ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА

УДК 624.365

Михаил Викторович Темлянцев
ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», доктор технических наук, профессор кафедры теплоэнергетики и экологии, Россия, Новокузнецк, телефон 8(3843) 74-89-16, e-mail: uchebn_otdel@sibsiu.ru

Вячеслав Викторович Бухмиров
ФГБОУ ВО «Ивановский государственный энергетический университет имени В.И. Ленина», доктор технических наук, профессор кафедры теоретических основ теплотехники, Россия, Иваново, телефон 8(4932) 26-97-76, e-mail: bao6095@mail.ru

Павел Викторович Артамонов
ФГБОУ ВО «Балтийский государственный технический университет «ВОЕНМЕХ» им. Д.Ф. Устинова», кандидат технических наук, доцент кафедры Н3 механика твердого деформированного тела, Россия, Санкт-Петербург, e-mail: artamonov_pv@voenmeh.ru

Евгений Николаевич Бушуев
ФГБОУ ВО «Ивановский государственный энергетический университет имени В.И. Ленина», доктор технических наук, доцент, зав. кафедрой теоретических основ теплотехники, Россия, Иваново, телефон (4932) 26-97-76, e-mail: zavkaf_tot@ispu.ru

Ольга Геннадьевна Модзелевская
ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», преподаватель кафедры теплоэнергетики и экологии, Россия, Новокузнецк, телефон 8(3843) 74-89-86, e-mail: modzelevskaya_og@sibsiu.ru

Кирилл Вадимович Беляев
ФГБОУ ВО «Сибирский государственный индустриальный университет», аспирант кафедры теплоэнергетики и экологии, Россия, Новокузнецк, телефон 8(3843) 74-89-16, e-mail: belkir1976@mail.ru

Применение пылеугольного топлива при плавке в низкошахтных печах

Авторское резюме

Состояние вопроса. Промышленные исследования по вдуванию пылевидных частиц каменного угля в низкошахтные печи в целях снижения расхода твердого топлива известны, накоплен и обобщен определенный практический опыт. Несмотря на очевидный положительный эффект, этот метод для низкошахтных печей изучен недостаточно. Вследствие отсутствия теоретической базы по расчету оптимальных параметров использования угля при его вдувании в шахту низкошахтной печи возникают сложности с получением стабильных результатов в процессе выплавки на агрегатах различной производительности. В связи с этим актуальным является разработка теоретической базы для расчета оптимальных параметров вдувания пылеугольного топлива, что позволит дать практические рекомендации по его применению.
Материалы и методы. Исследование осуществлено с использованием метода математического моделирования теплоэнергетических процессов, происходящих в низкошахтных печах при вдувании пылеугольного топлива. Расчеты выполнены на основе уравнений теплового и материального баланса, аэродинамики газопылевого потока и с использованием эмпирических зависимостей для различных марок углей.
Результаты. Проведен сравнительный анализ полученных данных выгорания частиц различных марок углей в низкошахтных печах. Установлено, что для приготовления пылеугольного топлива следует использовать тощие угли, измельченные до размера частиц 0,03–0,075 мм, с низким содержанием золы 16 % на сухую массу;

© Темлянцев М.В., Бухмиров В.В., Артамонов П.В., Бушуев Е.Н., Модзелевская О.Г., Беляев К.В., 2026
Вестник ИГЭУ, 2026, вып. 5, с. 5–11.

низкошахтная печь должна быть оборудована тремя рядами фурм с расстоянием между ними 350–400 мм; пылеугольное топливо при этом оптимально подавать в фурмы нижнего ряда с постоянным его расходом во времени для всех фурм нижнего ряда в одинаковом количестве для каждой фурмы.
Выводы. Результаты проведенного исследования позволяют дать практические рекомендации по подготовке и подаче пылеугольного топлива, конструкции низкошахтной печи, обеспечивающей стабильный ход плавки.

Ключевые слова: низкошахтная печь, пылеугольное топливо, температура расплава, горение угольной пыли, тепловой баланс, тощие угли

Mikhail Viktorovich Temlyantsev
Siberian State Industrial University, Doctor of Engineering Sciences, (Post-doctoral degree), Professor of Thermal Power Engineering and Ecology Department, Russia, Novokuznetsk, telephone 8(3843) 74-89-16, e-mail: uchebn_otdel@sibsiu.ru

Vyacheslav Viktorovich Bukhmirov
Ivanovo State Power Engineering University, Doctor of Engineering Sciences, (Post-doctoral degree), Professor of Theoretical Foundations of Heat Engineering Department, Russia, Ivanovo, telephone (4932) 26-97-76, e-mail: bao6095@mail.ru

Pavel Viktorovich Artamonov
Baltic State Technical University “VOENMEH”, Candidate of Engineering Sciences, (PhD), Associate Professor of Mechanics of Deformable Solid body, Russia, St. Petersburg, e-mail: artamonov_pv@voenmeh.ru

Evgeny Nikolaevich Bushuev
Ivanovo State Power Engineering University, Doctor of Engineering Sciences, (Post-doctoral degree), Associate Professor, Head of Theoretical Foundations of Heat Engineering Department, Russia, Ivanovo, telephone (4932) 26-97-76, e-mail: zavkaf@tot.ispu.ru

Olga Gennadyevna Modzelevskaya
Siberian State Industrial University, Lecturer of Thermal Power Engineering and Ecology Department, Russia, Novokuznetsk, telephone 8(3843)74-89-86, e-mail: modzelevskaya_og@sibsiu.ru

Kirill Vadimovich Belyaev
Siberian State Industrial University, Post graduate Student of Thermal Power Engineering and Ecology Department, Russia, Novokuznetsk, telephone 8(3843)74-89-16, e-mail: belkir1976@mail.ru

Use of pulverized coal fuel in low-shaft furnace smelting

Abstract

Background. Industry research on the issues of injection of pulverized coal particles into low-shaft furnaces to reduce solid fuel consumption is well known. A certain amount of practical experience has been accumulated and summarized. Despite the obvious positive effects, this method for low-shaft furnaces has not been fully explored. Due to the lack of a theoretical basis to calculate optimal parameters of coal injection when injected into the shaft of a low-shaft furnace, certain difficulties arise in achieving consistent results during smelting using units with varying productivity. Thus, development of a theoretical framework to calculate the optimal parameters of pulverized coal injection is a matter of current importance, as it will make it possible to provide practical recommendations for its application.
Materials and methods. A mathematical modeling method has been used to examine the thermal energy processes occurring in the low-shaft furnaces during pulverized coal injection. Calculations are based on heat and mass balance equations, gas-dust flow aerodynamics, and empirical relationships for various coal grades.
Results. A comparative analysis of the obtained data on the burnout of particles of various coal grades in low-shaft furnaces was carried out. It has been established that lean coals, ground to a particle size of 0,03–0,075 mm with a low ash content of 16 % on a dry basis should be used to prepare pulverized coal fuel. The low-shaft furnace must be equipped with three rows of tuyeres spaced 350–400 mm apart. Pulverized coal fuel should be optimally fed to the tuyeres of the bottom row with a constant flow rate for all tuyeres in the bottom row at the same rate for each tuyere.
Conclusions. The results of the study make it possible to provide practical recommendations for the preparation and injection of pulverized coal fuel, and design of the low-shaft furnaces that ensures stable smelting process.

Key words: low-shaft furnace, pulverized coal fuel, melt temperature, coal dust combustion, heat balance, lean coals

DOI: 10.17588/2072-2672.2026.5.005-011

Введение. Обобщение длительного опыта работы низкошахтных печей (НШП) позволяет разделить все известные способы повышения эффективности шахтной плавки на две укрупненные группы [1]. В первую из них попадают технологические приемы, базирующиеся на материальных балансах ключевых термохимических реакций, которые определяют состав шихты и конечного расплава; на теплотехнических решениях, касающихся выбора рацио-

нальной конструкции агрегата, режимных параметров; на оптимизации газодинамических условий в печи. Вторая группа объединяет кинетические методы, которые ориентированы на интенсификацию внутренних процессов тепломассопереноса и направлены на преодоление диффузионных и термических сопротивлений при нагреве шихтовых материалов за счет привлечения внешних источников тепла.

Считается, что шахтные печи относятся к типичным тепловым аппаратам [2], а доменная печь по праву считается их классическим и наиболее изученным представителем [3]. Как показывает практика, одним из решающих условий получения высоких технико-экономических показателей при плавке в шахтной печи выступает строгое соблюдение очередности введения интенсификаторов плавки. При этом выбор диаметра фурм следует соотносить не с изменением кинетической энергии дутья, а с предотвращением снижения общего расхода дутья и падением полной механической энергии дутьевых потоков и горнового газа.

В ряде исследований в качестве действенного инструмента интенсификации шахтной плавки кусковых материалов рассматривается применение пылеугольного топлива (ПУТ) [4]. В [5] детально проанализированы технологические и конструктивные возможности выплавки чугуна с вдуванием ПУТ в низкошахтных печах и зафиксировано, что при использовании пылеугольного топлива и сохранении температуры жидкого расплава на исходном уровне удается снизить расход кокса на 25–28 кг в расчете на тонну чугуна. Экспериментально подтверждено отсутствие каких-либо сбоев в работе плавильного комплекса, а также стабильность состава и свойств получаемого расплава.

Для количественной оценки эффективности применения дополнительного пылеугольного топлива в низкошахтной печи в [6–8] предложен специальный критерий – тепловой эквивалент добавочного топлива, который, как и эквиваленты шихтовых материалов, рассчитывается из уравнения теплового баланса. Учитывая необходимость унификации трудоемких подготовительных операций с пылевидным топливом, предлагается использовать комплексную аппаратуру, позволяющую осуществлять вдувание мелкодисперсных частиц практически без технологических ограничений. Дополнительно обоснована возможность выплавки чугуна в НШП при импульсной подаче струи ПУТ в дутье и сделан вывод о воспроизводимости и стабильности полученных результатов.

Научная литература достаточно полно освещает различные аспекты, связанные с применением ПУТ в шахтных печах. Так, при переводе доменной печи на технологию вдувания пылеугольного топлива практически неизбежно возникает усиление периферийного газового потока. Причин для этого явления существует несколько, однако до настоящего времени отсутствует однозначное объяснение случаев возникновения экстремально сильного периферийного потока в фурменной зоне, который сопровождается резким ростом тепловой нагрузки на холодильники заплечиков. Такие случаи наблюдались в ряде доменных печей при переходе на вдувание ПУТ [9]. Выполненный в [9] анализ позволил сделать вывод, что необходимо непрерывно контролировать и регулировать энергетические характеристики дутьевых потоков и колошникового газа, причем это требование становится особенно актуальным именно при использовании ПУТ.

Методы исследования. В [10] представлена математическая модель, описывающая горение отдельной угольной частицы в фурменном очаге доменной печи. С помощью этой модели можно оценить полноту выгорания угольной частицы при варьировании дутьевых параметров (температуры, расхода и скорости дутья), характеристик самого ПУТ (гранулометрического состава и содержания летучих компонентов) и расхода природного газа. На основе теплоэнергетической модели в [10] выведена формула для расчета коэффициента замещения кокса смесью пылеугольного топлива с природным газом или без него в широком диапазоне химического состава вдуваемых углей. С помощью вычислительных экспериментов установлены количественные закономерности влияния температуры дутья, дисперсности ПУТ и совместной подачи угля с природным газом на процессы воспламенения, горения и перемещения угольной частицы в фурменном очаге. Показано, что сократить время полного выгорания частицы и уменьшить расстояние ее переноса от горелки можно тремя основными способами: повышением температуры дутья, использованием комбинированного вдувания ПУТ и природного газа, а также снижением крупности угольной пыли. Обобщение результатов моделирования однозначно указывает на то, что определяющее влияние на момент воспламенения и полноту сжигания угольной частицы оказывает температура дутья: чем она выше, тем интенсивнее протекает горение угольной пыли. Вдувание природного газа совместно с ПУТ способствует дополнительному увеличению температуры угольных частиц за счет их более раннего воспламенения и тепловыделения от сжигания газа. Пылевидное топливо вдувают в топливную насадку НШП в холодном состоянии с начальной температурой 25 °С. Вследствие этого происходит захолаживание газового потока вблизи фурм. Потерю температуры $\Delta T_{\text{Г}}$ можно определить из уравнения теплового баланса:

$$V^{o} k_{\text{Г}} c_{\text{Г}} (T_{\text{Г}} - T_{\text{Г}}^{0}) = \beta_{\text{П}} V^{o} c_{\text{П}} (T_{\text{Г}} - T_{\text{Г}}^{0}), \qquad (1)$$

где V^o – количество дутья, подаваемого в печь, без добавки в него пылевидного топлива, м³/с; $k_Г$ – коэффициент выхода газов; $c_Г$ и $c_П$ – теплоемкости газа и угольной пыли, кДж/(м³·К); $T_Г$ и $T_Г^0$ – текущее и начальное значения температуры газа, К; $\beta_П$ – масса угольной пыли в 1 м³ дутья, кг/м³.

Из (1) следует, что дополнительное охлаждение газа составит

$$\Delta T_Г = \frac{\beta_П c_П}{k_Г c_Г}\left(\frac{k_Г c_Г T_Г + \beta_П c_П T_Г^0}{k_Г c_Г + \beta_П c_П} - T_Г^0\right). \quad (2)$$

Пылевидная частица увлекается потоком газа и движется вверх относительно неподвижного слоя топлива со скоростью [10], равной

$$\upsilon_П = \upsilon_Г^В\left[\sqrt{1+\frac{f_П \rho_Г (\upsilon_Г^0)^2}{2g\rho_П d_Т \beta_П^{(V)}}} - 1\right], \quad (3)$$

где $\upsilon_Г^В = \sqrt{\frac{4\rho_П g d_П}{3\rho_Г f_П}}$ – взвешивающая скорость; $\rho_П$ и $\rho_Г$ – плотности твердой частицы пыли и газа; g – ускорение свободного падения, м/с²; $d_П$ и $f_П$ – средний размер твердой частицы и коэффициент сопротивления ее движению в газовом потоке; $f_Т$ – коэффициент сопротивления в твердом топливном слое за счет добавки пыли в газ:

$$f_Т = \frac{f_П(1-\varepsilon_Т)T_Г}{\varepsilon_Т^3 T_Г^0}\cdot 1{,}6\beta_П^{(V)}\left[\frac{10}{\upsilon_Г^В} + \left(1+2\beta_П^{(V)}\right)\right];$$

$\varepsilon_Т$ – порозность слоя топлива; $\beta_П^{(V)}$ – объемная доля твердых частиц пыли в газе; $\upsilon_Г^0$ – скорость газа в пустой шахте печи; $d_Т$ – средний размер частицы твердого топлива в насадке.

Полное сгорание частицы угольной пыли должно произойти на уровне, равном высоте L кислородной зоны, по реакции $C + O_2 \rightarrow CO_2 + \Delta H_1$. Эта реакция дает максимальное выделение теплоты ΔH_1 в области очага горения. Известно [11], что в этом случае из низкошахтной печи можно получить максимально перегретый расплав. Для времени горения твердой частицы τ должно выполняться следующее неравенство:

$$\tau \le \frac{L}{\upsilon_П}. \quad (4)$$

Результаты исследования. Исследования процесса выгорания частиц из различных марок углей позволили получить эмпирические уравнения, позволяющие рассчитать время воспламенения и сгорания угольной пыли [12]. Горение угольной частицы можно представить в виде четырехстадийного процесса: нагрев частиц до воспламенения летучих; горение летучих; нагрев топливного остатка до его воспламенения; горение топливного остатка. Четырехстадийное развитие процесса горения угольной пыли характерно для широкого диапазона размеров частиц и температуры газовой среды.

Время нагрева частиц до воспламенения летучих (τ_1) возрастает линейно с увеличением размера частиц и уменьшается пропорционально температуре газовой среды в четвертой степени:

$$\tau_1 = 2{,}5\cdot 10^5 \cdot T_Г^{-4} \cdot d_П. \quad (5)$$

Выгорание летучих не зависит от температуры газовой среды и описывается уравнением

$$\tau_2 = 0{,}45\cdot 10^{-6}\cdot d_П^2. \quad (6)$$

Прогрев топливного остатка до его воспламенения наступает после второй стадии и описывается уравнением

$$\tau_3 = 5{,}36\cdot 10^4 T_Г^{-1{,}2}\cdot d_П^2. \quad (7)$$

Длительность завершающей стадии горения топливного остатка определяется по выражению

$$\tau_4 = 3{,}09\cdot 10^6 \frac{100 - A_Т^К \rho_Т d_П^2}{100 T_Г^{0{,}9} O_2}, \quad (8)$$

где $A_Т^К = 100\cdot A^р/(100 - W^р)$ – содержание золы в топливном остатке, %; $A^р$ – содержание золы в рабочей массе, %; $\rho_Т = \rho_П\ (100 - W^р - V^р - A^р)/100$ – кажущаяся плотность топливного остатка, кг/м³; $V^р$ – содержание летучих в рабочей массе, %; O_2 – первоначальная объемная концентрация кислорода в дутье, %.

Тогда основное неравенство (4) можно записать как

$$\tau = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 + \tau_4 \le \frac{L}{\upsilon_П}. \quad (9)$$

Из вышесказанного следует, что в пределах кислородной зоны должно произойти полное выгорание угольной пыли. Ее вынос в редукционную зону интенсифицирует реакцию $CO_2 + C \rightarrow 2CO - \Delta H_2$ из-за резкого увеличения поверхности реагирования. В этом случае повышается содержание монооксида углерода в отходящих газах, зона плавления опустится к кислородной зоне, вследствие чего уменьшится зона перегрева, что повлечет за собой уменьшение температуры расплава на выпуске.

Производительность P низкошахтной печи определяется скоростью выгорания топлива топливной насадки [11]:

$$P = 0{,}537\,\frac{q O_2}{M_Т}\,\frac{CO_2 + CO}{CO_2 + 0{,}5CO}, \quad (10)$$

где q – удельный расход дутья, м³/(м²·с); $M_Т$ – расход топлива, % от завалки; CO_2 и CO – содержание диоксида и монооксида углерода в отходящих газах, % (объемный).

Так как часть кислорода из дутья уходит на горение угольной пыли, то при $M_Т$ = const и q = const это повлечет за собой снижение производительности печи. Для сохранения производительности НШП на прежнем уровне следует снизить расход топлива. Для пыли постоянного фракционного состава имеются два предельных значения удельного расхода угольной пыли – $\beta_П^{(1)}$ и $\beta_П^{(2)}$, кг/(м²·с). Если принять за $\beta_П$ фактический удельный расход угольной пыли, то при $\beta_П < \beta_П^{(1)}$ в области кислородной зоны вся пыль выгорит полностью. Повышение температуры расплава в этом случае составит 20–30 °С, что не повлечет за собой практически никакого изменения производительности печи. При $\beta_П < \beta_П^{(1)} < \beta_П^{(2)}$ угольная пыль сгорит в пределах кислородной и восстановительной зон, температура расплава повысится на 15–25 °С, при этом произойдет увеличение производительности печи на 5–10 %. При $\beta_П > \beta_П^{(2)}$ часть угольной пыли будет выноситься из НШП, а часть, взаимодействуя с расплавом, будет блокировать куски топлива и шихты, процессы горения и теплообмена будут замедляться, что в свою очередь повлечет за собой уменьшение температуры получаемого расплава и производительности печи.

Наилучшие параметры по температуре расплава и производительности должны быть обеспечены при подаче угольной пыли в НШП с тройным дутьем [13]. У таких печей высота кислородной зоны составляет 1,05–1,20 м, вместо 0,35–0,40 м для однорядных НШП, и в печь можно осуществлять подачу угольной пыли в 1,5–2 раза больше, сохраняя оптимальное соотношение между параметрами температуры расплава и производительностью плавильного агрегата.

Исходные данные для расчета по формулам (1)–(9) – аэродинамические характеристики частиц пыли и газового потока: $d_П$ = 0,0005 м; $d_Т$ = 0,05 м; q = 2 м/с; $\varepsilon_Т$ = 0,4; $\rho_Г$ = 1,29 кг/м³; $\rho_П$ = 700 кг/м³; $T_Г$ = 1800 К; $f_П$ = 3,61; $\beta_П^{(V)}$ = 2,75·10⁻⁵ м²/м³; $c_Г$ = 1,47 кДж/(м³·К); $c_П$ = 1,2 кДж/(кг·К). Средний состав длиннопламенных (Д) и тощих (Т) углей представлен в таблице.

Полное время сгорания длиннопламенных и тощих углей 0,075 и 0,05 с соответственно, частица пыли со средним диаметром 0,05 мм при этом будет выноситься из кислородной зоны со скоростью 6,1 м/с. Для однорядных НШП высота кислородной зоны составляет 0,4 м, следовательно, только для тощих углей выполняется основное неравенство (9).

На горение пылевидного топлива будет расходоваться часть кислорода из дутья. Состав образующихся газов (содержание в них моно- и диоксида углерода) будет непосредственно определять расход и скорость горения топлива. Расход кислорода (ΔO_2) может быть определен из расчета, что в 1 м³ газа содержится углерода $12(CO_2+CO)/(22{,}4\cdot100)$ кг и кислорода $(CO_2+0{,}5\,CO)$%. Следовательно, расход кислорода на горение пылевидного топлива составляет

$$\Delta O_2 = 0{,}0186\cdot10^4\,\frac{\beta_П}{q}\,\frac{CO_2+0{,}5CO}{CO_2+CO}, \qquad (11)$$

где $\beta_П$ – удельное количество сгоревшей пыли, кг/(м²·с).

При $\beta_П$ = 0,034 кг/(м²·с), q = 2,0 м³/(м²·с) и составе газа 10 % CO_2 и 18,2 % CO расход кислорода на горение пылевидного топлива характеризуется величиной ΔO_2 = 2,1 %.

Известно однотипное дифференциальное уравнение первого порядка, которое описывает расход кислорода и диоксида углерода по высоте кислородной и восстановительной зон:

$$\frac{dC}{dZ} = -\frac{\varphi F_Т C T_Т^{пов}}{(1+Sm)T_Г}, \qquad (12)$$

где C – концентрация реагирующего газа; Z – протяженность восстановительной зоны в НШП; φ – функция переноса; $F_Т$ – удельная поверхность кусков топлива; $T_Т^{пов}$ – температура поверхности топлива; Sm – число Семенова.

В первом приближении длина кислородной зоны, по данным [14], составляет

$$L = 0{,}17\ln(O_2/2), \qquad (13)$$

или с учетом расхода кислорода на горение пылевидного топлива

$$L = 0{,}17[\ln(O_2 - \Delta O_2)/2]. \qquad (14)$$

Чем больше расход угольной пыли, тем значительнее сокращается кислородная зона: L = 0,17ln(18,9/2) = 0,38 м для $\beta_П$ = 0,034 кг/(м²·с) и L = 0,40 м для $\beta_П$ = 0.

Средний состав длиннопламенных (Д) и тощих (Т) углей

Марка угля	Горючая масса								Сухая масса		Рабочая масса	
	C, %	H, %	N, %	O, %	$S_{орг}$, %	$S_к$, %	V, %	Q, МДж/кг	A, %	$S_{об}$, %	W, %	Q, МДж/кг
Д	75,5	5,5	1,6	13,2	2,1	2,2	43	32,24	19,5	3,5	13	21,06
Т	89,0	4,2	1,5	2,1	1,1	2,1	12	35,59	18	2,6	4,5	26,75

Предельное содержание угольной пыли в дутье определяется с помощью выражений (9), (11), (14), из которых следует

$$\tau = \frac{0{,}17}{\upsilon_{\text{П}}} \ln\left(0{,}5\text{O}_2 - 0{,}0093 \cdot 10^4 \, \frac{\beta_{\text{П}}}{q} \, \frac{\text{CO}_2 + 0{,}5\text{CO}}{\text{CO}_2 + \text{CO}}\right)^4 .$$

Для τ = 0,05 с, $\upsilon_{\text{П}}$ = 6,1 м/с, ΔO_2 = 2,1 %, q = 2 м³/(м²·с) предельное содержание пыли угля марки Т составляет $\beta_{\text{П}}^{(1)}$ = 0,095 кг/(м²·с), при этом расход твердого топлива снижается на 27,7 %. Несгоревшие частицы в случае дальнейшего увеличения количества угольной пыли в дутье будут выноситься в восстановительную зону, где резко будет интенсифицироваться реакция $\text{CO}_2 + \text{C} \rightarrow 2\text{CO} - \Delta H_2$ за счет резкого роста удельной поверхности реагирования. В 1 кг угольной пыли поверхность реагирования определяется следующим образом:

$$F_{\text{П}} = \pi d_{\text{П}}^2 \frac{6}{\pi d_{\text{П}}^3 \rho_{\text{П}}} = \frac{6}{\rho_{\text{П}} d_{\text{П}}} .$$

Так как $\rho_{\text{П}}$ = 700 кг/м³, то $F_{\text{П}} = 0{,}855 \cdot 10^{-2}/d_{\text{П}}$ м²/кг. Для слоя твердого топлива при значении $\varepsilon_{\text{Т}}$ = 0,4 и размерах кусков 0,065 м удельная поверхность реагирования составит $F_{\text{Т}} = 6\,(1 - \varepsilon_{\text{Т}})/d_{\text{Т}}$ = 37 м².

При постоянных значениях ε, Sm и $T_{\text{Т}}/T_{\text{Г}}$ решение уравнения (12) имеет следующий вид:

$$\text{CO}_2(Z) = \text{CO}_2^{\text{кон}} \exp(-mF_{\text{Т}}Z) , \qquad (15)$$

где Z – высота топливной насадки; $\text{CO}_2^{\text{кон}}$ – конечное содержание диоксида углерода в кислородной зоне при отсутствии угольной пыли;

$m = \varphi / [(1 + \text{Sm})T_{\text{Г}}]$.

Как правило, восстановительная зона в НШП имеет протяженность 0,5–0,8 м. Из (15) следует, что при вдувании угольной пыли конечное содержание диоксида углерода в отходящих газах уменьшается и определяется выражением

$$\text{CO}_2^{\text{П}} = \text{CO}_2(Z) \exp\left[mF_{\text{п}}\left(\beta_{\text{П}}^{(2)} - \beta_{\text{П}}^{(1)}\right)Z\right] . \qquad (16)$$

Определим величину $\beta_{\text{П}}^{(2)}$ из оценочных расчетов. Исходные данные: $\text{CO}_2^{\text{кон}}$ = 19 %; $\text{CO}_2^{\text{П}}$ = 8 %; Z = 0,5 м; $\beta_{\text{П}}^{(1)}$ = 0,095 кг/(м²·с); m = 0,037 кг. При $\beta_{\text{П}}^{(2)}$ = 0,17 кг/(м²·с) расход твердого топлива уменьшается на 50 %.

Ввиду ограниченного количества данных по вдуванию угольной пыли в НШП, имеющих систематический характер, произведем сравнение результатов расчетов, выполненных по уравнениям (1)–(16), с результатами исследований, проведенных на доменных печах в промышленных условиях при использовании пылеугольного топлива [15]. Максимальный расход угольной пыли составляет 200 кг на 1 т получаемого расплава, а средний расход твердого топлива при этом достигает 500 кг на 1 т расплава, что составляет 40 % от базового показателя. Для доменного процесса коэффициент замены твердого топлива можно получить из выражения $k_{\text{З.Т}} = \Delta M_{\text{Т}}/\Delta M_{\text{П}}$, в котором $\Delta M_{\text{Т}}$ – уменьшение расхода твердого топлива за счет использования угольной пыли, кг/т расплава; $M_{\text{П}}$ – расход пыли, кг/т расплава. Из (10) и (11) следует, что $P = 0{,}1\, M_{\text{С.Т}}/M_{\text{Т}}$, где P – производительность НШП, кг/с; $M_{\text{С.Т}}$ – количество сгоревшего твердого топлива, кг/с; $M_{\text{Т}}$ – расход твердого топлива, % от завалки.

В связи с этим для процесса плавки в НШП справедливо следующее соотношение: $k_{\text{З.Т}} = \Delta M_{\text{Т}} / \beta_{\text{П}}$.

По различным данным для классического шахтного процесса плавки коэффициент замены топлива составляет 0,5–1,4, его номинальное значение равно единице. Для процесса плавки в НШП $k_{\text{З.Т}}$ = 1,0 при $\beta_{\text{П}} < \beta_{\text{П}}^{(1)}$ и $k_{\text{З.Т}}$ = 1,05 при $\beta_{\text{П}}^{(1)} < \beta_{\text{П}} < \beta_{\text{П}}^{(2)}$, что следует из расчетов по уравнениям (10) и (16).

Выводы. Исходя из приведенных расчетов и сравнительного анализа полученных данных можно сделать вывод о том, что для приготовления пылеугольного топлива следует использовать тощие угли, измельченные до размера частиц 0,03–0,075 мм, с низким содержанием золы 16 % на сухую массу. НШП должна быть оборудована тремя рядами фурм с расстоянием между ними 350–400 мм, пылеугольное топливо при этом оптимально подавать в фурмы нижнего ряда, с постоянным его расходом во времени для всех фурм нижнего ряда в одинаковом количестве для каждой фурмы, так как в этом случае ход плавки будет ровным, сход шихты в процессе плавки и условия эксплуатации стабильными. Температуру расплава на выходе при этом можно повысить путем обогащения дутья кислородом в количестве 2–3 % от общего количества дутья. В этом случае производительность печи остается неизменной, но дополнительная теплота, выделяемая за счет сгорания угольной пыли в дополнительном потоке кислорода, идет на нагрев шихты и перегрев получаемого расплава.

Список литературы

1. **Матюхин В.И., Матюхин А.В.** Расчет и проектирование ваграночного комплекса плавки чугуна / УФГАУ ВПО «Уральский Федеральный университет имени Б.Н. Ельцина». – Екатеринбург, 2015. – 364 с.

2. **Глинков М.А., Глинков Г.М.** Общая теория тепловой работы печей. – М.: Металлургия, 1990. – 232 с.

3. **Лялюк В.П.** Обогащение дутья кислородом и изменение полных механических энергий дутья и горнового // СТАЛЬ. – 2021. – № 2. – С. 8–17.

4. **Ярошенко Ю.Г., Гордон Я.М., Ходоровская И.Ю.** Энергоэффективные и ресурсосберегающие технологии черной металлургии. – Екатеринбург: УИПЦ, 2012. – 670 с.

5. **Мачикин В.И., Дилоян А.Г., Сидоренко Г.Н.** Плавка чугуна с вдуванием пылеугольного топлива в вагранку // Литейное производство. – 1985. – № 5. – С. 32–33.

6. **Сафронов Н.Н., Герасимов Л.А., Шакин Н.И.** Эффективность вдувания дополнительного топлива через фурмы вагранки // Литейное производство. – 1985. – № 8. – С. 28–29.

7. **Шевчук П.Т., Таран Т.Я.** Плавка чугуна в вагранке с импульсной подачей струи // Литейное производство. – 1987. – № 11. – С. 27–28.

8. **Шевчук П.Т., Таран Т.Я.** Использование чугунной стружки в ваграночной плавке // Литейное производство. – 1985. – № 9. – С. 27–28.

9. **Оценка** влияния совместного вдувания пылеугольного топлива и природного газа на полноту сжигания угольных частиц в фурменном очаге доменной печи / А.Л. Чайка, Б.В. Корнилов, А.А. Сохацкий и др. // Сталь. – 2018. – № 6. – С. 6–10. – EDN XRHXID.

10. **Горбис З.Л.** Теплообмен и гидромеханика дисперсных сквозных потоков. – М.: Энергия, 1970. – 424 с.

11. **Селянин И.Ф., Маркс Г.Л., Зоткин И.А.** Определение оптимальных параметров вдувания угольной пыли в ваграночном процессе // Известия вузов. Черная металлургия. – 1991. – № 8. – С. 46–51.

12. **Бабий И.В., Иванова И.П.** Горение твердого топлива // Материалы III Всесоюз. конф. по теории горения твердого топлива. – Новосибирск: Наука, 1969. – С. 82–92.

13. **А.с.** 1132130 СССР. Вагранка / И.Ф. Селянин, Г.Л. Маркс, Н.Г. Горбунов, А.Н. Кудрявцев // Открытия. Изобретения. – 1984. – № 48. – С. 120.

14. **Чуханов З.Ф.** Некоторые проблемы топлива и энергетики. – М.: АН СССР, 1961. – 475 с.

15. **Ярошевский С.Л.** Выплавка чугуна с применением пылеугольного топлива. – М.: Металлургия, 1988. – 176 с.

References

1. Matyukhin, V.I., Matyukhin, A.V. *Raschet i proektirovanie vagranochnogo kompleksa plavki chuguna* [Calculation and design of cupola furnace complex of cast iron melting]. Ekaterinburg, 2015. 364 p.

2. Glinkov, M.A., Glinkov, G.M. *Obshchaya teoriya teplovoy raboty pechey* [General theory of thermal operation of furnaces]. Moscow: Metallurgiya, 1990. 232 p.

3. Lyalyuk, V.P. Obogashchenie dut'ya kislorodom i izmenenie polnykh mekhanicheskikh energiy dut'ya i gornovogo [Oxygen enrichment of the blast and changes in the total mechanical energies of the blast and the hearth gas]. *Stal'*, 2021, no. 2, pp. 8–17.

4. Yaroshenko, Yu.G., Gordon, Ya.M., Khodorovskaya, I.Yu. *Energoeffektivnye i resursosberegayushchie tekhnologii chernoy metallurgii* [Energy-efficient and resource-saving technologies in ferrous metallurgy]. Ekaterinburg: UIPTs, 2012. 670 p.

5. Machikin, V.I., Diloyan, A.G., Sidorenko, G.N. Plavka chuguna s vduvaniem pyleugol'nogo topliva v vagranku [Cast iron melting with pulverized coal injection into the cupola]. *Liteynoe proizvodstvo*, 1985, no. 5, pp. 32–33.

6. Safronov, N.N., Gerasimov, L.A., Shakhin, N.I. Effektivnost' vduvaniya dopolnitel'nogo topliva cherez furmy vagranki [Efficiency of injecting additional fuel through cupola tuyeres]. *Liteynoe proizvodstvo*, 1985, no. 8, pp. 28–29.

7. Shevchuk, P.T., Taran, T.Ya. Plavka chuguna v vagranku s impul'snoy podachey strui [Cast iron melting in a cupola with pulsed jet injection]. *Liteynoe proizvodstvo*, 1987, no. 11, pp. 27–28.

8. Shevchuk, P.T., Taran, T.Ya. Ispol'zovanie chugunnoy struzhki v vagranochnoy plavke [Use of cast iron chips in cupola melting]. *Liteynoe proizvodstvo*, 1985, no. 9, pp. 27–28.

9. Chayka, A.L., Kornilov, B.V., Sokhatskiy, A.A., Shostak, V.Yu., Vasil′ev, L.E., Fomenko, A.P. Otsenka vliyaniya sovmestnogo vduvaniya pyleugol'nogo topliva i prirodnogo gaza na polnotu szhiganiya ugol'nykh chastits v furmennom ochage domennoy pechi [Assessment of the effect of co-injection of pulverized coal and natural gas on the completeness of coal particle combustion in the blast furnace tuyere zone]. *Stal'*, 2018, no. 6, pp. 6–10. EDN XRHXID.

10. Gorbis, Z.L. *Teploobmen i gidromekhanika dispersnykh skvoznykh potokov* [Heat transfer and fluid mechanics of dispersed through-flows]. Moscow: Energiya, 1970. 424 p.

11. Selyanin, I.F., Marks, G.L., Zotkin, I.A. *Izvestiya vuzov. Chernaya metallurgiya*, 1991, no. 8, pp. 46–51.

12. Babiy, I.V., Ivanova, I.P. Gorenie tverdogo topliva [Combustion of solid fuel]. *Materialy III Vsesoyuznoy konferentsii po teorii goreniya tverdogo topliva* [Proceedings of the 3rd All-Union Conference on the Theory of Solid Fuel Combustion]. Novosibirsk: Nauka, 1969, pp. 82–92.

13. Selyanin, I.F., Marks, G.L., Gorbunov, N.G., Kudryavtsev, A.N. Vagranka [Cupola]. *Avtorskoe svidetel'stvo 1132130 USSR opubl.: Otkrytiya. Izobreteniya*, 1984, no. 48, p. 120.

14. Chukhanov, Z.F. *Nekotorye problemy topliva i energetiki* [Some issues on fuel and energy]. Moscow: AN USSR,1961. 475 p.

15. Yaroshevskiy, S.L. *Vyplavka chuguna s primeneniem pyleugol'nogo topliva* [Iron smelting using pulverized coal injection]. Moscow: Metallurgiya, 1988. 76 p.