

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**

**Розробка і вдосконалення технології виробництва залізородного
агломерату основністю 1,35 в умовах фабрики продуктивністю 6 млн
т./рік**

Виконав: Студент групи ЗМТ 20-1 _____ Андрій ЗАТОКА

Керівник кваліфікаційної роботи _____ Сергій САВЕЛЬЄВ

Нормоконтролер _____ Сергій САВЕЛЬЄВ

Завідувач кафедри _____ Сергій САВЕЛЬЄВ

Кривий Ріг
2024 р.

ЗМІСТ

Вступ

1 Вибір і обґрунтування основних технологічних рішень

2 Комплексний розрахунок агломераційної шихти і хімічного складу агломерату

2.1 Вихідні дані для розрахунку

2.2 Розрахунок питомої витрати компонентів шихти

2.2.1 Розрахунок хімічного складу твердого палива

2.2.2 Розрахунок середньозважених складів сумішей

2.2.3 Розв'язок рівнянь матеріального балансу і основності

2.3 Розрахунок хімічного складу агломерату

3 Розрахунок технологічної схеми виробництва агломерату

4 Вибір і розрахунок потреби в основному технологічному обладнанні технологічної лінії з виробництва агломерату

4.1 Розрахунок годинної продуктивності цеху при річній потужності

4.2 Розрахунок годинної потреби в компонентах аглошихти

4.3 Розрахунок необхідної кількості витратних бункерів для компонентів аглошихти

4.4 Розрахунок необхідної кількості дробарок для дроблення добавок

4.5 Вибір і розрахунок кількості агломераційних машин

4.6 Вибір і розрахунок кількості огрудкувачів

5 Зведенні данні по розробці технології виробництва залізородного агломерату

6 Вдосконалення технології виробництва агломерату шляхом попередньої механічної обробки залізородного концентрату

6.1 Характеристики вихідних матеріалів

6.2 Методи дослідження

6.3 Результати дослідних випробувань

6.3.1 Дослідження характеристик залізорудної сировини

6.3.2 Дослідження характеристик огрудкованої аглошихти та оцінка грануляції

6.3.3 Результати дослідних спікань в аглочаші

6.3.4 Дослідження якості агломерату

Висновки

Літературні джерела

ВСТУП

Процес спікання залізної руди полягає у високотемпературному агломераційному методі, при якому аглоруда разом з флюсами, твердим паливом, іншими залізовмісними матеріалами та добавками змішуються, огрудковуються і завантажуються в агломераційну машину.

Продукт спікання є основною сировиною для виробництва чавуну. За даними Всесвітньої асоціації виробників сталі (World Steel Association (WSA)), за такою технологією виготовляється понад 70 % світового виробництва сталі, а її світове виробництво зросло з 850 млн т (у 2000 році) до 1 628 млн т (у 2016 році).

З огляду на таку тенденцію масове використання залізної руди призводить до виснаження високосортної агломераційної сировини і робить життєздатною експлуатацію низькосортних залізовмісних порід, що призведе до виробництва більш дрібних, з низьким вмістом домішок і високоякісних залізорудних концентратів, відомих як сировина для виготовлення окатишів. Цей матеріал є надзвичайно привабливим для використання в якості коректора хімічного складу агломераційної шихти при спіканні завдяки високому вмісту заліза, однак його використання в аглопроцесі обмежене через малий розмір частинок.

З огляду на це пошук та дослідження методів попередньої підготовки залізорудного концентрату до використання в аглошихті є актуальним завданням.

1 ВИБІР І ОБГРУНТУВАННЯ ОСНОВНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ РІШЕНЬ

Технологічний процес виробництва агломерату складається з ланцюга послідовних технологічних операцій, метою яких є отримання готового агломерату з необхідними якісними показниками і властивостями з вихідних матеріалів за допомогою переробки їх в спеціальних агрегатах [1].

Прибуваючі на аглофабрику агломераційна руда, доломітизований вапняк, звичайний вапняк, коксовий дрібняк, антрацитний штиб розвантажуються з вагонів вантажопідйомністю 65 і 72 т стаціонарним роторним вагоперекидувачем і через систему конвеєрів подаються на майданчики відкритого типу і складуються в штабелі.

Закладка матеріалів в штабелі проводиться при скиданні з конвеєрів, розташованих на висоті 20 м. З причини обмеженості майданчиків усереднення компонентів не проводиться.

Забір матеріалів зі штабелів проводиться лопатевими живильниками на стрічкові транспортери для подачі в шихтове відділення.

Залізорудний концентрат на аглофабрику подається зі складу збагачувальної фабрики. Запас концентрату на складі повинен бути не менше 50 тис. т, що забезпечує безперебійну роботу аглофабрики протягом двох діб.

Аглоруда попередній підготовці не піддається й зі складу подається безпосередньо в шихтове відділення.

Вапняк подається стрічковими конвеєрами зі складу в бункери корпусу подрібнення вапняку. Подрібнення вапняку проводиться в молоткових дробарках. Після дроблення вапняк транспортується в корпус грохочення. Грохочення вапняку здійснюється на віброгрохотах, для відсіву класу крупності 0–3 мм. Вапняк класу крупності 0–3 мм конвеєрами подається в бункери шихтового відділення для дозування в шихту. Надрешітний продукт (клас +3 мм) стрічковими конвеєрами подається в оборотний цикл дроблення.

Коксовий дрібняк і антрацитовий штиб зі складу роздільно подаються стрічковими конвеєрами на вібраційний грохот. Шматки коксу розміром більше 20 мм дробляться в коротко-конусних дробарках, а клас менше 20 мм в чотирьохвалкових дробарках. Антрацитовий штиб дробиться в молоткових дробарках. Підготовлене паливо конвеєром подається в бункери шихтового відділення.

Основне призначення дозування – забезпечити отримання агломерату заданої якості з постійними фізико-хімічними властивостями.

Дозування залізородного концентрату і аглоруди здійснюється дисковими живильниками, обладнаними двигунами постійного струму, а вапна і палива – ланцюговими дозаторами.

Віддозована шихта прямує в барабани первинного змішування, на шляху до яких в потік шихти додається повернення.

Після первинного змішування шихта поступає в бункери вторинних змішувачів-огрудкувачів, розташованих над кожною агломераційною машиною, в яких шихта огрудковується.

Завантаження шихти на агломашину здійснюється човниковим розподільником і барабанним живильником з мимовільним виділенням постілі на похилому листі.

Спікання аглошихти здійснюється на агломашині.

Грубе очищення агломераційних газів, що відходять, здійснюється в газовому колекторі, де в його пилових мішках уловлюються найкрупніші фракції пилу.

Дроблення спеку відбувається в одновалкових дробарках, а гаряче грохочення – на грохотах для гарячого агломерату. Гаряче повернення подається пластинчастими конвеєрами в барабани гасіння і далі, сумісно з поверненням холодного грохочення стрічковими конвеєрами в бункери повернення для дозування в шихту перед первинним змішуванням.

Гарячий агломерат завантажується на лінійні охолоджувачі. Охолодження агломерату проводиться атмосферним повітрям, що продувається крізь шар вентиляторів.

Грохочення охолодженого агломерату здійснюється на грохотах. Придатний агломерат стрічковими конвеєрами подається в перевантажувальний вузол агломерату.

До складу шихти проекрованої аглофабрики входять: залізорудний концентрат, агломераційна руда, колошниковий пил, звичайний вапняк, доломітизований вапняк, коксовий дрібняк коксохімічного заводу і антрацитовий штиб.

Гранулометричний склад концентрату з масовою часткою заліза 67,09% представлений в таблиці 1.1. Середньозважений розмір зерен такого концентрату складає 0,05 мм [2].

Таблиця 1.1 – Гранулометричний склад залізорудного концентрату і масова частка заліза у класах крупності

Класи, мм	-0,2 +0,1	-0,1 +0,074	-0,074 +0,05	-0,05 +0,04	-0,04 +0,03	-0,03 +0,02	-0,02 +0,01	<0,01
Вихід класів, %	1,2	2,9	4,3	5,8	12,6	15,2	15,2	26,6
Вміст Fe _{заг} , %	25,7	31,4	58,9	64,2	67,8	68,2	68,2	67,7

Аналіз крупності показує, що при переробці руд з різною вкрапленістю магнетиту вихід зерен концентрату крупністю -0,074 мм трохи змінюється, але спостерігається перерозподіл зерен по фракціях, що формують клас крупності -0,04 мм.

Саме ці фракції несуть в собі основну масу заліза (табл. 1.1) і, до того ж, визначають грудкуємість концентрату – найважливіший показник компонентів агломераційної шихти при огрудкуванні. В якості грубозернистої добавки в аглошихті застосовується агломераційна аглоруда. На аглофабриках якість аглоруди звичайно оцінюється за вмістом заліза, кремнезему, вологи і

виходу кусків крупністю > 10,0 мм [3]. На проектованій фабриці додатково рекомендується оцінювати вихід класу 3–0 мм і вмісту в ньому SiO₂. Результати аналізу зведені в таблицю 1.2.

Таблиця 1.2 – Гранулометричний склад аглоруди, %

Класи, мм	–25 +15	–15 +10	–10 +5	–5 +3	–3 +1,6	–1,6 +1,0	–1,0 +0,5	–0,5 +0,2	–0,2 +0,1	–0,1 +0,074	– 0,074
Вихід класів, %	11,6	10,2	11,2	14,4	12,9	2,6	6,8	8,0	3,3	2,9	16,1

Сприятливим з погляду агломераційної шихти є вміст класу (1,6–1,0 мм) в аглоруді, що є зародковими центрами при огрудкуванні. Вміст цього класу в аглоруді коливається в межах 34–42 %. З таблиці 1.3 добре видно, що зі зміною крупності аглоруди змінюється її хімічний склад.

Таблиця 1.3 – Хімічний склад окремих класів крупності аглоруди, %

Класи, мм	–25	–15	–10	–5	–3,0	–1,6+0
	+15	+10	+5	+3	+1,6	
Вміст, %						
Fe _{заг}	44,4	44,5	52,4	53,8	55,9	59,0
SiO ₂	24,2	24,0	17,2	16,0	13,7	10,8
Al ₂ O ₃	5,4	4,8	4,5	3,9	3,2	2,9

Слід зазначити, що найбіднішою (40–45 % Fe) є аглоруда крупністю 15–35 мм, сумарний вихід якої змінюється в широких межах (від 10 до 40 %). Безпосереднє використання кусків такої крупності в аглопроцесі призводить до погіршення якості шихтопідготовки, процесу спікання, а отже, зниженню показників агломераційного процесу в цілому. На вітчизняних і зарубіжних агломераційних фабриках верхня межа крупності аглоруди визначається в 10 мм. З цією метою на аглофабриках доцільно передбачати дробильно-сортувальні відділення, які, зокрема, або виділяють куски 10 мм з

аглоруди з їхнім подальшим безпосереднім використанням в доменних печах, або додроблюють всю аглоруду до 10 мм. Необхідність зниження верхньої межі крупності аглоруди посилюється збільшенням частки тонкоздрібнених залізородних концентратів в аглошихті до 80–90 % [4].

Як флюсуючу добавку в агломераційну шихту можна вводити доломітизований або звичний вапняк. У зв'язку з погіршенням умов добичі і переробки якість флюсів, що поступають на аглофабрику, знижується з року в рік. Це виявляється, перш за все в збільшенні класу +3,0 мм і вологості вапняків. В таблиці 1.4 наведений гранулометричний склад звичайного вапняку.

Таблиця 1.4 – Гранулометричний склад вапняку, %

Класи, мм	-25 +15	-15 +10	- 10 +5	-5 +3	-3,0 +1,6	-1,6 +1,0	-1,0 +0,5	-0,5 +0,2	-0,2 +0,1	-0,1 +0,074	- 0,074
Вихід класів, %	0,9	1,6	2,5	5,8	12,1	20,3	21,6	10,8	7,3	6,1	11,0

Паливом для аглопроцесу є коксовий дрібняк і антрацитовий штиб у визначеному співвідношенні. Гранулометричний склад палива наведений в таблиці 1.5.

Таблиця 1.5 – Гранулометричний склад палива

Вид палива	Класи крупності, мм							
	-35 +25	-25 +10	-10 +5	-5 +3	-3 +1,6	-1,6 +1,0	-1,0 +0,5	-0,5 +0
	Вихід класів, %							
Коксовий дрібняк	2,7	22,1	14,1	15,1	13,5	9,2	9,3	14,0
Антрацитовий штиб	-	-	11,0	20,1	24,9	16,0	11,6	16,4

Характерно, що в твердому паливі, яке поступає на аглофабрику, вже міститься до 50% в коксовому дрібняку і до 70% в антрацитовому штибі класу –3,0 мм, який не вимагає дроблення для введення в шихту [1,5].

Згідно проекту в потік шихтових матеріалів додається повернення, гранулометричний склад якого наведений в таблиці 1.6.

Таблиця 1.6 – Гранулометричний склад повернення, %

Класи крупності, мм	–25 +15	–15 +10	–10 +5	–5 +3	–3 +1,6	–1,6
Вихід класів, %	8,75	20,8	21,9	19,1	11,8	17,65

Такий гранулометричний склад повернення слід вважати оптимальним, оскільки він забезпечує рівномірний розподіл його зерен в масі шихти. До того ж, зерна повернення формують скелет шару, перешкоджаючи надмірному ущільненню шихти.

2 КОМПЛЕКСНИЙ РОЗРАХУНОК АГЛОМЕРАЦІЙНОЇ ШИХТИ І ХІМІЧНОГО СКЛАДУ АГЛОМЕРАТУ

2.1 Вихідні дані для розрахунку

Хімічний склад компонентів шихти для розрахунку агломерату наведені в таблицях 2.1, 2.2.

Таблиця 2.1 – Хімічний склад компонентів для виробництва агломерату

Матеріали	Вміст компонентів, %							
	Fe _{заг}	Mn	P	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Залізорудний концентрат	67,09	0,041	0,018	0,037	26,55	66,34	5,68	0,34
Аглоруда	54,16	0,152	0,072	0,283	0,54	76,77	15,88	3,45
Колошниковий пил	45,09	0,071	0,073	0,052	6,25	57,47	9,15	2,73
Вапняк	0,32	0,015	0,087	0,02	0,22	0,21	0,97	0,13
Доломітизований вапняк	0,43	0,054	0,013	0,024	0,25	0,34	0,89	0,2
Зола коксового дрібняку	19,3	0,968	0,179	1,149	0	27,57	39,41	23,7
Зола антрацитового штибу	17,4	1,148	0,157	0,853	0	24,86	43,42	15,78

Продовження таблиці 2.1

Вміст компонентів, %									Вміст вологи, %
CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅	SO ₃	C _r ^c	Інші	ВПП	∑ оксидів	
0,28	0,07	0,053	0,041	0,093	0	0,233	0,32	100,00	10,1
0,21	0,18	0,196	0,165	0,708	0	0,741	1,16	100,00	4,8
13,09	2,28	0,092	0,167	0,13	7,45	0,521	0,67	100,00	8,5
54,61	0,54	0,02	0,2	0,05	0	0,31	42,74	100,00	3,7
37	15,5	0,07	0,03	0,06	0	1,17	44,49	100,00	3,8
3,45	1,34	1,25	0,41	2,438	0	0,432	0	100,00	0
8,82	3,15	1,482	0,359	1,882	0	0,247	0	100,00	0

Таблиця 2.2 – Технічний аналіз твердого палива

Матеріали	Вміст вологи, %	Вміст компонентів, %				
		зола	сірка горюча	леткі	вуглець горючий	Σ
Коксовий дрібняк	13,67	13,42	0,56	1,17	84,85	100,0
Антрацитовий штиб	7,83	16,14	2,13	4,56	77,17	100,0

Співвідношення залізовмісних складових в рудній суміші: концентрат залізорудний – 60 %; аглоруда – 30 %; колошниковий пил – 10 %.

Співвідношення складових флюсів в суміші флюсів: вапняк – 15 %; доломітизований вапняк – 85 %.

Співвідношення паливних складових в паливній суміші: коксовий дрібняк – 50%; антрацитовий штиб – 50%.

Питома витрата вуглецю паливної суміші на 1000 кг агломерату – 60,4 кг/т.

Вміст FeO в агломераті – 13,8 %.

Основність $\left(\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} \right)$ агломерату – 1,35 ч.од.

Ступінь десульфуризації шихти – 88 %.

Втрати при прожарюванні (ВПП) в агломераті – 100 %.

2.2 Розрахунок питомої витрати компонентів шихти

2.2.1 Розрахунок хімічного складу твердого палива

Хімічні склади коксового дрібняку і антрацитного штибу розраховуються, виходячи з даних хімічного складу золи і технічного аналізу відповідного твердого палива.

Без зміни абсолютної величини в хімічний склад твердого палива переходять з технічного аналізу горюча сірка, леткі речовини і вуглець

горючий, причому горюча сірка і леткі речовини входять у втрати при прожаренні (ВПП). Компоненти хімічного складу золи перераховуються до складу твердого палива пропорційно кількості в ній золи. Розрахований хімічний склад коксового дрібняку і антрацитового штибу приведений в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Хімічний склад твердого палива

Матеріали	Вміст компонентів, %						
	Fe _{заг}	Mn	P	S _{заг}	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Коксовий дрібняк	2,5901	0,1299	0,0240	0,8872	0	3,6999	5,2888
Антрацитовий штиб	2,8084	0,1853	0,0253	2,2677	0	4,0124	7,0080

Продовження таблиці 2.3

Вміст компонентів, %									Σ окси- дів
CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅	SO ₃	C _Г ^c	Інші	ВПП		
							S _Г ^c	Летк і	
0,463	0,179	0,167	0,055	0,327	84,850	0,058	0,5	1,17	100
0	8	8	0	2	0	0	6		
1,423	0,508	0,239	0,057	0,303	77,170	0,039	2,1	4,56	100
5	4	2	9	8	0	9	3		

2.2.2 Розрахунок середньозважених складів сумішей

Розрахунок середньозважених складів рудної, флюсової і паливної сумішей виконується виходячи з хімічних складів компонентів шихти, що входять в ці суміші, і заданої кількості цих компонентів у відповідній суміші.

Середньозважені хімічні склади рудної, флюсової і паливної сумішей приведені в таблиці. 2.4 – 2.6.

Таблиця 2.4 – Середньозважений хімічний склад залізовмісної суміші

Матеріали	Вміст компонентів, %							
	Fe _{заг}	Mn	P	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Залізорудний концентрат ×0,60	40,254 0	0,024 6	0,010 8	0,022 2	15,930 0	39,804 0	3,408 0	0,204 0
Аглоруда ×0,3	16,248 0	0,045 6	0,021 6	0,084 9	0,1620	23,031 0	4,764 0	1,035 0
Колошниковий пил ×0,10	4,5090	0,007 1	0,007 3	0,005 2	0,6250	5,7470	0,915 0	0,273 0
Залізовмісна суміш	61,011 0	0,077 3	0,039 7	0,112 3	16,717 0	68,582 0	9,087 0	1,512 0

Продовження таблиці 2.4

Вміст компонентів, %								
CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅	SO ₃	C _r ^c	Інші	ВПП	∑ оксидів
0,1680	0,0420	0,0318	0,0246	0,0558	0	0,1398	0,1920	60,0
0,0630	0,0540	0,0588	0,0495	0,2124	0	0,2223	0,3480	30,0
1,3090	0,2280	0,0092	0,0167	0,0130	0,7450	0,0521	0,0670	10,0
1,5400	0,3240	0,0998	0,0908	0,2812	0,7450	0,4142	0,6070	100,0

Таблиця 2.5 – Середньозважений хімічний склад суміші флюсів

Матеріали	Вміст компонентів, %							
	Fe _{заг}	Mn	P	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Вапняк ×01,5	0,0480	0,0023	0,0131	0,0030	0,0330	0,0315	0,1455	0,0195
Доломітизований вапняк ×0,85	0,3655	0,0459	0,0111	0,0204	0,2125	0,2890	0,7565	0,1700
Суміш флюсів	0,4135	0,0482	0,0241	0,0234	0,2455	0,3205	0,9020	0,1895

Продовження таблиці 2.5

Вміст компонентів, %								
CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅	SO ₃	C _r ^c	Інші	ВПП	∑ оксидів
8,1915	0,0810	0,0030	0,0300	0,0075	0	0,0465	6,4110	15,0
31,4500	13,1750	0,0595	0,0255	0,0510	0	0,9945	37,8165	85,0
39,6415	13,2560	0,0625	0,0555	0,0585	0	1,0410	44,2275	100,0

Таблиця 2.6 – Середньозважений хімічний склад твердого палива

Матеріали	Вміст компонентів, %							
	Fe _{заг}	Mn	P	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Коксовий дрібняк ×0,50	1,2950	0,0650	0,0120	0,4436	0	1,8499	2,6444	1,5903
Антрацитовий штиб ×0,50	1,4042	0,0926	0,0127	1,1338	0	2,0062	3,5040	1,2734
Паливна суміш	2,6992	0,1576	0,0247	1,5774	0	3,8561	6,1484	2,8637

Продовження таблиці 2.6

Вміст компонентів, %									∑ оксидів
CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅	SO ₃	C _r ^c	Інші	ВПП		
							S _r ^c	Леткі	
0,2315	0,0899	0,0839	0,0275	0,1636	42,4250	0,0290	0,280	0,585	50,0
0,7118	0,2542	0,1196	0,0290	0,1519	38,5850	0,0199	1,065	2,280	50,0
0,9433	0,3441	0,2035	0,0565	0,3155	81,0100	0,0489	1,345	2,865	100,0

2.2.3 Розв'язок рівнянь матеріального балансу і основності

Для вирішення рівняння матеріального балансу розраховуються середньозважені коефіцієнти виходу випаленої маси з сухої маси кожного компоненту шихти (K^0) та середньозважений приріст (+) або втрата (-) маси від окислення або відновлення оксидів заліза (O_2^0).

$$K_p^0 = 0,01 \cdot (100 - 0,88 \cdot 0,1123 - 1 \cdot 0,7450 - 1 \cdot 0,6070) = 0,9855;$$

$$K_\phi^0 = 0,01 \cdot (100 - 0,88 \cdot 0,0234 - 1 \cdot 44,2275) = 0,5575;$$

$$K_{II}^0 = 0,01 \cdot (100 - 0,88 \cdot 1,5774 - 1 \cdot 81,010 - 1 \cdot 4,210) = 0,1474.$$

$$O_2^0 = \frac{1}{9} \left(\frac{P_\Sigma \cdot FeO_p^0}{100} + \frac{\Phi_\Sigma \cdot FeO_\phi^0}{100} + \frac{\Pi_\Sigma \cdot FeO_{II}^0}{100} + \frac{B_\Sigma \cdot FeO_B^0}{100} - FeO_{a(0)}^0 \right)$$

$$O_2^0 = 0,0186P_\Sigma + 0,0003\Phi_\Sigma - 1,5333$$

Складаємо рівняння матеріального балансу:

$$G_{a(0)} = P_\Sigma \cdot K_p^0 + \Phi_\Sigma \cdot K_\phi^0 + \Pi_\Sigma \cdot K_{II}^0 + B_\Sigma \cdot K_B^0 \pm O_2^0$$

$$1000 = 0,9855P_\Sigma + 0,5575\Phi_\Sigma + 0,1474\Pi_\Sigma + 0,0186P_\Sigma + 0,0003\Phi_\Sigma - 1,5333$$

$$1001,5333 = 1,0041P_\Sigma + 0,5578\Phi_\Sigma + 0,1474\Pi_\Sigma$$

Складаємо рівняння балансу основності:

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

$$1,35 = \frac{1,8640P_\Sigma + 52,8975\Phi_\Sigma + 1,2874\Pi_\Sigma}{10,5990P_\Sigma + 1,0915\Phi_\Sigma + 9,0121\Pi_\Sigma}$$

Перетворюючи рівняння, отримуємо:

$$12,4447P_\Sigma - 51,4240\Phi_\Sigma + 10,8790\Pi_\Sigma = 0$$

Таким чином, отримуємо систему двох рівнянь з трьома невідомими:

$$1001,5333 = 1,0041P_\Sigma + 0,5578\Phi_\Sigma + 0,1474\Pi_\Sigma$$

$$12,4447P_\Sigma - 51,4240\Phi_\Sigma + 10,8790\Pi_\Sigma = 0$$

Визначаємо питому витрату паливної суміші з наступних міркувань.

Залізорудна суміш вносить до шихти вуглецю: $0,0075P_\Sigma$, кг/т агломерату.

Питома витрата вуглецю за вихідними даними складає $60,4$ кг/т агломерату.

Отже, паливна суміш повинна внести до шихти $(60,4 - 0,0075P_\Sigma)$ кг/т агломерату. Враховуючи вміст вуглецю в паливній суміші (81,01%)

визначається її необхідна питома витрата:

$$P_\Sigma = \frac{60,4 - 0,0075P_\Sigma}{0,8101} = 74,5587 - 0,0092P_\Sigma \text{ кг/т.}$$

Підставивши одержане значення P_{Σ} у систему двох балансових рівнянь, і перетворюючи їх, отримуємо:

$$1,0027P_{\Sigma} + 0,5578\Phi_{\Sigma} = 990,5457;$$

$$12,3446P_{\Sigma} - 51,4240\Phi_{\Sigma} = -811,1222.$$

Вирішуючи отриману систему двох рівнянь з двома невідомими і підставивши набутого значення P_{Σ} у рівняння для розрахунку P_{Σ} , отримуємо питомі витрати рудної, флюсової та паливної сумішей (суха маса):

$$P_{\Sigma} = 863,7491 \text{ кг/т};$$

$$\Phi_{\Sigma} = 223,1209 \text{ кг/т};$$

$$P_{\Sigma} = 66,6153 \text{ кг/т}.$$

Знаючи співвідношення компонентів шихти в кожній з сумішей, визначаємо їх питомі витрати (табл. 2.7).

Таблиця 2.7 – Питома витрата компонентів шихти

Компоненти шихти	Позначення	Питома витрата, кг/т агл.
Залізорудний концентрат	$P_{з.к.} \times 0,6$	518,2495
Аглоруда	$P_A \times 0,3$	259,1247
Колошниковий пил	$P_{к.п.} \times 0,1$	86,3749
Вапняк	$\Phi_B \times 0,15$	33,4681
Доломітизований вапняк	$\Phi_{д.в.} \times 0,85$	189,6527
Коксовий дрібняк	$P_{к.д.} \times 0,5$	33,3077
Антрацитовий штиб	$P_{а.ш.} \times 0,5$	33,3077
Всього сухої шихти	G_u^c	1153,4853

2.3 Розрахунок хімічного складу агломерату

Для розрахунку хімічного складу агломерату обчислюють масу оксидів, що вносяться в агломерат кожним з компонентів шихти, з урахуванням міри видалення певних оксидів і елементів. Масу елементів, що вносяться до шихти, і оксидів визначають, виходячи з питомої витрати компонента шихти і вмісту в ній елементу, що розраховується, або оксиду.

$$\text{Fe}_{\text{зaг}} = 518,2495 \cdot 0,6589 + 259,1247 \cdot 0,5481 + 86,3749 \cdot 0,527 + 33,4681 \cdot 0,0077 + 189,6527 \cdot 0,0056 + 33,3077 \cdot 0,028275 + 33,3077 \cdot 0,023936 = 525,4359 \text{ кг}$$

$$\text{S}_{\text{зaг}} = 518,2495 \cdot 0,00086 + 259,1247 \cdot 0,00054 + 86,3749 \cdot 0,00108 + 33,4681 \cdot 0,0002 + 189,6527 \cdot 0,00024 + 33,3077 \cdot 0,026672 + 33,3077 \cdot 0,023025 = 4,2389 \text{ кг}$$

$$\text{FeO} = 518,2495 \cdot 0,2518 + 259,1247 \cdot 0,0063 + 86,3749 \cdot 0,0736 + 33,4681 \cdot 0,0018 + 189,6527 \cdot 0,0037 + 33,3077 \cdot 0 + 33,3077 \cdot 0 = 103,7519 \text{ кг}$$

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 518,2495 \cdot 0,6614 + 259,1247 \cdot 0,7760 + 86,3749 \cdot 0,6711 + 33,4681 \cdot 0,009 + 189,6527 \cdot 0,0039 + 33,3077 \cdot 0,04039 + 33,3077 \cdot 0,034185 = 635,3198 \text{ кг}$$

$$\text{SiO}_2 = 666,1784 \cdot 0,0732 + 259,1247 \cdot 0,1526 + 86,3749 \cdot 0,0904 + 33,4681 \cdot 0,0199 + 189,6527 \cdot 0,0154 + 33,3077 \cdot 0,057736 + 33,3077 \cdot 0,06343 = 94,9628 \text{ кг}$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = 518,2495 \cdot 0,0022 + 259,1247 \cdot 0,0312 + 86,3749 \cdot 0,0252 + 33,4681 \cdot 0,0009 + 189,6527 \cdot 0,0043 + 33,3077 \cdot 0,034721 + 33,3077 \cdot 0,028035 = 15,1213 \text{ кг}$$

$$\text{CaO} = 666,1784 \cdot 0,0019 + 259,1247 \cdot 0,0027 + 86,3749 \cdot 0,0218 + 33,4681 \cdot 0,5351 + 189,6527 \cdot 0,412 + 33,3077 \cdot 0,005054 + 33,3077 \cdot 0,019255 = 111,7865 \text{ кг}$$

$$\text{MgO} = 518,2495 \cdot 0,0012 + 259,1247 \cdot 0,0031 + 86,3749 \cdot 0,011 + 33,4681 \cdot 0,007 + 189,6527 \cdot 0,1032 + 33,3077 \cdot 0,001963 + 33,3077 \cdot 0,00857 = 13,7094 \text{ кг}$$

$$\text{MnO} = 518,2495 \cdot 0,00055 + 259,1247 \cdot 0,00315 + 86,3749 \cdot 0,0202 + 33,4681 \cdot 0,0001 + 189,6527 \cdot 0,0005 + 33,3077 \cdot 0,001831 + 33,3077 \cdot 0,001566 = 4,3787 \text{ кг}$$

$$\text{P}_2\text{O}_5 = 518,2495 \cdot 0,0005 + 259,1247 \cdot 0,00192 + 86,3749 \cdot 0,0013 + 33,4681 \cdot 0 + 189,6527 \cdot 0,0004 + 33,3077 \cdot 0,000601 + 33,3077 \cdot 0,001341 = 0,8911 \text{ кг}$$

$$\text{SO}_3 = 518,2495 \cdot 0,00215 + 259,1247 \cdot 0,00135 + 86,3749 \cdot 0,0027 + 33,4681 \cdot 0,0005 + 189,6527 \cdot 0,0006 + 33,3077 \cdot 0,003572 + 33,3077 \cdot 0,004309 = 5,2133 \text{ кг}$$

$$C_r^c = 86,3749 \cdot 0,0683 + 33,3077 \cdot 0,8118 + 33,3077 \cdot 0,7717 = 62,8 \text{ кг}$$

$$\text{Інші} = 518,2495 \cdot 0,0023 + 259,1247 \cdot 0,00448 + 86,3749 \cdot 0,0097 + 33,4681 \cdot 0,0015 + 189,6527 \cdot 0,0165 + 33,3077 \cdot 0,000633 + 33,3077 \cdot 0,000709 = 5,5182 \text{ кг}$$

$$\text{ВПП} = 518,2495 \cdot 0,0028 + 259,1247 \cdot 0,0172 + 86,3749 \cdot 0,0048 + 33,4681 \cdot 0,4242 + 189,6527 \cdot 0,4395 + 33,3077 \cdot 0,0417 + 33,3077 \cdot 0,0669 = 104,9944 \text{ кг}$$

Розрахунок маси елементів і оксидів, що переходять в агломерат з шихти після хімічних реакцій в процесі виробництва агломерату, визначається виходячи із заданої міри їх переходу в агломерат.

Приймаємо з вихідних даних ступінь десульфуризації шихти – 0,88 ч.од., ступінь видалення втрат при прожарюванні шихти – 100%, ступінь вигорання вуглецю пального – 100%.

Маса окисненого оксиду заліза (FeO):

$$G_{\text{FeO}} = 1000 \cdot 0,138 - 144,9407 = -6,9407 \text{ кг}$$

Відповідно, маса Fe₂O₃, утвореного при окисненні необхідної кількості FeO (-):

$$G^{\text{Fe}_2\text{O}_3} = 6,9407 \cdot 160/144 = -7,7119 \text{ кг}$$

Маса загальної сірки (S_{заг}), видаленої в процесі виробництва агломерату:

$$S_{\text{заг}} = 2,0730 \cdot 0,88 = 1,8242 \text{ кг}$$

Маса втрат при прожаренні, що видаляються в процесі виробництва агломерату:

$$\text{ВПП} = 104,9944 \text{ кг}$$

Результати проведених розрахунків представлені в таблиці 2.8.

Таблиця 2.8 – Балансова таблиця витрати компонентів шихти і хімічного складу агломерату

Матеріали	Позначення	Вміст компонентів															
		Fe _{заг}		S _{заг}		FeO		Fe ₂ O ₃		SiO ₂		Al ₂ O ₃		CaO		MgO	
		%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг
Залізорудний концентрат	P _{зк}	67,0900	347,6936	0,0370	0,1918	26,5500	137,5952	66,3400	343,8067	5,6800	29,4366	0,3400	1,7620	0,2800	1,4511	0,0700	0,3628
Аглоруда	P _а	54,1600	140,3420	0,2830	0,7333	0,5400	1,3993	76,7700	198,9301	15,8800	41,1490	3,4500	8,9398	0,2100	0,5442	0,1800	0,4664
Колошниковий пил	P _{кп}	45,0900	38,9464	0,0520	0,0449	6,2500	5,3984	57,4700	49,6397	9,1500	7,9033	2,7300	2,3580	13,0900	11,3065	2,2800	1,9693
Вапняк	Ф _в	0,3200	0,1071	0,0200	0,0067	0,2200	0,0736	0,2100	0,0703	0,9700	0,3246	0,1300	0,0435	54,6100	18,2769	0,5400	0,1807
Доломітизований вапняк	Ф _{дв}	0,4300	0,8155	0,0240	0,0455	0,2500	0,4741	0,3400	0,6448	0,8900	1,6879	0,2000	0,3793	37,0000	70,1715	15,5000	29,3962
Коксовий дрібняк	П _{кд}	2,5901	0,8627	0,8872	0,2955	0,0000	0,0000	3,6999	1,2323	5,2888	1,7616	3,1805	1,0594	0,4630	0,1542	0,1798	0,0599
Антрацитовий штиб	П _{аш}	2,8084	0,9354	2,2677	0,7553	0,0000	0,0000	4,0124	1,3364	7,0080	2,3342	2,5469	0,8483	1,4235	0,4742	0,5084	0,1693
Всього шихти	G _ш	45,9219	529,7027	0,1797	2,0730	12,5655	144,9407	51,6400	595,6603	7,3341	84,5972	1,3342	15,3904	8,8756	102,3786	2,8266	32,6047
Приріст, втрата маси	+ -				- 1,8242		-6,9407		7,7119								
Агломерат	G _а	53,7938	529,7027	0,0253	0,2488	14,0145	138,0000	61,2753	603,3722	8,5912	84,5972	1,5630	15,3904	10,3970	102,3786	3,3112	32,6047

Продовження таблиці 2.8

Позначення	Вміст компонентів												Виграга сухих, кг/т	Механічні втраги, %	Виграга сухих з втрагатами, кг/т	Вологість, %	Виграга вологих матеріалів, кг/т
	MnO		P ₂ O ₅		SO ₃		C _r ^c		Інші		ВПП						
	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг					
P _{з.к.}	0,0530	0,2747	0,0410	0,2125	0,0930	0,4820	0	0	0,2330	1,2075	0,3200	1,6584	518,2495	1,5	526,1416	10,1	585,2521
P _A	0,1960	0,5079	0,1650	0,4276	0,7080	1,8346	0	0	0,7410	1,9201	1,1600	3,0058	259,1247	1,5	263,0708	4,8	276,3349
P _{к.п.}	0,0920	0,0795	0,1670	0,1442	0,1300	0,1123	7,4500	6,4349	0,5210	0,4500	0,6700	0,5787	86,3749	1,5	87,6903	8,5	95,8364
Φ _B	0,0200	0,0067	0,2000	0,0669	0,0500	0,0167	0	0	0,3100	0,1038	42,7400	14,3043	33,4681	1,5	33,9778	3,7	35,2833
Φ _{д.в}	0,0700	0,1328	0,0300	0,0569	0,0600	0,1138	0	0	1,1700	2,2189	44,4900	84,3765	189,6527	1,5	192,5409	3,8	200,1464
П _{к.д.}	0,1678	0,0559	0,0550	0,0183	0,3272	0,1090	84,8500	28,2615	0,0580	0,0193	1,7300	0,5762	33,3077	1,5	33,8149	13,67	39,1693
П _{а.ш.}	0,2392	0,0797	0,0579	0,0193	0,3038	0,1012	77,1700	25,7035	0,0399	0,0133	6,6900	2,2283	33,3077	1,5	33,8149	7,83	36,6875
G _ш ^c	0,0986	1,1370	0,0820	0,9457	0,2401	2,7695	5,2363	60,4000	0,5143	5,9329	9,2527	106,7282	1153,4853	1,5	1171,0511	7,6056	1268,7098
+						-		-				-					
-						2,4372		60,4000				106,7282					
G _Σ	0,1155	1,1370	0,0960	0,9457	0,0338	0,3323	0	0	0,6025	5,9329	0	0	984,6911				

$$\text{Нев'язка} = \frac{1000 - 984,6911}{1000} \cdot 100 = 1,53\%$$

Хімічний склад агломерату приведений в таблиці 2.9.

Таблиця 2.9 – Хімічний склад агломерату

Вміст компонентів, %									
Fe _{заг}	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅
53,7938	0,0253	14,0145	61,2753	8,5912	1,5630	10,3970	3,3112	0,1155	0,0960

Продовження таблиці 2.9

Вміст компонентів, %			
SO ₃	ВПП	Інші	∑ оксидів
0,0338	0	0,6025	100,0

Перевіряємо основність агломерату

$$\frac{CaO+MgO}{SiO_2+Al_2O_3} = \frac{10,3970+3,3112}{8,5912+1,5630} = 1,35;$$

$$\frac{CaO+MgO}{SiO_2} = \frac{10,3970+3,3112}{8,5912} = 1,60;$$

$$\frac{CaO}{SiO_2} = \frac{10,3970}{8,5912} = 1,21.$$

3 РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ВИРОБНИЦТВА АГЛОМЕРАТУ

Розрахунок технологічної схеми виробництва агломерату виконано, виходячи з питомих витрат вихідних шихтових компонентів, їх вологості та крупності, наведених в таблиці 3.1. Технологічна схема виробництва агломерату представлена в графічній частині – Лист 1.

Таблиця 3.1 – Питомі витрати, вологість і крупність шихтових компонентів

Матеріал	Питома витрата, кг/т агломерату	Вологість, %	Крупність, мм
Залізорудний концентрат	518,2495	10,1	-0,2
Аглоруда	259,1247	4,8	-10
Колошниковий пил	86,3749	8,5	-0,1
Вапняк	33,4681	3,7	-100
Доломітизований вапняк	189,6527	3,8	-80
Коксовий дрібняк	33,3077	13,67	-90
Антрацитовий штиб	33,3077	7,83	-30

Також у розрахунку прийняті наступні данні:

- вихід повернення зі спеку 25 %;
- співвідношення звороту першої та другої стадії грохочення, %: 57 й 43.
- крупність дроблених матеріалів: флюсів –5мм; коксового дрібняку після першої стадії просіювання -10 мм; спеку –150мм.
- температура гарячого звороту 700 °С;
- вологість звороту після охолодження 3 %
- вологість шихти після первинного змішування 6,5 %; після вторинного змішування й огрудкування 7,4 %;
- механічні втрати компонентів шихти приймаємо рівним 1,5 %

– питома витрата постілі 85 кг/т.

Визначаємо масу вихідних вологих компонентів шихти з урахуванням механічних втрат:

маса залізорудного концентрату:

$$m_{з.к.} = \frac{518,2495 \cdot 10^4}{(100-10,1) \cdot (100-1,5)} = 585,2521 \text{ кг};$$

маса аглоруди:

$$m_a = \frac{259,1247 \cdot 10^4}{(100-4,8) \cdot (100-1,5)} = 276,3349 \text{ кг};$$

маса колошникового пилю:

$$m_{к.п.} = \frac{86,3749 \cdot 10^4}{(100-8,5) \cdot (100-1,5)} = 95,8364 \text{ кг};$$

маса вапняку:

$$m_B = \frac{33,4681 \cdot 10^4}{(100-3,7) \cdot (100-1,5)} = 35,2833 \text{ кг}$$

маса доломітизованого вапняку:

$$m_{д.в.} = \frac{189,6527 \cdot 10^4}{(100-3,8) \cdot (100-1,5)} = 200,1464 \text{ кг};$$

маса коксового дрібняку:

$$m_{к.д.} = \frac{33,3077 \cdot 10^4}{(100-13,67) \cdot (100-1,5)} = 39,1693 \text{ кг};$$

маса антрацитового штибу:

$$m_{а.ш} = \frac{33,3077 \cdot 10^4}{(100-7,83) \cdot (100-1,5)} = 36,6875 \text{ кг};$$

Визначаємо масу й вологість флюсової суміші вихідних компонентів шихти:

$$m_{\phi} = m_B + m_{д.в.} = 35,2833 + 200,1464 = 235,4297 \text{ кг};$$

$$W_{\phi} = \frac{W_B \cdot m_B}{m_{\phi}} + \frac{W_{д.в.} \cdot m_{д.в.}}{m_{\phi}} = \frac{3,7 \cdot 35,2833}{235,4297} + \frac{4,1 \cdot 200,1464}{235,4297} = 3,79\%.$$

Прийнявши прямолінійну форму сумарної характеристики крупності дробленого флюсу крупністю -5 мм визначимо вихід класу +3:

$$x = \frac{2 \cdot 100}{5} = 40\%.$$

Прийнявши ефективність просівання флюсу по класу 3 мм рівною 85% визначимо масу оборотного продукту дроблення:

$$m_{об} = 235,4297 \cdot 0,4 + 235,4297 \cdot (1 - 0,4) \cdot (1 - 0,85) = 115,3606$$

кг;

$$m_{др.ф} = m_{ф} + m_{об} = 235,4297 + 115,3606 = 350,7902 \text{ кг.}$$

Прийнявши масову частку фракції +20 мм у вихідному коксовому дрібняку й ефективність просівання коксового дрібняку по класу 20 мм дорівнює 90%, визначимо вихід продуктів просівання:

маса підрешітного продукту:

$$m_{під} = 39,1693 \cdot (1 - 0,15) \cdot 0,9 = 29,9645 \text{ кг;}$$

маса надрешітного продукту дорівнює різниці вихідного й підрешітного продукту:

$$m_{над} = 39,1693 - 29,9645 = 9,2048 \text{ кг.}$$

Визначимо масу й вологість суміші вихідних паливних компонентів шихти:

$$m_{п} = m_{к.д} + m_{а.ш} = 39,1693 + 36,6875 = 75,8568 \text{ кг;}$$

$$W_{п} = \frac{W_{к.д} \cdot m_{к.д}}{m_{п}} + \frac{W_{а.ш} \cdot m_{а.ш}}{m_{п}} = \frac{13,67 \cdot 39,1693}{75,8568} + \frac{7,83 \cdot 36,6875}{75,8568} =$$

10,85%.

Визначимо масу й вологість суміші всіх вихідних компонентів шихти:

$$m_{ш} = m_{з.к} + m_{а} + m_{ф} + m_{п}, \text{ кг}$$

$$m_{ш} = 585,2521 + 276,3349 + 95,8364 + 235,4297 + 75,8568 =$$

1268,7098 кг;

$$W_{ш.} = \frac{W_{з.к} \cdot m_{з.к}}{m_{ш}} + \frac{W_{а} \cdot m_{а}}{m_{ш}} + \frac{W_{ф} \cdot m_{ф}}{m_{ш}} + \frac{W_{п} \cdot m_{п}}{m_{ш}}, \%$$

$$W_{\text{ш}} = \frac{10,1 \cdot 585,2521}{1268,7098} + \frac{4,8 \cdot 276,3349}{1268,7098} + \frac{8,5 \cdot 95,8364}{1268,7098} + \frac{3,790 \cdot 235,4297}{1268,7098} + \frac{10,85 \cdot 75,8568}{1268,7098} = 7,61\%.$$

Визначимо масу сухого повернення:

$$m_{\text{пов}} = \frac{1000 \cdot 25}{100 - 25} = 333,3333 \text{ кг},$$

у тому числі на першій і другій стадіях просівання:

$$m_{\text{п1}} = 333,3333 \cdot 0,57 = 189,9999 \text{ кг},$$

$$m_{\text{п2}} = 333,3333 - 189,9999 = 143,3334 \text{ кг}.$$

Визначимо масу води, що подається на охолодження гарячого повернення, що включає воду, що випаровується:

$$m_{\text{вод}} = 189,9999 \cdot 0,158 = 30,0199 \text{ кг},$$

і воду, яка залишається в поверненні:

$$m_{\text{вод.з}} = \frac{3 \cdot 189,9999}{100 - 3} = 5,8762 \text{ кг};$$

сумарна витрата на охолодження повернення:

$$m_{\text{вод.охол}} = 30,0199 + 5,8762 = 35,8961 \text{ кг}.$$

Визначаємо масу вологого повернення після охолодження:

$$m_{\text{вл.пов}} = 189,9999 + 5,8762 = 195,8761 \text{ кг}.$$

Визначаємо масу й вологість у суміші повернення:

$$m_{\text{пов}} = m_{\text{пов1}} + m_{\text{пов2}} = 195,8761 + 143,3334 = 339,2095 \text{ кг};$$

$$W_{\text{пов}} = \frac{5,8762}{339,2095} \cdot 100 = 1,7323 \%.$$

Визначаємо масу й вологість суміші вихідної шихти й повернення:

$$m_{\text{сум}} = m_{\text{п.ш}} + m_{\text{пов}} = 1268,7098 + 339,2095 = 1607,91933 \text{ кг};$$

$$W_{\text{сум}} = \frac{W_{\text{ш}} \cdot m_{\text{ш}}}{m_{\text{сум}}} + \frac{W_{\text{пов}} \cdot m_{\text{пов}}}{m_{\text{сум}}} = \frac{7,61 \cdot 1268,7098}{1607,91933} +$$

$$\frac{1,7323 \cdot 339,2095}{1607,91933} = 6,37\%.$$

Визначаємо витрату води, яку подаємо на первинне змішування:

$$\Delta m_1 = m_{\text{сум}} \frac{W_{\text{звол}} - W_{\text{сум}}}{100 - W_{\text{звол}}} = 1607,91933 \cdot \frac{6,5 - 6,37}{100 - 6,5} = 2,2950 \text{ кг}.$$

Визначаємо масу вологої шихти після первинного змішування:

$$m_3 = m_{\text{см}} + \Delta m_1 = 1607,91933 + 2,2950 = 1610,2143 \text{ кг.}$$

Визначаємо витрату води на вторинне змішування й огрудкування:

$$\Delta m_2 = m_3 \frac{W_{\text{см.звол}} - W_{\text{сум}}}{100 - W_{\text{см.звол}}} = 1610,2143 \cdot \frac{7,4 - 6,5}{100 - 7,4} = 15,65 \text{ кг.}$$

Визначаємо масу шихти після вторинного змішування:

$$m_4 = m_3 + \Delta m_2 = 1610,2143 + 15,65 = 1625,8644 \text{ кг.}$$

Визначимо масу спіку при сході з агломераційної машини з урахуванням повернення й постілі:

$$m_{\text{сп}} = 1000 + \frac{1000 \cdot 25}{100 - 25} + 85 = 1418,3333 \text{ кг.}$$

Визначаємо масу механічних втрат шихтових матеріалів:

$$m_{\text{вт}} = \frac{m_{\text{поч}}}{100 - \Pi} =$$

$$\frac{518,2495 + 259,1247 + 86,3749 + 33,4681 + 189,6527 + 33,3077 + 33,3077}{100 - 1,5} =$$

$$= 11,88 \text{ кг.}$$

4 ВИБІР І РОЗРАХУНОК ПОТРЕБИ В ОСНОВНОМУ ТЕХНОЛОГІЧНОМУ ОБЛАДНАННІ ТЕХНОЛОГІЧНОЇ ЛІНІЇ З ВИРОБНИЦТВА АГЛОМЕРАТУ

4.1 Розрахунок годинної продуктивності цеху при річній потужності

Розрахунок годинної продуктивності цеху при річній потужності 6 млн т/рік готового агломерату виконується за формулою:

$$P_a = \frac{G_a}{\eta \cdot 365 \cdot 24}, \text{ т/ГОД.}$$

$$P_a = \frac{6000000}{0,93 \cdot 365 \cdot 24} = 736,4854 \text{ т/ГОД.}$$

4.2 Розрахунок годинної потреби в компонентах аглошихти

Розрахунок годинної потреби в компонентах аглошихти

$$P_{з.к.} = 736,4854 \cdot 0,5852521 = 482,5138 \text{ т/ГОД.}$$

$$P_p. = 736,4854 \cdot 0,2763349 = 227,8256 \text{ т/ГОД.}$$

$$P_{к.п.} = 736,4854 \cdot 0,0958364 = 79,0127 \text{ т/ГОД.}$$

$$P_{в.} = 736,4854 \cdot 0,0352833 = 29,0895 \text{ т/ГОД.}$$

$$P_{д.в.} = 736,4854 \cdot 0,2001464 = 165,0116 \text{ т/ГОД.}$$

$$P_{к.д.} = 736,4854 \cdot 0,0391693 = 32,2933 \text{ т/ГОД.}$$

$$P_{а.ш.} = 736,4854 \cdot 0,0366875 = 30,2472 \text{ т/ГОД.}$$

4.3 Розрахунок необхідної кількості витратних бункерів для компонентів аглошихти

Кількість бункерів для залізородного концентрату:

$$n_{з.к.} = \frac{482,5138 \cdot 8}{2,23 \cdot 200 \cdot 0,85} = 10,18.$$

Приймаємо 12 бункерів.

Кількість бункерів для аглоруди:

$$n_p = \frac{227,8256 \cdot 8}{1,95 \cdot 200 \cdot 0,85} = 5,50.$$

Приймаємо 6 бункерів.

Кількість бункерів для колошникового пилу:

$$n_{к.п.} = \frac{79,0127 \cdot 8}{1,82 \cdot 200 \cdot 0,85} = 2,04.$$

Приймаємо 2 бункери.

Кількість бункерів для вапняку

$$n_v = \frac{29,0895 \cdot 8}{1,51 \cdot 200 \cdot 0,85} = 0,91.$$

Приймаємо 2 бункери.

Кількість бункерів для доломітизованого вапняку:

$$n_{д.в.} = \frac{165,0116 \cdot 8}{1,56 \cdot 200 \cdot 0,85} = 4,89.$$

Приймаємо 6 бункерів.

Кількість бункерів для коксового дрібняку:

$$n_{к.д.} = \frac{32,2933 \cdot 8}{0,63 \cdot 200 \cdot 0,85} = 2,41.$$

Приймаємо 4 бункери.

Кількість бункерів для антрацитного штибу

$$n_{а.ш.} = \frac{22,6129 \cdot 8}{0,68 \cdot 200 \cdot 0,85} = 2,09.$$

Приймаємо 4 бункери.

4.4 Розрахунок необхідної кількості дробарок для дроблення добавок

Для подрібнення флюсів вибираємо молоткову дробарку типу ДМРИЭ 1450×1300. Розраховуємо кількість дробарок:

$$n_{\text{др.ф.}} = \frac{29,0895 + 165,0116}{250} = 0,78.$$

Приймаємо 2 дробарки ДМРИЭ 1450×1300.

Для подрібнення палива вибираємо чотирьохвалкову дробарку 900×700. Розраховуємо кількість дробарок:

$$n_{\text{др.п.}} = \frac{32,2933 + 30,2472}{16,0} = 3,91.$$

Приймаємо 5 чотирьохвалкових дробарок.

4.5 Вибір і розрахунок кількості агломераційних машин

Питома продуктивність агломераційної машини складає 1,65 т/м²·год. Виходячи з прийнятої питомої продуктивності сумарна площа спікання, що забезпечує задане виробництво агломерату буде складати:

$$S_{\Sigma} = \frac{736,4854}{1,65} = 499,6695 \text{ м}^2.$$

Вибираємо агломераційну машину АКМ-312 площею спікання 312 м².

Розраховуємо кількість агломашин:

$$N_a = \frac{499,6695}{312} = 1,60.$$

Приймаємо 2 агломашини АКМ-312.

Продуктивність однієї машини:

$$P_m = 312 \cdot 1,65 = 514,80 \text{ т/год.}$$

4.6 Вибір і розрахунок кількості огрудкувачів

Відповідно до розрахунків для отримання 984,6911 кг агломерату витрачається 1268,7098 кг вологої аглошихти.

Коефіцієнт виходу 1 т агломерату з вологої шихти складає:

$$K = \frac{984,6911}{1268,7098} = 0,7761.$$

Кількість аглошихти для забезпечення годинного виробництва агломерату однією машиною:

$$P_{\text{ш}} = \frac{514,80}{0,7761} = 663,3166 \text{ т/год.}$$

Вибираємо барабанний огрудкувач ОБ2-3,2х12,5. Необхідна кількість огрудкувачів:

$$n_{\text{огр}} = \frac{663,3166}{1200} = 0,55.$$

Приймаємо 1 огрудкувач на одну агломашину.

5 ЗВЕДЕННІ ДАННІ ПО РОЗРОБЦІ ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА ЗАЛІЗОРУДНОГО АГЛОМЕРАТУ

Таблиця 5.1 – Витрати компонентів шихти

Компоненти шихти	Питома витрата, кг/т	Годинна витрата, т/год.	Добова витрата, т/доб.	Річна витрата, т/рік
Залізорудний концентрат	585,2521	482,5138	11580,3301	4226820,4750
Аглоруда	276,3349	227,8256	5467,8134	1995751,8944
Колошниковий пил	95,8364	79,0127	1896,3054	692151,4767
Вапняк	35,2833	29,0895	698,1471	254823,6817
Доломітизований вапняк	200,1464	165,0116	3960,2792	1445501,9033
Коксовий дрібняк	39,1693	32,2933	775,0400	282889,6016
Антрацитовий штиб	36,6875	30,2472	725,9326	264965,3825
Всього шихти	1268,7098	1045,9937	25103,8477	9162904,4152

Таблиця 5.2 – Основне технологічне обладнання

Найменування обладнання	Кількість, шт.	Тип	Продуктивність, т/год
Витратні бункери концентрату	8	200 м ³	-
Витратні бункери аглоруди	10	200 м ³	-
Витратні бункери колошникової пилу	2	200 м ³	-
Витратні бункери вапняку	4	200 м ³	-
Витратні бункери доломітизованого вапняку	4	200 м ³	-

Витратні бункери коксового дрібняку	4	200 м ³	-
Витратні бункери антрацитового штибу	2	200 м ³	-
Дробарки для флюсів	2	ДМРИЭ 1450×1300	250,0
Дробарки для твердого палива	5	900×700	16,0
Барабанні огрудкувачі	2	ОБ2-3,2х12,5	1200,0
Агломашины	2	АКМ-312	552,24

Таблиця 5.3 – Проектний хімічний склад агломерату

Вміст компонентів, %									
Fe _{заг}	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅
53,7938	0,0253	14,0145	61,2753	8,5912	1,5630	10,3970	3,3112	0,1155	0,0960

Продовження таблиці 5.3

Вміст компонентів, %				Основність, ч.од.		
SO ₃	В.п.п.	Інші	∑ оксидів	$\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3}$	$\frac{CaO + MgO}{SiO_2}$	$\frac{CaO}{SiO_2}$
0,0338	0	0,6025	100,0	1,35	1,60	1,21

Таблиця 5.4 – Виробництво готової продукції

Продукція	Годинна продуктивність, т/год.	Добова продуктивність, т/доб.	Річна продуктивність, т/рік
Агломерат	736,4854	17675,65	6000000

6 ВДОСКОНАЛЕННЯ ТЕХНОЛОГІЇ ВИРОБНИЦТВА АГЛОМЕРАТУ ШЛЯХОМ ПОПЕРЕДНЬОЇ МЕХАНІЧНОЇ ОБРОБКИ ЗАЛІЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТУ

Для використання залізорудних концентратів у процесі спікання необхідно скоригувати традиційний спосіб підготовки сировини, зазвичай етапи змішування та гранулювання, що вимагає інших технологічних умов, а також коригування витрат добавок. Деякі приклади нещодавно застосованих технологій були наведені в літературі, наприклад [6,7]: селективна грануляція, що дозволяє використовувати агломераційну сировину нижчого сорту; MEBIOS (Mosaic Embedding Iron Ore Sintering) та HPS (Hybrid Pelletizing) для використання більш дрібних матеріалів у шихті; інтенсивні змішувачі в поєднанні зі спеціальними добавками. Крім того, відомі методи механічної обробки залізорудних концентратів на вальцьових пресах для збільшення їх питомої поверхні в процесі підготовки гранульованої сировини перед спіканням [8,9]. Інші альтернативні способи, що розглядалися, це: виробництво агломераційної сировини з характеристиками, подібними до природних руд, шляхом використання добавок, які дозволяють отримувати високоміцні агломерати [10]; здійснення попереднього процесу брикетування для збільшення розміру частинок дрібної залізної руди перед її використанням в агломерації [11]. Обидва способи показують хороші результати завдяки зменшенню кількості дрібнодисперсних матеріалів крупністю $-0,15$ мм, в залізорудній суміші. Нещодавно комбінація інтенсивного змішувача з різним вмістом зв'язуючого досліджувалася різними авторами як альтернатива використанню концентрату в процесі спікання. Один з цих авторів досяг подібного рівня продуктивності, як і в контрольному випадку, без використання залізорудного концентрату [12]. Інший повідомив про покращення продуктивності у випадках коли концентрати подрібнювали (середній розмір $0,01$ мм), змішували в інтенсивному змішувачі та застосовували спеціальний процес грануляції [13].

З огляду на це в даній роботі розглядається можливість попередньої механічної обробки залізорудного концентрату у вальцьовому пресі для часткової заміни звичайної агломераційної руди в процесі спікання. Різний рівень питомої поверхні залізорудних концентратів досягався шляхом його кількарразового пропускання через вальцьовий прес. Основна увага була зосереджена на оцінці цієї альтернативи в звичайній технологічній схемі підготовки шихти, яка складається з одного барабана для змішування та іншого барабана для огрудкування. Спікання проводилося з різними складами сумішей для перевірки впливу цих замін на процес спікання і на хімічний склад, фізичні та металургійні властивості отриманого агломерату. Крім того, для кращого розуміння механізму, задіяного під час використання концентрату, були проведені дослідження процесу огрудкування та якості огрудкованої аглошихти.

6.1 Характеристики вихідних матеріалів

В цій роботі були використані австралійські агломераційні руди (руди А і В) та бразильські (руди В, С і D), а також бразильський залізорудний концентрат (НК А, В, С). В таблиці 6.1 наведено хімічний склад залізорудних матеріалів, а в таблиці 6.2 – їх мінералогічний склад.

Таблиця 6.1 – Хімічний склад залізорудних матеріалів

Матеріал	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	ВПП
Руда А	57,4	5,41	1,64	0,032	10,5
Руда В	61,0	4,24	2,61	0,089	5,5
Руда С	64,8	2,61	1,59	0,027	1,8
Руда D	62,5	6,81	0,93	0,057	2,3
Руда Е	60,0	10,85	0,98	0,036	1,5
НК А, В і С	68,0	1,93	0,33	0,016	0,6

Таблиця 6.2 – Мінералогічний склад залізорудних матеріалів

Матеріал	Гематит	Гетит	Магнетит	Кварц	Інші
Руда А	3	86	0	7	4
Руда В	46	45	1	6	3
Руда С	85	9	1	4	0
Руда D	76	13	3	9	0
Руда Е	83	6	1	10	0
НК А, В і С	91	5	2	2	0

Австралійські аглоруди А і В мають найвищі втрати при прожарюванні (ВПП) через свій мінералогічний склад, утворений переважно гетитом. З іншого боку, бразильські аглоруди С, D і Е мають меншу втрату при прожарюванні і складаються переважно з гематиту. З точки зору вмісту домішок, тобто Al_2O_3 і Р, бразильські агломераційні руди мають найнижчі значення, тоді як вміст SiO_2 , за винятком аглоруди С, мають найвищі значення. Бразильські залізородні концентрати (НК А, В і С) мають найнижчий вміст баластних і шкідливих речовин й ВПП, оскільки вони в основному складаються з гематиту.

Щодо морфології кристалів гематиту (табл. 6.3), то руда В являє собою суміш мартиту і лопатевого гематиту. Руда С утворена переважно мікрокристалічним гематитом. Руди D і Е являють собою суміш зернистого і дзеркального гематиту, і, нарешті, гранули в основному утворені дзеркальним гематитом.

Таблиця 6.3 – Морфологія гематиту залізородних матеріалів

Матеріал	Мікрокристалічний	Мартит	Лопатеви	Гранульовани	Дзеркальні
Руда А	0	1	2	1	0
Руда В	0	31	20	0	0
Руда С	47	5	20	13	5
Руда D	0	17	0	27	39

Руда E	0	7	0	33	51
НК A, B і C	0	7	1	15	69

Залізорудний концентрат був попередньо підготовлений в лабораторному вальцьовому пресі (модель LABWAL, виробництва Polysius AG). Концентрат пропускали через вальцьовий прес один раз (ОК В) і 5 разів (ОК С). Параметри пресування були однаковими для обох випадків – тиск 8МПа і вологість 8%.

В таблиці 6.4 наведений склад випробуваних залізорудних сумішей. Базовий варіант був утворений сумішшю австралійської та бразильської аглоруди. Залізорудний концентрат для дослідів 1, 2 і 3 з різною питомою поверхнею і різним гранулометричним складом вводили у фіксованій кількості – 25%. В основному він замінює австралійську звичайну аглоруду А, яка має високий вміст грубих частинок.

Таблиця 6.4 – Склад випробуваних залізорудних сумішей

Матеріали	Вміст у залізорудній частині аглошихти, %			
	Базовий варіант	Дослід 1	Дослід 2	Дослід 3
Австралійські аглоруди (руди А і В)	69	40	40	40
Бразильські аглоруди (руди С і D)	31	35	35	35
Необроблений концентрат А (НК А)	0	25	0	0
Оброблений концентрат В (ОК В)	0	0	25	0
Оброблений концентрат С (ОК С)	0	0	0	25

Флюси і тверде паливо, що використовуються в дослідних спіканнях, мають схожі характеристики з тими, що використовуються в промислових агломераційних установках на металургійних заводах. В таблицях 6.5 і 6.6

наведено хімічний склад флюсів і технічний аналіз твердого палива відповідно.

Таблиця 6.5 – Хімічний склад флюсів

Матеріал	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	ВПП	Інші
Флюс 1	0,43	3,78	0,73	51,85	0,66	41,42	1,13
Флюс 2	5,56	50,80	2,0	2,60	31,10	5,30	2,64
Флюс 3	0,65	2,95	0,33	92,14	0,38	3,93	0

Таблиця 6.6 – Технічний аналіз твердого палива

Матеріал	Вміст, %			
	Вуглець	Леткі речовини	Зола	Сірка
Коксовий дрібняк	84,98	3,06	11,06	0,58

6.2 Методи дослідження

Питому поверхню залізородного концентрату (до та після механічної обробки) визначали за допомогою різних лабораторних методик, одна з яких базується на визначенні повітропроникності (індекс Блейна) [14], а інша – на методі адсорбції азоту В.Е.Т. ((Brubauer-Emmett-Teller) [15], використовуючи обладнання Quantachrome (модель NOVA 1000e). За допомогою визначення гістерезису ізотерм адсорбції-десорбції було отримано інформацію щодо розподілу пор.

Якісний аналіз зображень зразків з метою дослідження форми та шорсткості частинок проводили за допомогою растрової електронної мікроскопії (РЕМ) з використанням мікроскопа Carl Zeiss®, модель EVO MA15. Мінералогічний склад залізородного концентрату та аглошихти визначали за допомогою оптичної мікроскопії з використанням мікроскопа Carl Zeiss.

Для оцінки поведінки матеріалів при спіканні були проведені дослідні спікання в аглошаші. В цих випробуваннях підготовка агломераційної шихти

відбувалась в двох послідовно з'єднаних барабанах – змішувачі та барабані-огрудкувачі.

Оцінка результатів дослідних спікань базувалася на методиці моделювання, яка полягає в балансуванні стану зворотного дрібняку, де коксовий дрібняк додавався до тих пір, поки кількість зворотного дрібняку не досягала заданого значення [16]. Після визначення та встановлення вологості та оптимального вмісту твердого палива для кожного стану, були проведені дослідні спікання в аглочаші щонайменше три рази для кожного варіанту. Були визначені такі параметри аглопроцесу, як витрата твердого палива і продуктивність. В таблиці 6.7 наведені експериментальні умови, встановлені для оцінки результатів випробувань в аглочаші, а також детальна інформація про умови, що використовувалися для випробуваного методу підготовки шихти.

Таблиця 6.7 – Параметри дослідних спікань в аглочаші та підготовки аглошихти

Параметри	Умови випробування
Висота шару, мм	550
Вміст повернення, %	30
Тиск, мм вод. ст.	1500
Вміст випаленого вапна, %	3
Тривалість змішування (сух.), с	120
Тривалість огрудкування (сух.), с	240
Частота обертання барабану, об./хв	18

Для відбору зразків агломераційний спек був розбитий за допомогою барабанного пристрою ASTM в результаті 50 обертів. Після цього агломерат просівали на ситах різного розміру від 5 мм до 80 мм і визначали гранулометричний склад агломерату. Цю процедуру повторювали для кожного спікання і відокремлювали фракції кожного розміру, які потім використовували для підготовки зразків для визначення характеристик. Для

отримання репрезентативних зразків для всіх характеристик, необхідну вагу отримують шляхом четвертування матеріалу в автоматичному обладнанні.

Крім хімічного аналізу, якість агломерату, отриманого з кожної шихти, оцінювалася з урахуванням фізичних властивостей, гранулометричного складу й механічної міцності (ISO 3271 і JIS M 8711), а також металургійних властивостей – індексу руйнування RDI після відновлювання за низької температури (ISO 4696-2) і ступінь відновлення RI (ISO 7215). Крім того, мінералогічний склад і пористість визначали за допомогою оптичної мікроскопії та ртутної інтрузійної порометрії відповідно.

Для кращого розуміння явищ, що відбуваються на етапі гранулювання, було проведено оцінку структури грудок аглошихти та тест на грануляцію.

Зразки грудок відбирали безпосередньо перед завантаженням в аглочашу й оцінювали за допомогою оптичної мікроскопії, використовуючи мікроскоп Carl Zeiss®, модель Axio Imager Z2m.

Випробування на грануляцію і падіння грудок проводили з використанням тих же сумішей, застосовуючи невеликий барабан. Умови змішування та гранулювання наведені в таблиці 6.7. Після приготування суміші зразки відбирали, висушували при 120 °C і розділяли для двох випробувань.

Що стосується тесту на грануляцію, зразок проходив через процес сухого просіювання і визначалася кількість дрібних частинок розміром – 0,25 мм. Потім зразок проходив процес мокрого просіювання і грудки, які вирости і утворили мікрогранули, були дезагреговані, і, нарешті, кількість дрібних частинок розміром –0,25 мм знову вимірювалася. Був розрахований індекс грануляції, який представляє собою кількість дрібних частинок, що залишилися, утворюючи грудки і мікрогранули. Чим вищий цей параметр, тим краща грануляція і проникність в процесі спікання.

Випробування на стирання грудок проводилося за методикою, заснованою на стандарті JIS M 8711, який використовується для визначення індексу руйнування агломерату. У цьому випробуванні кількість дрібних

частинок розміром $-0,15$ мм вимірювалася до і після 2 падінь. Ці результати порівнювалися з кількістю дрібних фракцій розміром $-0,15$ мм в залізорудній суміші до змішування в барабані. Нарешті, була визначена кількість дрібних частинок, які все ще були приєднані до ядер грудок.

6.3 Результати дослідних випробувань

6.3.1 Дослідження характеристик залізорудної сировини

У таблиці 6.8 наведені результати вимірювання питомої поверхні, отримані для кожного виду концентрату, причому обидва методи, Блейна і В.Е.Т., демонструють однакові тенденції, хоча і з різними абсолютними значеннями. Збільшення кількості обробок у вальцьовому пресі призводить до збільшення питомої поверхні. Різниця в абсолютних значеннях пояснюється тим, що В.Е.Т. вимірює загальну питому поверхню, тобто таку, що включає площу поверхні пор.

Таблиця 6.8 – Питома поверхня оброблених концентратів

Тип концентрату	Кількість обробок у вальцьовому пресі	Індекс Блейна, $\text{см}^2/\text{г}$	В.Е.Т., $\text{м}^2/\text{г}$
НК А	0	433	0,80
ОК В	1	854	1,0
ОК С	5	1,468	1,70

Ізотерми адсорбції-десорбції азоту представлені на рисунку 6.1, а. Характеристики цих кривих показують результати, подібні до тих, що описані в літературі для залізних руд [15]. Кількість адсорбованого азоту зростає зі збільшенням питомої поверхні концентратів. Форма ізотерм вказує на невеликий розподіл пор за розміром для всіх розглянутих механічно оброблених концентратів (рис. 6.1, б).

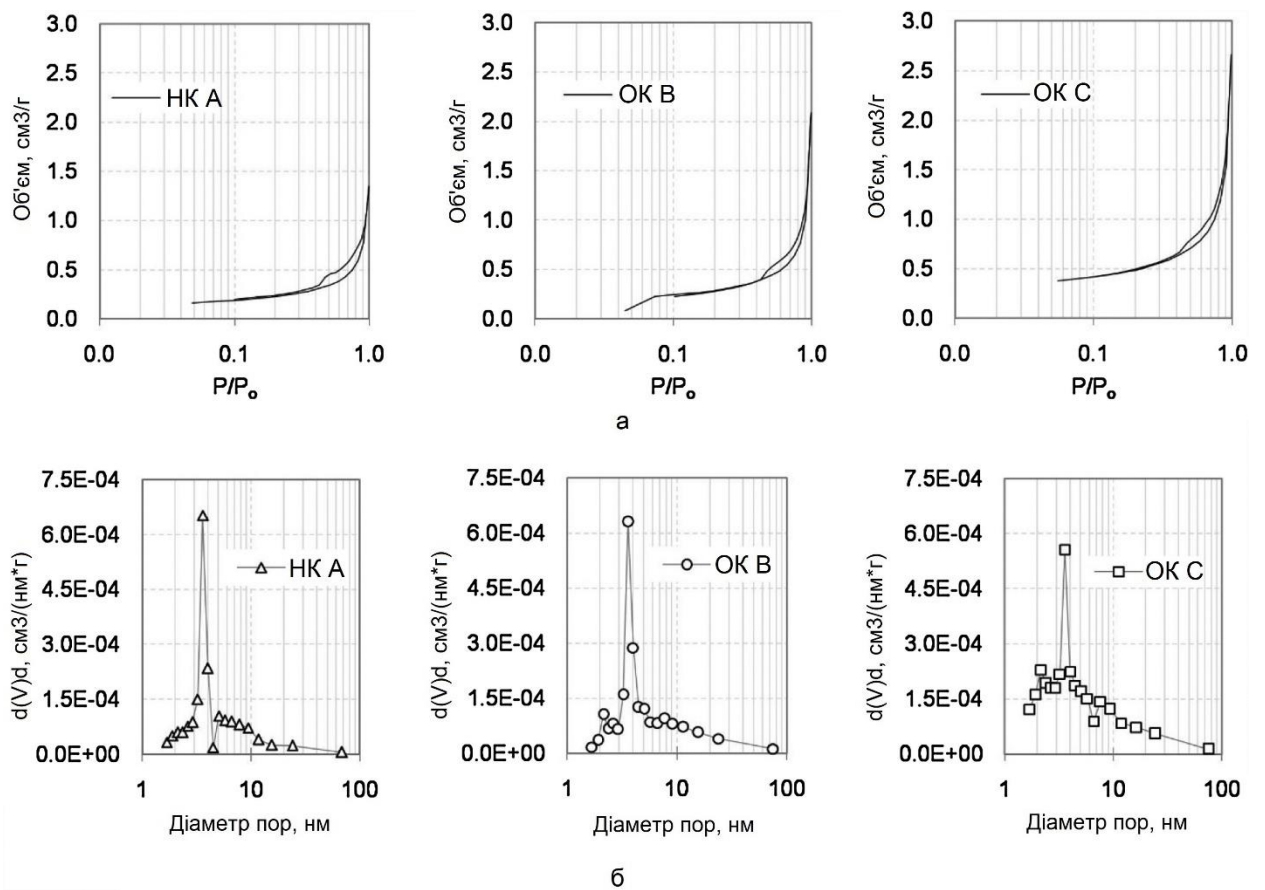


Рисунок 6.1 – Результати визначення питомої поверхні механічно оброблених концентратів способом В.Е.Т.:

а – ізотерми адсорбції-десорбції N_2 при 77 К оброблених концентратів А, В і С; б – розподіл пор за розмірами оброблених концентратів

На рисунку 6.2 показано розподіл за розмірами пор аглоруди, природного концентрату (НК А) та оброблених концентратів (ОК В і С). Як і очікувалося, концентрат, порівняно з агломераційною рудою, є набагато дрібнішим. Збільшення кількості разів обробки у вальцьовому пресі призводить до отримання набагато дрібнішого матеріалу. РЕМ-зображення досліджуваних концентратів показані на рисунку 6.3. Варто відзначити, що чим вища питома поверхня, тим більша кількість надтонких частинок утворюється.

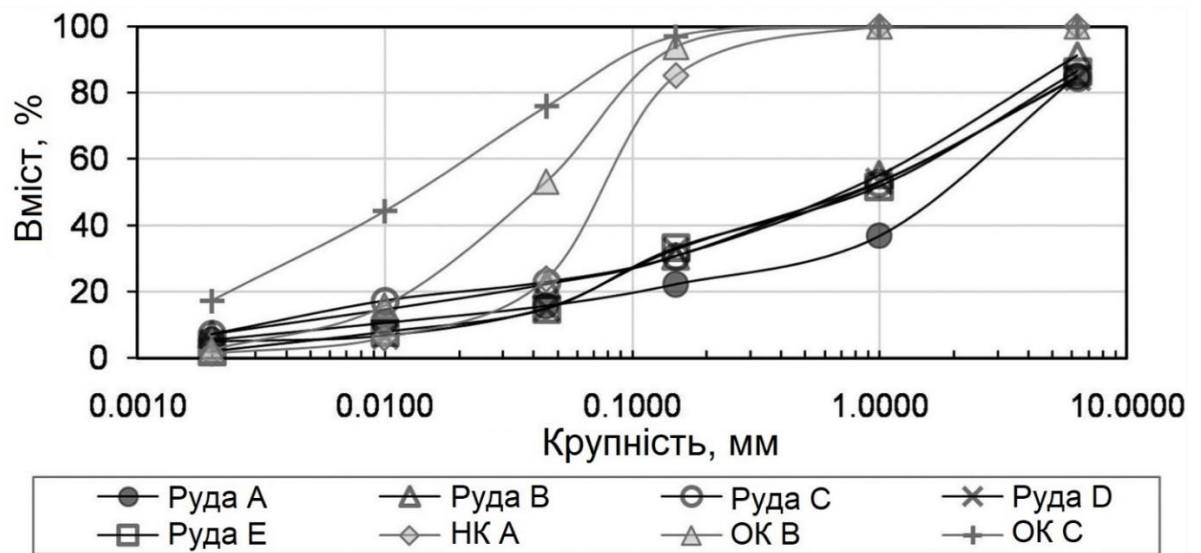


Рисунок 6.2 – Гранулометричний склад агломераційної руди, необробленого та оброблених концентратів

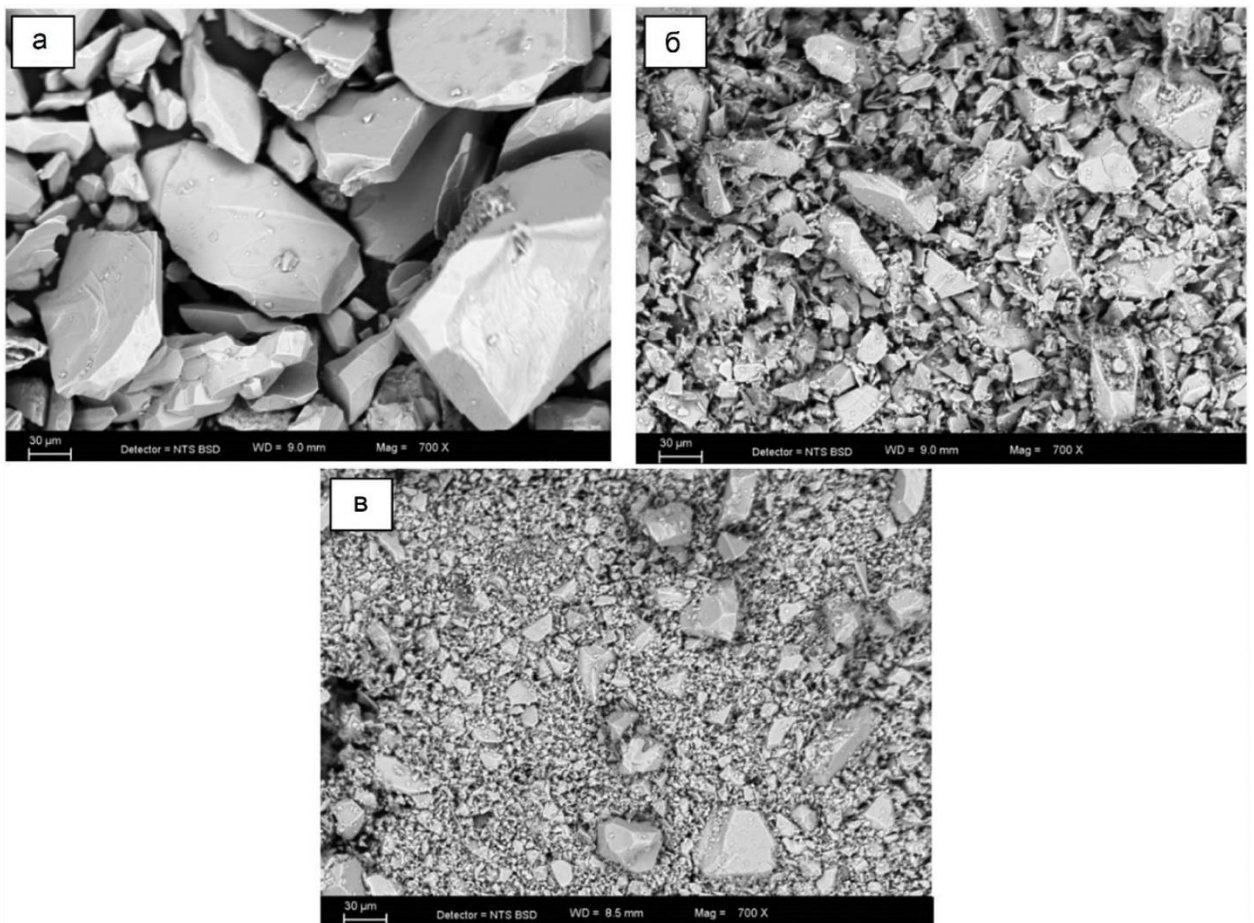


Рисунок 6.3 – РЕМ-зображення:

а – НК А, необроблений концентрат; б – ОК В, концентрат, однократно оброблений у вальцьовому пресі; в – ОК С, концентрат, п'ятикратно оброблений у вальцьовому пресі

6.3.2 Дослідження характеристик огрудкованої аглошихти та оцінка грануляції

Для кращого розуміння результатів агломераційних випробувань в аглочаші сумішей з необробленим і обробленим концентратами і для підтвердження висунутої гіпотези про поліпшення ступеня грануляції, було проведено дослідження грудок, що утворюються на етапі огрудкування перед агломераційними спіканнями, за допомогою оптичної мікроскопії. На рисунку 6.4 показані основні відмінності між варіантом 1 і 3 за участю необробленого та механічно оброблених залізородних концентратів відповідно. Зображення показують краще утворення грудок у випадку використання механічно обробленого концентрату (п'ятикратно у вальцьовому пресі, індекс Блейна 1468 cm^2/g), що пояснює покращення газопроникності, яке спостерігається в цьому випадку, що призводить до вищої швидкості спікання і кращої продуктивності.

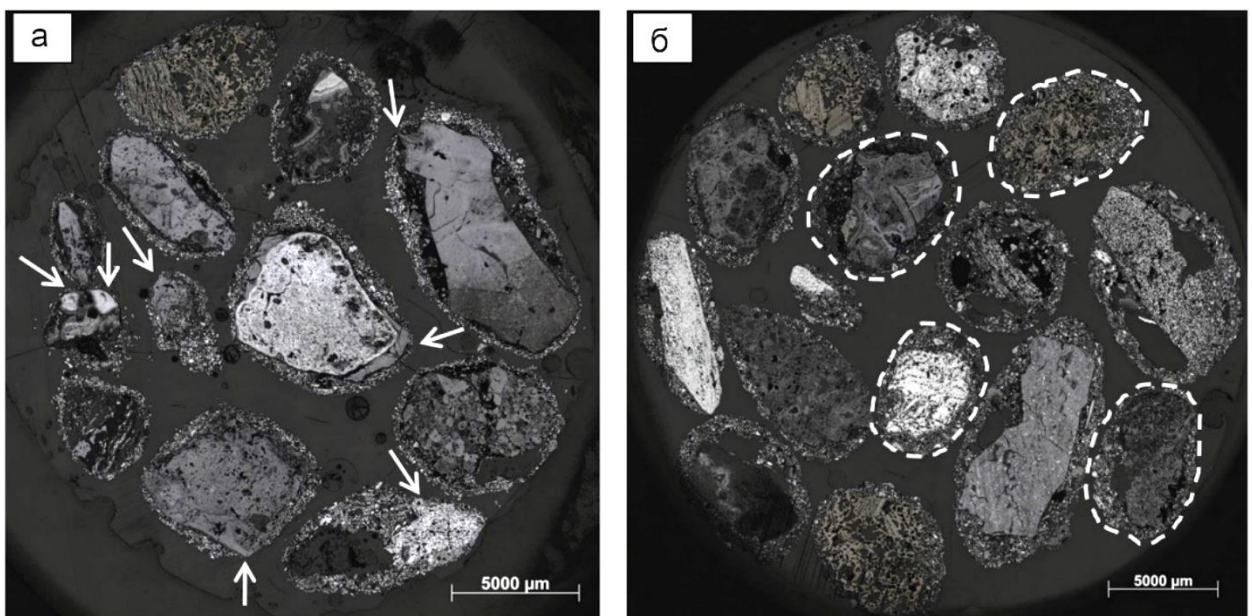


Рисунок 6.4 – Грудки аглошихти після огрудкування перед дослідним спіканням:

а – НК А (індекс Блейна – 433 см²/г) з погано сформованими грудками (білі стрілки); б – ОК С (індекс Блейна – 1468 см²/г) з добре сформованими грудками (грудки округлої форми)

Крім того, тест на падіння, проведений зі зразками шихти, відібраними для цих двох випадків (рис. 6.5), показав, що більше дрібних частинок розміром –0,15 мм залишаються агломерованими до грудок або мікрогранульованими у випадку 3 порівняно з випадком 1. Грудки, утворені за участю механічно обробленого залізорудного концентрату (випадок 3), були міцнішими, ніж грудки, утворені за участю необробленого концентрату (випадок 1).

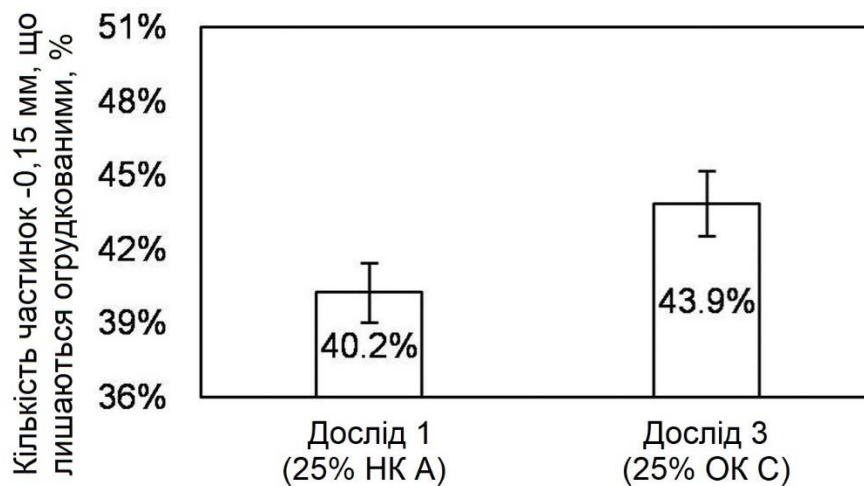


Рисунок 6.5 – Кількість дрібних частинок розміром –0,15 мм, що залишаються огрудкованими після випробування на падіння для дослідів 1 (25% НК А) та дослідів 3 (25% ОК С), вологість аглошихти 7,5%

Нарешті, результати тесту на грануляцію також відповідали спостереженням, про які повідомлялося раніше, підтверджуючи гіпотезу про покращення грануляції у варіанті 3 порівняно з варіантом 1 (рис. 6.6).

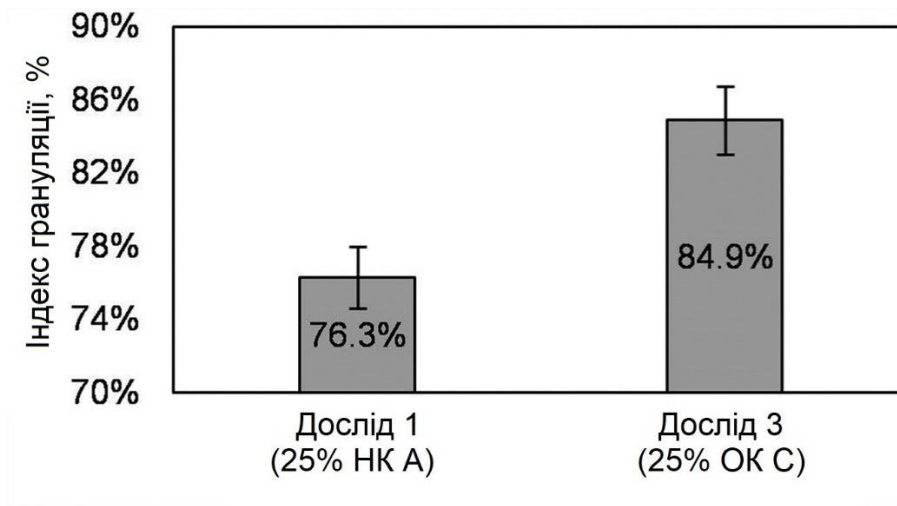


Рисунок 6.6 – Результати індексу грануляції для дослідів 1 (25% НК А) та дослідів 3 (25% ОК С), вологість аглошихти 7,5%

6.3.3 Результати дослідних спікань в аглошаші

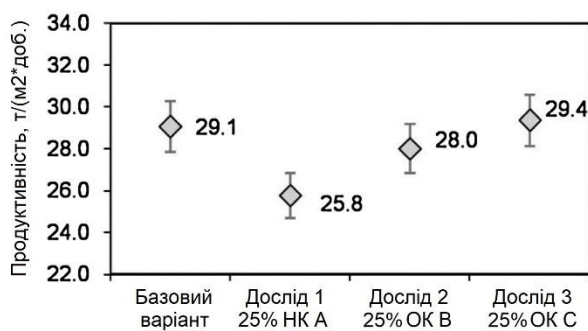
В таблиці 6.9 наведено більш детальну інформацію про випробувану агломераційну шихту. Використання концентрату дозволило поліпшити якість шихти і, як наслідок, в отриманому агломераті збільшився вміст заліза та зменшився вміст SiO_2 , Al_2O_3 , Р і ВПП. З іншого боку, агломераційна шихта стала набагато дрібнішою.

Таблиця 6.9 – Характеристики аглошихти та хімічний склад агломерату

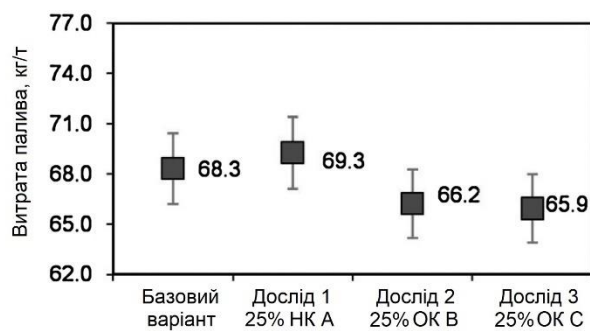
Параметри	Базовий варіант	Дослід 1 (НК А)	Дослід 2 (ОК В)	Дослід 3 (ОК С)
Склад залізорудної частини аглошихти, %:				
Аглоруда	100	75	75	75
Концентрат	0	25	25	25
ВПП, %	7,4	4,9	4,9	4,9
Гранулометричний склад аглошихти, %:				
+1,0 мм	53,1	39,3	39,3	39,3
-0,150 мм	24,9	40,7	42,9	43,7
	17,0	18,9	26,3	31,9

-0,045 мм				
Вміст в агломераті, %:				
Fe	56,8	57,5	57,5	57,5
SiO ₂	5,97	5,73	5,73	5,73
Al ₂ O ₃	1,72	1,41	1,41	1,41
P	0,0050	0,0044	0,0044	0,0044
Основність агломерату CaO/SiO ₂	1,6	1,6	1,6	1,6

Результати продуктивності та витрати палива, отримані під час випробувань в агломераційній чаші для кожного випадку, представлені на рисунку 6.7. Ці результати показали, що при введенні необробленого концентрату в залізорудну шихту спостерігається зниження продуктивності. Цей результат можна пояснити збільшенням вмісту дрібних частинок у залізорудній шихті, що впливає на газопроникність процесу, і він узгоджується з літературними даними [11,12]. Часткове відновлення продуктивності було досягнуте при використанні обробленого в пресі концентрату з проміжною питомою поверхнею. Повне відновлення продуктивності було досягнуте лише при найвищому рівні питомої поверхні залізорудного концентрату, тобто за участі п'ятикратно обробленого в пресі концентрату. Таким чином, в цих випадках, навіть при збільшенні кількості дрібних фракцій (використання концентрату замість аглоруди) була досягнута краща продуктивність, що суперечить літературним даним. Подібна поведінка була відмічена в роботі [9] лише тоді, коли концентратами з високою питомою поверхнею замінювали звичайні залізорудні концентрати.



а



б

Рисунок 6.7 – Вплив заміни концентратом частини агломераційної руди на:

а – продуктивність спікання; б – витрату твердого палива

В таблиці 6.10 показані основні параметри, які впливають на продуктивність процесу спікання, а саме швидкість спікання, вихід агломерату і щільність шихти. Крім того, також показана вологість шихти та індекс проникності JPU (Japanese Permeability Unit – японська одиниця проникності). Швидкість спікання є показником газопроникності шару і повинна бути якомога вищою без шкоди для інших властивостей агломерату, наприклад, міцності та мінералогії. Якщо швидкість спікання занадто висока, частина залізородної шихти може не спектися, а якщо занадто низька, то може відбутися надмірне утворення розплавів.

Таблиця 6.10 – Параметри аглопроцесу

Параметри	Базовий варіант	Дослід 1 (НК А)	Дослід 2 (ОК В)	Дослід 3 (ОК С)
Швидкість спікання, мм/хв	22,5	18,1	19,4	20,4
Щільність сухої шихти, т/м ³	1,62	1,72	1,75	1,72
Вихід агломерату, %	55,3	57,5	57,3	57,6
Вологість, %	7,4	7,3	7,4	7,5
Індекс проникності JPU	15	7	13	14

Вихід агломерату – це відношення маси отриманого агломерату в діапазоні розмірів, придатних для використання в доменній печі, до маси

агломераційної шихти (включаючи зворотний дрібняк, тверде паливо і флюси). Чим вищий вихід агломерату, тим вища продуктивність і менше дрібних фракцій утворюється з виробленого агломерату. Щільність шихти також є ще одним параметром, який безпосередньо впливає на продуктивність: чим вища щільність шихти, тим вища продуктивність.

Так, якщо порівнювати базовий варіант з іншими варіантами (табл. 6.10), де в залізорудну суміш додавали концентрат, то параметр, який зазнав негативного впливу, – це швидкість спікання, яка зменшилася. Індекс проникності JPU також зменшився. Як згадувалося раніше, цей результат був очікуваним, оскільки гранулометричний склад залізорудної шихти став більш дрібним. З іншого боку, вихід агломерату й щільність шихти збільшилися у всіх випадках з додаванням концентрату незалежно від його механічної обробки. Ці результати – вихід агломерату й щільність шихти – відповідали літературним даним [17,18], коли руди з високим вмістом заліза (гетитові руди) були замінені на гематитові руди.

Щодо швидкості спікання, слід зазначити, що вона зростала зі збільшенням питомої поверхні додаваних оброблених концентратів, а також зі збільшенням кількості частинок $-0,045$ мм в аглошихті (рис. 6.8). Для випадку 3, при використанні обробленого концентрату з питомою поверхнею 1460 $\text{cm}^2/\text{г}$ (індекс Блейна), швидкість спікання досягає значення, достатнього для повного відновлення продуктивності. Крім того, спостерігається також покращення індексу проникності. Отже, покращення ступеня грануляції може бути основною гіпотезою, яка краще пояснює цей результат.

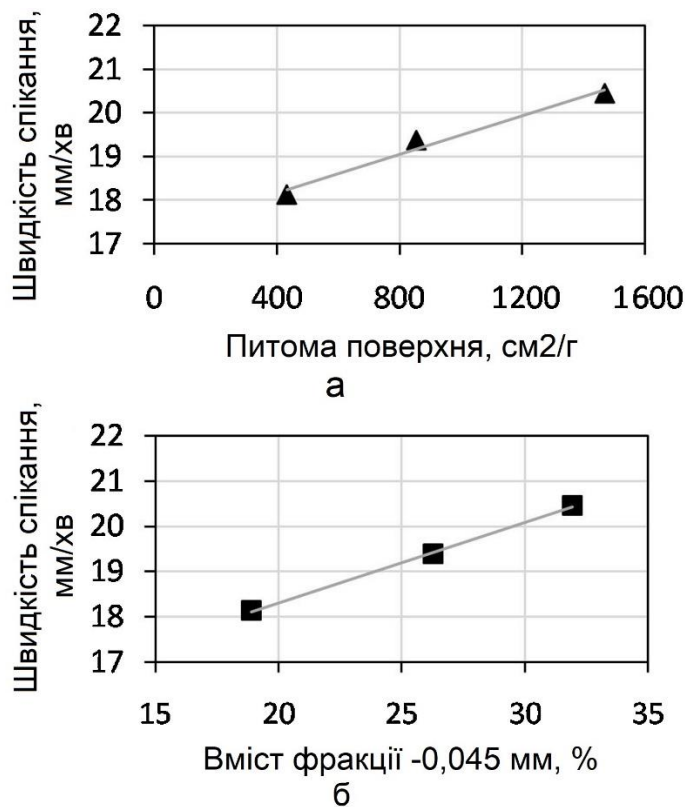


Рисунок 6.8 – Залежність швидкості спікання для дослідів з додаванням концентратів (випадки 1, 2 і 3) від:
а – питомої поверхні; б – вмісту дрібних фракцій –0,045 мм

Щодо витрати твердого палива (рис. 6.7, б), то для випадку 1 з необробленим концентратом не спостерігалось виразних змін. Що стосується випадків 2 і 3, то було досягнуто зниження цього параметра. Цей результат узгоджується з літературними даними [17,18], коли руди з високим вмістом ВПП замінювали гематитовими рудами. Гіпотеза, висунута для пояснення поведінки випадку 1, була пов'язана з нижчою проникністю процесу, що призводить до вищої потреби в паливі для досягнення відповідної міцності агломерату, і узгоджувалася з висновками, зробленими в [19].

6.3.4 Дослідження якості агломерату

На рисунку 6.9 наведено результати досліджень міцності агломерату,. Загалом, було досягнуто збільшення міцності агломерату при введенні концентрату замість австралійської гематитової аглоруди. Збільшення вмісту дрібних частинок в залізорудних сумішах не впливає на міцність агломерату.

Деякі повідомлення в літературі [17,18] про заміну гетитових агломератів гематитовими агломератами дають схожі результати.

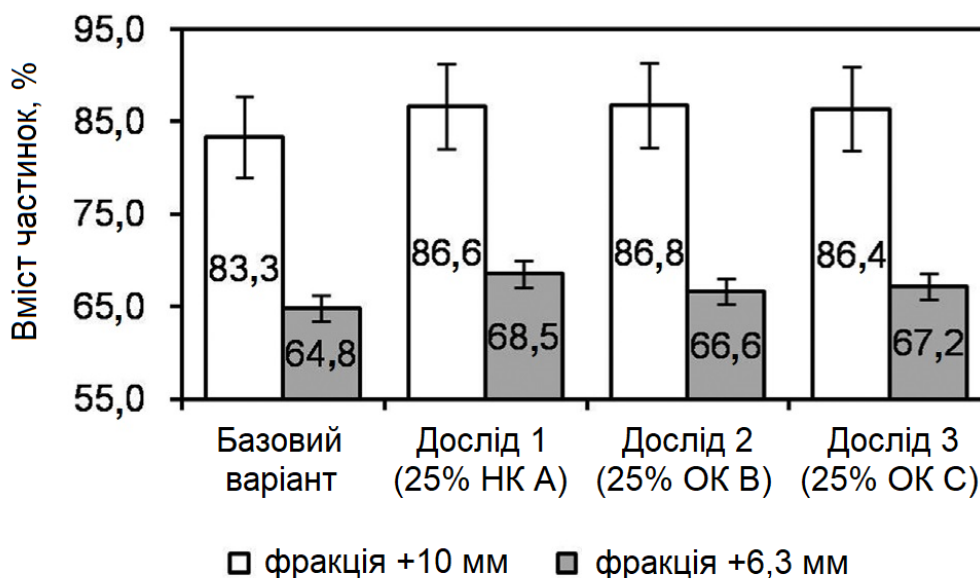


Рисунок 6.9 – Міцність вироблених агломератів при заміні частини звичайної агломераційної руди на концентрат

На рисунку 6.10 показані результати міцності при відновлюванні за низьких температур (RDI) та відновлюваності отриманих агломератів. Щодо RDI, випадки 1 і 3 мають подібні значення до референтного випадку. Ці результати узгоджуються з мікроструктурною характеристикою цих агломератів, яка представлена в таблиці 6.11. У випадку 2 спостерігається найвищий рівень RDI, що можна пояснити вищим вмістом магнетиту, нижчим вмістом голчастого фериту та вищою пористістю.

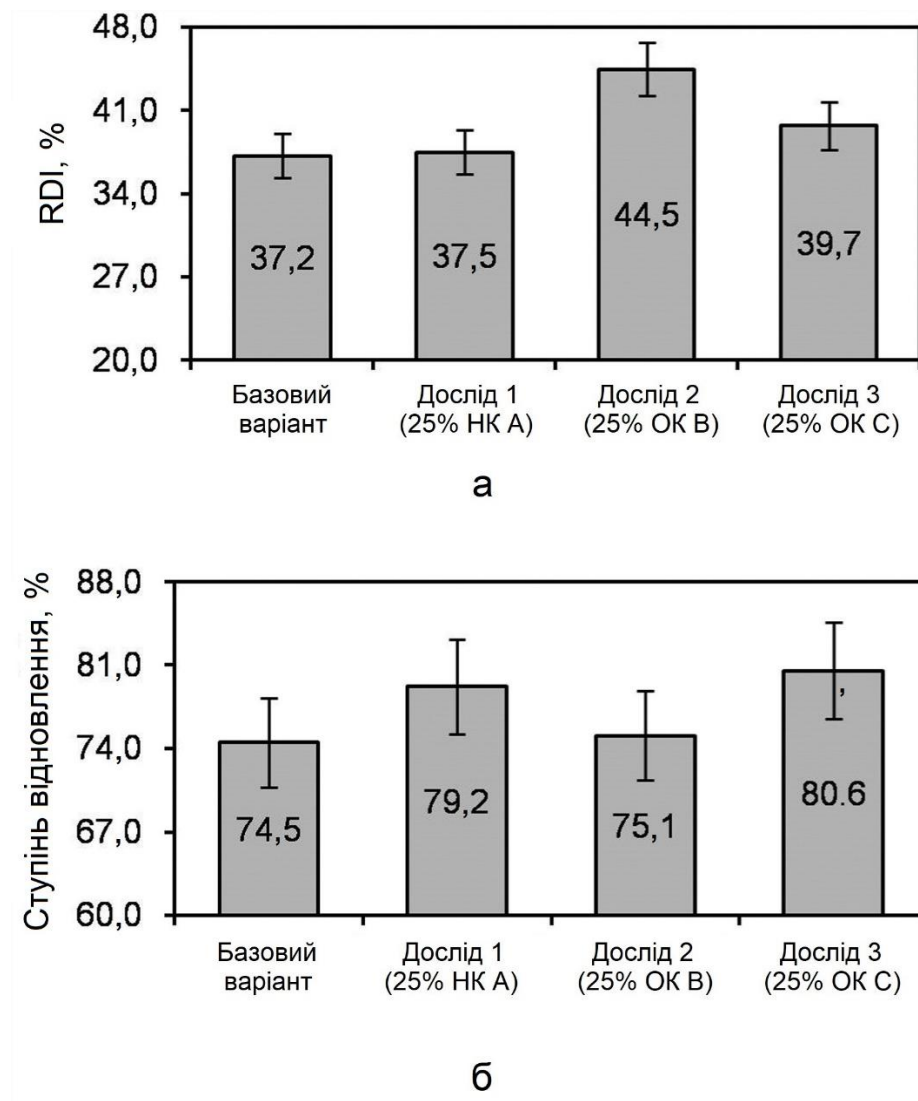


Рисунок 6.10 – Металургійна якість агломерату, отриманого з використанням окатишів замість звичайної агломераційної шихти:

а – RDI, % -2,8 мм; б – відновлюваність, %

Таблиця 6.11 – Мінералогічний склад та результати ртутної інтрузійної порометрії агломератів, отриманих при випробуванні в аглочаші

Параметри	Базовий варіант	Дослід 1 (НК А)	Дослід 2 (ОК В)	Дослід 3 (ОК С)
Мінералогічний склад, %				
Гранульовані ферити	11±1	8±1	2±1	6±1
Гострокутні ферити	22±1	20±1	17±1	20±1
Первинний гематит	4±1	2±1	3±1	5±1
Вторинний гематит	34±1	37±1	37±1	35±1

Магнетит	20±1	21±1	34±1	24±1
Силікат	8±1	10±1	7±1	10±1
Кварц	0±1	2±1	1±1	1±1
Ртутна інтрузійна порометрія				
Пористість, %	21,3±0,5	20,9±0,5	23,6±0,5	20,6±0,5

Результати відновлюваності дещо покращилися при заміні гематитовим концентратом на гетитової аглоруди. Цей результат можна пояснити зниженням вмісту глинозему в залізорудній суміші, який був сконцентрований у прилиплому дріб'язку, введенням концентрату з дуже низьким вмістом глинозему, що сприяє отриманню подібної сегрегації при застосуванні методу селективної грануляції в процесі спікання, що призводить до загальної кращої якості агломерату, як повідомляється в літературі [20]. Результати також узгоджуються з мікроструктурними характеристиками, за винятком еталонного зразка, який повинен мати вищу відновлюваність.

Загалом, використання гематитових концентратів з різним значенням питомої поверхні, що замінюють гетитові агломераційні руди, не погіршує загальну якість виробленого агломерату.

ВИСНОВКИ

На основі проведених досліджень були зроблені наступні основні висновки:

1. Використання гематитового концентрату в процесі спікання є хорошою альтернативою для поліпшення хімічного складу агломерату завдяки високому вмісту заліза і більш низькому рівню домішок, тобто SiO_2 , Al_2O_3 і P. Крім того, в залежності від руди, що замінюється, можна досягти кращого споживання твердого палива завдяки більш низькому коефіцієнту використання палива (ВПП).

2. Механічна обробка концентрату у вальцьовому пресі призводить до збільшення вмісту тонкодисперсної фракції, тобто фракції розміром $-0,045$ мм і $-0,010$ мм, що корисно для процесу огрудкування. З іншого боку, без попередньої обробки даний концентрат не має позитивного впливу на стадію огрудкування через низький вміст тонкодисперсної фракції.

3. Використання концентратів з більш високою питомою поверхнею призводить до збільшення продуктивності агломераційного процесу. Це пов'язано з кращою грануляційною поведінкою оброблених концентратів порівняно з необробленими, що призводить до кращої газопроникності шару шихти й відповідно до більшої швидкості спікання. Порівняно з базовим варіантом, в якому не додавали залізорудний концентрат, щільність шихти, а також вихід при спіканні (вища міцність агломерату) також сприяли підвищенню продуктивності.

4. Що стосується якості агломерату, то результати випробувань міцності агломерату показали збільшення індексу руйнування як наслідок використання гематитового концентрату замість австралійської агломераційної гематитової руди. Результати випробування міцності після низькотемпературного відновлення (RDI) відповідали мікроструктурній характеристиці агломератів. Варіант 3 з найвищою питомою поверхнею (п'ятикратна обробка концентрату у вальцьовому пресі) показав кращі

результати, ніж варіант 1 з найнижчою питомою поверхнею (необроблений концентрат).

ЛІТЕРАТУРНІ ДЖЕРЕЛА

1. Теоретические основы производства окучкованного сырья. Д.А. Ковалёв, Н.Д. Ванюкова, В.П. Иващенко и др. Днепропетровск: ИМА-пресс, 2011. – 476 с.
2. Білецький В.С., Смирнов В.О. Технологія збагачення корисних копалин. Донецьк: Східний видавничий дім, 2009. – 272 с.
3. Петрушов С.Н. Сырьевая база и подготовка материалов к металлургическому переделу. Алчевск: ДонГТУ. 2009. – 238 с.
4. Петрушов С.Н. Современный агломерационный процесс: Монография. Алчевск: ДонГТУ, 2006. – 360 с.
5. Бережний М.М., Мовчан В.П. Збагачення та окускування сировини. Дніпропетровськ: Пороги, 2002. – 365 с.
6. Lu L, Ishiyama O. Iron ore sintering. In: Lu L, editor. Iron ore: mineralogy, processing and environmental sustainability. 1st ed. Elsevier Ltd; 2015. p. 395–433.
7. Naito M, Takeda K, Matsui Y. Ironmaking technology for the last 100 years: deployment to advanced technologies from introduction of technological know-how, and evolution to next-generation process. ISIJ Int 2015;55(1):7–35.
8. Abazapoor A, Halali M, Hejazi R, Saghaein M. HPGR effect on the particle size and shape of iron ore pellet feed using response surface methodology. Min Process Extr Metall 2018;127:40–8.
9. Jian P, Zhu D, Pimenta HP, Xian-Lin Z, Liin W. Improving granulating and sintering performance by pretreating 4994 j m a t e r r e s t e c h n o l . 2 0 1 9;8(5):4985–4994 specularite concentrates through mechanical activation. ISIJ Int 2013;53(12):2013–7.
10. Dutra FC, Vieira MB, Pimenta HP. Development of minipellets for use in sintering. In: Associação Brasileira de Metalurgia, Materiais e Mineração – ABM, organizer. Proceedings of the 6th International Congress on the Science and Technology of Ironmaking-ICSTI. 2012. p. 12.

11. Pan J, Shi B, Zhu D, Mo Y. Improving sintering performance of specularite concentrates by pre-briquetting process. *ISIJ Int* 2016;56(5):777–85.
12. Pereira HC. Produção de sinter com pellet screenings e pellet feed com emprego de granulaco intensiva [Doctoral thesis]. Belo Horizonte: Federal University of Minas Gerais; 2015.
13. Hsieh L. Effect of iron ore concentrate on sintering properties. *ISIJ Int* 2017;57(11):1937–46.
14. Arvaniti EC, Jurenger MCG, Bernal SA, Duchesne J, Courad L, Leroy S, et al. Determination of particle size, surface area, and shape of supplementary cementitious materials by different techniques. *Mater Struct* 2014;48(11):3678–701.
15. Mao H, Zhang R, LV X, Bai C, Huang X. Effect of surface properties of iron ores on their granulation behaviour. *ISIJ Int* 2013;53(9):1491–6.
16. Ribeiro MR, Pimenta HP. Desenvolvimento de misturas de sinterizaco de elevado desempenho com ênfase na escolha do calcrio e do combustvel slido. In: Associao Brasileira de Metalurgia, Materiais e Mineraco – ABM, organizer. Proceedings of the 40^o Seminrio de Reduco de Minrio de Ferro e Matrias-primas. 2010. p. 763–73.
17. Sakamoto N, Noda H, Ichikawa K, Sato H, Kawata H. A commercial production test of iron ore sinter using high amounts of pisolite ores and quality evaluation of the sinter products. *ISIJ Int* 1997;37(11):1066–71.
18. Caporali L, Pinheiro P, Ottoni R, Vieira MBH. Iron ore microstructure-properties-performance relationship in sintering process. In: ISS, organizer. Proceedings of the 2nd International Congress on the Science and Technology of Ironmaking – 2nd ICSTI. 1998. p. 123–35.
19. Yang C, Zhu D, Shi B, Pan J, Lu L, Li X, Mao Y. Comparison of sintering performance of typical specular hematite ores with distinct size distributions. *J Iron Steel Res Int* 2017; 24:1007–15.
20. Jeon J, Kim S, Suh I, Jung S. Assimilation behaviour of quasi-particles comprising alumina pisolitic ore. *ISIJ Int* 2014;54(12):2713–20.