



European Commission  
**TEMPUS**

*Peculiarities of thermal regime of electroarc furnaces of various capacities and connection of power mode of melting with technological parameters are shown.*

С. В. КОРНЕЕВ, И. А. ТРУСОВА, БНТУ

УДК 669.187/25:669.130.2

## ВЗАИМОСВЯЗЬ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО РЕЖИМА ПЛАВКИ С ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ ПАРАМЕТРАМИ ДЛЯ УСЛОВИЙ ЭЛЕКТРОДУГОВЫХ ПЕЧЕЙ РАЗЛИЧНОЙ ЕМКОСТИ

**Введение.** Технологический период плавки в электродуговых печах состоит из ряда последовательных операций, характеризующихся различной длительностью, определенным физико-химическим состоянием и температурой металла и шлака, тепловым состоянием футеровки и т. д. В свою очередь энергетический режим характеризуется ступенчатым изменением мощности по ходу плавки, выделяемой в рабочем пространстве печи, и обычно представляется в графическом виде. При реконструкции печи с увеличением мощности трансформатора, предварительном подогреве металлошихты, установке топливно-кислородных горелок, применении кислорода, увеличении емкости печи и других мероприятий технологический процесс также изменяют с учетом длительности отдельных периодов.

В зависимости от применяемой шихты и требований к качеству стали технологические процессы выплавки стали можно условно разделить на следующие виды:

1. Плавка стали без окисления. Применяется в случае наличия достаточного количества чистых отходов стали, содержащих ценные легирующие элементы (Ti, V, W, Cr и т. д.). Отсутствие окислительного периода плавки делает невозможным удаление углерода, фосфора и водорода (попадающего в виде влаги), находящихся в шихтовых материалах. Следовательно, содержание этих элементов в шихте должно быть ниже, чем в готовой стали. За счет применения легированных отходов с минимальным использованием добавочных металлов и ферросплавов суммарная стоимость шихтовых материалов уменьшается. Одновременно на 10–20% снижается расход электрической энергии и уменьшается длительность плавки.

2. Плавка стали с окислением без удаления окислительного шлака. Позволяет сохранить ценные легирующие элементы шихты и одновременно уменьшить содержание газов за счет кипения ванны при окислении, а также интенсифицировать нагрев ванны при окислении вдуваемым кислородом. После периода окисления шлак раскисляют для восстановления окислившихся легирующих компонентов. Одновременно восстанавливается фосфор, поэтому при повышенном его содержании часть шлака перед раскислением необходимо скатать.

3. Плавка стали с окислением и внепечной обработкой. Позволяет использовать различную шихту с получением жидкого полупродукта с низким содержанием легирующих элементов, имеющих высокое сродство к кислороду и одновременно низким содержанием вредных примесей. Применяют на высокомошных большегрузных печах. Процесс доводки стали по химическому составу с дополнительным рафинированием расплава осуществляют в агрегатах печь-ковш и другими способами внепечной обработки.

4. Плавка стали с окислительным и восстановительным периодом в печи. Плавку проводят по двухшлаковой технологии со скачиванием окислительного шлака. Применяется для выплавки стали с максимальным удалением фосфора, вредных газов и серы и доводкой стали по химическому составу непосредственно в печи.

**Влияние технологических параметров на энергетические показатели.** График энергетического режима энергетического периода в виде  $P_d = f_p(\tau)$  и  $S = f_s(\tau)$  должен соответствовать двум основным условиям: за время  $\tau$ , в печь должна быть введена тепловая энергия  $W_p$  в соответствии

с тепловым балансом и подводимая мощность  $P_d$  должна обеспечивать надежную тепловую работу футеровки.

Для оценки влияния различных технологических параметров на энергетические показатели работы печи рассмотрим основные периоды плавки стали в электродуговых печах.

*Период расплавления.* Период плавления начинается после завалки шихты и характеризуется вводом в печь максимальной мощности, поэтому его длительность определяется мощностью печного трансформатора, наличием альтернативных источников энергии и, в частности, газокислородных горелок, а также характеристиками шихты. Отметим, что в данном периоде имеется ограничение на мощность ступени трансформатора, т. е. сразу после завалки при максимальном уровне шихты ступень трансформатора, как правило, понижают и ограничивают значением, безопасным для свода печи.

Баланс энергии периода расплавления можно представить уравнением:

$$\eta_3 \lambda S_{эл}^{пл} \tau_{пл} + \sum (\eta_i P_a^{пл}) \tau_{пл} = (W_{у.шл} + W_{пл} \pm W_{у.хим}) M_0 + P_{п}^{пл} \tau_{пл}, \quad (1)$$

где  $\eta_3$  – электрический КПД;  $\lambda$  – коэффициент мощности;  $S_{эл}^{пл}$  – мощность на определенной ступени трансформатора, кВА;  $M_0$  – масса жидкого металла (связана с массой металлошихты через расходный коэффициент), т;  $\eta_i$  – средний за период коэффициент использования энергии источника;  $P_a^{пл}$  – средняя за период мощность альтернативных источников энергии, кВт;  $\tau_{пл}$  – время периода расплавления, ч;  $W_{у.шл}$  – удельный расход энергии на нагрев и расплавление шлакообразующих с учетом теплоты шлакообразования, кВтч/т;  $W_{пл}$  – удельный расход энергии, необходимый для получения расплава металла при температуре ликвидус, кВтч/т;  $W_{у.хим}$  – удельная энергия химических процессов, протекающих при расплавлении металла, кВтч/т;  $P_{п}^{пл}$  – мощность тепловых потерь средняя за период плавления, кВт.

Из выражения (1) следует, что к теоретически минимальной энергии, необходимой для получения расплава металла, относятся только  $W_{пл}$  и  $W_{у.хим}$ . При этом в  $W_{у.хим}$ , помимо энергии, непосредственно выделяемой и поглощаемой при протекании реакций окисления и восстановления, целесообразно учитывать энергию, уносимую продуктами реакций, например  $SiO_2$ ,  $MnO$  и др., находящимися в шлаке. Остальные тепловые потери целесообразно определять отдельно в виде составляющей  $P_{п}^{пл}$ .

Основным показателем, характеризующим энергопотребление электродуговой печи, является удель-

ный расход электрической энергии  $W_{эл}^{пл}$ , который можно получить из выражения (1), однако в период расплавления трансформатор используется на полную мощность (за исключением начального периода плавки, когда мощность несколько снижается для сохранения футеровки свода), поэтому более актуальна задача нахождения времени расплавления из выражения (1). На практике также часто необходимо определить, как изменится время расплавления при замене трансформатора на более мощный или при применении альтернативных источников тепловой энергии, подогреве металлошихты и др.:

$$\tau_{пл} = \frac{(W_{у.шл} + W_{пл} \pm W_{у.хим}) M_0}{\eta_3 \lambda S_{эл}^{пл} + \sum (\eta_i P_a^{пл}) - P_{п}^{пл}}. \quad (2)$$

Время расплавления, полученное на основе энергетического баланса, может несколько отличаться от времени расплавления, обеспечиваемого конкретной технологией, так как это время наряду с мощностью печного трансформатора и энергетическими характеристиками процесса зависит также от характеристик используемой металлошихты. При использовании крупных кусков металлошихты время их расплавления оказывается большим, чем время расплавления остальной части металлошихты и вводимая энергия расходуется на перегрев расплавленной части металла при сохранении части твердого металла. Применение легковесного лома до 90–100% с низкой насыпной плотностью приводит к уменьшению времени плавления отдельных кусков и общее время периода плавления близко к значению, получаемому по формуле (2). Вместе с тем, еще более низкая насыпная плотность лома приводит к подвалке дополнительной корзины, тем самым, увеличивая время внутриваночного простоя. Таким образом, указанное в выражении (2) время является минимальным и предполагается, что технология предусматривает определенную подготовку шихты.

Удельный расход энергии, необходимый для получения расплава металла при температуре ликвидус  $W_{пл}$  (кВт·ч/т), можно определить по формуле:

$$W_{пл} = 0,278 (C_m (t_{л} - t_{нач}) + \Lambda), \quad (3)$$

где 0,278 – переводной коэффициент, кВт·ч/МДж;  $C_m$  – средняя удельная теплоемкость твердого металла до температуры солидус, МДж/(т·°C) (0,68–0,8 МДж/(т·°C));  $t_{л}$  – температура ликвидус, °C;  $t_{нач}$  – начальная температура шихты, °C;  $\Lambda$  – скрытая теплота плавления стали, МДж/т (240–285 МДж/т).

Удельный расход энергии  $W_{у.шл}$  связан с качественными показателями получаемого металла

и используемой металлошихты по содержанию вредных примесей (фосфора и серы) и количеству кремния и его оксида в шихте и определяется массой подаваемых шлакообразующих материалов и составом шлака.

Мощность тепловых потерь зависит от применяемой конструкции стен и свода (применения водоохлаждаемых панелей), емкости печи, а также от количества подвалок шихты. Также на расход энергии в период плавления существенное влияние оказывают длительность этого периода и начальное тепловое состояние футеровки печи.

Использование альтернативных источников тепловой энергии позволяет снизить потребление электрической энергии, что, как правило, приводит к снижению себестоимости плавки за счет меньшей стоимости первичного топлива, кроме того, позволяет повысить производительность печи и стабильность горения дуг, что также уменьшает себестоимость получаемой стали. При использовании первичного топлива (природного газа, углеродсодержащих порошков) возникает вопрос об энергетической эффективности их использования и режиме их работы в соответствии с технологическим процессом. Использование топливно-кислородных горелок экономически целесообразно до определенной степени нагрева металлошихты и характеризуется коэффициентом использования энергии источника  $\eta_i$ . Особенности применения альтернативных источников в электродуговых печах рассмотрены в работе [1].

Тепловые потери в каждом из периодов складываются из потерь через футеровку, с охлаждающей водой, излучением через отверстия в печи и с газами, удаляемыми из печи. Как правило, определение тепловых потерь излучением не представляет затруднений и составляет незначительную долю в общих тепловых потерях. Потери теплоты с продуктами сгорания при применении альтернативных источников уже учтены коэффициентом использования теплоты источника (1), поэтому полные потери с удаляемыми из печи газами будут зависеть от количества окисленного углерода, вдуваемого кислорода и инертных газов и количества подсасываемого воздуха, что определяется технологией плавки, давлением в печи и другими факторами.

Общим правилом, учитывающим уменьшение удельной площади поверхности футеровки печи при увеличении ее емкости, является уменьшение удельных тепловых потерь для более крупных печей. Тепловые потери через футеровку печи можно определить, используя данные о температуре кожуха печи и площади его поверхности, однако

эти потери не учитывают аккумуляцию теплоты самой кладкой, поэтому их можно использовать только для всего периода плавки, причем за достаточно длительный промежуток времени работы печи. Таким образом, тепловые потери через футеровку печи при расчетах получали по данным моделирования ее тепловой работы.

*Окислительный период.* Начинается после полного проплавления шихты, отбора пробы металла на полный химический анализ и частичного скачивания шлака.

Баланс энергии окислительного периода можно представить уравнением (1).

Из баланса энергии выразим удельный расход электрической энергии окислительного периода:

$$W_{эл}^{ок} = \frac{(W_{у.шл} + W_{у.м.с.} + W_{у.Δt} \pm W_{у.хим})M_0}{\eta_3 \lambda M_0} + \frac{P_{п}^{ок} \tau_{ок} - \sum \eta_i P_{а}^{ок} \tau_{ок}}{\eta_3 \lambda M_0}, \quad (4)$$

где  $W_{у.м.с.}$  – удельный расход энергии, необходимый для получения расплава металла с температурой ликвидус и шлака из металлизированного сырья, кВт·ч/т;  $W_{у.Δt}$  – удельный расход энергии, необходимый для перегрева металла от температуры ликвидус до температуры в конце окислительного периода, кВт·ч/т;  $P_{п}^{ок}$  – средняя за окислительный период мощность тепловых потерь, кВт;  $\tau_{ок}$  – время окислительного периода, ч.

Необходимую величину ступени мощности электропечного трансформатора  $P_{эл}^{ок}$  для окислительного периода длительностью  $\tau_{ок}$  находим из соответствующего баланса энергии электродуговой печи вместимостью  $M_0$ :

$$P_{эл}^{ок} = \frac{W_{эл}^{ок} M_0}{\tau_{ок}}. \quad (5)$$

Удельный (на 1 т жидкой стали) расход энергии на нагрев и расплавление шлакообразующих и шлакообразование:

$$W_{у.шл} = 0,278 R_{ок.шл} \Delta H_{ок.шл}, \text{ кВт·ч/т}, \quad (6)$$

где  $\Delta H_{ок.шл}$  – изменение энтальпии шлака окислительного периода, МДж/кг; 0,278 – переводной коэффициент, кВт·ч/МДж;  $R_{ок.шл}$  – расход шлакообразующих материалов (извести, плавикового шпата и др.) для наведения шлака с целью удаления фосфора (зависит от применяемой шихты и выплавляемой марки стали), кг/т.

Рассмотрим более подробно данную статью баланса расхода энергии. Массу вносимой извести можно определить по упрощенному уравнению, учитывающему среднее % содержание CaO в шлаке, % содержание CaO в извести и массу шлака.

Количество извести, вносимой в окислительный период, составит:

$$m_{\text{изв}} = \frac{(\% \text{CaO})_{\text{шл}} m_{\text{шл}}}{(\% \text{CaO})_{\text{изв}}}$$

или

$$m_{\text{изв}} = \frac{100(P_{\text{ш}} - [\% \text{P}]_f) (\% \text{CaO})_{\text{шл}}}{[\% \text{P}]_f L'_P K (\% \text{CaO})_{\text{изв}}}, \quad (7)$$

где  $m_{\text{шл}}$  – масса шлака до его спуска, % к массе металла;  $P_{\text{ш}}$  – общее количество фосфора в шихте (чугуне, скрапе, шлакообразующих материалах и твердых окислителях), % по массе металла;  $L'_P = \frac{(\% \text{P})}{[\% \text{P}]} = \frac{(\% \text{P}_2\text{O}_5)}{2,29[\% \text{P}]} = \frac{L_P}{2,29}$ ;  $L_P$  – коэффициент распределения фосфора между металлом и шлаком;  $K$  – коэффициент, учитывающий степень приближения процесса к равновесию.

Содержание основных оксидов должно составлять величину, определяемую оптимальной основностью шлака при обеспечении его гомогенности и хорошей жидкотекучести.

Анализ действующих технологий выплавки сталей в различных печах показывает, что содержание вредных примесей в виде серы и фосфора в готовой стали может быть заметно меньше допустимых по стандартам, т. е. в ряде случаев наблюдается некоторая избыточность затрат на технологию. Однако, кроме гарантии стабильности свойств в зависимости от дальнейшего использования жидкой стали, меньшие значения содержания вредных примесей могут положительно влиять на дальнейший процесс разлива и прокатки (с увеличением скорости разлива, уменьшением ликвации и уменьшением количества дефектов) или практически не влиять на технологические и эксплуатационные параметры, например при получении определенных отливок (так как конструктор при назначении коэффициентов запаса ориентируется на требования стандартов для определенных марок). Кроме того, применение избыточного количества шлакообразующих способствует увеличению толщины слоя шлака и имеет ряд положительных моментов, связанных с экранированием стенок от излучения дуги (шлак должен быть вспененным), уменьшением насыщения ванны азотом и водородом и др.

Энтальпия жидкого шлака  $\Delta H_{\text{ок.шл}}$  незначительно зависит от его состава. Поэтому в интервале 1200–1600 °С ее можно рассчитать по формуле [2]:

$$\Delta H_{\text{ок.шл}} = 0,276(T - 273) + 0,569 \cdot 10^{-3} (T - 273)^2, \quad \text{МДж/т.} \quad (8)$$

Удельный расход энергии на перегрев  $\Delta T_{\text{ок}}$  равен:

$$W_{\text{у. под}} = 0,278 C_{\text{ж}} \Delta T_{\text{ок}}, \quad \text{кВт}\cdot\text{ч/т}, \quad (9)$$

где  $C_{\text{ж}}$  – средняя для данного интервала температур удельная теплоемкость жидкой стали, МДж/(т·К).

Перегрев стали над температурой ликвидус определяется используемой технологией и оборудованием и зависит от скорости снижения температуры на последующих технологических операциях. В таблице приведены значения температур ликвидуса и выпуска некоторых сталей для условий работы 100-тонных высокоомощных печей Белорусского металлургического завода.

Температуры ликвидуса и выпуска стали из печи

Марка стали	Температура ликвидус $T_L$ , °С	Температура выпуска стали из печи $T_{\text{вып}}$ , °С
10	1514–1527	1640–1700
Ст1сп	1515–1526	1600–1650 (1640–1680)*
20ХН3А	1495–1505	1680–1710 (1680–1700)
20Г2С	1489–1505	1620–1660 (1640–1680)
70К	1469–1471	1660–1710
90К	1448–1453	1640–1700

\* Температуры различны для разных способов внепечной обработки стали.

Удельный расход энергии на протекание химических реакций равен:

$$W_{\text{у. хим}} = W_{\text{у. энд}} - W_{\text{у. экз}}, \quad \text{кВт}\cdot\text{ч/т}, \quad (10)$$

где  $W_{\text{у. энд}}$  – удельный расход энергии на эндотермические реакции в случае применения твердого окислителя (руда, агломерат, окатыши);  $W_{\text{у. экз}}$  – удельное выделение энергии при экзотермических реакциях в случае использования в качестве окислителя газообразного кислорода, кВт·ч/т.

Окисление основных примесей в печах небольшой емкости осуществляется посредством кислорода, находящегося в виде FeO в шлаке, который образуется за счет окисления железа воздухом в период плавления и добавления твердых окислителей. При этом сам FeO в этом периоде восстанавливается.

Величину удельного расхода на эндотермические реакции  $W_{\text{у. энд}}$  можно рассчитать по теплоте, необходимой для восстановления железа из оксидов в шлаке, зная их процентное содержание в шлаке и массу шлака:

$$W_{\text{у. энд}} = 0,278 \left( Q_{(\Sigma \text{FeO})}^{\text{обр.}} + Q_{\text{разл}} \right) / M_0, \quad (11)$$

где  $Q_{(\Sigma \text{FeO})}^{\text{обр.}}$  – теплота, поглощаемая при восстановлении железа, МДж:

$$Q_{(\Sigma \text{FeO})}^{\text{обр.}} = \frac{m_{\text{шл}} \left[ \Delta H_{(\text{FeO})} (\text{FeO}) + \Delta H_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)} (\text{Fe}_2\text{O}_3) \right]}{100} = \frac{m_{\text{шл}} \left[ 3,707(\text{FeO}) + 5,278(\text{Fe}_2\text{O}_3) \right]}{100}, \quad (12)$$

где  $m_{\text{шл}}$  – масса шлака в печи, кг;  $\Delta H_{(\text{FeO})}$ ,  $\Delta H_{\text{Fe}_2\text{O}_3}$  – тепловые эффекты образования оксидов железа на 1 кг оксида, МДж/кг;  $(\text{FeO})$ ,  $(\text{Fe}_2\text{O}_3)$  – содержание двух- и трехвалентных оксидов железа в шлаке, % по массе (определяется по результатам проб шлака из печи, причем содержание  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  мало и им можно пренебречь, а содержание оксидов железа в виде  $\text{FeO}$  составляет обычно 15–25% от массы шлака). В расчетах необходимо учесть, что большая часть  $\text{FeO}$  скачивается со шлаком не восстанавливаясь либо восстанавливается в восстановительный период.

При использовании в качестве шлакообразующего материала известняка (в печах небольшой емкости) необходимо учесть теплоту, необходимую на его разложение:

$$Q_{\text{разл}} = \Delta H_{\text{CaO}} \frac{\% \text{CaO}_{\text{CaCO}_3}}{100} m_{\text{изв}}, \quad (13)$$

где  $Q_{\text{разл}}$  – теплота разложения известняка, МДж;  $\Delta H_{\text{CaO}}$  – тепловой эффект разложения известняка на 1 кг оксида кальция, МДж/кг ( $\Delta H_{\text{CaO}}^0 = -3185$  кДж/кг ( $\text{CaO}$ ));  $m_{\text{изв}}$  – масса известняка, кг;  $\% \text{CaO}_{\text{CaCO}_3}$  – процентное содержание  $\text{CaO}$  в известняке, %.

Значение  $W_{\text{у.э.кз}}$  рассчитывают по тепловым эффектам реакций окисления элементов стали газобразным кислородом:

$$W_{\text{у.э.кз}} = 2,78 \sum (\Delta H_E \Delta E), \quad \text{кВт} \cdot \text{ч/т}, \quad (14)$$

где 2,78 – коэффициент, кг·кВт·ч/(МДж·%·т);  $\Delta E$  – количество окислившегося элемента, % (абс.);  $\Delta H_E$  – тепловой эффект реакции на 1 кг окисленного элемента, МДж.

Тепловые эффекты реакций окисления отдельных элементов представлены в [3].

Тогда для большинства выплавляемых сталей  $W_{\text{у.э.кз}}$  можно упрощенно определить по формуле:

$$W_{\text{у.э.кз}} = 2,78(4\Delta\text{Fe} + 25,4\Delta\text{Si} + 32,2\Delta\text{C}_{\text{CO}_2} + 11,1\Delta\text{C}_{\text{CO}} + 6,35\Delta\text{Mn} + 10,9\Delta\text{Cr}).$$

С учетом того, что реакция окисления углерода до  $\text{CO}_2$  имеет значение лишь при [%C] менее 0,05, а при [%C]  $\geq 0,1$  практически не протекает [2], то для плавок с конечным содержанием углерода более 0,1 [%C] можно принимать тепловой эффект окисления углерода в ванне расплава, равным 11,1 МДж/кг. Уходящий из ванны  $\text{CO}$  попадает в рабочее пространство, где смешивается с воздухом, который содержит кислород, поэтому в условиях работы печи без герметизации рабочего пространства необходимо учесть тепловыделение около 20–40%  $\text{CO}$ , дожигаемого в печи (более точно эти данные можно определить для конкретной печи исходя из реальной технологии плавки).

Помимо энергии, выделяющейся при образовании оксидов, необходимо учитывать экзотермический эффект шлакообразования. Если основность шлака более 2, то в его составе будут образованы ортосиликат кальция с тепловым эффектом (на 1 кг  $\text{CaO}$ ) 1275 кДж, фосфат кальция с эффектом 4055 кДж. Оставшееся количество  $\text{CaO}$  расходуется на образование алюминатов, ферритов и других соединений с суммарным тепловым эффектом 627 кДж. Учитывая расход оксида кальция на 1 кг кислотного или амфотерного оксида, можно определить теплоту шлакообразования по формуле [4]:

$$Q_{\text{ш.о.}} = (6,27(\% \text{CaO}) + 12,75(\% \text{SiO}_2) + 40,55(\% \text{P}_2\text{O}_5)) m_{\text{шл}}, \quad (15)$$

где  $(\% \text{CaO})$ ,  $(\% \text{SiO}_2)$ ,  $(\% \text{P}_2\text{O}_5)$  – содержание оксидов в шлаке, %;  $m_{\text{шл}}$  – масса шлака, кг.

Кроме окисляющихся элементов металлошхты, энергию в общий баланс вносит окисление углеродсодержащих продуктов, попадающих в печь.

Средний расход электродов для различных печей составляет: электродуговые печи переменного тока 2,5–7,5 кг/т (меньшие значения характерны для печей большой емкости), постоянного тока 1,4–1,8 кг/т. Из них поломки составляют около 20%, остальное – угар.

Для обеспечения дегазации жидкого металла в окислительный период необходимо окислить не менее 0,3% C при выплавке углеродистых сталей, содержащих  $\geq 0,6\%$  C, и не менее 0,5% C при выплавке средне- и низкоуглеродистых сталей.

В электродуговых печах литейного класса для стали с низким содержанием углерода науглероживание можно проводить опусканием электрода в расплав с отключением тока (при выдержке одного электрода в расплаве в течение 2,5–3 мин содержание углерода повышается на 0,1–0,15% при массе расплава 5,8–6,2 т). Науглероженный расплав должен спокойно прокипеть. Скорость выгорания углерода при спокойном кипении без присадки окатышей 0,25–0,3%/ч, с присадкой окатышей – 0,4–0,6%/ч.

Время окислительного периода  $\tau_{\text{ок}}$  складывается из нескольких этапов, состоящих из наведения шлака окислительного периода (~3–6 мин), интенсивного окисления углерода («кипа»), выдержки (~8–10 мин) для приведения металла в малоокисленное состояние (затухание «кипа»), скачивания шлака.

Время скачивания шлака при расчете энергетического режима не учитывается, так как в этот период трансформатор отключают.

Время окисления углерода можно определить, зная процент окисляемого углерода и скорость его окисления.

Таким образом, время окислительного периода равно:

$$\tau_{ок} = K_{ок} (0,18 - 0,27 + \%C/V_c), \quad (16)$$

где  $\%C$  – абсолютный процент окисления углерода;  $V_c$  – скорость обезуглероживания,  $\%/ч$ ;  $0,18 - 0,27$  – суммарное время наведения шлака и выдержки металла, ч;  $K_{ок}$  – коэффициент, учитывающий возможное изменение длительности окислительного периода благодаря сокращению времени наведения шлака, выдержки или увеличения скорости обезуглероживания.

Скорость обезуглероживания можно найти из следующего дифференциального уравнения [2]:

$$V_c = -\frac{d[\%C]}{d\tau} = \frac{0,75V_{O_2}}{1 + \frac{a}{[\%C]^2}}, \quad (17)$$

где  $V_{O_2}$  – скорость подвода кислорода в ванну,  $\%/ч$ ;  $a$  – коэффициент, учитывающий накопление кислорода в металле и шлаке ( $a = 0,012 - 0,020$ ).

Определив скорость окисления углерода и умножив ее на тепловой эффект, можно также вычислить мощность тепловыделения в ванне, связанную с обезуглероживанием.

В отличие от периода расплавления мощность тепловых потерь ЭДП в окислительный период целиком отдается окружающей среде и аккумулируется футеровкой печи, несмотря на то что кладка печи может переизлучать накопленную в поверхностном слое энергию на металл.

Приближенно мощность тепловых потерь ДСП в окислительный период можно определять по различным статистическим соотношениям, в которые входит степенная функция от вместимости печи с различными коэффициентами при условии геометрического подобия [4].

Более точно мощность тепловых потерь можно вычислить по результатам моделирования тепловой работы печи заданной вместимости и конструкции подины и стен, а также с учетом начального состояния футеровки печи и периодичности процесса.

*Восстановительный период.* После окончания кипения ванны отбирают пробу на химический анализ, измеряют температуру металла, после чего скачивают шлак и начинают восстановительный период.

В восстановительный период, как правило, необходимо использовать несколько ступеней мощности трансформатора, так как технологические

интервалы данного периода различны по энергопотреблению.

Полная мощность электропечного трансформатора для наведения шлака восстановительного периода за время  $\tau_{шл}$  должна быть равна:

$$S_{шл} = (2,78 \cdot 10^{-4} R_{шл.в} \Delta H_{шл.в} M_o / \tau_{шл} + P_{т.п.в}) / (\eta_\lambda), \quad (18)$$

МВА,

где  $R_{шл.в}$  – расход шлакообразующих материалов для наведения шлака восстановительного периода, кг/т;  $\Delta H_{шл.в}$  – изменение энтальпии шлака восстановительного периода, МДж/кг;  $P_{т.п.в}$  – мощность тепловых потерь ДСП в восстановительный период, МВт;  $\eta_\lambda$  и  $\lambda$  – электрический КПД и коэффициент мощности, соответствующие электрическому режиму этого периода.

Расход шлакообразующих материалов связан с требованиями к конечному содержанию серы, начальным содержанием серы в шихте и в начале восстановительного периода и зависит от состава шлака и температуры (коэффициента  $L_S$ ). Массу вносимой извести можно определить по формуле:

$$m_{изв} = \frac{100(S_{ш} - S_{ск} \pm S_r - [\%S]) (\%CaO)_{шл}}{[\%S] L_S (\%CaO)_{изв}},$$

где  $S_{ш}$ ,  $S_{ск}$ ,  $S_r$  – количество серы, внесенной всеми шихтовыми материалами и добавками по ходу плавки; удаленной со скачаным шлаком и поглощенной из газовой фазы (+) или удаленной (–) в газовую фазу,  $\%$  к массе металла;  $[\%S]$  – конечное содержание серы в готовом металле;  $L_S$  – коэффициент распределения серы между металлом и шлаком. Масса остальных компонентов определяется необходимым составом шлака и включает в основном соединения, понижающие температуру плавления и вязкость шлака.

Коэффициент распределения между кислым шлаком и металлом составляет около 0,5, т. е. в условиях равновесия серы в металле больше, чем в шлаке. В основном процессе коэффициент распределения серы существенно зависит от окисленности и основности шлака и может изменяться в очень широких пределах от единиц до 500 и более.

Определение точных значений коэффициентов распределения фосфора  $L_P$  и серы  $L_S$  теоретическим путем затруднительно, поэтому целесообразно использовать опытные данные, которые в ряде случаев представлены в виде графической зависимости для широкого диапазона изменения параметров (основности,  $\%(FeO)$ , температуры), например [2], при учете наличия в шлаках и других компонентов.

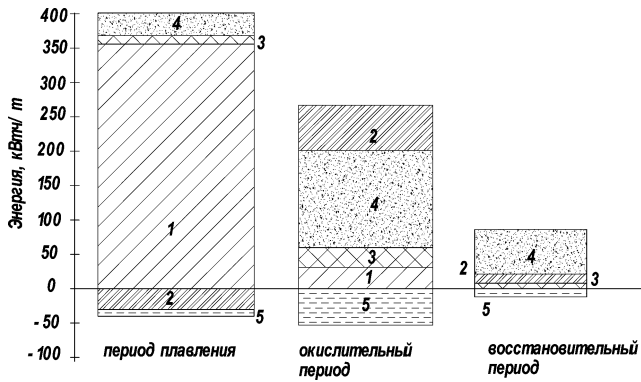


Рис. 1. Зависимость удельной энергии по различным составляющим баланса в разные периоды плавки для электродуговых печей малой емкости: 1 – удельный расход энергии на нагрев и расплавление стали  $W_{пл}$ ; 2 – удельный расход энергии на компенсацию тепловых потерь  $W_{т.п.}$ ; 3 – удельный расход энергии на расплавление шлакообразующих  $W_{шл.}$ ; 4 – удельный расход энергии на протекание эндотермических реакций  $W_{энд.}$ ; 5 – удельный расход энергии на протекание экзотермических реакций  $W_{экз}$

Полная мощность печного трансформатора для раскисления и легирования металла за время  $\tau_{л}$  должна быть равна:

$$S_{л} = (W_{у.л} M_o / \tau_{л} + P_{т.п.в}) / (\eta_3 \lambda), \text{ МВА}, \quad (19)$$

где  $W_{у.л}$  – удельные энергозатраты на легирование и раскисление, МВт·ч/т;

Для расчета  $W_{у.л}$  необходимо использовать сумму произведений удельного расхода легирующих материалов (ферросплавов) и раскислителей на удельный тепловой эффект добавки каждого соединения, учитывающий изменение энтальпии при нагреве и растворении и экзотермический эффект раскислителей. Тепловые эффекты легирования и раскисления стали приведены, например, в [5].

При этом время восстановительного периода можно сократить, используя мелкокусковые материалы, продувку ванны инертными газами или вдувание порошкообразных раскислителей и легирующих за счет более быстрого растворения материалов и усреднения состава с удалением неметаллических включений.

**Результаты расчетов.** При нагреве жидкой стали до одинаковой температуры (например, до 1650 °С) ее энтальпия составит [4]: для углеродистой стали с содержанием углерода 1,6% – 418 кВт·ч/т; для чистого железа – 400; для высоколегированной стали (12Х18Н10Т) – 345 кВт·ч/т. Данные цифры свидетельствуют о том, что даже химический состав расплава стали может давать различие в энергопотреблении до 20% при выплавке в одном и том же плавильном агрегате.

Учитывая особенности технологического процесса плавки в высокомошных металлургических

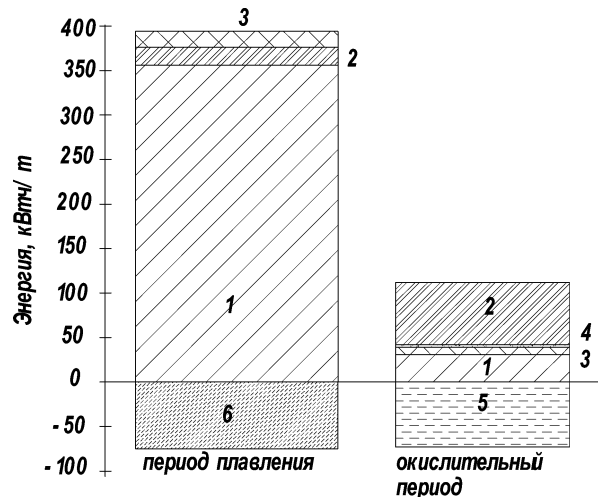


Рис. 2. Зависимость удельной энергии по различным составляющим баланса в разные периоды плавки для высокомошных электродуговых печей большой емкости: 1 – удельный расход энергии на нагрев и расплавление стали  $W_{пл}$ ; 2 – удельный расход энергии на компенсацию тепловых потерь  $W_{т.п.}$ ; 3 – удельный расход энергии на расплавление шлакообразующих  $W_{шл.}$ ; 4 – удельный расход энергии на протекание эндотермических реакций  $W_{энд.}$ ; 5 – удельный расход энергии на протекание экзотермических реакций  $W_{экз}$ ; 6 – удельная энергия альтернативных источников  $W_a$

электродуговых печах и электродуговых печах литейного класса, были рассчитаны удельные количества энергии на выплавку среднеуглеродистой стали. За основу были взяты технологические процессы выплавки стали в 3-тонной электродуговой печи переменного тока и 100-тонной печи переменного тока, оснащенной газокислородными горелками, фурмами для вдувания кислорода и порошковых материалов и водоохлаждаемыми панелями стен и свода.

Энергетический режим электродуговых печей литейного класса имеет существенные отличия от процесса выплавки стали в крупнотоннажных печах. Примеры диаграмм, демонстрирующих отдельные составляющие энергии по периодам плавки, представлены на рис. 1, 2.

При выплавке легированной стали, содержащей компоненты, вводимые в виде ферросплавов в конце плавки, удельный расход в восстановительный период в отличие от диаграммы на рис. 1, может существенно возрастать в зависимости от их количества.

Анализ тепловой работы футеровки печи за весь период плавки показывает, что средняя за период плавления мощность тепловых потерь  $P_{п}^{пл}$  может иметь отрицательную величину в связи с тем, что в период плавления внутренняя поверхность футеровки (за исключением водоохлаждаемых элементов) имеет температуру, превышающую температуру металлошихты, а, следовательно

но, тепловой поток направлен от футеровки к металлу, т. е. данная теплота вносит вклад в нагрев металла. Эта ситуация характерна для электродуговых печей литейного класса с кирпичной кладкой стен, а также для отдельных устаревших большегрузных печей, имеющих футерованные стены и свод. При значительных перерывах в работе печи данная энергия безвозвратно теряется, рассеиваясь в окружающую среду, поэтому для электродуговых печей малой емкости с футерованными стенами и сводом важно обеспечивать бесперебойную работу печи от плавки к плавке.

На рис. 2 показаны только два периода плавки, так как при производстве стали с использованием внепечной обработки определенная доля энергозатрат готовой стали переносится с печи на установку печь-ковш, которая оснащается трансформатором меньшей мощности, чем у основной печи.

Необходимый удельный расход электрической энергии по каждому из периодов равен разности между положительными и отрицательными значениями удельной энергии, приведенных на диаграммах, а рабочая мощность связана с длительностью периода. Энергетические характеристики трансформаторов свидетельствуют о том, что с наибольшей энергоэффективностью электродуговые печи работают на высших ступенях мощности и меньших токах. С ростом рабочих токов растут тепловые потери в электрических шинах и одновременно уменьшается коэффициент мощности. Из рисунков видно, что максимальная энергия должна быть затрачена в период плавления, а в другие периоды ограничением производительности являются технологические причины, связанные с продолжительностью процессов удаления вредных примесей. Интенсификация данных процессов и предварительная подготовка металлошхты позволяет работать на более высоких ступенях мощности и, тем самым, увеличить производительность и энергоэффективность печи.

В высокоомощных электродуговых печах удельная энергия, вносимая электрической составляющей, значительно меньше, чем у печей литейного класса и составляет около 50–70% от поступления теплоты в печь.

### Выводы

1. Показаны особенности теплового режима электродуговых печей различной емкости и связь энергетического режима плавки с технологическими параметрами.

2. Учет взаимосвязи технологических и энергетических параметров процесса плавки необходим при реконструкции и модернизации электродуговых печей (замена трансформатора, использование средств интенсификации и т. д.) и изменении технологии плавки.

3. Анализ характеристик электродуговых печей различной емкости показывает, что в электродуговых печах небольшой вместимости практически не используются альтернативные источники тепловой энергии, а почти все современные большегрузные печи оснащены средствами интенсификации. При этом в литературе практически не встречается анализ экономических предпосылок к использованию газовых горелок и других средств интенсификации плавки на электродуговых печах емкостью менее 50 т. Показано, что в печах малой емкости в начальный период плавки футеровка отдает металлошхте часть накопленной энергии, тем самым, несколько сглаживая избыток мощности в конце и недостаток вначале плавки. В печах небольшой емкости удельная площадь внутренней поверхности стен и свода больше, чем у большегрузных, поэтому энергия, накопленная футеровкой печи, имеет большое значение в тепловой работе печи в период расплавления и является своеобразным альтернативным источником. Увеличение мощности трансформатора на печах малой емкости необходимо, как правило, в период расплавления, так как в остальные периоды трансформатор работает на пониженных ступенях. Значительное увеличение мощности трансформатора на печах малой емкости влечет за собой повышенный износ огнеупоров и автоматически требует перехода к водоохлаждаемым элементам для снижения расхода огнеупоров, что изменяет баланс энергии и требует компенсации недостатка мощности в период расплавления применением дополнительных источников энергии в виде горелок либо предварительного подогрева, что для небольших печей может оказаться экономически нецелесообразным. Это означает, что реконструктивные мероприятия для печей малой емкости ограничены жесткими рамками и повышения эффективности их работы следует достигать технологическими мероприятиями (сокращением горячих простоев печи, уменьшением содержания вредных примесей в металлошхте и подготовкой металлошхты как по составу, так и по геометрическим характеристикам, продувкой ванны, вспениванием шлака и т. д.).



### Литература

1. Тимошпольский В. И., Трусова И. А., Корнеев С. В. Эффективность применения газообразного топлива в электродуговых печах // Литье и металлургия. 2009. № 3. С. 305–310.
2. Айзатулов Р. С., Харлашин П. С., Протопопов Е. В., Назюта Л. Ю. Теоретические основы сталеплавильных процессов. М., 2002.
3. Крамаров А. Д. Производство стали в электропечах. М., 1969.
4. Егоров А. В. Расчет мощности и параметров электропечей черной металлургии. М., 2000.
5. Борнацкий И. И., Михневич В. Ф., Яргин С. А. Производство стали. М., 1991.