

Міністерство освіти і науки України
Криворізький національний університет
Гірничо-металургійний факультет
Кафедра металургії чорних металів
і ливарного виробництва

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
до випускної атестаційної роботи бакалавра
зі спеціальності 136 – Металургія

на тему: Дослідження процесу металізації залізорудних матеріалів воднем із застосуванням сонячної енергії.

Виконав:

студент групи МТ-23-1ск

Владислав КОВАЛЕНКО

Керівник випускної роботи

Дмитро БАБОШКО

Нормоконтролер

Дмитро БАБОШКО

Т.в.о. завідувача кафедри

Дмитро БАБОШКО

Кривий Ріг
2026 р.

КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Факультет: гірничо-металургійний

Кафедра: металургії чорних металів і ливарного виробництва

Освітній рівень: бакалавр

Спеціальність: 136 Металургія

Затверджую

Т.в.о. зав. кафедрою

_____ Дмитро БАБОШКО

« ____ » _____ 2026 р.

ЗАВДАННЯ

до випускної атестаційної роботи бакалавра

КОВАЛЕНКА ВЛАДИСЛАВА АНДРІЙОВИЧА

1. Тема роботи: Дослідження процесу металізації залізородних матеріалів воднем із застосуванням сонячної енергії.

керівник роботи: к.т.н., доцент Бабошко Д.Ю.

затверджено наказом по КНУ від « 19 » 02 _____ 2026 р. № 112с

2. Строк подання роботи студентом « 25 » 05 _____ 2026 р.

3. Вихідні дані до роботи: залізородний матеріал на основі гематиту та водень як відновник; сонячний реактор з обертовою порожниною та система концентрованого сонячного нагріву; температурний діапазон процесу 900–1100 °С і витрата водню 0,5–2,0 нл/хв.

4. Зміст пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): інтеграція концентрованої сонячної енергії в металургію; аналіз технологій відновлення у сонячних реакторах; методи аналізу та розрахункові формули; теоретичні та експериментальні дослідження процесу відновлення залізородного матеріалу воднем в сонячному реакторі.

5. Перелік графічного матеріалу: презентація (____ стор. формату А4)

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

Номер етапу	Назва етапів виконання випускної кваліфікаційної роботи	Термін виконання етапів
1	РОЗДІЛ 1 АНАЛІЗ МЕТОДІВ ДЕКАРБОНІЗАЦІЇ У ВИРОБНИЦТВІ ЗАЛІЗА ТА СТАЛІ	січень 2026 р.
2	РОЗДІЛ 2 МЕТОДИКА ПРОВЕДЕННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ, МАТЕРІАЛИ ТА ЇХ ХАРАКТЕРИСТИКА	лютий - березень 2026 р.
3	РОЗДІЛ 3 ТЕОРЕТИЧНІ ТА ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ ВІДНОВЛЕННЯ ЗАЛІЗОРУДНОГО МАТЕРІАЛУ ВОДНЕМ В СОНЯЧНОМУ РЕАКТОРІ	квітень 2026 р.
4	ОФОРМЛЕННЯ ПОЯСНЮВАЛЬНОЇ ЗАПИСКИ ТА ГРАФІЧНОЇ ЧАСТИНИ	травень 2026 р.

Дата видачі завдання « ____ » _____ 2026 р.

Здобувач вищої освіти _____ Владислав КОВАЛЕНКО

Керівник випускної кваліфікаційної роботи _____ Дмитро БАБОШКО

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до випускної кваліфікаційної роботи на тему «Дослідження прямого відновлення залізорудних матеріалів воднем із застосуванням сонячної енергії»: __65_ с., _1__ табл., _14_ рис., 63 джерел.

Об'єкт дослідження: процеси прямого відновлення оксидів заліза з використанням водню та високотемпературних джерел тепла в альтернативних металургійних технологіях.

Предмет дослідження: тепло- та масообмінні процеси, кінетика водневого відновлення оксидів заліза й конструктивно-технологічні особливості реалізації процесу прямого відновлення заліза в сонячному обертовому реакторі.

Мета роботи: дослідити можливості та закономірності реалізації процесу прямого водневого відновлення оксидів заліза з використанням концентрованої сонячної енергії та обґрунтувати ефективність застосування сонячного обертового реактора для інтенсифікації тепло- і масообмінних процесів.

Методи дослідження: аналіз наукових джерел, математичне моделювання.

Результати роботи: підтверджено високу ефективність реактора при температурах понад 1000 °С. Встановлено, що швидкість хімічного перетворення залежить переважно від інтенсивності подачі водню, а не лише від нагріву, досягаючи показника конверсії до 100%. Використання керамічних і металевих камер дозволило оптимізувати процес, довівши можливість отримання чистого заліза з мінімальним впливом на довкілля.

ПРЯМЕ ВІДНОВЛЕННЯ ЗАЛІЗА, ВОДЕНЬ, КОНЦЕНТРОВАНА
СОНЯЧНА ЕНЕРГІЯ, ОБЕРТОВИЙ РЕАКТОР, КІНЕТИКА ВІДНОВЛЕННЯ,
ДЕКАРБОНІЗАЦІЯ

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.Р			
<i>Зм.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ документа</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>				
<i>Розробив</i>	Коваленко				РЕФЕРАТ	<i>Літера</i>	<i>Аркцш</i>	<i>Аркцшів</i>
<i>Перевірив</i>	Бабошко						1	1
<i>Н. контр.</i>	Бабошко					MT-23-1ск		
<i>Затвердив</i>	Бабошко							

ЗМІСТ

ВСТУП

РОЗДІЛ 1 АНАЛІЗ МЕТОДІВ ДЕКАРБОНІЗАЦІЇ У ВИРОБНИЦТВІ

ЗАЛІЗА ТА СТАЛІ.....	9
1.1 Пряме відновлення заліза (DRI) як альтернативний шлях декарбонізації..	9
1.2 Роль водню в декарбонізації металургії	11
1.3 Інтеграція концентрованої сонячної енергії в металургію.....	13
1.4 Аналіз технологій відновлення у сонячних реакторах.....	14
1.4.1 Реактори з киплячим та ущільненим шаром.....	14
1.4.2 Обертові печі (Rotary Kilns).....	14
1.4.3 Реактори з захопленим потоком (Entrained Flow Reactors).....	15

РОЗДІЛ 2 МЕТОДИКА ПРОВЕДЕННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ, МАТЕРІАЛИ ТА ЇХ ХАРАКТЕРИСТИКА.....

2.1 Опис експериментальної установки.....	18
2.1.1 Конструкція сонячного реактора з обертовою порожниною.....	19
2.1.2 Допоміжні системи та контроль атмосфери.....	21
2.1.3 Система вимірювання та збору даних.....	22
2.1.4 Джерело сонячної енергії.....	23
2.2 Матеріали та методика проведення експерименту.....	24
2.2.1 Характеристика вихідних матеріалів.....	24
2.2.2 Порядок проведення експерименту.....	24
2.2.3 Методи аналізу та розрахункові формули.....	26

РОЗДІЛ 3 ТЕОРЕТИЧНІ ТА ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ ВІДНОВЛЕННЯ ЗАЛІЗОРУДНОГО МАТЕРІАЛУ ВОДНЕМ В СОНЯЧНОМУ РЕАКТОРІ.....

3.1 Моделювання сонячного реактора.....	28
3.2 Експериментальні дослідження водневого відновлення залізородного матеріалу в сонячному обертовому реакторі.....	33
3.2.1 Відновлення залізородного матеріалу в металевій порожнині.....	35
3.2.2 Вплив розміру частинок і швидкості потоку водню на відновлення.....	40
3.2.3 Відновлення залізородного матеріалу в керамічній порожнині.....	44
3.3 Аналіз структури та складу кінцевих продуктів відновлення.....	53
3.3.1 Морфологія та елементний склад продуктів відновлення.....	53
3.3.2 Фазовий склад продуктів відновлення.....	55

ВИСНОВКИ.....

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.3					
					ЗМІСТ					
<i>Зм.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ документа</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>				<i>Літера</i>	<i>Аркцш</i>	<i>Аркцшів</i>
<i>Розробив</i>		<i>Коваленко</i>								
<i>Перевірив</i>		<i>Бабошко</i>								
<i>Н. контр.</i>		<i>Бабошко</i>			МТ-23-1ск					
<i>Затвердив</i>		<i>Бабошко</i>								

ВСТУП

Металургійна промисловість є ключовою складовою індустріальної економіки, проте належить до найбільш енерго- та вуглецево-інтенсивних галузей, формуючи близько 7 % глобальних викидів CO₂. Доменно-кисневий конвертерний цикл (BF–BOF), що домінує у світовій практиці, характеризується питомими викидами 1,8–2,0 т CO₂ на 1 т сталі, основна частка яких зумовлена використанням коксу та вугілля. Потенціал скорочення викидів у межах традиційних технологій є обмеженим і не перевищує 20–30 %.

У контексті кліматичної нейтральності актуальним є перехід до альтернативних технологій, зокрема прямого відновлення заліза (DRI), що поєднується з електродуговим сталеплавильним виробництвом. Використання водню як відновника дозволяє усунути прямі викиди CO₂, однак потребує значних обсягів високотемпературного тепла.

Перспективним шляхом повної декарбонізації є інтеграція концентрованої сонячної енергії як джерела тепла для водневого відновлення залізної руди. Водночас технічні аспекти реалізації процесу в сонячних реакторах залишаються недостатньо вивченими, що зумовлює інтерес до сонячних обертових реакторів, здатних забезпечити інтенсивний тепло- і масообмін та масштабованість процесу.

Актуальність даної кваліфікаційної роботи зумовлена необхідністю експериментального обґрунтування кінетичних закономірностей водневого відновлення залізної руди в умовах концентрованого сонячного нагріву, а також оцінки конструктивних і матеріалознавчих рішень, критичних для подальшого промислового впровадження технології. Особливу увагу в роботі приділено аналізу масообмінних обмежень процесу, впливу температури, витрати водню та дисперсності сировини, а також характеристики продуктів відновлення.

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.ВС			
<i>Зм.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ документа</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>	ВСТУП	<i>Літера</i>	<i>Аркцш</i>	<i>Аркцшів</i>
<i>Розробив</i>	Коваленко						1	2
<i>Перевірив</i>	Бабошко							
<i>Н. контр.</i>	Бабошко							
<i>Затвердив</i>	Бабошко							
						МТ-23-1ск		

Метою роботи є дослідження процесів прямого водневого відновлення залізної руди в сонячному обертовому реакторі та визначення ключових технологічних параметрів, що забезпечують досягнення високого ступеня відновлення за умов безперервного режиму. Для досягнення поставленої мети в роботі вирішено комплекс науково-технічних завдань, спрямованих на валідацію конструкції реактора, аналіз кінетичних чинників та оцінку якості отриманого губчастого заліза.

Отримані результати мають як наукове, так і практичне значення, оскільки формують підґрунтя для подальшого масштабування сонячних технологій прямого відновлення заліза та їх інтеграції у майбутні замкнені цикли «зеленої» металургії.

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.ВС	арк.
	Арк.	№ докум.	підпис	дата		2

1 АНАЛІЗ МЕТОДІВ ДЕКАРБОНІЗАЦІЇ У ВИРОБНИЦТВІ ЗАЛІЗА ТА СТАЛІ

Декарбонізація металургійної промисловості є одним із ключових викликів на шляху до зменшення глобальних викидів CO₂. Цей енергоємний сектор несе відповідальність за значну частку антропогенного впливу на клімат, генеруючи близько 7% від загальних викидів CO₂ та 16% від загальних промислових викидів [1]. Метою цього звіту є аналіз потенціалу прямого відновлення залізної руди з використанням концентрованої сонячної енергії як перспективного шляху до створення екологічно чистого виробництва заліза, що не залежить від викопного палива.

Згідно з оцінками Міжнародного енергетичного агентства (IEA), металургія є одним із найскладніших для декарбонізації секторів («hard-to-abate sectors»), оскільки викиди CO₂ формуються не лише за рахунок спалювання палива, а й як неминучий побічний продукт хімічного відновлення оксидів заліза [1, 3]. На сьогодні домінуючим методом виробництва сталі залишається доменно-киснево-конвертерний (BF-BOF) процес. Ця технологія характеризується високою енергоємністю, споживаючи близько 18 ГДж енергії на тонну продукції, та значною інтенсивністю викидів, що сягає 1,87 тонни CO₂ на тонну виробленої сталі. Критичним є те, що приблизно 70 % цих викидів парникових газів припадає на етап відновлення залізної руди, де як основні відновники та джерела енергії використовуються кокс і вугілля [4–6].

У сценаріях досягнення кліматичної нейтральності до 2050 року частка традиційних BF–BOF процесів повинна скоротитися більш ніж у 3 рази, тоді як частка DRI–EAF зросте до 40–50 % світового виробництва сталі [3,7].

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.01.АМ					
<i>Зм.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ документа</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>	Аналіз методів декарбонізації у виробництві заліза та сталі					
<i>Розробив</i>	<i>Коваленко</i>							<i>Літера</i>	<i>Аркцш</i>	<i>Аркцшів</i>
<i>Перевірив</i>	<i>Бабошко</i>								1	9
<i>Н. контр.</i>	<i>Бабошко</i>							МТ-23-1ск		
<i>Затвердив</i>	<i>Бабошко</i>									

Додатковим викликом є те, що модернізація доменних агрегатів має обмежений потенціал скорочення викидів (до 20–30 %) навіть за умови впровадження енергоефективних технологій та CCS. Це зумовлює необхідність переходу до принципово нових технологічних платформ, зокрема водневої та сонячної металургії [7,8].

Досягнення кліматичних цілей вимагає фундаментальної технологічної трансформації традиційних металургійних процесів. У цьому контексті альтернативні технології, зокрема пряме відновлення заліза, набувають стратегічного значення.

1.1 Пряме відновлення заліза (DRI) як альтернативний шлях декарбонізації

Пряме відновлення заліза (Direct Reduced Iron, DRI) є ключовою альтернативою доменному процесу. Фундаментальна відмінність DRI полягає в тому, що відновлення оксидів заліза відбувається у твердому стані, без плавлення руди, як у доменній печі. Цей підхід дозволяє отримати губчасте залізо, яке згодом переплавляється в електродугових печах (EAF) для виробництва сталі, що відкриває значні можливості для зниження вуглецевого сліду галузі.

Традиційно в процесах DRI як відновники використовуються водень (H_2) та монооксид вуглецю (CO), отримані шляхом реформінгу природного газу, газифікації вугілля або з синтез-газу. Однак ці методи не є повністю безвуглецевими. Процеси DRI на основі природного газу або вугілля все ще генерують викиди парникових газів, і для мінімізації їхнього впливу на клімат потрібне впровадження дорогих технологій уловлювання та зберігання вуглецю (CCS). Використання безвуглецевих або біогенних відновників (наприклад, H_2 , NH_3 , біогаз, біомаса) є оптимальним варіантом для усунення викидів CO_2 на етапі відновлення.

Таким чином, хоча DRI є кроком у правильному напрямку, його справжній декарбонізаційний потенціал може бути реалізований лише за умови повної відмови від вуглецевих відновників, що робить водень центральним елементом наступного етапу еволюції технології.

Сучасні промислові процеси прямого відновлення заліза представлені кількома технологічними лінійками, серед яких найбільш поширеними є MIDREX, HYL/Energiron та FINMET. Усі вони базуються на використанні шахтних печей та газоподібних відновників, однак відрізняються за складом газу, температурними режимами та рівнем інтеграції з EAF [7,9].

Процеси MIDREX та Energiron традиційно використовують суміш CO–H₂, отриману з природного газу, що обмежує їхній потенціал декарбонізації. Водночас експериментальні та пілотні дослідження підтверджують можливість поступового переходу до 100% водневого відновлення без суттєвих змін у конструкції шахтних агрегатів [10,11]. Основними обмежувальними факторами при цьому залишаються тепловий баланс процесу та забезпечення стабільної подачі водню високої чистоти.

1.2 Роль водню в декарбонізації металургії

Водень відіграє стратегічну роль у декарбонізації металургії, виступаючи як ефективний та повністю безвуглецевий відновник. Його застосування дозволяє виключити прямі викиди CO₂ з процесу відновлення, оскільки єдиним побічним продуктом реакції є водяна пара. Це робить водневу металургію одним із найбільш перспективних напрямів для створення кліматично нейтрального виробництва сталі.

Хімічний процес відновлення гематиту (Fe₂O₃), основного компонента залізної руди, за допомогою водню описується наступним сумарним рівнянням [12]:



Ця реакція є ендотермічною, тобто потребує підведення тепла. Кінетика процесу суттєво залежить від температури. За температур нижче 570 °С єдиним проміжним продуктом перед утворенням металевого заліза є магнетит (Fe₂O₃). Вище 570 °С гематит (Fe₂O₃) спочатку відновлюється до магнетиту, а потім до вюститу (FeO), причому лімітуючою стадією, що визначає загальну швидкість, є відновлення вюститу до металевого заліза (Fe) [13–18].

З термодинамічної точки зору відновлення оксидів заліза воднем є більш сприятливим порівняно з CO за високих температур, оскільки рівноважна константа реакції зростає зі збільшенням температури [10,19]. Проте ендотермічний характер реакції $\text{FeO} + \text{H}_2 \rightarrow \text{Fe} + \text{H}_2\text{O}$ обумовлює значну потребу в зовнішньому підведенні тепла, особливо при температурах вище 800–900 °С.

Кінетичні дослідження показують, що швидкість відновлення визначається дифузією водню через пористу структуру частинки та утворений шар металевого заліза [17,20,21]. За умов інтенсивного тепло- та масообміну, характерних для сонячних реакторів, можливе істотне скорочення часу відновлення до хвилин або навіть секунд, що відкриває перспективи для компактних високопродуктивних агрегатів.

Хоча водень є пріоритетним відновником, досліджуються й інші безвуглецеві альтернативи, наприклад, аміак (NH₃) [22]. Ключовою умовою для реалізації потенціалу водневої металургії є виробництво "зеленого" водню у достатніх обсягах. Основними шляхами його отримання є електроліз води з використанням відновлюваної електроенергії, а також сонячне термохімічне розщеплення води [23,24].

Однак для повної декарбонізації процесу необхідно не лише використовувати "зелений" водень, але й забезпечити безвуглецеве джерело високотемпературного технологічного тепла, необхідного для протікання ендотермічної реакції відновлення.

1.3 Інтеграція концентрованої сонячної енергії в металургію

Використання концентрованої сонячної теплової енергії (Concentrated Solar Thermal, CST) для забезпечення високотемпературних промислових процесів (Solar Heat for Industrial Processes, SHIP) є вирішальним кроком на шляху до повної декарбонізації металургії. Заміна викопного палива сонячним теплом дозволяє усунути викиди CO₂, пов'язані зі спалюванням палива, та знизити залежність галузі від традиційних енергоресурсів. Системи CST фокусують сонячне випромінювання для нагрівання теплоносія або безпосередньо сонячного реактора, в якому проводяться ендотермічні термохімічні реакції.

Еволюція досліджень у галузі сонячної металургії демонструє чіткий прогрес. Ранні дослідження були зосереджені на окремих етапах, таких як часткове відновлення оксидів заліза (Fe₂O₃ до FeO) як частина термохімічних циклів виробництва сонячного палива [25,26]. Згодом фокус змістився на повне відновлення залізної руди до металу, хоча й з використанням вуглецевих відновників, таких як метан чи біомаса, що продемонструвало принципову можливість процесу [27–30], а також на виробництві інших металів (Mg, Zn, Sn, W, Cu) [31–35]. Лише нещодавні прориви, зокрема демонстрація повного відновлення залізної руди воднем у сонячних реакторах з ущільненим шаром при температурах до 1000 °C [36], по-справжньому об'єднали безвуглецевий відновник із безвуглецевим джерелом тепла, позначивши ключовий етап на шляху до справді "зеленої" сталі.

Системи CST здатні забезпечувати температури понад 1000–1500 °C, що повністю покриває вимоги водневого відновлення залізної руди [37,38]. На відміну від електричного нагріву, сонячне тепло дозволяє безпосередньо підводити енергію до реакційної зони без проміжних перетворень, зменшуючи сумарні втрати енергії.

Експериментальні установки на базі сонячних веж та параболічних концентраторів продемонстрували можливість стабільної роботи сонячних реакторів у безперервному режимі протягом кількох годин [39,40]. Ключовими

технічними викликами залишаються нерівномірність сонячного випромінювання, теплові втрати та необхідність інтеграції систем накопичення теплової енергії.

Успіх сонячної металургії безпосередньо залежить від ефективності сонячного реактора, конструкція якого повинна забезпечувати оптимальні умови для тепло- та масообміну.

1.4 Аналіз технологій відновлення у сонячних реакторах

Для проведення високотемпературних термохімічних процесів за участю твердих частинок та газів було розроблено різноманітні конструкції сонячних реакторів. Вибір технології реактора є вирішальним фактором, що визначає ефективність контакту між реагентами, швидкість тепло- та масообміну, а отже, і загальну продуктивність процесу.

1.4.1 Реактори з киплячим та ущільненим шаром

У реакторах цього типу частинки залізної руди знаходяться у стані псевдозрідження (киплячий шар) або у нерухомому шарі (ущільнений шар), через який продувається газоподібний відновник (водень). Такі системи забезпечують хороший контакт між твердою та газовою фазами [36,41,42].

Перевагою реакторів цього типу є висока ефективність контакту газ-тверде тіло, що сприяє швидкому протіканню реакції.

Проте існують і певні недоліки, як, наприклад, чутливість до розміру та розподілу частинок, що може призводити до проблем із псевдозрідженням (наприклад, утворення каналів або викид дрібних частинок). Прикладом є дослідження відновлення когезійного порошку Fe_2O_3 воднем у вібруючому киплячому шарі [43].

1.4.2 Обертові печі (Rotary Kilns)

Сонячні обертові печі являють собою циліндричну камеру, що обертається. Постійне обертання забезпечує перемішування частинок, що сприяє рівномірному нагріванню та покращує контакт з газом-відновником.

Перевагами такої технології є те, що вона забезпечує сприятливі умови тепло- та масообміну, є універсальною та добре масштабується, оскільки обертові печі вже широко використовуються в промисловості [44–46].

Проте, незважаючи на успішне використання для інших процесів, таких як кальцинація вапняку [44,47] або термічне відновлення оксидів для термохімічного накопичення енергії (TCES) [48] та виробництва цинку (відновлення ZnO) [46,49], ця концепція сонячного реактора раніше не застосовувалася для прямого відновлення залізної руди.

1.4.3 Реактори з захопленням потоком (Entrained Flow Reactors)

У реакторах із захопленням потоком (циклонних, з падаючою трубою, вихрових) дрібні частинки руди суспендуються в потоці газу-відновника. Це забезпечує дуже інтенсивний тепло- та масообмін.

Суттєвою перевагою цього типу реакторів є дуже короткий час перебування частинок у реакційній зоні та висока швидкість реакції [50–52].

Одночасно із цим, короткий час контакту може призвести до неповного перетворення реагентів. Крім того, існує проблема ефективного уловлювання дуже дрібних частинок на виході з реактора.

Кількісні порівняння різних типів сонячних реакторів показують, що реактори з киплячим та ущільненим шаром забезпечують ступінь відновлення понад 90% за температурах 800–1000 °С, але потребують суворого контролю гранулометричного складу сировини [40,53,54].

Реактори з захопленням потоком демонструють найвищу питомо-об'ємну продуктивність, однак їх застосування ускладнене високими вимогами до систем уловлювання частинок та рекуперації тепла [55–57]. Обертові печі, хоча й мають дещо нижчу інтенсивність теплообміну, забезпечують стабільність процесу, простоту масштабування та сумісність з існуючими промисловими лініями, що робить їх перспективними для першого етапу промислового впровадження сонячної металургії [58–60].

Порівняльний аналіз показує, що кожна технологія має свої переваги та недоліки. Реактори з захопленим потоком пропонують найвищу швидкість реакції, але можуть мати проблеми з повнотою перетворення. Реактори з киплячим шаром забезпечують відмінний контакт фаз, але є вимогливими до властивостей частинок. У цьому контексті обертові реактори виділяються своєю універсальністю, надійністю та, що найважливіше, високим потенціалом для організації безперервного процесу, що є ключовою вимогою для промислового масштабування.

Висновки

Основною проблемою сучасної металургії є її значний вуглецевий слід, зумовлений залежністю від викопного палива. Перспективне рішення цієї проблеми — пряме відновлення залізної руди з використанням "зеленого" водню як відновника та концентрованої сонячної енергії як джерела технологічного тепла.

Ключові висновки можна узагальнити наступним чином:

1. Традиційні доменні процеси є екологічно нестійкими. Перехід на технологію прямого відновлення заліза (DRI) з безвуглецевими відновниками та джерелами енергії є обов'язковою умовою для декарбонізації галузі.

2. Використання концентрованого сонячного тепла для енергоємного ендотермічного етапу відновлення дозволяє повністю відмовитися від спалювання викопного палива, усуваючи відповідні викиди CO₂.

3. Існують різні перспективні технології сонячних реакторів (киплячий шар, обертові печі, захоплений потік). Обертові реактори є особливо привабливими завдяки їхній універсальності, надійності та високому потенціалу для масштабування.

4. Успішна демонстрація безперервного процесу відновлення залізної руди в новому сонячному реакторі з обертовою порожниною є значним науково-технічним досягненням, що наближає комерціалізацію цієї технології.

Таким чином, поєднання прямого відновлення залізної руди воднем із використанням концентрованої сонячної енергії формує концептуально нову технологічну парадигму металургії. Вона дозволяє одночасно усунути як хімічні, так і енергетичні джерела викидів CO₂, що є принципово недосяжним для традиційних або частково модернізованих доменних процесів.

Отримані в останні роки експериментальні результати підтверджують не лише термодинамічну можливість, а й практичну реалізованість сонячного відновлення заліза, що створює наукове підґрунтя для подальших досліджень та розробки промислових прототипів.

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.01.АМ	арк.
	Арк.	№ докум.	підпис	дата		9

2 МЕТОДИКА ПРОВЕДЕННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ, МАТЕРІАЛИ ТА ЇХ ХАРАКТЕРИСТИКА

Для досягнення достовірних результатів у дослідженні прямого відновлення залізної руди за допомогою сонячної енергії, критично важливо мати чітко визначену експериментальну методику, ретельно охарактеризовані матеріали та високоточну апаратуру. Достовірність отриманих даних безпосередньо залежить від точності контролю та вимірювання ключових параметрів процесу, таких як температура, склад газової фази та час перебування реагентів у зоні реакції.

2.1 Опис експериментальної установки

Стратегічна важливість конструкції експериментальної установки полягає в її здатності відтворювати та контролювати складні термохімічні процеси в лабораторних умовах. Конструкція та компоненти установки, описані нижче, були спеціально розроблені для забезпечення точного контролю над ключовими параметрами процесу, такими як температура, потік частинок та склад газової атмосфери. Такий підхід є вирішальним для глибокого вивчення кінетики реакції відновлення та оцінки ефективності технології в цілому.

Експериментальна установка являє собою інтегрований комплекс, що складається з п'яти основних функціональних систем:

- Система концентрації сонячної енергії – призначена для збору та фокусування сонячного випромінювання для досягнення високих температур, необхідних для протікання термохімічної реакції.
- Сонячний реактор – є центральним елементом установки, де безпосередньо відбувається процес відновлення залізної руди в контрольованих умовах температури та газового середовища.

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.02.МД							
				Б 13	МЕТОДИКА ПРОВЕДЕННЯ ДОСЛІДЖЕНЬ, МАТЕРІАЛИ ТА ЇХ ХАРАКТЕРИСТИКА			Літера	Аркцш	Аркцшів		
<i>Зм.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ документа</i>	<i>Підпис</i>	<i>Б 13</i>				1	10			
<i>Розробив</i>	<i>Коваленко</i>							МТ-23-1ск				
<i>Перевірив</i>	<i>Бабошко</i>											
<i>Н. контр.</i>	<i>Бабошко</i>											
<i>Затвердив</i>	<i>Бабошко</i>											

- Система подачі частинок – забезпечує безперервну та дозовану подачу вихідного матеріалу (залізної руди) в реакційну зону.
- Вузол збору твердого продукту – призначений для збору та безпечного вилучення відновленого заліза після завершення реакції.
- Система газового аналізу – здійснює безперервний моніторинг складу вихідних газів, зокрема концентрації водню, що дозволяє відстежувати хід реакції в режимі реального часу.

2.1.1 Конструкція сонячного реактора з обертовою порожниною

Реактор реалізує концепцію обертової порожнини, що дозволяє організувати безперервну подачу частинок руди та вилучення продукту в контрольованій атмосфері (рис. 2.1а).

Основна конструкція порожнини виготовлена з нержавіючої сталі марки 304L, що забезпечує достатню механічну міцність та стійкість у робочому діапазоні температур.

Для забезпечення керованого руху матеріалу вздовж реактора внутрішня поверхня порожнини має гвинтову нарізку з кроком 21,11 мм та глибиною 2,98 мм. Порожнина має конусоподібну форму з кутом нахилу внутрішньої стінки $5,89^\circ$, внутрішніми діаметрами 60 мм (ззаду) та 80 мм (спереду), зовнішнім діаметром 92 мм, довжиною 97 мм та об'ємом 376 см³. Таке конструктивне рішення максимізує експозицію частинок до радіаційного теплового потоку та забезпечує керований аксіальний транспорт частинок та запобігає їх агломерації, що є критичним для стабільності безперервного процесу.

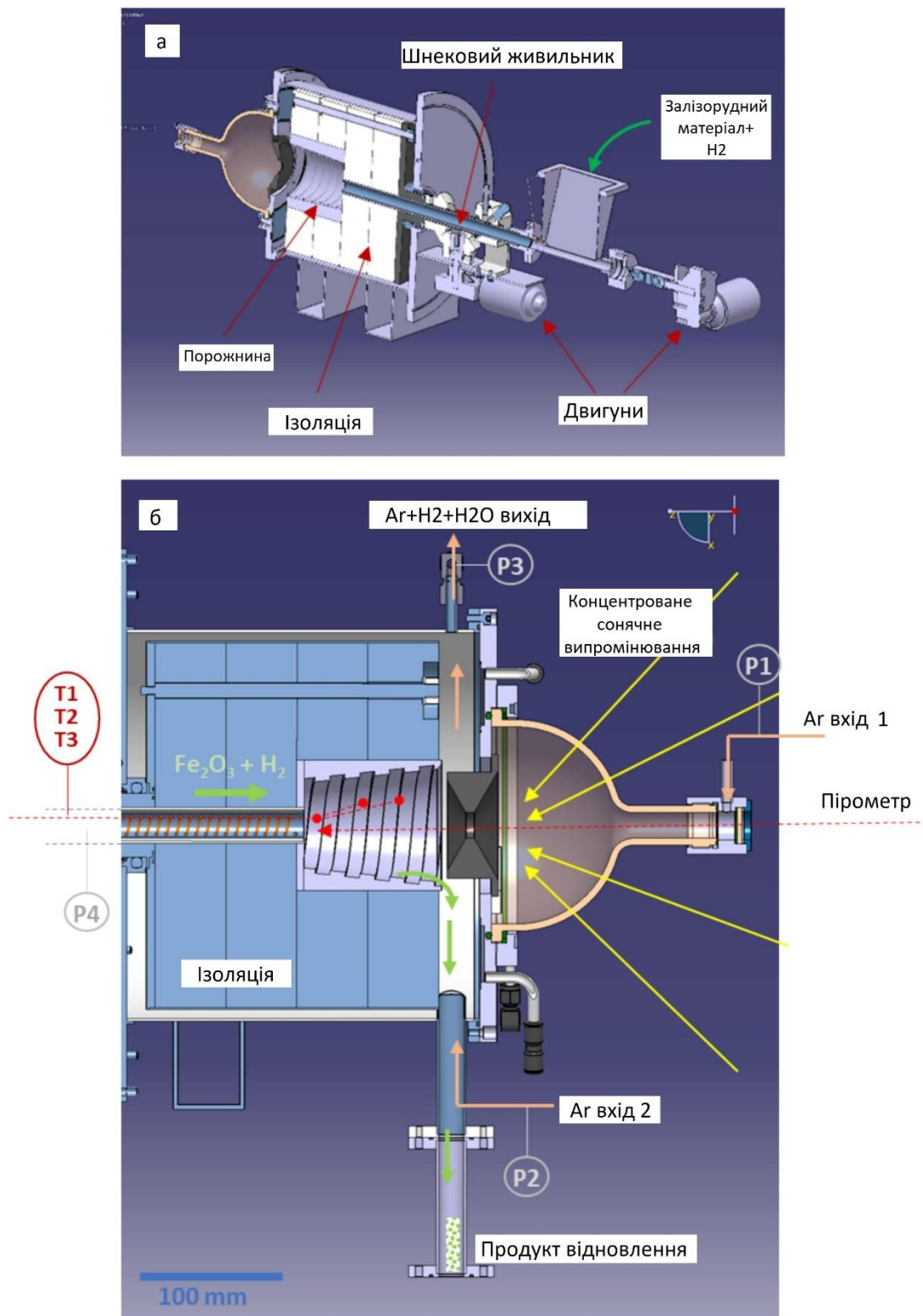


Рисунок 2.1 – Схема вікна прямого опромінення резонаторного сонячного реактора, призначеного для безперервного відновлення залізородних матеріалів: а – 3D поперечний переріз; б – 2D вигляд сонячного реактора та принцип роботи з вхідними/вихідними отворами для потоку газу та введенням/вилученням частинок

Було також протестовано альтернативний варіант порожнини, виготовлений з вогнетривкої кераміки (муліту), з гладкою внутрішньою стінкою та кутом нахилу 3° . Її параметри: внутрішні діаметри 55 мм (ззаду) та 65 мм (спереду), зовнішній діаметр 80 мм, довжина 102 мм та об'єм 289 см^3 . Муліт (склад: 62 % Al_2O_3 , 33 % SiO_2 , 0,5 % Fe_2O_3 , 0,5 % TiO_2) був обраний завдяки його властивостям: щільність $2,2 \text{ г/см}^3$, відкрита пористість 20 %, термічна стабільність до $1600 \text{ }^\circ\text{C}$ та висока стійкість до термоударів. Ключовою перевагою використання кераміки є можливість значно підвищити робочу температуру (вище межі експлуатації нержавіючої сталі), що, згідно з рівнянням Арреніуса, експоненційно прискорює кінетику ендотермічної реакції відновлення, дозволяючи досягти вищих ступенів відновлення за менший час перебування.

Передня частина порожнини закрита діафрагмою з алюмосилікатної ізоляції, в центрі якої знаходиться апертура діаметром 18 мм з кутом розкриття 120° (рис. 2.1,а). Ця апертура виконує подвійну функцію: максимізує поглинання сфокусованого сонячного випромінювання та мінімізує втрати енергії на перевипромінювання. Зовні порожнина покрита шаром теплоізоляції з алюмосилікатних волокнистих плит (полікристалічна муліто-глиноземна вата) діаметром 260 мм та довжиною 200 мм (рис. 2.1,б), що суттєво зменшує кондуктивні тепловтрати.

2.1.2 Допоміжні системи та контроль атмосфери

Для забезпечення стабільної роботи реактора та контролю над процесом використовуються наступні системи:

- Система подачі частинок та реагуючого газу: подача руди здійснюється шнековим живильником з нержавіючої сталі (діаметри: $14 \times 8 \text{ мм}$, крок: $10,5 \text{ мм}$, довжина: 545 мм), який з'єднаний з герметичним бункером об'ємом $0,9 \text{ л}$. Реагуючий газ (водень, H_2 чистотою $\geq 99,9999 \%$) подається безпосередньо в цей бункер, що забезпечує спільний потік частинок руди та водню в задню частину реактора (рис. 2.1,а).

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.02.МД	арк.
Арк.	№ докум.	підпис	дата			4

- Система контролю атмосфери: реакційна камера герметизована фронтальним напівсферичним вікном з прозорого скла. Для запобігання осадженню продуктів реакції на вікні використовується система продувки аргоном (Ar чистотою $\geq 99,999\%$). Основний потік (1 нл/хв) подається для продувки зони вікна. Додатковий потік (0,5 нл/хв) подається знизу вгору для продувки вихідної зони порожнини та ефективного винесення утвореної водяної пари до газового виходу реактора (рис. 2.1,б).

- Привідні механізми: Обертання порожнини реактора та шнекового живильника забезпечується двома окремими двигунами постійного струму з регульованою швидкістю. Перед початком експериментів була проведена калібровка для точного встановлення залежності між швидкістю обертання двигунів, часом перебування частинок в реакторі та швидкістю подачі руди.

2.1.3 Система вимірювання та збору даних

Для моніторингу та контролю процесу використовується комплекс високоточних вимірювальних приладів, призначення та характеристики роботи яких наведені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Вимірювальні прилади експериментальної установки

Параметр	Прилад та специфікація	Призначення
Витрата газів	Контролери масової витрати Brooks Instruments SLA5850S	Регулювання та вимірювання потоків H_2 та Ar з високою точністю. Діапазон: 0–2 нл/хв, точність: $\pm 0.2\%$ від повної шкали
Температура	Термопари типу K (3 шт.)	Вимірювання температури стінки реактора в трьох точках (T1, T2, T3) вздовж його осі. Термопара, що знаходиться найближче до апертури, має додатковий захисний екран з оксиду алюмінію

Температура	Оптичний пірометр Heitronics KT15	Безконтактне вимірювання температури в зоні виходу шнекового живильника всередині порожнини через вікно з CaF ₂ . Діапазон: 400–1900 °С, довжина хвилі: 4,9–5,5 мкм
Тиск	Датчики тиску Keller РАА23 (4 шт.)	Вимірювання тиску всередині порожнини та на входах/виході газових ліній (P1-P4). Діапазон: 0–2 бар, точність: ±0,5 % від повної шкали
Концентрація Н ₂	Газоаналізатор Emerson NGA2000	Безперервний аналіз концентрації водню у вихідному газовому потоці за допомогою детектора теплопровідності. Шкала: 0–50 %, точність: ±1 % від повної шкали

Усі параметри процесу (витрати газів, температури, тиски, концентрація Н₂) реєструються системою збору даних Beckhoff з періодичністю 1 секунда, що забезпечує повний моніторинг динаміки процесу.

2.1.4 Джерело сонячної енергії

Нагрівання реактора здійснюється за допомогою сонячної печі з горизонтальною віссю. Установка складається з геліостата, що відстежує положення сонця, та параболічного концентратора діаметром 2 м з фокусною відстанню 0,85 м. Ця система здатна генерувати у фокальній плямі пікову густину сонячного потоку до 16 МВт/м² з гаусівським розподілом енергії. Потужність, що подається на реактор, регулюється за допомогою заслінки, розташованої між геліостатом та параболою. Це дозволяє точно контролювати швидкість нагріву та підтримувати задану робочу температуру в реакторі.

Ця ретельно спроектована та інструментована установка стала основою для дослідження термохімічних властивостей конкретних матеріалів, характеристики яких наведено нижче.

2.2 Матеріали та методика проведення експерименту

2.2.1 Характеристика вихідних матеріалів

В якості вихідного матеріалу використовувалися залізорудні окатиші від ArcelorMittal. Вони містили наступні основні домішки: H_2O (1,6 %), SiO_2 (1,68 %), Al_2O_3 (0,36 %), CaO (0,58 %), MgO (0,30 %) та TiO_2 (0,15 %). На основі аналізу домішок та результатів попередніх досліджень методом термогравіметричного аналізу, масова частка оксиду заліза (Fe_2O_3) була прийнята на рівні 96 ± 1 мас. %.

Для експериментів вихідні гранули (10–15 мм) подрібнювалися та просіювалися на фракції різного розміру, щоб отримати діапазони розмірів частинок, які використовували в цьому дослідженні (1–2 мм та $<0,25$ мм з насипною щільністю 1,57 та 2,07 г/см³ відповідно).

Питома поверхня становила 0,44 м²/г для частинок та 0,96 м²/г для порошку, і переважно відповідала зовнішній поверхні через непористість матеріалу. Хоча питома поверхня є відносно низькою, що характерно для непористих матеріалів, її збільшення у порошковій фракції порівняно з гранулами є важливим фактором, що впливає на гетерогенну кінетику реакції газ-тверде тіло.

2.2.2 Порядок проведення експерименту

Експерименти проводилися за стандартизованим протоколом (схематично зображено на рисунку 2.2), що включав наступні етапи:

1. Попередній нагрів: Реактор нагрівався до заданої робочої температури за допомогою сонячної енергії без подачі залізорудних частинок.
2. Стабілізація газового середовища: В реактор подавався водень (H_2) до моменту, коли його концентрація на виході ставала стабільною та рівною вхідній, що дозволяло встановити базову лінію.
3. Інжекція руди та моніторинг реакції: За допомогою системи живлення подавалася порція залізорудних частинок. Одночасно проводився безперервний аналіз вихідного газу для кількісної оцінки водню, спожитого реакцією.

4. Забезпечення повноти реакції: Через малу довжину порожнини реактора (~100 мм), інжекція проводилася поетапно, а обертання порожнини періодично зупинялося, щоб забезпечити достатній час перебування частинок для досягнення високого ступеня відновлення.

5. Вилучення продукту: Після завершення реакції (повернення концентрації H_2 до базового рівня), відновлений продукт вилучався шляхом відновлення обертання порожнини.

6. Збір зразків: Після охолодження реактора продукт збирався з приймального бака, а залишки пилу з порожнини видалялися за допомогою пилососа.



Рисунок 2.2 – Зображення сонячного реактора:

а – у фокусі горизонтального сонячного концентратора; б – безперервний потік частинок з обертанням порожнини під час випробувань холодного впорскування (частинки, що затягуються вліво внаслідок обертання порожнини); в – холодна обертова порожнина з трьома термопарами, вставленими ззаду, та продуктами реакції заліза (передня діафрагма з невеликим отвором, що закриває порожнину під час сонячних випробувань, не встановлена)

2.2.3 Методи аналізу та розрахункові формули

Для характеристики продуктів та кількісної оцінки ефективності процесу застосовувався комплекс аналітичних та розрахункових методів.

Аналіз твердих зразків виконувався наступними методами:

- рентгенофазовий аналіз (для ідентифікації фаз заліза та оцінки ступеня відновлення);
- скануюча електронна мікроскопія (для спостереження за морфологією та мікроструктурою матеріалів);
- енергодисперсійна рентгенівська спектроскопія (для визначення розподілу елементів).

Ступінь відновлення залізородного матеріалу розраховувався на основі даних безперервного моніторингу концентрації водню на виході з реактора.

Максимальна теоретична втрата маси оксиду заліза ($m_{O,max}$) за рахунок виділення кисню при повному відновленні Fe_2O_3 до Fe розраховується як:

$$\frac{m_{O,max}}{m_{Fe_2O_3}} = \frac{3 \cdot M_O}{M_{Fe_2O_3}} = 30\% \quad (2.1)$$

де $m_{O,max}$ – максимальна маса кисню, що виділяється з оксиду заліза, г;

$m_{Fe_2O_3}$ – початкова маса оксиду заліза, г;

$M_O, M_{Fe_2O_3}$ – молярні маси атома кисню та Fe_2O_3 відповідно, г/моль.

Поточний об'ємний потік водню на виході з реактора ($F_{H_2,вих}$) визначався на основі вимірної мольної частки водню (y_{H_2}) та відомого потоку аргону (F_{Ar}):

$$F_{H_2,вих} = \frac{F_{Ar} \cdot y_{H_2}}{1 - y_{H_2}} \quad (2.2)$$

де $F_{H_2,вих}$ – вихідний потік H_2 , нл/хв;

F_{Ar} – загальний потік аргону Ar, нл/хв;

y_{H_2} – мольна частка H_2 у вихідному газовому потоці.

Загальна мольна кількість водню, спожитого реакцією (n_{H_2}), розраховувалася шляхом інтегрування різниці між вхідним ($F_{H_2,вх}$) та вихідним ($F_{H_2,вих}$) потоками водню:

$$n_{H_2} = \int_0^t \frac{F_{H_2, \text{вх}} - F_{H_2, \text{вих}}}{V_m} dt \quad (2.3)$$

де n_{H_2} – загальна кількість спожитого H_2 , моль;

V_m – молярний об'єм (22,4 л/моль за нормальних умов);

t – час реакції, хв.

Ступінь відновлення оксиду заліза ($\alpha_{Fe_2O_3}$) розраховувався як відношення фактично спожитої кількості молів водню до теоретично необхідної для повного відновлення:

$$\alpha_{Fe_2O_3} = \frac{n_{H_2}}{3n_{Fe_2O_3}} \quad (2.4)$$

де $\alpha_{Fe_2O_3}$ – ступінь відновлення Fe_2O_3 ;

$n_{Fe_2O_3}$ – початкова кількість молів Fe_2O_3 , моль.

Такий підхід, що базується на безперервному моніторингу мольної частки H_2 на виході з реактора, є важливим інструментом для відстеження кінетики реакції в реальному часі та дозволяє отримати детальну інформацію про динаміку процесу відновлення.

3 ТЕОРЕТИЧНІ ТА ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ ВІДНОВЛЕННЯ ЗАЛІЗОРУДНОГО МАТЕРІАЛУ ВОДНЕМ В СОНЯЧНОМУ РЕАКТОРІ

3.1 Моделювання сонячного реактора

Для підтвердження правильності конструкції сонячного реактора було проведено попереднє моделювання методом обчислювальної гідродинаміки (CFD). Стратегічна важливість таких симуляцій полягає у підтвердженні того, що розміри порожнини реактора дозволяють досягти цільових температур, необхідних для реакції прямого відновлення заліза (DRI), використовуючи наявну сонячну потужність. Подібне моделювання дозволяє ідентифікувати потенційні конструктивні недоліки до етапу дороговартісного фізичного прототипування, що значно знижує ризики проєкту.

Для моделювання роботи сонячного реактора та перевірки його конструкції було використано обчислювальне моделювання потоків рідини (CFD). Було розроблено двовимірну вісесиметричну модель (Ansys Fluent), що включала зв'язані потоки рідини, тепло- та масообмін, для визначення стаціонарного розподілу температури та профілю швидкості газу в реакційній камері. Потік частинок і хімічна реакція не враховувалися. Такі теплові моделювання проводилися головним чином для перевірки розмірів порожнини з метою досягнення цільової температури реакції за допомогою доступної сонячної енергії, що надходить від системи концентрації.

Початкова сітка була розроблена за допомогою програмного забезпечення ICEM і складалася з 2055 комірок, 4825 граней і 2287 вузлів (максимальний розмір сітки : 0,858 см і мінімальний розмір: 0,0971 см, з використанням сітки домінуючого типу квадрат).

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.03.ЕД			
<i>Зм.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ документа</i>	<i>Підпис</i>		Теоретичні та експериментальні дослідження процесу відновлення залізородного матеріалу воднем в сонячному реакторі	<i>Літера</i>	<i>Аркцш</i>	<i>Аркцшів</i>
<i>Розробив</i>	<i>Коваленко</i>						<i>1</i>	<i>31</i>
<i>Перевірив</i>	<i>Бабошко</i>					МТ-23-1ск		
<i>Н. контр.</i>	<i>Бабошко</i>							
<i>Затвердив</i>	<i>Бабошко</i>							

Густина сонячного потоку з гаусовим розподілом задається на передній апертурі:

$$f(r) = F_1 \cdot e^{-\left(\frac{r-r_0}{\mu}\right)^2} \quad (3.1)$$

де F_1 – піковий радіаційний потік при 10551 кВт/м²;

r_0 – коефіцієнт корекції положення;

r – положення;

μ – стандартне відхилення.

Параметр r_0 дорівнює 0 (що вказує на те, що концентроване випромінювання є максимальним у центрі апертури), а стандартне відхилення μ дорівнює 0,0048. Цей радіаційний потік розглядається як напівпрозора гранична умова, і передбачається, що дифузне джерело випромінювання (без спрямованих характеристик) потрапляє в приймач порожнини, подібний до чорного тіла. Щодо зовнішньої межі стінки, зовнішня стінка реактора піддається конвекції та радіаційному обміну з навколишнім середовищем при стандартній температурі. Умови зв'язку для меж інтерфейсу застосовуються до кожної внутрішньої стінки всередині реактора. Емісійна здатність внутрішніх стін, що з'єднують газ і тверду речовину (нержавіюча сталь), встановлена на рівні 0,7. Щодо вхідних отворів для газу (Ar на передній апертурі та H_2 на центральній трубці, яка також використовується для впорскування частинок), встановлено умову масового потоку на вході. Встановлена швидкість потоку становить $1,5 \cdot 10^{-6}$ кг/с (1 нл/хв) для впорскуваного H_2 і $3 \cdot 10^{-5}$ кг/с (1 нл/хв) для Ar . На виході задано умову тиску на виході. Режим потоку в реакторі є ламінарним, а для визначення щільності газу застосовується модель нестисливого ідеального газу. У потоці розглядається суміш речовин (Ar , H_2), а масовий дифузійний потік суміші газів контролюється моделлю транспорту речовин. Рівняння транспорту речовин дозволяють обчислити локальну масову частку кожної речовини шляхом розв'язання рівняння конвекції-дифузії для кожної речовини. Фізичні властивості матеріалів наведені в таблиці 3.1.

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.03.ЕД	арк.
	Арк.	№ докум.	підпис	дата		2

Таблиця 3.1 – Фізичні властивості матеріалів, використані в моделі CFD

Тверді матеріали	Ізоляція Al ₂ O ₃ -SiO ₂	Нержавіюча сталь [61]
Щільність, кг/м ³	400	8030
Теплопровідність, Вт/м·К	0,0196+0,000129T	23,5+0,0016(T-300) (T<1100 K)
Питома теплоємність, Дж/кг·К	4·10 ⁷ T ³ +1,3797·10 ³ T ² + +1,5987289T+477,6995948	472+13,6·10 ⁻² T- -2,82·10 ⁶ /T ²
Гази	Аргон	Гідроген
Густина при 298 К, кг/м ³	1,634	0,082
Теплопровідність, Вт/м·К	2,353·10 ⁻¹² T ³ -1,289·10 ⁻⁸ T ² + +4,837·10 ⁻⁵ T+0,00483	-4,9·10 ⁻⁷ T ² + +7,856·10 ⁻⁴ T-5,25·10 ⁻³
Питома теплоємність, Дж/кг·К	520,32+7,074·10 ⁻⁶ T- -3,664·10 ⁻⁶ T ²	13359+2,0184T- -1,2506·10 ⁻⁴ T ²

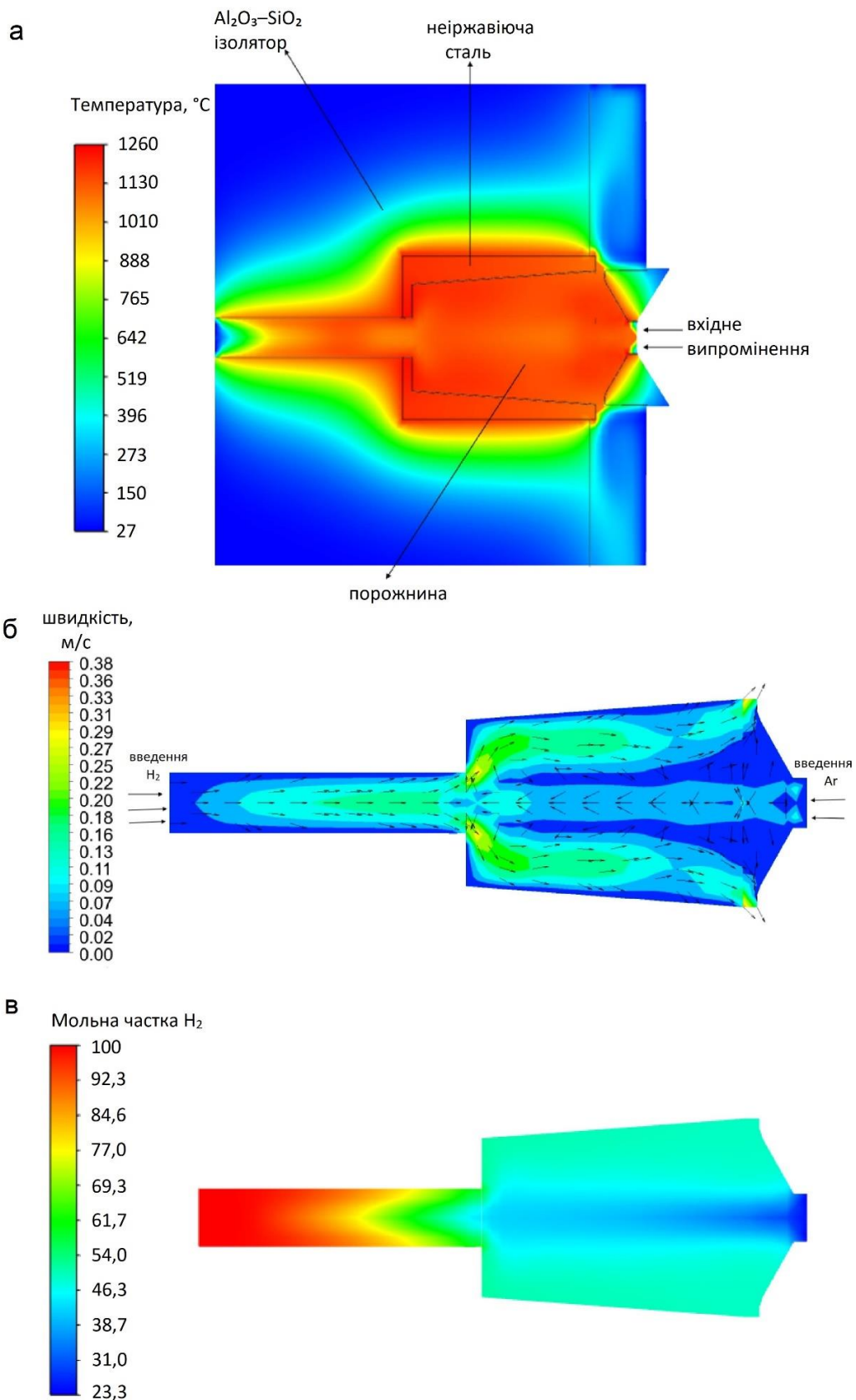


Рисунок 3.1 – Профілі розподілу в стаціонарному стані у 2D поперечному перерізі реактора:

а – температури; б – швидкості газу; в – мольної частки H₂

Профіль швидкості газу (рис. 3.1,б) ілюструє гідродинамічну картину. Потік аргону, що подається через передню апертуру, формує потік, спрямований уздовж стінок порожнини до її задньої частини, створюючи захисний газовий бар'єр.

Розподіл мольної частки водню, показаний на рисунку 3.1,в, демонструє, що водень ефективно розподіляється в об'ємі порожнини. Його мольна частка біля стінок наближається до 0,5, що забезпечує наявність відновлювального агента в зоні найвищих температур, що є необхідною умовою для ініціації та підтримання реакції прямого відновлення DRI.

Таким чином, гідродинамічна картина, де потік аргону стабілізує пограничний шар, а водень концентрується в центральній гарячій зоні (як показано на рисунку 3.1,а), створює сприятливі умови для ефективного контакту реагентів при цільових температурах.

Отже, на основі проведеного аналізу можна сформулювати наступні висновки:

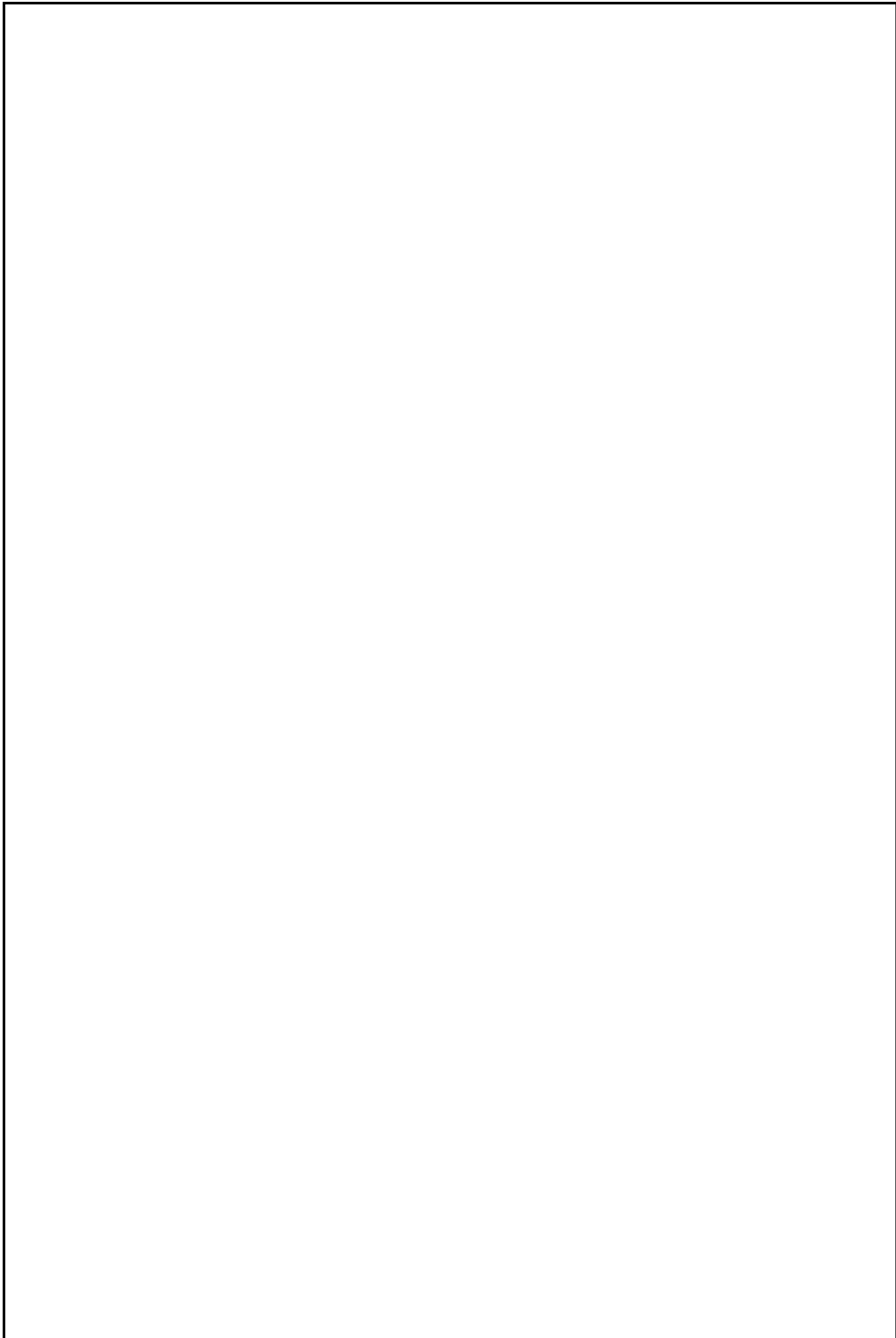
- конструкція реактора та розміри його порожнини є придатними для забезпечення рівномірного нагріву реакційної зони;
- реактор досягає цільових температур (1000–1150 °C), необхідних для реакції прямого відновлення заліза, при заданій вхідній сонячній потужності;
- конструкція реактора забезпечує ефективну теплову ізоляцію, що підтримує низьку температуру зовнішніх стінок та мінімізує втрати тепла.

Майбутні моделювання будуть використовуватися для оптимізації конструкції реактора та геометрії з реактивними частинками, а також умов експлуатації (концентрація сонячної енергії/щільність потоку, потужність сонячної енергії, швидкість подачі реагентів тощо). Особлива увага буде приділена конструкції реактора для досягнення обмежених і контрольованих теплових градієнтів у реакційній камері та максимального часу перебування твердої речовини для забезпечення повного перетворення залізородного матеріалу та селективного виробництва заліза.

3.2 Експериментальні дослідження водневого відновлення залізорудного матеріалу в сонячному обертовому реакторі

У рамках дослідження для вивчення впливу ключових робочих параметрів на ефективність процесу було проведено та проаналізовано серію з семи дослідів. Зокрема, було досліджено вплив розміру частинок залізорудного матеріалу, швидкості потоку газу-відновника та матеріалу реакційної порожнини.

Склад газу на виході вимірювався безперервно для визначення ступеня відновлення, а відновлені тверді залізні продукти також були характеризовані (за допомогою XRD та SEM/EDX). У таблиці 3.2 наведено основні умови експерименту та результати прямого відновлення залізорудного матеріалу за допомогою водню у сонячному реакторі. На основі комбінованих похибок щодо аналізу мольної частки H_2 , швидкості потоку газу та початкової маси залізорудного матеріалу, максимальна відносна похибка щодо розрахованого ступеня відновлення αFe_2O_3 (рівняння (2.4)) становить $\pm 1,5 \%$.



					КНУ.РБ.136.26.112с-05.03.ЕД	арк.
	Арк.	№ докум.	підпис	дата		7

3.2.1 Відновлення залізорудного матеріалу в металевій порожнині

У досліді № 1 в подавач частинок було завантажено загалом 40 г ($\pm 0,001$ г) залізорудного матеріалу (розмір частинок 1–2 мм), а подача була розділена на три етапи (що відповідає $\sim 13,3$ г, введеним під час кожного етапу). На рисунку 3.2 показано динаміку різних вимірних даних (пряме нормальне опромінення DNI, витрати газу, тиск у порожнині, температури та мольна частка H_2). Період нагрівання сонячного реактора тривав ~ 1 год. Температура порожнини показала температурний градієнт між опроміненою передньою і задньою частинами (максимальні значення виміряні в T1 на передній частині порожнини), а різниця температур між T1 і T3 становила близько 100 °C (± 10 °C) при тепловій рівновазі (через тепловий градієнт в осьовому напрямку, оскільки сонячне випромінювання надходило з передньої частини порожнини). Виміряні температури в точках T1 і T3 становили ~ 1000 °C і 900 °C. Нижча температура близько 800 °C була виміряна на кінці шнекового живильника пірометром T4, ймовірно, через недооцінку, оскільки коефіцієнт випромінювання був встановлений на одиницю. Фактично, реальне значення температури в цій зоні знаходилося між вимірними температурами T4 і T3. Контрольна температура була виміряна в точці T2 (~ 940 °C), розташований в центральній зоні порожнини. Сонячна енергія, застосована для досягнення цих температур порожнини, була в діапазоні 1300–1400 Вт.

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.03.ЕД	арк.
	Арк.	№ докум.	підпис	дата		8

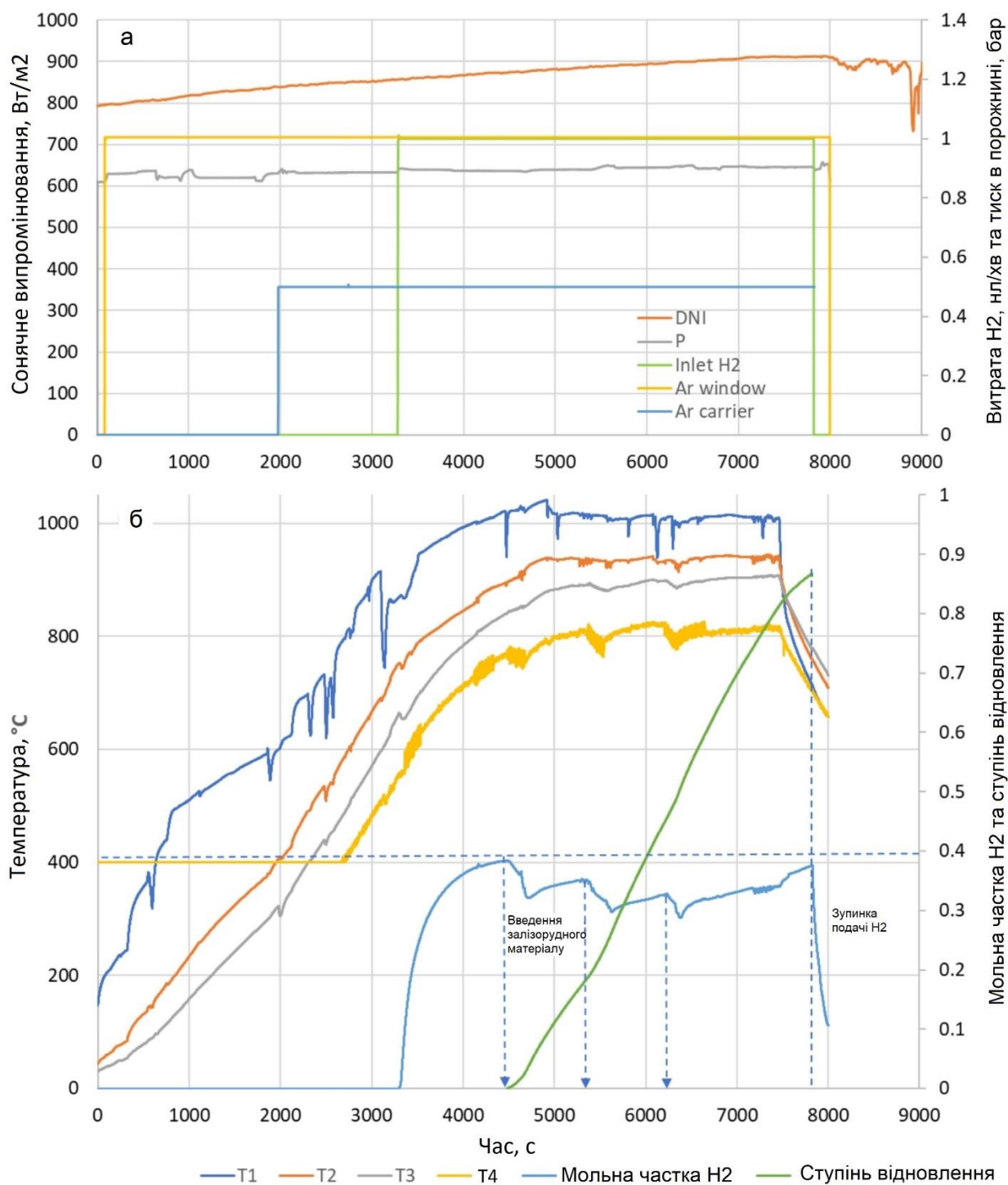


Рисунок 3.2 – Зміна параметрів в часі під час відновлення залізорудного матеріалу воднем (дослід №1)

Водень спочатку вводили окремо в порожнину перед введенням частинок залізорудного матеріалу, щоб встановити базову лінію, яка використовувалася для кількісного визначення кількості H₂, спожитого в результаті реакції відновлення, та

конверсії (рівняння (2.3), (2,4)). Кількість спожитого H_2 відповідала площі між базовою лінією та кривою H_2 , виміряною під час реакції. Ступінчасте збільшення витрати H_2 призводило до повільної реакції сигналу H_2 на виході з реактора після ступінчастого введення H_2 через великий об'єм реактора (для досягнення номінальної концентрації H_2 на виході потрібно $\sim 20-25$ хв). Як тільки концентрація H_2 на виході з реактора досягла номінального значення (40 %), було розпочато подачу залізородного матеріалу (зі швидкістю 4,2 г/хв протягом ~ 190 с) при температурі в передній частині порожнини вище 1000 °C (T1). Тривалість подачі була встановлена на рівні $\sim 13,3$ г в порожнину. Одночасно, після періодів 30 с, порожнина оберталася протягом 30 с послідовно двічі (загальний час обертання: 1 хв при швидкості обертання 4,8 об/хв), щоб гомогенізувати частинки вздовж довжини порожнини. Це забезпечувало більш рівномірний розподіл частинок, гарантуючи при цьому, що вони не будуть видалені з порожнини, оскільки час перебування частинок у порожнині становив би приблизно 80 с при обертанні порожнини зі швидкістю 4,8 об/хв (що є мінімальною швидкістю обертання, заданою двигуном). Щоб забезпечити довший час перебування і достатню тривалість реакції, обертання порожнини було зупинено, щоб утримати частинки в гарячій порожнині доти, доки реакція ще тривала, що контролювалося за допомогою аналізу виходу H_2 -газу.

Як тільки частинки потрапили в нагріту порожнину, мольна частка H_2 на виході почала зменшуватися. Потім впорскування було зупинено, і реактор підтримувався в стабільних умовах протягом 10 хвилин (без обертання), що призвело до збільшення концентрації H_2 під час протікання реакції відновлення. Ця ж процедура була повторена ще двічі, щоб завершити впорскування завантаження частинок. Нарешті, останній крок полягав у очікуванні, поки мольна частка H_2 збільшиться до номінального значення (40 %), що свідчило про наближення реакції до завершення. Однак цей останній крок не був повністю досягнутий, що призвело до кінцевого ступеня відновлення ~ 87 % після 55,6 хв реакції. Таким чином, реакція не була повністю завершена, коли подача H_2 була зупинена. Отриманий

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.03.ЕД	арк.
Арк.	№ докум.	підпис	дата			10

ступінь відновлення відповідав 14,01 нл H_2 , спожитого в реакції відновлення для видалення кисню з Fe_2O_3 (16,16 нл теоретично необхідно для повного відновлення). Відповідно, маса відновлених залізних продуктів була нижчою порівняно з початковою масою введеного залізородного матеріалу (табл. 3.2) через втрату кисню (повне відновлення Fe_2O_3 до Fe відповідало б приблизно 30 % втрати маси згідно з рівнянням (2.1)).

Метою наступних циклів було поліпшення відновлення залізородного матеріалу. Кількість завантаженого залізородного матеріалу була зменшена до 30 г у досліді № 2, а інші умови залишилися такими ж, як і в досліді № 1. Всі зареєстровані вимірювання та результати перетворення показані на рисунку 3.3.

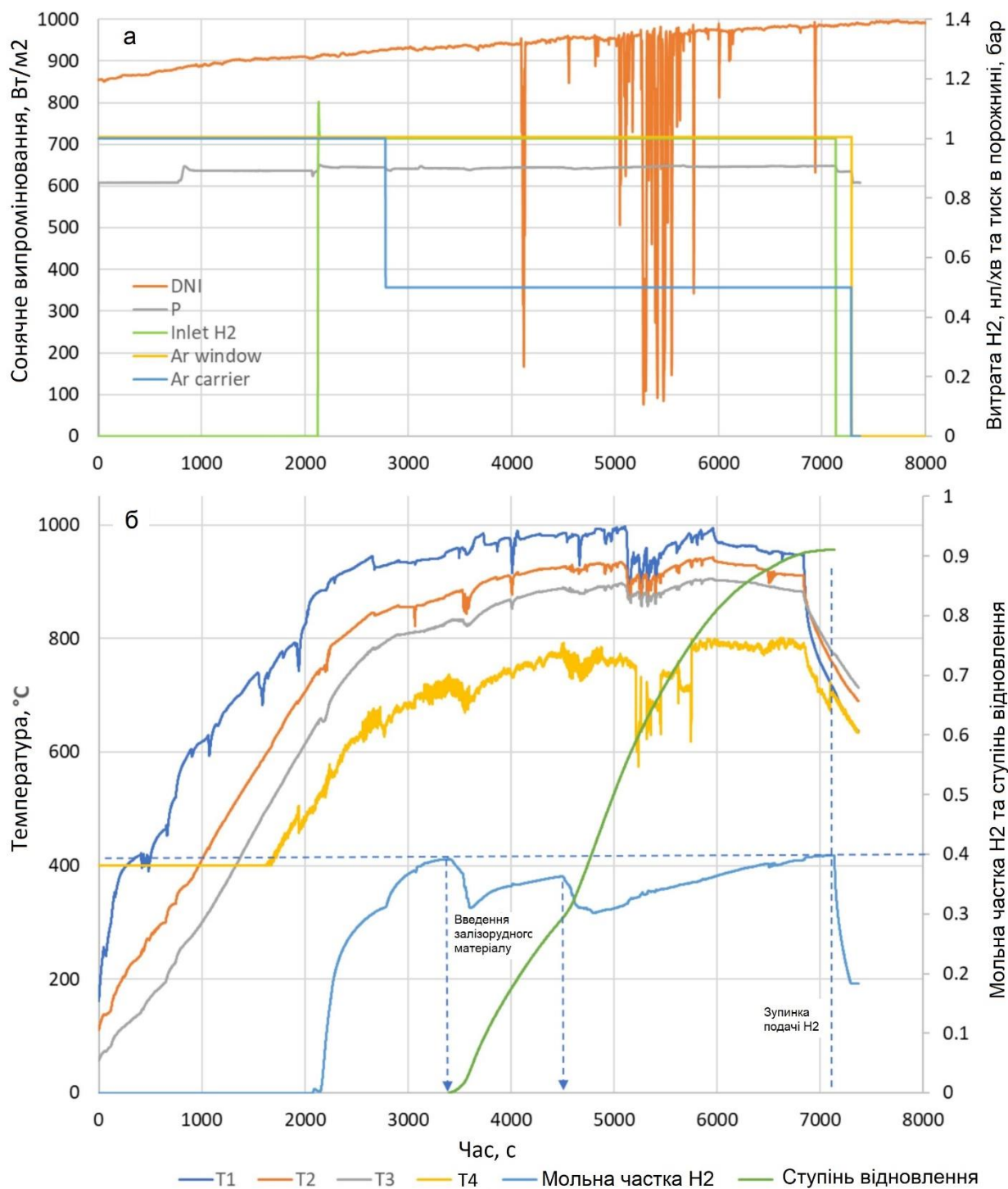


Рисунок 3.3 – Зміна параметрів в часі під час відновлення залізорудного матеріалу воднем (дослід №2)

Тривалість нагрівання сонячного реактора була скорочена до приблизно 45 хв. Період подачі частинок був розділений на два етапи (кожен з подачею 15 г протягом ~214 с, час очікування: 16 хв на 1-му етапі, 44 хв на 2-му етапі), а

кінцевий час очікування після другого періоду введення був достатньо довгим, щоб забезпечити повернення концентрації H_2 до початкового значення, так що реакція наблизилася до завершення приблизно через 1 годину. Значно довший час тривалості 2-го етапу був також частково обумовлений різкими коливаннями сонячного випромінювання DNI через проходження хмар, що спричиняло нестабільність і падіння температури. В результаті, кінцевий розрахований ступінь відновлення $\sim 91\%$ було досягнуто на основі загальної кількості спожитого H_2 (11,04 нл проти 12,12 нл H_2 , необхідного для повного відновлення).

3.2.2 Вплив розміру частинок і швидкості потоку водню на відновлення

Вплив розміру частинок залізородного матеріалу на ступінь відновлення досліджувався в досліді № 3 (рис. 3.4). Замість частинок використовувався порошок залізородного матеріалу (40 г), при цьому робочі умови залишалися такими ж, як і в попередніх експериментах, з T2 приблизно 900–925 °C. Розмір частинок після просіювання становив менше 0,25 мм, і такий порошок містив суміш найдрібніших подрібнених частинок і пилу, з зовнішньою поверхнею, обернено пропорційною до діаметра. Період впорскування був розділений на три етапи (по 13,3 г кожен), і кінцевий ступінь відновлення досяг приблизно 95 % після припинення введення H_2 (спожито 14,95 нл H_2), коли мольна частка H_2 наблизилася до початкового значення. Можна зробити висновок, що зменшення крупності частинок залізородного матеріалу сприяє реакції відновлення завдяки більшій зовнішній поверхні, оскільки кінцевий ступінь відновлення в цьому досліді дещо підвищений в порівнянні з дослідом № 1, хоча час досягнення максимального відновлення в цілому не змінився (близько 1 години).

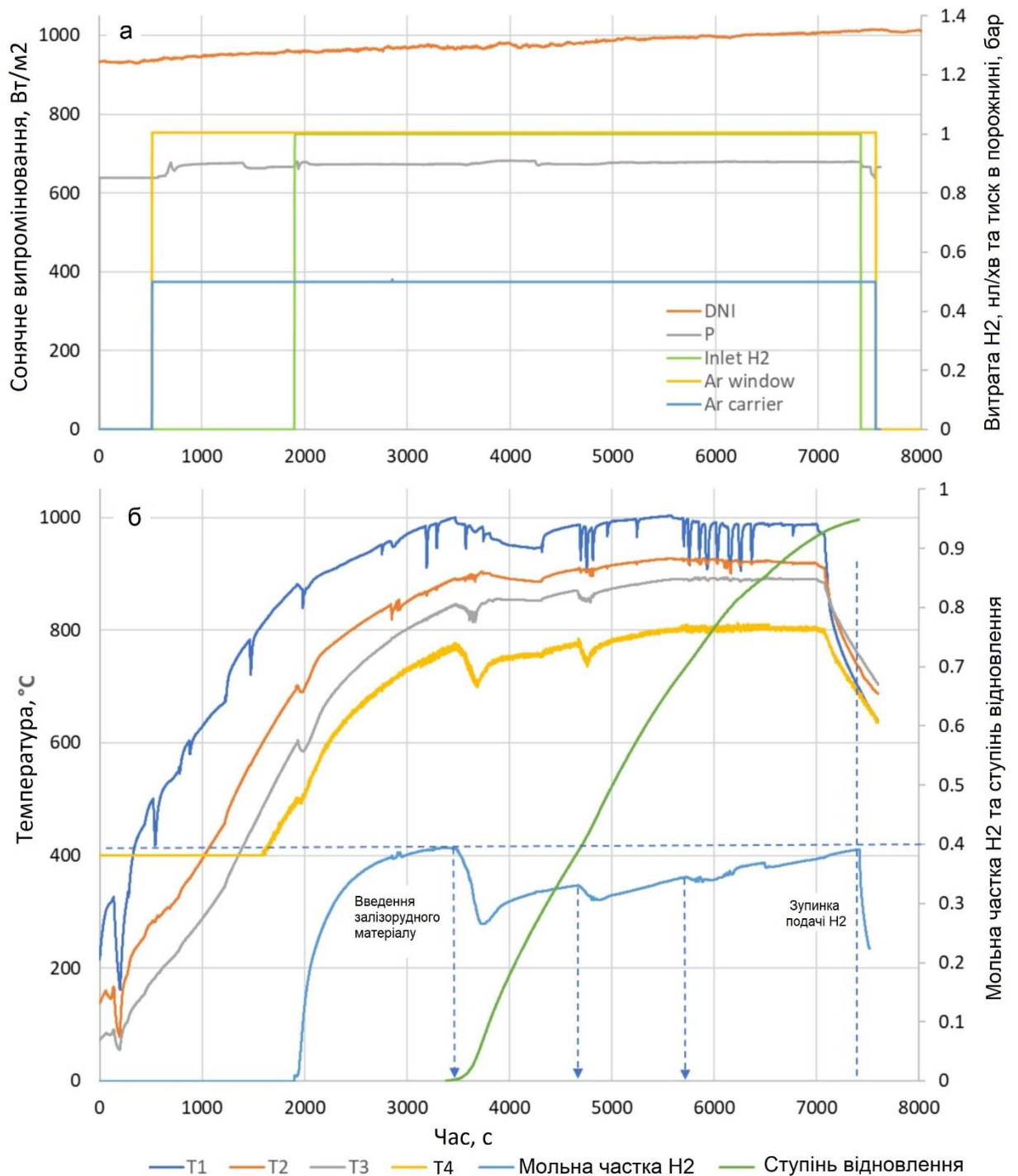


Рисунок 3.4 – Зміна параметрів в часі під час відновлення залізорудного матеріалу воднем (дослід №3)

Нарешті, вплив швидкості потоку Н₂ на продуктивність реактора було досліджено в досліді № 4, враховуючи зменшення вдвічі швидкості потоку Н₂ ніж у досліді № 2 (0,5 нл/хв замість 1 нл/хв). На рисунку 3.5 показано динаміку всіх

вимірних даних та перетворення залізорудного матеріалу. Загальна швидкість потоку Ar, що вводився в передні входні отвори реактора, становила 2 нл/хв. Концентрація H₂ на виході таким чином становила 20 % на базовій лінії, і було встановлено два періоди введення (15 г подавалося протягом 214 с на кожному етапі і порожнина оберталася двічі протягом 30 с). Кінцевий ступінь відновлення досяг приблизно 60 % після однієї години реакції, що однозначно підтверджує, що нижча швидкість потоку H₂ різко зменшила швидкість реакції відновлення. Отже, для підвищення кінцевого ступеня відновлення потрібна була б більш тривала реакція. Фактично, виходячи з кількості поданого залізорудного матеріалу (30 г), можна розрахувати теоретичну кількість H₂, необхідну для повного відновлення (що відповідає 3-кратній кількості Fe₂O₃ на основі стехіометрії реакції). Це дорівнює 12,12 нл спожитого H₂ для повного відновлення Fe₂O₃ (тоді як у цьому циклі реакції було спожито лише 7,22 нл H₂). Таким чином, є нормальним, що збільшення швидкості потоку H₂ на вході сприяє ступеню відновлення, оскільки це сприяє швидкості масопереносу реагуючого газу до місця реакції та дифузії газу H₂ у шарі твердих частинок. Більше того, було також показано, що збільшення мольної частки H₂ значно підвищує швидкість реакції відновлення. Хоча чистий H₂ подавався з порожнини назад через шнековий канал разом із твердими частинками, ймовірно, що в порожнині відбулося деяке розведення інертним газом Ar, що впорскувався з передньої частини реактора, про що свідчить CFD-моделювання (рис. 3.1,в).

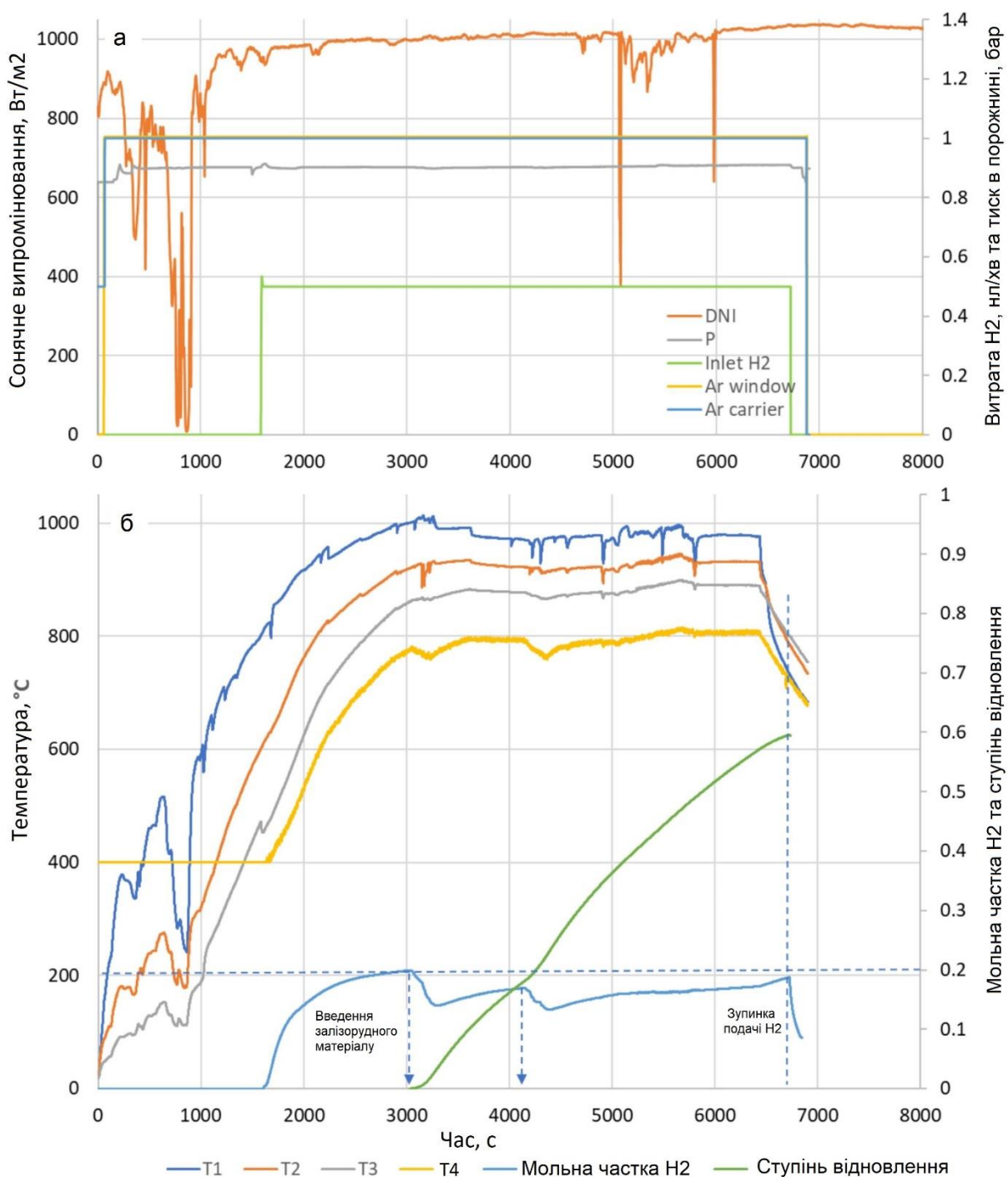


Рисунок 3.5 – Зміна параметрів в часі під час відновлення залізорудного матеріалу воднем (дослід №4)

Можна зробити висновок, що великий надлишок H_2 є корисним для реакції відновлення. Тому для сприяння реакції відновлення необхідно використовувати великі витрати H_2 , що призводить до утворення великої кількості неперетвореного

H_2 на виході з реактора. У промисловому процесі слід розглянути можливість відновлення та рециркуляції H_2 , щоб забезпечити повне споживання H_2 , що можна легко досягти шляхом конденсації вихідної водяної пари та повторного введення неперетвореного H_2 на вхід реактора.

3.2.3 Відновлення залізорудного матеріалу в керамічній порожнині

Високотемпературна робота створює проблеми для довгострокової теплової та хімічної стабільності матеріалів реактора через проблеми з термомеханічною стійкістю, етапи нагрівання/охолодження та відновлювальну газову атмосферу. Тому замість металевої порожнини було розглянуто використання вогнетривкої керамічної порожнини, яка витримує більш високі температури. Відповідні матеріали слід вибирати на основі різних критеріїв (максимальна робоча температура, стійкість до термічних ударів, хімічна інертність/сумісність, теплопровідність та радіаційні властивості). Слід зазначити, що раніше використовувана металева порожнина залишилася неушкодженою після серії проведених експериментів (досліди № 1–4) без будь-якої хімічної взаємодії з оксидом, хоча утворений залізний продукт мав тенденцію прилипати до стінок порожнини.

У досліді № 5 використовувалася порожнина з муліту з меншим внутрішнім діаметром для роботи при більш високих температурах. Було показано, що підвищення температури прискорює швидкість відновлення, хоча утворення більш щільної фази γ -Fe (вище 912 °C) може уповільнити кінетику між 900 і 1100 °C через обмеження дифузії в твердому стані [63]. Рисунок 3.6 підтверджує, що температури понад 1000 °C були досягнуті в T2 (~1020–1040 °C), тоді як T1 був близьким до 1100 °C з постійним температурним розривом ~50–60 °C між T1 і T2. Температурний розрив між T2 і T3 становив близько 110 °C, що означає, що T3 в задній частині порожнини був на дещо вищій температурі (~920–930 °C), ніж у попередніх дослідях з металевою порожниною. Максимальне значення T4 становило ~ 850 °C, тобто на 50 °C вище, ніж у попередніх експериментах. Таким чином, мулітова порожнина демонструє значно вищі температури в передній зоні,

але температурний градієнт в осьовому напрямку є більш вираженим через нижчу теплопровідність кераміки (1,5 Вт/м·К для муліту проти 14–16,3 Вт/м·К для нержавіючої сталі). Сонячна енергія для досягнення цих температур була в діапазоні 950–1000 Вт. Слід зазначити, що необхідна потужність для нагрівання мулітової порожнини була значно нижчою, ніж у випадку порожнини з нержавіючої сталі, через менші розміри порожнини та внутрішній об'єм. Тривалість нагрівання також була значно скорочена (менше 30 хв). Мулітова порожнина залишилася неушкодженою без впливу сонячного нагрівання на стабільність матеріалу, враховуючи, що робочі температури були значно нижчими за максимальну температуру. Введення частинок розпочиналося, коли концентрація H_2 досягала 40 %. Період подачі був розділений на два етапи, як і в досліді № 2 (кожен з подачею 15 г протягом ~214 с, час очікування: 16 хв на 1-му етапі, 37 хв на 2-му етапі), а порожнина оберталася 30 с зі швидкістю 4,8 об/хв з 10-секундними кроками, щоб забезпечити розподіл частинок і їх рух до передньої частини порожнини. В результаті, після загальної тривалості реакції 55 хв, ступінь відновлення досяг майже 94 % (з загальним споживанням H_2 в результаті реакції відновлення 11,38 нл), що вище, ніж в експерименті № 2, проведеному в тих самих умовах.

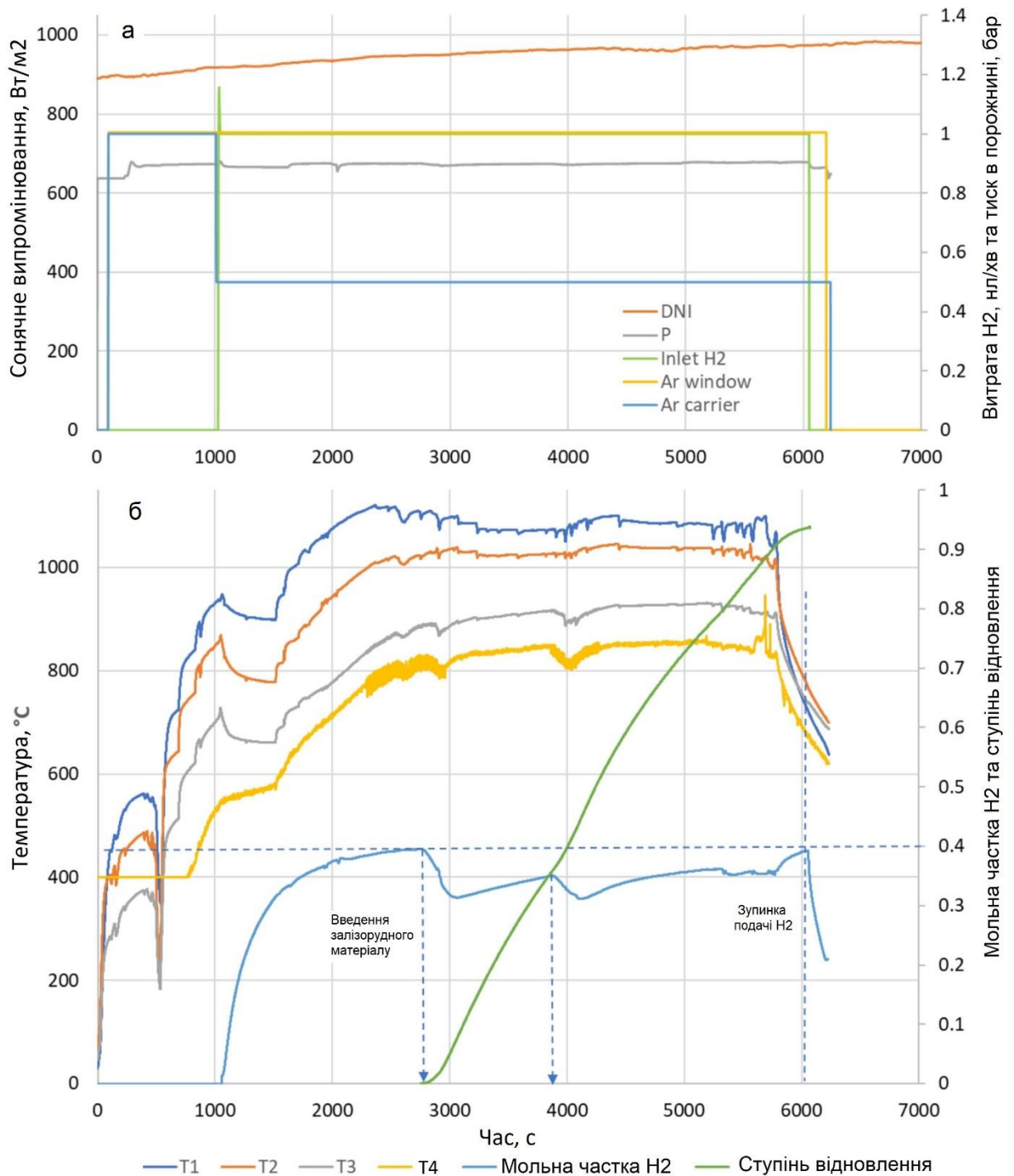


Рисунок 3.6 – Зміна параметрів в часі під час відновлення залізорудного матеріалу воднем (дослід №5)

Такі самі керамічна порожнина та умови нагрівання були застосовані в досліді № 6 з матеріалом меншої крупності (для порівняння з дослідом № 3, проведеною при нижчих температурах у металевій порожнині). Тривалість

нагрівання становила близько 40 хвилин, а температура T2 під час проведення реакції була в діапазоні 1030–1050 °C (рис. 3.7). Введення сировини було розділено на три етапи (по 13,3 г кожен). Було досягнуто кінцевий ступінь відновлення 95,9 % (що відповідає 15,10 нл спожитого H₂), що дещо вище, ніж у досліді № 5 (з більшим розміром частинок) і схоже на експеримент № 3. Отже, вплив розміру частинок був підтверджений, з дещо вищим ступенем відновлення для матеріалу меншої крупності незалежно від температури (експеримент № 2 порівняно з експериментом № 3 та експеримент № 5 порівняно з експериментом № 6 у таблиці 3.2). Загалом, загальний час реакції також залишився незмінним (хоча температура була на 100–150 °C вищою, ніж в експерименті № 3). В основному тривалість реакції варіювалася залежно від кількості реагенту, введеного в порожнину (реакція дещо довша при введенні більшої маси частинок в досліді № 3 і № 6, а швидкість реакції обмежена при зменшенні витрати H₂ в досліді № 4). Отже, швидкість перетворення в основному контролювалася швидкістю подачі H₂ як основним обмежувальним фактором, а не температурою.

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.03.ЕД	арк.
	Арк.	№ докум.	підпис	дата		20

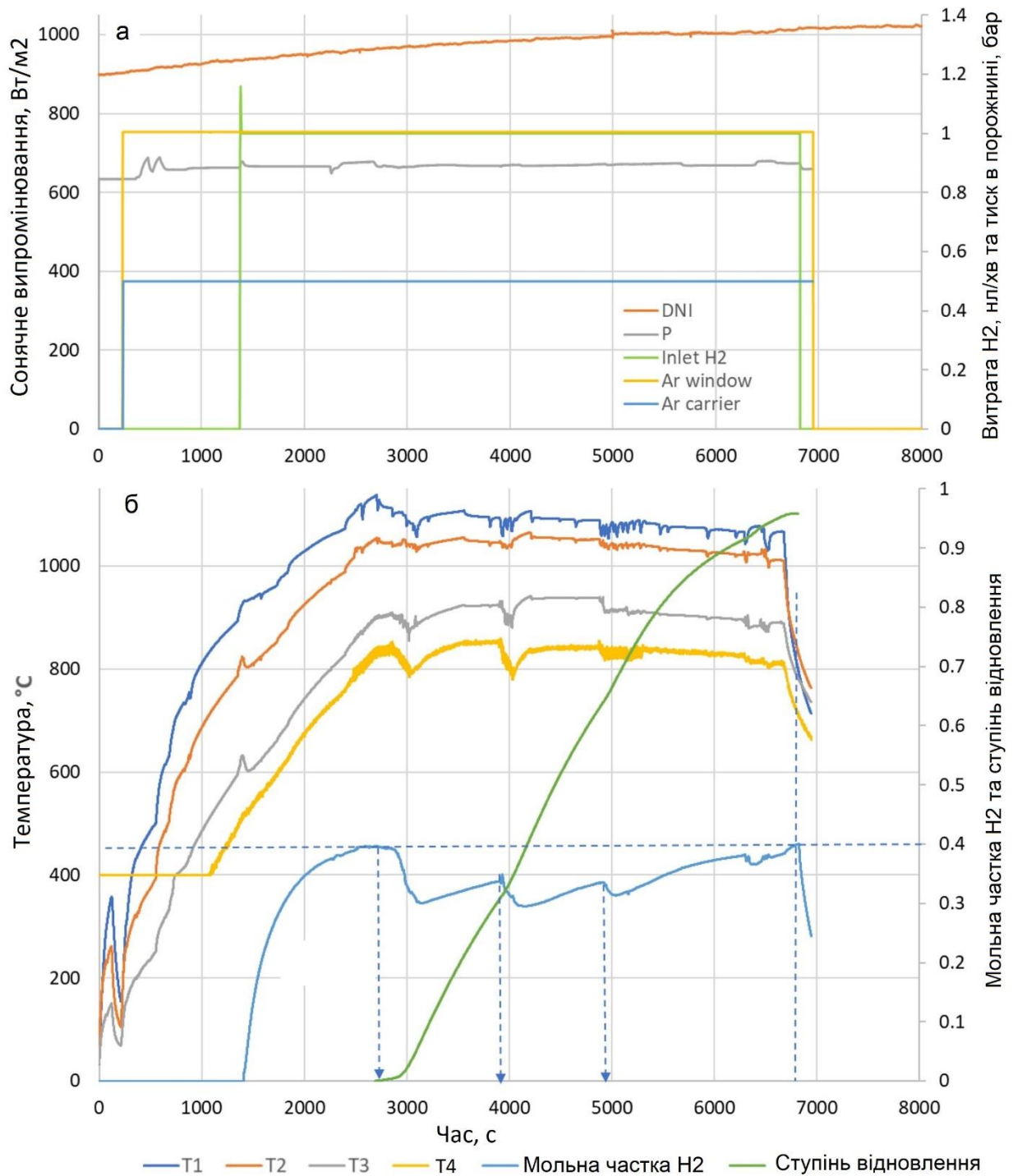


Рисунок 3.7 – Зміна параметрів в часі під час відновлення залізорудного матеріалу воднем (дослід №6)

Остаточне випробування, показане на рисунку 3.8, було проведено із збільшенням швидкості потоку H₂ до 2 нл/хв (дослід № 7) для оцінки його сприятливого впливу на перетворення частинок. Концентрація H₂ перед введенням

залізорудного матеріалу становила 50 %, а температура була такою ж, як і в попередніх дослідах № 5 і № 6 ($T_1 \sim 880 \text{ }^\circ\text{C}$, $T_2 \sim 1020 \text{ }^\circ\text{C}$ і $T_3 \sim 1090 \text{ }^\circ\text{C}$). У цьому випадку ступінь відновлення досяг приблизно 100 %, а час до завершення реакції був значно скорочений ($\sim 43 \text{ хв}$), що підтверджує, що збільшення швидкості потоку H_2 значно сприяє швидкості відновлення.

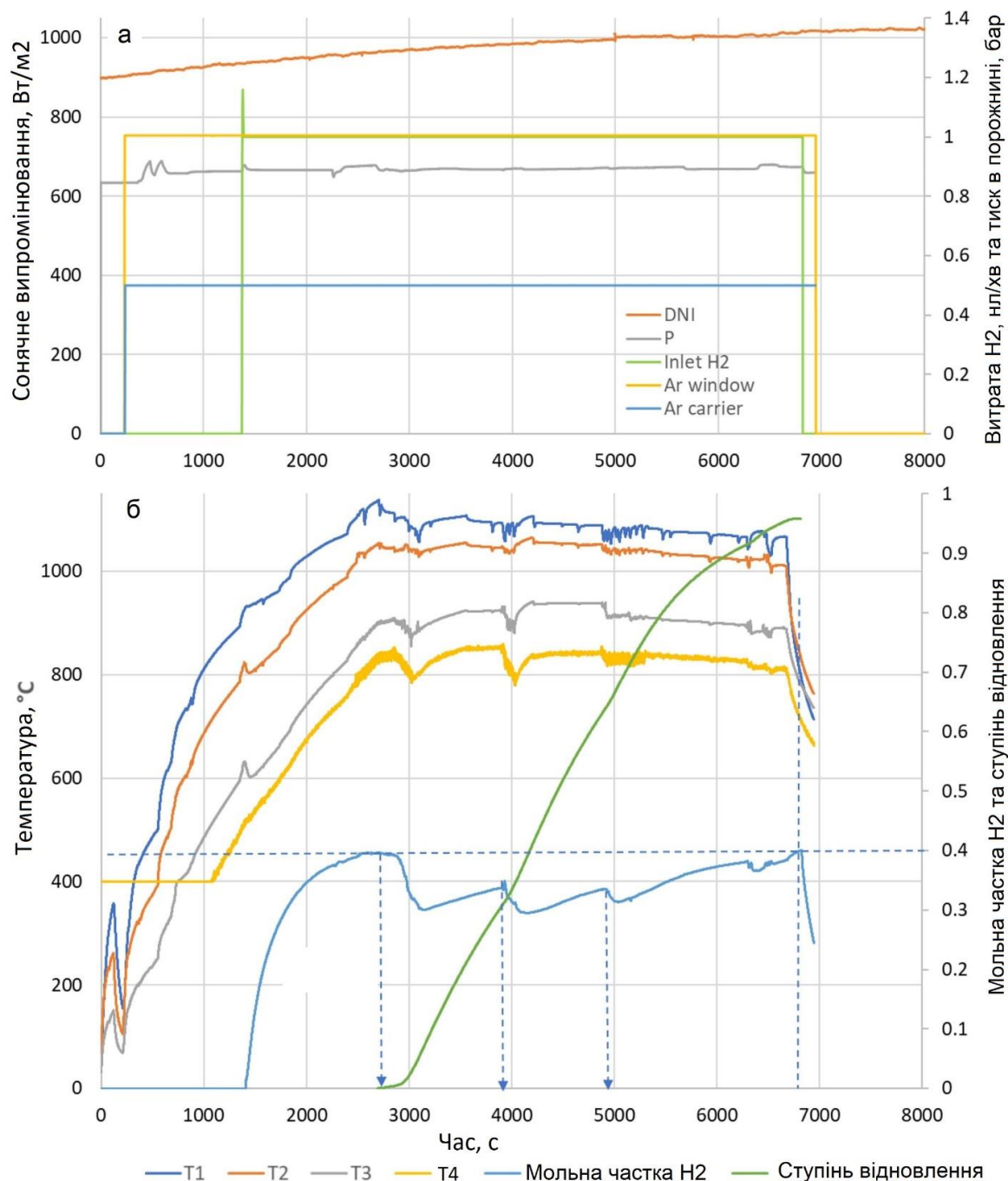


Рисунок 3.8 – Зміна параметрів в часі під час відновлення залізорудного матеріалу воднем (дослід №7)

На рисунку 3.9,а підсумовано експериментальні дані щодо обсягів спожитого/введеного H_2 та отриманого ступеня відновлення (перетворення Fe_2O_3 : співвідношення спожитого H_2 до теоретичного споживання H_2 (табл. 3.2), перетворення H_2 : співвідношення спожитого H_2 до обсягу H_2 , введеного протягом періоду реакції). Обсяг введеного H_2 варіюється в діапазоні 55,6–68,7 нл, за винятком дослідів № 4 (30,8 нл) та № 7 (85,2 нл) через різні витрати H_2 на вході. В результаті конверсія H_2 варіюється в діапазоні 15,2–25,2 % і є найнижчою в досліді № 7 через найвищу витрату введеного H_2 .

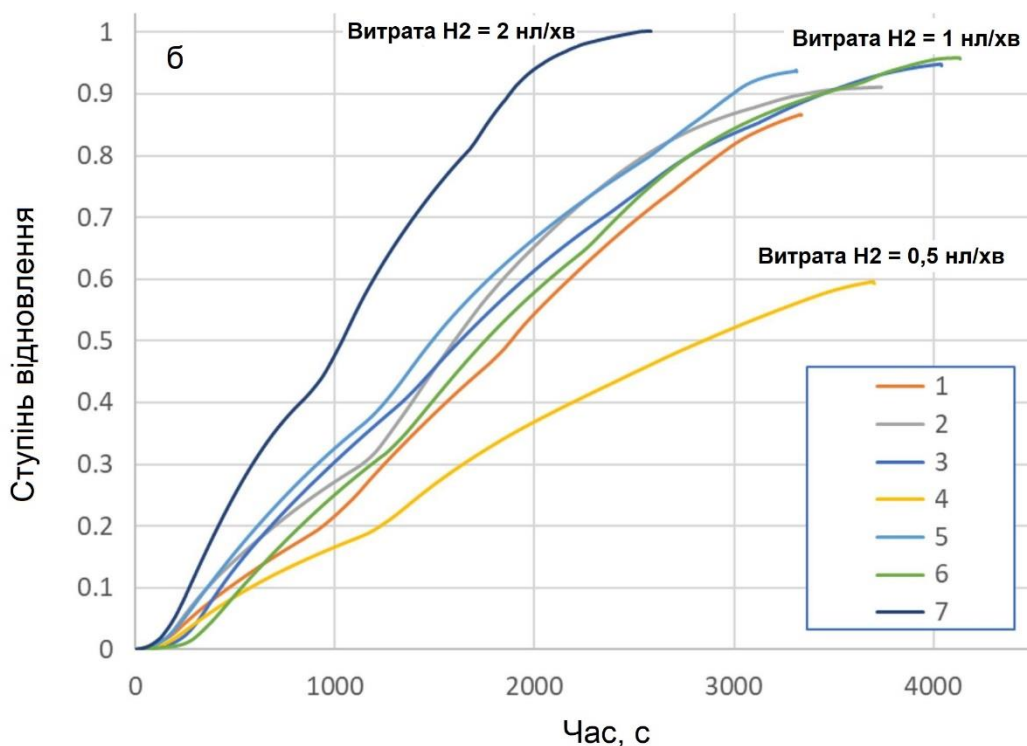
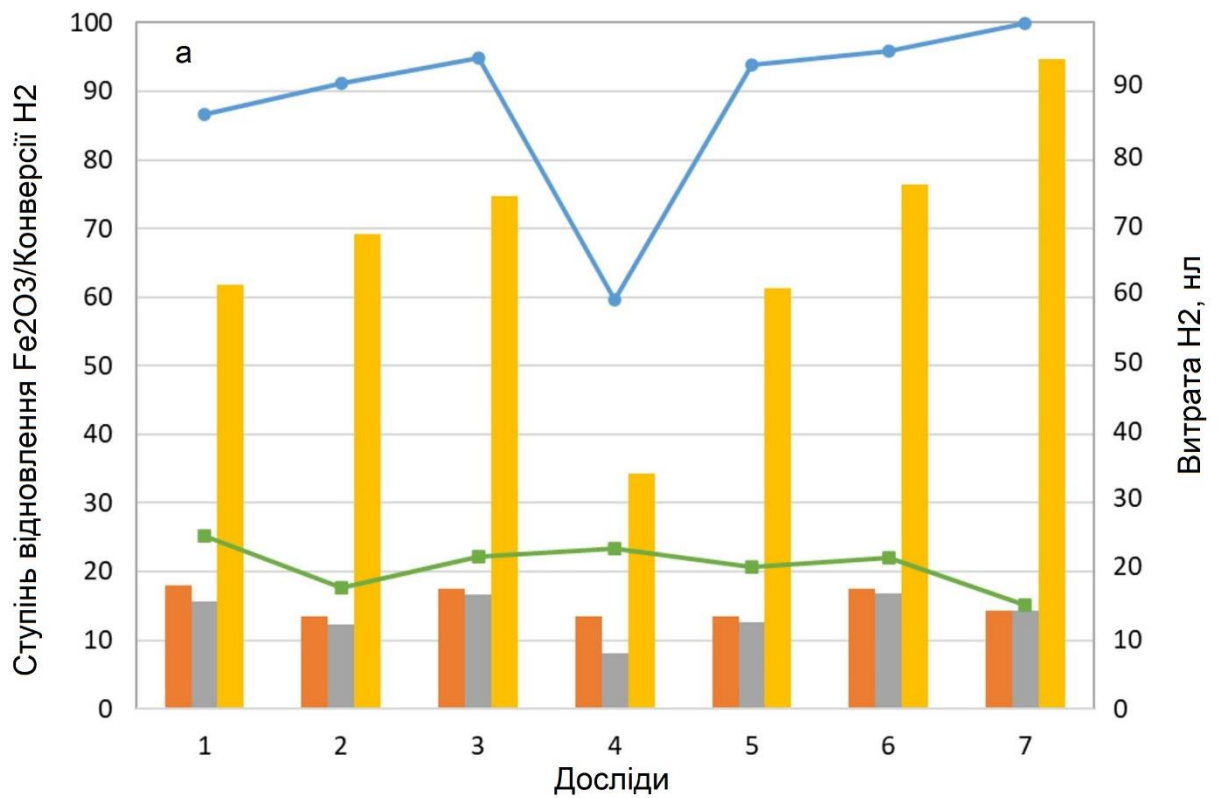


Рисунок 3.9 – Загальна витрата введеного/спожитого H₂ (а) та ступінь відновлення (б) для дослідів №1–7

Підсумок впливу швидкості потоку H_2 на відновлення частинок ілюструється на рисунку 3.9,б, де зібрані всі експериментальні результати відновлення. Збільшення швидкості потоку H_2 значно підвищило швидкість відновлення та кінцеве перетворення Fe_2O_3 . Це підтверджує, що для прискорення реакції відновлення та сприяння повному відновленню необхідний надлишок H_2 . Це свідчить про те, що висока швидкість потоку H_2 сприяє дифузії газу в шарі твердих частинок і ще більше зміщує рівновагу в бік утворення продукту, розбавляючи продукт пари. Цей ефект швидкості потоку вказує на те, що етап, який обмежує швидкість, ймовірно, пов'язаний з дифузією газу.

Обмеження поточної конструкції реактора пов'язане з короткою довжиною порожнини (~100 мм), яку необхідно збільшити, щоб подовжити час перебування частинок. Тому обертання порожнини було припинено на певний час, щоб збільшити тривалість реакції та забезпечити повне перетворення. Це спосіб, який застосовується для того, щоб частинки мали достатньо часу для реакції з H_2 . Зі збільшеним реактором і більшою довжиною порожнини час перебування частинок буде довшим, що сприятиме завершенню реакції.

Випробування показали, що процес перетворення під впливом потоку H_2 є повільним навіть при температурі порожнини понад 1000 °C. Контроль часу перебування частинок у нагрітій зоні сонячного реактора був визнаний важливим. Тривалий час перебування при високій температурі є вирішальним для процесу, хоча і не є достатньою умовою для забезпечення повного відновлення частинок. Реагент H_2 також відіграє ключову роль. Дійсно, раніше також було підкреслено, що для сприяння реакції у напрямку утворення продукту Fe необхідний великий надлишок H_2 (відносно стехіометрії реакції). У цій роботі H_2 подавався зі швидкістю лише 1 нл/хв у більшості дослідів (щоб уникнути надмірного споживання), і перетворення 30 г заліза теоретично вимагає споживання 12,12 нл H_2 , що перекладається в мінімальну тривалість реакції ~12 хв (за умови, що весь введений H_2 міг би реагувати з Fe_2O_3 , що неможливо, оскільки більша частина H_2 витікає з реактора і не перетворюється: 43,8 нл вихідного H_2 в досліді № 5 для 55,2

нл введеного). Це пояснює, чому на практиці для перетворення залізорудного матеріалу було потрібно набагато більше часу. Тоді для посилення реакції між твердою речовиною і газом необхідні оптимізовані схеми потоку газу і твердої речовини. У подальших дослідженнях моделювання реактора надзвичайно важливе для оптимізації швидкості подачі реагентів як функції геометрії та розмірів реактора. Час перебування твердої речовини також потрібно буде експериментально змінювати для оптимізації перетворення частинок і виходу Fe як функції робочої температури та швидкості потоку H_2 .

3.3 Аналіз структури та складу кінцевих продуктів відновлення

Для підтвердження успішності процесу відновлення та оцінки чистоти й якості отриманого заліза необхідно дослідити їхню морфологію, елементний та фазовий склад.

3.3.1 Морфологія та елементний склад продуктів відновлення

Аналіз мікроструктури зразків за допомогою скануючої електронної мікроскопії (SEM) виявив кардинальні зміни в морфології матеріалу після відновлення. Як видно на рисунку 3.10,а,б, вихідний залізорудний матеріал має щільну, непористу структуру. На противагу цьому, відновлений продукт (рис. 3.10,в,г) характеризується високопористою мікроструктурою, що є типовим для губчастого заліза. Формування пор є результатом видалення атомів кисню з кристалічної ґратки оксиду заліза.

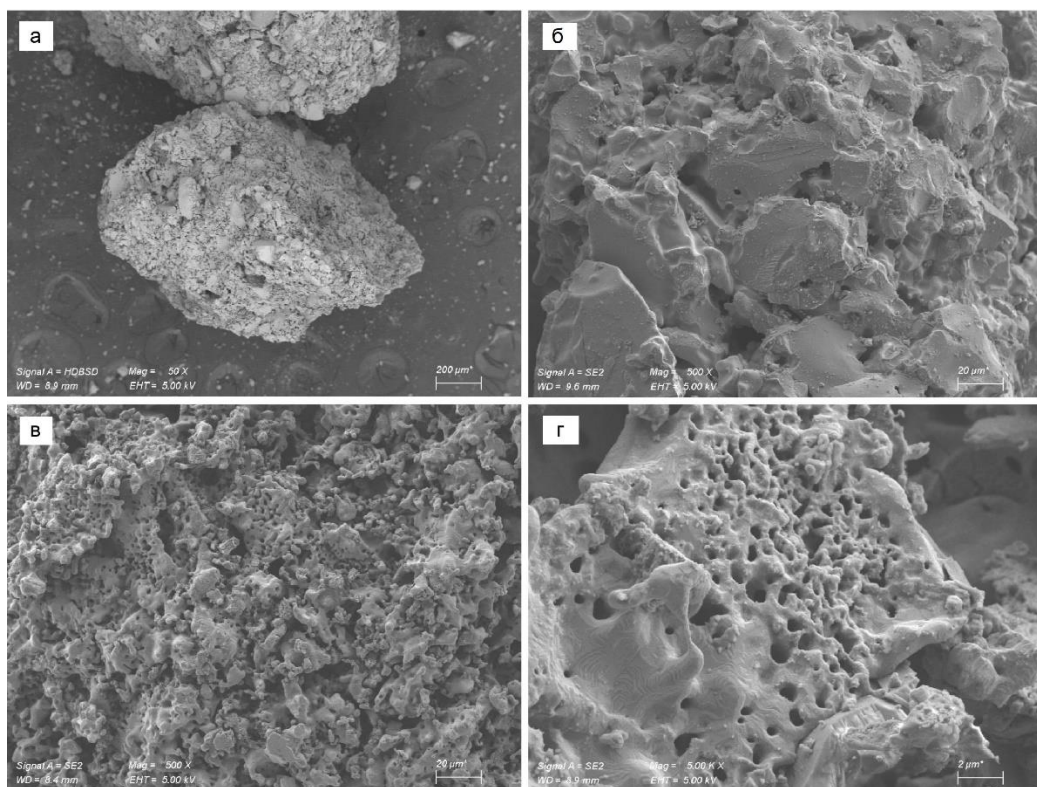


Рисунок 3.10 – SEM-зображення:

а, б – вихідний залізорудний матеріал; в, г – відновлений продукт (губчасте залізо).

Результати енергодисперсійного рентгенівського аналізу (EDX), представлені на рисунку 3.11, підтверджують висновки про хімічний склад. Елементне картування показує гомогенний розподіл заліза по всій поверхні зразка. При цьому кисень переважно співлокалізований з елементами пустої породи, такими як кальцій та кремній. Це свідчить про те, що залишковий кисень пов'язаний зі стабільними не-залізними оксидами, які не відновлюються за даних умов, а основна маса продукту є чистим металевим залізом.

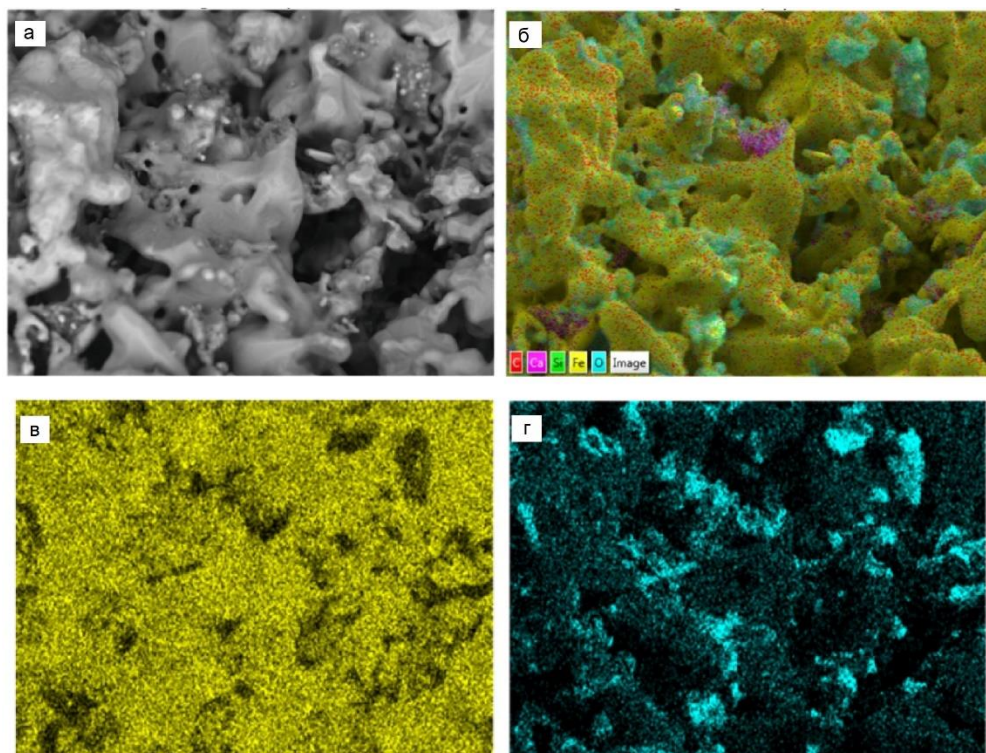


Рисунок 3.11 – EDX-картування елементного складу відновленого зразка: а – SEM-зображення; б – накладені карти елементів; в – розподіл заліза; г – розподіл кисню

3.3.2 Фазовий склад продуктів відновлення

Визначення фазового складу отриманих продуктів за допомогою рентгенівської дифракції (XRD) є ключовим для підтвердження повноти відновлення. Результати аналізу для різних зразків представлені на рисунку 3.12.

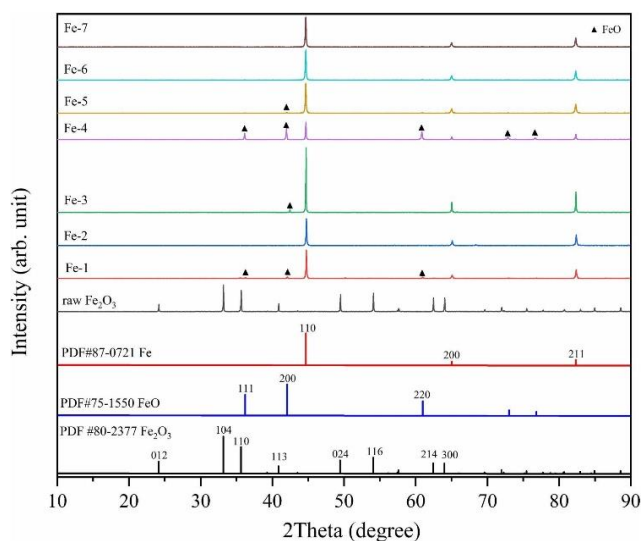


Рисунок 3.12 – XRD-дифрактограми вихідного залізородного матеріалу та відновлених продуктів з різних дослідів

Аналіз дифрактограм показав, що для всіх успішно відновлених зразків основною і практично єдиною кристалічною фазою є чисте залізо (PDF 87-0721). Важливо, що в жодному з відновлених зразків не було виявлено вихідних оксидів (Fe_2O_3 або Fe_3O_4), що підтверджує успішне протікання процесу.

Окремо варто виділити результат для дослідів №4, де було досягнуто найнижче відновлення (~60%). У цьому зразку, окрім піків заліза, чітко ідентифікуються піки, що належать вюститу (FeO , PDF 75-1550). Наявність цієї проміжної фази підтверджує дані газового аналізу про неповне відновлення. У зразках із дослідів №1 та №3 були виявлені лише незначні піки, що відповідають нестехіометричному вюститу (Fe_{1-y}O).

Таким чином, комплексний аналіз твердих продуктів однозначно підтверджує можливість виробництва чистого металевого заліза з залізородних матеріалів в обертовому сонячному реакторі.

Висновки

За результатами моделювання та експериментального відтворення процесу відновлення залізородного матеріалу воднем в сонячному реакторі можна сформулювати наступні висновки:

1. Моделювання підтвердило формування відносно однорідного температурного поля (1000–1150 °C) у реакційній зоні. Максимальна температура металеві стінки (1260 °C) знаходиться в межах експлуатаційної стійкості матеріалу. Виявлено суттєвий осьовий градієнт: різниця температур між передньою (Т1) та задньою (Т3) частинами становить близько 100 °C. Це обумовлює необхідність обертання реактора для гомогенізації нагріву завантаженого матеріалу.

2. Потік аргону ефективно виконує роль захисного бар'єру вздовж стінок порожнини. Водень рівномірно розподіляється в об'ємі, досягаючи мольної частки

~0,5 біля стінок, що забезпечує необхідну концентрацію відновника в зоні максимальних температур.

3. Керамічний реактор вимагає значно меншої сонячної потужності (950–1000 Вт проти 1300–1400 Вт для металу) та виходить на робочий режим менш ніж за 30 хвилин. При використанні сталевий порожнини зафіксовано проблему адгезії ("прилипання") відновленого заліза до стінок, що відсутнє в мулітовій камері. Таким чином, муліт є пріоритетним матеріалом для забезпечення вищих робочих температур у зоні апертури.

4. При температурах вище 912 °C спостерігається перехід заліза у фазу γ -Fe (аустеніт). Ця фаза є більш щільною, що може сповільнювати дифузію водню в твердій фазі та гальмувати реакцію в діапазоні 900–1100 °C.

5. Дослід №7 показав, що збільшення потоку H_2 до 2 нл/хв дозволяє досягти 99,9% відновлення за ~43 хв. Великий надлишок водню є обов'язковим для зміщення хімічної рівноваги та інтенсифікації масопереносу.

6. Зменшення крупності (<0,25 мм) підвищує ступінь відновлення до 95% і вище завдяки зростанню питомої поверхні реакції.

7. Результати XRD-аналізу підтвердили утворення чистого заліза (Fe). У випадках дефіциту водню (дослід №4, 60% відновлення) ідентифіковано фазу вюститу (FeO). SEM-аналіз продемонстрував трансформацію щільної руди в пористе "губчасте" залізо.

Таким чином, Результати моделювання та експериментів підтверджують ефективність поточної концепції реактора для DRI-процесу. Досягнуто стабільних температур 1000–1150 °C, що достатньо для повного відновлення оксидів.

Рекомендації для наступних досліджень:

1. Необхідно збільшити довжину порожнини для подовження часу перебування матеріалу. Це дозволить забезпечити повне відновлення в безперервному режимі без зупинки обертання реактора (наразі зупинка є вимушеною для "перетримування" частинок).

2. Розробка системи сепарації пари та рециркуляції надлишкового водню для підвищення енергоефективності.

3. Включення кінетичних моделей реакцій та врахування теплових градієнтів у шарі частинок для точнішого прогнозування якості продукту.

Дана конструкція є надійною базою для масштабування до промислового прототипу.

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.03.ЕД	арк.
	Арк.	№ докум.	підпис	дата		31

ВИСНОВКИ

1. Вперше успішно продемонстровано безперервне водневе відновлення залізної руди в сонячному обертовому реакторі з досягненням ступеня відновлення 99,9%.

2. Основним кінетичним бар'єром є дифузія газу на етапі перетворення $FeO \rightarrow Fe$. Це робить масообмін водню критично важливішим за подальше підвищення температури понад 1000 °С.

3. Для досягнення повної конверсії необхідний значний стехіометричний надлишок водню, що у промисловому масштабі вимагатиме обов'язкового впровадження систем рециркуляції газу.

4. Використання керамічних (мулітових) порожнин є пріоритетним для промислових прототипів через вищу термічну стійкість та меншу енергоємність на одиницю об'єму.

5. Отримане губчасте залізо за морфологією та фазовим складом повністю відповідає вимогам до сировини для електродугових сталеплавильних печей.

6. Поточна довжина порожнини (100 мм) є мінімально достатньою лише для демонстрації принципу. Для стабільного безперервного потоку без зупинок обертання необхідно значно збільшити співвідношення довжини до діаметра для подовження часу перебування частинок.

7. Технологія підтвердила потенціал повного виключення викидів CO_2 на етапі відновлення, що є ключовим кроком до створення замкненого циклу «зеленої» металургії.

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.В			
<i>Зм.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ документа</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>	ВИСНОВКИ	<i>Літера</i>	<i>Аркцш</i>	<i>Аркцшів</i>
<i>Розробив</i>	Коваленко						1	1
<i>Перевірив</i>	Бабошко							
<i>Н. контр.</i>	Бабошко							
<i>Затвердив</i>	Бабошко							
						МТ-23-1ск		

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. C. Bataille, M. Åhman, K. Neuhoff, L.J. Nilsson, M. Fishedick, S. Lechtenbohmer, B. Solano-Rodriguez, A. Denis-Ryan, S. Stiebert, H. Waisman, O. Sartor, S. Rahbar, A review of technology and policy deep decarbonization pathway options for making energy-intensive industry production consistent with the Paris Agreement, *J. Clean. Prod.* 187 (2018) 960–973, <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2018.03.107>.

2. World Steel Association. *Steel's contribution to a low carbon future* [Electronic resource]. Brussels : World Steel Association, 2020. URL: <https://worldsteel.org> (дата звернення: 15.01.2026).

3. International Energy Agency. *Net Zero by 2050: A Roadmap for the Global Energy Sector* [Electronic resource]. Paris : IEA, 2021. URL: <https://www.iea.org/reports/net-zero-by-2050> (дата звернення: 15.01.2026).

4. M. Fishedick, J. Marzinkowski, P. Winzer, M. Weigel, Techno-economic evaluation of innovative steel production technologies, *J. Clean. Prod.* 84 (2014) 563–580, <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2014.05.063>.

5. L. Holappa, A general vision for reduction of energy consumption and CO₂ emissions from the steel industry, *Metals* 10 (2020) 1117, <https://doi.org/10.3390/met10091117>.

6. Z. Fan, S.J. Friedmann, Low-carbon production of iron and steel: technology options, economic assessment, and policy, *Joule* 5 (2021) 829–862, <https://doi.org/10.1016/j.joule.2021.02.018>.

7. Fan Z., Friedmann S. J., Davis S. J. et al. Substantial global carbon uptake by cement carbonation // *Nature Geoscience*. 2023. Vol. 16. P. 103–110. DOI: 10.1038/s41561-022-01092-9.

					КНУ.РБ.136.26.112с-05.СВД			
<i>Зм.</i>	<i>Арк.</i>	<i>№ документа</i>	<i>Підпис</i>	<i>Дата</i>	Список використаних джерел	<i>Літера</i>	<i>Аркцш</i>	<i>Аркцшів</i>
<i>Розробив</i>	Коваленко						1	7
<i>Перевірив</i>	Бабошко							
<i>Н. контр.</i>	Бабошко					МТ-23-1ск		
<i>Затвердив</i>	Бабошко							

8. International Energy Agency. *Iron and Steel Technology Roadmap* [Electronic resource]. Paris : IEA, 2020. URL: <https://www.iea.org/reports/iron-and-steel-technology-roadmap> (дата звернення: 15.01.2026).

9. MIDREX Technologies Inc. *The MIDREX® Process* [Electronic resource]. Charlotte, NC, 2022. URL: <https://www.midrex.com> (дата звернення: 15.01.2026).

10. Pineau A., Kanari N., Gaballah I. Kinetics of reduction of iron oxides by H₂ : Part I: Low temperature reduction of hematite // *Thermochimica Acta*. 2006. Vol. 447. P. 89–100. DOI: 10.1016/j.tca.2006.06.012.

11. Vogl V., Åhman M., Nilsson L. J. Hydrogen steelmaking for a low-carbon economy: A joint techno-economic and environmental assessment // *Energy*. 2018. Vol. 165. P. 431–447. DOI: 10.1016/j.energy.2018.09.190.

12. F. Patisson, O. Mirgaux, Hydrogen ironmaking: how it works, *Metals* 10 (2020) 922, <https://doi.org/10.3390/met10070922>.

13. D. Wagner, O. Devisme, F. Patisson, D. Ablitzer. A Laboratory Study of the Reduction of Iron Oxides by Hydrogen, in: *Advanced Processing of Metals and Materials - Sohn International Symposium, San Diego USA (2006)*, arXiv, 2008. <https://doi.org/10.48550/ARXIV.0803.2831>.

14. M.E. Choi, H.Y. Sohn, Development of green suspension ironmaking technology based on hydrogen reduction of iron oxide concentrate: rate measurements, *Ironmak. Steelmak.* 37 (2010) 81–88, <https://doi.org/10.1179/030192309X12506804200663>.

15. A. Heidari, N. Niknahad, M. Iljana, T. Fabritius, A review on the kinetics of iron ore reduction by hydrogen, *Materials* 14 (2021) 7540, <https://doi.org/10.3390/ma14247540>.

16. O. Kovtun, M. Levchenko, M.O. Ilatovskaia, C.G. Aneziris, O. Volkova, Results of hydrogen reduction of iron ore pellets at different temperatures, *Steel Res. Int.* (2024) 2300707, <https://doi.org/10.1002/srin.202300707>.

17. D. Spreitzer, J. Schenk, Reduction of iron oxides with hydrogen—A review, *Steel Research Int.* 90 (2019) 1900108, <https://doi.org/10.1002/srin.201900108>.

					KHY.РБ.136.26.112с-05.СВД	арк.
	Арк.	№ докум.	підпис	дата		2

18. M. Bai, H. Long, L. Li, D. Liu, S.-B. Ren, C.-F. Zhao, J. Cheng, Kinetics of iron ore pellets reduced by H₂-N₂ under non-isothermal condition, *Int. J. Hydrogen Energy* 43 (2018) 15586–15592, <https://doi.org/10.1016/j.ijhydene.2018.06.116>.

19. Wagner C. The theory of oxidation of alloys // *Zeitschrift für Elektrochemie*. 1959. Vol. 63. P. 772–782.

20. Valipour M. S., Yagi J., Shibata H. Kinetic analysis of iron oxide reduction by hydrogen // *ISIJ International*. 2006. Vol. 46, No. 11. P. 1646–1655. DOI: 10.2355/isijinternational.46.1646.

21. Sohn H. Y., Wadsworth M. E. *Rate Processes of Extractive Metallurgy*. New York : Plenum Press, 1979. 506 p.

22. S. Hosokai, Y. Kasiwaya, K. Matsui, N. Okinaka, T. Akiyama, Ironmaking with ammonia at low temperature, *Environ. Sci. Technol.* 45 (2011) 821–826, <https://doi.org/10.1021/es102910q>.

23. V. Vogl, M. Åhman, L.J. Nilsson, Assessment of hydrogen direct reduction for fossil-free steelmaking, *J. Clean. Prod.* 203 (2018) 736–745, <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2018.08.279>.

24. S. Abanades, Redox cycles, active materials, and reactors applied to water and carbon dioxide splitting for solar thermochemical fuel production: a review, *Energies* 15 (2022) 7061, <https://doi.org/10.3390/en15197061>.

25. S. Abanades, H.I. Villafan-Vidales, CO₂ and H₂O conversion to solar fuels via twostep solar thermochemical looping using iron oxide redox pair, *Chem. Eng. J.* 175 (2011) 368–375, <https://doi.org/10.1016/j.cej.2011.09.124>.

26. S. Abanades, H.I. Villafan-Vidales, CO₂ valorisation based on Fe₃O₄/FeO thermochemical redox reactions using concentrated solar energy, *Int. J. Energy Res.* 37 (2013) 598–608, <https://doi.org/10.1002/er.1953>.

27. A. Steinfeld, P. Kuhn, J. Karni, High-temperature solar thermochemistry: Production of iron and synthesis gas by Fe₃O₄-reduction with methane, *Energy* 18 (1993) 239–249, [https://doi.org/10.1016/0360-5442\(93\)90108-P](https://doi.org/10.1016/0360-5442(93)90108-P).

28. Q. Bellouard, S. Rodat, M. Grateau, S. Abanades, Solar biomass gasification combined with iron oxide reduction for syngas production and green iron metallurgy, *Front. Energy Res.* 8 (2020) 66, <https://doi.org/10.3389/fenrg.2020.00066>.

29. S. Chuayboon, S. Abanades, S. Rodat, Stepwise solar methane reforming and watersplitting via lattice oxygen transfer in iron and cerium oxides, *Energy Technol.* 8 (2020) 1900415, <https://doi.org/10.1002/ente.201900415>.

30. D. Fernández-González, J. Prazuch, I. Ruiz-Bustanza, C. González-Gasca, J. Pinuela-Naval, L.F. Verdeja González, Iron metallurgy via concentrated solar energy, *Metals* 8 (2018) 873, <https://doi.org/10.3390/met8110873>.

31. G. Levêque, S. Abanades, Thermodynamic and kinetic study of the carbothermal reduction of SnO₂ for solar thermochemical fuel generation, *Energy Fuels* 28 (2014) 1396–1405, <https://doi.org/10.1021/ef402182g>.

32. H.I. Villafán-Vidales, S. Abanades, M. Montiel-González, H. Romero-ParedesRubio, Carbo- and methanothermal reduction of tungsten trioxide into metallic tungsten for thermochemical production of solar fuels, *Energy Technol.* 5 (2017) 692–702, <https://doi.org/10.1002/ente.201600455>.

33. S. Chuayboon, S. Abanades, Clean magnesium production using concentrated solar heat in a high-temperature cavity-type thermochemical reactor, *J. Clean. Prod.* 232 (2019) 784–795, <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2019.05.371>.

34. S. Chuayboon, S. Abanades, Solar metallurgy for sustainable Zn and Mg production in a vacuum reactor using concentrated sunlight, *Sustainability* 12 (2020) 6709, <https://doi.org/10.3390/su12176709>.

35. S. Chuayboon, S. Abanades, Solar metallurgical process for high-purity Zn and syngas production using carbon or biomass feedstock in a flexible thermochemical reactor, *Chem. Eng. Sci.* 271 (2023) 118579, <https://doi.org/10.1016/j.ces.2023.118579>.

36. S. Abanades, S. Rodat, Solar-aided direct reduction of iron ore with hydrogen targeting carbon-free steel metallurgy, *Renew. Energy* 235 (2024) 121297, <https://doi.org/10.1016/j.renene.2024.121297>.

37. Romero M., Steinfeld A. Concentrating solar thermal power and thermochemical fuels // *Energy & Environmental Science*. 2012. Vol. 5. P. 9234–9245. DOI: 10.1039/C2EE21275G.

38. Villasmil W., Meier A., Steinfeld A. Solar thermal reduction of iron oxide particles in a packed-bed reactor // *Solar Energy*. 2014. Vol. 107. P. 314–322. DOI: 10.1016/j.solener.2014.05.021.

39. Haueter P., Moeller S., Palumbo R., Steinfeld A. The production of zinc by thermal dissociation of zinc oxide—solar chemical reactor design // *Solar Energy*. 1999. Vol. 67. P. 161–167.

40. Villasmil W., Meier A., Steinfeld A. Experimental demonstration of solar hydrogen reduction of iron oxide in a packed-bed reactor // *Energy & Environmental Science*. 2014. Vol. 7. P. 2033–2041. DOI: 10.1039/C4EE00418A.

41. N. Gokon, S. Takahashi, H. Yamamoto, T. Kodama, Thermochemical two-step water-splitting reactor with internally circulating fluidized bed for thermal reduction of ferrite particles, *Int. J. Hydrogen Energy* 33 (2008) 2189–2199, <https://doi.org/10.1016/j.ijhydene.2008.02.044>.

42. V. Nikulshina, C. Gebald, A. Steinfeld, CO₂ capture from atmospheric air via consecutive CaO-carbonation and CaCO₃-calcination cycles in a fluidized-bed solar reactor, *Chem. Eng. J.* 146 (2009) 244–248, <https://doi.org/10.1016/j.cej.2008.06.005>.

43. S. Li, H. Zhang, J. Nie, R. Dewil, J. Baeyens, Y. Deng, The direct reduction of iron ore with hydrogen, *Sustainability* 13 (2021) 8866, <https://doi.org/10.3390/su13168866>.

44. S. Abanades, L. Andr'e, Design and demonstration of a high temperature solarheated rotary tube reactor for continuous particles calcination, *Appl. Energy* 212 (2018) 1310–1320, <https://doi.org/10.1016/j.apenergy.2018.01.019>.

45. E. Alonso, A. Gallo, M.I. Rold' an, C.A. P'erez-R' abago, E. Fuentealba, Use of rotary kilns for solar thermal applications: review of developed studies and analysis of their potential, *Sol. Energy* 144 (2017) 90–104, <https://doi.org/10.1016/j.solener.2017.01.004>.

46. M. Chambon, S. Abanades, G. Flamant, Design of a lab-scale rotary cavity-type solar reactor for continuous thermal dissociation of volatile oxides under reduced pressure, *J. Sol. Energy Eng.* 132 (2010) 021006, <https://doi.org/10.1115/1.4001147>.

47. A. Meier, E. Bonaldi, G.M. Cella, W. Lipinski, D. Wuillemin, R. Palumbo, Design and experimental investigation of a horizontal rotary reactor for the solar thermal production of lime, *Energy* 29 (2004) 811–821, [https://doi.org/10.1016/S0360-5442\(03\)00187-7](https://doi.org/10.1016/S0360-5442(03)00187-7).

48. M. Neises, S. Tescari, L. de Oliveira, M. Roeb, C. Sattler, B. Wong, Solar-heated rotary kiln for thermochemical energy storage, *Sol. Energy* 86 (2012) 3040–3048, <https://doi.org/10.1016/j.solener.2012.07.012>.

49. R. Müller, P. Haeberling, R.D. Palumbo, Further advances toward the development of a direct heating solar thermal chemical reactor for the thermal dissociation of ZnO(s), *Sol. Energy* 80 (2006) 500–511, <https://doi.org/10.1016/j.solener.2005.04.015>.

50. A. Steinfeld, A. Imhof, D. Mischler, Experimental investigation of an atmospheric open cyclone solar reactor for solid-gas thermochemical reactions, *J. Sol. Energy Eng.* 114 (1992) 171–174, <https://doi.org/10.1115/1.2930001>.

51. A. Steinfeld, M. Brack, A. Meier, A. Weidenkaff, D. Wuillemin, A solar chemical reactor for co-production of zinc and synthesis gas, *Energy* 23 (1998) 803–814, [https://doi.org/10.1016/S0360-5442\(98\)00026-7](https://doi.org/10.1016/S0360-5442(98)00026-7).

52. S. Abanades, H. Kimura, H. Otsuka, A drop-tube particle-entrained flow solar reactor applied to thermal methane splitting for hydrogen production, *Fuel* 153 (2015) 56–66, <https://doi.org/10.1016/j.fuel.2015.02.103>.

53. Kodama T., Hatamachi T., Gokon N. Reduction kinetics of iron oxide particles in a vibrating fluidized bed // *Chemical Engineering Journal*. 2010. Vol. 162. P. 923–931.

54. Kunii D., Levenspiel O. *Fluidization Engineering*. 2nd ed. Boston : Butterworth-Heinemann, 1991. 491 p.

55. Müller C. R. Entrained flow reactors for solar thermochemistry // *Progress in Energy and Combustion Science*. 2018. Vol. 66. P. 1–36.

56. Perkins C., Lichty P., Weimer A. Thermal stability of metal oxides in solar entrained-flow reactors // *Chemical Engineering Science*. 2010. Vol. 65. P. 370–379.

57. Kruesi M., Meier A., Steinfeld A. Entrained-flow solar reactor for thermochemical processes // *Solar Energy*. 2008. Vol. 82. P. 900–908.

58. Álvarez J., Martínez D., Romero M. Solar rotary kiln for limestone calcination // *Solar Energy*. 2017. Vol. 153. P. 573–582.

59. Hirsch D., Epstein M. Solar rotary kiln for metallurgical applications // *Journal of Solar Energy Engineering*. 2002. Vol. 124. P. 276–281.

60. Abanades S., Charvin P., Flamant G., Neveu P. Screening of metal oxides for solar thermochemical energy storage // *Energy & Fuels*. 2006. Vol. 20. P. 229–238.

61. K.C. Mills, Y. Su, Z. Li, R.F. Brooks, Equations for the calculation of the thermophysical properties of stainless steel, *ISIJ Int.* 44 (2004) 1661–1668, <https://doi.org/10.2355/isijinternational.44.1661>.

62. ANSYS, ANSYS FLUENT Theory Guide, Release 2021 R2, ANSYS, Canonsburg, PA, 2021.

63. F. Patisson, O. Mirgaux, J.-P. Birat, Hydrogen steelmaking. Part 1: physical chemistry and process metallurgy, *Mat'ér. Techn.* 109 (2021) 303, <https://doi.org/10.1051/mattech/2021025>.