

И.А. Пугачев, А.А. Суслов // Литье и металлургия. – 2013. – № 3. – С. 163–166.

9. Малевич, Ю.А. Теплофизические основы затвердевания отливок и слитков / Ю.А. Малевич, Ю.А. Самойлович. – Минск: Выш. школа, 1989. – 203 с.

10. Комплексные исследования процессов формирования непрерывнолитых стальных заготовок с целью повышения качества / Тимошпольский В.И. [и др.] // Литье и металлургия. – 2004. – № 1. – С. 5–11.

УДК 621.74

С.В. КОРНЕЕВ, канд. техн. наук,
И.А. ТРУСОВА, д-р техн. наук,
С.М. КАБИШОВ, канд. техн. наук (БНТУ)

ОБОСНОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВТОРИЧНЫХ ЭНЕРГОРЕСУРСОВ ВЫСОКОМОЩНЫХ ЭЛЕКТРОДУГОВЫХ ПЕЧЕЙ ДЛЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ПОДОГРЕВА МЕТАЛЛОШИХТЫ*

Введение. Развитие электродуговых печей исторически сопровождалось появлением и последующим увеличением мощности топливных горелок, интенсивным применением кислорода для продувки ванны и дожигания СО, а также применением продувки сталеплавильной ванны инертным газом. Все это привело к увеличению, как количества вводимой энергии, так и количества высокотемпературных газов, образующихся в рабочем пространстве печей. Известно, что подогрев металлошихты уходящими из печей газами является эффективным средством утилизации их теплоты. Однако возможность эффективного использования газов определяется типом печи и технологическим режимом ее работы, а также составом и расположением оборудования металлургического завода. Для определения возможности использования вторичных энергоресурсов необходимы данные о параметрах удаляемых из печей газов и тепловых потерях с отходящими газами.

Способы утилизации теплоты отходящих газов для условий электродуговых печей. Отработанная теплота отходящих газов электродуговых печей (особенно в процессе плавки металлизированного сырья) может утилизироваться в виде пара, горячей воды или электроэнергии. В работе [1] показано, что электродуговая печь для плавки ПВЖ (прямо восстановленное железо) выделяет примерно 430 кВт·ч/т теплоты отходящих газов, потребляя при этом 1050 кВт·ч/т теплоты в целом. При использовании котла для нагрева пара или горячей воды в канале отвода газов можно утилизировать примерно 130 кВт·ч/т энергии (КПД 30 %) [1]. Газоход с водяным охлаждением для электродуговой печи (ЭДП) используется напрямую в качестве парогенераторного котла, при этом утилизируется физическая теплота отходящего газа с температурой примерно 1100 °С. Пар, вырабатываемый в прерывистом режиме работы ЭДП, накапливается в аккумуляторе и подается на технологическое оборудование. Утилизированный пар можно использовать напрямую или для таких целей, как выработка электроэнергии, для испарителей холодильников, воздушной сепарации, систем дегазификации и т.д.

Для выработки электроэнергии перегретым паром за котлом дополнительно устанавливается пароперегреватель и/или котел-утилизатор со вспомогательной горелкой для обеспечения комбинированного оперативного управления. Холодная вода, циркулирующая в канале охлаждения отходящих газов электродуговых печей, накапливается под давлением в аккумуляторе горячей воды и постепенно подается на прикладные системы.

На ОАО «Белорусский металлургический завод» в настоящее время внедрена схема теплоутилизации с выработкой технологического пара и подогревом воды.

Однако при увеличении количества и мощности альтернативных источников энергии в виде горелок и инжекторов, а также количества окисляемого углерода увеличивается количество и температура продуктов сгорания, которые удаляются из печи. Это позволяет использовать более эффективный способ теплоутилизации для подогрева металлошихты. Данный способ позволяет не только уменьшить затраты на энергетические ресурсы, но и увеличить производительность печей.

В работе [2] показаны экономические преимущества использования предварительного подогрева металлошихты в сравнении с

использованием систем выработки пара. Возможность подогрева металлошихты при использовании теплоты газов, удаляемых из печей других типов, зависит от характеристик газов и доли металлошихты от массы завалки, проходящей подогрев перед плавкой.

Подогрев лома за счет теплоты технологических газов впервые реализовали в 1980 г. в Японии фирмы «Toshin Steel» и NKK при использовании обычных загрузочных корзин как контейнеров для разогреваемого лома [3]. Однако, способы нагрева лома вне печи имеют существенные недостатки: нагрев лома ограничен стойкостью корзины, возникают проблемы по охране окружающей среды, так как низкотемпературный нагрев сопровождается выбросами в атмосферу не только пыли, но и токсичных веществ.

Недостатки бадьевого нагрева лома обусловили появление интегрированного подогрева лома [4]. В настоящее время известно множество систем, в той или иной мере использующих предварительный подогрев металлошихты: схема подогрева металлолома системы NKK; система предварительного подогрева металлолома фирмы «Крупн» (ФРГ); подогреватель системы VERTICON фирмы SMS (Германия) и EMPCO (Канада); схема Danarc; схема Consteel; двухкорпусная ДСП «К-ES»; EOF; COMELT; IFI SHAFT и др. [4]. Эффективной конструкцией является шахтная печь с удерживающими пальцами, которая позволяет осуществлять подогрев 100 % лома [5, 6]. Новой модификацией системы шахтного подогрева с удерживающими пальцами является система SIMETAL Quantum. Широкое распространение также получила система конвейерного подогрева металлолома типа Consteel. На различных предприятиях работает более 40 установок системы Consteel® и Consteel® Evolution™ [7].

Представляет интерес конструкция подогревателя, совмещенного с электродуговой печью EPC-EAF, которая располагается на уровне рабочей площадки печи, а также технология COSS, которая объединяет выгоды систем шахтных печей с подогревом лома до высокой температуры с выгодами процесса CONSTELL, состоящими в непрерывной подаче лома [8].

Тепловые потери с отходящими газами применительно к высокомоощным электродуговым печам. В ходе плавки в печи образуется значительное количество отходящих газов, которые содержат пыль, мелкие шлаковые частицы, сажу. Различают первич-

ные газы, которые образуются непосредственно в объеме печи, и вторичные газы, поступающие на очистку после разбавления воздухом.

За счет выгорания углерода из металла, угара электродов, а также загрязнений, вносимых скрапом, образования газов при разложении флюсов и окисления присадок в электродуговой печи в среднем за плавку выделяется 350–500 м³ первичных газов на 1 т металлозавалки. При крупной, чистой шихте выбросы снижаются до 100 м³/т. Основная доля указанных газов образуется в зоне горения дуги и при горении топлива, часть газов выделяется из расплава в период кипения и доводки металла.

Важнейшей теплотехнической характеристикой дуговой печи является величина тепловых потерь с отходящими газами $Q_{\Gamma}^{\text{физ}}$. Среднюю теплоемкость отходящих газов за плавку можно определить исходя из процентного содержания различных газов и средней температуры за плавку. Теплоемкость отходящих газов можно определить по формуле:

$$c_v = \sum_i \%_i \cdot c_i / 100,$$

где $\%_i$ – процентное содержание i -го компонента газа; c_i – удельная теплоемкость i -го компонента дыма.

Объем уходящих из печи газов зависит от количества воздуха, подсасываемого через технологическое окно и различные неплотности.

На основе анализа производственных данных работы печей ОАО «Белорусский металлургический завод» ранее были рассчитаны средние значения теплового баланса плавки рядового, кордового и легированного сортамента. Например, средние значения отдельных статей теплового баланса плавки кордового сортамента 100-т печи в среднем составили: приход теплоты от электроэнергии – 67,8 %, приход теплоты от газокислородных горелок – 6,9 %, остальной приход теплоты – от экзотермических реакций и остатка жидкой стали в печи – 25,3 %; физическая теплота стали – 63 %, шлака – 7,3 %, потери теплоты с удаляемыми газами – 12 % или 9568 кВт·ч, остальные потери с охлаждающей водой, электрические потери и

т.д. – 17,7 %. Средние значения потерь с удаляемыми газами для плавков рядового сортамента составили 11,2 %. Однако анализ возможности и параметров подогрева металлошихты газами, удаляемыми из печи, требует более точных данных по параметрам этих газов.

Анализ литературы по исследованию состава и температуры газов, удаляемых из ЭДП, показал, что данные, полученные на различных печах при сопоставимой технологии и мощности альтернативных источников близки между собой. Температура газов в среднем изменяется от 400–600 °С в начале плавки до 1300 °С в конце и может кратковременно превышать 1800 °С. При этом температура газов существенно зависит от количества подсосываемого в рабочее пространство воздуха и места измерения их параметров, однако энтальпия газов при этом сохраняется.

При классической схеме газоудаления из высокомошных печей в сталеплавильном цехе применяется пылегазоулавливающая установка (ПГУ), которая представляет собой комплекс оборудования для отвода отходящих газов и пыли от ДСП. Отбор отходящих газов и пыли осуществляется в двух местах: из печного пространства через водоохлаждаемый коленообразный патрубок на своде печи (первичное пылеулавливание); из верхней части шумодымоизолирующего укрытия печи (вторичное пылеулавливание). Обеспыливание технологических газов от электросталеплавильных печей осуществляется, как правило, сухим способом в рукавных фильтрах.

При отсутствии системы утилизации теплоты отходящие газы из печи емкостью 100 т с объемным расходом 15000 м³/ч и максимальной температурой, превышающей 1800 °С, попадают в печное колено. Затем происходит естественный подсос воздуха для горения горючих составляющих из атмосферы цеха в количестве 95 000 м³/ч, после чего газ попадает в водоохлаждаемый газочод. В конце водоохлаждаемого трубопровода количество газа составляет 160 000 м³/ч, а его температура – до 600 °С. Для охлаждения отходящего газа от электропечи предусмотрен трубный холодильник с принудительной вентиляцией. Увеличение объемного расхода газа и снижение температуры происходит за счет подсоса в систему постороннего воздуха. К фильтрам приходит газ в количестве 600 000 м³/ч и температурой 120 °С.

Рассмотрим данные по уходящим газам из печи, имеющей сопоставимую технологию с технологией выплавки стали с завалкой и подвалкой в ЭДП ОАО «БМЗ», приведенные в работе [9]. Измеренный количественный состав газов при выплавке малоуглеродистых сталей приведен на рисунке 1. Показано, что в течение периода плавления без продувки кислородом уходящие газы содержат преимущественно нагретый воздух, проникающий в рабочее пространство через различные отверстия, такие как технологическое окно, электродные отверстия и неплотности прилегания свода. Содержание CO_2 редко превышает 10 %. С продувкой кислородом содержание CO и CO_2 увеличивается до 60 % и 25 % соответственно. Количество образующегося CO_2 от дожигания CO в рабочем пространстве фактически постоянно и составляет величину около 20 %.

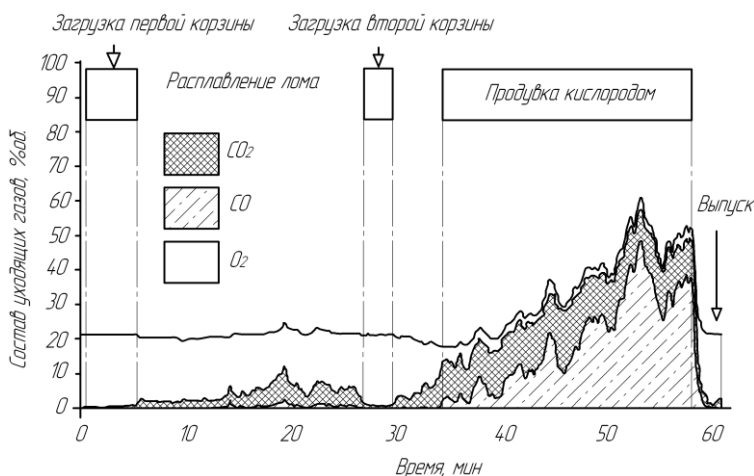
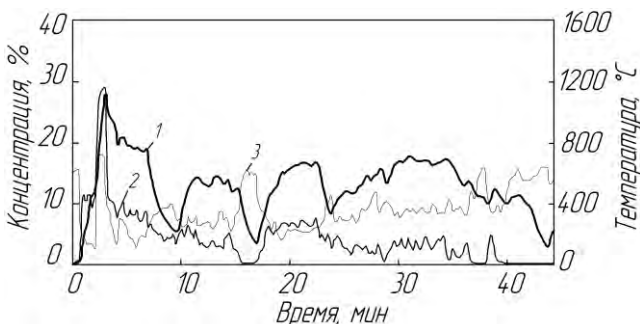


Рисунок 1 – Данные по химическому составу уходящих из печи газов [9]

При окислении углерода на протяжении всей плавки данные по составу и температуре газов несколько отличаются. На рисунке 2 представлены данные экспериментального измерения параметров газов, удаляемых из электродуговой печи, а на рисунке 3 – потери теплоты с газами, удаляемыми из печи, полученные на основе экспериментов по данным работы [10].



1 – температура газов; 2 – содержание CO; 3 – содержание O₂

Рисунок 2 – Данные экспериментального измерения параметров газов, удаляемых из электродуговой печи [10]

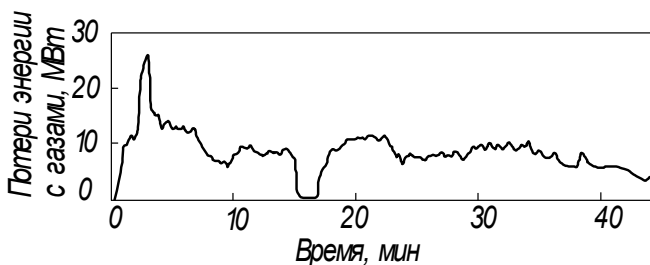


Рисунок 3 – Потери теплоты с газами, удаляемыми из печи, полученные на основе экспериментальных данных [10]

Расчет параметров отходящих газов при использовании конкретной технологии плавки. При установке шахты подогрева либо использовании установки предварительного подогрева другого типа необходим расчет параметров отходящих газов для конкретной технологии плавки. Расчет необходим по следующим причинам: параметры теплообмена металлошихты и газов зависят от скорости движения газов и их температуры; при высокой температуре газов возможно окисление металла, а также его оплавление и сваривание в нижней части шахты подогрева; теплоты газов может не хватать для высокотемпературного подогрева вследствие малого газовыделения при плавке.

На рисунке 4 в качестве примера приведена часть типовой диаграммы энерготехнологического режима выплавки стали в ЭДП при использовании 100 % металлолома при его загрузке в две корзины, применяемого на ОАО «БМЗ».

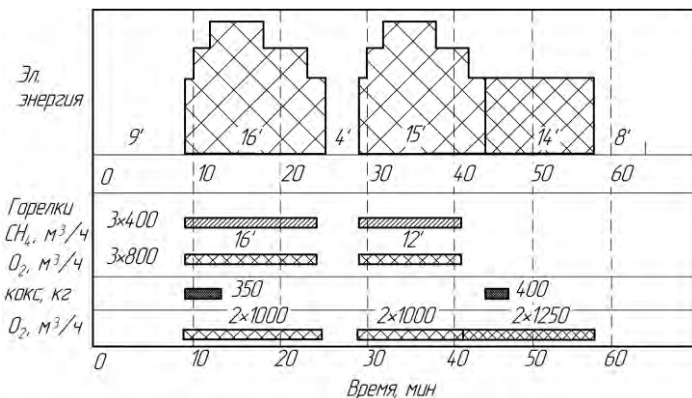


Рисунок 4 – Вариант диаграммы энерготехнологического режима выплавки стали в 100-т электродуговой печи на 100 % металлолома

В период расплавления кислород применяется в основном для подрезки металлолома.

Для дальнейших расчетов принимаем расходы газов и кокса в соответствии с приведенной диаграммой, учитывая, что суммарная загрузка металлолома составляет 120 т, а сливаемый расплав стали – 110 т.

Период расплавления с применением газокислородных горелок

Общее количество газов на выходе из рабочего пространства в этот период определяется по формуле:

$$V_{\Gamma} = V_{\text{CO}} + V_{\text{CO}_2} + V_{\text{H}_2\text{O}} + V_{\text{в}} - V_{\text{O}_2} + V_{\text{упп}},$$

где V_{CO} и V_{CO_2} – количество CO и CO₂ на выходе из рабочего пространства, м³/ч; $V_{\text{H}_2\text{O}}$ – количество водяного пара на выходе из печи, м³/ч; $V_{\text{в}}$ – количество воздуха, подсасываемого в рабочее про-

странство, $\text{м}^3/\text{ч}$; V_{O_2} – количество кислорода воздуха, израсходованного на горение CO в рабочем пространстве, $\text{м}^3/\text{ч}$; $V_{\text{ушл}}$ – количество газа, подаваемого в уплотнители электродных отверстий, $\text{м}^3/\text{ч}$.

Учитывая реакцию горения природного газа в кислороде, имеем $V_{\text{H}_2\text{O}} = 2V_{\text{CH}_4}$.

Количество CO , образующееся при диссоциации CO_2 при работе горелок, принимается равным 5 % от общего количества продуктов сгорания природного газа

$$V_{\text{CO}} = 0,05 \cdot 3 \cdot V_{\text{CH}_4} = 0,15 \cdot V_{\text{CH}_4};$$

$$V_{\text{CO}_2} = 0,85 \cdot V_{\text{CH}_4} + 1,867 \cdot M_{\text{C}}.$$

Согласно диаграмме энерготехнологического режима расход природного газа при работе трех стеновых горелок составляет $V_{\text{CH}_4} = 3 \cdot 400 = 1200 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Принимаем, что за время периода расплавления выгорает 0,4 % углерода от массы шихты или $0,4 \cdot 120000/100 = 480 \text{ кг}$. Длительность периода расплавления двух корзин за вычетом времени подвалки составляет 31 мин. Удельный расход электродов в период расплавления принимаем равным 2 кг/т или $2 \cdot 110 = 220 \text{ кг}$.

Часовой расход углерода шихты и электродов, выгорающего в период расплавления, составит $M_{\text{C}} = (480 + 220)/0,517 = 1354 \text{ кг/ч}$. Тогда

$$V_{\text{H}_2\text{O}} = 2 \cdot 1200 = 2400 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$V_{\text{CO}} = 0,15 \cdot 1200 = 180 \text{ м}^3/\text{ч};$$

$$V_{\text{CO}_2} = 0,85 \cdot 1200 + 1,867 \cdot 1354 = 3548 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

При расчете подсосов через рабочее окно среднее разрежение определяется с учетом геометрического напора газов по формуле:

$$P = P_{\text{св}} - H \cdot (\rho_{\text{в}} - \rho_{\text{г}}) \cdot 9,81,$$

где H – расстояние по вертикали от свода печи до середины открытого проема окна, м; ρ_r – плотность газов в рабочем пространстве, кг/м³.

Имеем

$$P = 5 - 1,7(1,2 - 0,2) \cdot 9,81 = 11,7 \text{ Па}$$

Количество воздуха, подсасываемого в рабочее окно и электродные отверстия, определяется по формуле

$$V_B = 3600 \cdot \mu \cdot F \cdot k \cdot \sqrt{\frac{2P}{\rho_B}},$$

где μ – коэффициент расхода газов через проем, который для толстых стенок может быть принят равным 0,8; F – площадь открытого проема окна или отверстия, м²; P – среднее значение разряжения в окне или отверстии, Па; ρ_B – плотность воздуха, кг/м³; k – коэффициент приведения объема воздуха к нормальным условиям.

Определяем

$$V_B = 3600 \cdot 0,8 \cdot 0,6 \cdot 0,93 \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot 11,7}{1,2}} = 7096 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Принимаем, что через электродные отверстия и зазор между сводом и корпусом подсасывается еще 10 % от воздуха, поступившего через рабочее окно, т.е. 710 м³/ч.

Количество кислорода, израсходованного на окисление углерода шихты и электродов

$$V_{O_2} = 0,5 \cdot 1,867 \cdot 1354 = 1264 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Количество кислорода, подаваемого через расходуемое копые в период расплавления, составляет 2000 м³/ч. Принимаем, что весь вдуваемый кислород расходуется на окисление элементов шихты и электродов.

По производственным данным принимаем количество пыли в период расплавления равным 1500 кг/ч.

Общее количество газов на выходе из рабочего пространства

$$V_{\Gamma} = V_{\text{CO}} + V_{\text{CO}_2} + V_{\text{H}_2\text{O}} + V_{\text{B}} - V_{\text{O}_2} + V_{\text{yшл}}$$

или

$$V_{\Gamma} = 180 + 3548 + 2400 + 7096 + 710 = 13934 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Температура газов на выходе из рабочего пространства для периода плавления с использованием газокислородных горелок определяется по формуле:

$$t_{\Gamma} = \frac{(1 - \eta_{\Gamma}) \cdot Q_{\text{нCH}_4}^{\text{p}} \cdot V_{\text{CH}_4}}{c_{\Gamma} \cdot V_{\Gamma}},$$

где η_{Γ} – КПД горелок, принимаем равным 0,6–0,7; $Q_{\text{нCH}_4}^{\text{p}}$ – теплота сгорания природного газа, кДж/м³.

Тогда

$$t_{\Gamma} = \frac{(1 - 0,65) \cdot 35000 \cdot 1200 + 0,5 \cdot 1354 \cdot 29000}{1,63 \cdot 13974} = 1507 \text{ }^{\circ}\text{C}.$$

Полная мощность тепловых потерь с отходящими газами

$$\begin{aligned} q_{\Gamma} &= (1 - 0,65) \cdot 3500 \cdot 1200 - 0,5 \cdot 1354 \cdot 29000 = \\ &= 34,333 \cdot 10^6 \text{ кДж/ч} = 9,54 \text{ МВт}. \end{aligned}$$

Энтальпия пыли в период расплавления составляет

$$1500 \cdot 1000 \cdot 1507 = 2,26 \cdot 10^6 \text{ кДж/ч} = 0,628 \text{ МВт}.$$

Период продувки металла кислородом

Общий расход газов на выходе из рабочего пространства V_{Γ} , (м³/ч), определяется по формуле

$$V_{\Gamma} = V_{\text{CO}} + V_{\text{CO}_2} + V_{\text{B}} - V_{\text{O}_2} + V_{\text{yшл}}.$$

Учитывая коэффициент использования кислорода на окисление углерода, количество CO, выделяющегося из ванны, составляет

$$V_{\text{CO}} = 1,4 \cdot V_{\text{O}_2},$$

где V_{O_2} – расход кислорода на продувку, м³/ч.

Из-за плохого смешения в рабочем пространстве догорает до CO_2 около 30–50 % выделяющегося CO , поэтому: $V'_{\text{CO}} = (0,5–0,7)V_{\text{CO}}$, а $V_{\text{CO}_2} = (0,3–0,5)V_{\text{CO}}$.

Тогда

$$V_{\text{CO}} = 1,4 \cdot 2500 = 3500 \text{ м}^3/\text{ч}; \quad V'_{\text{CO}} = 0,6 \cdot 3500 = 2100 \text{ м}^3/\text{ч}; \\ V_{\text{CO}_2} = 0,4 \cdot 3500 = 1400 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Среднее разряжение составит:

$$P = 5 - 1,4(1,2 - 0,2) \cdot 9,81 = 8,7 \text{ Па}.$$

Количество подсосов воздуха:

$$V_{\text{в}} = 3600 \cdot 0,8 \cdot 1,2 \cdot 0,93 \cdot \sqrt{\frac{2 \cdot 8,7}{1,2}} = 12239 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Количество кислорода, израсходованного на дожигание CO :

$$V_{\text{O}_2} = 0,5 \cdot V_{\text{CO}_2} = 0,5 \cdot 1400 = 700 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Общее количество газов:

$$V_{\text{г}} = 2100 + 1400 + 12239 - 700 = 15039 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Температуру газов на выходе из рабочего пространства $t_{\text{г}}$ определяем из уравнения теплового баланса:

$$Q_{\text{г.ф}} = c_{\text{CO}} \cdot t_{\text{CO}} \cdot V_{\text{CO}} + V_{\text{CO}} \cdot (0,3 \dots 0,5) \cdot Q_{\text{нCO}}^{\text{p}},$$

где $Q_{\text{г.ф}}$ – физическая теплота газов на выходе из рабочего пространства, кДж/ч; c_{CO} – средняя теплоемкость CO , выделившегося

из ванны, $\text{кДж}/(\text{м}^3 \cdot \text{К})$; t_{CO} – температура CO , $^{\circ}\text{C}$ (принимается равной температуре металла); $Q_{\text{HCO}}^{\text{p}}$ – теплотворная способность CO , $\text{кДж}/\text{м}^3$;

$$t_{\text{r}} = \frac{V_{\text{CO}} \cdot [c_{\text{CO}} \cdot t_{\text{CO}} + (0,3 \dots 0,5) \cdot Q_{\text{HCO}}^{\text{p}}]}{c_{\text{r}} \cdot V_{\text{r}}} =$$

$$= \frac{3500 \cdot [1,48 \cdot 1600 + 0,4 \cdot 12658]}{1,62 \cdot 15039} = 1068 \text{ } ^{\circ}\text{C}.$$

Полная мощность тепловых потерь с отходящими газами

$$q_{\text{r}} = 3500 \cdot [1,48 \cdot 1600 + 0,4 \cdot 12658] = 26,01 \cdot 10^6 \text{ кДж/ч} = 7,22 \text{ МВт}.$$

Энтальпия пыли в период доводки составляет

$$800 \cdot 1000 \cdot 1068 = 0,854 \cdot 10^6 \text{ кДж/ч} = 0,237 \text{ МВт}.$$

Анализ возможности предварительного нагрева металлошихты. Литературные данные о внедренных установках подогрева показывают, что температура подогрева лома может достигать $900 \text{ } ^{\circ}\text{C}$ и даже выше. Однако технологии плавки, а именно состав металлошихты, количество используемого газа и углеродсодержащего топлива, количество кислорода и другие параметры при этом могут значительно различаться. Это требует предварительного анализа необходимых конструктивных и технологических изменений при внедрении систем подогрева металлошихты и расчетах экономической эффективности.

Энергия, отнесенная к 1 кг металлошихты, замещаемая в процессе при предварительном нагреве металлошихты определяется по формуле:

$$\Delta H_{\text{M}}^1 = c_{\text{ТВ}} \cdot (t_{\text{кон}} - t_{\text{нач}}),$$

где $c_{\text{ТВ}}$ – теплоемкость металлошихты в интервале нагрева от начальной температуры $t_{\text{нач}}$ до конечной температуры подогрева $t_{\text{кон}}$, $\text{Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$.

Зависимость энтальпии металлошихты от температуры подогрева на примере подогрева металлошихты с количеством углерода около 0,4 % представлена на рисунке 5.

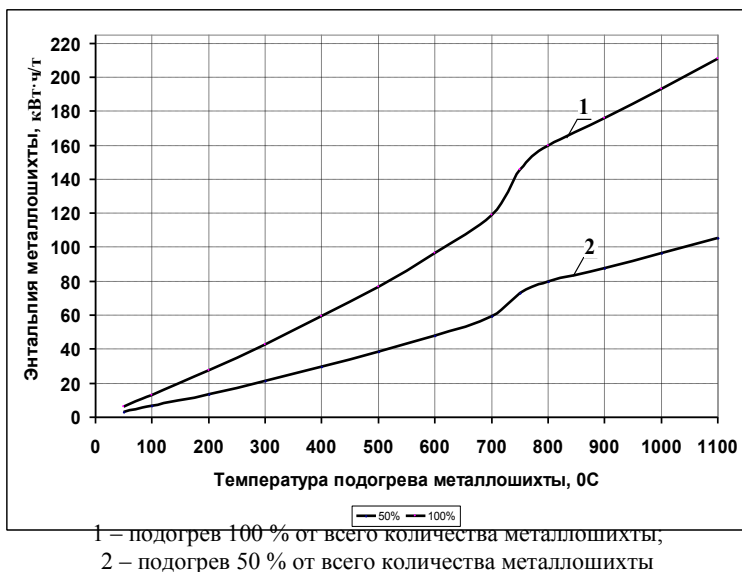


Рисунок 5 – Зависимость энтальпии металлошихты от температуры подогрева

Приведенный на рисунке 5 график показывает, что количество поглощенной металлом энергии нелинейно зависит от температуры. Нелинейный характер кривых определяется наличием фазовых переходов. В действительности при нагреве металлошихты, состоящей из кусков различных размеров и использовании среднемассовой температуры всей подогреваемой металлошихты, интервал температур, в котором происходят фазовые переходы, увеличивается, т.е. переход сглаживается.

Принимая в качестве средних параметров потерь теплоты с газами и пылью, вычисленными выше, на уровне 8 МВт·ч за плавку и учитывая массу металлозавалки 120 т, получим удельные тепловые потери равными 66,7 кВт·ч/т. Используя рисунок 5, получаем, что среднемассовая температура подогретой металлошихты при использовании конкретной технологии плавки (рисунок 4) не может превышать 450 °C.

Заключение. В работе рассмотрены способы использования в качестве вторичных энергоресурсов теплоты газов, удаляемых из электродуговых печей. Показана связь достигаемых температур предварительного подогрева с технологией плавки. Так как для условий ОАО «БМЗ» характерно преимущественное использование металлического лома, и меньшая доля металлizedованного сырья, то наиболее эффективным способом использования вторичных энергоресурсов являются современные системы шахтного подогрева лома, учитывающие высокие экологические требования.

Литература

1. **Yamazaki, M.** Hybrid way EAF off gas heat recovery – ECORECS / M. Yamazaki, Y. Sato, R. Seki // SEAISI CONFERENCE, May 23–26, 2011 Resort World™ Sentosa, Singapore, 2011. – 10 p.

2. **Корнеев, С.В.** Повышение энергоэффективности работы электродуговых печей при использовании вторичных энергоресурсов / С.В. Корнеев, С.М. Кабишов // Энергоэффективность. – 2015, – № 5. – С. 18–24.

3. **Рябов, А.В.** Современные способы выплавки стали в дуговых печах / А.В. Рябов, И.В. Чуманов, М.В. Шишимиров. – М: Тепло-техник, 2007. – 192 с.

4. **Лисиенко, В.Г.** Сооружение промышленных печей. Проектирование плавильных комплексов: Справочное издание / В.Г. Лисиенко, Я.М. Щелоков, М.Г. Ладыгичев; под. ред. В.Г. Лисиенко. – М.: Теплотехник, 2006. – Кн. 2, т. 1. – 755 с.

5. **Результаты эксплуатации** термошахтной печи на заводе фирмы «Nervacero» / Л. Ласаро [и др.] // Сталь. – 2003. – № 8. – С. 31–35.

6. **Райле, В.Т.** Совершенствование работы шахтных подогревателей второго поколения / В.Т. Райле, В.Е. Рошин // Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия». – 2010. – Вып. 14. – № 13. – С. 41–46.

7. **Memoli, F.** New track record for Consteel due to new environment-friendly features / F. Memoli, M. Ferri // MPT International. – 2007. – Vol. No. 5. – PP. 58–65.

8. **Fuchs, G.** New Energy Saving Electric Arc Furnace Designs / G. Fuchs, K. Rummler, M. Haissig // PR-353-069-2008 AISTech Conference Proceedings. – 2008. – PP. 148–155.

9. Kirschen, M. Off-gas measurements for mass and energy balances of a stainless steel EAF / M. Kirschen, H. Pfeifer, F.-J. Wahlers, H. Mees // Proc. 59. Electric Furnace Conf., 11–14 Nov 2001, Arizona, USA. – P. 737–745.

10. Pfeifer, H. Improved EAF Process Control Using On-Line Offgas Analysis – OFFGAS / H. Pfeifer, T. Echterhof // Final report EUR 25048 EN Contract No RFSR-CT-2006-00004, European Union, 2011. – Luxembourg: Publications Office of the European Union, 2011. – 168 p.

УДК 620.9

**С.М. КАБИШОВ, канд. техн. наук,
П.Э. РАТНИКОВ, канд. техн. наук,
Д.В. МЕНДЕЛЕВ, канд. техн. наук,
Н.Г. МАЛЬКЕВИЧ, канд. техн. наук,
А.С. МАСКАЛЬЧУК (БНТУ)**

АНАЛИЗ ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНОСТИ И СРОКОВ ОКУПАЕМОСТИ МОДЕРНИЗИРОВАННЫХ ПЕЧЕЙ СОПРОТИВЛЕНИЯ ПЕРИОДИЧЕСКОГО ТИПА ДЕЙСТВИЯ*

На белорусских промышленных предприятиях функционирует более 1500 нагревательных и термических печей сопротивления (свыше 90 % из них это печи периодического действия – шахтные и камерные). По результатам инвентаризации [1] средний срок эксплуатации печей сопротивления составляет 37 лет, и за этот период их конструкции физически и морально устарели. Повышение энергоэффективности данных установок можно обеспечить за счет реализации различных организационных и конструктивных мероприятий:

- 1) оптимизации производственного процесса (например, путем увеличения коэффициента загрузки оборудования);
- 2) совершенствования режимов тепловой и термической обработки;
- 3) создания современных (модернизация существующих) конструкций печного оборудования.