

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 ПРОПОЗИЦІЙ ЩОДО ПІДВИЩЕННЯ
ЯКОСТІ ЗАЛІЗОВМІСНИХ МАТЕРІАЛІВ З МЕТОЮ ЇХ
ВИКОРИСТАННЯ ПРИ ВИРОБНИЦТВІ 5,9 млн. т/рік
ОФЛЮСОВАНОГО АГЛОМЕРАТУ»**

Виконав:

студент групи МТ-21-1

_____ Дмитро АРХИПЕНКО

Керівник випускної роботи

_____ Тетяна ЯРОШ

Нормоконтролер

_____ Тетяна ЯРОШ

Завідувач кафедри

_____ Сергій САВЕЛЬЄВ

Кривий Ріг
2025 р.

КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Факультет: гірничо-металургійний

Кафедра металургії чорних металів і ливарного виробництва

Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр

Спеціальність: 136 Металургія

Затверджую

Зав. кафедрою _____

« ____ » _____ 20 ____ р

ЗАВДАННЯ

на випускню атестаційну роботу бакалавра

_____ **Архипенка Дмитра Володимировича** _____

1. Тема роботи: Розробка пропозицій щодо підвищення якості залізовмісних матеріалів з метою їх використання при виробництві 5,9 млн. т/рік офлюсованого агломерату _____

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

затверджено наказом по КНУ від «__ 04 __» _____ 03 _____ 2025 р. №__ 149с__

2. Строк подання роботи студентом «__ 01 __» _____ 06 _____ 2025 р.

3. Вихідні дані до роботи: високоградієнтний сепаратор LONGI; хімічний склад вихідних компонентів шихти; паливо – суміш коксової дрібниці та антрацитовий штиб; флюсові добавки – вапняк і доломітизований вапняк

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

1. Підвищення якості залізовмісних матеріалів _____

2. Розрахунок хімічного складу агломерату _____

3. Розрахунок технологічної схеми _____

4. Розрахунок основного технологічного обладнання _____

5. Перелік графічного матеріалу

Вплив збільшення вмісту заліза на продуктивність, вихід придатного та вертикальну швидкість спікання агломераційної установки. Вплив збільшення вмісту заліза на показники «холодної» міцності. Вплив збільшення вмісту заліза на показники «гарячої» міцності. Випробування збагачення змішаних залізних руд в сепараторі longi. Технологічна схема. 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	20.01-29.01.2025
2	Вивчення впливу вмісту заліза в агломераційній шихті на якісні показники процесу	01.02-10.02.2025
3	Розрахунок хімічного складу агломерату	10.02-25.05.2025
4	Розрахунок технологічної схеми	26.02-10.03.2025
5	Розрахунок основного технологічного обладнання	11.03-10.04.2025
6	Розрахунок погодинної потреби у компонентах шихти	11.04-30.04.2025
7	Розрахунок основного обладнання	01.05-20.05.2025
8	Виконання креслення та підготовка презентації	21.05-31.05.2025
9	Оформлення роботи та перевірка на плагіат	01.06-15.06.2025
10	Захист кваліфікаційної роботи	23.06.2025

Дата видачі завдання «__20__»_____01_____2025 р.

Здобувач вищої освіти _____ Дмитро АРХИПЕНКО
(підпис)

Керівник випускної кваліфікаційної роботи _____ Тетяна ЯРОШ
(підпис)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до випускної кваліфікаційної роботи на тему «Розробка пропозицій щодо підвищення якості залізовмісних матеріалів з метою їх використання при виробництві 5,9 млн. т/рік офлюсованого агломерату»: 54 стор., 17 табл., 8 рис., 24 джерела.

Об'єкт дослідження: технологічні та міцнісні показники агломераційного процесу.

Предмет дослідження: якісні характеристики залізовмісних матеріалів.

Мета роботи: з'ясування впливу вмісту заліза у вихідних шихтових матеріалах на показники процесу при їх використанні у виробництві офлюсованого агломерату.

Результати роботи: було з'ясовано, що збільшення випуску залізорудної продукції високої якості в Україні потребує залучення в переробку гематито-магнетитових і магнетито-гематитових руд при застосуванні схем глибокого збагачення. Але було встановлено, що збільшення вмісту заліза викликає різноспрямовані зміни в агломераційному та доменному процесах. Більшість показників агломераційного процесу зі збільшенням вмісту заліза в агломераті змінювалися екстремально. Для утримання відповідного показника в межах сприятливого екстремуму необхідно використовувати одночасно інші заходи, що компенсують негативні сторони дії високого вмісту заліза на окремі сторони агломераційного процесу.

ЗАЛІЗО, ВМІСТ, СЕПАРАТОР, КОНЦЕНТРАТ, АГЛОМЕРАЦІЯ,
ТЕХНОЛОГІЧНІ ПОКАЗНИКИ, АГЛОМЕРАТ, МІЦНІСТЬ.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.Р						
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата							
Розробив		Архипенко			РЕФЕРАТ			Літ.	Аркуш	Аркушів	
Перевірив		Ярош								1	1
Рецензент								Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1			
Н. контр.		Ярош									
Затвердив		Савельєв									

Перв. примен.	№ строки	Формат	Обозначение	Наименование	Кол. листов	№ экз.	Примечание			
			1							
			2	A4				КНУ.РБ.136.25.14 9с-01.ПЗ	Пояснювальна записка	54
			3							
			4							
Справ. №	5			Графічна частина (Презентація)						
	6	A4	КНУ.РБ.136.25.14 9с-01.01	Вплив збільшення вмісту заліза на						
	7			продуктивність, вихід придатного та						
	8			вертикальну швидкість спікання						
	9			агломераційної установки	1					
	10	A4	КНУ.РБ.136.25.14 9с-01.02	Вплив збільшення вмісту заліза на						
	11			показники "холодної" міцності	1					
	12	A4	КНУ.РБ.136.25.14 9с-01.03	Вплив збільшення вмісту заліза на						
	13			показники "гарячої" міцності	1					
	14	A4	КНУ.РБ.136.25.14 9с-01.04	Випробування здагачення змішаних						
Підп. и дата	15			залізних руд в сепараторі LONGI	1					
	16	A4	КНУ.РБ.136.25.14 9с-01.05	Технологічна схема	1					
	17	A4	КНУ.РБ.136.25.14 9с-01.06	Схема ланцюга апаратів	1					
	18									
Інв. № дубл.	19									
	20									
	21									
Взам. инв. №	22									
	23									
	24									
Підп. и дата										
Інв. № подл.	КНУ.РБ.136.25.14 9с-01.В0									
	Изм.	Лист	№ докум.	Подп.	Дата					
	Разраб.	Архипенко				Лит.	Лист			
	Пров.	Ярош				р	δ			
	Н.контр.	Ярош				1	1			
Утв.	Савельєв				кафедра МЧМ/ЛВ					
Відомість об'єму матеріалів кваліфікаційної роботи					група МТ-21-1					
Копіював					Формат А4					

ЗМІСТ

	Стор.
РЕФЕРАТ.....	4
ВІДОМІСТЬ МАТЕРІАЛІВ.....	5
ВСТУП.....	7
1 ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ЗАЛІЗОВМІСНИХ МАТЕРІАЛІВ.....	9
1.1 Вивчення впливу вмісту заліза в агломераційній шихті на якісні показники процесу.....	9
1.2 Розгляд можливості підвищення якості залізовмісних матеріалів.....	16
2 РОЗРАХУНОК ХІМІЧНОГО СКЛАДУ АГЛОМЕРАТУ.....	20
2.1 Розрахунок витрати шихтових матеріалів.....	20
2.2 Розрахунок хімічного складу агломерату.....	27
3 РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ.....	34
4 РОЗРАХУНОК ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ...	40
4.1 Розрахунок годинної потреби в компонентах шихти.....	40
4.2 Розрахунок основного обладнання.....	41
ВИСНОВКИ.....	50
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	52

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.3			
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	ЗМІСТ			
Розробив	Архипенко							
Перевірив	Ярош							
Рецензент								
Н. контр.	Ярош							
Затвердив	Савельєв				Літ. Аркуш Аркушів			
					1 1			
					Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1			

ВСТУП

Підвищення вмісту заліза в шихті доменних печей є одним із напрямків покращення показників їхньої роботи, що суттєво впливає на зміну питомої витрати коксу та продуктивність доменних печей за інтервалами підвищення вмісту заліза незалежно від шляху його забезпечення. Шлях досягнення може мати значення у зв'язку з позитивними та негативними сторонами дії зростання вмісту заліза на процес окискування та перебіг процесів у доменній печі. Це вимагає додаткового вивчення впливу якості сировини на хід процесу агломерації. Відповідно цей вплив позначиться також на результатах доменної плавки. Ступінь впливу залежатиме від місця розташування визначальної за силовою взаємодією потоків шихти та газу зони доменної печі.

Залізорудні концентрати, як матеріали з підвищеним вмістом заліза, розрізняються за хімічним, мінералогічним та гранулометричним складом. Розвиток у світовій практиці виробництва залізорудного концентрату супроводжується збільшенням видобутку на існуючих родовищах, а також залученням в експлуатацію нових родовищ, що характеризуються порівняно низьким вмістом заліза в сировині, широким розвитком прогресивних методів збагачення, впровадженням у виробництво нових машин і апаратів.

Звідси випливає висновок, що в Україні складається більш важкі умови для приросту потужностей по товарній залізній руді, зумовлені необхідністю вельми інтенсивного розвитку глибокого збагачення залізних руд.

Основними напрямками в рішенні завдань збільшення випуску залізорудної продукції високої якості в Україні є розширення та реконструкція діючих підприємств із залученням в переробку гематито-магнетитових, магнетито-гематитових руд при застосуванні схем глибокого збагачення.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.ВС						
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата							
Розробив		Архипенко			ВСТУП			Літ.	Аркуш	Аркушів	
Перевірив		Ярош							1	2	
Рецензент											
Н. контр.		Ярош						Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1			
Затвердив		Савельєв									

За обсягами збагачення на вітчизняних і зарубіжних фабриках різні типи залізних руд розподіляються наступним чином: магнетитові – 57%, магнетито-гематитових – 13%, гематитові – 23%, бурозалізнякові – 4% і сидеритових 3%.

В Україні в широких масштабах збагачують магнетитові і гематитові руди, в менших кількостях бурозалізнякові та практично не збагачують магнетито-гематитових і гематито-магнетитові руди. Тому пропонується переробляти ці руди, які у величезних обсягах є практично на всіх ГОКах Кривбасу. Технологія їх переробки дещо відрізняється від існуючих схем діючих ГЗК, а також проектних рішень для залучення даного різновиду залізних руд в переробку.

На більшості підприємств СНД видобуток і переробка магнетитових руд істотно знизилася. Характерним є низька масова частка заліза магнетиту в руді більшості розроблюваних родовищ і використання недостатньо ефективних схем і устаткування при їх переробці.

Тому розробка пропозицій щодо підвищення якості залізовмісних матеріалів з метою їх подальшого використання в технологіях виробництва офлюсованого агломерату є важливим практичним завданням.

						Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2

1 ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ЗАЛІЗОВМІСНИХ МАТЕРІАЛІВ

1.1 Вивчення впливу вмісту заліза в агломераційній шихті на якісні показники процесу

Збільшення вмісту заліза в залізорудній сировині є одним із напрямків удосконалення металургійного виробництва. Збільшення вмісту заліза викликає різноспрямовані зміни в агломераційному та доменному процесах. Тому отримання позитивного результату від такої дії не є очевидним. Це вимагає додаткового вивчення впливу якості сировини на хід процесу агломерації. У зв'язку з цим проведено низку експериментів із спіканням агломерату.

Крім того, для з'ясування оптимального вмісту заліза в агломераційній шихті проводились дослідження з використанням двох видів магнетитового концентрату (концентрат 1 і 2). Основність агломерату у всіх дослідах дорівнювала 1,6. Хімічний склад основних компонентів шихти представлено в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Хімічний склад основних компонентів агломераційної шихти

Компонент	Масова частка елементів, %								
	Fe	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	P	S	TiO ₂	MgO
Аглоруда	54,9	15,84	8,01	2,94	1,32	0,106	0,26	0,25	0,51
Концентрат 1	61,2	28,00	6,65	2,18	2,89	0,015	0,78	0,78	0,97
Концентрат 2	68,1	27,90	4,84	0,20	0,20	0,010	0,13	0,10	0,35

Отримані результати представлені на рис. 1.1-1.3.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.01.ПЯЗМ			
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ЗАЛІЗОВМІСНИХ МАТЕРІАЛІВ			
Розробив	Архипенко							
Перевірив	Ярош							
Рецензент								
Н. контр.	Ярош							
Затвердив	Савельєв				Літ. Аркуш Аркушів			
					1.1 11			
					Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1			

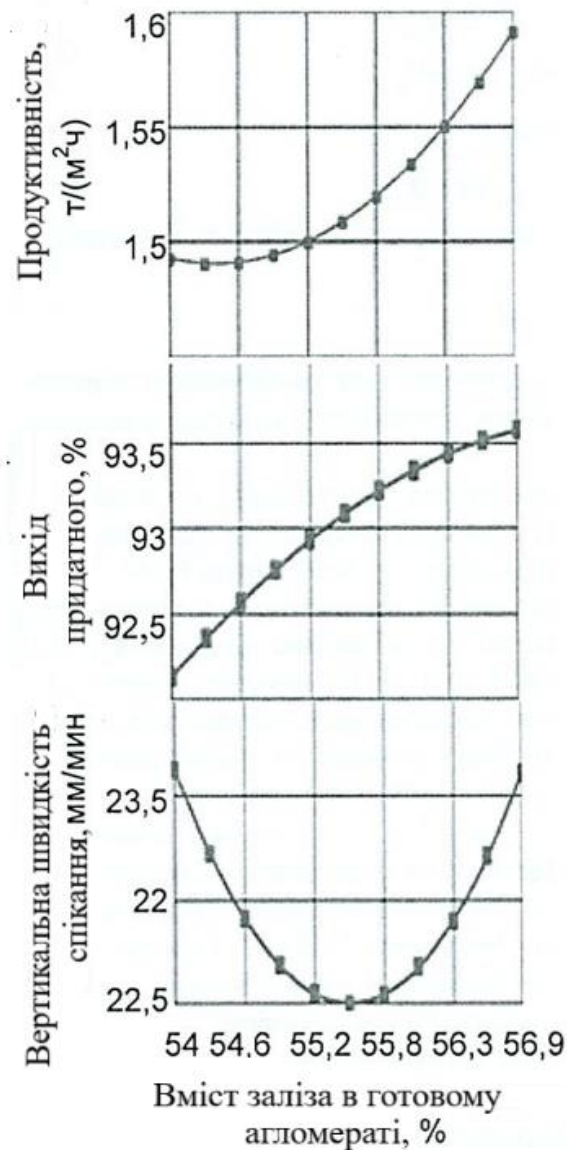


Рисунок 1.1 – Вплив збільшення вмісту заліза на продуктивність, вихід придатного та вертикальну швидкість спікання агломераційної установки

Як видно з рис. 1.1, зі зростанням вмісту заліза в агломераті продуктивність спочатку дещо знижувалася, а потім збільшувалася. Вона становила 1,48 т/(м²·год) при вмісті заліза 54,3% та 1,59 т/(м²·год) при 56,9%. Таке зростання забезпечувалося збільшенням виходу придатного агломерату. За відсутності концентрату 2 вихід придатного становив 92,1%, а при спіканні агломерату без концентрату 1 – 93,6%. Загальний приріст дорівнює 1,5% абс. Швидкість спікання змінювалась екстремально з проходженням через мінімум. Мінімум припадав на 50% вмісту концентратів 1 і 2.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.01.ПЯЗМ	Аркуш
						1.2
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

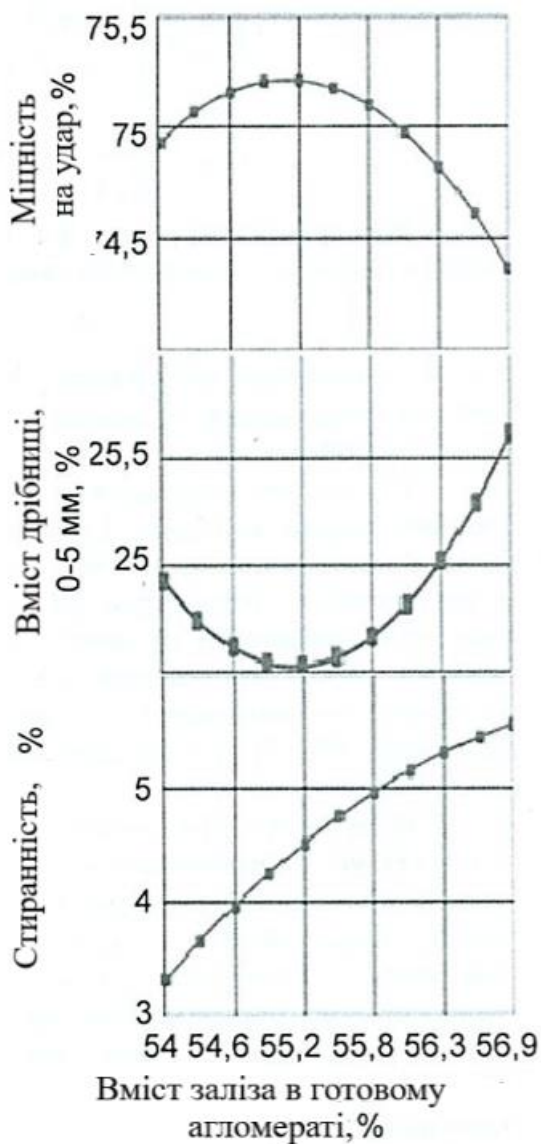


Рисунок 1.2 – Вплив збільшення вмісту заліза на показники
«холодної» міцності

З рис. 1.2 видно, що зі збільшенням вмісту заліза з 54,0 до 55,2% міцність на удар підвищилася на 0,40% відн., а при його подальшому зростанні до 56,9% вона знизилася на 1,06% відн. Вміст дрібниці (клас 0-5 мм) зменшувався на 1,6% відн. при збільшенні вмісту заліза до 55,2%, та збільшувався на 4,5% відн. з подальшим зростанням вмісту заліза до 56,9%. Стираність агломерату з підвищенням вмісту заліза від 54 до 56,9% збільшувалося за залежністю, близької до лінійної, наближаючись поступово до величини 5,5 % абс.

На рис. 1.3 представлені властивості «гарячої» міцності агломерату. Для оцінки цього критерію направляли агломерат, підданий випробуванню в установці для визначення «холодної міцності», після якого вся дрібниця класу 0-5 мм була повністю видалена.

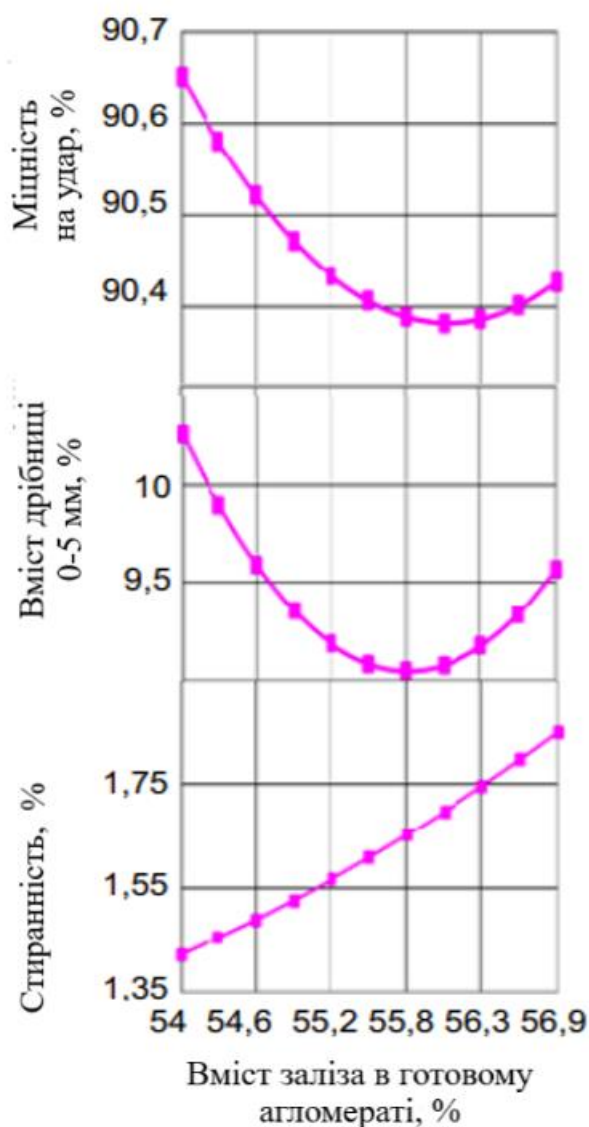


Рисунок 1.3 – Вплив збільшення вмісту заліза на показники «гарячої» міцності

Зі зростанням вмісту заліза в придатному агломераті від 54 до 56,05% міцність на удар знижувалася з 90,65 до 90,38%, а з подальшим збільшенням до 56,9% зростала до 90,43%. Вміст дрібниці зменшувався на 11,7% відн. при збільшенні вмісту заліза до 55,8%, з подальшим зростанням до 56,9% приріст

становив 5,5% відн. Стиранність агломерату після хіміко-термічної обробки безперервно збільшувалося від 1,42 до 1,85%.

Зростанню вмісту заліза в агломераті на 1% відповідало збільшення його в суміші розглянутих концентратів на 2,38%. Це співвідношення виходить іншим для інших шляхів підвищення якості агломерату за вмістом заліза. Більшість показників змінювалося екстремально. Для утримання відповідного показника в межах сприятливого екстремуму (наприклад, забезпечення максимальної міцності на удар) з підвищенням вмісту заліза після екстремуму необхідно використовувати одночасно інші заходи, що компенсують негативні сторони дії високого вмісту заліза на окремі сторони агломераційного процесу. За показниками, що змінюються спочатку в несприятливому напрямку (наприклад, підвищення стиранності, зменшення швидкості спікання) такі заходи необхідно закладати в комплекс обраного напрямку підвищення вмісту заліза на етапі планування.

З розгляду результатів досліджень (див. рис. 1.1-1.3) видно, що одні показники міцнісних властивостей агломерату змінюються в сприятливому напрямку, інші – в несприятливому напрямку.

У таких умовах має значення пріоритетність показника якості. Для довготривалого використання елементів завантажувального пристрою доменної печі та винесення пилу найбільше значення має стиранність, для ходу процесів у печі при визначальній ролі силової взаємодії потоків шихти та газу у верхній частині – «холодна» міцність, а при визначальній ролі силової взаємодії потоків шихти та газу в нижній частині – «гаряча» міцність.

Статистичною обробкою даних щодо використання різних концентратів отримали залежності, представлені на рис. 1.4.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.01.ПЯЗМ	Аркуш
						1.5
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

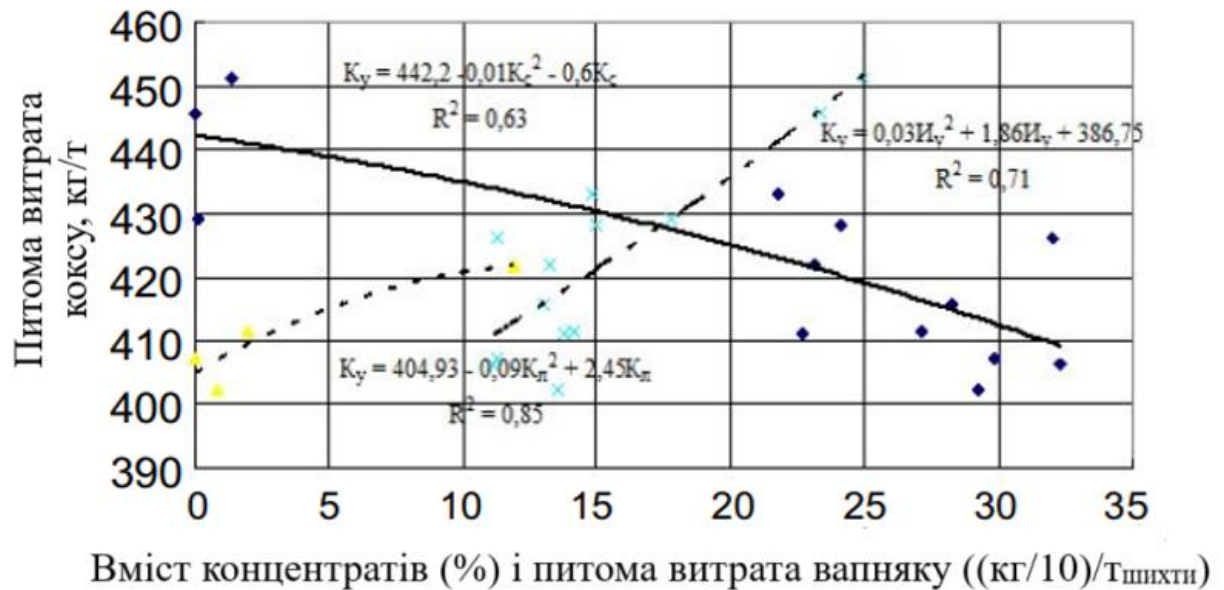


Рисунок 1.4 – Питома витрата коксу на виплавку чавуну (K_y , кг/т) під час доменного процесу з використанням агломерату, отриманого при різному вмісті концентрату 2 (K_c) у суміші з концентратом 1 ($И_v$ – витрата вапняку (кг/10) на тону шихти)

Таким чином, вплив збільшення вмісту заліза шляхом підвищення вмісту багатого концентрату в агломераційній шихті на питому витрату коксу та продуктивність доменної печі може бути різним залежно від супутньої зміни хімічного складу, фізико-механічних і фізико-хімічних властивостей залізорудної сировини та від розташування визначальної зони доменної печі до моменту його використання.

Підвищення вмісту заліза в шихті доменної печі само приводить до зміни визначальної зони. З'ясували це проведенням лабораторних досліджень щодо відновлення агломерату з різним вмістом заліза та розрахунками ходу процесу по висоті доменної печі. Відновленість до температури 1100° С виявилася такою (рис. 1.5):

Вміст заліза, %	40	50	60	65
Ступінь відновлення, %	86	90	80	70.

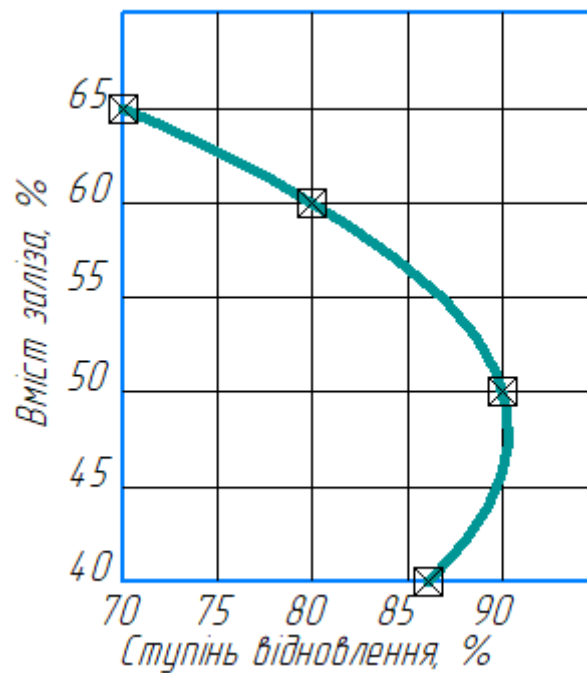


Рисунок 1.5 – Графічна залежність ступеня відновлення від вмісту заліза в агломераті

Екстремальний характер зміни ступеня відновлення обумовлений сукупністю діючих факторів: константи швидкості відновлення, інтенсивності теплообміну вверху шахти, часу перебування матеріалів в інтервалі температур 700-1100 °С та ступеня використання хімічної енергії газів.

Зниження відновленості до горизонту шлакоутворення погіршує газодинамічні умови в нижній частині доменної печі та робить її визначальною. Для компенсації такої дії підвищення вмісту заліза після досягнення граничних значень необхідно одночасне використання інших заходів, що забезпечують зростання відновленості матеріалів до нижніх горизонтів. До таких заходів, зокрема, відносяться: збільшення витрати природного газу, підвищення відновлюваності сировини, відсів дрібниці з неї зі збільшенням середньої крупності та інтенсифікацією процесу доменної плавки по дуттю.

На підставі приведених результатів можна зробити висновок, що підвищення вмісту заліза в агломераті та в шихті доменних печей для поліпшення їх роботи забезпечують з урахуванням супутніх екстремальних змін показників агломераційного і доменного процесів.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.01.ПЯЗМ	Аркуш 1.7
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Зростанню вмісту заліза в агломераті основністю (CaO/SiO_2) 1,6 на 1% підвищенням частки багатого концентрату 2 в суміші з концентратом 1 відповідало збільшення його в суміші приблизно на 2,4%.

При підвищенні вмісту заліза шляхом збільшення частки концентрату 2 в агломераційній шихті доцільним є одночасне використання заходів, що компенсують його негативний вплив на стиранність агломерату та зменшення міцності на удар у певному діапазоні вмісту заліза, керуючись визначальною зоною доменної печі.

Підвищення вмісту заліза в агломераті з досягненням його високих фізико-механічних властивостей приводить до перерозподілу процесів відновлення за висотою та до визначальної ролі силової взаємодії потоків шихти і газу в її нижній частині.

1.2 Розгляд можливості підвищення якості залізовмісних матеріалів

Перспективним напрямком в розширенні сировинної бази залізовмісних матеріалів може стати залучення в переробку гематито-магнетитових, магнетито-гематитових руд при застосуванні схем глибокого збагачення.

Аналіз сучасного стану і розвитку технологій та обладнання для збагачення тонкоподрібнених бідних змішаних руд у вітчизняній і закордонній практиках показав, що для глибокого збагачення тонкоподрібнених змішаних залізних руд перспективно застосування сепараторів BMC і LONGI, в яких, при порівняно низькій індукції магнітного поля, за рахунок феррозаповнювача в робочій зоні створюються локальні магнітні поля. Загальними недоліками всіх конструкцій високоградієнтних сепараторів є високі витрати електроенергії 8-9 кВт·год і води 13-15 м³, а також великі капітальні витрати у зв'язку зі зростанням маси сепаратора і його вартості зі збільшенням продуктивності.

Сепаратор LONGI схематично представлено на рис. 1.6. Його технічні характеристики наведено в табл. 1.2.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.01.ПЯЗМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.8

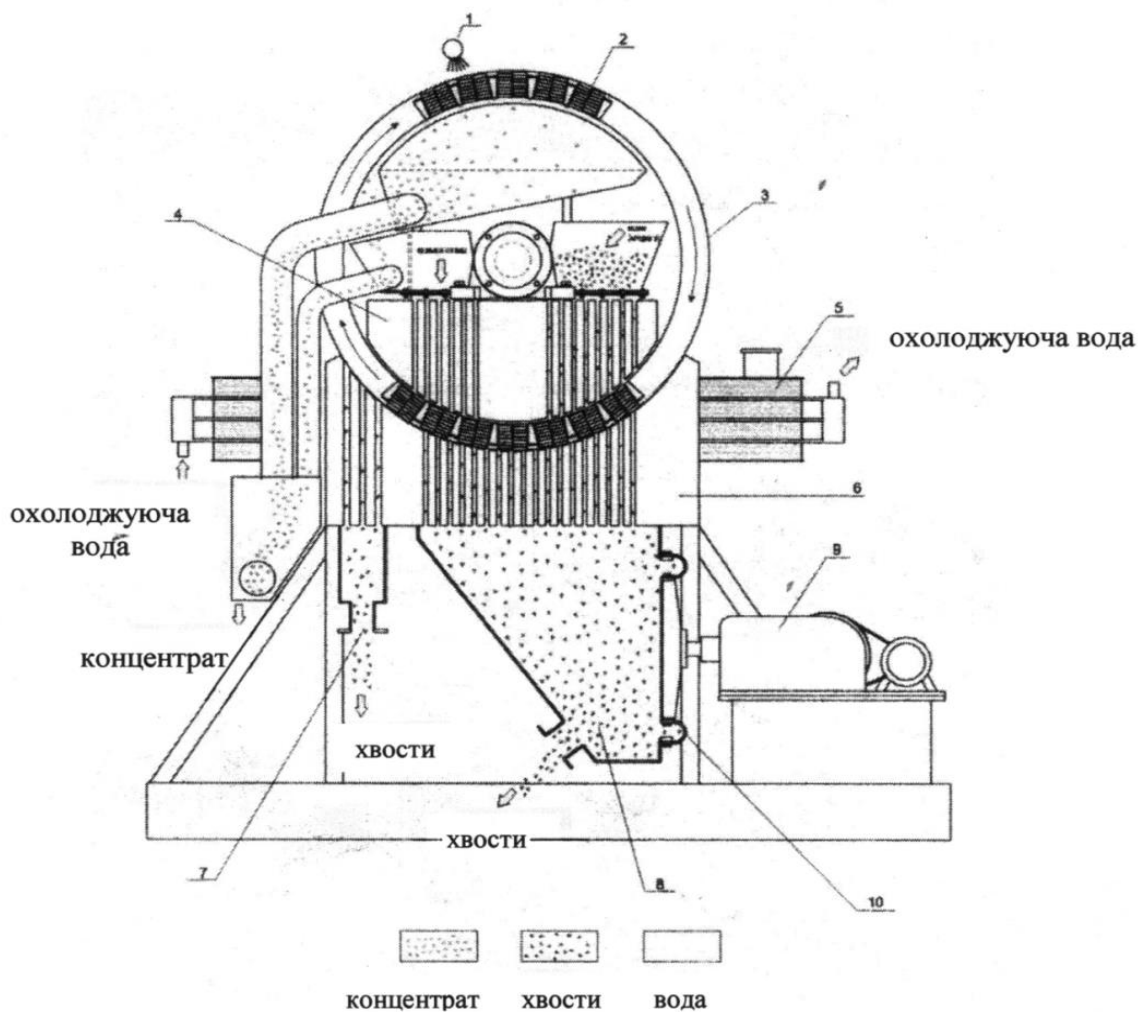


Рисунок 1.6 – Схема високоградієнтного сепаратора LONGI

Таблиця 1.2 – Технічні характеристики високоградієнтного сепаратора LONGI

№ з/п	Найменування параметрів	Од. вим.	Параметри сепаратора
1	Число роторів	шт.	2
2	Швидкість обертання ротора	хв ⁻¹	4
3	Висота касети	мм	100
4	Крупність вих. живлення	мм	0,01 ⁻²
5	Максимальна індукція в зазорі	Тл	1,5
6	Потужність споживаної електроенергії	кВт	3,8
7	Продуктивність	кг/год	до 1000
8	Маса сепаратора	т	1950

Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата	КНУ.РБ.136.25.149с-01.01.ПЯЗМ	Аркуш
						1.9

Були вивчені магнетит-гематитові та гематит-магнетитові різновиди V залізного горизонту Скелеватського родовища. Хімічний склад проб залізорудної сировини родовища коливається в таких межах: масова частка заліза від 28,9 до 39,4%; сума окислів FeO, Fe₂O₃ і SiO₂ від 94,8 до 97,4%. Мінеральний склад проб приведено в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Мінеральний склад змішаних (напівокислених) залізних руд Кривбасу

Родовища	Різновиди руди	Мінерали, %				Масова частка заліза загального в руді
		магнетит	гематит	гідроксиди	залізисті карбонати	
Скелеватське V з.г.	гематит-магнетитова	$\frac{12,2}{8,8}$	$\frac{3,2}{2,2}$	$\frac{17,7}{10,6}$	9,0	30,6
Скелеватське V з.г.	магнетит-гематитова	$\frac{12,0}{8,7}$	$\frac{17,0}{11,9}$	$\frac{14,5}{8,7}$	1,0	28,9

* – в чисельнику – масова частка мінералу, в знаменнику – масова частка заліза, пов'язаного з мінералом

Для вивчення процесу магнітної сепарації і визначення можливих показників збагачення змішаних залізних руд в слабкому і сильному магнітних полях досліджувалися фізичні та магнітні властивості вихідних проб і продуктів збагачення.

Як показали дослідження (табл. 1.4), застосування технології збагачення окисленої гілки схеми високоградієнтних сепараторів LONGI сприяє отриманню більш якісного концентрату при значному скороченні втрат заліза з хвостами.

Таблиця 1.4 – Випробування збагачення змішаних залізних руд в сепараторі LONGI

Вихідний продукт	Масова частка $Fe_{\text{общ}}$, %	Магнітний продукт, %			Немагнітний продукт, %		
		вихід	масова частка заліза	вилучення	вихід	масова частка заліза	вилучення
Магнетит-гематитова руда	28,7	30,1	63,8	66,9	69,9	13,6	33,1
Гематит-магнетитова руда	23,4	18,1	62,4	48,3	81,9	14,8	51,7
Гематит-силікат-магнетитова руда	26,3	22,8	62,5	54,2	77,2	15,6	45,8

Це досягається за рахунок низького розсіювання магнітного потоку, високої рівномірності індукції магнітного поля у всій робочій зоні. Крім того, за подачі живлення та змивної води в протилежних напрямках щодо матриць сприяє саморозвантаженню великих часток, які не пройшли через зазори в матриці. Установка пульсатору додатково забезпечуватиме ймовірність закріплення особливо дисперсних рудних частинок на магнітних центрах матриць. І досить істотний фактор – вертикальний напрямок вектора магнітної індукції збігається з напрямом подачі живлення і зменшує ймовірність перекриття зазорів між стержнями матриць магнетитом.

Таким чином, розробка пропозицій щодо переробки бідних змішаних залізних руд обумовлена, насамперед, зростаючою потребою у високоякісному залізорудному концентраті для металургійного виробництва. При магнітному збагаченні із застосуванням сепаратора LONGI змішаних залізних руд Кривбасу, що представлені гематит-магнетитовими та магнетит-гематитовими різновидами, були отримані магнітні фракції з масовим вмістом заліза 63,8 і 62,4% відповідно.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.01.ПЯЗМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.11

2 РОЗРАХУНОК ХІМІЧНОГО СКЛАДУ АГЛОМЕРАТУ

2.1 Розрахунок витрати шихтових матеріалів

Даний розрахунок виконується для визначення витрати всіх шихтових матеріалів для одержання 1000 кг агломерату.

Як залізовмісні шихтові матеріали використовуватимемо: гематит-магнетитовий концентрат, отриманий при магнітному збагаченні змішаних залізних руд Кривбасу із застосуванням сепаратора LONGI, з масовим вмістом заліза 62,4%; аглоруду і концентрат 2 для підвищення вмісту заліза в готовому агломераті. Вапняк застосовуватиметься як флюсова добавка, а суміш коксового дрібняку й антрацитового штибу – як паливні складові.

Хімічний склад шихтових матеріалів приведений в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Хімічний склад вихідних компонентів шихти

Матеріали	Вміст компонентів, %					
	Fe _{заг}	P	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂
Гематит-магнетитовий концентрат	62,4	0,012	0,034	28,64	57,32	7,56
Концентрат 2	68,1	0,010	0,079	27,90	66,29	4,84
Аглоруда	54,9	0,106	0,260	15,84	60,83	8,01
Вапняк	-	-	-	-	-	1,68
Зола коксової дрібниці	9,76	0,245	0,380	-	13,94	48,34
Зола антрацитового штибу	17,26	0,151	0,574	-	24,66	44,21

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.02.РХСА						
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	РОЗРАХУНОК ХІМІЧНОГО СКЛАДУ АГЛОМЕРАТУ				Літ.	Аркуш	Аркушів
Розробив	Архипенко										
Перевірив	Ярош									2.1	14
Рецензент									Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1		
Н. контр.	Ярош										
Затвердив	Савельєв										

Продовження таблиці 2.1

Вміст компонентів, %									
Al ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	SO ₃	C _г ^c	Інші	ВПП	Σоксидів
1,45	3,03	1,62	-	0,027	0,085	-	0,268	-	100,00
0,20	0,20	0,35	-	0,023	0,197	-	-	-	100,00
2,94	1,32	0,51	0,25	0,243	0,650	-	9,407		100,00
0,38	50,43	3,15	-	-	-	-	-	44,36	100,00
25,60	6,22	4,18	-	0,561	0,950	-	0,209	-	100,00
14,78	9,22	4,97	-	0,346	1,435	-	0,379	-	100,00

Розрахунки виконуються з використанням стандартної методики [4].

Спочатку розраховується середньозважений склад рудної суміші, знаючи хімічний склад і кількості цих компонентів у відповідній суміші за формулами:

$$FeO_{P_{\Sigma}}^0 = FeO_{P_1} \cdot \frac{n_1}{\sum_1^n (n_1 + n_2 + \dots n_n)} + \dots FeO_{P_n} \cdot \frac{n_n}{\sum_1^n (n_1 + n_2 + \dots n_n)}; \quad (2.1)$$

$$SiO_{2P_{\Sigma}}^0 = SiO_{2P_1} \cdot \frac{n_1}{\sum_1^n (n_1 + n_2 + \dots n_n)} + \dots SiO_{2P_n} \cdot \frac{n_n}{\sum_1^n (n_1 + n_2 + \dots n_n)}; \text{ і т.п.} \quad (2.2)$$

де $n_1, n_2, \dots, n_n$ – вміст відповідного компонента шихти в суміші, %;

$FeO_{P_1}, SiO_{2P_1}^0$ – вміст оксидів у відповідному компоненті шихти, %.

При проведенні досліджень було встановлено, що при збільшенні вмісту заліза в агломераційній шихті одні показники міцнісних властивостей агломерату змінюються в сприятливому напрямку, інші – в несприятливому напрямку. Тому обираємо проміжне співвідношення для залізовмісних

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.02.РХСА	Аркуш
						2.2
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

компонентів шихти: аглоруда – 30%, гематит-магнетитовий концентрат – 40% і концентрат 2 – 30%.

Результати розрахунків середньозваженого хімічного складу залізовмісної суміші надані в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Середньозважений хімічний склад рудної частини

Матеріали	Вміст компонентів, %					
	Fe _{заг}	P	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂
Гематит-магнетитовий концентрат	24,96	0,005	0,014	11,46	22,93	3,02
Концентрат 2	20,43	0,003	0,024	8,37	19,89	1,45
Аглоруда	16,47	0,032	0,078	4,75	18,25	2,40
Залізовмісна суміш	61,86	0,040	0,115	24,58	61,06	6,88

продовження таблиці 2.2

Вміст компонентів, %									
Al ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	SO ₃	C _T ^c	Інші	ВПП	Σоксидів
0,58	1,21	0,65	-	0,011	0,033	-	0,106	-	40,00
0,06	0,06	0,11	-	0,006	0,054	-	-	-	30,00
0,88	0,40	0,15	0,08	0,073	0,195	-	2,822	-	30,00
1,52	1,67	0,91	0,08	0,090	0,282	-	2,928	-	100,00

Для виконання розрахунку середньозваженого хімічного складу паливної суміші необхідно спочатку розрахувати хімічний склад компонентів палива на основі обраних даних технічного аналізу твердого палива (табл. 2.3).

Таблиця 2.3 – Технічний аналіз палива

Матеріали	Вміст вологи, %	Вміст компонентів, %				
		зола	сірка горюча	леткі	карбон горючий	Σ
Коксова дрібниця	8,3	13,45	0,75	2,64	83,16	100,0
Антрацитовий штиб	13,8	18,43	1,83	7,56	72,18	100,0

При розрахунку враховується, що «в хімічний склад твердого палива з його технічного аналізу без зміни абсолютної величини переходять вуглець горючий, сірка горюча і леткі речовини. Причому сірка горюча і леткі речовини записуються у втрати при прожарюванні (ВПП)». Для перерахунку всіх інших компонентів використовуються формули:

$$Fe_2O_{3\text{ТВ.Т}} = Fe_2O_{3\text{ЗОЛИ}} \cdot \frac{A^c}{100}; \quad (2.3)$$

$$SiO_{2\text{ТВ.Т}} = SiO_{2\text{ЗОЛИ}} \cdot \frac{A^c}{100}, \quad (2.4)$$

де $Fe_2O_{3\text{ТВ.Т}}$, $Fe_2O_{3\text{ЗОЛИ}}$, $SiO_{2\text{ТВ.Т}}$, $SiO_{2\text{ЗОЛИ}}$ – вміст оксидів, відповідно, в твердому паливі та золі оксидів, %;

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

Результати виконаних розрахунків представлені в табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Хімічний склад твердого палива

Матеріали	Вміст компонентів, %						
	Fe _{заг}	P	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Коксова дрібниця	1,31	0,033	0,051	-	1,87	6,50	3,44
Антрацитовий штиб	3,18	0,028	0,106	-	4,54	8,15	2,72

Продовження табл. 2.4

Вміст компонентів, %									
CaO	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	SO ₃	C _r ^c	Інші	ВПП		Σоксидів
							S _r	леткі	
0,84	0,56	-	0,075	0,128	83,16	0,028	0,75	2,64	99,99
1,70	0,92	-	0,064	0,264	72,18	0,070	1,83	7,56	100,0

Враховуючи співвідношення коксової дрібниці і антрацитового штибу в суміші (60:40), обчислюємо середньозважений хімічний склад палива (табл. 2.5).

Таблиця 2.5 – Середньозважений хімічний склад палива

Матеріали	Вміст компонентів, %					
	Fe _{заг}	P	S _{заг}	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Коксова дрібниця	0,79	0,020	0,031	1,12	3,90	2,06
Антрацитовий штиб	1,27	0,011	0,042	1,82	3,26	1,09
Паливна суміш	2,06	0,031	0,073	2,94	7,16	3,15

продовження таблиці 2.5

Вміст компонентів, %									
CaO	MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	SO ₃	C _r ^c	Інші	ВПП		Σоксидів
							S _r ^c	летучі	
0,50	0,34	-	0,045	0,077	49,90	0,017	0,45	1,58	59,99
0,68	0,37	-	0,026	0,159	28,87	0,028	0,73	3,02	40,05
1,18	0,71	-	0,071	0,236	78,77	0,045	1,18	4,60	100,04

Складаємо рівняння матеріального балансу для процесу виробництва агломерату:

$$G_k = P \cdot K_p + \Phi \cdot K_\phi + B \cdot K_\phi \pm O_2, \quad (2.5)$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.02.РХСА	Аркуш
						2.5
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

де G_k – одиниця прийнятої для розрахунку маси (100 або 1000 кг окатишів);

P, Φ, B – питомі витрати відповідно рудної, флюсової і бентонітової складових шихти, кг/100(1000) кг окатишів;

K_p, K_ϕ, K_b – коефіцієнти виходу випаленої маси з сухої маси відповідно рудного, флюсового і бентонітового 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 окатишів.

«Середньозважені коефіцієнти виходу випаленої маси з сухої маси кожного з сумішевих компонентів шихти розраховують за формулою»:

$$K^0 = 0,01(100 - \eta_S \cdot S_{\text{заг}}^0 - C_{\Gamma}^0 - \eta_{\text{ВПП}} \cdot \text{ВПП}^0 - \text{MnO}_2^0 \cdot \frac{16}{87}), \text{ част.од.} \quad (2.6)$$

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.

$$K_p^0 = 0,01(100 - 0,9 \cdot 0,115 - 0 - 0) = 0,9990;$$

$$K_\phi^0 = 0,01(100 - 0,9 \cdot 0 - 0 - 44,36) = 0,5564;$$

$$K_b^0 = 0,01(100 - 0,9 \cdot 0,073 - 78,77 - 5,78) = 0,1538.$$

«Середньозважений приріст або втрата маси від окислення або відновлення оксидів заліза компонентів шихти в процесі термообробки окатишів розраховують за формулою»:

$$O_2^0 = \frac{1}{9} \left(\frac{P_\Sigma \cdot \text{FeO}_p^0}{100} + \frac{\Phi_\Sigma \cdot \text{FeO}_\phi^0}{100} + \frac{\Pi_\Sigma \cdot \text{FeO}_\Pi^0}{100} + \frac{B_\Sigma \cdot \text{FeO}_B^0}{100} - \text{FeO}_{a(0)}^0 \right), \text{ кг/т,} \quad (2.7)$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.02.РХСА	Аркуш
						2.6
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

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

$$O_2 = \frac{1}{9} \left(\frac{P_{\Sigma} \cdot 24,58}{100} + \frac{\Phi_{\Sigma} \cdot 0}{100} + \frac{\Pi_{\Sigma} \cdot 0}{100} - 9,3 \right) = 0,0273 P_{\Sigma} - 1,0333.$$

Рівняння матеріального балансу:

$$1000 = 0,9990 P_{\Sigma} + 0,5564 \Phi_{\Sigma} + 0,1538 \Pi_{\Sigma} + 0,0273 P_{\Sigma} - 1,0333$$

$$1001,0333 = 1,0263 P_{\Sigma} + 0,5564 \Phi_{\Sigma} + 0,1538 \Pi_{\Sigma}$$

«Рівняння основності»:

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

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.

Усі дослідження виконувалися для отримання агломерату основністю 1,6. Тому матимемо:

$$1,6 = \frac{2,58 P_{\Sigma} + 53,58 \Phi_{\Sigma} + 1,89 \Pi_{\Sigma}}{8,4 P_{\Sigma} + 2,06 \Phi_{\Sigma} + 10,31 \Pi_{\Sigma}}$$

$$10,86 P_{\Sigma} - 50,28 \Phi_{\Sigma} + 14,61 \Pi_{\Sigma} = 0$$

У результаті одержуємо систему двох рівнянь:

$$1001,0333 = 1,0263 P_{\Sigma} + 0,5564 \Phi_{\Sigma} + 0,1538 \Pi_{\Sigma}$$

$$\begin{cases} 1001,0333 = 1,0263 P_{\Sigma} + 0,5564 \Phi_{\Sigma} + 0,1538 \Pi_{\Sigma} \\ 10,86 P_{\Sigma} - 50,28 \Phi_{\Sigma} + 14,61 \Pi_{\Sigma} = 0 \end{cases}$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.02.РХСА	Аркуш
						2.7
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

При виконанні експериментальних досліджень була визначена витрата твердого палива 60 кг/т агломерату.

$$\begin{cases} 991,8053 = 1,0263 P_{\Sigma} + 0,5564 \Phi_{\Sigma} \\ 50,28 \Phi_{\Sigma} - 10,86 P_{\Sigma} = 876,6877 \end{cases}$$

Вирішення системи дозволить узнати питомі витрати шихтових компонентів (табл. 2.6):

$$P_{\Sigma} = 856,6105 \text{ кг/т}$$

$$\Phi_{\Sigma} = 202,4640 \text{ кг/т}$$

$$П_{\Sigma} = 60 \text{ кг/т.}$$

Таблиця 2.6 – Питома витрата компонентів шихти

Компоненти шихти	Питома витрата кг/т агломерату
Гематит-магнетитовий концентрат	342,6442
Концентрат 2	256,9831
Аглоруда	256,9832
Вапняк	202,4640
Коксова дрібниця	36,0
Антрацитовий штиб	24,0
Всього сухої шихти	1119,0745

2.2 Розрахунок хімічного складу агломерату

«Без зміни переходять з шихти в агломерат усі компоненти, крім сірки, вуглецю, ВПП, FeO і Fe_2O_3 . Вміст елементів і оксидів в агломераті розраховується з відповідних рівнянь»:

$$Fe_{зага(o)} = \frac{P_{\Sigma} \cdot Fe_{P_{\Sigma}}^0 + \Phi_{\Sigma} \cdot Fe_{\Phi_{\Sigma}}^0 + П_{\Sigma} \cdot Fe_{П_{\Sigma}}^0 + Б_{\Sigma} \cdot Fe_{Б_{\Sigma}}^0}{G_{a(o)}}, \% \quad (2.8)$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.02.РХСА	Аркуш
						2.8
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$SiO_{2a(o)} = \frac{P_{\Sigma} \cdot SiO_{2P_{\Sigma}}^0 + \Phi_{\Sigma} \cdot SiO_{2\Phi_{\Sigma}}^0 + \Pi_{\Sigma} \cdot SiO_{2\Pi_{\Sigma}}^0 + Б_{\Sigma} \cdot SiO_{2Б_{\Sigma}}^0}{G_{a(o)}}, \%; \quad (2.9)$$

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

$$Fe_{заг} = 342,6442 \cdot 0,624 + 256,9831 \cdot 0,681 + 256,9832 \cdot 0,549 + 202,4640 \cdot 0 + 36,0 \cdot 0,0131 + 22,26 \cdot 0,0318 = 531,134 \text{ кг.}$$

$$S_{заг} = 342,6442 \cdot 0,00034 + 256,9831 \cdot 0,00079 + 256,9832 \cdot 0,0026 + 202,4640 \cdot 0 + 36,0 \cdot 0,00051 + 24,0 \cdot 0,00106 = 1,031 \text{ кг.}$$

$$FeO = 342,6442 \cdot 0,2864 + 256,9831 \cdot 0,279 + 256,9832 \cdot 0,1584 + 202,4640 \cdot 0 + 36,0 \cdot 0 + 24,0 \cdot 0 = 210,538 \text{ кг.}$$

$$Fe_2O_3 = 342,6442 \cdot 0,5732 + 256,9831 \cdot 0,6629 + 256,9832 \cdot 0,6083 + 202,4640 \cdot 0 + 36,0 \cdot 0,0187 + 24,0 \cdot 0,0454 = 524,843 \text{ кг.}$$

$$SiO_2 = 342,6442 \cdot 0,0756 + 256,9831 \cdot 0,0484 + 256,9832 \cdot 0,0801 + 202,4640 \cdot 0,0168 + 36,0 \cdot 0,0650 + 24,0 \cdot 0,0815 = 66,624 \text{ кг.}$$

$$Al_2O_3 = 342,6442 \cdot 0,0145 + 256,9831 \cdot 0,0020 + 256,9832 \cdot 0,0294 + 202,4640 \cdot 0,0038 + 36,0 \cdot 0,0344 + 24,0 \cdot 0,0272 = 15,698 \text{ кг.}$$

$$CaO = 342,6442 \cdot 0,0303 + 256,9831 \cdot 0,0020 + 256,9832 \cdot 0,0132 + 202,4640 \cdot 0,5043 + 36,0 \cdot 0,0084 + 24,0 \cdot 0,0170 = 117,101 \text{ кг.}$$

$$MgO = 342,6442 \cdot 0,0162 + 256,9831 \cdot 0,0035 + 256,9832 \cdot 0,0051 + 202,4640 \cdot 0,0315 + 36,0 \cdot 0,0056 + 24,0 \cdot 0,0092 = 14,561 \text{ кг.}$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.02.РХСА	Аркуш
						2.9
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$TiO_2 = 342,6442 \cdot 0 + 256,9831 \cdot 0 + 256,9832 \cdot 0,0025 + 202,4640 \cdot 0 + 36,0 \cdot 0 + 24,0 \cdot 0 = 0,642 \text{ кг.}$$

$$P_2O_5 = 342,6442 \cdot 0,00027 + 256,9831 \cdot 0,00023 + 256,9832 \cdot 0,00243 + 202,4640 \cdot 0 + 36,0 \cdot 0,00075 + 24,0 \cdot 0,00064 = 0,818 \text{ кг.}$$

$$SO_3 = 342,6442 \cdot 0,00085 + 256,9831 \cdot 0,00197 + 256,9832 \cdot 0,00650 + 202,4640 \cdot 0 + 36,0 \cdot 0,00128 + 24,0 \cdot 0,00264 = 2,087 \text{ кг.}$$

$$C_r^c = 342,6442 \cdot 0 + 256,9831 \cdot 0 + 256,9832 \cdot 0 + 202,4640 \cdot 0 + 36,0 \cdot 0,8316 + 24,0 \cdot 0,7218 = 47,261 \text{ кг.}$$

$$\text{Інші} = 342,6442 \cdot 0,00268 + 256,9831 \cdot 0 + 256,9832 \cdot 0,09407 + 202,4640 \cdot 0 + 36,0 \cdot 0,00028 + 24,0 \cdot 0,00070 = 25,12 \text{ кг.}$$

$$\text{ВПП} = 342,6442 \cdot 0 + 256,9831 \cdot 0 + 256,9832 \cdot 0 + 202,4640 \cdot 0,4436 + 36,0 \cdot 0,0339 + 24,0 \cdot 0,0939 = 93,287 \text{ кг.}$$

«Маса FeO шихти, що окислюється (-) або відновлюється (+)»:

$$G_{FeO} = G_{FeO_{\text{ш}}} - G_{FeO_{a(o)}}, \text{ кг/т аглом. (окат.)}; \quad (2.10)$$

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

$$G_{FeO} = 1000 \cdot 0,093 - 210,538 = -117,538 \text{ кг.}$$

«Вміст оксиду заліза Fe_2O_3 в агломераті (окатишах) розраховується, виходячи із заданого вмісту FeO»:

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.02.РХСА	Аркуш
						2.10
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$G_{Fe_2O_{3a(o)}} = \left(Fe_{заг\downarrow}^{a(o)} - FeO_{a(o)} \cdot \frac{56}{72} \right) \cdot \frac{160}{112}, \%; \quad (2.11)$$

де $Fe_{заг\downarrow}^{a(o)}$ – вміст загального заліза в агломераті (окатишах), %;

$FeO_{a(o)}$ – вміст закису заліза в агломераті (окатишах), %.

$$G_{Fe_2O_3} = \frac{117,538 \cdot 160}{144} = 130,598 \text{ кг.}$$

«У процесі термообробки офлюсованого агломерату видаляється до 90% загальної сірки шихти.

Фосфор в процесі агломерації і термообробки окатишів не видаляється.»

$$G_{S_{a(o)}} = 0,5 \div 0,95 G_{S_{ш}}, \text{ кг/т аглом. (окат.)}; \quad (2.12)$$

де $G_{S_{a(o)}}$, $G_{S_{ш}}$ – маса сірки відповідно, в агломераті (окатишах) і шихті, %

$$G_{S_{заг}} = \frac{1,031 \cdot 90}{100} = 0,928 \text{ кг.}$$

«Втрати при прожарюванні (ВПП) в агломераті і окатишах зазвичай складають 0,0 ÷ 0,8%. Отже, видаляється при агломерації і термообробці агломерату 100 ÷ 92% втрат при прожарюванні шихти».

$$G_{ВПП} = \frac{93,287 \cdot 98,0}{100} = 91,421 \text{ кг.}$$

Усі отримані дані заносяться до табл. 2.7.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.02.РХСА	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2.11

Таблиця 2.7 – Балансова таблиця компонентів шихти і хімічного складу агломерату

Матеріали	Вміст компонентів, %											
	Fe _{заг}		S _{заг}		FeO		Fe ₂ O ₃		SiO ₂		Al ₂ O ₃	
	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг
Гематит-магнетитовий концентрат	62,4	213,810	0,034	0,116	28,64	98,1333	57,32	196,4037	7,56	25,904	1,45	4,9683
Концентрат 2	68,1	175,005	0,079	0,203	27,90	71,6983	66,29	170,3541	4,84	12,438	0,20	0,514
Аглоруда	54,9	141,084	0,260	0,668	15,84	40,7061	60,83	156,3229	8,01	20,584	2,94	7,5553
Вапняк	-	-	-	0	-	0	-	0	1,68	3,4014	0,38	0,7694
Коксова дрібниця	1,31	0,472	0,051	0,018	-	0	1,87	0,6732	6,50	2,34	3,44	1,2384
Антрацитовий штиб	3,18	0,763	0,106	0,025	-	0	4,54	1,0896	8,15	1,956	2,72	0,6528
Всього шихти	47,5	531,134	0,092	1,031	18,822	210,538	46,92	524,8434	5,96	66,624	1,403	15,698
Приріст (+) втрата маси (-)				-0,928		-117,538		+130,598				
Агломерат	53,6	531,134	0,01	0,103	9,38	93	66,13	655,4409	6,72	66,624	1,58	15,698

Вим.

Арк.

№ докум.

Підпис

Дата

КНУ.РБ.136.25.149с-01.02.РХСА

2.12

Архив

продовження таблиці 2.7

Вміст компонентів, %																Витрата сухих матеріалів, кг/т
CaO		MgO		TiO ₂		P ₂ O ₅		SO ₃		C _г ^C		Інші		ВПП		
%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	
3,03	10,382	1,62	5,5508	-	0	0,027	0,093	0,085	0,317	-	0	0,268	0,918	-	0	342,67
0,20	0,514	0,35	0,8994	-	0	0,023	0,059	0,197	0,152	-	0	-	0	-	0	256,629
1,32	3,392	0,51	1,3106	0,25	0,642	0,243	0,624	0,650	1,605	-	0	9,407	24,17		0	256,918
50,43	102,103	3,15	6,3776	-	0	-	0	-	0	-	0	-	0	44,36	89,813	202,464
0,84	0,3024	0,56	0,2016	-	0	0,075	0,027	0,128	0,01	83,16	29,938	0,028	0,010	3,39	1,2204	35,9604
1,70	0,408	0,92	0,2208	-	0	0,064	0,015	0,264	0,004	72,18	17,323	0,070	0,017	9,39	2,2536	23,9398
10,5	117,101	1,3	14,561	0,06	0,642	0,073	0,818	0,187	2,087	4,225	47,261	2,246	25,12	8,34	93,287	1118,58
									-1,878		-47,261				-91,421	
11,82	117,101	1,47	14,561	0,06	0,642	0,083	0,818	0,021	0,209	0	0	2,54	25,12	0,19	1,866	991,080

«Після проведення всіх розрахунків складається таблиця розрахованого хімічного складу агломерату» (табл.2.8).

Таблиця 2.8 – Хімічний склад агломерату

Вміст компонентів, %							
Fe _{заг}	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
53,6	0,01	9,38	66,13	6,72	1,58	11,82	1,47

Продовження табл. 2.8

Вміст компонентів, %					
TiO ₂	P ₂ O ₅	SO ₃	ВПП	Інші	Σ оксидів
0,06	0,083	0,021	2,54	0,19	99,994

Основність агломерату:

$$\frac{11,82 + 1,47}{6,72 + 1,58} = 1,60 \text{ част. од.}$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.02.РХСА	Аркуш
						2.14
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

3 РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ

«Вибір і обґрунтування технологічної схеми виробництва агломерату або окатишів здійснюється на підставі даних про вихідні компоненти шихти, їх крупність і вологість, що визначають технологію підготовки окремих компонентів шихти до огрудкування. Потім обґрунтовується інші технологічні операції, які, як правило, приймаються на підставі типових рішень, характерних для залізородних агломераційних або фабрик огрудкування».

Розрахунок технологічної схеми здійснюємо за стандартною методикою [4].

Питомі витрати вихідних компонентів шихти (кг/т), їхні вологості (%) та крупність (мм) (табл. 3.1).

Таблиця 3.1 – Питомі витрати вихідних компонентів шихти, їхня вологість та крупність

Компоненти шихти	Питомі витрати $M_{сух.}$, кг/т агломерату	Вміст вологи, %	Крупність, мм
Гематит-магнетитовий концентрат	342,67	10,5	-0,040
Концентрат 2	256,629	9,9	-0,074
Аглоруда	256,918	3,5	-10
Вапняк	202,464	7,9	-80
Коксова дрібниця	35,9604	8,3	-20
Антрацитовий штиб	23,9398	9,5	-150

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.03.РТС		
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ		
Розробив	Архипенко						
Перевірив	Ярош						
Рецензент							
Н. контр.	Ярош						
Затвердив	Савельєв				Літ. Аркуш Аркушів 3.1 6 Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1		

«Спочатку визначають масу вологих вихідних компонентів шихти з урахуванням механічних втрат за формулою»:

$$M_{\text{вол.}} = \frac{M_{\text{сух.}} \cdot 100 \cdot 100}{(100 - W)(100 - \text{Втр.})}, \quad (3.1)$$

де W – вміст води в матеріалі, %.

Приймаємо механічні втрати на рівні 1,8%.

$$M_{\text{с-м.к}} = \frac{342,67 \cdot 100 \cdot 100}{(100 - 10,5)(100 - 1,8)} = 389,89 \text{ кг};$$

$$M_{\text{к2}} = \frac{256,629 \cdot 100 \cdot 100}{(100 - 9,9)(100 - 1,8)} = 290,05 \text{ кг};$$

$$M_a = \frac{256,918 \cdot 100 \cdot 100}{(100 - 3,5)(100 - 1,8)} = 271,12 \text{ кг};$$

$$M_{\text{с}} = \frac{202,464 \cdot 100 \cdot 100}{(100 - 7,9)(100 - 1,8)} = 223,86 \text{ кг};$$

$$M_{\text{к.д}} = \frac{35,96 \cdot 100 \cdot 100}{(100 - 8,3)(100 - 1,8)} = 39,94 \text{ кг};$$

$$M_{\text{а.ш}} = \frac{23,9398 \cdot 100 \cdot 100}{(100 - 9,5)(100 - 1,8)} = 26,94 \text{ кг}.$$

«Визначають середньозважену вологість вихідних компонентів шихти за формулою»:

$$W_{\text{сер.}} = W_1 \cdot \frac{M_1}{\sum M_i} + W_2 \cdot \frac{M_2}{\sum M_i} + W_3 \cdot \frac{M_3}{\sum M_i} + \dots + W_i \cdot \frac{M_i}{\sum M_i}, \quad (3.2)$$

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

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.03.РТС	Аркуш
						3.2
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Σm_i – сумарна маса всіх компонентів суміші, кг.

Як флюсова добавка використовується вапняк вологістю 7,9%.

«Прийнявши прямолінійну форму сумарної характеристики крупності дробленого флюсу крупністю мінус 5 мм, визначимо вихід класу плюс 3 мм, що становить відповідно до пропорції

$$\begin{array}{ll} 5 \text{ мм} & 100 \% \\ 5-3 = 2 \text{ мм} & x \end{array} \quad x = \frac{2 \times 100}{5} = 40 \ \%.$$

Прийнявши ефективність просіювання флюсу по класу 3 мм, рівну 85%, визначається маса оборотного продукту дроблення і загальна маса дробленого флюсу»:

$$M_{об.ф.} = 223,86 \cdot 0,4 + 223,86 \cdot (1 - 0,4)(1 - 0,85) = 109,70 \text{ кг};$$

$$M_{др.ф.} = M_{фл.} + M_{об.ф.} \quad (3.3)$$

$$M_{др.ф.} = 223,86 + 109,70 = 333,56 \text{ кг}.$$

Прийнявши масову частку фракції плюс 20 мм у вихідній коксовій дрібниці на рівні 12%, і ефективність просіювання коксової дрібниці по класу 20 мм, рівну 85 %, визначається вихід продуктів просіювання (підрешітного і надрешітного):

$$m_{нид} = 39,94 \cdot (1 - 0,12) \cdot 0,85 = 29,88 \text{ кг}$$

$$m_{над} = 39,94 - 29,88 = 10,06 \text{ кг}.$$

Визначаємо масу та вологість суміші вихідних паливних компонентів ШИХТИ:

$$M_{п.} = M_{к.д.} + M_{а.ш.}; \quad (3.4)$$

$$W_{п.} = \frac{W_{к.д.} \cdot M_{к.д.}}{M_{п.}} + \frac{W_{а.ш.} \cdot M_{а.ш.}}{M_{п.}}. \quad (3.5)$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.03.РТС	Аркуш
						3.3
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$m_{\Pi} = 39,94 + 26,94 = 66,88 \text{ кг};$$

$$W_{\Pi} = \frac{8,3 \cdot 39,94}{66,88} + \frac{9,5 \cdot 26,94}{66,88} = 8,78 \text{ \%}.$$

Визначаємо масу та вологість суміші всіх вихідних компонентів шихти.

Маса суміші

$$M_{\text{вих.ш}} = M_{\text{з.к.}} + M_a + M_{\text{шл.}} + M_{\text{ф.}} + M_{\text{п.}} \quad (3.6)$$

Вологість суміші

$$W_{\text{вих.ш}} = \frac{W_{\text{з.к.}} \cdot M_{\text{з.к.}}}{M_{\text{ш}}} + \frac{W_a \cdot M_a}{M_{\text{ш}}} + \frac{W_{\text{шл.}} \cdot M_{\text{шл.}}}{M_{\text{ш}}} + \frac{W_{\text{ф.}} \cdot M_{\text{ф.}}}{M_{\text{ш}}} + \frac{W_{\text{п.}} \cdot M_{\text{п.}}}{M_{\text{ш}}} \quad (3.7)$$

$$M_{\text{вих.ш}} = 389,89 + 290,05 + 271,12 + 223,86 + 66,88 = 1241,80 \text{ кг}.$$

$$W_{\text{вих.ш}} = \frac{10,5 \cdot 389,89}{1241,80} + \frac{9,9 \cdot 290,05}{1241,80} + \frac{3,5 \cdot 271,12}{1241,80} + \frac{7,9 \cdot 223,86}{1241,80} + \frac{8,78 \cdot 66,88}{1241,80} = 8,27 \text{ \%}.$$

Залежно від результатів, отриманих під час проведення досліджень, розраховується маса сухого вороття. При вмісті заліза в агломераті на рівні 54% вихід придатного агломерату буде на рівні 90% (рис. 1.1):

$$m_{\Sigma} = \frac{1000 \cdot 10}{100 - 10} = 111,11 \text{ кг};$$

Розподіл вороття між стадіями грохочення:

$$m_{v_1} = 111,11 \cdot \frac{57}{100} = 63,33 \text{ кг};$$

$$m_{v_2} = 111,11 - 63,33 = 47,78 \text{ кг}.$$

Охолодження гарячого вороття здійснюється водою, тому обчислюється «маса води, яка випаровується»:

$$M_{\text{вод.вип}} = 63,33 \cdot 0,158 = 10,0 \text{ кг},$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.03.РТС	Аркуш
						3.4
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

«і маса води, що залишається у воротті»:

$$M_{\text{вод.зал}} = \frac{63,33 \cdot 3}{(100 - 3)} = 2,0 \text{ кг.}$$

Сумарна витрата води:

$$M_{\text{вод.охол}} = 10,0 + 2,0 = 12,0 \text{ кг.}$$

«Маса вологого вороття після охолодження»

$$M_{\text{влвол}} = 63,33 + 2,0 = 65,33 \text{ кг.}$$

Визначаємо масу та вологість суміші вороття:

$$M_{B\Sigma} = M_{B1\text{вол}} + M_{B2}. \quad (3.8)$$

$$m_{B\Sigma} = 65,33 + 47,78 = 113,11 \text{ кг.}$$

$$W_{B\Sigma} = \frac{2,0}{113,11} \cdot 100 = 1,77\%.$$

Технологічно вороття додається до вихідної шихти, тому далі «визначається маса і вологість суміші вихідної шихти та вороття»:

$$M_{\text{сум}} = M_{\text{вих.ш}} + M_{B\Sigma}. \quad (3.9)$$

$$M_{\text{сум}} = 1241,80 + 113,11 = 1354,91 \text{ кг}$$

$$W_{\text{сум}} = W_{\text{вих.ш}} \frac{M_{\text{вих.ш}}}{M_{\text{сум}}} + W_{B\Sigma} \frac{M_{B\Sigma}}{M_{\text{сум}}}. \quad (3.10)$$

$$W_{\text{сум}} = 8,27 \frac{1241,80}{1354,91} + 1,77 \frac{113,11}{1354,91} = 7,7\%.$$

Вологість шихти становить 7,7%, тому додаткова подача води в технологічну стадію первинного змішування не потрібна. Після первинного змішування шихта спрямовується на вторинне змішування й огрудкування. Враховуючи, що вологість шихти після цієї технологічної стадії повинна становити близько 7,4%, тому подача води в дану стадію також не потрібна.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.03.РТС	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3.5

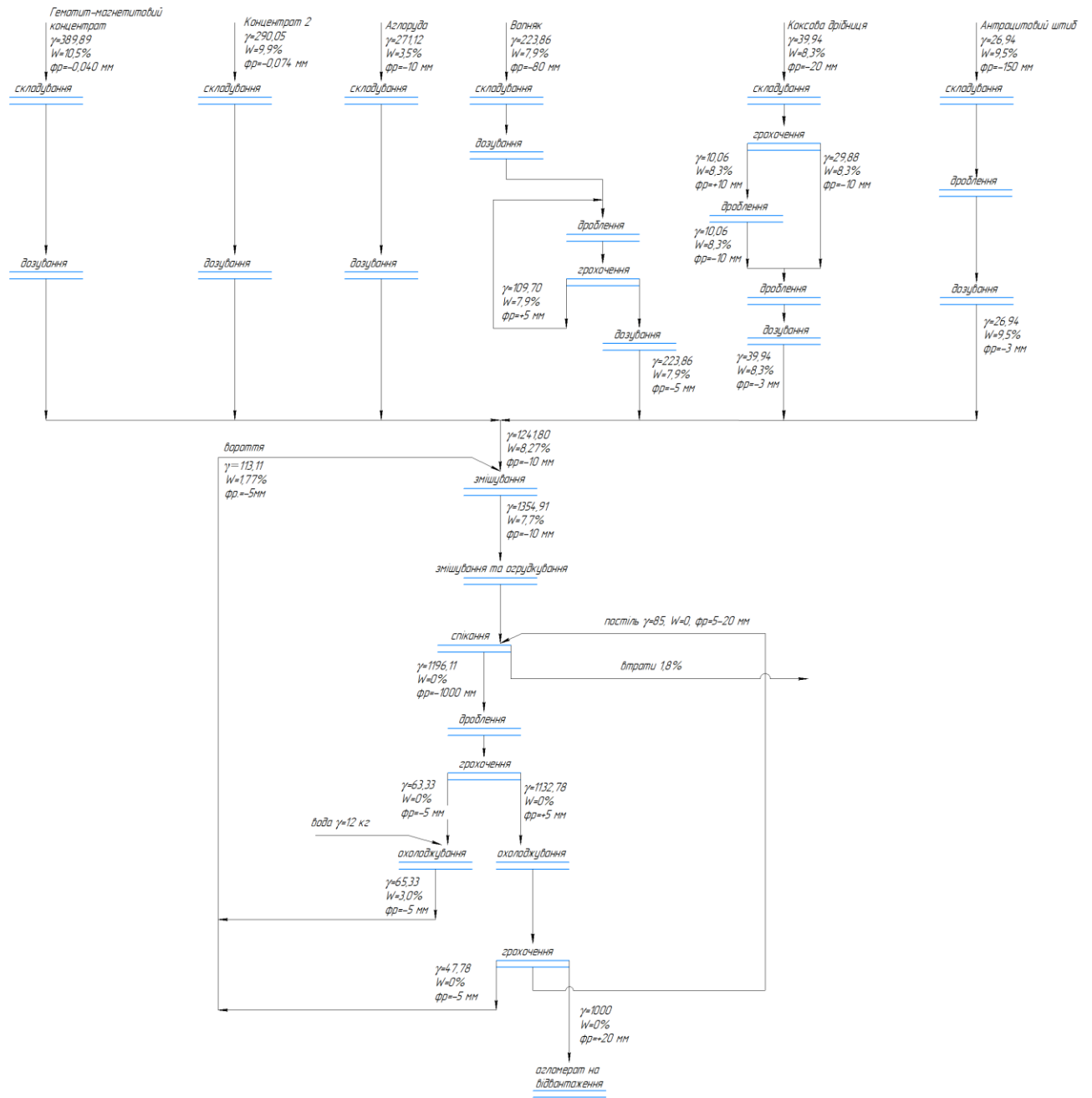


Рисунок 3.1 – Технологічна схема

4 РОЗРАХУНОК ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ

4.1 Розрахунок годинної потреби в компонентах шихти

«Розрахунок годинної продуктивності цеху з виробництва агломерату або окатишів»:

$$P_o = \frac{G}{\eta \cdot 365 \cdot 24}, \quad (4.1)$$

де G – річне виробництво, т/рік;

P_o – погодинне виробництво агломерату цехом, т/год.;

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

365 – календарна кількість діб в рік;

24 – кількість годин в добі.

$$P_o = \frac{5900000}{0,9 \cdot 365 \cdot 24} = 748,553 \text{ т/год.}$$

«Розрахунок годинної потреби у компонентах шихти проводиться виходячи з питомої витрати (на 1 т агломерату) кожного з компонентів шихти початкової вологості за формулою»:

$$P_{з.к.} = P_o \cdot X_{з.к.}, \quad (4.2)$$

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

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

Питома витрата шихтових матеріалів розраховувалася в розділі 3.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.04.РОТО		
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата			
Розробив	Архипенко				РОЗРАХУНОК ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ	Літ.	Аркуш
Перевірив	Ярош						Аркушів
Рецензент						4.1	10
Н. контр.	Ярош					Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1	
Затвердив	Савельєв						

$$P_{\text{г-м.к.}} = 748,553 \cdot 0,38989 = 291,85 \text{ т/год.}$$

$$P_{\text{к2}} = 748,553 \cdot 0,29005 = 217,12 \text{ т/год.}$$

$$P_{\text{а}} = 748,553 \cdot 0,27112 = 202,95 \text{ т/год.}$$

$$P_{\text{в}} = 748,553 \cdot 0,22386 = 167,57 \text{ т/год.}$$

$$P_{\text{к.д.}} = 748,553 \cdot 0,03994 = 29,90 \text{ т/год.}$$

$$P_{\text{а.ш.}} = 748,553 \cdot 0,02694 = 20,17 \text{ т/год.}$$

4.2 Розрахунок основного обладнання

«Розрахунок необхідної кількості витратних бункерів для компонентів шихти»:

$$n_{\text{з.к.}} = \frac{P_{\text{з.к.}} \cdot \tau}{\gamma \cdot V_{\text{б}} \cdot 0,85}, \quad (4.3)$$

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

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

$V_{\text{б}}$ – об'єм стандартних бункерів (100, 130, 200), м³;

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

γ – насипна маса компонента шихти, т/м³, значення якої приведені в джерелі [3].

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

$$n_{\text{г-м.к.}} = \frac{291,85 \cdot 10}{2,23 \cdot 200 \cdot 0,85} = 7,7.$$

$$n_{\text{к2}} = \frac{217,12 \cdot 10}{2,23 \cdot 200 \cdot 0,85} = 5,7.$$

$$n_{\text{а}} = \frac{202,95 \cdot 10}{1,95 \cdot 200 \cdot 0,85} = 6,1.$$

$$n_{\text{в.}} = \frac{167,57 \cdot 10}{1,51 \cdot 200 \cdot 0,85} = 6,5.$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.04.РОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		4.2

$$n_{\text{к.д.}} = \frac{29,90 \cdot 10}{0,63 \cdot 200 \cdot 0,85} = 2,8.$$

$$n_{\text{а.ш.}} = \frac{20,17 \cdot 10}{0,68 \cdot 200 \cdot 0,85} = 1,7.$$

Усього бункерів у шихтовому відділенні: $n = 36$ бункерів.

Подачу шихтових компонентів передбачається здійснювати тарілчастими (дисковими), наприклад ДТ-200, ДТ-240, або електровібраційними живильниками (наприклад, ПЭВ-15А, ПЭВ-19А). Останні призначенні для дозування та транспортування матеріалів насипною вагою менше 2 т/м³. Кількість живильників (дозаторів) відповідає кількості витратних бункерів.

Задану витрату концентрату автоматично підтримують вагами типу ЛТМ (наприклад, ЛТМ-100), що встановлюються на конвеєрах подачі.

Розрахунок кількості дробарок для підготовки за крупністю флюсів і палива:

$$n = \frac{P_{\text{в.}} + P_{\text{д.в.}}}{q}, \quad (4.4)$$

$$n = \frac{P_{\text{к.д.}} + P_{\text{а.ш.}}}{q}, \quad (4.5)$$

де $P_{\text{в.}}$, $P_{\text{д.в.}}$, $P_{\text{к.д.}}$, $P_{\text{а.ш.}}$ – погодинна потреба відповідно вапняку, доломітизованого вапняку, коксового дрібняку й антрацитового штибу, т/год;

q – виробнича потужність дробарки, т/год.

«Приймається на одну дробарку більше розрахункової величини для забезпечення резерву при їх ремонті».

Крупність вапняку 80-0 мм. Дроблення матеріалів такої крупності можна здійснювати молотковими дробарками. Технологічною схемою передбачено грохочення матеріалу після дроблення; готова фракція завантажується в бункера шихтового відділення, а надрешітний продукт повертається на додроблення.

$$n_{\text{др.в.}} = \frac{167,57}{250} = 0,7.$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.04.РОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		4.3

Крупність коксової дрібниці 20-0 мм, а антрацитового штибу 150-0 мм, тому паливні компоненти також потребують попередньої підготовки за крупністю. Для коксової дрібниці спочатку йде операція грохочення по класу 10 мм, а надRESHITний продукт спрямовується на першу стадію дроблення. На цій стадії можна використовувати молоткові дробарки:

$$n_{\text{др.1}} = \frac{29,90}{250} = 0,12.$$

Після першої стадії дроблену коксову дрібницю об'єднують з підRESHITним продуктом, виділеним на стадії грохочення матеріалу. Об'єднаний матеріал надходить на другу стадію дроблення. Для реалізації процесу на цій стадії рекомендовано використовувати чотиривалкові дробарки.

$$n_{\text{др.2}} = \frac{29,90}{16} = 1,9.$$

Дроблення антрацитового штибу здійснюється в молоткових дробарках:

$$n_{\text{др.а.ш.}} = \frac{20,17}{250} = 0,08.$$

Для спікання агломераційної шихти застосовують конвеєрні агломераційні машини. Формула для розрахунку сумарної площі спікання:

$$S_{\Sigma} = \frac{P_o}{q}, \text{ м}^2, \quad (4.6)$$

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

P_o – погодинне виробництво агломерату, т/год;

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

Під час проведення експериментальних досліджень було з'ясовано, що при вмісті заліза в агломераті на рівні 54% при аналогічному складі шихти питома продуктивність агломераційної машини становила близько $q = 1,49 \text{ т/м}^2 \cdot \text{год}$ (рис. 1.1).

Тому для забезпечення погодинного виробництва агломерату необхідно мати площу спікання: $S_{\Sigma} = \frac{748,553}{1,49} = 502,4 \text{ м}^2$.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.04.РОТО	Аркуш
						4.4
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

З каталогу обладнання вибираємо агломераційну машину АК-312.

Розраховуємо необхідну кількість за формулою:

$$N_o = \frac{S_{\Sigma}}{S_m}, \quad (4.7)$$

де N_o – кількість машин;

S_m – корисна площа вибраної машини, m^2 .

$$N_o = \frac{502,4}{312} = 1,6.$$

У цеху з виробництва залізорудного агломерату необхідно мати не менше 2 агломераційних машин. Використовуючи формулу, визначається годинна продуктивність машини:

$$P_m = S_m \cdot q, \text{ т/год.} \quad (4.8)$$

$$P_m = 312 \cdot 1,49 = 464,88 \text{ т/год.}$$

Для розрахунку кількості «огрудкувачів для забезпечення годинного виробництва однією машиною» користуються формулою:

$$n_{огр.} = \frac{P_m}{K \cdot P_{огр}}, \text{ шт.} \quad (4.9)$$

де P_m – годинна продуктивність агломашини, т/год;

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

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

«Отриманий після розрахунку результат округляється до цілої величини в більшу сторону. Приймається на 1 огрудкувач більше розрахункової величини для забезпечення резерву при ремонті.

Виконаний розрахунок шихти показав, що для отримання 991,080 кг агломерату витрачається 1241,80 кг вологої шихти.

«Коефіцієнт виходу 1т агломерату з вологої шихти»:

$$K = \frac{991,080}{1241,80} = 0,8.$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.04.РОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		4.5

$$n_{\text{огр.}} = \frac{464,88}{0,8 \cdot 450} = 1,3.$$

Загальна кількість огрудкувачів»:

$$n_{\Sigma \text{огр.}} = N_0 \cdot n_{\text{огр.}}, \quad (4.10)$$

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

N_0 – кількість агломераційних машин, шт.;

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

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

«Кількість змішувачів розраховується аналогічно кількості огрудкувачів»:

$$n_{\text{зм.}} = \frac{464,88}{0,8 \cdot 850} = 0,7.$$

Приймаємо 2 барабанні змішувачі СБ1-3,2×8 на кожну агломераційну машину.

Для дроблення гарячого агломерату вибираємо одновалкову зубчасту дробарку ДОЗ 1300×4200 продуктивністю 800 т/год.

Кількість дробарок для дроблення спеку визначається за формулою:

$$n_{\text{др.сп.}} = \frac{P_{\text{сп}}}{q}, \text{ шт}, \quad (4.12)$$

де $P_{\text{сп}}$ – годинне виробництво спеку, т/год;

q – продуктивність дробарки, т/год.

$$n_{\text{др.сп.}} = \frac{464,88}{800} = 0,6.$$

Після розрахунку приймається на одну дробарку більше розрахункової величини для забезпечення резерву при їх ремонті. Тому приймаємо 2 дробарки ДОЗ 1300×4200.

Для охолодження агломерату найчастіше використовуються прямолінійні охолоджувачі, наприклад, ОП-315 продуктивністю 370 т/год.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.04.РОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		4.6

Для охолодження повернення вибираємо охолоджувач барабанного типу ОВ-1,8×4,9 продуктивністю 60 т/год.

Кількість грохотів визначається аналогічно кількості дробарок для дроблення спеку. Для класифікації агломерату після дробарок вибираємо вібраційні грохоти типу ГСТ 91 3450×8000 продуктивністю по завантаженню 700-800 т/год.; для класифікації агломерату після охолоджувачів – вібраційні грохоти типу ГСТ 81 3000×6400 продуктивністю по завантаженню 400-500 т/год.

Найважливіші результати виконаних розрахунків оформлюємо в табл. 4.1 – 4.4.

Таблиця 4.1 – Витрата компонентів шихти

Компоненти шихти	Питомі витрати, кг/т агломерату	Погодинна витрата, т/год	Добова витрата, т/добу	Річна витрата, т/рік
Гематит-магнетитовий концентрат	389,89	291,85	7004,40	2300945,4
Концентрат 2	290,05	217,12	5210,88	1711774,1
Аглоруда	271,12	202,95	4870,80	1600057,8
Вапняк	223,86	167,57	4021,68	1321121,9
Коксова дрібниця	39,94	29,90	717,60	235731,6
Антрацитовий штиб	26,94	20,17	484,08	159020,2
Всього вологої шихти	1241,80	929,56	22309,44	7328651,0

Таблиця 4.2 – Хімічний склад агломерату

Вміст компонентів, %						
Fe _{заг}	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
53,6	0,01	9,38	66,13	6,72	1,58	11,82

продовження таблиці 4.2

Вміст компонентів, %						
MgO	TiO ₂	P ₂ O ₅	SO ₃	ВПП	Інші	Σ оксидів
1,47	0,06	0,083	0,021	2,54	0,19	99,994

Таблиця 4.3 – Основне технологічне обладнання

Найменування обладнання	Кількість, шт.	Тип	Продуктивність, т/год.
Витратні бункери шихтових матеріалів	36	200 м ³	-
Молоткові дробарки для вапняку і паливної суміші	6	ДМРИЭ-1450x1300	250
Чотирьохвалкові дробарки для коксової дрібниці	2	Д4Г 900×700	16
Змішувачі	4	СБ1-3,2×8	850
Огрудкувачі	6	ОБ6-3,2×12,5	450
Агломераційні машини	2	АК-312	-
Одновалкові зубчасті дробарки	4	ДОЗ 1300×4200	800
Прямолінійні охолоджувачі	4	ОП-315	370
Охолоджувач барабанного типу	1	ОВ-1,8×4,9	60

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.04.РОТО	Аркуш
						4.8
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Таблиця 4.4 – Виробництво готової продукції

Продукція	Погодинна продуктивність, т/год	Добова продуктивність, т/добу	Річна продуктивність, т/рік
Агломерат	748,553	17965,272	5900000

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.04.РОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		4.9

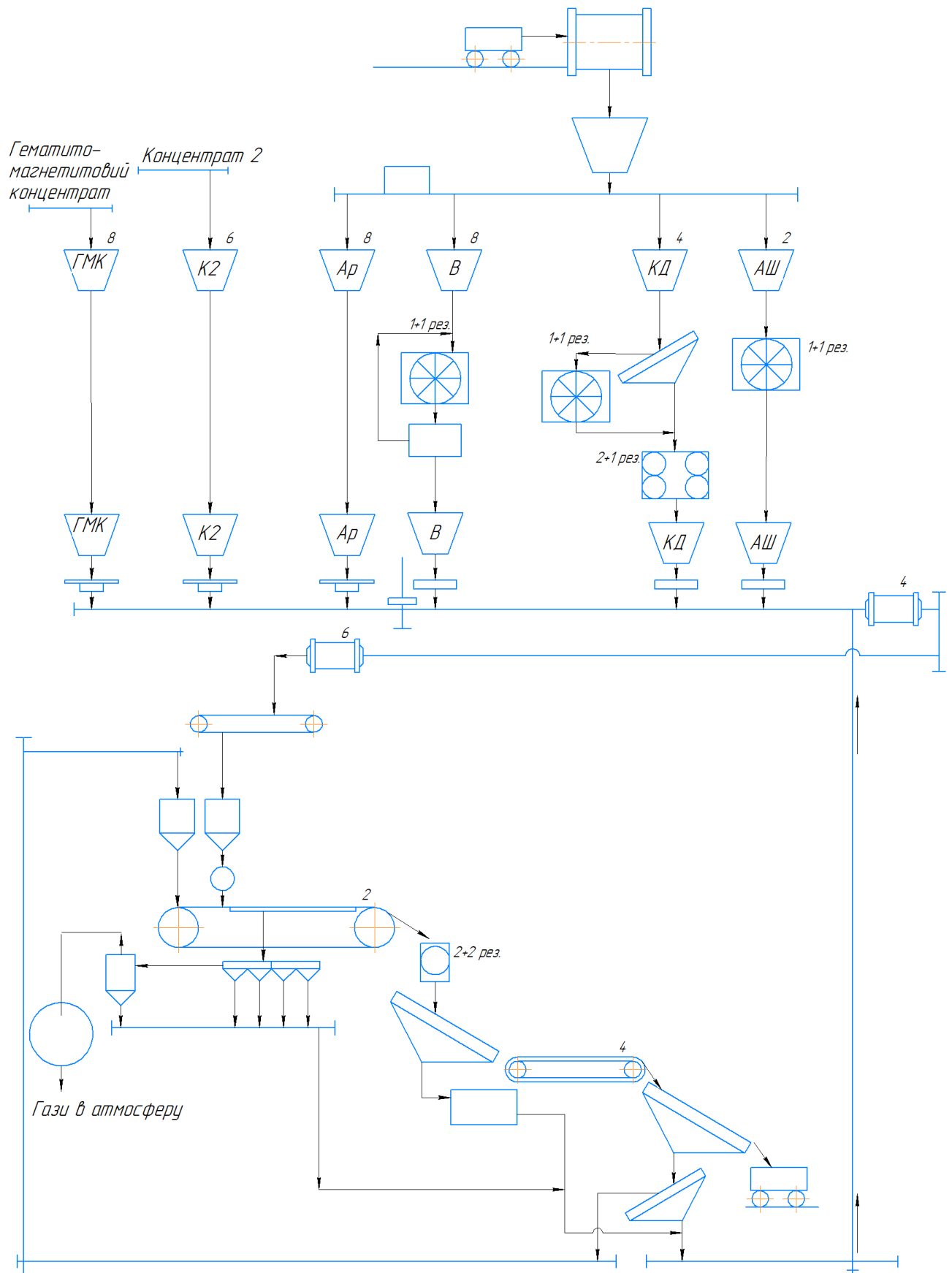


Рисунок 4.1 – Схема ланцюга апаратів

Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата

КНУ.РБ.136.25.149с-01.04.РОТО

Аркуш

4.10

ВИСНОВКИ

Одним із напрямків покращення показників роботи доменних печей є підвищення вмісту заліза в залізовмісних шихтових матеріалах, що суттєво впливає на зміну питомої витрати коксу та продуктивність доменних печей.

Залізорудні концентрати як матеріали з підвищеним вмістом заліза є вихідною сировиною для агломераційного процесу та виробництва окатишів і розрізняються за хімічним, мінералогічним та гранулометричним складом. Розвиток у світовій практиці виробництва залізорудного концентрату супроводжується збільшенням видобутку на існуючих родовищах, а також залученням в експлуатацію нових родовищ, що характеризуються порівняно низьким вмістом заліза в сировині, широким розвитком прогресивних методів збагачення, впровадженням у виробництво нових машин і апаратів.

Було з'ясовано, що основними напрямками в рішенні завдань збільшення випуску залізорудної продукції високої якості в Україні є залучення в переробку гематито-магнетитових і магнетито-гематитових руд при застосуванні схем глибокого збагачення.

Тому розробка пропозицій щодо підвищення якості залізовмісних матеріалів з метою їх подальшого використання в технологіях виробництва окускованих продуктів, зокрема офлюсованого агломерату, є важливим практичним завданням.

Але при виконанні роботи було встановлено, що збільшення вмісту заліза викликає різноспрямовані зміни в агломераційному та доменному процесах. Тому отримання позитивного результату від такої дії не є очевидним.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.В			
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата				
Розробив	Архипенко				ВИСНОВКИ	Літ.	Аркуш	Аркушів
Перевірив	Ярош						1	2
Рецензент						Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1		
Н. контр.	Ярош							
Затвердив	Савельєв							

Більшість показників агломераційного процесу зі збільшенням вмісту заліза в агломераті змінювалися екстремально. А тому вплив збільшення вмісту заліза шляхом підвищення вмісту багатого концентрату в агломераційній шихті на питому витрату коксу та продуктивність доменної печі може бути також різним залежно від супутньої зміни хімічного складу, фізико-механічних і фізико-хімічних властивостей залізорудної сировини та від розташування визначальної зони доменної печі до моменту його використання.

Таким чином, для утримання відповідного показника в межах сприятливого екстремуму (наприклад, забезпечення максимальної міцності на удар) з підвищенням вмісту заліза після екстремуму необхідно використовувати одночасно інші заходи, що компенсують негативні сторони дії високого вмісту заліза на окремі сторони агломераційного процесу. За показниками, що змінюються спочатку в несприятливому напрямку (наприклад, підвищення стиранності, зменшення швидкості спікання) такі заходи необхідно закладати в комплекс обраного напрямку підвищення вмісту заліза на етапі планування.

Для виконання розрахункової частини роботи за межу сприятливого екстремуму технологічних показників агломераційного процесу та міцнісних характеристик агломерату прийнято вмісту заліза на рівні 54%.

У результаті запропоновано склад шихти, що дозволить отримати агломерат, вміст заліза в якому становитиме 53,6% при основності 1,6 част. од.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.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» / С.Г. Савельєв, Л.Н. Саїтгарєєв, В.А. Чубенко, Т.П. Ярош, І.Е. Скідін, А.А. Хіноцька. – Видавничий центр КНУ, 2022. – 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» / С.Г. Савельєв, О.В. Бабаєвська. – Видавничий центр КНУ, 2020. – 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. L. Lu. Important iron ore characteristics and their impacts on sinter quality – a review. Minerals & Metallurgical process. 2015. 32. 88–96.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.Л			
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	ЛІТЕРАТУРА	Літ.	Аркуш	Аркушів
Розробив	Архипенко							
Перевірив	Ярош						1	3
Рецензент						Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1		
Н. контр.	Ярош							
Затвердив	Савельєв							

11. Influence of beneficiated sinter grade iron ore fines size on sinter productivity and quality. Umadevi Tekkalakote, Brahmacharyulu Angalakuditi, Rameshwar sah, Marutiram Kaza and Pradipta chandra Mahapatra. Metall. Res. Technol. Volume 114, Number 1, 2017. 105.

12. A. Kumasaka, K. Kondo, N. Sakamoto, O. Komatsu, H. Noda and M. Shimiz. Granulation characteristics of iron ore fines for hybrid pelletized sinter process. Caractéristiques des fines de minerai de fer dans le procédé HPS. Rev. Met. Paris. Volume 89, Number 3, Mars 1992. – P. 225–232.

13. 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.

14. 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.

15. 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.

16. 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».

17. 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».

18. ТІ 226-ОА-02-2019. Технологічна інструкція. Виробництво афлюсованого агломерату. Запоріжжя: ПАТ «Запоріжсталь». 2019. – 34 с.

19. Теорія та технологія доменного процесу: навчальний посібник / Г.Ю. Крячко, Є.М. Сігарьов, О.Л. Мастеровенко – Дніпродзержинськ: ДДТУ, 2016. – 306 с.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.Л	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2

20. Іващенко О.Д. Хімія і методи дослідження сировини та матеріалів: Навч. посіб. Рекомендовано МОН / Іващенко О.Д., Нікозять Ю.Б., Дмитренко В.І. – К., 2011. – 606 с.

21. 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.

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

23. В.П. Мовчан, М.М. Бережний. Основи металургії. Дніпропетровськ: Пороги. 2001. – 336 с.

24. Нечитайло В.М., Мисько С.М., Міщенко П.Д., Шнипко А.І. і ін. Спосіб дозування агломераційної шихти //Деклараційний патент України на корисну модель № 7785, бюл. №7, 2005.

					КНУ.РБ.136.25.149с-01.Л	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3