

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 6,7 млн. т/рік
ОКАТИШІВ ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ ЗАХОДІВ, СПРЯМОВАНИХ НА
ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ МАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТУ В
УМОВАХ ПрАТ «ПОЛТАВСЬКИЙ ГЗК»»**

Виконав:

студент групи МТ-21-1

Ілля ЖУРКІН

Керівник випускної роботи

Дмитро БАБОШКО

Нормоконтролер

Дмитро БАБОШКО

Завідувач кафедри

Сергій САВЕЛЬЄВ

Кривий Ріг
2025 р.

КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Факультет: гірничо-металургійнийКафедра металургії чорних металів і ливарного виробництваОсвітньо-кваліфікаційний рівень: бакалаврСпеціальність: 136 Металургія

Затверджую

Зав. кафедрою _____

« ____ » _____ 2025 р.

**ЗАВДАННЯ
на випускню атестаційну роботу бакалавра**Журкіна Іллі Єгоровича

1. Тема роботи: Розробка технології виробництва 6,7 млн. т/рік окатишів із застосуванням заходів, спрямованих на підвищення якості магнетитового концентрату в умовах ПрАТ «Полтавський ГЗК» _____

керівник роботи: __ к.т.н., доцент Бабошко Дмитро Юрійович _____

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

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

3. Вихідні дані до роботи: залізорудний концентрат та його хімічний склад; результати зворотної катіонної флотації; тверде паливо; хімічний склад шихтових матеріалів; розрахунковий склад окатишів і агломератів; питомі витрати бентоніту – 8,0 кг/т; вміст FeO в обпалених окатишах – 1,8%; ступінь десульфурації шихти – 70%.

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

1. Підвищення якості залізозмістних матеріалів.
2. Розрахунок шихти та хімічного складу окатишів.
3. Розрахунок технологічної схеми виробництва окатишів.
4. Вибір і розрахунок потреби в основному технологічному обладнанні.

5. Перелік графічного матеріалу

Хімічний склад залізорудних концентратів ПрАТ «Полтавський ГЗК». Вимоги виробництва до якості залізорудних концентратів. Баланс продуктів і цінного компоненту. Залежності якісних показників окатишів. 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	20.01-29.01.2025
2	Підвищення якості залізовмісних матеріалів	01.02-10.02.2025
3	Розрахунок питомих витрат компонентів шихти	10.02-25.05.2025
4	Розрахунок хімічного складу окатишів	26.02-10.03.2025
5	Розрахунок технологічної схеми виробництва окатишів	11.03-10.04.2025
6	Вибір і розрахунок потреби в основному технологічному обладнанні	11.04-20.05.2025
7	Оформлення роботи та креслення	21.05-31.05.2025
8	Перевірка роботи на плагіат	01.06-15.06.2025
9	Захист кваліфікаційної роботи	24.06.2025

Дата видачі завдання «__20__»_____01_____2025 р.

Здобувач вищої освіти _____ Ілля ЖУРКІН
(підпис)

Керівник випускної
кваліфікаційної роботи _____ Дмитро БАБОШКО
(підпис)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до випускної кваліфікаційної роботи на тему «Розробка технології виробництва 6,7 млн. т/рік окатишів із застосуванням заходів, спрямованих на підвищення якості магнетитового концентрату в умовах ПрАТ «Полтавський ГЗК»: 54 стор., 16 табл., 3 рис., 20 джерел.

Об'єкт дослідження: якісні характеристики залізовмісних шихтових матеріалів.

Мета роботи: розробка заходів, спрямованих на підвищення якості залізовмісних концентратів з метою їх подальшого використання в технології виробництва окатишів.

Результати роботи: було з'ясовано, що за якісними характеристиками магнетитовий концентрат, що отримують на підприємстві ПрАТ «Полтавський ГЗК», задовольняє вимоги лише доменного виробництва. Застосування технології флотаційного доведення магнітного концентрату в промислових умовах дозволить отримати концентрат з масовою часткою заліза 67,4 %. Було встановлено, що виготовлені з нього неофлюсовані окатиші мають міцність у вихідному стані в 1,5-1,7 рази більшу, ніж офлюсовані окатиші з основністю 0,7-1,2 од., і практично не руйнуються при відновленні. Зменшити знеміцнення офлюсованих окатишів у ході відновлення можна, лише здійснюючи при випалюванні часткову дисоціацію гематиту до магнетиту. Запропоновано застосування малоосновних окатишів і високоосновного агломерату в доменному виробництві, що дозволить підвищити продуктивність доменної печі та знизити питому витрату коксу.

ЗАЛІЗОВМІСНА СИРОВИНА, ОСНОВНІТЬ, ЧАСТКОВО
ДИСОЦІЙОВАНІ ОКАТИШІ, ГЕМАТИТО-МАГНЕТИТОВА СТРУКТУРА,
ДОМЕННА ПЛАВКА

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.Р			
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	РЕФЕРАТ	Літ.	Аркуш	Аркушів
Розробив	Журкін						1	1
Перевірив	Бабошко							
Рецензент						Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1		
Н. контр.	Бабошко							
Затвердив	Савельєв							

№ строки	Формат	Обозначение	Наименование	Кол. листов	№ экз.	Примечание
1						
2	A4	КНУ.РБ.136.25.14 9с-09.ПЗ	Пояснювальна записка	54		
3						
4			Графічна частина			
5			(Презентація)			
6	A4	КНУ.РБ.136.25.14 9с-09.01	Хімічний склад залізгорудних			
7			концентратів ПрАТ "Полтавський ГЗК"	1		
8	A4	КНУ.РБ.136.25.14 9с-09.02	Вимоги виробництва до якості			
9			залізгорудних концентратів	1		
10	A4	КНУ.РБ.136.25.14 9с-09.03	Баланс продуктів і цінного			
11			компоненту	1		
12	A4	КНУ.РБ.136.25.14 9с-09.04	Залежності якісних показників			
13			окатишів	1		
14	A4	КНУ.РБ.136.25.14 9с-09.05	Технологічна схема виробництва			
15			окатишів	1		
16	A4	КНУ.РБ.136.25.14 9с-09.06	Схема ланцюга апаратів	1		
17						
18						
19						
20						
21						
22						
23						
24						
Копіював Формат A4 Відомість об'єму матеріалів кваліфікаційної роботи Чертеж общего вида Лит. Лист Листов р δ 1 1 кафедра МЧМ/В група МТ-21-1						

ЗМІСТ

	Стор.
РЕФЕРАТ.....	4
ВІДОМІСТЬ МАТЕРІАЛІВ.....	5
ВСТУП.....	7
1 ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ЗАЛІЗОВМІСНИХ МАТЕРІАЛІВ.....	9
1.1 Дослідження з отримання магнетитових концентратів підвищеної якості.....	9
1.2 Дослідження особливостей використання залізорудних окатишів і агломерату в доменному виробництві.....	16
2 РОЗРАХУНОК ШИХТИ ТА ХІМІЧНОГО СКЛАДУ ОКАТИШІВ.....	25
2.1 Розрахунок питомих витрат компонентів шихти.....	25
2.2 Розрахунок хімічного складу окатишів.....	29
3 РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ВИРОБНИЦТВА ОКАТИШІВ.....	35
4 ВИБІР І РОЗРАХУНОК ПОТРЕБИ В ОСНОВНОМУ ТЕХНОЛОГІЧНОМУ ОБЛАДНАННІ.....	39
4.1 Розрахунок погодинної потреби у компонентах шихти.....	39
4.2 Розрахунок необхідної кількості витратних бункерів для компонентів шихти.....	40
4.3 Вибір і розрахунок кількості дробарок і млинів для підготовки за крупністю бентоніту.....	41
4.4 Вибір і розрахунок обладнання для термообробки сирих окатишів...	42
4.5 Вибір і розрахунок кількості огрудкувачів для отримання сирих окатишів.....	43
4.6 Вибір і розрахунок кількості змішувачів шихтових матеріалів.....	44
4.7 Зведені дані по виробництву 6,7 млн. т/рік готової продукції.....	44
ВИСНОВКИ.....	47
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	50
ДОДАТОК 1.....	53
ДОДАТОК 2.....	54

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.Р			
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	РЕФЕРАТ	Літ.	Аркуш	Аркушів
бив								
вірив	о						1	1
нзент						Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1		
контр.	о							
рдив	в							

ВСТУП

Сучасний розвиток світової практики виробництва чорних металів характеризується збільшенням виробництва чавуну, у зв'язку з чим зростає споживання залізних руд, що супроводжується поступовим зниженням вмісту заліза у видобувних рудах. Широке залучення в експлуатацію бідних залізних руд стало можливим завдяки освоєнню методів глибокого збагачення.

Збагачення корисних копалин – сукупність процесів механічної переробки мінеральної сировини з метою вилучення цінних компонентів і видалення порожньої породи та шкідливих домішок, які не представляють практичної цінності в даних техніко-економічних умовах. У результаті збагачення з руди отримують концентрат, якість якого вища, ніж якість руди. Якість концентрату характеризується вмістом цінного компонента (для нашої руди – заліза), вмістом корисних і шкідливих домішок, вологістю і гранулометричною характеристикою. Конкуренція на внутрішньому і зарубіжному ринках залізорудної сировини обумовлює роботу гірничодобувних підприємств з випуску товарної продукції з поліпшеними споживчими властивостями за вмістом заліза і діоксида кремнію.

Залізні руди та концентрати використовують у доменному та сталеплавильному виробництві, у деяких країнах також у процесах прямого відновлення заліза. У наш час залізорудна сировина для доменного процесу підлягає окускуванню. Воно може здійснюватися в агломераційному процесі або шляхом виготовлення і термозміцнення окатишів.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.ВС					
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата						
Розробив		Журкін			ВСТУП		Літ.	Аркуш	Аркушів	
Перевірив		Бабошко							1	2
Рецензент							Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1			
Н. контр.		Бабошко								
Затвердив		Савельєв								

Хімічний склад залізних руд і концентратів визначає їх металургійну цінність. Насамперед металургійна цінність визначається вмістом в них основного цінного компонента (Fe), а також корисних (Mn, Ni, Cr, V, Ti), шкідливих (S, P, As, Zn, Pb, Cu, K, Na) та шлакоутворюючих домішок (Si, Ca, Mg, Al). Шкідливі домішки, або погіршують властивості якості металу, або ускладнюють процес виплавки чавуну.

Тому розробка заходів, спрямованих на підвищення якості магнетитових концентратів з метою подальшого їх використання в технологіях виробництва окатишів є важливим практичним завданням.

Для виконання цього завдання необхідно:

- дослідити можливість підвищення якості залізрудних концентратів підприємства ПрАТ «Полтавський ГЗК»;
- розробити технологію виробництва залізрудних окатишів із магнетитових концентратів Полтавського ГЗК;
- виконати розрахунок витрати шихтових матеріалів, хімічного складу окатишів і вибір обладнання для розробленої технологічної схеми.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.ВС	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.01.ПЯЗМ						
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ЗАЛІЗОВМІСНИХ МАТЕРІАЛІВ			Літ.	Аркуш	Аркушів	
Розробив	Журкін										
Перевірів	Бабошко									1.1	16
Рецензент								Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1			
Н. контр.	Бабошко										
Затвердив	Савельєв										

З табл. 1.2 видно, що магнетитовий концентрат, що отримують на підприємстві ПрАТ «Полтавський ГЗК», задовольняє вимоги лише доменного виробництва. Тому розробка заходів, спрямованих на підвищення якості залізозмісних концентратів, для підприємства є актуальним завданням.

З урахуванням збільшених вимог металургійних підприємств до якості залізорудної сировини, були проведені дослідження з метою вивчення можливості підвищення масової частки заліза в концентратах збагачувальної фабрики Полтавського ГЗК до 68% і більше. У даний час тенденція підвищення якості магнетитових концентратів – одна з провідних у зв'язку зі зростанням конкуренції продукції на внутрішньому і зовнішньому ринках. Це – наслідок зростання пропозиції якісної залізорудної продукції гірничодобувних компаній, які розробляють родовища зі сприятливими гірничо-геологічними умовами в Бразилії, Австралії, Китаї, Індії тощо. Продукція цих підприємств характеризується високою якістю і низькою собівартістю, що зумовлено, насамперед, природними, тобто геологічними чинниками. Більшість же родовищ багатих залізних руд України має більш ніж віковий період інтенсивної експлуатації, а тривалість розробки родовищ залізистих кварцитів перевищує 36 років. За цей час була відпрацьована найбільш багата частина запасів з найсприятливішими геологічними умовами розробки. І зараз спостерігається тенденція до зниження якості вихідної руди, що призводить до зниження конкурентоспроможності продукції залізвидобувних підприємств України на світовому ринку. Тому для визначення перспектив розвитку залізорудної мінерально-сировинної бази України необхідно оцінити її, враховуючи вимоги як вітчизняних, так і зарубіжних металургійних підприємств до якості залізорудної продукції, а також потенціал залізорудної мінерально-сировинної бази основних конкурентів України на світовому ринку.

Підвищення якості залізорудної сировини є основою інтенсифікації металургійного виробництва, оскільки підвищення масової частки заліза в рудній частині шихти не тільки збільшує продуктивність металургійних печей, але і знижує витрати на виробництво металу. Одночасно з цим поліпшується і

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.01.ПЯЗМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.2

якість металу, тому що з підвищенням глибини збагачення значно зменшується масова частка шкідливих домішок у концентраті.

Оскільки збільшення масової частки заліза в металургійній сировині є основним чинником підвищення продуктивності доменних печей, підвищення глибини збагачення магнетитових руд впливає на техніко-економічні показники виробництва металу.

Підвищення якості концентратів є основним напрямком розвитку збагачення із самого початку освоєння цього процесу для обробки бідних магнетитових руд. Ця тенденція продовжує розвиватися незважаючи на безупинне погіршення якості руд, що добуваються.

Вимоги до якості залізорудних концентратів визначаються способами їхньої наступної обробки і виробництвом із продуктів обробки чавуна, сталі або порошків для порошкової металургії або акумуляторної промисловості. Залізорудні концентрати за призначенням при виробництві металу підрозділяються на концентрати для доменного виробництва і прямого відновлення заліза. При виробництві з залізорудних концентратів залізних порошків для порошкової металургії й акумуляторної промисловості, вимоги, що пропонуються до концентратів, містять обмеження по вмісту кремнезему і ряду інших домішок, таких як марганець, титан, фосфор, сірка, кальцій, магній і лужні метали.

Вимоги до концентратів для виробництва чавуна зводяться до визначення мінімальної (для руд даного мінералогічного типу) масової частки заліза і максимально припустимих масових часток порожніх порід (кремнезему, глинозему, кальциту, доломіту) і шкідливих домішок, таких як сірка і фосфор. При цьому вимоги по масовій частки заліза і складові порожніх порід визначаються техніко-економічними факторами і мають на меті виробництво металу з найменшими експлуатаційними і капітальними витратами, тобто організації раціонального виробництва металу за рахунок використання залізорудної сировини з оптимальними масовими частками заліза і домішок.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.01.ПЯЗМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.3

Доменна піч може працювати на окускованих концентратах практично будь-якого складу, за винятком тих випадків, коли руди містять надмірно велику кількість шкідливих домішок. Однак техніко-економічні показники роботи доменних печей різко поліпшуються з підвищенням масової частки заліза в рудній частині шихти. Крім того конкурентноздатність і комерційна вартість товарної залізної руди, що є сировиною для доменного виробництва (багатої руди, кускових концентратів, агломерату й окатишів), знаходиться в прямій залежності від її якості. Наприклад, окатиші з багатих концентратів не тільки поліпшують якість доменної частини шихти, але і вимагають менших витрат на транспорт. У практиці металургійного виробництва залізорудні окатиші, як правило, є тільки частиною доменної шихти. Тому верхня межа масової частки в них заліза не обмежується, оскільки основна маса рудної шихти складається з менш якісних руд і середня масова частка заліза в шихті майже ніколи не досягає оптимального для доменного виробництва значення.

Масова частка заліза в концентраті (агломераті й окатишах з нього) є одним з основних показників цінності руд, тому що визначає витрату коксу і флюсів, продуктивність печей, а також і техніко-економічні показники металургійного переділу. Відхилення від оптимальної масової частки заліза у бік збільшення або зменшення зв'язані з додатковими витратами на виробництво металу: при підвищенні масової частки заліза в концентраті збільшуються витрати на збагачення, але знижуються на металургійний переділ і, навпаки, при зниженні масової частки заліза в концентраті знижуються витрати на збагачення, але зростають на металургійний переділ.

Однак, оскільки загальна вартість металургійного переділу вище, ніж вартість переділу збагачення, як правило, виявляється більш доцільним підвищувати масову частку заліза в концентраті при збагаченні, чим використовувати концентрати невисокої якості.

Таким чином, металургійна цінність руд і концентратів (для наступного використання їх у доменному виробництві після окускування методами агломерації або огрудкування) визначається не тільки масовою часткою заліза,

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.01.ПЯЗМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.4

але й складом рудних і нерудних мінералів, співвідношенням основних шлакоутворюючих компонентів, наявністю супутніх компонентів і шкідливих домішок, гранулометричними властивостями рудних і нерудних мінералів.

Співвідношення і хімічний склад рудних і нерудних мінералів робить менший, хоча і помітний, вплив на металургійну цінність руд. Цей вплив прямо пов'язаний із вмістом заліза в концентраті з однієї сторони і відновлюваністю металургійної шихти – з іншої. Вплив цього фактора на вміст заліза в металургійній шихті пояснюється захопленням у магнітний концентрат слабомагнітних залізних мінералів (гематиту, сидериту, лимоніту й ін.), що мають різний вміст кисню, води і летких (від 27,6 % кисню в магнетиті до 51,7 % у сидериті). При згрудкуванні концентратів вміст цих складових (O_2 , H_2O та летучі) в обпалених окатишах (або агломераті) із сидериту та лимоніту зменшується, в окатишах із магнетиту збільшується, а в окатишах і агломераті з гематиту і мартиту він залишається таким же, як у руді і концентраті. За рахунок цього помітно змінюється вміст заліза в згрудкованому продукті, що безпосередньо піддається металургійній плавці. Таким чином, з погляду вмісту заліза в концентраті рівноцінними є, наприклад, магнетитові концентрати з вмістом заліза 65 %, гематитові або мартитові з 63,5 % Fe, лимонітові з 54,5 % Fe і сидеритові з 44 % Fe. Ще більш значний вплив на вміст заліза в металургійній шихті робить мінеральний склад нерудних мінералів.

З однієї сторони за рахунок розкладання нерудної складової концентрату, коли вона представлена основними (кальцит, доломіт) або водними (каолінит, силікати) мінералами, вміст заліза в шихті підвищується. З іншої сторони вміст заліза в металургійній шихті знижується за рахунок кислих пустих порід, що утримуються в ній, (кремнезему і глинозему) і добавки вапняку і доломіту для підтримки в металургійних агрегатах необхідної основності.

Відділення нерудних мінералів здійснюється магнітною сепарацією в слабкому магнітному полі. Сепарація ведеться на барабанних магнітних сепараторах. Для підвищення якості чорнових магнітних концентратів практично на всіх збагачувальних фабриках (за рідкісним винятком)

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.01.ПЯЗМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.5

використовуються різноманітні способи доведення. Як способи доведення застосовуються наступні процеси збагачення: знешламлювання, тонке грохочення і зворотна флотація.

Досить широке поширення отримало знешламлювання концентратів. Воно використовується на 63 % діючих збагачувальних фабриках як самостійна операція, або в сполученні з тонким грохоченням і флотацією. Тонке грохочення в досить широкому масштабі впроваджено на збагачувальних фабриках США. і Канади. Самостійно або в сполученні з іншими методами доведення воно використовується приблизно на 12 великих закордонних фабриках. Флотація самостійно або в сполученні з іншими методами доведення використовується на 7 фабриках, тобто приблизно на 32 % усіх фабрик.

Флотаційне доведення концентрату з технологічної точки зору є найбільш розробленим і кардинально вирішує проблему виробництва чистих залізрудних концентратів, аж до мономінеральних фракцій. Підвищення вмісту заліза в концентраті досягається в два етапи: на першому з подрібненої руди спочатку магнітною сепарацією витягають чорновий магнітний концентрат, представлений розкритими зернами магнетиту і їх зростків із кварцом; на другому флотаційним методом відокремлюють зростки від розкритих зерен магнетиту й у такий спосіб очищують чорновий концентрат від кварцу. Для видалення зростків з чорнового концентрату магнітної сепарації, як правило, використовують зворотну флотацію.

Зворотна аніонна флотація більш ефективна для вихідних руд і бідних концентратів, у той час як зворотна катіонна флотація економічно вигідніше й ефективніше при флотації продуктів з високим вмістом заліза і незначною кількістю шламів.

Катіонними збирачами є головним чином первинні, вторинні і третинні аміни. Судячи з даних лабораторних досліджень Гірничого Бюро США катіонну флотацію ведуть у слаболужному середовищі при $pH=7,5-9,0$.

Рудною базою Полтавського гірничо-збагачувального комбінату є Горишне-Плавнінське, Лавриківське і Ерістовське родовища.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.01.ПЯЗМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.6

Збагачення корисних копалин засновано на різниці властивостей мінералів, що розділяються. У даному випадку основним рудним мінералом є магнетит, порожня порода представлена в основному кварцом. Ці мінерали розрізняються й за густиною, і за електричними властивостями, за магнітними властивостями, їх можна розділити флотацією. Однак, найдешевшим є магнітне збагачення. Магнетит відноситься до сильно магнітних мінералів ($\chi=80 \times 10^5 \text{ м}^3/\text{кг}$), і для його вилучення достатнє створення слабого магнітного поля напруженістю 95-140 кА/м за допомогою постійних магнітів.

Результати лабораторних досліджень зворотної катіонної флотації магнетитових концентратів ПрАТ «Полтавський ГЗК» представлені в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Оптимальні умови і технологічні показники зворотної катіонної флотації з метою отримання концентратів високої якості

Умови флотації				Камерний продукт			
Витрати реагенту, г/т			pH	Вихід, %	Вміст		Вилучення Fe, %
«Ліла-флот»	лужний крохмаль	NaOH			Fe, %	SiO ₂ %	
200	500	—	9.2	77.2	69.7	2.6	82.9
300	—	200	9.8	74.4	70.3	2.0	79.8

Застосування цієї схеми збагачення в промислових умовах дозволило отримати концентрат з масовою часткою заліза 67,4 % (табл. 1.4).

Таблиця 1.4 – Баланс продуктів і цінного компоненту

Продукт	Продуктивність, т/год.	Вихід, %	Масова частка заліза, %	Вилучення, %
Концентрат	729,7	39,7	67,4	78,2
Хвости	979,8	53,3	12,0	18,6
Щебінь	128,7	7,0	15,5	3,2
Вихідна руда	1838,2	100,0	34,25	100,0

Таким чином, зворотна флотація є універсальним процесом при доведенні чорнових магнітних концентратів і забезпечує найбільш високу ефективність поділу розкритих рудних мінералів і зростків. Тільки з її допомогою можуть бути отримані концентрати для прямого відновлення, порошкової металургії й інших спеціальних цілей утримуючі від 67 до 70,5 % Fe.

1.2 Дослідження особливостей використання залізорудних окатишів і агломерату в доменному виробництві

До недавніх пір фабрика з виробництва окатишів Полтавського гірничорудного комбінату виготовляла неофлюсовані окатиші високої міцності (більше 200 кг/окатиш) і низьким вмістом дріб'язку (0–5 мм). Однак їх проплавка в доменних печах металургійних комбінатів виявила недоліки щодо відновлювальних властивостей окатишів.

У зв'язку з тенденцією на збільшення частки окатишів у шихті доменних печей до 50–60 % підвищення їх міцності у вихідному стані та при відновленні стає одним із напрямків для економії коксу.

Вітчизняними науковцями з метою розробки технології доменної плавки на різноосновній залізорудній сировині були проведені дослідження на окатишах основністю 0,3; 0,7 і 1,25 од. Оцінка міцності здійснювалася в міні-барабані, а при відновленні – в установці Ліндера.

Мінералогічний аналіз проводився для окатишів середнього шару. Окатиші піддавалися також відновленню в дериватографі при нагріванні зі швидкістю 10 °C/хв до 1000 °C в газі, хімічний склад якого близький до складу в середніх горизонтах доменної печі.

Дослідженням встановлено, що неофлюсовані окатиші мають міцність у вихідному стані в 1,5-1,7 рази більшу, ніж офлюсовані окатиші з основністю 0,7-1,2 од., і практично не руйнуються при відновленні.

Частково окислені неофлюсовані окатиші незалежно від режиму їх випалу зберігають високу міцність.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.01.ПЯЗМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.8

Причина сильного знеміцнення окислених офлюсованих окатишів при відновленні полягала в особливостях структури шлакових зв'язок, представлених переважно феритами та силікоферитами кальцію. Причому для окатишів верхніх горизонтів, обпалених при температурі 1220-1280 °С, ферити випадають при кристалізації розплаву. В цьому випадку супутнім компонентом суміші є гематит. Для окатишів нижніх горизонтів, обпалених при температурах нижче точки плавлення феритів (1200 °С), вони утворюються при твердофазному з'єднанні вапна та гематиту. Загальною рисою феритів (рідко- та твердофазного походження) є їхня висока відновлюваність при порівняно низьких температурах (600–700 °С). Феритні зв'язки не перешкоджають відновленню основного рудного мінералу – гематиту в указаному температурному інтервалі. При цьому гематит збільшує свій об'єм на 15-30%, призводячи до руйнування офлюсованих окатишів.

У разі неофлюсованих окатишів основним нерудним компонентом обпалених окатишів є залізо-кальцій-силікатне скло. Воно формується при застиганні рідких шлакових включень із широким інтервалом розм'якшення (1180–1250 °С). Отже, в більшій частині шару неофлюсованих окатишів шлакова зв'язка представлена слабовідновним залізо-кальцій-силікатним склом. Це зрушує температуру початку відновлення окатишів в область температур 800-1000 °С, де не спостерігається істотного набухання гематиту та відповідного руйнування окатишів.

Для отримання міцних у вихідному стані та при відновленні офлюсованих окатишів необхідно їх попереднє окислення і подальший випал з частковою дисоціацією гематиту. Враховуючи високий рівень металургійних властивостей неофлюсованих окатишів, а також близьку до офлюсованих ступінь відновлення, що досягається в середньому та нижньому горизонтах, можна рекомендувати їх використання в доменних печах, якщо їх плавка разом з агломератом не викличе негативного впливу на футерівку печі та не призведе до значного зменшення газопроникності зони в'язкопластичного стану шихти.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.01.ПЯЗМ	Аркуш
						1.9
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Для оцінки зазначених явищ необхідно підібрати основність агломерату, що дозволить виключити введення великої кількості вапняку в доменну піч, і оцінити властивості за умов температур переходу з пружного стану пластичний.

Встановлено також, що найкращими металургійними властивостями володіє агломерат основністю 2,0–2,3. Для спікання шихта повинна містити 4 % вуглецю при висоті шару 330 мм, щоб забезпечити вміст монооксиду заліза не вище 11,0-11,5 %. Крім того, агломерат має міцність при відновленні по виходу великих класів (понад 10 мм) у 3–5 разів більшу, ніж той, що виробляється сьогодні з основністю 1,3 (табл. 1.5).

Таблиця 1.5 – Вплив вмісту твердого палива в шихті на показники процесу спікання й якість агломерату різної основності при висоті шару 330 мм

Показник	Основність агломерату				
	1,7		2,2		
	вміст вуглецю в шихті, %				
	3,5	4,0	3,5	4,0	4,5
Вертикальна швидкість спікання, мм/хв.	14,9	15,3	15,9	16,5	16,5
Питома продуктивність, т/(м ² ·ч)	0,9	0,9	1,0	1,0	1,0
Гранулометричний склад, %, за класами, мм:					
>40	10,9	18,7	10,0	11,3	17,5
25–15	15,9	23,3	23,3	24,8	24,4
5–0	23,3	17,7	22,2	17,2	17,4
Хімічний склад, %:					
FeO	12,1	13,7	9,8	11,8	13,5
Fe _{общ}	55,2	54,4	53,3	53,0	52,7
S _{общ}	0,008	0,008	0,009	0,011	0,038
Міцність за ДСТУ 15137-77, %:					
B _{>5}	68,3	74,7	74,9	73,0	69,3
B _{<0,5}	4,7	3,0	4,0	3,7	3,4
Міцність при відновленні, %:					
за ДСТУ 19574-84:					
B _{>10}	3,7	6,5	—	13,0	22,9
B _{<0,5}	35,2	35,0	—	24,1	20,4
за ДСТУ 27446-87:					
RDI _{>6,3}	—	12,6	28,5	39,7	56,5
RDI _{>3,15}	45,6	39,5	55,1	67,4	75,4
RDI _{<0,5}	16,9	16,7	14,8	10,8	9,4
Ступінь відновлення за ДСТУ 19575-81, %	39,6	38,7	—	41,2	38,4

Феритна зв'язка забезпечує високу відновлюваність агломерату основністю 2,0-2,3. Для того щоб забезпечити необхідну основність доменного шлаку, агломерат повинен проплавлятися в суміші з неофлюсованими окатишами. При використанні на металургійному підприємстві такої сировини

співвідношення маси окатишів і агломерату в шихті доменних печей повинно становити 3:2 (табл. 1.6).

Таблиця 1.6 – Хімічний склад шихтових матеріалів і розрахунковий склад окатишів і агломератів для одержання в доменній плавці шлаку основністю 1,13-1,14 од., % (ваг.)

Вміст	Концентрат		Бентоніт	Вапняк	Зола		Окатиші	Агломерат основністю	
	окатишів	агломерата			коксика	антрацита		1	2
Fe	62,3	60,4	0,9	0,3	14,4	10,6	60,4	55,14–55,04	54,30–4,23
FeO	28,1	—	—	—	—	—	2,4	14,30	14,10
CaO	1,2	2,0	3,6	54,0	9,3	7,6	1,2	9,25–9,40	10,53–10,63
SiO ₂	3,5	5,1	60,0	1,6	40,9	49,3	4,0	5,35–5,36	5,32–5,33
Al ₂ O ₃	2,3	2,7	14,8	0,5	21,8	21,0	2,4	2,80	2,80
MgO	2,4	3,0	2,9	0,6	4,4	2,7	2,4	2,90	2,80
MnO	0,4	0,2	—	—	1,4	1,2	0,3	0,18	0,18
V ₂ O ₅	0,6	0,6	—	—	—	—	0,6	0,51	0,51
TiO ₂	2,6	2,6	—	—	—	—	2,6	2,35–2,36	2,32
CaO/SiO ₂	3,3	0,4	—	—	—	—	0,3	1,73–1,76	1,98–2,00

Інтенсифікація процесу плавки при використанні малоосновних окатишів та високоосновного агломерату, що містять амфотерні оксиди, викличе розширення зони потоку шихти в області низу шахти та заплечиків. Як показали проведені на металургійному комбінаті дослідні плавки, застосування низькоосновних окатишів, що мають низьку руйнівність при відновленні, розширення зони потоку шихти в нижній частині шахти і заплечиків призводить до зростання бічного тиску шихти в цій зоні, що спричиняє прискорений знос футерівки та холодильників. Для того щоб запобігти змиванню гарнісажу на футеровці заплечиків збільшеним потоком шихти, пропонується підтримувати кут нахилу перевернутого конуса футерівки заплечиків на 0,5-1,0° меншим, ніж кут нахилу шахти. В цьому випадку при зниженні кута нахилу шахти зберігається необхідна крутість зламу потоку при переході із зони відновлення в зону плавлення. Опір руху шихти, що виникає, сприяє утворенню гарнісажу на футерівці заплечиків.

Таким чином, застосування низькоосновних окатишів і високоосновного агломерату, що слабо руйнуються при відновленні, забезпечує високу

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.01.ПЯЗМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.11

газопроникність у верхніх горизонтах доменної печі. Наявність амфотерних оксидів титану та алюмінію в залізовмісних агломераті та окатишах, а також зменшення кута нахилу шахти запобігають ранньому злипанню шихтових матеріалів у нижніх горизонтах печі, що забезпечує рівний сход шихти, високий рівень використання відновного потенціалу газу і, відповідно, підвищення продуктивності печі та зниження витрат коксу. Вибір кута нахилу до горизонту футерівки шахти та заплечиків дозволяє зберегти стійкість вогнетривкої футеровки на рівні, досягнутому при роботі на одноосновній сировині.

З метою підвищення металургійних властивостей залізовмісних окатишів і збільшення тривалості високотемпературної обробки окатишів нижніх шарів було запропоновано кілька способів їх обробки. Один з них – випал окатишів у шарі висотою 500 мм. Збільшення висоти шару призвело до зниження максимальних швидкостей нагріву в 1,6-1,8 разів та збільшення тривалості знаходження окатишів при температурі 1200 °С до 5 хв. Порівняно низька ефективність використання високого шару пов'язана з тим, що для окатишів характерна висока схильність до утворення тріщин аж до злипання на ділянці 50-350 мм від донної постелі. Це пов'язано з різким зниженням інтенсивності фільтрації, перезволоженням та усадкою шару в зоні сушіння на 10-13%.

Для надання високої міцності окатишам у вихідному стані необхідно забезпечити умови для протікання рідкофазного спікання. У разі офлюсованої до основності 1,2–1,3 сировини, що має у своєму складі тугоплавкі оксиди магнію та титану, температура у шарі не повинна бути нижчою за 1220–1250 °С. Це забезпечить міцність окатишів на стискання навіть на нижніх горизонтах на рівні 1500 Н/окатиш.

Для зниження температурного перепаду між верхом та низом шару та забезпечення найбільшої глибини проходження фронту рідкофазного спікання було запропоновано підвищити температуру теплоносія на початковій стадії нагріву окатишів з 1000–1100 до 1250–1300 °С.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.01.ПЯЗМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.12

Промислові випробування цього способу випалу показали, що при висоті шару 350 мм швидкість нагріву верхньої частини шару становить $200\text{ }^{\circ}\text{C/хв}$, а середньої – $125\text{ }^{\circ}\text{C/хв}$ і нижньої – $110\text{ }^{\circ}\text{C/хв}$. Слід зазначити, що висока швидкість нагріву ($200\text{--}300\text{ }^{\circ}\text{C/хв}$) є причиною раннього рідкофазного спікання окатишів верхнього шару та гальмування процесу окислення. В результаті створюється зональна структура окатишів, що представлена магнетитовим ядром і гематитовою оболонкою. При охолодженні таких окатишів у результаті різної усадки ядра й оболонки виникають напруги, що призводять до розтріскування і втрати міцності. Це не дозволяє реалізувати переваги інтенсивного нагріву, що забезпечує більш високий температурний рівень обробки нижніх шарів окатишів.

Тому науковцями розроблено спосіб отримання частково дисоційованих окатишів з магнетитових концентратів. Проведені дослідження показали, що зменшити знеміцнення офлюсованих окатишів у ході відновлення можна, формуючи при випалюванні слабовідновну шлакову зв'язку у вигляді залізо-кальцій-силікатного скла. Для утворення шлакової зв'язки необхідно двовалентне залізо, що входить до складу магнетиту.

Отримати достатню його кількість у попередньо окислених окатишах можна, здійснюючи при випалюванні часткову дисоціацію гематиту до магнетиту.

Для оцінки металургійних властивостей частково дисоційованих окатишів провели укрупнені лабораторні досліди на установці аглочаша. Основність офлюсованих вапняком окатишів становила 1,25. Окатиші отримували з магнетитового концентрату із загальним вмістом заліза 62,3%.

На рис. 1 показані залежності якісних показників окатишів діаметром 13 мм від часу попереднього окиснення та температури над шаром окатишів при випаленні.

З графічних залежностей видно, що час випалу не істотно впливає на міцнісні властивості окатишів. Стиранність окатишів при відновленні істотно знижується з підвищенням температури над шаром, а вихід великих класів

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.01.ПЯЗМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.13

збільшується. На рис. 1.1, а і б, показаний вихід після відновлення класів понад 10 мм (B_{+10}) і менше 5 мм (B_{-5}).

Підвищення властивостей міцності супроводжується зростанням вмісту монооксиду заліза в обпалених окатишах (рис. 1.1, в). Збільшення вмісту монооксиду заліза зі зменшенням часу окисного випалу обумовлено недоокисленням первинного магнетиту, а підвищення температури призводить до дисоціації гематиту до магнетиту.

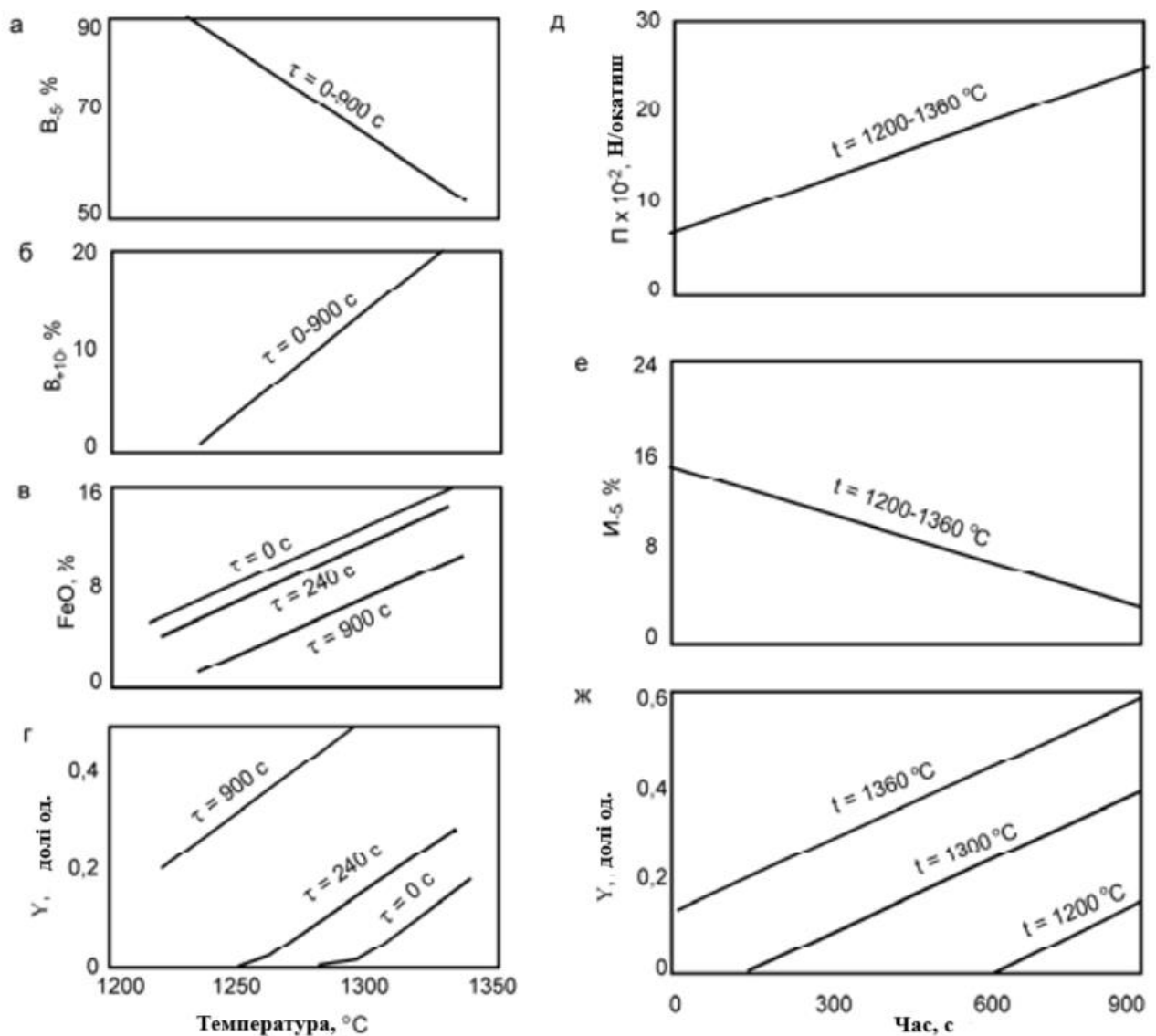


Рисунок 1.1 – Залежності якісних показників окатишів, обпалених на установці аглочаша, від температури випалу (а-г) і часу окисної витримки при 1000 °C (д-ж)

Окатиші, що малоокислені при 1000 °С, мають при заданій температурі більший вміст монооксиду заліза, ніж повністю окислені перед високотемпературним випалом.

Однак залежності міцнісних властивостей при відновленні від часу окислювальної витримки не виявлені. Очевидно, це зумовлено наступним. Основним фактором, що визначає появу необхідної кількості шлаку для екранування рудних зерен від безпосереднього контакту з відновлювальним газом, є температура випалу. Невеликої кількості магнетиту, незалежно від його походження, достатньо для збагачення розплаву двовалентним залізом, що сприяє застиганню оксидної рідини у вигляді слабовідновного скла. Окатиші з такою зв'язкою в меншій мірі схильні до руйнування при відновленні.

Міцність (П) та стиранність (И) у вихідному стані (на противагу цим характеристикам при відновленні) відповідно збільшується та знижується зі збільшенням часу попереднього окислення у досліджуваному інтервалі температур 1200–1360 °С (див. рис. 1.1, *д і е*).

Низькі механічні характеристики не повністю окислених окатишів пов'язані з їхньою зональною будовою. Повністю окислені окатиші є однорідними та міцними.

Перераховані особливості впливу часу витримки і температури окислювального випалу на міцнісні властивості окатишів у вихідному стані та при відновленні призводять до того, що функція бажаності (Y), що показує рівень якості окатишів, зростає зі збільшенням часу витримки 0-960 °С і температури випалу 1200-1360 °С (див. рис. 1.1, *з і ж*). Збільшення цих параметрів понад зазначені межі небажано, оскільки може призвести до втрати міцності та сплавлення окатишів. При часі витримки 960 с і температурі випалу 1370 °С виходять частково дисоційовані окатиші з міцністю, що перевищує 2000 Н/окатиш. Вихід дрібних класів (0-5 мм) після відновлення становить менше 50%.

Технологія випалу окатишів, що діє на багатьох гірничо-збагачувальних комбінатах, передбачає час підігріву близько 300 с і більш низьку температуру

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.01.ПЯЗМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.15

випалу 1300–1327 °С. Це зумовлює невисоку міцність окатишів у вихідному стані та підвищену руйнівність при відновленні.

Таким чином, виконані дослідження на окатишах різної основності дозволили запропонувати технологію доменної плавки на різноосновній залізорудній сировині, визначити оптимальні параметри спікання та основність агломерату та дати обґрунтування співвідношення маси окатишіві агломерату, що використовуються в шихті доменної печі. Показано, що застосування малоосновних окатишів і високоосновного агломерату дозволяє підвищити продуктивність доменної печі та знизити питому витрату коксу.

Розглянуто кілька способів підвищення металургійних властивостей окатишів і встановлено, що тільки спосіб отримання частково дисоційованих окатишів дозволяє значно зменшити їх знеміцнення в процесі відновлення у верхніх горизонтах доменної печі.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.01.ПЯЗМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.16

2 РОЗРАХУНОК ШИХТИ ТА ХІМІЧНОГО СКЛАДУ ОКАТИШІВ

2.1 Розрахунок питомих витрат компонентів шихти

Результати досліджень на окатишах різної основності, представлених у розділі 1, дозволяють стверджувати, що застосування малоосновних окатишів і високоосновного агломерату дозволить підвищити продуктивність доменної печі та знизити питому витрату коксу. Тому визначати питому витрату сухих і вологих шихтових компонентів шихти будемо саме для одержання 1000 кг низькоосновних окатишів.

Вихідні данні для розрахунку шихти:

1. Хімічний склад компонентів шихти приведений у таблиці 2.1.
2. Питомі витрати бентоніту – 8,0 кг/т.
3. Вміст FeO в обпалених окатишах – 1,8%.
4. Ступінь десульфuraції шихти – 70%.

Таблиця 2.1 – Хімічний склад компонентів шихти

Матеріали	Вміст компонентів, %							
	Fe _{заг}	Mn	P	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Магнітний концентрат	65,04	0,019	0,008	0,04	26,8	63,14	8,30	0,13
Концентрат флотаційної доводки	67,4	0,010	0,012	0,036	27,6	65,62	5,74	0,18
Бентоніт	0,9	0,098	0,046	0,111	--	1,29	60,00	14,80

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.02.РШХСО		
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата			
РозробивРозро	ЖуркінЖуркін				РОЗРАХУНОК ШИХТИ ТА ХІМІЧНОГО СКЛАДУ ОКАТИШІВ		
ПеревіривПере	БабощкоБабощк						
РецензентРеце							
Н. контр.Н.	БабощкоБабощк						
ЗатвердивЗатве	СавельєвСавельє						
					Літ.	Аркуш	Аркушів
						2.1	10
					Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1		

Продовження табл. 2.1

Вміст компонентів, %							
CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅	SO ₃	Інші	ВПП	Σоксидів
0,28	0,45	0,024	0,018	0,100	0,382	0,38	100,0
0,22	0,31	0,013	0,027	0,090	0,150	0,05	100,0
3,60	2,90	0,126	0,105	0,278	8,215	8,69	100,0

Розрахунки виконуються з використанням стандартної методики [2].

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

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

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

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

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

Аналіз літературних джерел показав, що в практиці металургійного виробництва залізородні окатиші, як правило, є тільки частиною доменної шихти. Тому верхня межа масової частки в них заліза не обмежується, оскільки основна маса рудної шихти складається з менш якісних руд і середня масова частка заліза в шихті майже ніколи не досягає оптимального для доменного виробництва значення. Але підвищення вмісту заліза в концентраті шляхом його флотаційного доведення з технологічної точки зору досягається в два етапи: на першому з подрібненої руди спочатку магнітною сепарацією витягають чорновий магнітний концентрат; на другому флотаційним методом очищують чорновий концентрат від кварцу, що призводить до збільшення собівартості кінцевого продукту. Тому з техніко-економічних міркувань

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.02.РШХСО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2.2

прийmemo проміжне співвідношення для залізовмісних компонентів шихти: магнітний концентрат – 30% і концентрат флотаційної доводки – 70%.

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
Магнітний концентрат	19,51	0,002	0,012	8,04	18,94	2,49
Концентрат флотаційної доводки	47,18	0,009	0,025	19,32	45,93	4,02
Залізовмісна суміш	66,69	0,011	0,037	27,36	64,87	6,51

Продовження таблиці 2.2

Вміст компонентів, %								
Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅	SO ₃	Інші	ВПП	Σоксидів
0,04	0,08	0,13	0,007	0,005	0,030	0,115	0,114	30,001
0,13	0,16	0,22	0,009	0,019	0,063	0,105	0,035	70,011
0,17	0,24	0,35	0,016	0,024	0,093	0,220	0,149	100,002

Розрахунок шихти здійснюється рішенням рівняння матеріального балансу, яке має вигляд:

$$G_k = P \cdot K_p + \Phi \cdot K_\phi + B \cdot K_\delta \pm O_2, \quad (2.3)$$

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_δ – коефіцієнти виходу випаленої маси з сухої маси відповідно рудного, флюсового і бентонітового компонентів шихти, част. од.;

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.02.РШХСО	Аркуш
						2.3
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

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

Для рішення рівняння матеріального балансу розраховуються середньозважені коефіцієнти виходу випаленої маси з сухої маси кожного компонента шихти (K^0) і середньозважений приріст (+) або втрата (–) маси від окислювання або відновлення оксидів заліза (O_2^0).

$$K^0 = 0,01(100 - \eta_S \cdot S_{заг}^0 - C_F^0 - \eta_{ВПП} \cdot ВПП^0 - MnO_2^0 \cdot \frac{16}{87}), \text{ част.од.}, \quad (2.4)$$

де $S_{заг}^0$, C_F^0 , $ВПП^0$, MnO_2^0 – середньозважений вміст, відповідно загальної сірки, горючого вуглецю, втрат при прожарюванні й оксидів марганцю в компонентах шихти, %;

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

$$K_p^0 = 0,01(100 - 0,7 \cdot 0,037 - 0,149) = 0,99825$$

$$K_6^0 = 0,01(100 - 0,7 \cdot 0,111 - 8,69) = 0,91232$$

Середньозважений приріст або втрата маси від окислювання або відновлення оксидів заліза компонентів шихти в процесі термообробки окатишів розраховують по формулі:

$$O_2^0 = \frac{1}{9} \left(\frac{P_{\Sigma} \cdot FeO_p^0}{100} + \frac{\Phi_{\Sigma} \cdot FeO_{\phi}^0}{100} + \frac{\Pi_{\Sigma} \cdot FeO_{\Pi}^0}{100} + \frac{Б_{\Sigma} \cdot FeO_B^0}{100} - FeO_{a(0)}^0 \right), \text{ кг/т}, \quad (2.5)$$

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

$$O_2^0 = \frac{1}{9} \left(\frac{P_{\Sigma} \cdot 27,36}{100} + \frac{Б_{\Sigma} \cdot 0}{100} - 1,8 \right) = 0,0304 \cdot P_{\Sigma} - 0,2.$$

Складаємо рівняння матеріального балансу:

$$1000 = 0,99825 \cdot P_{\Sigma} + 0,91232 \cdot Б_{\Sigma} + 0,0304 \cdot P_{\Sigma} - 0,2.$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.02.РШХСО	Аркуш
						2.4
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Питомі витрати бентоніту становлять 8,0 кг/т:

$$1000 = 0,99825 \cdot P_{\Sigma} + 0,91232 \cdot 8,0 + 0,0304 \cdot P_{\Sigma} - 0,2.$$

Після спрощення рівняння виходить:

$$1,02865 \cdot P_{\Sigma} = 992,9014;$$

$$P_{\Sigma} = 965,247 \text{ кг/т.}$$

Знаючи співвідношення компонентів шихти в кожній із сумішей, визначаємо їхні питомі витрати (табл. 2.3).

Таблиця 2.3 – Питома витрата компонентів шихти

Компоненти шихти	Позначення	Питома витрата, кг/т
Магнітний концентрат	P_m	289,574
Концентрат флотаційної доводки	P_{ϕ}	675,673
Бентоніт	B_{Σ}	8,0
Всього сухої шихти	$G_{ш}$	973,247

2.2 Розрахунок хімічного складу окатишів

Маса внесених у шихту елементів й оксидів:

$$Fe_{\text{заг}} = 289,574 \cdot 0,6504 + 675,673 \cdot 0,674 + 8,0 \cdot 0,009 = 643,815 \text{ кг.}$$

$$S_{\text{заг}} = 289,574 \cdot 0,0004 + 675,673 \cdot 0,00036 + 8,0 \cdot 0,00111 = 0,368 \text{ кг.}$$

$$FeO = 289,574 \cdot 0,268 + 675,673 \cdot 0,276 = 264,092 \text{ кг.}$$

$$Fe_2O_3 = 289,574 \cdot 0,6314 + 675,673 \cdot 0,6562 + 8,0 \cdot 0,0129 = 626,3165 \text{ кг.}$$

$$SiO_2 = 289,574 \cdot 0,083 + 675,673 \cdot 0,0574 + 8,0 \cdot 0,6 = 67,6183 \text{ кг.}$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.02.РШХСО	Аркуш
						2.5
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = 289,574 \cdot 0,0013 + 675,673 \cdot 0,0018 + 8,0 \cdot 0,148 = 2,7767 \text{ кг.}$$

$$\text{CaO} = 289,574 \cdot 0,0028 + 675,673 \cdot 0,0022 + 8,0 \cdot 0,036 = 2,58529 \text{ кг.}$$

$$\text{MgO} = 289,574 \cdot 0,0045 + 675,673 \cdot 0,0031 + 8,0 \cdot 0,029 = 3,6297 \text{ кг.}$$

$$\text{MnO} = 289,574 \cdot 0,00024 + 675,673 \cdot 0,00013 + 8,0 \cdot 0,00126 = 0,1674 \text{ кг.}$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 = 289,574 \cdot 0,00018 + 675,673 \cdot 0,00027 + 8,0 \cdot 0,00105 = 0,243 \text{ кг.}$$

$$\text{SO}_3 = 289,574 \cdot 0,001 + 675,673 \cdot 0,0009 + 8,0 \cdot 0,00278 = 1,3842 \text{ кг.}$$

$$\text{Інші} = 289,574 \cdot 0,00382 + 675,673 \cdot 0,0015 + 8,0 \cdot 0,08215 = 2,7769 \text{ кг.}$$

$$\text{ВПП} = 289,574 \cdot 0,0038 + 675,673 \cdot 0,0005 + 8,0 \cdot 0,0869 = 2,1342 \text{ кг.}$$

Вміст елементів і оксидів в окатишах

Без зміни переходять з шихти в окатиші всі елементи й оксиди, крім сірки, вуглецю, ВПП, FeO, і Fe₂O₃.

Розраховується з відповідних рівнянь:

$$Fe_{зага(o)} = \frac{P_{\Sigma} \cdot Fe_{P_{\Sigma}}^0 + \Phi_{\Sigma} \cdot Fe_{\Phi_{\Sigma}}^0 + \Pi_{\Sigma} \cdot Fe_{\Pi_{\Sigma}}^0 + Б_{\Sigma} \cdot Fe_{Б_{\Sigma}}^0}{G_{a(o)}}, \% \quad (2.6)$$

$$SiO_{2a(o)} = \frac{P_{\Sigma} \cdot SiO_{2P_{\Sigma}}^0 + \Phi_{\Sigma} \cdot SiO_{2\Phi_{\Sigma}}^0 + \Pi_{\Sigma} \cdot SiO_{2\Pi_{\Sigma}}^0 + Б_{\Sigma} \cdot SiO_{2Б_{\Sigma}}^0}{G_{a(o)}}, \% \quad (2.7)$$

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

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.02.РШХСО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2.6

Маса FeO шихти, що окислюється (-) або відновлюється (+), обчислюється за формулою:

$$G_{FeO} = G_{FeO_{ш}} - G_{FeO_{a(o)}}, \text{ кг/т аглом. (окат.)}; \quad (2.8)$$

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

$$G_{FeO} = 1000 \cdot 0,018 - 264,092 = -246,092 \text{ кг.}$$

Відповідно, маса Fe_2O_3 , що утворився (+) або підлягав відновленню (-) обчислюється за формулою:

$$G_{Fe_2O_3} = \frac{G_{FeO} \cdot 160}{144}, \quad (2.9)$$

$$G_{Fe_2O_3} = \frac{246,092 \cdot 160}{144} = 273,4351 \text{ кг.}$$

У процесі термообробки офлюсованих окатишів видаляється 50-80% (в середньому 70%) загальної сірки шихти. Фосфор в процесі термообробки окатишів не видаляється.

Втрати при прожарюванні (ВПП) в окатишах зазвичай складають $0,0 \div 0,8\%$. Отже, видаляється при агломерації і термообробці окатишів $100 \div 92\%$ втрат при прожарюванні шихти.

Маса загальної сірки ($S_{заг}$), що не видалилась в процесі випалу:

$$G_{S_{заг}} = \frac{0,368 \cdot (100 - 70)}{100} = 0,110 \text{ кг.}$$

Маса окисленої сірки:

$$G_{SO_3} = \frac{1,3842 \cdot (100 - 70)}{100} = 0,4153 \text{ кг.}$$

Маса втрат при прожарюванні:

$$G_{ВПП} = \frac{2,1342 \cdot 100}{100} = 2,1342 \text{ кг.}$$

Результати проведених розрахунків заносяться в балансову таблицю 2.4.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.02.РШХСО	Аркуш
						2.7
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Таблиця 2.4 – Балансова таблиця витрат сировини і хімічного складу окатишів

Матеріали	Вміст компонентів, %											
	Fe _{заг}		S _{заг}		FeO		Fe ₂ O ₃		SiO ₂		Al ₂ O ₃	
	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг
Магнітний концентрат	65,04	188,339	0,04	0,116	26,8	77,6058	63,14	182,837	8,3	24,0346	0,13	0,3764
Концентрат флотаційної доводки	67,4	455,404	0,036	0,243	27,6	186,486	65,62	443,3766	5,74	38,7836	0,18	1,2162
Бентоніт	0,9	0,072	0,111	0,009	0	0	1,286	0,10288	60	4,8	14,8	1,184
Всього шихти	66,119	643,815	0,038	0,368	27,122	264,092	64,322	626,3165	6,944	67,6183	0,285	2,7767
Приріст (+) втрата (-) маси				-0,258		- 246,092		+273,4351				
Окатиші	64,513	643,815	0,011	0,1104	1,8037	18	90,159	899,7516	6,776	67,6183	0,278	2,7767

КНУ.РБ.136.25.149с-09.02.РПХСО

Продовження таблиці 2.4

Вміст компонентів, %														Витрата сухих шихтових матеріалів, кг/т
CaO		MgO		MnO		P ₂ O ₅		SO ₃		Інші		ВПП		
%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	
0,28	0,81081	0,45	1,3031	0,024	0,0695	0,018	0,0521	0,1	0,1509	0	0	0,382	1,10617	289,445
0,22	1,48648	0,31	2,0946	0,013	0,0878	0,027	0,1824	0,09	1,2326	0	0	0,15	1,01351	676,301
3,6	0,288	2,9	0,232	0,126	0,0101	0,105	0,0084	0,278	0,0007	0	0	8,215	0,6572	7,9785
0,266	2,58529	0,373	3,6297	0,0172	0,1674	0,025	0,243	0,142	1,3842	0,285	2,77688	0,219	2,1342	973,724
									-0,969				-2,1342	
0,259	2,58529	0,364	3,6297	0,0168	0,1674	0,024	0,243	0,042	0,4153	0,278	2,77688	0	0	997,964

Вим.
Арк.
№ докум.
Підпис
Дата

КНУ.РБ.136.25.149с-09.02.РПХСО

Після проведення всіх розрахунків складається таблиця розрахованого хімічного складу окатишів (табл. 2.5).

Таблиця 2.5 – Хімічний склад окатишів

Компоненти	Fe _{заг}	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
Вміст, %	64,51	0,011	1,80	90,16	6,78	0,28	0,26

Продовження табл. 2.5

Компоненти	MgO	MnO	P ₂ O ₅	SO ₃	Інші	Σоксидів
Вміст, %	0,36	0,017	0,024	0,042	0,278	100,00

Розраховуємо основність отриманих окатишів:

$$\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} = \frac{0,26 + 0,36}{6,78 + 0,28} = 0,09 \text{ част. од.}$$

3 РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ВИРОБНИЦТВА ОКАТИШІВ

Вихідні данні для розрахунку шихти:

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

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

Компоненти шихти	Питомі витрати $M_{\text{сух.}}$, кг/т окатишів	Вміст води, %	Крупність, мм
Магнітний концентрат	289,445	10,5	-0,074
Концентрат флотаційної доводки	676,301	10,5	-0,050
Бентоніт	7,978	21,7	-120

2) Вихід вороття 5,5%.

3) Крупність подрібнених матеріалів -0,1мм.

4) Вологість шихти після змішування - 8%, після огрудкування - 9,5%.

5) Механічні втрати компонентів шихти – 1,75%.

6) Вихід відсівання – 1,2%.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.03.РТСВО		
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата			
Розробив	Журкін				РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ВИРОБНИЦТВА ОКАТИШІВ	Літ.	Аркуш
Перевірив	Бабошко						Аркушів
Рецензент						3.1	4
Н. контр.	Бабошко					Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1	
Затвердив	Савельєв						

Визначаємо масу вихідних вологих компонентів шихти з урахуванням механічних втрат за формулою:

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

де W – вміст води в матеріалі, %.

Маса магнітного концентрату:

$$M_{\text{м.к.}} = \frac{289,445 \cdot 100 \cdot 100}{(100 - 10,5)(100 - 1,75)} = 328,06 \text{ кг.}$$

Маса концентрату флотаційної доводки:

$$M_{\text{ф.к.}} = \frac{676,301 \cdot 100 \cdot 100}{(100 - 10,5)(100 - 1,75)} = 769,10 \text{ кг.}$$

Маса бентоніту:

$$M_{\text{б.}} = \frac{7,978 \cdot 100 \cdot 100}{(100 - 21,7)(100 - 1,75)} = 10,37 \text{ кг.}$$

Визначаємо масу бентоніту після його підсушування до вологості 12%:

$$M_{\text{б.нідс.}} = M_{\text{б.}} - M_{\text{б.}} \cdot (W_{\text{б.}} - W_{\text{б.нідс.}})/100. \quad (3.2)$$

$$M_{\text{б.нідс.}} = 10,37 - 10,37 \cdot \frac{21,7 - 12}{100} = 9,36 \text{ кг.}$$

Визначаємо масу бентоніту після змелення та часткового підсушування до вологості 4%:

$$M_{\text{б.сух.}} = M_{\text{б.нідс.}} - M_{\text{б.нідс.}} \cdot (W_{\text{б.нідс.}} - W_{\text{б.с.}})/100. \quad (3.3)$$

$$M_{\text{б.сух.}} = 9,36 - 9,36 \cdot \frac{12 - 4}{100} = 8,61 \text{ кг.}$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.03.РТСВО	Аркуш
						3.2
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Визначимо масу оборотного продукту при змеленні бентоніту, прийнявши його в розмірі 200%:

$$M_{об.б.} = 8,61 \cdot 2 = 17,22 \text{ кг},$$

і загальну масу бентоніту, яка подається на змелення:

$$M_{зм.б.} = 9,36 + 17,22 = 26,58 \text{ кг}.$$

Розраховуємо загальну масу залізорудних складових шихти (магнітного концентрату та концентрату флотаційної доводки:

$$M_{з.к.} = M_{м.к.} + M_{ф.к.} \quad (3.4)$$

$$M_{з.к.} = 328,06 + 769,10 = 1097,16 \text{ кг}.$$

На Полтавському гірничорудному комбінаті для зниження вологості концентрату на 0,4-0,6% пропонується в шихту додавати зневоднювальник, тому визначаємо масу частково зневоднених концентратів:

$$M_{з.к.відс.} = M_{з.к.} - M_{з.к.} \cdot \Delta W_{к.}/100. \quad (3.5)$$

$$M_{з.к.відс.} = 1097,16 - 1097,16 \cdot 0,6/100 = 1090,58 \text{ кг}.$$

Визначимо масу і вологість суміші всіх вихідних компонентів шихти після змелення та часткового підсушування:

$$M_{ш} = 1090,58 + 8,61 = 1099,19 \text{ кг};$$

$$W_{ш} = 9,9 \cdot \frac{1090,58}{1099,19} + 4 \cdot \frac{8,61}{1099,19} = 9,85 \text{ \%}.$$

Визначаємо масу сухого відсіву за формулою:

$$M_{відс.} = \frac{M_{ок} \cdot Відсів}{100 - Відсів}, \quad (3.6)$$

де $M_{ок}$ – маса випалених окатишів, кг;

$Відсів$ – вихід відсівання, %.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.03.РТСВО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3.3

$$M_{відс.} = \frac{1000 \cdot 1,2}{100 - 1,2} = 12,15 \text{ кг.}$$

Визначаємо масу вороття сирих окатишів за формулою:

$$M_{вор.} = \frac{M_{ш.} \cdot \text{Вороття}}{100}, \quad (3.7)$$

де $M_{ш.}$ – маса суміші всіх вихідних компонентів шихти, кг;

Вороття – вихід вороття, %.

$$M_{вор.} = \frac{1099,19 \cdot 5,5}{100} = 60,46 \text{ кг.}$$

Визначимо масу та вологість шихти, яку подають на змішування, з урахуванням вороття сирих окатишів і виходу відсіву обпалених окатишів:

$$M_{ш.зм.} = 1099,19 + 12,15 + 60,46 = 1171,80 \text{ кг.}$$

$$W_{ш.зм.} = 9,85 \frac{1099,19}{1171,80} + 0 \frac{12,15}{1171,80} + 9,74 \frac{60,46}{1171,80} = 9,74 \text{ \%}.$$

Оскільки вихідна шихта має вологість 9,74% додаткова подача води в стадію змішування й огрудкування шихтових матеріалів не потрібна.

Визначимо масу випалених окатишів при сході з комбінованої установки «решітка – трубчаста піч – кільцевий охолоджувач» з урахуванням маси відсіву:

$$Ок = 1000 + \frac{1000 \cdot 1,2}{100 - 1,2} = 1012,15 \text{ кг.}$$

Визначимо масу механічних втрат шихтових матеріалів:

$$M_{втр} = \frac{1171,80 \cdot 1,75}{100 - 1,75} = 20,87 \text{ кг.}$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.03.РТСВО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3.4

4 ВИБІР І РОЗРАХУНОК ПОТРЕБИ В ОСНОВНОМУ ТЕХНОЛОГІЧНОМУ ОБЛАДНАННІ

4.1 Розрахунок погодинної потреби у компонентах шихти

Спочатку виконується розрахунок погодинного виробництва цеху (т/год.) при річній потужності 6,7 млн. т/рік готових окатишів за формулою:

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

де G – річне виробництво окатишів, т/рік;

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

η – коефіцієнт використання обладнання – відношення робочого часу до календарного, част.од. (приймаємо 0,85);

365 – календарна кількість діб в рік;

24 – кількість годин в добі.

$$P_o = \frac{6700000}{0,85 \cdot 365 \cdot 24} = 899,81 \text{ т/год.}$$

Розрахунок погодинної потреби у компонентах шихти виконується, використовуючи питомі витрати (на 1т окатишів) кожного з компонентів шихти вихідної вологи, які обчислювались у розділі 3.

$$P_{\text{м.к.}} = 899,81 \cdot 0,32806 = 295,19 \text{ т/год.}$$

$$P_{\text{ф.к.}} = 899,81 \cdot 0,7691 = 692,04 \text{ т/год.}$$

$$P_{\text{б.}} = 899,81 \cdot 0,01037 = 9,33 \text{ т/год.}$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.04.ВРПОТО		
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата			
Розробив	Журкін				ВИБІР І РОЗРАХУНОК ПОТРЕБИ В ОСНОВНОМУ ТЕХНОЛОГІЧНОМУ ОБЛАДНАННІ	Літ.	Аркуш
Перевірив	Бабошко						Аркушів
Рецензент							
Н. контр.	Бабошко					4.1	8
Затвердив	Савельєв					Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1	

4.2 Розрахунок необхідної кількості витратних бункерів для компонентів шихти

Розрахунок проводиться виходячи з годинної потреби в компоненті шихти і прийнятого нормативного його запасу в бункерах:

$$n_{з.к.} = \frac{P_{з.к.} \cdot \tau}{\gamma \cdot V_{б} \cdot 0,85}, \quad (4.2)$$

де P – 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.

Кількість бункерів для залізорудного концентрату:

$$n_{з.к.} = \frac{(295,19 + 692,04) \cdot 8}{2,23 \cdot 200 \cdot 0,85} = 20,8.$$

Приймаємо 22 бункера.

Кількість бункерів для бентоніту:

$$n_{б.} = \frac{9,33 \cdot 8}{0,93 \cdot 100 \cdot 0,85} = 0,9.$$

Приймаємо 2 бункера.

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

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.04.ВРПОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		4.2

4.3 Вибір і розрахунок кількості дробарок і млинів для підготовки за крупністю бентоніту

Для виробництва окатишів використовують дробарки і кульові вентильовані млини. Крім того, при виробництві окатишів після дроблення бентонітову глину (якщо її вологість становить 25-30 %) підсушують в сушильному барабані до вологості 12-15 %.

Для дроблення вихідної вологої бентонітової глини у виробництві окатишів застосовують молоткові дробарки, що самоочищуються, типу СМД-102 продуктивністю 150-500 т/год. Крупність дробленої бентонітової глини становить 0-30 мм.

Для подрібнення бентонітової глини у виробництві окатишів застосовують вентильовані кульові млини типу ШБМ-370/850 продуктивністю 40-50 т/год.

Кількість дробарок і млинів розраховується за формулою:

$$n = \frac{P_{\text{б.}}}{q}, \quad (4.3)$$

де $P_{\text{б.}}$ – годинна потреба у бентоніті, т/год;

q – продуктивність дробарки або млина, т/год.

Після розрахунку кількість дробарок і млинів округляється до цілої величини в більшу сторону. Приймається на одну дробарку (або млин) більше розрахункової величини для забезпечення резерву при їх ремонті.

Кількість молоткових дробарок для бентонітової глини:

$$n_{\text{др.б.}} = \frac{9,33}{150} = 0,06.$$

Приймаємо 2 молоткових дробарки типу СМД-102.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.04.ВРПОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		4.3

Для сушки бентоніту використовуємо обертову барабанну сушарку БН0,5-2,5НУ-01 продуктивністю 30 т/год.

$$n_{\text{суш.б.}} = \frac{9,33}{30} = 0,31.$$

Приймаємо 1 барабанну сушарку.

Кількість кульових млинів для бентоніту:

$$n_{\text{мл.б.}} = \frac{9,33}{50} = 0,19.$$

Приймаємо 2 кульові млини.

4.4 Вибір і розрахунок обладнання для термообробки сирих окатишів

У цеху випалу окатишів Полтавського гірничо-збагачувального комбінату встановлені комбіновані установки «решітка – трубчаста піч – кільцевий охолоджувач» фірми «Алліс-Чалмерс» потужністю 380 т/год.

Необхідну кількість комбінованих установок можна розрахувати за формулою:

$$N_o = \frac{P_o}{q_{\text{к.у.}}}, \quad (4.4)$$

де P_o – погодинне виробництво окатишів цехом, т/год.;

$q_{\text{к.у.}}$ – виробнича потужність комбінованої установки, т/год.

$$N_o = \frac{899,81}{380} = 2,4.$$

Отриманий після розрахунку результат округляється в більшу сторону до цілої величини. Резерв кількості машин не передбачається, тому приймаємо для термообробки сирих окатишів 3 установки «решітка – трубчаста піч – кільцевий охолоджувач».

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.04.ВРПОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		4.4

4.5 Вибір і розрахунок кількості огрудкувачів для отримання сирих окатишів

Кількість огрудкувачів для забезпечення годинного виробництва однією комбінованою установкою розраховують за формулою:

$$n_{\text{огр.}} = \frac{q_{\text{к.у.}}}{K \cdot P_{\text{огр.}}}, \text{ шт.} \quad (4.5)$$

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

$P_{\text{огр.}}$ – 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.

Згідно з розрахунком шихти (розділ 3) для отримання 997,964 кг окатишів використовується 1099,19 кг вологих шихтових матеріалів. Тому коефіцієнт виходу 1 т окатишів становить:

$$K = \frac{997,964}{1099,19} = 0,91.$$

Для отримання сирих окатишів вибираємо барабанний огрудкувач типу ОБ-2,8×10 продуктивністю 120 т/год. придатного (8-18 мм) класу:

$$n_{\text{огр.}} = \frac{380}{0,91 \cdot 120} = 3,5.$$

Приймаємо 5 барабанних огрудкувачів.

Загальна кількість огрудкувачів дорівнює:

$$n_{\Sigma \text{огр.}} = N_o \cdot n_{\text{огр.}}, \quad (4.6)$$

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

N_o – кількість комбінованих установок, шт.;

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

$$n_{\Sigma \text{огр.}} = 3 \cdot 5 = 15 \text{ шт.}$$

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.04.ВРПОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		4.5

4.6 Вибір і розрахунок кількості змішувачів шихтових матеріалів

Вибір змішувачів для шихти огрудкування залежить від продуктивності цеху з виробництва окатишів. При великій потребі в шихті (200-1200 т/год) перевага надається роторним змішувачам, тому вибираємо змішувач СР-400×1000 продуктивністю 500 т/год.

Кількість змішувачів розраховується аналогічно кількості огрудкувачів:

$$n_{\text{зм.}} = \frac{q_{\text{к.у.}}}{K \cdot P_{\text{зм.}}}, \text{ шт.} \quad (4.7)$$

де $P_{\text{зм.}}$ – годинна продуктивність змішувача, т/год.

$$n_{\text{зм.}} = \frac{380}{0,91 \cdot 500} = 0,8.$$

Приймаємо 1 роторний змішувач СР-400×1000 на кожну комбіновану установку.

4.7 Зведені дані по виробництву 6,7 млн. т/рік готової продукції

Таблиця 4.1 – Витрата компонентів шихти

Компоненти шихти	Питомі витрати, кг/т окатишів	Погодинна витрата, т/год	Добова витрата, т/добу	Річна витрата, т/рік
Об'єднаний залізорудний концентрат	1097,16	987,23	23693,52	7350914,58
Бентоніт	10,37	9,33	223,92	69471,18
Всього вологої шихти	1107,53	996,56	23917,44	7420385,76

Таблиця 4.2 – Хімічний склад окатишів

Вміст компонентів, %						
Fe _{заг}	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
64,51	0,011	1,80	90,16	6,78	0,28	0,26

Продовження таблиці 4.2

Вміст компонентів, %					
MgO	MnO	P ₂ O ₅	SO ₃	Інші	Σоксидів
0,36	0,017	0,024	0,042	0,278	100,00

Таблиця 4.3 – Основне технологічне обладнання

Найменування обладнання	Кількість, шт.	Тип	Продуктив ність, т/год.
Витратні бункери концентрату	22	200 м ³	-
Витратні бункери бентоніту	2	100 м ³	-
Молоткові дробарки для бентоніту	2	СМД-102	150
Барабанні сушарки для бентоніту	1	БН0,5-2,5НУ-01	30
Кульові млини	2	ШБМ-3700/850	50
Роторні змішувачі	3	СР-400×1000	500
Барабанні огрудкувачі	15	ОБ-2,8х10	120
Комбінована установка «решітка – трубчаста піч – охолоджувач»	3	Фірма «Алліс- Чалмерс»	380

Таблиця 4.4 – Виробництво готової продукції

Продукція	Погодинна продуктивність, т/год	Добова продуктивність, т/добу	Річна продуктивність, т/рік
Окатиші	899,81	21595,44	6700000

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.04.ВРПОТО	Аркуш
						4.8
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

ВИСНОВКИ

Залізні руди та концентрати в усьому світі активно використовуються в доменному, сталеплавильному й акумуляторному виробництвах, у порошковій металургії, а у деяких країнах також у процесах прямого відновлення заліза тощо. У той же час магнетитовий концентрат, що отримують на підприємстві ПрАТ «Полтавський ГЗК», задовольняє вимоги лише доменного виробництва. Тому розробка заходів, спрямованих на підвищення якості залізовмісних концентратів, для підприємства є актуальним практичним завданням.

Підвищення якості залізорудної сировини є основою інтенсифікації металургійного виробництва, оскільки підвищення масової частки заліза в рудній частині шихти не тільки збільшує продуктивність металургійних печей, але і знижує витрати на виробництво металу. Одночасно з цим поліпшується і якість металу, тому що з підвищенням глибини збагачення значно зменшується масова частка шкідливих домішок у концентраті. Отже, всі техніко-економічні показники роботи доменних печей різко поліпшуються з підвищенням масової частки заліза в рудній частині шихти.

Відхилення від оптимальної масової частки заліза убік збільшення або зменшення зв'язані з додатковими витратами на виробництво металу: при підвищенні масової частки заліза в концентраті збільшуються витрати на збагачення, але знижуються на металургійний переділ і, навпаки. Однак, оскільки загальна вартість металургійного переділу вище, ніж вартість переділу збагачення, як правило, виявляється більш доцільним підвищувати масову частку заліза в концентраті при збагаченні, ніж використовувати концентрати невисокої якості.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.В						
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата							
Розробив		Журкін			ВИСНОВКИ			Літ.	Аркуш	Аркушів	
Перевірив		Бабошко								1	3
Рецензент								Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1			
Н. контр.		Бабошко									
Затвердив		Савельєв									

Для підвищення якості магнетитового продукту збагачувальних фабрик пропонуються різні способи доведення чорнових концентратів, серед яких найбільше поширення отримали: знешламлювання, тонке грохочення і зворотна флотація.

Флотаційне доведення концентрату з технологічної точки зору є найбільш розробленим і кардинально вирішує проблему виробництва чистих залізорудних концентратів. Застосування такої схеми збагачення в промислових умовах Полтавського гірничо-збагачувального комбінату дозволило отримати концентрат з масовою часткою заліза 67,4 %.

У зв'язку з тенденцією на збільшення частки окатишів у шихті доменних печей до 50–60 % підвищення їх міцності у вихідному стані та при відновленні стає одним із напрямків для економії коксу. Тому проаналізовано пропозиції щодо застосування в технологіях доменної плавки різноосновної залізорудної сировини, тому що окатиші не є єдиним залізозмісним шихтовим матеріалом.

Дослідження проводилися з використанням окатишів основністю 0,3; 0,7 і 1,25 од. Було встановлено, що неофлюсовані окатиші мають міцність у вихідному стані в 1,5-1,7 рази більшу, ніж офлюсовані окатиші з основністю 0,7-1,2 од., і практично не руйнуються при відновленні. Частково окислені неофлюсовані окатиші незалежно від режиму їх випалу зберігають високу міцність.

Зменшити знеміцнення офлюсованих окатишів у ході відновлення можна, формуючи при випалюванні слабовідновну шлакову зв'язку у вигляді залізо-кальцій-силікатного скла. Для утворення шлакової зв'язки необхідно двовалентне залізо, що входить до складу магнетиту. Отримати достатню його кількість у попередньо окислених окатишах можна, лише здійснюючи при випалюванні часткову дисоціацію гематиту до магнетиту. Виконана комплексна оцінка металургійних властивостей частково дисоційованих окатишів показала, що окатиші з гематито-магнетитовою структурою, отриманою при частковій дисоціації гематиту, відновлюються при більш

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.В	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2

високих температурах, коли не відбувається їхнє інтенсивне набухання та руйнування на стадії переходу гематиту в магнетит.

Але, враховуючи високий рівень металургійних властивостей неофлюсованих окатишів, а також близьку до офлюсованих ступінь відновлення, в роботі рекомендується саме їхнє використання в доменних печах. Застосування малоосновних окатишів і високоосновного агломерату дозволить підвищити продуктивність доменної печі та знизити питому витрату коксу.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.В	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Методичні вказівки до виконання випускної кваліфікаційної роботи для здобувачів вищої освіти першого (бакалаврського) рівня за спеціальністю 136 «Металургія» усіх форм навчання / С.Г. Савельєв, Л.Н. Саїтгарєєв, В.А. Чубенко, Т.П. Ярош, І.Е. Скідін, А.А. Хіноцька. – Кривий Ріг: Видавничий центр КНУ, 2022. – 32 с.

2. Методичні вказівки до виконання курсового проекту з дисципліни «Теорія і технологія процесів окискування» / С.Г. Савельєв, О.В. Бабаєвська. – Видавничий центр КНУ, 2020. – 52 с.

3. <http://www.nbuv.gov.ua> (Національна бібліотека України ім. В.І. Вернадського).

4. Технології одержання металів та сплавів для ливарного виробництва: Навч. посібник / А.М. Верховлюк, А.В. Нарівський, В.Г. Могилатенко / За ред. академіка НАН України В.Л. Найдека. – К.: Видавничий дім «Вініченко», 2016. – 224 с. ISBN 978-966-2622-23-2

5. Основи металургійного виробництва металів і сплавів / Д.Ф. Чернега, В.С. Богушевський, Ю.Я. Готвянський та ін. — К.: Вища школа, 2006. — 504 с.

6. Melamud S.G., Yur'ev B.P. Stress Calculation in Roasted Iron-Ore Pellets on Cooling // Steel in Translation. 2015. Vol. 45. № 12. P. 903–907.

7. Чернега Д.Ф., Нещадим В.М., Кудь П.Д., Іванченко Д. В. Дослідження процесу спікання залізорудних котунів із підвищеним вмістом твердого палива. Наукові вісті НТУУ «КПІ»: науково-технічний журнал, 2013. № 2 (88). С. 124–128. <https://ela.kpi.ua/handle/123456789/7127>.

8. Бережний М.М., Мовчан В.П. Збагачення та окискування сировини. Кривий Ріг, 2000. – 368 с.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.Л						
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	ЛІТЕРАТУРА	Літ.		Аркуш		Аркушів	
Розробив	Журкін							1		3	
Перевірив	Бабошко										
Рецензент											
Н. контр.	Бабошко										
Затвердив	Савельєв										
						Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-21-1					

9. Kieush L., Boyko M., Koveria A., Yaholnyk M., Poliakova N. Production of iron ore pellets by utilization of sunflower husks. *Acta Metallurgica Slovaca*, 2021. No. 27 (4). P. 167–171. <https://doi:10.36547/ams.27.4.1052>

10. Ковальов Д.А., Ванюков А.А., Безшкурєнко О.Г., Дворковий О.І. Дослідження ефективності часткової заміни природного газу твердим паливом для випалу залізорудних окатишів. *Теорія і практика металургії*, 2019. – № 3. – С. 18–23. <https://doi.org/10.34185/tpm.3.2019.03>.

11. 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.

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

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

14. Melamud S.G., Yur'ev B.P. Oxidation of Iron ore at Moderate and High Temperatures // *Steel in Translation*. 2016. Vol. 46. № 6. P. 384–389.

15. Yur'ev B.P., Spirin N.A. Oxidation of iron-ore pellets // *Steel in Translation*. 2011. Vol. 41. № 5. P. 400–403.

16. 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.

17. 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.

18. 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.

					КНУ.РБ.136.25.149с-09.Л	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2

19. 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».

20. 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.136.25.149с-09.Л	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3

Технологічна схема виробництва окатишів

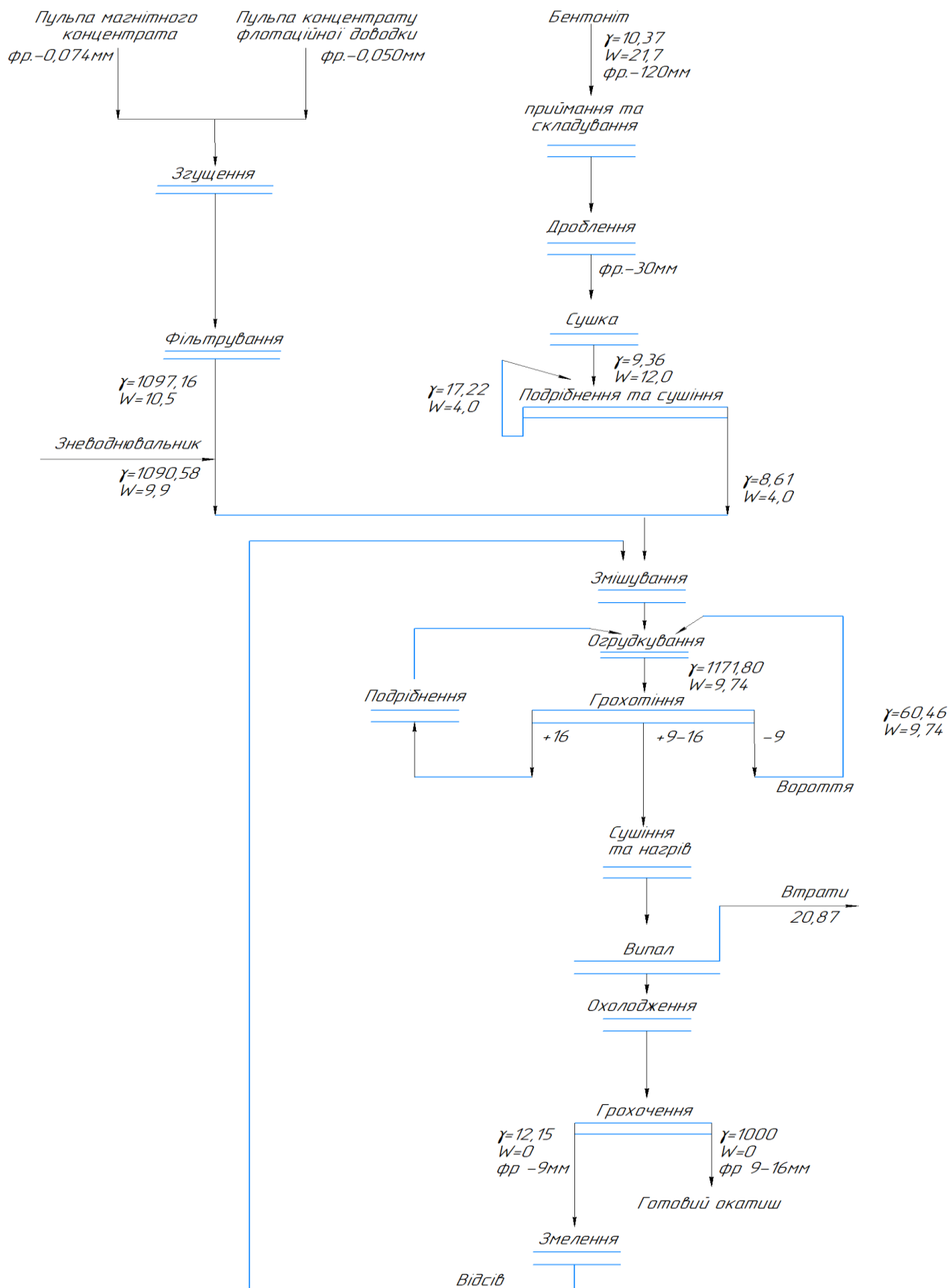


Схема ланцюга апаратів

