \text{ м/с}^2$); Δp – скоростной напор, Па; ρ_g – плотность уходящих газов, кг/м^3 ; V_t – количество газов, уходящих из печи (фактически), $\text{м}^3/\text{ч}$; F – площадь сечения патрубка, м^2 ; V_o – количество газов, уходящих из печи (приведенные к температуре 0°C), $\text{м}^3/\text{ч}$; T_{yx} – температура уходящих газов, К.

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

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

где $c_{\text{сyx}}$ – средняя теплоемкость уходящих газов, $\text{Дж}/(\text{м}^3 \cdot \text{К})$.

Примем, что в среднем на современных печах перепад давления между печью и атмосферой составляет 2 Па, плотность отходящих газов – $1,5 \text{ кг/м}^3$, диаметр патрубка газоотсоса из печи – 1,2 м, температура отходящих газов в среднем за плавку – 1200°C . Тогда

$$\omega = \sqrt{\frac{2 \cdot 9,81 \cdot 2}{1,5}} = 5,11 \text{ м/с}, \quad V_t = 3600 \cdot 5,11 \cdot \frac{\pi \cdot 1,2^2}{4} = 20\,795 \text{ м}^3/\text{ч},$$

$$V_o = 273 \cdot 20\,795 / 1200 = 4730,86 \text{ м}^3.$$

Тогда количество тепла, уносимое газами из печи за плавку,

$$Q_{10} = 4730,86 \cdot 1430 \cdot 1200 \cdot 0,75 = 6,09 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

или в пересчете на 100 кг 6,09 МДж.

Итого за плавку расход тепла

$$Q_p = 112,47 + 0,62 + 0,04 + 48,83 + 0,0 + 6,09 = 168,05 \text{ МДж.}$$

Полученный тепловой баланс плавки стали 20Х в ДСП-100 приведен в табл. 12. Невязка 0,8 %. В случае большой невязки корректируют расход электроэнергии на плавку.

Таблица 12

Тепловой баланс плавки стали в ДСП

Поступило тепла, МДж		Расход тепла, МДж	
Электроэнергия	113,40 (66,93%)	Энтальпия продуктов	112,47 (66,94%)
		В том числе:	
		металла	101,65 (60,50%)
		шлака	10,82 (6,44%)
Тепло горелок	8,81 (5,20%)	Тепло химических реакций	0,62 (0,37%)
Энтальпия шихты	21,49 (12,68%)	Потери с охлаждающей водой	48,83 (29,06%)
Тепло химических реакций	25,73 (15,19%)	Потери с отходящими газами	6,09 (3,62%)
Итого	169,43	Итого	168,01

4. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ

С учетом современной технологии, предусматривающей работу дуговой печи с завалкой большей части металлической шихты и подвалкой оставшейся части лома после проплавления основной части шихты, необходимый для размещения шихты объем рабочего пространства печи уменьшается, соответственно снижаются тепловые потери и увеличивается производительность печи в целом. Для улучшения технико-экономических показателей работы печи и увеличения стойкости футеровки подины и откосов печи целесообразно при сливе полупродукта оставлять часть металла (15...25%) в печи, так называемое «болото».

Исходя из этого, расчет начнем с определения максимальной массы металла в печи M_m :

$$M_m = (1+k) \cdot M,$$

где M – масса сливаемого металла за плавку, т; k – коэффициент избытка металла, оставляемого в печи после слива, т.е. «болото» ($k = 0,15...0,25$).

Из анализа геометрических размеров действующих печей выведен стехиометрический коэффициент ($A = 0,35 \dots 0,40$), связывающий максимальную массу металла в печи (M_m , т.) с диаметром рабочего пространства (D , м) на уровне панелей:

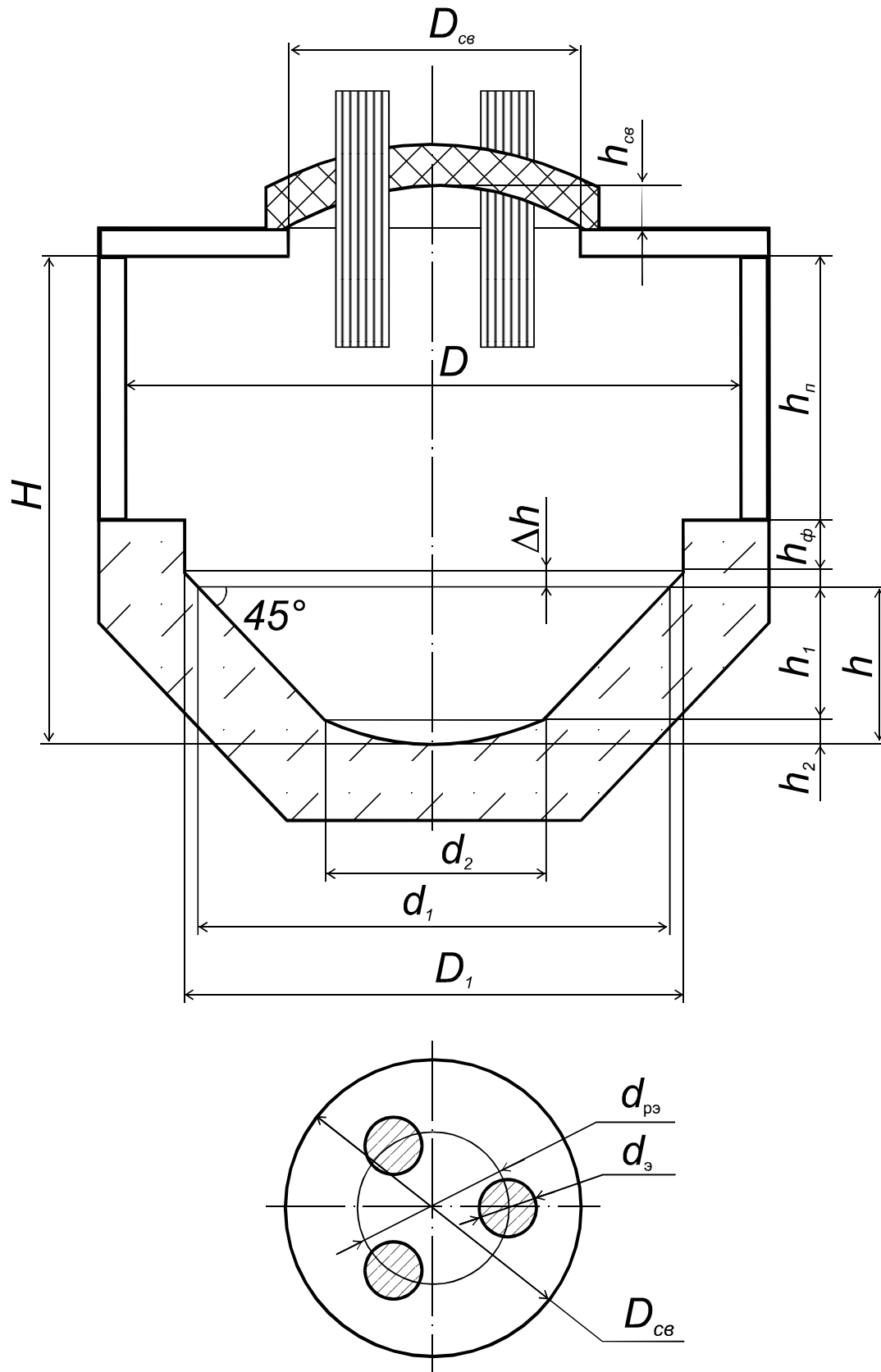


Рис. 5. Геометрическая схема дуговой сталеплавильной печи. Обозначения в тексте

$$M_M = A \cdot D^3, \text{ т.}$$

Отсюда находим $D = \sqrt[3]{M_M / A}$, м.

Найдем максимальный объем металла в печи:

$$V_M = M_M / \rho_M, \text{ м}^3,$$

где ρ_M – плотность жидкого металла, равная 6,8...7,4 т/м³.

Максимальный объем ванны печи

$$V_B = V_M \cdot V_{\text{ш}} \cdot V_3, \text{ м}^3,$$

где $V_{\text{ш}}$ – объем шлака, V_3 – запас объема металла.

Объем шлака

$$V_{\text{ш}} = b \cdot M / \rho_{\text{ш}}, \text{ м}^3,$$

где b – коэффициент, учитывающий долю шлака от массы сливаемого металла, равный 0,05...0,1; $\rho_{\text{ш}}$ – плотность жидкого шлака, равная 2,8...3,2 т/м³.

Запас объема металла

$$V_3 = c \cdot V_M, \text{ м}^3,$$

где c – коэффициент запаса металла, равный 0,10...0,15.

Геометрический объем ванны печи

$$V_B' = V_K + V_c, \text{ м}^3,$$

где V_K , V_c – объем конической и сферической частей соответственно.

Объем конической части

$$V_K = \pi \cdot (h_1 + \Delta h) \frac{d_1^2 + d_1 \cdot d_2 + d_2^2}{12}, \text{ м}^3,$$

где h_1 – высота конической части (принимается $h_1 = 0,8h$, где h – глубина ванны, для печей емкостью менее 50 т и более 50 т выбирается в интервале соответственно 0,4...1,0 и 1,0...2,0 м), м; Δh – запас конической части, равный 0,1...0,2 м; d_1 и d_2 – диаметры верхнего и нижнего оснований конуса, соответственно, м.

Диаметр верхнего основания конуса

$$d_1 = D_1 - 2 \cdot \Delta h, \text{ м,}$$

где D_1 – диаметр по верхнему краю футеровки выше откосов $D_1 = D - 2h_{\text{ф}}$, м ($h_{\text{ф}}$ – запас футеровки от уровня откосов до нижнего уровня панелей, равный 0,25...0,36 м).

Диаметр нижнего основания конуса $d_2 = d_1 - 2h_1$.

Объем сферической части

$$V_c = \pi \cdot h_2 \cdot \frac{3d_2^2 / 4 + h_2^2}{6}, \text{ м.}$$

Чтобы оценить правильность проведенных выше расчетов, сравним геометрический объем ванны (V_B') с объемом жидких материалов (V_B).

Ошибка расчетов $\Delta = (V_B' - V_B)$ не должна превышать $\pm 5\%$. Кроме того, для оценки правильности расчетов геометрических размеров ванны следует сравнить их с размерами действующих печей [1], например:

$$D = 1106 M^{0,338}, \text{ мм};$$

$$h = 165,8 M^{0,422}, \text{ мм};$$

$$f = 1,131 M^{-0,357}, \text{ м}^2/\text{Т};$$

$$d_2 = (0,6 \dots 0,65)D, \text{ мм}; h_2 = (0,15 \dots 0,25)D, \text{ мм},$$

где f – удельная поверхность зеркала ванны.

Определим высоту водоохлаждаемых панелей

$$h_{\pi} = H - (h + \Delta h + h_{\phi}), \text{ м},$$

где H – высота рабочего пространства печи, $H = m \cdot D$, м.

Здесь m – коэффициент, учитывающий соотношение между диаметром (D) и высотой (H) рабочего пространства ($m = 1,5 \dots 2,0$); h_{ϕ} – высота футеровки выше уровня откосов, равная $0,3 \dots 0,5$ м.

Найдем полный объем рабочего пространства печи

$$V = V_{\pi} + V_{\phi} + V_B, \text{ м}^3,$$

где V_{π} – объем между нижним и верхним уровнями панелей,

$$V_{\pi} = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot h_{\pi}}{4}, \text{ м}^3;$$

V_{ϕ} – объем между верхним уровнем откосов и нижним уровнем панелей

$$V_{\phi} = \frac{\pi \cdot D_1^2 \cdot h_{\phi}}{4}, \text{ м}^3.$$

Проведем сравнительную оценку расчетов объема рабочего пространства печи (V) с объемом загружаемых в печь шихтовых материалов, максимальным из которых является объем лома ($V_{\text{л}}$). Поскольку загрузка осуществляется в два приема, то наибольшим будет объем лома первой загрузки ($V_{\text{л}}'$). Разница в объемах

$\Delta = \frac{(V - V_{\text{л}}' / k_3) \cdot 100}{V}$ не должна превышать 5% , где k_3 – коэффициент заполнения печи, равный $0,85 \dots 0,95$.

Определим полный объем лома: $V_{\text{л}} = M / \rho_{\text{л}}, \text{ м}^3$,

где $\rho_{\text{л}}$ – насыпная плотность лома, равная $0,5 \dots 1,2 \text{ т/м}^3$.

Найдем объем лома первой загрузки:

$$V_{\text{л}}' = L_1 \cdot V_{\text{л}}, \text{ м}^3; \quad V_{\text{л}}'' = L_2 \cdot V_{\text{л}}, \text{ м}^3,$$

где L_1 и L_2 – доля лома первой и второй загрузок соответственно, $L_1 = 0,6 \dots 0,7$; $L_2 = 0,3 \dots 0,4$.

Для определения размеров футерованного свода – диаметра ($D_{\text{св}}$) и выпуклости ($h_{\text{св}}$) необходимо рассчитать диаметр электрода ($d_{\text{э}}$), зависящий от полной мощности (S , Вт) трансформатора печи.

Найдем диаметр электрода:

$$d_{\text{Э}} = \sqrt{\frac{4 \cdot I_2}{\pi \cdot i}}, \text{ м},$$

где i – плотность тока электрода, равная $(20 \dots 40) \cdot 10^{-4} \text{ А/м}^2$; I_2 – электрический ток во вторичной цепи трансформатора

$$I_2 = \frac{S}{\sqrt{3}} \cdot U_{2\text{Л}}, \text{ А}.$$

$U_{2\text{Л}}$ – максимальное линейное напряжение во вторичной цепи трансформатора ($U_{2\text{Л}} \leq 1600 \text{ В}$).

Найдем диаметр свода:

$$D_{\text{СВ}} = (1,5 \dots 2,5) d_{\text{Э}} + d_{\text{РЭ}}, \text{ м},$$

где $d_{\text{РЭ}}$ – диаметр распада электродов, $d_{\text{РЭ}} = k_{\text{РЭ}} \cdot d_{\text{Э}}$, м, где $k_{\text{РЭ}}$ – коэффициент распада электродов, который равен $1,5 \dots 2,5$.

Выпуклость свода $h_{\text{СВ}} = k_{\text{СВ}} \cdot D_{\text{СВ}}$, м,

где $k_{\text{СВ}}$ – коэффициент выпуклости свода, равный $0,12 \dots 0,18$.

Расчет закончен.

5. РАСЧЕТ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ДУГОВОЙ ПЕЧИ

Определение давления дуги на металл и шлак

Расчеты проведем на конкретном примере для дуговой печи ДСП-100 с мощностью трансформатора $S = 80 \text{ МВА}$.

Исходные данные:

$d_{\text{Э}} = 610 \text{ мм}$ – диаметр электрода,

$\eta_{\text{Э}} = 0,9$ – электрический КПД,

$\cos \varphi = 0,7$,

$i_{\text{Э}} = 28 \text{ А/см}^2$ – плотность тока электрода,

$R_{\text{КС}} = 0,4 \text{ МОм}$ – активное сопротивление короткой сети,

$X = 4 \text{ МОм}$ – реактивное сопротивление короткой сети,

$\Delta U = 1 \text{ В/мм}$ – удельное падение напряжения в дуге,

$\Delta U_{\text{А, К}} = 40 \text{ В}$ – падение напряжения на ионизацию на аноде и катоде,

$\rho_{\text{М}} = 7 \text{ г/см}^3$ – плотность жидкого металла,

$\rho_{\text{Ш}} = 3,5 \text{ г/см}^3$ – плотность жидкого шлака,

$\rho_{\text{ПШ}} = 2 \text{ г/см}^3$ – плотность пенистого шлака,

$i_{\text{д}} = 4 \text{ А/мм}^2$ – плотность тока в дуге,

$D_{\text{В}} = 6,8 \text{ м}$ – диаметр ванны печи.

Найдем максимальный и номинальный токи:

$$I_{\max} = \pi \cdot d_{\text{Э}}^2 \cdot \frac{i_{\text{Э}}}{4} = \frac{3,14 \cdot 0,61^2}{4} \cdot 28 \cdot 10^4 = 81780 \text{ A};$$

$$I_{\text{ном}} = 0,8 \cdot I_{\max} = 0,8 \cdot 81780 = 65430 \text{ A}.$$

Определим линейное и фазное напряжения:

$$U_{2\text{л}} = \frac{S}{\sqrt{3} \cdot I_{\text{ном}}} = \frac{80 \cdot 10^6}{\sqrt{3} \cdot 65430} = 706 \text{ В}, U_{2\text{ф}} = \frac{U_{2\text{л}}}{\sqrt{3}} = \frac{706}{\sqrt{3}} = 408 \text{ В}.$$

Найдем падение напряжения в короткой сети и в дуге:

$$U_{\text{КС}} = I_{\text{ном}} \cdot R_{\text{КС}} \cdot \cos \varphi = 65430 \cdot 0,4 \cdot 10^{-3} \cdot 0,7 = 18 \text{ В};$$

$$U_{\text{д}} = U_{\text{ГФ}} \cdot \cos \varphi - U_{\text{КС}} = 408 \cdot 0,7 - 18 = 267 \text{ В}.$$

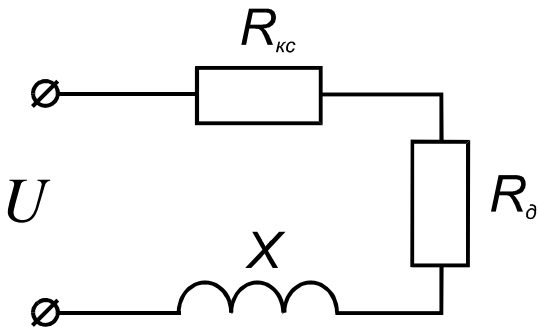


Рис. 6. Электрическая схема замещения короткой сети

Вычислим длину дуги:

$$L_{\text{д}} = \frac{(U_{\text{д}} - \Delta U_{\text{А,К}}) \cdot \eta_{\text{Э}}}{\Delta U} = \frac{(267 - 40) \cdot 0,9}{1} = 204 \text{ мм}.$$

Найдем давление в дуге:

$$F_{\text{д}} = 5 \cdot I_{\text{ном}}^2 \cdot 10^{-8} = 5 \cdot 65430^2 \cdot 10^{-8} = 214 \text{ Н (21,4 кг)}.$$

Определим сечение дуги:

$$S_{\text{д}} = \frac{I_{\text{ном}}}{i_{\text{д}}} = \frac{65430}{4} = 16400 \text{ мм}^2 (164 \text{ см}^2).$$

Найдем удельное давление в дуге:

$$F_{\text{уд}} = \frac{F_{\text{д}}}{S_{\text{д}}} = \frac{21,4}{164} = 0,13 \text{ кг/см}^2 (130 \text{ г/см}^2).$$

Вычислим глубину лунки в металле и шлаке (рис. 7):

$$h_{\text{м}} = F_{\text{уд}} / \rho_{\text{м}} = 130/7 = 18,5 \text{ см};$$

$$h_{\text{ш}} = F_{\text{уд}} / \rho_{\text{ш}} = 130/3,5 = 37 \text{ см};$$

$$h_{\text{пш}} = F_{\text{уд}} / \rho_{\text{пш}} = 130/2 = 65 \text{ см}.$$

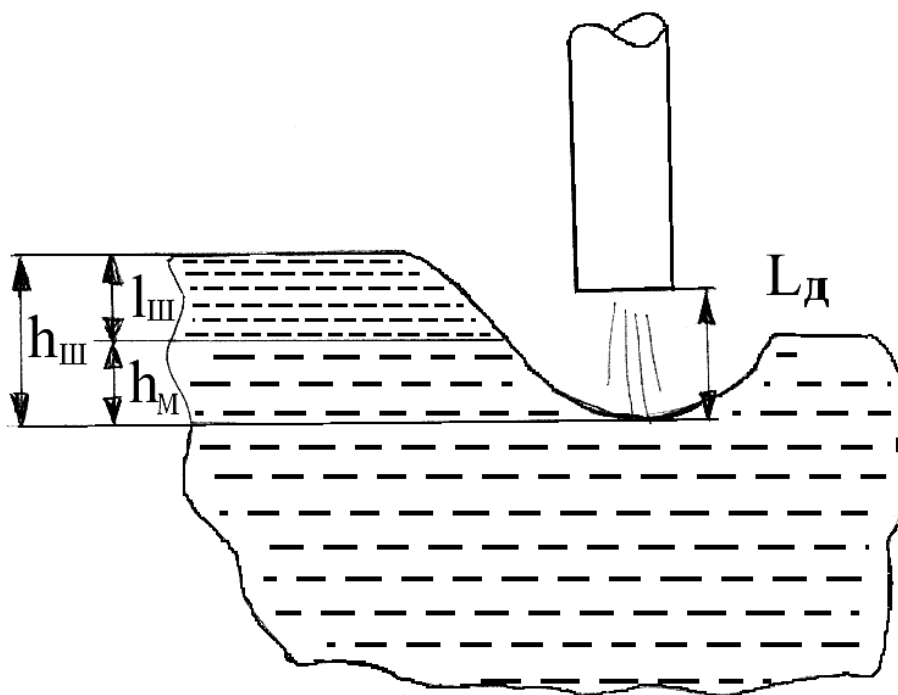


Рис. 7. Схема образования лунки в металле и шлаке, L_d – длина дуги, $h_{ш}$ – высота экранирования дуги, $l_{ш}$ – высота шлака, h_m – высота металла

Масса жидкого шлака в дуговой печи $m_{ш} = \frac{\pi \cdot D_B^2}{4} \cdot l_{ш} \cdot \rho_{ш}$, откуда высота шлака $l_{ш} = \frac{m_{ш} \cdot 4}{\pi \cdot D_B^2 \cdot \rho_{ш}}$. Тогда при массе шлака 8 т, высота слоя шлака

$$l_{ш} = \frac{8 \cdot 10^6 \cdot 4}{3,14 \cdot 6,8^2 \cdot 10^4 \cdot 3,5} = 6,3 \text{ см.}$$

Таким образом, высота экранирования дуги металлом и шлаком составляет $h_{ш} = h_m + l_{ш} = 18,5 + 6,3 \text{ см} = 24,8 \text{ см}$, т.е. боковое экранирование достигается, т.к. длина дуги $L_d = 20,4 \text{ см}$. Экранирование от излучения на панели и свод отсутствует. Поэтому целесообразно проводить в печи вспенивание шлака.

Расчет динамического взаимодействия между фазами в короткой сети

Удельное давление сжатия в любой точке сечения проводника выражается уравнением

$$f = \mu_0 \cdot \frac{I^2}{4 \cdot \pi \cdot R^2} \cdot \left(1 - \frac{r^2}{R^2}\right), \text{ Н/м}^2,$$

где r – расстояние от оси проводника до точки, в которой определяется сила;
 R – радиус проводника.

Из уравнения видно, что по мере приближения к оси проводника усилие возрастает и в центре оно достигает максимальной величины

$$f_{\max} = \mu_0 \cdot \frac{I^2}{\pi \cdot 4 \cdot R^2}.$$

Суммарное значение силы сжатия

$$F = 5 \cdot 10^{-8} \cdot I^2, \text{ Н},$$

где μ_0 – магнитная проницаемость, равная $4\pi \cdot 10^{-7}$ Гн/м; I – электрический ток в проводнике, А.

При взаимодействии двух проводников с токами I_1 и I_2 усилие между проводниками

$$P = \frac{2,04 \cdot I_1 \cdot I_2 \cdot L \cdot 10^{-7}}{a}, \text{ Н},$$

где L – длина проводника, м; a – расстояние между проводниками, м (рис. 8).

Удельное давление (на 1 м длины проводника)

$$P = \frac{2,04 \cdot I_1 \cdot I_2 \cdot 10^{-7}}{a}, \text{ Н/м}.$$

Определим усилие взаимодействия между двумя электродами.

Примем $I_{\text{ном}} = 65430$ А; $a = 2,0$ м, тогда

$$P = \frac{2,04 \cdot 65430^2 \cdot 10^{-7}}{2,0} = 514 \text{ Н/м (51,4 кг)};$$

при коротком замыкании усилие может возрасти в 3^2 раз, т.е. до $P_{\max} = 51,4 \cdot 9 = 462,6$ кг/м.

Найдем усилие взаимодействия между электрододержателями, примем $a = 1$ м:

$$P = \frac{2,04 \cdot 65430^2 \cdot 10^{-7}}{1} = 873 \text{ Н/м (87,3 кг/м)},$$

$$P_{\max} = 87,3 \cdot 9 = 785,7 \text{ кг/м}.$$

Вычислим усилие взаимодействия между дугами (см. рис. 8).

Примем $L_{\text{д}} = 0,214$ м; $a = 2$ м:

$$P = \frac{2,04 \cdot 65430^2 \cdot 10^{-7}}{2} = 436,7 \text{ Н/м (43,6 кг/м)};$$

т.к. длина дуги меньше 1 м, то усилие равно: $43,6 \cdot 0,214 = 9,3$ кг; $P_{\max} = 9,3 \cdot 9 = 83,7$ кг.

Найдем усилие взаимодействия в гибких кабелях. Примем, что каждая фаза состоит из трех кабелей, расстояние между кабелями $a = 0,3$ м. Номинальный ток в каждом кабеле уменьшается в 3 раза:

$$I_{\text{ном}} = \frac{65\,430}{3} = 21\,810, \text{ А};$$

$$P = \frac{2,04 \cdot 21\,810^2 \cdot 10^{-7}}{0,3} = 323, \text{ Н/м (32,3 кг/м)};$$

$$P_{\max} = 32,3 \cdot 9 = 290,7 \text{ кг/м}.$$

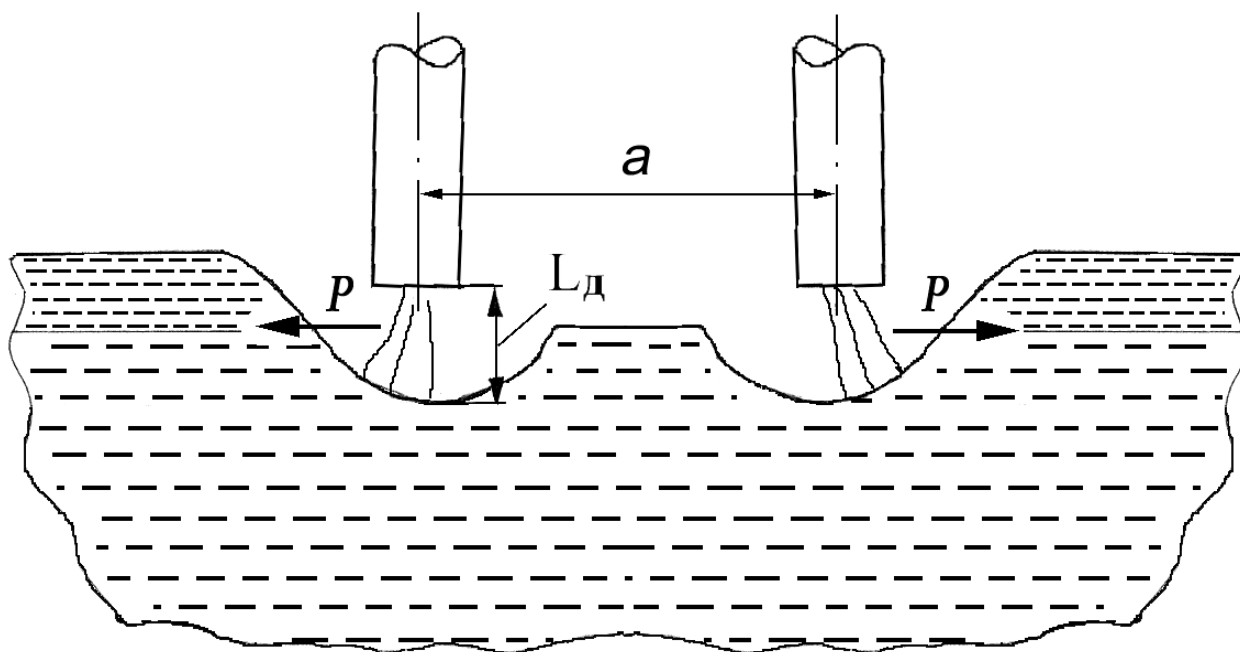


Рис. 8. Усилие взаимодействия между проводниками с током

Таким образом, учитывая значительные знакопеременные усилия взаимодействия в разных участках короткой сети, к последней предъявляют жесткие требования при изготовлении и эксплуатации.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Афанасьев В.В. Размеры и форма ванны круглой дуговой печи // Электрометаллургия. – 2005. – № 1. – С. 17–21.
2. Электротермическое оборудование: справочник / под общ. ред. А.П. Альтгаузена. – 2-е изд. перераб. и доп. – М.: Энергия, 1980. – 416 с.
3. Баптизманский В.И., Бойченко Б.М., Черевко В.П. Тепловая работа конвертеров. – М.: Metallurgy, 1988. – 174 с.
4. Бигеев А.М., Бигеев В.А. Metallurgy стали: учебник для вузов. – Магнитогорск: МГТУ, 2000. – 644 с.
5. Электродуговые печи нового поколения: 250 т ЭДП серии Ultimate[®] фирмы ФАИ ФУКС / Ф. Вагнер, Ф. Мюллер, П. Пудель, В.Д. Смоляренко // Электрометаллургия. – 2005. – № 5. – С. 36–40.
6. Егоров А.В. Расчет мощности и параметров электропечей черной металлургии. – М.: Metallurgy, 1990. – 280 с.
7. Технология производства стали в современных конвертерных цехах / С.В. Колпаков, Р.В. Старов, В.В. Смоктий и др. – М.: Машиностроение, 1991. – 464 с.
8. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали: учебник для вузов. – М.: Мир, 2003. – 528 с.
9. Нархольц Т., Виллемин Б. Электродуговая печь серии Ultimate – сталеплавильный агрегат нового поколения // Электрометаллургия. – 2005. – №4. – С. 8–12.
10. Поволоцкий Д.Я., Кудрин В.А., Вишкарёв А.Ф. Внепечная обработка стали: учебник для вузов – М.: МИСИС, 1995. – 256 с.
11. Рошин В.Е., Рошин А.В. Электрометаллургия и металлургия стали: учебник. – Челябинск: Издательский центр ЮУрГУ, 2013. – 572 с.
12. Процессы непрерывной разливки / А.Н. Смирнов, В.Л. Пилюшенко, А.А. Минаев и др. – Донецк: ДонНТУ, 2002. – 536 с.
13. Самохвалов А.В., Черныш Г.И. Электрические печи черной металлургии. – М.: Metallurgy, 1984. – 232 с.
- 14.. Электрические промышленные печи: дуговые печи и установки специального нагрева: учебник для вузов / А.Д. Свенчанский, И.Т. Жердев, А.М. Кручинин и др. – 2-е изд. перераб. и доп. – М.: Энергоиздат, 1981. – 296 с.
15. Metallurgy стали: Учебник для вузов / В.И. Явойский, Ю.В. Кряковский, В.П. Григорьев и др. – М.: Metallurgy, 1983. – 584 с.
16. Краткий справочник электросталеваара: справ. издание. – М.: Metallurgy, 1994. – 352 с.
17. Казачков Е.А. Расчеты по теории металлургических процессов: учебное пособие для вузов. – М.: Metallurgy, 1988. – 288 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ

Таблица П.1

Средняя удельная изобарная теплоемкость C_p , кДж/град

Темпера- тура, °С	на 1 кг					на 1 м ³						
	стального лома по видам:				Fe ₃ O ₄	H ₂ O	CO ₂	CO	O ₂	N ₂	H ₂	сухого возду- ха
	углеро- дистый	низкоуглеро- дистый	трансформа- торный	хромо- никелевый								
300	0,524	0,520	0,533	0,524	—	—	—	—	1,36	—	—	1,32
400	0,540	0,536	0,536	0,536	—	—	—	—	1,38	—	—	1,33
500	0,562	0,549	0,558	0,545	—	—	—	—	1,40	—	—	1,34
600	0,591	0,591	0,616	0,554	—	—	—	—	1,42	—	—	1,36
700	0,620	0,645	0,628	0,561	—	—	—	—	1,43	—	—	1,37
1000	0,692	0,675	—	0,582	0,868	1,72	2,21	1,41	1,48	1,41	—	1,41
1100	0,687	0,670	—	0,591	0,868	1,75	2,25	1,42	1,49	1,42	—	1,42
1200	0,683	0,670	—	0,595	0,868	1,78	2,27	1,43	1,50	1,43	—	1,43
1300	—	—	—	—	0,868	1,80	2,30	1,44	1,51	1,44	—	1,44
1400	—	—	—	—	0,868	1,83	2,33	1,45	1,52	1,45	1,36	1,45
1500	—	—	—	—	0,868	1,85	2,35	1,46	1,53	1,46	1,37	1,46
1600	—	—	—	—	0,868	1,88	2,37	1,47	1,54	1,47	1,38	1,47

Таблица П.2

Стандартное изменение энтальпий реакций

Химическая реакция	Изменение энтальпии $-\Delta H^{\circ}_{298}$	
	в пересчете на	МДж
$C_{Fe} + 1/2O_2 = CO$	1 кг С	11,3
	1 м ³ O ₂	12,1
$Si_{Fe} + O_2 = SiO_2$	1 кг Si	28,4
$2P_{Fe} + 5/2O_2 + 3CaO = Ca_3P_2O_8$	1 кг Р	33,4
$Mn_{Fe} + 1/2O_2 = MnO$	1 кг Mn	6,99
$2Cr_{Fe} + 3/2 O_2 = Cr_2O_3$	1 кг Cr	11,0
$Fe + 1/2O_2 = FeO$	1 кг Fe	4,76
$3Fe + 2O_2 = Fe_3O_4$	1 кг Fe	6,65
$FeO + C = Fe + CO$	1 кг Fe	-2,92
$2Fe + 3/2O_2 = Fe_2O_3$	1 кг Fe	7,36
$3FeO + 1/2O_2 = Fe_3O_4$	1 кг Fe	1,89
$2FeO + 3/2O_2 = Fe_2O_3$	1 кг Fe	2,59
$SiO_2 + 2CaO = 2CaO \cdot SiO_2 (Ca_2SiO_4)$	1 кг SiO ₂	2,11
$C + O_2 = CO_2$	1 кг С	32,8
	1 м ³ O ₂	17,6
$C + 1/2O_2 = CO$	1 кг С	9,20
	1 м ³ O ₂	9,86
$CO + 1/2O_2 = CO_2$	1 м ³ O ₂	25,3
	1 м ³ CO	12,7
$SiO_2 + CaO = CaO \cdot SiO_2 (CaSiO_3)$	1 кг SiO ₂	1,54
$CaCO_3 = CaO + CO_2$	1 м ³ CO ₂	-7,21

Таблица П.3

Теплофизические свойства огнеупорных и теплоизоляционных
материалов

Материал	Коэффициент теплопроводности λ , Вт/(м·°С)	Удельная теплоемкость c , Дж/(кг·°С)	Плотность ρ , кг/м ³
Динас	$0,815+0,000676 \cdot T$	$870+0,193 \cdot T$	1900...2000
Шамот	$0,7+0,00064 \cdot T$	$865+0,21 \cdot T$	1800...2000
Шамот-легковес	$0,116+0,00016 \cdot T$	960	400
Периклаз	$6,28-0,0027 \cdot T$	$1050+0,145 \cdot T$	2600...2800
Хромомагнезит	$2,8-0,00087 \cdot T$	920	2700...2850
Диатомитовый кирпич	$0,116+0,00015 \cdot T$	920	500
Асбестовый картон	$0,157+0,00014 \cdot T$	835	1000...1250
Пеношамот	$0,28+0,00023 \cdot T$	880	950
Шамот класса А	$0,88+0,00023 \cdot T$	$865+0,21 \cdot T$	1800...1900
Периклазохромит	$4,1-0,0016 \cdot T$	920	2800...2900
Минеральная вата	$0,046-0,058 \cdot T$	—	50...180
Минеральный войлок	$0,058-0,076 \cdot T$	—	250...300

Таблица П.4

Теплофизические свойства стали различных типов

Параметр	Вид стали	Температура, °C											
		100	200	300	400	500	600	700	800	900	1000	1100	1200
Коэффициент теплопроводности λ , Вт/(м·К)	Углеродистая	49,4	48,2	45,6	42,5	39,1	35,8	32,5	26,2	26,1	26,9	28,1	29,6
	Низко-легированная	41,6	40,1	38,9	37,0	35,3	34,4	31,0	26,4	24,5	—	—	—
	Трансформаторная	24,9	27,2	29,3	31,3	30,6	28,1	27,3	27,7	26,4	—	—	—
	Хромо-никелевая	16,3	17,2	18,4	20,1	21,7	23,8	25,6	26,7	26,7	28,0	28,8	29,7
Коэффициент температуропроводности $a \cdot 10^2$, м ² /ч	Углеродистая	4,7	4,2	3,8	3,3	2,8	2,3	1,8	1,8	2,0	2,0	2,0	2,0
	Низко-легированная	3,8	3,5	3,2	2,8	2,3	2,0	1,2	2,1	-	—	—	—
	Трансформаторная	2,3	2,4	2,5	2,5	2,2	1,7	1,4	1,8	1,7	—	—	—
	Хромо-никелевая	1,4	1,5	1,6	1,8	1,9	2,1	2,2	2,4	2,5	—	—	—

Таблица П.5

Составы возможных присадок для раскисления и легирования

Присадка	C	Fe	Mn	Si	S	P	Al	Ca	Cr	B	Mo	Nb	Ti	V	Ni
Науглероживатель	98	2	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Высокоуглеродистый ферромарганец	6,7	15,47	76,5	1	0,03	0,3	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Низкоуглеродистый ферромарганец	0,85	16,8	81,5	0,5	0,1	0,25	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Ферромарганец высокой чистоты	–	51	49	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Силикомарганец	0,5	9,34	60	30	0,08	0,08	–	–	–	–	–	–	–	–	–
ФС75	0,15	22,65	0,5	75	–	–	1,5	0,2	–	–	–	–	–	–	–
ФС75 высокой чистоты	0,02	24,72	0,2	75	–	–	0,06	–	–	–	–	–	–	–	–
ФС45	0,2	51,3	1	45	–	–	2	–	0,5	–	–	–	–	–	–
Высокоуглеродистый феррохром	6,4	27,1	–	–	–	–	–	–	66,5	–	–	–	–	–	–
Ферробор	–	76,8	–	3	–	0,2	–	–	20	–	–	–	–	–	–
Ферромолибден	–	30	–	–	–	–	–	–	–	–	70	–	–	–	–
Феррониобий	0,2	30,4	–	2	0,2	0,2	2	–	–	–	–	63	2	–	–
Феррованадий	–	50	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	50	–
Феррофосфор	–	72,5	–	1,5	–	26	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Ni	–	1	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	99
Ti	–	1	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	99	–	–
CaSi порошок	–	–	–	50	–	–	–	50	–	–	–	–	–	–	–

ОГЛАВЛЕНИЕ

1. ДУГОВЫЕ ПЕЧИ

Развитие технологии и конструкции дуговых печей.....	3
Классификация дуговых печей.....	5
Общие сведения о дуговом разряде	8

2. МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС ПЛАВКИ СТАЛИ В ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ.....

Шихтовка плавки	14
Плавка в современной дуговой сталеплавильной печи	
Период плавления	15
Период окисления	17
Раскисление и легирование без обработки на ковше-печи.....	20

3. ТЕПЛОВОЙ БАЛАНС ПЛАВКИ СТАЛИ В ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ.....

Приход тепла	
Тепло, вносимое электрической энергией Q_1	24
Тепло, вносимое газокислородными горелками Q_2	24
Тепло, вносимое в печь шихтовыми материалами (сумма энтальпий компонентов, вводимых в печь) Q_3	25
Тепло, вносимое при протекании экзотермических реакций Q_4	25
Расход тепла	
Тепло, идущее на нагрев, плавление и перегрев до заданной температуры металла, шлака и легирующих добавок Q_5	26
Тепло, идущее на протекание эндотермических реакций Q_6	28
Потери тепла через футеровку Q_7	28
Потери тепла через водоохлаждаемые панели Q_8	30
Потери тепла излучением через открытые окна и отверстия Q_9	30
Потери тепла с отходящими газами Q_{10}	32

4. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ.....

5. РАСЧЕТ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ДУГОВОЙ ПЕЧИ

Определение давления дуги на металл и шлак	37
Расчет динамического взаимодействия между фазами в короткой сети	39

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	42
ПРИЛОЖЕНИЕ	43

Учебное издание

**Гамов Павел Александрович,
Зырянов Сергей Владимирович
Салихов Семён Павлович**

**ПРОИЗВОДСТВО СТАЛИ В ДУГОВЫХ
СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ:
РЕШЕНИЕ ПРАКТИЧЕСКИХ ЗАДАЧ**

Учебное пособие

Техн. редактор *А.В. Миних*

Издательский центр Южно-Уральского государственного университета

Подписано в печать 04.07.2018. Формат 60×84 1/16. Печать цифровая.
Усл. печ. л. 2,79. Тираж 50 экз. Заказ 284/329.

Отпечатано в типографии Издательского центра ЮУрГУ.
454080, г. Челябинск, проспект Ленина, 76.