

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ

ННІ/факультет Навчально-науковий технологічний інститут  
Кафедра Металургійних технологій  
Спеціальність 136 – Металургія  
Форма навчання Денна

**КВАЛІФІКАЦІЙНА РОБОТА БАКАЛАВРА**

НАДЕЛЬНЮК АРТЕМ ВІТАЛІЙОВИЧ

*(прізвище, ім'я, по батькові здобувача)*

на тему Аналіз впливу магнію на процеси термозміцнення залізорудної сировини з метою підвищення її якості  
*(повна назва теми)*

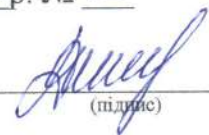
за матеріалами металургійних підприємств України і Європи  
*(повна назва бази дослідження)*

науковий керівник К.Т.Н., доцент  Коренко М.Г.  
*(наук. ступінь, вчене звання) (підпис) (прізвище, ініціали)*

**Робота допущена до захисту в ЕК**

Протокол засідання кафедри  
від 12.06. 2025 р. № 12

Завідувач кафедри

  
*(підпис)*

Д.Т.Н., професор  
*Наук. ступінь, вчене звання*

Д.О. Кассім  
*Ініціали, прізвище*

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ  
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ  
Кафедра металургійних технологій

Рівень вищої освіти  
Спеціальність

перший (бакалаврський)  
136 – Металургія  
(шифр і назва)

Завідувач кафедри

ЗАТВЕРДЖУЮ

  
(підпис)

проф. Д.О. Кассім  
(посада, вчене звання,  
прізвище ініціали)

«04» квітня

2025 року

ЗАВДАННЯ

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ БАКАЛАВРА СТУДЕНТУ(КИ)

НАДЕЛЬНЮКУ АРТЕМУ ВІТАЛІЙОВИЧУ

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема кваліфікаційної роботи магістра:

Аналіз впливу магнію на процеси термозміцнення  
залізорудної сировини з метою підвищення її якості

керівник кваліфікаційної роботи Коренко Марина Георгіївна, к.т.н.

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом закладу вищої освіти від «04» квітня 2025 р. № 240-ст

2. Строк подання студентом кваліфікаційної роботи до кафедри 07.06.2025

3. Вихідні дані до кваліфікаційної роботи бакалавра: статті, патенти,  
промислові дослідження

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити):







4.1. Аналітична частина: видалення сірки при агломерації магнетитових  
залізних руд і концентратів з магнезійною порожньою породою; аналіз  
впливу типу сировини на вміст сірки в агломераті.

4.2. Основна частина: кінетика та термодинаміка видалення сульфідної  
сірки в процесі агломерації магнійвмісних залізорудних концентратів;  
аналіз умов видалення сірки при спіканні магнійвмісних концентратів;  
вплив швидкості спікання на процеси видалення сірки

4.3. Охорона праці: розглянути основні небезпечні та шкідливі чинники у  
агломераційному цеху, розглянути методи боротьби з ними.

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень): графічний матеріал повинен в повній мірі відповідати темі диплому та відображати його суть та запропоновані проектні рішення

6. Консультанти розділів кваліфікаційної роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Аналітична частина	Коренко М.Г., доцент		
2 Основна частина	Коренко М.Г., доцент		
3 Охорона праці	Коренко М.Г., доцент		

7. Дата видачі завдання «04» квітня 2025 р.


**КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН**

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів кваліфікаційної роботи	Примітка
1.	Аналітична частина	11.04.2025	
2.	Основна частина	18.04.2025	
3.	Охорона праці	25.04.2025	
4.	Оформлення пояснювальної записки	02.05.2025	
5.	Виконання графічної частини	16.05.2025	
6.	Подання роботи до кафедри	07.06.2025	
7.	Захист роботи в ЕК	.06.2025	

Студент

  
\_\_\_\_\_ (підпис)

Керівник кваліфікаційної роботи

  
\_\_\_\_\_ (підпис)

Надельнюк А.В.

(прізвище та ініціали)

Коренко М.Г.

(прізвище та ініціали)

**ВІДОМІСТЬ** дипломної роботи бакалавра  
(назва випускної кваліфікаційної роботи)

№ рядка	Формат	Позначення	Найменування	К-сть. лис-тів	№ екз	Примітка	
			<u>Документація загальна</u>				
1	A4	ННТІ ДУЕТ.136.ВРБ.ПЗ	Пояснювальна записка	58			
			Слайди				
2	A4	ННТІ ДУЕТ.136.ВРБ.01	Хімічний склад залізних руд і концентратів	1			
3	A4	ННТІ ДУЕТ.136.ВРБ.02	Результати видалення сірки під час агломерації	1			
4	A4	ННТІ ДУЕТ.136.ВРБ.03	Вплив вологості шихти на вміст сірки загальної, сульфатної і сульфідної в агломераті з руди А і концентрату А	1			
5	A4	ННТІ ДУЕТ.136.ВРБ.04	Вплив вмісту вуглецю в шихті на вміст сірки загальної, сульфатної і сульфідної в агломераті з руди А	1			
6	A4	ННТІ ДУЕТ.136.ВРБ.05	Мікроструктура ділянки агломерату (дослід 78-Г): піротин (дрібні білі зерна) в силікатах (темне) між скелетними агрегатами магнетиту (сіре).	1			
7	A4	ННТІ ДУЕТ.136.ВРБ.06	Мікроструктура окатищу (дослід 32а)	1			
8	A4	ННТІ ДУЕТ.136.ВРБ.07	Зміна кількості прососаного повітря (V) залежно від часу спікання (τ).	1			
			ННТІ ДУЕТ.136.ВРБ				
Зм.	Лист	№ документа	Підпис	Дата			
Розробив		Надельнюк А.В.		07.06.25	Літ.	Лист	
Керівник		Коренко М.Г.		07.06.25	Д	Т	
					1	1	
Н. контр.		Кассім Д.О.		07.06.25	ННТІ ДУЕТ каф. Металургійних технологій гр. МТ-22ск		
Затв.		Кассім Д.О.		07.06.25			
			Відомість випускної роботи бакалавра				

## АНОТАЦІЯ

Пояснювальна записка: 58 сторінок, 6 рисунків, 5 табл., 29 джерел.

**Об'єкт дослідження** – вплив магнію на процеси термозміцнення залізорудної сировини.

**Мета роботи** – дослідження процесів термозміцнення залізорудної сировини із концентратів, що містять магній, для вивчення його впливу на якість продукції.

**Методи досліджень** – аналіз літературних даних, в яких приведені дослідження інститутів і комбінатів, пов'язаних з даним питанням.

В аналітичній частині дипломної роботи представлено результати експериментальних досліджень процесу видалення сірки під час агломерації магнетитових залізних руд та концентратів з магнезійною порожньою породою. Детально охарактеризовано мінералогічний та хімічний склад вихідної сировини. Проаналізовано вплив різних технологічних параметрів, таких як крупність матеріалу, вміст палива (коксового дріб'язку), кількість флюсу (вапняку), вологість шихти та вертикальна швидкість спікання, на ступінь знесірчення агломерату та вміст у ньому різних форм сірки (загальної, сульфідної та сульфатної). Особливу увагу приділено процесам сульфатизації, взаємодії сульфідів з оксидами та силікатами кальцію і заліза, а також поведінці сірки в окатишах, що утворюються в процесі агломерації. На основі мікроскопічних досліджень встановлено особливості розподілу піротину в агломераті та окатишах. Зроблено висновки щодо оптимальних умов проведення агломерації для досягнення низького вмісту сірки в кінцевому продукті.

В основній частині диплому проведено критичний аналіз існуючих уявлень про механізм видалення сульфідної сірки під час агломерації залізорудних концентратів. На основі експериментальних даних та теоретичних міркувань показано, що горіння сульфідів заліза розпочинається раніше за

горіння коксового дріб'язку, що ставить під сумнів твердження про першочергову реакцію кисню з вуглецем. Розглянуто вплив нестачі кисню в різних зонах агломераційного шару на ефективність десульфурації. Встановлено, що за невеликого вмісту палива створюються сприятливіші умови для видалення сірки завдяки вищій концентрації кисню. Проаналізовано вплив офлюсування шихти вапняком на процес десульфурації, зокрема утворення сульфату кальцію. Досліджено залежність вертикальної швидкості спікання від кількості прососаного повітря та її вплив на повноту видалення сульфідної сірки. Наведено результати експериментальних досліджень, що підтверджують можливість отримання агломерату з низьким вмістом сірки за певних технологічних параметрів.

АГЛОМЕРАЦІЯ, СІРКА, МАГНІЙ, СПІКАННЯ, ГОРІННЯ ПАЛИВА,  
ФЛЮСИ, ДЕСУЛЬФУРАЦІЯ

## ЗМІСТ

ВСТУП	8
1. АНАЛІТИЧНА ЧАСТИНА	10
1.1. Видалення сірки при агломерації магнетитових залізних руд і концентратів з магнезiальною порожньою породою.	10
1.1.1. Умови проведення досліджень	10
1.1.2. Аналіз проведених досліджень	12
1.2. Аналіз впливу типу сировини на вміст сірки в агломераті	23
Висновки по аналітичній частині	30
2 ОСНОВНА ЧАСТИНА	32
2.1 Кінетика та термодинаміка видалення сульфідної сірки в процесі агломерації магнійвмісних залізорудних концентратів	32
2.2 Аналіз умов видалення сірки при спіканні магнійвмісних концентратів	36
2.3 Вплив швидкості спікання на процеси видалення сірки	41
Висновки по основній частині	45
3. ОХОРОНА ПРАЦІ	46
3.1. Законодавство в області охорони праці	46
3.2. Розрахункова частина	47
Висновки з розділу «Охорона праці»	50
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ	51
Перелік бібліографічних джерел	55

## ВСТУП

Процес агломерації посідає центральне місце в підготовці залізорудної сировини, що спрямовується на подальшу доменну плавку. Його ключова функція полягає у формуванні високоякісного агломерату, який характеризується необхідними металургійними властивостями, такими як оптимальна пористість, міцність та хімічний склад. Серед численних технологічних завдань, що виникають під час агломерації, особливої ваги набуває ефективного видалення шкідливих домішок. Однією з найнебезпечніших таких домішок є сірка, присутність якої в кінцевому продукті – чавуні та сталі – чинить вкрай негативний вплив на їхні якісні характеристики, погіршуючи механічні властивості та корозійну стійкість. Крім того, викиди сірковмісних сполук в атмосферу є серйозною екологічною проблемою, що потребує невідкладного вирішення.

Сучасні умови, що характеризуються постійно зростаючими вимогами до екологічної безпеки промислових виробництв та підвищеними стандартами якості металургійної продукції, об'єктивно зумовлюють нагальну необхідність у вдосконаленні існуючих технологій десульфурації, що застосовуються в ході агломераційного процесу, а також у розробці принципово нових, більш ефективних методів. Недостатньо повне видалення сірки на етапі підготовки залізорудної сировини неминуче призводить до значного збільшення технологічного навантаження на наступні металургійні переділи – доменне та сталеплавильне виробництва. Це, в свою чергу, спричиняє зростання витрат на додаткову десульфурацію чавуну та сталі, збільшує споживання реагентів і енергоресурсів, а також призводить до зростання обсягів викидів сірковмісних сполук у повітряний басейн, погіршуючи екологічну ситуацію в регіоні.

Саме тому актуальність глибокого та всебічного дослідження процесів десульфурації, що відбуваються в агломераційному виробництві, є

беззаперечною. Це дослідження спрямоване на оптимізацію ключових технологічних параметрів агломераційного процесу, детальне вивчення впливу різноманітних факторів (температурного режиму, газового середовища, гранулометричного складу шихти, тривалості процесу тощо) на ефективність видалення сірки. Важливим аспектом є також пошук та експериментальне випробування нових, більш ефективних реагентів-десульфураторів та інноваційних технологічних рішень, застосування яких дозволить досягти високих показників десульфурзації при одночасному мінімізуванні економічних витрат та негативного впливу на навколишнє середовище.

Очікується, що результати даної дипломної роботи матимуть значне теоретичне значення для поглиблення наукових знань у галузі підготовки залізорудної сировини, зокрема процесів видалення шкідливих домішок. Водночас, вони матимуть безпосередню практичну цінність для металургійних підприємств, оскільки запропоновані рекомендації та технологічні рішення сприятимуть підвищенню якості виробленого агломерату, суттєвому зниженню екологічного навантаження на довкілля та оптимізації виробничих витрат, що в кінцевому підсумку позитивно позначиться на конкурентоздатності підприємств.

## 1. АНАЛІТИЧНА ЧАСТИНА

1.1. Видалення сірки при агломерації магнетитових залізних руд і концентратів з магнезіальною порожньою породою.

### 1.1.1. Умови проведення досліджень

У даній частині дипломної роботи представлено результати дослідження поведінки сірки під час агломерації залізних руд з магнезіальною пустою породою та їхніх концентратів (табл. 1.1).

Згідно з мінералогічним аналізом, у руді А основним залізовмісним мінералом є магнетит (77 %), а сірковмісними – піротин (8,5 %), пірит (0,2 %), мельниківіт (0,5 %), халькоперит (одиночні зерна) і гіпс (0,2 %). Порожня порода представлена головним чином піроксеном, амфіболом, флогопітом, хлоритом, серпентином, біотитом, азбестом (сумарний вміст їх становить 12 %).

Піротин вкраплений у магнетитові рудні ділянки і в порожню породу у вигляді зерен неправильної форми, розмір яких змінюється від 1,5 до сотих часток міліметра.

Гіпс виявлено у вигляді тонких жилок і кірочок на поверхні зразків. Середній розмір його зерен коливається в межах 0,6-0,1 мм.

Руда Б того ж родовища, що й руда А, тому їхній мінералогічний склад аналогічний.

Агломерацію руди А і концентрату А проведено на лабораторній агломераційній установці в чаші з внутрішнім діаметром 236 мм за розрідження близько 700 мм вод. ст., а більшу частину дослідів спікання руди Б і концентрату Б – у чаші діаметром 145 мм за розрідження близько 450 мм вод. ст. Усього проведено 92 досліді.

Таблиця 1.1

## Хімічний склад залізних руд і концентратів, %

Матеріал	Fe <sub>заг</sub>	Mn	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	P	S <sub>заг</sub>	S <sub>сульфатна</sub>	S <sub>сульфідна</sub>
Руда:										
А	54,62	0,19	8,30	2,15	0,92	7,74	0,031	3,51	0,37	3,14
Б	54,55	0,14	9,97	2,25	1,58	6,60	0,061	4,00	0,34	3,66
Концентрат:										
А	64,09	0,23	3,32	2,08	0,01	3,70	0,020	2,90	0,46	2,44
Б	66,00	0,28	3,44	0,60	0,05	2,30	0,006	2,56	0,37	2,19

### 1.1.2. Аналіз проведених досліджень

Верхню межу крупності руд (6 мм) прийнято з розрахунку досягнення досить повного видалення сірки за максимально можливою крупністю [1, 2].

Верхня межа крупності концентрату А досягала 3 мм, але за своїм гранулометричним складом він більше підходив до тонкого, оскільки вміст фракції +1 мм становив 11,4 %, а фракції менш як 0,1 мм - 22,1 %. Крупність концентрату Б не перевищувала 0,1 мм.

Паливом слугував коксовий дріб'язок (0-2 мм), що містить 12,71 % золи, 0,49 % S і 85,12 %  $C_{\text{заг}}$ .

Для офлюсування агломерату застосовували вапняк [54,02 % CaO, 0,37 % MgO; 1,0 % SiO<sub>2</sub>; 1,46 % (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> + Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>); 0,014 % S; сл. P і 41,66 % в.п.п.] крупністю 0-2 мм у кількості 15 і 12,5 % відповідно від ваги руди А і Б та 10 і 5,8 % від ваги концентрату А і Б.

Висота шару під час спікання залишалася постійною (200 мм). У шихту вводили повернення крупністю 0-7 мм.

Аналізуючи результати дослідів (табл. 1.2), бачимо, що під час агломерації руд ступінь знесірчення в більшій частині дослідів коливався в межах 97-98 %. Для концентрату А він був дещо нижчим, однак і в цьому випадку виходив доволі міцний агломерат, що містить менше 0,1 % S, за максимальної продуктивності агломераційної установки (досліди 65 і 68). Агломерат із концентрату Б, за винятком дослідів 26-Д і 30-Д, мав сірки понад 0,1 % (вміст сірки в агломераті з дослідженого концентрату крупністю 0-0,2 мм становив 0,11 % [2]).

Звертає на себе увагу сильно розвинена сульфатизація в процесі агломерації. Так, у дослідах 51, 2-Д і 23-Д (табл. 1.2) вміст сульфатної сірки в продукті спікання виявився майже вдвічі більшим, ніж у вихідних матеріалах. В інших дослідах її вміст в агломераті коливається залежно від умов агломерації.

У поверненні сульфатної сірки міститься більше, ніж у придатному агломераті:

	S <sub>заг</sub> , %	S <sub>сульфатна</sub> , %
Придатний агломерат:		
дослід 6	0,070	0,014
дослід 7	0,080	0,027
Повернення:		
дослід 6	0,480	0,330
дослід 7	0,690	0,230

В окремих партіях, приготованих не тільки з придатного агломерату, а й повернення, сульфатної сірки було більше (0,09; 0,07; 0,08; 0,085 %), ніж у придатному агломераті більшості дослідів, перерахованих у табл. 1.2.

Зі збільшенням вологості шихти вміст сульфатної сірки в агломераті зростає (рис. 1.1). Це пояснюється таким чином.

Під час агломерації, як відомо, сірка сульфідів видаляється в основному у вигляді SO<sub>2</sub> і частково у вигляді SO<sub>3</sub>. Розчинність SO<sub>2</sub> у воді дуже велика [1]. Частково водою може поглинатися і SO<sub>3</sub>. Отже, що вища вологість шихти, то довший період існування зони перезволоження і то більше поглинатиметься SO<sub>2</sub> і SO<sub>3</sub>.

Поглинений SO<sub>2</sub> має здатність швидко реагувати з вапняком [3], утворюючи при цьому CaSO<sub>3</sub> і частково CaSO<sub>4</sub>. Своєю чергою CaSO<sub>3</sub> може окислюватися газоподібним киснем повітря в CaSO<sub>4</sub> або при температурі вище 650 °C розкластися за реакцією [4].



Таблиця 1.2

## Результати видалення сірки під час агломерації

№ дос- ліду	Вміст в шихті, %			Вертикальна швидкість спі- кання, мм/хв	Вміст сірки в агломераті, %			Ступінь зне- сірювання
	сірки	вуглецю	вологи		загальна	сульфідна	сульфатна	
Агломерат з руди А								
6	2,34	2,59	3,4	26,6	0,070	0,056	0,014	97,3
18	2,34	2,59	3,5	33,6	0,070	0,060	0,010	97,3
12	2,34	2,59	3,6	23,5	0,070	0,054	0,016	97,0
17	2,34	2,59	4,6	26,7	0,100	0,075	0,025	95,8
15	2,34	2,59	6,5	20,0	0,050	0,008	0,042	97,8
9	2,34	2,59	6,6	17,2	0,080	0,020	0,060	96,0
39	2,37	1,75	4,0	23,5	0,079	0,019	0,060	96,9
21	2,36	2,17	3,5	28,5	0,040	0,034	0,006	98,3
37	2,36	2,17	3,6	25,0	0,077	0,017	0,060	97,0
45	2,36	2,17	3,9	25,0	0,050	Ні	0,050	98,1

№ дос- ліду	Вміст в шихті, %			Вертикальна швидкість спі- кання, мм/хв	Вміст сірки в агломераті, %			Ступінь зне- сірювання
	сірки	вуглецю	вологи		загальна	сульфідна	сульфатна	
23	2,35	3,39	3,6	28,6	0,050	0,044	0,006	98,0
40	2,35	3,39	3,8	22,2	0,062	0,002	0,060	97,6
44	2,35	2,39	4,0	26,7	0,076	0,060	0,016	97,0
24	2,35	2,52	3,4	28,6	0,061	0,031	0,030	97,5
41	2,35	2,52	3,8	26,7	0,058	0,043	0,015	97,6
33	2,34	2,60	3,9	26,7	0,063	0,046	0,017	97,6
25	2,34	2,69	3,1	28,6	0,030	0,023	0,097	98,3
36	2,34	2,76	3,8	25,0	0,057	0,025	0,032	97,8
20	2,33	2,99	3,7	23,5	0,050	0,041	0,009	98,0
27-А	2,33	2,99	3,7	23,1	0,042	0,038	0,004	98,4
28-Б	2,34	2,60	3,8	22,7	0,047	0,044	0,003	98,2
34-В	2,28	2,57	3,8	26,7	0,075	0,050	0,025	97,1
31-В	2,32	2,61	4,0	25,0	0,084	0,064	0,020	96,8
32-В	2,30	2,60	3,9	25,0	0,071	0,054	0,017	97,2

№ дос- ліду	Вміст в шихті, %			Вертикальна швидкість спі- кання, мм/хв	Вміст сірки в агломераті, %			Ступінь зне- сірювання
	сірки	вуглецю	вологи		загальна	сульфідна	сульфатна	
43-Г	2,39	2,60	3,6	26,7	0,050	0,020	0,030	98,1
46-Г	2,43	2,61	3,3	33,0	0,080	0,048	0,032	97,0
Агломерат з руди Б								
2-Д	3,40 <sup>1</sup>	Нет	4,6	6,9	0,810	0,050	0,760	78,1
5-Д	3,38 <sup>1</sup>	0,85	4,3	13,3	0,300	0,060	0,240	91,7
4-Д	3,38 <sup>1</sup>	1,71	4,4	13,3	0,110	0,050	0,060	97,1
6-Д	3,38 <sup>1</sup>	1,71	4,7	13,8	0,100	0,030	0,070	97,1
1-Д	3,30 <sup>1</sup>	2,58	4,5	13,1	0,120	0,060	0,060	96,8
13-Д	2,44	2,61	2,2	15,4	0,050	0,020	0,030	98,2
12-Д	2,44	2,61	3,6	19,0	0,063	0,029	0,034	97,8
16-Д	2,44	2,61	3,6	17,4	0,060	0,040	0,020	97,8
19а	2,44	2,67	3,3	23,5	0,083	0,042	0,041	97,9
20а	2,44	2,67	3,4	21,1	0,088	0,041	0,047	97,8
18-Д	2,47	1,76	3,3	16,7	0,063	0,013	0,050	97,8

№ дос- ліду	Вміст в шихті, %			Вертикальна швидкість спі- кання, мм/хв	Вміст сірки в агломераті, %			Ступінь зне- сірювання
	сірки	вуглецю	вологи		загальна	сульфідна	сульфатна	
17-Д	2,41	3,46	3,4	19,0	0,100	0,077	0,023	96,3
11-Д	2,42	2,64	0,2 <sup>2</sup>	7,9	0,140	0,050	0,090	95,0
Агломерат з концентрату А								
51	2,57 <sup>1</sup>	2,48	8,2	9,5	0,840	0,050	0,790	67,5
65	1,77	2,95	5,0	16,7	0,048	0,029	0,019	97,4
68	1,77	2,95	5,0	18,2	0,090	0,042	0,048	95,2
62	1,77	2,95	6,0	14,3	0,140	0,083	0,057	92,4
67	1,77	2,95	7,0	12,5	0,160	0,090	0,070	91,4
63	1,77	2,95	8,0	9,8	0,130	0,040	0,090	92,8
64	1,77	2,95	9,0	7,7	0,190	0,080	0,110	89,8
73	1,78	2,54	5,0	12,9	0,030	0,011	0,019	98,4
76	1,77	2,95	5,0	16,0	0,090	0,044	0,046	94,6
72	1,76	3,36	5,0	14,8	0,049	0,027	0,022	97,3
74	1,76	3,36	5,0	16,0	0,070	0,044	0,024	96,4

№ дос- ліду	Вміст в шихті, %			Вертикальна швидкість спі- кання, мм/хв	Вміст сірки в агломераті, %			Ступінь зне- сірювання
	сірки	вуглецю	вологи		загальна	сульфідна	сульфатна	
78-Г	1,76	2,92	4,7	22,2	0,041	0,033	0,008	97,7
75-Г	1,81	2,95	5,0	26,7	0,120	0,071	0,039	93,7
77-Е	1,77	2,95	4,5	19,0	0,060	0,030	0,030	96,8
79-Е	1,74	2,91	4,2	19,0	0,060	0,050	0,010	96,7
Агломерат з концентрату Б								
23-Д	2,28 <sup>1</sup>	2,26	7,4	13	1,170	0,340	0,830	50,3
25-Д	1,59	3,22	5,9	6,0	0,160	0,030	0,130	90,4
26-Д	1,42	3,56	5,6	7,4	0,100	0,030	0,070	93,0
29-Д	1,47	3,50 <sup>3</sup>	7,4	13,1 <sup>4</sup>	0,130	0,060	0,070	91,7
30-д	1,47	3,51	7,4	8,7 <sup>4</sup>	0,100	0,050	0,050	93,3
31-Д	1,78	3,68 <sup>3</sup>	7,6	9,8	0,160	0,090	0,070	92,0
32-А	1,77	3,06 <sup>3</sup>	7,4	6,6	0,130	0,020	0,110	93,0

<sup>1</sup> Шихта без повернення.

\*<sup>2</sup> Шихта підсушена.

<sup>3</sup> Коксовий дріб'язок введено у зволожену й огрудковану шихту.

<sup>4</sup> Висота шару 170 мм.

Умовні позначення.

А – висота шару 150 мм;

Б – висота шару 250 мм,

В – велика добавка вапняку в шихту (17,7 %), в агломераті  $(\text{CaO} + \text{MgO}):(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3) = 1,6$ ;

Г – заміна частини вапняку обпаленим, вміст негашеного вапна в сухій шихті 2,2 (дослід 43), 5,4 (дослід 46), 1,3 (дослід 78-Г) і 3,5 % (дослід 75-Г);

Д – діаметр чаші 145 мм;

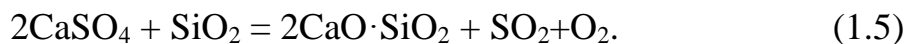
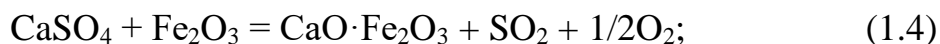
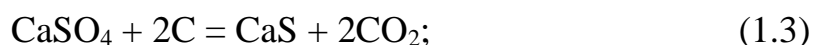
Е – підігрів шихти.

Енергійно протікає взаємодія сульфатів із сульфідами одного й того самого металу [5]. За температури понад 800 °С (а найінтенсивніше від 850 °С) можлива реакція



Крім того,  $\text{CaSO}_4$  може утворитися шляхом поглинання  $\text{SO}_2$  вапняком, вапном і феритами кальцію [6].

Утворений  $\text{CaSO}_4$  здатний відновлюватися або розкладатися за реакціями:



Слід мати на увазі й можливість утворення  $\text{CaSO}_4$  під час взаємодії сульфідів із феритами кальцію [7].

Зі збільшенням вмісту вуглецю в шихті вміст сульфатної сірки в агломераті зменшується, що підтверджують рис. 1.2 і табл. 1.2 (досліди 2-Д, 5-Д, 4-Д, 6-Д і 1-Д).

В агломераті більшості дослідів з високою швидкістю спікання вміст сульфатної сірки незначний (досліди 17, 18, 21, 23, 25 і 79-Е). За малої швидкості спікання спостерігалася зворотна картина (досліди 2-Д, 5-Д, 62, 63, 64 і 67). У дослідях 63 і 64 високий вміст сульфатної сірки зумовлений не тільки повільним перебігом процесу агломерації, а й високою вологістю шихти. Отже, вміст сульфатної сірки в агломераті залежить від вологості шихти, вмісту в ній вуглецю і вертикальної швидкості спікання.

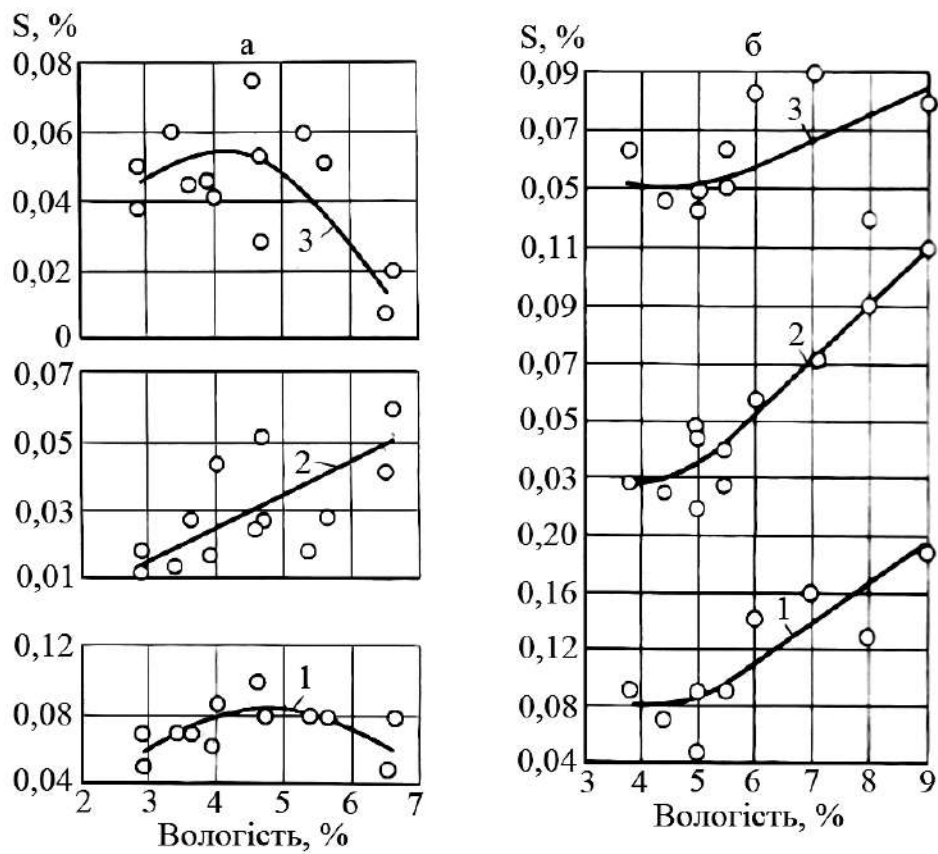


Рис. 1.1. Вплив вологості шихти на вміст сірки загальної (крива 1), сульфатної (крива 2) і сульфідної (крива 3) в агломераті з руди А (а) і концентрату А (б)



## 1.2. Аналіз впливу типу сировини на вміст сірки в агломераті

Окатиші збільшують вміст сірки в агломераті. Наприклад, у досліді 32а вміст сірки в придатному агломераті крупністю 12-40 мм становив 0,21 %, а у фракції понад 40 мм 0,084 %. У першому випадку було набагато більше окатишів, ніж у другому. Під час порівняння достатньо пропеченого окатиша і двох шматків агломерату приблизно однакового розміру (близько 30 мм) виявилось, що вміст сірки в окатиші був 1,08, а в шматках 0,027 %; вміст сульфатної сірки становив відповідно 0,378 і 0,024 %. У досліді 31-Д у придатному агломераті крупністю понад 25 мм окатиш також мав 0,84 %  $S_{\text{заг}}$  і 0,42 %  $S_{\text{сульфатної}}$ , а шматок – відповідно 0,044 і 0,014 %.

Додаткові дані про вміст сірки в окатишах подано в табл. 1.3.

Таким чином, сірка найповніше видаляється з тих зразків, які оплавився або розплавився, тобто піддалися дії високих температур. Утворення рідкої фази перешкоджає видаленню сірки з неофлюсованої шихти, якщо вона недостатньо повно видалилася до її оплавлення (наприклад, за великого вмісту вуглецю з шихти). При спіканні ж офлюсованої шихти, якщо до появи рідкої фази сульфідна сірка видалилася доволі повно, в рідкій фазі можливе видалення сульфатної сірки з утвореного в процесі агломерації  $\text{CaSO}_4$  за реакцією (1.5).

З табл. 1.2 видно, що в агломераті низки дослідів (9, 15, 25, 36, 37, 39, 40, 45, 6-Д, 13-Д, 18-Д, 73 і навіть 25-Д, 26-Д, 32а) сульфідної сірки міститься дуже мало. За даними мінералогічного аналізу, піротин виявлено в агломераті дослідів 11-Д, 16-Д, 19а, 20а, 26-Д, 31-Д і 32а в кількості від слідів до 0,5-1 %. Він розвинений завжди в нерудній фазі у вигляді ізометричних, а іноді й сферичних зерен. У дуже незначній кількості дрібні зерна піротину, розсіяні в силікатній фазі, виявлені в агломераті дослідів 12, 18, 68, 74, 75-Г, 78-Г.

Таблиця 1.3

## Вміст сірки в окатишах, відібраних із продуктів агломерації концентрату Б

Номер досліджу	Число відібраних окатишів	Розмір окатиша, мм	Вміст, %			Спосіб подавання коксового дріб'язку
			S <sub>заг</sub>	S <sub>сульфатна</sub>	C*	
30a	3	12	0,680	0,270	2,11	В суху шихту
	1	15	0,800	0,340	2,16	
	1	19	0,850	0,250	1,98	
32a	2	15	0,91	0,083	0,01	У вологу огрудковану шихту
32a**	3	22	0,925	0,405	0,09	
32a	1	30	1,420	0,498	0,02	

\* У вміст вуглецю входить вуглець вапняку, що не розклався.

\*\* Один бік окатишів з поверхні оплавлений.

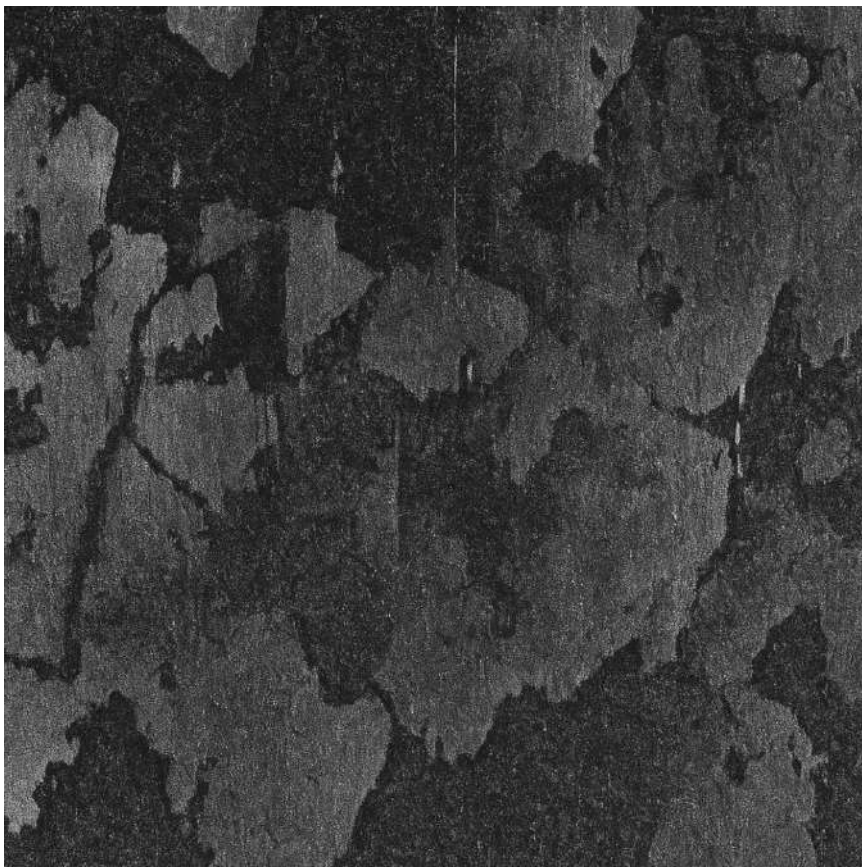


Рис. 1.3. Мікроструктура ділянки агломерату (дослід 78-Г):  
піротин (дрібні білі зерна) в силікатах (темне) між  
скелетними агрегатами магнетиту (сіре). Відбите світло.  $\times 340$

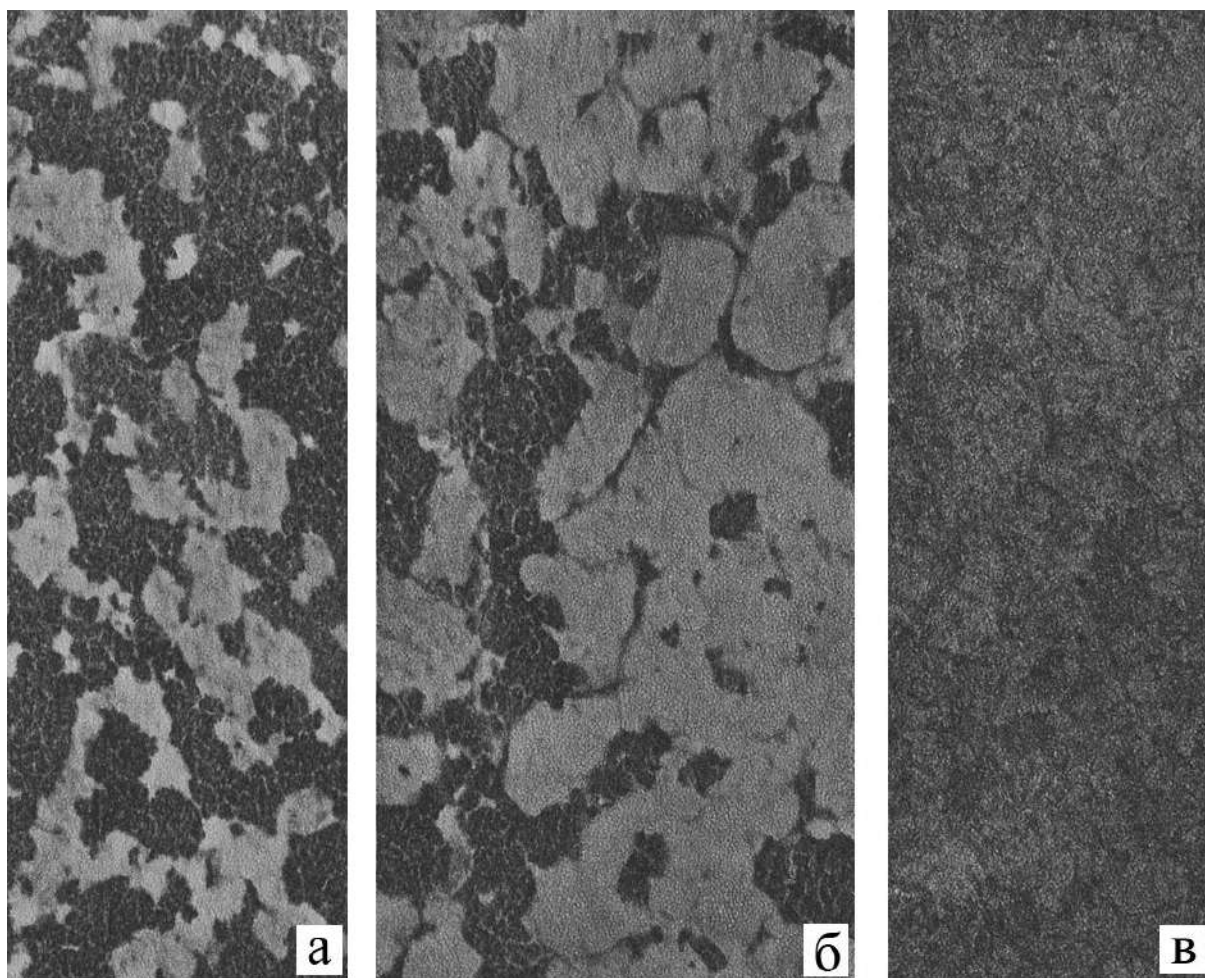


Рис. 1.4. Мікроструктура окатишу (дослід 32а): а – піротин (біле) в основній масі кластичної структури, сіре – магнетит, чорне – пори неправильної форми; б – ділянка славного магнетиту (праворуч); в – ділянка з розплавленої центральної частини окатишу, пори округлі. Відбите світло.  $\times 200$

Отже, в агломераті піротин розподілений у силікатній фазі, а у вихідному матеріалі – і в порожній породі, і в магнетиті. Це свідчить про те, що піротин, який не окислився, кристалізувався пізніше за магнетит одночасно із силікатною фазою.

В агломераті досліду 78 (рис. 1.3) піротин виявлено в силікатах між скелетними агрегатами магнетиту. Отже, кристалізація відбувалася з розплаву.

В окатиші (рис. 1.4) піротин (2-3 %) концентрується в основній масі кластичної структури (рис. 1.4, а), де він не встиг окислюватися (окиснення поширилося на глибину 2-3 мм від поверхні). Там, де відбулося оплавлення, про що свідчить поява зливного магнетиту (рис. 1.4, б), а також у щільних центральних ділянках, де матеріал був розплавлений (рис. 1.4, в), піротин не виявлено. Можливо, що він або витіснений звідси магнетитом, або прореагував з ним [7], або перейшов у сплав.

У дослідях спікання сірчистої шихти [8] не виявили феритів кальцію в агломераті за співвідношення  $(\text{CaO}+\text{MgO}):\text{SiO}_2$ , що дорівнює 0,71; 0,84 і 1,03. У дослідях, що проаналізовані в цій роботі, агломерат вирізнявся вищим вмістом  $\text{MgO}$ , тому для порівнянності результатів його основність слід виражати відношенням  $\text{CaO}:\text{SiO}_2$ . У цьому випадку основність агломерату [8] становитиме відповідно 0,68; 0,80 і 1,00.

В агломераті з руди Б ( $\text{CaO}:\text{SiO}_2 = 0,72$ ) ферити кальцію не виявлені. У невеликій кількості вони присутні в агломераті з концентрату Б ( $\text{CaO}:\text{SiO}_2 = 0,85$ ). Не виявилось їх і в агломераті з руди А, що містить піротин (досліди 12 і 18). Взагалі ж у продуктах спікання з руди А ( $\text{CaO}:\text{SiO}_2 = 1,1$ ) і концентрату А ( $\text{CaO}:\text{SiO}_2 = 1,4$ ) вміст феритів кальцію досягає одиниць відсотків. При цьому в разі заміни вапняку еквівалентною кількістю негашеного вапна (досліди 43-Г і 46-Г) вміст феритів кальцію підвищується.

В іншій роботі [9] наведено дані про дуже високий (десятки відсотків) вміст феритів кальцію в агломераті з офлюсованої сірчистої шихти.

Менший вміст феритів кальцію в отриманому нами агломераті можна пояснити присутністю MgO в матеріалах, що спікаються. Наприклад, в офлюсованих агломератах однакової основності ( $\text{CaO}:\text{SiO}_2 = 0,99$ ) у присутності MgO (3,3 %) феритів кальцію не виявлено, тоді як в агломераті без MgO вони були [10].

В умовах реакції (1.4) кількість феритів кальцію в агломераті має зростати, а під час взаємодії їх із сульфідами зменшуватися.

Наявність піротину і вапна, що не прореагувало, в основній масі окатишів досліду 32a (рис. 1.4, а) свідчить про те, що CaS, який, як відомо, може з'явитися в результаті взаємодії FeS із CaO за температури 500-700 °C, не утворюється, а якщо й утворюється, то в дуже малій кількості. Це ж підтверджують досліді, в агломераті яких вміст сульфідної сірки дуже невеликий. Під час прожарювання суміші FeS, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> і CaO [5, 11], а також суміші FeS, Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> і CaO [11] утворюється ферит кальцію, а не CaS.

Однак у деяких агломератах, що не містять піротину, відзначено високий вміст сульфідної сірки (табл. 1.2, досліді 11-Д, 17-Д, 6, 20, 28-Б, 31-В, 34-В, 46-Г, 75-Г і 79-Е). Можливо, що в них присутній CaS – продукт реакції (1.3).

Відомо [12], що в основних доменних шлаках сульфіди (в доменному шлаку представлені головним чином сірчистим кальцієм) виявляються в рекристалізованому вигляді як самостійна фаза. Якщо CaS в агломераті є, то його вміст буде значно меншим, ніж у доменному шлаку, і він може перебувати в сплаві. Можливості для цього є, оскільки CaS утворює з CaO·SiO<sub>2</sub> евтектичну суміш, що містить 3 % CaS, а з акерманітом – евтектику при 2 % CaS [4].

У процесі одержання офлюсованого агломерату можлива також поява закису заліза, що з FeS утворює евтектику, здатну у великій кількості розчинятися в залізистих силікатних розплавах (наявність останніх під час агломерації офлюсованої шихти цілком можлива, у деяких дослідіх спікання

руди А виявлено велику кількість фаяліту.). Більш імовірно, що за помірної витрати коксового дріб'язку сульфідна сірка міститься в офлюсованому агломераті в сплаві головним чином у вигляді FeS.

Досліди 6, 17, 18, 21, 31-В, 32-В, 33, 34-В, 41, 44 і 75-Г (табл. 2) свідчать про те, що при великій вертикальній швидкості спікання сульфідна сірка не встигає видалятися належною мірою. Занадто велика кількість повітря, що просмоктується, підвищує вертикальну швидкість спікання, що може призвести до гіршого видалення сульфідної сірки, оскільки сульфіди можуть не встигнути окислюватися достатньою мірою. Отже, кількість повітря, що просмоктується, має бути оптимальною, а не максимально можливою.

Як видно з табл. 1.3, з окатишів погано вигоріла не тільки сірка, а й вуглець. При цьому ступінь видалення сірки більший за ступінь видалення вуглецю, що, ймовірно, пов'язано з більш високою температурою займання останнього. Температура займання піротину становить 330 (фракція 0-0,05 мм) і 482 °С (фракція 1-2 мм), піриту - відповідно 290 і 428 °С [5], коксового дріб'язку - близько 700 °С. Отже, сульфіди заліза під час агломерації починають горіти раніше коксової дрібниці.

У зв'язку з цим викликають сумнів деякі висловлені в літературі погляди на процес видалення сірки під час агломерації і вплив сульфідної сірки на процес агломерації.

## Висновки по аналітичній частині

1. Проведені лабораторні дослідження процесу агломерації магнетитових залізних руд і концентратів з магнезіальною порожньою породою. При агломерації руд А і Б досягався високий ступінь знесірчення, переважно в межах 97-98 %, що свідчить про ефективне видалення сірки за оптимальних умов.

2. Для тонкодисперсного концентрату спостерігалось менш ефективно видалення сірки, з вмістом її в агломераті понад 0,1 % у більшості дослідів. Концентрат А демонстрував дещо нижчий ступінь знесірчення порівняно з рудами, але забезпечував отримання міцного агломерату з низьким вмістом сірки (<0,1 %) за високої продуктивності установки.

3. У процесі агломерації спостерігалася сильно розвинена сульфатизація, що призводило до значного збільшення вмісту сульфатної сірки в агломераті порівняно з вихідними матеріалами та поверненням.

4. Зі збільшенням вологості шихти зростав вміст сульфатної сірки в агломераті, що пояснюється поглинанням  $SO_2$  і  $SO_3$  водою та їх подальшою реакцією з вапняком.

5. Збільшення вмісту вуглецю в шихті сприяло зменшенню вмісту сульфатної сірки в агломераті, ймовірно, за рахунок відновлювальних реакцій.

6. Висока вертикальна швидкість спікання, спричинена надмірною кількістю повітря, що просочується, негативно впливала на видалення сульфідної сірки, оскільки сульфіди не встигали достатньо окислюватися.

7. Окатиші, отримані в процесі обпалення, характеризувалися підвищеним вмістом як загальної, так і сульфатної сірки, а також залишкового вуглецю, що свідчить про їх недостатнє пропікання.

8. Піротин у агломераті локалізувався переважно в силікатній фазі, що свідчить про його кристалізацію одночасно з силікатами після магнетиту. В оплавлених ділянках окатишів піротин не виявлено, що може бути пов'язано з його витісненням, реакцією з магнетитом або переходом у сплав.

9. В агломератах з магнезійною порожньою породою вміст феритів кальцію був відносно невисоким, що може бути пов'язано з присутністю MgO, яке перешкоджає їх утворенню.

10. Крім сульфатної сірки, в агломераті виявлено сульфідну сірку, яка за помірної витрати коксового дріб'язку, ймовірно, присутня головним чином у вигляді FeS у сплаві з залізистими силікатами.

11. Таким чином, дослідження підтвердило можливість ефективного видалення сірки при агломерації магнетитових руд з магнезійною порожньою породою за умови оптимізації технологічних параметрів, таких як крупність шихти, вміст вологи та вуглецю, швидкість спікання та забезпечення достатнього пропікання окатишів. Отримані результати аналізу мають значення для розробки та вдосконалення технологій агломераційного виробництва з метою підвищення якості агломерату та зниження вмісту шкідливих домішок, зокрема сірки.

## 2 ОСНОВНА ЧАСТИНА

### 2.1 Кінетика та термодинаміка видалення сульфідної сірки в процесі агломерації магнійвмісних залізорудних концентратів

В аналітичній частині дипломної роботи було показано, що під час агломерації сульфіди заліза починають горіти раніше коксового дріб'язку. У зв'язку з цим викликає сумнів висновок [13], згідно з яким в умовах агломераційного процесу кисень повітря насамперед реагує з вуглецем палива і лише потім з FeS, отриманим при розкладанні FeS<sub>2</sub>.

Цей висновок зроблено на основі результатів зіставлення відомих даних про пружність дисоціації CO, CO<sub>2</sub> і SO<sub>2</sub>. За ними можна судити про термодинамічну можливість тієї чи іншої реакції і про зміну її залежно від температури. Але горіння вуглецю і сульфідів протікає за абсолютно різнохарактерними реакціями, тому за вказаними ознаками такого висновку робити не можна.

Крім того, слід внести поправку в твердження про те, що вуглець і сірка (точніше, сульфід) горять одночасно [13].

Температура займання сульфідів заліза нижча за температуру займання коксового дріб'язку [14]. У шарі заввишки  $\Delta h$  (рис. 2.1), у якому горять сульфідні і коксові частинки, температура збільшується від низу до верху. З деяким наближенням можна вважати, що сульфідні частинки горять в інтервалі від температури займання їх до температури оплавлення шихти. Це відповідає шару висотою  $\Delta h_c$ . Коксовий дріб'язок горить в інтервалі від температури займання її до максимальної температури в шарі [15], що відповідає шару висотою  $\Delta h_y$ . Отже, у будь-який момент існує шар заввишки  $(\Delta h - \Delta h_y)$ , у якому горять тільки сульфідні частинки заліза, а вище, у шарі заввишки  $[\Delta h_c - (\Delta h - \Delta h_y)]$ , горять одночасно сульфідні частинки заліза і вуглець.

Внаслідок відмінності в механізмі горіння сульфіди заліза можуть горіти з меншою порівняно з вуглецем швидкістю, тому частина сірки може не видалитися. У зв'язку з цим необхідно уточнити твердження про те, що знижена порівняно з вуглецем коксу швидкість горіння сірки (точніше, сульфідів) призводить до того, що реакція горіння існує одночасно в шарі більшої висоти, ніж під час горіння коксу [16]. Вважається, що горіння в шарі більшої висоти відбувається тому, що сульфіди заліза починають горіти в шарі, розташованому нижче від зони горіння коксового дріб'язку ( $\Delta h > \Delta h_y$ ).

За невеликого вмісту коксового дріб'язку в шихті, коли мало розвинене оплавлення, горіння сульфідів заліза може тривати після згорання палива, особливо в разі агломерації порівняно крупного матеріалу [16]. Це може призвести до ще більшого розширення високотемпературної зони.

Визнання зазначеного положення [16] означає, що сульфіди горять після того, як згоріла коксова дрібниця, тобто коли вже відбулося оплавлення або розплавлення шихти. Отже, сульфіди продовжують горіти в рідкій фазі, що заперечується багатьма дослідниками. Однак деяка частина сульфідної сірки може бути вилучена з рідкої фази за рахунок оксидів заліза.

Оскільки сульфіди заліза починають горіти в шарі заввишки ( $\Delta h - \Delta h_y$ ), розташованому нижче від шару горіння коксового дріб'язку заввишки  $\Delta h_y$ , то вони горять не в атмосферному повітрі, а в газах, які відходять із зони горіння і в яких вільного кисню значно менше, ніж в атмосферному повітрі [17]. За одночасного горіння сульфідів заліза і вуглецю в шарі висотою  $[\Delta h_c - (\Delta h - \Delta h_y)]$  на їхню частку також припадає значно менше кисню, ніж в атмосферному повітрі. Лише в разі невеликого вмісту палива в шихті, коли мало розвинене оплавлення, горіння сульфідів може тривати після згорання коксового дріб'язку, тобто в атмосферному повітрі. Тут створюються найкращі умови для видалення сульфідної сірки, оскільки останні малі кількості її можуть бути видалені лише в разі значного надлишку кисню [18].

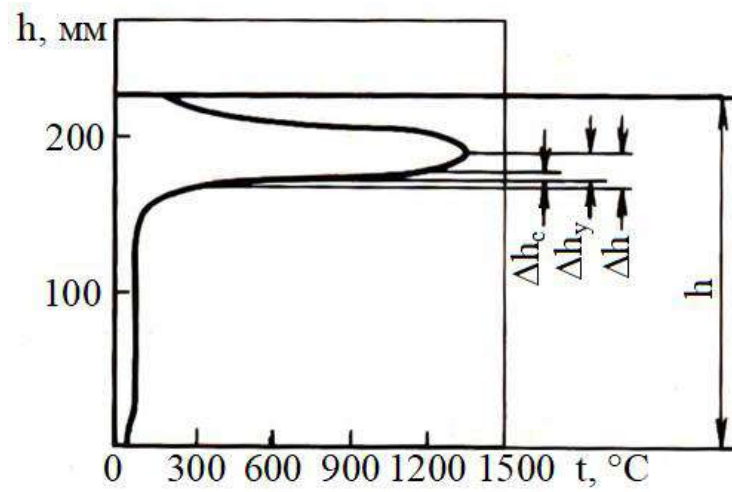


Рис. 2.1. Схема розподілу температури по висоті шару під час агломерації

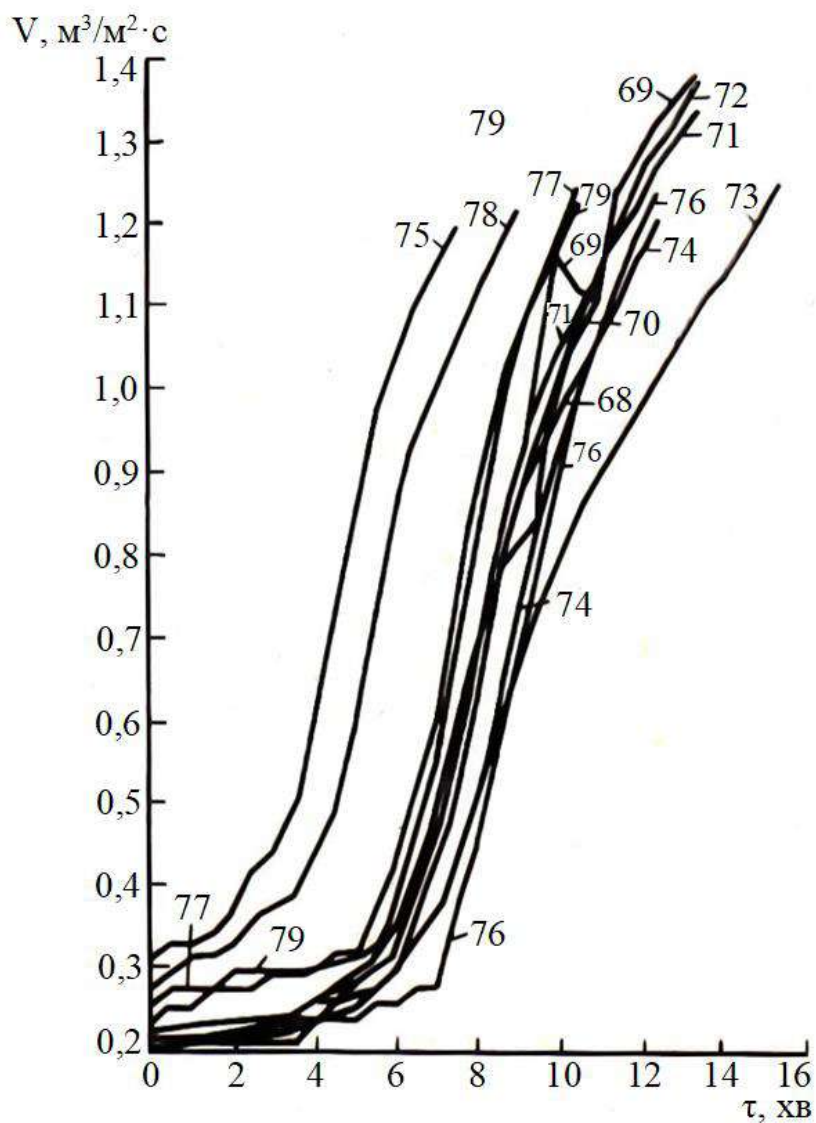


Рис. 2.2. Зміна кількості прососаного повітря ( $V$ ) залежно від часу спікання ( $\tau$ ). Цифри біля кривих – номери дослідів

## 2.2 Аналіз умов видалення сірки при спіканні магнійвмісних концентратів

За невеликого вмісту палива в шихті створюються кращі умови для видалення сульфідної сірки внаслідок більшої концентрації кисню в газовій фазі як у період підйому температури до максимальної, так і в період зниження її. За великого вмісту палива в шихті значна частина сульфідної сірки може не видалитися внаслідок менш окисної атмосфери і більш розвиненого оплавлення. У цих умовах з неофлюсованої шихти сульфідна сірка видаляється гірше, ніж з офлюсованої, що і спостерігав Г. А. Воловик [19]. У першому випадку сірка, що залишилася, у вигляді FeS перейде в розплав, з якого надалі вона майже не видаляється [20]. У другому ж випадку можливе утворення CaS і CaSO<sub>4</sub>, які, як зазначалося раніше (розділ 1), реагують між собою з утворенням CaO і SO<sub>2</sub>, а також розкладання CaSO<sub>4</sub> кремнеземом, тому сірка може видалятися і з рідкої фази.

У дослідах 68-79 (розділ 1, табл. 1.2) за допомогою кільцевої діафрагми, встановленої в циліндричній надставці над агломераційною чашею, визначили кількість прососаного повітря. Як видно з рис. 2.2, у різних дослідах вона змінювалася від 0,21-0,30 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>·сек) на початку до 1,06-1,38 м<sup>3</sup>/(м<sup>2</sup>·сек) наприкінці спікання. Характер зміни кількості прососаного повітря був однаковим: через 3,5-7,0 хв від початку спікання відзначався крутий підйом кривих.

Різде збільшення кількості прососаного повітря відбувалося за 1-2 хв до настільки ж різкого підйому температури газів, що відходять і, мабуть, було пов'язане з більш швидким перебігом процесу агломерації на периферії, коли в шарі значної висоти вже з'явився зазор між стінкою чаші і готовим агломератом. Подальший підйом кривих  $V = f(\tau)$  здійснюється як за рахунок посилення шкідливих прососів, так і внаслідок зменшення аеродинамічного опору шару у зв'язку зі збільшенням висоти зони готового агломерату. Умови дослідів агломерації концентрату А (розділ 1) представлені в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1

## Умови дослідів агломерації концентрату А

№ досліду	Вміст в шихті, %		Вологість шихти, %	Тривалість спікання, хв	Середня питома кількість просмоктаного повітря за дослід, м <sup>3</sup> /м <sup>2</sup> ·сек	Кількість просмоктаного повітря за дослід, м <sup>3</sup>	Необхідно повітря за дослід, м <sup>3</sup>			За 3,5 хв від початку спікання				Для шару висотою 25 мм		
	С	Ѕ					На горіння піротину	На горіння С шихти	Всього	Кількість просмоктаного повітря, м <sup>3</sup>	Необхідна кількість повітря на горіння вуглецю і піротину, м <sup>3</sup>	Коефіцієнт надлишку повітря	Питома кількість просмоктаного повітря, м <sup>3</sup> /т	Період роботи з нестачею повітря, хв	Тривалість спікання, хв	Доля періоду спікання з нестачею повітря в період спікання, хв
69	2,95	1,77	4,4	13,5	0,63	22,50	1,39	3,15	4,54	1,95	1,18	1,65	532	1,02	1,69	0,61
68	2,95	1,77	5,0	11,0	0,47	13,61	1,37	3,14	4,51	2,03	1,43	1,42	455	0,97	1,38	0,70
70	2,95	1,77	5,5	11,0	0,46	13,15	1,37	3,06	4,43	2,37	1,41	1,68	535	0,82	1,38	0,60
71	2,95	1,77	5,5	13,5	0,63	22,13	1,37	3,14	4,51	2,16	1,16	1,86	593	0,91	1,69	0,54
73	2,54	1,78	5,0	15,5	0,59	24,15	1,39	2,68	4,07	2,00	0,92	2,18	628	0,88	1,93	0,46
76	2,95	1,77	5,0	12,5	0,48	15,82	1,38	3,13	4,51	1,91	1,26	1,52	486	1,03	1,56	0,66
72	3,36	1,76	5,0	13,5	0,61	21,80	1,37	3,56	4,93	2,00	1,28	1,56	549	1,09	1,69	0,64

№ дос-ліду	Вміст в шихті, %		Вологість шихти, %	Тривалість спікання, хв	Середня питома кількість просмоктаного повітря за дослід, м <sup>3</sup> /м <sup>2</sup> ·сек	Кількість просмоктаного повітря за дослід, м <sup>3</sup>	Необхідно повітря за дослід, м <sup>3</sup>			За 3,5 хв від початку спікання				Для шару висотою 25 мм		
	С	Σ					На горіння піротину	На горіння С шихти	Всього	Кількість просмоктаного повітря, м <sup>3</sup>	Необхідна кількість повітря на горіння вуглецю і піротину, м <sup>3</sup>	Коефіцієнт надлишку повітря	Питома кількість просмоктаного повітря, м <sup>3</sup> /г	Період роботи з нестачею повітря, хв	Тривалість спікання, хв	Доля періоду спікання з нестачею повітря в період спікання, хв
74	3,36	1,76	5,0	12,5	0,50	16,57	1,37	3,56	4,93	2,05	1,38	1,49	521	1,05	1,56	0,67
78	2,92	1,76	4,7	9,0	0,64	15,10	1,38	3,12	4,50	3,05	1,75	1,74	557	0,64	1,12	0,57
75	2,95	1,81	5,0	7,5	0,66	13,92	1,41	3,12	4,53	3,46	2,10	1,65	532	0,57	0,94	0,61
77	2,95	1,77	4,5	10,5	0,55	15,20	1,38	3,13	4,51	2,61	1,51	1,73	567	0,76	1,31	0,58
79	2,91	1,74	4,2	10,5	0,53	14,53	1,34	3,09	4,43	2,48	1,48	1,67	528	0,78	1,31	0,60

Вертикальна швидкість спікання залежить від кількості прососаного повітря в період до різкого його збільшення. У нашому випадку цей період становив 3,5 хв (від початку спікання). Виявилося (див. таблицю 2.1), що чим більше прососалося повітря за цей період, то менший час спікання незалежно від причин, що спричиняли це збільшення (наприклад, підігрівання шихти в дослідах 77 і 79, заміна вапняку еквівалентною кількістю негашеного вапна в дослідах 78 і 75).

Якщо прийняти, що у відсмоктуваних з-під колосникової решітки газах  $CO : CO_2 = 0,4$  [17] (при цьому 30 % вуглецю шихти згорає у  $CO$  та 70 % у  $CO_2$ ) і що горіння піротину супроводжується утворенням  $SO_2$  і  $Fe_3O_4$ , а вертикальна швидкість спікання за висотою шару в кожному досліді постійна, то кількість повітря, необхідного для горіння глероду та піротину в шарі, який спікають за 3,5 хв, виявляється меншою, ніж прососане.

Коефіцієнт надлишку повітря в різних дослідах становив 1,42-2,18, причому у випадках однакового вмісту сірки і вуглецю в шихті він змінювався в межах від 1,42 до 1,86. Ця зміна, можливо, пов'язана з тим, що для всіх дослідів у розрахунках брали одне й те саме відношення  $CO : CO_2$ . Але найімовірніше це пояснюється тим, що перебіг агломерації зумовлений головним чином не хімізмом, а тепловим боком процесу [21], коли велику роль відіграє видалення гігроскопічної вологи [22].

Питома кількість повітря, прососаного за 3,5 хв за умови сталості вертикальної швидкості спікання по висоті всього шару шихти, у дослідах 68-79 становила 455-628 м<sup>3</sup>/т шихти, яка перебуває в шарі, що спікається за цей період (див. таблицю).

Справжня вертикальна швидкість спікання змінюється в міру просування зони горіння донизу, з чим, імовірно, пов'язана відмінність у питомій кількості повітря в дослідах, а також деяке відхилення часу спікання всього шару, встановленого за максимальною температурою газів, що відходять, від фактичного.

Незважаючи на приблизно півторакратний надлишок повітря, у шарі заввишки  $\Delta h$  (рис. 2.1), де можливе горіння сульфідів заліза і вуглецю палива, протягом часу  $\Delta \tau'$  відчуватиметься нестача повітря, оскільки шар заввишки  $\Delta h$  спікається за період  $\Delta \tau$ , наприкінці якого і досягатиметься коефіцієнт надлишку повітря  $\alpha$ .

Введемо такі позначення:

$\Delta Q_H$  – кількість повітря, необхідного для горіння піротину і вуглецю в шар висотою  $\Delta h$ ;

$\Delta Q_{II}$  – кількість прососаного повітря за час  $\Delta \tau$ ;

$n$  – частка періоду спікання з нестачею повітря в загальній тривалості спікання шару висотою  $\Delta h$ .

Тоді

$$\Delta \tau' = \Delta \tau \frac{Q_H}{Q_{II}} \text{ або } \Delta \tau' = \frac{\Delta \tau}{\alpha}; \quad (2.1)$$

$$n = \frac{\Delta \tau'}{\Delta \tau} \text{ або } n = \frac{1}{\alpha}; \quad (2.2)$$

Якщо для всіх дослідів прийняти  $\Delta h = 25$  мм [23, 24], то в дослідах 68-79  $\Delta \tau' = 0,64-1,09$  хв, а  $n = 0,46-0,70$  (див. таблицю 2.1), тобто нестача повітря відчувалася протягом приблизно  $1/2 - 1/3$  періоду спікання.

З (2.1) і (2.2) випливає, що за будь-якого значення  $\alpha$  має бути період спікання з нестачею повітря, причому його частка в загальній тривалості спікання шару, який ми розглядаємо, буде зменшуватися зі збільшенням  $\alpha$ . Отже, видалення сульфідної сірки в процесі агломерації за великого вмісту її в шихті ускладнене (поряд з іншими факторами) і через нестачу повітря в шарі протягом деякого часу.

В описуваних дослідах кількість прососаного повітря була близькою до реальних умов агломераційного процесу [22]. Якщо питому кількість прососаного повітря прийняти рівною  $1 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{сек})$ , а вміст сірки в шихті 4 %, то для досліду 76 (2,95 % С) під час спікання шару заввишки 25 мм  $\alpha = 5,26$  (зі шкідливими прососами),  $\tau = 0,30$  і  $n = 0,19$ .

Час спікання з нестачею повітря ( $\Delta\tau'$ ) у шарі висотою  $\Delta h$  залежить від тривалості спікання  $\tau$  усього шару шихти висотою  $h$ .

Підставивши  $\Delta\tau = \tau \frac{\Delta h}{h}$  в (2.1), отримаємо

$$\Delta\tau' = \frac{\tau}{\alpha} = \frac{\Delta h}{h}$$

або після заміни  $h/\tau$  на  $c$  (вертикальна швидкість спікання)

$$\Delta\tau' = \frac{\Delta h}{\alpha c} \quad (2.3)$$

З рівняння (2.3) випливає, що в шарі будь-якої висоти протягом деякого часу відчувається нестача повітря. Тривалість його тим менша, чим менша висота шару, що розглядається, і чим більший коефіцієнт надлишку повітря і вертикальна швидкість спікання.

### 2.3 Вплив швидкості спікання на процеси видалення сірки

Здавалося б, що зі збільшенням вертикальної швидкості спікання видалення сульфідної сірки повинно поліпшуватися внаслідок зменшення періоду нестачі повітря. Однак слід мати на увазі, що при цьому тривалість самого періоду спікання зменшується, горіння ж сульфідів протікає не

миттєво, а в часі, і що більші частки руди і самих включень сульфідів, то триваліше горіння. Отже, за дуже великої вертикальної швидкості спікання сульфідна сірка може не встигнути видалитися належною мірою, що і спостерігалось в проаналізованих дослідах [14].

Більш високі вертикальні швидкості спікання обумовлені великою кількістю просочуваного повітря. Отже, для кращого видалення сульфідної сірки вона має бути оптимальною.

Під час спікання верхнього шару шихти менша газопроникність спостерігається не тільки в лабораторній чаші, а й на агломераційній машині стрічкового типу. Тому безсумнівно, що у верхньому шарі протягом деякого часу існує нестача повітря. Під час переміщення зони горіння сульфідів заліза і коксового дріб'язку вниз його може і не бути, оскільки повітря, що надходить у цю зону, зустрічатиме не початковий вміст вуглецю і сірки, а менший.

Описана схема процесу видалення сульфідної сірки з виокремленням шару, в якому можуть горіти сульфіди заліза і коксова дрібнота, є умовною, оскільки передбачає здійснення горіння тільки в цьому шарі. Насправді ж процес агломерації безперервний і шар безперервно переміщується. Однак вона все ж показує, що у видаленні сульфідної сірки є труднощі, незважаючи на те, що загалом процес агломерації є окислювальним.

Вище показано, що сульфіди заліза горять не в атмосферному повітрі, а в продуктах горіння вуглецю. При цьому слід мати на увазі ступінь рівномірності розподілу коксового дріб'язку і сульфідів заліза в шихті.

Як показав Є. Ф. Вегман [20], коксова дрібнота значно розосереджена в шихті. Сульфіди ж перебувають у частинках руди або концентрату, тому вони розподілені в шихті рівномірніше; ступінь рівномірності тим вищий, чим тонші включення сульфідів,

У мікрооб'ємах, що містять палаючі частинки коксового дріб'язку, відчувається нестача кисню [20]. Тим більше його не вистачатиме для горіння сульфідів, що знаходяться в цих мікрооб'ємах.

У мікрооб'ємах, у яких немає вуглецю, кисню більше, тому сульфідна сірка з них видаляється краще.

Така картина спостерігається в елементарному шарі. Однак після виходу з нього продукти горіння вуглецю зменшуватимуть вміст кисню в нижчерозташованому елементарному шарі навіть у тих мікрооб'ємах, у яких немає коксу, але розташовані вони під частинками палива елементарного шару, що лежить над ним.

При отриманні офлюсованого агломерату, коли в шихту вводиться вапняк, видалення сульфідної сірки ускладнюється ще й тому, що при розкладанні вапняку виділяється  $\text{CO}_2$ , яка зменшує концентрацію вільного кисню в газовій фазі. Крім того, збільшується питома кількість газів [17], унаслідок чого зменшується кількість прососаного повітря.

Основна роль вищих оксидів заліза в кращому видаленні сульфідної сірки полягає, ймовірно, в тому, що при високій температурі вони відновлюються вуглецем, на горіння якого вже не витрачається кисень повітря, що просмоктується і бере участь в окисленні сульфідів.

Агломерат із вмістом сірки менше 0,1 % можна отримати з неофлюсованої шихти за вмісту сульфідної сірки в ній менше 4-5 % [16], а іноді й 6-8 % [25].

У разі агломерації свинцевих сульфідних концентратів за наявності сірки в шихті 5-7 % в агломераті міститься понад 1,5 % S [26], що, імовірно, пояснюється низькою температурою плавлення концентрату.

Як показали багато досліджень, під час агломерації офлюсованої шихти, що містить сульфідну сірку, утворюється  $\text{CaSO}_4$ . У зв'язку з цим необхідно створити кращі умови не тільки для видалення сульфідної сірки, а й для розкладання  $\text{CaSO}_4$ , що утворився в процесі агломерації. В умовах

звичайної технології це має забезпечуватися оптимальною кількістю просочуваного повітря і помірною витратою коксового дріб'язку.

Проаналізовані дослідження показали, що при вмісті сірки (головним чином сульфідної) в шихті до 2,5 % (у самій руді до 4 %) можна одержати офлюсований агломерат, який містить менше 0,1 % S.

## Висновки по основній частині

1. Процес видалення сульфідної сірки під час агломерації є складним фізико-хімічним явищем, на яке впливає ряд факторів, включаючи послідовність реакцій горіння сульфідів заліза та коксового дріб'язку, наявність кисню в різних зонах агломераційного шару, вміст палива в шихті та наявність флюсів.

2. Твердження про першочергове горіння вуглецю палива в умовах агломераційного процесу є дискусійним, оскільки експериментальні дані свідчать про більш раннє займання сульфідів заліза.

3. Нестача кисню в нижніх шарах агломераційної шихти, де відбувається горіння сульфідів, може ускладнювати процес десульфурації. Оптимальні умови для видалення сірки створюються за невеликого вмісту палива, що забезпечує достатню концентрацію кисню.

4. Офлюсування шихти вапняком може як сприяти, так і ускладнювати видалення сульфідної сірки через утворення сульфату кальцію та зменшення концентрації вільного кисню в газовій фазі.

5. Вертикальна швидкість спікання, яка залежить від кількості просо-саного повітря, має оптимальне значення для ефективного видалення сульфідної сірки. Занадто висока швидкість може призвести до неповної десульфурації через недостатній час контакту реагентів.

6. Експериментально підтверджено можливість отримання офлюсованого агломерату з вмістом сірки менше 0,1 % при вмісті сульфідної сірки в шихті до 2,5 % (у руді до 4 %) за умови дотримання оптимальних технологічних параметрів.

### 3. ОХОРОНА ПРАЦІ

#### 3.1. Законодавство в області охорони праці

Металургійна промисловість є однією з ключових галузей економіки України, забезпечуючи сировиною численні сектори господарства. Водночас, вона характеризується високим рівнем виробничого травматизму та професійних захворювань, зумовлених складними технологічними процесами, використанням потужного обладнання та наявністю шкідливих виробничих факторів. В умовах постійного прагнення до підвищення ефективності виробництва та конкурентоздатності підприємств, питання забезпечення належного рівня охорони праці набувають особливої актуальності.

Однією з важливих складових металургійного циклу є агломераційне виробництво, яке відіграє ключову роль у підготовці залізорудної сировини до подальшої переробки в доменних печах. Технологічний процес агломерації пов'язаний з низкою специфічних небезпек і шкідливостей, включаючи високі температури, пилогазові викиди, шум, вібрацію, можливість травмування рухомими частинами обладнання та іншими факторами. Недостатня увага до питань охорони праці на агломераційних фабриках може призвести до серйозних наслідків як для здоров'я працівників, так і для стабільної роботи підприємства в цілому.

З огляду на вищезазначене, дослідження та розробка ефективних заходів з охорони праці на металургійних заводах, з особливим акцентом на агломераційному виробництві, є надзвичайно важливим і своєчасним завданням. Підвищення рівня безпеки праці сприяє не лише збереженню здоров'я та працездатності працівників, але й покращенню продуктивності, зниженню витрат на компенсації та лікування, а також формуванню позитивного іміджу підприємства.

Законодавство України у сфері охорони праці є багаторівневим і включає Конституцію України, Закон України "Про охорону праці", численні підзаконні нормативно-правові акти, галузеві стандарти та правила. Для металургійної галузі, як для виробництва з підвищеною небезпекою, існує значний пласт спеціалізованих нормативних документів, що враховують специфіку технологічних процесів та потенційні ризики. Ці акти регламентують вимоги до безпеки обладнання, організації робочих місць, проведення навчання та інструктажів, забезпечення працівників засобами індивідуального захисту, здійснення медичних оглядів, розслідування нещасних випадків та професійних захворювань.

Особлива увага в законодавстві приділяється підприємствам, що експлуатують об'єкти підвищеної небезпеки, до яких, безумовно, належать металургійні заводи, включаючи їх агломераційні цехи. Для таких підприємств передбачені додаткові вимоги щодо ідентифікації небезпек, оцінки ризиків, розробки планів локалізації та ліквідації аварій, страхування відповідальності та здійснення державного нагляду і контролю. Дотримання вимог законодавства є обов'язковим для всіх суб'єктів господарювання в галузі та є запорукою створення безпечних і здорових умов праці для працівників.

### 3.2. Розрахункова частина

У цеху площею  $100 \times 40 \text{ м}^2$  з середнім виділенням пилу, кіптяви і диму мінімальна освітленість по нормі складає 50 лк. Освітлення здійснюється світильниками прямого світла. Напруга в освітлювальній мережі 127 В. Потужність вживаних електроламп 500 Вт.

Визначимо потужність освітлювальної установки і кількість ламп, необхідну для створення загального рівномірного освітлення. Розрахунок виконаний методом ватів.

Потужність освітлювальної установки по методу ватів визначається за допомогою наступної формули:

$$W = E \cdot s \cdot k / 1000 \cdot E_{\text{ср}}, \text{ кВт}, \quad (3.1)$$

де  $E$  – нормована освітленість, лк;  $s$  – площа освітлюваного приміщення,  $\text{м}^2$ ;  $k$  – коефіцієнт запасу, що враховує зниження освітленості в результаті забруднення ламп і освітлювальної арматури, а також через поглинання частини світлового потоку нальотом вольфраму, що осідає на стінках колби лампи. Для приведеного прикладу при середніх виділеннях кіптяви, пилу і диму коефіцієнт запасу для ламп розжарювання  $k = 1,5$ ;  $E_{\text{ср}}$  – середня горизонтальна освітленість в лк при рівномірному розміщенні освітлювальних приладів загального освітлення при витраті  $1 \text{ Вт}/\text{м}^2$ . При потужності ламп  $500 \text{ Вт}$ , напрузі  $127 \text{ В}$  і світильниках прямого світла приймаємо  $E_{\text{ср}} = 4,15$ .

Підставивши цифрові значення у формулу (3.1), одержимо:

$$W = 50 \cdot 100 \cdot 40 \cdot 1,5 / 1000 \cdot 4,15 = 72,3 \text{ кВт}.$$

Необхідна кількість ламп вибраної потужності визначається за виразом:

$$N = W_1 / W_2, \text{ шт}, \quad (3.2)$$

де  $W_1$  – потужність освітлювальної установки, Вт;  $W_2$  – потужність однієї лампи, Вт.

При потужності однієї лампи  $500 \text{ Вт}$ , необхідна кількість ламп дорівнює:

$$N = 72300 / 500 = 145 \text{ шт}.$$

Таким чином, для створення загального рівномірного освітлення потужність освітлювальної установки повинна складати 72,3 кВт, необхідна кількість ламп – 145 штук, при потужності однієї лампи 500 Вт.

## Висновки з розділу «Охорона праці»

1. Проведений аналіз законодавства у сфері охорони праці та специфіки металургійної галузі, зокрема агломераційного виробництва, підкреслює надзвичайну важливість комплексного та системного підходу до забезпечення безпечних і здорових умов праці. Існуюча нормативно-правова база створює міцний фундамент для регулювання відносин у цій сфері, встановлюючи чіткі вимоги до роботодавців щодо створення безпечного виробничого середовища, навчання працівників, забезпечення засобами захисту та здійснення контролю за дотриманням норм.

2. Однак, ефективність законодавчих норм безпосередньо залежить від їх практичної реалізації на кожному конкретному підприємстві. В умовах агломераційного виробництва, з його характерними небезпечними та шкідливими факторами, особливого значення набувають превентивні заходи, спрямовані на мінімізацію ризиків травмування та професійних захворювань. Впровадження сучасних систем управління охороною праці, проведення регулярних аудитів безпеки, модернізація обладнання та технологічних процесів, а також підвищення рівня обізнаності та відповідальності працівників є ключовими елементами успішного функціонування безпечного виробництва. Подальші дослідження та розробка практичних рекомендацій, адаптованих до специфіки агломераційного виробництва, є необхідними для постійного вдосконалення системи охорони праці в галузі.

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

1. Проведені лабораторні дослідження процесу агломерації магнетитових залізних руд і концентратів з магнезіальною порожньою породою. При агломерації руд А і Б досягався високий ступінь знесірчення, переважно в межах 97-98 %, що свідчить про ефективне видалення сірки за оптимальних умов.

2. Для тонкодисперсного концентрату спостерігалось менш ефективно видалення сірки, з вмістом її в агломераті понад 0,1 % у більшості дослідів. Концентрат А демонстрував дещо нижчий ступінь знесірчення порівняно з рудами, але забезпечував отримання міцного агломерату з низьким вмістом сірки (<0,1 %) за високої продуктивності установки.

3. У процесі агломерації спостерігалася сильно розвинена сульфатизація, що призводило до значного збільшення вмісту сульфатної сірки в агломераті порівняно з вихідними матеріалами та поверненням.

4. Зі збільшенням вологості шихти зростав вміст сульфатної сірки в агломераті, що пояснюється поглинанням  $SO_2$  і  $SO_3$  водою та їх подальшою реакцією з вапняком.

5. Збільшення вмісту вуглецю в шихті сприяло зменшенню вмісту сульфатної сірки в агломераті, ймовірно, за рахунок відновлювальних реакцій.

6. Висока вертикальна швидкість спікання, спричинена надмірною кількістю повітря, що просочується, негативно впливала на видалення сульфідної сірки, оскільки сульфіди не встигали достатньо окислюватися.

7. Окатиші, отримані в процесі обпалення, характеризувалися підвищеним вмістом як загальної, так і сульфатної сірки, а також залишкового вуглецю, що свідчить про їх недостатнє пропікання.

8. Піротин у агломераті локалізувався переважно в силікатній фазі, що свідчить про його кристалізацію одночасно з силікатами після магнетиту. В оплавлених ділянках окатишів піротин не виявлено, що може бути пов'язано з його витісненням, реакцією з магнетитом або переходом у сплав.

9. В агломератах з магнезійною порожньою породою вміст феритів кальцію був відносно невисоким, що може бути пов'язано з присутністю MgO, яке перешкоджає їх утворенню.

10. Крім сульфатної сірки, в агломераті виявлено сульфідну сірку, яка за помірної витрати коксового дріб'язку, ймовірно, присутня головним чином у вигляді FeS у сплаві з залізистими силікатами.

11. Таким чином, дослідження підтвердило можливість ефективного видалення сірки при агломерації магнетитових руд з магнезійною порожньою породою за умови оптимізації технологічних параметрів, таких як крупність шихти, вміст вологи та вуглецю, швидкість спікання та забезпечення достатнього пропікання окатишів. Отримані результати аналізу мають значення для розробки та вдосконалення технологій агломераційного виробництва з метою підвищення якості агломерату та зниження вмісту шкідливих домішок, зокрема сірки.

12. Процес видалення сульфідної сірки під час агломерації є складним фізико-хімічним явищем, на яке впливає ряд факторів, включаючи послідовність реакцій горіння сульфідів заліза та коксового дріб'язку, наявність кисню в різних зонах агломераційного шару, вміст палива в шихті та наявність флюсів.

13. Твердження про першочергове горіння вуглецю палива в умовах агломераційного процесу є дискусійним, оскільки експериментальні дані свідчать про більш раннє займання сульфідів заліза.

14. Нестача кисню в нижніх шарах агломераційної шихти, де відбувається горіння сульфідів, може ускладнювати процес десульфурації.

Оптимальні умови для видалення сірки створюються за невеликого вмісту палива, що забезпечує достатню концентрацію кисню.

15. Офлюсування шихти вапняком може як сприяти, так і ускладнювати видалення сульфідної сірки через утворення сульфату кальцію та зменшення концентрації вільного кисню в газовій фазі.

16. Вертикальна швидкість спікання, яка залежить від кількості прососаного повітря, має оптимальне значення для ефективного видалення сульфідної сірки. Занадто висока швидкість може призвести до неповної десульфурації через недостатній час контакту реагентів.

17. Експериментально підтверджено можливість отримання офлюсованого агломерату з вмістом сірки менше 0,1 % при вмісті сульфідної сірки в шихті до 2,5 % (у руді до 4 %) за умови дотримання оптимальних технологічних параметрів.

18. Проведений аналіз законодавства у сфері охорони праці та спеціфіки металургійної галузі, зокрема агломераційного виробництва, підкреслює надзвичайну важливість комплексного та системного підходу до забезпечення безпечних і здорових умов праці. Існуюча нормативно-правова база створює міцний фундамент для регулювання відносин у цій сфері, встановлюючи чіткі вимоги до роботодавців щодо створення безпечного виробничого середовища, навчання працівників, забезпечення засобами захисту та здійснення контролю за дотриманням норм.

19. Однак, ефективність законодавчих норм безпосередньо залежить від їх практичної реалізації на кожному конкретному підприємстві. В умовах агломераційного виробництва, з його характерними небезпечними та шкідливими факторами, особливого значення набувають превентивні заходи, спрямовані на мінімізацію ризиків травмування та професійних захворювань. Впровадження сучасних систем управління охороною праці, проведення регулярних аудитів безпеки, модернізація обладнання та технологічних процесів, а також підвищення рівня обізнаності та відповідальності

працівників є ключовими елементами успішного функціонування безпечного виробництва. Подальші дослідження та розробка практичних рекомендацій, адаптованих до специфіки агломераційного виробництва, є необхідними для постійного вдосконалення системи охорони праці в галузі.

## Перелік бібліографічних джерел

1. Semakova, V. V., E. I. Pilyugin, and V. V. Bezrukov. "Дослідження процесу спікання агломерату з додаванням у шихту каліброваного звороту." Вісник Приазовського Державного Технічного Університету. Серія: Технічні науки 23 (2011): 40-45.
2. Кулик І. М. Сучасний стан та основні фактори розвитку чорної металургії України / І. М. Кулик // Бізнесінформ. – 2012. – № 5. – С.116–121.
3. Большаков В. І. Чорна металургія і національна безпека України / В. І. Большаков, Л. Г. Тубольцев // Вісник НАН України. – 2014. – № 9. – С. 48–58.
4. Катаєв О. О. Досвід і перспективи енергозбереження ресурсомістких підприємств гірничометалургійного комплексу України [Електронний ресурс] / О. О. Катаєв // Економіка України. – 2013. – № 9. – С. 18-30.
5. Venger V., Osipov V. Domestic market as a development factor for Ukraine's metal industry. // Ekon. prognozuvannâ 2017; 3:69-84. – Режим доступу: <https://doi.org/10.15407/eip2017.03.069>
6. Фізико-хімічні основи і реалізація технології спікання агломерату основністю 1,6 з застосуванням руди родовища Суха балка / Я. В. Мянська, Ю. С. Проїдак, Л. В. Камкіна та ін. – Теорія і практика металургії. – 2018. – №6. – С.81-92.
7. Плотніков В.В., Саїтгареев Л.В. Інтенсифікація агломераційного процесу за рахунок вдосконалення технології комбінованого огрудкування і завантаження шихти. – Вісник ПГТУ. – Вип 25. – 2018. – С. 41-46.
8. Тесленко, Олександр Іванович, and Георгій Олександрович Куц. "Повна технологічна енергоємність виробництва доменного агломерату та окатишів." The 2nd International scientific and practical conference "Scientific progress: innovations, achievements and prospects" (November 6-8, 2022) MDPC Publishing, Munich, Germany. 2022. 596 p.. 2022.

9. Zhao, Jun, et al. "The mechanism of preparation calcium ferrite from desulfurization gypsum produced in sintering." *Journal of Cleaner Production* 267 (2020): 122002.

10. Zhang, Song, et al. "Sulfur migration behavior in sintering and pelletizing processes: A review." *steel research international* 94.11 (2023): 2200904.

11. Tian, Hongyu, et al. "Performance on desulfurization and denitrification of one-step produced activated carbon for purification of sintering flue gas." *Journal of Environmental Management* 323 (2022): 116281.

12. Liu, Lincheng, et al. "Resource utilization of semi-dry flue gas desulfurization ash by thermal treatment on sintering machine." *Journal of Environmental Chemical Engineering* 12.2 (2024): 112356.

13. Exner, H.E., Arzt, E. (1990). *Sintering Processes*. In: Sōmiya, S., Moriyoshi, Y. (eds) *Sintering Key Papers*. Springer, Dordrecht. [https://doi.org/10.1007/978-94-009-0741-6\\_10](https://doi.org/10.1007/978-94-009-0741-6_10)

14. Снижение расхода твердого топлива на процесс спекания путем рационального перераспределения его по высоте загружаемого слоя / Ю.С. Кравец, В.Е. Шешегов, В.П. Маймур, В.Д. Кучук // *Сталь*. – 1984. – №7. – С. 7-9.

15. Zhao, J.P.; Loo, C.E.; Dukino, R.D. Modelling fuel combustion in iron ore sintering. *Combustion and Flame*, 2015, 162, 1019-1034.

16. Toda, H.; Senzaki, T.; Isozaki, S.; Kato, K. Relationship between heat pattern in sintering bed and sinter properties. *The Iron and Steel Institute of Japan*, 1984, 24, 187-196.

17. Механизм минералообразования и металлургические свойства агломератов основности 1,1-3,1 в условиях ММК / Т.Я. Мальшева, Ю.С. Юсфин, Н.Р. Мансурова и др. // *Сталь*. – 2007. – №2. – С. 19-22.

18. Базилевич С.В. Агломерация / С.В. Базилевич, Е.Ф. Вегман. – М.: Металлургия, 1967. – 368 с.

19. Воловик Г.А. Изв. вузов, Черная металлургия, 1964, № 3, с. 37-46.
20. Вегман Е. Ф. Процесс агломерации. Металлургиздат, 1963, с. 107, 108, 11.
21. Optimization and Selection of Solid Fuel Type in Sintering Process / С. Y. Song et al. Applied Mechanics and Materials. 2013. Vol. 303-306. P. 2581–2584. URL: <https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/amm.303-306.2581>.
22. Котов В.Г. Воспламенение твердого топлива в условиях агломерационного процесса / В.Г. Котов, В.А. Шурхал. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 1973. – №12. – С. 32-35.
23. Колесанов Ф.Ф. К вопросу о температуре воспламенения твердого топлива при агломерации руд / Ф.Ф. Колесанов, Н.С. Хлапонин, Б.М. Ротмистровский. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 1976. – №3. – С. 16-19.
24. Котов В.Г. К расчету температуры воспламенения твердого топлива агломерационной шихты / В.Г. Котов, В.А. Шурхал. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 1978. – №5. – С. 22-25.
25. Методика расчета горения топлива и окислительно-восстановительных процессов при агломерации / А.А. Авдеев, Б.А. Боковиков, Г.Е. Исаенко и др. // Сталь. – 2002. – №4. – С. 34-36.
26. Effect of the catalyzing combustion of coke breeze on the energy saving in sinter process / D.-q. Zhu et al. Journal of Central South University of Technology. 2001. Vol. 8, no. 4. P. 234–238. URL: <https://doi.org/10.1007/s11771-001-0061-0>.
27. Combustion Rate of Coke in Quasi-particle at Iron Ore Sintering Process / K.-i. Ohno et al. Tetsu-to-Hagane. 2015. Vol. 101, no. 3. P. 184–189. URL: <https://doi.org/10.2355/tetsutohagane.101.184>.
28. Исследование процесса формирования блоков в железорудном агломерате / М.Г. Крашенинников, А.Е. Лазуткин, С.Д. Филимонов, Н.А.

Савчук. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 1984. – №9. – С. 17-19.

29. Influencing factor of sinter body strength and its effects on iron ore sintering indexes / G.-l. Zhang et al. International Journal of Minerals, Metallurgy, and Materials. 2015. Vol. 22, no. 6. P. 553–561. URL: <https://doi.org/10.1007/s12613-015-1107-x>.

## Звіт подібності

## метадані

Назва організації

STATE UNIVERSITY OF ECONOMICS AND TECHNOLOGY

Заголовок

Надельнюк Артем Віталійович

Автор

Науковий керівник / Експерт

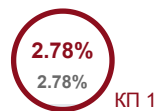
Надельнюк Артем Віталійович Чупринов Є.В.

підрозділ

STATE UNIVERSITY OF ECONOMICS AND TECHNOLOGY

## Обсяг знайдених подібностей

Коефіцієнт подібності визначає, який відсоток тексту по відношенню до загального обсягу тексту було знайдено в різних джерелах. Зверніть увагу, що високі значення коефіцієнта не автоматично означають плагіат. Звіт має аналізувати компетентна / уповноважена особа.



25

Довжина фрази для коефіцієнта подібності 2

8664

Кількість слів

56088

Кількість символів

## Тривога

У цьому розділі ви знайдете інформацію щодо текстових спотворень. Ці спотворення в тексті можуть говорити про МОЖЛИВІ маніпуляції в тексті. Спотворення в тексті можуть мати навмисний характер, але частіше характер технічних помилок при конвертації документа та його збереженні, тому ми рекомендуємо вам підходити до аналізу цього модуля відповідально. У разі виникнення запитань, просимо звертатися до нашої служби підтримки.

Заміна букв	Ⓡ	44
Інтервали	A→	0
Мікропробіли	␣	0
Білі знаки	Ⓡ	0
Парафрази (SmartMarks)	a	17

## Подібності за списком джерел

Нижче наведений список джерел. В цьому списку є джерела із різних баз даних. Колір тексту означає в якому джерелі він був знайдений. Ці джерела і значення Коефіцієнту Подібності не відображають прямого плагіату. Необхідно відкрити кожне джерело і проаналізувати зміст і правильність оформлення джерела.

## 10 найдовших фраз

Колір тексту

ПОРЯДКОВИЙ НОМЕР	НАЗВА ТА АДРЕСА ДЖЕРЕЛА URL (НАЗВА БАЗИ)	КІЛЬКІСТЬ ІДЕНТИЧНИХ СЛІВ (ФРАГМЕНТІВ)
1	Щербак Ігор Сергійович 1/14/2025 STATE UNIVERSITY OF ECONOMICS AND TECHNOLOGY (STATE UNIVERSITY OF ECONOMICS AND TECHNOLOGY)	128 1.48 %
2	<a href="http://4ua.co.ua/manufacture/ta2bc78a4c43b88421306c27_2.html">http://4ua.co.ua/manufacture/ta2bc78a4c43b88421306c27_2.html</a>	17 0.20 %
3	<a href="http://4ua.co.ua/manufacture/ta2bc78a4c43b88421306c27_2.html">http://4ua.co.ua/manufacture/ta2bc78a4c43b88421306c27_2.html</a>	16 0.18 %

ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ  
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ  
Кафедра металургійних технологій

**ВІДГУК КЕРІВНИКА НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ**

бакалавра  
(бакалавра, магістра)

Студента Надельнюка Артема Віталійовича  
(прізвище, ім'я та по-батькові)  
групи МТ-22ск

Тема кваліфікаційної роботи бакалавра  
(бакалавра, магістра)

Аналіз впливу магнію на процеси термозміцнення  
залізорудної сировини з метою підвищення її якості

Обсяг пояснювальної записки і графічної частини:

пояснювальна записка	<u>58</u>
таблиць	<u>5;</u>
схем і рисунків	<u>6;</u>
листів графічної частини (демонстраційного матеріалу)	<u>7.</u>

Якісні відмінності кваліфікаційної роботи бакалавра  
(бакалавра, магістра)

Проаналізовано вплив різних технологічних параметрів, таких як крупність матеріалу, вміст палива (коксового дріб'язку), кількість флюсу (вапняку), вологість шихти та вертикальна швидкість спікання, на ступінь знесірчення агломерату та вміст у ньому різних форм сірки (загальної, сульфідної та сульфатної). Особливу увагу приділено процесам сульфатизації, взаємодії сульфідів з оксидами та силікатами кальцію і заліза, а також поведінці сірки в окатишах, що утворюються в процесі агломерації. На основі мікроскопічних досліджень встановлено особливості розподілу піротину в агломераті та окатишах. Зроблено висновки щодо оптимальних умов проведення агломерації для досягнення низького вмісту сірки в кінцевому продукті.

Наведено результати експериментальних досліджень, що підтверджують можливість отримання агломерату з низьким вмістом сірки за певних технологічних параметрів.

**Недоліки кваліфікаційної роботи**

бакалавра

(бакалавра, магістра)

*Проаналізовані результати досліджень, які стали основою дипломної роботи, можливо, не розкриті у повній мірі, що, тим не менше, не впливає на цінність роботи. Також наявні деякі стилістичні та пунктуаційні помилки.*

**Характеристика загальної, спеціальної і виробничої підготовки автора кваліфікаційної роботи бакалавра, ступінь самостійності виконання:**

*Під час написання дипломної роботи Надельнюк А.В. проявив себе, як спеціаліст у галузі металургії. Всі поставлені завдання були виконані вчасно та у повній мірі. Дипломна робота виконана самостійно студентом із незначною допомогою наукового керівника щодо оформлення та напрямків пошуку інформації.*

**Можливість використання кваліфікаційної роботи бакалавра**

*Робота може бути використана в якості теоретичної бази для впровадження нових технологічних рішень у агломераційний процес.*

**Оцінка кваліфікаційної роботи бакалавра – відмінна**

Керівник

Коренко Марина Георгіївна

(прізвище, ім'я та по-батькові)

доцент, к.т.н.

(посада, науковий ступінь, вчене звання)



(підпис)

« 07 » 06 20 25 р.

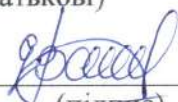
ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ  
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ  
Кафедра металургійних технологій

## РЕЦЕНЗІЯ

на кваліфікаційну роботу \_\_\_\_\_ бакалавра  
(бакалавра, магістра)  
Студента \_\_\_\_\_ Надельнюка Артема Віталійовича  
(прізвище, ім'я та по-батькові)

групи	
<b>Тема кваліфікаційної роботи</b>	бакалавра (бакалавра, магістра)
<u>Аналіз впливу магнію на процеси термозміцнення залізорудної сировини з метою підвищення її якості</u>	
<b>Тема спеціальної частини кваліфікаційної роботи</b>	бакалавра (бакалавра, магістра)
<u>Кінетика та термодинаміка видалення сульфідної сірки в процесі агломерації магнійвмісних залізорудних концентратів</u>	
<b>Переваги кваліфікаційної роботи</b>	бакалавра (бакалавра, магістра)
<u>Дипломна робота спрямована на оптимізацію ключових технологічних параметрів агломераційного процесу, детальне вивчення впливу різноманітних факторів на ефективність видалення сірки.</u>	
<b>Недоліки кваліфікаційної роботи</b>	бакалавра (бакалавра, магістра)
Суттєвих недоліків не виявлено	
<b>Рекомендації:</b> робота рекомендується до захисту в екзаменаційній комісії	
Рецензент	Чупринов Євген Валерійович (прізвище, ім'я та по-батькові)

доцент, к.т.н.  
(посада, науковий ступінь, вчене звання)

  
(підпис)

**Д О В І Д К А**  
**про перевірку тексту роботи програмно-технічними засобами**

Текст (вибрати необхідне):

- кваліфікаційної роботи;
- навчальної/наукової праці;
- наукових матеріалів

«Аналіз впливу маси на процес термомеханічного деформування»,  
сировина з метою підвищення її якості

автором/авторами або виконавцем якої є:

Каделюк Артем Віталійович

(ПІБ)

Каф. металургійних технологій

(структурний підрозділ, кафедра, лабораторія)

обсягом 58 сторінок друкованого тексту перевірено програмно-технічним засобом  
«Steek Plagiarism».

Рівень оригінальності становить 97,22 %.

При перевірці посилань програмою визначено окремі співпадіння із:

- власними публікаціями;
- термінологією;
- посиланнями на літературу, праці вчених;
- посиланнями на законодавство;
- загальноновживаними фразами.

Матеріали було розглянуто та рекомендовано до

захисту в ЕК на засіданні

(подальшого розгляду, друку, опублікування тощо)

Каф. металургійних технологій

(структурний підрозділ, кафедра, лабораторія тощо)

Державного університету економіки і технологій від «12» 06 2025 р. протокол  
№ 12.

Керівник підрозділу

  
(підпис)

Ініціал, ПРІЗВИЩЕ

Дата 12.06.2025



ДЕРЖАВНИЙ УНІВЕРСИТЕТ ЕКОНОМІКИ І ТЕХНОЛОГІЙ  
НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ІНСТИТУТ

**ДОВІДКА**

про підготовку студента-випускника

Надельнюка Артема Віталійовича

(прізвище, ім'я та по-батькові)

Кафедра Металургійних технологій

Спеціальність 136 – Металургія

(шифр, назва)

Тема кваліфікаційної  
роботи магістра

Аналіз впливу магнію на процеси термозміцнення  
залізорудної сировини з метою підвищення її  
якості

Керівник кваліфікаційної роботи:

доцент, к.т.н., Коренко М.Г.

(посада, науковий ступінь, прізвище, ініціали)

Оцінки по розділах роботи

№ з/п	Найменування розділу проекту ( роботи)	Консультант	Зараховано / не зараховано	Дата	Підпис консультанта	Примітка
1	Аналітична частина	Коренко М.Г.	<i>зараховано</i>	07.06	<i>[підпис]</i>	
2	Основна частина	Коренко М.Г.	<i>зараховано</i>	07.06	<i>[підпис]</i>	
3	Охорона праці	Коренко М.Г.	<i>зараховано</i>	07.06	<i>[підпис]</i>	

Завідувач кафедри

*[підпис]*  
(підпис)

Д.О. Кассім

(ініціали, прізвище)

« 07 » 06 2025 р.