

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
ГІРНИЧО-МЕТАЛУРГІЙНИЙ ФАКУЛЬТЕТ  
КАФЕДРА МЕТАЛУРГІЇ ЧОРНИХ МЕТАЛІВ І ЛИВАРНОГО  
ВИРОБНИЦТВА

**ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА  
до випускної магістерської роботи**

**зі спеціальності 136 – Металургія  
за освітньо-професійною програмою – Металургія чорних металів**

Тема роботи: «Дослідження можливості вторинного використання  
цинковмістних відходів металургійного виробництва»

Виконав:  
магістрант групи МЧМ-23-1м \_\_\_\_\_ Ірина РОМАНОВА

Керівник кваліфікаційної роботи \_\_\_\_\_ Тетяна ЯРОШ

Нормоконтролер \_\_\_\_\_ Тетяна ЯРОШ

Завідувач кафедри \_\_\_\_\_ Сергій САВЕЛЬЄВ

Кривий Ріг  
2024 р.

## РЕФЕРАТ

до випускної кваліфікаційної роботи на тему:

Дослідження можливості вторинного використання цинковмісних відходів металургійного виробництва

Пояснювальна записка: 98 с., 36 табл., 7 рис., 30 джерел.

**Об'єкт дослідження:** цинковмісні відходи, що утворюються в металургійному виробництві.

**Предмет дослідження:** технології вторинної переробки та методи утилізації цинковмісних відходів для зменшення їх впливу на довкілля.

**Мета роботи:** дослідження можливостей і розробка технологічних рішень для вторинної переробки цинковмісних відходів з метою отримання металу та мінімізації шкідливих викидів.

**Методи дослідження:**

Теоретичний аналіз сучасних методів переробки цинковмісних відходів, математичне моделювання процесів відновлення цинку з відходів, лабораторні експерименти з термічної та хімічної переробки.

**Результати роботи:**

У роботі визначено основні джерела утворення цинковмісних відходів у металургійному виробництві, проведено аналіз їх складу та властивостей, а також розроблено модель процесу відновлення цинку з урахуванням термодинамічних параметрів. Доведено ефективність застосування технології ІТМКЗ для переробки відходів із вилученням цинку в газову фазу, розраховано оптимальні параметри шихти та обґрунтовано економічну доцільність впровадження цих технологій.

ЦИНКОВМІСНІ ВІДХОДИ, ВТОРИННА ПЕРЕРОБКА, ВІДНОВЛЕННЯ ЦИНКУ, ЕКОЛОГІЧНА БЕЗПЕКА, ІТМКЗ, МЕТАЛУРГІЙНЕ ВИРОБНИЦТВО, ШЛАК, ЕКОНОМІЧНА ЕФЕКТИВНІСТЬ.

## ВСТУП

Сучасна металургійна галузь є однією з найбільш ресурсомістких та екологічно навантажених сфер промисловості. Під час роботи металургійних підприємств утворюється значна кількість відходів, зокрема цинковмісних, які в разі неналежної утилізації спричиняють серйозний вплив на довкілля. До таких відходів належать колошниковий пил, шлами доменних і сталеплавильних процесів, зола коксових відходів, які містять значні кількості цинку, заліза та інших металів. Проблема їх утилізації та повторного використання залишається однією з ключових для забезпечення екологічної безпеки виробництва та підвищення ефективності ресурсоспоживання.

Перспективним напрямком вирішення цієї проблеми є вторинна переробка цинковмісних відходів із використанням інноваційних технологій, таких як ITmk3. Ця технологія дозволяє здійснювати пряме відновлення заліза та цинку з промислових відходів, одночасно знижуючи обсяги відходів, які потребують захоронення. Попутне вилучення цинку в газову фазу під час процесу термообробки сприяє його поверненню в виробничий цикл і зменшує негативний вплив на навколишнє середовище.

У межах даної роботи проведено комплексне дослідження джерел утворення цинковмісних відходів, їх хімічного складу та фізико-механічних властивостей. Проаналізовано умови, за яких утворюються оксиди цинку та заліза, що містяться у відходах, та визначено їх потенціал для повторного використання. Особливу увагу приділено моделюванню процесів відновлення цинку та заліза, а також оцінці впливу технологічних параметрів на ефективність процесу.

Екологічний аспект роботи є одним із ключових. Використання технологій вторинної переробки дозволяє знизити обсяги шкідливих викидів, мінімізувати вплив на довкілля та забезпечити раціональне використання вторинних ресурсів. Разом із цим, впровадження таких технологій сприяє економічній вигоді підприємств за рахунок зменшення витрат на утилізацію

відходів, повернення цинку в обіг та підвищення ефективності виробничих процесів.

Мета роботи полягає в дослідженні можливостей вторинного використання цинковмісних відходів металургійного виробництва з урахуванням сучасних екологічних та економічних вимог. Для досягнення цієї мети були поставлені наступні завдання:

- провести аналіз джерел утворення та складу цинковмісних відходів металургійного виробництва;
- розробити модель процесу відновлення цинку з відходів із врахуванням термодинамічних параметрів;
- оцінити технологічну та економічну ефективність впровадження технологій вторинної переробки;
- визначити оптимальні параметри шихти для забезпечення ефективного процесу переробки;
- надати рекомендації щодо вдосконалення існуючих процесів із урахуванням екологічних вимог.

Результати дослідження спрямовані на підвищення екологічної безпеки та ресурсоефективності металургійного виробництва. Виконана робота має практичну значущість для підприємств галузі, які прагнуть інтегрувати принципи циркулярної економіки у свої виробничі процеси, одночасно забезпечуючи економічну доцільність і мінімізацію шкідливих впливів на навколишнє середовище.

## РОЗДІЛ 1 ПОТОЧНИЙ СТАН І ПЕРСПЕКТИВИ УТИЛІЗАЦІЇ ЦИНКОВМІСНИХ МЕТАЛУРГІЙНИХ ВІДХОДІВ

### 1.1 Основні напрямки переробки та утилізації цинковмісних відходів

Наразі більшість металургійних підприємств стикаються з такими проблемами, як скорочення запасів високоякісної руди, забруднення навколишнього середовища та висока конкуренція на ринку, що вимагає постійного зниження витрат на виробництво металопродукції. Переробка цинковмісних шламів і пилу стає важливим напрямком, оскільки це дозволяє вирішувати кілька ключових проблем.

По-перше, значний вміст заліза у шламах і пилу робить їх перспективним заміником руди. По-друге, відмова від зберігання шламів сприяє покращенню екологічної ситуації, зменшуючи ризик забруднення ґрунту та підземних вод важкими металами, а також скорочуючи площі, необхідні для шламосховищ. По-третє, вилучений цинк можна продавати як сировину для підприємств кольорової металургії, що приносить додатковий дохід. Скорочення витрат на закупівлю залізорудної сировини та обслуговування шламосховищ також сприяє підвищенню рентабельності підприємства.

З розвитком технологій переробки та утилізації цинковмісних відходів виділилося кілька основних напрямків, кожен із яких має свої переваги та недоліки.

Існує чотири основні підходи до переробки цинковмісних відходів у металургії:

1. Стабілізація шламів за допомогою цементу, рідкого скла та інших речовин для спрощення їх захоронення.
2. Рециркуляція відходів у плавильних печах або конверторах із концентруванням кольорових металів до товарного рівня.

3. Переробка шламів і пилу на місці їх утворення за допомогою установок малої потужності (приблизно 10 тисяч тонн шламу на рік).

4. Переробка цинковмісних шламів і пилу на централізованому підприємстві.

Найпростішим і давно застосовуваним способом є захоронення металургійних відходів. Однак для цього потрібна значна кількість земель та постійний екологічний контроль. Крім того, втрачаються цінні елементи, які могли б бути перероблені.

Рециркуляція відходів із концентруванням кольорових металів потребує менше капітальних та експлуатаційних витрат порівняно із захороненням і дозволяє отримувати користь із кольорових металів, що містяться у відходах. Проте вона не завжди підходить для отримання металу високої якості, особливо якщо шихтові матеріали сильно забруднені.

Переробка відходів на місці їх утворення — перспективний напрямок, який дозволяє уникнути витрат на транспортування матеріалів. Невеликі розміри установок та нижчі капітальні витрати роблять цей підхід привабливим для малих металургійних підприємств. Однак для великих підприємств із повним виробничим циклом будівництво кількох малопотужних установок може бути менш економічно вигідним, ніж створення централізованого підприємства.

Централізована переробка шламів і пилу активно використовується на ряді заводів у Японії, США та Західній Європі. Це особливо вигідно для великих підприємств, які можуть переробляти вже накопичені шлами. Завод із переробки буде повністю завантажений протягом тривалого часу, а компанія отримає додатковий дохід від продажу кольорових металів. Такий підхід також може бути застосований на менших підприємствах, які можуть надавати послуги з переробки для інших металургійних комбінатів.

У межах останніх двох напрямків існує кілька методів переробки шламів для вилучення цинку:

1. Гідрометалургійні процеси.

2. Механічне та гравітаційне знецинкування.
3. Агломерація.
4. Твердофазне відновлення заліза.
5. Рідкофазне відновлення заліза.

Кожен із цих методів має свої варіанти і потребує детальнішого розгляду.

## 1.2 Гідрометалургійні методи

Як гідрометалургійні методи переробки цинковмісних відходів використовуються такі види вилуговування:

1. Лужне;
2. Аміачно-карбонатне;
3. Соляно кислотне;
4. Сірчано-кислотне;
5. Ацетатне.

Переробка шламів лужним методом відбувається у два етапи: на першому етапі шлами обробляються розчином лугу, наприклад, їдкого натрію, а на другому етапі проводиться електролітичне осадження цинку з отриманого розчину [10; 11].

У Національному технічному університеті «Харківський політехнічний інститут» у співпраці з підприємствами України було проведено дослідження лужного методу переробки доменних шламів протягом багатьох років [12–16]. Результати досліджень виявили оптимальні параметри вилуговування [15] і зробили висновок, що цей метод є ефективним для шламів з масовою часткою цинку не більше 1,2%. Невелика концентрація цинку на початку та ступінь вилучення, яка становить у середньому 85%, дозволяють використовувати залізовмісний продукт у виробництві агломерату [17; 18]. У разі підвищеного вмісту цинку спеціалісти запропонували використовувати комбіновану

гідролужну технологію, проте залізовмісний продукт стає непридатним для подальшої переробки через високу концентрацію лугів і цинку.

Використання аміачно-карбонатного вилуговування було запропоновано науковцями з українських металургійних підприємств. Процес вилуговування проводиться при температурі 30–60 °С, триває 1,5–3 години, при цьому концентрація аміаку в розчині повинна становити 90-120 г/л, а вміст діоксиду вуглецю — 40-60 г/л. Це дозволяє вилучати до 98% цинку в розчин, а залізовмісний продукт може бути використаний в агломераційному виробництві. Серед недоліків цього методу слід відзначити шкідливість реагентів, складність технологічного процесу, а також значні витрати на створення і утримання обладнання.

Соляно кислотне вилуговування передбачає обробку доменних шламів розчином соляної кислоти, після чого вилучається цинк, що перейшов у розчин, а залишок піддається магнітній сепарації. Це дозволяє відокремити ферит марганцю та цинку від немагнітної фракції. Недоліками методу є шкідливість процесу, трудомісткість, високі експлуатаційні витрати та втрати заліза [20].

При сірчаноокислотному вилуговуванні використовують сірчану кислоту. Українськими підприємствами була розроблена технологія, за якою сірчаноокислотне вилуговування можна здійснювати за будь-якої масової частки цинку в шламах і пилу [16]. Виявлено залежність: чим вищий вміст цинку, тим вищий ступінь його вилучення у цинковмісний продукт (до 98% від загальної маси цинку у шламах). Очищений від цинку залізовмісний продукт може бути спрямований на агломерацію, а цинковмісний — використаний у виробництві цементу або кольоровій металургії, якщо масова частка цинку перевищує 12% [7; 21]. До недоліків цього методу належать шкідливість процесу, високі експлуатаційні витрати та можливість використання цинковмісного продукту у кольоровій металургії лише за умов дуже високого вмісту цинку у відходах.



Процес ацетатного вилуговування можна розділити на три етапи [22]. На першому етапі шлами вилуговуються розчином оцтової кислоти, на другому — отриманий розчин обробляється оксидом або гідроксидом кальцію для утворення осаду, що містить цинк, на третьому етапі проводиться регенерація оцтової кислоти шляхом додавання сірчаної кислоти до фільтрату, що призводить до утворення осаду у вигляді сульфату кальцію. Важливо зазначити, що осадження сульфату кальцію не контактує із залізовмісним продуктом, що гарантує його захист від забруднення сіркою [23]. У результаті вилуговування отримується залізовмісний осад, придатний для агломерації, високоякісний цинковмісний осад та сульфат кальцію, який можна використовувати у будівництві. Недоліками цього методу є шкідливість, значні капітальні витрати на систему вентиляції та очищення газів, а також високі експлуатаційні витрати через вартість реагентів.

Аналізуючи гідрометалургійні методи переробки шламів із отриманням цинковмісного продукту, можна зробити такі висновки:

1. Гідрометалургійні методи можуть бути застосовані для переробки шламів;
2. З їх допомогою можна отримувати високоякісний цинковмісний продукт, але при низькому вмісті цинку в шламах він не підходить як сировина для підприємств кольорової металургії;
3. Дефіцит кислот і лугів призводить до високих експлуатаційних витрат;
4. Шкідливість і важкі умови праці вимагають додаткових заходів для захисту здоров'я персоналу;
5. Потрібні додаткові заходи для запобігання забрудненню навколишнього середовища, що також підвищує капітальні та експлуатаційні витрати.

### **1.3 Механічне та гравітаційне знецинковування**

У ході дослідження доменних шламів було виявлено, що до 70% цинку, який міститься в них, зосереджено в тонкодисперсних фракціях, осаджуючись у вигляді цинкиту на поверхні твердих частинок, які виносяться газами з доменної печі [24 — 26]. На основі цих досліджень компанією «Rasa Corporation Construction and Engineering Div.» було розроблено технологію відділення найбільш тонкої поверхневої фракції, що містить сполуки цинку, з подальшою класифікацією продуктів у гідроциклонах [27]. Під час розділення отримують два продукти: злив, збагачений цинком, і залізовмісний продукт, який можна використовувати в агломераційному процесі. Капітальні витрати на будівництво установок за методом корпорації Rasa становлять менше 10% від витрат на установки для вельцювання, при цьому вилучення цинку може досягати 95% від початкового вмісту в доменних шламах [27].

Наразі співробітниками збагачувальної лабораторії контролю на підприємстві «Арселор Міттал Кривий Ріг» було вивчено можливість збагачення доменних шламів за допомогою гравітаційних і магнітних методів [28 — 30]. У процесі досліджень дві середні проби доменних шламів з масовою часткою заліза і цинку, зазначеною в таблиці 1.1, були піддані гравітаційному розділенню по класу 30 мкм. Результати цього розділення наведені в таблиці 1.2.

**Таблиця 1.1 — Масові долі заліза та цинку в пробах доменного шламу**

<b>№ проби</b>	<b>Масова частка заліза, %</b>	<b>Масова частка цинку, %</b>
1	51,1	0,66
2	50,8	1,3

**Таблиця 1.2 — Результати поділу доменних шламів за класом 30 мкм**

Продукт	Вихід, %	Масова частка, %		Вилучення, %	
		Залізо	Цинк	Залізо	Цинк
Велика фракція	40	46,9	0,48	36,7	29,1
Дрібна фракція	60	53,9	0,78	63,3	70,9
Вихідний шлам	100	51,1	0,66	100	100

За результатами, представленими в табл. 1.2, можна зробити висновок про недостатню ефективність використання лише гравітаційної класифікації, оскільки в процесі гідроциклонування разом із цинком втрачається понад 63 % заліза. Для того, щоб відокремити залізо від цинку, проби були піддані мокрої магнітній сепарації при низькій напруженості поля. Результати сепарації наведені в табл. 1.3.

**Таблиця 1.3 – Результати мокрої магнітної сепарації доменних шламів**

№ проби	Продукт	Вихід, %	Масова частка, %		Вилучення, %	
			Залізо	Цинк	Залізо	Цинк
1	Магнітний	42,26	64,9	0,28	53,7	17,9
	Немагнітний	57,74	41,0	0,94	46,3	82,1
	Вихідний	100	51,1	0,66	100	100
2	Магнітний	46,0	65,5	0,47	59,3	16,6
	Немагнітний	54,0	38,2	2,01	40,7	83,4
	Вихідний	100	50,8	1,30	100	100

#### **1.4 Переробка металургійних шламів і пилу за допомогою агломерації**

Наразі основним напрямом використання шламів і пилу є їх додавання до агломераційної шихти. Результати досліджень з додавання доменних шламів під час виробництва агломерату, проведених співробітниками «Арселор Міттал Кривий Ріг», свідчать про зниження загального вмісту заліза та підвищення концентрації вуглецю в аглошихті при збільшенні частки шламів у ній. Для оцінки можливості використання шламів доменної газоочистки як альтернативного джерела тепла при спіканні агломерату були проведені випробування із повною заміною коксу доменними шламами. Для

вирівнювання вмісту заліза в агломераті в аглошихту додавали 10-12 % окалини. Спостереження за роботою агломераційної машини протягом однієї зміни дозволили зробити висновок про можливість повної заміни коксу шламом за умови підтримання необхідного вмісту заліза в агломераті за допомогою додавання окалини.

Існує технологія переробки шламів з використанням карусельної агломашини, яка дозволяє переробляти матеріали з низькою газопроникністю шару, уловлювати летючі цинку і свинцю, а також отримувати окаткований продукт, що відповідає вимогам до шихти доменного процесу.

Перевагами процесу переробки шламів за допомогою агломерації є:

1. можливість використання вже наявного на підприємстві обладнання (агломашин);
2. при підвищеному витраті твердого палива, підвищенні основності, додаванні хлориду кальцію та меленого магнезитового, можна досягти видалення до 80 % цинку.

До недоліків можна віднести:

1. забрудненість уловленого цинку домішками, що ускладнює збут летких сполук;
2. постійне накопичення не уловленого цинку в агломераційній пилинці та доменному шламі;
3. збільшення витрат коксу та зниження продуктивності доменної печі.

### **1.5 Твердофазне відновлення заліза**

Одними з найбільш поширених методів переробки цинковмісних металургійних відходів є пірометалургійні процеси для отримання металізованого продукту та цинковмісних летючих сполук. Процеси твердофазного відновлення характеризуються відсутністю рідких продуктів, через що пусті породи не відокремлюються від металу; не відбувається

видалення таких шкідливих домішок, як фосфор, миш'як і мідь; а видалення сірки у газову фазу є незначним. Проте, у більшості цих процесів можна ефективно вловлювати цинкові летючі сполуки. Продуктом відновлення у цих процесах є губчасте залізо, яке отримало таку назву через свою високу пористість.

Існує кілька варіантів проведення твердофазного відновлення, що відрізняються:

1. видом відновника (газоподібний, твердий);
2. конструкцією агрегатів (шахтні, трубчасті, з обертовим подом, реактори з киплячим шаром та інші).

Процеси отримання заліза в шахтних печах мають багато спільного з процесами відновлення, що відбуваються у зоні середніх температур доменної печі. Однак є суттєві відмінності: єдиним джерелом тепла є відновний газ, а важливу роль у процесі відновлення відіграє газоподібний водень. Найбільш відомими процесами відновлення в шахтних печах є Midrex (США), Purofer (Німеччина) та HYL III (Мексика).

Процес Midrex був розроблений у 1966 році компанією «Midland-RossCorporation». Наразі відомо про існування 49 агрегатів у 18 країнах, загальною продуктивністю 30 млн тонн на рік. У цьому процесі відновлення окисдованих окатишів (із грудковою рудою або без) здійснюється перетвореним природним газом у шахтному агрегаті. Кожен модуль металізації включає шахтну піч, риформер (реактор для перетворення природного газу), систему виробництва інертного газу та систему аспірації.

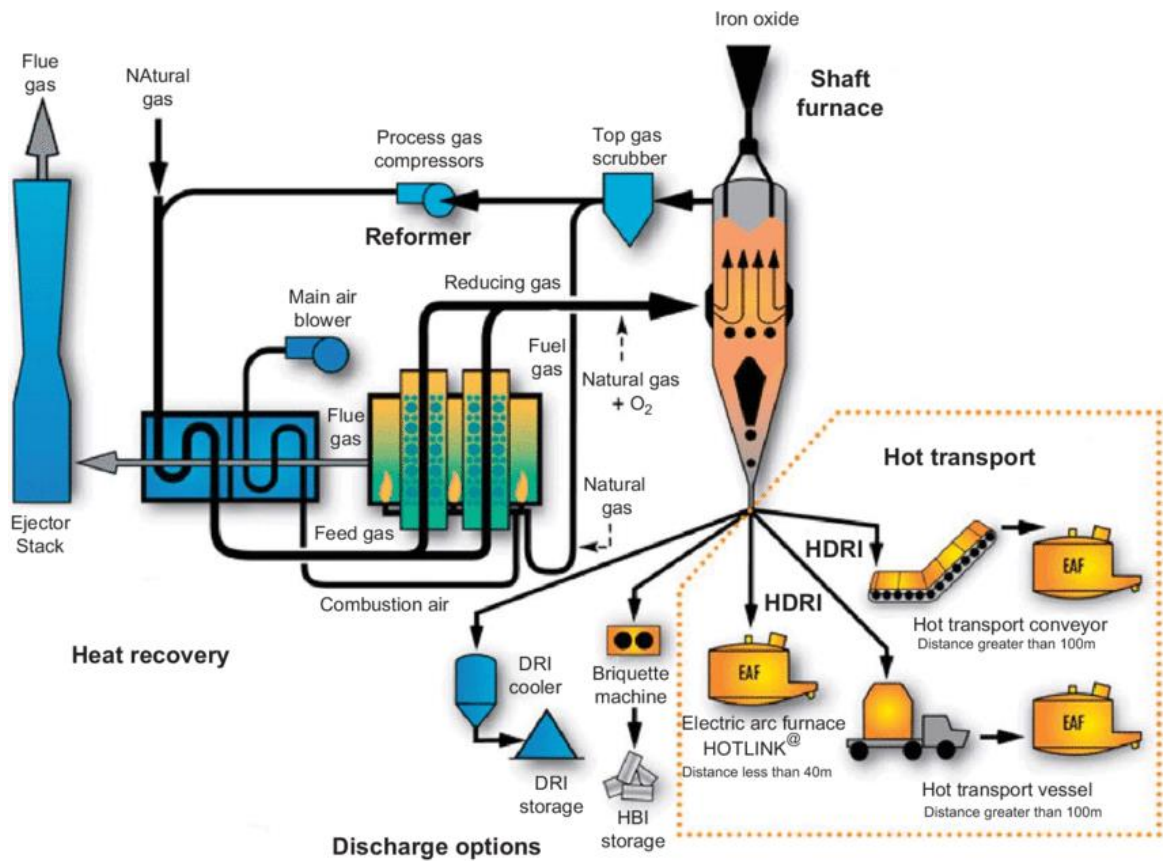


Рисунок 1.1 – Схема процесу Midrex

На другому місці за обсягами виробництва металізованого продукту є шахтний процес HYL III, розроблений мексиканськими компаніями. Процес реалізується у протиточному шахтному реакторі, аналогічному реактору Midrex. Технологічна схема процесу передбачає використання відновного газу з підвищеним вмістом водню (70-87 %), високого надлишкового тиску в реакторі (понад 550 кПа) та високої температури в зоні відновлення (понад 920 °C). Типовою шихтою є суміш окатишів (70 %) та грудкової залізної руди (30 %). Світове виробництво (Мексика, Венесуела, Лебединський ГЗК, Індія) перевищує 8 млн тонн на рік.

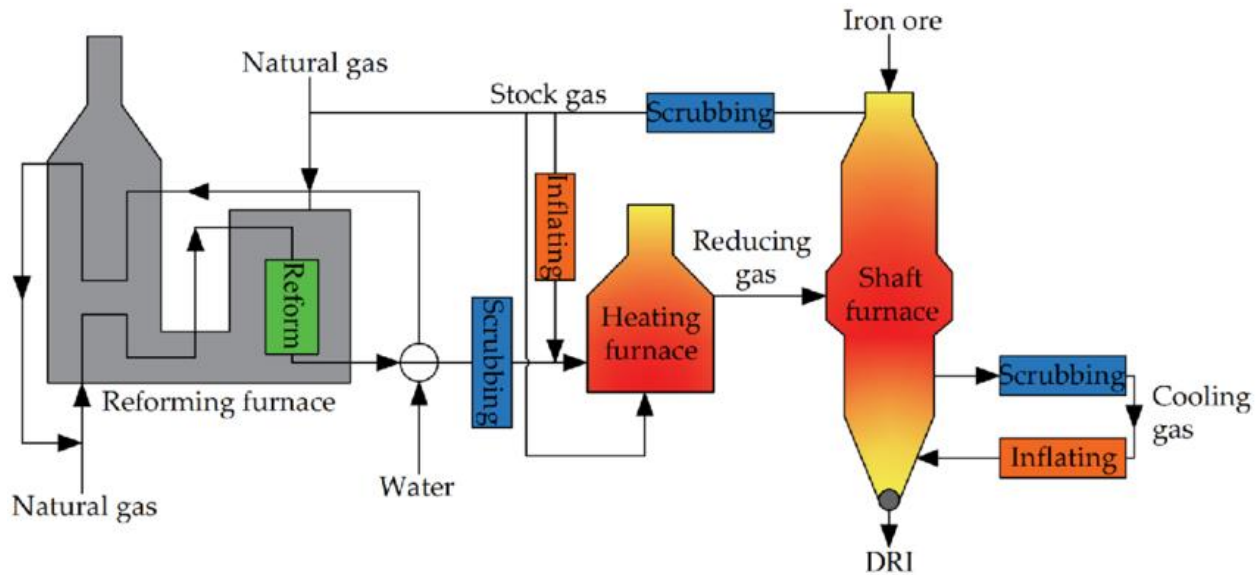


Рисунок 1.2 – Схема шахтного процесу NYL III

Завдяки меншому, ніж у доменній печі, перепаду температур у шахтних печах, з'являється можливість використовувати їх для переробки цинковмісних шламів. Однак необхідність в окускуванні шихти не дозволяє повністю видаляти цинк із шламів, а підвищений вміст інших шкідливих домішок унеможлиблює використання отриманого металізованого продукту для виплавки відповідальних марок сталі.

У процесах відновлення заліза в киплячому шарі використовуються реактори, що представляють собою футеровані циліндри, розділені за допомогою горизонтальних підин на кілька камер. Верхня камера зазвичай використовується для сушки і нагрівання, інші є реакційними. Основними пристроями реактора є газорозподільчі та переточні пристрої. Для рівномірного розподілу газу використовуються решітки, виготовлені з металу, кераміки або жаростійкого бетону. Відновлення в киплячому шарі здійснюється у процесах Circored, Fior, Finmet.

Circored розроблений компанією Lurgi. У цьому процесі використовується технологія відновлення вузькофракційного залізрудного концентрату у зваженому шарі. Як відновний газ використовується чистий водень. Отримане губчасте залізо, яке не містить вуглецю, брикетується. У

Тринідаді у 1999 році було побудовано завод із номінальною потужністю 1 млн тонн на рік, але досягти проектної потужності за час функціонування не вдалося.

Недоліки процесу: використовується вузькофракційний концентрат, високі капітальні витрати, складність технологічної схеми та контролю процесу.

Незважаючи на такі переваги, як інтенсивне перемішування твердої фази, вирівнювання температур і концентрацій у шарі, високі коефіцієнти теплопередачі, ці процеси використовуються рідко. Це пов'язано зі складністю управління, великою ймовірністю злипання частинок, яке починається вже при ступені металізації 25 %, а також значним споживанням відновлювального газу (ступінь використання водню при температурі 480 — 540 °С не перевищує 10 %). Тому можна зробити висновок, що сучасні процеси відновлення в киплячому шарі є непридатними для переробки цинковмісних металургійних відходів.

Для переробки цинковмісних шламів і пилу металургійного виробництва добре зарекомендували себе обертові печі, завдяки здатності переробляти руди з різним хімічним і фракційним складом, а також використовувати вугілля будь-яких марок як відновник і паливо.

Зазвичай обертові трубчасті печі є агрегатами безперервної дії з робочим простором у вигляді порожнистого циліндра. Конструктивно обертові печі відрізняються переважно розмірами та системами завантаження і вивантаження матеріалів. Загальний вигляд трубчастої обертаної печі показаний на рис. 1.3.



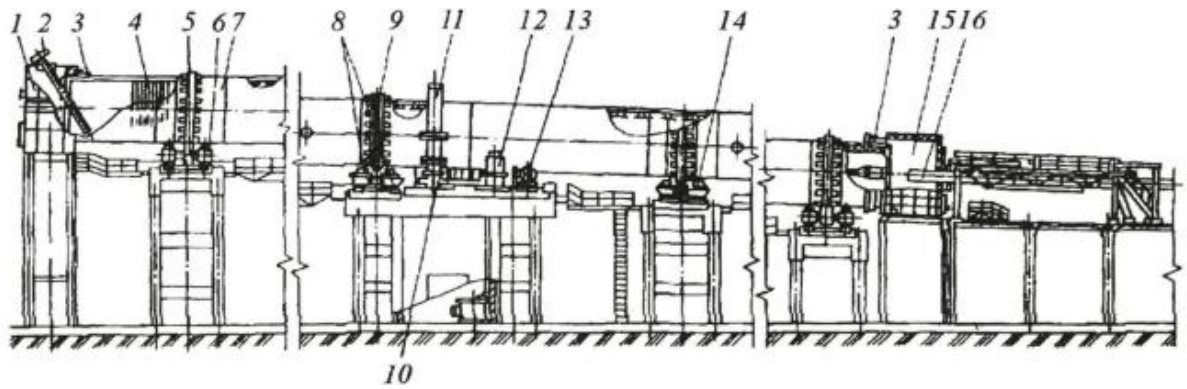


Рисунок 1.3. Трубчаста обертова піч

1, 15 — верхня та нижня головки печі; 2 — завантажувальний пристрій; 3 — ущільнення; 4 — ланцюгова завіса; 5 — опорний ролик; 6 — підшипник; 7 — барабан; 8 — упорний ролик; 9 — бандаж; 10, 11 — зубчаста передача; 12 — редуктор; 13 — двигун; 14 — упорний пристрій; 16 — форсунка.

Разом із залізорудною сировиною в піч завантажують вугілля, яке використовується як відновлювач, причому в кількості, що перевищує теоретично необхідну для відновлення компонентів шихти. Також додається доломіт або вапняк як десульфуратор. Надлишок вугілля використовується як паливо, захист металізованого продукту від повторного окислення і для запобігання утворенню налипань. Тепло для нагріву й проведення ендотермічних реакцій отримують шляхом спалювання газоподібного, рідкого або твердого палива над шаром шихти. Спалювання здійснюється при нестачі палива в пальнику, розташованому в розвантажувальному торці печі, або в пальниках, встановлених уздовж корпусу печі. Ступінь заповнення шихтою складає 10—20 %. Залежно від хімічного та фракційного складу залізорудних матеріалів і золи палива-відновлювача, температура нагріву шихти коливається в межах 1000—1200 °С.

За кордоном найбільш поширені такі процеси відновлення у обертових печах:

1. SL/RN, створений компаніями «SteelCoofCanada», «Lurgi», «RepublicSteelCo» та «NationalLead». У 2000 році за допомогою цього процесу було вироблено 1,17 млн тонн губчастого заліза.

2. Процес Крупп-Айзеншталь, розроблений компанією «Крупп». Ступінь вилучення цинку в цьому процесі складає 95—99%, а ступінь металізації досягає 95—97%. У США було змонтовано установку з потужністю 400 тис. тонн на рік.

3. Процес Kawasaki, успішно застосований у Японії на трьох заводах із загальною потужністю 420 тис. тонн окатишів на рік. Особливістю цього процесу є наявність решітки, на якій підсушуються окатиші зі шламів і пилу перед подачею в обертову піч. Підсушування здійснюється за допомогою відхідних газів із печі.

Існує також спосіб переробки шламів за допомогою вельцування. Перероблені продукти змішують із подрібненим вуглецевим паливом (кокс, антрацит тощо) у кількості 35—45% маси шихти й піддають нагріванню до 1200—1300 °С у горизонтальній обертій трубчастій печі (вельц-печі). Свинець і цинк відновлюються з оксидів, дистиллюються і в пароподібному стані повторно окислюються киснем повітря і вуглекислим газом. Новоутворені оксиди металів виносяться газами з печі та збираються в пиловловлювачах. Отримані сублиматори є збагаченим продуктом, з якого метали витягуються подальшою переробкою. Нелеткі метали залишаються в твердому продукті — клінкері.

В результаті досліджень було встановлено, що продуктом вельцування після випаровування цинку є губчасте залізо, яке при швидкому охолодженні зберігає магнітні властивості та може бути піддане магнітній сепарації.

Загалом обертові трубчасті печі є ефективними для переробки металургійних шламів і пилу, що містить цинк. Проте, як і всі методи твердофазного відновлення, вони не позбавлені деяких недоліків.

У процесах твердофазного відновлення в печах з обертювим подом (ПВП) є можливість використання дрібнорудної сировини. Відновлення

здійснюється в агрегатах до 50 метрів у діаметрі з великим обсягом механічного рухомого обладнання, яке працює в умовах високих температур. Кожна із зон печі повинна мати свою атмосферу, що вимагає точної регуляції. Для приготування рудовуглевих окатишів необхідно мати дробильно-змішувальне обладнання зі строгою дозировкою залізовмісної сировини, вугілля та зв'язуючих матеріалів.

До найбільш відомих процесів з ПВП належать: FASTMET, Comet, Inmetco, DRyIron та інші.

FASTMET — процес, розроблений компаніями KobeSteel і MidrexDirectReductionCorporation. Успішно використовується для переробки шламів, що містять цинк, на заводі Hirobata компанії NipponSteel потужністю 0,2 млн тонн на рік, збудованому в 2000 році. Пил, уловлений у рукавних фільтрах, містить 60—65% цинку. Другий модуль потужністю 0,016 млн тонн на рік був збудований на заводі KakogawaSteel Works компанії KobeSteel у 2001 році. Продукція переробляється у конвертері. Як вихідні матеріали використовують залізорудний концентрат, а як відновлювач — подрібнене вугілля, коксову дрібницю або вуглецевмісні дрібнодисперсні відходи. З суміші зазначених матеріалів за допомогою зв'язуючого виготовляють окатиші, які в сирому або висушеному вигляді завантажують у піч з обертовим подом шаром у 1—3 окатиші. Камерну піч опалюють газоподібним, рідким або пиловугільним паливом. Додаткове тепло виділяється при дожиганні СО. Час перебування окатишів у печі — від 6 до 12 хвилин. Відновлення відбувається при температурі 1290—1350 °С. На рис. 1.4 показана схема матеріальних потоків у процесі FASTMET.

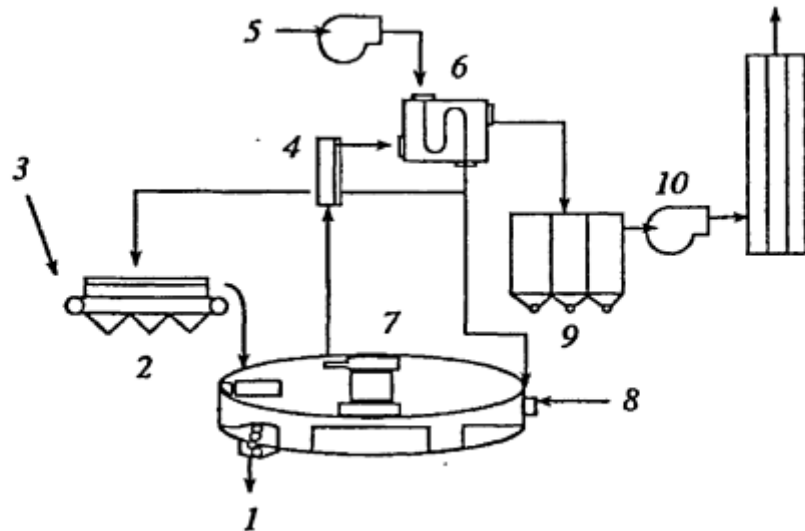


Рис. 1.4. Схема матеріальних потоків у промисловому цеху FASTMET:

1 — гаряче губчасте залізо; 2 — конвеєрна машина для сушки окатишів; 3 — рудовугільні окатиші зі сталеплавильного пилю; 4 — охолоджувач газу; 5 — повітрорудувка; 6 — підігрівач; 7 — піч з обертвовим подом; 8 — природний газ; 9 — рукавні фільтри; 10 — димосос.

**Comet** — розроблений Центром металургійних досліджень CRM (Бельгія) та компанією PaulWurt (Люксембург). Процес здійснюється у кільцевій камерній печі з обертвовим подом. В процесі Comet висушена дрібна руда (0,04–2 мм) і вугілля завантажуються в піч тонкими чергуючимися шарами товщиною 3–6 мм. Вугілля змішується з невеликою кількістю вапняку або вапна. Температура в печі поступово підвищується від 25 до 1300 °С. Відновлення оксидів заліза відбувається за допомогою CO і H<sub>2</sub>, які утворюються внаслідок газифікації вуглецю. Температура підтримується пальниками, що можуть працювати на газовому або пиловугільному паливі, а також за допомогою впорскування підігрітого повітря для дожигання надлишків CO і H<sub>2</sub>. Ступінь металізації отриманого губчастого заліза становить 92%. Губчасте залізо отримують у вигляді листів товщиною 4–7 мм. Лабораторні випробування показали можливість використання замасленої прокатної окалини, а також доменних шламів, що містять цинк і свинець. За

30 хвилин нагріву до 1300 °С ступінь видалення цинку становить 95%, свинцю — 90%.

**Itmk3 (Iron-making Technology Mark 3)** — різновид процесу FASTMET, розроблений компаніями Midrex і KobeSteel. Технологічна схема процесу майже не відрізняється від FASTMET, однак ключовою відмінністю є температурний режим печі та тип отриманого продукту. У процесі Itmk3 рудовугільні окатиші відновлюються при температурі 1350 °С, при цьому майже повністю відновлене залізо науглерожується до вмісту вуглецю 2,5–3,5% і розплавляється, утворюючи кульки чавуну розміром 3,5–22 мм. Підстилка з шару твердого палива забезпечує високу стійкість вогнетривких матеріалів під печі. Після охолодження чавунні кульки відокремлюються від шлаку за допомогою магнітної сепарації. Процес тестували протягом шести місяців на установці потужністю 0,4 т/год на заводі в Какогаві. У 2010 році завод потужністю 0,5 млн тонн на рік був побудований у штаті Міннесота.

Процеси з обертним подом також підходять для переробки цинковмісних шлаків і пилу, проте серед їхніх недоліків — часта потреба у ремонтах через підвищене теплове навантаження на под печі.

Аналіз процесів твердофазного відновлення свідчить про їхні переваги у переробці цинковмісних металургійних шлаків і пилу, зокрема висока ступінь видалення цинку (до 99%) і можливість отримання губчастого заліза зі ступенем металізації 97%. Однак разом із перевагами ці процеси мають і значні недоліки, які заважають їх активному впровадженню: неможливість видалення фосфору, миш'яку, міді, обмежена здатність до видалення сірки, низька продуктивність, великі капіталовкладення, а також необхідність додаткових заходів для запобігання вторинному окисленню губчастого заліза.

## **1.6 Рідиннофазне відновлення заліза**

Якщо твердофазні процеси головним чином вирішують проблему дефіциту коксу, то більшість рідиннофазних методів також дозволяють виключити стадію окускування при підготовці шихти, що дає змогу

відмовитися від дорогого та неекологічного виробництва агломерату та окатишів. Луги, цинк і свинець у цих процесах видаляються разом із відхідними газами, що робить їх підходящими для переробки металургійних шлаків. Проте вміст таких домішок, як фосфор, мідь, олово і миш'як, має бути на мінімальному рівні. Винятками є процеси HIs melt, DIOS і POMELT, у яких фосфор частково переходить у шлак. Нижче детально розглянуто кілька процесів рідиннофазного відновлення.

DIOS (DirectIronOreSmelting) — процес, розроблений у Японії в 1988 р. Попереднє відновлення здійснюється на 20–30 % у двох послідовно працюючих реакторах із киплячим шаром, в яких використовують газ плавильно-відновного реактора (типу конвертора з продувкою киснем зверху і подачею азоту через донні фурми для барботажу шлаку). У процесі використовують руду (0,1–8 мм), що містить 63–68 % Fe, та вугілля (0,1–30 мм) із вмістом фіксованого вуглецю 50–80 %.

Нагріта та частково відновлена руда і вугілля завантажуються в плавильно-відновну піч. Відсутність коксової насадки та окислений шлак (3,8–7,7 % FeO) перешкоджають відновленню кремнію та марганцю у чавун і сприяють переходу фосфору у шлак.

Процес HIs melt був розроблений компанією RioTinto (Австралія) в 1993–1999 рр. Вугілля і руда вдуваються в розплавлену ванну через нахилені до вертикальної осі реактора фурми, розташовані у бокових стінках реактора. Купольна частина реактора складається з водоохолоджуваних панелей. Через вертикальну фурму зверху для дожигання газів, що виділяються з ванни, вдувається збагачений киснем і нагрітий до 1200 °C потік повітря. Залежно від руху газів-носіїв, які вдуваються разом із частинками руди, вугілля та флюсу, виділяють три зони процесу:

Зона інжекції – це зона у шарі шлаку на виході струменя із фурми, де частинки шихти ще не нагріті і не зазнають хімічних перетворень.

Зона нагрівання шихти та піролізу вугілля, де частинки шихти нагріваються, і починається піроліз вугілля з виділенням CO, водню, вуглеводнів і сажі.

Зона занурення частинок шихти, частково піролізованого вугілля та крапель шлаку у металеву ванну. Вугілля завершує процес піролізу, частинки руди плавляться, оксиди заліза відновлюються розчиненим у металі вуглецем, а краплі шлаку активно взаємодіють з металом.

Верхні та середні шари металеві ванни активно барботуються струменями газу та бульбашками CO, які утворюються під час відновлення заліза. Це призводить до утворення шлакометалевої емульсії, що містить частинки вугілля, які беруть участь у процесах відновлення заліза зі шлаку та науглерожування металу. Високий вміст FeO у шлаку (3–6 %) сприяє низькому вмісту кремнію та марганцю, високому вмісту сірки у металі та значному переходу фосфору у шлак (80–95 %). У верхній частині реактора проводиться дожигання відновлювального газу завдяки подачі через вертикальну фурму гарячого збагаченого киснем дуття.

Випуск чавуну і шлаку здійснюється окремо: чавун через сифон у нижній частині реактора потрапляє в приймач, з якого його періодично випускають, а шлак видаляється через шлакову летку в нижній частині реактора.

COREX є двостадійним процесом, який виконується в комбінованому агрегаті, що включає шахтний відновлювальний реактор та плавильну піч-газифікатор. У цьому процесі окатиші, грудкова залізна руда або їх суміш частково відновлюються в шахтному реакторі за допомогою газу, що надходить із плавильної печі-газифікатора. У шахтному відновлювальному реакторі, який працює під високим тиском, залізородні матеріали, що завантажуються через шлюзовий пристрій, відновлюються в протитоку при температурі 800–850 °C газом, що складається лише з CO і H<sub>2</sub>, до ступеня металізації 90–93%.

Варто зазначити, що, попри поширеність і вивченість процесу, наявність у технології COREX попереднього відновлення в шахтній печі не робить її оптимальною для переробки шламів.

Процес FINEX є розвитком процесу COREX. Замість шахтної печі попереднє відновлення руди відбувається в трьох послідовно з'єднаних реакторах з киплячим шаром. Процеси в печі-газифікаторі практично не відрізняються від процесів у COREX. Перший завод FINEX потужністю 600 тис. тонн на рік був побудований у Пхохані (Південна Корея) в 2003 році. У 2007 році там же був побудований завод потужністю 1,5 млн тонн на рік. Наразі будується завод із потужністю 2 млн тонн на рік [85; 86].

Процес FINEX довів свою ефективність, але інформації про його застосування для переробки цинковмісних металургійних відходів немає. Можливо, це пов'язано з недоліками, виявленими у процесах твердофазного відновлення, де використовуються реактори з киплячим шаром.

Співробітники АрселорМіттал Кривий Ріг, спираючись на принципи синергетики, запропонували новий агрегат для отримання рідкого металу — самоорганізуючий струйно-емульсійний реактор (СЕР) [87–89].

Хоча автори заявляють про можливість використання процесу СЕР для переробки шламів, цей процес є новим і вимагає проведення більшої кількості лабораторних і дослідно-промислових випробувань. Крім того, складність запропонованої технології може значно ускладнити її поширення.

Також можна відзначити способи переробки шламів в електropечах та плазмових печах, наприклад: Plazmadust і Plazmazinc [27]. Перевагами цих процесів є висока швидкість і можливість переробки комплексної сировини, проте високі капітальні витрати, велике споживання електроенергії та забрудненість цинковмісного продукту перешкоджають їхньому широкому впровадженню.

Узагальнюючи сказане про агрегати рідкофазного відновлення, можна виділити такі основні переваги їх використання для переробки шламів:



- висока продуктивність, обумовлена перебігом фізико-хімічних реакцій у рідких або емульсійних режимах;
- можливість отримувати на виході рідкий продукт (чавун) із температурою близько 1600 °С, збагачений вуглецем;
- можливість видалення шкідливих домішок, таких як сірка та луѓи.

До загальних недоліків цих процесів слід віднести труднощі уловлювання цинку через великий обсяг відхідних газів і незадовільне використання тепла цих газів.

Комбіновані технології переробки шламів, які включають стадії твердофазного та рідкофазного відновлення, є перспективними, оскільки дозволяють об'єднати низку переваг і нівелювати деякі недоліки зазначених процесів. Крім того, розподіл процесу відновлення шламів на дві стадії надає додаткові можливості для управління процесом. Недоліком такого рішення є відносно високі капітальні витрати на будівництво, оскільки комплекс для переробки шламів фактично є системою з двох агрегатів.

#### *Висновки по розділу*

1. Проблема переробки металургійних шламів та пилу, що містять цинк, є вкрай актуальною. З часом її актуальність лише зростатиме через проблеми з постачанням якісної руди, погіршенням екологічної ситуації, зростанням вартості сталевих брухту та цинку.

2. Існує велика кількість різних способів переробки шламів, однак кожен з них, окрім переваг, має певні недоліки, що обмежують його застосування.

3. Найбільший інтерес викликають комбіновані технології переробки відходів металургійного виробництва, що містять цинк, зокрема, двостадійний процес відновлення. На першій стадії відбувається твердофазна металізація з видаленням цинку з шламів, а на другій стадії отриманий частково металізований продукт піддається рідкофазному відновленню. Переваги цієї схеми:

- можливість ефективного уловлювання цинку на стадії твердофазного відновлення;
- висока продуктивність порівняно з процесами твердофазного відновлення;
- зниження витрат на запобігання повторному окисленню губчастого заліза, оскільки частково металізований продукт відразу направляється на плавлення;
- використання енергії газів, що виникають під час рідкофазного відновлення, для нагрівання шихти на першій стадії;
- гнучкість технології та додаткові можливості управління процесом.

Єдиним недоліком можна вважати високі капітальні витрати на будівництво такого комплексу для переробки шламів.

## РОЗДІЛ 2 МОДЕЛЮВАННЯ ТВЕРДОФАЗНОГО ПРОЦЕСУ ВІДНОВЛЕННЯ

Раніше було відзначено переваги процесів твердофазного та двостадійного відновлення залізородних матеріалів з точки зору їх застосування для переробки цинковмісних відходів металургійного виробництва. Моделювання цих процесів є актуальним завданням, оскільки воно дозволяє отримувати нові знання про об'єкт моделювання, а також має велике прикладне значення — дозволяє оцінювати та підвищувати ефективність роботи діючих агрегатів для твердофазного відновлення.

### 2.1 Використання математичного моделювання для визначення техніко-економічних параметрів процесів переробки відходів, що містять цинк

Для визначення основних техніко-економічних параметрів двостадійної переробки відходів металургійного виробництва, що містять цинк, було вирішено скористатися математичним моделюванням термодинамічних процесів. Закони термодинаміки дозволяють вирішувати дві важливі задачі в металургії: складання енергетичних балансів і визначення характеристик рівноваги. Існує декілька готових рішень для термодинамічного моделювання:

- **ІВТАНТЕРМО** — заснована на методі обчислення мінімуму ізобарно-ізотермічного потенціалу для замкнутих систем, що складаються з газової фази, ідеальних розчинів і конденсованих речовин, що утворюють окремі фази. Особливістю системи ІВТАНТЕРМО є те, що термодинамічні дані, які накопичуються в системі, не запозичуються з різних джерел, а обчислюються за первинними даними, відібраними на основі критичного аналізу доступної літератури.

- **NASA CEA (ChemicalEquilibriumwithApplications)** — використовується для розрахунку характеристик ракетних двигунів, дослідження процесів у ударних хвилях тощо.

- **Thermo-Calc** — програмний комплекс для проведення термодинамічних розрахунків та побудови фазових діаграм. Особливу увагу приділено моделюванню термодинамічних процесів, що протікають із залученням сталі та сплавів.

Існують також інші комп'ютерні програми для термодинамічного моделювання. Однак усі ці програми мають певні недоліки, що обмежують їх використання в рамках даного дослідження:

1. Програми в першу чергу призначені для розрахунку рівноважного стану систем. Використання цих програм для опису нерівноважних систем у металургійних агрегатах є складним або неможливим.

2. Не всі програми дозволяють розділити процеси, що протікають у металургійних агрегатах, на реакційні зони.

3. У програмах не враховуються конструкційні особливості та режими роботи агрегатів.

За результатами аналізу було прийнято рішення на основі лабораторних випробувань та літературних даних створити нові математичні моделі твердофазного та рідкофазного відновлення, які в комплексі дозволять оцінити техніко-економічні параметри комбінованої технології переробки доменних та сталеплавильних шламів.

Як основу для створення математичної моделі твердофазного відновлення цинковмісних металургійних відходів було обрано модель отримання губчастого заліза у трубчастих обертових печах. Модель була змінена та доповнена з урахуванням специфіки відновлення цинковмісних матеріалів і можливості застосування її як складової частини моделі двостадійних процесів. Ряд параметрів, використаних при розрахунках, був отриманий на основі аналізу результатів експериментів з низькотемпературного безкоксового відновлення доменних шламів і пилу сталеплавильного цеху в лабораторії кафедри металургії чорних металів "НМетАУ" (Національної металургійної академії України).

## 2.2 Розрахунок твердофазного відновлення цинковмісних відходів

Як вихідні дані для моделі можна використовувати хімічний склад доменних, конвертерних та електросталеплавильних шламів і пилу. У цьому прикладі була використана суміш цих відходів у пропорції, що відповідає їх утворенню на металургійних підприємствах України за 2012-2013 роки. Маса та хімічний склад використаних матеріалів представлені в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Маса та хімічний склад вихідних матеріалів

Вид відходу	Маса, кг	C	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	ZnO	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	H <sub>2</sub> O
Колошниковий пил	44	19,74	10,36	53,93	8,47	2,02	3,3	1,32	0,31	0,19	0,31	0,05	0
Доменний шлам	36	13,73	10,91	58,5	6,9	1,94	3,3	1,35	0,42	1,38	0,32	0,05	1,2
Пил ЕСПЦ	4	0	18,44	41,06	9,85	1,85	20,8	3,04	0,24	2,03	2,35	0,34	0
Конвертерний шлам	16	0	50,34	15,63	3,52	0,79	14,19	8,13	0,11	1,31	3,16	0,32	2,5
Усього	100	13,63	17,28	48,93	7,17	1,79	5,74	2,49	0,31	0,87	0,85	0,10	0,83

Хімічний склад природного газу, що використовується як паливо, представлений у табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Хімічний склад природного газу, % (маса)

CH <sub>4</sub>	C <sub>2</sub> H <sub>6</sub>	C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	CO <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	Сума
97,14	1,11	0,27	0,27	1,21	100

Нижче представлено перелік вхідних параметрів моделі, значення яких були визначені за результатами лабораторних досліджень.

Маса вихідних окатишів  $m_{исх.ок.} = 100$  кг.

Необхідний рівень досягнення ступеня металізації: 70–100%:

$$\eta_{мет} = 80 \%$$

Рівень прямого відновлення (зазвичай 80–85%):  $\xi = 80\%$ .

Відновлення цинку за допомогою окису вуглецю становить від 40% до

$$60\%: Zn_{CO_{проц}} = 40 \%$$

Доля відновлення цинку за допомогою вуглецю становить від 40% до

$$60\%: Zn_C_{проц} = 60 \%$$

Відсоток відновлення тривалентного заліза в початкових окатишах коливається від 90% до 100%:  $\mu_{Fe_2O_3} = 90 \%$ .

Відсоток, при якому сірка переходить в газ (0-15%)  $S_{проц} = 10 \%$ .

Ступінь відновлення марганцю становить від 65% до 75%:

$$Mn_{проц} = 70 \%$$

Відсоток тепла від згорання природного газу (50-85%):  $\eta_{тепл} = 80 \%$ .

Довжина печі:  $l = 18\text{ м}$ .

Діаметр печі:  $d = 1,8 \text{ м}$ .

Площа бічної поверхні печі:  $S = 101,79\text{ м}^2$ .

Середня кількість тепла, що втрачається з 1 кв. м печі, становить від 5 до 50 кДж.  $q = 30 \text{ кДж}$ .

Температура шихти(0 — 200 °C):  $t_{исх.ок.} = 25 \text{ °C} = 298,15 \text{ °K}$ .

Температура частково металізованих окатишів коливається від 800 до 1300 °C.

$$t_{м.о.} = 950 \text{ °C} = 1223,15 \text{ °K}$$

Температура газів, що виходять з печі, становить від 800 до 1300 °С.

$$t_z = 950 \text{ } ^\circ\text{C} = 1223,15 \text{ } ^\circ\text{K}.$$

Тепло з зовнішніх джерел (наприклад, теплове тепло газів, утворених під час рідкофазного відновлення, яке використовується для нагрівання початкових окатишів):  $Q_{дон} = 0$  кДж.

Ступінь спалювання природного газу (30 — 95 %):  $\eta_{сгор} = 90$  %.

Вміст кисню в дуті (23 — 99,56 %):  $O_{2проц} = 23,3$  %(масс).

Ступінь дожигання окису вуглецю (0 — 50 %):  $\eta_{COдоджиг} = 30$  %.

Ступінь дожигання водню (0-50%):  $\eta_{H2доджиг} = 30$  %.

### **Розрахунок хімічного складу частково металізованих окатишів**

Загальний вміст заліза в шихті:

$$\begin{aligned} Fe_{исх.ок.} &= Fe_{мет исх.ок.} + \frac{56}{72} \cdot FeO_{исх.ок.} + \frac{112}{160} \cdot Fe_2O_3_{исх.ок.} = \\ &= 0 + \frac{56}{72} \cdot 17,28 + \frac{112}{160} \cdot 48,93 = 47,69 \text{ } \%. \end{aligned}$$

Рівень відновлення оксидів заліза для досягнення визначеного ступеня металізації:

$$\eta'_{мет} = \eta_{мет} \cdot \frac{Fe_{мет исх.ок.}}{Fe_{исх.ок.}} \cdot 100 = 80 - \frac{0}{47,69} = 80\%.$$

Процеси відновлення, що відбуваються у обертовій печі, можна описати такими реакціями:



Маса тривалентного заліза, що переходить у частково металізовані окатиші:

$$\begin{aligned} m_{Fe_2O_3, мет} &= m_{исх.ок.} \cdot \frac{Fe_2O_3 \text{ исх.ок.}}{100} \cdot \left( \frac{100 - \mu_{Fe_2O_3}}{100} \right) = \\ &= 100 \cdot \frac{48,93}{100} \cdot \left( \frac{100 - 90}{100} \right) = 4,89 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Маса двовалентного заліза, що утворюється в результаті реакції(2.1)

$$m_{FeO}' = \frac{m_{Fe_2O_3}'}{160} \cdot 2 \cdot 72 = \frac{35,23}{160} \cdot 2 \cdot 72 = 31,71 \text{ кг.}$$

Для відновлення за реакцією (2.1) потрібен вуглець:

$$m_C' = \frac{m_{Fe_2O_3}'}{160} \cdot 12 = \frac{35,23}{160} \cdot 12 = 2,64 \text{ кг.}$$

Масу тривалентного заліза, що бере участь у реакції (2.2):

$$\begin{aligned} m_{Fe_2O_3}^{**} &= m_{исх.ок.} \cdot \frac{Fe_2O_3 \text{ исх.ок.}}{100} \cdot \frac{\mu_{Fe_2O_3}}{100} \cdot \frac{100 - \xi}{100} = \\ &= 100 \cdot \frac{48,93}{100} \cdot \frac{90}{100} \cdot \frac{100 - 80}{100} = 8,81 \text{ кг.} \end{aligned}$$



Масу двовалентного заліза, що бере участь у реакції (2.2):

$$m_{FeO}^{*} = \frac{m_{Fe_2O_3}^{*}}{160} \cdot 2 \cdot 72 = \frac{8,81}{160} \cdot 2 \cdot 72 = 7,93 \text{ кг.}$$

Для відновлення за реакцією (2.2) потрібен газ CO:

$$m_{CO}^{*} = \frac{m_{Fe_2O_3}^{*}}{160} \cdot 28 = \frac{8,81}{160} \cdot 28 = 1,54 \text{ кг.}$$

Щоб визначити кількість двовалентного заліза, що перейшло участково металізовані окатиші, можна скористатися такою формулою:

$$\begin{aligned} m_{FeO_{мет}} &= m_{FeO}^{+} + m_{FeO}^{*} + m_{исх.ок.} \cdot \frac{FeO_{исх.ок.}}{100} - \frac{\eta'_{мет}}{100} \cdot m_{исх.ок.} \cdot \frac{Fe_{исх.ок.}}{100} \cdot \frac{72}{56} = \\ &= 31,71 + 7,93 + 100 \cdot \frac{17,28}{100} - \frac{80}{100} \cdot 100 \cdot \frac{47,69}{100} \cdot \frac{72}{56} = 7,86 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Тоді масу двовалентного заліза, що взяло участь у реакції (2.3), можна знайти за формулою:

$$\begin{aligned} m_{FeO}^{''} &= \left( m_{FeO}^{+} + m_{FeO}^{*} + m_{исх.ок.} \cdot \frac{FeO_{исх.ок.}}{100} - m_{FeO_{мет}} \right) \cdot \frac{\xi}{100} = \\ &= \left( 31,71 + 7,93 + 100 \cdot \frac{17,28}{100} - 7,86 \right) \cdot \frac{80}{100} = 39,24 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Маса відновленого за реакцією (2.3) заліза:

$$m_{Fe}^{''} = m_{FeO}^{''} \cdot \frac{56}{72} = 39,24 \cdot \frac{56}{72} = 30,52 \text{ кг.}$$

Необхідна кількість вуглецю для протікання реакції (2.3) на кількість вуглецю для протікання реакції (2.3) визначається за формулою:

$$m_C^{''} = m_{FeO}^{''} \cdot \frac{12}{72} = 39,24 \cdot \frac{12}{72} = 6,54 \text{ кг.}$$

Масу двовалентного заліза, що взяло участь у реакції (2.4), можна знайти за формулою:

$$m_{FeO}^{''*} = \left( m_{FeO}^I + m_{FeO}^{''*} + m_{исх.ок.} \cdot \frac{FeO_{исх.ок.}}{100} - m_{FeO_{мет}} \right) \cdot \frac{100 - \xi}{100} =$$

$$= \left( 31,71 + 7,93 + 100 \cdot \frac{17,28}{100} - 7,86 \right) \cdot \frac{100 - 80}{100} = 9,81 \text{ кг.}$$

Маса відновленого за реакцією (2.3) заліза:

$$m_{Fe}^{''*} = m_{FeO}^{''*} \cdot \frac{56}{72} = 9,81 \cdot \frac{56}{72} = 7,63 \text{ кг.}$$

Необхідна кількість CO для протікання реакції (2.4) визначається за формулою:

$$m_{CO}^{''*} = m_{FeO}^{''*} \cdot \frac{28}{72} = 9,81 \cdot \frac{28}{72} = 3,82 \text{ кг.}$$

Маса оксиду марганцю, що бере участь у реакції (2.5):

$$m_{MnO_{восст}} = m_{исх.ок.} \cdot \frac{MnO_{исх.ок.}}{100} \cdot \frac{Mn_{проц}}{100} = 100 \cdot \frac{0,85}{100} \cdot \frac{70}{100} = 0,6 \text{ кг.}$$

Маса оксиду марганцю, що переходить у металізовані окатиші:

$$m_{MnO_{мет}} = m_{исх.ок.} \cdot \frac{MnO_{исх.ок.}}{100} - m_{MnO_{восст}} = 100 \cdot \frac{0,85}{100} - 0,6 = 0,25 \text{ кг.}$$

Маса відновленого марганцю дорівнює:

$$m_{Mn_{мет}} = m_{MnO_{восст}} \cdot \frac{55}{71} = 0,6 \cdot \frac{55}{71} = 0,46 \text{ кг.}$$

Маса вуглецю для відновлення марганцю:

$$m_C''' = m_{MnO_{в\text{осст}}} \cdot \frac{12}{71} = 0,6 \cdot \frac{12}{71} = 0,1 \text{ кг.}$$

Будемо вважати, що цинк відновлюється за реакціями:



Маса оксиду цинку, що бере участь у реакції (2.7) дорівнює:

$$m_{ZnO_{в\text{осст1}}} = m_{исх.ок.} \cdot \frac{ZnO_{исх.ок.}}{100} \cdot \frac{Zn_{CO_{проц}}}{100} = 100 \cdot \frac{0,87}{100} \cdot \frac{40}{100} = 0,35 \text{ кг.}$$

Масу цинку, що відновився за реакцією (2.7), можна знайти за формулою:

$$m_{Zn_{мет1}} = m_{ZnO_{в\text{осст1}}} \cdot \frac{65}{81} = 0,35 \cdot \frac{65}{81} = 0,28 \text{ кг.}$$

На відновлення такої кількості цинку знадобиться кількість CO:

$$m_{CO}^{Zn1} = m_{ZnO_{в\text{осст1}}} \cdot \frac{28}{81} = 0,35 \cdot \frac{28}{81} = 0,12 \text{ кг.}$$

Кількість оксиду цинку, що взяв участь у реакції (2.8), може бути обчислено з такої формули:

$$m_{ZnO_{в\text{осст2}}} = m_{исх.ок.} \cdot \frac{ZnO_{исх.ок.}}{100} \cdot \frac{Zn_C_{проц}}{100} = 100 \cdot \frac{0,87}{100} \cdot \frac{60}{100} = 0,52 \text{ кг.}$$

Маса цинку, що відновився за реакцією (2.8), дорівнює:

$$m_{Zn_{мет2}} = m_{ZnO_{в\text{осст2}}} \cdot \frac{65}{81} = 0,52 \cdot \frac{65}{81} = 0,42 \text{ кг.}$$

На відновлення цього цинку потрібен вуглець:

$$m_{C}^{Zn2} = m_{ZnO_{восст2}} \cdot \frac{12}{81} = 0,52 \cdot \frac{12}{81} = 0,08 \text{ кг.}$$

Кількість оксиду цинку в металізованих окатишах:

$$\begin{aligned} m_{ZnO_{мет}} &= m_{исх.ок.} \cdot \frac{ZnO_{исх.ок.}}{100} - m_{ZnO_{восст1}} - m_{ZnO_{восст2}} = \\ &= 100 \cdot \frac{0,87}{100} - 0,35 - 0,52 = 0 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Маса сірки в металізованих окатишах дорівнює:

$$m_{S_{мет}} = m_{исх.ок.} \cdot \frac{S_{исх.ок.}}{100} - m_{S_{удал}} = 100 \cdot \frac{0,31}{100} - 0,031 = 0,28 \text{ кг.}$$

Сумарна маса С, витраченого на відновлення, становитиме:

$$\begin{aligned} m_{C_{восст}} &= m_{C'} + m_{C''} + m_{C'''} + m_{C}^{Zn2} = \\ &= 2,64 + 6,54 + 0,1 + 0,08 = 9,36 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Кількість вуглецю, що не бере участі у відновленні, можна визначити за формулою:

$$m_{C_{мет}} = m_{исх.ок.} \cdot \frac{C_{исх.ок.}}{100} - m_{C_{восст}} = 100 \cdot \frac{13,63}{100} - 9,36 = 4,27 \text{ кг.}$$

Хімічний склад металізованих окатишів показано в табл. 2.3.

Таблица 2.3 - Розрахований хімічний склад металізованих окатишів

Назва компонента	Маса, кг	Масова частка, %
Fe загальне	47,69	64,92
Fe мет	38,15	51,94
FeO	7,86	10,70
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,89	6,66
SiO <sub>2</sub>	7,17	9,76
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,79	2,44
CaO	5,74	7,81
MgO	2,49	3,39
MnO	0,25	0,34
ZnO	0	0,00
C	4,27	5,81
S	0,28	0,38
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,105	0,14
Mn	0,46	0,63
<b>Сума</b>	<b>73,455</b>	<b>100,00</b>

Витрата окислених окатишів на кг частково металізованого продукту становитиме:

$$\gamma = \frac{m_{\text{исх.ок.}}}{m_{\text{мет}}} = \frac{100}{73,455} = 1,36 \text{ кг/кг.}$$

*Розрахунок хімічного складу газів, що утворилися*

Початковий склад газової суміші наведено в табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Початковий склад газової суміші

Назва компонента	Маса, кг	Об'ємна частка, %
CO	11,45	49,49
CO <sub>2</sub>	16,33	44,92
H <sub>2</sub>	0	0
H <sub>2</sub> O	0,83	5,29
Сума	28,61	100

Вміст компонентів можна знайти, виходячи з початкового складу газової суміші.

$$\overline{n_C} = 49,49 + 44,92 = 94,91;$$

$$\overline{n_{H_2}} = 0 + 5,29 = 5,29;$$

$$\overline{n_O} = 49,49 + 2 \cdot 44,92 + 5,29 = 144,62.$$

Константа реакції за температурою 950° С дорівнює:

$$K_p = 10^{\frac{1910}{T} - 1,75} = 10^{\frac{1910}{1223,15} - 1,75} = 0,647951.$$

Рівноважний вміст газів за заданої температури (табл. 2.5).

Таблиця 2.5 – Розрахований рівноважний склад газової суміші.

Назва компонента	Маса, кг	Об'ємна частка, %
CO	10,95	47,32
CO <sub>2</sub>	17,12	47,08
H <sub>2</sub>	0,037	2,24
H <sub>2</sub> O	0,504	3,36
Сума	28,611	100

Розрахунок теплового балансу.

Тепло, що надійшло в піч зі шихтою:

$$Q_{шихты} = \sum_{i=1}^N \int_{298,15}^{t_{исход}} \Delta C_i dT = \sum_{i=1}^N \int_{298,15}^{298,15} \Delta C_i dT = 0 \text{ кДж},$$

Де  $N$  – число компонентів шихти, шт.;

$\Delta C_i$  – функція изменения теплоемкости  $i$ -ого компонента шихты, кДж/°К.

Теплове докислення сірки:

$$Q_{серы} = -(\Delta H_{SO_2}^{t_{исх.ок}} - \Delta H_S^{t_{исх.ок}} - \Delta H_{O_2}^{t_{исх.ок}}) = -(-291,7 - 0 - 0) = 291,7 \text{ кДж},$$

де  $\Delta H_{SO_2}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення оксиду сірки (IV) масою  $m_{SO_2}$  при температурі  $t_{исх.ок}$  кДж ;

$\Delta H_S^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення кисню масою  $m_{O_2}$  при температурі  $t_{исх.ок}$  кДж ;

Тепло від допалювання чадного газу:

$$Q_{дожиг.CO} = -(\Delta H_{CO_2}^{t_z} - (\Delta H_{CO}^{t_z} + \Delta H_{O_2}^{t_z})) = -(-61090,8 - (-11605,5)) = -49485,4 \text{ кДж},$$

де  $\Delta H_{CO_2}^{t_z}$  - ентальпія утворення вуглекислого газу масою  $m_{CO_2, дожиг}$  при температурі  $t_z$  кДж ;

$\Delta H_{CO}^{t_z}$  - ентальпія утворення чадного газу масою  $m_{CO, дожиг}$  при температурі  $t_z$  кДж ;

$\Delta H_{O_2}^{t_z}$  - ентальпія утворення кисню масою  $m_{O_2, дожиг}$  при температурі  $t_z$  кДж ;

Тепло від допалювання водню:

$$Q_{дожиг.H_2} = -(\Delta H_{H_2O}^{t_z} - (\Delta H_{H_2}^{t_z} + \Delta H_{O_2}^{t_z})) = -(0 - 0) = 0 \text{ кДж},$$

де  $\Delta H_{H_2O}^{t_z}$  - ентальпія утворення води масою  $m_{H_2O, дожиг}$  при температурі  $t_z$  кДж ;

$\Delta H_{H_2}^{t_z}$  - ентальпія утворення водню масою  $m_{H_2_{\text{дожиг}}}$  при температурі  $t_r$  кДж ;

$\Delta H_{O_2}^{t_z}$  - ентальпія утворення кисню масою  $m_{O_2_{\text{дожиг}}}$  при температурі  $t_r$  кДж ;

У цьому випадку тепло від допалювання водню дорівнює нулю, оскільки, відповідно до вихідних даних і прийнятих припущень, під час нагрівання шихти та перебігу окисно-відновних реакцій водень не утворюється. Тепло, що виділяється при перебігу реакції водяного газу, можна обчислити за формулою:

$$Q_{\text{водяногогаза}} = -\left(\left(\Delta H_{H_2}^{t_z} + \Delta H_{CO_2}^{t_z}\right) - \left(\Delta H_{H_2O}^{t_z} + \Delta H_{CO}^{t_z}\right)\right) = 594,6 \text{ кДж},$$

де  $\Delta H_{H_2}^{t_z}$  - ентальпія утворення водню, який приймає участь у реакції (2.11) при температурі  $t_r$  кДж ;

$\Delta H_{CO_2}^{t_z}$  - ентальпія утворення вуглекислого газу, який приймає участь у реакції (2.11) при температурі  $t_r$  кДж ;

$\Delta H_{H_2O}^{t_z}$  - ентальпія утворення води, яка приймає участь у реакції (2.11) при температурі  $t_r$  кДж ;

$\Delta H_{CO}^{t_z}$  - ентальпія утворення чадного газу, який приймає участь у реакції (2.11) при температурі  $t_r$  кДж ;

Сумарний прихід тепла дорівнюватиме:

$$\begin{aligned} Q_{\text{приход}} &= Q_{\text{шихты}} + Q_{\text{серы}} + Q_{\text{дожиг.CO}} + Q_{\text{дожиг.H}_2} + Q_{\text{водяногогаза}} + Q_{\text{дон}} = \\ &= 0 + 291,7 + 49485,4 + 0 + 594,6 + 0 = 50371,7 \text{ кДж}. \end{aligned}$$

Тепло, витрачене на відновлення оксиду заліза (III) за реакцією (2.1), розраховується за формулою:

$$\begin{aligned} Q_{\text{восстFe}_2\text{O}_3} &= \left(\Delta H_{FeO}^{t_{\text{исх.ок}}} + \Delta H_{CO}^{t_{\text{исх.ок}}}\right) - \left(\Delta H_{Fe_2O_3}^{t_{\text{исх.ок}}} + \Delta H_C^{t_{\text{исх.ок}}}\right) = \\ &= (-116515 - 24329,5) - (-181390 + 0) = 40545 \text{ кДж}, \end{aligned}$$



де  $\Delta H_{FeO}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення оксиду заліза (II), при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_{CO}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення чадного газу, при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_{Fe_2O_3}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення оксиду заліза (III), при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_C^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення водню, при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

Тепло, витрачене на відновлення оксиду заліза (III) за реакцією (2.2), розраховується за формулою:

$$Q_{восстFe_2O_3}^* = (\Delta H_{FeO}^{t_{исх.ок}} + \Delta H_{CO_2}^{t_{исх.ок}}) - (\Delta H_{Fe_2O_3}^{t_{исх.ок}} + \Delta H_{CO}^{t_{исх.ок}}) =$$

$$= (-29128,8 - 21657,6) - (-51429,8 + -6082,37) = 643,35 \text{ кДж},$$

де  $\Delta H_{FeO}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення оксиду заліза (II), при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_{CO}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення чадного газу, при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_{Fe_2O_3}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення оксиду заліза (III), при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_{CO_2}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення вуглекислого газу при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

Тепло, витрачене на відновлення оксиду заліза (II) за реакцією (2.3), можна розрахувати так:

$$Q_{восстFeO} = (\Delta H_{Fe}^{t_{исх.ок}} + \Delta H_{CO}^{t_{исх.ок}}) - (\Delta H_{FeO}^{t_{исх.ок}} + \Delta H_C^{t_{исх.ок}}) =$$

$$= (0 - 60221,7) - (-144203 + 0) = 83981 \text{ кДж},$$

де  $\Delta H_{Fe}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення оксиду заліза, при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_{CO}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення чадного газу, при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_{FeO}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення оксиду заліза (II), при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_C^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення водню, при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

Тепло, витрачене на відновлення оксиду заліза (II) за реакцією (2.4), можна розрахувати так:

де  $\Delta H_{Fe}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення оксиду заліза, при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_{CO}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення чадного газу, при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_{FeO}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення оксиду заліза (II), при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_{CO_2}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення вуглекислого газу при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

При відновленні цинку за реакцією (2.7) знадобиться тепло:

$$Q_{в\text{осст}ZnO'} = (\Delta H_{Zn}^{t_{исх.ок}} + \Delta H_{CO_2}^{t_{исх.ок}}) - (\Delta H_{ZnO}^{t_{исх.ок}} + \Delta H_{CO}^{t_{исх.ок}}) = (0 - 1692,6) - (-1490,66 - 475,353) = 273,42 \text{ кДж,}$$

де  $\Delta H_{Zn}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення цинку при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_{CO_2}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення вуглекислого газу при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_{ZnO}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення оксиду цинку при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

$\Delta H_{CO}^{t_{исх.ок}}$  - ентальпія утворення чадного газу, при температурі  $t_{исх.ок}$ . кДж ;

Тепло на відновлення цинку за реакцією (2.8) можна знайти з формули:

$$Q_{\text{восстZnO}}'' = (\Delta H_{\text{Zn}}^{t_{\text{исх.ок.}}} + \Delta H_{\text{CO}}^{t_{\text{исх.ок.}}}) - (\Delta H_{\text{ZnO}}^{t_{\text{исх.ок.}}} + \Delta H_{\text{C}}^{t_{\text{исх.ок.}}}) = \\ = (0 - 713,03) - (-2236 - 0) = 1522,97 \text{ кДж},$$

де  $\Delta H_{\text{Zn}}^{t_{\text{исх.ок.}}}$  - ентальпія утворення цинку при температурі  $t_{\text{исх.ок.}}$  кДж ;

$\Delta H_{\text{CO}}^{t_{\text{исх.ок.}}}$  - ентальпія утворення чадного газу, при температурі  $t_{\text{исх.ок.}}$  кДж ;

$\Delta H_{\text{ZnO}}^{t_{\text{исх.ок.}}}$  - ентальпія утворення оксиду цинку при температурі  $t_{\text{исх.ок.}}$  кДж ;

$\Delta H_{\text{C}}^{t_{\text{исх.ок.}}}$  - ентальпія утворення водню, при температурі  $t_{\text{исх.ок.}}$  кДж ;

Тепло, витрачене на відновлення марганцю за реакцією (2.5), можна знайти з формули:

$$Q_{\text{восстMnO}} = (\Delta H_{\text{Mn}}^{t_{\text{исх.ок.}}} + \Delta H_{\text{CO}}^{t_{\text{исх.ок.}}}) - (\Delta H_{\text{MnO}}^{t_{\text{исх.ок.}}} + \Delta H_{\text{C}}^{t_{\text{исх.ок.}}}) = \\ = (0 - 927,246) - (-3234,65 - 0) = 2307,41 \text{ кДж},$$

де  $\Delta H_{\text{Mn}}^{t_{\text{исх.ок.}}}$  - ентальпія утворення марганцю, при температурі  $t_{\text{исх.ок.}}$  кДж ;

$\Delta H_{\text{CO}}^{t_{\text{исх.ок.}}}$  - ентальпія утворення чадного газу, при температурі  $t_{\text{исх.ок.}}$  кДж ;

$\Delta H_{\text{MnO}}^{t_{\text{исх.ок.}}}$  - ентальпія утворення оксиду марганцю, при температурі  $t_{\text{исх.ок.}}$  кДж ;

$\Delta H_{\text{C}}^{t_{\text{исх.ок.}}}$  - ентальпія утворення водню, при температурі  $t_{\text{исх.ок.}}$  кДж ;

Загальне тепло, витрачене на реакції відновлення, можна знайти за формулою:

$$Q_{\text{восст}} = Q_{\text{восстFe}_2\text{O}_3} + Q_{\text{восстFe}_2\text{O}_3}^* + Q_{\text{восстFeO}} + Q_{\text{восстFeO}}^* + \\ + Q_{\text{восстZnO}}' + Q_{\text{восстZnO}}'' + Q_{\text{восстMnO}} = \\ = 40545 + 643,35 + 83981 - 2502,2 + 273,42 + 1522,97 + 2307,41 = 126771 \text{ кДж}.$$

Тепло, витрачене на нагрівання частково металізованого продукту, можна знайти за формулою:

$$Q_{мет} = \sum_{i=1}^N \int_{298,15}^{t_{м.о}} \Delta C_i dT = \sum_{i=1}^N \int_{298,15}^{1223,15} \Delta C_i dT = 58169 \text{ кДж},$$

де  $N$  - число компонентів частково металізованого продукту, шт;

$\Delta C_i$  – функція зміни теплоємності  $i$ -ого компонента частково металізованого продукту, кДж/°К.

Тепло на нагрівання цинкового продукту, що перейшов у газ:

$$Q_{Zn} = \int_{298,15}^{t_z} \Delta C_{Zn} dT = \int_{298,15}^{1223,15} \Delta C_{Zn} dT = 1598,29 \text{ кДж}.$$

Тепло, витрачене на нагрівання утворених газів до допалювання:

$$Q_z = \sum_{i=1}^N \int_{298,15}^{t_{м.о}} \Delta C_i dT = \sum_{i=1}^N \int_{298,15}^{1223,15} \Delta C_i dT = 29583,6 \text{ кДж}.$$

де  $N$  - число компонентів газової суміші, шт;

$\Delta C_i$  – функція зміни теплоємності  $i$ -ого компонента, який утворився до допалювання газів, кДж/°К.

Тепло, витрачене на нагрівання кисневої суміші для допалювання газів, можна знайти за формулою:

$$Q_{кисл.см.} = \int_{298,15}^{t_z} \Delta C_{O_2} dT + \int_{298,15}^{t_z} \Delta C_{N_2} dT = \int_{298,15}^{1223,15} \Delta C_{O_2} dT + \int_{298,15}^{1223,15} \Delta C_{N_2} dT = 12165,9 \text{ кДж},$$

Де  $\Delta C_{O_2}$  – функція зміни теплоємності кисню, який утворився до допалювання газів, кДж/°К.

$\Delta C_{N_2}$  – функція зміни теплоємності азоту, кДж/°К.

Теплові втрати корпусу печі можуть бути розраховані таким чином:

$$Q_{печь} = \pi \cdot d \cdot l \cdot q = 3,1415 \cdot 1,8 \cdot 18 \cdot 30 = 3053,63 \text{ кДж}.$$

Сумарна витрата тепла дорівнюватиме:

$$Q_{расход} = Q_{восст} + Q_{мет} + Q_{Zn} + Q_z + Q_{кисл.см.} + Q_{печь} =$$

$$= 126771 + 58169 + 1598,29 + 29583,6 + 12165,9 + 3053,63 = 231341 \text{ кДж.}$$

Різниця між витратою і приходом тепла дорівнює:

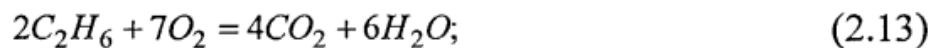
$$\Delta Q = Q_{расход} - Q_{приход} = 231341 - 50371,7 = 180969,3 \text{ кДж.}$$

Ця різниця має бути покрита в результаті згоряння природного газу

*Розрахунок згоряння природного газу*

Розрахунок вестиметься на 1 кг використаного природного газу.

Згоряння природного газу відбувається за такими реакціями:



Маса метану, що бере участь у реакції (2.12):

$$m_{CH_4} = \frac{CH_4 \text{ прир.г.}}{100} \cdot \frac{\eta_{сгор}}{100} = \frac{97,14}{100} \cdot \frac{90}{100} = 0,874 \text{ кг.}$$

Тепло, що виділяється під час згоряння 1 кг природного газу, розраховується за формулою:

$$\begin{aligned} \tilde{Q}_{прир.г.} = & -\left(\left(\Delta H_{CO_2}^{298,15} + \Delta H_{H_2O}^{298,15}\right) - \left(\Delta H_{CH_4}^{298,15} + \Delta H_{O_2}^{298,15}\right)\right) - \\ & -\left(\left(\Delta H_{CO_2}^{298,15} + \Delta H_{H_2O}^{298,15}\right) - \left(\Delta H_{C_2H_6}^{298,15} + \Delta H_{O_2}^{298,15}\right)\right) - \\ & -\left(\left(\Delta H_{CO_2}^{298,15} + \Delta H_{H_2O}^{298,15}\right) - \left(\Delta H_{C_3H_8}^{298,15} + \Delta H_{O_2}^{298,15}\right)\right) = \\ = & -\left((-21497,2 - 26403,3) - (-4065,49 + 0)\right) - \left((-262,021 - 241,364) - (-27,908 + 0)\right) - \\ & -\left((-65,1834 - 53,373) - (-5,72296 + 0)\right) = 44423,4 \text{ кДж.} \end{aligned}$$

На покриття різниці між витратною і прибутковою частинами теплового балансу знадобиться використання природного газу з масою

$$m_{прир.г.} = \frac{\Delta Q}{\tilde{Q}_{прир.г.}} \cdot \frac{100}{\eta_{тепл}} = \frac{180969,3}{44423,4} \cdot \frac{100}{80} = 5,092 \text{ кг.}$$

При цьому кількість невикористаного тепла від згоряння природного газу становитиме:

$$Q_{\text{потерприрг.}} = m_{\text{прирг.}} \cdot \tilde{Q}_{\text{прирг.}} \cdot \frac{100 - \eta_{\text{тепл}}}{100} = 5,092 \cdot 44423,4 \cdot \frac{100 - 80}{100} = 45242,4 \text{ кДж.}$$

Розрахований склад газу, утвореного після згоряння природного газу, зазначено в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 -Склад газової суміші після згоряння природного газу

Назва компонента	Вміст, % (мас.)
N <sub>2</sub>	72,042
H <sub>2</sub> O	12,273
CO <sub>2</sub>	15,077
CH <sub>4</sub>	0,599
C <sub>2</sub> H <sub>6</sub>	0,007
C <sub>3</sub> H <sub>8</sub>	0,002
Сума	100

#### *Підсумковий матеріальний баланс*

Розрахований матеріальний баланс процесу твердофазного відновлення в печі, наведено в табл. 2.8.

Таблиця 2.8 - Матеріальний баланс процесу, кг

Надійшло		Вийшло	
Цинковмісні відходи	100	Металізований продукт	73,46
Природний газ	5,09	Цинковий продукт	0,7
Повітряна суміш для спалювання природного газу	77,44	Газ після дожигання	38,01
Повітряна суміш для дожигання СО	12,04	Газ після спалювання природного газу	82,53
Повітряна суміш для окислення сірки	0,13		
Разом	194,7	Разом	194,7

### *Підсумковий тепловий баланс*

Розрахований тепловий баланс процесу твердофазного відновлення в печі, що обертається, наведено в табл. 2.7

Таблиця 2.7 - Тепловий баланс процесу, кДж

Прихід тепла		Витрати тепла	
З шихтою	0	На реакції відновлення	126771
При згоранні сірки	291,7	Нагрів металізованого продукту	58169
При дожиганні СО	49485,4	Нагрів цинкового продукту	1598,3
При дожиганні Н <sub>2</sub>	0	Нагрів утворених газів	29583,6
Реакція водяного газу	594,6	Нагрів газів для дожигання	12165,9
З додаткових джерел	0	Втрати корпусом печі	3054
При згоранні природного газу	226212	Невикористане тепло від згорання природного газу	45242,4
Разом	276584	Разом	276584

*Висновки до розділу*

Математична модель була використана для виконання розрахунків матеріального і теплового балансів при процесі твердофазного відновлення цинковмісних відходів з урахуванням поведінки цинку.

Частково металізований продукт, отриманий із доменних шламів і пилу електросталеплавильних шламів, не підходить для виплавки сталі через високий вміст сірки (більше 0,5%) та фосфору (більше 0,4%).



## РОЗДІЛ 3 МОДЕЛЮВАННЯ РІДКОФАЗНОГО ПРОЦЕСУ ВІДНОВЛЕННЯ

Завершальним етапом процесу двостадійної переробки металургійних пилів та шламів, що містять цинк, є рідкофазне відновлення частково металізованого напівпродукту з отриманням чавуну та шлаку. Саме на другій стадії відновлення остаточно визначається хімічний склад кінцевих продуктів, у результаті чого коректність моделювання рідкофазного відновлення є вирішальною для точності моделювання всього двостадійного процесу. Крім того, модель рідкофазного відновлення з деякими змінами можна використовувати в багатьох агрегатах, включно з тими, що не призначені для переробки металургійних відходів, що містять цинк.

За основу цієї моделі були взяті багаторічні розробки кафедри чорної металургії Національної металургійної академії України в галузі математичного моделювання сталеплавильних процесів. Модель була змінена й доповнена для врахування специфіки відновлення цинковмісних матеріалів та можливості її застосування як складової частини моделі двостадійних процесів. Основні параметри, використані при розрахунках, були отримані в результаті досліджень рідкофазного відновлення доменних шламів і пилу електросталеплавильного цеху, що проводились у лабораторії кафедри металургії чорних металів Національної металургійної академії України.

### **3.1 Розрахунок рідкофазного та комбінованого процесу відновлення цинковмісних відходів**

#### *Вихідні дані*

Як вихідні дані моделі можна використовувати хімічний склад цинковмісних металургійних відходів, а також частково металізованого продукту, отриманого з цих відходів.

Як приклад було взято хімічний склад частково металізованого продукту, розрахований у розд. 2, поданий у табл. 3.1.

Таблиця 3.1 — Хімічний склад частково металізованого продукту.

Назва компонента	Маса, кг	Масова частка, %
Fe загальний	47,69	64,92
Fe металічний	38,15	51,94
FeO	7,86	10,70
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,89	6,66
SiO <sub>2</sub>	7,17	9,76
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,79	2,44
CaO	5,74	7,81
MgO	2,49	3,39
MnO	0,25	0,34
ZnO	0	0,00
C	4,27	5,81
S	0,28	0,38
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,105	0,14
Mn	0,46	0,63
Сума	73,455	100,00

Хімічний склад вугілля, що використовується як паливо та відновник, показано в табл. 3.2.

Нижче наведено ряд вхідних параметрів моделі, значення яких вказані в літературі [45; 98] або отримані в результаті лабораторних випробувань.

Таблиця 3.2 – Хімічний склад вугілля

CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	H <sub>2</sub> O	C	H	N	CO	CO <sub>2</sub>	Сума
2,27	0,74	0,22	0,25	0,31	0,01	0,28	5,93	67,13	4,43	0,64	5,17	12,62	100

$$m_{исх} = 73,46 \text{ кг.}$$

Маса вихідного матеріалу

Температура шихти(0 - 1400°C):

$$t_{шихты} = 950 \text{ °C} = 1223,15 \text{ °K.}$$

Температура металу (1500 - 1650°C):

$$t_{мет} = 1550 \text{ °C} = 1823,15 \text{ °K.}$$

Температура шлаку (1500 - 1650°C):

$$t_{шлак} = 1600 \text{ °C} = 1873,15 \text{ °K.}$$

Температура газів, що виходять з печі (1500 -1800°C):

$$t_z = 1600 \text{ °C} = 1873,15 \text{ °K.}$$

Температура оксидного розплаву ( 1500 -1650°C):

$$t_{ок.расп} = 1550^{\circ}C = 1823,15^{\circ}K.$$

Ступінь згорання вугілля (50 - 100%):

$$\eta_{сгорания\ угля} = 100\%.$$

Ступінь допалювання чадного газу (0 - 100%):

$$\eta_{CO\ дожиг} = 30\%.$$

Ступінь допалювання водню (0 - 100%):

$$\eta_{H_2\ дожиг} = 30\%.$$

Вміст кисню у дутті (20 - 99%):

$$O_{2\ прощ} = 65\% (\text{масс}).$$

Вміст вуглецю в металі (3 - 5%):

$$[C] = 4\%.$$

Процент заліза, який переходить в метал (95 - 99%):

$$\gamma_{Fe} = 99\%.$$

Процент марганцю, який переходить в метал (50 - 80%):

$$\gamma_{Mn} = 75\%.$$

Частка цинку, який переходить в газ (95 - 100%):

$$\varphi_{Zn} = 100\%.$$

Відсоток фосфору, що переходить у метал (3 - 10 %):

$$\gamma_P = 5\%.$$

Частка сірки, що переходить у газ (30 - 80 %):

$$\varphi_S = 80\%.$$

Відсоток сірки, що переходить у метал - від кількості сірки, що не перейшла в

газ (60-95%):

$$\gamma_S = 90\%.$$

Відсоток кремнію, що переходить у метал (3 - 5 %):

$$\gamma_{Si} = 5\%.$$

Теплові втрати (10 - 40 %):

$$Q_{потер} = 15\%.$$

Розрахунок згорання 1 кг вугілля

Для згоряння 1 кг вугілля потрібен кисень.

Щоб визначити рівноважний склад газів, що утворюються під час згоряння 1 кг вугілля, можна скористатися формулами для розрахунку реакції водяного газу.

Константа реакції за стандартних умов дорівнює:

$$K_p = 10^{\frac{1910}{T}-1,75} = 10^{\frac{1910}{298,15}-1,75} = 45307,6.$$

Рівноважний вміст газів за заданої температури, наведений у табл. 3.3.

Таблиця 3.3 - Розрахований рівноважний склад газової суміші

Назва компонента	Маса, кг	Об'єм, м <sup>3</sup>
CO	0	0
CO <sub>2</sub>	2,67	1,36
H <sub>2</sub>	0	0
H <sub>2</sub> O	0,46	0,57
Сума	2,92	1,93

Окислення вуглецю і водню вугілля йде за такими реакціями:



Кількість теплоти, що виділилася в результаті реакцій реакції (3.1) - (3.4), може бути знайдена за формулою:

$$Q^{(l)} = -(\Delta H_{\text{системи}}^{\text{послереакцій}} - \Delta H_{\text{системи}}^{\text{до реакцій}}) = 29162,81 \text{ кДж.}$$

Прийmemo, що вся сірка, що міститься у вугіллі, взаємодіє з киснем дуття за реакцією:



Тепло, що виділилося в результаті реакції (3.5):

$$Q^{(2)} = -(\Delta H^{(2)}_{SO_2}{}^{298,15} - (\Delta H^{(2)}_S{}^{298,15} + \Delta H^{(2)}_{O_2}{}^{298,15})) = -(-25,945 - (0 + 0)) = 25,945 \text{ кДж.}$$

Кількість тепла, що виділяється під час згоряння 1 кг вугілля, можна обчислити за формулою:

$$Q'_{yz} = Q^{(1)} + Q^{(2)} = 29162,81 + 25,945 = 29188,8 \text{ кДж.}$$

Розрахований склад газів, що утворилися в результаті згоряння 1 кг вугілля, наведено в табл. 3.5.

Таблиця 3.5 - Склад газів, що утворилися після згоряння 1 кг вугілля

Назва компонента	Масова частка, %
CO <sub>2</sub>	61,97
H <sub>2</sub> O	10,57
N <sub>2</sub>	27,33
SO <sub>2</sub>	0,13
Сума	100

*Розрахунок витрат вугілля*

Загальний вміст заліза у вихідному матеріалі:  $Fe_{исх} = 64,92 \%$ .

Маса кисню, що міститься в оксидах заліза у вихідному матеріалі:

$$O_{Fe_xO_y \text{ усх}} = \left( \frac{16}{72} \cdot \frac{FeO \text{ усх}}{100} + \frac{48}{160} \cdot \frac{Fe_2O_3 \text{ усх}}{100} \right) \cdot m_{\text{усх}} =$$

$$= \left( \frac{16}{72} \cdot \frac{10,7}{100} + \frac{48}{160} \cdot \frac{6,66}{100} \right) \cdot 73,46 = 3,22 \text{ кг.}$$

Для взаємодії з киснем оксидів заліза потрібен вуглець, маса якого може бути знайдена з формули:

$$m_{C \text{ в осст}} = \frac{O_{Fe_xO_y \text{ усх}}}{32} \cdot 2 \cdot 12 = \frac{3,22}{32} \cdot 2 \cdot 12 = 2,42 \text{ кг.}$$

Орієнтовну витрату вугілля на відновлення можна знайти таким чином:

$$m_{\text{в осст}} = m_{C \text{ в осст}} \cdot \frac{100}{C_{\text{уг}}} = 2,42 \cdot \frac{100}{67,13} = 3,6 \text{ кг.}$$

Прихід тепла з вихідним матеріалом, можна визначити за формулою:

$$Q_{\text{усх}} = \sum_{i=1}^N \int_{298,15}^{t_{\text{вихідні}}} \Delta C_i dT = \sum_{i=1}^N \int_{298,15}^{1225,15} \Delta C_i dT = 58169 \text{ кДж.}$$

де  $N$  - число компонентів вихідного матеріалу, шт;

$\Delta C_i$  – функція зміни теплоємності  $i$ -ого компонента, вихідного матеріалу, кДж/°К.

Орієнтовну кількість тепла, необхідного для розплавлення і нагрівання вихідного матеріалу, визначимо за емпіричною формулою А.М. Бігєєва.

$$Q_{\text{ок.расп}} = m_{\text{усх}} \cdot (2,09 \cdot t_{\text{ок.расп}} - 1380) = 73,46 \cdot (2,09 \cdot 1823,15 - 1380) = 178536 \text{ кДж.}$$

Орієнтовну кількість вугілля, необхідну для нагрівання вихідного матеріалу знайдемо за формулою:

$$m_{\text{нагрев}} = \frac{Q_{\text{ок.расп}} - Q_{\text{усх}}}{Q'_{\text{уг}}} = \frac{178536 - 58169}{29188,8} = 4,124 \text{ кг.}$$

Тепло, що виділяється під час згоряння такої кількості вугілля, дорівнюватиме:

$$Q_{\text{уг}} = Q'_{\text{уг}} \cdot m_{\text{нагрев}} = 29188,8 \cdot 4,124 = 120374 \text{ кДж.}$$

Орієнтовну кількість вуглецю для науглецювання металу розрахуємо за формулою:

$$m_{C_{\text{науглер}}} = \frac{Fe_{\text{исх}}}{100} \cdot m_{\text{исх}} \cdot \frac{[C]}{100} = \frac{64,92}{100} \cdot 73,46 \cdot \frac{4}{100} = 1,907 \text{ кг.}$$

Тоді орієнтовна кількість вугілля для вуглецювання металу дорівнюватиме:

$$m_{\text{науглер}} = m_{C_{\text{науглер}}} \cdot \frac{100}{C_{\text{уз}}} = 1,907 \cdot \frac{100}{67,13} = 2,84 \text{ кг.}$$

Орієнтовна кількість вугілля, необхідна для переробки 100 кг шламів, дорівнюватиме:

$$m_{\text{уз}} = m_{\text{восст}} + m_{\text{нагрев}} + m_{\text{науглер}} = 3,6 + 4,124 + 2,84 = 10,564 \text{ кг.}$$

Тепло, витрачене на нагрівання вугілля до температури шихти:

$$Q_{\text{уголь}} = \sum_{i=1}^N t_{\text{шихты}} \int_{29815}^{\Delta C_i} \Delta C_i dT = \sum_{i=1}^N 122315 \int_{29815}^{\Delta C_i} \Delta C_i dT = 13237,4 \text{ кДж,}$$

де  $N$  - число компонентів вугілля, шт;

$\Delta C_i$  – функція зміни теплоємності  $i$ -ого компонента вугілля, кДж/°К.

#### *Розрахунок кількості металу*

Орієнтовну масу металу, що утворюється в результаті переробки шламів, можна визначити за формулою:

$$m_{\text{мет}} = \frac{101 + [C]}{100} \cdot \frac{Fe_{\text{исх}}}{100} \cdot m_{\text{исх}} = \frac{101 + 4}{100} \cdot \frac{64,92}{100} \cdot 73,46 = 50,07 \text{ кг.}$$

#### *Визначення кількості компонентів, що надходять із шихтових матеріалів*

Визначення мас компонентів оксидного розплаву ( $CaO$ ,  $MgO$ ,  $SiO_2$ ,  $Al_2O_3$ ,  $MnO$ ,  $P_2O_5$ ,  $FeO$ ,  $Fe_2O_3$  тощо), які надходять із вихідного матеріалу і вугілля, можна визначити за такою формулою:

$$m_{\sum(E_m O_n)_{\text{ок. расп}}} = m_{(E_m O_n)_{\text{исх}}} + m_{(E_m O_n)_{\text{уз}}}$$

де  $m_{\Sigma(E_m O_n)ок. расп}$  - маса оксиду в розплаві, кг;

$m_{(E_m O_n)ух}$  - маса оксиду, що надходить із вихідним матеріалом, кг;

$m_{(E_m O_n)уг}$  - маса оксиду, що надходить із вугіллям, кг.

Розрахований склад оксидного розплаву наведено в табл. 3.6.

Таблиця 3.6 - Склад оксидного розплаву

Назва компонента	Масова частка, %
Fe мет	54,98
FeO	11,33
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	7,11
SiO <sub>2</sub>	10,45
CaO	8,62
MgO	3,63
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,61
Mn	0,66
MnO	0,37
S	0,087
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,153
Сума	100

Під час нагрівання шихти частина сполук переходить у газ.

Масу оксиду цинку, що перейшов у газ, можна обчислити за формулою:

$$m_{ZnOгаз} = m_{ZnOух} \cdot \frac{\varphi_{Zn}}{100} = 0 \cdot \frac{100}{100} = 0 \text{ кг.}$$

Тепло на нагрівання оксиду цинку до температури газів, знайдемо з рівняння теплоємності:



$$Q_{\text{нагрів ZnO}} = \int_{t_{\text{шихты}}}^{t_{\text{газа}}} \Delta C_{\text{ZnO}} dT = \int_{298,15}^{1873,15} \Delta C_{\text{ZnO}} dT = 0 \text{ кДж.}$$

Тепло, витрачене на нагрівання дуття для окислення сірки:

$$Q_{\text{нагрів дуття SO}_2} = \int_{298,15}^{t_{\text{шихты}}} \Delta C_{\text{O}_2} dT + \int_{298,15}^{t_{\text{шихты}}} \Delta C_{\text{N}_2} dT = \int_{298,15}^{1223,15} \Delta C_{\text{O}_2} dT + \int_{298,15}^{1223,15} \Delta C_{\text{N}_2} dT = 362,646 \text{ кДж,}$$

Де  $\Delta C_{\text{O}_2}$  – функція зміни теплоємності кисню газової суміші, кДж/°К.

$\Delta C_{\text{N}_2}$  – функція зміни теплоємності азотугазової суміші, кДж/°К.

У результаті окислення сірки виділиться тепло, що дорівнює:

$$Q_{\text{окисл. серы}} = -(\Delta H_{\text{SO}_2}^{t_{\text{шихты}}} - (\Delta H_{\text{S}}^{t_{\text{шихты}}} + \Delta H_{\text{O}_2}^{t_{\text{шихты}}})) = \\ = -(-1883,39 - (246,111 + 229,537)) = 2359,04 \text{ кДж.}$$

Склад газової суміші після нагрівання шихти представлено в табл. 3.7.

Таблиця 3.7 - Склад газової суміші після нагрівання шихти

Назва компонента	Масова частка, %
H <sub>2</sub>	10,54
H <sub>2</sub> O	14,13
N <sub>2</sub>	15,17
CO	12,32
CO <sub>2</sub>	30,08
SO <sub>2</sub>	17,76
Сума	100

Тепло, витрачене на нагрівання газу:

$$Q_{\text{нагрів газу}} = \sum_{i=1}^N \int_{t_{\text{шихты}}}^{t_{\text{ок. расп}}} \Delta C_i dT = \sum_{i=1}^N \int_{1223,15}^{1873,15} \Delta C_i dT = 4600,37 \text{ кДж,}$$

де N - число компонентів газової суміші, шт;

$\Delta C_i$  – функція зміни теплоємності і-ого компонента газової суміші, кДж/°К.

Тепло, витрачене на нагрівання оксидного розплаву:

$$Q_{\text{нагрів ок. расп.}} = \sum_{i=1}^N \int_{t_{\text{шихты}}}^{t_{\text{ок. расп.}}} \Delta C_i dT = \sum_{i=1}^N \int_{122315}^{182315} \Delta C_i dT = 48222,1 \text{ кДж},$$

де  $N$  - число компонентів оксидного розплаву, шт;

$\Delta C_i$  – функція зміни теплоємності і-ого компонента оксидного розплаву, кДж/°К.

Визначення складу металу і шлаку

Маса заліза в оксидному розплаві:

$$\begin{aligned} m_{\text{Fe ок. расп.}} &= m_{\text{Fe меток. расп.}} + \frac{56}{72} \cdot m_{\text{FeO ок. расп.}} + \frac{112}{160} \cdot m_{\text{Fe}_2\text{O}_3 \text{ ок. расп.}} = \\ &= 38,15 + \frac{56}{72} \cdot 7,86 + \frac{112}{160} \cdot 4,93 = 47,71 \text{ кг.} \end{aligned}$$

Маса заліза в металі:

$$m_{\text{Fe мет}} = m_{\text{Fe ок. расп.}} \cdot \frac{\gamma_{\text{Fe}}}{100} = 47,71 \cdot \frac{99}{100} = 47,23 \text{ кг.}$$

Маса оксиду заліза (II) у шлаку може бути знайдена за формулою

$$m_{\text{FeO шлак}} = m_{\text{Fe ок. расп.}} \cdot \frac{100 - \gamma_{\text{Fe}}}{100} \cdot \frac{72}{56} = 47,71 \cdot \frac{100 - 99}{100} \cdot \frac{72}{56} = 0,61 \text{ кг.}$$

Маса фосфору в металі:

$$m_{\text{P мет}} = m_{\text{P}_2\text{O}_5 \text{ ок. расп.}} \cdot \frac{\gamma_{\text{P}}}{100} \cdot \frac{62}{142} = 0,106 \cdot \frac{5}{100} \cdot \frac{62}{142} = 0,0023 \text{ кг.}$$

Маса оксиду фосфору в шлаку:

$$m_{\text{P}_2\text{O}_5 \text{ шлак}} = m_{\text{P}_2\text{O}_5 \text{ ок. расп.}} \cdot \frac{100 - \gamma_{\text{P}}}{100} = 0,106 \cdot \frac{100 - 5}{100} = 0,1006 \text{ кг.}$$

Маса сірки, що переходить у метал:

$$m_{\text{S мет}} = m_{\text{S ок. расп.}} \cdot \frac{\gamma_{\text{S}}}{100} = 0,06 \cdot \frac{90}{100} = 0,054 \text{ кг.}$$

Маса сірки в шлаку:

$$m_{S_{\text{шлак}}} = m_{S_{\text{ок.расп}}} \cdot \frac{100 - \gamma_S}{100} = 0,06 \cdot \frac{100 - 90}{100} = 0,006 \text{ кг.}$$

Масу вуглецю в металі можна знайти за формулою:

$$m_{C_{\text{мет}}} = (m_{Fe_{\text{мет}}} + m_{Mn_{\text{мет}}} + m_{Si_{\text{мет}}} + m_{P_{\text{мет}}} + m_{S_{\text{мет}}}) \cdot \frac{[C]}{100} =$$

$$= (47,23 + 0,49 + 0,17 + 0,0023 + 0,054) \cdot \frac{4}{100} = 1,92 \text{ кг.}$$

Тепло, необхідне для нагрівання вуглецю до температури оксидного розплаву, можна знайти з функції зміни теплоємності вуглецю:

$$Q_{\text{нагрев C}} = \int_{t_{\text{шихты}}}^{t_{\text{ок.расп}}} \Delta C_C dT = \int_{122315}^{182315} \Delta C_C dT = 10189 \text{ кДж.}$$

Розрахований склад чавуну і шлаку показано в табл. 3.8.

Таблица 3.8 - Состав чугуна и шлак

Компоненты		Поступает с шихтой	Поступает в шлак		Поступает в металл	
		кг	кг	%	кг	%
Шлакообразующие	CaO	5,98	5,98	32,99		
	MgO	2,52	2,52	13,902		
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,81	1,81	9,9853		
	SiO <sub>2</sub>	7,25	6,89	38,01		
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,106	0,1006	0,555		
	MnO	0,26	0,21	1,1585		
	S	0,06	0,006	0,0331		
	Итого	17,986	17,517	96,635		
оксиды Fe	Fe	47,71	0,4744	2,6174	47,23	94,713
	Fe мет	38,15			47,23	94,713
	FeO	7,86	0,61	3,3652		0
	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,93				0
	Итого	50,94	0,61	3,3652	47,23	94,713
Другие	C	1,92			1,92	3,8503
	Si				0,17	0,3409
	P				0,0023	0,0046
	Mn	0,46			0,49	0,9826
	S				0,054	0,1083
Всего		71,306	18,127	100	49,866	100

Тепло, витрачене на нагрівання шлаку:

$$Q_{\text{шлак}} = \sum_{i=1}^N \int_{t_{\text{ок.расп}}}^{t_{\text{шлак}}} \Delta C_i dT = \sum_{i=1}^N \int_{182315}^{187315} \Delta C_i dT = 1053,76 \text{ кДж},$$

де  $N$  - число компонентів шлаку, шт;

$\Delta C_i$  – функція зміни теплоємності  $i$ -ого компонента шлаку, кДж/°К.

Як основні реакції відновлення можна виділити:



Кількість теплоти, необхідна для перебігу реакції (3.6), можна знайти за формулою:

$$\begin{aligned} Q_{\text{восст}}^{(3.6)} &= (\Delta H_{\text{FeO}}^{t_{\text{ок.расп}}} + \Delta H_{\text{CO}}^{t_{\text{ок.расп}}}) - (\Delta H_{\text{Fe}_2\text{O}_3}^{t_{\text{ок.расп}}} + \Delta H_{\text{C}}^{t_{\text{ок.расп}}}) = \\ &= (-8863,23 - 1872,51) - (-19010 + 957,231) = 7317 \text{ кДж}. \end{aligned}$$

Кількість теплоти, необхідна для перебігу реакції (3.7), можна знайти за формулою:

$$\begin{aligned} Q_{\text{восст}}^{(3.7)} &= (\Delta H_{\text{Fe}}^{t_{\text{ок.расп}}} + \Delta H_{\text{CO}}^{t_{\text{ок.расп}}}) - (\Delta H_{\text{FeO}}^{t_{\text{ок.расп}}} + \Delta H_{\text{C}}^{t_{\text{ок.расп}}}) = \\ &= (11903,5 - 20344,5) - (-23352,1 + 5044,05) = 20344,5 \text{ кДж}. \end{aligned}$$

Кількість теплоти, необхідна для перебігу реакції (3.8):

$$\begin{aligned} Q_{\text{восст}}^{(3.8)} &= (\Delta H_{\text{Mn}}^{t_{\text{ок.расп}}} + \Delta H_{\text{CO}}^{t_{\text{ок.расп}}}) - (\Delta H_{\text{MnO}}^{t_{\text{ок.расп}}} + \Delta H_{\text{C}}^{t_{\text{ок.расп}}}) = \\ &= (47,24 - 36,39) - (-181,95 + 18,60) = 174,2 \text{ кДж}. \end{aligned}$$

Кількість теплоти, необхідна для перебігу реакції (3.9):

$$\begin{aligned} Q_{\text{восст}}^{(3.9)} &= (\Delta H_{\text{P}}^{t_{\text{ок.расп}}} + \Delta H_{\text{CO}}^{t_{\text{ок.расп}}}) - (\Delta H_{\text{P}_2\text{O}_5}^{t_{\text{ок.расп}}} + \Delta H_{\text{C}}^{t_{\text{ок.расп}}}) = \\ &= (7,42 - 11,32) - (-51,44 + 5,79) = 41,75 \text{ кДж}. \end{aligned}$$

Кількість теплоти, необхідна для перебігу реакції (3.10):

$$Q_{восст}^{(3.10)} = (\Delta H_{Si}^{t_{ок.расп}} + \Delta H_{CO}^{t_{ок.расп}}) - (\Delta H_{SiO_2}^{t_{ок.расп}} + \Delta H_C^{t_{ок.расп}}) =$$

$$= (543,87 - 732,07) - (-4826,28 + 374,24) = 4263,87 \text{ кДж.}$$

Маса вуглецю, необхідна для реакцій відновлення, визначається за формулою;

$$m_{C_{восст}} = m_C^{(3.6)} + m_C^{(3.7)} + m_C^{(3.8)} + m_C^{(3.9)} + m_C^{(3.10)} =$$

$$= 0,37 + 1,95 + 0,007 + 0,0022 + 0,14 = 2,47 \text{ кг.}$$

*Розрахунок складу газу, що утворюється після реакцій відновлення*  
Склад газової суміші після реакцій відновлення вказано в табл. 3.9.

Таблица 3.9 - Склад газової суміші після реакцій відновлення

Назва компонента	Масова частка, %
H <sub>2</sub>	3,46
H <sub>2</sub> O	4,63
N <sub>2</sub>	2,07
CO	74,13
CO <sub>2</sub>	9,86
SO <sub>2</sub>	5,85
Сума	100

Тепло, витрачене на нагрів газу:

$$Q_{нагр.газа2} = \sum_{i=1}^N \int_{t_{ок.расп}}^{t_2} \Delta C_i dT = \sum_{i=1}^N \int_{182315}^{187315} \Delta C_i dT = 770,52 \text{ кДж,}$$

де N - число компонентів газової суміші, шт;

$\Delta C_i$  – функція зміни теплоємності і-ого компонента газової суміші, кДж/°К.

Розрахунок складу газу, що утворюється в результаті спалювання вугілля  
 Масу компонентів газової суміші, утвореної в результаті згоряння вугілля  
 можна визначити за формулою:

$$\sum_{i=1}^N m_i = m'_i \cdot m_{\text{нагрев}}$$

Де N - число компонентів газової суміші, шт;

$m_i$  – маса і-ого компонента газової суміші, кДж/°К.

$m'_i$ - маса і-ого компонента газової суміші, утвореної в результаті згоряння 1 кг  
 вугілля, кг;

$m_{\text{нагрев}}$  - маса вугілля, необхідна для нагрівання, кг

Склад газової суміші, отриманої в результаті згоряння вугілля, представлений  
 у табл. 3.10.

Таблиця 3.10 - Склад газової суміші, отриманої в результаті згоряння вугілля

Назва компоненту	Масова частка, %
CO <sub>2</sub>	61,97
H <sub>2</sub> O	10,57
N <sub>2</sub>	27,33
SO <sub>2</sub>	0,13
Сума	100

Тепло, витрачене на нагрів газу:

$$Q_{\text{нагревгаз}} = \sum_{i=1}^N \int_{t_{\text{виходу}}}^{t_2} \Delta C_i dT = \sum_{i=1}^N \int_{122315}^{187315} \Delta C_i dT = 40937 \text{ кДж,}$$

де N - число компонентів газової суміші, утвореної під час згоряння вугілля,  
 шт.;

C,- - функція зміни теплоємності і-ого компонента газової суміші,

кДж/°К.

Для згоряння вугілля знадобиться кисневе дуття масою:

$$m_{\text{дуття нагрів}} = m'_{\text{дуття}} \cdot m_{\text{нагрів}} = 3,349 \cdot 4,124 = 13,81 \text{ кг};$$

*Розрахунок складу газу, утвореного в результаті допалювання:*

Визначимо склад газу до допалювання як суму газів, утворених після відновлення і після згоряння вугілля. Розрахований таким чином склад газу вказано в табл. 3.11

Таблиця 3.11 - Склад газової суміші до допалювання

Назва компоненту	Масова частка, %
H <sub>2</sub>	1,1
H <sub>2</sub> O	8,69
N <sub>2</sub>	19,32
CO	23,51
CO <sub>2</sub>	45,44
SO <sub>2</sub>	1,94
Сума	100

Допалювання газів відбувається за реакціями:



Кількість чадного газу, що піддається допалюванню за реакцією (3.11), визначається за формулою:

$$m_{CO}^{(3.11)} = m_{CO \text{ до дожиг}} \cdot \frac{\eta_{CO_2 \text{ дожиг}}}{100} = 6,11 \cdot \frac{30}{100} = 1,83 \text{ кг.}$$

На допалювання такої кількості чадного газу потрібен кисень:

$$m_{O_2}^{(3.11)} = m_{CO}^{(3.11)} \cdot \frac{32}{28} \cdot 0,5 = 1,83 \cdot \frac{32}{28} \cdot 0,5 = 1,047 \text{ кг.}$$

Разом із киснем в атмосферу агрегату потрапляє азот у кількості:

$$m_{N_2}^{(3.11)} = m_{O_2}^{(3.11)} \cdot \frac{100 - O_{2\text{проц}}}{O_{2\text{проц}}} = 1,047 \cdot \frac{100 - 65}{65} = 0,564 \text{ кг.}$$

Маса вуглекислого газу, що утворюється за реакцією (3.11), дорівнює:

$$m_{CO_2}^{(3.11)} = m_{CO}^{(3.11)} \cdot \frac{44}{28} = 1,83 \cdot \frac{44}{28} = 2,88 \text{ кг.}$$

У результаті реакції (3.11) виділиться тепло:

$$Q^{(3.11)} = -(\Delta H^{(3.11)}_{CO_2 t_z} - (\Delta H^{(3.11)}_{CO t_z} + \Delta H^{(3.11)}_{O_2 t_z})) = \\ = -(-20545,8 - (-3972,26 + 1714,56)) = 18288,1 \text{ кДж.}$$

Маса чадного газу після допалювання дорівнює:

$$m_{CO\text{после дожиг}} = m_{CO\text{до дожиг}} - m_{CO}^{(3.11)} = 6,11 - 1,83 = 4,28 \text{ кг.}$$

Масу водню, що бере участь у реакції (3.12), можна знайти за формулою:

$$m_{H_2}^{(3.12)} = m_{H_2\text{до дожиг}} \cdot \frac{\eta_{H_2\text{дожиг}}}{100} = 0,285 \cdot \frac{30}{100} = 0,086 \text{ кг.}$$

Маса кисню, що витрачається на допалювання за реакцією (3.12):

$$m_{O_2}^{(3.12)} = m_{H_2}^{(3.12)} \cdot \frac{32}{2} \cdot 0,5 = 0,086 \cdot \frac{32}{2} \cdot 0,5 = 0,68 \text{ кг.}$$

Маса азоту, що надійшов при допалюванні водню:

$$m_{N_2}^{(3.12)} = m_{O_2}^{(3.12)} \cdot \frac{100 - O_{2\text{проц}}}{O_{2\text{проц}}} = 0,68 \cdot \frac{100 - 65}{65} = 0,37 \text{ кг.}$$

Маса утвореної за реакцією (3.12) водяної пари, знаходяться за формулою:

$$m_{H_2O}^{(3.12)} = m_{H_2}^{(3.12)} \cdot \frac{18}{2} = 0,086 \cdot \frac{18}{2} = 0,77 \text{ кг.}$$

Маса водню після допалювання:

$$m_{H_2\text{после дожиг}} = m_{H_2\text{до дожиг}} - m_{H_2}^{(3.12)} = 0,285 - 0,086 = 0,199 \text{ кг.}$$

У результаті реакції (3.12) виділиться тепло:



$$Q^{(3.12)} = -\left(\Delta H^{(3.12)}_{H_2O} t_z - \left(\Delta H^{(3.12)}_{H_2} t_z + \Delta H^{(3.12)}_{O_2} t_z\right)\right) = \\ = -(1252,62 - (1996,22 + 1112,46)) = 1856,06 \text{ кДж.}$$

Сумарне тепло, що виділилося після допалювання:

$$Q_{\text{дожиг}} = Q^{(3.11)} + Q^{(3.12)} = 18288,1 + 1856,06 = 20144,16 \text{ кДж.}$$

Маса дуття, необхідного для допалювання, визначається за формулою:

$$m_{\text{дутье дожиг}} = m_{O_2}^{(3.11)} + m_{N_2}^{(3.11)} + m_{O_2}^{(3.12)} + m_{N_2}^{(3.12)} = \\ = 1,047 + 0,564 + 0,68 + 0,37 = 2,66 \text{ кг.}$$

Тепло, витрачене на нагрівання дуття:

$$Q_{\text{нагрев дутья}} = \int_{298,15}^{t_z} \Delta C_{O_2} dT + \int_{298,15}^{t_z} \Delta C_{N_2} dT = \int_{298,15}^{1873,15} \Delta C_{O_2} dT + \int_{298,15}^{1873,15} \Delta C_{N_2} dT = 4627,28 \text{ кДж,}$$

Де  $\Delta C_{O_2}$  – функція зміни теплоємності кисню газової суміші, кДж/°К.

$\Delta C_{N_2}$  – функція зміни теплоємності азоту газової суміші, кДж/°К.

*Розрахунок матеріального балансу*

Розрахований матеріальний баланс процесу рідиннофазного відновлення подано в табл. 3.13.

Таблица 3.13 - Матеріальний баланс

Поступило материалов		Получилось материалов	
Материал	Масса, кг	Материал	Масса, кг
Исходный материал	73,46	Чугун	49,87
Уголь для восстановления	3,6	Шлак	18,13
Уголь для нагрева	4,12	Оксид цинка	0
Уголь для науглероживания	2,84	Газ	28,62
Дутье для сгорания угля	13,81		
Дутье для дожигания	2,66		
Итого	100,49	Итого	96,62

Невязка: 3,85 %.

*Розрахунок теплового балансу*

Розрахований тепловий баланс процесу рідиннофазного відновлення наведено в табл. 3.14.

Таблица 3.14 - Тепловый баланс

Статья баланса	Количество теплоты, кДж
<b>Приход тепла</b>	
С шихтой	58169
Сгорание угля	120374
По реакциям окисления S и CO	2359
В результате дожигания	20144
<b>Итого</b>	<b>201046</b>
<b>Расход тепла</b>	
Нагрев угля	13237
Нагрев дутья	4989,9
Нагрев оксидного расплава	48222
Нагрев углерода в расплаве	10189
Нагрев газов	46308
Нагрев цинка	0
Нагрев чугуна	0
Нагрев шлака	1053,8
На реакции восстановления	32141
Тепловые потери (15 %)	27554
<b>Итого</b>	<b>183696</b>

Нев'язка: 8,63 %.

## РОЗДІЛ 4 ЛАБОРАТОРНІ ВИПРОБУВАННЯ НА БАЗІ ОТРИМАНИХ МОДЕЛЕЙ

Для утилізації металургійних відходів, що містять цинк, пропонується комбінований двоступеневий процес. На першій стадії здійснюється твердофазна металізація та видалення цинку з металургійних відходів. Друга стадія передбачає рідкофазний процес, де частково металізований напівпродукт першої стадії використовується для отримання рідкого чавуну. Схема запропонованої технології показана на рис. 4.1.

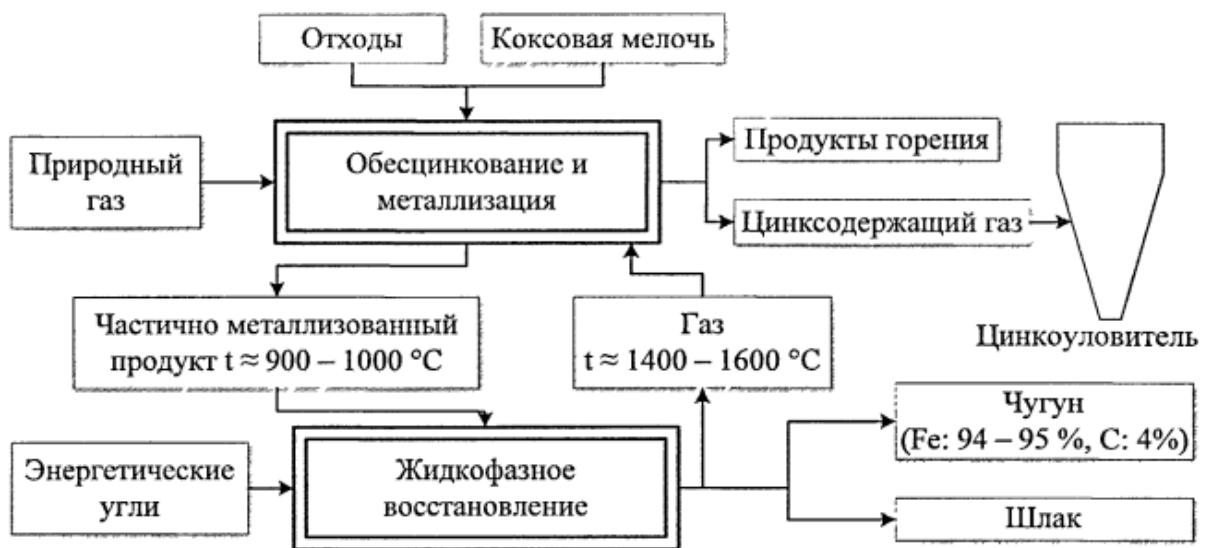


Рисунок 4.1 - Схема процесу переробки металургійних відходів, що містять  
ЦИНК

### 4.1 Твердофазна металізація

З метою дослідження можливості повернення цинковмісних шлаків і пилу у виробничий цикл, в лабораторії компанії «АрселорМітталКривийРіг» були проведені експерименти з низько температурного безкоксового

відновлення доменних шламів і пилу ЕСПЦ. В основі цих експериментів лежала ідея моделювання процесу низькотемпературної металізації шламів і пилу з одночасним видаленням із сировини цинку, використовуючи можливості печі Таммана.

Під час експериментів близько 300 г цинковмісних відходів металургійного виробництва завантажували в графітові тиглі, які потім розміщували в робочому просторі печі та нагрівали до температури 800-1200 °С, з витримкою при заданій температурі від 1 до 3 годин. Хімічний склад вихідних продуктів включав: FeO - 0,8 - 2,5 %; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 50 - 68 %; SiO<sub>2</sub> - 3 - 5 %; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> - 0,3 - 1,5 %; CaO - 4 - 7 %; MgO - 0,91 - 3 %; P - 0,022 %; MnO - 1,3 - 2,75 %; S - 0,4 - 0,8 %; TiO<sub>2</sub> - 0,27 %; Zn - 9 - 25 %; C - 1 - 2 %; Cr - 0,07 %.

Результати експериментів показали:

- Ступінь металізації склав 78-100 %;
- вміст цинку знизився з 14,8 % до 1,21 % (до 0,25 % для доменнихшламів);
- були отримані цинкові концентрати із вмістом ZnO - 42,6-58 %.

Хімічний склад частково металізованого продукту після магнітної сепарації наведено в табл. 4.1.

Таблиця 4.1 – Результати магнітної сепарації

№	Масова частка, %				Температура, металізації, °С
	Fe	Fe мет	FeO	Zn	
1	78,8	73,90	5,07	0,23	820
2	76,1	60,20	19,44	0,17	820
3	72,4	43,20	35,80	0,22	820
4	75,1	55,90	24,19	0,15	825
5	77,0	63,50	16,45	0,15	825



## 4.2 Рідкофазне відновлення

Отриманий частково металізований напівпродукт пропонується використовувати як сировину для другої фази процесу утилізації шламів з отриманням рідкого чавуну. Для другої стадії можна застосувати рідкофазний процес, аналогічний процесу «Ромелт».

Основні особливості запропонованого процесу:

- процес, у якому немагнітний матеріал, що містить залізо (залізна руда, концентрати, шлами, пил, окалина), перетворюється на рідкі чавун і шлак в одному агрегаті;
- процес, у якому як відновник і джерело тепла використовуються енергетичні вугілля різного складу.

Завдяки попередній металізації шламів виникають такі додаткові переваги:

1. уловлювання цинку на стадії рідкофазного відновлення перестає бути пріоритетним завданням;
2. за рахунок попереднього знецинкування і металізації з використанням фізичного тепла відхідних газів знижується питома витрата вугілля і кисню;
3. газ, що утворюється на стадії рідкофазного відновлення при температурі близько 1600 °С, використовується для непрямого нагріву шихти на першій стадії процесу;
4. зменшення витрат вугілля веде до зниження кількості шлаку і зниження собівартості тонни продукції.

У лабораторії «Арселор Міттал Кривий Ріг» було проведено експерименти з вивчення можливості застосування комбінованого процесу переробки металургійних відходів методом двостадійного відновлення пилу електросталеплавильного цеху та доменного шламу підприємства. Для моделювання рідкофазного відновлення тиглі з попередньо відновленими шлами нагрівали до температури 1450 °С і витримували 15 хвилин.

Хімічний склад вихідних і отриманих продуктів було визначено у центральній лабораторії ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг» за допомогою титриметричного, фотометричного, атомно-емісійного методів і інфрачервоної спектроскопії, із застосування мемісійного спектрометра з індуктивно-зв'язаною плазмою Arcos (Spectro, Німеччина) і аналізатора CS-2000 (ELTRA, Німеччина).

Хімічний склад вихідних продуктів, металу і шлаку наведено в табл. 4.2-4.4.

Таблиця 4.2 – Хімічний склад вихідних продуктів

Зразок	Масова частка елемента, %														
	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	MnO	ZnO	C	S	P	Cr	Pb	Ni	V
Пил ЕСПЦ	2,73	52,9	4,87	0,52	5,70	1,54	1,99	16,6	3,3	0,65	0,137	0,17	1,47	0,031	0,017
Доменний шлак	10,1	54,2	6,75	1,32	6,35	1,65	0,30	0,80	13,8	0,38	0,043	-	-	-	-

Таблиця 4.3 – Хімічний склад металу

C	S	P	Cr	Ni	Cu	V	Zn
1,68	0,021	0,026	0,01	0,02	0,01	0,01	0,015
- 5	0,134	0,089	0,22	0,05	0,46	0,064	

Таблиця 4.4 – Химический состав шлака

FeO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	MnO
1,44 – 5,9	29,89 – 36,7	4,55 – 8,60	41,02 – 43,81	10,50 – 11,64	0,11 – 1,59

Результати проведених експериментів підтверджують можливість застосування рідкофазного відновлення для переробки відходів металургійного виробництва, що містять цинк.

### 4.3 Переробка цинковмісних металургійних відходів методом прямого відновлення з використанням елементів технології ITmk3

Останнім часом у світі активно розвивається інноваційна технологія ITmk3, яка дозволяє отримувати метал безпосередньо з залізовмісної сировини всього за 9–12 хв. Подібно до процесу «Fastmet», ця технологія реалізується в ПВП, але при температурах вище 1350 °С, що дозволяє розплавляти матеріал і отримувати чавун та шлак. Таким чином, у процесі ITmk3 умовно можна виділити дві стадії: стадію нагрівання, твердофазного відновлення та знецинковування, а також стадію плавлення та рідкофазного відновлення. Відповідно, можна використовувати розроблені математичні моделі для визначення техніко-економічних параметрів процесу ITmk3.

Метою досліджень, проведених у компанії «Арселор Міттал Кривий Ріг», було вивчення:

- можливості отримання металу прямим відновленням із дрібнозернистих металургійних відходів із супутнім уловлюванням цинку;
- впливу температури та тривалості термообробки відходів металургійного виробництва компанії «Арселор Міттал Кривий Ріг» на показники відновного процесу.

Для проведення досліджень були відібрані проби відходів, хімічний склад яких наведено в табл. 4.5.

Таблица 4.5 – Характеристика отходов металлургического производства

Вид отхода	Содержание, %										
	Zn	Fe	C	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	S	ппп
Колошниковая пыль	0,17	44,6	19,6	10,1	52,6	8,26	1,97	3,22	1,29	0,300	21,6
Доменный шлак	1,23	48,8	13,7	10,6	58,0	6,70	1,88	3,21	1,31	0,410	15,8
Пыль ЭСПЦ	1,65	41,5	-	16,4	38,9	8,76	1,65	18,5	2,70	0,210	4,51
Конвертерный шлак	1,02	52,8	-	44,4	14,1	3,00	0,67	14,8	7,10	0,094	5,2

Витрати вуглецю в експериментах відповідали стехіометричній потребі для прямого відновлення заліза і цинку з відповідних оксидів (FeO, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> та



ZnO). Джерелом вуглецю в шихті при його нестачі був концентрат з фабрики «Коксової», характеристики якого наведено в табл. 4.6.

Таблиця 4.6 – Технічний склад твердого палива

Паливо	Вміст, %			
	A	V	S	C
Концентрат ГЗФ «Коксова»	9,3	19,5	0,4	83,7

Аналіз проєкцій ліквідусу четверної системи  $\text{CaO-MgO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$  показує, що колошниковий пил і доменний шлам разом із золю концентрату фабрики «Коксової» забезпечують склад порожньої породи в області піроксену з температурою плавлення  $1300^\circ\text{C}$  (рис. 4.3). Тому шихту на основі цих матеріалів проводили без використання будь-яких флюсів.

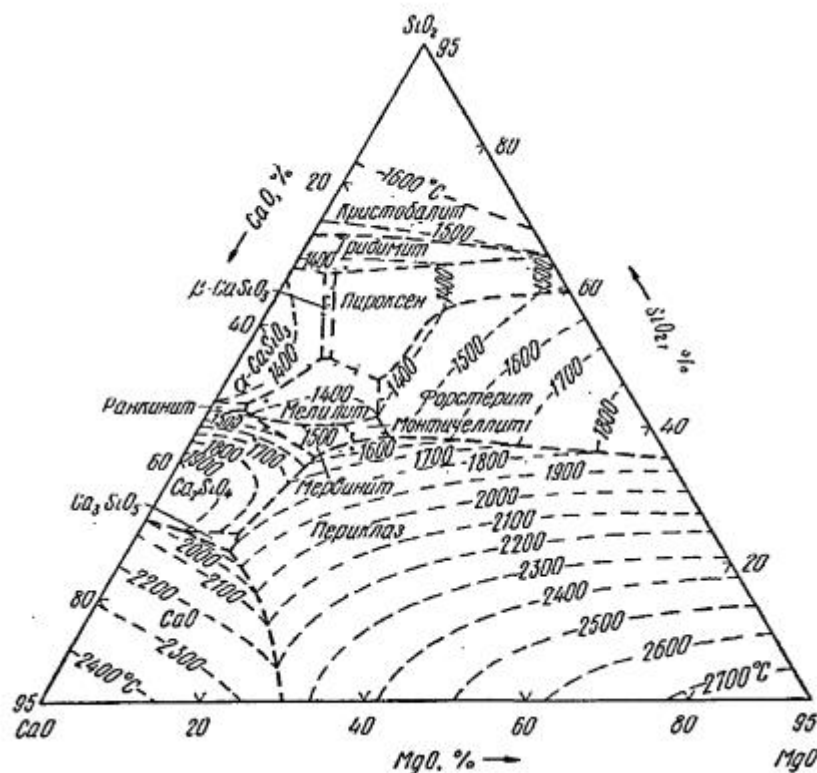


Рисунок 4.3 - Проєкція поверхні ліквідусу четверної системи  $\text{CaO-MgO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$  при 5%  $\text{Al}_2\text{O}_3$

Розрахунковим шляхом було встановлено, що температура плавлення пустої породи пилу ЕСПЦ та конвертерного шламу перевищує відповідно

2000 і 2300 °С. Для зниження температури плавлення первинного шлаку з цих відходів у шихту додавали кварцит.

Для забезпечення рівномірної теплопередачі зразки відходів, змішаних із твердим паливом і кварцитом (при необхідності), подрібнювали, завантажували в скловуглецеві стакани шаром висотою 10 мм і ущільнювали. Формування зразків здійснювали з урахуванням виходу відповідних відходів (див. табл. 2.1). Паралельно проводили експерименти з окатишами. Для виготовлення окатишів як зв'язувальну речовину використовували пшеничне борошно. Перед випалом окатиші висушували в сушильній шафі.

Термообробку виконували в камерній нагрівальній печі «Nabertherm», яка дозволяє контролювати заданий темп нагрівання і витримку до 1800 °С. Піч разом із підкладкою нагрівали до необхідної температури, після чого виймали підкладку з печі, розміщували на ній зразки у стаканах та знову завантажували в піч. Термообробку проводили при температурах 1400–1500 °С протягом 8–10 хвилин. Описана методика дозволяла імітувати роботу печі з рухомим подом.

Після термообробки з матеріалу відбирали та зважували метал і шлак, з яких потім відбирали зразки для хімічного аналізу. Отримані результати свідчать про те, що цинковмісні металургійні відходи придатні для отримання металу прямим відновленням за незначної корекції складу шихти.

Підвищений вміст вуглецю у колошниковому пилу дозволяв проводити процес термообробки шихти без додавання твердого палива не лише у випадку з цим відходом, але й у суміші з конвертерним шламом або пилом ЕСПЦ відповідно до їх виходу. Характеристики продуктів термічної обробки металургійних відходів наведено в табл. 4.7 і 4.8.

Таблиця 4.7 – Характеристика металу

Масова частка, %				
C	S	Mn	Si	Fe

1,73–3,21	0,21–0,55	0,036–0,350	0,037–1,470	95,6–97,3
-----------	-----------	-------------	-------------	-----------

Таблиця 4.8 - Характеристика шлаку

Масова частка, %				
ZnO	S	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>
1,73–3,21	0,21–0,55	0,036–0,350	0,037–1,470	95,6–97,3

Характер зміни вмісту CO та CO<sub>2</sub> у процесі термообробки (рис. 4.4) дозволяє зробити висновок, що відновлення оксидів Zn і Fe відбувалося у змішаному режимі з незначною часткою відновлювальних процесів за присутності рідкої фази [114].

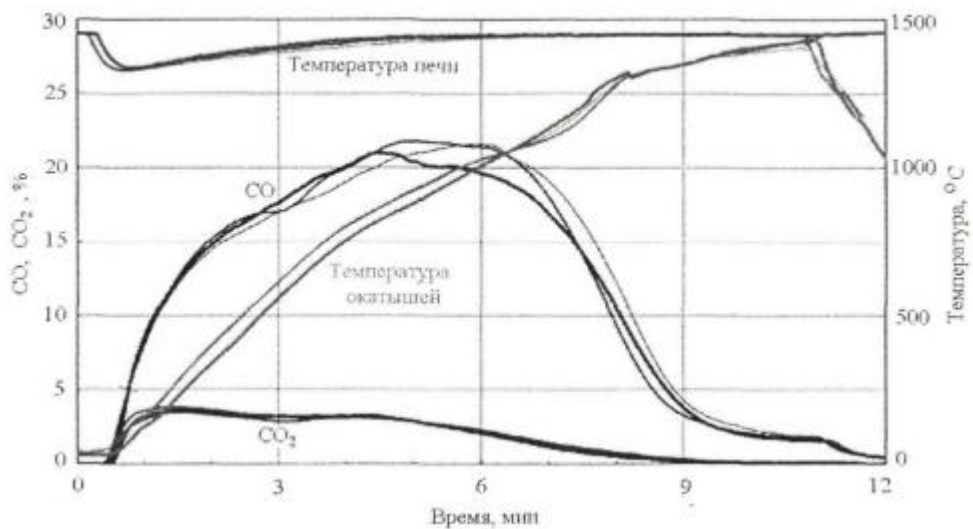


Рисунок 4.4 - Характерні криві зміни вмісту CO і CO<sub>2</sub> в відхідних газах, температури в печі та рудно-паливних окатишів

При цьому значний розвиток отримало пряме відновлення. Відновлений цинк при температурах вище 900 °С майже повністю переходив у газову фазу, де знову окислювався до цинкіту. Оксиди заліза відновлювалися вуглецем при температурах вище 1100 °С.

Формування чавуну, плавлення чавуну та шлаку з пустої породи і шлаку відбувалося при температурах понад 1300 °С. Вміст Zn у металі не перевищував 0,001 %. Метал у вигляді гранул і шлак у формі коржів легко відокремлювалися один від одного на магнітному сепараторі.

Аналіз отриманих результатів дозволив визначити витрати всіх цинковмісних відходів (при встановленому співвідношенні їх виходу на «Арселор Міттал Кривий Ріг») на 1 т металу (табл. 4.9).

Таблиця 4.9 – Витрати цинковмісних відходів на 1 т металу, т

Назва матеріалу	Маса
Колошниковий пил	0,899
Доменний шлак	0,752
Пил ЕСПЦ	0,072
Конвертерний шлак	0,326
Вугілля (будь-яке некоксівне)	0,184

Таким чином, у результаті переробки всього обсягу утворених відходів можна отримати 245 тис. т/р металу, 61,7 тис. т/р шлаку з крупністю до 20 мм та понад 4 тис. т/р уловленого під час термообробки пилу, що містить оксид цинку.

Проведені дослідження довели принципову можливість отримання металу безпосередньо з дрібнозернистих цинковмісних відходів металургійного виробництва за технологією ITmk3 з одночасним вилученням цинку.

Розрахунковим шляхом був визначений оптимальний склад шихти, що забезпечує температуру плавлення первинного шлаку в межах 1300–1400 °С, а також оптимальний вміст вуглецю для прямого відновлення заліза та цинку.

Отримані в ході дослідження результати є вихідними технологічними параметрами для проектування агрегату з переробки дрібнозернистих цинковмісних відходів металургійного виробництва.

#### *Висновки до розділу*

Проведені експерименти довели можливість застосування та поєднання методів твердофазного та рідкофазного відновлення для переробки цинковмісних металургійних відходів, підтверджуючи результати математичного моделювання.

Доведена принципова можливість отримання металу безпосередньо з дрібнозернистих цинковмісних відходів металургійного виробництва за технологією ITmk3 із супутнім вилученням цинку. 88

Розрахунковим шляхом знайдено оптимальний склад шихти, який забезпечує температуру плавлення первинного шлаку в межах 1300–1400 °С, а також оптимальний вміст вуглецю для прямого відновлення заліза та цинку.

Отримані в ході дослідження результати є вихідними технологічними параметрами для проектування агрегату з переробки дрібнозернистих цинковмісних відходів металургійного виробництва. Визначено питому витрату матеріалів і час, необхідний для переробки відходів (8–10 хвилин).

## **РОЗДІЛ 5 РОЗРАХУНОК ЕКОНОМІЧНОГО ЕФЕКТУ ТА ТЕРМІНУ ОКУПНОСТІ В УМОВАХ ПАТ «АРСЕЛОР МІТТАЛ КРИВИЙ РІГ»**

На основі даних, отриманих в результаті математичного моделювання та експериментальних випробувань, був проведений розрахунок собівартості чавуну, отриманого в результаті одностадійного рідкофазного та двостадійного (з попередньою твердофазною металізацією) процесів відновлення з суміші шламів ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг». Для визначення економічного ефекту також необхідно було розрахувати цехову собівартість (витрати цеху, пов'язані з виробництвом продукції) однієї тонни чавуну, виробленого в доменних печах ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг». Інформація про собівартість продукції є комерційною таємницею, тому дані, наведені в розрахунках, є результатом аналізу кількох відкритих джерел, а також матеріалів, не призначених для публікації у ЗМІ. Результати розрахунку собівартості 1 т чавуну, виробленого в доменному цеху ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг», наведені в табл. 5.1.

Таблиця 5.1 — Собівартість 1 т чавуну, виробленого в доменному цеху ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг»

<b>Найменування</b>	<b>Одиниця виміру</b>	<b>Кількість</b>	<b>Ціна, грн</b>	<b>Сума, грн</b>
---------------------	---------------------------	------------------	----------------------	----------------------

Шлами доменного виробництва	т	1	100	100
Вугілля	т	0,451	3000	1353
Електроенергія	тис. кВт·год	0,005	8100	40,5
Технічна вода	тис. м <sup>3</sup>	0,022	585	12,87
Природний газ	тис. м <sup>3</sup>	0,104	20000	2080
Кисень	тис. м <sup>3</sup>	0,14	1146	160,44
Газ доменний	тис. м <sup>3</sup>	0,455	358	162,89
Азот	тис. м <sup>3</sup>	0,006	1629	9,774
Стиснене повітря	тис. м <sup>3</sup>	0,015	312	4,68
<b>Разом енергетичних витрат</b>				<b>3824,15</b>
Заробітна плата	грн			3600
Амортизація	грн			63
Інші витрати	грн			50
<b>Всього витрат</b>				<b>7537,15</b>
<b>Побічна продукція</b>				
Шлак рідкий	т	0,354	40	14,16
Газ доменний (постачання)	тис. м <sup>3</sup>	1,37	339	464,43
<b>Загальна вартість побічної продукції</b>				<b>478,59</b>
<b>Собівартість за вирахуванням побічної продукції</b>				<b>7058,56</b>

Перед тим як визначати собівартість чавуну, отриманого за допомогою одноетапного та двоетапного процесів, було необхідно визначити орієнтовні капітальні витрати на будівництво агрегатів. Як основу для розрахунків були взяті дані по обладнанню, розробленому компанією «Укртехмаш».

Таблиця 5.2 – Капітальні витрати на будівництво заводу РОМЕЛТ у Пакистані

Найменування статті витрат	Витрати, млн. \$
Будівельні роботи (орієнт.)	27,47
Монтажні роботи (орієнт.)	8,16
Обладнання (орієнт.)	16
Інші (орієнт.)	7,66
Разом	59,29

На момент будівництва капітальні витрати на будівництво заводу можна оцінити в 68,78 млн доларів. За курсом гривні на дату 15.11.2024 це становить приблизно 1,677 млрд гривень. Оскільки в умовах ПАТ «Арселор Міттал» цей агрегат буде використовуватися лише для переробки цинковмісних шламів, пропонується побудувати установку з меншою продуктивністю, ніж у Пакистані, а саме 200 000 т/рік. На основі вище зазначених розрахунків, даних про частку амортизації в собівартості чавуну, а також з урахуванням необхідності будівництва шламопроводів і введення в експлуатацію нових потужностей для зневоднення шламів, був зроблений висновок, що капітальні витрати складуть близько 560 млн гривень або 59,28 млн доларів США. Виходячи з цього, була розрахована собівартість тонни чавуну, виробленого з використанням агрегата рідкофазного відновлення з суміші цинковмісних металургійних шламів ПАТ «Арселор Міттал». Розрахунок представлено в табл. 5.3.

Таблиця 5.3 - Собівартість 1 т чавуну, виробленого в агрегаті рідкофазного відновлення

Найменування	Одиниці виміру	Фактичні витрати	Ціна, грн	Сума, грн
Шлам	т	1,937	13,5	26 149,53



Вугілля	т	0,899	1 250	1 123,75
Всього задано				27 273,28
<b>ЕНЕРГЕТИЧНІ ВИТРАТИ</b>				
Кисень	тис. м <sup>3</sup>	0,593	286,5	169,72
Стиснене повітря	тис. м <sup>3</sup>	0,48	78	37,44
Електроенергія	тис. кВт·год	0,12	8100	972
Технічна вода	тис. м <sup>3</sup>	0,007	146,25	1,02
<b>Всього енергетичних витрат</b>				<b>1180,18</b>
Фонд оплати праці	грн			9
Відрахування на соцстрахування	грн			2,7
Змінне обладнання	грн			4,5
Ремонти і утримання	грн			43
Транспортні витрати	грн			14,5
Амортизація	грн			125
Інші витрати	грн			12,5
<b>Всього витрат за переробкою</b>				<b>485,38</b>
<b>Всього витрат</b>	<b>грн</b>			<b>1 665,56</b>
<b>ПОБІЧНА ПРОДУКЦІЯ</b>				
Цинковий концентрат	т	0,043	2 500	107,5
Газ з робочої камери	тис. м <sup>3</sup>	2,11	84	177,24
Шлак рідкий	т	0,345	10	3,45
<b>Всього побічної продукції</b>				<b>288,19</b>
Економія на оплаті за розміщення шлаків	т	1,937	75	145,28

<b>Цехова собівартість за вирахуванням побічної продукції</b>				<b>1 377,37</b>
---	--	--	--	-----------------

Для визначення капітальних витрат на будівництво агрегата для двостадійної переробки шламів було умовно розділено обладнання на агрегат твердофазного та агрегат рідкофазного відновлення. Капітальні витрати на будівництво агрегата рідкофазного відновлення наведені вище. Виходячи з результатів моделювання рідкофазного відновлення, для підтримки загальної продуктивності на рівні 200 000 т чавуну на рік агрегат твердофазного відновлення повинен мати продуктивність на рівні 300 000 т металізованого продукту на рік. За літературними даними, капітальні витрати на будівництво обортових печей такої продуктивності оцінюються в 30–37 млн доларів США, що за курсом 41 грн/\$ становить приблизно 1,23–1,52 млрд гривень.

З огляду на те, що розподіл агрегата на дві частини є умовним і частина витрат вже була врахована при оцінці витрат на будівництво агрегата рідкофазного відновлення, орієнтовна сума капітальних витрат на будівництво агрегата твердофазного відновлення була прийнята, що приблизно 287 млн гривень. Таким чином, капітальні витрати на будівництво агрегата двостадійної переробки шламів з продуктивністю 200 000 т чавуну на рік становить приблизно 1,1 млрд гривень, щодорівнює 83,92 млн доларів США.

Розрахунок собівартості тонни чавуну, виплавленого у такому агрегаті, наведено в табл. 5.4.

Таблиця 5.4 – Собівартість 1 т чавуну, виробленого в агрегаті двостадійної переробки шламів

Найменування	Одиниці вимірювання	Кількість	Ціна, грн	Сума, грн
--------------	------------------------	-----------	-----------	-----------

Сировина				
Шлам	т	1,91	22,68	43,32
Коксовий дріб'язок	т	0,236	420	99,12
Природний газ	тис. м <sup>3</sup>	0,197	1132,74	223,15
Вугілля	т	0,186	2100	390,60
<b>Разом задано</b>				<b>756,19</b>
<b>Енергетичні витрати</b>				
Кисень	тис. м <sup>3</sup>	0,0643	481,32	30,95
Стиснене повітря	тис. м <sup>3</sup>	2,23	131,04	292,22
Електроенергія	тис. кВт·год	0,22	8100	1782
Технічна вода	тис. м <sup>3</sup>	0,007	245,7	1,72
<b>Разом енергетичних витрат</b>				<b>2106,9</b>
<b>Інші витрати</b>				
Фонд оплати праці	грн	-	-	15,12
Відрахування на соцстрах	грн	-	-	4,54
Змінне обладнання	грн	-	-	15,12
Ремонти та утримання	грн	-	-	144,48
Транспортні витрати	грн	-	-	24,36
Амортизація	грн	-	-	315
<b>Інші витрати</b>	<b>грн</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>211,26</b>
<b>Разом витрат по переробці</b>				<b>2318,15</b>
<b>Всього витрат</b>				<b>3074,34</b>
Побічна продукція				
Цинковий концентрат	т	0,032	4200	134,4
Газ із робочої камери (ТФВ)	тис. м <sup>3</sup>	0,464	405,3	187,69

Газ із робочої камери (ЖФВ)	тис. м <sup>3</sup>	0,35	237,3	82,04
Шлак рідкий	т	0,329	16,8	5,52
<b>Разом побічної продукції</b>				<b>409,65</b>
<b>Цехова собівартість за вирахуванням побічної продукції</b>				<b>2664,69</b>

В умовах ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг» річний економічний ефект від переробки шламів з використанням агрегату рідкофазного відновлення можна обчислити за формулою:

$$EE = (C_{бдом} - C_{бж}) * Q_{zod} - < 2 \text{рік}$$

$$= (11785,065 - 4807,971) * 200000 = 1395418800 \text{ грн}$$

де:

$C_{бдом}$  — собівартість тонни чавуну доменного цеху, грн;

$C_{бж}$  — собівартість тонни чавуну агрегату рідкофазного відновлення, грн;

$Q_{zod}$  — продуктивність агрегату рідкофазного відновлення, т/рік.

$$EE2 = (C_{бдал1} - C_{бдвухст}) * Q_{zod}$$

$$= (11785,065 - 3244,1218) * 200000$$

$$= 1708188640 \text{ грн}, \quad (5.2)$$

де:

$C_{бдом}$  — собівартість тонни чавуну доменного цеху, грн;

$C_{бдвухст}$  — собівартість тонни чавуну агрегату двоступеневої переробки шламів, грн;

$Q_{zod}$  — продуктивність агрегату двоступеневої переробки шламів, т/рік.

Термін окупності капітальних вкладень для розглянутих випадків буде рівним:

$$T1 = \frac{K1}{EE1} = \frac{\{2000000000\}}{1395418800} = 1,433 \quad (5.3)$$

де:

K1 — капітальні витрати на будівництво агрегату рідкофазного відновлення, грн;

EE1 — економічний ефект від використання агрегату рідкофазного відновлення, грн.

$$T2 = \frac{2700000000}{1708188640} = 1,58 \quad (5.4)$$

де:

K2 — капітальні витрати на будівництво агрегату двоступеневої переробки шламів, грн;

EE2 — економічний ефект від використання агрегату двоступеневої переробки шламів, грн.

Розрахунок наведеної вартості за 5 років показано в табл. 5.5.

Таблиця 5.5– Розрахунок наведеної вартості, млн. грн.

Рік	Рідкофазне відновлення (млн грн)	Двоступенева переробка (млн грн)
0	-840.0	-1134.0
1	450.83	551.88
2	346.79	424.52
3	266.76	326.55
4	205.2	251.19
5	157.85	193.23
Разом	587.43	613.37

Чиста приведена вартість варіанту двоступеневої переробки шламів виявилася вищою. Отже, інвестування в цей проєкт є більш доцільним.

*Висновки до розділу*

Завдяки проведеним експериментам вдалося уточнити математичну модель та розрахувати собівартість процесів переробки цинковмісних металургійних відходів в умовах ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг».

На основі розрахованої собівартості було показано, що термін окупності обох варіантів становить менше 2 років. Чиста приведена вартість стає позитивною через 3 роки.

Незважаючи на вищі капітальні витрати на агрегат двоступеневої переробки шламів, інвестування в цей проект є більш вигідним. Це дозволяє вважати двоступеневий процес переробки перспективним в умовах ПАТ «Арселор Міттал Кривий Ріг».

## **РОЗДІЛ 6 ОЦІНКА ЕКОЛОГІЧНОЇ БЕЗПЕКИ ПРИ ПЕРЕРОБЦІ ЦИНКОВМІСНИХ МЕТАЛУРГІЙНИХ ВІДХОДІВ**

### **6.1 Забезпечення безпеки працівників та екологічного захисту на підприємствах із переробки цинковмісних відходів**

На металургійних підприємствах, де відбувається переробка цинковмісних відходів, особливу увагу потрібно приділяти захисту працівників від шкідливого впливу пилу, газів та інших небезпечних факторів, пов'язаних із виробничими процесами. Одним із ключових напрямів захисту є мінімізація викидів шкідливих речовин у робочих зонах. Для цього підприємства мають впроваджувати сучасні системи аспірації, які ефективно вилучають пил безпосередньо в місцях його утворення. Такі системи сприяють зменшенню концентрації дрібнодисперсних частинок у повітрі, знижуючи ризики їхнього потрапляння до дихальних шляхів працівників. Окрім цього, важливо забезпечити герметичність технологічного обладнання, яке використовується для переробки, щоб уникнути витоків пилу чи газів у виробничі приміщення.

Не менш важливим є використання індивідуальних засобів захисту працівників. Респіратори, які здатні фільтрувати найдрібніші частинки пилю, спеціальні захисні костюми, рукавички та окуляри мають бути стандартним оснащенням усіх, хто працює із цинковмісними матеріалами. Ці засоби дозволяють мінімізувати вплив шкідливих речовин на дихальну систему, шкіру та слизові оболонки. Водночас слід впроваджувати регулярні інструктажі з використання цих засобів, щоб працівники знали, як правильно ними користуватися для максимальної ефективності.

Особливу роль у захисті працівників відіграє система вентиляції виробничих приміщень. Вона повинна бути обладнана вискоелективними фільтрами, які здатні утримувати навіть найдрібніші частинки цинку та його сполук. Для зменшення викидів у повітря використовуються багаторівневі системи очищення газів, які включають в себе циклонні пиловловлювачі, рукавні фільтри та системи мокрого очищення. Водночас важливо проводити регулярний моніторинг якості повітря на робочих місцях, використовуючи сучасні датчики та прилади для визначення концентрації шкідливих речовин. Дані моніторингу дозволяють оперативно реагувати на відхилення від нормативів, а також адаптувати виробничі процеси для зниження викидів.

Захист працівників на металургійних підприємствах неможливий без створення зон безпеки. Робочі зони з високим рівнем небезпеки повинні бути чітко позначені та обмежені для доступу сторонніх осіб. Важливо впроваджувати чітке зонування цехів, щоб працівники могли уникати надмірного контакту з небезпечними матеріалами та обладнанням. Крім того, підприємства повинні забезпечувати регулярне прибирання приміщень, використовуючи промислові пилососи, які зменшують кількість пилю на поверхнях та у повітрі.

Окрему увагу слід приділяти здоров'ю працівників. Робота з цинковмісними відходами може призводити до накопичення шкідливих речовин у організмі, тому необхідно регулярно проводити медичні огляди. Працівникам слід забезпечувати доступ до профілактичних програм, які

включають консультації лікарів, рекомендації щодо правильного харчування та підтримки імунної системи. У разі отруєння чи іншого негативного впливу шкідливих речовин на здоров'я, працівники повинні мати доступ до необхідних лікарських засобів та реабілітаційних програм. Для цього на підприємствах мають бути обладнані медичні кабінети з усім необхідним оснащенням.

Освітня складова також є важливим елементом захисту. Працівники повинні регулярно проходити навчання з безпечного поводження із цинковмісними матеріалами, а також навчатися діям у випадку аварійних ситуацій. Важливо, щоб інструкції були зрозумілими, доступними та регулярно оновлювалися з урахуванням сучасних вимог безпеки.

Екологічна безпека на металургійних підприємствах безпосередньо залежить від належного управління відходами. Залишки, які утворюються після переробки, потрібно зберігати у спеціальних герметичних контейнерах, що унеможлиблює їхнє розпилення чи витікання. Крім того, необхідно організувати правильне транспортування таких відходів до місць утилізації або повторної переробки. Це дозволяє не лише захистити працівників, а й знизити вплив виробництва на довкілля.

Таким чином, створення безпечних умов праці на підприємствах, які займаються переробкою цинковмісних відходів, вимагає комплексного підходу. Забезпечення ефективної системи захисту працівників, впровадження сучасних технологій для зниження викидів та контроль за станом здоров'я персоналу є ключовими складовими, що дозволяють досягти високого рівня безпеки та екологічності виробництва.

### *Висновки до розділу*

У процесі переробки цинковмісних металургійних відходів важливим аспектом є забезпечення екологічної безпеки та захисту здоров'я працівників. У роботі було розглянуто основні ризики, пов'язані з викидами пилу, парів



цинку та інших шкідливих речовин, які утворюються під час термічної обробки відходів.

Для зменшення впливу цих факторів на працівників рекомендовано впроваджувати сучасні системи очищення повітря, що забезпечують ефективну фільтрацію шкідливих речовин, а також використовувати індивідуальні засоби захисту, зокрема респіратори, захисний одяг та окуляри. Додатково наголошено на необхідності систематичного навчання персоналу правилам безпечної роботи з токсичними речовинами та проведення регулярних медичних оглядів для раннього виявлення впливу шкідливих факторів.

Покращення умов праці включає оптимізацію вентиляційних систем у виробничих цехах, автоматизацію процесів завантаження та транспортування шихти, а також контроль рівнів шуму та температурного режиму. Це дозволить значно знизити ризики для здоров'я персоналу та покращити загальну екологічну ситуацію на підприємствах.

Таким чином, забезпечення комплексного захисту працівників та мінімізація негативного впливу на довкілля є ключовими елементами підвищення ефективності процесів переробки цинковмісних відходів та зниження їх екологічних ризиків.

## ВИСНОВКИ

У магістерській роботі проведено комплексне дослідження процесів переробки цинковмісних металургійних відходів із застосуванням інноваційних технологій та оцінено їхній вплив на економічну ефективність і екологічну безпеку. Основні результати та висновки, зроблені на основі виконаних досліджень, можна підсумувати таким чином:

Проведено систематизацію основних джерел утворення цинковмісних відходів у металургійному виробництві. Установлено, що ці відходи, такі як колошнікова пил, доменний шлак, пил електросталеплавильних цехів та конвертерний шлак, є перспективною сировиною для отримання металів завдяки високому вмісту цинку та заліза.

Використання термодинамічного моделювання дозволило визначити оптимальні склади шихт для переробки цинковмісних відходів. Дослідження показали, що додавання кварциту сприяє зниженню температури плавлення шлаків, що забезпечує зменшення енерговитрат і підвищення економічної ефективності процесу.

У роботі детально розглянуто застосування інноваційної технології ITmk3 для переробки цинковмісних металургійних відходів. Встановлено, що ця технологія забезпечує високий ступінь відновлення заліза і цинку, одночасно мінімізуючи кількість шкідливих викидів у навколишнє середовище.

На основі проведених математичних розрахунків і моделювання визначено, що застосування одностадійного рідкофазного процесу ITmk3 забезпечує зниження собівартості виробництва металу. У роботі також оцінено орієнтовні капітальні витрати на впровадження нових технологій та розраховано термін їх окупності для металургійних підприємств України.

Дослідження показали, що переробка цинковмісних відходів за технологією ITmk3 дозволяє значно знизити екологічне навантаження. Зменшується кількість токсичних викидів, що потрапляють у довкілля, а також знижуються ризики накопичення шкідливих речовин у ґрунті та воді.

Запропоновано стратегічні рекомендації для впровадження технології ITmk3 в умовах українських металургійних підприємств. Зокрема, виділено можливість використання місцевих ресурсів та інтеграції технологій в існуючі виробничі процеси для досягнення сталого розвитку галузі.

Результати магістерської роботи демонструють, що впровадження інноваційних технологій переробки цинковмісних металургійних відходів дозволяє вирішити одразу декілька важливих задач: підвищити ефективність виробництва, знизити екологічне навантаження та забезпечити економічну вигоду для підприємств. Отримані результати можуть бути використані як основа для подальшого розвитку металургійної галузі України з урахуванням принципів сталого розвитку.

Ця робота є внеском у вдосконалення технологічних процесів переробки відходів, що відкриває нові перспективи для екологічно безпечного та економічно ефективного виробництва в металургії.

