

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНИЙ ФАКУЛЬТЕТ

КАФЕДРА МЕТАЛУРГІЇ ЧОРНИХ МЕТАЛІВ І ЛИВАРНОГО ВИРОБНИЦТВА

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
до випускної атестаційної роботи бакалавра

зі спеціальності 136 – **Металургія**

РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВО МЕТАЛІЗОВАНОГО
АГЛОМЕРАТУ

Виконав:

Студент групи ЗМТ 21ск _____ Олександр ПЕРТЕНКО

Керівник кваліфікаційної роботи _____ Дмитро БАБОШКО

Нормоконтролер _____ Дмитро БАБОШКО

Завідувач кафедри _____ Сергій САВЕЛЬЄВ

Кривий Ріг
2024 р.

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до роботи бакалавра на тему «Розробка технології виробництва металізованого агломерату»: ____ с., ____ рис., ____ табл., ____ літературних джерел

Об'єкт дослідження: технологія отримання металізованого агломерату із використанням двох основних методів огрудкування (спікання агломерату і випал окатишів) в одному процесі на агломашині.

Предмет дослідження: технологічний процес огрудкування, сушіння та відновлення аглошихти та рудовугільних окатишів із застосуванням різних видів твердого палива.

Мета роботи: дослідження впливу параметрів одержання металізованого агломерату із суміші аглошихти та рудовугільних окатишів.

Методи дослідження: для вирішення поставлених у роботі завдань залучався комплекс експериментальних методів дослідження в лабораторних умовах. Вимірювання технологічних параметрів якості агломерату, окатишів проводили за стандартними методиками на відповідних приладах.

Результати роботи: встановлені технологічні параметри отримання металізованого агломерату із аглошихти та рудовугільних окатишів.

Ключові слова: концентрат, металізований агломерат, тверде паливо, рудовугільні окатиші, відновлення, спек, агломераційна суміш, кокс, охолодження.

ЗМІСТ

ВСТУП

РОЗДІЛ 1. ВИРОБНИЦТВО МЕТАЛІЗОВАНОЇ ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ ДЛЯ ДОМЕННОЇ ПЛАВКИ

1.1. Аналіз способів виробництва металізованого агломерату й окатишів на конвеєрних агломашинах

1.2. Комбіноване нагрівання шихти та його ефективність під час спікання та металізації

1.3. Замінники коксового дріб'язку та перспективи їхнього використання під час спікання і металізації залізородних матеріалів

РОЗДІЛ 2. МЕТОДИКА ДОСЛІДЖЕНЬ

РОЗДІЛ 3. ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСІВ СПІКАННЯ ТА МЕТАЛІЗАЦІЇ ШИХТ, ЩО МІСТЯТЬ РУДОВУГІЛЬНІ ОКАТИШІ

3.1. Спікання металізованого агломерату із сумішей сирих рудовугільних окатишів і аглошихти, визначення параметрів зовнішнього нагрівання

3.2. Металургійні властивості металізованого агломерату

3.3. Вплив паливної подушки на формування чавунних гранул

РОЗДІЛ 4. ЕЛЕМЕНТИ ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА МЕТАЛІЗОВАНОГО АГЛОМЕРАТУ

4.1. Підготовка твердого палива та огрудкування агломераційної шихти

4.2. Охолодження металізованого спеку та утилізація тепла пирога і технологічних газів, що відходять

ВИСНОВКИ

ПЕРЕЛІК ВИКОРИСТАНОЇ ЛІТЕРАТУРИ

ВСТУП

Вирішення цього завдання можливе лише на основі застосування прогресивних, якісно більш досконаlih і ефективних засобів виробництва, розроблення та впровадження новітніх високопродуктивних і економічних технологічних процесів.

Зростаючі обсяги виробництва чавуну, постійне будівництво нових і реконструкція старих доменних печей, висока продуктивність сучасних доменних печей, що не має собі рівних серед відновлювальних металургійних агрегатів, переконливо доводить, що доменна плавка залишається в цей час і найближчому майбутньому основним процесом для отримання металів з руд. Тим часом традиційні шляхи поліпшення техніко-економічних показників доменної плавки значною мірою вичерпані.

Нині доведено, що застосування металізованої залізорудної сировини забезпечує максимальну, порівняно з іншими заходами, економію металургійного коксу і збільшення продуктивності доменної плавки. Дослідження свідчать про те, що на кожні 10 % металізації шихти в межах 0-50 % приріст продуктивності за різних умов становить 4-7 %, а зниження витрат коксу 5-7 % [2, 3, 4]. Широкомасштабне промислове освоєння технології доменної плавки на металізованій сировині стримується відсутністю економічного і високопродуктивного способу її виробництва на діючих агрегатах для окускування залізних руд і концентратів. Проведені лабораторні дослідження і короткочасні промислові випробування одержання частково металізованого агломерату й окатишів за традиційною технологією показали, що питома продуктивність агломераційних і випалювальних машин знижується з 0,9-1,5 т/м²·год до 0,3-0,6 т/м²·год, а витрати твердого палива в шихту зростають із 4-7 % до 15-25 % [5, 6, 7]. Істотне зниження питомої продуктивності аглострічок створює проблему забезпечення доменних печей металізованою сировиною. Перспективним напрямком інтенсифікації процесу

спікання (випалу) агломерату (окатишів), що дає змогу збільшити питому продуктивність у кілька разів, є використання високого (до 300 кПа) надлишкового тиску газів над шаром [6, 8]. Проведеними раніше дослідженнями визначено основні технологічні показники процесу спікання під тиском, але залишаються нез'ясованими деякі питання, що стосуються механізму формування спека при високій вертикальній швидкості спікання і тиску газової фази.

Зниження витрат твердого палива на спікання і металізацію можливе як за рахунок раціонального використання, так і за рахунок часткової його заміни газоподібним паливом (комбінований високотемпературний нагрів шихти) [9, 10].

Незважаючи на наявні резерви економії, одержання металізованих залізорудних матеріалів вимагає відносно високих витрат палива, що в 2-3 рази перевищують звичайний рівень. В умовах безперервно зростаючого дефіциту коксового дріб'язку в агломераційному виробництві, стає очевидною проблема його заміни на менш дефіцитні та дешеві викопні та штучні види палива. Остання обставина зумовлює необхідність всебічного вивчення фізико-хімічних властивостей замінників коксового дріб'язку.

Цю роботу присвячено розробленню високопродуктивної та економічної технології отримання частково металізованого агломерату під тиском і вакуумом, а також вивченню впливу підвищення тиску газової фази на перебіг фізико-хімічних процесів під час спікання. Основна увага в роботі була приділена дослідженню процесів спікання і металізації агломераційних шихт з використанням замінників коксового дріб'язку і комбінованого зовнішнього нагріву, займання і горіння різних видів твердого палива при підвищенні тиску газів. Запропоновано два нові варіанти високопродуктивної технології спікання шихт, що містять рудовугільні окатиші, а також вивчено процес охолодження металізованого спека різними газоподібними теплоносіями.

РОЗДІЛ 1

ВИРОБНИЦТВО МЕТАЛІЗОВАНОЇ ЗАЛІЗОРУДНОЇ СИРОВИНИ ДЛЯ ДОМЕННОЇ ПЛАВКИ

Інтенсифікація доменної плавки забезпечувалася в останні роки комплексом організаційно-технічних заходів із широким використанням нових наукових розробок. До найважливіших заходів, що дали змогу досягти підвищення питомої продуктивності доменної печі, належать більше: застосування офлюсованих агломерату й окатишів із високим вмістом заліза; вдування в горн різних відновлювальних реагентів – замінників коксу; підвищення нагріву дуття до 1300-1350 °С; збагачення дуття киснем до 30-40 %; підвищення надлишкового тиску газів у доменних печах до 250 кПа на колошнику [3].

Однак, можливості перерахованих заходів до теперішнього часу значною мірою вичерпані через обмежені ресурси, а також з точки зору техніко-економічної ефективності. Подальший прогрес доменного виробництва в нашій країні та за кордоном пов'язують із комплексним підвищенням якості доменної шихти. Зокрема, одним із перспективних напрямів інтенсифікації доменної плавки та економії коксу є використання якісно нової сировини – металізованих залізородних матеріалів. У зв'язку з цим останніми роками ведуться широкі дослідницькі роботи, спрямовані на пошук ефективних способів виробництва частково металізованого агломерату й окатишів.

1.1 Аналіз способів виробництва металізованого агломерату й окатишів на конвеєрних агломашинах

Металізований агломерат може бути отриманий при спіканні аглошихти з високим вмістом твердого палива, а також методом відновлення окисленого

агломерату газом. Раніше в дослідницьких установах проводилися великі серії лабораторних дослідів, у результаті яких встановили, що металеве залізо з'являється в структурі агломерату за витрати коксового дрібноти понад 7-8 %. Ступінь металізації 30-40 % досягається за витрати 20-25 % коксового дріб'язку в шихті [6, 11]. Величина ступеня металізації $\eta_{\text{мет}}$ визначається відношенням вмісту металевого заліза в матеріалі до загального вмісту заліза в ньому, %:

$$\eta_{\text{мет}} = \frac{Fe_{\text{мет}}}{Fe_{\text{бщ}}} \cdot 100$$

Перші лабораторні досліди отримання металізованого агломерату показали, що при спіканні з розрідженням під колосниковими ґратами питома продуктивність установки становить 0,4-0,6 т/м²·год. Це в 2-3 рази менше, ніж при виробництві звичайного агломерату. Проведені в промислові випробування технології виробництва металізованого агломерату на типових аглострічках (84 м²) підтвердили результати лабораторних дослідів. Так, за витрати палива в шихту 22-26 % питома продуктивність агломашини знизилася з 0,9-1,1 до 0,44-0,55 т/м²·год, середній ступінь металізації агломерату становив 25-30 % [5].

Як показали дослідження [11, 12], спікання з підвищеним (150-300 кПа) тиском повітря над шаром дає змогу досягти питомої продуктивності установки більше ніж 2 т/м²·год, за витрати коксу в шихту 20-25 % і ступеня металізації агломерату 35-45 %. Наведені дані дають підставу стверджувати, що промислова реалізація методу спікання під тиском значною мірою дасть змогу вирішити проблему виробництва металізованого агломерату з високою питомою продуктивністю.

Спікання металізованого агломерату з шихти, що містить 20-25 % твердого палива, неминуче призводить до низького ступеня використання його теплової та хімічної енергії через нестачу кисню в зоні горіння. Про це свідчить високе (близьке до 1,0) відношення CO:CO₂ в газах, що відходять із шару [11, 13]. Через неповне горіння вуглецю виникає можливість утворення вибухонебезпечних газових сумішей з повітрям, а також значно збільшуються

шкідливі викиди оксиду вуглецю в атмосферу. Крім того, в спеку міститься 4-6 % залишкового вуглецю палива, яке погіршує характеристики міцності агломерату.

Дефіцит коксового дріб'язку, а також значне подорожчання металізованого агломерату через збільшення витрати палива в 4-5 разів і зменшення питомої продуктивності агломашин у 2-3 рази знизить ефект застосування металізованої сировини в доменній плавці. З розрахунків [3, 14] випливає, що за таких показників виробництва металізованої залізородної сировини доменна плавка стає економічно не вигідною.

Інший напрямок досліджень присвячений з'ясуванню можливостей зниження витрат коксової дрібноти шляхом спалювання газоподібного палива над шаром, що спікається.

За пропозицією Вегмана [15] спікання надтонкого шару заввишки до 100 мм ведуть за температури полум'я газу 1200-1400 °С, знижуючи відповідно витрату коксового дріб'язку на 30-40 %. Досліди, проведені в цьому напрямі, показали, що вміст коксового дріб'язку в аглошихті вдається знизити до 15 %, отримуючи металізований агломерат хорошої якості зі зниженим вмістом залишкового вуглецю в продукті. Одночасно різко падає вміст сірки в агломераті, оскільки коксовий дріб'язок є головним сірковмісним компонентом агломераційної шихти [9].

До недоліків цього способу слід віднести низьку регенерацію тепла через малу висоту шару шихти, малу вертикальну швидкість спікання 10-12 мм/хв, високу (1000-1200 °С) температуру аглопирога і відходящих технологічних газів, що знижує стійкість устаткування, високу (80-85 м³/т) витрату природного газу. До того ж подальше охолодження розпеченого металізованого спека повітрям призведе до його окислення і зниження ступеня металізації.

Заслуговують на увагу пропозиції пов'язані з ідеєю відновлення агломерату на хвостовій частині аглострічки газами. За цією технологією [17, 18, 19] після закінчення спікання слідує розігрів пирога полум'ям газового

горна, потім холодний або підігрітий газ – відновник продувається через спек, відновлюючи залізо з оксидів. Ця технологія видається неперспективною через низьку продуктивність, надзвичайно високу витрату відновлювального газу і низький ступінь його використання і, нарешті, через можливість утворення в суміші з повітрям шкідливих підсмоктувань вибухонебезпечних концентрацій газів.

Узагальнюючи розглянуті напрямки виробництва металізованого агломерату, відзначимо їхню головну перевагу, що полягає в можливості використання звичайних конвеєрних агломератів, на яких виготовляють більшу частину залізорудної сировини для доменних печей, а також переваги, що впливають із поєднання окускування дрібних руд і концентратів з металізацією продукту.

Широке використання в агломераційній шихті тонкоподрібненого концентрату, що містить понад 60 % заліза, слід розглядати як початок якісно нового етапу розвитку агломераційного виробництва. На цьому етапі входять у протиріччя рівень використання тонкоподрібненого концентрату і технологія агломерації, що залишилася без зміни [20].

Частка концентратів у залізорудній частині шихти в середньому по аглофабриках наближається до 70 %. Спикання такої шихти без використання інтенсифікаторів (вапна, підігріву шихти тощо) знижує питому продуктивність агломашин з 1,2-1,5 до 0,8-1,0 т/м²·год. У цих умовах дедалі більше проявляються переваги другого основного способу окускування – отримання обпалених окатишів. Питома продуктивність сучасних випалювальних машин становить 0,7-1,0 т/м²·год, що можна порівняти з рівнем продуктивності під час спикання агломераційних шихт з високим (70 % і більше) вмістом тонкоподрібненого залізорудного концентрату.

Поряд з удосконаленням технології виробництва окислених окатишів ведуться широкі дослідження процесів отримання попередньо відновлених окатишів з різним ступенем металізації.

Металізовані окатиші, так само як і агломерат, можна отримати різними методами: відновленням газом у шахтній печі, відновленням твердим відновником на конвеєрній випалювальній машині, комбінованим відновленням твердим і газовим відновниками в трубчастій печі.

Найбільший інтерес для нашої роботи представляє метод металізації окатишів твердим відновником у процесі випалу на конвеєрній випалювальній машині, оскільки цей спосіб збігається за більшістю ознак із процесом металізації агломерату під час спікання на аглострічці. Спосіб може бути здійснений на діючих агрегатах, тобто без значних капітальних витрат на будівництво спеціальних установок.

Існує думка, що отримання металізованих окатишів має деякі переваги перед виробництвом металізованого агломерату. Як аргументація вказується на те, що під час виробництва металізованого агломерату майже вдвічі вища витрата твердого палива, яке виконує дві функції: джерела тепла для проведення спікання і відновника, тоді як під час металізації окатишів тверде паливо використовується тільки як відновник, а джерелом тепла є газ. Додамо до цього, що в шихті рудовугільних окатишів використовуються тільки подрібнені до крупності менш як 0,1 мм залізорудний концентрат з високим вмістом заліза та тверде паливо, спільне огрудкування яких, по-перше, забезпечує максимальний контакт між оксидами заліза та відновником, сприяючи поліпшенню умов твердофазного вуглетермічного відновлення [2]. По-друге, закатані в гранули частинки палива менш доступні газоподібним окиснювачам (O_2 , CO_2 , H_2O), а отже, зменшується неефективне «випаровування» вуглецю і знижується ступінь розвитку вторинного окислення відновленого заліза [7].

Лабораторні та промислові дослідження показали, що за вмісту вуглецю твердого палива в сирих рудовугільних окатишах 10-15 % ступінь металізації обпалених окатишів може досягати 40-80 % [7, 21].

Під час спікання і металізації агломерату в агломераційній шихті присутні грубозернисті складові аглоруда і повернення (0-8 мм), вапняк і

тверде паливо (0-3 мм). Зрозуміло, що умови для протікання твердофазного вуглетермічного відновлення великих частинок гірші, ніж тонкоподрібнених. За наявності в аглошихті значної кількості залізородного концентрату великі частинки палива заковуються в гранули, але оскільки питома поверхня великого палива відносно невелика, а доступ кисню для горіння утруднений, то пряме відновлення оксидів заліза набуває невеликого розвитку, вуглець не засвоюється і не догорає. Тому в металізованому (за звичайною технологією спікання) агломераті кількість залишкового вуглецю велика і становить 4-6 %, а ефект металізації досягається за рахунок підвищеної (20-25 %) витрати твердого палива [5,11].

Великий вплив на ступінь металізації агломерату й окатишів має тиск газової фази. Лазуткіним С. Є. встановлено, що за рівного 30-40 % ступеня металізації агломерату технологія спікання за високих (200-300 кПа) тисків дає змогу на 20-25 % знизити витрату твердого палива. Пізніше, в дослідженнях Д.І. Першеєва було отримано аналогічні закономірності впливу тиску на процес відновлення при випалюванні рудовугільних окатишів.

Підвищення тиску газової фази до 50-200 кПа при температурі 1150-1200 °С призводить до зростання ступеня металізації до 80-95 %, яка за звичайних умов не досягає цього значення навіть при температурах випалу 1250 °С (витрата коксового дріб'язку 10-15 %), причому найбільший вплив на процес металізації має підвищення тиску в інтервалі 50-100 кПа [2]. Отримано залежність ступеня металізації окатишів від тиску:

$$\eta_{\text{мет}} = k \cdot p^n$$

де $\eta_{\text{мет}}$ – ступінь металізації, %;

P – тиск газової фази (надлишковий), кПа;

k, n – коефіцієнти.

Відзначаючи переваги металізації рудовугільних окатишів, слід сказати про деякі, органічно властиві цьому процесу, недоліки. До їх числа, насамперед, належить низька питома продуктивність 0,3-0,5 т/м²·год за ступеня металізації окатишів 40-60 % [7]. Основна причина низької

продуктивності зумовлена тим, що головним джерелом тепла є продукти горіння газоподібного палива, які не забезпечують достатньої інтенсивності теплообміну в шарі окатишів.

З розрахунків [7] випливає, що на одну тонну окатишів, металізованих на 50 %, від згоряння газоподібного палива і твердого відновника утворюється приблизно 2800 м³ димових газів. Для досягнення питомої продуктивності 0,8 т/м²·год за товщини шару 0,2 м швидкість фільтрації теплоносія через шар має бути збільшена до 2 м³/м²·с, для чого необхідний обсяг газу 7200 м³/м²·с. Для покриття дефіциту в горн конвеєрної печі за 1 годину потрібно ввести додатково 5000 м³ димових газів. За середньої температури газів, що відходять із шару, 800 °С забирається додатково тепла близько 7,1 млн кДж/т окатишів. З наведеного прикладу очевидна необхідність утилізації тепла шляхом рециркуляції та рекуперації. Однак для цього потрібне створення спеціальних вентиляторів із жароміцних матеріалів. Крім того, наявність у димових газах, що відходять, 7-11 % оксиду вуглецю істотно ускладнює забезпечення безпечних умов праці на робочих майданчиках через можливі продування отруйних газів під час їхньої рециркуляції та утворення вибухонебезпечних газових сумішей.

За даними В.С. Кудрявцева і С.А. Пчолкіна, розрахунковий тепловий К.К.Д. (з урахуванням рециркуляції та рекуперації) становить 45-55 %, що нижче на 15-20 %, ніж під час спікання шару агломераційної шихти, основним (внутрішнім) джерелом тепла в якому є тверде паливо, яке згорає, а вирішальну роль у теплообміні під час агломерації відіграє регенерація тепла (частка його в загальному балансі перевищує 50 %) [22, 23]. Зауважимо, що питома витрата газів, що утворилися в процесі спікання, перебуває в межах 1000-1500 м³/т агломерату. Це в 3-5 разів менше, ніж потрібно газоподібного теплоносія для випалу окатишів, і свідчить про високу теплову економічність агломерованого шару.

Поряд з цим, при випалюванні рудовугільних окатишів багатьма дослідниками спостерігалось спікання гранул у конгломерати (спеки) через

появу рідкої фази, причому окатиші спікалися між собою навіть за низького вмісту кисню в гірничих газах [24]. Ю.С. Юсфін і Т.Н. Базилевич [21] вважають, що боротьба зі спіканням металізованих окатишів не завжди обґрунтована, оскільки за такого процесу отримують спеки, які мають високі гарячу й холодну міцність, пористість, відновлюваність, тобто відповідають вимогам, які висуваються до сировини для доменної плавки. Крім того, отримання спеків значно полегшує умови процесу і збільшує продуктивність. Авторами [25] запропоновано технологію виробництва металізованого спека з рудовугільних окатишів, за якою окатиші діаметром 10-30 мм, що містять 10-20 % твердого палива, випалюють протягом 2-7 хвилин до температури їхнього нагріву 700-1200 °С з наступною подачею повітря через шар. При цьому питома продуктивність установки становила 0,6-0,7 т/м²·год, а ступінь металізації спека 35-45 %. Ця технологія за своєю сутністю наближається до технології агломерації і може бути реалізована на конвеєрній аглострічці.

Зіставляючи й оцінюючи переваги та недоліки, притаманні сучасним процесам виробництва окатишів і агломерату, слід мати на увазі, що основну масу (понад 70 %) окускованої залізорудної сировини для доменної плавки в нашій країні отримують методом агломерації. З огляду на той факт, що дедалі більша частина залізних руд піддається збагаченню з попереднім тонким подрібненням останніх, стає очевидною необхідність розроблення такої технології спікання (і металізації), в якій було б поєднано переваги двох основних методів окускування в єдиному процесі, що реалізується на наявних агломераційних установках.

1.2 Комбіноване нагрівання шихти та його ефективність під час спікання та металізації

Суть комбінованого нагріву полягає в тому, що після запалювання палива шихти через її поверхню в зону горіння направляють додаткове тепло з гарячим газоподібним теплоносієм. При цьому компенсується нестача тепла у верхній частині шару шихти. Збільшення приходу тепла від зовнішнього

джерела дає змогу зменшити витрату твердого палива на спікання. Залежно від тривалості нагріву, температури і кількості теплоносія, що подається в шар, можна зменшити витрату твердого палива на 40-50 %, довівши його вміст у шихті до 2-3 % [26].

Крім можливості значного скорочення твердого палива, доцільність застосування додаткового нагріву аглошихти, під час виробництва звичайного агломерату, диктується необхідністю вирівнювання температурно-теплових умов спікання верхньої і нижньої частини пирога [6, 23, 27],

Нижня межа вмісту твердого палива в шихті залежить, з одного боку, від температури займання, швидкості горіння палива і фізико-хімічних властивостей шихти і, з іншого боку, від швидкості теплопередачі в шарі [28].

Зовнішнє нагрівання може бути здійснене за рахунок просмоктування (продування) гарячих продуктів горіння газоподібного або рідкого палива, а також нагрітого повітря [6, 29, 30].

Відомі способи попереднього нагріву аглошихти до температури 700-850 °С на окремих установках (колосникова решітка, шахтна, трубчаста піч) [10, 31, 32, 33]. Попереднє нагрівання шихти, як показали лабораторні досліді, знижує витрату коксового дріб'язку на 30-55 %, покращує якість продукту і знижує вміст оксидів азоту, сірки і вуглецю в відходящих газах.

Значне зниження витрат твердого палива сприяє приросту вмісту заліза в агломераті на 0,2-9,4 % за рахунок зменшення приходу шлакоутворюючих із золою коксового дріб'язку.

У прибутковій частині балансу тепло горнових газів від згоряння палива шихти становить 80-95 % усього тепла, що надходить, забезпечує протікання агломераційного процесу [22]. При цьому всі способи високотемпературного зовнішнього нагріву агломераційної шихти переслідують загальну мету – збільшення частки приходу тепла від зовнішнього джерела і скорочення частки тепла від горіння твердого палива.

Комбінований спосіб нагріву дає змогу запалити паливо шихти і додатково нагріти верхню третину або половину шару, забезпечує подачу з

горновими газами тепла, що становить 70 і 90 % тепла від згоряння вуглецю відповідно в магнетитовій і гематитовій шихтах. Причому горнові газу повинні передавати 460-630 мДж/т агломерату за вмісту вуглецю в сухій шихті 2-2,5 % [26]. Температура газоподібного теплоносія (залежно від температури та інтервалу плавлення шихти) має становити 1000-1250 °С. Комбінований нагрів допускає максимальну ($1 \text{ м}^3/\text{м}^2\cdot\text{с}$ і більше) швидкість фільтрації газів у шарі, причому для забезпечення стійкого горіння вуглецю твердого палива вміст кисню в газах має бути не нижчим за 6-7 % [23, 26].

Для нагрівання шихти можуть бути використані доменний, коксовий, природний газу, мазут, вугільний пил та інші види палива.

Холодний шар агломераційної шихти має значну «уявну» теплоємність, що забезпечує в поєднанні з великою питомою поверхнею теплообміну ефективно використання тепла продуктів згоряння, втрати якого з газами, що відходять, на стадії нагріву в головній частині агломашини не перевищують 13 % [32].

Водночас, як показують результати дослідження [34], неможливо прогріти полум'ям пальників шар агломераційної шихти до необхідного рівня температур (без коксового дріб'язку) висотою 350 мм навіть протягом 40 хв. Тільки після закінчення 75 хв вдається прогріти нижні горизонти шару висотою 300 мм до 875 °С за температури газоподібних продуктів горіння над шаром 1350 °С.

За даними авторів [28] швидкість спікання аглошихти в період комбінованого нагріву (у перші 3-4 хв) становила лише 6 мм/хв, у наступний період (у разі подачі повітря) вертикальна швидкість спікання різко зростала до 30 мм/хв.

Основною причиною низької вертикальної швидкості прогрівання звичайних агломераційних шихт є значний газодинамічний опір шару, через який за розрідження під колосниковими ґратами 9-12 кПа швидкість фільтрації гірничих газів становить лише $0,2-0,4 \text{ м}^3/\text{м}^2\cdot\text{с}$ [26].

Наведені вище відомості про комбіноване нагрівання шихти відносяться до практики виробництва звичайного (окисленого) агломерату.

Тим часом, як уже згадувалося, у низці досліджень [9, 15, 29] отримано результати, які свідчать про високу ефективність застосування комбінованого нагріву під час отримання металізованого агломерату.

Найглибше цей процес вивчено в роботі Амірханова, де високотемпературний нагрів шару, що спікається, здійснювали за температури горнових газів 1200-1250 °С протягом усього процесу спікання. Питома витрата тепла від спалювання природного газу становила 2680 мДж/т агломерату, що дало змогу зменшити витрату твердого палива в шихту на 25-40 % одн. (з 20-25 % до 12-15 % при досягнутому ступені металізації спека 30-40 %).

Для забезпечення мінімального газодинамічного опору товщину шару шихти зменшили до 100 мм, але навіть цим не вдалося підвищити швидкість фільтрації теплоносія понад 0,3-0,4 м³/м²·с (вертикальна швидкість спікання становила 10-12 мм/хв). Автором наголошується на особливій ролі кисню в горнових газах, оскільки від його концентрації залежить швидкість нагріву і температура в шарі, а також ступінь металізації спеку. За оптимального 4-8 % вмісту кисню, забезпечується прихід тепла в шар не тільки за рахунок горнових газів, а й з'являється внутрішнє джерело тепла, що виділяється під час згорання твердого палива і догорання СО до СО₂. Зменшення концентрації кисню нижче оптимального рівня знижує інтенсивність теплообміну і швидкість переміщення теплової хвилі, а також підвищує «чад» вуглецю твердого палива (вміст СО у газах, що відходять, збільшується). Перевищення оптимального рівня знижує ступінь металізації, викликає переоплавлення спека, що погіршує його газопроникність.

Комбіноване нагрівання при отриманні металізованого агломерату з шихти з високим вмістом твердого палива, забезпечує максимальне його використання як відновника, а горнові гази виконують роль основного

(зовнішнього) джерела тепла, що витрачається на спікання і пряме відновлення заліза.

Отже, узагальнюючи показники застосування різних способів комбінованого нагріву, які використовуються як у технології одержання окисленого агломерату з шихт з мінімальним (2-5 %) вмістом твердого палива, так і в технології спікання металізованого агломерату з шихт із підвищеним (12-15 %) вмістом твердого палива, можна зазначити наступне.

Комбіноване високотемпературне нагрівання агломераційної шихти дає змогу заощаджувати до 25-50 % твердого палива, що зменшує надходження сірки та шлакоутворювальних із золою палива, а також дає змогу зменшити кількість шкідливих викидів у повітря оксидів азоту, вуглецю і сірки з технологічними газами, що відходять. Основним недоліком комбінованого нагріву, здійснюваного методом просмоктування через шар гарячих горнових газів у головній частині агломераційної машини, є низька вертикальна швидкість нагріву і спікання, зумовлена високим газодинамічним опором шару шихти.

Таким чином, нагрівання агломераційної шихти під час вакуумного спікання вимагає прийняття спеціальних заходів, що інтенсифікують теплопередачу за рахунок збільшення швидкості фільтрації газоподібного теплоносія.

Швидкість фільтрації газів через шар може бути збільшена різними способами. Одним із них є ретельне огрудкування (грануляція) шихти [35, 36, 37]. Як ідеальний приклад огрудкування шихти, можна прийняти шар сирих окатишів, що піддаються високотемпературному нагріванню (випалу). При випалюванні окатишів, незважаючи на відносно низький перепад тиску в шарі 3-6 кПа, забезпечується швидкість фільтрації газу теплоносія до $0,6-1,5 \text{ м}^3/\text{м}^2\cdot\text{с}$ [38, 39]. Для того, щоб нижній горизонт шару окатишів заввишки 300 мм на випалювальному візку прогрівся до $1100 \text{ }^\circ\text{C}$ за швидкості фільтрації $0,6 \text{ м}^3/\text{м}^2\cdot\text{с}$ і температурі гірничих газів у зоні випалу $1275 \text{ }^\circ\text{C}$, потрібно 12 хв, а за швидкості фільтрації $1,0$ і $1,5 \text{ м}^3/\text{м}^2\cdot\text{с}$ - відповідно 8 і 6 хв [38].

Такі високі швидкості фільтрації в шарі звичайної агломераційної шихти можуть бути забезпечені лише за підвищеного надлишкового тиску газів до 100 і більше кПа [6, 8, 40, 41, 42, 43].

Температурно-тепловий режим випалу окатишів відрізняється від комбінованого нагрівання аглошихти. Якщо швидкість підвищення температури під час нагрівання аглошихти мало впливає на показники спікання, а максимальна температура обмежується тільки з метою уникнення переоплавлення (ошлаковування) верхньої частини спека [26], то режим нагрівання й випалювання сирих окатишів має низку послідовних температурних зон, у кожній з яких верхня межа температур визначається фізико-хімічними властивостями сирих окатишів і має суворо дотримуватись оптимального рівня, що забезпечує максимальну продуктивність і високу якість окатишів. Зазвичай виділяють такі температурні зони:

- сушіння вологих окатишів 250-500 °С;
- підігріву 800-1000 °С;
- випалу 1200-1300 °С;
- рекуперації;
- охолодження.

Кожна з цих зон може бути розділена на дві (або більше) підзони, максимальні температури в яких відрізняються на 100-200 °С [38, 39].

Сушіння вологих окатишів є першою стадією термічної обробки окатишів на випалювальних машинах конвеєрного типу, і ефективність його роботи визначає інтенсивність прогрівання шару у високотемпературних зонах. Температура та інтенсивність сушіння обмежується умовою збереження сирих окатишів без їхнього руйнування («шоку»), що настає за умови надмірно інтенсивного нагрівання і виділення парів води з внутрішніх об'ємів окатишів.

Верхня межа температури в зоні випалу обмежується появою розплаву і має підбиратися таким чином, щоб окатиші не спікалися між собою в «грона» (конгломерати).

Під час металізації рудовугільних окатишів температурний режим процесу практично зберігається таким самим, як під час отримання окислених окатишів, але для запобігання переоплавленню шару й утворенню спеків висуваються особливо жорсткі вимоги до концентрації кисню в газоподібному теплоносії в зонах нагрівання та випалу [21].

Кисень теплоносія, з одного боку, сприяє підвищенню температури і прискоренню нагріву окатишів завдяки допалюванню оксиду вуглецю, окиснення вуглецю та відновленого заліза, з іншого боку, він знижує ступінь металізації продукту. У разі використання високореакційного твердого відновника концентрація кисню в теплоносії не повинна перевищувати 5 % [7].

Розглядаючи випал окатишів як окремий випадок комбінованого нагріву, можна відзначити головну його перевагу порівняно з процесом комбінованого нагріву аглошихи, що полягає у високій газопроникності шару окатишів, що забезпечує за відносно невеликого перепаду тиску можливість просмоктування великих обсягів газу-теплоносія. Однак високі вимоги, що висуваються до режиму випалу рудовугільних окатишів, значно ускладнюють процес отримання металізованого продукту, що перешкоджає впровадженню технології.

В умовах нерівномірного розподілу ресурсів твердого і газоподібного палива за регіонами, необхідно створити «гнучку» технологію отримання металізованої залізородної сировини для доменної плавки, яка дає змогу варіювати співвідношенням двох видів палива в широких межах. Тому подальше вдосконалення технології виробництва металізованого агломерату має ґрунтуватися на використанні комбінованого (газоподібного і твердого) палива.

1.3 Замінники коксового дріб'язку та перспективи їхнього використання під час спікання і металізації залізородних матеріалів

Безперервне збільшення обсягу виробництва, а також розвиток інших споживачів дрібних класів коксу призвели до виникнення постійного дефіциту коксового дрібноти, що досяг [44]. Утворену нестачу коксового дріб'язку заповнюють нині частково антрацитовим штибом [45, 46] і худим вугіллям [47, 48]. Крім того, щорічно дробиться 3 млн. т великих класів коксу (25 мм) [49, 50].

Розробка і впровадження технології спікання агломерату із застосуванням високотемпературного комбінованого нагріву шихти, незважаючи на можливість економії 25-50 % твердого палива, не може повністю вирішити проблему.

Питання постачання паливом особливо гостро виникають під час реалізації технології одержання металізованого агломерату й окатишів, оскільки витрата твердого палива при цьому збільшується порівняно зі звичайним рівнем у 2-3 рази.

Основною перешкодою, що обмежує використання викопного кам'яного (окрім антрациту і худого вугілля) та бурого вугілля безпосередньо в агломераційному процесі, є високий вихід конденсату смолистих речовин, який осідає в газовідвідних трактах та на лопатках ексгаустерів, що може призвести до розбалансу ротора ексгаустера і виведення його з ладу [6, 44, 51].

Тверде паливо для виробництва звичайного окисленого агломерату має відповідати таким вимогам. Верхня оптимальна межа крупності палива 3-4 мм з мінімальним вмістом дрібних пилюватих класів 0-0,5 мм, які погіршують показники процесу спікання [52, 53, 54]. Реакційна здатність агломераційного палива, що характеризує швидкість його взаємодії з газоподібним окислювачем за певних температур, зазвичай становить 0,5-2,0 мл/г·с.

Найбільшою мірою цим вимогам відповідає коксовий дріб'язок - традиційне паливо для спікання. Антрацитовий штиб і пісне вугілля після подрібнення на валкових дробарках до крупності менше 3-4 мм містять велику кількість фракцій 0-0,5 мм [44, 48].

Найдоцільнішим напрямком усунення дефіциту агломераційного палива є організація спеціалізованого виробництва дрібнозернистого коксу на основі відомих на цей час способів, які передбачають використання для цієї мети недефіцитного вугілля, що не спікається, і торфу [44].

Істотним недоліком буровугільного напівкоксу є його винятково високий ступінь самоподрібнення під час термічного перероблення, що поряд з високою реакційною здатністю (до 10 мл/г·с і більше), викликає різке погіршення техніко-економічних показників агломераційного процесу [55].

При роботі на 100 % буровугільного напівкоксу вихід придатного агломерату не перевищував 32 % [44].

Використання пилюватих високореакційних видів твердого палива за звичайною технологією знижує ступінь використання вуглецю-теплоносія, оскільки значна його частина згорає тільки до окису вуглецю, а це призводить також до порушення температурно-теплового режиму спікання і знижує міцність агломерату [56, 57].

Дрібнозернисте агломераційне паливо може бути отримано методом напівкоксування і коксування з широко поширеного мало дефіцитного газового, слабоспікаючого, довгополум'яного вугілля і торфу [44].

Тонкі фракції палива можна раціонально використовувати для спікання моношихти [36] при отриманні звичайного (окисленого), так і металізованого агломератів [35].

Поряд з високою газопроникністю шару, на показники процесу спікання позитивно впливала і підвищена активність палива (0-0,5 мм), закатаного в гранули. Під час зіставлення реакційної здатності рудно-паливних гранул діаметром 1-2 мм і паливних частинок такого самого діаметру виявлено, що константа швидкості реакції газифікації палива в рудно-паливних гранулах становить $5,0 \cdot 10^4 \text{ с}^{-1}$, газифікації паливних частинок - $2,1 \cdot 10^4 \text{ с}^{-1}$, що зумовлено більш розвиненою поверхнею тонких фракцій палива в гранулах і високою пористістю останніх [36]. Слід зазначити, що за використання сухих міцних гранул газодинамічні властивості шару поліпшуються не тільки на початковій

стадії процесу спікання, а й значною мірою зберігаються впродовж усього процесу.

Дрібні частинки палива, рівномірно розподіленого в об'ємі гранули, є не тільки осередками горіння, а й центрами відновлення оксидів заліза [35]. За вмісту вуглецю в рудно-паливних гранулах (крупністю 0-12 мм) 10, 15 і 20 %, кількість металевого заліза в спеку становила відповідно 8,5; 12,5 і 17,0 %, а питома продуктивність аглоустановки була відповідно 2,35; 1,97 і 1,50 т/м²·год.

Таким чином, попередня грануляція дає змогу спікати шихту з високим вмістом залізородного концентрату і дрібного (0-0,5 мм) сурогатного палива, з великою питомою продуктивністю і отриманням якісного частково металізованого агломерату. До недоліків технології спікання моношихти при отриманні металізованого агломерату [35], слід віднести: високу (15-20 %) витрату вуглецю палива, що зумовлює неповне його горіння (відношення $CO/CO_2 > 1$); необхідність застосування дефіцитних зв'язувальних (рідке скло) та спеціальних апаратів для приготування і сушіння рудно-паливних гранул.

Очевидно, що чим більший діаметр рудно-паливної гранули (у зазначених межах), чим дрібніше паливо і щільніша структура гранули, тим менший доступ кисню до частинок палива і тим більший розвиток можуть отримати процеси прямого вуглетердичного відновлення (за умови інтенсивного підведення тепла до поверхні гранули).

У зв'язку зі збільшенням частки тонкоподрібненого залізородного концентрату в агломераційній шихті, значно зросла її питома поверхня, що потребує спікання. В умовах закомкування твердого палива, особливо дрібних його фракцій, збільшується ступінь відновлення оксидів заліза, що знижує температуру початку розм'якшення й утворення рідких і пластичних мас [20, 58].

У результаті досліджень [20] встановлено, що за спільного огрудкування тонкоподрібнених концентрату і палива створюються сприятливі умови для розвитку відновлення заліза. У поєднанні з раціональним співвідношенням

внутрішнього (тверде паливо) і зовнішнього (горнові гази з температурою 1100 °С, які не містять кисню) джерел тепла може бути досягнута продуктивність аглоустановки 1,26 т/м²·год при виході класу 0-5 мм після випробування в барабані 10 %.

Дослідження процесів вуглетермічного відновлення при отриманні металізованих окатишів показали значний вплив виду палива і його реакційної здатності на швидкість відновлення і ступінь металізації [7, 59, 60, 61, 62].

Різниця реакційної здатності викопних і штучних палив пояснюється цілою низкою специфічних фізико-хімічних властивостей, властивих тому чи іншому виду твердого пального. Чухановим [63] встановлено, що швидкість взаємодії вуглецю палива з газоподібними окислювачами визначається внутрішньою поверхнею та активністю вугілля.

Автори [64, 65] відносять до числа факторів, що визначають реакційну здатність, фізичний стан і ступінь досконалості кристалів графіту. Чим більша відстань між базисними площинами кристалічної решітки викопних палив, тим швидше вони згорають [66]. На вразливість міжбазисного простору кристалічної решітки вуглеграфітових матеріалів щодо проникнення в нього інших частинок вказують також і інші автори О.А. Єсін і П.В. Гельд [67]. Відстань між базисними площинами в кристалах графітів, коксів і вугілля неоднакова і може змінюватися від 3,35 до 6 мм і більше ангстрем [68].

Під час окислення палива насамперед із киснем взаємодіють найактивніші атоми вуглецю, що розташовані на різних дефектах структури і на краях базисних площин, де розташовуються поодинокі крайові атоми вуглецевої сітки. Є досвідчені дані [69], що вказують на істотну відмінність швидкостей реагування на базисній площині та по гранях кристалітів (тобто вздовж базисних площин). У кінетичному режимі швидкість реакції вздовж базисної площини в 200 разів перевищує швидкість реакції окислення в напрямку, перпендикулярному базисній площині вуглецевої сітки, яка за відсутності дефектів структури, вважається практично інертною. У спеціальних дослідженнях [70], присвячених цьому питанню, отримано

співвідношення швидкостей реагування вздовж базисної і перпендикулярної до неї площин, що дорівнює 35-40 у кінетичному режимі.

У зв'язку з цим можна припустити, що тонке подрібнення низькорекційних палив зі щільною структурою та високим ступенем метаморфізму призводить до підвищення їхньої реакційної здатності не тільки завдяки збільшенню питомої поверхні, а й завдяки появі значної кількості нових крайових атомів на поверхнях граней кристалів, перпендикулярних до базисних площин.

У дослідженнях [71] отримано лінійну залежність між реакційною здатністю та питомою поверхнею різних видів палива, визначеною сорбційним методом (таблиця 1.1).

Таблиця 1.1 – Результати дослідження реакційної здатності різних видів палива

Паливо	Щільність г/см ³	Пористість %	Питома поверхня, м ² /г	Реакційна здатність мл/г·с
Графіт	2,231	29,0	8,5	0,22
Пековий кокс	1,980	27,8	9,4	0,34
Газовий кокс	1,815	49,8	33,5	1,85
Нафтовий кокс	1,409	20,4	124	0,42
Антрацит	1,647	3,5	162	0,51
Напівкокс буровугільний:				
завод	1,585	54,5	182	6,23
дослідний	1,768	15,7	278	12,90
Деревне вугілля	1,478	79,0	245	11,10

З таблиці 1.1 видно, що антрацит і нафтовий кокс, незважаючи на високу питому поверхню, мають низьку реакційну здатність. Автори пов'язують це порушення загальної закономірності з тим, що деяка частина пор недоступна для окислювача.

З урахуванням того, що антрацит і нафтовий кокс мають високий ступінь метаморфізму (графітизації), іншим можливим поясненням цього явища може слугувати те, що значна частина питомої поверхні цих видів палива припадає

на інертні базисні площини з мінімальною кількістю дефектів у структурі вуглецевої сітки.

Отже, реакційна здатність визначає кінетичні можливості взаємодії вуглецю твердого палива з газоподібним окислювачем і залежить від природи палива.

У дослідженнях [7, 59] встановлено, що високореакційні види палива (молоде вугілля та продукти його піролізу) відновлюють оксиди заліза з більшою швидкістю, ніж низькореакційні (кокс, антрацит). Причому, температура, за якої починається відновлення оксидів високореакційними твердими відновниками на 100-200 °С нижча, ніж низькореакційними.

При отриманні металізованого продукту з рудовугільних окатишів із застосуванням буровугільного напівкоксу (замість ковальського коксу) час відновлення до рівних ступенів металізації скорочується [7].

Кудрявцевим і Пчолкіним було виявлено обернено пропорційну залежність між реакційною здатністю відновників і відносною тривалістю металізації

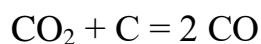
$$\frac{\tau}{\tau_3} = B \pm mR$$

де τ_3 – час металізації окатишів відновником, прийнятим за еталон, хв;

R – реакційна здатність відновника, мл/г·с;

B, m – коефіцієнти.

Швидкість реакції відновлення заліза в рудовугільних окатишах визначається швидкістю газифікації вуглецю [59, 60]:



Виходячи з цього положення очевидно, що реакція прямого відновлення протікає переважно за участю газової фази, де вуглекислота, будучи продуктом непрямого відновлення, бере участь у перенесенні вуглецю [21, 61]

Реакційна здатність твердого відновника сильно залежить від величини поверхні частинок, тому подрібнення відновника позитивно впливає на швидкість відновлення оксидів через зростання площі контакту реагентів [2].

В окислювальній атмосфері вуглець високореакційного відновника починає вигоряти за відносно низьких температур, коли процеси прямого відновлення ще не набувають помітного розвитку [7]. Тому під час використання зазначених видів палива в процесах спікання (випалювання) металізованого агломерату або окатишів необхідно вживати спеціальних заходів, що знижують неефективне «випаровування» вуглецю. До числа таких заходів можна віднести високу інтенсивність нагріву рудовугільних окатишів, за якого відновлювальні процеси випереджають вигорання вуглецю у внутрішніх об'ємах гранул.

Таким чином, проблему забезпечення твердим паливом під час виробництва металізованої сировини для доменної плавки можна успішно вирішити завдяки використанню заміників коксового дріб'язку, але їх застосування потребує зміни традиційної технології окускування в частині підготовки шихтових матеріалів і палива до спікання.

Наведений вище огляд літературних даних з проблеми одержання металізованих агломерату й окатишів дає змогу окреслити основні напрямки подальших досліджень у цій галузі. Розроблення високопродуктивного й економічного способу спікання металізованого агломерату у вакуумному режимі є головним завданням, розв'язанню якого приділено уваги в цій роботі. У зв'язку з безперервним зростанням частки тонкоподрібнених концентратів в агломераційній шихті, була зроблена спроба розроблення технології, що поєднує переваги двох основних методів окускування (спікання агломерату і випал окатишів) у єдиному процесі, що реалізується на наявних агломераційних стрічках.

В умовах зростаючого дефіциту коксового дріб'язку в агломераційному виробництві впровадження технології отримання металізованого агломерату можливе лише на основі застосування менш дефіцитного і недорогого

викопного вугілля і продуктів його піролізу. У зв'язку з цим всебічне вивчення властивостей, характеру займання і горіння різних видів твердого палива в тих чи інших умовах становить великий теоретичний і практичний інтерес.

Перераховані актуальні напрямки склали основний зміст даної роботи.

РОЗДІЛ 2

МЕТОДИКА ДОСЛІДЖЕНЬ

Для контролю хімічного складу шихтових матеріалів, палива та агломерату відбирали усереднену пробу і подрібнювали її у вібростирачі. Крім усередненої проби, для вивчення хімічного складу агломерату за висотою спеку, відбирали проби від верхньої, середньої та нижньої частин аглопирогу.

Одночасно відбирали зразки для приготування аншліфів і проведення мінералогічного аналізу ділянок спека.

Вивчення аншліфів вели у відбитому світлі на мікроскопах МІН-6. Діагностику фаз у відбитому світлі вели за формою і розміром кристалів, зерен, їхнім кольором, характером поверхні, відбивною здатністю.

Дані про хімічний склад залізорудних матеріалів і флюсу містяться в таблиці 2.1; технічний аналіз, реакційна здатність і хімічний склад попелу, які використовуються в дослідженнях видів твердого палива, наведені в таблиці 2.2.

Експериментальні спікання проводили на чашовій агломераційній установці. Досліджували дві технології спікання і часткової металізації агломерату, в основу яких був закладений принцип роздільного огрудкування тонкоподрібненого концентрату і грубозернистих складових агломераційної шихти - аглоруди, повернення, флюсу.

Тонкий залізорудний концентрат змішували з подрібненим до крупності 0-0,5 мм твердим паливом і виготовляли з суміші окатиші діаметром 10-20 мм.

Грубозернисті компоненти аглошихти змішували і огрудковували окремо.

Перший варіант технології включав пошарове завантаження поверх шару постелі двох шихт. Шихта нижнього шару складалася з огрудкованих аглоруди, повернення, флюсу і палива, а верхній шар являв собою рудовугільні окатиші.

Таблиця 2.1 – Характеристика основних видів твердого палива

Вид палива	Технічний аналіз палива				Реакційна здатність мл/Г·с	Хімічний склад золи						
	A°	летучі	C	S _{общ.}		SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	P ₂ O ₅
Кокс	17,8	2,9	77,7	1,67	0,79	40,1	27,1	5,3	3,9	22,9	-	0,5
Вугілля	19,4	20,7	59,1	0,86	1,81	-	-	-	-	-	-	-
Антрацит	25,0	2,3	70,8	1,94	1,20	38,7	22,3	3,0	1,9	27,5	-	0,8
Нафтококс	0,3	4,4	95,1	0,20	-	-	-	-	-	-	-	-
Буровугільний збагачений полукокс	9,0	14,1	76,6	0,31	8,71	39,5	6,3	37,1	5,2	11,5	0,4	0,1

Таблиця 2.2 – Хімічний склад компонентів аглошихти

Компоненти	Вміст, %									
	Fe	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	S	P ₂ O ₅	в.п.в.
Концентрат	62,2	24,5	5,2	1,3	2,6	0,6	0,2	0,36	0,10	0,7
Аглоруда	50,3	7,6	18,7	1,2	1,8	0,3	0,1	0,25	0,11	5,8
Суміш флюсів	0,6	-	2,6	0,7	42,8	7,2	0,1	0,02	0,03	42,4
Вапняк	2,8	-	1,2	0,8	51,3	1,0	-	0,02	0,02	41,9
Бентоніт	1,8	-	69,3	12,7	2,5	1,9	-	-	-	7,2

За другим варіантом сирі рудовугільні окатиші змішували з агломераційною шихтою, що складається з аглоруди, повернення, флюсу і палива. Суміш завантажували в аглочашу одним шаром поверх постелі.

Підготовку шихти до спікання проводили таким чином. Дозовані компоненти шихти завантажували в барабанний огрудкувач діаметром 500 мм, завдовжки 1000 мм і змішували без зволоження протягом 120 с, після чого шихту зволожували до оптимальної вологості водою, що подається ежекційною форсункою, і огрудковували протягом 180 с.

Приготування рудовугільних окатишів містило ті самі операції, що й огрудкування грубозернистої частини шихти, але для забезпечення крупності окатишів 10-20 мм останні після вивантаження з барабана відсівали на відповідних стандартних ситах із круглими отворами. Фракцію менше 10 мм знову завантажували в огрудкувач і огрудковували з наступною, попередньо змішаною шихтою, що складається з концентрату, бентоніту і дрібного палива. Окатиші діаметром понад 20 мм роздавлювали і також завантажували для повторного огрудкування.

Склади шихт наведено в таблиці 2.3. Як тверде паливо в грубозернистій частині шихти використовували коксовий дрібязок крупністю 0-3 мм.

Для спікання і металізації рудовугільних окатишів застосовували подрібнені у віброістирачі до крупності 0-0,5 мм кокс, вугілля буровугільний напівкокс. Технічний аналіз і хімічний склад використовуваних видів твердого палива наведено в таблиці 2.1.

Перед завантаженням аглошихти в чашу на колосникову решітку укладали шар постелі (агломерат фракції 8-15 мм) висотою 30 мм.

Для запобігання руйнуванню окатишів у процесі високотемпературного нагріву і спікання сирі окатиші попередньо висушували в сушильній шафі за температури 110-120 °С.

Таблиця 2.3 – Склад агломераційної шихти і окатишів

№	Характеристика шихти	Крупнозерниста шихта	Рудовугільні окатиші	Крупність матеріалу, мм
1.	Склад залізорудної частки шихти			
	Аглоруда	100	-	0-8
	Концентрат	-	100	0-0,1
2.	Вміст повернення в шихті	45	-	0-8
3.	Вміст вуглецю палива в шихту	0-3,5	-	0,3
		-	8,5-12,7	0-0,5
4.	Волога шихти, %	5-6	9-10	-
5.	Основність	1,2	0,7-1,2	-
6.	Вміст бентоніта в шихті, %	-	1,0	0-0,074
7.	Висота шару шихти і окатишів при двошаровій загрузці, мм	150	-	-
		-	200	-
8.	Висота шару суміші (окатиши+аглошихта), мм	350	-	-

Лабораторна агломераційна установка рисунок 2.1 була обладнана для спікання як у вакуумному режимі, так і під надлишковим тиском повітря над шаром.

Високотемпературне комбіноване нагрівання аглошихти й окатишів здійснювали при використанні ежекційного газового пальника (2) і коксового горна (3). Температуру горнових газів контролювали за допомогою термопари (4) і потенціометра (5). Заданий температурний режим підтримували завдяки регулюванню витрати газу в пальник, зміною крупності та кількості коксу в коксовому горні, а також зміною швидкості фільтрації газу через шар, що спікається.

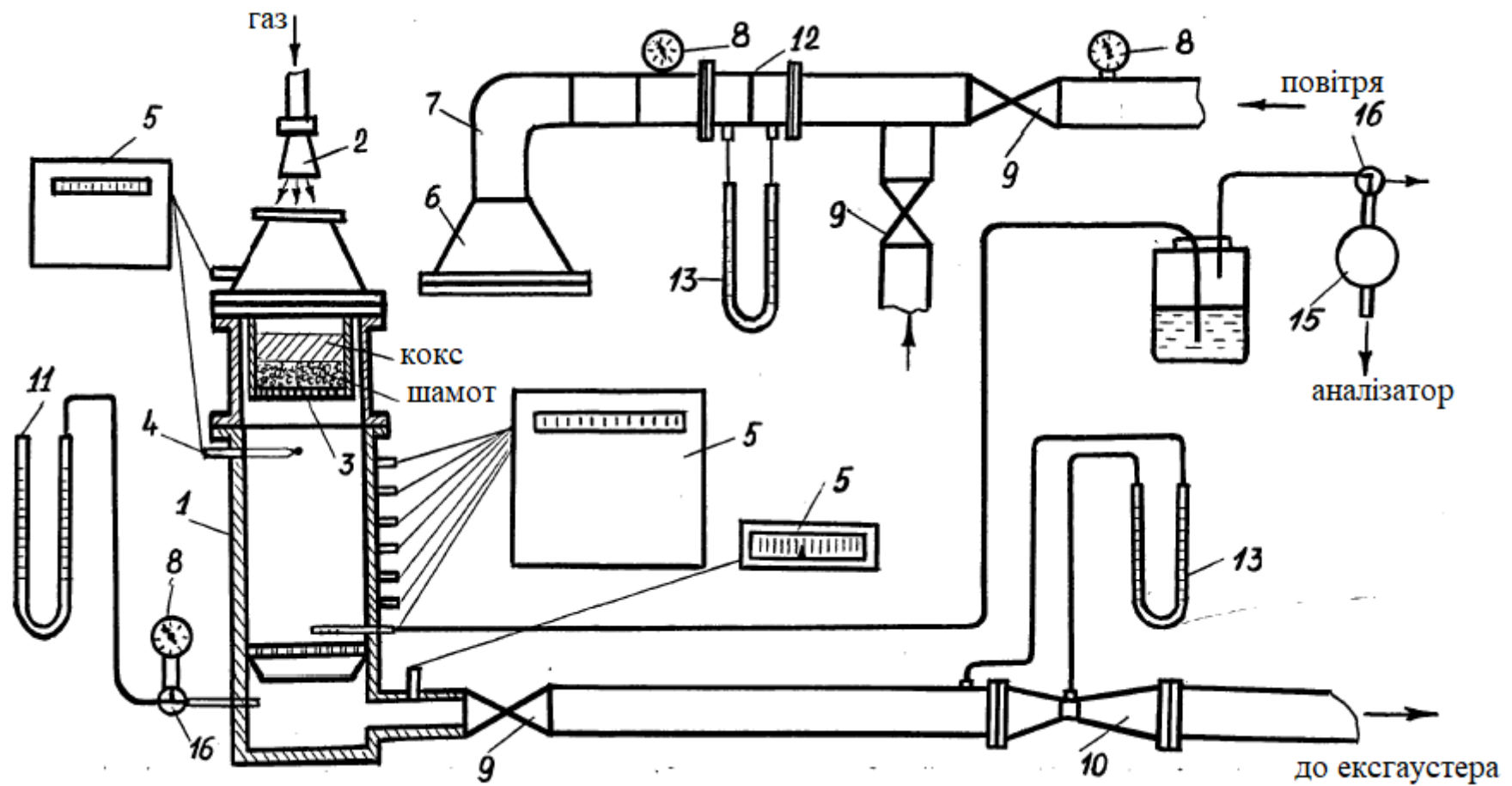


Рис. 2.1- Агломераційна установка

1 - аглочаша, 2 – газовий пальник, 3 – коксовий горн, 4 – термопара, 5 – автоматичний потенціометр, 6 – напорний ковпак, 7 – гнучкий шланг, 8 – манометр, 9 – вентиль, 10 – трубу Вентурі, 11– вакуумметр, 12 – діафрагма, 15 – вакуум-насос, 16 – кран.

Для виміру температур у шарі, аглочаша була обладнана сімома штуцерами з притискними ущільнювальними гайками на висоті 50, 100, 150, 200, 250, 300 і 350 мм від верху чаші. Показання термопар записувалися автоматичним потенціометром (5).

Контроль закінчення процесу спікання здійснювали за температурою газів, що відходять, яку вимірювали хромель-алюмелевою термопарою.

За вихід придатного зі спеку приймали кількість фракції +10 мм після дворазового скидання аглопирога на сталеву плиту з висоти 2 м, віднесену до загальної ваги спеку.

Міцність агломерату при відновленні визначали на установці і за методикою [74]. У вертикальну трубу, поміщену в нагрівальній печі, завантажували пробу агломерату вагою 150 г, крупністю 10-15 мм. Нагрівання проби здійснювали до температури 900 °С. Під час нагрівання через шар агломерату пропускали відновлювальний газ (водень) з витратою 1,5 л/хв.

Після випробування та охолодження агломерату проводили його розсівання і визначали вихід фракції менше 5 мм.

Оцінку механічної міцності агломерату проводили за методом Рубіна [22]. Після випробування проби в барабані визначали вміст фракцій понад 5 мм і 0-0,5 мм. Крім того, металізовані окатиші й агломерат крупністю 10-15 мм випробовували на міцність під час стиснення [21]. На пресі, що створює зусилля стиснення до 500 кг, роздавлювали щонайменше 30 шматочків агломерату або окатишів і підраховували середнє значення міцності на стиск (кг/окатиш).

РОЗДІЛ 3

ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСІВ СПІКАННЯ ТА МЕТАЛІЗАЦІЇ ШИХТ, ЩО МІСТЯТЬ РУДОВУГІЛЬНІ ОКАТИШІ

В основу розроблюваної технології виробництва частково металізованого агломерату був закладений принцип роздільного огрудкування концентрату і грубозернистих складових агломераційної шихти – аглоруди, повернення, флюсу. З тонкоподрібнених залізородного концентрату і твердого палива виготовляли рудовугільні окатиші діаметром 10-20 мм. При цьому переслідували дві основні цілі. По-перше, забезпечення максимальної газопроникності шару шихти за рахунок поліпшення її гранулометричного складу. По-друге, створення сприятливих умов для вуглетермічного відновлення оксидів заліза. Було встановлено, що відновлення оксидів твердим вуглецем протікає тим інтенсивніше і повніше, чим краще забезпечено контакт між реагентами і це має місце в структурі рудовугільного окатишу. Крім того, використання пилоподібних замінників коксового дріб'язку (вугілля, буровугільний напівкокс), які мають низьку (200-400 °С) температуру та високу реакційну здатність, також вимагає зміни традиційної технології огрудкування агломераційної шихти. При змішуванні та огрудкуванні тонкого залізородного концентрату і пилоподібного палива з отриманням рудовугільних гранул діаметром 10-20 мм високореактивне паливо консервується від інтенсивного вигорання за низьких температур. Рівномірно розподілені в об'ємі гранули частинки палива менш доступні газоподібним окиснювачам, у зв'язку з чим у процесі спікання вуглець витрачається переважно на пряме відновлення оксидів заліза, а окис вуглецю, що виділяється під час цього, догоряючи до CO_2 , слугує джерелом тепла.

Окатиші та аглошихту завантажували в чашу у вигляді суміші одним шаром або окремо в два шари – окатиші завантажували поверх шару аглошихти. Використання відносно великих (порівняно зі звичайною шихтою) сирих рудовугільних окатишів під час одержання металізованого спеку

зумовило, поряд з необхідністю зниження витрат твердого палива, застосування комбінованого зовнішнього нагрівання шихти.

Нижче наведені результати лабораторних досліджень процесів спікання і металізації шихти при розрядженні під колосниковими ґратами і надлишковим тиском повітря над шаром.

3.1 Спікання металізованого агломерату із сумішей сирих рудовугільних окатишів і аглошихти, визначення параметрів зовнішнього нагрівання

Методика підготовки шихти і проведення лабораторних спікань висвітлена вище в розділі 2.

Як твердий відновник, що вводиться в рудовугільні окатиші, використовували попередньо подрібнені коксову дрібноту, вугілля і буровугільний напівкокс.

У таблиці 3.1 представлено гранулометричний склад перерахованих видів твердого палива до і після їх подрібнення у вібростирачи. Тривалість подрібнення коксового дріб'язку становила 60 секунд, а вугілля і напівкоксу 45 секунд. Ступінь заповнення склянки віброістирача становив 70-80 % і підтримувався постійним для всіх видів палива.

З таблиці 3.1 видно, що незважаючи на меншу тривалість подрібнення, вміст класів менше 0,1 мм для вугілля і буровугільного напівкоксу в 1,6-1,8 рази більший, ніж для коксу. Це вказує на меншу структурну міцність вугілля та напівкоксу порівняно з коксовим дріб'язком і може вважатися позитивним технологічним фактором, оскільки крупність твердого відновника в рудовугільних окатишах має бути мінімальною [2, 7], а енергетичні витрати на подрібнення палива знижуються за зменшення його структурної міцності [86].

Таблиця 3.1 – Гранулометричний склад твердого палива

Вид твердого палива	Розмір класів, мм						
	+3,0	3,0-1,0	1,0-0,5	0,5-0,20	0,20-0,10	0,10-0,074	-0,074
	Вміст класу, %						
Коксовий дріб'язок	0/-	51,4/-	12,7/-	17,8/6,3	9,4/47,7	4,4/20,3	4,3/25,7
Вугілля	20,1/-	12,9/-	11,3/-	10,9/2,7	21,6/23,9	7,8/40,3	15,4/33,1
Буровугільний напівкокс	-/-	3,2/-	20,9/-	40,4/4,8	18,1/14,0	6,1/51,5	11,3/29,7

Таблиця 3.2 – Показники процесу спікання та металізація сумішей рудно-паливних окатишів та аглошихти

Проба	Вагове співвідношення Окатиш/аглошихта, %	Вміст вуглецю в суміші, %	Ступень металізації спеку, %	Швидкість спікання мм/хв	Вихід придатного із спека (+10мм), %	Характеристика відходящих газів	
						Середнє відношення CO/CO ₂	Максимальна температура, °C
1	100/0	12,7	33,1	19,4	74,5	0,55	720
2	75/25	10,2	30,7	20,1	73,8	0,47	685
3	57/43	8,4	26,1	22,0	78,4	0,35	590
4	42/58	7,4	17,3	22,3	80,7	0,31	550
5	30/70	6,3	12,4	21,6	81,3	0,27	560
6	0/100	3,5	4,8	20,1	80,2	0,23	535

У першій серії дослідів було визначено вплив вагового співвідношення (окатиші/аглошихта) на показники процесів спікання і металізації сумішей. Вміст вуглецю подрібненого коксу в рудовугільних окатишах становив 12,7 %, вміст вуглецю коксового дріб'язку (крупністю 0-3 мм) в аглошихті - 3,5 %, кількість окатишів у суміші змінювали від 100 до 0 %. Результати цієї серії дослідів представлені в таблиці 3.2 і на рисунку 3.1.

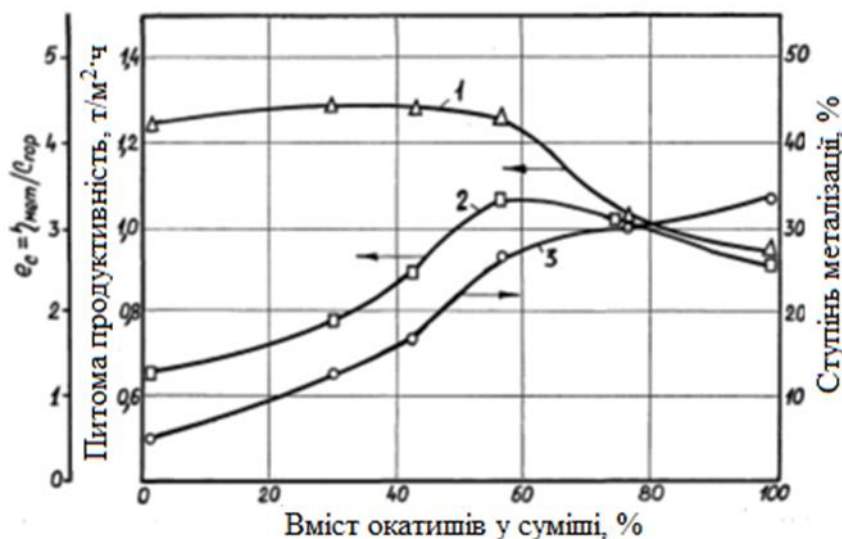


Рис. 3.1 – Залежність показників спікання і металізації від вмісту рудовугільних окатишів у шихті

1 – питома продуктивність, т/м²·год; 2 – ефективність використання вуглецю на металізацію; 3 – ступінь металізації спека, %.

З таблиці 3.2 випливає, що зі збільшенням частки окатишів у суміші від 0 до 100 % середні відношення CO/CO₂ і вміст окису вуглецю у газах, що відходять, зростають відповідно від 0,23 до 0,55 і від 5,3 до 11,1 %. Збільшення відношення CO/CO₂ свідчить про погіршення умов горіння вуглецю твердого палива, тобто вказує на зниження теплового і хімічного к.к.д. палива. Збільшення вмісту CO у газах, що відходять, понад 10 % може призвести до утворення вибухонебезпечних концентрацій газів у суміші з повітрям, що практично обмежує можливість одержання металізованого спека із сумішей, які містять більше ніж 75 % рудовугільних окатишів. Крім того, за вмісту окатишів 75 і 100 % значно збільшується (до 700 °C і більше) температура відхідних газів, що погіршує умови роботи обладнання.

Спеки з високим вмістом рудовугільних окатишів характеризуються значною переоплавленістю, особливо в нижній частині пирога. Накопичення великої кількості розплаву знижує газопроникність спікаємого шару і вертикальну швидкість спікання до 19,4 мм/хв (табл. 3.2). Переоплавленню спека сприяє не тільки високий вміст твердого палива, а й значний розвиток вторинного окислення відновленого заліза киснем повітря, що супроводжується виділенням тепла [21].

Верхня частина спеку складалася з тонких перегородок – залишків оплавлених окатишів і великих, діаметром понад 20-25 мм вертикальних каналів. Така структура пирога обумовлювала відносно низький (73-74 %) вихід придатного при високому вмісті окатишів у суміші та витраті вуглецю палива.

Ступінь металізації спеку зростала зі збільшенням частки окатишів. Для порівняльної оцінки розвитку процесу металізації та зіставлення показників за різних умов спікання нами було введено коефіцієнт ефективності використання вуглецю палива на металізацію:

$$e_c = \frac{\eta_{\text{мет}}}{C_{\text{гор}}}$$

де $\eta_{\text{мет}}$ – ступінь металізації спеку, %;

$C_{\text{гор}}$ – вміст вуглецю твердого палива в сирій шихті, %.

Залежність цього показника від вмісту рудовугільних окатишів у суміші показано на рисунку 3.1 (крива 2). Видно, що коефіцієнт e_c має максимальне (понад 3,1) значення за вмісту окатишів у суміші 50-60 %, тобто в цьому інтервалі на кожен витрачений 1 % вуглецю припадає максимум ступеня металізації.

При зменшенні частки окатишів від 100 до 57 % загальна витрата вуглецю палива знижується з 12,7 до 8,4 % або на 34 % (відн.). Водночас ступінь металізації зменшується тільки на 21 % (відн.). Це вказує на поліпшення умов металізації або на зменшення вторинного окислення металізованих окатишів. Останнє підтверджується даними петрографічних досліджень полірованих шліфів під мікроскопом і візуальним оглядом

макроструктури пирога. Спеки, отримані з сумішей, що містять менш як 60 % окатишів, характеризуються меншою оплавленістю і більш різномірним розподілом пор і каналів середньої величини (5-10 мм). У структурі спеків є велика кількість окатишів, залитих розплавом, що утворився переважно з аглошихти, яка рівномірно розподілена в просторі між окатишами.

Вивчення мінералогічного складу ділянок спеку під мікроскопом показало, що основна маса металічного заліза зосереджена в окатишах, укладених у міцну оболонку із застиглого окисленого розплаву, що оберігає металізоване ядро від вторинного окислення. Ступінь металізації таких окатишів досягав 50-70 % (за даними мінералогічного аналізу).

Слід особливо відзначити, що за вмісту рудовугільних окатишів у суміші 50-60 % питома продуктивність установки досягає максимуму (рис. 3.1, крива 1), причому при подальшому зменшенні частки окатишів продуктивність практично не змінюється.

Зниження питомої продуктивності при збільшенні частки окатишів у суміші понад 60 % можна пояснити двома причинами. По-перше, зменшенням вертикальної швидкості спікання з 22 до 19,4 мм/хв, по-друге, збільшенням порозності шару і зменшенням насипної ваги, оскільки аглошихти не вистачає для заповнення вільного простору між окатишами. Порозність шару окатишів становить 38-43 %, насипна вага сухих рудовугільних окатишів - 1,60 т/м³. При змішуванні окатишів і аглошихти (насипна вага сухої шихти - 1,52 т/м³) у співвідношенні 60:40 насипна вага суміші становила 1,75 т/м³, що на 9,4 % більше, ніж насипна вага окатишів.

З вищесказаного випливає, що оптимальний вміст рудовугільних окатишів у суміші при одержанні частково металізованого спеку становить 50-60 %.

Відповідно до рекомендацій авторів [26] комбіноване зовнішнє нагрівання агломераційної шихти повинне здійснюватися за температур гірничих газів 1200-1300 °С у період запалювання тривалістю 1-2 хв і подальшим нагріванням верхнього шару за температур 900-1000 °С протягом

3-5 хвилин. Швидкість фільтрації газоподібного теплоносія має бути максимально можливою для цього шару [23, 26, 94].

Вміст кисню в теплоносії за температур горнових газів 1200-1250 °С має становити 30-50 % і збільшуватися з пониженням температури зовнішнього нагріву для створення умов горіння твердого палива [9, 26]. Оптимальна тривалість зовнішнього нагріву може досягати 30-50 % від загального часу спікання і визначається умовою збереження питомої продуктивності на досить високому рівні.

Застосування відносно великих (10-20 мм) окатишів зажадало проведення спеціальних досліджень щодо визначення тривалості зовнішнього нагріву, від якої залежить ступінь прогріву внутрішніх об'ємів окатишів, які перебувають у верхній частині шару, що спікається, та якість спека загалом.

Ґрунтовними дослідженнями [7, 95] встановлено, що для прогрівання центру рудовугільного окатишів діаметром 20 мм до 1200 °С (у струмі газоподібного теплоносія з температурою 1250 °С, який містить 2 % кисню і рухається зі швидкістю 0,5 м/с) потрібно 6-7 хв. Тривалість прогрівання центрів окатишів діаметром 10 і 15 мм становить 3-5 хв.

У серії наших дослідів було визначено залежності основних показників процесу спікання від тривалості зовнішнього нагріву суміші окатишів і аглошихти у співвідношенні 60:40 для вмістів вуглецю палива в суміші 8,8 і 6,3 %.

Під тривалістю зовнішнього нагріву розуміли тривалість термічної обробки поверхні шихти гарячими гірничими газами з температурою понад 1000 °С. За цих температур вміст кисню в теплоносії становив 4-8 %.

Отримані результати досліджень представлено на рисунку 3.2. Аналіз результатів показує, що збільшення тривалості зовнішнього нагріву понад 6 хвилин призводить до різкого зниження вертикальної швидкості спікання і питомої продуктивності установки. Так, у разі збільшення тривалості від 6 до 10 хв питома продуктивність установки зменшилася від 1,23 до 0,87 т/м²·год у разі спікання суміші, яка містить 8,8 % вуглецю палива, і від 1,33 до

1,08 т/м²·год за вмісту вуглецю в суміші 6,3 %. Основною причиною зниження питомої продуктивності є погіршення газопроникності шару через утворення надмірної кількості розплаву. Вихід придатного зі спеку зростає в інтервалі від 2 до 8 хв, після чого темп зростання різко сповільнюється.

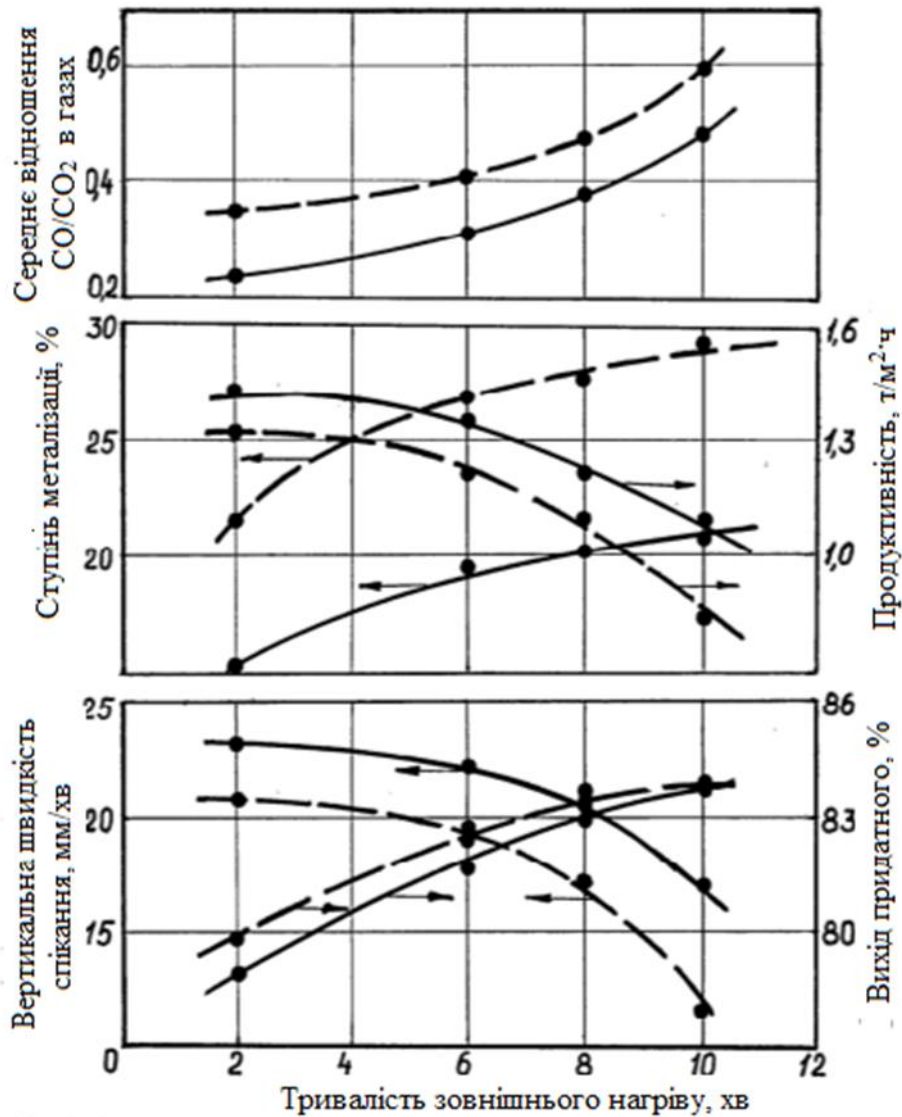


Рис. 3.2 – Залежність показників процесу спікання від тривалості зовнішнього нагріву при вмісті вуглецю палива в шихті:

- — — — 8,8%;
- 6,3%.

Значний вплив має збільшення тривалості нагріву від 2 до 6 хв на ступінь металізації спека, яка зростає при цьому в 1,3 раза. Подальше збільшення тривалості нагрівання (понад 6 хв) мало позначається на ступені металізації (рис. 3.2). Така закономірність впливу тривалості нагріву на ступінь

металізації суміші аглошихти і рудовугільних окатишів цілком зрозуміла з точки зору кінетики вуглетермічного відновлення. Відомо [2, 7, 96], що ступінь відновлення залежить від температури нагріву і тривалості витримки рудовугільного окатиша за цієї температури. Чим вища температура і більший час витримки за інших рівних умов, тим вищий ступінь відновлення заліза твердим вуглецем.

І.Ю. Кожевников показав [96], що для досягнення заданого ступеня відновлення залежність часу відновлення від температури має вигляд:

$$\tau = \frac{10^{15}}{t^5} (D - 5) + \frac{1}{k60}$$

де τ - тривалість відновлення, хв;

t - температура, °С;

D - діаметр окатиша, мм;

k - константа швидкості реакції, с⁻¹.

З рівняння випливає, що за постійної температури підвищення ступеня відновлення досягається за рахунок збільшення тривалості ізотермічної витримки.

У наших досліджах уповільнення темпів зростання ступеня металізації у разі збільшення тривалості зовнішнього нагріву понад 6 хв відбувається через розвиток вторинного окислення відновленого заліза горговими газами, що містять вільний кисень і двоокис вуглецю, які за високих температур інтенсивно взаємодіють із металом. Процеси вторинного окислення отримують тим більший розвиток, чим менше вуглецю твердого відновника залишається в об'ємі окатишів і чим менше виділяється окису вуглецю (від прямого відновлення), що утворює захисну газову плівку навколо окатишів [7].

Звертає на себе увагу той факт, що зі збільшенням тривалості зовнішнього нагріву (особливо понад 6 хв), зростає відношення CO/CO₂ у газах, що відходять (рис. 3.2). Останнє пояснюється дією кількох чинників. З одного боку, горіння вуглецю палива в атмосфері горнових газів відбувається

за нестачі кисню, а як було нами показано вище зі зменшенням концентрації кисню в газі відношення CO/CO_2 збільшується. З іншого боку, у міру прогрівання дедалі більших об'ємів шихти й окатишів розвиваються процеси прямого вуглетермічного відновлення заліза, що протікають із виділенням CO , догорання якої до CO_2 також не набуває істотного розвитку в умовах дефіциту кисню. Крім того, за температур зовнішнього нагріву понад $1000\text{ }^\circ\text{C}$ інтенсивно протікає реакція газифікації [67] вуглецю твердого палива ($C+CO_2-2CO$), збагачуючи газову фазу окисом вуглецю.

З рисунка 3.2 видно, що за вмісту вуглецю палива в суміші (окатиші + аглошихта) $6,3\%$, питома продуктивність установки на $6-20\%$ вища, ніж за вмісту вуглецю $8,8\%$. Це пов'язано з підвищенням температурно-теплового рівня процесу спікання, що спричиняє збільшення кількості розплаву і зниження газопроникності шару. До того ж, з підвищенням витрати вуглецю збільшується зона високих температур у шарі, що має великий газодинамічний опір [6, 23].

При збільшенні тривалості зовнішнього нагріву значно змінюється ступінь металізації спека. Для з'ясування закономірностей розвитку відновлювальних процесів нами була розглянута зміна хімічного складу спека за його висотою (рис. 3.3) за тривалості нагрівання 2 і 6 хв. Вміст вуглецю палива в окатишах був $8,5\%$, а загальний у суміші - $6,3\%$.

Встановлено, що вміст металічного заліза ($Fe_{мет}$) і ступінь металізації зростають від поверхні спека до нижніх його горизонтів, а вміст залишкового вуглецю - знижується. Причому, збільшення тривалості нагріву до 6 хв призводить до істотного зростання вмісту $Fe_{мет}$, і зниження $C_{ост}$ саме у верхніх горизонтах спеку, де відчувається нестача тепла за малої тривалості зовнішнього нагріву [6, 26, 94].

Зниження вмісту $C_{ост}$ у верхніх шарах спека вказує на те, що при збільшенні тривалості нагрівання процеси прямого вуглетермічного відновлення заліза протікають повніше ($Fe_{мет}$ збільшується).

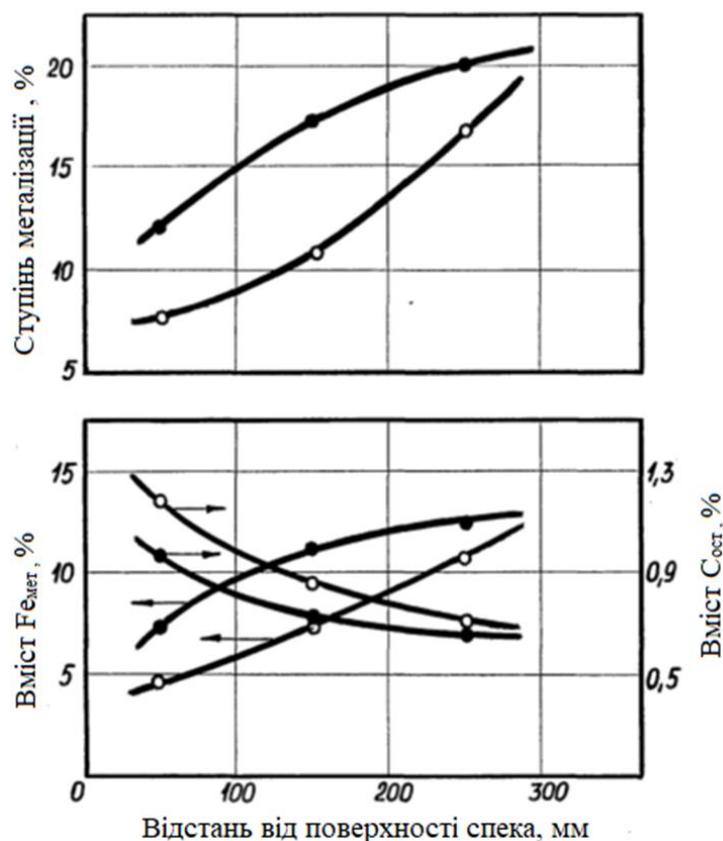


Рис. 3.3 – Зміна хімічного складу та ступеня металізації за висотою спеку при питомій витраті тепла на зовнішнє нагрівання, МДж/м²

- 285 (тривалість нагріву 6 хв.);
- 95 (тривалість нагріву 2 хв.).

У нижніх горизонтах спека вміст Fe_{мет} і зниження C_{ост} за різної тривалості зовнішнього нагріву відрізняються незначно, оскільки тут роль тепла від зовнішнього джерела нівелюється регенерацією його з верхніх шарів під час спікання (рис. 3.3).

Таким чином, підвищення ступеня металізації зі збільшенням тривалості зовнішнього нагріву пов'язане з поліпшенням умов відновлення заліза з оксидів у верхній і середній частинах спека. Ця обставина вказує на те, що спікання металізованого агломерату вигідно вести у високому шарі, в якому регенерація тепла має найбільший розвиток.

У сукупності розглядаючи показники процесу спікання при зміні тривалості зовнішнього нагріву, можна зробити висновок про те, що оптимальна тривалість його становить 5-7 хвилин.

На рисунку 3.4 показано характеристику режиму зовнішнього нагріву, використовуваного нами під час лабораторних спікань. Цей режим забезпечував середню інтенсивність нагрівання шихти $45\text{-}50 \text{ МДж/м}^2\cdot\text{хв}$.

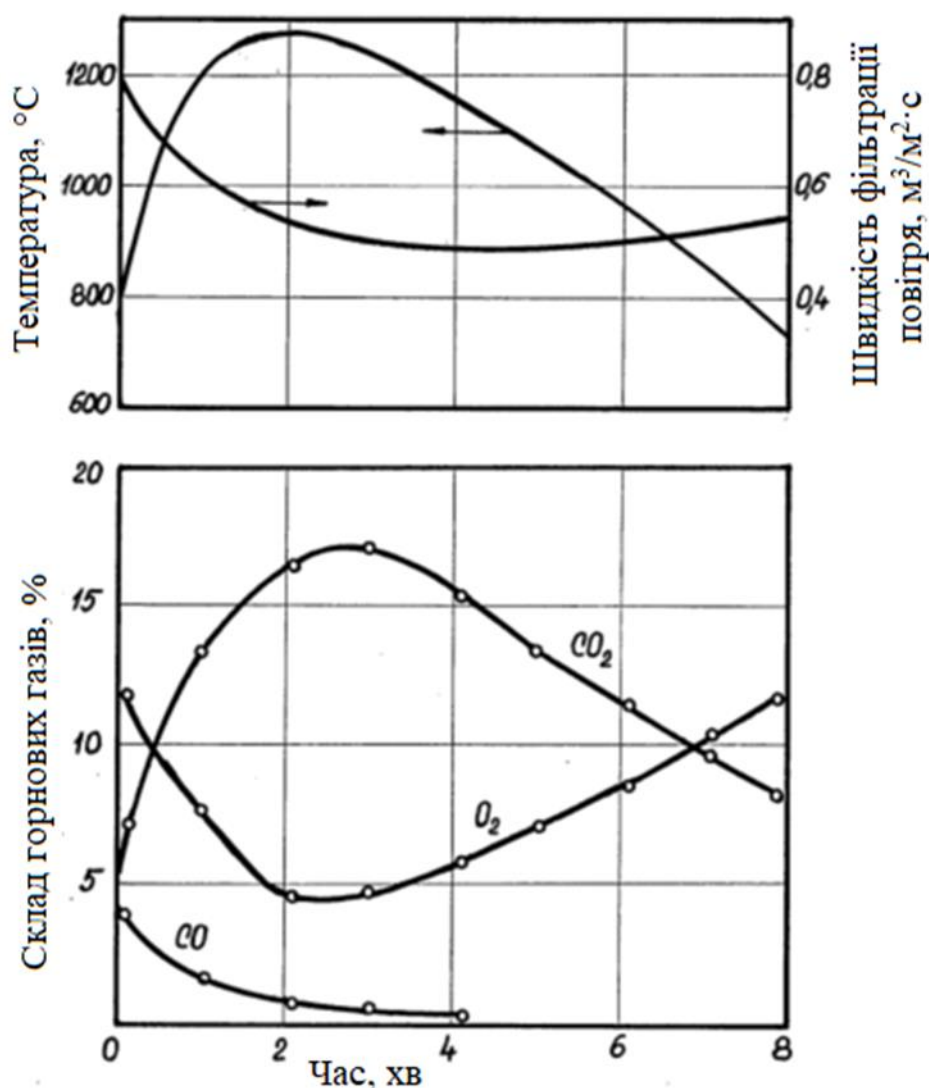


Рис.3.4 – Змінення температури, швидкості фільтрації та складу горнових газів у період зовнішнього нагріву шихти.

Як приклади, що ілюструють розподіл температур у шарі, наводимо термограми спікань суміші аглошихти і сирих рудовугільних окатишів, які містять 8,5 % (рис. 3.5) і 12,7 % (рис. 3.6) вуглецю палива. Загальна витрата вуглецю становила відповідно 6,3 і 8,8 %.

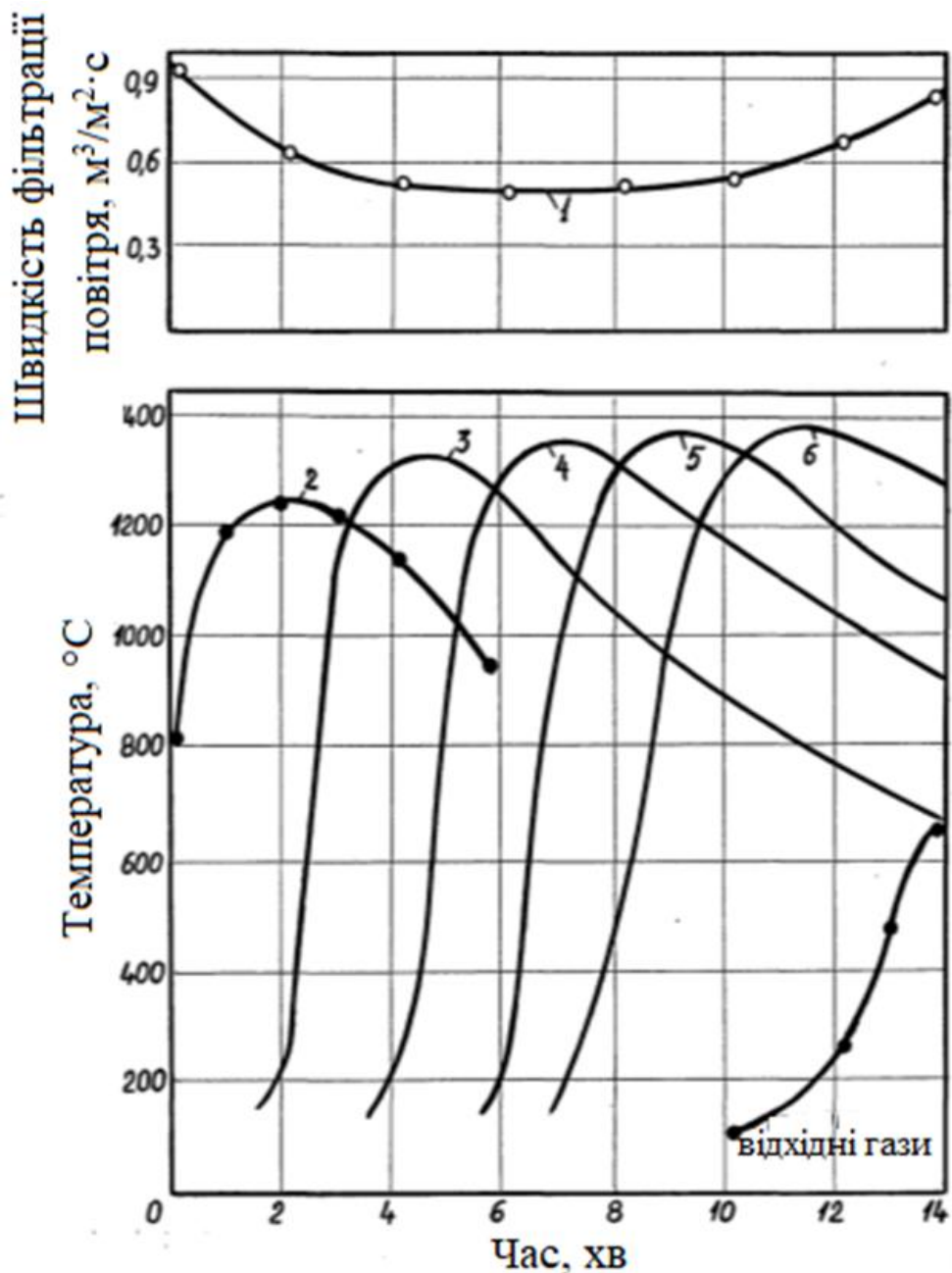


Рис. 3.5 – Швидкість фільтрації повітря (1), температура зовнішнього нагріву (2) і в спікаємо шарі на наступних горизонтах від поверхні шихти, мм: 3-100; 4-150; 5-200; 6-250. Вміст вуглецю в окатишах 8,5 %.

На рисунку 3.7 показано зміну хімічного складу газів, що відходять, і відношення CO/CO_2 за час спікання за тих самих умов дослідів.

Максимальні температури в шарі становили 1350-1380 $^{\circ}\text{C}$. Час існування температур понад 1000 $^{\circ}\text{C}$ на різних горизонтах від поверхні шихти змінювався від 6 до 8 хв за вмісту вуглецю в окатишах 8,5 % (рис. 3.5) і від 7

до 11 хв за вмісту вуглецю 12,7 % (рис. 3.6). Значна тривалість перебування спеку за високих температур забезпечувала досить повне протікання відновлювальних процесів.

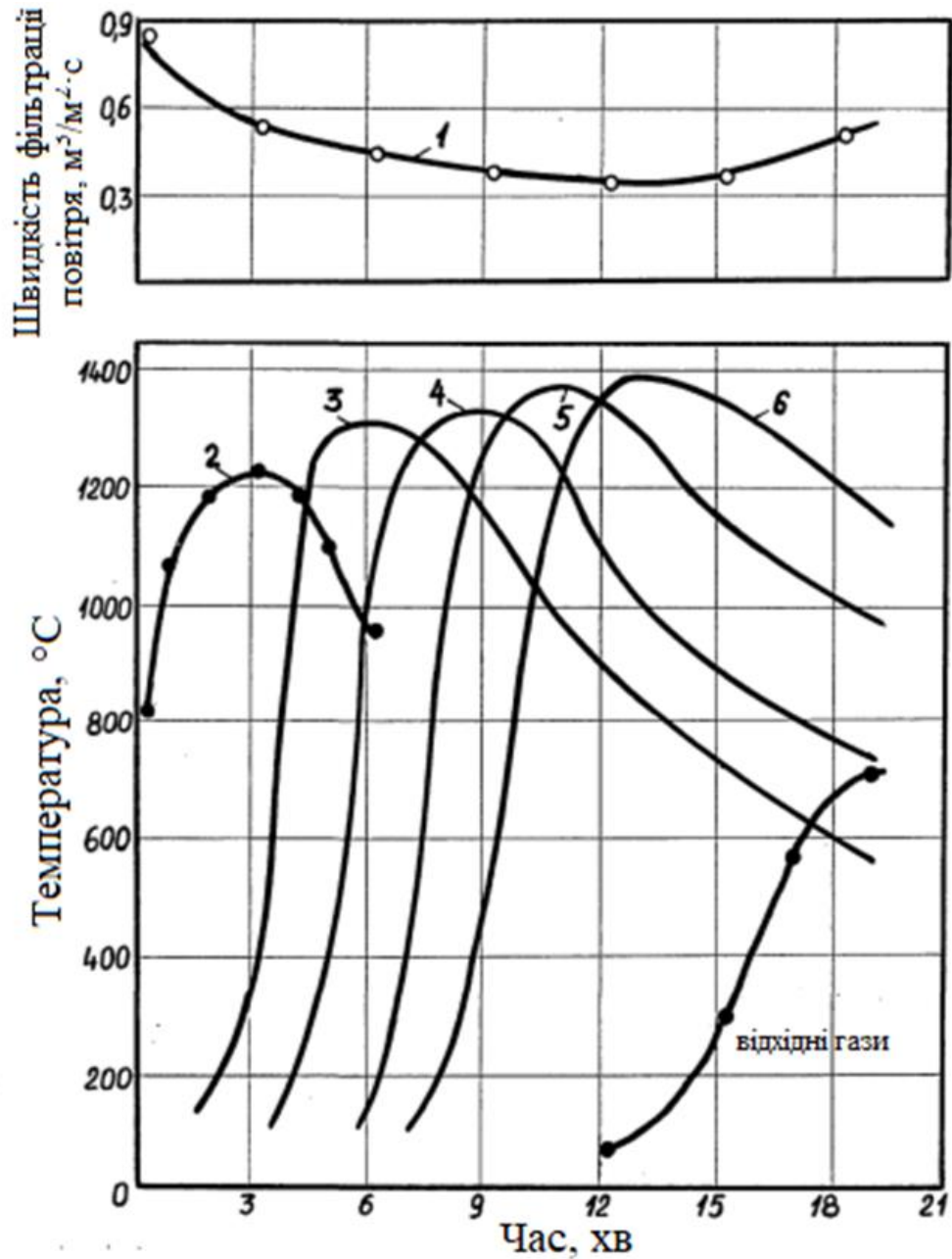


Рис. 3.6 – Швидкість фільтрації повітря (1), температура зовнішнього нагріву (2) і в спікаємо шарі на наступних горизонтах від поверхні шихти, мм: 3-100; 4-150; 5-200; 6-250. Вміст вуглецю в окатишах 12,7 %.

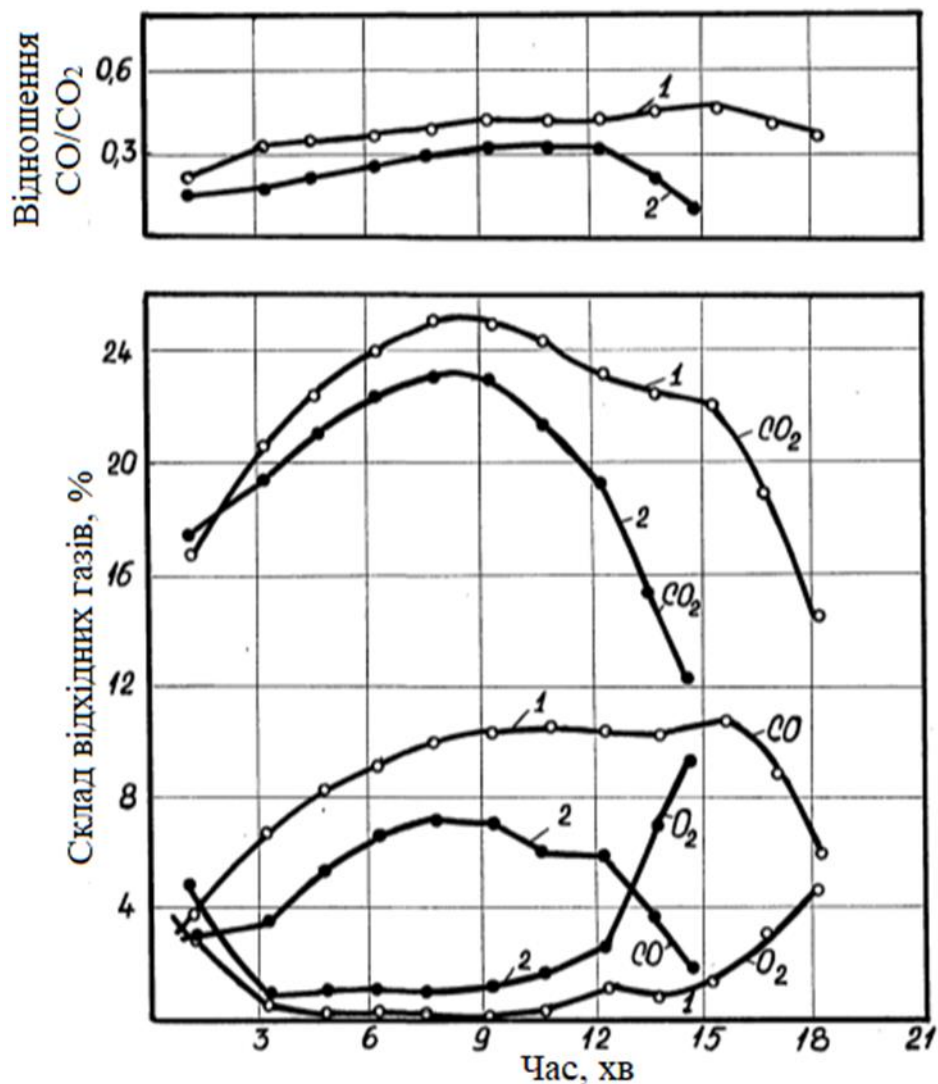


Рис. 3.7 – Зміна хімічного складу підходящих газів та відношення CO/CO_2 за час спікання: 1 – вміст вуглецю в окатишах – 12,7%; 2 – вміст вуглецю в окатишах – 8,5%.

Подрібнене паливо (відновник), рівномірно розподілене в об'ємі окатишів, вигоряє поступово (у міру прогрівання центральних ділянок окатишів). При прямому відновленні оксидів заліза, виділяється CO, що взаємодіє з киснем газової фази в просторі між окатишами з утворенням CO_2 і виділенням тепла. У поєднанні з екзотермічними процесами окислення $Fe_{мет}$ і FeO на поверхні окатишів і частково металізованого повернення, що міститься в складі аглошихти, підтримується високий температурно-тепловий рівень на великій товщині шару, що спікається.

Вищий витраті вуглецю твердого палива відповідає підвищений вміст CO і більше відношення CO/CO₂ у газах, що відходять (рис. 3.7).

Поряд зі спіканням за розрідження під колосниковою решіткою, нами було проведено серію спікань за надлишкового (до 100 кПа) тиску повітря над шаром (рис. 3.8). Встановлено, що під час спікання суміші рудовугільних окатишів і аглошихти при підвищенні перепаду тиску в шарі від 10 до 100 кПа, вертикальна швидкість спікання і питома продуктивність установки зростають відповідно від 22 до 53 мм/хв і від 1,25 до 3,20 т/м²·год.

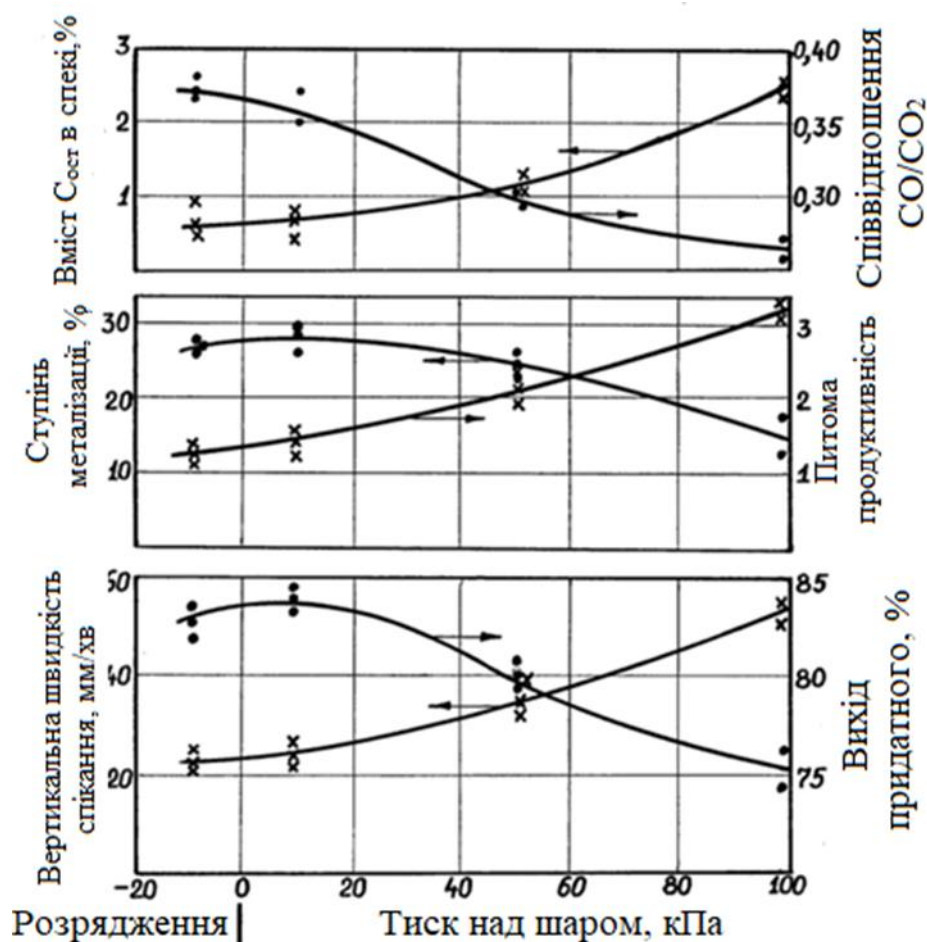


Рис 3.8 – Залежність показників процесу спікання від тиску в шарі.

Вміст вуглецю в окатишах – 12,7%;

Вміст вуглецю в аглошихті – 3,0%.

Вагове співвідношення окатиші:аглошихта – 60:40%.

Висота спікаемого шару – 350 мм.

Разом з тим, вихід придатного і ступінь металізації спека мають екстремальні значення в інтервалі перепадів тисків 10-30 кПа. Збільшення тиску понад 30 кПа призводить до надмірного (понад 30 мм/хв) підвищення вертикальної швидкості спікання, що не забезпечує достатньої тривалості впливу високих температур на матеріали, що спікаються. Рудовугільні окатиші не встигають прогрітися, у зв'язку з чим процеси відновлення не завершуються. Про це свідчать зменшення ступеня металізації та підвищення вмісту залишкового вуглецю палива в спеку (рис. 3.8). За надмірного форсування процесу спеки мають низьку міцність і значну кількість неспечених окатишів. Вочевидь, під час спікання під тиском (за досліджуваною технологією) необхідно підвищувати шар шихти, що забезпечить вищий рівень регенерації тепла і збільшить високотемпературну зону в шарі за помірної швидкості спікання.

Слід зазначити, що за однакових перепадів тиску в шарі 10-12 кПа, питома продуктивність, вихід придатного і ступінь металізації при спіканні під тиском дещо вищі, ніж під час спікання з розрядженням під колосниковими ґратами (рис. 3.8). Зі збільшенням тиску зростає густина газу і, відповідно, тепловміст одиниці його об'єму, що інтенсифікує теплообмін у шарі. Крім того, збільшується швидкість взаємодії кисню газової фази з вуглецем палива [64, 67]. Вуглетермічне відновлення заліза також інтенсифікується при підвищенні тиску газової фази [2].

Таким чином, спікання за підвищеного тиску є кращим, ніж спікання з розрядженням, але існує оптимальний інтервал вертикальної швидкості спікання, перевищення якого призводить до зниження ступеня металізації спека і його міцності.

Як уже було сказано вище, отримання металізованого агломерату з шихт з підвищеним вмістом твердого палива вимагає застосування замінників коксового дрібноти з огляду на зростаючий дефіцит останньої [44]. У зв'язку з цим представляє великий інтерес порівняння показників процесу отримання частково металізованого спеку із застосуванням різних видів твердого палива.

Отримані показники спікання з використанням як твердого відновника, що вводиться в окатиші, подрібненого коксу, вугілля і буровугільного напівкоксу. У дослідях використовували кокс, у дослідях вугілля, напівкокс. Для порівняння показників пропонованої нами технології роздільного огрудкування із застосуванням рудовугільних окатишів були проведені спікання за традиційною технологією огрудкування з використанням коксового дріб'язку крупністю 0-3 мм.

Технологія спікання суміші рудовугільних окатишів і аглошихти за розрідження 11 кПа дає змогу одержувати агломерат з питомою продуктивністю 1,19-1,47 т/м²·год, як з використанням коксу, так і його заміників. При спіканні шихти, огрудкованої за звичайною технологією, питома продуктивність становила 0,41-0,51 т/м²·год, а витрата вуглецю палива була на рівні 15-20 %, за ступеню металізації опіку 16-26 %. Зауважимо, що при спіканні за досліджуваною технологією такий самий ступінь металізації досягається за витрати вуглецю 6,3-8,8 %. Це свідчить про поліпшення умов вуглетермічного відновлення в шарі шихти, що містить рудовугільні окатиші, і підвищення ступеня використання теплової та хімічної енергії палива (відношення CO/CO₂ у газах, що відходять, знижується від 0,6-1,0 до 0,2-0,4).

Підвищення тиску повітря над шаром до 50 кПа збільшує продуктивність до 2,28-2,51 т/м²·год. У базовому досліді такий самий рівень продуктивності установки було досягнуто за підвищення тиску повітря до 100 кПа, незважаючи на те, що висота шару, що спікається, була на 50 мм нижчою

Ступінь металізації спеків, отриманих з використанням вугілля і бурого напівкоксу (за інших рівних умов) дещо вищий, ніж із застосуванням коксу. Це пов'язано з вищою реакційною здатністю вугілля і напівкоксу порівняно з коксом (див. табл. 2.1), а також вищим ступенем їх подрібнення.

Під час агломерації під тиском інтенсивність теплообміну в шарі в період зовнішнього нагрівання і спікання шихти зростають, а загальна тривалість спікання значно скорочується. У цих умовах використання високореакційного твердого відновника в рудовугільних окатишах є кращим, оскільки сприяє завершенню процесів відновлення за менший проміжок часу. Вміст вуглецю в окатишах був однаковим 8,5 %. За надлишкового тиску повітря над шаром 50 кПа і вертикальної швидкості спікання 34-36 мм/хв, ступінь металізації становив для коксу - 14,9 %, для вугілля - 15,6 % і для бурий напівкокс - 18,8 %. Вміст залишкового вуглецю в спеках був відповідно 1,40; 1,20 і 0,43 %, а коефіцієнт ефективності його використання на металізацію (e_c) був 2,37; 2,48 і 2,98.

Під час спікання шихти, огрудкованої за звичайною технологією, незважаючи на високі (15 %) витрати вуглецю палива, які у 2,4 рази перевищували витрати вуглецю, ступінь металізації був 16,3-19,3 %, а коефіцієнт e_c становив 1,07-1,28, або у 2-2,3 рази менший, ніж під час спікання за досліджуваною технологією.

Впливає, що при отриманні металізованого спека із суміші (окатиші+аглошихта) середнє відношення CO/CO_2 у газах, що відходять, не перевищує 0,40, а при спіканні моношихти досягає значень понад 1,0.

Загалом технологія роздільного огрудкування концентрату і подрібненого твердого палива з отриманням сирих рудовугільних окатишів і подальшим змішуванням їх з аглошихтою з грубозернистої аглоруди, повернення, флюсу та коксової дрібноти забезпечує доволі високу (1,2-1,4 т/м²·год) питому продуктивність установки під час спікання з розрідженням під колосниковою решіткою. Ступінь металізації спеку становив 18-28 % за вмісту вуглецю в суміші 6,3-8,8 % і питомій витраті тепла

на зовнішній нагрів 285 МДж/м². Як твердий відновник у рудовугільних окатишах можуть бути з успіхом використані замітники коксового дріб'язку, що мають високу реакційну здатність і низьку температуру займання.

3.2 Металургійні властивості металізованого агломерату

У зв'язку з інтенсифікацією доменного процесу і будівництвом потужних доменних печей до якості сировини висуваються підвищені вимоги. Окусковані матеріали повинні мати високу холодну і гарячу механічну міцність, хорошу відновлюваність, підвищену температуру початку розм'якшення і короткий інтервал переходу з твердого стану в рідкоплинний.

Відомо, що під час відновлення окислених залізорудних матеріалів у доменній печі відбувається їх інтенсивне руйнування [99], що погіршує газопроникність стовпа шихти [100].

Основне руйнування агломерату й окатишів під час відновлення відповідає фазовому переходу гематит-магнетит. Рідше руйнування відбувається при відновленні FeO до металу [2]. Попередня (позадоменна) металізація залізорудної сировини призводить до істотного зростання її «гарячої» міцності, що різко знижує утворення дрібниці в печі й цим сприяє помітному зростанню продуктивності доменної плавки [4].

У таблиці 3.3 представлено результати визначення металургійних властивостей агломератів, отриманих за різною технологією підготовки і спікання шихти. Видно, що частково металізований агломерат має вищу міцність під час відновлення, ніж окислений агломерат. Вихід дрібниці – 5 мм після відновлювально-теплової обробки становить 1,7-8,1 % проти 13,4 %. Механічна міцність агломератів (барабанна проба) перебуває на рівні 63,7-66,1 % за виходом фракцій + 5 мм за незначного збільшення виходу класів менш як 0,5 мм, у разі спікання шихт, які містять рудовідугільні окатиші.

Таблиця 3.3 – Характеристика металургійних властивостей агломератів

№	Витрата вуглецю палива в шихті, %	Ступінь металізації спека, %	Вміст в спеці, %			Барабанна проба, %		Міцність при стисканні, кг/окатиш	Міцність при відновленні фракції -5мм, %	Відновність за 60 хв., %	Температура початку розмягчення, °С
			Fe _{мет.}	FeO	C _{зал}	+5 мм	-0,5 мм				
Металізований агломерат (базовий дослід)											
1	15,0	16,3	9,82	50,4	3,45	65,3	4,8	127	8,1	51,4	770
2	20,0	25,7	16,22	43,4	4,38	-	-	118	3,7	67,3	820
Металізований агломерат. Спикання суміші (окатиши+аглошихта)											
3	8,8	27,8	17,33	34,0	0,68	66,1	5,9	120	1,8	77,9	850
4	6,3	19,4	12,07	33,7	0,32	63,7	6,3	110	-	70,8	-
Металізований агломерат. Двухшарова загрузка (окатиши/агломерат)											
5	12,7/1,7	33,8/5,4	22,22 2,37	49,6 30,1	0,97 0,21	65,4	5,6	130	1,7 6,2	72,4 65,6	-
Промисловий агломерат (окислений)											
6	3,7	-	-	12,9	0,19	64,8	5,1	115	13,4	82,6	950

Відновлюваність металізованого дещо нижча, ніж окисленого, але з урахуванням вихідного ступеня металізації кінцевий ступінь відновлення агломератів приблизно однаковий.

Як відомо, температура початку розм'якшення всіх металізованих залізорудних матеріалів на 70~250 °С нижча, ніж у звичайних окушкованих матеріалів [20,23]. Це ж явище спостерігається і під час випробування металізованого агломерату, отриманого в наших дослідях. Однак у цьому випадку зниження температури початку розм'якшення пов'язане не з появою перших порцій розплаву, а з високою пластичністю металізованого заліза в структурі металізованого агломерату. За даними мінералогічного аналізу (табл. 3.4) кількість металічного заліза в металізованих спеках становить 19,3-43,7 %, що майже в 2 рази вище, ніж за даними хімічного аналізу.

Таблиця 3.4 – Мінералогічний склад металізованого агломерату (% за масою)

№	Металічне залізо, %	Окисли заліза, %	Силікатна зв'язка, %	Залишок твердого палива, %	Ступінь металізації, %	Пористість, %
1	19,3	59,4	16,0	5,3	34,6	38,2
	23,6	53,1	18,4	4,9	42,1	31,8
	21,3	55,9	19,0	3,8	38,0	34,1
2	29,4	41,6	28,1	0,9	48,2	44,1
	36,8	35,7	26,2	1,3	59,4	47,5
	23,6	45,3	29,6	1,5	39,3	53,6
3	47,3	35,4	20,4	0,5	66,2	45,9
	34,5/3	43,6/73,3	21,5/23,6	0,4/-	53,1/6,3	52,6/39,3
	2,3	70,8	26,7	0,2	4,6	41,7
Промисловий агломерат						
	-	64,6	35,4	-	-	36,4
	-	70,1	29,9	-	-	39,5

Авторами [5] ця відмінність пояснюється інтенсивним окисленням $Fe_{мет}$ під час тонкого подрібнення проби на віброістирачі в процесі її підготовки до хімічного аналізу.

Металізований агломерат, отриманий з шихт, що містять рудовугільні окатиші, характеризується специфічним розподілом металічного заліза і пор у спеку. Рудовугільні окатиші, будучи центрами металізації, в процесі спікання частково оплавляються і окислюються на поверхні. При цьому оксиди заліза в центральних об'ємах окатишів інтенсивно відновлюються вуглецем палива. У результаті основна маса (до 70-90 %) металевого заліза і пори зосереджуються всередині окисленої периферійної зони окатишів. Ця зона утворює щільну оболонку, яка оберігає відновлене залізо від вторинного окислення. Загальна пористість таких спеків (досліди 2 і 3) на 20-30 % (об.) вища, ніж у окисленого і металізованого (дослід 1) агломератів, отриманих за звичайною технологією (табл. 3.4).

РОЗДІЛ 4

ЕЛЕМЕНТИ ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА МЕТАЛІЗОВАНОГО АГЛОМЕРАТУ

У попередньому розділі в лабораторних умовах було визначено основні параметри процесу спікання шихт, що містять рудовугільні окатиші. Було зазначено, що під час спікання під тиском необхідно збільшувати висоту шару шихти (понад 350 мм) для підвищення регенерації тепла і підтримання вертикальної швидкості спікання на оптимальному рівні. Вказувалося на перевагу використання варіанту двошарового завантаження рудовугільних окатишів і аглошихти під час спікання під тиском. З урахуванням результатів лабораторних досліджень і перерахованих вище рекомендацій було представлено і сформульовано деякі практичні рекомендації, з урахуванням яких дана технологія може бути реалізована в промислових масштабах на діючих агломераційних фабриках. Представлено результати досліджень охолодження агломерату різними газоподібними теплоносіями і запропоновано раціональну схему охолодження спека й утилізації тепла.

4.1 Підготовка твердого палива та огрудкування агломераційної шихти

Запропонована технологія отримання металізованого агломерату ґрунтується на ідеї раціонального поєднання в єдиному процесі деяких елементів двох способів окускування - агломерації та випалу окатишів. Оскільки понад 70 % окускованої сировини для доменної плавки виробляється методом агломерації, то очевидно, що реалізація нової технології має бути здійснена на наявних агломераційних фабриках. Ця обставина вимагає зміни традиційної схеми підготовки сировини і палива до спікання.

Під час досліджень було встановлено, що тверде паливо, яке входить до складу рудовугільних окатишів, повинно мати мінімальну крупність. На типових аглофабриках коксову дрібноту зазвичай дроблять у чотирьохвалкових дробарках до крупності 0-3 мм. У зв'язку з цим для тонкого

подрібнення основної маси палива, необхідно передбачити використання спеціальних млинів.

Нині на теплових електростанціях, що працюють на твердому паливі, накопичено великий досвід тонкого подрібнення енергетичного вугілля, споживання якого вимірюється в десятках мільйонів тонн на рік. Для переробки великих шматків вологого палива в придатний для спалювання в топках сухий вугільний пил тверде паливо проходить процес підготовки в системі пилоприготування, який полягає в попередньому подрібненні, підсушуванні та розмелюванні твердого палива [86]. Найбільшого поширення при отриманні полідисперсного вугільного пилу набули кульові барабанні млини типу і молоткові млини типу, які можуть бути застосовані для підготовки палива-відновлювача, що вводять до рудовугільних окатишів. Продуктивність цих млинів досягає 70-100 тонн на годину. Транспортування готового вугільного пилу в бункери шихтового відділення аглофабрик може бути здійснене трубопроводами (пневмотранспортом).

Огрудкування тонкого залізорудного концентрату і пилоподібного палива з отриманням рудовугільних окатишів, а також огрудкування грубозернистих компонентів агломераційної шихти (аглоруди, повернення, флюсу і коксового дріб'язку), з подальшим спільним завантаженням окатишів та аглошихи на спікальні візки агломашин, вимагає організації двох потоків підготовки шихти.

На деяких аглофабриках є тривала промислова практика роботи з двома потоками шихти, розділеної за крупністю [101, 102]. Один потік формувався в шихтовому відділенні з дрібного концентрату, флюсу і палива, інший – з грубозернистих аглоруди, повернення, флюсу і палива. У складі аглофабрики є три конвеєрні агломашини типу АКМ7-3І2, обладнані системою завантаження, що забезпечує двошарове укладання агломераційної шихти на палети. Огрудкування шихти нижнього і верхнього шарів на кожній агломашині здійснюється у двох барабанах-грудкувачах (ОБ-3,2×12,5). Для отримання рудовугільних окатишів необхідно реконструювати один з наявних

огрудкувачів, або замінити його на тарілчасті гранулятори (УЗТМ) [39]. Можливе також використання типових барабанних огрудкувачів конструкції УЗТМ, що застосовуються для отримання сирих окатишів на багатьох фабриках окускування [39]. Для виділення дрібниці з огрудкованого матеріалу, огрудкувачі УЗТМ обладнані вібраційними грохотами з продуктивністю за кондиційними окатишами до 100 т/год і максимальним навантаженням на грохот 300-400 т/год. Барабанні огрудкувачі працюють у рециркуляційному циклі (після грохочення підрешітний продукт повертається в огрудкувач).

Тарілчасті огрудкувачі мають вищу питому продуктивність, віднесену до одиниці займаної площі, порівняно з барабанними (27,3 проти 19,4 т/м²·добу) [39].

Під час спікання суміші окатишів і аглошихти необхідно передбачити можливість транспортування сирих окатишів у розвантажувальну частину огрудкувача аглошихти для їх змішування перед укладанням на палети.

З метою запобігання руйнуванню сирих окатишів у період високотемпературного нагріву та спікання, має бути здійснено їхнє попереднє сушіння при температурі 200-500 °С [38, 39]. Верхня межа температури газоподібного теплоносія в період сушіння визначається, виходячи з таких міркувань. По-перше, мають враховуватися фізичні властивості сирих окатишів, від яких залежить допустима інтенсивність сушіння, що виключає настання «шоку» [38]. По-друге, максимальна температура газів у зоні сушіння має бути дещо нижчою за температуру займання (Т_в) твердого палива, що міститься в окатишах і аглошихті. Отримані емпіричні рівняння залежності Т_в різних видів твердого палива від концентрації кисню, тиску і швидкості фільтрації газів, дають змогу встановлювати такий температурний режим, за якого буде зведено до мінімуму малоефективне вигорання палива в період сушіння окатишів.

Режимні параметри сушіння, підігріву та випалу окатишів добре відпрацьовані на фабриках окускування [21, 38, 39] і можуть бути прийняті за основу при реалізації пропонованої технології.

Таким чином, упровадження розробленої технології можливе після незначної реконструкції та часткової заміни наявного обладнання агломераційних фабрик на типові вітчизняні агрегати, які широко використовуються в промисловості.

4.2 Охолодження металізованого спеку та утилізація тепла пирога і технологічних газів, що відходять

Нині під час виробництва агломерату заключною теплотехнічною операцією в технологічному процесі є охолодження спека. Найбільшого поширення в промисловій практиці набув спосіб охолодження окисленого агломерату, в якому як газоподібний теплоносій використовується атмосферне повітря, що примусово продувається через шар гарячого (700-1000 °С) агломерату, охолоджуючи останній до температури 100-150 °С [103]. Залежно від типу охолоджувача, початкової та кінцевої температури спеку питома витрата повітря на охолодження становить 2500-6000 м³/т агломерату. Для подачі такої кількості повітря витрачається 10-20 кВт·год електроенергії.

Під час дроблення гарячого аглопирогу перед його охолодженням розкриваються (на зламах) ділянки спека, недоступні кисню повітря, що просмоктується через шар у процесі спікання, а отже, мають підвищений вміст залишкового вуглецю палива і мінімальну окисленість заліза. Очевидно, що подальше охолодження спека повітрям призведе до екзотермічного окислення залишкового вуглецю палива ($C_{\text{зал}}$), металевого заліза ($Fe_{\text{мет}}$) і його закису (FeO).

Якщо у звичайному окисленому агломераті вміст $C_{\text{зал}}$, $Fe_{\text{мет}}$ і FeO відповідно становить 0,2-0,6; 0,1-1,0 і 10-20 %, то в частково металізованому агломераті $C_{\text{зал}} = 1-3$ %, $Fe_{\text{мет}} = 10-20$ %, $FeO = 30-60$ %. Охолодження однієї тонни агломерату супроводжується виділенням 33680 кДж тепла на кожен

згорілий (до CO_2) 0,1 % вуглецю, що еквівалентно підвищенню початкової температури агломерату на 38 °С. Під час окислення кожного 1 % FeO і $\text{Fe}_{\text{мет}}$ до Fe_2O_3 виділяється відповідно 20250 і 73600 кДж/т агломерату, що еквівалентно підвищенню початкової температури аглопірога на 23 і 83 °С відповідно.

Розвиток екзотермічних реакцій окислення призводить не тільки до збільшення питомої витрати повітря на охолодження, а й зменшує ступінь металізації спека, а також знижує вміст залишкового вуглецю, який може бути корисно використаний у доменній печі.

Одним із можливих шляхів підвищення ефективності охолодження як металізованого, так і окисленого агломератів, є застосування замість повітря газів, що відходять під час спікання, які характеризуються відносно низьким вмістом вільного кисню. Присутність у технологічних газах трьохатомних молекул CO_2 і H_2O підвищує їхню питому теплоємність (на 8-12 %), від якої залежить питома витрата газоподібного теплоносія на охолодження.

Для порівняльної оцінки показників охолодження було проведено лабораторні дослідження, в яких металізований і окислений агломерати відомого хімічного складу дробили до крупності 10-20 мм. Потім проводили нагрівання наважки (50 г) до температури 900 °С у нейтральній атмосфері з подальшим охолодженням до 150 °С у струмі повітря і газових сумішей, склади яких приблизно відповідали технологічним газам, які відходять під час спікання. Впливає, що під час охолодження металізованого агломерату повітрям ступінь металізації знизився на 46 % (відн.), а вміст залишкового вуглецю $C_{\text{ост}}$ зменшився на 33 % (відн.), тоді як під час охолодження в струмі технологічного газу ступінь металізації знизився лише на 8 % (відн.), а вміст $C_{\text{ост}}$ зменшився на 7 % (відн.).

Зауважимо, що в момент подачі повітря через шар металізованого агломерату, нагрітого в нейтральній атмосфері до 900 °С, температура газу над шаром (охолоджувальний газ подавали знизу) підвищувалася до 1000-1050 °С.

При цьому в повітрі, що відходить із шару, містилося до 3-4 % CO_2 , а сумарна кількість кисню в газі знижувалася до 16-17 %.

У момент подачі технологічного газу № I через охолоджуваний шар температура газу підвищувалася до 930 °С. В інтервалі температур 930-650 °С відзначено догоряння CO до CO_2 і відповідне зменшення вільного кисню в газі, що відходить із шару.

Екзотермічну взаємодію CO з киснем під час нагрівання технологічного газу теплом охолоджуваного агломерату, незважаючи на певне підвищення температури теплоносія, та пов'язане з цим зниження ефективності охолодження, можна вважати корисним явищем з точки зору зменшення загальної кількості шкідливих викидів CO в атмосферу. Факт термічного догоряння відносно малих (менш як 12 %) концентрацій CO до CO_2 у присутності вільного кисню, узгоджується з результатами раніше проведених досліджень [98]. Присутність оксидів заліза чинить каталітичний вплив на реагування малих концентрацій CO з киснем у газі.

З розрахунків випливає, що за рахунок зменшення ступеня розвитку екзотермічних реакцій окиснення під час охолодження металізованого агломерату технологічними газами замість повітря загальну витрату газоподібного теплоносія можна знизити на 50-75 %, з одночасним зменшенням шкідливих викидів у повітря і поліпшенням якості агломерату.

Резервом економії палива під час спікання частково металізованого агломерату є утилізація тепла охолоджуваного спеку і технологічних газів, що відходять. Нами запропоновано дві технологічні схеми утилізації тепла, які показано на рисунках 4.1 А, Б. Передбачено варіанти для спікання під тиском над шаром і за розрідження під колосниковою решіткою.

Варіант 1

Агломераційна шихта спікається під тиском на агломашині 1 (рис. 4.1 А). Технологічні гази, що відходять після спікання, поділяються на два потоки, низькотемпературний 60-150 °С і високотемпературний понад 150 °С. Високотемпературна частина газів 3 проходить через пиловловлювач 6 і далі,

пройшовши ділянку утилізації тепла 7, за допомогою димососа 10 викидається в димову трубу 11.

Низькотемпературні технологічні гази 2 за рахунок енергії повітродувки високого тиску 12 проходять через пиловловлювач 4 і продуваються через шар завантаженого на охолоджувач 5 гарячого агломерату. Потім прогріті за рахунок тепла агломерату гази проходять через пиловловлювач 6, ділянку утилізації 7 і викидаються в димову трубу 11.

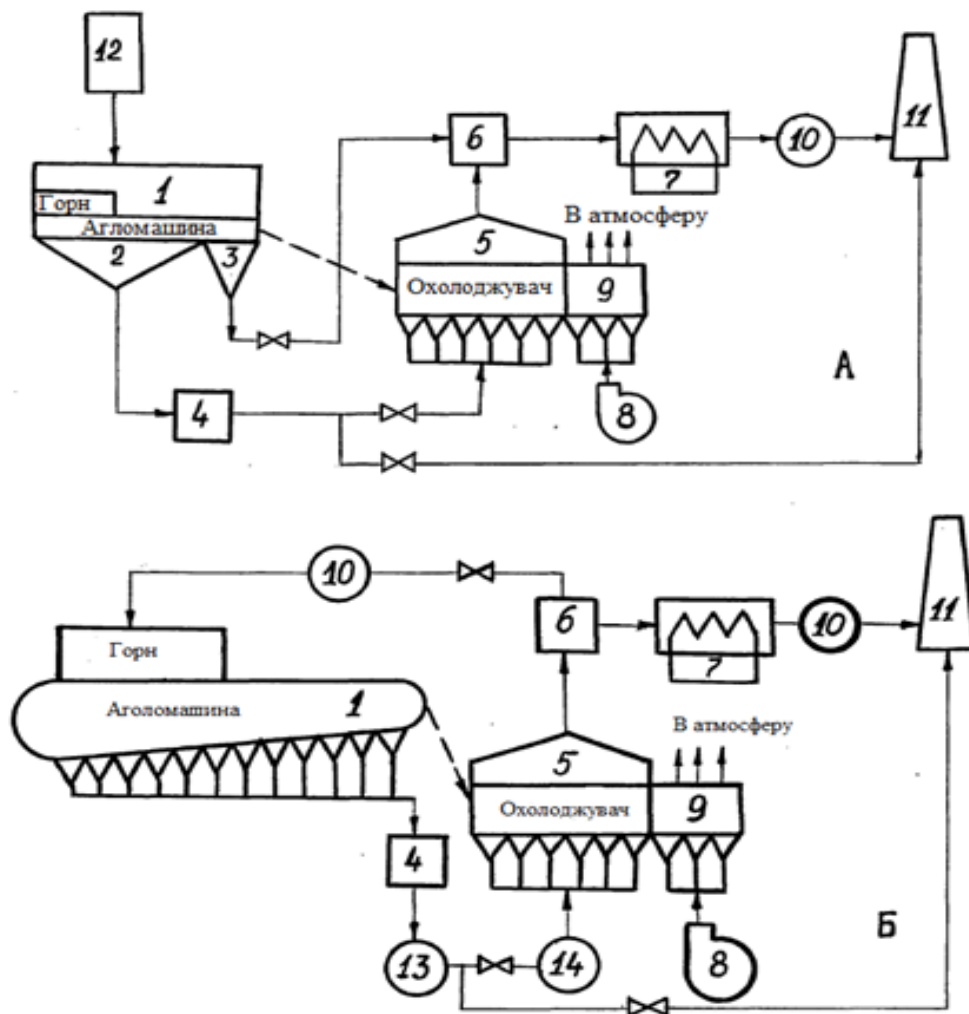


Рис. 4.1 – Схеми охолодження агломерату технологічними газами під час спікання шихти під тиском (А) і у вакуумному режимі (Б).

1 - агломашина; 2 - низькотемпературні відхідні гази; 3 - високотемпературні відхідні гази; 4 - пиловловлювач; 5 - охолоджувач; 6 - пиловловлювач; 7 - ділянка утилізації тепла; 8 - вентилятор; 9 - ділянка доохолодження; 10 - димосос; 11 - димова труба; 12 - повітродувка; 13 - ексгаустер; 14 - димосос.

Варіант 2

Агломераційна шихта спікається під розрідженням під колосниковою решіткою на агломашині 1 (рис. 4.1 Б).

Технологічні гази, що відходять, з температурою 80-150 °С після спікання відсмоктуються екстаустером 13 через пиловловлювач 4, далі димососом 14 гази продуваються через шар завантаженого на охолоджувач 5 гарячого агломерату. Нагріті за рахунок тепла агломерату технологічні гази проходять пиловловлювач 6 і димососом (10) подаються в запальний горн для сушіння окатишів і підігріву аглошихти. Надлишки газу надходять на ділянку утилізації тепла 7. Потім димососом 10 гази через димову трубу 11 викидаються в атмосферу.

У разі нестачі кількості технологічних газів на повне охолодження агломерату в обох варіантах передбачена можливість доохолодження його повітрям, яке вентилятором 8 подається на дільницю доохолодження 9 (рис. 4.1 А, Б).

Головною перевагою технології отримання частково металізованого агломерату з шихт, що містять рудовугільні окатиші, є можливість її застосування на стандартних конвеєрних агломераційних машинах, тобто без суттєвих капітальних витрат на будівництво нових агрегатів. При цьому питома продуктивність при спіканні з розрідженням під колосниковою решіткою становитиме 1,2-1,3 т/м²·год, що в 1,2-1,5 разів вище, ніж досягнутий до теперішнього часу рівень продуктивності на аглофабриках.

Проведеними дослідженнями нової технології встановлено, що як тверде паливо (відновник) можуть бути використані замітники коксового дріб'язку (вугілля Т, БУЖ), причому показники процесу при цьому не погіршуються, а ступінь металізації навіть дещо зростає.

ВИСНОВКИ

1. У лабораторних умовах детально досліджено перебіг процесу спікання металізованого агломерату у вакуумному режимі та під тиском. Встановлено, що зі зростанням тиску газів знижуються температура початку взаємодії твердих фаз і температура займання твердого палива, зростають вертикальна швидкість спікання і продуктивність установки.

2. Запропоновано новий метод інтенсифікації процесу виробництва металізованого агломерату шляхом спікання шихт, що містять рудовугільні окатиші. Метод дає змогу збільшити питому продуктивність установки від 0,4-0,6 до 0,9-1,4-3 т/м²·год за вакуумного режиму спікання, знизити загальну витрату вуглецю твердого палива від 15-20 до 6-9 % за ступеня металізації 20-30 %.

3. Спікання шихт, що містять рудовугільні окатиші, дає змогу частково або повністю замінити дефіцитний і дорогий коксовий дріб'язок на менш дефіцитні та дешеві види твердого палива - пилювате вугілля і продукти його піролізу. При цьому показники процесу спікання металізованого агломерату не знижуються.

4. Запропоновано спосіб охолодження металізованого агломерату технологічними газами, що відходять (замість повітря), що забезпечує зменшення витрат газоподібного теплоносія на 50-75 % при одночасному поліпшенні якості агломерату.