

24.4-60

669.162
А 695



Міністерство освіти і науки України
Запорізька державна інженерна академія

Аносов В. Г.
Цапліна Т. С.

**ТЕОРЕТИЧНА ОЦІНКА
ЕФЕКТИВНОСТІ ДОМЕННОЇ ПЛАВКИ**

Конспект лекцій

*для студентів ЗДІА спеціальності 090401 "Металургія чорних металів"
денної та заочної форм навчання*

Підписано до друку 13. 07. 2007р. Формат 60x84 1/32.
Папір офсетний.
Умовн 4,6 Наклад 150 прим.
Замовлення № 292/07-Б

Віддруковано друкарнею
Запорізької державної інженерної академії
З комп'ютерного оригінал-макету

69006, м. Запоріжжя, пр. Леніна, 226
РВВ ЗДІА, тел. 223 8 240

Запоріжжя
2007

**ТЕОРЕТИЧНА ОЦІНКА
ЕФЕКТИВНОСТІ ДОМЕННОЇ ПЛАВКИ**

Конспект лекцій

*для студентів ЗДІА спеціальності 090401 "Металургія чорних металів"
денної та заочної форм навчання*

АВОНЕМЕНТ
УЧБОВОЇ
ЛІТЕРАТУРИ

Запорізька державна
інженерна академія

*рекомендовано до видання
на засіданні кафедри МЧМ
протокол №17 від "26.06.2007 р.*

18.09.08 *Гаршченко О. 8422*

17.02.09 *Кедринська 8148*

12.11.10 *Курченко 2361*

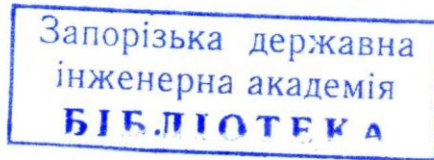
1.11.11. *Космоф 3783*

Теоретична оцінка ефективності доменної плавки. Конспект лекцій для студентів ЗДІА спеціальності 090401 “Металургія чорних металів” денної та заочної форм навчання / Укл. В. Г. Аносов, Т. С. Цапліна. – Запоріжжя: ЗДІА, 2007. - 89 с.

Конспект лекцій призначений для студентів спеціальності “Металургія чорних металів” з метою більш глибокого засвоєння матеріалу по дисципліні “Теоретична оцінка ефективності доменної плавки”

Укладачі: **В. Г. Аносов, доцент**
Т. С. Цапліна, асистент

б/у



Відповідальний за випуск: *зав. кафедрою МЧМ*
професор С. А. Воденніков

Основні позначення

Символ	Величина	Одиниця вимірювання
$(\bar{C}), (\bar{H}), (\bar{O})$	Сумарний вміст елементів у паливі, яке вдувається	$\text{м}^3/\text{м}^3$ (кг)
C_K, N_K, N_{K_2}	Вміст елементів у коксі	кг/кг, %
C_O	Кількість газифікованого вуглецю коксу	кг/кг чавуну
C_{ϕ}	Кількість вуглецю коксу, який згоряє на фурмах	кг/кг чавуну
C_{ϕ}	Те саме	кг/кг компонентів шихти
C_d	Витрати вуглецю на пряме відновлення	кг/кг чавуну
e	Теоретичний вихід чавуну	кг/кг компонентів шихти
ϕ	Витрати флюсу	кг/кг чавуну
ϕ	Фактор форми грудок шихти	-
i_d	Ентальпія дуття без теплоти розкладання вологи дуття	$\text{кДж}/\text{м}^3$ сухого дуття
i_C	Ентальпія вуглецю коксу, який надходить у зону горіння	кДж/кг
i_{ϕ}	Ентальпія фурменого газу	$\text{кДж}/\text{м}^3$
i_x	Ентальпія палива, яке вдувається	$\text{кДж}/\text{м}^3$ (кг)
k	Витрати сухого коксу	кг/кг чавуну
O_I, O_{II}, O_{III}	Кількість кисню, який віднімають від легковідновлювальних оксидів, від FeO і від важковідновлювальних оксидів	кг/кг чавуну
O_R	Загальна кількість кисню, який віднімають від відновлювальних оксидів	кг/кг чавуну
O_d, O_i	Кількість кисню, який віднімають прямим та непрямым шляхом	кг/кг чавуну
q_C	Тепловіддача вуглецю коксу, який згоряє на фурмах	$\text{кДж}/\text{кг} \cdot C_{\phi}$
q_{Cd}	Тепловіддача вуглецю, який використовується на відновлення	$\text{кДж}/C_d$
q_{CO}, q_{H_2}	Тепловіддача CO і H ₂ , який використовується на непряме відновлення	$\text{кДж}/\text{м}^3$
q_s	Тепловіддача палива, яке вдувається	$\text{кДж}/\text{м}^3$ (кг)
q_0	Кількість тепла, яке уноситься газами, що виділяються із шихти	кДж/кг чавуну
\bar{q}	Тепловий еквівалент	кДж/кг компонентів шихти
$q_{k\phi}$	Тепловий еквівалент коксу з урахуванням потреби його у флюсі	кДж/кг коксу
$Q_{p.\phi}$	Корисні витрати тепла, без витрат тепла на шлакування золи і сірки коксу	кДж/кг чавуну
$Q_{k.\phi}$	Корисні витрати тепла на шлакування золи і сірки коксу	кДж/кг коксу
$Q_{s.\phi}$	Корисні витрати коксу на шлакування золи і сірки твердого палива, що	кДж/кг палива

	вдувається	
Q_c, Q_H	Ентальпія чавуну і шлаку	кДж/кг
r_d	Ступінь прямого відновлення заліза (по М. А. Павлову)	%
R_d, R_i	Частка всього кисню окислів, що віднімаються прямим та непрямим шляхом	%
$\overline{R_d}, \overline{R_i}$	Частка всього газифікованого кисню шихти, що віднімається прямим та непрямим шляхом	%
\overline{RO}	Вміст вільних основ	кг/кг компонентів шихти
s	Витрати палива, що вдувається	m^3 (кг)/кг чавуну
t_d, t_r	Температура дуття і колошникового газу	°C
O_{IV}	Кисень CO ₂ карбонатів шихти	кг/кг чавуну
$t_{теор.}$	Теоретична температура горіння	°C
u	Теоретичний вихід шлаку	кг/кг компонентів шихти
U	Питома маса шлаку	кг/кг чавуну
v_d, v_r	Витрати дуття і вихід фурменого газу	m^3 /кг·C _ф
v_d, v_r	Теж саме	m^3/m^3 (кг) палива, що вдувається
v_d, v_r	Теж саме (сумарні)	m^3 /кг·C _ф
V_d	Витрати сухого дуття	m^3 /кг чавуну
V_r	Вихід сухого колошникового газу	m^3 /кг чавуну
V_r	Теж саме, включаючи водяний пар, що утворюється при непрямому відновленні	m^3 /кг чавуну
w_C	Теплота згоряння вуглецю коксу в CO	кДж/кг·C
w_{CO}, w_{H_2}	Теплота окислення CO в CO ₂ і H ₂ в H ₂ O	кДж/ m^3
w_s	Теплота згоряння палива, що вдувається на фурми	кДж/ m^3 (кг)
$\gamma_k, \gamma_p, \gamma_w$	Насипна маса коксу, руди, шихти	t/m^3
η_{CO}, η_{H_2}	Ступеню використання CO і H ₂	%
σ	Витрати палива, що вдувають	m^3 (кг)/кг·C _ф
ϕ	Вологість дуття	m^3 H ₂ O/ m^3 сухого дуття
Ψ_{CO_2}, Ψ_{H_2O}	Ступінь розкладу гідратної води і CO ₂ C _а O	-
χ	Частка газифікованого вуглецю коксу, що згоряє на фурмах: C _ф /C ₀	%
ω	Вміст кисню в дутті	m^3 O ₂ / m^3 сухого дуття

1. Сучасний стан і напрямки розвитку чорної металургії України в XXI столітті

Основними проблемами, зв'язаними з виплавою чавуну в сучасних умовах є: стабілізація роботи доменних печей в умовах послідовного зниження витрати і повного виводу природного газу з доменного процесу; впровадження енергозберігаючих технологій, що забезпечують істотне зниження витрати коксу; реконструкція основних агрегатів (агломераційних машин, коксових батарей, доменних печей, повітрянагрівачів); розробка нових технологічних процесів, направлених на часткове зменшення виплавки чавуну; підвищення якості і зниження собівартості чавуну; поліпшення екологічної обстановки.

З огляду на те, що в структурі споживання енергоресурсів у технологічних межах аглодоменне виробництво займає більш 60%, стає ясно, повне рішення проблем аглодоменного виробництва дає значний ефект для власників підприємств, а в остаточному підсумку і всій державі.

Виплавка чавуну в Україні з 17,9 млн. т у 1996 році зросла до 31,1 млн. т у 2004 році і досягла своєї максимальної цифри за роки незалежності України [1]. У 2005 році виплавка чавуну була знижена на 0,9% і склала 30,8 млн. т чавуну [2]. У 2006 році очікується рекордна за роки незалежності України виплавка чавуну - 32,6 млн. тонн.

По наших прогнозах подальше збільшення обсягів виплавки чавуну в доступній для огляду перспективі недоцільно. Основна задача доменщиків України зберегти в найближчі роки виплавку чавуну на рівні 32-34 млн. т за рахунок зниження собівартості і підвищення його якості.

Виконання наміченої задачі можливо шляхом послідовного і негайного вирішення актуальних проблем галузі:

1. Капітальні ремонти з реконструкцією і модернізацією агломераційних фабрик, доменних цехів, повітрянагрівачів, коксохімічних підприємств.
2. Проектування, будівництво промислових установок по вдуванню пиловугільного палива й освоєння устаткування і технології роботи на

безгазовій шихті.

3. Підвищення якості, удосконалювання методів одержання коксу і розробка способів виробництва коксу з вугілля, що не спікається.
4. Підвищення якості залізородних матеріалів.
5. Удосконалювання технології доменної плавки.
6. Підготовка і навчання фахівців.

У 2006 році на балансі металургійних підприємств об'єднання «Металургпром» знаходилося 44 доменних печей загальним корисним об'ємом 69536 м³ з виробничою потужністю 44096 тис. т чавуну в рік.

У 2006 році в експлуатації знаходилося 36 доменних печей загальним корисним обсягом 56705 м³ з виробничою потужністю 36521 тис. т чавуну в рік, крім того, 3 доменні печі знаходилися на реконструкції, 3 доменні печі на капітальному ремонті 1 розряду і 2 печі на консервації.

З 36 доменних печей, які були в роботі, 18 печей виробили нормативний ресурс по терміну експлуатації відповідно до правил технічного обслуговування і ремонту.

У зв'язку з поетапним подорожчанням природного газу, починаючи з 1 січня 2006 року, металургійні підприємства почали роботи з проектування і будівництву промислових установок по вдуванню пиловугільного палива й освоєнню устаткування і технології роботи на безгазовій шихті. Ведуться переговори з закордонними фірмами на будівництво установок по вдуванню ПВП на ОАО «Алчевський МК», ОАО «ММК ім. Ілліча», ОАО «ДМК ім. Дзержинського», ОАО «ЗМК «Запоріжсталь» і ОАО «МК «Азовсталь».

У 2006 році з 32,6 млн. т чавуну очікується виплавка: переробного - 32512,3 тис. т чи 99,73%; ливарного - 78,0 тис. т чи 0,24%; феромарганцю - 9,7 тис. т чи 0,03% від загального по Україні виробництва чавуну.

У 2006 році в порівнянні з 2005 роком виплавка переробного і ливарного чавуну збільшиться на 1836,2 тис. т чи 6,0% і 5,8 тис. т чи 8,1% відповідно, а феромарганцю знизилася на 19,2 тис. т чи 66,5%.

У 2006 році в порівнянні з 2005 роком через різке подорожчання природного газу, починаючи з 1 січня 2006 року, на металургійних підприємствах України погіршені окремі технологічні показники при виплавці чавуну.

У цілому по об'єднанню «Металургпром» знижені витрати природного газу на 17,7 м³/т і склали відповідно 77,7 м³/т.

Зниження споживання природного газу в 2006 році на ряді підприємств привело до спаду температури гарячого дуття в цілому по галузі с 1057,9⁰ С до 1024,5⁰ С (-33,4⁰С).

Максимальна температура дуття в галузі досягнута в доменному цеху ОАО «ЗМК «Запоріжсталь» - 1148⁰ С, де на ДП №2 вперше в Україні встановлені повітрянагрівачі системи Калугіна - ВНК, мінімальна температура мала місце на ЗАТ «Макіївський МЗ» - 894⁰С.

Вміст заліза в доменній шихті в цілому по Україні збільшене на 0,48% у порівнянні з 2005 роком і склало 54,09%.

В умовах погіршення технологічних показників роботи доменних цехів у 2006 році в цілому витрати металургійного коксу на виплавку переробного чавуну в порівнянні з 2005 роком знизився на 2,1 кг/т чи 0,4%.

Якість агломерату в 2006 році в порівнянні з 2005 роком поліпшено на агломераційних фабриках металургійних підприємств України по залізу на 0,20% і склало 53,96%. Вміст дріб'язку (0-5 мм) в агломераті в 2005 році - 13,96%, основність - 1,267 од.

У цілому по Україні в 2006 році витрати агломерату, окатишів, залізної руди на 1 тону виплавленого чавуну складе відповідно: 1395,2 кг/т (78,7%), 357,5 кг/т (20,2%), 20,0 кг/т (1,1%).

Витрата сирого вапняку в піч з 45,6 кг/т у 2005 році знижена до 43,2 кг/т переробного чавуну в 2006 році.

Витрата заліза в 2006 році при виплавці переробного чавуну знизилась на 0,2% і склало 1013,3 кг/т. Вміст заліза в переробного чавуні - 943,9 кг/т. Знижені втрати заліза на 2,7% і склали 69,4 кг/т.

Хімічний склад переробного чавуну в 2006 році поліпшений по змісту кремнію і фосфору і склав відповідно 0,75% і 0,059%. Вміст марганцю і сірки в переробному чавуні склало 0,31% і 0,025% відповідно. Високий вміст кремнію на ДП-9 ОАО «Мітал Стіл Кривий Ріг» - 0,86%; низький на ОАО «Алчевський МК» - 0,65%

У 2006 році КИПО і питома продуктивність були поліпшені і склали відповідно 0,609 м³/т·доб. і 1,661 т/м³·доб. Низька питома продуктивність доменних печей на ЗАТ «Макіївський МЗ» - 1,353 т/м³·доб. Висока питома продуктивність досягнута на ЗАТ «Донецьксталь МЗ» - 2,053 т/м³·доб.

Отримані в 2006 році техніко-економічні показники роботи доменних цехів України не викликають оптимізму не тільки тому, що фактичні потужності не відповідають виробництву, не виконуються сучасні реконструкції і технічне переозброєння доменних цехів, природоохоронні заходи, але і тому, що починаючи із січня 2006 року подорожчав природний газ.

На сучасному етапі пропонуються наступні шляхи удосконалювання технології доменної плавки:

- робота доменних печей на атмосферному дутті з застосуванням пари;
- робота доменних печей на дутті зі змістом кисню менш 21% із застосуванням азоту;
- робота доменних печей при заміні природного газу власне підготовленим колошниковим газом;
- робота доменних печей при заміні природного газу коксовим газом;
- робота виведених з експлуатації доменних печей у газогенераторному режимі з використанням будь-якого типу вугілля;
- підвищення температури дуття при збагаченні дуття азотом і підігріві опалювального газу і повітря горіння;
- упровадження сучасних завантажувальних пристроїв з автоматизованою системою завантаження і подачею азоту.

Характеристика напрямків збільшення ефективності доменної плавки

1. Підвищення вмісту заліза в залізородних матеріалах;
2. Удосконалення технології агломерації і виробництва окатишів;
3. Поліпшення якості коксу – зниження змісту в ньому золи, підвищення його гарячої міцності;
4. Інтенсифікація доменного процесу за рахунок:
 - застосування високонагрітого дуття;
 - вдування в піч природного газу й інших замінників коксу (нереформованого палива);
 - вдування гарячих відновлюваних газів;
 - підвищення тиску газу в робочому просторі печі.

Задачі металургійного комплексу України до 2010 р.

Національною програмою розвитку ГМК України на період до 2010 р. передбачено:

- Одержати прокату 20 млн. т ;
- У доменному виробництві: - поліпшити якість сировини і палива;
 - усунення з експлуатації застарілого устаткування і доменних печей;
 - поліпшення технології з метою економії енергоресурсів, у т.ч. використання пилувугільного палива;
- У сталеплавильному виробництві: - збільшення частки киснево-конверторної сталі до 71%;
 - електросталі – до 12%;
 - мартенівської – 17%.

В даний час експлуатується 33 ДП із 50, 13 конвертерів з 19, 31 мартенівська піч з 56, 52 прокатних стану з 66.

2. Характеристика основних техніко-економічних

показників доменної плавки

Про ефективність доменної плавки судять по величині техніко-економічних показників.

Основними технічними показниками роботи доменної печі є її продуктивність і витрата коксу на одиницю виплавленого чавуну (питома витрата коксу). Продуктивність печі насамперед залежить від її об'єму, тому для порівнянності з печами різного обсягу прийнятий спеціальний показник – коефіцієнт використання корисного об'єму (к.в.к.о.) Він являє собою відношення корисного обсягу печі до добової продуктивності, м³/(т·доб.):

$$\text{к.в.к.о.} = \frac{V_{\text{кор}}}{\Pi} = \eta;$$

Чим менше потрібно об'єму на виплавку 1 т чавуну за добу, тим краще працює доменна піч (тобто треба прагнути зменшувати к.в.к.о.).

При підрахунку к.в.к.о. виходять з розрахунку продуктивності доменної печі при виплавці переробного чавуну. Для інших видів чавуну користуються емпіричними коефіцієнтами, що враховують ступінь труднощів виплавки різних видів чавуну:

- ливарний – 1,26
- дзеркальний – 1,5
- феросиліцій і феромарганець – 2,5.

Продуктивність печі залежить від інтенсивності плавки, питомої витрати коксу і часу простоїв. Чим вище інтенсивність плавки, нижче питома витрата коксу і менше простоїв, тим вище продуктивність доменної печі.

Інтенсивність плавки (I_x) можна оцінити різними засобами:

- 1) по кількості спаленого коксу на 1 м³ корисного об'єму, т/м³·доб. (коли немає вуглецьвмістних добавок):

$$I_x = \frac{K_{\text{доб}}}{V_{\text{кор}}};$$

- 2) при вдуванні вуглецьвмістних добавок, т/м·доб.

$$I_x = \frac{(C_k \cdot K + C_D \cdot V_D) \cdot 100}{C_k \cdot V_{\text{кор}}};$$

де C_k, C_D – вміст вуглецю в коксі й в вуглецьвмістних добавках, %;

K – витрата коксу, т/добу;

V_D – витрата вуглецьвмістних добавок, м³/добу;

$V_{\text{кор}}$ – корисний об'єм печі, м³.

- 3) по кількості минаючого через піч в одиницю часу газу, віднесеного до 1 м³ робочого об'єму печі – I_r , м³/(хв·м³):

$$I_r = I_k \cdot V_k / 1,44;$$

де V_k – вихід газу, м³/кг сухого коксу (включаючи газ з палива, що вдувається);

I_k – кількість сухого коксу, що витрачається за добу на 1 м³ робочого об'єму, т/(м³·добу).

- 4) за середнім часом перебування газу в робочому об'ємі печі:

$$\tau^1 = 60 \cdot \varepsilon \cdot p / (I_r \cdot \theta)$$

де ε – середня порозність шихти, м³/м³;

P – середній тиск газу в печі, кПа;

$\theta = (t + 273)/273$, де t – середня температура газів у печі.

- 5) по середній швидкості (приведеної до нормальних умов – 0°C, 100 кПа) газу в порожній печі (ϖ_0 , м/с):

$$\varpi_0 = I_r \cdot H / 60 = I_k \cdot V_k \cdot H / 86,4$$

де H – робоча висота печі, м

- 6) за часом перебування шихти в печі:

$$24 / \tau = I_k \left[1/k + (1/\gamma_p) \cdot (p/k) \right];$$

Відносна витрата коксу:

$$K' = \frac{K_{\text{доб}}}{\Pi_{\text{доб}}}, \quad \text{тон коксу/тон чавуну};$$

Взаємозв'язок техніко-економічних параметрів доменної плавки:

$$Ix = \frac{K'}{\eta} = K' \cdot \Pi; \quad \Pi = \frac{\Pi_{\text{доб}}}{V_{\text{кор}}} \text{ (т/доб} \cdot \text{м}^3 \text{)}$$

$$\Pi = \frac{1}{\eta}; \quad \text{Звідси випливає, що } K' \text{ і } \eta \text{ є функція } Ix, \text{ тобто}$$

$$(K', \eta) = f(Ix)$$

Теорією та практикою доведено, що збільшення інтенсивності плавки призводить до збільшення швидкості сходу шихти, що зумовлює зниження ступені поновлення. Але з поліпшенням теплообміну швидкість поновлення зростає і ступінь поновлення залишається незмінною.

Продуктивність, витрата коксу, коефіцієнт використання корисного об'єму печі дають оцінку роботи печі з технічної сторони. Економічна оцінка роботи ДП визначається собівартістю чавуну. Цей показник відображає матеріальні витрати, зв'язані з виплавою чавуну, а також показує, наскільки рентабельно працює доменна піч. Собівартість чавуну складається з:

- а) вартості сирих матеріалів і палива, за винятком вартості відходів виробництва;
- б) витрат по переробництву (заробітна плата, енерговитрати, амортизація, основні засоби, поточний ремонт і утримання основних засобів і ін.);
- в) загальнозаводські витрати (витрати на керування підприємством, і обслуговування цеху).

Слід зазначити, що чим менше K' , тим нижче собівартість. Чим вище продуктивність доменної печі, тим нижче витрати по переробництву, а в результаті – нижче собівартість чавуну.

На підвищення питомої продуктивності і зниження питомої витрати коксу уплинуло впровадження наступних досягнень науки:

- 1911-1913р.р. – винахід аглоленти;
- 1918р. – організація " МИСИС";
- 1920р. – організація «Механобр»;
- 1923р. – збагачення дуття киснем у Вугру (Бельгія);
- 1925р. – постанова XIV з'їзд ВКПБ про індустріалізацію СРСР;
- 1925р. – чашева агломерація на горі Благодать;
- 1930р. – пуск аглоленти в Керчі;
- 1930р. – отримання офлюсованого агломерату у Керчі;
- 1932р. – пуск доменних печей на ММК і КМК;
- 1932м – впровадження пластометричного методу іспиту коксу (метод Сапожнікова);
- 1933р. – пуск доменних печей на «Запоріжсталі» та «Азовсталі»;
- 1935м – пуск НТМЗ;
- 1935 р.– спікання агломерату під надлишковим тиском;
- 1940р. – пуск Нижньотагільського МЗ;
- 1941р. – створення комплексного розрахунку шихти А.Н. Раммом;
- 1944р. – організація ЦНДІчермета;
- 1946р. – збагачення дуття киснем на Ново-Тульському МЗ;
- 1950р. – вдування ПВП;
- 1956р. – створення поворотного жолоба на ММК;
- 1957р. – вдування ПГ на заводі ім. Петровського;
- 1958р. – застосування випарного охолодження в доменному процесі ;
- 1959р. – створення БЗУ (безконусний засипний апарат) Вегмана;
- 1964р. – застосування ГВГ на «Азовсталі»;
- 1964р. – заморожування доменної печі об'ємом 426 м³ у м. Єнакієве;
- 1969р. – винахід Мара і Ленсія (Франція) –БЗУ Поль Вюрт;
- 1970р. – 1 місце СРСР по виробництву чавуну у світі;

1974р. – будівництво ДП-9 ($V_k=5000$);

1983 – пуск шахтного реактора на ОЭМК (м. Оскол).

3. Вплив якості доменної шихти на показники доменної плавки

3.1 Металургійна оцінка залізородних матеріалів

В даний час запаси залізних руд складають ~ 16 мільярдів тон. З них 9 мільярдів тон - багаті за вмістом заліза (приблизно 55 - 63%), вони використовуються в доменному і сталеплавильному виробництвах. Це кускові руди, їхня частка в шихті складає не більш 10% і їх дають у випадку недоліку агломерату й окатишів. Використання в шихті кускової руди погіршує показники – збільшується розм'якшення, росте витрата флюсу, і відповідно – вихід шлаку.

Бідні руди – це кварцити зі вмістом $Fe < 47\%$ (у середньому 35%). Їх використовують для збагачення і наступного одержання агломерату й окатишів. Збагачення є однією з найбільш витратних статей у підготовці сировини, що окупається на етапі виробництва чавуну. Ступінь збагачення вибирається сукупною оцінкою з виробництвом чавуну.

Оптимальний вміст заліза (Fe_{opt}) у концентраті відповідає максимальній собівартості чавуну. Для сирих руд застосовна формула оцінки багатства таким показником:

$$B = \frac{Fep \cdot 100}{Fep + H.O}, \%$$

де $H.O = \sum(SiO_2 + Al_2O_3)$

Підвищення Fe_{opt} з 65 до 68-70% можливо лише у випадку удосконалювання технології збагачення руд і зниження відповідних витрат.

Приклад: Це можливо лише для керченських руд, у яких порожня порода легко ошлаковується, тому що не містить шкідливих домішок. Ці руди збагачуються методом магнітної сепарації, витрати на який менше, ніж на флотацію. У зв'язку з цим у гіршому положенні знаходяться керченські тютюнові (немагнітні) руди з великим вмістом шкідливих домішок (фосфору до 1,1% і миш'яку до 0,13%), що збільшує витрати при збагаченні.

Якість залізорудних матеріалів (гематитових руд) визначається вмістом у них Fe і кількістю порожньої породи:

$$P_{з.р.} = \frac{\overline{Fe}_c}{\overline{Fe}_p} \cdot (1 - 1,43\overline{Fe}_p), \text{ кг/т чавуну}$$

де $\overline{Fe}_c = 0,94$ - частка Fe у чавуні; \overline{Fe}_p - частка заліза в з.р. частині.

1,43 – коефіцієнт перекладу Fe у Fe_2O_3

1,38 – коефіцієнт перекладу Fe у Fe_3O_4 .

Якість руди при інших рівних вимогах вище при більшому вмісті в порожній породі основних оксидів CaO і MgO, що приводить до зниження витрат флюсу. Збільшення вмісту заліза у залізорудній частині шихти на 1% рівнозначно зниженню 1,43% порожньої породи, що підвищує продуктивність на 1,5 – 2,5% і знижує витрати коксу на 1-2%.

Якісні характеристики шихти

Стабільність хімічного складу. Вона оцінюється по відхиленням від середнього значення. Для агломерату це відхилення повинно бути:

$\Delta Fe = \pm 0,3 \div 0,5\%$; по основності $\Delta B = \pm 0,03 \div 0,05$.

Механічна міцність – визначається по методу Рубіна на барабані діаметром 1000 мм. Маса проби – 20 кг, термін випробування - 4 хвилини, швидкість оберту барабану 25 об/хв. Критерієм міцності є наявність фракцій <5 мм. Зменшення дрібноти з 20 до 15% збільшує продуктивність на 1,5% і знижує витрати коксу на 1,5%; с 15-10% - відповідно на 1,2 і 1,0%.

Розм'якшення сировини визначається інтервалом розм'якшення:

$$\Delta t_p = t_{з.р.} - t_{п.р.}$$

де $t_{з.р.}$ – температура закінчення розм'якшення,

$t_{п.р.}$ – температура початку розм'якшення.

Для руди цей інтервал складає 150-200°C, для агломерату 100-130°C, для окатишів $\Delta t_{р.ок.} = 130-160^\circ C$.

3.2 Вплив на технологію плавки підвищення вмісту заліза та зміни мінералогічного складу залізорудного матеріалу

Зміна технології плавки з підвищенням вмісту заліза і перетворення мінералогічного складу залізорудних матеріалів.

При наявності в шихті одного залізорудного компонента витрата коксу може бути визначена по рівнянню:

$$k = \overline{Q}_{р.ф.} / q_{к.ф.}, \quad (1)$$

де $\overline{Q}_{р.ф.}$ - «приведена» витрата тепла, кДж/кг чавуна

$$\overline{Q}_{р.ф.} = -p q_{р.ф.} = -q_{р.ф.} / e_{р.ф.} \quad (2)$$

Для аналізу залежності $\overline{Q}_{р.ф.}$ від виходу чавуна e необхідно представити $\overline{Q}_{р.ф.}$ у функції від e . При перемінному виході чавуна з залізорудного компонента можна розглядати його як суміш чистого орудняючого мінералу і порожньої породи (шлакоутворюючих оксидів). Позначимо:

x – перемінний зміст орудняючого мінералу в руді, кг/кг;

\overline{q}_0 - його тепловий еквівалент, кДж/кг;

e_0 – вихід чавуна з мінералу, кг/кг;

\overline{q}_1 - тепловий еквівалент 1 кг порожньої породи з урахуванням потреби її у флюсі, кДж/кг.

При цьому тепловий еквівалент руди визначається:

$$\overline{q}_{р.ф.} = x \overline{q}_0 + (1 - x) \overline{q}_1 \quad (3)$$

і вихід чавуна з неї:

$$e = x e_0.$$

Підставляючи $x = e / e_0$ у (3), одержимо:

$$\overline{q}_{р.ф.} = \overline{q}_0 e / e_0 + \overline{q}_1 (1 - e / e_0) \quad (4)$$

5/4

Підставляючи далі $\overline{q_{p.ф}}$ з (4) у (2), знаходимо:

$$\overline{Q_{p.ф}} = (\overline{q_1} - \overline{q_0})/e_0 - \overline{q_1}/e \quad (5)$$

Диференціюючи цей вираз за перемінною e , одержимо:

$$d\overline{Q_{p.ф}} = (\overline{q_1}/e^2)de \quad (6)$$

І далі:

$$\frac{d\overline{Q_{p.ф}}}{\overline{Q_{p.ф}}} = \frac{\overline{q_1}}{(\overline{q_1} - \overline{q_0})e^2/e_0 - \overline{q_1}e} de \quad (7)$$

Переходячи до кінцевих малих змін e [$\Delta e=1\%$ (абс.)] і відповідним збільшенням $\Delta \overline{Q_{p.ф}}$, одержимо, що відносне (відсоткове) збільшення приведеної витрати тепла, а отже, і пропорційного йому витрати коксу при зменшенні виходу чавуна на 1% (абс.) складає (%):

$$\Delta k = 1/[e - (1 - \overline{q_0}/\overline{q_1})e^2/e_0] \quad (8)$$

Для використання даного рівняння необхідно попередньо обчислити значення e_0 , $\overline{q_0}$ і $\overline{q_1}$. У табл.3.2.1 приведено розрахунок теплових еквівалентів $\overline{q_0}$ чистих орудняючих мінералів.

При цьому прийняті постійними: $\omega=21\%$; $\varphi=1\%$; $t_d=1000^\circ\text{C}$; $t_r=300^\circ\text{C}$; $z=0,1$; $[C]=4,5\%$; $Q_c=1256$ кДж/кг; $H_2=0$; $q_0'=0$. Відповідно до цих даних визначені: $q_c=11860$ кДж/кг С; $q_{cd}=9060$ кДж/кг C_d ; $q_{CO}=12480$ кДж/м³ СО.

Тепловий еквівалент 1кг порожньої породи $\overline{q_1}$ з урахуванням потреби її у флюсі $\overline{q_1} = -Q_u - \overline{q_p} \overline{RO}/\overline{RO_p}$, де q_p – тепловий еквівалент вапняку, кДж/кг; $\overline{RO_p}$ – надлишок вільних основ у ньому, кг/кг; Q_u – ентальпія шлаку, кДж/кг; \overline{RO} – надлишок (недолік) основ у порожній породі, кг/кг.

Для визначення \overline{RO} використовуємо формулу [6]:

$$\overline{RO} = \text{CaO} + \text{MgO} - \text{SiO}_2 - 0,5\text{Al}_2\text{O}_3.$$

Позначаючи $a=(\text{CaO} + \text{MgO})/\text{SiO}_2$ і $b= \text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$, одержимо після простих перетворень:

$$\overline{RO} = (a - 0,5b - 1)/(1 + a + b).$$

Приймаючи для звичайного вапняку $\overline{q_p}=-3768$ кДж/кг; $\overline{RO_p}=+0,5375$ кг/кг; $Q_u=1800$ кДж/кг і $b=0,2$ (const), визначаємо \overline{RO} і $\overline{q_1}$ для порожньої породи різної основності:

a	0	0,25	0,5	0,75	1,0	1,25
\overline{RO}	-0,917	-0,586	-0,353	-0,179	-0,045	+0,061
$\overline{q_1}$	-8231	-5912	-4275	-3056	-2114	-1373

Для гематитових руд з дуже кислою порожньою породою ($a=0$) і виходом чавуна $e=50-70\%$, підвищення витрати коксу на кожен 1% зниження e складає близько 3,5%; при дуже основній порожній породі ($a=1,25$) Δk знижується до 1,0-0,7%. Для магнетитових руд значення Δk трохи нижче, для лімонітових – вище, ніж для гематитових.

У приведеному розрахунку ступінь прямого відновлення прийнята для кожного типу руди однаковою при усіх виходах чавуна. У дійсності вона змінюється зі зменшенням e . З одного боку, збільшення кількості порожньої породи утрудняє доступ відновлювального газу до оксидів заліза, з іншого боку – підвищення витрати коксу і кількості газу прискорює відновлення. Розрахунковому аналізу ці впливи не піддаються.

Таблиця 3.2.1 Теплові еквіваленти чистих мінералів

Показники	гематит	магнетит	лімоніт
Хімічний склад, кг/кг:			
Fe	0,70	0,724	0,60
H ₂ O _{хим}	-	-	0,145
O _р	0,30	0,276	0,255
Вихід чавуну $e_0=Fe/(1-[C])$, кг/кг	0,733	0,758	0,628

Ступінь прямого відновлення заліза r_d	0,5	0,6	0,4
$C_d = Fe \cdot r_d \cdot 12/56$, кг/кг	0,0752	0,0933	0,0516
Витрата С на непряме відновлення $CO_f = (O_R - C_d/3) \cdot 22,4/16$, м ³ /кг	0,2796	0,2122	0,2607
Корисна витрата тепла Q_0' , кДж/кг:			
$7356 Fe^{3+}$	5150	-	4413
$+6670 Fe_{Fe_3O_4}$	-	4827	-
$+2450 H_2O_{хим}$	-	-	356
$+eQ_e$	921	950	787
Q_0'	6071	5778	5556
Тепловий еквівалент \bar{q}_0 , кДж/кг:			
$-(\bar{q}_e - q_{c_d})C_d$	-209	-260	-147
$-q_{c_0} [C]$	-389	-406	-335
$+q_{CO} CO_i$	3488	2650	3253
$-Q_0'$	-6071	-5778	-5556
\bar{q}_0	-3181	-3793	-2785

3.3 Вимоги доменної технології до якості коксу та флюсу

Кокс

Коксом називається тверда спечена, міцна кускова маса, що утворюється при нагріванні різних палив до 900°-1100°С без доступу повітря. Цей процес називається **піролізом**.

Вугільна шихта складається з різних марок кам'яного вугілля, який відрізняється виходом летючих речовин (V^f , %) і товщиною пластичного шару (y , мм).

Вугілля для коксування повинне мати комплекс властивостей, найважливішим з яких є його **спікливість**. **Спікливість** – властивість

подрібненого вугілля при нагріванні до визначеної t^0 без доступу повітря, утворювати твердий кусковий залишок, що спікся.

Ця властивість вугілля забезпечує отримання монолітного залишку – коксу. Товщина пластичного шару (y , мм) – показник, одержуваний по методу Сапожнікова Л.М. на пластометричному апараті: при нагріванні тигля з вугільною шихтою знизу цей показник відповідає товщині в'язко-текучого шару.

Донецькі вугілля мають 20% якісних коксових вугіля. При використанні у вугільній шихті вугілля з різними значеннями «у» важко домогтися збільшення якісних показників, так як різне вугілля має різні межі пластичного стану, тому вони при різних t^0 переходять в пластичний стан і тверднуть.

Вивчення і визначення якості металургійного коксу є найважливішим питанням металургії чавуну. Всі властивості, які визначають якість коксу, діляться на три групи: хімічний склад, фізико-механічні і фізико-хімічні властивості.

Хімічний склад характеризується складом його органічної маси (С, Н₂, О₂, N₂). Технічний аналіз коксу більш простий і оперативний. Він визначає вміст золи (А), вологи (W), летючих речовин (ЛВ) і сірки (S). Вуглець визначається по різності:

$$C_{\text{нел}} = 100 - (A + S + \text{ЛВ}).$$

$$\text{Вміст С} = 86,5 \div 87,5\%$$

Кількість золи в донецькому вугіллі 9,5 - 10,5%, в російському вугіллі – 11,0 - 12,5%. Хімічний склад золи наступний, %:

SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	п.п.п.
39,4	21,7	27,8	3,33	2,02	1,6	1,71	0,7	1,14

Зменшення вмісту золи в коксі на 1% знижує витрати коксу на 1,2 - 2% і збільшує продуктивність на 1,2 - 1,8%.

Середній вміст сірки в коксі складає 1,6 - 1,8%. Підвищення кількості сірки в коксі на 0,1% збільшує витрати коксу на 0,3% і знижує продуктивність на 0,3%.

Фізико-механічні властивості коксу визначаються його міцністю, пористістю і питомою вагою. Міцністю називається властивість коксу протистояти подрібнювальним та стираючим впливам.

Міцність коксу характеризується двома показниками: вмістом фракцій >25 мм (M25) і фракцій <10 мм (M10). По стандарту M25≥87% (max – 90%), M10≤8 (min 6%). При збільшенні M25 на 1% витрата коксу знижується на 0,6%, а продуктивність збільшується на 0,6%. Зниження показника M10 на 1% зменшує витрати коксу на 2,8%, збільшує продуктивність на 2,8%.

Фізико-хімічні властивості коксу визначаються його горючістю й реагуючою здатністю.

Горючість – взаємодія коксу з киснем ($2C + O_2 = 2CO$).

Реагуюча здатність – взаємодія головним чином з CO_2 і H_2O . Мірою реагуючої здатності є ступінь перетворення CO_2 у CO (при взаємодії CO_2 з коксом по реакції $C + CO_2 \rightarrow 2CO$):

$$R = \frac{CO}{2CO_2 + CO} \cdot 100\%$$

Виходячи з вищевказаного, вимоги доменного процесу до фізико-хімічних властивостей коксу суперечливі: бажано мати низьку реагуючу здатність – це знизить витрати коксу у верхній частині доменної печі через взаємодію з CO_2 газів. З іншого боку, для інтенсивного горіння коксу в горні необхідна його висока горючість.

Флюси

Як відомо, флюсами називають добавки, які вводяться у доменну і агломераційну шихту для зниження температури плавлення порожньої породи шихтових матеріалів і придання доменному шлаку необхідного складу та фізичних властивостей, які забезпечують очищення чавуну від сірки та нормальну роботу печі.

В залежності від складу порожньої породи флюси бувають кислі, основні та глиноземисті. Так як пуста порода руд взагалі кремнеземиста, а основність

шлаку повинна бути в межах 0,9-1,4, то найчастіше вживається основний флюс. В доменному виробництві єдиним основним флюсом є вапняк.

Хімічний склад Єленівського вапняку, %:

	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	п.п.п.
звичайний	0,49	1,6	0,8	53,5	0,7	42,37
доломітизований	0,02	1,6	0,8	40,0	14,0	42,37

Нарівні зі звичайним широке вживання має доломітизований вапняк, який являє собою ізоморфну суміш кальциту $CaCO_3$ і доломіту $CaCO_3 \cdot MgCO_3$. Його застосовують для збільшення вмісту MgO в шлаку до 6-8%, що збільшує його рухливість і стійкість фізико-хімічних властивостей при зміні температури та складу. Якість флюсу оцінюється його флюсоуючою здатністю, під якою розуміють склад вільних основних окислів, які використовуються для ошлаковування порожньої породи шихти:

$$\Phi = (CaO + MgO) - V_w \cdot SiO_2$$

Розмір кусків вапняку, що загрузають у піч складає 20÷50 мм.

Звичайний вапняк входить у склад агломераційної шихти, для спікання офлюсованого агломерату. Доломітизований вапняк подається у доменну піч. Зниження витрат звичайного вапняку в складі доменної шихти на 10 кг/т·ч дає зниження витрат коксу на 0,5% та зріст продуктивності на 0,5%. Вплив виводу із доменної шихти доломітизованого вапняку декілька нижче:

$$\Delta K' = 0,4\%$$

$$\Delta P = 0,4\%$$

Ступінь розкладу вапняку залежить від розміру кусків “Д”:

$$\rho = \left[1 - \left(1 - \frac{4}{D} \right)^3 \right] \cdot 100 \text{ - при } 1000^\circ C$$

Частка CO_2 , яка реагує з C_k (Φ_{CO_2}) змінюється від 65 до 75% в залежності від Д:

$$\Phi_{CO_2} = 107 \lg D - 125$$

Доломітований вапняк розкладається до 850°C, тому його рекомендують подавати в домену піч.

3.4 Застосування окатишів

Перетворення складу залізорудних матеріалів відбувається особливо помітно при збільшенні частки руди й окатишів у суміші з агломератом. Руди зараз дають не більш 5%, тому гостро стоїть питання співвідношення А/О (Агломерат/Окатиши). Це питання глибоко досліджувало уральська школа металургів [6].

Заміна офлюсованого агломерату (ОА) офлюсованими окатишами (ОО) не поліпшила роботу доменної печі, тому вирішили використовувати їх разом з високоосновним агломератом. При цьому:

- 1) технологія (ОА+ОО) більш складна, вимагає строгого теплового режиму;
- 2) міцність ОО при транспортуванні і збереженні зменшується навіть при $\min \text{Ca і Mg}$ у вільному виді;
- 3) утруднена десульфуратія концентратів з високосірчаних руд;
- 4) зростає собівартість ОО через зниження продуктивності випалювальних машин.

Заміна ОО на НО(неофлюсовані окатиши) призвела до негативних результатів. Під час плавки високозакисні окатиші цілком розм'якшувалися внизу шахти, коли агломерат був ще твердим. ОО гірше відновлювалися на всіх рівнях. Погіршилася газопроникність шару, утворювалися високозакисні первинні шлаки (до 80% Fe). Різниця t^0 розм'якшення і плавлення ОА досягала 200°C. Нерівний хід печі змусив збільшити $\text{Si}_{\text{чуг}}$. Через це зростає К'. Тому зробимо висновок: варто застосовувати 30% ОО і 70% ОА.

Однак на Заході і Японії отримані позитивні результати при великих кількостях окатишів.

Металізована сировина

Найчастіше піддають металізації окатиші від 20% до 80%. Плавкою таких окатишів у доменній печі досягається економія коксу і зростання виробництва за рахунок економії тепла на дисоціацію MeO і витрат вуглецю на відновлення. Крім того, міцність металізованих окатишів вище, ніж неметалізованих.

З підвищенням ступеня металізації в окатишах зростає частка Fe, тому r_d зростає до 0,5, а r_i знижується. З цього випливає зменшення η_{co} , у результаті збільшується відношення CO/CO_2 у колошниковому газі. Збільшення ступеня металізації від 0-80% приводить до зниження витрати коксу з 536 до 337 кг/т чавуну (37%), а продуктивність збільшується на 53,3%. Кожен наступний відсоток ступеня відновленості дає більше приріст зниження витрати коксу і збільшення продуктивності. Зменшення собівартості чавуну за рахунок зменшення собівартості коксу складає 21,8%, але на практиці витрати на процес металізації в 1,5-2 рази більше отриманої економії, тому використання металізованої сировини в доменному виробництві не вигідно.

3.5. Технологічні наслідки виводу вапняку з доменної шихти

Уперше офлюсований агломерат був отриманий в 1931 р. із криворізької руди з добавкою 20% вапняку. А вже в 1977 р. >85% агломерату використовувалося офлюсованим, а окатишів - 15%, при основності агломерату 1,23 і основності окатишів 0,5.

Зниження витрати коксу при заміні в доменній шихті звичайного агломерату й сирого вапняку на офлюсований агломерат обумовлено головним чином усуненням витрати тепла на дисоціацію CaCO_3 і MgCO_3 , а також на протікання реакції $\text{CO}_2 + \text{C}_K \rightarrow 2\text{CO}$ (1)

Температура хімічного кипіння ($t_{\text{хк}}$) для реакції $\text{CaCO}_3 \rightarrow \text{CaO} + \text{CO}_2$ становить 918°C при $P=100$ кПа; при t^0 , що розвивається в доменній печі й $P=250$ кПа вона становить ~ 960°C. При цій t^0 реакція $\text{CO}_2 + \text{C}_K \rightarrow 2\text{CO}$ іде з великою швидкістю.

Дослідження кінетики дисоціації CaCO_3 показали, що цей процес протікає дуже повільно: так куски діаметром 50 мм за 1 годину в струмі повітря або азоту розкладалися при 900°C на 28%, при 950°C – на 50%, при 1000°C – на 70%. Отже, час повного розкладання CaCO_3 при різних температурах становить:

Температура, $^\circ\text{C}$	900	950	1000	1050	1100	1150
Час, година	7,5	5,0	3,7	2,5	1,8	1,2

Визначити експериментально частку CO_2 карбонатів, прореагуючого з $\text{C}_\text{к}$ (ψ_{CO_2}), досить важко, але по даним деяких дослідників вона досягає при $t \geq 1000^\circ\text{C}$ величини 75%. По припущенню Л. Белла вся CO_2 взаємодіє зі $\text{C}_\text{к}$. Ця величина істотно залежить від розміру й щільності вапняку, інтенсивності плавки й інших факторів.

Доломітизований вапняк $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ має $t_{\text{жк}}$ при 100-200 кПа рівну $660-780^\circ\text{C}$, а доломіт MgCO_3 – $540-600^\circ\text{C}$. При цих температурах реакція $\text{CO}_2 + \text{C}_\text{к} \rightarrow 2\text{CO}$ не йде так швидко як при $t \sim 960^\circ\text{C}$. Тому для підшихтовок у доменну піч варто давати доломітизований вапняк.

Теоретичні розрахунки економії коксу від використання офлюсованого агломерату виконані А.Н. Раммом [6].

Економія коксу від застосування офлюсованого агломерату, віднесена до 1 кг виведеного із шихти флюсу визначається на підставі теплового балансу: у період освоєння офлюсованого агломерату економія коксу ($\Delta\text{K}/\text{В}$) була 0,36 - 0,48 кг/кг.

У сучасних умовах при $t_{\text{д}} = 1250^\circ\text{C}$, $t_{\text{г}} = 200^\circ\text{C}$, $w = 30\%$ і витраті ПГ = 0,2 $\text{м}^3/\text{кг}$ коксу (що відповідає 100 $\text{м}^3/\text{т}$ чавуну) тепловий еквівалент коксу досягає 11300 кДж/кг і величина $\Delta\text{K}/\text{В}$ знижується і дорівнює 0,24-0,30 кг/кг вапняку.

Для доломітизованого вапняку ця величина ще менше.

У розрахунку зниження витрати коксу не врахований вплив можливого поліпшення відновлювання офлюсованого агломерату в порівнянні з неофлюсованим за рахунок меншого змісту фаяліту (Fe_2SiO_4), а також істотного поліпшення ходу процесу шлакоутворення.

Поліпшення процесу шлакоутворення викликано наявністю в агломераті вже готових шлакових фаз. У результаті зона шлакоутворення зменшується по висоті, сприяючи збільшенню I_x , незважаючи на погіршення газопроникності шихти за рахунок економії коксу.

При вдуванні природного газу H_2 , що утворюється прискорює реакцію $\text{CO}_2 + \text{C}_\text{к} \rightarrow 2\text{CO}$. Тому наявність сирого вапняку знижує економію коксу від застосування природного газу. Виключення сирого вапняку із шихти дозволяє підвищувати економію коксу від застосування природного газу.

Із застосуванням офлюсованого агломерату зв'язували можливість поліпшення десульфурзації чавуну у зв'язку з меншою сірчанопоглинаючою здатністю алюмосилікатів ($\text{Ca}_x, \text{Al}_y\text{O}_3, \text{Si}_z\text{O}_2 - z$). Але сірчанопоглинаюча здатність відновленого заліза настільки велика, що зменшення кількості вільного вапняку повинно привести не до росту зникнення сірки, а лише до того, що більша частина її буде надходити в горн не с CaS , а з FeS .

По даним галузевого міністерства економія коксу при виводі звичайного вапняку становить 0,25 кг/кг, а зростання виробництва – 0,25 кг/кг; для доломітизованого вапняку ця величина відповідно становить 0,20 кг/кг вапняку.

3.6 Вплив коливань хімічного складу шихти й параметрів плавки на техніко-економічні показники доменної печі.

Колівання хімічного складу сировини впливають на теплову роботу й визначають рівність ходу доменної печі. Зміни теплової роботи тим більше, чим більше витрата відповідного матеріалу.

Вплив цих змін мінімальний, якщо вони встановлені на початку змін. Якщо

нагромадилася велика величина коливань, то пропорційно часу дії погіршиться рівність ходу, і втрати будуть наростати згідно експонентному закону.

Процес забезпечення постійності складу і технологічних властивостей називається **стабілізацією**. Усереднення хімічного складу досягається на складах. Нерівномірність сполуки оцінюється середньоквадратичним відхиленням від середнього:

$$\delta = \sqrt{\sum(a_i - a_{cp})^2 / n} \dots \dots \dots \pm 0,5\%$$

Коефіцієнт усереднення:

$$K = \frac{\delta_0}{\delta'};$$

де δ_0 й δ' - середньоквадратичне відхилення до й після усереднення.

Як відомо[4], коливання змісту заліза в шихті на 1% відповідають зміні витрати коксу K' на 1,0 ÷ 1,4%, а продуктивності на 1,7 ÷ 2,4%, що аналогічно зміні змісту на 1,4% SiO₂ у шихті. Крім того, при порушенні рівності ходу через коливання хімічного складу, підвищується частка тихих ходів і простоїв через аварійність у роботі печі.

Економія коксу від зниження коливання технологічних факторів становить:

$$\mathcal{E}_K = 2,8 \cdot \Delta\delta_\phi \cdot K_\phi$$

де K_ϕ - частка впливу фактора на відносну витрату коксу (K).

Приклад впливу коливань різних параметрів на техніко-економічні показники:

1. Зменшення коливання ΔP_{zag} дає підвищення інтенсивності:

$$\Delta I_x = (\sqrt{1 + 0,01 \cdot 2,8 \cdot \Delta\delta_K} - 1) \cdot 100, \%$$

2. При збільшенні вмісту заліза вихід чавуну збільшується на $\frac{100}{\%Fe}$, а витрата коксу знижується на 1,4; 1,2 і 1,0% при відповідному вмісті Fe = 50; 55 і 60%.

3. Зменшення зміни основності на 0,01 дозволяє:

- зменшити вихід шлаку: $\Delta U = 2,9 \cdot \Delta\delta_B \cdot (SiO_2)_{III}$

При виході шлаку 500 кг/т і змісті в ньому 38,8% SiO₂ зниження виходу шлаку складе:

$$\Delta U_{III} = 2,9 \cdot 0,01 \cdot 0,38 \cdot 500 = 5,8\%$$

- зменшення витрат коксу:

$$\Delta U_K = 2,9 \cdot \Delta\delta_B \cdot (SiO_2)_{III} \cdot \Delta K' = 2,9 \cdot 0,01 \cdot 0,38 \cdot 500 \cdot 0,035 = 0,2\%$$

4. Вплив технології доменної плавки на економічні показники та якість чавуну

4.1. Вплив відхилень ходу печі

Хід доменної печі визначається характером опускання шихтових матеріалів і її тепловим станом. Хід печі, при якому опускання матеріалів відбувається плавно, з нормативною швидкістю, називається рівним ходом.

Для даних умов плавки встановлюється визначений тепловий режим печі, обумовлений маркою чавуну, який виплавляється.

Про відхилення нормативного ходу доменної печі судять по складу чавуну і шлаку і їхній температурі, світінню на фурмах, швидкості сходу шихтових матеріалів і показанням контрольно-вимірювальної апаратури. При підвищенні нагрівання печі зміст кремнію в чавуні збільшується, а сірки зменшується (при постійній основності). Склад чавуну і шлаку, їхня температура, світіння на фурмах - це ознаки, які вказують на те, що нагрів печі вже змінився.

Швидкість сходу шихтових матеріалів визначається числом подач, завантажених у піч в одиницю часу. Зміна у швидкості сходу шихти сигналізує про порушення в опусканні шихтових матеріалів і нагріванні печі.

Показання контрольно-вимірювальної апаратури дають можливість установити початковий період відхилення від нормального плину процесів і, тим самим, вчасно вжити заходів для ліквідації цих відхилень. Для висновків про хід печі необхідна інформація про кількість, тиск, температуру і вологість дуття; про тиск, температуру і склад колошникового газу; про перепад статичного тиску газу по висоті печі; про температуру кладки шахти і рівень засипки; витрати природного газу і повітря по окремих фурмах.

Для забезпечення рівного ходу доменної печі кількість повітря, що вдвається, підтримується на постійному, заданому для даних умов плавки, рівні.

Ознакою **гарячого ходу** печі є підвищення тиску дуття (через збільшення об'єму газів при підвищенні температури). Крім того, підвищення тиску дуття є

провісником уповільнення сходу стовпа шихти (**тугий хід**).

Інформація про зміну тиску колошникового газу дозволяє судити про характер сходу шихтових матеріалів. При порушенні плавного сходу шихти тиск колошникового газу миттєво зростає. Зниження тиску колошникового газу відповідає опусканню чергової подачі в піч.

Характер зміни температури газу в газовідводах дозволяє судити про розподіл газового потоку в доменній печі. При рівномірному розподілі газового потоку по окружності печі температура газу в кожному газовідводі, вимірювана одночасно, повинна бути приблизно однаковою.

Інформація про температуру колошникового газу дозволяє також судити про ступінь використання газу в доменній печі: більш низька температура свідчить про краще використання газу.

Склад колошникового газу, і в першу чергу зміст у ньому H_2 , характеризуючи хід відновлювальних процесів, є важливим показником роботи доменної печі і використовується для оцінки розподілу газового потоку по перерізу й окружності.

Контроль за перепадом статичного тиску по висоті печі є надійним методом для визначення газопроникності окремих ділянок стовпа матеріалів.

Рівномірність роботи газового потоку по окружності печі контролюється температурою, визначеною в декількох точках по окружності термopарами, встановленими у вогнетривкій кладці шахти. При рівномірному розподілі газового потоку по окружності печі температура кладки в різних точках коливається незначно. Про розподіл газового потоку по окружності печі можна судити за інформацією про розподіл повітря і природного газу по окремих фурмах: при рівномірному розподілі витрати повітря і природного газу на фурмах приблизно однакові.

4.2. Керування ходом доменної печі.

Для керування ходом доменної печі і ліквідації порушень

використовуються такі способи:

- зміна рудного навантаження;
- завантаження в піч холостих подач (які не містять залізорудні матеріали) ;
- зміна температури чи вологості дуття;
- зміна кількості дуття;
- зміна режиму завантаження;
- штучні осідання шихти.

Рудним навантаженням називають відношення маси агломерату, окатишів та руди (за винятком виносу їх) до маси коксу. Величина її в сучасних умовах плавки складає 3-4. Змінюють величину рудного навантаження з метою підтримки теплового режиму печі на заданому рівні. Корекція рудного навантаження може здійснюватися зміною або маси коксу, або маси агломерату, окатишів та руди в подачі. Величина корекції складає (у подачу): по коксу – 10-300 кг, по агломерату, окатишам та руді – 300-500 кг.

Холостою подачею називається подача, що не містить рудних матеріалів. Такі подачі вживаються для розпушення стовпа шихтових матеріалів і для підігріву печі.

Температура дуття. Зміною температури дуття користуються для регулювання теплового режиму плавки. На сучасних доменних печах температура дуття доведена до 1100-1300 °С.

Кількість дуття. Кількістю дуття, що вдувається в одиницю часу, визначається кількість коксу, що спалюється у горні печі, швидкість опускання стовпа шихтових матеріалів, а значить і продуктивність доменної печі. Оптимальним у сучасних умовах плавки вважається вдування в піч 1,8-2,2 м³ повітря в хвилину на 1 м³ об'єму печі. При збагаченні дуття киснем ця величина зменшується.

Режим завантаження. Це найефективніший спосіб регулювання ходу печі, тому що дозволяє досягти рівного ходу печі при задовільному використанні хімічної і теплової енергії газу. Регулювання зміною режиму завантаження

зводиться до зміни величини подачі, рівня засипки, порядку опускання матеріалів у піч і програми роботи обертового розподільника. Зміна режиму завантаження є першочерговою мірою регулювання при будь-якій відхиленні ходу печі від норми.

Осідання. Цей спосіб регулювання зводиться до різкого зниження тиску дуття зменшенням його кількості, що вдувається в піч. Осідання застосовуються в основному при припиненні опускання стовпа шихтових матеріалів.

4.3. Автоматичне керування доменним процесом.

Доменний процес є об'єктом, що підлягає автоматичному керуванню, у зв'язку з такими його особливостями:

- безперервність процесу при періодичному завантаженні шихти і випуску продуктів плавки;
- одержання одного кінцевого продукту – чавуну, що характеризується широкими межами коливань складу і властивостей;
- сталість складу шихти, що завантажуються;
- значний об'єм продукції і великі капіталовкладення.

Для створення автоматизованої системи керування доменним процесом необхідне знання основних його закономірностей і опис цих закономірностей у математичній формі, тобто розробка алгоритму керування. (Алгоритмом називається припис, що визначає зміст і послідовність операцій, що переводять вихідні дані в шуканий результат).

Автоматичному керуванню насамперед підлягає тепловий режим доменної плавки і її інтенсивність (характер і швидкість руху стовпа шихтових матеріалів).

Задачею автоматичного керування тепловим режимом є підтримка теплового стану печі на заданому рівні, для чого необхідно виявити виникаючі відхилення в момент їхньої появи і не допускати їхнього розвитку. Для рішення цієї задачі алгоритм керування повинний передбачати:

а) компенсацію змін вхідних параметрів процесу (змін у складі шихти і дуття);

б) компенсацію змін ходу відновлювальних і теплообмінних процесів у верхній і нижній зонах печі, що відбуваються в результаті змін у розподілі газового потоку;

в) ліквідацію відхилень нагрівання печі від заданого рівня.

Величина компенсаційного впливу змін у складі шихти і дуття:

$$\Delta K_1 = \left[(a_1 Fe + a_2) \cdot A + a_3 \cdot И - \frac{a_4 \cdot V_{п.г.}}{\Pi} - \frac{a_5 \cdot t_{\theta}}{\Pi} \right] \cdot \frac{1}{C_K - W_K}$$

де ΔK – зміна маси коксу в подачі, т;

C_K, W_K – зміст вуглецю і води у коксі, %;

Fe – зміст заліза в залізородній частині шихти, %;

A – кількість рудних матеріалів у подачі, т;

$V_{п.г.}$ – витрата природного газу, м³/год;

t_{θ} – температура дуття, °С;

Π – швидкість сходу шихти, подача/год;

a_1, a_2, a_3, a_4, a_5 – коефіцієнти моделі.

Величина зміни витрати коксу, що компенсує зміни ступеня розвитку непрямого відновлення заліза, пропорційна змісту CO₂ у колошниковому газі:

$$\Delta K_2 = n_1 \cdot \Delta CO_2 \cdot K$$

де n_1 – коефіцієнт моделі;

ΔCO_2 – зміна змісту CO₂ у газі, %;

K – маса коксу в подачі, т.

Тепловий режим доменної плавки може порушитися і під час відсутності змін складу шихти і параметрів дуття, зміни використання теплової і хімічної

енергії газу, унаслідок змін складу шлаку, влучення в піч води зі згорілої охолоджувальної арматури і т.д. Рівень нагрівання печі виявляється через деяке значення $[Si]_{\phi}$ – фактичний зміст кремнію в чавуні.

При відхиленні $[Si]_{\phi}$ від заданого значення фактор, що компенсує, визначається:

$$\Delta K_3 = n_3 ([Si]_3 - [Si]_{\phi})$$

де n – коефіцієнт моделі;

$[Si]_3$ – заданий зміст кремнію в чавуні, %;

Зупинимося на автоматичному керуванні сходом шихтових матеріалів у доменній печі.

Задача технолога – досягнення максимальної продуктивності печі – залежить від забезпечення режиму вдування в піч максимальної для заданих умов плавки кількості дуття. Установлення граничного рівня можливого форсування печі і підтримка його протягом плавки, під силу тільки автоматизованій системі керування.

У першу чергу алгоритмом визначається граничний ступінь форсування, перевищення якого приводить до розладу ходу печі. Тому що граничний ступінь визначається втратами тиску газу під час руху в печі, необхідно визначити граничне значення загального перепаду статичного тиску газу.

Знаючи величину критерію газодинамічної стійкості шару (P_y), що визначається як відношення перепаду статичного тиску газу (ΔP) до насипної маси матеріалу (γ) і висоті його шару (H):

$$P_y = \frac{\Delta P}{\gamma \cdot H}$$

можна визначити граничну величину ΔP (величина P_y коливається незначно й у середньому дорівнює 0,5):

$$\Delta P_{gr} = 0,5 \cdot \gamma \cdot H$$

Вхідними параметрами є перепади статичного тиску газу по висоті печі і характеристика розподілу газового потоку по перерізу печі:

$$a = (CO_{2ГР} - CO_{2П}) + (CO_{2ГР} - CO_{2Ц})$$
$$d = \frac{(CO_{2П} + CO_{2Ц})}{2}$$

де $CO_{2П}$, $CO_{2ГР}$, $CO_{2Ц}$ - зміст CO_2 на периферії, гребені (максимум кривої) і в центрі відповідно.

Вихідними параметрами для впливу є: при зміні газопроникності верхньої частини печі – порядок завантаження матеріалів у піч і тиск газу на колошнику; при зміні газопроникності нижньої частини печі – температура чи вологість дуття; при зміні газопроникності у верхній і нижній частинах печі одночасно – кількість дуття.

4.4. Особливості режимів плавки різних видів чавуну.

У доменних печах виплавляють два види чавуна – переробний (85%) і ливарний, а також доменні феросплави (феромарганець, феросиліцій і ін.). В Україні виплавляють два види переробного чавуна:

Мартенівський – виплавляється із шихти, що складається на 90 – 100% з офлюсованого агломерату з низьким змістом фосфору. Мартенівський чавун містить помірну кількість Si -0,60%; P-0,2%; мало S- 0,03%. У зв'язку з цим при виплавці мартенівського чавуна виходить низька витрата коксу (450-600 кг/т чавуна), рудне навантаження при цьому складає 3,3-4. Для одержання чавуна з низьким змістом сірки основність шлаку CaO/SiO_2 підтримується на рівні 1,15-1,25. При виплавці мартенівського чавуна в шлаку міститься мало закису марганцю (MnO). Для успішного протікання процесів десульфурації в шлаку повинно міститися 5-8% MgO. Плавка ведеться на комбінованому дутті: витрата природного газу складає 60-110 м³/т, зміст кисню в дутті – 23 – 30%, волога дуття – 20-25г/м³, температура дуття – 1000 – 1300°С. Витрата дуття – 1,8-2,2 м³/хв на 1м³ об'єму печі.

Бесемерівський – виплавляється із шихти, що складається з 90-100% офлюсованого агломерату, спеченого з руд з низьким змістом фосфору (<0,022%). Цей чавун містить більше кремнію, чим мартенівський, але менше фосфору і сірки. Для одержання потрібної кількості Si зменшують рудне навантаження. Температурно–дуттєвий і шлаковий режими не відрізняється від режиму виплавки мартенівського чавуна.

Ливарний – відрізняється від передільного підвищеним змістом Si (1,2-3,5%). Найкращими умовами для відновлення Si у такій кількості є робота доменної печі на кислому шлаку ($B' < 1$) і вищої температури у нижній частині печі. При виплавці ливарного чавуна рудне навантаження нижче на 20-25% у порівнянні з переробним, тому витрата коксу зростає. Для одержання чавуна з низьким змістом сірки основність шлаку підтримується на рівні 1-1,2. Ливарний чавун виплавляють на комбінованому дутті, витрата природного газу і зміст кисню в дутті такі ж, як і при виплавці переробного чавуна. При виплавці ливарних чавунів інтенсивність плавки трохи знижується. Через погіршення показників доменної печі (зростання витрати коксу та зменшення продуктивності) при виплавці ливарного чавуна, іноді цей вид чавуна одержують поза доменною піччю – шляхом добавки до переробного чавуна феросиліцію.

Феромарганець (FeMn) – використовується в сталеплавильному виробництві для розкислення і легування стали. FeMn виплавляють як у доменних, так і в електричних печах. Сировиною для виплавки феромарганцю є марганцеві руди. Головною метою при виплавці FeMn є відновлення великої кількості Mn. Для цього необхідна висока температура і великий прихід тепла в нижній частині печі, що досягається підвищеною витратою коксу (1,5-2,0 т/т), високої температури дуття (>1000 С); зміст кисню в дутті - 30-32%. Природний газ і волога дуття не використовуються, тому що вони знижують температуру горна. Для підвищеного відновлення Mn треба мати підвищену основність шлаку (на рівні 1,3-1,5). Такий шлак малорухомий і непостійний по фізичних

властивостях. Для поліпшення фізичних властивостей у шлаку повинно міститися 6-9% MgO.

Феросиліцій (FeSi) – використовується в сталеплавильному виробництві як розкислювач. FeSi виплавляють як у доменних печах, так і в електричних. У доменних печах виплавляється FeSi, що містить 10-12% Si. Сировиною для виплавки FeSi є залізні руди. При виплавці FeSi краще використовувати не офлюсований агломерат, тому що в офлюсованому агломераті кремнезем зв'язаний з окислами заліза й окисом кальцію, що утрудняє відновлення Si.

Для більш повного відновлення Si необхідна підвищена температура у горні і великий прихід тепла. З цієї причини витрата коксу при виплавці FeSi складає 1,3-1,4 т/т; при цьому температура дуття – максимально можлива; зміст кисню у дутті – 30-32%; природний газ і волога дуття не застосовуються. Шлаки повинні бути кислі – основність дорівнює 1-1,05.

4.5 Позадоменна обробка чавуну.

Одним зі способів позадоменної обробки чавуна є його десульфурація.

Сірка, що надходить у піч, розподіляється між чавуном, шлаком і газом. У чавуні і шлаку сірка може знаходитися у виді з'єднань Fe, Mn, Ca, Mg. Зміст сірки в чавуні залежить від кількості сірки, що залишається в печі, коефіцієнта розподілу сірки і відносної кількості шлаку. Однак, унаслідок погіршення якості шихтових матеріалів, порушень технології плавки і деяких інших причин, зміст сірки в чавуні іноді перевищує припустимі межі.

Позадоменна десульфурація чавуну застосовується:

- для доведення змісту сірки у чавуні до кондиційного;
- при роботі печі на кислих шлаках;
- для одержання чистих по сірці чавунів.

Для виплавки киснево-конвертерної сталі необхідний чавун з низьким вмістом сірки.

Позадоменна десульфурація дозволяє вести доменну плавку на кислих

шлаках і досягати гарних результатів роботи доменних печей. Зниження основності шлаку викликає зменшення його кількості, зниження витрати коксу і флюсу. Перехід на кислі шлаки дозволяє понизити основність офлюсованого агломерату, що викликає підвищення його міцності, а отже, і газопроникності стовпа матеріалів у печі.

Підвищення газопроникності шихти, зниження в'язкості і тугоплавкості шлаків, зниження питомої витрати коксу, зв'язані з переходом на кислі шлаки, забезпечують більш рівний хід і підвищення продуктивності печі.

У такий спосіб плавка на кислих шлаках забезпечує зниження питомої витрати коксу і підвищення продуктивності, але виплавлений при таких шлаках чавун містить багато сірки (0,1-0,5%) і вимагає обов'язкової десульфурації після випуску з доменної печі.

Процес позадоменної десульфурації чавуна підкоряється тим же термодинамічним закономірностям, що і процес десульфурації в доменній печі: елементи, що утворюють більш міцні сульфідні, чим Fe (Mn, Mg, Na, Ca) будуть відбирати сірку у заліза, і тим більш енергійно, чим нижче пружність дисоціації його сульфідів.

Найбільш розповсюдженими десульфуруючими присадками є кальцинована сода, вапно, карбід кальцію, металевий магній. Крім цього, разом з основними десульфуруючими реагентами застосовують добавки – вапняк, доломіт, алюміній, плавиковий шпат, коксик і ін.

Дія десульфуратора і добавок виявляється в тім, що вони або просто зв'язують сірку в сульфіді (сода, вапно, магній), або розкисляють шлак, звільняючи його від Fe (алюміній, коксик), або розріджують шлак, збільшуючи його активність (плавиковий шпат), і тим полегшують десульфурацію.

Ці присадки і добавки вводяться в чавун у жолобі на струмінь при випуску чавуна з печі або в ківш перед випуском, чи після випуску чавуна. Іноді десульфурація може проводитися в спеціальних пристроях (обертові печі, барабани й ін).

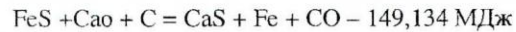
Процес десульфурації содою:



Процес триває 10-15 хв. Витрата соди - 25-50кг/т.

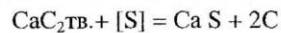
Недоліки даного процесу: дефіцит соди, летучість і низьке її використання (30-60%), роз'їдання футеровки ковша; можливий перехід сірки назад у чавун.

Десульфурація вапном:



Процес триває 5-10 хв. Витрата вапна складає від 1 до 10% до маси чавуна. Зворотного переходу сірки в чавун не відбувається; при цьому не утворюється рідкий шлак, тому що вапно після поглинання сірки залишається у виді твердого порошку. Цей метод застосовується в обертвовій печі або на струмінь чавуну.

Десульфурація карбідом:



Витрата карбіду – 3-5 кг/т чавуну; вміст сірки знижується до 0,002-0,005 %. Карбід вдувається азотом у рідкий чавун або подається в метал, а потім перемішується крильчаткою.

Десульфурація металевим магнієм:

Присадкою Mg у кількості 0,1-0,12% до маси чавуна видаляється близько 90% S і чавун виходить зі змістом S до 0,005%. Спосіб небезпечний для персоналу, тому що відбуваються викиди чавуну. На заводах де використовують Mg, його застосовують у теплоізоляційній покритті, у спеціальному випарнику і занурюють у ківш на глибину 1,5 м. Ківш ємністю 50-60 т обробляється протягом 60-80секунд.

Для підвищення економічності процесу десульфурації і виробництва низькосірчаного металу необхідно приймати міри до зменшення кількості шлаку, що попадає в чавуновозні ковші при випуску чавуна з доменної печі, і більш повному видаленню шлаку з ковшів після десульфурації, тому що шлак

попадає в конвертор, і є джерелом сірки, що повертається в метал у процесі конвертерної плавки.

4.6 Використання пилу, газу і шлаку як вторинних ресурсів.

Газ

При спалюванні 1 т коксу в печі утворюється близько 500 м³ газу. Теплота згоряння колошникового газу дорівнює 3700 кДж/м³ і змінюється в залежності від умов роботи печі: при поліпшенні якості шихтових матеріалів, підвищенні нагрівання дуття, збільшення тиску газу в робочому просторі печі, збагаченні дуття киснем, при вдуванні вуглецьводеньвмістних добавок (сприятливих зниженню питомої витрати коксу) змінюється вихід і теплота згоряння колошникового газу.

Приклад: при витраті коксу 500-550 кг/т чавуну питомий вихід газу дорівнює близько 200м³/т чавуну. При підвищенні ступеня використання газу (що знижує зміст у ньому С) знижується теплота згоряння газу до 3000 - 3400 кДж/м³. При вдуванні вуглецьводеньвмістних добавок і збагаченні дуття киснем теплота згоряння доменного газу підвищується в середньому на 5,0 - 7,5 % на 1% збільшення кисню в дутті.

Колошниковий газ використовується для опалення доменних повітрянагрівачів, коксових, мартенівських і нагрівальних печей. Наявність пилу в газі знижує його теплоту згоряння і призводить до засмічення і зносу агрегатів, що його використовують. Для усунення негативного впливу пилу газ перед використанням попередньо очищається.

Шлак

Доменний шлак використовується як сировина для виробництва будівельних матеріалів: цементу, шлакової цегли, шлакоблоків, шлакобетону, шлаковати та войлоку. Перед використанням шлак подрібнюється методом грануляції – швидким охолодженням шлаку в басейні чи жолобі. Розрізняють

мокру, суху і напівсуху грануляції. Найбільш широко використовується мокра грануляція, заснована на зливі рідкого шлаку у воду. Шлак, що утвориться при цьому, містить до 15-30% вологи, що знижує ефективність його застосування для виробництва будівельних матеріалів, тому що збільшені витрати на сушіння і перевезення.

При напівсухій грануляції виходить продукт, що містить 6-10% вологи. Доменні шлаки використовуються для одержання шлаковати і шлакового войлоку. Шлаковата утворюється при зливі рідкого шлаку з ковша в жолоб з отворами. На шлак, що випливає з жолоба, струмками подається стиснене повітря, у результаті чого шлак перетворюється в найтонші нитки. Шлаковата застосовується як ізоляційний матеріал, тому що має дуже низьку теплопровідність.

Шлаковий войлок виготовляється зі шлаковати при обробці її спеціальними емульсіями. Войлок виходить у виді плит і також використовується як ізоляційний матеріал.

Шлак застосовується і для виробництва **шлакового щебеню і пемзи**. Для виробництва щебеню придатні всі доменні шлаки, крім високоосновних (через їхню схильність до розпаду).

Пемза виходить у результаті зливу рідкого шлаку в траншею під водяний струмінь тиском 0,06 мПа, при цьому шлак спучується і кристалізується, утворюючи тверду пористу масу.

Доменний шлак використовується для виробництва **шлакоситалів** – конструкційних і оздоблювальних матеріалів легше алюмінію, що мають хімічну і термічну стійкість, високу міцність на вигин, стиск і стирання. Їх одержують сплавляючи гранульований шлак з кварцовим піском і частково з глиною.

Колошниковий пил

Колошниковий пил є відходом доменного виробництва, утворюється в результаті виносу дрібних часток шихтових матеріалів з доменної печі в складі

колошникового газу. Пил одержують у результаті очищення колошникового газу. Як вторинна сировина пил використовується в складі металовмістних сирих матеріалів при виробництві агломерату, тому що містить достатню кількість заліза (приблизно 15%). Для виробництва 1 тонни агломерату в аглошихту додається до 50 кг колошникового пилу.

5. Техніко-економічні наслідки методів інтенсифікації доменного процесу

5.1 Нагрів дуття

Підвищення нагрівання дуття є одним з найбільш ефективних методів інтенсифікації доменного процесу.

Інтенсифікація – це прискорення протікання окремих складових доменного процесу з метою підвищення питомої продуктивності доменної печі, що досягається створенням сприятливих умов для їхнього протікання з меншою витратою коксу на одиницю чавуну.

Одним з головних методів інтенсифікації доменного процесу є нагрівання дуття. У 1829 р. на шотландському заводі Клайд Д. Нельсоном випробуване нагрівання дуття до 149°C , а в 1831 – до 316°C . Ніяке інше нововведення не дало такої економії у виді зниження витрати коксу, як це.

На багатьох західних заводах до кінця 19 століття температура дуття була вже на рівні $800 - 900^{\circ}\text{C}$.

У Росії й Україні це нововведення почали застосовувати тільки з 20 століття. У 1977 р. у СРСР середня температура дуття складала 1068°C , до 1988 р. на деяких заводах (Череповецькому, ММК, Запоріжсталі) вона досягла 1200°C .

Докладний аналіз змін технології плавки в результаті підвищення нагрівання дуття приведений у роботах А.Н. Рамма [6].

Варто виділити наступні основні зміни в ході доменного процесу:

- Скорочення витрати вуглецю на фурмах.

Фізичне тепло нагрітого дуття ($\dot{v}_d * t_d$, кДж/кгСф) замінює собою частину тепла, яка утворюється горінням вуглецю коксу у фурмах (ω_c , кДж/кгСф). Зменшення кількості вуглецю, що згоряє на фурмах, визначається з рівняння:

$$(\omega_c + \dot{v}_d * t_d) * C_{\phi} = (\omega_c + v_d * t'_d) * C''_{\phi} \text{ і складає (\%):}$$

$$\Delta C_{\phi} = (1 - C''_{\phi} / C_{\phi}) * 100 = \frac{i''_d - i'_d}{\omega_c / v_d + i''_d} * 100; \quad (2.1)$$

де t'_d і t''_d – ентальпія дуття при менш і більш нагрітому дутті (без теплоти розкладання вологи), кДж/м³.

C''_{ϕ} , C_{ϕ} – відповідні витрати вуглецю на фурмах, кг/т чавуну.

Так при $\omega_c = 9800$ кДж/кг, $\omega = 0,21$, $\phi = 0,01$ і $v_d = 4,341$ м³/кг перехід від холодного дуття ($t_d = 0^{\circ}\text{C}$, $t'_d = -108$ кДж/м³) до дуття, нагрітого до 1000°C ($t''_d = 1319$ кДж/м³), супроводжується економією вуглецю:

$$\Delta C_{\phi} = \frac{(1319 + 108)}{9800 / 4,341 + 1319} * 100 \approx 40\%$$

Фактична економія C_{ϕ} більше у зв'язку зі зменшенням витрат тепла з колошниковим газом. З цього рівняння також випливає, що кожні наступні 100°C нагрівання дають меншу економію C_{ϕ} , чим попередні, тому що t''_d росте примірно пропорційно підвищенню температури дуття.

- Перерозподіл температур газів по висоті доменної печі.

При збільшенні температури дуття на 100°C теоретична температура горіння зростає на 60°C . При цьому міняється розподіл температур по висоті доменної печі: температура газів підвищується в нижній частині печі (у горні і заплічках) і знижується у верхній (у шахті). Залежність температури колошникового газу від температури дуття можна виразити рівнянням:

$$t_{к.г.} = t_{к.г.}^0 / (0,5 + 0,0005 t_d),$$

де t^0 к.г. - температура колошникового газу при $t_d = 1000^{\circ}\text{C}$.

Темп зниження t^0 к.г. зі збільшенням t_d зменшується: при низьких t_d він складає $40-60^{\circ}\text{C}$, при $700-900 - 25^{\circ}\text{C}$, а при $1000-1100 - 15^{\circ}\text{C}$ (Рис. 5.1.1)

- Зміна ступеня прямого відновлення

Зі збільшенням нагрівання дуття зменшується витрата вуглецю на фурмах і кількість оксиду вуглецю, що утворюється, на одиницю чавуну; при цьому також знижується температура шахти печі. У зв'язку з цим знижується ступінь непрямого відновлення, а ступінь прямого – зростає. Залежність rd від t''_d можна приблизно відобразити рівнянням:

$$r_d = r_d^0 (0,684 + 0,01 t_d^{0,5}),$$

де r_d^0 - ступінь прямого відновлення при $t_d = 1000$ °С.

Збільшення змісту CO_2 у колошниковому газі, що спостерігається при цьому, обумовлене тим, що витрата коксу і загальний вихід колошникового газу зменшуються в більшій мірі, чим абсолютна кількість CO_2 .

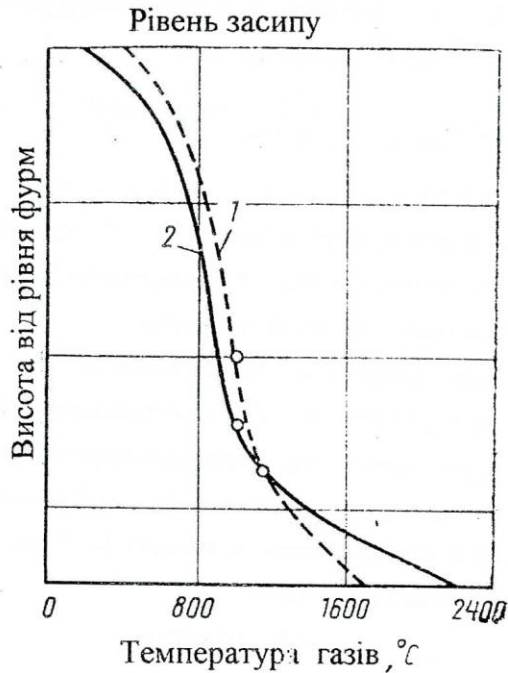


Рисунок 5.1.1 Розподілення температури газів по висоті доменної печі при низькій (1) і високій (2) температурах дуття

- Зміна корисної витрати тепла

При збільшенні температури дуття знижується витрата коксу на 1т чавуну і, як наслідок, зменшуються кількість золи і сірки, внесені їм. Також знижується витрата флюсу для їхнього ошлакування і зменшується вихід шлаку, що в результаті знижує корисну витрату тепла, а значить отримується додаткова економія коксу.

- Зміна інтенсивності плавки та її продуктивності.

Інтенсивність плавки, як відомо, залежить насамперед від газопроникності шихти. Зі збільшенням t^0 , знижується відносна витрата коксу і зменшується його об'ємна частка в шихті, що знижує газопроникність шару шихти, зростає перепад тисків при незмінному об'ємі газів (ΔP) і тиск дуття (P_d).

Наприклад, на ММК при збільшенні t^0 на кожні 100°С в межах 700-1000°С перепад тиску зростає на 5 кПа. Тому, якщо доменна піч працює на граничному (для збереження рівності ходу) перепаду, то підвищення t^0 вимагає деякого зниження інтенсивності. Слід зазначити, що більш значно зростає перепад у нижній частині печі, тобто що лімітуючою є нижня зона – горні і распар.

З ростом t^0 , спостерігається таке позитивне явище, як збільшення довжини зони циркуляції газів і коксу. Довжина цієї зони зростає зі збільшенням кінетичної енергії дуття, пропорційної квадрату його температури.

Однак, збільшення довжини зон горіння не перекриває погіршення газопроникності шихти, у результаті інтенсивність плавки необхідно знижувати при підвищенні t^0 .

Проте, відносна витрата коксу зменшується в значно більшій мірі, чим інтенсивність його спалювання, тому питома продуктивність доменної печі зі збільшенням t^0 зростає:

$$P = \frac{I_x}{K'}, \quad P = \frac{I}{\eta}$$

де η - коефіцієнт використання корисного об'єму, м³/т. добу

На рис.5.1.2 надані результати розрахунку впливу t^0 на показники доменної плавки.

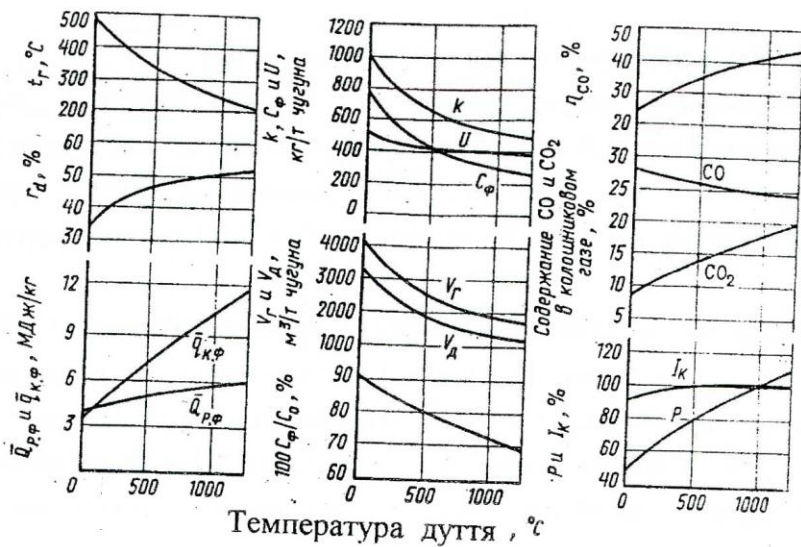


Рисунок 5.1.2 Вплив температури дуття на показники доменної плавки

Вивченням впливу нагрівання дуття на результати доменної плавки займалися багато вчених – (Готліб А.Д., Бабарикін М.М., Галатов А.Л.).

Бабарикін М.М. запропонував у результаті своїх досліджень формулу, що визначає відносну економію коксу при підвищенні температури дуття на 100°C:

$$\Delta K = 1830/t_0 + 0,58\%$$

За даними Галатова А.Л., на ММК інтенсивність спалювання коксу знижувалась на 2,02 – 2,4 % на кожні 100°C підвищення t_0 , а рудне навантаження ($P_H = P/K$) зростало на 4,0 – 4,5%.

Ретельні дослідження в Німеччині, на заводі в Рурорті на печі об'ємом 980 м³ показало збільшення зони непрямого відновлення по висоті печі на 20%.

- Зміна ефективності нагрівання дуття при вдуванні природного газу й інших заміників коксу.

Ефективність підвищення нагрівання дуття різко зростає при вдуванні в горн заміників коксу, що мають більш низьку теплопровідну здатність і супутнє збільшення горнових газів. Прикладом може служити природний газ, при вдуванні і згорянні якого виділяється тепла майже в два рази менше (у порівнянні з коксом), а газу утворюється в два рази більше, внаслідок чого знижується прихід тепла в горн. На рис.5.1.3 представлена розрахункова залежність між витратою природного газу (100% CH₄), температурою дуття і теоретичною температурою горіння.

Вдування природного газу тим ефективніше, чим нижче теоретична t^0 горіння. При цьому зменшується об'єм газів, а інтенсивність горіння коксу знижується не так сильно. У горновому газі збільшується кількість CO і H₂, при цьому збільшується ступінь використання газу, росте ступінь непрямого відновлення (r) і знижується ступінь прямого (rd).

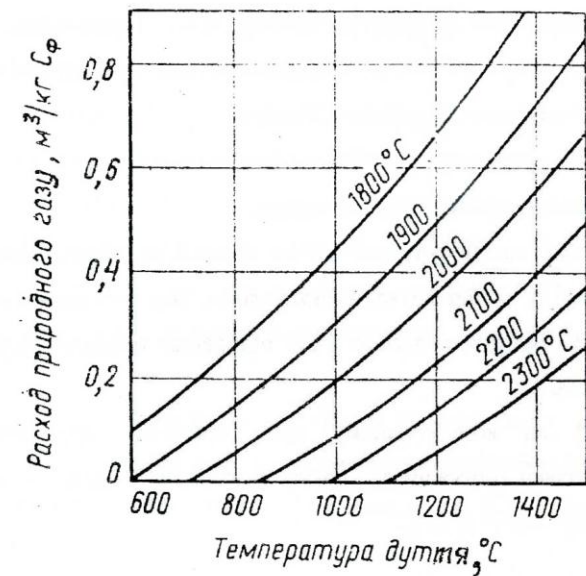


Рисунок 5.1.3 Витрати природного газу (100% CH₄), які відповідають теоретичній температурі (°C), при різних температурах дуття.

Як видно з приведеного графіка, нагрів дуття з 1100 до 1200°C при теоретичній температурі горіння рівній 1900°C дозволяє збільшити витрати природного газу на 0,1 м³/кгСф. Якщо Сф = 275 кг/т чавуну і коефіцієнт заміни коксу газом дорівнює 0,8 кг/м³, то економія коксу при цьому дорівнює:

$$\Delta K = 0,1 \cdot 0,8 \cdot 275 = 22 \text{ кг/т.}$$

Якщо підвищувати нагрівання дуття з 1100 до 1200 °С без вдування природного газу, то економія коксу дорівнює тільки 15 кг /т.

Таким чином, можна зробити висновок, що спільне застосування підвищеного нагрівання дуття і природного газу дозволяє компенсувати негативні сторони їхнього впливу на доменний процес.

Граничне й оптимальне нагрівання дуття.

В останні роки спостерігається швидке підвищення нагрівання дуття у всіх країнах, що обумовлено наступним:

- Поліпшенням гранулометричного складу шихти в результаті підвищення частки огрудкованих матеріалів у ній і збільшенням міцності коксу;
- Підвищенням тиску газу на колошнику;
- Вдуванням у горн природного газу і зволоження дуття;
- Застосуванням офлюсованого агломерату.

Як показує практика, в сучасних умовах нормальна робота доменних печей на атмосферному дутті без вдування природного газу можлива з нагріванням дуття до 1150°C, що при вологості 1-2% відповідає теоретичній температурі горіння 2250-2300°C.

При роботі на комбінованому дутті гранична температура дуття визначається тільки потужністю повітрянагрівачів і була б економічно вигідною на рівні 1400 – 1500°C.

5.2 Зволоження дуття

У 1894 р. Дж. Гейм одержав патент на «метод витягу вологи з дуття для доменних печей», а в 1904 р. увів в дію промислову установку по осушенню дуття селікогелем у США. В результаті дії установки при зменшенні вологи дуття з 1,6 до 0,5% витрата коксу знизилася на 19,6%, а продуктивність зросла на 24,7%. Перевірка цих результатів у Канаді й Англії підтвердила такі дані, однак через високу вартість установки, цей метод не одержав поширення.

У 1939 у США запропонували метод підтримки вологи дуття на постійному рівні. ДО 1942 р. було введено більш 10 таких установок (проектувалося 20). Це привело до зниження витрати коксу на 14% і збільшення продуктивності на 2,5% на заводі в Удворті. На інших заводах результати були гірше: в Алабамі одержали зниження витрати коксу на 4,3% і збільшення продуктивності печі на 16%. Після війни це питання було знято.

Досвіди Афанасьєва А. П. і Габриєля Л. Я. у 1940 р. на КМК і ММК показали, що зволоження дуття до 2-5% при підвищенні температури дуття дають позитивний результат. У 1959 р. 108 печей з 118-ти працювало на підвищеній і постійній вологості. При цьому одержували зниження витрат коксу на 2-5% і підвищення продуктивності на 5-15%, однак з початком використання природного газу цей метод став поступово забуватися. Зараз печі, що використовують природний газ працюють на природній вологості дуття.

В останні роки в Японії видано багато патентів на осушення дуття. Упровадження цього заходу привело до зниження витрат коксу на 0,7-0,8 кг/т чавуну при видаленні 1г вологи з 1 м³ дуття (або 6 кг/т чавуну на 1% вологості дуття).

Вологість повітря коливається як по місяцях, так і в плинні доби. Амплітуди коливань абсолютної вологості повітря по добі досягають 3,0% середньорічної, у межах доби коливання досягають 0,8% (рис. 5.2.1).

Поблизу водойму коливання вологості дуття може бути більшим, тому

тут варто встановлювати кондиціонери для підтримки вологи повітря на постійному рівні.

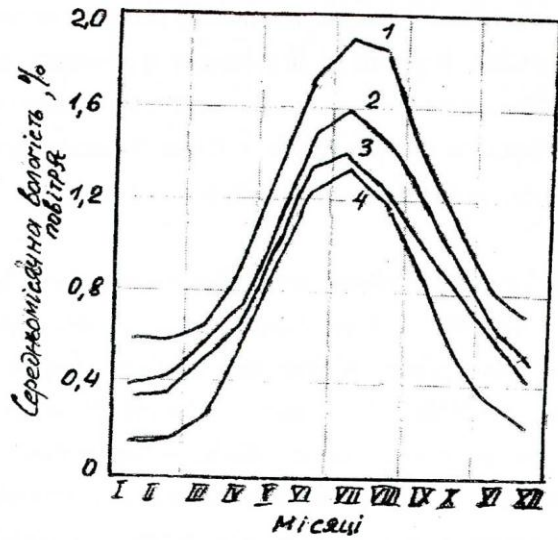


Рисунок 5.2.1 Сезонні коливання атмосферної вологості в різних географічних районах: 1 - Приазов'я, 2 - Придніпров'я, 3 — Донбас, 4 - Урал

5.2.1 Вплив вологості дуття на параметри дуття і горнового газу

Підвищення вологи дуття супроводжується зменшенням витрати дуття та виходу фурменого газу на 1 кг згоряючого на фурмах вуглецю коксу, підвищенням концентрації оксиду вуглецю та, ще в більшій мірі, водню в фурменому газі та зниженням вмісту азоту в ньому.

Вплив вологості на параметри дуття і горнового газу визначається наступними виразами:

$$V_d' = 0,933 / (\omega + 0,5\phi), \text{ м}^3 / \text{кг} \cdot C_\phi$$

$$\bar{V}_d = \frac{0,5(\bar{C}) + (\bar{O})}{\omega + 0,5\phi}, \text{ м}^3 / \text{м}^3 (\text{кг}) \text{ палива}$$

$$V_r' = 1,8667 + V_d'(1 - \omega + \phi), \text{ м}^3 / \text{кг} \cdot C_\phi$$

$$\bar{V}_r = (\bar{C}) + (\bar{H}) + (\bar{N}) + \bar{V}_d(1 - \omega + \phi), \text{ м}^3 / \text{м}^3 (\text{кг}) \text{ палива}$$

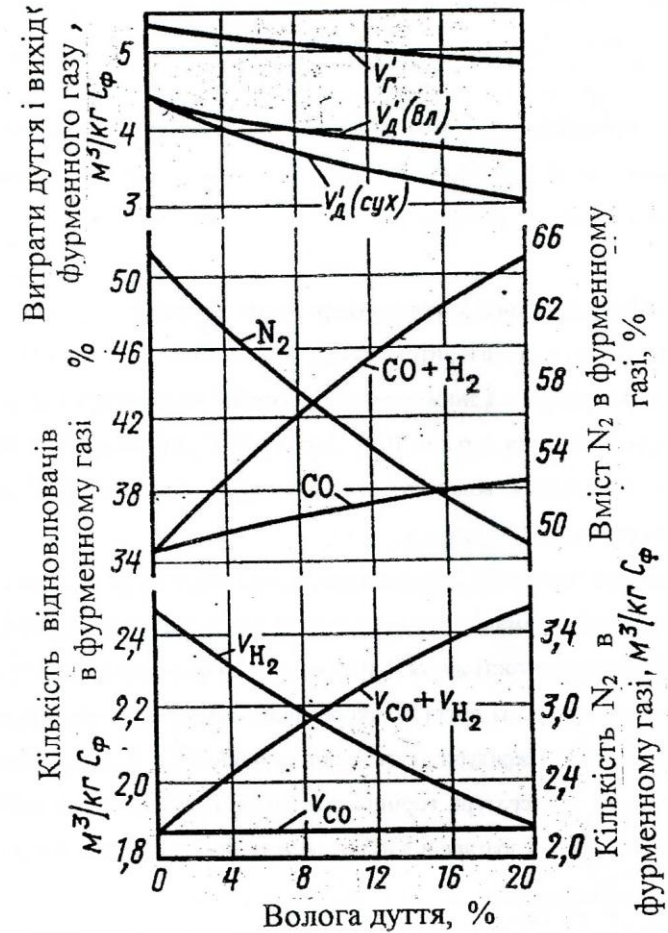
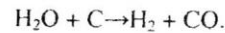


Рисунок 5.2.2. Вплив вологості дуття на його витрати, на вихід та склад фурменого газу

Видно, що збільшення частки відновлювальних газів відбувається за рахунок збільшення в дутті частки O_2 і H_2 вологи:



Зміст азоту за рахунок CO і H₂ зменшується.

Розкладання вологості дуття закінчується на більшій відстані від устя фурми, чим вуглекислого газу.

Кількість кисню, внесеного вологою визначається з рівняння:

$$\Delta\omega = 0,185 \frac{\varphi - 0,01}{1 + 1,5\varphi}$$

Збільшення вологості дуття з 1 до 5% рівносильно впливу на V_r збільшення змісту кисню в дутті на 0,7%, а по впливу на сумарну величину відновлювачів рівносильна збагаченню дуття на 3%.

5.2.2 Вплив вологи дуття на теоретичну температуру горіння

На розкладання вологи витрачається 10800 кДж/м³ води чи 13440 кДж/кг води, що супроводжується зниженням теоретичної температури горіння на 40-45° на 1% вологості дуття перших 10% і на 30-35° при вологості дуття більш 10%. Тому збільшення вологості дуття є ефективним засобом зниження температури горна.

Розрахунки показують, що при низькій вихідній вологості дуття (0 – 2%) збільшення її на 1% вимагає для компенсації тепла підвищення нагріву дуття близько 80°С, при вологості дуття 8-10% ця компенсація зменшується до 60°С. Для компенсації вологості дуття по теоретичній температурі горіння потрібно менше збільшення температури дуття – лише на 60-50°С / % H₂O відповідно.

Теоретична температура горіння при використанні вологого дуття може бути збережена шляхом збагачення дуття киснем на (0,9-1,0%)O₂/% H₂O.

5.2.3 Вплив вологи дуття на процес горіння коксу на фурмах

Підвищення вологи дуття викликає збільшення зон горіння від уповільнення процесу горіння при зниженні температури горна. При компенсації збільшення вологості підвищенням температури дуття зміни

параметрів зони горіння не відбувається. Однак, водяна пара розкладається за межами існування вуглекислого газу, що подовжує окисну зону. Виникає протиріччя того, що вода повинна раніш реагувати з вуглецем коксу, ніж з вуглекислим газом. В роботі [6] автор пояснює цю взаємодію не кінетичними, а термодинамічними умовами: при температурі більш 810°С водяний пар є більш міцним, ніж вуглекислий газ. Крім того, в окисній зоні вуглекислого газу більше, ніж водяної пари, тому останній реагує тільки після зникнення вуглекислого газу. З цієї причини збільшення розмірів окисної зони визначається наявністю води.

5.2.4 Вплив вологи дуття на ступінь непрямого відновлення

Зволоження дуття приводить до збільшення виходу відновлювальних газів (CO + H₂) м³/кг·С_ф і їх концентрації в фурменому газі, що повинно прискорити відновлювальні процеси і зменшити ступінь прямого відновлення за рахунок водню насамперед. Причому, прискорюючий вплив водню пропорційний його концентрації.

У порях, недоступних для CO, H₂O взаємодіє з CO, H₂ повертається до Fe_xO_y, а CO₂ дифундує, тобто водень багаторазово взаємодіє з оксидами заліза і збільшує ступінь використання газів. Дослідження на заводі Дзержинського показали збільшення ступені непрямого відновлення (r₁) на 3,3% на кожний 1% підвищення вологи дуття.

На доменній печі в Геттінгені (Німеччина) ця величина склала ~2,7%.

5.2.5 Вплив на хід печі

Підвищення вологості дуття приводить до вирівнювання ходу печі, усуваючи обриви (досвід Донецького металургійного заводу) і сприяє зростанню температури дуття і об'єму дуття.

Причини, що призводять до поліпшення ходу печі та можливості підвищення інтенсивності шлавки:

- 1) збільшення вологості дуття усуває вплив коливання природної вологості повітря;
- 2) збільшення вологості дуття приводить до підвищення змісту водню, що спричиняє зниження в'язкості газу; у результаті підвищується швидкість газів, не змінюючи ΔP (швидкість газу збільшується на 0,4% / 1% вологи дуття);
- 3) вихід фурменого газу знижується на 0,5% на 1% вологи дуття, тому при $\Delta P = \text{const}$ це дозволяє підвищити кількість C_{ϕ} , що спалюється в одиницю часу;
- 4) збільшення вологості дуття без температурної компенсації приводить до зниження теоретичної температури горіння і температури горна;
- 5) збільшення вологості дуття приводить до підвищення розміру окисної зони і горіння вуглецю коксу більш рівномірне по перерізу печі при збільшенні обсягу зон, що поліпшує сход шихти.

Однак, механізм впливу підвищення вологості дуття дотепер цілком не вирішений.

Узагальнюючи застосування вологості дуття В. Т. Басов [6] зробив висновок: підвищення вологості дуття з 1% до 3% знижує витрату коксу на 0,9%, а збільшення продуктивності дорівнює 3,2% на 1% вологи дуття. Ці величини були б більшими при точному розрахунку і реалізації компенсацій 1% водяної пари температурою дуття.

5.3 Збагачення дуття киснем

Збагачення дуття киснем запатентоване Г. Бессемером у 1876 р. Перша плавка з використанням технологічного кисню (до 22,8% у дутті) проведена у Угрі (Бельгія) в 1913 р. Відзначено збільшення продуктивності на 12% і незначне зниження витрати коксу.

У СРСР широке застосування збагачене дуття знайшло з початком використання природного газу з 1957 р., а в 1977р. вже 89 печей (65%)

працювало на комбінованому дутті з середнім змістом кисню 26,2%.

На Заході збагачення дуття киснем поширення не одержало.

5.3.1 Вплив збагачення дуття киснем на технологію

Збагачення дуття киснем (рис. 5.3.1) супроводжується зниженням витрат дуття на 1 кг вуглецю, який згоряє на фурмах (V'_d) і відносно меншим зменшенням об'єму фурменого газу (V'_r), $\text{м}^3/\text{кг } C_{\phi}$:

$$V'_d = \frac{0,933}{\omega + 0,5\phi}$$

$$V'_r = 1,87 + V'_d(1 - \omega + \phi)$$

Співвідношення об'ємів дуття та фурменого газу:

$$\frac{V'_d}{V'_r} = \frac{1}{1 + \omega + 24}$$

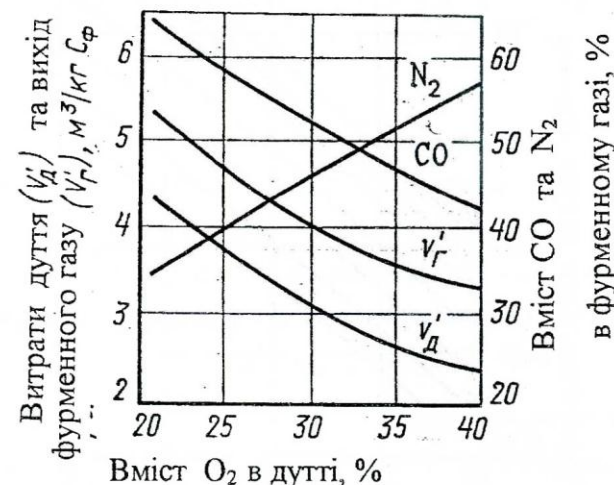


Рисунок 5.3.1 Вплив концентрації кисню в дутті на витрати дуття, вихід та склад фурменого газу (вологість дуття 1%).
(На кривих замість CO читати N₂, замість N₂ - CO)

Зі збільшенням концентрації кисню в дутті зростає концентрація оксиду вуглецю в фурменому газі, $\%l\%$: $CO=(2\omega+\varphi)/(1+\omega+2\varphi)$ і зменшується зміст азоту:

$$N_2 = \frac{1-\omega}{1+\omega+2\varphi}$$

Збільшення концентрації кисню в дутті супроводжується зростанням теоретичної температури горіння:

$$t_{\text{т}} = \frac{\omega_c + i_c + V_d i_d}{C_a V_2}$$

ω_c – теплота горіння вуглецю коксу в CO, кДж/кг.

Температура збільшується внаслідок зменшення об'єму фурмених газів: на кожен додатковий відсоток кисню в дутті її ріст складає 45-50°C. При зазначених на рис. 5.3.2 параметрах дуття її максимально припустиме значення 2500°C досягається вже при концентрації 26% O₂ в дутті.

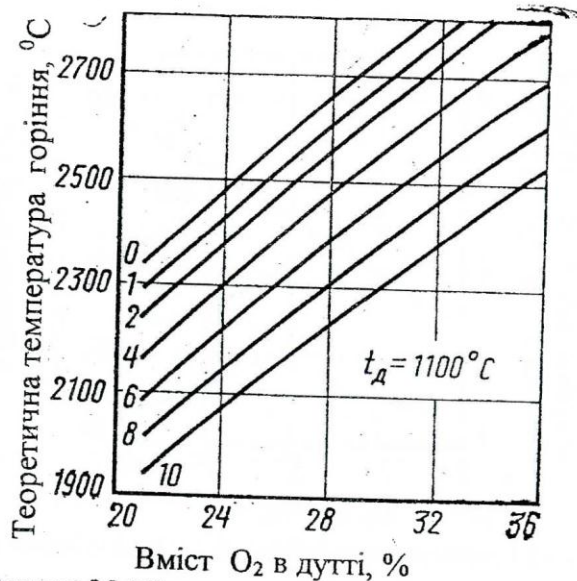


Рисунок 5.3.2 Вплив концентрації кисню в дутті на теоретичну температуру горіння ($\omega_c = 9800$ кДж/кг С; $i_c = 1475$ ° С; $t_d = 1100$ ° С, цифри у кривих - вологість дуття, %)

Зменшення концентрації N₂ і збільшення t_{т.г} прискорюють процес горіння вуглецю коксу зі зменшенням обсягу фурменого вогнища.

Це зменшення зникає при збільшенні інтенсивності горіння коксу у 1,5 рази за рахунок підтримки $\Delta P_{\text{заг}} = \text{const}$.

Збільшення t_{т.г} дозволяє успішно плавити феросплави, що при звичайному дутті плавити важко або неможливо. Добре плавляться і Fe-сплави з тугими шлаками типу портландцементу, у яких багато вільних CaO, Al₂O₃ і MgO.

При плавці ж переробного чавуну збагачення дуття киснем може застосовуватися разом з підвищенням вологості дуття чи природним газом або мазутом.

Підвищення вмісту кисню в дутті у результаті знижує величину загального перепаду $\Delta P_{\text{заг}}$, тому інтенсивність можна збільшити до досягнення вихідного $\Delta P_{\text{заг.онт}}$. При цьому продуктивність (П) зростає пропорційно (за умови постійної витрати газу в одиницю часу при роботі печі на атмосферному та збагаченому дутті):

$$P_{\omega}/P_{21} = V_{\text{г}}^{21}/V_{\text{г}}^{\omega}$$

де P₂₁, P_ω, V_г²¹, V_г^ω – відповідно продуктивність (т/добу) і витрати газу м³/т чавуну до (21) і після (ω)збагачення дуття.

Вихід колошникового газу при відсутності карбонатів і гідратів у шихті дорівнює: $V_{\text{кол}} = C_{\text{ф}} V_{\text{г}}' + C_{\text{д}} \cdot 22.4/12$, а при середньому відношенні C_д/C_ф=0,3:

$$V_{\text{кол}} = C_{\text{ф}}(V_{\text{г}}' + 0,56)$$

При однакових відносних витратах коксу на атмосферному та збагаченому дутті і однакових значеннях C_ф та C_д і V_{г(21)}}'=5,34 м³/кг·C_ф одержимо:

$$\frac{P_{\omega}}{P_{21}} = 5,9(V_{\text{г}}' + 0,56)$$

Зміни V_г' , P_ω, ΔP_ω, розраховані згідно вище наведеним виразам, при збагаченні дуття киснем приведено на рис.5.3.3 і в табл. 5.3.1

Таблиця 5.3.1 Вплив збагачення дуття киснем на P_{ω} і V_r

$\omega, \%$	21	25	30	35	40
$V_r, \text{м}^3/\text{кг}\cdot\text{C}_{\phi}$	5,34	4,65	4,04	3,60	3,27
$P_{\omega}, \%$	100	113,4	128,4	142,0	164,0
$\Delta P, \%/ \omega$	-	3,3	3,0	2,7	2,4

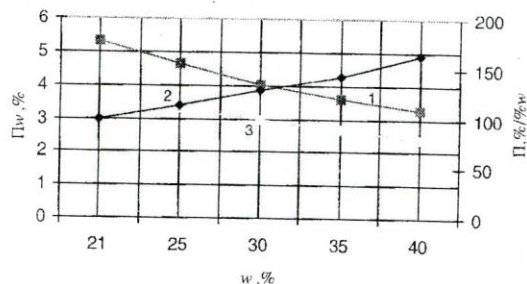


Рисунок 5.3.3 Вплив концентрації кисню в дутті на об'єм фурменого газу (1) і продуктивність печі (2), зміна продуктивності (3)

Видно, що в міру збагачення дуття киснем питомий ріст P зменшується з 3,3 при $O_{2д} = 21-25\%$ до 2,4 $\%/ \omega$ при $O_{2д} = 35-40\%$. Ці дані збігаються з промисловими результатами по збагаченню дуття киснем.

Характер розподілу температур при збагаченні дуття киснем аналогічний нагріванню дуття. Але зменшення кількості газів на одиницю чавуну, на відміну від нагріву дуття, відбувається не внаслідок зменшення витрати коксу, а внаслідок зменшення виходу фурменого газу на 1кг вуглецю, який згорає. При цьому зменшується кількість тепла, яке вноситься газами в шахту печі. Мала кількість тепла в шахті створює напружений тепловий баланс у цій зоні. Зм'якшення цього явища можна досягти наступними засобами: 1) скороченням ендотермічних процесів (випарювання вологи, розкладання карбонатів і ін.); 2) збільшенням приходу тепла вдуванням у цю зону ГВГ.

Підвищення вмісту кисню в дутті збагачує газову фазу оксидом вуглецю, тому t_r повинно рости. З іншого боку, зниження температур в шахті і збільшення температур у горні збільшують t_d , тому в залежності від комбінації кисню в дутті з природним газом, вологою дуття та таке інше, t_r повинно зростати. Зниження кількості тепла, яке вноситься в доменну піч нагрітим дуттям, зменшується при збагаченні його киснем. Це перешкоджає зниженню витрат коксу, а іноді навіть і підвищує його.

Тепловіддача вуглецю визначається рівнянням, кДж/кг:

$$q_c = \omega_c + \frac{22,4}{24} \left(\frac{C_0 t_d - C_0 t_r}{\omega} - C_0 t_r \right)$$

З нього випливає, що q_c при збагаченні дуття киснем росте тільки у випадку $t_d < t_r$. Цього ніколи не буває, тому витрати коксу повинні зрости. Головною умовою зберігання витрат коксу на постійному рівні, або забезпечення його знижки, повинна бути незмінна величина температури колошникового газу. Це досягається тільки при плавлі феросплавів.

Позитивним фактором збагачення дуття киснем є підвищення калорійності колошникового газу в зв'язку зі збільшенням концентрації CO і зниженням концентрації N_2 .

При збагаченні на рівні 60% O_2 можна одержати газ, який після конверсії CO по реакції $CO + H_2O = CO_2 + H_2$ і відмивання CO_2 має відношення $H_2/N_2 = 3,2$. Такий газ придатний для синтезу аміаку.

Аналіз розрахункових і практичних даних показує, що збагачення дуття киснем при $t_b = 1000^\circ\text{C}$ зменшує:

- температуру колошникового газу, витрати дуття, вихід фурменого газу, концентрацію N_2 , час перебування газу і матеріалів у печі, собівартість чавуну;
- збільшує:
- теоретичну температуру горіння, частку прямого відновлення, сумарну кількість $(CO+CO_2)$, ступінь використання CO, добове

виробництво, витрати коксу та інтенсивність плавки.

не змінює:

- витрати коксу (за визначеними умовами), кількість вуглецю, який згоряє на фурмах, ступінь використання CO (за визначеними умовами).

Узагальнюючи вплив збагачення дуття киснем, можливо зробити наступні висновки:

- 1) підтримка теоретичної температури горіння на рівні не $< 2300^{\circ}\text{C}$ можлива при температурі дуття не вище 1100°C , а концентрація кисню не повинна перевищувати $(20 + \phi)$; для спецчавунів $t_{\text{г.г.}} = 2500\text{--}2700^{\circ}\text{C}$;
- 2) зростання добового виробництва становить 3 – 4,7% на 1% додаткового кисню в дутті при виплавці переробного чавуну та 5–7,5% для феросплавів;
- 3) відносна витрата коксу при збагаченні дуття киснем не знижується;
- 4) температура колошникового газу знижується у розрахунку на 1% додаткового кисню в межах від 10 до 32°C ;
- 5) ступінь непрямого відновлення не залежить від збагачення дуття киснем, якщо останнє не супроводжується зміною температури дуття, вологи дуття та витратою природного газу.

5.4 Вдування в горні заміників коксу

У 1838 р. В. Барнетом було запропоноване вдування смоли й вуглецьовмісних газів, а в 1840 р. С. Бэнксом – вдування деревного вугілля, коксу, вугільного пилу. У 1840-45 р.р. у Франції вдували деревинно-вугільний дріб'язок і в результаті одержали 10% економії вугілля.

Л. Бэлл запропонував вдувати в доменні печі відновлювальні гази, а Д. Чернов – відновлювальні продукти згорання твердого палива.

На початку 20-го століття на Заході застосовували нафту для розігріву горна при похолоданнях і настоутвореннях, а у шведських електродомених печах повертали в горні колошниковий газ для охолодження горна і збільшення кількості відновлювальних газів.

У 20-х роках у Німеччині Е. Дипшлягом випробуване вдування пиловугільного палива, але результати були негативні – економії коксу не було.

У 1948 р. в Угорщині використовували відновлювальний газ зі змістом близько 73% ($\text{CO} + \text{H}_2$). При цьому ступінь непрямого відновлення зросла з 70% до 97%.

Наприкінці 50-х років вдування різних палив знайшло широке поширення в доменному виробництві.

5.4.1 Теорія питання вдування вуглеводнів в горні доменної печі

Вуглеводні згоряють і дають CO і H_2 . CO_2 і H_2O , що утворюються при цьому, реагують з вуглицем коксу (C_k), утворюючи також CO і H_2 . Теплота неповного згорання граничних вуглеводнів у розрахунку на 1 кг вуглецю, що згоряє, значно менше, ніж для вуглецю коксу, тому що частина тепла поглинається в процесі піролізу (розкладання вуглеводнів на вуглець і водень). Як видно з таблиці 5.4.1, теплота розкладання граничних вуглеводнів, а також рідких і твердих палив зростає зі зменшенням вагового відношення С:Н в них. Мінімальне значення вона досягає для метану, складаючи при цьому 30% від теплоти неповного згорання вуглецю коксу.

Таблиця 5.4.1 Теплота неповного згорання вуглецю різних палив (у залежності від відношення в них Н:С)

Паливо	Відношення Н:С	Теплота згорання	
		кДж/кг ³	%
Кокс	0,003	9800	100
Антрацит	0,003	9400	96
Газове вугілля	0,09	8400	85

Мазут	0,12	7500	77
Вуглеводні:			
Пентан (C ₅ H ₁₂)	0,20	6740	69
Етан (C ₂ H ₆)	0,25	5650	58
Метан (CH ₄)	0,333	2970	30

При вдуванні холодних палив вони нагріваються повільно, тому піроліз вуглеводнів починається при низьких температурах, при цьому утворюється полум'я, що коптить, і частина сажистого вуглецю згоряє не цілком. Крім того, сажистий вуглець розчиняється в продуктах плавки, погіршуючи дренаж через зріст їхньої в'язкості. При цьому утворюється гарнісаж у заплічках і распару, посилено горять фурми. Повному горінню вуглецю палива сприяє краще змішування палива з дуттям, а для рідкого палива – більше диспергіювання, висока температура дуття і збагачення дуття киснем. Зі збільшенням витрати палива збільшується кількість сажистого вуглецю, знижується кількість тепла і зменшується коефіцієнт заміни (Кз) паливом коксу.

Загальний прихід тепла від горіння коксу $[(9800 + V'_d \cdot t_0) \text{кДж/кг} \cdot C_\phi]$ зростає на величину $V_S \cdot (w_S + \bar{V}_d \cdot i_d) \text{кДж/кг} \cdot c_\phi$ при вдуванні холодного палива, де V_S - витрата палива, м³(кг)/кг·C_ф, w_S - теплотворна здатність палива, кДж/м³(кг), i_d - ентальпія дуття за винятком теплоти розкладання води дуття, кДж/м. Це одна з причин зниження витрати коксу.

Теоретична температура горіння знижується зі збільшенням витрати палива через переважне збільшення об'єму газів над кількістю внесеного тепла. Ступінь зниження теоретичної температури горіння залежить від виду палива: чим його теплотворність вище, тим менше знижується температура. Цим визначається гранична витрата палива.

Кількість колошникового газу зростає пропорційно обсягу фурменого

$$V'_{\text{кол}} = C_\phi \cdot V'_r + \frac{22,4}{12} C_d + C_r \cdot \bar{V}_r, \text{ м}^3$$

В міру росту витрати палива третій член суми зростає більше, ніж загальне зменшення перших двох. У результаті об'єм газу збільшується, а підвищення відносин водяних еквівалентів газу і матеріалів $(\frac{w_r}{w_m})$ приводить до росту температур у шахті і на колошнику, незважаючи на поліпшення теплопередачі газу за рахунок водню.

Збільшення в газі змісту (CO + H₂) на одиницю чавуну, часу перебування матеріалів і газів у печі, унаслідок зниження витрати коксу, знижує інтенсивність плавки. При цьому зростає ступінь використання відновлювальних газів ($\eta_{(C_o+H_2)} = \eta_c$) і, як наслідок, підвищується ступінь непрямого відновлення (τ_1). Це особливо виявляється при вдуванні природного газу (підвищення $\Delta\tau_1 = 19,6\%$), для мазуту - 15,9% і ще менше для вугільного пилу - 8,7%, Коефіцієнт заміни (Кз) при цьому відповідно дорівнює 0,82; 1,20; 0,84 (1978р.).

При визначенні вище приведених параметрів накладається багато сторонніх факторів, тому в кожному випадку варто робити «Баланс факторів» з метою відслідкування чи компенсації (обліку) їхнього впливу на витрату коксу і продуктивність.

Економія коксу, обумовлена вдуванням додаткового палива, змінюється в широких межах. Вона характеризується коефіцієнтом заміни коксу, тобто заощадженням коксу, віднесеним до одиниці витраченого палива (кг/м³ чи кг/кг). Доцільно визначати вплив додаткового палива в чистому виді, уводячи виправлення на вплив супутньої зміни інших параметрів.

Коефіцієнти заміни можна визначати трьома способами:

$$1) \text{ Загальний: } Kz' = \frac{\Delta K'}{V_s} = \frac{(K'_0 - K'_2)}{V_s}, \text{ кг/м}^3 \cdot (\text{кг})$$

де K'_0 і K'_2 - витрата коксу базовий і при вдуванні палива в кількості V_s (кг/м³(кг)т)

2) Різницевий:
$$K_{з}' = \frac{(K_1' - K_2')}{(V_{S2} - V_{S1})}, \text{ кг/м}^3(\text{кг})$$

де K_1' і K_2' – витрати коксу відповідно при витратах палива V_{S1} і V_{S2} , кг/м³(кг)т

3) Диференціальний (похідний)
$$K_{з}'' = \frac{dk}{dV_S}, \text{ при витраті палива, що вдувається, } V_S$$

Усі три $K_{з}$ збігаються при лінійному зниженні витрати коксу з ростом витрати палива, що вдувається. У більшості випадків зниження $K_{з}$ із ростом V_S сповільнюється, при цьому $K_{з}'$ і $K_{з}''$ сильно відрізняються від $K_{з}$.

Таблиця 5.4.2 Витрати коксу і коефіцієнти заміни при різних витратах палива.

V_T , м ³ /кг чавуни	0	0,01	0,05	0,10	0,15	0,20
K' , кг/кг чавуну	0,500	0,480	0,438	0,400	0,367	0,338
$K_{з}$, кг/м ³ (кг)т	-	2,00	1,23	1,00	0,89	0,81
$K_{з}''$, кг/м ³ (кг)т	-	1,40	0,86	0,70	0,62	0,57

На практиці при $V_S=100$ м³(кг)т чавуна і незмінних параметрах дуття одержують $K_{з}$ у таких межах:

ПГ – 0,9÷0,7; КГ – 0,5÷0,4; Мз-1,4÷1,2; ПВП (антрацити)-1,1÷1,0.

При тепловій компенсації, тобто при підвищенні температури дуття, $K_{з}$ підвищується.

При вдуванні додаткових палив, підвищується вихід горнових і колошникових газів, зростає активна вага шихти, але при цьому зменшується газопроникність шихти через зниження витрати коксу, що приводить до

зниження інтенсивності плавки. Тому вважається, що продуктивність доменної печі залишається постійною (у випадку застосування атмосферного дуття). При збагаченні дуття киснем до 30-40%, підвищенні температури дуття і збільшенні витрати природного газу, що приводить до зниження теоретичної температури горіння, продуктивність може бути підвищена до 15-35%.

Собівартість чавуну визначається витратою палива, що вдувається, на 1 т чавуну, коефіцієнтом заміни ним коксу, а також співвідношенням цін коксу і додаткового палива. В даний час стрімке зростання цін на усі види палива, обумовлене світовою енергетичною кризою, істотно понизило ефект їхнього використання.

5.4.2 Вдування природного газу

Вперше природний газ використали в 1957 р. на ДП-4 заводу ім. Петровського. У 1958-60 р. на “Запоріжсталі” і з-ді ім. Держинського застосували природний газ на дутті з 24% O₂. У 1977 р. вже 111 печей СРСР працювало з природним газом і 86 з них - на збагаченому дутті. Зараз усі печі працюють на комбінованому дутті. Загальна економія коксу склала більш 10 млн. т.

У США природний газ використовують з 1953 року, а в Західній Європі - з 1960 р. У деяких з них (Франція, Італія) використовується російський газ.

Природний газ містить 90-99% CH₄; 0,3-4,5% C₂H₆; 0,1-1,2% C₃H₈; 0,1-0,86% C₄H₁₀; до 0,3 C₃H₁₂; CO₂=0,1-1,0; N₂=0,5-3%. Кількість сумарного вуглецю і водню складає, м³/м³: (\bar{c})=0,98-1,08; (\bar{h})=1,95-2,07. Теплота неповного згоряння $\omega_s=1500-1800$ кДж/м³ (5% від тепла повного згоряння).

До доменної печі газ підводиться через кільцевий повітропровід, бічний отвір у фурмі зверху, щоб не заливало шлаком.

Розподіл газу по фурмах нерівномірний і складає 0-188% від середнього. На фурмах з високим відношенням газ/дуття $t_{\text{газу}}$ зменшується, що впливає на в'язкість шлаку і неповноту згоряння природного газу. Це приводить до прогару

фурм. Кількість газу по фурмах відрізняється до 1,5 разів, що вимагає автоматичного регулювання його витрати і співвідношення з дуттям. На заводі ім. Ілліча використовували таку систему регулювання, у результаті покращився хід печі і її техніко-економічні показники.

Горіння CH_4 природного газу завершується на відстані до 1,5 м від устя фурми, а H_2O зникає за межами 2,5 м, що на 1 м більше межі зникнення CO_2 .

Підвищення частки CO і H_2 у фурменому газі знижує ступінь окислювання елементів чавуну більш ніж у 2 рази.

У шахті максимальний зміст $\text{H}_{2\text{max}}$ спостерігається на периферії, $\text{H}_{2\text{min}}$ – біля осі, але проте біля осі зміст H_2 у 3-4 рази більше, ніж без вдування природного газу.

Краще змішування природного газу з дуттям у зоні циркуляції підвищує частку повітря в проміжній зоні і його відновлювальну здатність. Зі збільшенням витрати газу зміст H_2 у колошниковому газі зростає пропорційно (рис. 5.4.1).

З приведеного малюнку видно, що збільшення витрати газу до $100 \text{ м}^3/\text{т ч.}$ збільшує загальний обсяг газу за рахунок водню, підвищує ступінь його використання і всього газу в цілому; при цьому знижується ступінь прямого відновлення з 49% до 34%. За рахунок збільшення об'єму газу зростає температура колошникового газу з 250° до 340° С. Співвідношення ступенів використання H_2 і CO зростає з 0,5 до 1,0.

Результати впровадження природного газу дають різний характер зміни R_d з ростом витрати газу, але більшість даних дають пряму лінійну залежність:

$$r_d = \frac{51,2}{V_G} - 0,216$$

Відповідно до цього рівняння при витратах газу $160 \text{ м}^3/\text{кг}$ ступінь прямого відновлення заліза дорівнює приблизно 10%.

Вдування природного газу на різних заводах супроводжувалося збільшенням температури дуття та змісту кисню в дутті, зниженням вологості, тому

одержували значення K_z від 0,8 до 2,0 $\text{кг}/\text{м}^3$. Збільшення продуктивності було значно меншим і складало 1-4%.

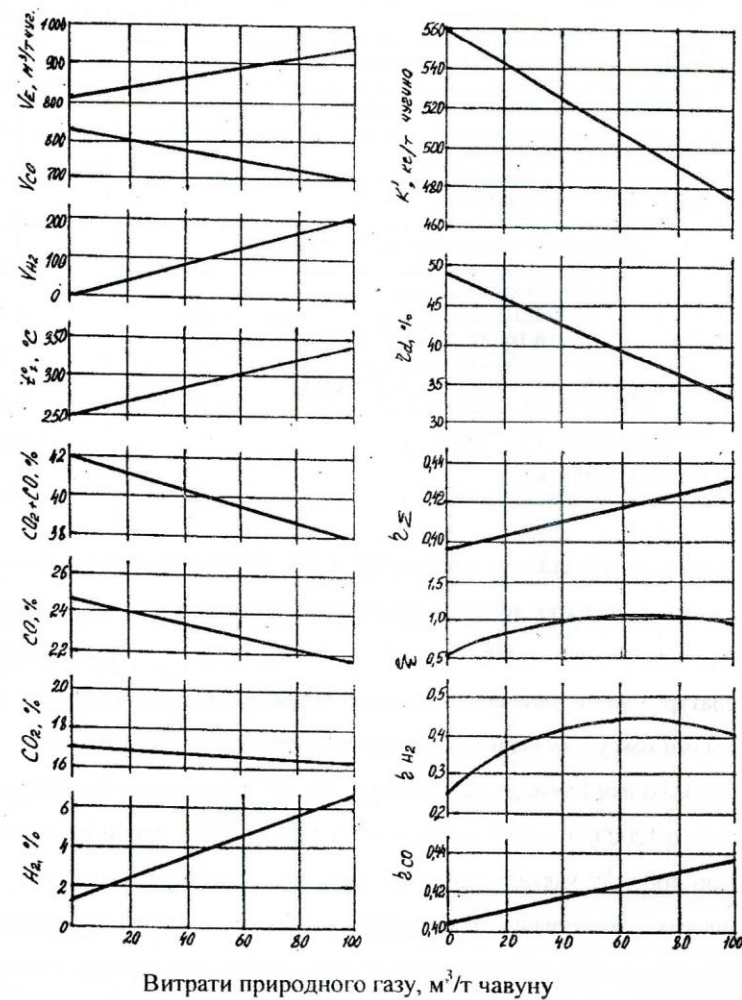


Рисунок 5.4.1 Показники доменної плавки при вдуванні природного газу

Останнім часом використовують комбіноване дуття: сполучення збагачення дуття киснем із вдуванням природного газу. Комбіноване дуття припускає використання протилежного впливу кожного параметра на показники плавки (Таблиця 5.4.3).

Таблиця 5.4.3 Напрямок змін показників плавки при вдуванні природного газу і збагачення дуття киснем.

Показники	Природний газ	кисень
1. Теоретична температура горіння, °С	-	+
2. Температура колошникового газу, °С	+	-
3. Ентальпія дуття, кДж/кг·С _ф	+	-
4. Зміст (СО + Н ₂) у пічному газі, %	+	+
5. Час перебування шихти при ΔРзаг.=const, ч	+	-
6. Ступінь прямого відновлення, %	-	±
7. Зовнішні втрати тепла, кДж/кг чавуну	+	-
8. Вихід колошникового газу, м ³ /т чавуну	+	-
9. Витрата коксу кг/т чавуну	-	±
10.Продуктивність	±	+

У такий спосіб спільне використання цих інтенсифікаторів навіть при їх дуже великих витратах дозволяє утримувати параметри процесу в нормальних межах: підвищення змісту кисню в дутті при постійній теоретичній температурі горіння дозволяє підвищити витрати природного газу, що приведе до економії коксу, хоча сам по собі кисень цього зробити не дозволяє.

Розрахунки Рамма А. Н.[6] показують, що збільшення температури дуття від 700 до 1200°С і вмісту кисню в дутті з 21 до 30% (при зміні витрати газу від 0 до 400 м³/т чавуна) майже не змінюють ступінь прямого відновлення, підвищують теоретичну температуру горіння, зменшують температуру колошникового газу. Відносна витрата коксу нижче при менших температурах дуття і великих витратах газу (більш 200 м³/т).

Витрати газу більш 200 м³/т чавуну дають погіршення газодинаміки доменних печей. Це особливо впливає на рівність ходу у випадку роботи на тугоплавких шлаках.

Оптимальне співвідношення витрат природного газу і технологічного кисню (V_G/O_{2z}) обумовлено межею величини теоретичної температури горіння, рівному 1900-2300°С. Робота на мінімальній теоретичній температурі дозволяє вдувати більше газу і знижує витрату коксу. Робота на максимальній теоретичній температурі горіння дозволяє більше збагачувати дуття киснем і одержувати приріст виробництва.

З підвищенням витрати газу і збільшенням змісту кисню в дутті прихід тепла в області горіння зменшується, а в області відновлення - зростає за рахунок відновлення воднем. Балансовий прихід тепла зменшується в результаті скорочення втрат тепла з газом і в зовнішнє середовище, а також за рахунок зменшення корисної витрати тепла. Це не позначається на абсолютній величині витрати коксу. Істотний вплив має температура дуття: при атмосферному дутті її підвищення приводить до підвищення Кз, а при збагаченні дуття киснем до 35% підвищення температури дуття знижує Кз.

Підігрів газу до 500-600°С, коли піроліз відсутній, дозволяє одержати економію коксу до 10 кг/т чавуну. Його можна гріти і до 800°С при введенні мікродоз кисню для запобігання виділення сажистого вуглецю. У цьому випадку економія коксу зростає.

5.4.3 Вдування коксового газу

Промислові досвіди по вдуванню коксового газу (КГ) уперше були проведені в 1957 році на КМК , а потім відновлені в 1962 році, з витратою газу до 90 м³/т чавуна. У США вперше коксовий газ був застосований у 1960 році на заводі в Невил Айленді. Метод випробуваний на багатьох заводах СРСР, але зараз практично не використовується. В невеликих обсягах застосовується у США, Канаді, Англії, Франції.

КГ є продуктом коксування, очищеним від смол, бензолів, сірководню, аміаку.

Зразковий склад коксового газу: $H_2=55-60\%$; $CH_4=22-28\%$; $C=5-7\%$; $C_mH_n=2-3\%$; $CO=2-3\%$; $N_2=2-4\%$; $O_2=0-1\%$; $H_2O=2-3\%$.

Сумарна концентрація компонентів, m^3/m^3 : $(\bar{C})=0,37-0,45$; $(\bar{H})=1,05-1,25$; $(\bar{O})=0,05-0,08$; $(\bar{N})=0,02-0,04$.

Теплота неповного згоряння КГ складає $80-180 \text{ кДж}/m^3$, тобто в 10-20 разів менше природного газу. Повна теплота згоряння коксового газу усього в 2 рази менше, ніж у природного. Витрата кисню на спалювання $1 m^3$ коксового газу не перевищує $0,5-0,6 m^3$, а кількість внесеного їм тепла – до $1000 \text{ кДж}/m^3$ при $O_{2n}=21\%$. Тепловіддача коксового газу складає $\leq 400 \text{ кДж}/m^3$, у той час як для природного газу вона міняється звичайно в межах $2500-3800 \text{ кДж}/m^3$.

До недоліків коксового газу варто також віднести наступне:

- необхідність комприміювання його перед подачею в піч до тиску, що перевищує тиск дуття в доменній печі;
- необхідність очищення його перед комприміюванням від нафталіну, H_2S ; C_xH_y , неграничних з'єднань і ін., що забруднюють компресори.

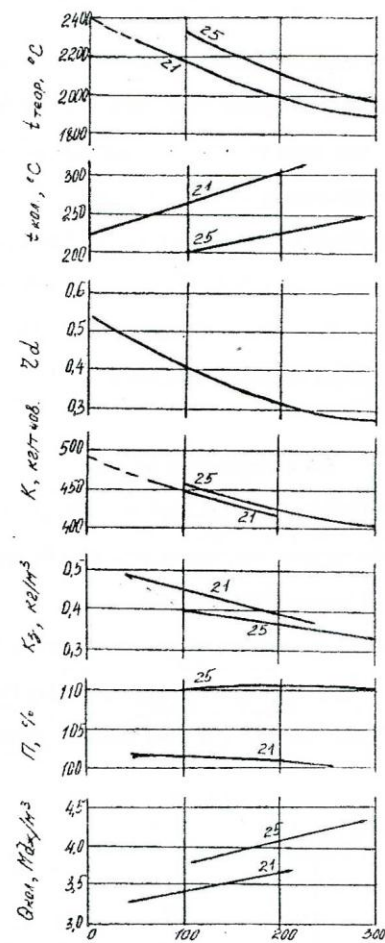
Вихід газу звичайно становить приблизно $450 m^3/t$ коксу, тому якби весь газ вдувався в печі, то його кількість склала б: $0,5 t/t \text{ чавуну} \cdot 450 = 225 m^3/t$ чавуна, що еквівалентно $\approx 100 m^3/t$ чавуну.

Досвід вдування на Заході, США і Японії показали високу ефективність використання коксового газу: $1 m^3$ КГ дає економію коксу рівнозначну $0,8 m^3$ природного газу, тобто $K_z \approx 0,6$, що вважається завищеним при зниженні продуктивності на 7-11%.

На КМК у 1963 році отримано $K_z=0,63 \text{ кг}/m^3$ КГ і підвищення продуктивності 4,2%. На заводі «Запоріжсталь» у 1965 році при вдуванні КГ одержали $K_z=0,49 \text{ кг}/m^3$ газу при зростанні продуктивності на 3,4%.

Вплив витрат коксового газу при атмосферному ($21\% O_2$) і збагаченому до

$25\% O_2$ дуття показано на рис.5.4.2.



Витрати коксового газу, m^3/t чавуну

Рисунок 5.4.2 Показники доменної плавки при вдуванні коксового газу

Видно, що при збільшенні витрати газу від 150 до 250 м³/т чавуна теоретична температура зменшилася на 182°C при атмосферному дутті і на 220°C при збагаченому; температура колошникового газу зросла відповідно на 37 і 30°C; частка прямого відновлення знизилася на 8,1 і 8,3%; витрата коксу знизилась на 26 і 30 кг/т чавуну; коефіцієнт заміни з 0,41 до 0,35 і з 0,38 до 0,34 кг/м³ газу.

Прихід і витрата тепла збільшуються незначно. Це додаткове тепло майже цілком виноситься колошниковим газом. Збагачення дуття сильно зменшує цю статтю теплового балансу, але вона стає більше частки зміни сумарної витрати тепла на величину зменшення зовнішніх витрат тепла.

Зростання виробництва складе 2,3-2,5% на кожен відсоток O₂ у дутті. Для нинішнього стану цін на газу більш вигідно використовувати природний газ, але його вигода невелика. Тому під час зимових перебоїв з постачанням природного газу вигідно використовувати коксовий.

5.4.4 Вдування мазуту

Мазут вперше випробуваний у Франції в 1950 р: вдування мазуту в кількості 80 кг/т чавуну зменшило витрати коксу на 130 кг/т чавуну. У 1970 році 85% усіх печей Франції працювали на мазуті.

У СРСР перші досвіди використання мазуту проведені в 1957 р. на ММК. З 1972 р. під час перебоїв з постачанням природного газу на заводах Півдня використовували мазут. Склад мазуту з різних джерел приведений у таблиці 5.4.4.

Таблиця 5.4.4 Склад мазуту з різних джерел

Джерело	Склад, %				
	C	H	O + N	S	зола
1. Сира нафта	84-85	12-14	0,5-1,7	0,03-4,3	<0,3
2. Мазут малосірчаний	86-88	10-12	0,6-1,0	0,4-0,7	<0,5
3. Кам'яновугільна смола	89-93	5-9	0,5-1,0	0,4-1,7	н.д.

Мазут здатний утворювати водяні емульсії до 10% H₂O. Для зниження в'язкості його потрібно нагрівати до 80-225°C. Повнота згоряння мазуту залежить від ступеня розпилення до <40 мкм, тому застосовуються форсунки з уведенням через сопла і фурми.

Практичні значення K_з отримані від 0,7 до 1,7, теоретичні від 1,29 до 1,45. Витрата коксу знижується ≈ на 150 кг при вдуванні 100 кг/т чавуну мазуту; τ_d – на 12%; t – на 200°C; C_ф на 100 кг; J_к на 25%; собівартість чавуну на 3,5%; П_{доб} росте на 4,5%.

5.4.5 Вдування пиловугільного палива

Перевага використання пиловугільного палива (ПВП) в виробництві чавуна підтверджується наступними даними:

- за останні 20 років ПВП засвоєно в доменних цехах більш ніж 25 розвинутих країн світу;
- промислове використання пиловугільної технології та відповідне зменшення обсягу виробництва коксу визначають зниження капітальних та експлуатаційних витрат, підвищення виробництва праці, зниження забруднення водного та повітряного басейнів шкідливими виносимами
- витрати ПВП на 1 т чавуна досягли 170-290 кг, частка заміни ім коксу – 35-50%.

Для виробництва ПВП використовують вугілля, що не коксується. За вітчизняним та зарубіжним досвідом для виготовлення ПВП рекомендуються вугілля з такими характеристиками: вміст золи – 10-12%; сірки – 1,5-2,0%; крупність – до 50-80 мм. Це вугілля марок Т (Тощий), А (Антрацит), Г (Газовий), запас яких в Україні в цілому дорівнює 3,6-4,8 млрд. т.

Повне згоряння часток можна забезпечити при помелі вугілля до розміру <0,1 мм і підтримки t_d>1000°C.

Технологія (ПВП+ПГ+O₂) дає можливість значного зниження частки коксу в доменній шихті, що визначає необхідність реалізації таких компенсуючих засобів: підвищення температури дуття до 1100-1300°C; зменшення вмісту дрібної фракції в агломераті до 1-5%; збагачення залізородної частини

шихти та зниження основності шлаку до 1,0-1,15 з метою оптимізації фізичних якостей шлаків та зниження його кількості до 200-300 кг/т чавуна, обмеження надходження в піч сірки до 2-4 кг/т чавуна та ін.

Для оцінки ефективності вдування ПВП скористуємося технологічними розрахунками А.Н.Рамма [6], в яких температура та вологість дуття прийняті для всіх розрахункових режимів однаковими ($T_d=1250\text{ }^\circ\text{C}$; $d=1\%$).

Зміна розрахункових показників доменної плавки при вдуванні пиловидного палива наведена на рис. 5.4.3.

Вплив використання антрацитів та газового вугілля на зміну основних показників доменної плавки наведено в табл. 5.4.5.

Таблиця 5.4.5 – Зміна основних показників доменної плавки при вдуванні ПВП до 150 кг/т чавуна

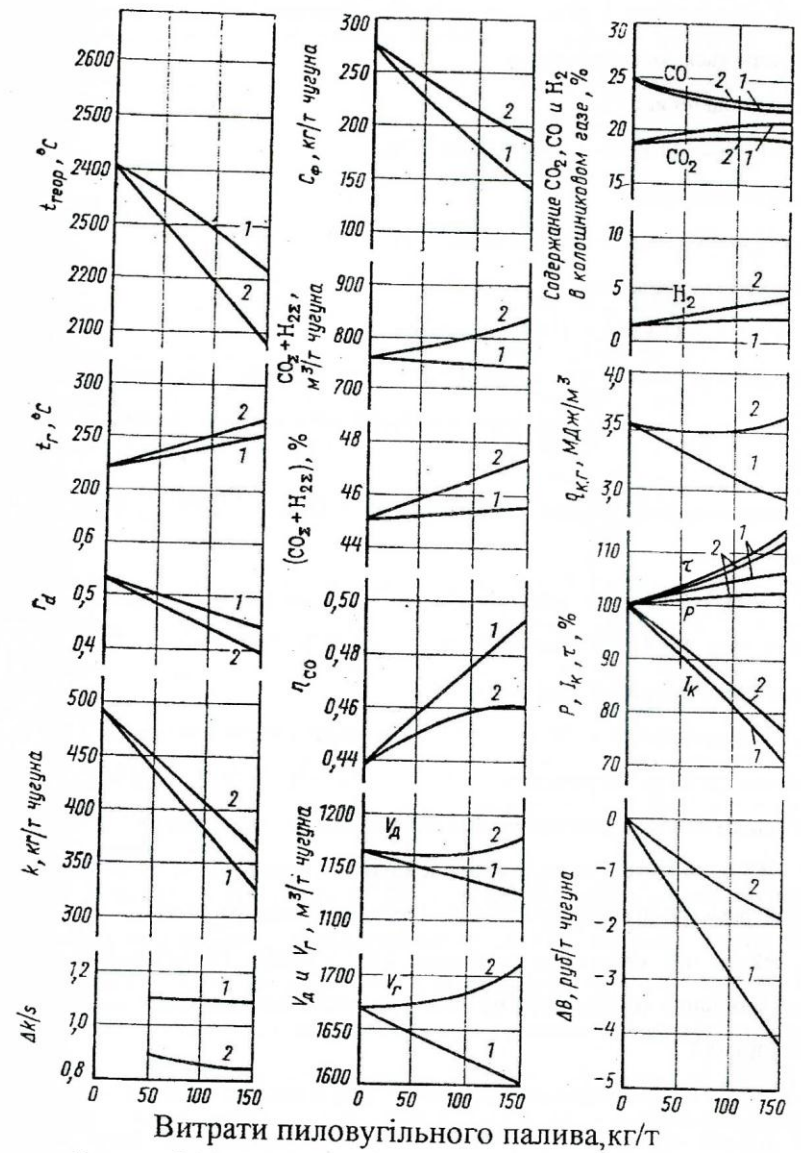
Показники	Антрацит	Газове вугілля
Теоретична температура згоряння, $^\circ\text{C}/\text{кг ПВП}$	- 1,3	- 2,2
Ступінь прямого поновлення, $\%/ \text{кг ПВП}$	- 0,06	- 0,09
Температура колошникового газу, $^\circ\text{C}/\text{кг ПВП}$	+ 0,17	+ 0,29
Коефіцієнт заміни коксу, $\text{кг коксу}/\text{кг ПВП}$	1,1	0,8 – 0,9
Виробництво доменної печі, $\%$	4,4	2,2

Досвід ВАТ “ДМЗ” свідчить, що в сучасних технологічних умовах доменних цехів України можливо ефективно вдування в горні печі 120 – 140 кг ПВП на 1 т чавуна, що дає знижку витрати коксу на 185 кг, а ПГ – на 34 $\text{м}^3/\text{т}$ чавуна.

5.4.6 Вдування гарячих відновлювальних газів (ГВГ)

Головною вимогою до ГВГ є мінімальний вміст окислювачів (CO_2 і H_2O) та метану і максимальна його температура. Температура повинна бути високою, але не перевищувати рівня, небезпечного для стійкості газового тракту.

вдування 1000-1100 $^\circ\text{C}$ не реагують з вуглицем коксу.

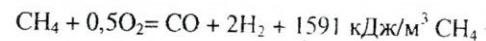


Витрати пиловугільного палива, кг/т
Рисунок 5.4.3 Розрахункові показники доменної плавки при вдуванні пиловидного палива: 1 — антрацит; 2 — газове вугілля

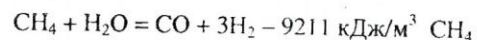
Одержання ГВГ

Найбільш поширеними способами отримання ГВГ є способи окисної конверсії газоподібних і рідких вуглеводнів. Залежно від окислювача, який використовується, конверсія буває:

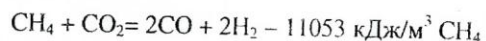
1) повітряна чи киснева:



2) парова конверсія:



3) вуглекисла конверсія:



У реальних умовах у газі залишається деяка кількість окислювачів CO_2 і H_2O , CH_4 , $\text{C}_{\text{саж}}$, N_2 . Використання нікелевих каталізаторів знижують їхню кількість.

Вперше запропонували вдування в доменну піч ГВГ (з $t_f=1400^\circ\text{C}$) у 1952 р. Ж. Рейк і Дж. Брассет.

У 1970 р. на з-ді «Запоріжсталь» у газогорелочній шахтній печі інститутом газу АН СРСР одержали газ з 3,3% CO_2 , 11% H_2O і 7,72 сажі/м³ методом кисневої конверсії при $t=1200^\circ\text{C}$.

Я. Карпиловським у 1971 р. запропонований спосіб одержання ГВГ із мінімальним змістом окислювачів: 2% CO_2 і 1% H_2O з $t=1200^\circ\text{C}$, а з використанням Ni - каталізатора можна мати ще менше окислювачів.

В 1968 р. на Новотульському заводі вдування в горн 941 м³ газу/т чавуну знизило витрату коксу на 110 кг/т чавуну і продуктивність на 17,8%.

У цей же час американці вдуванням ГВГ у шахту 190 м³ газу/т чавуну одержали зростання виробництва на 40% і зниження витрати коксу на 26,7%, при цьому $K_3=0,3$.

У Бельгії (Угрэ) одержали аналогічні результати на менших витратах ГВГ. У Японії відбирали природний газ і використовували його задля вуглекислої конверсії коксового газу. Одержали коефіцієнт заміни коксу

$K_3=0,23$ кг/м³ ГВГ при вдуванні в шахту печі при 4-8% N_2 .

Теоретичні розрахунки Рама [6] заміни природного газу на ГВГ паровою конверсією, при вдуванні останнього в горн, приведені в табл.5.4.6.

Таблиця 5.4.6 Показники плавки при заміні природного газу на ГВГ

Показники	Зміст O_2 у дутті, %		
	21	30	40
Видатковий природний газ/ГВГ, м ³ /т чавуну	125/500	175/700	225/900
Теоретична температура горіння, °C	1876/1964	1870/1920	1818/1796
Ступінь прямого відновлення, °C	29,8/21,9	23,6/15,4	18,8/10,8
Температура колошникового газу, °C	305/350	199/235	141/172
Витрата коксу, кг/т чавуну	376/351	351/309	333/272
Продуктивність, %	100,6/111,4	120/137,3	133,3/154,5

Видно, що зі збільшенням витрат газу і кисню в дутті теоретична температура при вдуванні ГВГ вище, за винятком випадку з $\text{O}_2=40\%$, ступінь прямого відновлення знижується в середньому на 8% і при 40% O_2 у дутті її абсолютна величина складає 10,8%.

Температура колошникового газу зростає, за рахунок чого незначно збільшується витрата тепла, хоча з ростом вмісту O_2 у дутті в цілому витрата тепла знижується.

Порівняння ефективності ГВГ, отриманих різними способами показує, що найбільший коефіцієнт заміни отриманий для ГВГ плазмової конверсії – 0,773, для парової – 0,232, кисневої – 0,229, вуглекислої – 0,181, повітряної – 0,154.

Виконано розрахунки так само для вдування частини природного газу в горн, а частини у виді ГВГ у шахту. Зроблено висновок, що більше 500 м³/т чавуну в шахту вдувати не рекомендується через збереження перепаду тиску газу. Це можна робити лише ціною зниження інтенсивності плавки і продуктивності печі.

5.5. Підвищений тиск газів доменної печі

Підвищення тиску газів у доменній печі є одним з методів інтенсифікації доменного процесу, що дозволяє підвищити продуктивність печі і знизити витрати коксу.

Вперше думка про доцільність штучного підвищення тиску газів у доменній печі висловив Г. Бессемер у 1871 році. У 1938 році патент на застосування підвищеного тиску газів у доменних печах був отриманий Дж. Эвери (США). У СРСР перші досвіди роботи з підвищеним тиском були початі з ініціативи І.І. Коробова на заводі ім. Петровського в 1940 році. У 1977 році в СРСР із підвищеним тиском уже працювало 117 доменних печей із загального числа 136. Надалі усі великі доменні печі передбачалося експлуатувати з можливістю підвищення надлишкового тиску до 250 кПа.

Вплив тиску на інтенсивність плавки і продуктивність

Найважливішим результатом підвищення тиску газів у доменній печі є виникнення можливості збільшення інтенсивності плавки.

Підвищення тиску газів у доменній печі надає можливість збільшити інтенсивність плавки.

Підвищення тиску газу в робочому просторі печі досягається введенням додаткового опору на шляху руху газу на виході з доменної печі. Унаслідок підвищення підпору газів перед додатковим опором зростає тиск газів не тільки на колошнику, але і у всьому обсязі печі, таким чином, підвищується тиск дуття, що розвивається повітродувкою.

Підвищення тиску газу біля фурм без зміни масової кількості дуття з $P_{1ф}$ до $P_{2ф}$ зменшує його об'єм пропорційно відношенню $P_{2ф} : P_{1ф}$, відповідно до цього знижується швидкість газу і перепад тиску газів між горном і колошником

$$(\Delta P_{Г-К}).$$

Загальний, «верхній» і «нижній» перепади тисків складають:

$$\Delta P = P_{ф} - P_{К}; \quad \Delta P_{В} = P_{Р} - P_{К}; \quad \Delta P_{Н} = P_{ф} - P_{Р};$$

де $P_{ф}$, $P_{К}$, $P_{Р}$ – тиск на фурмах, на колошнику й у розпарі відповідно.

Щоб зберегти первісний перепад тисків можна відповідно підвищити масову швидкість газу, тобто підвищити інтенсивність плавки. Підвищення інтенсивності плавки пропорційно підвищенню масової швидкості шляхом збільшення масової кількості дуття до досягнення критичного перепаду тисків, при якому вже починається порушення рівного ходу печі.

Таким чином, підвищений тиск газів впливає на газодинаміку доменного процесу, що визначає продуктивність доменних печей.

Ріст продуктивності доменних печей при підвищенні тиску на колошнику трохи перевищує збільшення інтенсивності плавки в результаті одночасного невеликого зниження відносної витрати коксу:

$$P = I_{К} / K$$

Згідно даним приведеним у роботі [7] ріст продуктивності оцінюється в $1,1 \pm 0,2$ % на кожні 10 кПа підвищення надлишкового тиску на колошнику понад 100 кПа.

Ступінь підвищення тиску газів у робочому просторі оцінюється величиною тиску газів на колошнику.

Вплив тиску на витрату коксу

При підвищенні тиску газу в печі, на думку Дж. Эвери, прискорюються процеси непрямого відновлення в шахті, у результаті чого скорочується розвиток прямого відновлення за рахунок зменшення кількості CO_2 , що утвориться в гарячих зонах печі.

Іншим джерелом економії коксу є підвищення температури дуття, що можливо без порушення рівного ходу в результаті зменшення протитиску газів при підвищенні їхнього тиску в печі.

По галузевим даним [8] економія коксу від підвищення надлишку тиску газу на колошнику 100 кПа оцінюється в $0,5 \pm 0,2$ % на кожні 10 кПа підвищення тиску.

Вплив тиску на винос пилу.

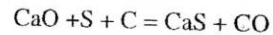
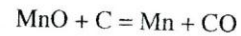
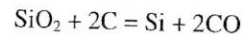
З підвищенням тиску газу на колошнику сильно зменшується винос

колошникового пилю – на 20-50 %, у деяких випадках на 75 %.

Скорочення виносу пилю при підвищенні тиску пояснюється зниженням швидкості газу над поверхнею шихти і його піднімальної сили, у результаті чого зменшується розмір часток, що захоплюються газом у газовідводи. Частки більшого розміру не можуть бути захоплені потоком газу й осідають на поверхні шихти. Згідно [6] максимальний розмір часток, що виносяться, зменшується зворотно пропорційно абсолютному тиску газу в ступені 0,6. При підвищенні надлишкового тиску на колошнику від 10 до 250 кПа максимальний діаметр їх зменшується в $(350/110)^{0,6} \approx 2$ рази, а вага у 8 разів.

Вплив тиску на склад чавуну

Підвищення тиску в доменній печі несприятливого позначається на ході реакцій, що супроводжуються збільшенням обсягу газової фази, зміщаючи їхню рівновагу вліво:



Найбільш істотно це впливає на реакції відновлення кремнію – середнє зниження вмісту кремнію в чавуні на кожні 10 кПа підвищення тиску складає 0,036 %.

Вплив тиску газу на відновлення марганцю є більш слабким. Крім цього, було виявлено значне збільшення вмісту вуглецю в чавуні, що визвано посиленням насиченням губчатого заліза сажистим вуглецем, кількість якого при підвищенні тиску газів різко зростає. Зниження вмісту кремнію в чавуні при збільшенні тиску повинно супроводжуватися підвищенням його температури, тому що заощаджене при меншому відновленні кремнію тепло передається рідким і газоподібним продуктам плавки (підвищення температури чавуну при збільшенні тиску дугтя в 1,5 рази повинне скласти для різних видів чавуну 32-40 °С).

6. Критерії оцінки ходу відновлювального процесу в доменній печі.

6.1 Класифікація критеріїв і їхнього співвідношення

Доменний процес по суті своїй є процесом відновлювальним. Для характеристики досконалості ходу відновлювального процесу використовуються критерії, що підрозділяються на три групи:

- 1) показники відносного розвитку прямого відновлення: ступінь прямого відновлення заліза по М. А. Павлову (r_d) – частка окисленого заліза, відновлювана з FeO прямим шляхом; частка всього кисню відновлюваних окислів, що переходить у газ у виді окису вуглецю (R_d); частка усього газифікованого кисню шихти, що переходить у газ у виді CO (\bar{R}_d). Відповідні показники непрямого відновлення визначаються вирахуванням з одиниці: $r_i = 1 - r_d$; $R_i = 1 - R_d$; $\bar{R}_i = 1 - \bar{R}_d$;
- 2) показники, що характеризують повноту окислювання вуглецю в доменній печі: відношення CO_2/CO у колошниковому газі (m); ступінь використання окису вуглецю (η_{CO}); ступінь використання теплової енергії вуглецю (η_c); «теплове значення» газифікованого вуглецю коксу (Q_c , кДж/кг);
- 3) показники, що характеризують відносну участь кисню дугтя і кисню відновлюваних окислів в окислюванні вуглецю коксу до CO: частка газифікованого вуглецю коксу, що згоряє на фурмах ($\chi = C_d/\text{CO}$), і частка його, що витрачається на пряме відновлення ($\rho = C_d/C_o$).

Критерії першої групи зв'язані між собою наступними співвідношеннями:

$$R_d = r_d O_{II}/O_R + O_{III}/O_R;$$

$$R_d = \bar{R}_d (1 + O_{IV}/O_R) - 0,5 O_{IV}/O_R$$

У межах кожної з двох останніх груп усі вище названі критерії рівнозначні і зв'язані наступними співвідношеннями:

$$\eta_{\text{CO}} = m/(1+m);$$

$$\eta_c = 0,293 + 0,707\eta_{CO};$$

$$Q_c = 7980\eta_c = 2340 + 5640\eta_{CO};$$

$$\rho = 1 - \chi,$$

де 2340 і 7980 – теплота згоряння вуглецю коксу до CO і CO₂, ккал/кг.

Для встановлення співвідношень між критеріями різних груп використовуємо наступні критерії: R_i, η_{CO} і χ.

Ступінь використання оксиду вуглецю при відсутності в шихті карбонатів зв'язана з розвитком непрямого відновлення наступним рівнянням:

$$\eta_{CO} = \frac{CO_i}{CO_\Sigma} = \frac{\alpha O_R R_i \cdot 22,4/16}{C_O (1 + \delta) \cdot 22,4/12} = R_i \alpha / \chi (1 + \delta),$$

де $\delta = (12/22,4) s(\bar{C})/C_O$; $\chi = CO/(0,75O_R)$.

При роботі без вдування додаткового палива ($\delta=0$) можна прийняти $\alpha \approx 1$; при цьому

$$\eta_{CO} \approx R_i / \chi$$

Частка газифікованого вуглецю коксу, що згоряє на фурмах:

$$\chi = C_\phi / C_0 = 1 - cd / C_0 = 1 - (1 - R_i) / \chi$$

6.2 Використання різних критеріїв для розрахунку витрати коксу

Розрахунок відносної витрати коксу може бути виконаний по відповідному заданим умовам плавки чисельному значенню кожного з розглянутих критеріїв, але доцільніше використовувати для цієї мети один із критеріїв першої групи (r_d , R_i).

Тільки критерії цієї групи безпосередньо характеризують результати відновлювального процесу, інші ж (η_z , χ) є комплексними показниками, що залежать не тільки від розвитку непрямого відновлення, але і від всіх інших факторів (багатства шихти, нагрівання дуття, складу чавуна й ін.), що визначають собою витрату коксу. У той час, як R_i чи r_d залежать від останнього

тільки в тій (порівняно невеликий) мері, у якій вихід відновлювального газу впливає на швидкість реакцій непрямого відновлення, ступінь використання CO зворотно пропорційна (при визначеному значенні R_i) витраті вуглецю, що може мінятися в широких межах у залежності від зазначених умов плавки. І тому, що ця залежність піддається точному розрахунку на основі теплового балансу, нема радії визначати її заздалегідь вибором чисельного значення η_{CO}.

Попередній вибір достовірних значень η_{CO} особливо скрутний у розрахунках плавки на комбінованому дутті перемінного складу, на частково відновленій шихті з перемінним ступенем металізації й в інших випадках.

При роботі на звичайному атмосферному дутті без вдування додаткового палива показники першої групи міняються в різних умовах плавки в значно більш вузьких межах, чим критерії другої групи.

Зміст

1. Сучасний стан і напрямки розвитку чорної металургії України в ХХІ столітті.....	5
2. Характеристика основних техніко-економічних показників доменної плавки, їх взаємозв'язок	10
3. Вплив якості доменної шихти на показники доменної плавки.....	15
3.1.Металургійна оцінка залізородних матеріалів.....	15
3.2.Вплив на технологію плавки підвищення вмісту заліза та зміни мінералогічного складу залізородного матеріалу.....	17
3.3.Вимоги доменної технології до якості коксу та флюсу.....	20
3.4.Використання окатишів та металізованої сировини.....	24
3.5.Технологічні наслідки виводу вапна з доменної шихти.....	25
3.6.Вплив коливань хімічного складу шихти та параметрів плавки на техніко-економічні показники доменної плавки.....	27
4. Вплив технології доменної плавки на економічні показники та якість чавуну.....	30
4.1.Вплив відхилень ходу доменної плавки.....	30
4.2.Керування ходом доменної печі.....	31
4.3.Автоматичне керування доменним процесом.....	33
4.4.Особливості режимів плавки різних видів чавуну.....	36
4.5.Позадоменна обробка чавуну.....	38
4.6.Використання газу, шлаку та пилу як вторинних ресурсів.....	41
5. Техніко-економічні наслідки методів інтенсифікації доменного процесу.....	44
5.1.Нагрів дуття.....	44
5.2.Зволоження дуття.....	51
5.3.Збагачення дуття киснем.....	56
5.4.Вдування в горн заміників коксу.....	62
5.4.1. Теорія питання вдування вуглеводнів в горн доменної печі.....	63
5.4.2. Вдування природного газу.....	67
5.4.3. Вдування коксового газу.....	71
5.4.4. Вдування мазуту.....	74
5.4.5. Вдування пиловидного палива.....	75
5.4.6. Вдування гарячих відновлювальних газів.....	76
5.5 Підвищений тиск газів доменної печі.....	80
6. Критерії оцінки ходу відновлювального процесу в доменній печі.....	83
6.1.Класифікація критеріїв і їхнього співвідношення.....	83
6.2.Використання різних критеріїв для розрахунку витрати коксу.....	84