

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 залізрудних 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 залізородних 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 залізородній 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 залізородного матеріалу

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

При наявності в шихті одного залізородного 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 залізородного 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:

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

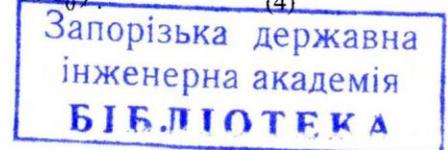
і вихід чавуна з неї:

$$e = x e_0.$$

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:

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

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/м<sup>3</sup> 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 ( $a=1,25$ )  $\Delta k$  знижується до 1,0-0,7%. Для магнетитових руд значення  $\Delta k$  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 <sub>2</sub> O <sub>хим</sub>	-	-	0,145
O <sub>R</sub>	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 <sup>3</sup> /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 спіклівість. **Спіклівість** – 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, Н<sub>2</sub>, О<sub>2</sub>, N<sub>2</sub>). Технічний аналіз коксу більш простий і оперативний. Він визначає вміст золи (А), вологи (W), летючих речовин (ЛВ) і сірки (S). Вуглець визначається по різності:

$$C_{нел} = 100 - (A + S + ЛВ).$$

$$\text{Вміст С} = 86,5 \div 87,5\%$$

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

SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	SO <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> 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 <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	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  $C_k$  ( $\Phi_{CO_2}$ ) 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  $\eta_{\text{co}}$ , у результаті збільшується відношення  $\text{CO}/\text{CO}_2$  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  $\text{CaCO}_3$  і  $\text{MgCO}_3$ , 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  $\text{CaCO}_3$  показали, що цей процес протікає дуже повільно: так куски діаметром 50 мм за 1 годину в струмі повітря або азоту розкладалися при  $900^\circ\text{C}$  на 28%, при  $950^\circ\text{C}$  – на 50%, при  $1000^\circ\text{C}$  – на 70%. Отже, час повного розкладання  $\text{CaCO}_3$  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  $\text{CO}_2$  карбонатів, прореагуючого з  $\text{C}_\text{к}$  ( $\psi_{\text{CO}_2}$ ), досить важко, але по даним деяких дослідників вона досягає при  $t \geq 1000^\circ\text{C}$  величини 75%. По припущенню Л. Белла вся  $\text{CO}_2$  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  $\text{MgCO}_3$  –  $540-600^\circ\text{C}$ . 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 ( $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$ ), 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  $\text{H}_2$ , 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  $\text{CaS}$ , а з  $\text{FeS}$ .

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  $\delta_0$  й  $\delta'$  - 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% SiO<sub>2</sub> 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  $K_\phi$  - частка впливу фактора на відносну витрату коксу (K).

Приклад впливу коливань різних параметрів на техніко-економічні показники:

1. Зменшення коливання  $\Delta P_{zag}$  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% SiO<sub>2</sub> зниження виходу шлаку складе:

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

- зменшення витрат коксу:

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