

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

на тему: Розробка технології ресурсоефективної утилізації шламів
металургійного виробництва на основі прямого відновлення.

Виконав:

студент групи МТ-22-1

Віталій ПЛАХІН

Керівник випускної роботи

Володимир ПЛОТНІКОВ

Нормоконтролер

Володимир ПЛОТНІКОВ

Завідувач кафедри

Сергій САВЕЛЬЄВ

Кривий Ріг
2026 р.

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка кваліфікаційної роботи: «Розробка технології ресурсоефективної утилізації шламів металургійного виробництва на основі прямого відновлення.»

викладена на _____ сторінках, містить _____ графічних ілюстрацій, _____ таблиць та ґрунтується на аналізі й узагальненні _____ релевантних наукових джерел, що репрезентують сучасний стан теоретичних і прикладних досліджень у галузі металургії та матеріалознавства.

Об'єктом дослідження є комплекс фізико-хімічних, термодинамічних і технологічних закономірностей, що визначають можливість та ефективність утилізації шламів металургійного виробництва в умовах вітчизняних підприємств, орієнтованих на випуск металізованої сировини, з подальшим формуванням металевої фази у вигляді дискретних гранульованих утворень (корольків). Предмет дослідження охоплює параметричну оптимізацію процесів термічної обробки, відновлення та фазового розділення з урахуванням структурно-фазового стану вихідної сировини.

У першому розділі, присвяченому критичному аналізу літературних даних і концептуалізації наукової проблеми, здійснено системну інтерпретацію сучасних уявлень щодо генезису, мінералогічного складу, морфології частинок і гранулометричних характеристик металургійних шламів, а також їх впливу на перебіг термічних і відновних процесів. Узагальнено підходи до утилізації зазначених техногенних утворень, зокрема із застосуванням технологій спікання, огрудкування та твердофазного або частково рідкофазного відновлення, що забезпечують селективне виділення металевої складової. На підставі проведеного аналітичного огляду обґрунтовано наукову новизну дослідження, сформульовано його мету та визначено сукупність взаємопов'язаних завдань, спрямованих на встановлення механізмів формування металевих гранул у багатокомпонентній системі «шлам – відновник – флюс – газова фаза».

У розділі, присвяченому методології досліджень, детально описано експериментальну стратегію, що базується на поєднанні фізико-хімічного аналізу, високотемпературного моделювання та інструментальних методів контролю фазового складу й мікроструктури продуктів переробки. Наведено характеристику підготовки шихтових матеріалів, параметри їх огрудкування, умови спікання в агрегатах типу кільцевих печей, а також режими відновлення з використанням твердого вуглецевмісного палива. Описано методи визначення термогравіметричних показників, фазового складу, морфології та розподілу металевої фази, а також процедури магнітної сепарації, спрямовані на кількісне оцінювання ступеня вилучення металу.

У дослідницькому розділі наведено результати комплексного експериментального дослідження впливу температурно-часових параметрів, складу шихти, вмісту вугілля та особливостей тепломасообміну на кінетику відновлення оксидів заліза та супутніх компонентів із подальшим утворенням корольків чавуну в шлаковій матриці. Встановлено закономірності формування металевої та шлакової фаз з позицій термодинамічної рівноваги та кінетичних обмежень, що зумовлюють розміри, морфологію й ступінь коалесценції металевих гранул. На основі отриманих результатів запропоновано науково обґрунтовані технологічні рішення, спрямовані на інтенсифікацію процесу спікання, підвищення якості металізованого продукту та зменшення втрат металу зі шлаком.

Ключові слова: спікання, огрудкування, кільцева піч, відновлення, вугілля, паливо, температура, теплові процеси, корольки, магнітна сепарація, чавун, шлак, якість металізованої сировини.

ЗМІСТ

Вступ

Розділ 1. Критичний аналіз наукових джерел і формування концептуальної моделі дослідження

1.1. Сучасний стан і тенденції розвитку технологій одержання гранульованої металізованої сировини

1.2. Систематизація та класифікаційні ознаки твердих техногенних відходів чорної металургії з урахуванням їх фізико-хімічних і структурних характеристик

1.3. Порівняльний аналіз існуючих технологічних підходів до переробки металургійних шламів

1.4. Узагальнення результатів аналітичного огляду та формулювання наукової задачі дослідження

Розділ 2. Теоретико-методологічні засади формування металізованого продукту

2.1. Еволюція та науково-технічні передумови розвитку відповідних технологічних рішень

2.2. Термодинамічне та кінетичне обґрунтування процесів відновлення в багатокомпонентних шламових системах

2.3. Дослідження закономірностей відновлення шламової композиції в тонкому шарі за умов твердофазного перебігу процесу без переходу металевого заліза в рідкий стан

2.4. Фізико-хімічна характеристика та технологічні особливості процесу ІТmk3

Розділ 3. Експериментально-методичне забезпечення досліджень

3.1. Оцінювання ефективності використання губчастого заліза в металургійних агрегатах та аналіз масштабів його промислового виробництва

3.2. Експериментальне дослідження механізмів відновлення оксидів заліза твердим вуглецем у складі шламової суміші

Розділ 4. Експериментальні результати та їх інтерпретація

Дослідження закономірностей перебігу процесу відновлення за варійованих технологічних параметрів

Висновки

Список використаних літературних джерел

ВСТУП

У представленій роботі здійснено комплексне наукове обґрунтування доцільності альтернативного використання технологічних процесів, що застосовуються у практиці утилізації металургійних шламів, із їх адаптацією до виробництва гранульованого заліза в агрегатах типу кільцевих печей. Актуальність дослідження визначається необхідністю інтеграції ресурсозберігаючих підходів у структуру сучасного металургійного виробництва, орієнтованого на замкнені матеріальні цикли та мінімізацію техногенного навантаження на довкілля.

Сегмент виробництва металізованої сировини є одним із найбільш динамічних компонентів глобального ринку металошихти, що демонструє стійку тенденцію до зростання внаслідок структурних трансформацій сталеплавильного сектору. За наявними статистичними оцінками, обсяг світового виробництва металізованих матеріалів у 2016 році досяг близько 60 млн т із диференціацією за технологічними схемами їх отримання. Найбільш перспективними визнано процеси, реалізовані на базі печей з обертовим подом

(Rotary Hearth Furnace, RHF), зокрема технології «Fastmet», «Fastmelt» та «ITmk3», які забезпечують інтенсифікацію відновних реакцій та ефективне формування металевої фази.

У роботі проаналізовано експлуатаційні та структурно-фазові характеристики гранул заліза, що використовуються як високоякісна метало-шихта при виробництві холоднокатаного й гарячекатаного листа, а також будівельної арматури підвищених вимог. Порівняльна оцінка засвідчує їх вищу металургійну цінність порівняно з традиційними чавунними чушками, що зумовлено більш контрольованим хімічним складом, зниженим вмістом шкідливих домішок і сприятливою морфологією металевої фази.

Науково-практична значущість дослідження визначається фокусуванням на технології ITmk3 як одній із найбільш прогресивних і економічно раціональних схем одержання високоякісного гранульованого чавуну. У межах цього процесу досягається майже повна утилізація хімічної енергії компонентів природного газу, забезпечується можливість використання залізорудної сировини пониженої якості, а також широкого спектра вуглецевмісних відновників — некоксівного вугілля, нафтового коксу та інших альтернативних матеріалів. Економічна ефективність технології обумовлена її високою теплотехнічною результативністю, компактністю виробничих площ, зниженими капітальними та експлуатаційними витратами, а також мінімізацією потреби в обслуговуючому персоналі. Водночас технологічна схема характеризується пониженим рівнем викидів та відповідає сучасним екологічним вимогам.

Метою роботи є встановлення закономірностей перебігу процесів вуглетермічного відновлення рудо-вугільних композицій, призначених для використання як метало-шихта з частковим заміщенням металобрухту в умовах перспективного електросталеплавильного виробництва. Особлива увага приділяється дослідженню кінетичних і термодинамічних аспектів відновлення, формуванню металевої фази та забезпеченню її структурної однорідності й заданих фізико-механічних характеристик.

Актуальність тематики додатково зумовлена низкою макроекономічних і технологічних чинників: зростанням світових цін на металобрухт і чавун, накопиченням значних обсягів техногенних залізовмісних відходів (прокатної окалини, пилу й шламів доменного, конвертерного та електросталеплавильного виробництва), а також проблемою підвищеної забрудненості металобрухту домішками кольорових металів (Cu, Zn, Sn, Pb), які практично не елімінуються в ході подальшої металургійної переробки. У контексті розвитку концепції міні-заводів із технологічним маршрутом «металізована сировина – сталь» зазначені фактори формують об'єктивні передумови для зростання інтересу до процесів прямого відновлення заліза.

Метод прямого відновлення набуває дедалі більшого поширення у світовій практиці, оскільки дозволяє уникнути енерго- та ресурсоємного доменного переділу, зменшуючи сумарні витрати за умов обмеженості високоякісної сировини та підвищення цін на кокс, руду і металобрухт. Подальше вдосконалення технологій прямого відновлення пов'язане з розширенням сировинної бази, включно з використанням низькосортних руд і різних типів вугілля, проте актуальними залишаються питання забезпечення необхідних властивостей отриманого металу та екологічної безпеки виробництва. Застосування природного газу як відновника розглядається як один із найбільш раціональних підходів, оскільки отриманий метал відповідає вимогам високотехнологічних галузей машинобудування та характеризується стабільним попитом на ринку.

Наявність значної сировинної бази, розвиненої металургійної інфраструктури та потреби в модернізації виробництва створюють об'єктивні передумови для інтенсифікації розвитку процесів прямого відновлення заліза в Україні, що визначає стратегічну значущість проведеного дослідження.

Розділ 1.

Критичний аналіз наукових джерел і формування концептуальної моделі дослідження

1.1. Сучасний стан і тенденції розвитку технологій одержання гранульованої металізованої сировини

На сучасному етапі еволюції чорної металургії домінуюче положення зберігають інтегровані металургійні комбінати повного циклу, технологічна структура яких охоплює відновний, сталеплавильний та прокатний переділи. При цьому саме відновний переділ, що реалізується переважно в межах агломераційно-доменного виробництва, визначає основні параметри енергоємності та екологічного навантаження галузі. За оцінками енергетичного балансу, на стадії відновлення оксидів заліза до металу припадає близько 80 % сукупного споживання енергоресурсів, необхідних для отримання сталевих продукції, тоді як частка шкідливих викидів цього переділу сягає приблизно 90 % від загального обсягу емісій металургійного підприємства. З огляду на це, проблематика підвищення енергоефективності та екологічної прийнятності

відновних процесів набуває визначального значення в контексті сталого розвитку галузі.

Незважаючи на досягнення високого рівня технічної досконалості традиційної агло-доменної технології виробництва чавуну, її фундаментальні обмеження залишаються суттєвими. До ключових недоліків належать: (i) надмірна енергоємність процесу, що становить 25–30 ГДж/т чавуну, а з урахуванням витрат на видобуток, збагачення та транспортування вугілля — 30–40 ГДж/т, що істотно перевищує теоретично мінімально необхідний рівень (~10 ГДж/т); (ii) низький коефіцієнт утилізації вторинних енергетичних ресурсів (у межах 10–20 %), зумовлений складністю та інерційністю виробничої інфраструктури; (iii) значні обсяги викидів CO₂, які формують до 18 % глобальної антропогенної емісії цього парникового газу.

У зв'язку з цим дедалі більшої актуальності набувають альтернативні підходи, зокрема технології вуглетермічного відновлення брикетованих матеріалів, сформованих із техногенних залізовмісних відходів (прокатної окалини, пилу, шламів сталеплавильного виробництва), із використанням нагрівальних агрегатів, доступних для більшості металургійних підприємств України. Такі технології дозволяють поєднати ресурсозбереження з диверсифікацією сировинної бази.

Зростання інтересу до металізованої сировини зумовлене сукупністю економічних і технологічних чинників, серед яких: (а) стійка тенденція до підвищення цін на металобрухт і передільний чавун; (б) накопичення у металобрухті домішок кольорових металів (Cu, Zn, Sn, Pb), які практично не елімінуються на подальших стадіях переробки та негативно впливають на якість сталі; (в) акумуляція значних обсягів техногенних залізовмісних відходів доменного, конвертерного та електросталеплавильного виробництва; (г) розвиток концепції міні-заводів із технологічним маршрутом «металізована сировина – сталь», що передбачає відмову від доменного переділу на користь процесів прямого або напівпрямого відновлення.

Таким чином, формування ринку гранульованої металізованої сировини є наслідком глибокої трансформації структури світової металургії, орієнтованої на зниження енергоємності, екологізацію виробництва та розширення використання вторинних ресурсів.

1.2. Систематизація та класифікаційні ознаки твердих техногенних відходів чорної металургії з урахуванням їх фізико-хімічних і структурних характеристик

Металургійні шлами та пилогазоочисні продукти належать до категорії вторинної техногенної сировини, потенційно придатної для повторного залучення у виробничий цикл. Зневоднені шлами й уловлені пилові фракції традиційно використовуються як компоненти агломераційної шихти, частково заміщуючи первинну рудну сировину. Такий підхід обумовлений як дефіцитом високоякісної залізорудної бази (частка власної сировини часто не перевищує 10–15 %), так і економічними чинниками, пов'язаними зі зростанням вартості концентратів унаслідок транспортних та логістичних витрат.

Технологічна схема підготовки шламів передбачає їх згущення, зневоднення та сушіння, що здійснюється, зокрема, у вакуум-фільтраційних установках газоочисток доменних печей, мартенівських цехів та аглофабрик. Після відповідної підготовки матеріал повертається в аглошихту. Водночас ефективність утилізації вторинної сировини визначається не лише вмістом цільових компонентів (Fe, Mn, CaO тощо), але й концентрацією шкідливих домішок (Zn, Pb, S, лужні метали), які можуть істотно ускладнювати технологічний процес.

Особливої гостроти набуває проблема підвищеного вмісту цинку у шламах, що пов'язано з розширенням використання оцинкованого металобрухту в киснево-конвертерному виробництві. За високотемпературних умов відбувається взаємодія оксидів цинку з оксидами заліза з утворенням стабільних феритів цинку, що ускладнює їх подальше вилучення. Крім того, цинк може бути присутнім у формі вільного ZnO (цинкиту). Повернення цинковмісних шламів у агломераційне виробництво без попереднього обесцинковування спричиняє інтенсивне накопичення цинку в доменній печі, утворення цинкатних настилів,

деградацію вогнетривкої кладки та порушення роботи аспіраційних систем, що скорочує міжремонтні періоди та підвищує експлуатаційні витрати.

З огляду на складний фазово-хімічний склад шламів доменного й сталеплавильного виробництва, які формуються в умовах змінної окисно-відновної атмосфери, проблема їх раціональної переробки є багатофакторною. Існуючі підходи до обесцинковування та підготовки шламів до повторного використання можуть бути класифіковані за механізмом впливу на матеріал:

(а) пірометалургійні методи, що базуються на селективному випаровуванні або відновленні летких компонентів;

(б) гідрометалургійні методи, які передбачають вилуговування цинку з подальшим осадженням;

(в) гравітаційні та фізико-механічні методи, спрямовані на фракційне розділення компонентів за густиною та розміром частинок.

Отже, системний аналіз літературних джерел свідчить про необхідність розроблення інтегрованих технологічних рішень, які поєднують ефективно вилучення шкідливих домішок із формуванням металізованого продукту із заданими структурно-фазовими характеристиками, що й зумовлює постановку задачі даного дослідження.

У промислово розвинених країнах широкомасштабне впровадження отримали пірометалургійні технології переробки залізовмісних пилів і шламів, що передбачають їх попереднє огрудкування або брикетування з подальшою металізацією в агрегатах типу обертових печей. За високотемпературних умов відновлення оксидів заліза супроводжується сублімацією значної частки летких компонентів — передусім цинку, свинцю та лужних металів — у вигляді парогазової фази. Утворені возгони вловлюються електрофільтрами або іншими системами газоочистки, після чого спрямовуються на підприємства кольорової металургії для подальшої переробки. Незважаючи на високі технологічні показники вилучення металів і стабільність процесу, зазначені схеми характеризуються значною капіталоемністю та потребою у спеціалізованому

устаткуванні, що обмежує їх застосування в умовах підприємств із обмеженими інвестиційними ресурсами.

У межах даного дослідження здійснено спробу зниження вмісту цинку в металургійних шламах із використанням фізико-збагачувальних методів — магнітної сепарації та зворотної флотації — як потенційно менш витратних альтернатив пірометалургійним підходам. У лабораторних умовах визначено гранулометричний склад досліджуваних шламів, їх магнітні параметри (питома магнітна сприйнятливість, намагніченість, коерцитивна сила), гігроскопічність та насипну густину. Аналіз розподілу цинку за класами крупності засвідчив його переважну концентрацію у фракціях $-0,25+0,18$ мм та $-0,04$ мм, на які припадає відповідно 22,7 і 25,9 % загального вилучення цинку. Середній вміст цинку у вихідній пробі, за результатами хімічного аналізу, становив 2,08 % мас.

З огляду на тонкодисперсний характер матеріалу як перспективний метод розділення розглядалася поліградієнтна магнітна сепарація, ефективна для збагачення тонких класів магнітних і слабомагнітних руд. Принцип дії поліградієнтних сепараторів базується на фільтрації пульпи крізь шар феромагнітного насадкового середовища, що забезпечує істотне підвищення напруженості та градієнта магнітного поля, збільшення площі контакту фаз і зменшення відносної швидкості руху частинок. Експериментальні дослідження виконувалися на лабораторному сепараторі, оснащеному електромагнітною скобою з касетою, заповненою сталевими кульками, які формували об'ємне магнітне середовище з високим градієнтом поля. У міжкульовому просторі виникали зони різної магнітної сили, внаслідок чого частинки з підвищеною магнітною сприйнятливістю утримувалися в робочому зазорі, тоді як немагнітна складова виносилася потоком рідини у хвост.

Передбачалося, що оксид цинку, який не проявляє магнітних властивостей, концентруватиметься у немагнітній фракції, забезпечуючи зниження його масової частки у магнітному продукті. Водночас показники розділення істотно залежали від комплексу технологічних параметрів: сили струму намагнічування, витрати змивної води, густини живлення, діаметра куль та висоти їх шару. За

оптимізованих умов (струм 1 А, витрата води 300 мл/хв, вміст твердого 7 %, діаметр куль 9 мм, висота шару 10 см) максимальне зниження вмісту цинку в магнітній фракції становило лише 0,25 абсолютних відсоткових пункти (з 2,08 до 1,83 %), тоді як у немагнітній фракції його концентрація зростала до 3,4 %. З огляду на невеликий вихід немагнітного продукту (до 15 %), вилучення цинку в хвості не перевищувало 20–25 %, що свідчить про низьку селективність процесу.

Мінералогічний аналіз показав, що лише 7,3 % загального цинку перебуває у формі цинкиту (ZnO), тоді як 92,7 % асоційовано з феритами цинку, які характеризуються слабوماгнітними властивостями. Унаслідок цього ферити утримуються в інтенсивному магнітному полі та переходять до магнітної фракції разом із залізовмісними мінералами, що практично нівелює ефект поліградієнтної сепарації. Таким чином, для шламів магнітогорського типу магнітне обесцинковування виявилось малоефективним, що водночас має позитивне методологічне значення — експериментально доведено обмеженість цього підходу для матеріалів із феритною формою зв'язування цинку.

З огляду на переважну присутність цинку у формі феритів, було досліджено можливість його селективного вилучення методом зворотної флотації з попередньою активацією сполук цинку мідним купоросом. Флотаційні досліді проводилися за схемою, що передбачала обробку вихідної пульпи активатором із наступним введенням ксантогенату та піноутворювача; при цьому залізовмісні мінерали депресувалися у високолужному середовищі, створеному вапном. Вихід пінного продукту становив 5–9 % при масовій частці цинку 4–5 %, тоді як у камерному (залізовмісному) концентраті його вміст знижувався з 2,23 до 1,9 %. Отримані результати свідчать про принципову можливість концентрування цинку у пінному продукті за умови оптимізації реагентного режиму, що відкриває перспективи подальших досліджень у напрямі комплексної переробки шламів із одночасним одержанням залізовмісного та цинковмісного продуктів.

Класифікація виробничих відходів може здійснюватися за низкою ознак, серед яких ключовими є: галузева приналежність (чорна та кольорова металургія, гірничодобувна, нафтогазова промисловість тощо); фазовий стан

(тверді — пил, шлами, шлаки; рідкі — розчини, емульсії, суспензії; газоподібні — оксиди вуглецю, азоту, сполуки сірки); стадія виробничого циклу (видобуток, збагачення, пірометалургія, гідрометалургія). На підприємствах із повним металургійним циклом (чавун—сталь—прокат) тверді відходи представлені переважно пилом і шлаками; за наявності мокрої газоочистки пил трансформується у шлам. Найбільш цінними з позицій повторного використання є залізовмісні відходи (пил, шлам, окалина), тоді як шлаки здебільшого знаходять застосування в суміжних галузях.

Залежно від джерела утворення шлами поділяють на: шлами агломераційних фабрик; шлами доменного виробництва (газоочисток та підбункерних приміщень); шлами газоочисток мартенівських печей; конвертерних агрегатів; електросталеплавильних печей. Така диференціація є необхідною передумовою для вибору адекватної технології їх переробки з урахуванням специфіки фазового складу та морфології частинок.

У світовій металургійній практиці вміст заліза у вторинних пилогазоочисних продуктах розглядається як визначальний критерій їх технологічної придатності до рециклінгу в межах інтегрованих металургійних циклів. З огляду на це, зазначені матеріали доцільно систематизувати за рівнем загального вмісту Fe на три умовні групи: (а) високозалізисті (55–67 % Feзаг), до яких належать пил та шлами газоочисток мартенівських і конвертерних агрегатів; (б) відносно багаті (40–55 % Feзаг), представлені продуктами агломераційного та доменного виробництв; (в) низькозалізисті (30–40 % Feзаг), характерні для пилів і шлаків електросталеплавильних процесів. Такий поділ має не лише класифікаційне, а й безпосередньо технологічне значення, оскільки визначає можливість їх прямого повернення у шихтові композиції або необхідність попереднього збагачення.

Комплексна характеристика металургійних шлаків не обмежується виключно хімічним і гранулометричним складом, які, безперечно, формують їх металургійну цінність. На стадії підготовки до утилізації принципового значення набувають також фізико-механічні та технологічні параметри — насипна і істинна густина, вологість, питомий вихід, фільтраційні властивості, схильність

до агломерації тощо. Слід підкреслити, що пилогазоочисні продукти різних агрегатів істотно відрізняються за мінералогічною природою та дисперсністю, що обумовлює варіативність їх поведінки в процесах зневоднення, огрудкування та термічної переробки; відтак наведені далі показники мають узагальнений характер.

Шлами доменних газоочисток формуються внаслідок мокрого очищення доменного газу у скруберах або апаратах типу Вентурі, яким передують сухі пиловловлювачі радіального чи тангенціального типу. Останні забезпечують вилучення грубодисперсної колошникової пилу, що, як правило, повертається до агломераційного виробництва як компонент шихти. Типовий усереднений хімічний склад шламів доменної газоочистки, % мас.: Feзаг 30–50; CaO 5,0–8,5; SiO₂ 6,0–12; Al₂O₃ 1,2–3,0; Sзаг 0,2–0,9; P 0,015–0,05; Cзаг 2,5–30,0; Zn 0,05–5,3; MgO 1,5–2,0. Їх істинна густина варіює у межах 2,7–3,8 г/см³, а питомий вихід у середньому становить близько $2,75 \pm 0,84$ %. Коефіцієнт залучення цих шламів у виробничий цикл на різних підприємствах змінюється в широкому інтервалі (0,1–0,8), що відображає відмінності у технологічних схемах та обмеження, пов'язані з домішками.

Дисперсний склад зазначених шламів характеризується переважанням тонких фракцій: частка класу $>0,063$ мм, як правило, не перевищує 10–13 %; фракції 0,016–0,032 мм становлять 16–50 %; частинки $<0,008$ мм — 10–18 %. Нині ці матеріали здебільшого використовують як добавку до агломераційної шихти. Водночас відносно невисокий рівень їх утилізації зумовлений поєднанням двох факторів — помірного вмісту заліза (Feзаг < 50 %) та підвищеної концентрації цинку (>1 %), що створює ризики акумуляції Zn у доменному циклі та потребує попереднього обесцинковування.

Шлами підбункерних приміщень доменних печей формуються в результаті гідравлічного збирання просипів із підлог бункерних відділень і включають також пил аспіраційних систем. За хімічним складом вони близькі до продуктів агломераційних фабрик, оскільки містять практично повний спектр компонентів аглошихти, % мас.: Feзаг 33–35; SiO₂ 7–11; Al₂O₃ 1–3; CaO 8–28; MgO 1–3; MnO

0,1–1,5; P_2O_5 0,01–0,2; $S_{заг}$ 0,15–0,40; $C_{заг} \approx 15$; Zn 0,0–0,02. За гранулометричними характеристиками це матеріали середньої крупності (частка класу 0,1–0,063 мм становить 20–40 %), з густиною 3,5–4,5 г/см³. З огляду на низький вміст цинку, вони практично безальтернативно використовуються як компонент агломераційної шихти після стандартних операцій зневоднення; бажаною є їх зерниста структура, що покращує процес огрудкування та підвищує газопроникність шару при спіканні, позитивно впливаючи на продуктивність агломашин і якість агломерату.

Специфічною особливістю шламів доменних газоочисток є підвищений вміст цинку, який за певних умов може перевищувати 12 %, що трансформує ці відходи у потенційну цинковмісну сировину. В інших випадках перед їх поверненням у доменну шихту необхідним є попереднє обесцинковування, яке може реалізовуватися як пірометалургійними, так і гідрометалургійними методами залежно від мінералогічної форми Zn та економічних чинників.

У контексті розвитку замкнених матеріальних потоків особливий інтерес становлять технології виробничого рециклінгу залізо-цинковмісних шламів шляхом їх огрудкування з подальшою проплавкою в доменних агрегатах. Такий підхід, апробований на низці інтегрованих підприємств, передбачає використання доменної печі як універсального агрегату для комплексної утилізації техногенної сировини, включаючи шлами, пил, замаслену окалину та інші важкоутилізовані відходи. Аналогічні рішення реалізовані, зокрема, на підприємстві DK Recycling (Дуйсбург), де доменні печі об'ємом 580 і 450 м³ працюють на агломераті, сформованому виключно із залізо-цинковмісних матеріалів, із цинковим навантаженням 30–45 кг/т чавуну.

У виробничих умовах одного з великих металургійних комбінатів було впроваджено технологію одержання так званого шламового агломерату шляхом введення до рудної частини аглошихти до 45–50 % відповідних шламів, з експериментально встановленим оптимумом на рівні близько 35 %, що не спричиняло істотного зниження продуктивності агломашин. Вуглецевий баланс процесу забезпечувався за рахунок вуглецю, присутнього у шламах, без

додаткового введення твердого палива. Вміст цинку в одержаному агломераті коливався в межах 0,1–0,25 % при основності $\text{CaO/SiO}_2 \approx 1,13$.

Промислова апробація засвідчила можливість переробки значних обсягів шламів із подальшою їх проплавкою в доменній печі корисним об'ємом 1000 м³. За показниками міцності при випробуванні методом скидання шламовий агломерат не поступався традиційному, демонструючи навіть дещо вищий вихід фракції >5 мм. Водночас тривале зберігання на відкритих складах призводило до інтенсифікації дезінтеграції та зростання частки дріб'язку, що потребує врахування при організації логістики та складування.

Таким чином, сучасні підходи до переробки металургійних шламів базуються на поєднанні їх класифікації за металургійною цінністю, детального аналізу фізико-хімічних характеристик і вибору адекватної технологічної схеми — від прямого повернення у шихту до спеціалізованих процесів огрудкування й доменної проплавки або селективного вилучення цинку. Це дозволяє розглядати пилогазоочисні продукти не як відходи, а як вторинний мінерально-сировинний ресурс у межах циркулярної моделі металургійного виробництва.

Таблиця 1.1

Хімічний склад залізо-цинковмісних шламів, %

Шлам	Fe	SiO ₂	CaO	MgO	MnO	S	Zn _{сеп}	Zn _{min}	Zn _{max}
Відвальний	43,24	6,53	5,59	1,25	0,21	0,41	0,39	0,47	0,61
Конверторний	58,44	2,82	9,18	0,95	0,35	0,11	1,2	0,23	1,67
Поточний доменний	43,24	7,18	6,65	1,09	0,13	0,38	0,51	0,32	0,82
Відвальний агловиробництва	47,86	8,36	8,98	1,74	0,17	0,52	0,026	0,01	0,04

Під час організації промислової проплавки шламового агломерату було ретельно враховано ретроспективний виробничий досвід експлуатації доменних печей коли агломерат одержували зі шихти з підвищеною часткою конвертерних шламів. У зазначений період цинкове навантаження на доменний процес сягало 500–600 г Zn на 1 т чавуну, що зумовлювало інтенсифікацію циркуляції цинку в

шахтному просторі агрегату та сприяло формуванню цинкітових нашарувань у верхніх горизонтах печі.

Акумуляція цинку пояснюється його багаторазовою сублімаційно-конденсаційною циркуляцією: у зоні високих температур відбувається відновлення цинковмісних сполук із переходом Zn у парову фазу, тоді як у холодніших ділянках шахти — його окиснення з утворенням цинкіту (ZnO) та подальшим осадженням на футеровці й шихтових матеріалах. Тривале функціонування печі за умов підвищеного цинкового навантаження призводить до формування щільних настилів, що погіршують газопроникність стовпа шихти, порушують теплогазодинамічний режим і знижують стабільність доменної плавки.

З метою мінімізації ризику повторення зазначених негативних явищ у ході сучасної кампанії було впроваджено систему періодичного балансового контролю цинку в доменному циклі. Вона передбачала регулярний аналітичний моніторинг вмісту Zn у всіх потоках надходження (агломерат, добавки, повернення), у колошниковому пилу, шламах газоочистки та кінцевих продуктах плавки. На основі матеріального балансу здійснювали розрахункову оцінку сумарної маси цинку, акумульованої в об'ємі печі.

У разі досягнення критичного рівня накопичення, що оцінювався в межах 25–50 т, ініціювали комплекс технологічних заходів, спрямованих на інтенсифікацію винесення цинку з доменного простору та недопущення формування стійких цинкітових відкладень. Такий регламентований підхід до управління цинковим навантаженням забезпечував підтримання стабільних параметрів плавки та підвищував експлуатаційну надійність агрегату в умовах переробки цинковмісної техногенної сировини.

Таблиця 1.2

Хімічний склад шламового агломерату, %

Рік	Fe	FeO	CaO	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	MnO	S	Zn
2001	59,37	11,2	7,56	6,71	1,53	0,79	0,15	0,03	0,15
2002	59,09	11,4	7,79	6,92	1,42	0,76	0,15	0,02	0,17

Після дворазового застосування технології так званого «сухого» промивання доменної печі, що передбачала зниження рівня засипки з одночасним підвищенням завантаження коксу й доломіту та доведенням температури колошникового газу до 500–550 °С, було встановлено її недостатню ефективність. Більше того, реалізація зазначеного прийому супроводжувалася дестабілізацією теплогазодинамічного режиму та негативно позначалася на подальшій роботі агрегату після завершення «промивання». У зв'язку з цим від використання даної технології відмовилися.

Для вилучення цинку, акумульованого в період проплавки шламового агломерату, було впроваджено іншу, повністю виправдану в експлуатаційному відношенні схему — регламентовані перерви у проплавці шламового агломерату з одночасним підтриманням режимних параметрів, що сприяють інтенсифікації виношення цинку з печі. Контроль накопичення та видалення цинку здійснювали шляхом складання матеріальних балансів за кожен період роботи з шламовим агломератом і за проміжні інтервали плавки без нього. Сукупна різниця між виносом і надходженням цинку за весь цикл склала 5043 т, що свідчить про ефективність обраної стратегії керування цинковим режимом.

Аналіз балансів показав, що максимальне перевищення приходу цинку над його виносом за окремий період проплавки шламового агломерату становило 50 т, тоді як цинкове навантаження змінювалося в межах 450–1300 г/т чавуну. Лише в окремі короткочасні інтервали (листопад–грудень 2001 р.) воно перевищувало 1500 г/т при гранично допустимому рівні 2200 г/т. У 2002 р. виробництво та проплавку шламового агломерату здійснювали коротшими кампаніями; при цьому цинкове навантаження у періоди проплавки становило 804–1620 г/т чавуну, а середнє значення за рік (з урахуванням роботи без шламового агломерату) — близько 600 г/т.

Для оцінювання впливу цинкового навантаження на показники доменної плавки використано середньозважені (за масою виплавленого чавуну) технологічні параметри. Періоди роботи було згруповано за близькими значеннями цинкового навантаження та однаковою концентрацією кисню в дутті, у результаті чого сформовано 10 репрезентативних інтервалів. Пофакторний статистичний аналіз не виявив достовірної залежності між цинковим навантаженням і питомою витратою коксу. Імовірно, це пов'язано з підвищеним умістом вуглецю в аглошихті, що сприяло частковій металізації агломерату. Непрямим підтвердженням цього є наявність залишкового вуглецю в шламовому агломераті. Додатковим чинником невизначеності виступала змінна вологість привізного коксу, яка не завжди відповідала паспортним даним і могла впливати на результати кореляційного аналізу.

Разом із тим у хронологічно окремих періодах спостерігалось зростання витрати коксу зі збільшенням цинкового навантаження. Більш відчутний вплив частки шламового агломерату у шихті виявлено щодо продуктивності печі. Особливо негативно на газопроникність стовпа шихти впливав агломерат, що тривалий час зберігався на відкритому рудному дворі, де зазнавав зволоження та руйнування.

Дослідження також засвідчили зростання винесення цинку з підвищенням температури колошникового газу. Проте при збільшенні загального цинкового навантаження градієнт інтенсивності його видалення зменшується, що відображено у відповідному емпіричному рівнянні.

За період проплавки шламового агломерату на печі було виконано два капітальні ремонти III розряду (серпень 2001 р. та жовтень 2002 р.). Під час огляду верхньої частини шахти та колошникового захисту цинкітових настилів не виявлено, що підтвердило ефективність застосованої системи регулювання цинкового режиму.

Подальший розвиток технологій вібропресування цементнозв'язаних виробів зумовив впровадження процесів брикетування дрібнодисперсних залізовмісних відходів і створення нового виду огрудкованої доменної сировини

— шламококсових брикетів. Технологія вібропресування забезпечує формування багатокомпонентних брикетів, що поєднують залізовмісні матеріали, тверде паливо та флюсуючі добавки. Дослідження їхніх металургійних властивостей і промислова проплавка засвідчили високу холодну та гарячу міцність, що відповідає вимогам до доменної шихти.

У січні–березні 2003 р. виготовлено дослідну партію (2500 т) брикетів із конвертерних шламів (65 %), коксового дріб'язку (20 %) і цементу М-500 (15 %). Попереднє комп'ютерне моделювання доменної плавки (за математичною моделлю MISC) показало задовільні прогностні показники. Промислові випробування розпочато 20 березня 2003 р. Середня витрата брикетів становила 121 кг/т чавуну (максимальна — 192 кг/т).

За результатами пофакторного аналізу встановлено, що при витраті 121 кг/т чавуну спостерігалось зниження витрати коксу приблизно на 0,19 т на 1 т брикетів, однак продуктивність печі зменшилася на 103 т/добу. Основними причинами цього визначено:

1. зростання фізичного й хімічного теплового навантаження через переробку нового матеріалу з підвищеною основністю;
2. утворення тугоплавких кальцій-алюмо-магнієвих силікатних шлаків, що повільно асимілюються первинними шлаками;
3. роботу за умов підвищеного цинкового навантаження.

Балансовий аналіз цинку за окремими періодами показав закономірності, аналогічні спостереженням при проплавці шламового агломерату. У базовий період (1–15 березня) при навантаженні 266 г/т прихід цинку становив 8,029 т, а винос — 13,483 т. У період проплавки брикетів (21–30 березня) при навантаженні 1589 г/т прихід склав 29,539 т, а винос — 20,248 т. За максимального навантаження (2187 г/т; 27–29 березня) прихід дорівнював 12,337 т, тоді як винос — лише 2,91 т. У всіх випадках основна частка винесеного цинку (80–90 %) концентрувалася у шламах газоочистки.

Акумуляований у промислових умовах досвід масштабного виготовлення та подальшої доменної проплавки шламококсових брикетів холодного твердіння, сформованих методом вібропресування із застосуванням гідравлічного цементного зв'язувального, дозволяє констатувати не лише технологічну здійсненність, але й системну ресурсно-енергетичну доцільність інтегрованого рециклінгу тонкодисперсних залізовмісних відходів пилогазоочисних систем. Концептуальна новизна зазначеного підходу полягає у поєднанні процесів структурної стабілізації дисперсних шламів із формуванням композитного брикетованого матеріалу, в якому коксовий дріб'язок виконує подвійну функцію — як структуроутворювальний компонент та як додаткове джерело вуглецю, що бере участь у відновлювально-тепловому балансі доменної плавки. При цьому зафіксоване зниження питомої витрати коксу кількісно узгоджується з еквівалентним надходженням фіксованого вуглецю у складі брикетів, що зберігається навіть за умов інтенсифікованої циркуляції летких компонентів, зокрема цинку, у внутрішньопічному об'ємі.

Промислові кампанії, реалізовані із застосуванням агломерату, синтезованого зі шихтових композицій, що містили 35–40 % залізо-цинковмісних шламів, у поєднанні з брикетами холодного твердіння на основі конвертерних шламів, продемонстрували принципову можливість функціонування доменних агрегатів у режимах підвищеного цинкового навантаження за умови регламентованої адаптації параметрів газодинамічного та теплового режимів. Сукупність отриманих техніко-економічних показників підтвердила ефективність огрудкування як ключової операції структурної та гранулометричної модифікації дисперсних відходів перед їх поверненням у доменний процес, що забезпечує стабілізацію фізико-механічних характеристик шихтового стовпа та мінімізацію неконтрольованих флуктуацій відновного потенціалу.

Разом із тим встановлено, що введення до доменної шихти агломерату, сформованого з істотною часткою шламової складової, зумовлює трансформацію її газопроникних властивостей, що пов'язано з підвищенням частки тонкодисперсної фракції та відповідною зміною пористісно-структурної

організації матеріалу. Особливо вираженим цей ефект виявляється у випадках багаторазових перевантажень агломерату при транспортуванні через проміжні склади, де відбувається додаткова деструкція гранул і зростання вмісту дріб'язку, що, у свою чергу, модифікує локальні умови фільтрації газового потоку в шахті печі. Підвищення цинкового навантаження супроводжується пропорційним зростанням концентрації цинку в продуктах газоочистки, що відображає інтенсифікацію циклічної сублімаційно-конденсаційної міграції летких сполук у системі «шахта печі — газовий тракт — шламовий контур».

Статистичний аналіз інтегральних показників роботи агрегатів упродовж тривалих виробничих періодів не дозволив встановити універсально значущу кореляційну залежність між рівнем цинкового навантаження та питомою витратою коксу; водночас у межах окремих хронологічно локалізованих інтервалів експлуатації простежувалася чітка тенденція до їх взаємозумовленої зміни, що може бути інтерпретовано як наслідок комплексної дії варіабельних факторів — від коливань гранулометричного складу шихти до змін розподілу температурних полів у зоні непрямого відновлення.

Проплавка брикетованого матеріалу характеризувалася зменшенням питомої витрати коксу на величину, близьку до розрахункового балансового внеску вуглецю, інтегрованого у структуру брикетів, що підтверджує їх функціональну роль як часткового відновника. Однак введення брикетів супроводжувалося певним зниженням продуктивності доменної печі, імовірно зумовленим змінами реологічних та газодинамічних характеристик шихтового стовпа, а також перерозподілом теплових потоків у реакційних зонах.

У контексті функціонування комбінату слід відзначити, що на кожному технологічному переділі формується значний масив техногенних дисперсних відходів, домінуючу частку яких становлять пил та шлами газоочисних систем, а також продукти гідрозбирання, що характеризуються складною багатокомпонентною мінералого-хімічною структурою. Поряд з оксидами заліза, магнію, кальцію та марганцю ці матеріали містять спектр екологічно та технологічно небажаних домішок — зокрема сполуки цинку, свинцю та лужних

металів, — що ускладнює їх безпосереднє повернення у металургійний цикл без попередньої модифікації.

Переважаюча частина відходів інтегрується до складу шихти для виробництва офлюсованого доменного агломерату в межах агловапнякового виробництва, що свідчить про сформовану інфраструктуру внутрішнього рециклінгу. Водночас шлами доменного та сталеплавильного переділів із підвищеним умістом цинку та значною природною вологістю тривалий час залишалися поза переробкою через відсутність технологій, здатних забезпечити їх стабілізацію, зневоднення та екологічно безпечну інтеграцію в шихтові композиції.

У структурі газоочистки киснево-конвертерного цеху функціонує стадія гравітаційного осадження піскової фракції в горизонтальних відстійниках (пісколовках), проте шлами, що там акумулюються, історично складувалися після оброблення вапном на дамбі гідровідвалу, що спричиняло деградацію гідротехнічних споруд та накопичення значних обсягів залізовмісної маси.

ДБільшість відходів (табл. 1.3 та 1.4) утилізується в складі шихти.

Хімічний склад шламів пісколовок характеризується підвищеним умістом заліза (50,31–54,75 %), марганцю (1,74–2,18 %) та вуглецю (1,67–6,99 %), а також високим коефіцієнтом основності ($\text{CaO/SiO}_2 = 2,2\text{--}3,0$), що з позицій металургійної термодинаміки створює передумови для їх використання як компонента офлюсованих шихтових матеріалів. Водночас лімітуючими чинниками виступають наявність оксиду цинку (до 0,25 %), фосфору (до 0,22 %), свинцю (до 0,051 %), значна вологість (до 28 %), що обмежує транспортну мобільність матеріалу, а також висока дисперсність — близько 92 % частинок належать до класу 0–1 мм, — що істотно впливає на його агломераційні, фільтраційні та реологічні характеристики і потребує попередньої структурно-гранулометричної адаптації перед металургійною утилізацією.

Динаміка утилізації відходів, т

Таблиця 1.3

Матеріал	Роки								
	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003
Окалина	15000	11109 3	90729	16554 8	22235 9	25848 1	19732 5	19459 3	171816
Промаслена окалина	19112	42436	79070	11145 0	61228	43597	34851	50371	47896
«Шлам з поля»	23991	-	29494	54452	14860 0	63042	11013 9	13700 8	131781
Колошниковий пил	26510	24415	19529	18135	15772	19301	12730	6873	12448
Окис заліза	8015	7557	4763	4715	3933	3773	2004	3028	1973
Шлам ЦГТС	20961	9882	3334	11388	15335	8265	7229	12193	9691
Трифолін	10481	9301	-	-	23803	33411	49339	73030	28588
Конверторні шлаки	-	-	1429	22425	-	515	-	-	-
Разом	12407 0	20468 4	22834 8	38811 3	49103 0	43038 5	41361 7	47709 6	404193

З метою забезпечення технологічної можливості транспортування відходів автомобільним транспортом безпосередньо в зоні їх утворення реалізується комплекс операцій, що включає гравітаційну декантацію з подальшим вапнуванням матеріалу. Такий підхід дозволяє частково знизити надлишкову вологість та підвищити структурну стабільність дисперсної системи за рахунок хімічного й механічного модифікування шламової маси, що перебуває у високообводненому стані.

У результаті введення вапна відбувається суттєва трансформація як гранулометричної, так і хімічної структури продукту. Зокрема, фіксується зменшення частки найбільш дисперсного класу 0–1 мм до приблизно 87 %, що свідчить про часткову агрегацію тонкодисперсних частинок унаслідок утворення кальцієвмісних коагуляційних структур. Одночасно спостерігається зниження масової частки заліза до 43–48 %, а також пропорційне зменшення концентрацій як корисних, так і небажаних домішок, що обумовлено розбавленням вихідної

шламової фази оксидом кальцію. Підвищення вмісту СаО зумовлює зростання загальної основності суміші до рівня 5,6–10 %, формуючи, таким чином, високоосновну шламо-вапнякову композицію зі зміненими фізико-хімічними характеристиками.

Попри зазначені зміни, кінцева вологість обробленої суміші залишається на рівні 18–22 %, що істотно перевищує гранично допустимі параметри для її використання в агломераційному виробництві за традиційною технологічною схемою аглоцеху агловапнякового виробництва, де нормативні вимоги передбачають вологість не вище 9–10 %. Таким чином, навіть у літній період експлуатації застосування зазначеного матеріалу без додаткової технологічної адаптації є неможливим через ризик порушення газопроникності шару, дестабілізації процесу спікання та зниження якості агломерату.

З огляду на необхідність залучення накопичених шламових відходів до виробничого циклу у 2022 році було розроблено та апробовано комплексну технологічну схему їх попередньої підготовки, що передбачала оптимізацію вологості, гранулометричного складу та хімічних параметрів матеріалу. Паралельно в умовах аглоцеху було дослідно-промислово випробувано три варіанти технології виробництва агломерату, включаючи два спеціалізовані його різновиди, адаптовані до використання шламовмісних компонентів. Зазначені рішення були спрямовані на забезпечення стабільності процесу спікання, збереження регламентованих фізико-механічних показників агломерату та мінімізацію негативного впливу високої вологості й варіабельності складу шламів на перебіг агломераційного процесу.

Таблиця 1.4

Хімічний склад залізорудних компонентів аглошихти за результатами аналізу середньомісячних проб 2022р., %

Компонент	Fe	Mn	P	S	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	ZnO	П.п.п
Компонент:													
михайлівський ММС	65,10-	<0,1	0,013-	0,004-	25,9-	7,40-	0,08-	0,28-	0,23-	0,08-	0,12-	0,006-	0,69-
ковдорський ММС	63,25-	0,41-	0,046-	0,26-	25,1-	0,62-	1,65-	0,33-	5,62-	0,08-	0,03-	0,03-	0,79-
мундыбашкін ММС	56,40-	0,71-	0,047-	6,82-	24,8-	6,82-	3,03-	3,66-	2,19-	0,09-	0,14-	0,13-	1,16-
абагурський ММС	59,0-	0,14-	0,024-	0,19-	25,2-	6,64-	1,34-	1,75-	2,95-	0,09-	0,07-	0,02-	2,09-
лебедінський ММС	65,6-	<0,1	0,012-	0,027-	11,6-	4,59-	0,52-	0,51-	0,50-	0,13-	0,04-	0,006-	0,53-
краснокаменський ММС	42,23-	0,41-	0,027-	0,17-	14,8-	14,35-	2,02-	4,04-	1,55-	0,13-	0,11-	0,04-	3,24-
абаканський ММС	46,63-	<0,1	0,055-	1,74-	23,8-	14,55-	3,50-	3,94-	2,32-	0,18-	0,10-	0,006-	3,40-
Окалина	65,0-	0,35-	0,035-	0,01-	59,0-	1,50-	0,35-	0,62-	1,00-	0,07-	0,02-	0,01-	0,10-
Промаслена окалина	40,0-	0,35-	0,05-	0,0-	35,0-	0,50-	0,20-	10,00-	0,50-	0,02-	0,01-	0,01-	12,0-
"Шлам з поля"	35,4-	0,30-	0,02-	0,20-	10,0-	2,07-	1,00-	3,55-	0,80-	0,10-	0,04-	0,02-	11,0-
Колошниковий пил	28,9-	0,10-	0,03-	0,11-	8,70-	5,81-	1,62-	4,15-	1,08-	0,13-	0,17-	0,16-	11,5-
Окис заліза	69,2-	0,3-	Следи	Следи	1,3-	0,11-	0,06-	0,030-	0,006-	0,04-	0,01-	-	-
Шлам ЦГЕС	30,0-	0,30-	0,04-	0,07-	17,5-	9,10-	3,10-	4,00-	0,50-	0,10-	0,17-	0,08-	13,0-
Трифолін	61,7-	0,35-	0,05-	0,10-	15,0-	3,80-	0,35-	0,80-	0,10-	0,05-	0,02-	0,01-	4,9-

а) Виробництво залізофлюсу.

Залізофлюс розглядається як спеціалізований шихтовий матеріал, функціонально орієнтований на інтенсифікацію процесів шлакоутворення у киснево-конвертерному сталеплавильному виробництві. Його металургійна дія зумовлена поєднанням підвищеної основності, наявності оксидів заліза та

оптимізованого гранулометричного складу, що забезпечує прискорене формування високоактивної шлакової фази на ранніх стадіях продувки.

б) Виробництво промивного агломерату.

Промивний агломерат призначений для технологічного очищення горнів доменних печей та стабілізації їх теплогазодинамічного режиму шляхом модифікації складу та властивостей шлакового розплаву в пригорновій зоні.

с) Виробництво офлюсованого доменного агломерату.

Технологічна схема попередньої підготовки шламів ґрунтується на регламентованому формуванні штабеля технологічно складних до переробки відходів — зокрема шламів пісколовок і центральних газоочисних споруд, промасленої окалини зі складів та інших дисперсних матеріалів — у межах річного обсягу споживання (80–120 тис. т). Акумуляція здійснюється у вкритій споруді розміром 180×50 м із використанням чотирьох карт (20×80 м), три з яких призначені для поетапного нагромадження, вилежування та багатоступеневого усереднення, тоді як четверта карта функціонує як операційна зона відвантаження у залізничний або автомобільний транспорт. Така організація простору спрямована на мінімізацію варіабельності хімічного складу та вологості матеріалу перед його інтеграцією в аглошихту.

Попри відносно низьку собівартість і високі металургійні характеристики агломератів спеціальних видів, їх промислова реалізація характеризується підвищеною технологічною складністю, потребує ретельної підготовки інфраструктури та супроводжується більшими часовими витратами порівняно з традиційною технологією виробництва доменного агломерату.

З метою мінімізації простоїв та зниження експлуатаційних витрат при переході на виробництво спеціальних видів агломерату доцільним є:

1. здійснення підготовки шламів відповідно до розробленого регламенту на спеціалізованій закритій ділянці (складі) з контрольованими умовами зберігання;

2. реконструкція приймальних бункерів палива та окалини , а також тракту подачі матеріалів до корпусу шихтових бункерів з метою підвищення їх пропускної здатності та запобігання зависанню матеріалу;

3. футерування бункерів дозувального відділення агломашини полімерними зносостійкими матеріалами та оснащення їх ефективними системами обвалення для стабілізації подачі шламовмісних сумішей.

Результати промислової апробації (2020 р.)

Залізофлюс.

Встановлено, що при витраті 5–6 кг/т сталі залізофлюс забезпечує формування протягом перших 4 хвилин продувки високоактивного шлаку з вмістом 16–25 % FeO та 40–43 % CaO за основності $\text{CaO/SiO}_2 \approx 2$, що характеризується підвищеною рафінувальною здатністю. Однак за умов зниженої витрати чавуну (780–790 кг/т сталі) його введення супроводжується вираженим ендотермічним ефектом, який проявляється зростанням частки плавки із додувками з 31,25 до 42,85 %, зокрема за температурним фактором — з 18,75 до 37,5 %. З урахуванням теплового балансу процесу рекомендовано обмежити витрату залізофлюсу до 3 кг/т сталі за підвищеної витрати чавуну (>820–830 кг/т), що дозволяє оцінити потенційний обсяг його виробництва на рівні близько 13 тис. т/рік.

Промивний агломерат.

Рекомендований обсяг промислового використання становить близько 4 тис. т/міс. У період дослідних плавки зафіксовано зростання продуктивності доменної печі на 3,3 %, зниження винесення колошникового пилу на 0,3 кг/т чавуну та скорочення питомої витрати коксу на 0,1 %, що свідчить про позитивний вплив матеріалу на стабілізацію горнових процесів.

Особливості виробництва офлюсованого агломерату із залученням шламів

Обсяг введення шламів у технології виробництва офлюсованого агломерату лімітується допустимим цинковим навантаженням на доменну піч та цільовим вмістом заліза в готовому продукті. Інтеграція шламів здійснюється шляхом

часткового або повного заміщення рудної суміші композицією відходів («шлам з поля») в аглошихті.

У 2020–2021 рр. профілактовані вапном шлами транспортувалися на відкриті склади з подальшою переробкою за двома схемами. Перша передбачала складування на відкритому майданчику із формуванням спільного штабеля відходів та їх механізоване усереднення перед подачею у бункери; частка відходів в аглошихті становила в середньому 2,9 % (0,5–7,0 %). Друга схема реалізовувалася через склад доменного цеху з подачею матеріалу залізничним транспортом або автосамоскидами.

Практична експлуатація виявила низку системних обмежень: високу гігроскопічність і неможливість ефективного зниження вологості при зберіганні на відкритих майданчиках; недостатній ступінь усереднення за першою схемою при підвищеному введенні шламів; а також забивання бункерів і перевантажувальних вузлів у другій схемі, що унеможлиблювало стабільне транспортування матеріалу.

Аналіз цинкового балансу

У 2022 р. середній прихід цинку з залізрудними матеріалами становив 367,53 г/т агломерату (327,94–404,05 г/т) і значною мірою визначався часткою мундибашського концентрату (у середньому 165,3 кг/т) та варіабельністю його хімічного складу. Інший компонент шихти з підвищеним умістом Zn забезпечував у середньому 3,03 % Zn при значних коливаннях, що зумовлювалося нестабільністю його витрати.

За умов збільшення частки «шламу з поля» середній прихід цинку зростав до 372,69 г/т, при цьому внесок власне шламів становив 13–17 г/т агломерату. Подальше зростання їх частки потенційно призводитиме до перевищення допустимого цинкового навантаження та порушення балансу цинку в доменному циклі.

У разі відсутності ефективних технологій вилучення цинку з циркуляційного контуру доменної печі оптимізація структури шихти повинна

здійснюватися за принципом техніко-економічно обґрунтованого заміщення компонентів із забезпеченням стабільності сумарного приходу цинку. Підвищення базового вмісту заліза в агломераті до 57,2–57,7 % дозволило суттєво скоротити витрату рудної суміші та відповідно зменшити надходження цинку, компенсуючи введення шламових компонентів і стабілізуючи металургійний баланс системи.

Упродовж 2021 року загальний обсяг утилізованих шламів пісколовок досяг 25 тис. т, що забезпечило не лише істотне скорочення техногенного навантаження на довкілля за рахунок зменшення обсягів складування, але й сприяло зниженню собівартості агломерату внаслідок часткового заміщення первинної рудної сировини вторинними залізовмісними матеріалами.

1.3. Порівняльний аналіз існуючих технологічних підходів до переробки металургійних шламів

Проблема трансформації конвертерних шламів із високим вмістом заліза (50–60 % Fe) у кондиційну металургійну сировину є однією з ключових для підприємств із повним металургійним циклом, що включає доменний і сталеплавильний переділи. Незважаючи на значний металургійний потенціал зазначених матеріалів, їх безпосереднє повернення в агломераційне або окатишеве виробництво є технологічно обмеженим через наявність цинку, переважно у формі оксиду, який у доменному процесі утворює циркуляційний контур із негативним впливом на стійкість футерівки та газодинаміку печі.

У науково-технічній літературі запропоновано низку підходів до вирішення цієї проблеми, зокрема методи високотемпературної сублімації цинку з використанням печей киплячого шару або агрегатів із застосуванням кускового твердого палива як відновника й теплоносія. Однак висока дисперсність конвертерних шламів у поєднанні зі значним вмістом летких компонентів істотно ускладнює їх використання в традиційних процесах огрудкування. Отримані з таких матеріалів сирі та висушені котуни характеризуються підвищеною стиранністю й деструктивністю при механічних навантаженнях, зокрема під час завантаження в обертову піч, що знижує техніко-економічну

доцільність їх застосування та супроводжується додатковими пилогазовими викидами.

З огляду на це найбільш перспективним з позицій комплексної переробки видається процес типу *Grate–Kiln* (колосникові ґрати — трубчаста піч), модифікований відповідно до специфіки цинковмісної сировини. Зазначений процес базується на використанні сирих рудовуглецевих котунів, які послідовно піддаються сушінню, підігріву та попередньому зміцненню на конвеєрній машині за рахунок тепла відхідних газів трубчастої печі, після чого в останній реалізується стадія відновлення. Проте присутність цинку в шихті обумовлює необхідність принципової реконфігурації теплової схеми агрегату, зокрема системи опалення колосникових ґрат і газоочисного обладнання, з урахуванням інтенсифікованої сублимаційно-конденсаційної міграції Zn та потреби в його ефективному уловлюванні.

Для формування науково обґрунтованої технологічної концепції були проведені комплексні дослідження, спрямовані на встановлення закономірностей структуроутворення й зміцнення котунів на основі конвертерних шламів, вивчення кінетики їх відновлення та механізмів термічного видалення цинку.

У межах лабораторного етапу досліджень шихту готували шляхом змішування конвертерного шламу з коксовим дріб'язком (коксом) як відновником та бентонітом як зв'язувальною добавкою. Після ретельного перемішування суміш протирали через сито з розміром комірок 3 мм з метою руйнування агломератів і забезпечення однорідності гранулометричного складу, після чого визначали її фактичну вологість.

Огрудкування здійснювали на тарілчастому грануляторі діаметром 0,8 м із кутом нахилу 45°, що забезпечувало формування котунів за механізмом послідовного нашарування частинок. На першому етапі формували так звані «зародки», які відсівали у фракції 3–5 мм і використовували як центри росту для подальшого накопчування шихти. Маса зародків і тривалість процесу

накочування підтримувалися сталими в усіх серіях експериментів з метою забезпечення коректності порівняльного аналізу (табл. 1.5).

Після завершення формування котунів визначали їх технологічно значущі параметри — вологість, міцність на стиск та пластичність (показник n) — відповідно до стандартизованих методик. Отримані результати дозволили кількісно оцінити вплив складу шихти та режимів огрудкування на формування первинної структури сирих котунів і створили експериментальну основу для подальшої оптимізації режимів термічної обробки з метою одночасного забезпечення достатньої механічної міцності та ефективного видалення цинку.

Таблиця 1.5

Характеристика сирих і сухих котунів

Номер досліду	Частка коксика	Вологість, %		Міцність, Н/котун	
		шихти	котунів	сирих	сухих
1	10	8,1	15,2	137	401
2	15	7,7	13,7	164	583

Частину сформованих котунів піддавали термічному зміцненню за різних температур із витримкою 20 хв, після чого визначали їхню міцність на стиск. Встановлено монотонне зростання міцнісних характеристик зі збільшенням температури випалу. Досягнення рівня міцності близько 500 Н/котун забезпечується при термообробці в інтервалі 850–900 °С протягом 20 хв.

Іншу серію зразків після попереднього зміцнювального випалу при 650 та 850 °С піддавали відновлювально-тепловій обробці. Атмосферу печі в першому випадку нагрівали до 1100 °С, у другому — до 1200 °С. Дослідження виконували на лабораторній установці для вивчення масообмінних характеристик рудних матеріалів. Зменшення маси зразків, зумовлене перебігом відновних реакцій та витратою твердого відновника, незалежно від температури попереднього зміцнення та вмісту коксика, розпочиналося в інтервалі 1060–1100 °С. Подальше нагрівання і ізотермічна витримка супроводжувалися інтенсивним відновленням

оксидів заліза, процесами науглецьовування та спіканням свіжовідновленого металу.

За температури 1200 °C, незважаючи на значне термодинамічне відхилення від рівноваги в системі Fe–CO–CO₂, швидкість відновлення лімітувалася переважно інтенсивним спіканням продуктів реакції, що зменшувало реакційну поверхню та ускладнювало масоперенесення. Саме цим пояснюється близькість кінетичних параметрів (оцінених за швидкістю втрати маси) для режимів із нагріванням до 1100 і 1200 °C. Водночас результати хімічного аналізу засвідчили вищий ступінь металізації зразків, оброблених при 1200 °C. Відновно-теплову обробку проводили до стабілізації маси, що відповідало практично повному завершенню відновних перетворень.

Встановлено, що за початкового вмісту коксик у 10 % підвищення температури від 1100 до 1200 °C спричиняє лише незначне зростання міцності металізованих котунів. Натомість при 15 % коксик у абсолютні показники міцності є нижчими, проте з підвищенням температури вони зростають істотніше (приблизно у 1,6 раза). Зазначені закономірності відображають співвідношення швидкостей металізації та спікання, що визначаються параметрами порової структури матеріалу. Отже, з огляду на транспортну придатність і ефективність подальшого металургійного переділу, оптимальним слід вважати вміст коксик у на рівні 10 %, що узгоджується з результатами мікроструктурного аналізу.

Мінералогічні та мікроструктурні дослідження проводили на зразках після зміцнення (650 і 850 °C) та після відновлення (1100 і 1200 °C). Зміцнені котуни характеризуються підвищеною пористістю та фазовим складом, близьким до вихідної шихти, включно з глобулярними зернами первинного металевого заліза; при цьому суттєвого розвитку фізико-хімічних перетворень не спостерігається. Відновлювальна обробка при 1100–1200 °C приводить до формування губчастої металеві структури з відносно рівномірним розподілом округлих гранул металу та шлакової фази.

Зразки з 15 % коксик у після відновлення мають більш розвинену пористість і містять підвищену кількість залишкового вуглецю. У випадку 10 % коксик у

вуглець практично повністю витрачається в ході відновних реакцій. Фіксуються поодинокі дрібні глобулярні зерна з вираженим рельєфом периклазу (MgO) та склоподібна фаза з ознаками кристалізації. Для досліджуваних структур характерна наявність двох морфологічних різновидів металу: первинних майже ідеально сферичних зерен $\alpha\text{-Fe}$, що не містять вуглецю, та вуглецевмісної металевої губки, представленої скупченнями зерен карбідів. Відсутність видимих оксидних фаз заліза свідчить про високий ступінь металізації, а відсутність цинковмісних сполук — про практично повне видалення цинку.

Результати хімічного аналізу (табл. 1.6) підтверджують, що після зміцнення при 650 і 850 °C вміст вуглецю, загального та металевого заліза, а також цинку практично відповідає вихідній шихті. Натомість термообробка при 1100–1200 °C забезпечує зниження вмісту цинку до $<0,1\%$ та досягнення ступеня металізації понад 96 % за умови введення 10 % коксик. Отримані дані узгоджуються з мікроструктурними спостереженнями та показниками міцності зміцнених і металізованих котунів.

Таким чином, забезпечення міцності на стиск на рівні 500 Н/котун досягається випалом при 850–900 °C протягом 20 хв, тоді як ступінь металізації понад 96 % і зниження вмісту цинку до 0,1 % реалізуються за умов відновно-теплової обробки при 1050–1150 °C упродовж 10–15 хв за наявності 10 % коксик в шихті. Отримані результати становлять основу для формування технологічних параметрів утилізації конвертерних шлаків і можуть бути використані як методологічна база для аналогічних досліджень на металургійних підприємствах, зацікавлених у впровадженні відповідних ресурсозберігаючих технологій.

Таблиця 1.6

Хімічний склад досліджуваних проб							
Номер проби	Вміст коксу, %	Температура, °С	Склад, %				Металізація, %
			С	Fe _{заг}	Fe _{мет}	Zn	
1	-	-	-	57,8	16,91	1,510	-
2	10	650	8,63	54,81	15,70	1,400	-
3	15	650	12,62	54,73	18,01	1,280	-
4	10	850	8,46	57,94	15,91	1,420	-
5	15	850	12,49	54,89	18,31	1,510	-
6	10	1100	0,75	82,67	79,53	0,050	96,2
7	15	1100	3,11	80,21	77,63	0,118	96,8
8	10	1200	0,71	83,25	80,88	0,036	97,2
9	15	1200	3,29	79,88	79,42	0,038	99,4

1.4. Узагальнення результатів аналітичного огляду та формулювання наукової задачі дослідження

Державне підприємство «Український інститут з проектування металургійних заводів» є провідною спеціалізованою проектною організацією, що здійснює інжиніринговий супровід і розроблення технологічних рішень для підприємств чорної металургії в Україні, країнах СНД та за їх межами. Одним із стратегічних напрямів діяльності інституту є створення та впровадження технологій комплексної переробки дрібнодисперсних залізовмісних відходів металургійного виробництва. Результати науково-технічних розробок підтверджені низкою патентів.

Сучасні проектні рішення спрямовані на організацію комплексної утилізації відходів Єнакіївського металургійного заводу. Загальний обсяг відходів, що підлягають залученню до повторного використання, становить близько 337 тис. т/рік, зокрема: доменні шлами — 63 тис. т, конвертерні шлами — 78 тис. т; колошниковий пил — 117 тис. т; пил аспіраційних систем вапняно-випалювального цеху — 29 тис. т; пил електрофільтрів доменного цеху — 50 тис. т.

На існуючий момент шлами газоочисток доменного та конвертерного виробництв транспортуються гідравлічним способом до ставка-освітлювача. Звідти вони перекачуються земснарядом на карти осушення, після чого екскаваторною технікою вилучаються, транспортуються на перевантажувальний майданчик із залізничною інфраструктурою та після додаткового вилежування відправляються на аглофабрику для використання як добавки до агломераційної шихти. Середній розрахунковий вміст загального заліза у суміші доменних і конвертерних шламів становить 44–45 %.

Колошниковий пил і пилові відходи випалу вапняку подаються безпосередньо на агломераційне виробництво. Водночас пил, уловлений електрофільтрами доменного цеху після реконструкції агрегатів, характеризується високою дисперсністю та низькою змочуваністю, що унеможливило його ефективне використання в традиційній схемі агломерації.

З метою залучення всіх дрібнофракційних відходів до господарського обігу запропоновано реконструктивну схему, яка передбачає: збагачення доменних і конвертерних шламів; їх змішування із сухими пилоподібними відходами; подачу сформованої напівсухої суміші на аглофабрику або альтернативно — її брикетування з подальшим використанням брикетів у доменній шихті. До складу сухих компонентів входять колошниковий пил, пил аспіраційних систем вапняно-випалювального цеху та пил електрофільтрів доменного виробництва.

Технологічний регламент переробки рідких шламів включає такі стадії:

1. вилучення часток розміром понад 1,0 мм (піщаної фракції);
2. згущення пульпи;
3. магнітну сепарацію з виділенням феромагнітної складової;
4. гідродинамічну сепарацію з вилученням цинковмісної «породи».

Очікується, що реалізація зазначених операцій забезпечить підвищення питомого вмісту загального заліза в перероблених шламах на 7–8 %.

За гранулометричним складом доменні та конвертерні шлами містять 0,6–4 % часток крупністю понад 1 мм, які переважно представлені кремнеземистими включеннями. Для їх вилучення передбачено застосування дугового сита зі щільною 1 мм. Надрешітний продукт транспортується на склад піску, де проходить природне зневоднення з подальшим відвантаженням споживачам (зокрема будівельним організаціям). Підрешітний матеріал (фракція <1 мм) надходить до одноструменних згущувачів.

Для забезпечення ефективності подальших операцій необхідно довести вміст твердої фази у згущених шламах до 25–30 %. У процесі згущення частина ультрадисперсної фракції (<5–7 мкм) у кількості близько 9,6 тис. т/рік, що характеризується підвищеним вмістом сполук цинку та лугів, відводиться до ставка-освітлювача, тоді як згущена суспензія (вологість 70–75 %) спрямовується на магнітну сепарацію.

Доменний шлам формується внаслідок уловлювання пилу мокрою газоочисткою доменної печі. Його мінеральний склад визначається компонентами шихти, серед яких домінують агломерат і кокс; магнітною фазою є магнетит (Fe_3O_4). За умови коефіцієнта вилучення магнітної складової $e \approx 0,5$, очікується екстракція близько 17,5 % маси шламу, що містить магнетит, а також близько 2,5 % механічно захопленої пустої породи. Концентрат характеризуватиметься вмістом $\text{Fe}_{\text{заг}}$ на рівні 62–63 %. Для конвертерних шламів передбачається вилучення 17–18 % магнітної фракції з вмістом $\text{Fe}_{\text{заг}}$ близько 63,7 %.

Подальше доочищення концентрату здійснюється на гвинтових шлюзах — апаратах гравітаційного збагачення у вигляді спірального жолоба. За оптимізації режимів роботи можливе підвищення концентрації загального заліза в центральному потоці суспензії до 60–65 %.

Після завершення операцій рідинної переробки (за вологості до 70 %) шлами піддають вакуум-фільтрації. Зневоднений концентрат змішують із сухими пиловими відходами до досягнення вологості 10–12 %, після чого суміш направляють на брикетування.

Річний обсяг виробництва брикетів з урахуванням введення зв'язувальних компонентів становить близько 343,2 тис. т (приблизно 40 т/год). За умов перспективного розвитку виробництва частка брикетів у доменній шихті не перевищуватиме 80 кг на 1 т чавуну.

Балансові розрахунки шлакоутворення свідчать про наявність надлишку СаО, що дозволяє скоротити подачу вапняку в доменну піч на 74,0 тис. т/рік (у сухій масі) або 76,3 тис. т/рік (у природній вологості). З огляду на те, що втрати маси при прожарюванні вапняку становлять близько 43 %, зменшення його витрат забезпечить скорочення утворення доменних шлаків приблизно на 43,5 тис. т/рік.

Брикетування як процес формування штучних кускових матеріалів із дисперсної сировини може здійснюватися із застосуванням зв'язувальних речовин або без них, шляхом пресування суміші у вироби заданої геометрії та міцності. У промисловій практиці використовуються дві основні технологічні схеми: лінії з валковими пресами та лінії з вібропресами; для запропонованої технології можливе застосування будь-якої з них.

Отримані брикети за хімічним складом, гранулометричними характеристиками та показниками механічної міцності відповідають вимогам доменного процесу та специфіці їх подальшого використання, що забезпечує ефективну інтеграцію перероблених відходів у металургійний цикл і реалізацію принципів ресурсозбереження та екологічної оптимізації виробництва (табл. 1.7).

Таблиця 1.7

Розрахунковий хімічний склад брикетів

Матеріал	Зміст компонента, %						
	Fe _{заг}	SiO ₂	CaO	C	S	Zn	Інше
Суміш перероблених відходів	47,24	5,66	14,18	5,08	0,253	0,200	27,39
Сполучні	2,45	26	63	-	1,2	-	7,35
Залізовмісні брикети	45,81	5,56	15,75	4,92	0,28	0,194	27,49

За умов коригування компонентного складу доменної шихти шляхом уведення 3 брикетів у перерахунку на суху масу (табл. 1.8) встановлено, що додаткове залізо, внесене з брикетованим матеріалом, створює можливість пропорційного скорочення витрат покупних котунів. За дотримання балансу заліза економія котунів становить 262,03 тис. т/рік.

Вміст вуглецю у брикетах (4,92 %), який перебуває у тонкодисперсному контакті з оксидами заліза та виконує функцію внутрішнього відновника, забезпечує еквівалентне заміщення коксу у співвідношенні 1:1 (без урахування зольності коксу, що додатково підвищує ефект заміщення). Розрахункова економія коксу за цим чинником становить 16,88 тис. т/рік (у сухій масі).

Додатковий резерв скорочення витрат коксу пов'язаний зі зменшенням подачі сирого вапняку та відповідним зниженням виходу доменних шлаків. Відомо, що на кожні 100 кг сирого вапняку, вилученого з шихти, економія коксу становить 25–40 кг/т чавуну; у розрахунках прийнято середнє значення. За умов скорочення витрат вапняку та зменшення утворення шлаків на 43,5 тис. т/рік, додаткова економія коксу становить 14,4 тис. т/рік. З урахуванням зольності коксу на рівні 10 % скорочення його споживання забезпечує додаткове зменшення виходу шлаків на 1,41 тис. т/рік.

Сумарна зміна обсягів шлакоутворення при впровадженні брикетів, з урахуванням економії котунів, сирого вапняку та коксу, визначається балансним розрахунком:

$$40,63 - 1,92 + 18,93 - 43,5 - 1,41 = -12,73 \text{ тис. т/рік.}$$

Отже, загальне скорочення виходу шлаків становить 12,73 тис. т/рік. Беручи до уваги питомі витрати коксу на утворення 1 т шлаку в доменному процесі (150–200 кг/т), при середньому значенні 175 кг/т додаткова економія коксу за рахунок зниження шлакоутворення становитиме:

$$12,73 \times 0,175 = 2,23 \text{ тис. т/рік.}$$

Таким чином, сумарна економія матеріальних ресурсів при введенні до шихти доменного цеху 343,2 тис. т брикетів (у перерахунку на суху масу) становить, тис. т/рік:

- котуни — 262,0;
- сирий вапняк — 76,3;
- кокс сухий (скіповий) — 33,25;
- кокс за вологості 6 % — 35,24.

У процесі переробки шламів вміст цинку в суміші знижується з 1670 т (0,495 %) до 630 т (0,2 %). За умови введення брикетів у кількості 80 кг на 1 т чавуну додаткове надходження цинку до доменної печі не перевищуватиме 0,175 кг/т, що перебуває в допустимих технологічних межах і не створює ризику інтенсифікації циркуляції цинку в агрегаті.

Отже, реалізація проєкту будівництва комплексу з утилізації дрібнодисперсних залізовмісних відходів має виражений ресурсозберігаючий та екологічний ефект і забезпечує:

- істотне скорочення споживання первинної залізорудної сировини;
- зменшення витрат флюсів і твердого палива;
- зниження обсягів шлакоутворення;
- обмеження надходження цинку в доменний процес;
- зменшення навантаження на шламонакопичувачі та пилогазоочисні системи;
- підвищення комплексності використання вторинних ресурсів підприємства.

У сукупності це сприяє підвищенню техніко-економічної ефективності доменного виробництва та екологічній модернізації металургійного підприємства.

Таблиця 1.8

Матеріал	Кількість (суха маса), тис.т	У тому числі									
		Fe _{заг}		CaO		SiO ₂		Інші шлакообраз уючі оксиди		С	
		%	тис.т	%	тис.т	%	тис.т	%	тис.т	%	тис.т
Уводятьс я брикети	343,2	45,81	157,22	15,75	54,05	5,56	19,08	6,37	21,86	4,92	16,88
Уводятьс я котуни	262,03	60,0	157,22	5,12	13,42	8,01	21,00	1,12	2,93	-	-
Різниця	+		0		+40,63				+18,93		+16,88
	-		0		-	-	-1,92				

Розвиток практичних основ утилізації шламів виробництв чорної металургії.

Зменшення техногенного навантаження на навколишнє середовище шляхом скорочення питомого виходу відходів є однією з ключових проблем сучасної науки та технологій у різних галузях промисловості. Особливе значення це завдання набуває для підприємств металургійного комплексу, де щорічне накопичення відходів у відвалах основних і допоміжних виробництв постійно зростає. До категорії найменш утилізованих матеріалів належать пили та шлами, що уловлюються в аспіраційних та технологічних системах газоочистки, а також залишки мілкофракційної сировини та продуктів її переробки.

Основними критеріями, що визначають вибір напрямків утилізації відходів даного типу, є хімічний склад та вологість матеріалу. Шлами поточного виробничого виходу, які відокремлюються на стадії локальної цехової оборотної системи із власними спорудами для очищення та обробки стічних вод, переважно застосовуються після попередньої підготовки у виробництві агломерату, відповідно до встановлених вимог щодо їхньої якості. Шламіві води, що утворюються під час процесу зневоднення шламу, спрямовуються у спеціальні шламонакопичувачі.

У сучасних умовах утилізація шламів, накопичених у шламосховищах, не здійснюється у промислових масштабах через відсутність технологій, перевірених на виробництві. Враховуючи їхній значний негативний вплив на навколишнє середовище та обмежені можливості щодо розширення ємностей для накопичення, інтеграція цих відходів у металургійний переділ набуває важливого економічного та соціально-екологічного значення.

Так, на підприємстві щорічно надходить понад 60 млн м³ шламових вод, що містять близько 120 тис. т твердої фази. Золо-шламове господарство, призначене для освітлення шламових вод, що утворюються на металургійних виробництвах (системи газоочистки аспіраційних і технологічних пилогазовибросів, установки збагачення вугілля, травильні відділення прокатних цехів тощо), включає два золо-шламонакопичувачі (ЗШН-1 та ЗШН-2).

Шламіві води надходять у ЗШН-1, який використовується як проміжна ємність для освітлення. Прояснена вода через водозбірні колодязі та насосну станцію повертається у виробничий цикл. Згущений шлам двома земснарядами перекачується у ЗШН-2, а прояснена вода з цього накопичувача після аналогічної обробки скидається у водний об'єкт. Тверда фаза шламу накопичується на пляжі золо-шламонакопичувача, що складається з двох карт.

У першу карту перекачується шламова пульпа основного складу (агломераційного, доменного, мартенівського, електросталеплавильного виробництв, газоочистки котелень теплосилового господарства та цеху ізложниць) разом із нейтралізованими кислими стоками прокатних та металевих

виробництв. У другу карту надходить шламова пульпа зі стоків коксохімічного виробництва, установки флотаційного збагачення вугілля та газоочистки котелень теплосилового господарства. Станом на 2020 рік ступінь заповнення ємностей золо-шламонакопичувача перевищував 70 % корисного об'єму, що визначає необхідність прискорення будівництва нового накопичувача або розробки альтернативних технологічних рішень.

Для розв'язання цього завдання проведено комплексні дослідження, що включали вивчення якісного та кількісного складу шламу, накопиченого на пляжі, на різних відстанях від місця випуску шламової пульпи та по глибині накопичувача, а також експериментальне обґрунтування ресурсної цінності цих техногенних матеріалів.

Відбір представницьких проб здійснювався у чотирьох точках по периметру та по глибині до 1,2 м (верхній шар – до 35 см, середній – від 35 до 75 см, нижній – нижче 75 см). Кількісний хімічний аналіз проб проводився за 22 показниками із застосуванням атестованих методик та сучасного лабораторного обладнання, з використанням гравіметричних, потенціометричних, спектрофотометричних, флуориметричних та атомно-абсорбційних методів.

За результатами аналітичних досліджень встановлено, що накопичувані на картах наміву шлами за своїм складом можуть розглядатися як промислова руда. Основними компонентами є загальне залізо, залишковий вуглець, оксиди кальцію, магнію та кремнію. Сумарний вміст домішкових металів (марганець, мідь, цинк, нікель, свинець, кадмій, хром) не перевищує 0,5 % за масою. Вміст нафтопродуктів у пробах становив менше 0,068 % за масою.

Встановлено, що якісний та кількісний склад шламу змінюється залежно від відстані від місця випуску пульпи та глибини шару. Зокрема, масова частка загального заліза практично не змінюється, тоді як марганець, хром та цинк значно зростають на віддалених ділянках пляжу. Вміст SiO_2 зменшується у міру видалення від місця випуску. Розрахункові дані щодо складу шламу демонструють високу збіжність із експериментально визначеними показниками,

що підтверджує придатність методики для прогнозування складу шламу по довжині пляжу.

Таблиця 1.9

Експериментальні дані хімічного складу шламу

Обумовлений показник, % (мас.)	Середнє значення показника	Обумовлений показник, % (мас.)	Середнє значення показника
рН водної витяжки, од. рН	6,870	Оксид заліза(II),%	7,350
Влажність, %	21,53	Оксид заліза(III),%	28,920
П.п.п., %	20,63	Залізо загальне, %	26,260
Щільність, кг/м ³	2213,76	Марганець, %	0,0599
Сульфати, %	7,570	Мідь, %	0,0032
Оксид алюмінію, %	0,020	Кадмій, %	0,0012
Оксид кремнію, %	11,400	Нікель, %	0,0042
Оксид кальцію, %	6,640	Свинець, %	0,0510
Оксид магнію, %	3,410	Цинк, %	0,2260
Вуглець залишковий, %	20,630	Хром загальний, %	0,0670
Залізо металеве, %	0,340		

Наведені результати аналітичних розрахунків, спрямованих на кількісну інтерпретацію просторового розподілу шламових мас окремих ланок металургійного виробництва вздовж профілю наливного пляжу, засвідчують, що в межах карт золо-шламонакопичувача домінуючу частку формують дисперсні компоненти шламової пульпи агломераційного та доменного переділів, систем газоочищення теплоенергетичних агрегатів (ТЕЦ), а також відходи флотаційного збагачення вугілля коксохімічного комплексу (УОФ). Водночас тверда фаза шлаків, що утворюються у системах газоочистки мартенівського виробництва, практично повністю транспортується гідродинамічним потоком у зону освітлення оборотних вод, не акумулюючись у тілі наливу.

Отримані розрахункові залежності фактично обґрунтовують технологічну та екологічну недоцільність складування мартенівських шламів у спільному золо-шламонакопичувачі, оскільки подібна практика не лише не забезпечує раціонального вилучення цінних компонентів, а й ускладнює формування прогнозованої мінералого-хімічної структури техногенного масиву. Це положення набуває принципового значення в контексті реалізації концепції повної утилізації вторинних ресурсів металургійного циклу. Додатково встановлено, що шлами теплоенергетичних установок та флотаційних відділень коксохімічного виробництва характеризуються суттєво відмінним хімічним і фазовим складом порівняно з дисперсними продуктами основних металургійних агрегатів, що при їх спільному складуванні знижує інтегральні економічні показники подальшої переробки наливних відкладів як потенційної техногенної сировини.

Комплекс експериментальних досліджень і балансових розрахунків, спрямованих на визначення якісно-кількісних параметрів шламового матеріалу та інтегральної потужності акумульованих відходів, дозволяє інтерпретувати золо-шламонакопичувач не лише як об'єкт екологічного контролю, а як перспективне резервне джерело вторинної металургійної сировини техногенного генезису.

Розроблені та апробовані підходи до переробки шламів, акумульованих на картах наливу, підтвердили можливість їх цілеспрямованого фракційного структурування з виділенням продуктів, придатних для повторного залучення як у металургійне виробництво, так і у будівельну галузь. Досягнення заявленого технологічного ефекту забезпечується послідовною реалізацією операцій гранулометричної класифікації з поділом за класами крупності та наступною сухою магнітною сепарацією, що дозволяє селективно концентрувати залізовмісну складову.

Імплементація запропонованої технологічної схеми щодо шламів, наливаних на першій карті золо-шламонакопичувача, забезпечує ступінь вилучення заліза в інтервалі 85,14–96,28 % (мас.) відносно його початкового

вмісту у вихідному матеріалі, при формуванні концентрованої фракції з масовою часткою загального Fe 51,41–53,03 % (мас.). Частка зазначеного продукту у загальній масі вихідного шламу становить 48,50–53,27 % (мас.), що свідчить про високу ресурсну доцільність запропонованого підходу.

Таким чином, сукупність отриманих експериментальних даних та розрахунково-аналітичних оцінок формує науково обґрунтовану основу для подальшої розробки як теоретичних положень, так і прикладних рішень у сфері комплексної переробки та утилізації техногенних відходів металургійного виробництва.

Застосування інноваційного процесу отримання гранульованого заліза в кільцевій печі з обертним подом.

Технологічна концепція інноваційного процесу отримання гранульованого заліза в кільцевій печі з обертним подом ґрунтується на принципово чіткому фазово-морфологічному розмежуванні металевої та шлакової складових із формуванням дискретних металевих гранул (корольків), що легко відокремлюються від рідкої шлакової фази. Вуглецевмісні сирі котуни завантажуються у кільцеву піч з обертним подом, де в умовах контрольованого теплового режиму відбуваються послідовні стадії твердого відновлення та подальшого плавлення за відносно знижених температур 1350–1450 °С.

Процес реалізується у твердо-рідкій фазовій області, причому плавлення шихтового матеріалу відбувається практично після завершення редукції оксидів заліза — за залишкового вмісту FeO менш ніж 2 %. Кінцевим продуктом є гранульований чавун із вмістом близько 97 % Fe та приблизно 2 % C, що свідчить про високий ступінь металізації та ефективність карботермічного відновлення.

Питомі енергетичні витрати становлять близько 13,5 ГДж/т готового продукту, тоді як специфічні викиди CO₂ сягають 1730 кг/т, що приблизно на 20 % нижче порівняно з традиційною доменною технологією виробництва чавуну, підкреслюючи потенціал зазначеного процесу в контексті декарбонізації чорної металургії.

З метою промислової апробації технології компанією Kobe Steel Ltd. було споруджено дослідну установку на підприємстві Kakogawa, оснащену кільцевою піччю діаметром 3,2 м (ефективна зона — 0,8 м) із продуктивністю до 350 кг/год. Упродовж майже десятимісячного періоду експлуатації було досягнуто стабільного отримання високоякісних металевих корольків.

У технологічному циклі використовувалися невивалені вуглецевмісні котуни, виготовлені з гематитового та магнетитового концентратів на дискових огрудковувачах. Як відновник застосовувалося кам'яне вугілля походженням зі США та Канади. У зоні завантаження при виділенні летких компонентів вугілля утворювалася сажа, яка залучалася як додаткове паливо безпосередньо у межах печі.

У відновній зоні котуни зазнавали інтенсивного нагрівання, залишаючись у твердому стані завдяки підтриманню температурного режиму нижче точки їх плавлення. Подавання повітря у піч забезпечувало повне допалювання монооксиду вуглецю, що утворювався внаслідок редуційних реакцій. У зоні плавлення відбувалося швидке формування рідких фаз з подальшим гравітаційним розділенням металу та шлаку. Об'єм сформованої залізної гранули становив приблизно половину початкового об'єму завантаженого котуна, що відображає характер структурно-фазових перетворень матеріалу в межах зазначеної технології (табл. 1.10 и 1.11).

Таблиця 1.10

Хімічний склад залізорудної сировини, %

Концентрат	Fe _{заг.}	FeO	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO
Гематитовий	69,20	30,56	0,45	1,81	0,51	0,45
Магнетитовий	67,86	0,07	0,10	1,56	0,61	0,12

Таблиця 1.11

Склад вугілля для відновлення, %

Вугілля	Зв'язаний вуглець	Леткі	Зола	Сірка
США	69,39	21,25	9,63	0,334
Канада	72,04	18,09	9,65	0,219

У межах лабораторного етапу досліджень було досягнуто зниження масової частки сірки у відновленій металевій фазі до рівня $< 0,015 \%$, причому встановлено детермінований характер впливу початкової концентрації сірки у вуглецевому відновнику на її кінцевий вміст у продукті, що узгоджується з положеннями теорії розподілу домішок у багатофазних карботермічних системах. Варіювання показника основності шлакової фази в інтервалі 0,3–1,6 дозволило простежити зміну коефіцієнтів розподілу сірки та фосфору між металом і шлаком за умов змінної активності оксидних компонентів. Вміст кремнію у металевих гранулах залишався відносно низьким, що зумовлено реалізацією процесу за температур, нижчих порівняно з традиційними рідкофазними агрегатами, у яких термодинамічна й кінетична імовірність відновлення діоксиду кремнію суттєво зростає. За відновлювальної атмосфери фосфор практично повністю переходив у металеву фазу, що свідчить про обмежені можливості його шлакоутримання в умовах пониженого окисного потенціалу системи.

Після успішної апробації технології прямого відновлення та подальшого плавлення залізовмісних котунів у кільцевій печі з обертовим подом на пілотному агрегаті (діаметр 3,2 м) було здійснено масштабування процесу шляхом спорудження у 2003 році дослідно-демонстраційного комплексу у Silver Bay (штат Міннесота, США) проектною продуктивністю 25 тис. т гранульованого заліза на рік. Консорціум, до складу якого увійшли Ferrometris Inc., Cleveland-Cliffs Inc., Steel Dynamics та Kobe Steel Ltd., забезпечив фінансово-технологічну підтримку реалізації проєкту, що стало етапом переходу від експериментальної до передкомерційної стадії розвитку технології.

Першу промислову партію гранульованого металу було отримано у травні 2003 року; подальша експлуатація агрегату відбувалася в межах чотирьох виробничих кампаній, завершених у серпні 2004 року. Сукупна тривалість роботи установки становила 230 діб, при цьому тривалість окремих кампаній варіювала в межах 38–81 доби, а загальний обсяг виробленої продукції досяг 9,5 тис. т. Отримані результати засвідчили стабільність теплотехнічного режиму та

відтворюваність якісних показників металевих гранул у напівпромислових умовах.

З огляду на знижений вміст кремнію у гранульованому продукті, частка його введення до шихти електродугових сталеплавильних печей може сягати 50–60 % від загальної маси завалення без істотного порушення шлакового режиму та без необхідності додаткової корекції складу флюсів, що створює передумови для інтенсифікації плавки та підвищення питомої продуктивності агрегатів.

Структура теплового балансу процесу характеризувалася багатоканальністю підведення енергії: теплота, що генерувалася внаслідок горіння вугілля, становила 10,87 ГДж/т металу; внесок нагрітого повітря — 3,37 ГДж/т; спалювання подового вугілля — 2,53 ГДж/т; використання природного газу — 13,40 ГДж/т. Для промислового варіанта агрегату проєктними розрахунками передбачено оптимізацію питомих витрат енергії до рівнів 10,87; 2,00; 1,69 та 5,59–5,90 ГДж/т відповідно, що обґрунтовується впровадженням рекуперативного нагрівання повітря відхідними газами (потенційне зниження витрат близько 42 %), переходом від використання технічного кисню до повітря як окисника (~26 %), підвищенням ефективності теплопередачі в робочому просторі печі (~6 %) та мінімізацією тепловтрат через конструктивні елементи агрегату (~25 %). Такий підхід відповідає сучасним тенденціям енергозбереження та декарбонізації металургійного виробництва.

У процесі випробувань застосовувалися залізорудні матеріали компанії Cleveland-Cliffs, а як відновник — низькобітумінозне кам'яне вугілля. Основність шлакової фази підтримували в межах 0,6–1,6, що забезпечувало регулювання в'язкості розплаву та стабільність фазового розділення. Хімічний склад отриманих металевих гранул (мас. %) характеризувався такими інтервалами: С — 1,78–2,6; Si — близько 1,71; Р — 0,01–0,02; S — 0,07–0,11; Fe(мет.) — ≈97, що свідчить про високий ступінь металізації та формування продукту, близького за складом до низькокремнистого чавуну.

Промислова апробація гранульованого заліза в електродугових печах міні-металургійних підприємств США, орієнтованих на виробництво холодно- та

гарячекатаного листа і високоміцної будівельної арматури, продемонструвала зростання продуктивності плавильних агрегатів на 5–8 % порівняно з використанням традиційного чушкового чавуну, що може бути пояснено кращою реакційною здатністю гранульованого матеріалу та його сприятливою морфологією для швидкого тепломасообміну.

Отже, результати дослідно-демонстраційної експлуатації підтверджують технологічну спроможність і масштабованість процесу, створюючи науково й техніко-економічно обґрунтовані передумови для переходу до комерційного впровадження з проєктною потужністю близько 500 тис. т гранульованого заліза на рік, що відповідає сучасним стратегічним орієнтирам розвитку чорної металургії в напрямі підвищення ресурсоефективності та зниження екологічного навантаження табл. 1.12.

Таблиця 1.12

Параметри установок процесу

Параметри	Дослідна установка Kakogawa	Дослідна установка Mesabi	Промислова установка (проект)
Діаметр поду, м	3,2	11,0	46,0
Ефективна ширина поду, м	0,8	2,0	7,0
Ефективна площа поду, м ²	5,0	47,0	845
Питома продуктивність, кг/м ² ·год	70*	70*	74** (56,8)
Виробнича потужність, тис. т/рік	2,8	25	500
Витрати природного газу, ГДж/т		13,4	5,6

Додатково оприлюднені експлуатаційні показники питомої продуктивності, отримані в умовах функціонування пілотного агрегату в Kakogawa та дослідно-демонстраційної установки Mesabi, засвідчують досягнення рівнів 27,6 кг/м²·год за використання приблизно однієї третини ефективної площі робочого поду та 56,8 кг/м²·год відповідно, що свідчить про істотний потенціал інтенсифікації процесу за рахунок підвищення коефіцієнта використання активної зони агрегату, оптимізації теплових потоків і раціоналізації конфігурації шихтового шару. Така різниця у показниках продуктивності може бути інтерпретована як наслідок комплексної дії масштабного чинника, покращення гідродинаміки газового середовища, а також більш ефективної реалізації механізмів тепломасопереносу в умовах розширеної промислової апробації.

У проєктно-розрахункових матеріалах для промислового варіанта агрегату прийнято деталізовану структуру питомих енерговитрат (ГДж/т металу), що включає: 10,87 — за рахунок окиснення основного твердого вуглецевого палива; 2,00 — у вигляді фізичної теплоти нагрітого повітря; 1,69 — від спалювання подового вугілля; 5,59–5,90 — при використанні природного газу як додаткового джерела тепла. Передбачається, що редукція інтегральної теплової потреби агрегату буде досягнута завдяки багатофакторній модернізації теплотехнічної схеми, зокрема шляхом впровадження рекуперативного підігріву дуття за рахунок утилізації теплоти відхідних газів (приблизно 42 % очікуваної економії), переходу від застосування технічного кисню до повітря як окиснювального агента (близько 26 %), підвищення інтенсивності конвективно-радіаційної теплопередачі в робочому об'ємі печі (порядку 6 %) та зменшення конструктивно обумовлених тепловтрат через футерівку та корпус агрегату (до 25 %). Зазначена структура енергетичної оптимізації корелює з сучасними підходами до підвищення енергоефективності та декарбонізації високотемпературних металургійних процесів.

У межах дослідно-промислових випробувань використовувалися залізорудні матеріали компанії Cleveland-Cliffs із прогнозованими гранулометричними та мінералогічними характеристиками, тоді як у ролі відновника застосовувалося низькобітумінозне кам'яне вугілля, що забезпечувало необхідний баланс реакційної здатності та теплотворної спроможності. Основність шлакової фази регулювали в інтервалі 0,6–1,6 з метою керування її структурно-хімічними параметрами, передусім активністю оксидів кальцію та кремнію, в'язкістю розплаву й здатністю до асиміляції сірки та інших домішкових компонентів. Металеві гранули, отримані за зазначених умов, характеризувалися стабільним хімічним складом, високим ступенем металізації та морфологічною однорідністю, що відповідає вимогам до низькокремнистого переробного чавуну.

Порівняльний аналіз відносних капітальних та експлуатаційних витрат для альтернативних технологічних схем одержання первинного чавуну, результати якого узагальнено у табл. 1.13, свідчить про те, що за річної продуктивності на

рівні 2 млн т капіталоємність установок із кільцевою піччю з обертовим подом є співставною з показниками агрегатів типу Hismelt, що вказує на їхню інвестиційну конкурентоспроможність у сегменті інноваційних бездоменних технологій.

Згідно з техніко-економічними розрахунками, виконаними інжиніринговою компанією Hares Engineering, очікувана собівартість виробництва 1 т гранульованого чавуну на промисловому підприємстві потужністю 500 тис. т/рік становитиме орієнтовно 170–180 дол. США, тоді як прогнозована ринкова ціна продукції відповідає рівню доменного чушкового чавуну і становить близько 300 дол. США/т. Таким чином, за умови стабільної кон'юнктури світового ринку чорних металів формується позитивний операційний маржинальний інтервал, що підвищує інвестиційну привабливість проєкту. Оціночний обсяг капіталовкладень у спорудження промислового комплексу становить 150–160 млн дол. США (без урахування витрат на підготовку майданчика та створення інфраструктури), що дозволяє розглядати впровадження зазначеної технології як економічно обґрунтований напрям модернізації виробництва первинного чавуну в умовах глобального переходу до ресурсоефективних і низьковуглецевих металургійних систем.

Таблиця 1.13

Порівняння відносних економічних показників на будівництво та експлуатацію різних процесів, які розраховані компанією Hatch

Витрати \ Процеси	ITmk3	Midrex на вугіллі	HYL на вугіллі	Hismelt	Кільцева піч + плавильний агрегат	Cogex	Доменна піч + кисневий конвертер
Капітальні витрати на установку продуктивністю 500 тис. т/рік	1	1,58	1,4	1,16	1,29	2,4	1,98
Експлуатаційні витрати	1	1,11	1,12	1,1	1,1	1,53	1,27

За інформацією розробників, реалізація проєкту зі спорудження у м. Кривий Ріг промислового комплексу потужністю 600 тис. т/рік передбачає питомі капітальні вкладення на рівні близько 280 дол. США у перерахунку на 1 т річної продуктивності, тоді як прогнозовані експлуатаційні витрати становлять

орієнтовно 135 дол./т готової продукції; розрахунковий термін повернення інвестицій оцінюється на рівні 1,8 року, що свідчить про високий ступінь інвестиційної привабливості проєкту за умови стабільної ринкової кон'юнктури.

Аналітичні оцінки інжинірингової компанії Hatch демонструють, що зазначена технологія прямого одержання металізованого продукту у формі гранульованих злитків із високим вмістом заліза втрачає відносну економічну конкурентоспроможність у сегменті великотоннажного виробництва за обсягів понад 1,5–2,0 млн т чавуну на рік. Водночас експерти наголошують, що її ринкова ніша формується передусім у тих регіонах, де існує сталий попит на високоякісний чушковий чавун із контрольованим хімічним складом. Разом із тим технологічна схема не передбачає отримання рідкого металу безпосередньо в агрегаті, що істотно обмежує можливість її інтеграції у виробничі ланцюги, орієнтовані на безперервне постачання рідкого чавуну до сталеплавильних переділів.

Висновки

Глобальна енергетична система перебуває у фазі глибокої структурної трансформації, що характеризується поступовим зниженням частки нафти та природного газу в паливно-енергетичному балансі та одночасним зростанням ролі вугілля енергетичного призначення, ядерної генерації та відновлюваних джерел енергії. Паралельно посилюється тенденція до електрифікації кінцевого енергоспоживання, що обумовлює необхідність перегляду технологічних засад функціонування енергоємних галузей промисловості, зокрема чорної металургії, частка якої в структурі світового паливно-енергетичного комплексу сягає близько 10 %.

За таких умов стратегічним завданням галузі є формування нової технологічної парадигми виробництва сталі, орієнтованої на раціональне використання енергетичного вугілля та електроенергії як базових енергетичних ресурсів. З огляду на наявну інфраструктуру сучасних металургійних підприємств, трансформацію енергетичного сектору та посилення екологічних

регламентів, доцільним є створення дослідно-промислової бази, здатної забезпечити поетапний і технологічно збалансований перехід до нової енергетичної моделі функціонування галузі.

Аналіз техніко-економічних та матеріалознавчих характеристик свідчить, що розглянута технологія прямого відновлення заліза вуглецем із формуванням сфероїдизованого металевого продукту (так званих «нагетсів») із вмістом 96–98 % Fe та 2–4 % C демонструє низку суттєвих переваг. Отриманий матеріал характеризується підвищеною масовою часткою заліза у перерахунку на одиницю об'єму порівняно з вихідною рудною сировиною, що забезпечує зниження логістичних витрат і підвищення ефективності транспортування. Крім того, компактність та металургійна чистота продукту сприяють оптимізації подальших переділів.

Зазначена технологія відповідає ключовим вимогам до сучасних високотехнологічних виробництв, а саме: забезпечення високого ступеня металізації (>96 % Fe), мінімізації вмісту шлакових компонентів, зниження концентрації залишкових елементів (Cu, Ni, Cr, Mo, Sn), технологічної простоти одержання, зберігання та транспортування. Важливою перевагою є стабільність хімічного складу готового продукту в часі, що зумовлено його структурною щільністю та зниженою схильністю до вторинного окиснення. При цьому процес організовано таким чином, щоб мінімізувати негативний вплив на довкілля шляхом скорочення викидів та раціонального використання енергоресурсів.

З позицій макроекономічної доцільності Україна розглядається як перспективний регіон для впровадження цієї технологічної концепції. Поточна трансформація державної політики у сфері енергоспоживання, а також висока частка металургійного сектору у структурі споживання природного газу формують об'єктивні передумови для пошуку альтернативних енергетичних рішень. Традиційна схема виробництва сталі передбачає двоступеневий характер енергоспоживання: по-перше, на стадії одержання продуктів прямого відновлення заліза; по-друге, під час їх переплавлення у сталеплавильних агрегатах. Інтеграція технології прямого одержання гранульованого металу

дозволяє оптимізувати енергетичний баланс за рахунок скорочення споживання природного газу та часткового заміщення його електроенергією.

З огляду на відносно вищий рівень енергетичної незалежності України у сфері виробництва електроенергії порівняно з імпортозалежністю щодо газу, впровадження відповідної технології може розглядатися як елемент довгострокової стратегії диверсифікації енергоресурсів у металургії. У цьому контексті вона набуває значення не лише як інноваційне технічне рішення, але і як інструмент формування нової енергетичної та промислової політики держави.

Розділ 2.

Теоретико-методологічні засади формування металізованого продукту

2.1. Еволюція та науково-технічні передумови розвитку відповідних технологічних рішень

Упродовж 1960–1970-х років у Сполучених Штатах Америки було здійснено низку масштабних інженерно-технологічних розробок, спрямованих на інтенсифікацію процесів термічної обробки залізорудних котунів із застосуванням агрегатів безперервної дії нового покоління. Зокрема, за інформацією керівництва компанії Hanna Mining Co (США), у місті Кулів (штат Міннесота) було спроектовано, збудовано та введено в експлуатацію фабрику з виробництва окиснених котунів річною продуктивністю близько 2,4 млн т. Технологічна схема підприємства передбачала використання двох комбінованих агрегатів, кожен з яких інтегрував колосникову ґратку (шириною 3 м та довжиною 32 м), кільцеву піч діаметром 30,5 м та шахтні печі діаметром 3 м. Конструктивною особливістю кільцевої печі був обертовий под, на якому шар матеріалу піддавався нагріванню переважно за рахунок радіаційного теплообміну, що забезпечувало рівномірність температурного поля та стабільність режимів випалення.

Паралельно американською інжиніринговою компанією McKee було розроблено лінійку кільцевих печей чотирьох типорозмірів із діаметрами 50; 61; 70 та 91,5 м. Для перших трьох типорозмірів, призначених для випалення котунів із магнетитового концентрату, проєктна річна продуктивність становила відповідно 4,57; 5,07 та 6,1 млн т, тоді як найбільша піч, орієнтована на

переробку гідрогетитового концентрату, була розрахована на 4,57 млн т на рік. Передбачалося, що питомі витрати палива й електроенергії в цих агрегатах будуть нижчими порівняно з традиційними конвеєрними випалювальними машинами. Це обґрунтовувалося застосуванням систем гідроущільнення, які мінімізували несанкціоновані підсоси повітря та, відповідно, зменшували втрати тепла. За розрахунковими оцінками, це мало забезпечити скорочення витрат палива приблизно на 10 % та зменшення об'єму повітря, що подається, до 30 %.

Слід зазначити, що кільцеві печі подібної конструкції вже використовувалися у металургійній практиці для нагрівання трубних і колісних заготовок перед прокатуванням, а також для реалізації інших високотемпературних технологічних операцій. Водночас у галузі виробництва котунів передбачалося спорудження агрегатів з обертовим подом, сформованим із окремих випалювальних візків, які здійснюють перекидання під час стадії розвантаження матеріалу, що забезпечувало безперервність процесу та механізовану евакуацію продукту.

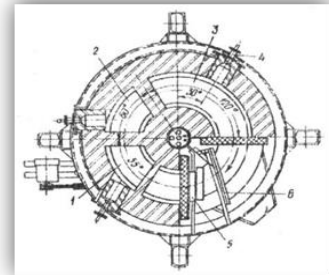
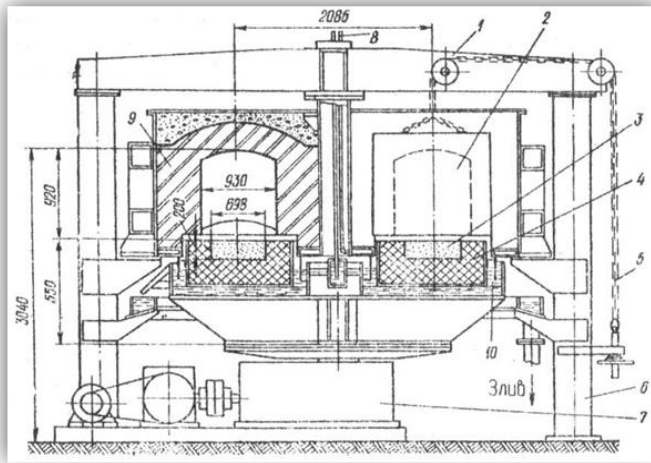
Першою зарубіжною технологією прямого відновлення заліза із застосуванням кільцевої печі з обертовим подом та твердого відновника став процес, розроблений у 1960-х роках компаніями National Steel Corp., Hanna Mining та Midland-Ross Corporation, який отримав назву «Heatfast». У межах цієї концепції передбачалося поєднання процесів термічного нагріву та твердофазного відновлення вуглецевмісними матеріалами в умовах інтенсивного радіаційно-конвективного теплообміну. Проте подальший розвиток зазначеної технології було призупинено у зв'язку з переорієнтацією промисловості на газові схеми відновлення заліза в шахтних печах, що на той момент вважалися більш перспективними з огляду на доступність природного газу та відпрацьованість технологічних рішень.

На початку 1990-х років компанії Kobe Steel та Midrex ініціювали повторний аналіз концепції твердофазного відновлення із застосуванням твердих відновників, повернувшись до науково-технічних напрацювань процесу Heatfast. У результаті модернізації технологічної схеми та оптимізації теплових і

масообмінних параметрів було розроблено вдосконалений процес, орієнтований на отримання високометалізованого продукту, який отримав назву Fastmet. У технічному центрі компанії Midrex (м. Шарлотта, штат Північна Кароліна, США) було збудовано пілотну установку продуктивністю 2 т/год, що функціонувала протягом двох років у режимі дослідної експлуатації. Продукцією агрегату були металізовані котуни або гарячебрикетоване залізо, що характеризувалися високим ступенем металізації та стабільними фізико-хімічними параметрами.

Подальша еволюція технології відбулася наприкінці 1990-х років. У 1999 році в префектурі Канагава (Японія) було введено в дію дослідну установку потужністю 2,8 тис. т готової продукції на рік. Згодом, у травні 2003 року, у місті Сілвер-Бей (штат Міннесота, США) було споруджено дослідно-демонстраційний завод із річною продуктивністю 25 тис. т. Уже в травні 2004 року на цій установці було отримано першу партію сфероїдизованого металевого продукту, який надалі отримав назву гранульований чавун (iron nuggets). Отримання такого продукту стало принципово новим етапом у розвитку технологій прямого відновлення, оскільки поєднувало стадії відновлення та плавлення з формуванням компактних металевих гранул із високою масовою часткою заліза.

Промислове впровадження процесу Fastmet було реалізовано на підприємстві Hirohata Steel Works компанії Nippon Steel (Японія), де з 2000 року експлуатується установка для утилізації металургійних відходів із діаметром кільцевої печі 8,5 м та річною продуктивністю близько 190 тис. т. У 2005 році на цьому ж майданчику було введено в експлуатацію другу аналогічну установку, що засвідчило технологічну надійність і комерційну доцільність використання агрегатів із обертовим подом для реалізації процесів твердофазного відновлення та переробки вторинних ресурсів у металургії.



Основні параметри експериментальної кільцевої печі (рис. 2.1) інституту «Механобрчермет»:

a) площа поду, м ²	6,2
b) зовнішній діаметр печі, м	3,8
c) внутрішній діаметр печі, м	0,43
d) ширина робочого простору, м	0,93
e) висота робочого простору, м	0,92
f) ширина поду, м	1,16
g) швидкість обертання, об/год.	0,55-2,49

Рис. 2.1. Кільцева піч для металізації залізорудних котунів, та її горизонтальний перетин

1-хрестовина; 2-заслінка; 3-подова засипка; 4-під; 5-механізм підйому заслінки; 6-стійка; 7-привод обертання поду; 8-підведення води; 9-футерівка; 10-гідрозатвор

Кільцева піч (рис. 2.1) у функціонально-технологічному аспекті була сегментована на три послідовні зони: сушіння (1), попереднього підігріву (2) та металізації (3), що відображало поетапну зміну термодинамічних і фазових перетворень у шарі матеріалу в міру його переміщення вздовж траєкторії обертального поду. Тепловий режим агрегату забезпечувався спалюванням природного газу в пальникових пристроях (4) з примусовою подачею повітря, що дозволяло формувати регульоване температурне поле з домінуванням радіаційно-конвективного механізму теплопередачі. Така організація процесу сприяла інтенсифікації теплообміну в тонкому шарі шихти та мінімізації температурних градієнтів по товщині котунів.

Завантаження сирих котунів здійснювалося через приймальні бункери, розташовані у відкритому секторі печі безпосередньо перед зоною сушіння, з формуванням шару товщиною в один–два котуни, що забезпечувало ефективне прогрівання частинок і запобігало утворенню локальних зон недогріву. Вивантаження готового продукту відбувалося у приймальний бункер (5) за допомогою механічного ножа (6), конструкція якого дозволяла безперервно знімати металізований шар із поверхні поду без порушення загальної герметичності теплового контуру.

Формування сирих котунів здійснювалося на чашевому грануляторі діаметром 2 м, що забезпечував стабільний гранулометричний склад та достатню механічну міцність гранул на стадії транспортування і завантаження. Як вихідні компоненти використовувалися залізорудний концентрат Північного гірничо-збагачувального комбінату із масовою часткою заліза 64,9 %, каракубський вапняк як флюсуюча добавка, саригюкський бентоніт у ролі зв'язуючого компонента, а також донецький антрацит із зольністю 14–17 % та вмістом сірки близько 1,7 %, який виконував функцію твердого відновника та частково — джерела тепла.

Сформовані у грануляторі котуни укладалися шаром завтовшки 20–30 мм на постіль, утворену з антрациту крупністю 6–13 мм, що виконувала роль дренажного та теплопровідного прошарку, сприяючи вирівнюванню температурного поля і стабілізації газодинамічних умов у підподовому просторі. Швидкість обертання поду печі становила 0,75 об/год, що визначало тривалість перебування матеріалу в кожній із технологічних зон та, відповідно, кінетику процесів дегідратації, декарбонізації, відновлення оксидів заліза і формування металевої фази.

У табл. 2.1 наведено узагальнені техніко-технологічні показники роботи пілотної установки з кільцевою піччю, розробленої інститутом «Механобрчермет», які відображають експериментально встановлені параметри теплового режиму, ступінь металізації, продуктивність агрегату та інші

інтегральні характеристики функціонування системи в умовах дослідної експлуатації.

Таблиця 2.1

Технологічні параметри, які були досягнуті при відновленні котунів в кільцевій печі

Параметри	Масова частка твердого палива в котунах, %		
	0	10	20
Продуктивність, т/год.	0,16	0,16	0,16
Витрати газу, м³/т	250	350	313
Витрати повітря, м³/т	3000	2800	2630
Температура в зонах, °С: сушки підігріву металізації	580-800 950-1040 1200-1260	410-790 800-930 1180-1190	930-970 1150-1160
Температура відхідних газів, °С	470	430	360-420
Ступінь металізації, %	0	15,3	29,6
Мішність, кг/котун	170-190	108	102

У межах досліджуваних технологічних режимів не ставилося завдання досягнення повної металізації залізородних котунів або їх переведення у розплавлений стан. Пріоритетом експериментальної програми було формування гранульованого продукту зі стабільною структурно-механічною цілісністю, придатного до інтеграції у доменний процес як складової шихтової системи. Таким чином, кінцева мета обмежувалася отриманням частково відновлених котунів із контрольованим ступенем металізації, достатнім для їх ефективного функціонування в умовах шахтної печі.

В історичному аспекті концепція використання металізованої сировини передбачала її застосування переважно як металодобавки у складі доменної шихти. Дослідно-промислові кампанії, проведені у США, продемонстрували

наявність чітко вираженої кореляції між часткою попередньо відновленої складової та техніко-економічними показниками плавки: збільшення ступеня металізації шихти на кожні 10 % (у діапазоні до 50 %) супроводжувалося підвищенням продуктивності доменної печі на 4–7 % та зменшенням питомих витрат коксу на 5–7 %. Такий ефект пояснюється зниженням ендотермічного навантаження на тепловий баланс агрегату та скороченням тривалості відновних стадій безпосередньо в доменному просторі.

Подальша еволюція уявлень про функціональне призначення металізованих котунів зумовила перегляд підходів до їх виробництва. У сучасній металургійній парадигмі вони розглядаються не як допоміжний компонент доменної шихти, а як самостійна високоякісна металева сировина, здатна заміщувати металобрухт в електросталеплавильних агрегатах і частково або повністю витіснити переробний чавун у киснево-конвертерному виробництві. У зв'язку з цим акцент досліджень було зміщено у напрямку досягнення максимально можливого ступеня металізації та формування щільної металевої фази. Реалізація таких підходів знайшла відображення, зокрема, у технологічних схемах процесу Inmetco, де кінцевим продуктом є високометалізовані котуни, а також у процесі ITmk3, орієнтованому на отримання чавунних корольків.

2.2. Термодинамічне та кінетичне обґрунтування процесів відновлення в багатокомпонентних шламових системах

Реалізація інтенсивних відновлювальних процесів за температур, що перевищують 1500 °C, висуває жорсткі вимоги до термомеханічної стабільності вихідних грудкованих матеріалів. Котуни або брикети повинні зберігати геометричну цілісність за умов різкого термічного навантаження, яке супроводжується значними температурними градієнтами та внутрішніми напруженнями. Руйнування може ініціюватися як різницею коефіцієнтів лінійного теплового розширення окремих фаз шихти, так і дегазаційними процесами, пов'язаними з виділенням летких компонентів із внутрішніх зон частинок.

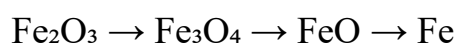
Експериментальні спостереження свідчать, що карбонізовані котуни та матеріали на основі карбонатно-вапнякової зв'язки не витримують термічного удару в інтервалі 1500–1600 °С і піддаються інтенсивному деструктивному розпаданню. Офлюсовані торфурудні брикети з вмістом СаО 5–8 %, попри формальну термостійкість, у початковій фазі відновлення втрачають структурну когезію внаслідок руйнування міжчастинкових зв'язків до моменту формування металевого каркаса. Аналогічні явища спостерігаються і для торфококсорудних композицій, які при ступені металізації менше 60 % характеризуються низькою динамічною міцністю.

Натомість системи на основі шламових сумішей із вуглецевими зв'язуючими (пек, бітум тощо) демонструють принципово інший механізм структурної еволюції. У процесі нагрівання відбувається коксування органічної фази з формуванням просторово розгалуженої вуглецевої матриці, яка забезпечує механічну стабільність до появи безперервної металеві сітки. Поступова трансформація пористого оксидного агрегату у металізовану грудку супроводжується збереженням макроскопічної форми. Подібні закономірності притаманні і термобрикетам на основі торфу, де ущільнена, але капілярно-пориста структура сприяє одночасному забезпеченню газопроникності та механічної міцності.

2.3. Дослідження закономірностей відновлення шламової композиції в тонкому шарі за умов твердофазного перебігу процесу без переходу металевих заліза в рідкий стан

Дослідження кінетики відновлення рудно-паливних котунів і брикетів різної гранулометрії (7,5–30 мм для котунів і 20–25 мм для брикетів) проводили в інтервалі 1250–1500 °С в атмосфері очищеного азоту. Встановлено, що відновлення перебігає у твердофазному режимі без ознак оплавлення, з поступовим переходом оксидної структури у пористу металеву фазу.

Редукція оксидів заліза має багатостадійний характер і описується послідовністю перетворень:



які, однак, не є строго послідовними у часі, а частково перекриваються. На початковому етапі відзначається різке зменшення вмісту Fe_2O_3 та накопичення FeO , концентрація якого проходить через максимум унаслідок різниці швидкостей окремих стадій. Перетворення $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$ та $\text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO}$ відбуваються інтенсивніше, ніж відновлення FeO до металу, що обумовлює тимчасове збагачення системи монооксидом.

Аналіз співвідношення істинного ступеня відновлення (за кількістю вилученого кисню) та уявного ступеня (ступеня металізації) свідчить про паралельний характер реакцій навіть на ранніх стадіях процесу. При повному переході Fe_2O_3 у Fe_3O_4 у системі вже фіксується утворення металевої фази, що вказує на накладання реакційних шляхів.

Зі зростанням температури абсолютні швидкості відновлення оксидів підвищуються, причому відносна швидкість перетворення $\text{FeO} \rightarrow \text{Fe}$ зростає швидше, ніж для попередніх стадій. Водночас на високих ступенях металізації ($>70\%$) накопичення металу зменшує ефективну реакційну поверхню та знижує інтенсивність процесу. Максимум сумарної швидкості відновлення спостерігається у діапазоні $30\text{--}70\%$.

Особливістю рудно-паливних грудок є відсутність внутрішнього концентраційного градієнта між дисперсними реагентами, у зв'язку з чим процес не лімітується внутрішньою дифузією, а визначається швидкістю підведення тепла. Тривалість металізації обернено пропорційна температурі та питомій поверхні частинок. Для котунів діаметром $4\text{--}5$ мм при 1400°C досягнення $\varphi \approx 90\%$ потребує близько 20 с, тоді як при 1500°C — менш ніж 10 с; подальше підвищення температури до 1800°C скорочує час до одиниць секунд.

Шлакоутворення та теплотехнічні аспекти

Ступінь металізації визначає кількість і склад залишкової оксидної фази, яка формує шлак при подальшому плавленні. Навіть за високих значень φ ($92\text{--}96\%$) при початковому вмісті SiO_2 $5\text{--}6\%$ формується значна кількість кислого шлаку з низьким відношенням CaO/SiO_2 ($0,12\text{--}0,14$). Для підвищення основності

необхідне додаткове введення вапна, що призводить до збільшення кратності шлаку та потребує його видалення з метою інтенсифікації теплопередачі.

Газова фаза, що утворюється в процесі, близька за складом до монооксиду вуглецю. Зменшення розміру частинок і підвищення температури сприяють зростанню винесення вуглецю, що створює відновну атмосферу і запобігає вторинному окисненню металу до моменту коалесценції зерен у щільні металеві корольки.

Таким чином, високотемпературне відновлення рудно-паливних котунів є термодинамічно контрольованим процесом, у якому визначальну роль відіграє інтенсивність теплового потоку та структурна еволюція системи «оксид – вуглець – метал». Рациональний вибір гранулометрії, складу зв'язки та температурного режиму дозволяє керувати формування високометалізованого продукту із прогнозованими фазовими та експлуатаційними характеристиками. (табл. 2.2)

Таблиця 2.2

Результати відновлення залізорудних брикетів при використанні торфу

Партія брикетів	Кількість фракцій (%) розміром, мм			Ступінь металізації $\phi_{сер.}$ (%) при тривалості, хв.			
	3-7	1-3	0-1	3	4	5	6
1	3,27	11,23	85,5	59,0	82,6	96,1	99,9
2	3,00	22,50	74,5	47,5	73,0	86,6	87,3
3	21,20	20,10	58,7	48,8	68,1	84,5	85,1

Нижче наведено концептуально трансформований, синтаксично ускладнений та теоретично поглиблений виклад матеріалу, сформований у форматі самостійного наукового тексту.

Вплив леткості паливної складової, умов її газифікації та індивідуальної відновлюваності рудних компонентів на кінетику твердофазного відновлення стає статистично значущим лише за наявності у шихті частинок із розміром, що перевищує певний критичний інтервал. Для паливної фази цей інтервал становить приблизно 0,1–0,3 мм, тоді як для рудної — 1–3 мм і більше. За умов повного подрібнення шламової композиції до високодисперсного стану відмінності у природі вихідної руди або типі відновника практично нівелюються,

а кінетичні параметри процесу стають інваріантними щодо мінералогічного та паливного складу. Така універсалізація поведінки системи зумовлена підвищеним хімічним потенціалом і надлишком вільної енергії тонкодисперсних кристалічних фаз, що різко інтенсифікує міжфазну взаємодію та мінімізує дифузійні обмеження.

Введення до складу шихти сполук лужних і лужноземельних металів істотно модифікує термкінетичні характеристики процесу. Зазначені добавки виконують подвійну функцію: по-перше, вони каталізують газифікацію вуглецевої фази, підвищуючи швидкість утворення відновних газів, а по-друге, прискорюють редукцію оксидів заліза за рахунок зміни поверхневих енергетичних характеристик реакційних центрів. Крім того, ці сполуки проявляють виражені зв'язуючі властивості, стабілізуючи структуру грудкованого матеріалу. Експериментально встановлено, що введення 0,5–10 % кальцинованої соди до шламової суміші не порушує фундаментальних закономірностей зміни концентрацій Fe_2O_3 , FeO та металевого заліза, а також характеру еволюції ступеня металізації. Водночас навіть за охолодження на повітрі відновлених котунів додавання 1–3 % соди забезпечує досягнення надзвичайно високого рівня металізації (95,7–99,2 %), що свідчить про стабілізацію відновленої фази та зниження інтенсивності вторинного окиснення.

Незалежно від локалізації реакційного осередку в об'ємі шламової гранули, перебіг прямого відновлення оксидів заліза детермінується двома взаємопов'язаними факторами: (а) величиною теплового потоку, який одночасно витрачається на нагрівання конкретної ділянки та передається вглиб частинки теплопровідністю, формуючи радіальний температурний градієнт; (б) ендотермічним характером власне реакції відновлення, що активується за температур близько 600 °C і вище та супроводжується інтенсивним поглинанням тепла. До початку активної редукції локальне підвищення температури відбувається відносно швидко, проте після переходу через інтервал 800–1000 °C швидкість хімічних перетворень зростає разом із тепловими витратами, що стабілізує температурне поле. У результаті відновлення випереджає плавлення, і процес у цілому реалізується у твердофазному режимі.

Показовим є те, що в повністю металізованих брикетах формування шлакових скупчень відбувається вже після завершення редукції оксидної складової. Отже, мінералоутворення є кінетично запізнілим відносно металізації. Підвищення температури на завершальних стадіях та збагачення залишкової оксидної частини кремнеземом, глиноземом та іншими компонентами пустої породи створюють передумови для утворення легкоплавких шлакових фаз.

У високоосновних рудно-паливних котунах ($\text{CaO/SiO}_2 > 2$) ще до повного завершення відновлення формуються тверді кальцієві ферити, редукція яких протікає повільніше, ніж у вихідних оксидах. Їх відновлюваність істотно знижується за умов розчинення Al_2O_3 та інших оксидів. За основності, близької до одиниці, переважає формування легкоплавкого шлаку, у якому укрупнюються частинки відновленого заліза; шлакова фаза при цьому займає значну частину об'єму гранули, що негативно впливає на дифузійно-теплові характеристики системи. Підвищення вмісту SiO_2 , укрупнення частинок та інтенсифікація температурного режиму сприяють ранньому шлакоутворенню й одночасному зниженню ступеня відновлення. Однак за умов тонкодисперсної шламової суміші та наявності значного температурного градієнта в реакційному шарі передчасне мінералоутворення може бути відсутнім; інтенсивне формування шлаку спостерігається переважно на фінальній стадії ($\varphi \approx 85\text{--}90\%$) і характерне для бідних руд або концентратів.

2.4. Фізико-хімічна характеристика та технологічні особливості процесу ІТmkЗ

Експериментальна апробація в умовах інтегрованого процесу

У Донецький національний технічний університет було розроблено інтегрований технологічний підхід, що поєднує стадії відновлення та плавлення шламової суміші з метою утилізації залізовмісних відходів як альтернативи металобрухту. Реалізація процесу передбачає нагрівання котунів відхідними газами з подальшим відновленням і плавленням у модифікованій дуговій електропечі, оснащений спеціалізованою склепінною камерою для попереднього термічного впливу.

Шихтову композицію формували із використанням магнетитового концентрату Північного гірничо-збагачувального комбінату та металовмісних відходів (колошниковий пил дугових печей і шлам електросталеплавильного виробництва). Як зв'язуючу добавку застосовували бентоніт, а відновником слугував антрацитовий штиб із вмістом 72 % фіксованого вуглецю.

Термообробку сирих котунів здійснювали після попереднього сушіння протягом двох годин. Відновлення проводили у силітовій печі KS-400/10 при робочій температурі до 1350 °C у нейтральній атмосфері аргону. Контроль перебігу реакцій здійснювали за зміною концентрації CO із використанням газоаналізатора АФА-121; температурні параметри реєстрували термопарами типу ВР-5/20.

Варіювання вмісту відновника (10–30 %) показало, що 15 % вуглецю є недостатнім для досягнення глибокої металізації ($\varphi \approx 62\text{--}64\%$). З іншого боку, 30 % вугілля забезпечує підвищений ступінь металізації (до 91 %), проте супроводжується надлишком залишкового вуглецю (до 21 %), що знижує механічну міцність котунів і зменшує ефективність використання відновника. Оптимальною виявилася композиція 20 % вугілля, 40 % шламу та 40 % концентрату ($\varphi \approx 84\%$, залишковий вуглець $<10\%$, 1,5–2 % бентоніту).

За витримки 45 хв досягався ступінь металізації 90–97 % при низькому вмісті залишкового вуглецю (2,2–6,3 %). Скорочення часу до 15 і 10 хв зумовлювало зниження φ до 95 і 93 % відповідно, що підтверджує визначальну роль теплового балансу та кінетики процесу.

Подальші дослідження були спрямовані на оптимізацію висоти шару котунів, оскільки товщина реакційного шару безпосередньо впливає на розподіл температур, інтенсивність газообміну та ступінь завершеності відновлення. Таким чином, встановлено, що керування гранулометриєю, складом шихти, вмістом відновника та тепловим режимом дозволяє досягати прогнозованого рівня металізації при мінімізації енергетичних витрат і забезпеченні стабільності структури кінцевого продукту рис. 2.2 .

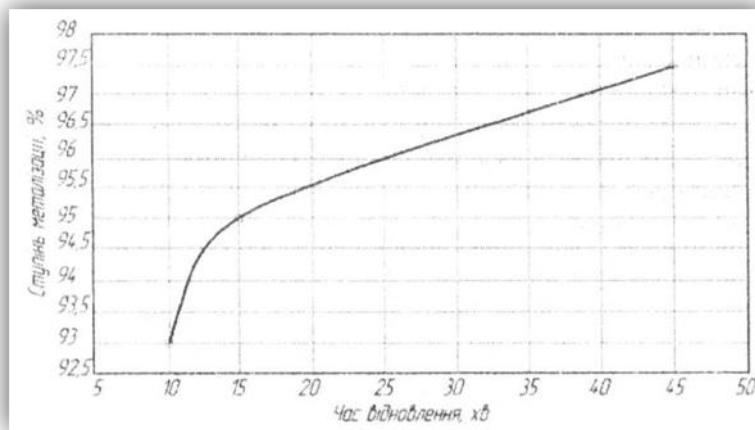


Рис. 2.2. Залежність ступеня металізації шламової суміші від часу відновлення

Схема просторового розміщення котунів у робочому просторі агрегату принципово визначає характер тепломасообмінних процесів і, відповідно, кінетичні параметри відновлення. Газова фаза, збагачена монооксидом вуглецю, що генерується внаслідок термічної деструкції та газифікації вуглецевмісної складової шламової суміші, повинна бути максимально утилізована в межах усього об'єму засипки. Ефективність використання СО як відновника безпосередньо залежить від конфігурації шару, його проникності, висоти та ступеня ущільнення, які формують локальні градієнти температури й концентрації.

У межах експериментальної програми було проаналізовано варіант завантаження порошкоподібного матеріалу, отриманого шляхом механічного стирання котунів на вібростирачі. Такий підхід дозволив підвищити питомий об'єм реакційної маси, що припадає на площу склепінної камери, та частково вирішити проблему недостатнього навантаження на її робочу поверхню за рахунок збільшення насипної щільності дисперсної фази. Однак інтенсифікація ущільнення призвела до суттєвого погіршення умов теплообміну в нижніх горизонтах засипки: зниження проникності шару обмежило конвективну складову теплопереносу, а також зменшило інтенсивність променистого прогріву внутрішніх зон. Як наслідок, ступінь металізації зменшувався, що свідчить про формування теплового дефіциту в глибинних шарах.

Спроба компенсувати негативний вплив підвищеної щільності шляхом зменшення висоти шару — через попереднє пресування подрібненої сировини — не забезпечила суттєвого покращення результатів: ступінь металізації залишався на рівні, що не перевищував приблизно 30 %. Це вказує на те, що визначальним фактором є не лише геометричний параметр шару, а й структурно-пористісна організація матеріалу, яка забезпечує оптимальне співвідношення між теплопровідністю, газопроникністю та реакційною поверхнею.

Дослідження багатошарової схеми завантаження рудно-паливних котунів продемонструвало іншу картину розподілу ступеня відновлення по висоті шару. Верхній шар характеризувався найвищим рівнем металізації, що зумовлено домінуванням променистого теплообміну та безпосереднім впливом теплового потоку з боку склепінної камери. Інтенсивність інфрачервоного випромінювання сприяла швидкому досягненню температур, достатніх для активізації прямого відновлення, та формуванню стабільного металевого каркаса.

Цікавим є встановлений у ряді експериментів ефект, коли третій (нижній) шар демонстрував на 15–20 % вищий ступінь металізації порівняно із середнім. Така інверсія градієнта відновлення може бути пояснена комплексною дією додаткового теплового потоку з боку поду печі, який компенсує обмеження променистого нагріву для нижніх котунів. Отже, у багатошаровій системі формується складний температурний профіль, де середній шар може опинитися в умовах відносно менш сприятливого теплового режиму через екрануючий вплив верхнього шару та недостатню компенсацію знизу.

Таким чином, результати свідчать, що оптимізація схеми завантаження повинна базуватися на комплексному врахуванні радіаційної, конвективної та теплопровідної складових теплообміну, а також на забезпеченні рівномірного розподілу відновного потенціалу газової фази по всій висоті реакційного шару рис. 2.3. Саме раціональне поєднання геометричних і структурних параметрів засипки визначає досягнення максимально можливого ступеня металізації за мінімальних енергетичних витрат.

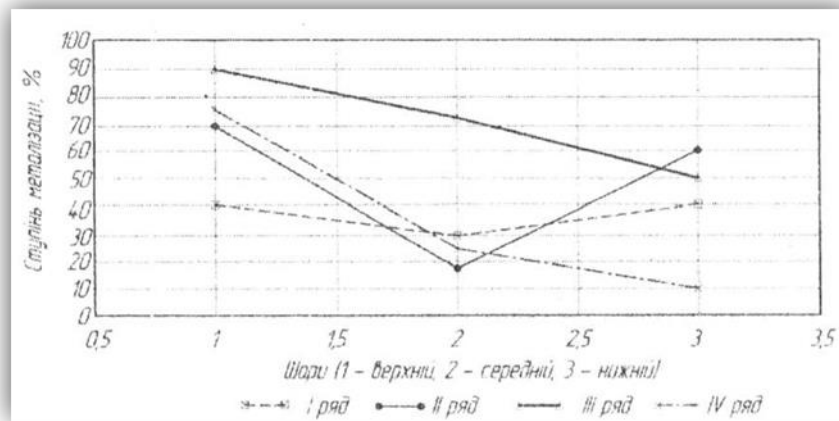


Рис. 2.3. Залежність ступеню металізації від розміщення шару при тришаровому завантаженні

Перехід від тришарової до двошарової конфігурації розміщення котунів у робочому просторі агрегату супроводжується суттєвою зміною теплотехнічних і газодинамічних умов перебігу відновлювальних процесів. Встановлено, що за двошарової схеми середній ступінь металізації є вищим порівняно з тришаровою організацією засипки, попри те, що сумарне навантаження на под печі зменшується приблизно на одну третину. Така закономірність свідчить про переважну роль якісних параметрів тепло- та масообміну над простим збільшенням маси реакційного матеріалу (рис. 2.4).

Підвищення ступеня металізації за зменшеної висоти шару може бути пояснене оптимізацією температурного профілю по товщині засипки та покращенням умов використання відновного потенціалу газової фази. Зменшення екрануючого ефекту верхніх шарів інтенсифікує променистий теплообмін і знижує градієнти температур у глибинних зонах, що, у свою чергу, сприяє більш рівномірному протіканню ендотермічних реакцій прямого відновлення. Одночасно скорочення шляху дифузії газів через шар підвищує ступінь утилізації монооксиду вуглецю та зменшує локальні теплові втрати.

Оптимізація схеми завантаження здійснювалася з урахуванням двох інтегральних критеріїв: продуктивності плавильного агрегату — дугової сталеплавильної печі (ДСП) — та досягнутого ступеня металізації рудно-вуглецевих котунів. Таким чином, задача мала компромісний характер, оскільки

збільшення маси засипки потенційно підвищує разову продуктивність, але водночас може погіршувати умови теплопередачі та знижувати якість попередньо відновленого продукту.

Аналіз експериментальних даних дозволив встановити, що за температури 1250 °С раціональною є витримка тривалістю близько 10 хвилин при двошаровій схемі завантаження. Саме за таких параметрів досягається поєднання достатньо високого ступеня металізації з прийнятним рівнем навантаження на под печі та збереженням технологічної продуктивності агрегату. Отримані результати підтверджують визначальну роль геометрії шару та часово-температурного режиму в забезпеченні енергетично ефективного й структурно завершеного твердофазного відновлення.

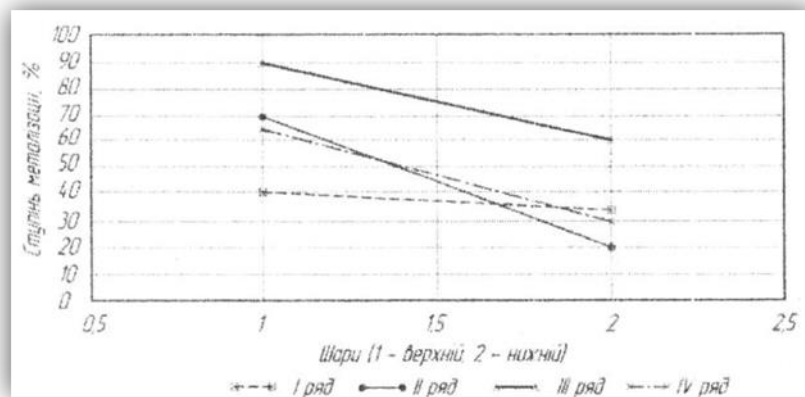


Рис. 2.4. Залежність ступеню металізації від розміщення шару при двошаровому завантаженні

На підставі узагальнення експериментальних даних та їх подальшої інженерно-аналітичної інтерпретації було здійснено параметричний розрахунок конструктивно-технологічних характеристик склепінної камери дугової сталеплавильної печі (ДСП), призначеної для реалізації стадії попереднього твердовідновного перетворення котунів. Ключовою функціональною вимогою до зазначеного об'єму є формування стабільного відновлювального газового середовища з пониженим окислювальним потенціалом, здатного мінімізувати ризик вторинного окиснення частково або повністю металізованої фази.

Геометричні параметри склепінної камери визначалися з урахуванням гідродинамічних і теплотехнічних характеристик роботи плоскополумєневих пальногових пристроїв. Розрахункова висота робочого простору становить 800–1000 мм, за умови обмеження максимальної висоти факела на рівні не більше 150 мм. Така конфігурація забезпечує локалізований характер теплового впливу, обмежує розвиток інтенсивних турбулентних структур та, відповідно, запобігає небажаному перемішуванню продуктів згоряння з відновленими котунами. Зменшення турбулентності сприяє збереженню відновлювального потенціалу атмосфери й стабілізує кінетику твердофазного відновлення. Завершальна стадія металізації, за необхідності, може бути реалізована безпосередньо в рідкій металевій ванні ДСП, що створює умови для доведення металеві фази до цільових показників за мінімальних втрат теплової енергії.

Проведення масштабного комплексу лабораторних досліджень, спрямованих на визначення техніко-економічної доцільності процесу Inmetko, було реалізовано серію пілотних випробувань на дослідній печі з обертовим подом. Ефективна площа поду становила 5,723 м², а конструкція агрегату передбачала наявність двох температурно диференційованих зон, що дозволяло реалізувати ступінчастий тепловий режим.

Шихтові матеріали для формування котунів характеризувалися наступним хімічним складом: залізорудний концентрат містив 68,8 % Fe та 0,04 % S; кам'яне вугілля — 51,3 % C, 9 % золи, 0,83 % S і 39,7 % летких компонентів; бентоніт — 64,5 % SiO₂, 3,1 % Fe та 17,2 % Al₂O₃. Сирі котуни фракції 8–10 мм мали вологість 10,3 % і вміст вуглецю 19,3 %, при цьому їх механічна міцність на розчавлювання становила 1,4 кг/котун, що відповідало вимогам до транспортування та термічної обробки в умовах обертового поду.

Температурний режим експлуатації печі передбачав підтримання 1225 °C у першій зоні та 1335 °C у другій, що забезпечувало послідовну інтенсифікацію відновлювальних реакцій. Висота шару котунів складала 0,0172 м, що сприяло ефективному тепломасообміну та зменшенню внутрішньосарових температурних градієнтів. Тривалість безперервних випробувань досягала

дев'яти годин, причому найбільш стабільні та високі показники були зафіксовані протягом перших чотирьох годин роботи.

Питома продуктивність агрегату становила $0,422 \text{ т/м}^2 \cdot \text{год}$ за ступеня металізації 92,8–93,4 %. За цих умов масова частка залишкового вуглецю в продукті перебувала в межах 5,6–5,8 %. При зниженні ступеня металізації до 87,8–89,1 % вміст залишкового вуглецю зменшувався до 4,4–4,5 %, що свідчить про взаємозв'язок між глибиною відновлення та вуглецевим балансом системи. Питома витрата енергії (з урахуванням корекції на залишковий вуглець) становила 17,89 ГДж, тоді як вихід металізованого продукту дорівнював 0,574 т на тонну сирих котунів. Загальна продуктивність пілотної установки складала 4,54 т/год за сирими котунами та 2,6 т/год за металізованим продуктом.

На основі одержаних експериментальних даних було здійснено екстраполяційні техніко-економічні розрахунки для промислової установки проектною потужністю 550 тис. тонн на рік табл. 2.3. Обчислення виконувалися з урахуванням макроекономічних та енергетичних умов США початку 2000-х років, що дозволило сформувати модель економічної ефективності процесу з урахуванням регіональних особливостей ресурсної бази, вартості енергоносіїв і капітальних витрат.

Таблиця 2.3

Техніко-економічні показники проекту промислової установки металізації
котунів у тонкому шарі методом Inmetko

Виробничі витрати	Одиниця вимірювання	Витрата, кг/т	Ціна одиниці, дол. США/т	Частка у собівартості губчастого заліза, дол. США/т
Сирі матеріали:				
залізовмісні	кг	1335	22	29,37
вугілля	кг	410	50	20,50
бентоніт	кг	5	65	0,33
органічна зв'язка	кг	5	1000	5,00
Енерговитрати:				
електроенергія	кВт*год	65	0,035	2,28
природний газ	м ³	60	0,10	6,00
азот	м ³	10	0,04	0,40
вода	м ³	0,3	0,01	0,003
Інші витрати (ремонт, запчастини та ін.)	Дол. США			2,6
Разом	Дол. США			66,483

Отже, відповідно до узагальнених техніко-економічних розрахунків, питомі виробничі витрати на отримання однієї тонни губчастого заліза за технологічною схемою Inmetco із застосуванням обертової подової печі проектною продуктивністю 500 тис. т/рік оцінюються в інтервалі 60–70 дол. США за тонну готової продукції. Водночас наведені раніше економічні показники потребують актуалізації з огляду на суттєву кон'юнктурну трансформацію світового ринку сировини, зокрема різке зростання у 2005 р. вартості залізорудних матеріалів, енергетичних ресурсів та допоміжних компонентів шихти, що об'єктивно вплинуло на структуру собівартості та рівень капіталізації подібних виробництв.

Технологічні переваги зазначеного підходу визначаються передусім інтенсифікацією тепломасообмінних процесів у тонкому шарі матеріалу, що забезпечує прискорене досягнення робочих температур та підвищені швидкості

перебігу відновно-плавильних фізико-хімічних реакцій. Додатковим чинником конкурентоспроможності є можливість використання недефіцитних і відносно дешевих видів твердого палива — зокрема бурого вугілля, торфу та інших низькорекційних вуглецевмісних матеріалів, що знижує залежність виробництва від дорогих коксівних компонентів. Разом із тим обмежувальним фактором виступає необхідність застосування малосірчистого вугілля або впровадження спеціалізованих десульфураційних заходів, оскільки експериментально встановлено, що не менш ніж 30–35 % загального вмісту сірки палива переходить у металеву фазу, зумовлюючи погіршення якісних характеристик кінцевого продукту.

Інноваційною модифікацією концепції прямого відновлення на основі вуглецю є технологія ITmk3 (Iron-Making Technology Mark 3), яка позиціонується як сучасна одностадійна схема отримання високоякісної металевої продукції для потреб чорної металургії. Процес реалізується у кільцевій печі з обертовим подом і орієнтований на суттєве скорочення виробничих витрат та мінімізацію техногенного навантаження на довкілля. Конструктивно-технологічна особливість полягає в трансформації дрібнодисперсної залізорудної сировини у поєднанні з вугільним пилом у гранульований продукт — металеві корольки — безпосередньо в межах печі.

Відновлення оксидів заліза, наступне плавлення та сепарація шлакової фази відбуваються протягом приблизно десяти хвилин за температурного інтервалу 1350–1450 °C, що забезпечує високу інтенсивність фазових перетворень. Принципово важливою характеристикою процесу є чітка металургійна диференціація металевої та шлакової складових. Сирі вуглецевмісні котуни, завантажені на под печі, проходять стадії відновлення та плавлення за відносно помірних температур, причому плавлення ініціюється практично після завершення відновлення оксидів заліза, коли залишковий вміст FeO не перевищує 2 %. Таким чином, процес розгортається у твердо-рідкій фазовій області з подальшим формуванням розплаву, що характеризується низькою в'язкістю та здатністю до ефективного гравітаційного розділення.

Кінцевим металевим продуктом є гранули чавуну з концентрацією заліза близько 97 % та вмістом вуглецю на рівні приблизно 2 %, що відповідає вимогам до високоякісної металевої сировини для подальшого сталеплавильного переділу. Питомі енергетичні витрати процесу становлять близько 13,5 ГДж/т, тоді як емісія діоксиду вуглецю сягає орієнтовно 1730 кг/т продукції, що приблизно на 20 % нижче порівняно з традиційними доменними технологіями виробництва чавуну. Сукупність зазначених характеристик свідчить про технологічну доцільність та екологічну перспективність впровадження даної схеми в умовах сучасної трансформації металургійного виробництва рис. 2.5.

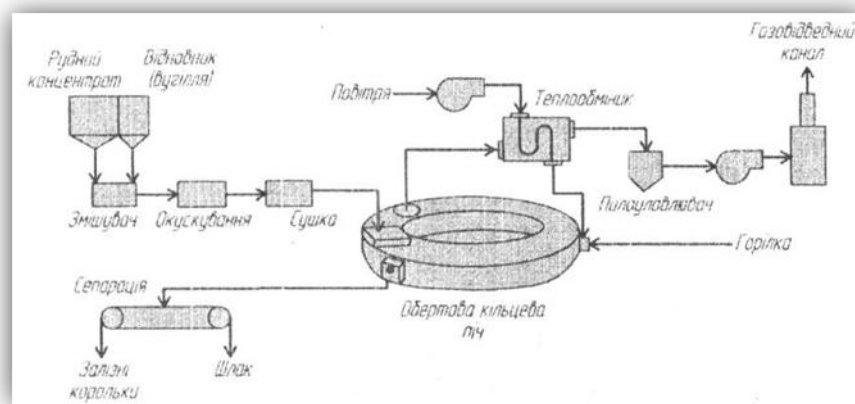


Рис. 2.5. Схема ланцюгу апаратів установки ІТmk3

На рис. 2.6 репрезентовано структурований тепловий баланс процесу ІТmk3, реалізованого на промисловій установці в Какoгawa, що відображає розподіл енергетичних потоків між основними стадіями відновно-плавильного циклу, втратами теплоти з відхідними газами та акумулюванням енергії у металевій і шлаковій фазах. Аналіз наведених даних дозволяє ідентифікувати домінуючі статті тепловитрат, оцінити ступінь утилізації вторинних енергоресурсів та визначити потенціал подальшої термодинамічної оптимізації агрегату.

Відповідно до інформації, оприлюдненої розробниками технології, у разі спорудження промислового комплексу в Кривий Ріг із проектною продуктивністю 500 тис. т/рік обсяг питомих капітальних вкладень оцінюється на рівні близько 270 дол. США в перерахунку на 1 т річної виробничої потужності. Експлуатаційні витрати прогнозуються в межах приблизно 130

дол./т готової продукції, що формує конкурентоспроможну собівартість за умови стабільної цінової кон'юнктури на сировину та енергоносії. Розрахунковий строк окупності інвестицій становить близько 1,7 року, що свідчить про високий рівень інвестиційної привабливості проєкту, обумовлений поєднанням відносно невисоких капітальних витрат, інтенсифікованого технологічного циклу та знижених питомих енерговитрат у порівнянні з традиційними металургійними схемами.

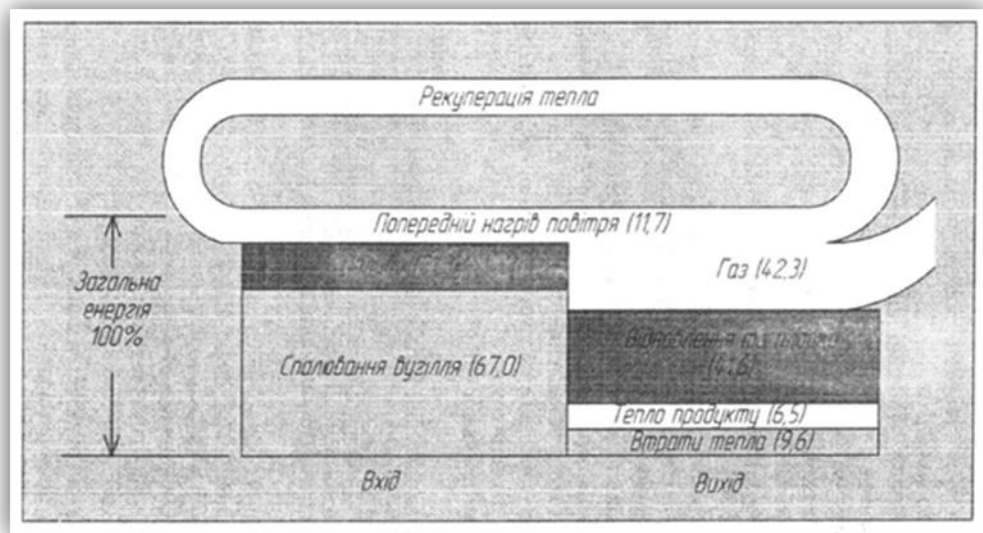


Рис. 2.6. Тепловий баланс у віносних показниках процесу ITmk3 на пілотній установці в Kakogawa

З метою експериментального опрацювання технологічних принципів процесу компанією Kobe Steel Ltd. була створена дослідна промислова установка. Вказаний експериментальний комплекс був оснащений кільцевою піччю з обертовим подом діаметром 3,2 м, при цьому діаметр ефективної робочої зони становив близько 0,8 м, а номінальна продуктивність установки досягала 350 кг металопродукції на годину.

Упродовж майже десятимісячного безперервного експлуатаційного циклу було здійснено комплексне відпрацювання режимних параметрів процесу, в результаті чого забезпечено стабільне отримання високоякісних металевих гранул із прогнозованими фізико-хімічними та металургійними характеристиками. Отримані експериментальні дані підтвердили технологічну

відтворюваність процесу та його адаптивність до варіацій складу вихідної сировини.

У межах дослідної експлуатації в якості шихтового матеріалу застосовувалися невипалені вуглецевмісні котуни, сформовані з гематитового або магнетитового концентрату, що виготовлялися на дисковому огрудкувачі. Вуглецевий компонент виконував подвійну функцію — як структуроутворювальний елемент котунів, так і як хімічний відновник у процесі твердофазного відновлення оксидів заліза. Як відновлювальне паливо використовували кам'яне вугілля походженням зі США та Канади, властивості якого детально регламентувалися з урахуванням вмісту летких речовин, зольності та сірки.

У зоні завантаження, внаслідок термічного розкладання органічної складової вугілля та інтенсивного виділення летких компонентів, формувалася тонкодисперсна сажа, яка не відводилася з агрегату, а ефективно залучалася до внутрішнього паливного балансу кільцевої печі, сприяючи підвищенню загального коефіцієнта використання теплової енергії табл. 2.4 та 2.5.

У зоні відновлення котуни піддавалися інтенсивному нагріванню, однак зберігали твердий агрегатний стан, оскільки температурний режим підтримувався на рівні, що виключав передчасне плавлення матеріалу. Такий підхід забезпечував контрольоване перебігання твердофазних відновних реакцій, мінімізував агломерацію частинок і створював передумови для подальшого ефективного плавлення та чіткого розділення металеві й шлакової фаз на наступних стадіях процесу.

Таблиця 2.4

Хімічний склад залізородної сировини, %

Концентрат	Fe _{заг.}	FeO	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO
Гематитовий	69,20	30,56	0,45	1,81	0,51	0,45
Магнетитовий	67,86	0,07	0,10	1,56	0,61	0,12

Склад вугілля для відновлення, %

Вугілля	Зв'язаний вуглець	Леткі	Зола	Сірка
США	69,39	21,25	9,63	0,334
Канада	72,04	18,09	9,65	0,219

У технологічному просторі процесу Iron-Making Technology Mark 3 подача повітря в робочий об'єм печі здійснювалася з метою забезпечення повного окиснення монооксиду вуглецю, що інтенсивно утворювався на стадії твердофазного відновлення оксидів заліза. Такий підхід не лише стабілізував тепловий режим агрегату, а й сприяв підвищенню коефіцієнта використання хімічної енергії палива за рахунок вторинного допалювання відновних газів безпосередньо в зоні високих температур.

У зоні плавлення реалізовувався швидкоплинний перехід від твердофазного стану котунів до формування рідкометалевої та шлакової фаз із чітко вираженим гравітаційним розділенням. Об'єм сформованої металевої гранули становив приблизно 4/8 від початкового об'єму котуна, що еквівалентно зменшенню її діаметра до половини вихідного значення. Така геометрична трансформація зумовлювала підвищення щільності металевої фази та інтенсифікацію процесів коалесценції розплавленого заліза.

Метал і шлак, що вивантажувалися з печі, піддавалися контрольованому охолодженню з подальшим розділенням методом магнітної сепарації. Отримані металеві корольки характеризувалися високою густиною (7,4–7,6 г/см³) та стабільним хімічним складом: вуглець — 2,5–4,3 %; кремній — близько 0,2 %; марганець — 0,1 %; фосфор — 0,06 %; сірка — менше 0,5 %; решта — металеве залізо. У лабораторних умовах досягалося зниження масової частки сірки до рівня менше 0,015 %, однак її кінцева концентрація корелювала з вмістом сірки у відновнику. Основність шлаку варіювалася в інтервалі 0,3–1,6, що дозволяло регулювати термодинамічні умови десульфурзації та фазового розділення.

Порівняно низький вміст кремнію в металі пояснюється зниженим температурним рівнем процесу відносно класичних рідкофазних металургійних

схем, що обмежує відновлення діоксиду кремнію. Натомість фосфор практично повністю відновлювався та концентрувався в металевій фазі, що потребує врахування при подальшому сталеплавильному переділі.

Після успішної апробації технології на пілотній установці діаметром 3,2 м у місті Какогава (Японія) компанія Mesabi Nugget LLC у 2003 році спорудила дослідно-демонстраційний комплекс у місті Сільвер-Бей (штат Міннесота, США) проектною продуктивністю 25 тис. т/рік. До складу акціонерів входили Ferrometris Inc., Cleveland-Cliffs Inc., Steel Dynamics та Kobe Steel Ltd. У травні 2003 року було отримано першу партію гранульованого заліза, а експлуатація установки відбувалася у форматі чотирьох виробничих кампаній, завершених у серпні 2004 року.

Сумарна тривалість роботи комплексу становила 230 діб; мінімальна кампанія тривала 38 діб, максимальна — 81 добу. За цей період було вироблено 9,5 тис. тонн металевих гранул. Завдяки низькому вмісту кремнію їх частка у шихті електродугових печей могла досягати 50–60 % від загальної маси завантаження без ризику надмірного збагачення металу кремнієм.

Енергетичний баланс процесу характеризувався надходженням теплоти від горіння вугілля (10,87 ГДж/т металу), нагрітого повітря (3,37 ГДж/т), подового вугілля (2,53 ГДж/т) та природного газу (13,40 ГДж/т). Для промислового варіанту установки розробниками було прийнято знижені показники — відповідно 10,87; 2,00; 1,69; 5,59–5,90 ГДж/т, що обґрунтовувалося утилізацією теплоти відхідних газів (близько 42 % економії), застосуванням повітря замість кисню (≈ 26 %), удосконаленням теплопередачі (≈ 6 %) та зменшенням теплових втрат (приблизно 25 %).

У випробуваннях використовувалася руда компанії Cleveland-Cliffs Inc. та низькобітумінозне вугілля як відновник. Основність шлаку змінювалася в межах 0,6–1,6, що дозволяло варіювати умови формування шлакової фази.

Металеві гранули, отримані на демонстраційній установці, були успішно інтегровані у шихту електродугових сталеплавильних печей міні-металургійних підприємств США, які спеціалізуються на виробництві холоднокатаного та

гарячекатаного листа, а також будівельної арматури підвищеної якості. Використання гранульованого заліза сприяло підвищенню продуктивності печей на 5–8 % порівняно із застосуванням традиційного чушкового чавуну.

З огляду на результати дослідно-промислової експлуатації розробники декларували технологічну готовність до створення комерційних комплексів із проектною продуктивністю близько 550 тис. т/рік гранульованого заліза, що свідчить про перехід процесу до стадії повномасштабної індустріалізації табл. 2.6.

Таблиця 2.6

Параметри установок процесу ITmk3

Параметри	Дослідна установка Kakogawa	Дослідна установка Mesabi	Промислова установка (проект)
Діаметр поду, м	3,2	11,0	46,0
Ефективна ширина поду, м	0,8	2,0	7,0
Ефективна площа поду, м ²	5,0	47,0	845
Питома продуктивність, кг/м ² ·год	70*	70*	74** (56,8)
Виробнича потужність, тис. т/рік	2,8	25	500
Витрати природного газу, ГДж/т		13,4	5,6

Окрім наведених вище техніко-економічних параметрів, у відкритих публікаціях представлено також альтернативні значення питомої продуктивності, досягнуті під час експлуатації пілотної установки в Kakogawa та демонстраційного комплексу Mesabi Nugget LLC. Для японської пілотної печі за умов використання лише однієї третини ефективної площі поду було зафіксовано рівень продуктивності 27,6 кг/м²·год, тоді як на американській демонстраційній установці відповідний показник досягав 56,8 кг/м²·год. Зазначені величини свідчать про суттєвий потенціал масштабування процесу за рахунок оптимізації теплового навантаження, удосконалення газодинаміки робочого простору та більш повного залучення активної площі агрегату.

Узагальнені відносні показники капітальних та експлуатаційних витрат для різних альтернативних способів одержання чавуну демонструють, що при річному обсязі виробництва на рівні 2 млн т металу капіталомісткість установок на базі процесу ITmk3 є співставною з відповідними витратами для технології HIs melt. Така кореляція пояснюється близькими за масштабом інвестиціями у

високотемпературні агрегати, системи газоочищення та допоміжну інфраструктуру, хоча внутрішня структура витрат і характер енергоспоживання вказаних процесів істотно відрізняються.

Згідно з експертною оцінкою інженерної компанії Hares Engineering, очікувана собівартість виробництва однієї тонни гранульованого чавуну на промисловому підприємстві потужністю 550 тис. т/рік, що функціонує на основі технології Iron-Making Technology Mark 3, перебуватиме в діапазоні 170–180 дол. США/т. Прогнозований рівень ринкових цін на зазначений продукт корелює з котируваннями доменних чавунних чушок і оцінюється на рівні близько 300 дол. США/т, що формує істотний потенціал маржинальності виробництва за стабільних умов сировинного та енергетичного ринку.

Сукупний обсяг інвестицій для спорудження подібного промислового комплексу оцінюється у 150–160 млн дол. США без урахування витрат на підготовку земельної ділянки та зовнішню інфраструктуру. Таким чином, за умови раціональної організації виробничого циклу та досягнення проєктних показників завантаження агрегатів, розглянута технологія може характеризуватися прийнятними строками окупності й конкурентоспроможністю у сегменті альтернативних способів одержання первинного чавуну.

Таблиця 2.7

Порівняння відносних економічних показників на будівництво та експлуатацію різних процесів, які розраховані компанією Hatch

Витрати \ Процеси	ITmk3	Midrex на вугіллі	HYL на вугіллі	Hismelt	Кільцева піч + плавильний агрегат	Correx	Доменна піч + кисневий конвертер
Капітальні витрати на установку продуктивністю 550 тис. т/рік	1	1,58	1,4	1,16	1,29	2,4	1,98
Експлуатаційні витрати	1	1,11	1,12	1,1	1,1	1,53	1,27

Відповідно до інформації, оприлюдненої розробниками процесу ITmk3, у разі спорудження в місті Кривий Ріг промислового комплексу проектною продуктивністю 550 тис. т/рік питомі капітальні вкладення становитимуть близько 270 дол. США в розрахунку на 1 т річної виробничої потужності. Очікувані експлуатаційні витрати оцінюються на рівні приблизно 130 дол./т готової продукції, тоді як прогнозований строк окупності інвестицій визначено на рівні 1,7 року. Сукупність зазначених параметрів свідчить про відносно високу інвестиційну привабливість проекту в умовах середньотоннажного виробництва, за умови стабільності сировинної бази та енергетичних тарифів.

Разом із тим, згідно з аналітичними розрахунками інжинірингової компанії Hatch Ltd., економічна ефективність цієї технології знижується при масштабуванні виробництва до рівнів, що перевищують 1,5–2,0 млн т чавуну на рік. За таких обсягів переваги, пов'язані з компактністю агрегатів та спрощеною інфраструктурою, поступово нівелюються внаслідок зростання питомих інвестицій у допоміжні системи та логістичне забезпечення, що робить альтернативні великотоннажні процеси більш конкурентоспроможними.

Аналітики тієї ж компанії підкреслюють, що найбільш доцільною сферою застосування процесу Iron-Making Technology Mark 3 є регіони зі сформованим попитом на високоякісний чушковий чавун або гранульоване металеве залізо з підвищеним ступенем металізації. Водночас принциповим технологічним

обмеженням є відсутність стадії випуску рідкого металу, оскільки кінцевий продукт процесу представлений твердими металевими гранулами. У зв'язку з цим використання зазначеної технології є економічно та технологічно недоцільним у випадках, коли виробничий ланцюг передбачає безпосереднє споживання рідкого чавуну, наприклад, у складі інтегрованих доменно-конвертерних схем без проміжної стадії твердого переділу.

Розділ 3.

Експериментально-методичне забезпечення досліджень

3.1. Оцінювання ефективності використання губчастого заліза в металургійних агрегатах та аналіз масштабів його промислового виробництва

Стратегічні тенденції трансформації сучасної чорної металургії, зумовлені прогнозованим дефіцитом металобрухту та обмеженістю коксохімічної сировини, об'єктивно інтенсифікують розвиток технологій прямого відновлення заліза. Високий техніко-економічний потенціал залізородної металізованої сировини при її застосуванні як у доменному, так і у сталеплавильному виробництві визначає зростання масштабів впровадження процесів одержання губчастого заліза як проміжного або самостійного металургійного продукту. Формування конкретних технологічних схем прямого відновлення детермінується сукупністю регіонально зумовлених факторів — ресурсною структурою паливно-енергетичного балансу, якістю мінеральної бази та рівнем розвитку індустріальної інфраструктури.

Для України, яка володіє значними запасами кам'яного вугілля, але характеризується обмеженістю природного газу та нафти, особливої актуальності набувають карботермічні процеси металізації. За умов оптимізації температурно-теплогового режиму кінетика відновлення оксидів заліза твердим вуглецем істотно перевищує швидкість газофазного відновлення, що пов'язано з інтенсифікацією міжфазної взаємодії в системі «тверде паливо — оксидна матриця». Водночас карботермічна металізація супроводжується локалізованим утворенням рідких евтектичних фаз у системі шлакоутворювальних оксидів, що зумовлює необхідність поглибленого аналізу закономірностей прямого відновлення заліза з розплавів як фактора, який визначає інтегральну швидкість металізації.

Суттєва модифікація механізму перебігу відновно-окиснювальних реакцій у металургійних агрегатах можлива за умови використання композиційних кускових або брикетованих матеріалів, що містять повний комплекс компонентів плавки або їх технологічно достатню концентрацію. Такий підхід дозволяє забезпечити внутрішньошихтову збалансованість реакційної системи та підвищити ступінь керованості тепломасообмінних процесів.

Класична двостадійна схема виробництва чорних металів, що передбачає доменну виплавку чавуну з подальшим рафінуванням у сталеплавильних агрегатах, зберігає свої конкурентні переваги порівняно з прямим одержанням сталі з руд. Її технологічна універсальність полягає у можливості отримання металу регламентованого хімічного складу практично з будь-якої залізорудної сировини незалежно від рівня вмісту пустої породи чи шкідливих домішок, оскільки зазначені параметри переважно впливають на економічні показники процесу, а не на його принципову здійсненність. Крім того, доменні печі та кисневі конвертори характеризуються високою питомою продуктивністю та значним коефіцієнтом використання теплової і хімічної енергії.

Паралельно з удосконаленням двостадійної технології у світовій практиці триває інтенсивний пошук альтернативних способів безпосереднього відновлення заліза з рудної сировини. Протягом останніх десятиліть реалізовано низку промислових рішень, що базуються на отриманні металізованого продукту у твердому стані. Значною мірою цьому сприяло вдосконалення методів збагачення руд, яке забезпечило одержання високоякісних концентратів із домінуванням оксидів заліза та мінімальною кількістю баластних компонентів. Тонкодисперсність таких концентратів створює передумови для інтеграції процесів огрудкування та металізації в єдиний технологічний цикл.

Залежно від вимог до кінцевого продукту та його функціонального призначення позадоменне відновлення може реалізовуватися у кількох концептуальних напрямках: часткова металізація залізорудних матеріалів для використання у доменному виробництві; отримання повністю металізованої сировини для подальшого переплавлення в електросталеплавильних агрегатах; синтез залізних порошків; а також селективна металізація заліза у складі комплексних поліметалевих руд з подальшим фазовим розділенням компонентів. Технологічна реалізація зазначених підходів можлива з використанням твердих, рідких або газоподібних відновників та різноманітного обладнання — від стрічкових машин до шахтних і обертових печей, а також комбінованих реакторних систем.

Особливий інтерес становить металізація складних поліметалевих руд з метою забезпечення безвідходної переробки мінеральної сировини. Селективне відновлення заліза при температурних режимах, що виключають відновлення супутніх металів, дозволяє здійснювати ефективне фазове розділення компонентів. Проте масштабне впровадження цього напряму обмежується технологічними та економічними чинниками.

Класифікація процесів позадоменного відновлення може здійснюватися за низкою ознак: термодинамічною природою реакційних схем, типом агрегатів, джерелом енергії, способом підготовки сировини, агрегатним станом кінцевого продукту, видом відновника та рівнем промислового освоєння. Регіональний аналіз свідчить про пряму кореляцію між розвитком технологій прямого відновлення та структурою паливно-ресурсного забезпечення, а також економічним потенціалом країн.

Використання металізованих матеріалів у доменній плавці має на меті зменшення питомих витрат вуглецю за рахунок скорочення частки прямого відновлення оксидів заліза у шахті печі. Експериментальні дослідження, проведені в різних країнах, засвідчили, що підвищення ступеня металізації шихти супроводжується зростанням продуктивності доменної печі та зниженням витрат коксу, однак ефект економії має нелінійний характер і зменшується при високих рівнях металізації.

Металізація позитивно впливає на механічну міцність шихтових матеріалів як у холодному стані, так і за умов відновно-теплової обробки. Основні деструктивні явища в оксидній матриці пов'язані з фазовим переходом гематиту в магнетит; подальше відновлення до металу меншою мірою супроводжується руйнуванням структури. Формування металевої фази знижує інтенсивність утворення дріб'язку в доменній печі, що сприяє покращенню газопроникності шару та підвищенню продуктивності агрегату.

Фізико-механічні характеристики металізованих продуктів визначаються як ступенем металізації, так і специфікою технології їх отримання. При газофазному відновленні спостерігається зростання щільності зі збільшенням

частки металевої фази, тоді як при використанні твердого палива абсолютні значення щільності, як правило, є нижчими через розвиток пористої структури. У цілому металізовані котуни характеризуються більшою насипною масою та структурною стабільністю порівняно з агломератом.

Перспективи глибокого зниження витрат коксу в доменному виробництві пов'язані з комплексом заходів — підвищенням температури дуття, збагаченням його киснем, інтенсифікацією вдування альтернативних палив та зменшенням шлакоутворення. За умов зниження об'ємної частки коксу до мінімально допустимого рівня металізовані матеріали можуть виконувати функцію структурних розпушувачів шихти, забезпечуючи стабільність газодинамічного режиму печі.

Отже, з позицій термодинамічної доцільності, кінетичної ефективності та конструктивної адаптивності доменної плавки оптимальними є металізовані матеріали, що поєднують підвищену механічну міцність із відносно низькою щільністю, що забезпечує сприятливий баланс між несучою здатністю шару та його газопроникністю.

На сучасному етапі розвитку чорної металургії впровадження металізованої сировини у доменну плавку стримується насамперед її підвищеною собівартістю порівняно з металобрухтом. Однак за умов неминучого скорочення ресурсної бази брухту та коксівного вугілля економічний баланс поступово зміщуватиметься у бік металізованих матеріалів, і їх вартісні показники об'єктивно наблизяться до рівня вартості коксу як базового енергоносія доменного процесу. У такій перспективі питання вибору технології одержання металізованої доменної сировини набуває визначального значення.

Металізація матеріалів, призначених для доменної плавки, може здійснюватися різними способами: відновленням газоподібними агентами у шахтних печах; карботермічним або комбінованим відновленням на конвеєрних випалювальних машинах; поєднанням газового та твердопаливного відновлення у трубчастих обертових печах. Принциповою особливістю цих схем є їх технологічна універсальність: металізації піддаються практично всі різновиди

залізорудної сировини — від природних руд до агломерату й котунів, а також можливе інтегрування стадії огрудкування з процесом відновлення за умови формування у шарі матеріалу контрольованого температурного та газового режиму.

Вибір відновника визначається не лише кінетичними характеристиками реакції, а й економічною доцільністю; пріоритет надається недефіцитним та низьковартісним видам палива. При цьому ефективність процесу прямо корелює зі зменшенням вмісту пустої породи у вихідній сировині, оскільки баластні компоненти підвищують теплові витрати та ускладнюють фазову взаємодію у відновлюваній системі.

Технологічно доцільним вважається поєднання огрудкування з металізацією в межах єдиного агрегату або взаємопов'язаного комплексу, що дозволяє мінімізувати енергетичні втрати та скоротити кількість термічних циклів. При цьому витрати відновника зростають пропорційно ступеню металізації лише на початкових етапах (до 30–40 %). Подальше підвищення ступеня відновлення супроводжується суттєвим перевищенням стехіометрично необхідних витрат через ускладнення дифузійних процесів та зростання ролі побічних реакцій. Аналогічну нелінійну залежність демонструє і продуктивність установок: до рівня металізації 30–40 % її зниження має помірний характер, тоді як при більш високих значеннях спостерігається різке падіння виходу продукції.

З урахуванням зменшення ефекту економії коксу та приросту продуктивності доменних печей при металізації понад 40–50 %, оптимальним для доменного виробництва вважається інтервал 30–40 %. Заданий середній ступінь металізації шихти може досягатися як повною металізацією всієї залізорудної складової, так і шляхом комбінування високометалізованих та окиснених матеріалів. Другий варіант передбачає обробку меншої маси сировини, проте не дозволяє повною мірою реалізувати переваги підвищеної «гарячої» міцності металізованого продукту.

Практичні результати промислових випробувань, зокрема на доменній печі об'ємом 135 м³ Белорецький металургический комбинат, засвідчили істотне

скорочення питомих витрат коксу та одночасне зростання продуктивності агрегату при повній заміні окиснених матеріалів металізованими котунами. Суттєвим додатковим ефектом стало формування колошникового газу з підвищеним вмістом відновлювальних компонентів, придатного для повторного використання у технологічному циклі. Водночас універсального рішення щодо частки металізованої сировини не існує: оптимізація можлива лише на основі експериментально встановлених показників для конкретних умов виробництва.

Упродовж останнього десятиліття концепція прямого одержання заліза та безкоксової металургії набула широкого промислового втілення, що зумовлено комплексом глобальних факторів, серед яких ключову роль відіграє виснаження запасів коксівного вугілля у ряді регіонів світу. Нова технологічна схема «металізована сировина – сталь» дозволяє принципово відмовитися від кам'яновугільного коксу, водночас підвищуючи вимоги до якості кінцевого металу.

Промислова практика демонструє, що сталь, виплавлена з використанням металізованих матеріалів замість брукхту, характеризується поліпшеними експлуатаційними властивостями — зокрема, підвищеною ударною в'язкістю при низьких температурах, кращою пластичністю та ковкістю. Це пояснюється мінімальним вмістом небажаних домішок кольорових металів, розчинених газів та неметалевих включень у металізованій сировині. У зв'язку з цим використовується поняття «первородної шихти», що підкреслює відсутність багаторазових переплавлень і пов'язаного з ними накопичення домішок.

Реалізація зазначеної концепції сприяла формуванню мережі економічно ефективних «міні-заводів» продуктивністю 0,1–1,0 млн т сталі на рік, здатних гнучко адаптувати виробничу програму до ринкових умов. Додатковою перевагою є істотне зниження екологічного навантаження, оскільки виключаються стадії агломерації та коксування, що традиційно супроводжуються викидами пилу, оксидів сірки й азоту, фенолів та інших токсичних компонентів.

Для електросталеплавильного виробництва необхідна металізована сировина з високим ступенем відновлення (понад 80 %). Найбільш поширеними агрегатами для її отримання є шахтні установки безперервної та періодичної дії, апарати з киплячим шаром і трубчасті обертові печі, а також комбіновані комплекси. У промисловій практиці домінують шахтні печі, в яких реалізовані технологічні схеми типу Midrex та Purofer, що відрізняються переважно конструктивними особливостями та способом циркуляції відновлювального газу.

Металізація для сталеплавильного виробництва здійснюється у твердофазній області температур, що виключає утворення рідких фаз, здатних спричиняти настилоутворення та агломерацію частинок. Порожня порода при цьому не відділяється від металу, а надходить разом із ним у плавильний агрегат, що зумовлює жорсткі вимоги до її мінімального вмісту (не більше 5 % у металізованому продукті). Відповідно, вихідна сировина повинна характеризуватися високим ступенем збагачення з вмістом заліза 69–71 % та мінімальною концентрацією шкідливих домішок (фосфору, сірки, миш'яку, міді тощо), оскільки їх видалення у твердофазних умовах практично не відбувається.

Продуктом відновлення у шахтних або трубчастих печах є губчасте залізо з характерною пористою структурою (пористість 50–80 %) та низькою щільністю. Свіжовідновлений матеріал має високу реакційну здатність і схильність до спікання, що може порушувати газодинамічний режим агрегатів. З огляду на це температурний інтервал процесу обмежується, як правило, 750–900 °C: перевищення цього рівня інтенсифікує спікання, тоді як зниження нижче 700 °C погіршує кінетику відновлення.

Суттєвою проблемою є підвищена схильність губчастого заліза до вторинного окиснення (пірофорність), особливо при низьких температурах відновлення. Зменшення цього ефекту досягається витримкою у нейтральній або відновлювальній атмосфері при підвищених температурах, брикетуванням із ущільненням структури та транспортуванням у герметичних системах без контакту з повітрям.

Таким чином, металізація залізорудної сировини постає як складний багатofакторний процес, ефективність якого визначається оптимізацією ступеня відновлення, мінералогічного складу вихідного матеріалу, типу агрегату та умов тепломасообміну, а також інтеграцією виробництва у загальну структуру металургійного комплексу.

У глобальній практиці виробництва заліза трансформація структури сталеплавильного переділу — зростання частки киснево-конвертерних та електросталеплавильних агрегатів — зумовила системне розширення сировинної бази за рахунок поєднання металобрухту з металізованими залізорудними матеріалами, передусім котунами. Паралельне підвищення вартості коксівного вугілля, що безпосередньо впливає на економіку доменного процесу, інтенсифікує пошук технологічних рішень, спрямованих на скорочення питомих витрат коксу шляхом введення до шихти попередньо відновленої залізорудної складової. Таким чином, металізовані матеріали дедалі частіше розглядаються не лише як альтернатива скрапу, а й як інструмент оптимізації паливно-енергетичного балансу доменної плавки.

Зростання інтересу до децентралізованих форм організації металургійного виробництва, особливо у регіонах з обмеженою індустріальною інфраструктурою, сприяло формуванню концепції так званих міні-заводів, функціонування яких базується на поєднанні металобрухту та металізованої сировини. Подібні підприємства забезпечують гнучкість асортиментної політики, зменшення капіталовкладень та зниження екологічного навантаження, що відповідає сучасним вимогам сталого розвитку.

Показовим прикладом залучення відносно бідної залізорудної сировини є використання титановмісного залістистого піску (58 % Feзаг., близько 8 % TiO₂) у технологічному процесі SL-RN, реалізованому компанією New Zealand Steel у New Plymouth. Цей досвід демонструє можливість ефективної переробки нетрадиційних мінеральних ресурсів за умови адекватного підбору відновлювального агрегату та режимних параметрів.

Хоча у більшості випадків для прямого відновлення застосовуються високозбагачені концентрати, у світовій практиці відомі приклади успішної переробки вторинних та низькосортних матеріалів. Так, компанією Kawasaki Steel Corporation на майданчику в Mizushima організовано виробництво металізованого продукту зі ступенем відновлення близько 95 % (вміст Fe $\approx$ 70,6 %) із колошникового пилу та конвертерних шламів із використанням агрегату типу «решітка – трубчаста піч». Технологічна схема передбачає коригування вологості, регулювання вмісту вуглецю в шихті та огрудкування матеріалу у котуни діаметром 10–20 мм. Аналогічні установки споруджено, зокрема, у Hamilton та на металургійних комбінатах у Wakayama і Kashima, що свідчить про універсальність даної технологічної концепції.

Інтеграція стадій зміцнення котунів та їх металізації зумовлює необхідність створення відновлювальних агрегатів, у яких конструктивні параметри та схема руху газових потоків адаптовані до специфіки вихідної сировини: підвищеної вологості (10–12 %), обмеженої міцності сирих котунів (1,0–1,5 кг/котун) та їх зміцнення після сушіння (20–30 кг/котун), а також варіативного співвідношення заліза (40–50 %) і вуглецю (10–15 %). Вказані характеристики визначають тепловий баланс процесу, кінетику дегідратації та інтенсивність структурних перетворень у шарі матеріалу.

У контексті дослідження механізмів відновлення оксидів заліза твердим вуглецем у складі шламових композицій встановлено, що домінуючим є газофазний механізм, реалізований через утворення проміжних продуктів — оксиду та діоксиду вуглецю. Початкова взаємодія вуглецю з киснем оксидної фази призводить до формування CO, який, у свою чергу, відновлює оксиди заліза з утворенням CO₂; останній знову вступає в реакцію газифікації з вуглецем, відновлюючи потенціал газової фази. Таким чином формується самопідтримуваний цикл, у якому швидкість процесу визначається кінетикою газифікації вуглецю та стадією відновлення вюститу до металу.

Інтенсифікація процесу досягається підвищенням температури, збільшенням концентрації вуглецю та дисперсності шихтової суміші. Прямий

твердофазний контакт оксидів із вуглецем відіграє суттєву роль лише на початкових етапах; подальший перебіг реакцій зумовлюється адсорбційно-десорбційними явищами за участю газових молекул. При цьому свіжоутворене металеве залізо проявляє каталізуючий ефект у реакції відновлення вюститу, що додатково прискорює металізацію.

Окремої уваги заслуговує процес Inmetco, розроблений для переробки пилів, шламів та окалини електросталеплавильного виробництва з отриманням губчастого заліза. Технологія передбачає підготовку дрібнодисперсної сировини з наступною агломерацією та відновленням у спеціалізованому агрегаті, що забезпечує контрольований тепломасообмін і мінімізацію втрат металу. Металургійна характеристика процесу відображає його орієнтацію на утилізацію вторинних ресурсів із залученням карботермічного відновлення у твердофазній області температур.

Отже, сучасна практика прямого відновлення заліза характеризується розширенням сировинної бази, адаптацією технологічних схем до регіональних умов та інтеграцією процесів огрудкування й металізації, що у сукупності формує передумови для подальшої диверсифікації металургійного виробництва та підвищення його ресурсної ефективності рис. 3.1.

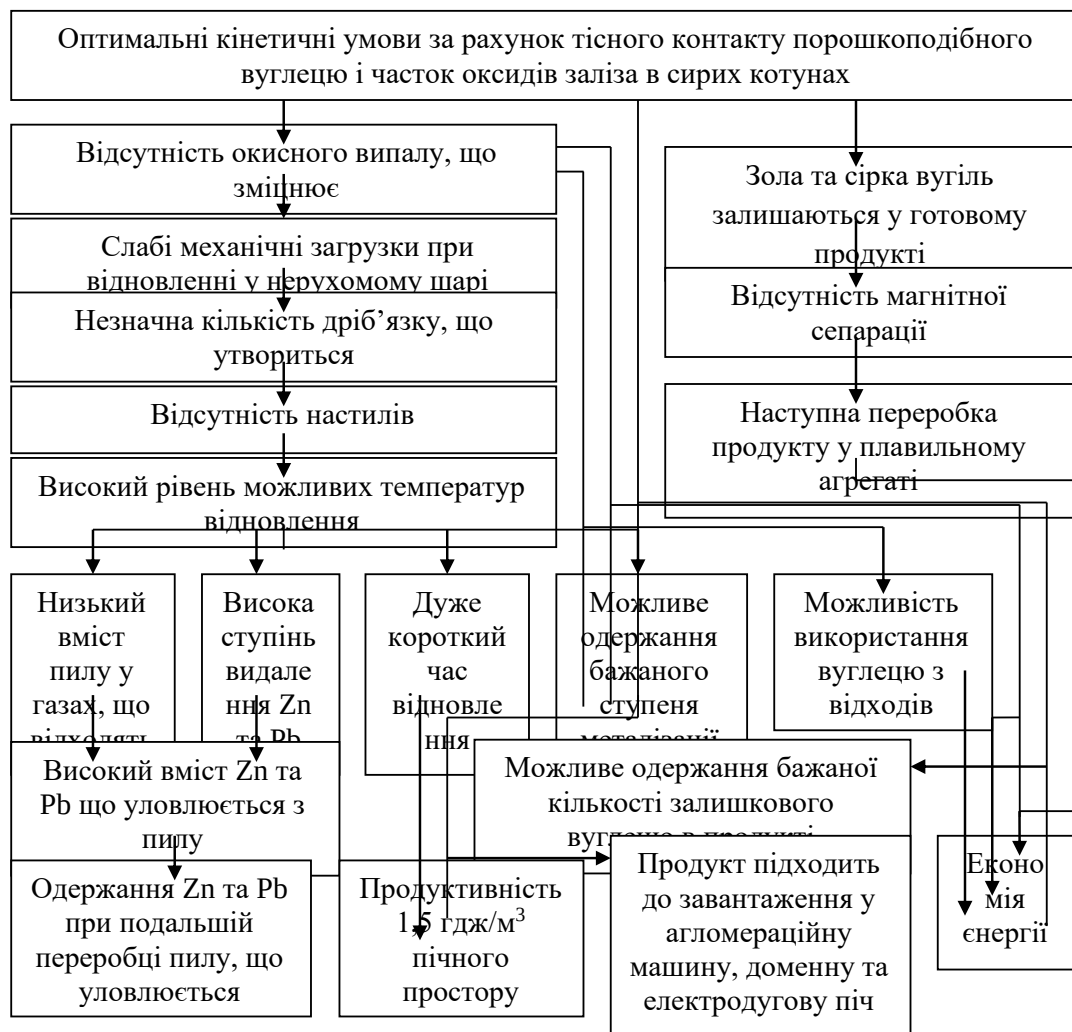


Рис. 3.1. Металургійна характеристика Инметко-процесу

У глобалізованому металургійному виробництві перехід до киснево-конвертерних та електросталеплавильних технологій зумовив структурну трансформацію сировинної бази: поряд із металобрухтом дедалі ширше залучається металізована залізрудна сировина у вигляді котунів, отриманих шляхом попереднього відновлення. Зростання вартості коксівного вугілля, що традиційно використовується в доменному процесі, інтенсифікує пошук технологічних рішень, спрямованих на мінімізацію питомих витрат коксу через інтеграцію в шихтовий склад частково або повністю відновлених оксидних матеріалів. Одночасно з цим простежується тенденція до децентралізації чорної металургії — формування малотоннажних виробництв у регіонах із обмеженою індустріальною інфраструктурою, що зумовлює поширення міні-заводів,

орієнтованих на комбіноване використання металобрухту та металізованих залізорудних продуктів.

Ілюстративним прикладом технологічної адаптації до сировини зі зниженими якісними показниками є застосування процесу СЛ-РН компанією New Zealand Steel у Нова Зеландія для переробки титановмісного залістого піску з масовою часткою загального заліза близько 58 % та діоксиду титану — близько 8 %. Зазначена технологічна схема демонструє принципову можливість ефективної металізації відносно бідних рудних матеріалів за умови оптимізації теплового та газодинамічного режимів агрегату.

У більшості випадків для процесів прямого відновлення застосовують високозбагачені концентрати, проте світова практика фіксує і приклади залучення вторинних залізовмісних ресурсів із пониженим вмістом цільового компонента. Так, корпорація Kawasaki Steel на виробничому майданчику в Мідзусіма реалізувала технологію отримання металізованого продукту зі ступенем відновлення до 95 % і вмістом заліза понад 70 % із колошникового пилу та конвертерних шлаків із використанням агрегату типу «решітка–трубчата піч». Сировинну суміш доводять до регламентованої вологості, коригують вміст твердого відновника, після чого здійснюють грануляцію з формуванням котунів діаметром 10–20 мм. Подібні технологічні комплекси були впроваджені також у Гамільтон та на підприємствах у містах Вакаяма і Касіма, що підтверджує універсальність підходу до рециклінгу залізовмісних відходів.

Поєднання стадій термічного зміцнення котунів і їх металізації в межах єдиного теплотехнологічного циклу вимагає спеціалізованої конструкції відновного агрегату, тепловий та газодинамічний режими якого мають враховувати фізико-хімічні параметри вихідної сировини: вологість котунів на рівні 10–12 %, їхню механічну міцність у сирому та висушеному станах (порядку 1,0–1,5 та 20–30 кг/котун відповідно), початковий вміст заліза 40–50 % і твердого вуглецю 10–15 %. Зазначені характеристики визначають кінетику дегідратації, прогріву та відновлення оксидних фаз.

Теоретичний аналіз механізму прямого відновлення оксидів заліза твердим вуглецем у складі шламових композицій засвідчує, що процес реалізується переважно через послідовність газофазних стадій. Первинним етапом є генерація монооксиду вуглецю внаслідок реакції газифікації вуглецю з киснем оксидних сполук, локалізованих у зоні контакту з твердим паливом. Надалі CO відновлює оксиди заліза з утворенням CO₂, який знову взаємодіє з вуглецем, регенеруючи відновний агент і підтримуючи високий редуційний потенціал газової фази. Таким чином, загальна швидкість процесу визначається кінетикою газифікації вуглецю та швидкістю відновлення вюститу до металевого заліза. Підвищення температури, збільшення вмісту вуглецю та дисперсності суміші сприяють інтенсифікації відновлення, що узгоджується з уявленнями про гетерогенну кінетику реакцій у пористих системах.

Безпосередня твердофазна взаємодія між кристалічним вуглецем і оксидною решіткою, яка передбачає дифузію вуглецю в оксид, має обмежене значення й проявляється переважно на початкових стадіях процесу. Ефект зростання швидкості відновлення зі збільшенням площі міжфазного контакту інтерпретується радше як наслідок активації адсорбційно-десорбційних явищ за участю газових молекул, ніж як посилення ролі прямої твердофазної реакції. Додатково встановлено каталітичний вплив свіжоутвореного металевого заліза на перебіг відновлення вюститу, що зумовлює автокаталітичний характер процесу.

Окремої уваги заслуговує технологія Інметко, орієнтована на отримання губчастого заліза з пилоподібних та шламових відходів електросталеплавильного виробництва. Процес забезпечує рециркуляцію хромо-нікель-залізовмісних компонентів із формуванням металізованого продукту з пониженим вмістом важких металів і раціональним використанням вуглецю як відновника. Технологічна схема передбачає формування сирих котунів із введенням твердого палива та їх відновлення в низькому нерухомому шарі, що мінімізує механічні навантаження і стирання гранул. Котуни переміщуються на обертовій вогнетривкій подині через температурні зони печі, де реалізується радіаційний нагрів і відновлення при 1100–1350 °C. За таких умов досягається

високий ступінь металізації протягом відносно короткого інтервалу (близько 18 хв), а також відбувається видалення летких домішок важких металів.

У представленому дослідженні зазначений процес уперше адаптовано для переробки безпосередньо залізрудних концентратів Таб 3.1. Методика експериментів передбачала змішування концентрату з розрахунковою кількістю твердого відновника та зв'язувальних компонентів (бентоніту і передури), подальше тонке подрібнення у роликових млинах і грануляцію на тарілчастому агрегаті. Високотемпературне відновлення здійснювали в герметизованій печі з програмним регулюванням температури та системою дозованої подачі газових компонентів (CO , CO_2 , H_2 , N_2 , CH_4) для формування контрольованої відновної атмосфери Рис 3.2. Газовий склад продуктів реакції контролювали автоматизованими аналізаторами. Дослідні партії сирих рудовуглецевих котунів фракції 8–12,5 мм масою 1,6–2,1 кг розміщували у металевій чаші та піддавали термообробці відповідно до заданого температурно-часового режиму, що забезпечувало відтворюваність і репрезентативність отриманих результатів.

Таблиця 3.1.

Хімічний склад вихідних матеріалів

Хімічний склад	Залізорудні концентрати		Тверде паливо			Сполучні	
	Гематитовий	Магнетитовий	Антрацит (ВА)	Кам'яне вугілля (АУ)	Антрацит (НА)	Бентоніт	Перидур СМС-300
Fe	67,0	67,2	1,5	0,7	0,45	2,40	
FeO	0,3	18,6	-	-	-	0,40	
SiO ₂	1,70	3,99	1,63	6,24	3,3	62,00	
Al ₂ O ₃	1,19	0,36	1,26	3,00	1,75	20,40	
CaO	0,14	0,05	0,22	0,34	0,14	1,90	
MgO	0,02	0,05	0,08	0,09	0,05	2,80	
P	0,029	0,024	0,043	0,093	0,008	0,06	
S	0,009	0,010	0,85	0,690	0,49	0,26	
Na ₂ O	0,016	0,006	0,055	0,088	0,023	2,40	30,00
K ₂ O	0,017	0,008	0,056	0,145	0,187	0,06	
Mn	0,08	0,050	0,010	0,01	<0,01	0,05	
TiO ₂	0,04	0,030	0,040	0,14	0,06	0,50	
V	<0,01	<0,01	-	0,01	0,01	0,01	
C	-	-	94,5	88,4	93,5	-	
п.п.п.	1,0	1,2	95,0	89,0	93,9	7,0	
Вологість	0,11	8,8	0,1	1,25	1,35	0,1	0,1
Гранулометричний сполука, мм							
>0,315	0,0/0,0	0,0/0,0	0,0/0,0	0,0/0,0	0,0/0,0	0,0/0,0	-
>0,250	0,0/0,0	0,4/0,4	0,0/0,0	1,6/1,6	2,0/2,0	0,0/0,0	-
>0,200	0,0/0,0	0,6/1,0	1,2/1,2	1,8/3,4	0,8/2,8	0,0/0,0	-
>0,100	0,7/0,8	5,0/6,0	30,3/31,5	1,9/5,3	5,5/8,3	0,8/0,8	-
>0,063	2,7/3,4	11,1/17,1	25,2/56,7	4,7/15,9	7,2/15,5	0,7/1,5	-
>0,040	11,3/14,7	17,7/34,8	17,9/74,6	14,7/24,7	13,2/28,7	2,0/3,5	-
Уд.поверхня, см ² /г	1920	1420				3630	
Насипна маса кг/м ³	2250	2470	870	690	710	-	-

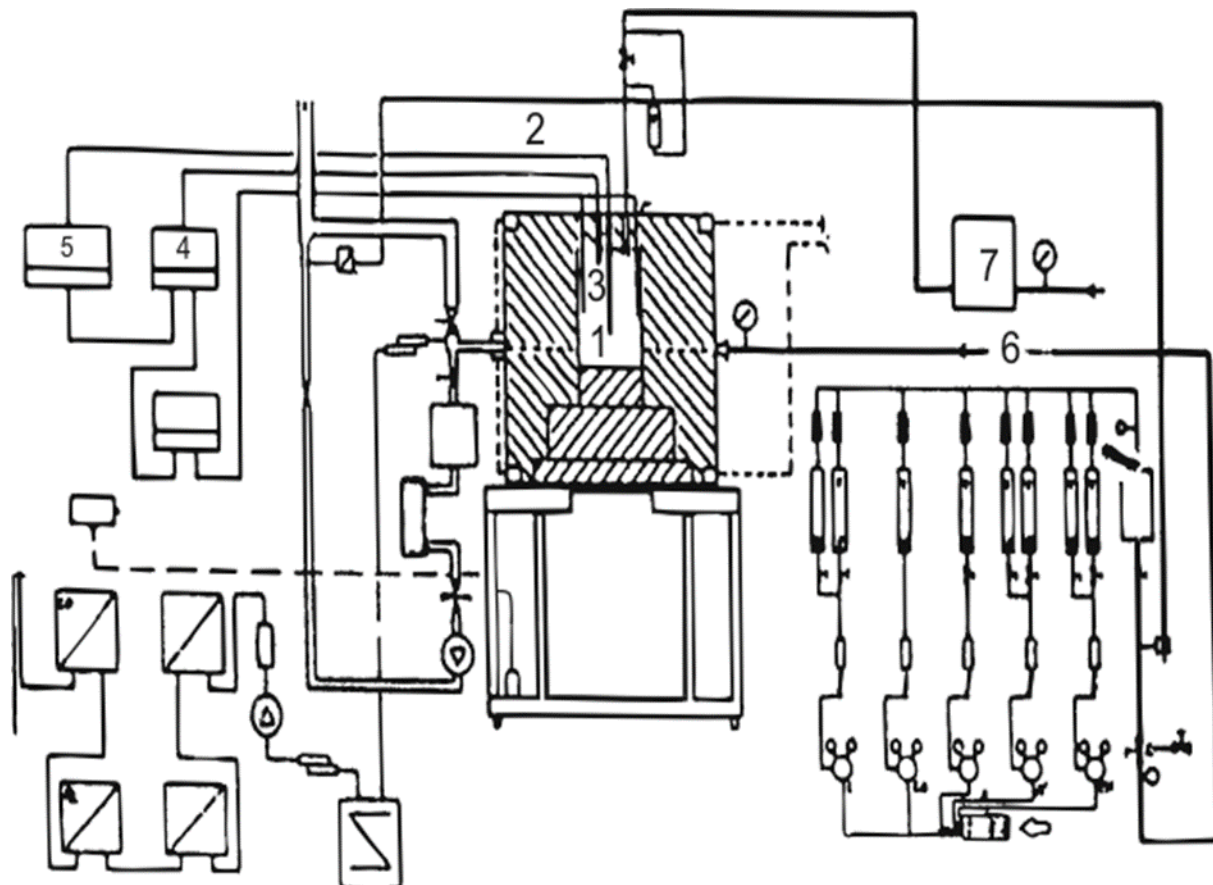


Рис. 3.2. Експериментальна установка для дослідження високо-температурного відновлення шламової суміші

Перед інсталяцією експериментальної проби термічний агрегат піддавали попередній тепловій стабілізації: нагрівання здійснювали до 1350 °С в умовах безперервної продувки інертним середовищем — азотом — із витратою 600 л/год, що забезпечувало як витіснення залишкових окиснювальних компонентів, так і формування контрольованої газової атмосфери. Після досягнення заданого температурного рівня робочий простір короткочасно відкривали, і дослідний зразок вводили з нижньої частини печі за збереження тієї ж інтенсивності азотної продувки (600 л/год), що мінімізувало тепловий шок і перешкоджало вторинному окисненню матеріалу.

Надалі систему терморегулювання переводили у режим пониження уставки до 1100 °С. Зразок витримували в зазначених умовах до моменту, коли температура в нижній зоні печі досягала 800 °С, що свідчило про формування необхідного температурного градієнта вздовж висоти реакційного простору та про завершення початкової стадії прогріву матеріалу.

Після фіксації температури 800 °С у придонній області здійснювали корекцію складу газової суміші, яка подавалася в піч. Інертне середовище замінювали на відновну композицію, що містила 20 об.% CO, 10 об.% CO₂ та 70 об.% N₂, із сумарною витратою, еквівалентною 600 л/год (відповідно 120, 60 і 420 л/год для кожного компонента). Зазначений розподіл потоків азоту був диференційований за напрямками введення: 320 л/год подавали через бічний канал, тоді як 100 л/год — через верхню частину печі, що сприяло формуванню заданого профілю газодинамічного руху та стабілізації відновного потенціалу в реакційній зоні.

Подальша теплова еволюція процесу реалізовувалася шляхом програмованого підвищення температури у верхній частині агрегату з 1100 до 1350 °С. Такий режим забезпечував інтенсифікацію кінетики відновних реакцій на завершальній стадії металізації та вирівнювання температурного поля по висоті шару. Динаміка температурних змін у робочому просторі печі відображена на відповідній схемі, що ілюструє поетапний характер теплового впливу та його синхронізацію зі зміною складу газової фази рис. 3.3.

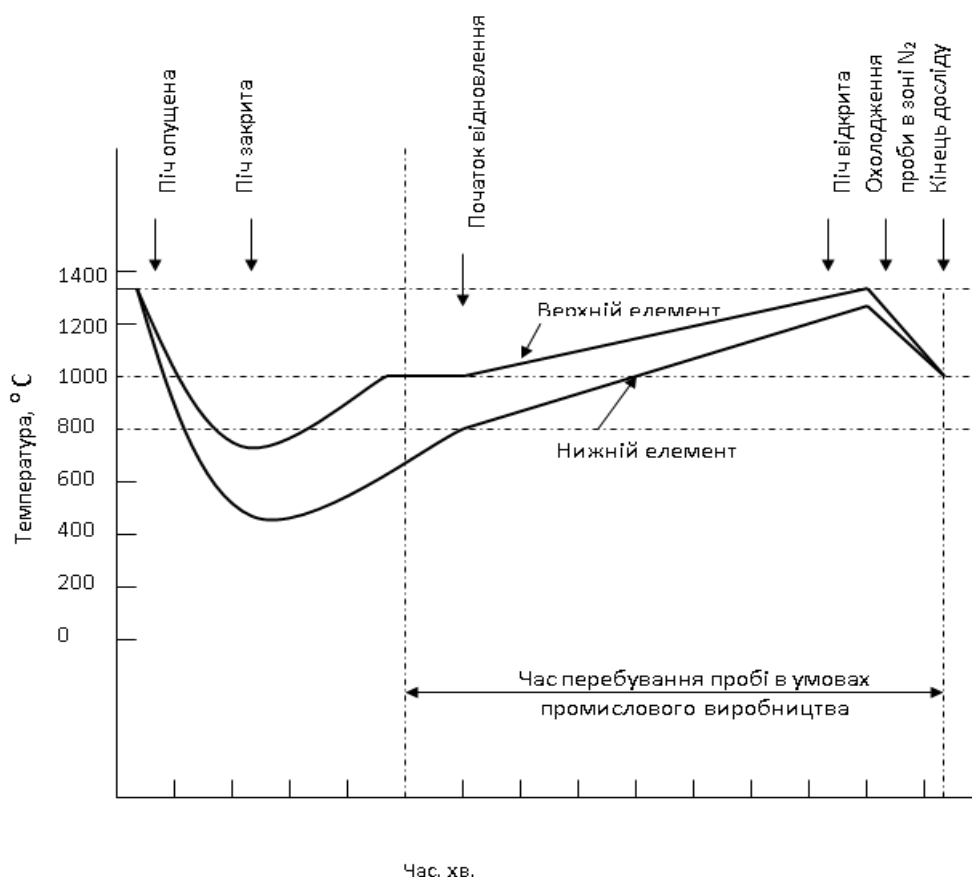


Рис 3.3 Зміна температури в печі при проведенні експерименту

ривалість ізотермічної стадії відновлення варіювали в межах 15–35 хвилин; відлік часу розпочинали з моменту досягнення температури 800 °С у нижній частині печі, що інтерпретувалося як початок активної фази редукційних перетворень. Упродовж експерименту автоматизована система безперервно реєструвала зміну складу газової фази, забезпечуючи можливість кореляції кінетики відновлення з еволюцією співвідношення CO і CO₂.

Після завершення термічної витримки зразок піддавали інтенсивному охолодженню струменем чистого азоту, який подавали зверху печі з витратою 5000 л/год до зниження температури приблизно до 1000 °С. Далі пробу вилучали з агрегату й продовжували охолоджувати в інертному середовищі до 500 °С, що виключало вторинне окиснення металізованої фази та стабілізувало фазовий склад продукту.

Охолоджені котуни разом із пилоподібними фракціями зважували, після чого пробу поділяли на верхню та нижню частини шару з повторним визначенням їх маси. Надалі здійснювали гранулометричний аналіз методом розсіву за фракціями, визначали хімічний склад (загальне залізо, оксид заліза(II), металеве залізо, залишковий вуглець і сірку), розраховували ступінь металізації, виконували мінералогічні дослідження та оцінювали об'ємні зміни котунів у різних горизонтах шару. Запропонована схема установки та алгоритм керування температурно-газовим режимом відтворювали принципові умови промислового отримання металізованих котунів за технологією Inmetco, водночас забезпечуючи гнучкість програмування теплового циклу.

3.2. Експериментальне дослідження механізмів відновлення оксидів заліза твердим вуглецем у складі шламової суміші

Для інтерпретації перебігу вуглетермічних реакцій використовували котуни, піддані високотемпературному відновленню в дослідях №1–5. Сухі зразки зважували до і після процесу з метою визначення сумарної втрати маси. Одночасно фіксували температурні параметри печі, верхнього та нижнього

горизонтів шару, а також склад відхідних газів, зокрема концентрації монооксиду та діоксиду вуглецю.

У традиційній практиці ступінь відновлення визначають за масою вилученого кисню. Проте в умовах вуглетермічного процесу одночасно з десорбцією кисню з оксидів відбувається окиснення твердого вуглецю до газоподібних оксидів, що призводить до паралельної втрати маси вуглецю. З огляду на це оцінка ступеня відновлення лише за загальною втратою маси є некоректною без урахування газового балансу табл. 3.2 і 3.3.

Аналітичний підхід базувався на визначенні об'ємного виходу газової суміші та співвідношення в ній CO і CO_2 . Виходили з припущення, що при високій температурі система монооксид–діоксид вуглецю перебуває у стані термодинамічної рівноваги з газоподібним киснем. За цих умов парціальний тиск кисню визначається величиною константи рівноваги відповідної реакції та квадратом відношення парціальних тисків (або мольних часток) діоксиду вуглецю до монооксиду вуглецю. Константу рівноваги розраховують за значеннями зміни вільної енергії реакції при заданій температурі.

Оскільки газова суміш складалася лише з CO і CO_2 , сума їх мольних часток приймалася рівною одиниці. Знаючи загальний об'єм газу, визначали об'єми кожного компонента як добуток сумарного об'єму на відповідну мольну частку.

Подальший розрахунок втрати маси кисню здійснювали, виходячи з того, що кожен моль CO містить один атом кисню, а кожен моль CO_2 — два атоми кисню. Відповідно, масу кисню визначали через сумарну кількість молів газоподібних оксидів вуглецю з урахуванням їх стехіометрії та молярної маси кисню. Аналогічно масу витраченого вуглецю обчислювали, беручи до уваги, що в кожному молі CO і CO_2 міститься один моль атомів вуглецю; для перерахунку використовували молярну масу вуглецю та молярний об'єм газу за нормальних умов.

Такий підхід дозволяє розділити внесок кисню, вилученого з оксидної фази, і вуглецю, окисненого в ході процесу, забезпечуючи коректне визначення ступеня металізації та кількісну характеристику масообмінних перетворень у

системі «оксид заліза – вуглець – газова фаза» при високотемпературному відновленні.

Таблиця 3.2.

Результати дослідження процесу високотемпературного відновлення
шламової суміші

№ досліджу		1	2	3	4	5
Сорт концентрату й твердого палива		Хоспет ^x ВА	Хоспет ВА	Хоспет ВА	Хоспет ВА	Хоспет АЖ
Сполучна добавка		0,3Б ^x 0,3П ^{xx}	0,3Б 0,3П	0,3Б 0,3П	0,3Б 0,3П	0,3Б 0,3П
Час відновлення, хв.		19	22	15	18,5	18,5
Температура низу шару, °С		1160	1195	1125	1190	1160
Темпераура верху шару, °С		1363	1360	1317	1360	1365
Висота шару, мм		25	29	26	28	27
Вміст фракції > 6,3мм	Верх	70	73,4	61,7	65	20,2
	Низ	19,2	16,2	10,6	14,9	0,8
	Сума	44,9	45,1	31,3	39,2	7,8
Вміст, %	Верх Fe _{мет}	95,4	-	-	96,5	-
	Низ Fe _{мет}	81,8	-	-	81,5	-
	Верх ІЗ	6,4	-	-	5,9	-
	Низ ІЗ	15,7	-	-	16,7	-

Таблиця 3.3.

Зміна часу перебування рудовугільних котунів в печі при різних температурах

№ досліджу	Максимальна температура, °C	Час перебування до T °C				Вміст фракції більше 6,3мм, %
		до 800°C	від 800°C до 1000°C	до 1100°C	від 1100°C до кінця	
1 верх	1363	3,7	3,0	10,7	30,0	70,0
1 низ	1160	17,5	9,0	32,3	10,0	19,2
2 верх	1360	0,8	4,2	9,0	27,5	73,4
2 низ	1195	10,0	10,0	26,0	12,5	16,0
3 верх	1317	2,0	3,0	8,5	18,5	61,7
3 низ	1125	8,0	9,5	22,5	6,0	10,6
4 верх	1360	2,0	2,0	8,0	22,5	65,0
4 низ	1190	7,5	9,75	22,45	9,5	14,9
5 верх	1385	5,2	4,5	5,0	24,0	20,2
5 низ	1160	13,75	10,0	6,0	9,50	0,8

У міру подальшого перебігу реакційного процесу кількість кисню, що підлягає зв'язуванню з вуглецем, поступово зменшується, що закономірно супроводжується зниженням інтегральної швидкості відновлення. За різних варіантів температурно-газового режиму, реалізованих у межах експериментальної програми, ступінь відновлення на відповідному етапі досягав 60–80 %. Паралельно аналізували інтенсивність газифікації вуглецю; встановлено, що за досліджуваних умов дана реакція не виконувала функції лімітуючої ланки загального процесу редукції.

Основний масообмінний ефект припадає на другу стадію відновлення, оскільки саме на рівні вюститу зосереджено близько 70 % сумарного кисню, який підлягає вилученню з оксидної фази. Металографічні та мікроструктурні дослідження зразків, відібраних на різних температурно-часових інтервалах, засвідчили одночасну присутність оксидів заліза різного ступеня окиснення та металеві фази, що вказує на неізотермічний характер процесу та існування температурних і концентраційних градієнтів у межах окремого котуна.

Теплофізичні характеристики матеріалу впродовж відновлення зазнають еволюції, зумовленої зміною фазового складу, пористості та газонаповненості. Просторовий розподіл температури в об'ємі котуна визначається сукупною дією радіаційного теплообміну між стінками печі та поверхнею гранул,

теплопровідності твердої матриці й ендотермічного ефекту реакції газифікації вуглецю. На початковій стадії на периферії шламового агрегату формується шар пористого металевого заліза, тоді як у центральній частині зберігається багатофазна система, представлена сумішшю заліза, вюститу та вуглецевого залишку. Передача теплоти відбувається переважно шляхом випромінювання до зовнішньої поверхні котуна з подальшим її поширенням у глибину за механізмом теплопровідності. Підведена енергія витрачається як на нагрівання твердої та газової фаз, так і на забезпечення перебігу ендотермічних хімічних перетворень.

Умова локального теплового балансу для окремого котуна може бути сформульована якісно як рівність між тепловим потоком, що надходить до нього з боку печі шляхом випромінювання, та сумою трьох складових: теплоти, спожитої на хімічні реакції; теплоти, необхідної для підвищення температури газової суміші монооксиду і діоксиду вуглецю; а також теплоти, що витрачається на нагрівання твердої частини матеріалу.

Інтенсивність радіаційного підведення енергії визначається площею поверхні котуна, його ефективною випромінювальною здатністю та різницею між четвертими степенями абсолютних температур печі й поверхні гранули, що відображає фундаментальний характер теплового випромінювання як нелінійного процесу. Тепловий ефект хімічної взаємодії, своєю чергою, пропорційний ентальпії реакції газифікації вуглецю та миттєвій швидкості його витрачання; отже, чим вища інтенсивність окиснення вуглецю до оксидів, тим більші енергетичні витрати необхідні для підтримання стабільного температурного режиму.

Таким чином, відновлення у шламовій композиції реалізується переважно через газофазний механізм за участю суміші CO/CO_2 , а визначальним параметром кінетики є швидкість генерації монооксиду вуглецю внаслідок газифікації вуглецю. На завершальних стадіях процесу швидкість металізації дедалі більшою мірою лімітується інтенсивністю підведення енергії, необхідної для підтримання достатньої швидкості газифікаційної реакції.

З огляду на зафіксоване істотне збільшення об'єму котунів нижнього шару, що супроводжується зниженням їх механічної стійкості, постала необхідність оптимізації параметрів температурно-газового режиму. Саме з цією метою було ініційовано наступну серію експериментів, спрямованих на встановлення раціонального співвідношення між тепловим навантаженням, складом відновного середовища та гранулометричними характеристиками шихти.

Розділ 4.

Експериментальні результати та їх інтерпретація

Дослідження закономірностей перебігу процесу відновлення за варійованих технологічних параметрів

Перша серія експериментів

У межах початкового етапу досліджень було реалізовано експериментальну програму з використанням гематитового концентрату родовища Хоспет у поєднанні з в'єтнамським антрацитом як твердим відновником. Висота шару котунів становила 25–30 мм, а тривалість ізотермічної стадії відновлення варіювала в інтервалі 15–35 хвилин залежно від конкретного температурно-газового режиму.

Аналіз температурних параметрів термообробки засвідчив наявність істотної термоградієнтної неоднорідності по висоті шару. Котуни, розташовані у нижньому горизонті, перебували протягом тривалішого часу в області температур нижче 1000 °С порівняно з гранулами верхнього шару. Це зумовлює затримку переходу до активної фази інтенсивного відновлення, що реалізується переважно при температурах понад 1000 °С. Натомість у верхньому шарі

тривалість перебування в інтервалі температур вище 1000 °С була більшою, що сприяло інтенсифікації редукційних реакцій та прискоренню металізації поверхневих зон котунів.

Водночас результати механічних випробувань відновленого продукту виявили суттєву деградацію структурної цілісності гранул. Індекс стирання, визначений за масовою часткою фракції понад 6,3 мм, для верхнього шару коливався в межах 56,7–73,4 %, тоді як для нижнього шару — лише 8,9–20,9 %. Такі показники свідчать про надзвичайно низьку механічну міцність відновлених котунів, особливо у придонній частині шару, де поєднання тривалого перебування при проміжних температурах і значних внутрішніх напружень, імовірно, призводить до формування розвиненої системи мікротріщин і деструкції пористого каркаса.

Отримані результати підтверджують визначальний вплив температурного профілю по висоті шару на кінетику фазових перетворень, ступінь металізації та експлуатаційні характеристики кінцевого продукту, що обґрунтовує необхідність подальшої оптимізації режимних параметрів процесу табл. 4.1-4.2.

Таблиця 4.1.

Зміна часу перебування шламової суміші в печі при різних температурах

№ досліджу	Максимальна температура, °С	Час перебування до Т °С				Вміст фракції більше 6,3мм, %
		до 800°С	від 800°С до 1000°С	до 1100°С	від 1100°С до кінця	
1 верх	1363	3,7	3,0	10,7	30,0	70,0
1 низ	1160	17,5	9,0	32,3	10,0	19,2
2 верх	1360	0,8	4,2	9,0	27,5	73,4
2 низ	1195	10,0	10,0	26,0	12,5	16,0
3 верх	1317	2,0	3,0	8,5	18,5	61,7
3 низ	1125	8,0	9,5	22,5	6,0	10,6
4 верх	1360	2,0	2,0	8,0	22,5	65,0
4 низ	1190	7,5	9,75	22,45	9,5	14,9
5 верх	1385	5,2	4,5	5,0	24,0	20,2
5 низ	1160	13,75	10,0	6,0	9,50	0,8

Величина відновного потенціалу газової фази варіювала в межах 50–80 %, що свідчить про формування достатньо вираженого редукційного середовища зі змінною термодинамічною активністю монооксиду вуглецю як основного відновника.

Експериментально встановлено, що ініціація процесу відновлення залізовмісних котунів корелює з моментом активації реакції Будуара ($C + CO_2 \rightleftharpoons 2CO$), яка визначає генерацію додаткової кількості монооксиду вуглецю безпосередньо в зоні контакту твердих фаз. Таким чином, початок інтенсивного перебігу відновних перетворень обумовлюється не лише температурним чинником, але й кінетикою гетерогенної взаємодії вуглецю з діоксидом вуглецю, що забезпечує локальне підвищення парціального тиску CO та зсув рівноваги у бік редукційних реакцій оксидів заліза.

Водночас встановлено просторову та температурну неоднорідність перебігу процесу в межах шару матеріалу: за умов, коли у верхніх горизонтах насипу вже реалізується активна стадія відновлення, нижні шари перебувають у температурному інтервалі приблизно 700–1000 °C, що є недостатнім для інтенсивного розвитку відновних реакцій і, відповідно, характеризуються мінімальним ступенем металізації. Така стратифікація температурного поля та газодинамічних параметрів зумовлює асинхронність фазових і хімічних перетворень у межах об'єму шихтового шару.

Результати кількісного хімічного аналізу відібраних проб систематизовано та наведено в таблиці 4.3, що дозволяє здійснити порівняльну оцінку ступеня відновлення і фазового складу матеріалу на різних стадіях термічної обробки.

Таблиця 4.2.

Результати дослідження процесу високотемпературного відновлення шламової суміші

№ досліджу		1	2	3	4	5
Сорт концентрату й твердого палива		Хоспет ^x ВА	Хоспет ВА	Хоспет ВА	Хоспет ВА	Хоспет АЖ
Сполучна добавка		0,3Б ^x 0,3П ^{xx}	0,3Б 0,3П	0,3Б 0,3П	0,3Б 0,3П	0,3Б 0,3П
Час відновлення, хв.		19	22	15	18,5	18,5
Температура низу шару, °C		1160	1195	1125	1190	1160
Температура верху шару, °C		1363	1360	1317	1360	1365
Висота шару, мм		25	29	26	28	27
Вміст фракції > 6,3мм	Верх	70	73,4	61,7	65	20,2
	Низ	19,2	16,2	10,6	14,9	0,8
	Сума	44,9	45,1	31,3	39,2	7,8
Вміст, %	Верх Fe _{мет}	95,4	-	-	96,5	-
	Низ Fe _{мет}	81,8	-	-	81,5	-
	Верх С	6,4	-	-	5,9	-
	Низ С	15,7	-	-	16,7	-

Аналіз узагальнених експериментальних результатів переконливо засвідчує наявність вираженої градієнтної неоднорідності процесу металізації в межах реакційного шару: ступінь відновлення нижнього горизонту систематично поступається відповідному показнику верхньої частини, де одночасно фіксується підвищена концентрація залишкового вуглецю. Така диспропорція свідчить про складну взаємодію тепломасообмінних, газодинамічних і кінетичних чинників, що детермінують просторову диференціацію інтенсивності відновних перетворень.

Кількісні параметри металізації для верхнього сегмента шару у межах проведеного досліджу становили відповідно 95,4; 96,6; 74,5 та 68,5 %, тоді як для

нижнього сегмента — 81,8; 81,9; 48,1 та 80,7 %. Для дисперсної (порошкоподібної) фракції значення ступеня металізації дорівнювали 69; 81,4; 81,0 та 72,5 %. Наведена варіабельність показників відображає нестійкий характер розвитку відновних реакцій у різних морфологічних компонентах шихти та опосередковано вказує на неоднорідність локальних умов протікання процесу.

Принципово важливо підкреслити, що тривалість відновлення для двох зіставних проб (19,0 та 18,5 хв), а також температурні параметри верхньої (1160 і 1190 °C) та нижньої (1363 і 1360 °C) частин шару були практично ідентичними. Отже, за формально подібних термодинамічних умов спостерігається суттєва різниця у ступені металізації, що дає підстави стверджувати про визначальну роль внутрішньосферних факторів — зокрема, дифузійних обмежень, локальної газової проникності та ефективності контакту між твердим відновником і оксидною фазою.

Окремої уваги потребує аналіз залишкового вуглецю у відновлених котунах. Встановлено, що в нижньому шарі його концентрація майже вдвічі перевищує аналогічний показник верхнього горизонту, що свідчить про низький коефіцієнт утилізації вуглецю та недостатню реалізацію його відновного потенціалу. Фактично це означає, що частина твердого відновника не вступає у повноцінну гетерогенну взаємодію з газовою фазою або оксидною матрицею, що знижує інтегральну ефективність процесу.

Ще більш показовим є вміст залишкового вуглецю в порошкоподібній фракції, який досягає 21 %, що практично відповідає відсутності його активного залучення у відновні реакції. Подібна інертність дисперсної складової може бути зумовлена її морфологічними особливостями, агломераційними явищами або обмеженим доступом реакційно здатних газів, що в комплексі формує зону зниженої реакційної ефективності в структурі шару.

Таблиця 4.3

Ступінь металізації котунів при високотемпературній обробці

№ досліджу	Ступінь металізації, %				Кількість залишкового вуглецю, %			
	верх	Низ	порошок зверху	порошок знизу	Верх	Низ	порошок зверху	порошок знизу
64	95,4	81,8	69	Н. про	6,4	15,7	16,7	В. о.
67	96,5	81,5	81,5	38,5	5,9	16,7	17,2	21,0
77	94,6	96,3	96,7	В. о.	1,9	8,4	9,7	19,9
81	86,6	90,9	88,5	72,2	1,7	15,8	11,0	18,5
82	91,4	87,6	Н. о.	Н. о.	14,7	Н. о.	Н. о.	Н. о.
83	94,2	89,3	Н. о.	Н. о.	9,6	17,1	Н. о.	Н. о.
84	92,6	87,6	Н. о.	Н. о.	9,7	15,6	Н. о.	Н. о.
86	88,1	90,8	Н. о.	Н. о.	2,6	4,9	Н. о.	Н. о.
87	82,1	84,1	Н. о.	Н. о.	2,1	13,2	Н. о.	Н. о.

Другий етап експериментальної програми

У межах другого циклу досліджень було реалізовано варіант шихтової композиції на основі концентрату Хоспет у поєднанні з в'єтнамським антрацитом за висоти реакційного шару 20 мм. Тривалість ізотермічної витримки варіювала в інтервалі 16,5–35 хв за умов інертного газового середовища (атмосфера азоту), що дозволяло елімінувати вплив зовнішніх окисно-відновних факторів та зосередитися на внутрішньосферних механізмах генерації відновного газу.

Температурний режим печі підтримувався на рівні 1400 °С, що забезпечувало інтенсивний тепловий потік та високі швидкості нагрівання. Мінімальна висота шару (еквівалентна двом котунам) сприяла пришвидшеній теплопередачі до нижнього горизонту, який оперативно досягав температур, достатніх для ініціації редуційних реакцій. Попри це, результати хімічного аналізу продемонстрували вкрай низький ступінь металізації нижнього шару при одночасно підвищеному вмісті залишкового вуглецю, що свідчить про неповну реалізацію відновного потенціалу твердої фази.

Максимальні температурні значення, зафіксовані у процесі, становили 1195 °С для нижнього шару та 1360 °С для верхнього при тривалості відновлення 16 хв. Відновний потенціал газової фази, виражений співвідношенням $CO/(CO+CO_2)$, змінювався у межах 35–76 %, що відповідає термодинамічній

області формування голчастих (акікулярних) виділень заліза, асоційованих із суттєвим об'ємним розширенням матеріалу. Таким чином, встановлено, що мінімізація явищ надмірного набухання можлива шляхом регулювання швидкості нагрівання та скорочення часу перебування котунів у температурному діапазоні до 1000 °С, де формується передумова для анізотропного росту металевої фази.

Третій етап досліджень

У третьому досліді застосовано суміш концентрату Хоспет з австралійським антрацитом із введенням 0,3 % бентоніту та 0,3 % передуру; висота шару становила 28 мм, а тривалість відновлення — 15,5–20 хв. Процес реалізовувався за відносно знижених температур і помірних швидкостей нагрівання.

Механічні характеристики продукту виявилися незадовільними: вміст фракції >6,3 мм у нижньому шарі становив 0–3,4 %, у верхньому — 0,8–27,6 %. Сукупні показники міцності для суміші з австралійським вугіллям були істотно нижчими порівняно з композицією на основі в'єтнамського антрациту, що може бути пов'язано з відмінностями у вмісті летких речовин та реакційній здатності вуглецевої складової.

Четвертий етап досліджень

Четверта серія експериментів передбачала використання концентрату Хоспет з австралійським вугіллям за аналогічного вмісту зв'язувальних компонентів (0,3 % бентоніту + 0,3 % передуру), висоти шару 20 мм і тривалості відновлення 20 хв. Котуни попередньо підсушували (вологість 4,0–6,4 %). Початковий розігрів печі до 1300 °С забезпечував надзвичайно короткий період перебування матеріалу в субкритичній температурній області (<1000 °С).

За цих умов міцність нижнього шару перевищувала показники верхнього, попри майже ідентичні швидкості нагрівання та кінцеві температури. Вміст крупної фракції >6,3 мм коливався в межах 4,8–24,3 %, що свідчить про нестабільність структуроутворення в процесі металізації.

П'ятий етап досліджень

У п'ятому циклі здійснено порівняльну оцінку впливу типу рудної та вуглецевої складової. Досліджено як магнетитовий концентрат з австралійським вугіллям, так і аналогічну систему з в'єтнамським антрацитом за однакових параметрів (0,3 % бентоніту + 0,3 % передуру; висота шару 20 мм; 20 хв відновлення).

Отримані результати підтвердили тенденцію попередніх експериментів: композиції з в'єтнамським антрацитом демонстрували підвищену стійкість до стирання та кращі механічні характеристики. У зв'язку з цим для подальшої оптимізації процесу було обрано систему «концентрат Хоспет – в'єтнамський антрацит».

Структурно-фазовий аналіз губчастого заліза

Мінералогічні дослідження засвідчили варіативність ступеня науглецювання відновлених зразків: вміст вуглецю коливався від 0 до 4,3 % залежно від температурно-часових умов процесу. У більшості випадків переважали феритні структури з мінімальною розчинністю вуглецю (до 0,02 %), що підтверджує низький рівень карбюризації. Лише окремі ділянки характеризувалися підевтектичними морфологіями, тоді як евтектичні та заевтектичні структури фіксувалися спорадично й свідчили про локальне перевищення концентрації вуглецю понад 0,8 %.

Наявність білих чавунних утворень (з вмістом С понад 4,3 %) у деяких зразках верхнього шару підтверджує періодичне виникнення рідкофазних станів із подальшою кристалізацією, що зумовлює формування евтектичних структур після застигання розплаву.

Мікроструктурні особливості продукту відновлення

У процесі досліджень спостерігалися різні морфологічні типи відновлених котунів — від високопористих, механічно ослаблених структур до так званих «порожнистих» або напівсферичних форм із щільною зовнішньою оболонкою та розпушеним ядром. Значне об'ємне розширення, характерне для нижнього шару,

корелювало з розвитком акцікулярних виділень заліза та внутрішніми напруженнями, що зумовлювали руйнування.

Світлі центральні області в окремих зразках пояснюються відмінностями щільності та фазового складу, що підтверджує складну термохімічну історію матеріалу.

Узагальнення та технологічні висновки

Комплекс проведених досліджень, спрямованих на встановлення впливу параметрів сировини та режимів термообробки, засвідчив низьку механічну міцність відновлених котунів, особливо нижнього шару, а також істотну різницю ступеня металізації між шарами, що є небажаним для стабільної роботи плавильних агрегатів. Металізація порошкоподібної фракції виявилася майже удвічі нижчою, ніж у цілих котунів, тоді як вміст залишкового вуглецю в нижньому шарі перевищував показники верхнього у 2–4 рази. У порошкоподібній складовій концентрація вуглецю (19–20 %) практично не змінювалася порівняно з сирими котунами, що свідчить про надлишковість вихідного вуглецю та його неефективне використання.

Оптимальною тривалістю відновлення визначено 19–20 хв; скорочення часу до 15–16 хв призводить до зниження металізації та міцності. Підвищення частки бентоніту до 2 % продемонструвало критичну роль типу й кількості зв'язувального у формуванні механічної стійкості.

З урахуванням отриманих результатів рекомендовано знизити початковий вміст вуглецю до 15–17 % та оптимізувати гранулометричний склад ($>0,025$ мм) для підвищення ефективності високотемпературного відновлення. Встановлено також, що композиції з 0,3 % бентоніту + 0,3 % передуру не забезпечують необхідних експлуатаційних характеристик і не можуть бути рекомендовані для промислового впровадження без подальшої модифікації складу.

ВИСНОВКИ

1. Запропонована у межах даного дослідження технологічна парадигма переробки тонкодисперсних відходів металургійного виробництва, зокрема шламів, що утворюються в системах мокрої газоочистки та акумулюються у шламонакопичувачах, формуючи довготривале техногенне навантаження на довкілля, концептуально трансформує їх статус із екологічно проблемного субстрату у вторинний ресурс із визначеним металургійним потенціалом. Інтеграція зазначених матеріалів у технологічний цикл прямого відновлення забезпечує їх функціональну реабілітацію як залізовмісної складової шихти з можливістю керованої термохімічної трансформації.

2. Реінкорпорація шламових продуктів у металургійний переділ зумовлює формування додаткового джерела низьковартісної залізовмісної сировини, що, у контексті ресурсно-енергетичної оптимізації виробництва, дозволяє модифікувати матеріальний баланс агрегату та знизити залежність від первинних концентратів. З огляду на це, запропонована технологія має потенціал до зменшення питомої собівартості металопродукції шляхом раціонального заміщення частини традиційних шихтових компонентів вторинними матеріалами із збереженням цільових показників металізації та фазового складу.

3. Залучення до технологічного обігу як поточних, так і історично накопичених шламів створює передумови для системного вирішення комплексу екологічних проблем, пов'язаних із тривалим зберіганням відходів у шламосховищах, зокрема деградації земельних ресурсів, ризиків інфільтрації забруднювальних компонентів у гідросферу та вторинного пилового забруднення атмосфери. Таким чином, запропонований підхід відповідає принципам циркулярної економіки та ресурсозбереження, забезпечуючи одночасне досягнення технологічного та природоохоронного ефекту.

4. Застосування методу прямого відновлення як базового інструменту переробки вторинних залізовмісних матеріалів характеризується високим ступенем відповідності сучасним тенденціям декарбонізації та підвищення енергоефективності металургійних процесів, оскільки дозволяє істотно скоротити споживання традиційних енергоносіїв і відновників (зокрема природного газу та коксу) за рахунок інтенсифікації внутрішньосистемних відновних реакцій і раціоналізації теплового балансу. У результаті досягається зниження матеріало- та енергомісткості виробництва без критичного погіршення експлуатаційних характеристик отриманого металізованого продукту.

5. Комплексна техніко-економічна оцінка впровадження запропонованої технології засвідчує її інвестиційну привабливість та

виробничу доцільність, оскільки інтегральний економічний ефект формується як за рахунок зменшення витрат на утримання та рекультивацію шламосховищ, так і через генерацію додаткової товарної продукції з вторинної сировини. Отримані розрахункові показники економічної ефективності підтверджують можливість масштабування технології до промислового рівня за умови подальшої оптимізації параметрів процесу та адаптації до специфіки конкретного підприємства.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ЛІТЕРАТУРНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Голіков І. Н. Перспективи розвитку чорної металургії (наукові передумови) / І. Н. Голіков, Г. В. Губін, А. К. Каркліт. – М.: Металургія, 1973. – 568 с.
2. Летимін В. Н. Пил і шлами газоочисток сталеплавильних цехів та аналіз їх утилізації / В. Н. Летимін // Ресурсозбереження та екологія. – С. 72–75.
3. Гронвальд Л. Забезпечення доменного виробництва сировиною в майбутньому / Л. Гронвальд, М. Уїлг // Чорні метали. – 2006. – листопад. – С. 73–79.
4. Готліб А. Д. Доменний процес / А. Д. Готліб. – Київ: ДІТЛ УРСР, 1958. – 510 с.
5. Курунов І. Ф. Стан і перспективи бездоменної металургії заліза / І. Ф. Курунов, Н. А. Савчук. – М.: Чорметінформація, 2002. – 198 с.
6. Лисін В. С. Сучасний стан і перспективи рециклінгу цинковмісних відходів металургійного виробництва / В. С. Лисін, В. Н. Скороходов, І. Ф. Курунов, В. М. Чижикова // Чорна металургія. Бюл. НТІ. Додаток 6. 2001. – 32 с.
7. Moore C. M. Recycling of Complex Iron-Containing Waste Oxides / C. M. Moore, R. Deike, C. Hillman // Proceedings of the 4th European Coke and Ironmaking Congress. – Paris, France. – Vol. 1, 2000. – June 19–22. – P. 408–411.
8. Коршиков Г. В., Зевін С. Л., Греков В. В. та ін. // Сталь. – 2003. – № 5. – С. 2–6.
9. Щукін Ю. П., Гладишев В. І., Антипов Н. С. // Сталь. – 1986. – № 9. – С. 8–14.
10. Белкін А. С., Юсфін Ю. С., Курунов І. Ф. та ін. // Металург. – 2003. – № 4. – С. 39–41.

11. Курунов І. Ф. Методика розрахунку техніко-економічних показників доменної плавки / І. Ф. Курунов, С. Б. Яценко // Збірник наукових праць МІСіС № 152. – М.: МІСіС, 1986. – С. 20–55.
12. Курунов І. Ф. Виробничий рециклінг залізо-цинковмісних шламів шляхом їх окускування та проплавлення в доменній печі (досвід ВАТ НЛМК) / І. Ф. Курунов, В. М. Кукарцев, І. С. Яриков та ін. – С. 15–19.
13. Сокурєнко А. В. Досвід утилізації залізовмісних шламів і вторинної окалини / А. В. Сокурєнко, В. А. Шерємет, А. В. Кекух та ін. // Екологія та ресурсозбереження. – С. 82–85.
14. Трубочанін В. А. Стан і перспективи утилізації вторинних енергоресурсів на ВАТ «Сєвєрсталь» / В. А. Трубочанін, С. А. Волинкін, Т. Є. Громова // Ресурсозбереження та екологія. – С. 71–76.
15. Бичков С. В. Комплексна утилізація залізовмісних дрібнофракційних відходів в умовах діючого металургійного заводу / С. В. Бичков. – С. 59–62.
16. Дячок Н. Г. Утилізація шламів на Західно-Сибірському металургійному комбінаті / Н. Г. Дячок, Г. С. Захарцов, С. В. Дєв'яткін та ін. // Утилізація відходів металургійного виробництва. – С. 66–70.
17. Лиходієвський В. А., Губанов В. І., Ісполатов В. Б. // Сталь. – 1984. – № 5. – С. 5–8.
18. Борисов В. М., Казьмін А. А., Борисов В. М. // Чорна металургія: Бюл. НТІ. – 1981. – № 17. – С. 15–24.
19. Jansen W., Meyer G. та ін. // Stahl und Eisen. – 1978. – Bd. 98. – № 23. – S. 1237–1242 (РЖ Металургія, 1979. 6В239).
20. Rhee P. C. Waste Oxide Recycle. Steel Plants. Proc. Symp., Hamilton, 1974. – P. 14/1–14/8 (РЖ Металургія, 1979. 6В239).
21. Курунов І. Ф. Стан і перспективи бездоменної металургії заліза / І. Ф. Курунов, І. А. Савчук. – М.: Чорметінформація, 2002. – 197 с.

- 22.Алексеев Л. Ф. Структура та руйнування окатишів при відновленні / Л. Ф. Алексеев, В. А. Горбачов, Д. З. Кудінов, С. В. Шаврін. – М.: Наука, 1983. – 93 с.
- 23.Горбачов В. А. Розробка основ технології утилізації конвертерних шламів / В. А. Горбачов, А. А. Солодухін, Г. Є. Ісаєнко. – С. 30–32.
- 24.Бондаренко Б. І. Теорія і технологія безкоксової металургії / Б. І. Бондаренко, В. А. Шаповалов, Н. І. Гармаш. – Київ: Наукова думка, 2003. – 534 с.
- 25.Нікітін Л. Д. Технологія утилізації металургійних відходів у доменній плавці / Л. Д. Нікітін, В. А. Долінський, С. А. Кудашкіна та ін. // Екологія та ресурсозбереження. – С. 94–95.
- 26.Матюхін О. В. Перспективи використання шламів доменної газоочистки при агломерації / О. В. Матюхін, Ю. Г. Ярошенко, В. І. Матюхін та ін. – С. 13–16.
- 27.Лісієнко В. Г. Оцінка енергоефективності альтернативних безкоксових металургійних технологій / В. Г. Лісієнко, А. В. Лаптева, А. Є. Пареньков // Екологія та ресурсозбереження. – С. 72–77.
- 28.Зайцева Н. Н. Використання вторинних енергетичних ресурсів і технологічних відходів металургійного виробництва / Н. Н. Зайцева. – 2009. – С. 76–78.
- 29.Левінтов Б. Л. Проблеми утворення та шляхи утилізації шламових відходів ВАТ «Міттал Стіл Теміртау» / Б. Л. Левінтов, В. М. Зейфман та ін. // Центр наук про Землю, металургії та збагачення. – С. 115–118.
- 30.Губін Г. В. Сучасні промислові способи безкоксової металургії заліза / Г. В. Губін, В. О. Півень. – Кривий Ріг, 2010. – 336 с.
- 31.Касимов А. М. Шламонакопичувачі металургійних заводів – техногенна мінерально-сировинна база важких металів (цинк, свинець, залізо) / А. М.

Касимов, С. А. Носальський, В. С. Бойко та ін. // Ресурсозбереження та екологія. – С. 77–79.

32. Фоменко А. І. Розвиток практичних основ утилізації шлаків виробництв чорної металургії / А. І. Фоменко, Н. А. Архипов, В. Т. Чорна. – С. 77–79.
33. Gordon Y. Застосування технології ITmk3 у гірничо-металургійній промисловості України та Росії / Y. Gordon, J. Els // Міжнародна конференція з металургійних технологій. – Київ, Україна. – 21.03.2007.
34. (продовження попереднього джерела)
35. Бугаєнко В. А. Кільцева піч для отримання металізованих окатишів / В. А. Бугаєнко // Термічні методи підготовки руди до металургійного переділу: зб. наук. праць ін-ту «Механобрчермет» / В. А. Бугаєнко, В. Ф. Бернодо, Н. Н. Бережной. – М.: Металургія, 1971. – Вип. 15. – С. 94–98.
36. Чижевський Н. П. Отримання заліза прямим відновленням руд / Н. П. Чижевський. – Т. 1. – М.: АН СРСР, 1958. – 278 с.
37. Люнген Х. Б. Сучасний стан процесів прямого та рідкофазного відновлення заліза / Х. Б. Люнген, К. Кноп, Р. Стеффен // Чорні метали. – 2007. – лютий. – С. 13–20.
38. Губін Г. В. Отримання металізованих окатишів із використанням сирого природного газу як відновника / Г. В. Губін, Г. Д. Шковиря, Л. А. Дрожилов та ін. // Сталь. – 1966. – № 1. – С. 7–10.
39. Мартінс А. Danarex – новий процес прямого відновлення / А. Мартінс, А. Товано, Б. Франко // Чорні метали. – 2006. – липень–серпень. – С. 49–54.
40. Ольгінський Ф. Я. Термічне вилучення металів із металургійних шлаків і шлаків / Ф. Я. Ольгінський, К. К. Прохоренко // Вторинні ресурси. – С. 72–75.
41. Нубер Д. Circored – процес прямого відновлення заліза з дрібнофракційної руди: майбутнє сучасного електросталеплавильного виробництва / Д.

Нубер, Айхбергер, Б. Роллінгер // Чорні метали. – 2006. – липень–серпень. – С. 54–59.

42. Петер Е. Виробництво сталі з використанням заліза прямого відновлення та гарячебрикетованого заліза / Е. Петер, Масолох, Йоханес Зіттерд, Клаус Вальден // *Metallurgical Plant and Technology*. – 2003. – June. – Р. 1–9.
43. Юсфін Ю. С. Нові процеси отримання металу (металургія заліза) / Ю. С. Юсфін, А. А. Гіммельфарб, Н. Ф. Пашков. – М.: Металургія, 1994. – 320 с.
44. Кожевников Ю. І. Безкоксова металургія заліза / Ю. І. Кожевников. – М.: Металургія, 1970. – 336 с.
45. Богданді Л. Ф. Відновлення залізних руд / Л. Ф. Богданді, Г. Ю. Енкель. – М.: Металургія, 1971. – 519 с.
46. Дюбанов В. Г. Відновлення цинковмісного електросталеплавильного шламу в неізотермічних умовах / В. Г. Дюбанов, О. А. Теплов, Л. І. Леонтьєв // *Ресурсозбереження та екологія*. – С. 63–67.
47. Кожевников Ю. І. Безкоксова металургія заліза / Ю. І. Кожевников. – М.: Металургія, 1970. – 336 с.
48. Товаровський І. Г. Доменна плавка. Еволюція, перебіг процесів, проблеми та перспективи / І. Г. Товаровський. – Дніпропетровськ: «Пороги», 2003. – 600 с.
49. Теорія і практика управління агломераційним процесом / [С. Б. Новак, П. І. Гармаш, В. А. Мартиненко та ін.]. – Кривий Ріг, 2006. – 340 с.
50. Петрушов С. Н., Ровенський І. І., Ізюмов Ю. В. Ефективність використання заміників бентоніту при виробництві залізорудних окатишів // *Сталь*. – 1995. – № 1. – С. 13–15.
51. Кенон К. Економічне порівняння виплавки сталі на основі різних способів відновлення залізних руд // *Чорні метали*. – 2001. – № 4. – С. 72–80.
52. Інтенсифікація виробництва та поліпшення якості окатишів / Юсфін Ю. С., Пашков Н. Ф., Антоненко Л. К. та ін. – М.: Металургія, 1994. – 240 с.

- 53.Товаровський І. Г. Удосконалення та оптимізація параметрів доменного процесу. – М.: Металургія, 1987. – 192 с.
- 54.Єфіменко Г. Г., Гіммельфарб А. А., Левченко В. Є. Металургія чавуну. – Київ: Вища школа, 1988. – 351 с.
- 55.Металургія чавуну / Вегман Є. Ф., Жербін Б. Н., Позвиснев А. А., Юсфін Ю. С. – М.: Металургія, 1978. – 480 с.
- 56.Гарбрахт. 15-й Ахенський колоквіум зі сталі – сталий розвиток визначає прогрес у металургії // Чорні метали. – 2001. – № 3. – С. 20–23.
- 57.Sandoval I., Kakalcy R. The Midrex DR-plant at Imexsa: Setting a New Standard with World Record Production and Improved Quality DRI // Ironmaking Conference Proceedings. – 2001. – P. 621–627.
- 58.Dickerson V., Degel R., Metelman O. Pacific Iron and Steel Go Red Smelt for Canada // Steel Times. – 2000. – № 5. – P. 171–174.
- 59.Grebe K., Griitzner G., Lehnkuhler H. I., Schmsuch H. Металургія прямого відновлення за процесом Inmetco // Stahl und Eisen. – 1990. – № 7. – С. 99–106.
- 60.Ванюкова Н. Д., Камкіна Л. В., Костелов О. Л. Дослідження прямого відновлення у термічно зміцнених рудовуглецевих окатишах // Сучасна металургія початку нового тисячоліття: зб. наук. праць. – Ч. 1. – Липецьк: ЛГТУ, 2001. – 149 с. (С. 99–102).