

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

**Тема роботи: «РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА
ЗАЛІЗОРУДНОГО АГЛОМЕРАТУ ОСНОВНІСТЮ 1,15 З РІЧНОЮ
ПРОДУКТИВНІСТЮ 5 МЛН. Т ПРИ ВИКОРИСТАННІ У СКЛАДІ
ШИХТИ ЗБАГАЧЕНИХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНИХ ШЛАКІВ»**

Виконав:
студентка групи МТ-22-1 _____ Катерина ФЕДОРЕНКО

Керівник випускної роботи _____ Тетяна ЯРОШ

Нормоконтролер _____ Тетяна ЯРОШ

Т.в.о. завідувача кафедри _____ Дмитро БАБОШКО

Кривий Ріг
2026 р.

КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Факультет: гірничо-металургійний

Кафедра металургії чорних металів і ливарного виробництва

Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр

Спеціальність: 136 Металургія

Затверджую

Зав. кафедрою _____

« ____ » _____ 2026 р.

ЗАВДАННЯ

на випускню атестаційну роботу бакалавра

Федоренко Катерина Вікторівна

1. Тема роботи: Розробка технології виробництва залізрудного агломерату основністю 1,15 з річною продуктивністю 5 млн. т при використанні у складі шихти збагачених сталеплавильних шлаків

керівник роботи: к.т.н., доцент Ярош Тетяна Петрівна

затверджено наказом по КНУ від « 19 » 02 2026 р. № 113с

2. Строк подання роботи студентом « 01 » 06 2026 р.

3. Вихідні дані до роботи: рентгенофлуоресцентний прилад EXPERT 4L для дослідження складу шихти; хімічний склад продукту МОС-1; хімічний склад і питома витрата матеріалів агломераційної шихти; вихід вороття 15%; співвідношення повернення першої та другої стадії грохочення, %: 57:43; крупність дроблених матеріалів: флюсів -5 мм; коксового дріб'язку після першої стадії просіювання -10 мм; спеку -150 мм; температура гарячого повернення 700°C; вологість повернення після охолодження 3%; механічні втрати компонентів шихти приймаються рівними 1,8%.

4. Зміст пояснювальної записки (перелік питання, які потрібно розробити)

Характеристика і підготовка сталеплавильних шлаків. Аналіз можливості використання збагачених сталеплавильних шлаків в аглопроцесі. Визначення витрати компонентів шихти та якісних показників отриманого агломерату. Розробка технологічної схеми підготовки шихти та спікання агломерату. Обґрунтування та розрахунок параметрів основного технологічного обладнання.

5. Перелік графічного матеріалу

Вихід продуктів при переробці мартенівських шлаків на ВАТ АМК. Порівнювальний аналіз хімічного складу різних залізовмісних сировинних матеріалів. Вплив витрати МОС-1 на металургійні властивості агломерату. Питома витрата матеріалів в агломераційну шихту (кг/т) при різній питомій витраті МОС-1. Склад агломераційної шихти (кг/т) залежно від кількості

додавання МОС–1 за незмінної витрати концентрату. Технологічна схема виробництва окатишів. Схема ланцюга апаратів.

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

Номер етапу	Назва етапів виконання бакалаврської роботи	Термін виконання етапів
1	Збір і обробка необхідного матеріалу для виконання кваліфікаційної роботи	19.01-27.01.2026
2	Аналіз літературних джерел та постановка завдання дослідження	28.01-08.02.2026
3	Характеристика і підготовка сталеплавильних шлаків	09.02-25.02.2026
4	Аналіз можливості використання збагачених сталеплавильних шлаків в аглопроцесі	26.02-10.03.2026
5	Визначення витрати компонентів шихти та якісних показників отриманого агломерату	11.03-10.04.2026
6	Розробка технологічної схеми підготовки шихти та спікання агломерату	11.04-30.04.2026
7	Обґрунтування та розрахунок параметрів основного технологічного обладнання	01.05-20.05.2026
8	Оформлення роботи та креслення	21.05-31.05.2026
9	Перевірка роботи на плагіат	01.06-15.06.2026
10	Захист кваліфікаційної роботи	19.06.2026

Дата видачі завдання «__19__»_____02_____2026 р.

Здобувач вищої освіти _____ Катерина ФЕДОРЕНКО
(підпис)

Керівник випускної кваліфікаційної роботи _____ Тетяна ЯРОШ
(підпис)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до випускної кваліфікаційної роботи на тему: «Розробка технології виробництва залізорудного агломерату основністю 1,15 з річною продуктивністю 5 млн. т при використанні у складі шихти збагачених сталеплавильних шлаків»: 57 стор., 20 табл., 2 рис., 26 літературних джерел.

Об'єкт дослідження: процес виготовлення залізорудного агломерату з використанням відходів металургійного виробництва.

Предмет дослідження: вплив витрати збагачених сталеплавильних шлаків на показники процесу спікання агломераційної шихти та якість готового агломерату.

Результати роботи: Доведено доцільність часткової заміни аглоруди продуктом магнітної сепарації шлаків. Це дозволяє використовувати внутрішні техногенні ресурси підприємства та зменшити екологічне навантаження. Встановлено, що введення продукту МОС-1 замість аглоруди інтенсифікує процес спікання. Вертикальна швидкість горіння шихти зростає на 0,7 % на кожен відсоток уведеної добавки. Визначено, що за повної заміни аглоруди збагаченим шлаком (при фіксованій частці концентрату 80 %) вихід придатної кондиційної фракції (понад 10 мм) збільшується на 15 %, а вміст заліза зростає на 0,05 % на кожні 10 кг добавки.

АГЛОМЕРАЦІЯ, АГЛОМЕРАЦІЙНА ШИХТА, СТАЛЕПЛАВИЛЬНІ ШЛАКИ, МАГНІТНА СЕПАРАЦІЯ, ШВИДКІСТЬ СПІКАННЯ, ЕНЕРГОЗБЕРЕЖЕННЯ.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.Р			
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата				
Розробив	Федоренко				РЕФЕРАТ	Літ.	Аркуш	Аркушів
Перевірив	Ярош						1	1
Рецензент						Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1		
Н. контр.	Ярош							
Затвердив	Бабошко							

ВІДОМІСТЬ МАТЕРІАЛІВ

Перв. примен.	№ строки	Формат	Обозначение	Наименование	Кол. листов	№ экз.	Примечание			
			1							
			2	A4				КНУ.РБ.136.26.113с-18.ПЗ	Пояснювальна записка	57
			3							
			4					Графічна частина		
Справ. №	5			(Презентація)						
	6	A4	КНУ.РБ.136.26.113с-18.01	Вихід продуктів при переробці						
	7			мартенівських шлаків	1					
	8	A4	КНУ.РБ.136.26.113с-18.02	Порівнювальний аналіз хімічного складу						
	9			різних залізобісних сировинних матеріалів	1					
	10	A4	КНУ.РБ.136.26.113с-18.03	Вплив витрати МОС-1 на металургію						
	11			властивості агломерату	1					
	12	A4	КНУ.РБ.136.26.113с-18.04	Питома витрата матеріалів в						
	13			агломераційну шихту (кг/т) при різній						
	14			питомій витраті МОС-1	1					
Подп. и дата	15	A4	КНУ.РБ.136.26.113с-18.05	Склад агломераційної шихти (кг/т) залежно						
	16			від кількості додавання МОС-1	1					
	17	A4	КНУ.РБ.136.26.113с-18.06	Технологічна схема виробництва						
	18			окатишів	1					
Инв. № дубл.	19	A4	КНУ.РБ.136.26.113с-18.07	Схема ланцюга апаратів	1					
	20									
	21									
Взам. инв. №	22									
	23									
	24									
Подп. и дата										
Инв. № подл.	Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата	КНУ.РБ.136.26.113с-18.В0 Відомість об'єму матеріалів кваліфікаційної роботи Чертеж общего вида				
	Разраб.	Федоренко								
	Пров.	Ярош								
	Н.контр.	Ярош								
	Утв.	Бабашко								
		Лист	Лист	Листов						
		р	д	1	1					
							кафедра МЧМ/В			
							група МТ-22-1			
							Формат А4			

Копировал

ЗМІСТ

	Стор.
РЕФЕРАТ.....	4
ВІДОМІСТЬ МАТЕРІАЛІВ.....	5
ВСТУП.....	7
1 ХАРАКТЕРИСТИКА І ПІДГОТОВКА СТАЛЕПЛАВИЛЬНИХ ШЛАКІВ	9
1.1 Динаміка утворення й утилізації сталеплавильних шлаків в Україні...	9
1.2 Хімічний склад сталеплавильних шлаків.....	10
1.3 Попередня підготовка сталеплавильних шлаків перед використанням	12
2 АНАЛІЗ МОЖЛИВОСТІ ВИКОРИСТАННЯ ЗБАГАЧЕНИХ	
СТАЛЕПЛАВИЛЬНИХ ШЛАКІВ В АГЛОПРОЦЕСІ.....	16
3 ВИЗНАЧЕННЯ ВИТРАТИ КОМПОНЕНТІВ ШИХТИ ТА ЯКІСНИХ	
ПОКАЗНИКІВ ОТРИМАНОВОГО АГЛОМЕРАТУ.....	26
3.1 Розрахунок питомої потреби в матеріалах шихти.....	26
3.2 Розрахунок хімічного складу готового агломерату.....	33
4 РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ПІДГОТОВКИ ШИХТИ ТА	
СПІКАННЯ АГЛОМЕРАТУ.....	39
5 ОБҐРУНТУВАННЯ ТА РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ОСНОВНОГО	
ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ.....	45
5.1 Визначення годинної потужності агломераційного комплексу.....	45
5.2 Вибір і обчислення основного технологічного устаткування.....	46
ВИСНОВКИ.....	53
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	55

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.3						
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата							
Розробив		Федоренко			ЗМІСТ		Літ.	Аркуш	Аркушів		
Перевірив		Ярош							1	1	
Рецензент											
Н. контр.		Ярош					Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1				
Затвердив		бабошко									

ВСТУП

Використання збагачених сталеплавильних шлаків у технологіях виробництва залізорудного агломерату зумовлена необхідністю переходу до замкнутого циклу металургійного виробництва та вирішенням гострих екологічних проблем, а тому вирішення цієї проблеми є важливим практичним завданням.

Сталеплавильні шлаки містять значну кількість корисних компонентів, таких як залізо, марганець та оксиди кальцію і магнію, що робить їх цінною вторинною сировиною для агломераційного процесу. Використання збагаченого шлаку замість природного вапняку дозволяє суттєво знизити витрати на флюсування шихти, оскільки кальцій у шлаку вже перебуває у некарбонатній формі. Це, у свою чергу, призводить до зменшення термічних витрат на розкладання карбонатів, що сприяє зниженню питомої витрати твердого палива при спіканні.

Окрім прямої економії ресурсів, залучення шлаків до шихти сприяє покращенню мінералогічного складу агломерату та підвищенню його механічної міцності.

Важливим аспектом є також зниження викидів вуглекислого газу в атмосферу, що відповідає сучасним вимогам «зеленої» металургії та декарбонізації галузі. Раціональна переробка шлакових відвалів дозволяє звільнити значні площі земель, зайняті промисловими відходами, та покращити екологічну ситуацію в металургійних регіонах.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.ВС			
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	ВСТУП	Літ.	Аркуш	Аркушів
Розробив	Федоренко						1	2
Перевірив	Ярош							
Рецензент								
Н. контр.	Ярош							
Затвердив	Бабошко					Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1		

Дослідження в цьому напрямку дозволяють визначити оптимальну частку шлаку в шихті, яка не погіршуватиме відновлюваність агломерату та не призведе до накопичення небажаних домішок. Розробка такої технології забезпечує гнучкість сировинної бази аглофабрики в умовах дефіциту якісної залізорудної сировини.

Таким чином, наукове обґрунтування режимів спікання шлаковмісної шихти є фундаментом для створення енергоефективного та економічно вигідного виробництва. Впровадження результатів досліджень дозволить суттєво знизити собівартість кінцевого продукту – чавуну – за рахунок комплексного використання техногенних ресурсів.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.ВС	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2

1 ХАРАКТЕРИСТИКА І ПІДГОТОВКА СТАЛЕПЛАВИЛЬНИХ ШЛАКІВ

1.1 Динаміка утворення й утилізації сталеплавильних шлаків в Україні

Чорна металургія є базовою галуззю промисловості України, яка забезпечує значну частку експортних надходжень та валютної виручки держави. Попри значні руйнування виробничих потужностей у Маріуполі, країна залишається важливим гравцем на світовому ринку залізорудної сировини та чавуну завдяки потужним підприємствам Кривого Рогу, Запоріжжя та Кам'янського. На сучасному етапі галузь орієнтована на перехід до екологічних методів виробництва («зеленої сталі») та модернізацію технологічних ліній для заміни застарілого мартенівського способу.

В Україні накопичено колосальні обсяги металургійних шлаків, які десятиліттями складувалися на спеціальних полігонах та у відвалах.

Загальні обсяги накопичення:

1. Металургійні шлаки: понад 160-180 млн. тон. Деякі джерела оцінюють загальну кількість усіх металургійних відходів (включаючи шлами та застарілі відвали) у понад 2 млрд. т.

2. Площа відвалів: під складування цих відходів в Україні зайнято понад 16 тис. гектарів земель. Найбільшим відвалом є полігон «Середня Балка» у Запоріжжі, який займає площу близько 240 га і вважається найбільшим місцем зосередження металургійних шлаків у країні.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.01.ХПСШ				
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	ХАРАКТЕРИСТИКА І ПІДГОТОВКА СТАЛЕПЛАВИЛЬНИХ ШЛАКІВ	Літ.	Аркуш	Аркушів	
Розробив	Федоренко								
Перевірив	Ярош						1.1	7	
Рецензент						Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1			
Н. контр.	Ярош								
Затвердив	Бабошко								

Динаміка утворення та утилізації:

1. Щороку металургійні підприємства України генерують приблизно 11-12 млн. т нових шлаків.

2. Рівень утилізації: в Україні переробляється лише близько 37-45% сталеплавильних шлаків, тоді як у країнах ЄС цей показник перевищує 90%.

3. Галузі використання сталеплавильних шлаків: основна частина утилізованого шлаку (близько 2,1 млн. т) використовується у виробництві цементу, і ще близько 1 млн. т – у дорожньому будівництві.

Що стосується регіональної концентрації шлаків, то основна маса відвалів зосереджена у великих металургійних центрах:

- Кривий Ріг («АрселорМіттал Кривий Ріг»);
- Маріуполь (до 2022 року підприємства «Азовсталь» та «ММК ім. Ілліча» накопичили десятки мільйонів тон);
- Запоріжжя («Запоріжсталь»);
- Дніпро та Кам'янське (ДМЗ, «Каметсталь»).

1.2 Хімічний склад сталеплавильних шлаків

Хімічний склад сталеплавильних шлаків залежить від технології виплавки, складу шихти та етапу плавки (окислювальний чи відновлювальний періоди). Більшість сучасних процесів є основними (з використанням вапна), тому в усіх типах шлаків переважає оксид кальцію (CaO).

Хімічний склад шлаків залежно від типу сталеплавильного агрегату наведено в табл. 1.1.

Ключові відмінності різних видів сталеплавильних шлаків:

- Конвертерні шлаки мають відносно стабільний склад і високу основність. Вміст заліза може бути високим через інтенсивну продувку киснем. У них часто присутній вільний (CaO), що впливає на об'ємну стабільність при переробці.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.01.ХПСШ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.2

Таблиця 1.1 – Порівняльна таблиця хімічного складу

Компонент	Вміст компонентів, %		
	Конвертерний (К)	Мартенівський (М)	Електростале- плавильний (Е)
Оксид кальцію (CaO)	43–53	40–50	22–60
Діоксид кремнію (SiO ₂)	12–22	15–25	6–34
Оксиди заліза (FeO + Fe ₂ O ₃)	8–20	10–20	10–40
Оксид марганцю (MnO)	4–12	5–15	3–13
Оксид магнію (MgO)	2–8	4–10	3–13
Оксид алюмінію (Al ₂ O ₃)	1–4	2–5	3–14
Оксид фосфору (P ₂ O ₅)	1–4	1–6	0.5–2

- Мартенівські шлаки зазвичай містять більше марганцю (MnO) та фосфору (P₂O₅) порівняно з іншими, оскільки цей процес дозволяє переробляти чавун з більшим вмістом домішок. Наразі в Україні цей спосіб майже не використовується через екологічну шкоду.

- Електросталеплавильні шлаки відрізняються найбільшим діапазоном концентрацій. Вони можуть містити значно більше оксидів легуючих елементів (наприклад, хрому (Cr₂O₃), якщо плавлять спецсталі) та мають вищий вміст оксидів алюмінію та магнію через знос футеровки та специфіку шихти (металобрухт).

Основність шлаку ($B = \text{CaO}/\text{SiO}_2$) є ключовим технологічним параметром. Для всіх трьох типів основних шлаків цей показник зазвичай перебуває в межах 2.5–3.5, що необхідно для ефективного видалення сірки та фосфору з металу.

Відвальні сталеплавильні шлаки є цінним техногенним ресурсом, оскільки містять у своєму складі залізо, яке можна вилучити шляхом магнітної сепарації перед подальшим використанням залишків у будівництві.

1.3 Попередня підготовка сталеплавильних шлаків перед використанням

Сталеплавильні шлаки класифікують на дві категорії: свіжоутворені (поточного виходу) та ті, що накопичені у відвалах. Методи їхньої утилізації визначаються як приналежністю до певної групи, так і типом кінцевого продукту, який планується отримати.

Характерною рисою таких шлаків є наявність у їхньому складі металевих включень (скрапу та дрібних корольків), частка яких зазвичай становить 10-15%. Процес вилучення заліза переважно відбувається у два етапи.

Початковий етап передбачає обробку шлакового розплаву або суміші рідкої та твердої фаз. Така первинна переробка поширена на багатьох заводах і слугує або базою для наступного механічного подрібнення, або самостійним процесом для створення рядового шлакового щебеню без сортування за фракціями.

Початковий цикл обробки охоплює транспортування шлаків до спеціалізованих відділень, їх розлив у ями або траншеї, термічне охолодження та руйнування масивних шматків за допомогою копрових установок (падаючого вантажу). На цій же стадії проводиться відбір крупного металу, після чого несортований щебінь відвантажується замовникам.

Матеріал, що пройшов первинну підготовку в траншеях, спрямовується на вторинну переробку. Цей етап реалізується в дробильно-сортувальних цехах (відкритого або закритого типу), де за допомогою механічного подрібнення, грохочення та магнітної сепарації отримують очищений метал і фракційні будматеріали.

Для утилізації накопичених сталеплавильних відходів ефективним рішенням є використання пересувних установок. Такі комплекси працюють безпосередньо на території відвалів, що дозволяє оперативно змінювати їхнє розташування відповідно до зони проведення робіт.

Порівняння мобільних комплексів зі стаціонарними наведено в табл. 1.2.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.01.ХПСШ	Аркуш
						1.4
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Таблиця 1.2 – Порівняльний аналіз мобільних і стаціонарних ліній

Критерій оцінки	Мобільні комплекси (типу АМСОМ)	Стаціонарні відділення
Транспортні витрати	Мінімальні витрати, оскільки установка «рухається» за фронтом робіт.	Високі витрати на транспортування сировини з віддалених частин відвалу.
Введення в експлуатацію	Оперативне розгортання протягом місяця без капітального будівництва.	Тривалий період проектування та зведення споруд.
Фінансові витрати	Потребують менших стартових вкладень через відсутність витрат на фундаменти.	Висока вартість будівництва цехів та підведення комунікацій.
Маневреність	Після вичерпання запасів на одній ділянці легко перебазовуються на інший об'єкт.	Прив'язані до локації; демонтаж є економічно збитковим.
Продуктивність	Оптимальні для розробки локальних або віддалених накопичень.	Розраховані на величезні обсяги при постійному надходженні сировини.

З табл. 1.2 можна зробити висновок, що використання мобільних комплексів дозволить переробляти навіть невеликі або віддалені відвали, які раніше вважалися «нерентабельними» через дорогу логістику до стаціонарного заводу.

Успішним прикладом такої практики є досвід Алчевського металургійного комбінату (АМК), де компанія «Інтерпром» застосувала мобільну лінію

виробництва AMCOM LLC. Потужність даного обладнання дозволяє опрацьовувати до 350 тон вихідної сировини за годину.

У результаті повного циклу переробки мартенівських відвалів отримують два основні типи продукції:

1. Залізовмісні компоненти – п'ять груп магнітного продукту (збагачені сталеплавильні металовідходи – МОС), які повертаються на комбінат як вторинна сировина згідно з регламентом.

2. Немагнітна частина – очищений від металу щебінь, розподілений за товарними фракціями.

Вихід кожного з продуктів переробки показано в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Вихід продуктів при переробці мартенівських шлаків на ВАТ АМК

Продукт	МОС-1	МОС-2	МОС-3д	МОС-3м	МОС-4	МОС-5	Щебінь
Маса, тис. тон	16,3	12,5	7,9	3,7	4,6	9	466,7
Вихід, %	3,13	2,40	1,52	0,71	0,88	1,73	89,63

Збагачені відходи великих фракцій (понад 60 мм, серії МОС-3, МОС-4 і МОС-5) відрізняються високою концентрацією заліза та низьким вмістом сторонніх домішок. За своїми параметрами вони ідентичні сталевому брухту, тому застосовуються як основна металошихта або коригуюча добавка безпосередньо у сталеплавильних агрегатах.

Матеріал середньої фракції (МОС-2, розміром 10–60 мм) позиціонується як ефективний залізовмісний компонент для доменного виробництва.

Найдрібніша фракція (МОС-1, до 10 мм) потенційно придатна для використання в агломераційних процесах. Проте тривалий час цей ресурс не знаходив широкого вжитку. Це було зумовлено нестачею достовірних даних про стабільність його хімічних і фізичних показників, а також обмеженою практикою

залучення металізованих мартенівських шлаків до складу агломераційної шихти як у вітчизняній, так і в світовій металургії.

Отже, на підставі викладеного матеріалу можна зробити наступні висновки про:

1. Ресурсний потенціал: фракція МОС-1 є цінним залізо-флюсовим ресурсом. Її використання в агломерації дозволяє одночасно замінювати частину залізорудної сировини та вапняку, що знижує собівартість агломерату.

2. Технологічні переваги: наявність у складі продукту металізованих «корольків» та оксидів заліза сприяє інтенсифікації процесу спікання. При окисленні металевого заліза виділяється додаткове тепло, що дозволяє скоротити витрати твердого палива (коксового дріб'язку).

3. Екологічний аспект: залучення МОС-1 у виробничий цикл вирішує проблему «лежалих» дрібних фракцій на відвалах, які зазвичай є джерелом пилового забруднення, забезпечуючи перехід до безвідходного виробництва.

Необхідними умовами для стабільного використання сталеплавильних шлаків в агломераційному виробництві є:

- регулярний моніторинг хімічного складу для коригування шихти;
- попереднє усереднення матеріалу на складах для усунення коливань вмісту заліза та фосфору;
- оптимізація дозування, щоб уникнути негативного впливу на газопроникність шару шихти.

Тому, незважаючи на попередній малий досвід, фракція МОС-1 є стратегічним резервом для підвищення економічної ефективності аглофабрик у межах вертикально-інтегрованих металургійних підприємств.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.01.ХПСШ	Аркуш
						1.7
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

2 АНАЛІЗ МОЖЛИВОСТІ ВИКОРИСТАННЯ ЗБАГАЧЕНИХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНИХ ШЛАКІВ В АГЛОПРОЦЕСІ

Завдяки магнітній сепарації сталеплавильних шлаків вдається суттєво покращити хімічні властивості збагаченого продукту: значно зростає частка загального та металізованого заліза, а за рахунок відсівання кремнієвих сполук підвищується показник основності. Такі зміни перетворюють перероблений шлак на повноцінну альтернативу природній залізородній сировині для агломераційного процесу.

З огляду на це, у даному дослідженні було сформульовано та реалізовано завдання щодо оцінки металургійної придатності продукту магнітного збагачення сталеплавильного шлаку в агловиробництві. Зокрема, вивчено, як використання цієї добавки впливає на кінетику спікання агломерату та його підсумкові фізико-хімічні характеристики.

Об'єктом аналізу став збагачений сталеплавильний продукт дрібної фракції (до 10 мм, маркування МОС-1), отриманий у результаті переробки мартенівських відвалів. Детальні показники його хімічного складу систематизовано в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Хімічний склад продукту МОС-1

Значення показників	Вміст компонентів, %							
	Fe _{мет}	Fe _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	MgO	SiO ₂	CaO	Основність
Мінімальне	18,97	39,63	6,76	4,06	3,90	5,55	5,73	0,49
Максимальне	59,76	69,74	18,77	26,19	9,48	16,85	15,75	1,98
Середнє	39,33	58,03	11,95	13,44	5,90	9,06	9,61	1,13

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.02.АМВЗСША									
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	АНАЛІЗ МОЖЛИВОСТІ ВИКОРИСТАННЯ ЗБАГАЧЕНИХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНИХ ШЛАКІВ В АГЛОПРОЦЕСІ					Літ.	Аркуш	Аркушів		
Розробив	Федоренко											2.1	10	
Перевірив	Ярош									Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1				
Рецензент														
Н. контр.	Ярош													
Затвердив	Бабошко													

Згідно з даними таблиці 2.1, продукт МОС–1 вирізняється значною мінливістю хімічних показників. Зокрема, концентрація металевого заліза в окремих зразках варіювалася від 18,97 до 59,76%, тоді як середнє значення зупинилося на позначці 39,33%. Показники вмісту ключових оксидів – вапна (CaO) та кремнезему (SiO₂) – становлять в середньому 9,61 та 9,06% відповідно, що забезпечує рівень основності на позначці 1,13.

Для визначення ефективності використання збагаченого шлаку як альтернативи традиційній залізорудній сировині було виконано зіставлення характеристик МОС–1 із параметрами стандартного залізорудного концентрату та агломераційної руди (результати наведено в таблиці 2.2).

Для об'єктивного зіставлення сировинних компонентів використано показник виходу заліза з розрахунку на 100 кг готового агломерату. Важливим аспектом аналізу є також розрахунок вмісту вільного (CaO), оскільки цей параметр безпосередньо впливає на потребу у додаванні вапняку. Відповідні розрахункові дані представлені у заключних колонках таблиці 2.2, де від'ємне значення («–») вказує на дефіцит оксиду кальцію в даному виді сировини.

Таблиця 2.2 – Порівнювальний аналіз хімічного складу різних залізозмісних сировинних матеріалів

Продукт	Fe _{заг}	FeO	SiO ₂	CaO	ВПП	Вихід заліза	Вільн. CaO
Концентрат	65,12	22,50	8,10	0,10	1,70	59,47	– 10,03
Аглоруда	56,30	0,50	17,80	0,10	2,10	48,13	– 22,15
МОС–1	58,08	11,87	9,02	9,62	0,4	49,89	– 1,65

Зіставлення узагальнених показників демонструє, що використання МОС–1 забезпечує вихід заліза на 1,8 кг більше (на кожні 100 кг матеріалу) порівняно з традиційною аглорудою. При цьому продукт характеризується меншим дефіцитом вільного вапна. Додатковою перевагою МОС–1 є наявність металізованого заліза, що вигідно вирізняє його з-поміж окислених рудних

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.02.АМВЗСША	Аркуш
						2.2
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

концентратів. Екзотермічний ефект від окиснення металевої фази під час спікання значно підвищує загальну металургійну цінність цього продукту.

Результати порівняльного аналізу хімічного складу підтверджують, що дрібна фракція збагачених мартенівських шлаків є повноцінною та ефективною альтернативою агломераційній руді. Хоча первинна неоднорідність складу на виході з переробної установки є певним недоліком, цей фактор значно нівелюється завдяки природному перемішуванню матеріалу під час транспортування та штабелювання на складах рудного двору.

За гранулометричним складом продукт МОС-1 має таку ж середню крупність кусків, як аглоруда і зворот. Якщо порівняти середній розмір цих матеріалів, то у МОС-1 це приблизно 3,85 мм, у руди – 3,75 мм, у звороту (залишків власного виробництва) – близько 4,5 мм. Це означає, що збагачений продукт МОС-1 за фізичним виглядом дуже схожий на традиційно використовувану сировину, тому він добре змішується з іншими компонентами й не потребує додаткового налаштування обладнання.

Для з'ясування впливу витрати МОС-1 на металургійні властивості агломерату проаналізовано три різні варіанти додавання його до агломераційної шихти:

1. Додатковий компонент: МОС-1 використовується як посилююча залізовмісна добавка. При цьому звична пропорція між агломераційною рудою та концентратом у шихті не змінюється.

2. Повна заміна агломераційної руди: МОС-1 виступає прямим аналогом аглоруди. У цьому випадку руда повністю виводиться зі складу шихти, а питома витрата залізорудного концентрату залишається на базовому рівні.

3. Пропорційне зміщення: продукт МОС-1 додається зі збереженням співвідношення між усіма іншими складовими. Це призводить до того, що частка кожного компонента шихти рівномірно зменшується відповідно до збільшення обсягу введеного МОС-1.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.02.АМВЗСША	Аркуш
						2.3
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Для обчислень використано фактичні показники складу сировини та планові норми витрат, зафіксовані на Алчевському металургійному комбінаті (таблиця 2.3). Під час розрахунків важливо пам'ятати: показники для палива стосуються лише хімічного складу його золи, а втрати при прожарюванні (ВПП) включають нелеткий вуглець та гази, що виділяються.

Таблиця 2.3 – Хімічний склад і питома витрата матеріалів агломераційної шихти

Матеріал	Витрата, кг/т агл.	Вміст основних компонентів, %					
		Fe _{заг.}	FeO	SiO ₂	CaO	ВПП	Волога
Концентрат	705	65,12	22,50	8,10	0,10	1,70	10,50
Аглоруда	208	56,30	0,50	17,80	0,10	2,10	3,90
МОС–1		58,08	11,87	9,02	9,62	0,4	4,0
Окалина	3	66,0	45,0	9,0	1,0	5,0	30,0
Колошниковий пил	17	35,5	11,3	10,8	8,0	14,9	12,5
Шлам	45	29,2	5,5	15,5	7,5	26,5	23,0
Вапно	21	0,1	0	2,1	85,0	2,5	0
Паливо (сухе)	54	15,0	0	44,0	3,0	85,0	н.д.
Вапняк	158	0	0	2,0	52,1	43,4	2,0
Доломіт	67	0	0	2,0	42,1	43,7	2,0

Усі розрахункові операції в межах дослідження базувалися на цільовому показнику основності готового агломерату – 1,25.

Дані щодо першого варіанту, де МОС–1 вводиться як додатковий залізовмісний компонент (при збереженні базової пропорції між концентратом та рудою), відображені в таблиці 2.4. Там також вказано розрахункову концентрацію заліза в кінцевому продукті.

Таблиця 2.4 – Питома витрата матеріалів в агломераційну шихту (кг/т) при різній питомій витраті МОС–1 (відношення аглоруда – концентрат є незмінним)

Матеріал	База	Серії дослідів					
		№1	№2	№3	№4	№5	№6
Концентрат	717,1	696,5	688,2	679,9	671,7	663,4	655,2
Аглоруда	197,8	192,1	189,8	187,6	185,3	183,0	180,7
МОС–1	0	25	35	45	55	65	75
Вапняк доломітизований	64,8	62,8	61,9	61,1	60,3	59,5	58,6
Вапняк звичайний	151,2	146,4	144,5	142,6	140,7	138,7	136,8
Fe агломерату, %	53,82	53,69	53,64	53,58	53,53	53,48	53,42
Основність агломерату	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25

Аналіз отриманих показників (табл. 2.4) підтверджує, що навіть за умови стабільного співвідношення основних рудних компонентів, добавка МОС–1 призводить до суттєвого перерозподілу обсягів усіх інших шихтових матеріалів.

Згідно з розрахунками, кожні 10 кг доданого в шихту продукту МОС–1 забезпечують таку економію сировини:

- залізорудного концентрату – на 8,3 кг;
- агломераційної руди – на 2,3 кг;
- флюсових добавок – приблизно на 3 кг.

Водночас використання МОС–1 як додаткового компонента дещо впливає на якість готового продукту: на кожні 10 кг доданого збагаченого шлаку вміст заліза в агломераті зменшується на 0,05 % (відповідно до графічної залежності на рисунку 2.1).

У таблиці 2.5 представлено результати обчислення питомих витрат компонентів шихти за другим варіантом застосування продукту МОС–1. У цьому випадку він виступає альтернативою агломераційній руді, тоді як витрата концентрату зафіксована на сталому рівні.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.02.АМВЗСПА	Аркуш
						2.5
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

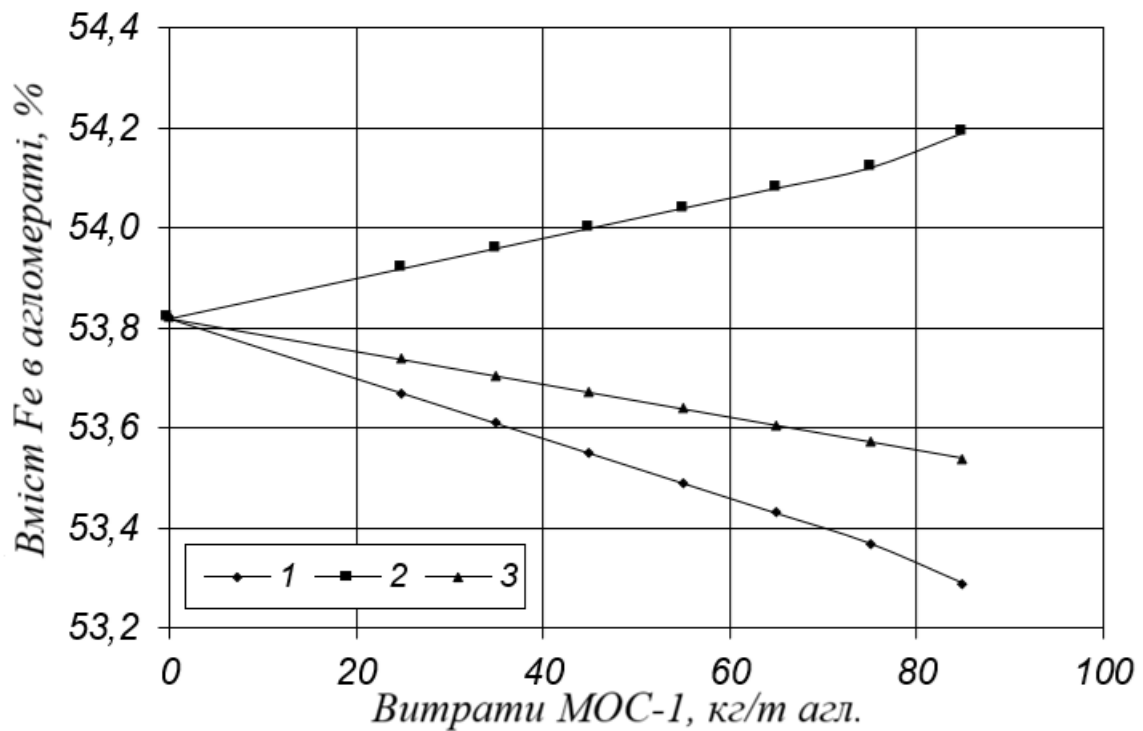


Рисунок 2.1 – Зміна концентрації заліза в агломераті залежно від способу додавання МОС–1:

1 – часткова заміна залізорудної суміші, 2 – повна заміна агломераційної руди, 3 – при збереженні незмінним співвідношення між іншими матеріалами шихти

Таблиця 2.5 – Склад агломераційної шихти (кг/т) залежно від кількості додавання МОС–1 за незмінної витрати концентрату

Матеріал	База	Серії дослідів					
		№1	№2	№3	№4	№5	№6
Концентрат	717,1	717,1	717,1	717,1	717,1	717,1	717,1
Аглоруда	197,8	174,7	165,4	156,1	146,9	137,6	128,3
МОС–1	0,0	25	35	45	55	65	75
Вапняк доломітизований	64,8	61,5	60,2	58,9	57,6	56,3	55,0
Вапняк звичайний	151,2	143,6	140,5	137,4	134,4	131,3	128,2
Fe агломерату, %	53,82	53,95	54,00	54,05	54,10	54,15	54,20
Основність агломерату	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25	1,25

Часткова заміна аглоруди продуктом МОС–1 у кількості 10 кг забезпечує зниження витрати:

- агломераційної руди – на 9,3 кг;
- флюсових матеріалів – на 4,4 кг.

Водночас за такої технології фіксується зростання концентрації заліза в готовому агломераті на 0,05 % на кожні 10 кг доданого компонента.

Уведення продукту МОС–1 без зміни співвідношення між іншими шихтовими матеріалами, по впливу на вміст заліза в агломераті в якійсь мірі є аналогічним першому розглянутому варіанту. Проте в цьому разі інтенсивність зміни вмісту заліза є нижчою, а показник основності агломерату відхиляється від заданого цільового рівня.

Результати досліджень свідчать, що характер впливу добавки МОС–1 на якість агломерату істотно залежить від способу її додавання в аглошихту. Але саме альтернативне заміщення агломераційної руди продуктом МОС-1 у переважній більшості випадків (близько 90 %) гарантує підвищення вмісту заліза в готовому продукті. З іншого боку, така схема забезпечує економію лише залізної руди та флюсу. Зважаючи на те, що виведення із шихтової суміші залізорудної частини на користь МОС–1 додатково мінімізує витрати найбільш високовартісного складника – залізорудного концентрату, доцільно розглядати цей варіант як перспективний напрям оптимізації процесу.

Оптимальна кількість сталеплавильних шлаків (конвертерних, електросталеплавильних або ковшових), яку можна додавати в агломераційну шихту, зазвичай становить до 5 % від маси придатної шихти (або приблизно 10–50 кг на тонну агломерату).

У деяких промислових практиках і за умови спеціальної підготовки шихти верхню межу піднімають до 7–8 %, проте подальше збільшення загрожує погіршенням показників спікання та якості готового сировинного матеріалу.

Основними факторами, що впливають на обмеження кількості сталеплавильних шлаків є:

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.02.АМВЗСША	Аркуш
						2.7
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

- вміст фосфору. Сталеплавильні шлаки містять підвищену кількість фосфору. Оскільки під час доменного процесу фосфор майже повністю переходить у чавун, перевищення норми шлаку в аглошихті призведе до отримання небажаного високофосфористого металу;
- показник основності: ці шлаки мають високу власну основність (CaO/SiO_2) досягає 2,5-3,5 і більше. Введення понад 5 % шлаку різко змінює баланс флюсів, що потребує значного перерахунку та виведення з шихти звичайної вапнякової чи доломітизованої складової;
- міцність та газопроникність: дрібна фракція шлаку (0–3 мм) діє як гарний окомкувач, але надлишок шлаку в процесі спікання може утворювати надто рідкотекучі розплави. Це знижує газопроникність шару шихти, сповільнює вертикальну швидкість спікання та погіршує барабанну міцність готового агломерату.

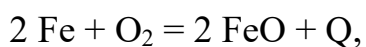
Оптимальні умови використання:

1. Фракційний склад. До аглошихти подають лише відсіяний дрібний шлак фракції 0–10 мм (бажано переважно 0–3 мм). Крупніші шматки (понад 10 мм) відправляють безпосередньо в доменну піч як залізо-флюсове додавання.

2. Магнітна сепарація. Перед дозуванням у шихту шлак обов'язково очищують від великих включень корольків металу (сталевих скрапу) за допомогою магнітних сепараторів, щоб стабілізувати хімічний склад добавки.

Для математичного обґрунтування економії палива (коксового дріб'язку) при використанні МОС-1 використовують тепловий баланс процесу окислення металевих заліза.

Фізико-хімічна суть: Основна економія досягається за рахунок екзотермічної реакції окислення металевих часток («корольків») заліза, що містяться в шлаку, безпосередньо в шарі агломерату:



де Q – тепловий ефект реакції, який становить приблизно 4850 кДж на 1 кг металевих заліза.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.02.АМВЗСША	Аркуш
						2.8
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Формула розрахунку економії коксу

Орієнтовну економію твердого палива (E_k , кг на тонну агломерату) можна розрахувати за залежністю:

$$E_k = \frac{G_{\text{мос}} \cdot Fe_{\text{мет}} \cdot g_{Fe}}{Q_k \cdot \eta}, \quad (2.1)$$

де $G_{\text{мос}}$ – витрата МОС-1 у шихті (кг/т агломерату);

$Fe_{\text{мет}}$ – вміст металевого заліза в МОС-1 (у частках, наприклад 0,39 для 39%);

g_{Fe} – теплота окислення заліза (~4850 кДж/кг);

Q_k – нижча теплота згорання коксового дріб'язку (~25000-27000 кДж/кг);

η – коефіцієнт використання тепла в шарі (зазвичай 0,8-0,9).

Приклад розрахунку

Якщо додається 50 кг МОС-1 на 1 тонну агломерату, а середній вміст ($Fe_{\text{мет}}$) становить 39,3%:

1. Кількість металевого заліза: $50 \times 0,393 = 19,65$ кг.
2. Виділене тепло: $19,65 \text{ кг} \times 4850 \text{ кДж/кг} \approx 95300$ кДж.
3. Еквівалент коксу: $95300/26000 \approx 3,6$ кг коксу на тонні агломерату.

Отже, використання МОС-1 дозволяє знизити питому витрату коксового дріб'язку на 3-5 кг/т агломерату, що суттєво впливає на зниження собівартості продукції, оскільки кокс є найдорожчим компонентом шихти.

Оцінку впливу додавання компонента МОС–1 на показники спікання та якісні характеристики готового продукту виконували шляхом дослідного агломерування шихтових сумішей, рудна складова яких містила концентрат, аглоруду та досліджуваний продукт МОС–1. При цьому частка залізорудного концентрату в усіх експериментах була фіксованою і становила 80 % від загальної маси залізорудної частини.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.02.АМВЗСША	Аркуш
						2.9
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Установлено, що альтернативне заміщення аглоруди продуктом МОС–1 інтенсифікує процес спікання: вертикальна швидкість процесу зростає пропорційно обсягу введення добавки, забезпечуючи приріст на рівні 0,7 % на кожен відсоток уведеного компонента.

Присутність продукту МОС–1 в аглошихті позитивно впливає на вихід кондиційної фракції (понад 10 мм). Зокрема, за умов використання 80 % концентрату в рудній частині, повне виведення аглоруди та її заміна продуктом магнітної сепарації мартенівських шлаків крупністю 0–10 мм дозволяє підвищити вихід приданого агломерату зазначеного класу на 15 %.

Додатково залучення продукту МОС–1 до складу шихти підвищує теплову потужність агломераційного процесу. Це зумовлено надходженням у зону горіння додаткової теплової енергії внаслідок практично повного окиснення металізованого заліза, що створює передумови для зниження витрат твердого палива. В умовах промислового виробництва отримання високоякісного агломерату за такою технологією забезпечується при підтриманні вмісту вуглецю в шихті в межах 3,0–3,2 %.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.02.АМВЗСПА	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2.10

З ВИЗНАЧЕННЯ ВИТРАТИ КОМПОНЕНТІВ ШИХТИ ТА ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ ОТРИМАНОГО АГЛОМЕРАТУ

3.1 Розрахунок питомої потреби в матеріалах шихти

Для визначення хімічного складу сировинних матеріалів, які використовуватимуться для виготовлення агломерату, було використано аналізатор EXPERT 4L (рис. 3.1). Під час лабораторних випробувань зразки проходили процедуру сканування після попередньої підготовки та розміщення у вимірювальній зоні пристрою.



Рисунок 3.1 – Рентгенофлуоресцентний прилад EXPERT 4L для
дослідження складу шихти

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.03.ВВКШЯПОА		
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата			
Розробив	Федоренко				ВИЗНАЧЕННЯ ВИТРАТИ КОМПОНЕНТІВ ШИХТИ ТА ЯКІСНИХ ПОКАЗНИКІВ ОТРИМАНОГО АГЛОМЕРАТУ		
Перевірив	Ярош						
Рецензент							
Н. контр.	Ярош						
Затвердив	Бабошко						
						Літ.	Аркуш
							3.1
						Аркушів	
						13	
						Кафедра МЧМЛВ	
						гр. МТ-22-1	

Результати вимірювань на приладі EXPERT 4L представлено в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – Результати кількісного аналізу основних елементів у шихті для виробництва агломерату

Матеріали	Вміст компонентів, %						
	Fe _{заг}	S _{заг}	P	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Залізорудний концентрат	65,12	-	-	22,50	68,03	8,05	0,05
Аглоруда	56,30	0,04	-	0,50	79,87	17,80	-
МОС–1	58,08	-	0,30	11,87	54,30	8,72	0,30
Вапняк	-	-	-	-	-	1,68	0,32
Зола палива	15,00	1,12	-	-	21,43	44,00	22,25

продовження табл. 3.1

Вміст компонентів, %					
CaO	MgO	P ₂ O ₅	SO ₃	Інші	ВПП
0,10	0,05	-	-	-	1,22
0,10	-	-	0,10	-	1,63
8,90	0,72	0,69	-	14,10	0,40
52,10	2,50	-	-	-	43,40
3,28	1,63	-	2,80	4,61	-

Результати технічного аналізу палива (табл. 3.2) є основою для подальшого визначення його хімічного складу.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.03.ВВКШЯПОА	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3.2

Таблиця 3.2 – Результати лабораторного дослідження властивостей твердого палива

Вміст води, %	Вміст компонентів, %			
	зола	сірка горюча	леткі	карбонат горючий
7,9	11,36	1,48	2,16	85,00

У методиці [1] визначення хімічного складу палива прийнято, що такі параметри, як вміст горючого вуглецю (C_F), сірки (S_F) та вихід летких сполук, переходять в розрахунковий склад у незмінному вигляді. Слід зазначити, що сукупний вміст горючої сірки та летких компонентів прирівнюється до показника втрат при прожарюванні (табл. 3.3). Визначення кількісного вмісту інших елементів палива базується на використанні аналітичних формул, наприклад:

$$Fe_2O_{3тв.т} = Fe_2O_{3золи} \cdot \frac{A^c}{100}, \quad (3.1)$$

$$SiO_{2тв.т} = SiO_{2золи} \cdot \frac{A^c}{100}, \quad (3.2)$$

де $Fe_2O_{3тв.т}$, $Fe_2O_{3золи}$, $SiO_{2тв.т}$, $SiO_{2золи}$ – вміст оксидів, відповідно, в твердому паливі та золі оксидів, %;

A^c – вміст золи в твердому паливі, %.

Таблиця 3.3 – Результати визначення хімічного складу використовуваного палива

Матеріали	Вміст компонентів, %				
	Fe _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Паливо	1,70	-	2,43	5,00	2,53

продовження табл. 3.3

Вміст компонентів, %						
CaO	MgO	C _Г	SO ₃	ВПП		Інші
				S _Г	леткі	
0,37	0,19	85,00	0,32	1,48	2,16	0,52

Враховуючи, що сталеплавильний шлак додається в кількості до 5 % від загальної маси шихти (тобто приблизно 50 кг/т агломерату), співвідношення залізорудного концентрату і аглоруди при цьому становить 82,5:17,5 (табл. 2.5). На підставі отриманих даних можна розрахувати середньозважений склад цієї суміші (табл. 3.4).

Таблиця 3.4 – Розрахункові дані середньозваженого складу суміші залізорудного концентрату і аглоруди

Матеріали	Вміст компонентів, %						
	Fe _{заг}	S _{заг}	P	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Залізорудний концентрат (0,825)	53,73	-	-	18,56	56,12	6,64	0,04
Аглоруда (0,175)	9,85	0,007	-	0,09	13,98	3,12	-
Рудна суміш	63,58	0,007	-	18,65	70,10	9,76	0,04

продовження табл. 3.4

Вміст компонентів, %					
CaO	MgO	P ₂ O ₅	SO ₃	Інші	ВПП
0,08	0,04	-	-	-	1,01
0,02	-	-	0,02	-	0,28
0,10	0,04	-	0,02	-	1,29

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.03.ВВКШЯПОА	Аркуш
						3.4
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Рівняння матеріального балансу виготовлення агломерату має вид:

$$G_o = P \cdot K_p + \Phi \cdot K_\phi + Б \cdot K_б + П \cdot K_\pi \pm O_2, \quad (3.3)$$

де G_o – одиниця прийнятої для розрахунку маси (100 або 1000 кг агломерату);

$P, \Phi, Б, П$ – питомі витрати відповідно рудної, флюсової, бентонітової і паливної сумішей, кг/100(1000) кг агломерату;

$K_p, K_\phi, K_б, K_\pi$ – коефіцієнти виходу випаленої маси з сухої маси відповідно рудного, флюсового, бентонітового і паливного компонентів шихти, част. од.;

O_2 – приріст (+) або втрата (–) маси відповідно від окислення або відновлення оксидів заліза, що містяться в шихті, кг/100 (1000) кг агломерату.

Визначення коефіцієнта виходу готового продукту після термічної обробки відносно початкової ваги сухого матеріалу для кожної складової шихтової суміші виконується за такою залежністю:

$$K^0 = 0,01(100 - \eta_s \cdot S_{\text{заг}}^0 - C_\Gamma^0 - \eta_{\text{ВПП}} \cdot \text{ВПП}^0 - \text{MnO}_2^0 \cdot \frac{16}{87}), \text{ част.од.} \quad (3.4)$$

де $S_{\text{заг}}^0, C_\Gamma^0, \text{ВПП}^0, \text{MnO}_2^0$ – середньозважений вміст, відповідно загальної сірки, горючого вуглецю, втрат при прожарюванні й оксидів марганцю в компонентах шихти, %;

$\eta_{\text{ВПП}}, \eta_s$ – прийняті ступені видалення, відповідно, ВПП і сірки, част.од.

Підставивши в розрахунок прийняті технологічні параметри (очищення від сірки 85% та абсолютні втрати маси при прожарюванні), приходимо до наступних результатів:

$$K_p^0 = 0,01(100 - 0,85 \cdot 0,007 - 1,29) = 0,987.$$

$$K_\phi^0 = 0,01(100 - 0,85 \cdot 0 - 0,40) = 0,996.$$

$$K_\phi^0 = 0,01(100 - 0,85 \cdot 0 - 43,40) = 0,566.$$

$$K_\pi^0 = 0,01(100 - 0,85 \cdot 0,128 - 85,00 - 3,64) = 0,1125.$$

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.03.ВВКШЯПОА	Аркуш
						3.5
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Показник середнього відхилення маси шихтових компонентів внаслідок окисно-відновної зміни оксидів заліза при високих температурах:

$$O_2^0 = \frac{1}{9} \left(\frac{P_{\Sigma} \cdot FeO_p^0}{100} + \frac{\Phi_{\Sigma} \cdot FeO_{\Phi}^0}{100} + \frac{\Pi_{\Sigma} \cdot FeO_{\Pi}^0}{100} + \frac{Б_{\Sigma} \cdot FeO_B^0}{100} - FeO_{a(0)}^0 \right), \text{ кг/т}, \quad (3.5)$$

де FeO^0 – середньозважений вміст закису заліза в сумішах компонентів шихти й окатишах, %.

Залишкова концентрація FeO у готовому залізорудному агломераті при частковій або повній заміні аглоруди продуктом МОС-1 зазвичай підтримується в межах 10,0-14,0 % (оптимально для розрахунків приймати середнє значення 12,0-12,5 %).

Попри те, що сам продукт МОС-1 вноситься в шихту з високим вмістом закису заліза (11,87 %), кінцева концентрація FeO в готовому агломераті регулюється перш за все витратою твердого палива під час спікання.

$$\begin{aligned} O_2^0 &= \frac{1}{9} \left(\frac{P \cdot 18,65}{100} + \frac{\Pi \cdot 11,87}{100} + \frac{\Phi \cdot 0}{100} + \frac{\Pi \cdot 0}{100} - 12,0 \right) = \\ &= 0,0207 \cdot P + 0,013 \cdot \Pi - 1,3333. \end{aligned} \quad (3.6)$$

Формулювання рівнянь матеріального балансу здійснюється з урахуванням динаміки зміни маси компонентів під час термічної обробки на агломераційній машині:

$$1000 = 0,987 \cdot P + 0,996 \cdot \Pi + 0,566 \cdot \Phi + 0,1125 \cdot \Pi + 0,0207 \cdot P + 0,013 \cdot \Pi - 1,3333.$$

Після спрощення отримаємо:

$$1001,3333 = 1,0077 \cdot P + 1,009 \cdot \Pi + 0,566 \cdot \Phi + 0,1125 \cdot \Pi.$$

$$1001,3333 = 1,0077 \cdot P + 1,009 \cdot 50 + 0,566 \cdot \Phi + 0,1125 \cdot \Pi.$$

$$950,8833 = 1,0077 \cdot P + 0,566 \cdot \Phi + 0,1125 \cdot \Pi.$$

Якісний і міцний агломерат при додаванні в шихту збагаченого сталеплавильного шлаку можна отримати при підтриманні вмісту вуглецю в аглошихті на рівні 3,0-3,2 %:

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.03.ВВКШЯПОА	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3.6

$$950,8833 = 1,0077 \cdot P + 0,566 \cdot \Phi + 0,1125 \cdot 32.$$

$$947,2833 = 1,0077 \cdot P + 0,566 \cdot \Phi.$$

Математичний вираз для визначення основності формується як відношення сумарного вмісту основних оксидів у компонентах аглошихти до кількості кислих оксидів:

$$m_{a(0)} = \frac{P_{\Sigma} \cdot (CaO_{P_{\Sigma}}^0 + MgO_{P_{\Sigma}}^0) + \Phi_{\Sigma} \cdot (CaO_{\Phi_{\Sigma}}^0 + MgO_{\Phi_{\Sigma}}^0) + \Pi_{\Sigma} \cdot (CaO_{\Pi_{\Sigma}}^0 + MgO_{\Pi_{\Sigma}}^0) + B_{\Sigma} \cdot (CaO_{B_{\Sigma}}^0 + MgO_{B_{\Sigma}}^0)}{P_{\Sigma} \cdot (SiO_{2P_{\Sigma}}^0 + Al_2O_{3P_{\Sigma}}^0) + \Phi_{\Sigma} \cdot (SiO_{2\Phi_{\Sigma}}^0 + Al_2O_{3\Phi_{\Sigma}}^0) + \Pi_{\Sigma} \cdot (SiO_{2\Pi_{\Sigma}}^0 + Al_2O_{3\Pi_{\Sigma}}^0) + B_{\Sigma} \cdot (SiO_{2B_{\Sigma}}^0 + Al_2O_{3B_{\Sigma}}^0)}, \quad (3.7)$$

де CaO^0 , MgO^0 , SiO_2^0 , $Al_2O_3^0$ – середньозважений вміст основних і кислих оксидів у відповідних сумішах, %;

m_0 – основність агломерату, част. од.

$$1,15 = \frac{(0,10+0,04)P+(8,90+0,72)Ш+(52,10+2,50)\Phi+(0,37+0,19)\Pi}{(9,76+0,04)P+(8,72+0,30)Ш+(1,68+0,32)\Phi+(5,00+2,53)\Pi}.$$

Після виконання математичних дій і спрощення:

$$11,13 P + 0,753 Ш - 52,30 \Phi + 8,10 \Pi = 0.$$

$$11,13 P + 0,753 \cdot 50 - 52,30 \Phi + 8,10 \cdot 32 = 0.$$

$$52,30 \Phi - 11,13 P = 296,85.$$

Визначення питомих витрат компонентів аглошихти базується на сумісному розв'язанні системи рівнянь, які характеризують матеріальний баланс та задану основність готового спеку:

$$\begin{cases} 1,0077 \cdot P + 0,566 \cdot \Phi = 947,2833 \\ 52,30 \Phi - 11,13 P = 296,85 \end{cases}.$$

Отримані результати розрахунків дають змогу визначити кількісну потребу в компонентах шихти для досягнення певного хімічного складу та високих якісних показників агломерату (табл. 3.5).

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.03.ВВКШЯПОА	Аркуш
						3.7
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Таблиця 3.5 – Питома витрата шихтових матеріалів

Компонент шихти	Питома витрата, кг/т
Залізорудний концентрат	690,3816
Агломераційна руда	146,4446
Сталеплавильний шлак	50
Вапняк	183,7615
Паливо	32

Питома витрата сумарної сухої маси шихтових матеріалів для одержання 1 т агломерату дорівнює 1102,5877 кг.

3.2 Розрахунок хімічного складу готового агломерату

Підсумковий елементний склад готової продукції визначено на основі раніше розрахованих питомих витрат та фізико-хімічних параметрів кожної складової шихти. Цей розрахунковий етап дає змогу спрогнозувати кінцеву концентрацію заліза, базових оксидів та шкідливих домішок в отриманому агломераті. Одержані маси складників слугують основою для подальшої оцінки металургійної якості залізорудної сировини та її ефективності під час наступного доменного плавлення.

Для встановлення теоретичного хімічного складу готового агломерату було обчислено сумарну кількість оксидів та елементів, що надходять до агломераційної шихти разом із залізорудним концентратом, аглорудою, добавкою МОС–1, флюсами та твердим паливом:

$$Fe_{\text{заг}} = 690,3816 \cdot 0,6512 + 146,4446 \cdot 0,563 + 50 \cdot 0,5808 + 183,7615 \cdot 0 + 32 \cdot 0,017 = 561,609 \text{ кг.}$$

$$S_{\text{заг}} = 690,3816 \cdot 0 + 146,4446 \cdot 0,0004 + 50 \cdot 0 + 183,7615 \cdot 0 + 32 \cdot 0,00128 = 0,041 \text{ кг.}$$

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.03.ВВКШЯПОА	Аркуш
						3.8
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$FeO = 690,3816 \cdot 0,225 + 146,4446 \cdot 0,005 + 50 \cdot 0,1187 + 183,7615 \cdot 0 + 32 \cdot 0 = 162,003 \text{ кг.}$$

$$Fe_2O_3 = 690,3816 \cdot 0,6803 + 146,4446 \cdot 0,7987 + 50 \cdot 0,543 + 183,7615 \cdot 0 + 32 \cdot 0,0243 = 614,560 \text{ кг.}$$

$$SiO_2 = 690,3816 \cdot 0,0805 + 146,4446 \cdot 0,178 + 50 \cdot 0,0872 + 183,7615 \cdot 0,0168 + 32 \cdot 0,05 = 90,690 \text{ кг.}$$

$$Al_2O_3 = 690,3816 \cdot 0,0005 + 146,4446 \cdot 0 + 50 \cdot 0,003 + 183,7615 \cdot 0,0032 + 32 \cdot 0,0253 = 1,893 \text{ кг.}$$

$$CaO = 690,3816 \cdot 0,001 + 146,4446 \cdot 0,001 + 50 \cdot 0,089 + 183,7615 \cdot 0,521 + 32 \cdot 0,0037 = 101,145 \text{ кг.}$$

$$MgO = 690,3816 \cdot 0,0005 + 146,4446 \cdot 0 + 50 \cdot 0,0072 + 183,7615 \cdot 0,025 + 32 \cdot 0,0019 = 5,36 \text{ кг.}$$

$$C_r^c = 690,3816 \cdot 0 + 146,4446 \cdot 0 + 50 \cdot 0 + 183,7615 \cdot 0 + 32 \cdot 0,85 = 27,2 \text{ кг.}$$

$$SO_3 = 690,3816 \cdot 0 + 146,4446 \cdot 0,001 + 50 \cdot 0 + 183,7615 \cdot 0 + 32 \cdot 0,0032 = 0,249 \text{ кг.}$$

$$\text{Інші} = 690,3816 \cdot 0 + 146,4446 \cdot 0 + 50 \cdot 0,141 + 183,7615 \cdot 0 + 32 \cdot 0,0052 = 7,216 \text{ кг.}$$

$$\text{ВПП} = 690,3816 \cdot 0,0122 + 146,4446 \cdot 0,0163 + 50 \cdot 0,004 + 183,7615 \cdot 0,434 + 32 \cdot 0,0364 = 91,927 \text{ кг.}$$

«Без зміни переходять з шихти в агломерат усі компоненти, крім сірки, вуглецю, ВПП, FeO і Fe₂O₃. Вміст елементів і оксидів в агломераті розраховується з відповідних рівнянь»:

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.03.ВВКШЯПОА	Аркуш
						3.9
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$Fe_{зага(o)} = \frac{P_{\Sigma} \cdot Fe_{P_{\Sigma}}^0 + \Phi_{\Sigma} \cdot Fe_{\Phi_{\Sigma}}^0 + \Pi_{\Sigma} \cdot Fe_{\Pi_{\Sigma}}^0 + Б_{\Sigma} \cdot Fe_{Б_{\Sigma}}^0}{G_{a(o)}}, \%; \quad (3.8)$$

$$SiO_{2a(o)} = \frac{P_{\Sigma} \cdot SiO_{2P_{\Sigma}}^0 + \Phi_{\Sigma} \cdot SiO_{2\Phi_{\Sigma}}^0 + \Pi_{\Sigma} \cdot SiO_{2\Pi_{\Sigma}}^0 + Б_{\Sigma} \cdot SiO_{2Б_{\Sigma}}^0}{G_{a(o)}}, \%; \quad (3.9)$$

де Fe^0, SiO_2^0 – середньозважений вміст елементів і оксидів у відповідній суміші, %.

Окиснення монооксиду заліза (FeO) до оксиду заліза(III) (Fe_2O_3) супроводжується поглинанням кисню, через що маса цієї сполуки зростає. Математичний перерахунок виконують за допомогою стехіометричного коефіцієнта (який зазвичай дорівнює 1,111), що вказує на точний приріст ваги закису заліза в разі його остаточного переходу у вищу оксидну форму:

$$G_{FeO} = G_{FeO_{ш}} - G_{FeO_{a(o)}}, \text{ кг/т аглом. (окат.)}; \quad (3.10)$$

де $G_{FeO}, G_{FeO_{ш}}, G_{FeO_{a(o)}}$ – маса FeO , відповідно, що окислюється (відновлюється), в шихті і в агломераті (окатишах), кг/т.

$$G_{FeO} = 1000 \cdot 0,12 - 162,003 = -42,003 \text{ кг.}$$

За допомогою цього показника розраховують кількість вторинного Fe_2O_3 , що утворюється під час окиснення закису заліза або концентрату магнетиту (вноситься зі знаком «+»). Якщо в системі відбуваються реакції відновлення із руйнуванням вищих оксидів, коефіцієнт приймає знак «-». Завдяки такому принципу досягається мінімальна похибка у визначенні підсумкової частки залізорудної сировини в готовому продукті.

$$G_{Fe_2O_3} = \frac{G_{FeO} \cdot 160}{144}. \quad (3.11)$$

$$G_{Fe_2O_3} = \frac{42,003 \cdot 160}{144} = +46,67 \text{ кг.}$$

Результати обчислень для кожного елемента шихти узагальнено у вигляді матеріального балансу, наведеного в табл. 3.6.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.03.ВВКШЯПОА	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3.10

Вим.	
Арк.	
№ докум.	
Підпис	
Дата	

КНУ.РБ.136.26.113с-18.03.ВВКШЯПОА

3.11

Архив

Матеріали	Вміст компонентів, %											
	Fe _{заг}		FeO		Fe ₂ O ₃		SiO ₂		Al ₂ O ₃		CaO	
	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг
Залізорудний концентрат	65,12	449,576	22,5	155,336	68,03	469,667	8,05	55,576	0,05	0,345	0,1	0,690
Агломераційна руда	56,3	82,448	0,5	0,732	79,87	116,965	17,8	26,067	0	0	0,1	0,146
Сталеплавильний шлак	58,08	29,04	11,87	5,935	54,3	27,15	8,72	4,36	0,3	0,15	8,9	4,45
Вапняк	0	0	0	0	0	0	1,68	3,087	0,32	0,588	52,1	95,740
Паливо	1,7	0,544	0	0	2,43	0,778	5	1,6	2,53	0,810	0,37	0,118
Всього шихти	50,94	561,609	14,69	162,003	55,74	614,560	8,23	90,690	0,17	1,893	9,17	101,145
Приріст (+) втрата (–) маси				-42,003		46,670						
Агломерат	56,85	561,609	12,15	120	66,93	661,230	9,18	90,690	0,19	1,893	10,24	101,145

продовження табл. 3.6

Вміст компонентів, %												Витрата сухих шихтових матеріалів, кг/т
MgO		P ₂ O ₅		C _г ^c		SO ₃		Інші		ВПП		
%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	
0,05	0,345	0	0	0	0	0	0	0	0	1,22	8,423	690,382
0	0	0	0	0,1	0,146	0	0	0	0	1,63	2,387	146,445
0,72	0,36	0,69	0,345	0	0	0	0	14,1	7,05	0,4	0,2	50
2,5	4,594	0	0	0	0	0	0	0	0	43,4	79,753	183,762
0,19	0,061	0	0	85	27,2	0,32	0,102	0,52	0,166	3,64	1,165	32
0,49	5,36	0,03	0,345	2,47	27,2	0,023	0,249	0,654	7,216	8,34	91,927	1102,588
					-27,2		-0,212				-91,927	
0,54	5,36	0,03	0,345	0	0	0,004	0,037	0,73	7,216	0	0	987,916

Розрахункові фізико-хімічні показники отриманого агломерату представлено в табл. 3.7.

Таблиця 3.7 – Теоретичні фізико-хімічні властивості готового залізорудного агломерату

Компоненти	Fe _{заг}	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Вміст, %	56,85	0,002	12,15	66,93	9,18	0,19

продовження табл. 3.7

Компоненти	CaO	MgO	P ₂ O ₅	SO ₃	Інші	ВПП
Вміст, %	10,24	0,54	0,03	0,004	0,73	-

$$O_{CH} = \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} = \frac{10,24 + 0,54}{9,18 + 0,19} = 1,15 \text{ част. од.}$$

4 РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ПІДГОТОВКИ ШИХТИ ТА СПІКАННЯ АГЛОМЕРАТУ

Розробка та обґрунтування технологічного циклу виробництва агломерату базується на детальному вивченні властивостей компонентів шихти, де особлива увага приділяється їхньому гранулометричному складу та здатності до грудкування. Оскільки ефективність процесу спікання напряду залежить від газопроникності шару, фізичні характеристики сировини (вологість, пористість) визначають вибір методів підготовки та змішування матеріалів. Наступні етапи, такі як завантаження на агломашину, запалювання горючих складників та охолодження готового агломерату, приймаються на основі практичних відомостей, що забезпечують отримання міцного залізорудного спеку з необхідними характеристиками.

Ключові вихідні параметри для розрахунку технологічної схеми наведено у формі таблиці 4.1.

Таблиця 4.1 – Характеристики фізико-механічних властивостей та розрахована кількість сировинних матеріалів

Компоненти шихти	Питомі витрати $M_{сук.}$, кг/т агломерату	Вміст вологи, %	Крупність, мм
Залізорудний концентрат	690,382	10,50	-0,074
Аглоруда	146,445	3,90	-10
МОС-1	50	4,0	-10
Вапняк	183,762	7,3	-100
Паливо	32	7,5	-25

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.04.РТСПШСА								
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата									
Розробив		Федоренко			РОЗРОБКА ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ПІДГОТОВКИ ШИХТИ ТА СПІКАННЯ АГЛОМЕРАТУ				Літ.	Аркуш	Аркушів		
Перевірів		Ярош									4.1	6	
Рецензент									Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1				
Н. контр.		Ярош											
Затвердив		Бабошко											

Додаткові вихідні дані, потрібні для виконання розрахунку технологічної схеми:

1) вихід вороття 15%; співвідношення повернення першої та другої стадії грохочення, %: 57:43;

4) крупність дроблених матеріалів:

– флюсів -5 мм;

– коксового дріб'язку після першої стадії просіювання -10 мм;

– спеку -150 мм;

5) температура гарячого повернення 700°C;

6) вологість повернення після охолодження 3%;

7) механічні втрати компонентів шихти приймаються рівними 1,8%.

З метою забезпечення коректної роботи вагодозуючих систем виконується перерахунок витрат матеріалів у робочий (вологий) стан. Дана методика обчислення враховує показники чистої сухої маси компонентів, рівень їхньої початкової вологості, а також нормативні механічні втрати, що виникають на етапах внутрішньозаводського транспортування та перевалки сировини:

$$M_{\text{вол.}} = \frac{M_{\text{сух.}} \cdot 100 \cdot 100}{(100 - W)(100 - \text{Втр.})}, \quad (4.1)$$

де W – вміст води в матеріалі, %.

Втр. – механічні втрати компонентів шихти, %

Вага концентрату з урахуванням води є визначальним параметром розрахунку, оскільки цей матеріал є основним компонентом шихти та впливає на вміст заліза в агломераті:

$$M_{\text{з.к.}} = \frac{690,382 \cdot 10^4}{(100 - 10,5)(100 - 1,8)} = 785,52 \text{ кг.}$$

Маса агломераційної руди з урахуванням води обчислюється як додаткове джерело оксидів заліза, що впливає на фазовий склад виготовленого агломерату:

$$M_a = \frac{146,445 \cdot 10^4}{(100 - 3,9)(100 - 1,8)} = 155,18 \text{ кг.}$$

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.04.РТСПШСА	Аркуш
						4.2
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Маса сталеплавильних шлаків з урахуванням їхньої вологості:

$$M_{\text{ш}} = \frac{50 \cdot 10^4}{(100-4,0)(100-1,8)} = 53,04 \text{ кг.}$$

Вологу масу вапняку вираховують для того, щоб точно витримати хімічний склад (основність) одержуваного агломерату:

$$M_{\text{в.}} = \frac{183,762 \cdot 10^4}{(100-7,3)(100-1,8)} = 201,87 \text{ кг.}$$

Маса твердого палива з урахуванням вологи базується на розрахунку необхідної енергії для термічної дисоціації карбонатів та плавлення мінералів. Коригування на вологість дозволяє компенсувати теплові втрати на випаровування води та гарантувати стабільну температуру в зоні горіння палива:

$$M_{\text{п.}} = \frac{32 \cdot 10^4}{(100-7,5)(100-1,8)} = 35,23 \text{ кг.}$$

Для розрахунку процесу дроблення флюсових добавок виходять з припущення про рівномірний (лінійний) характер сумарної характеристики крупності флюсу, подрібненого до 5 мм, що дозволяє визначити вміст фракції +3 мм:

$$5 \text{ мм} \quad 100 \text{ \%}.$$

$$5-3 = 2 \text{ мм} \quad x \quad x = \frac{2 \times 100}{5} = 40\%.$$

Ефективність відсіву флюсу за класом 3 мм на рівні 85% слугує основою для розрахунку об'єму рециркуляційного залишку. Цей показник дає змогу обчислити сумарну кількість подрібненого вапняку, що багаторазово проходить крізь дробильну установку, та точно оцінити фактичне експлуатаційне навантаження на обладнання шихтового відділення:

$$M_{\text{об.в.}} = 201,87 \cdot 0,4 + 201,87 \cdot (1 - 0,4)(1 - 0,85) = 98,92 \text{ кг.}$$

$$M_{\text{др.в.}} = M_{\text{в.}} + M_{\text{об.в.}} = 201,87 + 98,92 = 300,79 \text{ кг.}$$

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.04.РТСПШСА	Аркуш
						4.3
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Для прогнозування роботи вузла підготовки палива прийнято вхідний вміст крупного класу (+20 мм) на рівні 12% при нормативній ефективності просіювання 85%. На основі цих параметрів визначається масовий вихід розділених фракцій палива. Встановлення балансу між надрешітним залишком і просіяним продуктом є необхідним етапом для визначення навантаження на дробильне обладнання:

$$M_{\text{нід}} = 35,23 \cdot (1 - 0,12) \cdot 0,85 = 26,35 \text{ кг.}$$

$$M_{\text{над}} = 35,23 - 26,35 = 8,88 \text{ кг.}$$

На основі індивідуальних характеристик кожного шихтового компонента проводиться розрахунок загальної маси та сумарного показника вологості всієї шихтової суміші. Встановлення цих параметрів є критично важливим етапом для забезпечення стабільного режиму огрудкування та подальшого теплового балансу процесу спікання.

Маса шихти:

$$M_{\text{ш}} = M_{\text{з.к.}} + M_{\text{а}} + M_{\text{ш}} + M_{\text{в}} + M_{\text{п.}} \quad (4.2)$$

$$M_{\text{ш}} = 785,52 + 155,18 + 53,04 + 201,87 + 35,23 = 1230,84 \text{ кг.}$$

Загальну вологість багатокомпонентної шихти визначають методом середньозваженого розрахунку, враховуючи індивідуальний вміст води та пропорційну частку кожного компонента у суміші:

$$W_{\text{сер.}} = W_1 \cdot \frac{M_1}{\sum M_i} + W_2 \cdot \frac{M_2}{\sum M_i} + W_3 \cdot \frac{M_3}{\sum M_i} + \dots + W_i \cdot \frac{M_i}{\sum M_i}, \quad (4.3)$$

де $M_1, M_2, M_3, \dots, M_i$ – маса першого, другого, третього, ..., i -го компонентів суміші, кг;

$\sum M_i$ – сумарна маса всіх компонентів суміші, кг.

$$W_{\text{вих.ш}} = \frac{W_{\text{з.к.}} \cdot M_{\text{з.к.}}}{M_{\text{ш}}} + \frac{W_{\text{а}} \cdot M_{\text{а}}}{M_{\text{ш}}} + \frac{W_{\text{ш.}} \cdot M_{\text{ш.}}}{M_{\text{ш}}} + \frac{W_{\text{в.}} \cdot M_{\text{в.}}}{M_{\text{ш}}} + \frac{W_{\text{п.}} \cdot M_{\text{п.}}}{M_{\text{ш}}}. \quad (4.4)$$

$$W_{\text{вих.ш}} = \frac{10,5 \cdot 785,52}{1230,84} + \frac{3,9 \cdot 155,18}{1230,84} + \frac{4,0 \cdot 53,04}{1230,84} + \frac{7,3 \cdot 201,87}{1230,84} + \frac{7,5 \cdot 35,23}{1230,84} = 8,78 \text{ \%}.$$

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.04.РТСПШСА	Аркуш
						4.4
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

До маси шихти обов'язково вага сухого вороття, що повертається у виробничий цикл. Отримане значення дозволяє не лише збалансувати витрату сировинних компонентів, а й оптимізувати газопроникність шихтового шару під час огрудкування. Оскільки вороття виконує роль теплоносія та розпушувача, його розрахункова маса прямо впливає на вертикальну швидкість спікання та питому продуктивність агломації.

$$m_{\Sigma} = \frac{1000 \cdot 15}{100 - 15} = 176,47 \text{ кг.}$$

Розподіл вороття між стадіями грохочення:

$$m_{\Sigma 1} = 176,47 \cdot \frac{57}{100} = 100,59 \text{ кг.}$$

$$m_{\Sigma 2} = 176,47 - 100,59 = 75,88 \text{ кг.}$$

Для стабілізації температурного режиму вороття застосовується водяне охолодження, що потребує обчислення витратних параметрів води. Розрахунковий алгоритм включає визначення маси випаруваної вологи, яка забирає основну частину теплової енергії, та маси затриманої вологи, що визначає кінцевий фізичний стан продукту:

$$m_{\text{вод.вип}} = 100,59 - 0,158 = 15,89 \text{ кг.}$$

$$m_{\text{вод.зал}} = \frac{100,59 \cdot 3}{(100 - 3)} = 3,11 \text{ кг.}$$

При цьому загальна маса води, що витрачається на процес охолодження вороття, визначається на основі рівняння теплового балансу, виходячи з початкової температури гарячого зворотного продукту, його питомої теплоємності та заданих параметрів кінцевого вологовмісту шихти після гасіння

$$m_{\text{вод.охол.}} = 15,89 + 3,11 = 19,0 \text{ кг.}$$

Для коректного формування шихтового потоку розраховується підсумкова вага зволоженого вороття після завершення стадії охолодження, що дозволяє точно визначити реальні пропорції між оборотними та первинними залізородними компонентами перед їх подачею на головний конвеєр.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.04.РТСПШСА	Аркуш
						4.5
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$M_{\text{в1в0л}} = 100,59 + 3,11 = 103,70 \text{ кг.}$$

На основі отриманих даних встановлюються сукупні масові та вологісні характеристики циркуляційного продукту, які є визначальними для прогнозування газодинамічного опору шару шихти. Оскільки гаряче або перезволожене вороття суттєво змінює умови теплообміну, ці параметри використовуються для оптимізації швидкості підсмоктування повітря та стабілізації зони горіння палива.

$$M_{\text{в}\Sigma} = M_{\text{в1в0л}} + M_{\text{в2}}, \quad (4.5)$$

$$M_{\text{в}\Sigma} = 103,70 + 75,88 = 179,58 \text{ кг.}$$

$$W_{\text{в}\Sigma} = \frac{3,11}{179,58} \cdot 100 = 1,73\%.$$

Зважаючи на те, що за технологічною схемою передбачено об'єднання зворотного продукту з вихідними компонентами, подальший етап передбачає обчислення фізико-хімічних показників отриманого комбінованого матеріалу:

$$M_{\text{сум}} = M_{\text{ш}} + M_{\text{в}\Sigma}. \quad (4.6)$$

$$M_{\text{сум}} = 1230,84 + 179,58 = 1410,42 \text{ кг.}$$

$$W_{\text{сум}} = W_{\text{вих.ш}} \frac{M_{\text{ш}}}{M_{\text{сум}}} + W_{\text{в}\Sigma} \frac{M_{\text{в}\Sigma}}{M_{\text{сум}}}. \quad (4.7)$$

$$W_{\text{сум}} = 8,78 \cdot \frac{1230,84}{1410,42} + 1,73 \cdot \frac{179,58}{1410,42} = 7,9\%.$$

Розрахункова вологість комбінованої шихти становить 7,9%, що нівелює потребу у введенні додаткової рідини на етапі її первинної підготовки. Після завершення первинного змішування суміш перенаправляється на вторинне перемішування та грануляцію. Оскільки для отримання міцної структури грудкованого матеріалу на цій стадії технологічним регламентом передбачено вміст води 7,4%, наявна кількість води повністю задовольняє технологічні вимоги. Це дозволяє здійснювати процес огрудкування без примусового зрошення шихти всередині барабана.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.04.РТСПШСА	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		4.6

5 ОБГРУНТУВАННЯ ТА РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ

5.1 Визначення годинної потужності агломераційного комплексу

На початковому етапі проектування проводиться розрахунок фактичної погодинної продуктивності аглофабрики. Виходячи із заданої річної програми випуску залізорудного агломерату в обсязі 5 млн. т, встановлюється необхідний темп роботи обладнання з урахуванням фонду робочого часу. Обчислення виконується за наступною формулою:

«Обсяг виробництва агломерату за годину (P_o , т/год)»:

$$P_o = \frac{G}{\eta \cdot 365 \cdot 24}, \quad (5.1)$$

де G – річне виробництво агломерату, т/рік;

η – коефіцієнт використання обладнання – відношення робочого часу до календарного, част.од. (приймаємо 0,9);

365 – календарна кількість днів в рік;

24 – кількість годин в добі».

$$P_o = \frac{5000000}{0,9 \cdot 365 \cdot 24} = 634,2 \text{ т/год.}$$

Погодинне споживання шихтових матеріалів:

$$P_{з.к.} = P_{a(o)} \cdot X_{з.к.}, \quad (5.2)$$

де $P_{з.к.}$ — годинна потреба в компоненті шихти (наприклад, залізорудний концентрат), т/год.;

$X_{з.к.}$ — питома витрата компонента шихти, т/т агл. (окат).

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.05.ОРПОТО			
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата				
Розробив	Федоренко				ОБГРУНТУВАННЯ ТА РОЗРАХУНОК ПАРАМЕТРІВ ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ	Літ.	Аркуш	Аркушів
Перевірив	Ярош						5.1	8
Рецензент						Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1		
Н. контр.	Ярош							
Затвердив	Бабошко							

$$P_{з.к.} = 634,2 \cdot 0,78552 = 498,2 \text{ т/год.}$$

$$P_a = 634,2 \cdot 0,15518 = 98,4 \text{ т/год.}$$

$$P_{ш.} = 634,2 \cdot 0,05304 = 33,6 \text{ т/год.}$$

$$P_{в.} = 634,2 \cdot 0,20187 = 128,0 \text{ т/год.}$$

$$P_{п.} = 634,2 \cdot 0,03523 = 22,3 \text{ т/год.}$$

5.2 Вибір і обчислення основного технологічного устаткування

«Розрахунок необхідної кількості витратних бункерів для компонентів шихти»:

$$n_{з.к.} = \frac{P_{з.к.} \cdot \tau}{\gamma \cdot V_б \cdot 0,85}, \quad (5.3)$$

де $P_{з.к.}$ – погодинна потреба в компоненті шихти, т/год;

τ – прийнятий нормативний запас компонента шихти в бункерах (4-10 год), год;

$V_б$ – об'єм стандартних бункерів (100, 130, 200), м³;

0,85 – ступінь заповнення бункерів, част. од.;

γ – насипна маса компонента шихти, т/м³.

«Після розрахунку кількість бункерів округляється до цілого числа (в більшу сторону). Приймається парна кількість бункерів, виходячи з необхідності забезпечення роботи двох потоків».

$$n_{з.к.} = \frac{498,2 \cdot 8}{2,23 \cdot 200 \cdot 0,85} = 10,5.$$

$$n_a = \frac{98,4 \cdot 8}{1,95 \cdot 200 \cdot 0,85} = 2,4.$$

$$n_{ш.} = \frac{33,6 \cdot 8}{1,79 \cdot 200 \cdot 0,85} = 0,9.$$

$$n_{в.} = \frac{128,0 \cdot 8}{1,51 \cdot 200 \cdot 0,85} = 4,0.$$

$$n_{п.} = \frac{22,3 \cdot 8}{0,63 \cdot 200 \cdot 0,85} = 1,7.$$

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.05.ОРПОТО	Аркуш
						5.2
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Усього бункерів у шихтовому відділенні: $n = 24$ шт.

«Розрахунок необхідної кількості дробарок»:

$$n = \frac{P_{\text{в}} + P_{\text{д.в}}}{q} \quad (5.4)$$

$$n = \frac{P_{\text{к.д}} + P_{\text{а.ш}}}{q}, \quad (5.5)$$

де $P_{\text{в}}$, $P_{\text{д.в}}$, $P_{\text{к.д}}$, $P_{\text{а.ш}}$ – годинна потреба у, відповідно, вапняку, доломітизованому вапняку, коксовому дріб'язку та антрацитовому штибі, т/год;

q – продуктивність дробарки або млина, т/год.

Обчислені показники необхідної кількості подрібнювальних агрегатів підлягають округленню у більшу сторону до цілих значень. З метою забезпечення стабільності виробничого процесу під час планово-попереджувальних ремонтів або сервісних робіт додатково проектується одне резервне обладнання.

Максимальний розмір шматків вихідного вапняку дорівнює 100 мм, що робить технологічно доцільним застосування молоткових дробарок. Підготовка флюсу зорієнтована на замкнену схему: подрібнений матеріал піддається класифікації, за якої кондиційна фракція завантажується в бункери шихтування, а некондиційний надрешітний залишок рециркулює на перепідготовку.

$$n_{\text{др.в.}} = \frac{128,0}{250} = 0,51.$$

Тверде паливо крупністю до 25 мм проходить багатостадійну підготовку для отримання потрібного фракційного складу. Спочатку сировина класифікується на грохоті (контрольний клас 10 мм), звідки великий залишок надходить на першу стадію дроблення в молоткові дробарки. Остаточний розмір палива досягається під час другої стадії дроблення, де задіяні чотиривалкові дробарки.

$$n_{\text{др.1}} = \frac{22,3}{250} = 0,09.$$

$$n_{\text{др.2}} = \frac{30,63}{16} = 1,91.$$

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.05.ОРПОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		5.3

Для забезпечення заданої продуктивності агломераційного комплексу до експлуатації прийнято наступна кількість дробильного устаткування:

- дробарки молоткові (вузол підготовки флюсу) – 2 шт.;
- дробарки молоткові (перша ступінь підготовки палива) – 2 шт.;
- дробарки чотиривалкові (друга ступінь підготовки палива) – 3 шт.

Термічне спікання підготовленої шихтової суміші здійснюється на стрічкових конвеєрних агломераційних машинах. Розрахунок сукупної площі спікання, необхідної для забезпечення заданої продуктивності комплексу, виконується за такою формулою:

$$S_{\Sigma} = \frac{P_o}{q}, \text{ м}^2, \quad (5.6)$$

де S_{Σ} – сумарна площа машини, м^2 ;

P_o – погодинне виробництво агломерату, т/год;

q – питома виробнича продуктивність машини, $\text{т}/\text{м}^2 \cdot \text{год}$.

На величину питомої продуктивності агломашини суттєво впливає склад металургійної сировини. Кожні 10% приросту вмісту залізорудного концентрату та колошникового пилу призводять до зменшення питомої продуктивності агрегату на 5,3% (еквівалент $0,12 \text{ т}/\text{м}^2 \cdot \text{год}$). Частка концентрату в залізорудній частині шихти становить 79%, забезпечуючи питому продуктивність $q = 1,29 \text{ т}/\text{м}^2 \cdot \text{год}$.

Розрахунок підсумкової сумарної площі спікання здійснюється на основі необхідної годинної потужності комплексу за наступним співвідношенням:

$$S_{\Sigma} = \frac{634,2}{1,29} = 491,6 \text{ м}^2.$$

Проектування агломераційного цеху підпорядковується нормативним вимогам, згідно з якими оптимальна кількість технологічних агрегатів має становити від 2 до 10 одиниць.

Комплексний аналіз експлуатаційних параметрів серійного устаткування дозволив обґрунтувати вибір конвеєрної агломашини типу АК-312. Дана модель

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.05.ОРПОТО	Аркуш
						5.4
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

повністю задовольняє проектні вимоги щодо виходу продукту та забезпечує стабільне шарове спікання сумішей, збагачених тонкодисперсними залізовмісними концентратами. Визначення потрібної кількості агломераційних одиниць здійснюється за такою залежністю:

$$N_o = \frac{S_{\Sigma}}{S_M}, \quad (5.7)$$

де N_o – кількість машин;

S_M – корисна площа вибраної машини, m^2 .

Отриману величину кількості машин округлюють до найближчого цілого у бік збільшення. Слід зазначити, що для термічного переділу, на відміну від дробильно-розмелювального, резерв обладнання не проектується. Надійність і безперервність роботи конвеєрних ліній досягається за рахунок підтримання високого коефіцієнта використання робочого часу та регламентного сервісного обслуговування основних технологічних одиниць.

$$N_o = \frac{491,6}{312} = 1,6.$$

Базуючись на результатах розрахунків, для виконання виробничої програми передбачено монтаж двох агломашин.

На наступному етапі обчислюється фактичний годинний вихід придатного продукту з одного робочого агрегату під час термічної обробки:

$$P_M = S_M \cdot q, \text{ т/год.}, \quad (5.8)$$

$$P_M = 312 \cdot 1,29 = 402,5 \text{ т/год.}$$

Число одиниць огрудкувального устаткування в розрахунку на одну технологічну лінію обчислюється за формулою:

$$n_{\text{огр.}} = \frac{P_M}{K \cdot P_{\text{огр}}}, \quad (5.9)$$

де P_M – годинна продуктивність агломашини, т/год;

K – коефіцієнт виходу 1 т агломерату з вологої шихти (визначається з балансової таблиці), част. од.;

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.05.ОРПОТО	Аркуш
						5.5
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$P_{\text{огр}}$ – годинна продуктивність огрудкувача, т/год.

Коефіцієнт виходу придатного продукту з вологої шихти є розрахунковим критерієм, який відображає питому витрату підготовленої сирової суміші (з урахуванням її сумарного вологовмісту) на виробництво однієї тонни готового охолодженого агломерату. Згідно з отриманими балансовими даними, для отримання 987,92 кг кондиційного агломерату технологічна лінія потребує подачі 1230,84 кг вихідних шихтових матеріалів.

Коефіцієнт виходу 1 т агломерату з вологої шихти» становитиме:

$$K = \frac{987,92}{1230,84} = 0,80.$$

$$n_{\text{огр.}} = \frac{402,5}{0,80 \cdot 450} = 1,1.$$

Теоретична потреба в огрудкувальних барабанах приймається з округленням до найближчого більшого цілого. Надійність тракту шихтопідготовки та стабільне живлення агломашин під час зупинок окремих машин на технічне обслуговування підвищується шляхом введення однієї одиниці резервного обладнання. Отже, підсумкова кількість барабанних огрудкувачів становить:

$$n_{\Sigma \text{огр.}} = N_o \cdot n_{\text{огр.}}, \quad (5.10)$$

де $n_{\Sigma \text{огр.}}$ – кількість огрудкувачів цеху, шт.;

N_o – кількість агломераційних машин, шт.;

$n_{\text{огр.}}$ – кількість огрудкувачів на одній машині, шт.

$$n_{\Sigma \text{огр.}} = 2 \cdot 3 = 6 \text{ шт.}$$

Кількісний склад змішувачів першої стадії визначається за методикою, аналогічною до розрахунку барабанів-огрудкувачів.

Для охолодження готового агломерату до технологічно нормативних температур обрано охолоджувач лінійного типу (наприклад, ОП-315 з паспортною потужністю 370 т/год).

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.05.ОРПОТО	Аркуш
						5.6
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Підсумкові показники виконаного проектування структуровані у вигляді таблиць 5.3–5.6.

Таблиця 5.3 – Кількісні характеристики та сукупна витрата основних і допоміжних матеріалів шихтової суміші

Компоненти шихти	Питома витрата, кг/т окатишів	Годинна витрата, т/год	Добова витрата, т/добу	Річна витрата, т/рік
Залізорудний концентрат	785,52	498,2	11956,8	3927808,8
Аглоруда	155,18	98,4	2361,6	775785,6
МОС – 1	53,04	33,6	806,4	264902,4
Вапняк	201,87	128,0	3072,0	1009152,0
Паливо	35,23	22,3	535,2	175813,2
Разом вологої шихти	1230,84	780,5	18732	6153462

Таблиця 5.4 – Розрахункові показники хімічного складу товарного продукту

Компоненти	Fe _{заг}	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Вміст, %	56,85	0,002	12,15	66,93	9,18	0,19

продовження табл. 5.4

Компоненти	CaO	MgO	P ₂ O ₅	SO ₃	Інші	ВПП
Вміст, %	10,24	0,54	0,03	0,004	0,73	-

Таблиця 5.5 – Основне технологічне обладнання

Найменування обладнання	Кількість, шт.	Тип	Продуктивність, т/год.
Витратні бункери шихтових матеріалів	24	200 м ³	-
Молоткові дробарки для вапняку і палива	4	ДМРИЭ-1450x1300	250
Чотиривалкові дробарки для палива	3	Д4Г 900×700	16
Барабанні огрудкувачі	6	ОБ6-3,2×12,5	450
Агломераційні машини	2	АК-312	-

Таблиця 5.6 – Виробнича програма агломераційної фабрики

Продукція	Годинне виробництво, т/год.	Добове виробництво, т/добу	Річне виробництво, т/рік
Агломерат	634,2	15220,8	5000033

ВИСНОВКИ

У результаті аналітичного дослідження щодо додавання продукту МОС-1 в агломераційну шихту:

1. Досліджено закономірності процесу агломерації за умов використання трикомпонентної рудної частини шихти (концентрат, аглоруда, продукт МОС–1). Встановлено, що фіксований вміст залізорудного концентрату на рівні 80 % забезпечує базову стабільність шихтових умов, тоді як варіювання співвідношення між аглорудою та продуктом магнітної сепарації мартенівських шлаків (МОС–1) виступає головним чинником регулювання показників спікання.

2. Виявлено стійку позитивну кореляцію між кількістю залученого МОС–1 замість аглоруди та кінетикою процесу агломерації. Доведено, що вертикальна швидкість спікання зростає лінійно та пропорційно витраті добавки, забезпечуючи стабільний приріст продуктивності на рівні 0,7 % на кожен відсоток заміщення рудного компонента.

3. Установлено високу ефективність використання МОС–1 крупністю 0-10 мм як окомкувального та зміцнювального складника шихти. Повний вивід аглоруди із залізорудної частини на користь досліджуваного продукту забезпечує суттєве покращення гранулометричного складу спеку, збільшуючи вихід придатної кондиційної фракції (класу понад 10 мм) на 15 %.

4. Доведено, що додавання продукту МОС–1 супроводжується підвищенням теплового рівня процесу агломерації. Додатковий прихід тепла в зону горіння генерується внаслідок практично повного екзотермічного окиснення металізованої складової ($Fe_{мет}$) шлакового продукту, що створює реальні передумови для зниження витрат дефіцитного твердого палива.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.В				
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	ВИСНОВКИ	Літ.	Аркуш	Аркушів	
Розробив	Федоренко								
Перевірив	Ярош								
Рецензент									
Н. контр.	Ярош								
Затвердив	Бабошко								
						Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1			

5. Аналіз хімізму процесу показав, що заміна залізорудної суміші продуктом МОС–1 забезпечує приріст концентрації загального заліза в готовому агломераті на 0,05 % на кожні 10 кг уведеної добавки. Проте впровадження продукту без коригування витрати флюсів призводить до зниження стабільності заданої основності агломерату, що потребує обов'язкового розрахункового балансування флюсових компонентів.

6. Визначено, що альтернативне введення 10 кг МОС–1 замість аглоруди дозволяє зменшити витрату рудної частини на 9,3 кг, а флюсової суміші – на 4,4 кг. З технологічного та економічного поглядів найбільш перспективним є варіант, за яким введення МОС–1 дозволяє одночасно мінімізувати частку найдорожчого складника шихти - залізорудного концентрату, зберігаючи при цьому високі металургійні властивості агломерату.

7. На основі проведеного аналізу визначено граничні умови успішного промислового освоєння розробленої технології. Якісний і міцний агломерат в реальних умовах можна отримати при підтриманні вмісту вуглецю в аглошихті на рівні 3,0-3,2 % та обмеженні загальної частки сталеплавильного шлаку в межах до 5 % від маси придатної шихти для уникнення надмірного виходу фосфору.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.В	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Методичні вказівки до виконання випускної кваліфікаційної роботи для здобувачів вищої освіти першого (бакалаврського) рівня за спеціальністю 136 «Металургія» / уклад. С.Г. Савельєв, Л.Н. Саїтгарєєв, В.А. Чубенко, Т.П. Ярош, І.Е. Скідін, А.А. Хіноцька. Видавничий центр КНУ, 2023. 32 с.
2. <https://studfile.net/preview/8901899/page:10/>.
3. <http://jrn.isi.gov.ua/sb/26-12/26%20100.pdf>.
4. Методичні вказівки до виконання курсового проекту з дисципліни «Теорія і технологія процесів окускування» / уклад. С.Г. Савельєв, О.В. Бабаєвська. Кривий Ріг: Видавничий центр КНУ, 2023. 52 с.
5. <https://msd.com.ua/osnovy-aglomeracii-zheleznyx-rud/usloviya-polucheniya-oflyusovannogo-aglomerata/>
6. Вергельська Н.В. Агломерат (металургія) // Велика українська енциклопедія. URL: <https://vue.gov.ua/>.
7. <http://www.nbuv.gov.ua> (Національна бібліотека України ім. В.І. Вернадського).
8. Бочка В.В. Удосконалення технології виробництва якісного агломерату / В.В. Бочка, А.В. Сова, А.В. Двоєглазова, М.О. Ващенко // VIII Міжнародна науково-практична конференція «Металлургия 2019», м. Запоріжжя, 21-23 травня, ст. 256-257.
9. Плотніков В.В., Саїтгарєєв Л.В. Інтенсифікація агломераційного процесу за рахунок вдосконалення технології комбінованого огрудкування і завантаження шихти. Вісник ПГТУ. Вип 25. 2018. С. 41-46.
10. Sanay J. S., Nagpal O. P., Prasad S. Waste management of steel slag // Steel Times International. 2000. № 2. P. 38-40, 43.
11. Euroslag: Legal status of slag (position paper), Jan. 2006.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.Л						
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	ЛІТЕРАТУРА	Літ.	Аркуш	Аркушів			
Розробив	Федоренко										
Перевірив	Ярош						1	3			
Рецензент						Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1					
Н. контр.	Ярош										
Затвердив	Бабошко										

12. Kuhn M., Drissen P., Schrey H. Successful treatment of liquid BOF slag at Thyssen Krupp Steel works to solve the problem of volume stability / Proc. 3rd European Oxygen Steelmaking Conf. Birmingham, U. K., Oct-Nov. 2000. P. 521-531.

13. Технологія розливки сталі. / О.П. Чуванов, В.С. Мамешин, А.С. Гриценко та ін. Дніпропетровськ: НМетАУ, 2012. 186 с.

14. Харлашин П.С., Волошин В.С., Меджибожський М.Я. Основи термодинаміки і кінетики сучасних сталеплавильних процесів: підручник для ВУЗів. Маріуполь, 2012. 340 с.

15. Смірнов О.М., Тімошенко С.М., Нарівський А.В., Семірягін С.В., Осипенко В.В., Скоробагатько Ю.П. Сталь України: відновлення та інновації. Київ: НВП «Видавництво Наукова думка НАН України», дизайн, 2023. 268 с. ISBN 978-966-00-1909-6.

16. Іващенко О.Д., Нікозять Ю.Б., Дмитренко В.І. Хімія і методи дослідження сировини та матеріалів: навч. посіб. Рекомендовано МОН. Київ, 2011. 606 с.

17. Бочка В.В. Удосконалення технології виробництва якісного агломерату / В.В. Бочка, А.К. Тараканов, А.В. Сова, М.М. Бойко, М.В. Ягольник, А.В. Двоєглазова // Теорія і практика металургії. 2019. №1. С. 5-14. doi:10.34185/tpm.1.2019.01.

18. Чернега Д.Ф. Основи металургійного виробництва металів і сплавів. Київ: Вища школа, 2006. 503 с.

19. В.П. Мовчан, М.М. Бережний. Основи металургії: монографія. Дніпропетровськ: Пороги. 2001. 336 с.

20. Mihok L., Fedicova D. Recycling of demetallized steelmaking slag into charge of basic oxygen converter // Metallurgija, 2000. № 2. С. 93-99.

21. ДСТУ 8811.0:2019 Руди залізні, концентрати, агломерати, окатки та брикети. Загальні вимоги до методів хімічного аналізування; прийнято від 15.07.2019 р.; дійсний з 01.07.2020 р; ДП «УкрНДНЦ». 11 с.

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.Л	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2

22. ДСТУ 8811.1:2018 Руди залізні, концентрати, агломерати, окатки та брикети. Метод визначення загального заліза; прийнято від 18.10.2018 р.; дійсний з 01.01.2019 р.; ДП «УкрНДНЦ». 12 с.

23. ДСТУ 8811.4:2019 Руди залізні, концентрати, агломерати, окатки та брикети. Методи визначення сірки; прийнято від 15.07.2019 р.; дійсний з 01.07.2020 р.; ДП «УкрНДНЦ». 15 с.

25. ДСТУ 8811.9:2021 Руди залізні, концентрати, агломерати, окатки та брикети. Методи визначення масової частки вуглецю; прийнято від 13.10.2021 р.; дійсний з 01.07.2022 р.; ДП «УкрНДНЦ».

26. ДСТУ 8811.8:2021 Руди залізні, концентрати, агломерати, окатки та брикети. Методи визначення масової частки гігроскопічної вологи; прийнято від 13.10.2021 р.; дійсний з 01.07.2022 р.; ДП «УкрНДНЦ».

					КНУ.РБ.136.26.113с-18.Л	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3