

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
ОФЛЮСОВАНИХ ЗАЛІЗОРУДНИХ ОКАТИШІВ ПРОДУКТИВНІСТЮ
5,6 млн. т/рік ІЗ ЗАСТОСУВАННЯМ ЗАХОДІВ, СПРЯМОВАНИХ НА
ПІДВИЩЕННЯ ЕКСПЛУАТАЦІЙНОЇ СТІЙКОСТІ КОЛОСНИКІВ
ВИПАЛЮВАЛЬНОЇ МАШИНИ»**

Виконав:
студент групи МТ-22-1ск _____ Данило ОВСЄЄНКО

Керівник випускної роботи _____ Тетяна ЯРОШ

Нормоконтролер _____ Тетяна ЯРОШ

Завідувач кафедри _____ Сергій САВЕЛЬЄВ

Кривий Ріг
2025 р.

КРИВОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Факультет: гірничо-металургійний

Кафедра металургії чорних металів і ливарного виробництва

Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр

Спеціальність: 136 Металургія

Затверджую

Зав. кафедрою _____

« ____ » _____ 20 ____ р

ЗАВДАННЯ

на випускню атестаційну роботу бакалавра

Овсєєнко Данило Сергійович

1. Тема роботи: Розробка технології виробництва офлюсованих залізорудних окатишів продуктивністю 5,6 млн. т/рік із застосуванням заходів, спрямованих на підвищення експлуатаційної стійкості колосників випалювальної машини _____

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

затверджено наказом по КНУ від «__04__» _____ 03 _____ 2025 р. №__150с__

2. Строк подання роботи студентом «__01__» _____ 06 _____ 2025 р.

3. Вихідні дані до роботи: хімічний склад компонентів шихти; вихід повернення після операції просівання сирих окатишів 5,5%; вихід відсіву (повернення) випалених окатишів – 1%; питома витрата постелі – 200 кг/т; Механічні втрати компонентів шихти в процесі виробництва окускованого матеріалу – 1,9% _____

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

1. Розрахунок шихти та хімічного складу окатишів _____

2. Розрахунок технологічної схеми виробництва окатишів _____

3. Вибір і розрахунок основного технологічного обладнання _____

4. Підвищення експлуатаційної стійкості колосників випалювальної машини _____

5. Перелік графічного матеріалу

Зовнішній вид випалювального візка. Відбраковані колосники. Тріщиноутворення зі зламом замкової частини та короблення колосника. Корозійне руйнування або локальна міжкристалічна корозія. Хімічний склад сталі 40X24H12СЛ і оптимальні параметри термообробки. Удосконалення конфігурації колосника випалювальної машини. Дані вимірювання температур під час проведення досліджень.

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	Розрахунок шихти та хімічного складу окатишів	01.02-10.02.2025
3	Розрахунок технологічної схеми виробництва окатишів	10.02-25.05.2025
4	Розрахунок основного технологічного обладнання	26.02-10.03.2025
5	Розрахунок годинної продуктивності цеху з виробництва окатишів	11.03-10.04.2025
6	Дослідження процесів дефектоутворення при експлуатації колосників випалювальної машини	11.04-30.04.2025
7	Пропозиції щодо технології отримання литих колосників із сталі 40Х24Н12СЛ з підвищеним ресурсом	01.05-20.05.2025
8	Виконання креслення та підготовка презентації	21.05-31.05.2025
9	Оформлення роботи та перевірка на плагіат	01.06-15.06.2025
10	Захист кваліфікаційної роботи	23.06.2025

Дата видачі завдання « 20 » 01 2025 р.

Здобувач вищої освіти _____ Данило ОВСЄНКО
(підпис)

Керівник випускної кваліфікаційної роботи _____ Тетяна ЯРОШ
(підпис)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до випускної кваліфікаційної роботи на тему «Розробка технології виробництва офлюсованих залізорудних окатишів продуктивністю 5,6 млн. т/рік із застосуванням заходів, спрямованих на підвищення експлуатаційної стійкості колосників випалювальної машини»: 51 стор., 10 табл., 12 рис., 24 джерела.

Об'єкт дослідження: випалювальна конвеєрна машина для термообробки залізорудних окатишів.

Предмет дослідження: заходи підвищення експлуатаційної стійкості колосників випалювальної машини.

Результати роботи: проаналізовано причини дефектоутворення при експлуатації колосників випалювальної машини та з'ясовано, що основними видами дефектів є: короблення (21,3%), тріщиноутворення (13,2%) та локальна міжкристалітна корозія (65,5%). Запропоновано технологію отримання литих колосників із сталі 40Х24Н12СЛ з підвищеним ресурсом роботи, що можна досягти за рахунок «стабілізації структури» колосника.

З метою підвищення надійності та довговічності роботи колосника випалювальної машини розглянуто варіант удосконалення його конфігурації шляхом зменшення площі поперечних перерізів тіла колосника в межах довжини донної частини від осьового перетину до периферії.

ВИПАЛЮВАЛЬНА МАШИНА, КОЛОСНИК, ЕКСПЛУАТАЦІЙНА СТІЙКІСТЬ, КОРОБЛЕННЯ, ТРІЩИНОУТВОРЕННЯ, МІЖКРИСТАЛІТНА КОРОЗІЯ

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.Р			
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата				
Розробив	Овсєєнко				РЕФЕРАТ	Літ.	Аркуш	Аркушів
Перевірив	Ярош						1	1
Рецензент						Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1ск		
Н. контр.	Ярош							
Затвердив	Савельєв							

№ справи	Формат	Обозначение	Наименование	Кол. листів	№ зж.	Примечание
1						
2	A4	КНУ.РБ.136.25.150с-07.ПЗ	Пояснювальна записка	51		
3						
4			Графічна частина			
5			(Презентація)			
6	A4	КНУ.РБ.136.25.150с-07.01	Зовнішній вид випалювального			
7			візка	1		
8	A4	КНУ.РБ.136.25.150с-07.02	Відбраковані колосники	1		
9	A4	КНУ.РБ.136.25.150с-07.03	Тріщиноутворення зі зламом	1		
10			замкової частини та			
11			короблення колосника	1		
12	A4	КНУ.РБ.136.25.150с-07.04	Корозійне руйнування або			
13			локальна міжкристалічна корозія	1		
14	A4	КНУ.РБ.136.25.150с-07.05	Хімічний склад сталі 40Х24Н12С/І	1		
15	A4	КНУ.РБ.136.25.150с-07.06	Удосконалення конфігурації колосника			
16			випалювальної машини	1		
17	A4	КНУ.РБ.136.25.150с-07.07	Дані вимірювання температур під			
18			час проведення досліджень	1		
19						
20						
21						
22						
23						
24						
Копіював Формат А4 КНУ.РБ.136.25.150с-07.В0 Відомість об'єму матеріалів кваліфікаційної роботи Чертеж общего вида Лит. р Лист 1 Листов 1 кафедра МЧМ/В група МТ-22-1с						

Копировал

Формат А4

ЗМІСТ

	Стор.
РЕФЕРАТ.....	4
ВІДОМІСТЬ МАТЕРІАЛІВ.....	5
ВСТУП.....	7
1 РОЗРАХУНОК ШИХТИ ТА ХІМІЧНОГО СКЛАДУ ОКАТИШІВ.....	9
1.1 Розрахунок питомих витрат компонентів шихти.....	9
2 РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ВИРОБНИЦТВА ОКАТИШІВ.....	17
3 ВИБІР І РОЗРАХУНОК ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ.....	22
3.1 Розрахунок годинної продуктивності цеху з виробництва окатишів...	22
3.2 Розрахунок годинної потреби в компонентах шихти.....	22
3.3 Розрахунок необхідної кількості витратних бункерів для компонентів шихти.....	23
3.4 Вибір і розрахунок кількості дробарок і млинів для підготовки за крупністю флюсів і бентонітової глини.....	24
3.5 Вибір і розрахунок обладнання для термообробки сирих окатишів...	25
3.6 Вибір і розрахунок кількості огрудкувачів для отримання сирих окатишів.....	26
3.7 Зведені дані по проекту цеху з виробництва окатишів.....	28
4 ПІДВИЩЕННЯ ЕКСПЛУАТАЦІЙНОЇ СТІЙКОСТІ КОЛОСНИКІВ ВИПАЛЮВАЛЬНОЇ МАШИНИ.....	31
4.1 Дослідження процесів дефектоутворення при експлуатації колосників випалювальної машини.....	31
4.2 Пропозиції щодо технології отримання литих колосників із сталі 40Х24Н12СЛ з підвищеним ресурсом.....	37
4.3 Удосконалення колосника випалювальної машини.....	40
ВИСНОВКИ.....	46
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	49

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.3				
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	ЗМІСТ	Літ.	Аркуш	Аркушів	
Розробив	Овсєнко								
Перевірив	Ярош						1	1	
Рецензент						Кафедра МЧМЛВ			
Н. контр.	Ярош					гр. МТ-22-1ск			
Затвердив	Савельєв								

ВСТУП

На сьогоднішній день вітчизняні гірничо-металургійні підприємства, у виробничій лінії яких застосовуються випалювальні машини, перебувають у постійній ринковій конкуренції. В умовах зростаючого обсягу світового виробництва та високої цінової конкуренції необхідно застосовувати технології, що дозволяють скорочувати витрати на виробництва та збільшувати прибуток.

Підвищені витрати на виробництва багато в чому зумовлені низькою стійкістю колосників, які працюють при підвищених температурах для забезпечення необхідної продуктивності. Підвищення температури та швидкості термоцикування знижують експлуатаційні властивості випалювальних машин, що загалом знижує техніко-економічні показники виробництва даного металургійного переділу. При цьому рентабельність від збільшення продуктивності шляхом посилення умов експлуатації випалювальних машин є значно вищою за додаткові витрати на їх обслуговування та ремонти, що зумовлює сьогоднішній тренд на нарощування обсягів виробництва підприємствами галузі.

Одна з найвидатковіших статей амортизації випалювальних машин – колосники випалювальних візків, які приймають на себе основне теплове навантаження. Також при виході з ладу колосників відбуваються простой обладнання, необхідні для заміни візків і подальшого ремонту колосникового поля.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.ВС						
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата							
Розробив		Овсєєнко			ВСТУП			Літ.	Аркуш	Аркушів	
Перевірив		Ярош								1	2
Рецензент								Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1ск			
Н. контр.		Ярош									
Затвердив		Савельєв									

Підвищення експлуатаційного ресурсу колосників є основним напрямом на шляху зниження собівартості високотемпературно-зміцнених окислених окатишів і збільшення коефіцієнта використання випалювальних машин. Саме з цієї причини вітчизняні підприємства ведуть безперервні пошуки нових матеріалів та постачальників.

У недавньому минулому на вітчизняних обпалювальних машинах найбільш масово застосовувалися колосники із сталі 40Х24Н12СЛ, що виготовлялися за ГОСТ 977-88. Колосники цієї марки сталі мали достатній експлуатаційний ресурс і прийнятну вартість, тому до недавнього часу були однією з основних альтернатив зарубіжним аналогам з чавуну та сталі.

Однак, у зв'язку з умовами експлуатації, що змінилися (змінення температурного режиму обробки окатишів у бік високих температур, змінення якості обпалюваного матеріалу та ін.) експлуатаційний ресурс вітчизняних колосників зі сталі 40Х24Н12СЛ різко знизився. За останні роки це призвело до відмови від застосування вітчизняних колосників частиною підприємств на користь зарубіжних аналогів або більш дешевих вітчизняних альтернатив (таких як чавун ЧХ32), де це є технологічно можливим. При цьому, закордонні аналоги, що мають більш високий експлуатаційний ресурс, мають і більшу вартість. Тому розробка заходів, спрямованих на підвищення експлуатаційної стійкості колосників випалювальної машини, є важливим практичним завданням.

						Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2

1 РОЗРАХУНОК ШИХТИ ТА ХІМІЧНОГО СКЛАДУ ОКАТИШІВ

1.1 Розрахунок питомих витрат компонентів шихти

Хімічний склад компонентів шихти приведений у табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Хімічний склад компонентів шихти Центрального гірничо-збагачувального комбінату

Матеріали	Вміст компонентів, %						
	Fe _{заг}	S _{заг}	P	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Залізорудний концентрат	67,9	0,044	0,004	28,7	65,111	5,5	0,03
Вапняк	0,34	0,056	0,046	0,18	0,286	1,02	0,21
Бентоніт	3,81	0,074	0,106	0	5,443	61,43	13,8

Продовження табл. 1.1

Вміст компонентів, %						
CaO	MgO	P ₂ O ₅	SO ₃	Інші	ВПП	Σоксидів
0,05	0,12	0,009	0,11	0,140	0,23	100,00
52,44	1,8	0,105	0,14	0,529	43,29	100,00
4,32	3,61	0,243	0,185	3,939	7,03	100,00

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.01.РШХСО		
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата			
Розробив	Овсєнко				РОЗРАХУНОК ШИХТИ ТА ХІМІЧНОГО СКЛАДУ ОКАТИШІВ		
Перевірив	Ярош						
Рецензент							
Н. контр.	Ярош						
Затвердив	Савельєв						
					Літ.	Аркуш	Аркушів
						1.1	8
					Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1ск		

Рівняння матеріального балансу:

$$G_k = P \cdot K_p + \Phi \cdot K_\phi + B \cdot K_\delta \pm O_2 \quad (1.1)$$

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.;

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

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

$$K^0 = 0,01(100 - \eta_S \cdot S_{заг}^0 - C_G^0 - \eta_{ВПП} \cdot ВПП^0 - MnO_2^0 \cdot \frac{16}{87}), \text{ част.од.}, \quad (1.2)$$

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

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

$$K_p^0 = 0,01(100 - 0,68 \cdot 0,044 - 0,23) = 0,9974.$$

$$K_\phi^0 = 0,01(100 - 0,68 \cdot 0,056 - 43,29) = 0,5667.$$

$$K_\delta^0 = 0,01(100 - 0,68 \cdot 0,074 - 7,03) = 0,9292.$$

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

$$O_2^0 = \frac{1}{9} \left(\frac{P \cdot FeO_p^0}{100} + \frac{\Phi \cdot FeO_\phi^0}{100} + \frac{П \cdot FeO_{II}^0}{100} + \frac{B \cdot FeO_B^0}{100} - FeO_{a(0)}^0 \right), \text{ кг/т}, \quad (1.3)$$

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.01.РШХСО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.2

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

$$O_2^0 = \frac{1}{9} \left(\frac{P_{\Sigma} \cdot 28,7}{100} + \frac{\Phi_{\Sigma} \cdot 0,18}{100} + \frac{B_{\Sigma} \cdot 0}{100} - 1,4 \right) =$$

$$= 0,0319 P_{\Sigma} + 0,0002 \Phi_{\Sigma} - 0,1556. \quad (1.4)$$

Складаємо рівняння матеріального балансу:

$$1000 = 0,9974 P_{\Sigma} + 0,5667 \Phi_{\Sigma} + 0,9292 B_{\Sigma} + 0,0319 P_{\Sigma} + 0,0002 \Phi_{\Sigma} - 0,1556;$$

$$1000,1556 = 1,0293 P_{\Sigma} + 0,5669 \Phi_{\Sigma} + 0,9292 B_{\Sigma}.$$

Рівняння основності:

$$m_{a(0)} = \frac{P_{\Sigma} \cdot (CaO_{P_{\Sigma}}^0 + MgO_{P_{\Sigma}}^0) + \Phi_{\Sigma} \cdot (CaO_{\Phi_{\Sigma}}^0 + MgO_{\Phi_{\Sigma}}^0) + \Pi_{\Sigma} \cdot (CaO_{\Pi_{\Sigma}}^0 + MgO_{\Pi_{\Sigma}}^0) + B_{\Sigma} \cdot (CaO_{B_{\Sigma}}^0 + MgO_{B_{\Sigma}}^0)}{P_{\Sigma} \cdot (SiO_{2P_{\Sigma}}^0 + Al_2O_{3P_{\Sigma}}^0) + \Phi_{\Sigma} \cdot (SiO_{2\Phi_{\Sigma}}^0 + Al_2O_{3\Phi_{\Sigma}}^0) + \Pi_{\Sigma} \cdot (SiO_{2\Pi_{\Sigma}}^0 + Al_2O_{3\Pi_{\Sigma}}^0) + B_{\Sigma} \cdot (SiO_{2B_{\Sigma}}^0 + Al_2O_{3B_{\Sigma}}^0)}, \quad (1.5)$$

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

m_0 – основність окатишів, част.од.

$$0,75 = \frac{0,17 P_{\Sigma} + 54,24 \Phi_{\Sigma} + 7,93 B_{\Sigma}}{5,53 P_{\Sigma} + 1,23 \Phi_{\Sigma} + 75,23 B_{\Sigma}},$$

$$3,9775 P_{\Sigma} - 53,3175 \Phi_{\Sigma} + 48,4925 B_{\Sigma} = 0.$$

У результаті отримуємо систему двох рівнянь (матеріального балансу й основності):

$$1000,1556 = 1,0293 P_{\Sigma} + 0,5669 \Phi_{\Sigma} + 0,9292 B_{\Sigma}.$$

$$\begin{cases} 1000,1556 = 1,0293 P_{\Sigma} + 0,5669 \Phi_{\Sigma} + 0,9292 B_{\Sigma} \\ 3,9775 P_{\Sigma} - 53,3175 \Phi_{\Sigma} + 48,4925 B_{\Sigma} = 0 \end{cases}.$$

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.01.РШХСО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		1.3

Питома витрата бентонітової глини $B_{\Sigma} = 8,5$ кг/т.

$$\begin{cases} 1,0293 P_{\Sigma} + 0,5669 \Phi_{\Sigma} = 992,2574 \\ 53,3175 \Phi_{\Sigma} - 3,9775 P_{\Sigma} = 412,1863 \end{cases}$$

Питомі витрати рудної, флюсової та бентонітової складової суміші (суха маса):

$$P_{\Sigma} = 921,877 \text{ кг/т.}$$

$$\Phi_{\Sigma} = 76,470 \text{ кг/т.}$$

$$B_{\Sigma} = 8,5 \text{ кг/т.}$$

Всього сухої шихти – 1006,847 кг/т.

1.2 Розрахунок хімічного складу окатишів

Маса внесених у шихту елементів й оксидів:

$$Fe_{\text{заг}} = 921,877 \cdot 0,679 + 76,470 \cdot 0,0034 + 8,5 \cdot 0,0381 = 626,538 \text{ кг.}$$

$$S_{\text{заг}} = 921,877 \cdot 0,00044 + 76,470 \cdot 0,00056 + 8,5 \cdot 0,00074 = 0,455 \text{ кг.}$$

$$FeO = 921,877 \cdot 0,287 + 76,470 \cdot 0,0018 = 264,716 \text{ кг.}$$

$$Fe_2O_3 = 921,877 \cdot 0,65111 + 76,470 \cdot 0,00286 + 8,5 \cdot 0,05443 = 600,924 \text{ кг.}$$

$$SiO_2 = 921,877 \cdot 0,055 + 76,470 \cdot 0,0102 + 8,5 \cdot 0,6143 = 56,705 \text{ кг.}$$

$$Al_2O_3 = 921,877 \cdot 0,0003 + 76,470 \cdot 0,0021 + 8,5 \cdot 0,138 = 1,610 \text{ кг.}$$

$$CaO = 921,877 \cdot 0,0005 + 76,470 \cdot 0,5244 + 8,5 \cdot 0,0432 = 40,929 \text{ кг.}$$

$$MgO = 921,877 \cdot 0,0012 + 76,470 \cdot 0,0180 + 8,5 \cdot 0,0361 = 2,790 \text{ кг.}$$

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.01.РШХСО	Аркуш
						1.4
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

$$P_2O_5 = 921,877 \cdot 0,00009 + 76,470 \cdot 0,00105 + 8,5 \cdot 0,00243 = 0,184 \text{ кг.}$$

$$SO_3 = 921,877 \cdot 0,0011 + 76,470 \cdot 0,0014 + 8,5 \cdot 0,00185 = 0,828 \text{ кг.}$$

$$\text{Інші} = 921,877 \cdot 0,0014 + 76,470 \cdot 0,00529 + 8,5 \cdot 0,03939 = 2,030 \text{ кг.}$$

$$\text{ВПП} = 921,877 \cdot 0,0023 + 76,470 \cdot 0,4329 + 8,5 \cdot 0,0703 = 35,822 \text{ кг.}$$

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:

$$Fe_{зага(o)} = \frac{P_{\Sigma} \cdot Fe_{P_{\Sigma}}^0 + \Phi_{\Sigma} \cdot Fe_{\Phi_{\Sigma}}^0 + \Pi_{\Sigma} \cdot Fe_{\Pi_{\Sigma}}^0 + Б_{\Sigma} \cdot Fe_{Б_{\Sigma}}^0}{G_{a(o)}}, \% \quad (1.6)$$

$$SiO_{2a(o)} = \frac{P_{\Sigma} \cdot SiO_{2P_{\Sigma}}^0 + \Phi_{\Sigma} \cdot SiO_{2\Phi_{\Sigma}}^0 + \Pi_{\Sigma} \cdot SiO_{2\Pi_{\Sigma}}^0 + Б_{\Sigma} \cdot SiO_{2Б_{\Sigma}}^0}{G_{a(o)}}, \% \quad (1.7)$$

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

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

$$G_{FeO} = G_{FeO_{ш}} - G_{FeO_{a(o)}}, \text{ кг/т аглом. (окат.)}; \quad (1.8)$$

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

$$G_{FeO} = 1000 \cdot 0,014 - 264,717 = -250,717 \text{ кг.}$$

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.01.РШХСО	Аркуш
						1.5
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

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

$$G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \frac{G_{\text{FeO}} \cdot 160}{144}, \quad (1.9)$$

$$G_{\text{Fe}_2\text{O}_3} = \frac{250,717 \cdot 160}{144} = 278,574 \text{ кг.}$$

У процесі термообробки офлюсованих окатишів видаляється 50-80% (прийнято 68%) 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.

Результати проведених розрахунків заносяться в балансову таблицю 1.2.

Після проведення всіх розрахунків складається таблиця розрахованого хімічного складу окатишів (табл. 1.3).

Таблиця 1.3 – Хімічний склад окатишів

Компоненти	$\text{Fe}_{\text{заг}}$	$\text{S}_{\text{заг}}$	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO
Вміст, %	62,78	0,015	1,40	88,13	5,68	0,16	4,10

Продовження табл. 1.3

Компоненти	MgO	P_2O_5	SO_3	Інші	ВПП	Σ оксидів
Вміст, %	0,28	0,018	0,027	0,203	0	100,00

Перевіряється основність розрахованих окатишів:

$$\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} = \frac{4,10 + 0,28}{5,68 + 0,16} = 0,75 \text{ част. од.}$$

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.01.РШХСО	Аркуш
						1.6
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Таблиця 1.2 – 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
Залізорудний концентрат	67,9	625,954	0,044	0,406	28,7	264,579	65,111	600,243	5,5	50,703	0,03	0,277
Вапняк	0,34	0,26	0,056	0,043	0,18	0,138	0,286	0,218	1,02	0,780	0,21	0,161
Бентоніт	3,81	0,324	0,074	0,006	0	0	5,443	0,463	61,43	5,222	13,8	1,173
Всього шихти	62,247	626,538	0,045	0,455	26,3	264,717	59,702	600,924	5,634	56,705	0,16	1,610
Приріст (+) втрата (-) маси				-0,309		-250,717		+278,574				
Окатиші	62,78	626,538	0,015	0,146	1,40	14,000	88,13	879,498	5,68	56,705	0,16	1,610

Продовження табл. 1.2

Вміст компонентів, %												Витрата сухих шихтових матеріалів, кг/т
CaO		MgO		P ₂ O ₅		SO ₃		Інші		ВПП		
%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	
0,05	0,461	0,12	1,106	0,009	0,083	0,11	0,765	0,14	1,291	0,23	2,120	921,628
52,44	40,101	1,8	1,377	0,105	0,080	0,14	0,061	0,529	0,405	43,29	33,104	76,424
4,32	0,367	3,61	0,307	0,243	0,021	0,185	0,002	3,939	0,335	7,03	0,598	8,486
4,07	40,929	0,28	2,790	0,018	0,184	0,082	0,828	0,202	2,030	3,559	35,822	1006,538
							-0,563				-35,822	
4,10	40,929	0,28	2,790	0,018	0,184	0,027	0,265	0,203	2,030	0	0	998,011

2 РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ВИРОБНИЦТВА ОКАТИШІВ

Вихідні данні для розрахунку шихти:

1) Питомі витрати вихідних компонентів шихти (кг/т), їх вологості (%) та крупність (мм) (табл. 2.1).

Таблиця 2.1 – Питомі витрати вихідних компонентів шихти, їх вологість та крупність

Компоненти шихти	Питомі витрати $M_{\text{сух.}}$, кг/т окатишів	Вміст вологи, %	Крупність, мм
Залізорудний концентрат	921,628	10,2	-0,074
Вапняк	76,424	4,7	-100
Бентоніт	8,486	26,4	-130

2) Вихід повернення після операції просівання сирих окатишів 5,5%.

3) Оптимальна вологість шихти в процесі змішування і огрудкування ($W_{\text{сир. ок.}} = 9,0-9,5\%$).

4) Вихід відсіву (повернення) випалених окатишів – 1%.

5) Питома витрата постелі – 200 кг/т.

6) Механічні втрати компонентів шихти в процесі виробництва окускованого матеріалу – 1,9%.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.02.РТСВО								
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата									
Розробив		Овсєнко			РОЗРАХУНОК ТЕХНОЛОГІЧНОЇ СХЕМИ ВИРОБНИЦТВА ОКАТИШІВ				Літ.	Аркуш	Аркушів		
Перевірив		Ярош									2.1	5	
Рецензент									Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1ск				
Н. контр.		Ярош											
Затвердив		Савельєв											

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

$$M_{\text{вол.}} = \frac{M_{\text{сух.}} \cdot 10^4}{(100 - W)(100 - \text{Втр.})}, \quad (2.1)$$

де W – вміст води в матеріалі, %;

Втр. – механічні втрати компонентів шихти, %.

Маса залізорудного концентрату:

$$M_{\text{з.к.}} = \frac{921,628 \cdot 10^4}{(100 - 10,2)(100 - 1,9)} = 1046,19 \text{ кг.}$$

Маса вапняку:

$$M_{\text{в.}} = \frac{76,424 \cdot 10^4}{(100 - 4,7)(100 - 1,9)} = 81,75 \text{ кг.}$$

Маса бентоніту:

$$M_{\text{б.}} = \frac{8,486 \cdot 10^4}{(100 - 26,4)(100 - 1,9)} = 11,75 \text{ кг.}$$

Визначаємо масу вапняку після подрібнення та часткового підсушування до вологості 2,5%:

$$M_{\text{в.подр.}} = M_{\text{в.}} - M_{\text{в.}} \cdot (W_{\text{в.}} - W_{\text{в.подр.}})/100. \quad (2.2)$$

$$M_{\text{в.подр.}} = 81,75 - 81,75 \cdot \frac{4,7 - 2,5}{100} = 79,95 \text{ кг.}$$

Визначаємо масу бентоніту після його підсушування до вологості 12%:

$$M_{\text{б.підс.}} = M_{\text{б.}} - M_{\text{б.}} \cdot (W_{\text{б.}} - W_{\text{б.підс.}})/100. \quad (2.3)$$

$$M_{\text{б.підс.}} = 11,75 - 11,75 \cdot \frac{26,4 - 12}{100} = 10,06 \text{ кг.}$$

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.02.РТСВО	Аркуш
						2.2
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

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

$$M_{\text{б.подр.}} = 10,06 - 10,06 \cdot \frac{12-4}{100} = 9,26 \text{ кг.}$$

Визначаємо масу сухого відсіву за формулою:

$$M_{\text{відс.}} = \frac{M_{\text{ок}} \cdot \text{Відсів}}{100}, \quad (2.4)$$

де $M_{\text{ок}}$ – маса випалених окатишів, кг; Відсів – вихід відсівання, %.

$$M_{\text{відс.}} = \frac{1000 \cdot 1}{100} = 10 \text{ кг.}$$

Маса компонентів шихти з урахуванням відсіву:

$$M_{\text{вих.}} = 1046,19 + 79,95 + 9,26 + 10 = 1145,40 \text{ кг.}$$

Визначаємо середньозважену вологість компонентів шихти за формулою

$$W_{\text{сер.}} = W_1 \cdot \frac{m_1}{\sum m_i} + W_2 \cdot \frac{m_2}{\sum m_i} + W_3 \cdot \frac{m_3}{\sum m_i} + \dots + W_i \cdot \frac{m_i}{\sum m_i}, \quad (2.5)$$

де $m_1, m_2, m_3, \dots, m_i$ – маса першого, другого, третього, ..., i -го компонентів суміші, кг;

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

$$W_{\text{сер.}} = 10,2 \frac{1046,19}{1145,40} + 2,5 \frac{79,95}{1145,40} + 4 \frac{9,26}{1145,40} + 0 \frac{10}{1145,40} = 9,52 \text{ \%}.$$

Масу шихти, що подається на огрудкування, визначають з урахуванням маси повернення сирих окатишів, що виділяється при укладанні сирих окатишів на випалювальну машину:

$$M_{\text{ш.огр.}} = M_{\text{вих.}} \left(1 + \frac{B_{\text{с.ок.}}}{100} \right), \quad (2.6)$$

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.02.РТСВО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2.3

де $V_{с.ок.}$ – вихід оборотного продукту при завантаженні сирих окатишів на випалювальну машину (% від маси).

$$M_{ш.огр.} = 1145,40 \left(1 + \frac{5,5}{100} \right) = 1208,40 \text{ кг.}$$

Визначимо масу випалених окатишів при сході з випалювальної машини з урахуванням відсіву та постелі:

$$C_{п} = 1000 + M_{відс.} + \text{Пост}, \quad (2.7)$$

де Пост – питома витрата постелі на виробництво окатишів, кг/т.

$$C_{п} = 1000 + 10 + 200 = 1210 \text{ кг.}$$

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.02.РТСВО	Аркуш
						2.4
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

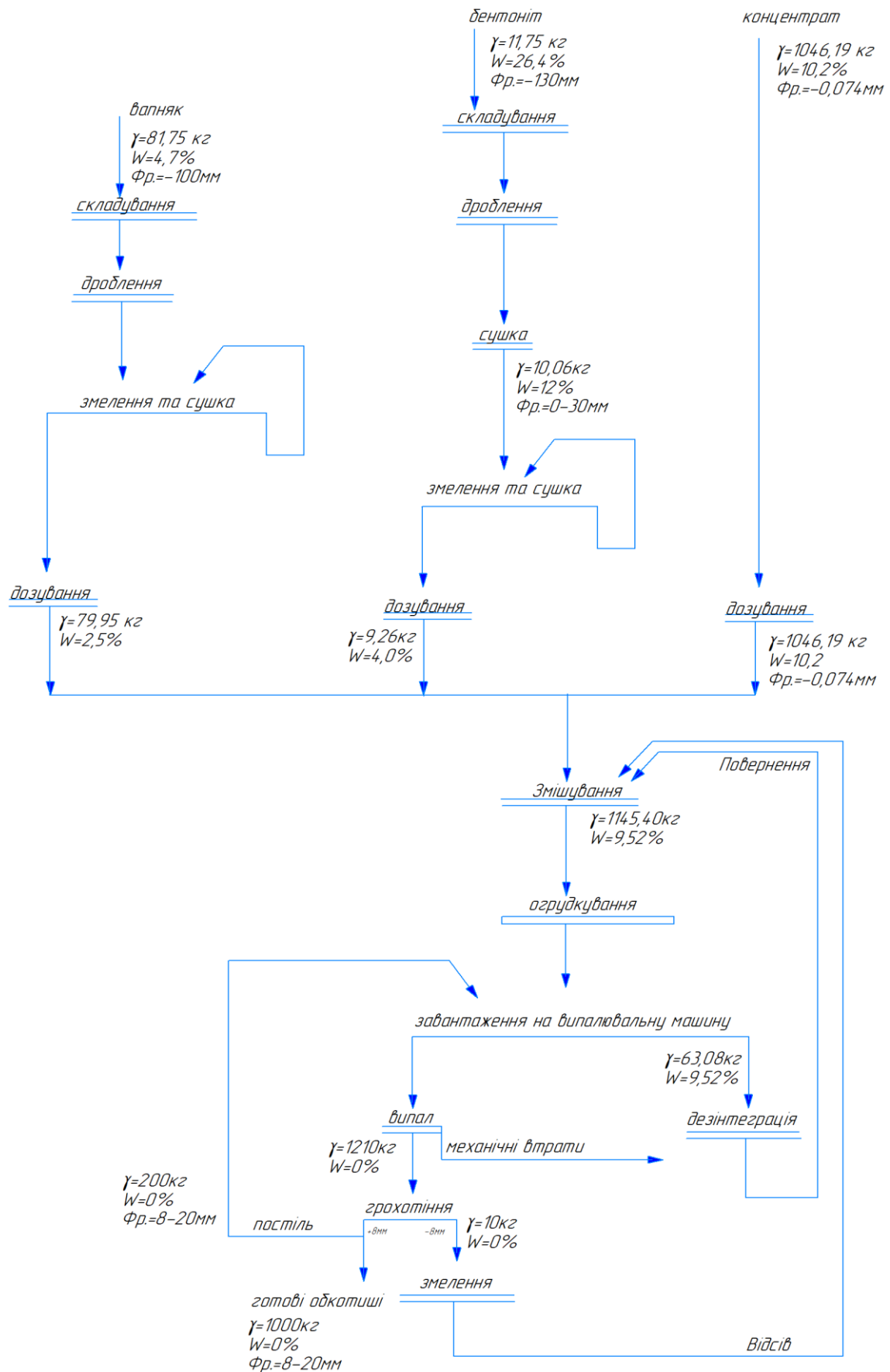


Рисунок 2.1 – Технологічна схема виробництва окатишів

3 ВИБІР І РОЗРАХУНОК ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ

3.1 Розрахунок годинної продуктивності цеху з виробництва окатишів

$$P_o = \frac{G}{\eta \cdot 365 \cdot 24}, \quad (3.1)$$

де G – річне виробництво окатишів, т/рік;

P_o – годинне 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.

$$P_o = \frac{5600000}{0,85 \cdot 365 \cdot 24} = 752,08 \text{ т/год.}$$

3.2 Розрахунок годинної потреби в компонентах шихти

Розрахунок проводиться виходячи з питомої витрати (на 1 т окатишів) кожного з компонентів шихти початкової вологості, визначеної в розрахунку шихти (розд. 2).

$$P_{з.к.} = P_a(o) \cdot X_{з.к.}, \text{ т/год,} \quad (3.2)$$

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

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

$$P_{з.к.} = 752,08 \cdot 1,04619 = 786,82 \text{ т/год.}$$

$$P_{в.} = 752,08 \cdot 0,08175 = 61,48 \text{ т/год.}$$

$$P_{б.} = 752,08 \cdot 0,01175 = 8,84 \text{ т/год.}$$

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.03.ВРОТО		
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата			
Розробив	Овсєєнко				ВИБІР І РОЗРАХУНОК ОСНОВНОГО ТЕХНОЛОГІЧНОГО ОБЛАДНАННЯ	Літ.	Аркуш
Перевірив	Ярош						Аркушів
Рецензент							
Н. контр.	Ярош					3.1	9
Затвердив	Савельєв					Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1ск	

3.3 Розрахунок необхідної кількості витратних бункерів для компонентів шихти

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

$$n_{з.к.} = \frac{P_{з.к.} \cdot \tau}{\gamma \cdot V_{б} \cdot 0,85}, \quad (3.3)$$

де $P_{з.к.}$ — годинна потреба в компоненті шихти (наприклад, концентрат) цехом, 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:

$$n_{з.к.} = \frac{786,82 \cdot 10}{2,23 \cdot 200 \cdot 0,85} = 20,8.$$

Приймаємо 22 бункера.

Кількість бункерів для вапняку:

$$n_{в.} = \frac{61,48 \cdot 10}{0,98 \cdot 200 \cdot 0,85} = 3,7.$$

Приймаємо 4 бункера.

Кількість бункерів для бентоніту:

$$n_{б.} = \frac{8,84 \cdot 10}{0,93 \cdot 200 \cdot 0,85} = 0,6.$$

Приймаємо 2 бункера.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.03.ВРОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3.2

3.4 Вибір і розрахунок кількості дробарок і млинів для підготовки за крупністю флюсів і бентонітової глини

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 флюсів, що мають крупність більше 10 мм, у виробництві окатишів застосовують молоткові дробарки типу ДМРИЭ-1450×1300 продуктивністю 250 т/год.

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

Кількість дробарок і млинів розраховується за формулами:

$$n = \frac{P_{\text{в.}}}{q}, \quad (3.4)$$

$$n = \frac{P_{\text{б.}}}{q}, \quad (3.5)$$

де $P_{\text{в.}}$, $P_{\text{б.}}$ – годинна потреба у, відповідно, вапняку та бентоніту, 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 вапняку:

$$n_{\text{др.в.}} = \frac{61,48}{250} = 0,25.$$

Приймаємо 2 дробарки.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.03.ВРОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3.3

Кількість молоткових дробарок для бентонітової глини:

$$n_{\text{др.б.}} = \frac{8,84}{150} = 0,06.$$

Приймаємо 2 молоткові дробарки.

Кількість кульових млинів для вапняку:

$$n_{\text{мл.ф.}} = \frac{61,48}{50} = 1,2.$$

Приймаємо 3 кульові млини.

Кількість кульових млинів для бентоніту:

$$n_{\text{мл.б.}} = \frac{8,84}{50} = 0,18.$$

Приймаємо 2 млини.

3.5 Вибір і розрахунок обладнання для термообробки сирих окатишів

Для термообробки сирих окатишів використовують випалювальні конвеєрні машини. Тип конвеєрної машини і їх кількість в цеху розраховують виходячи із заданого річного виробництва окатишів і питомої продуктивності машини на гарячу стрічку-годину з урахуванням того, що в цеху їх повинно бути не менше 2 і не більше 10.

Питома продуктивність випалювальних машин для термообробки окатишів залежить від питомих витрат флюсу і вуглецю в шихті. Кожні 10 кг флюсу, що вводиться на 1 т окатишів, знижують питому продуктивність машини на 0,83% або 0,0079 т/м²·год.

Виходячи з розрахованої питомої продуктивності машини для термообробки окатишів розраховується сумарна площа спікання (термообробки):

$$S_{\Sigma} = \frac{P_o}{q}, \text{ м}^2, \quad (3.6)$$

де P_o – годинне виробництво окатишів цехом, т/год;

q – питома продуктивність випалювальної машини, т/м²·год.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.03.ВРОТО	Аркуш
						3.4
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

При питомій витраті вапняку 81,75 кг/т окатишів питома продуктивність випалювальної машини становитиме

$$q = 0,8864 \text{ т/м}^2 \cdot \text{год.}$$

$$S_{\Sigma} = \frac{752,08}{0,8864} = 848,5 \text{ м}^2.$$

Для термообробки сирих окатишів вибираємо випалювальні конвеєрні машини з корисною площею 520 м².

Їхню кількість розраховуємо за формулою:

$$N_o = \frac{S_{\Sigma}}{S_m}, \quad (3.7)$$

де N_o – кількість машин;

S_m – корисна площа обраної машини, м².

Отриманий після розрахунку результат округляється в більшу сторону до цілої величини. Резерв кількості машин не передбачається.

$$N_o = \frac{848,5}{520} = 1,63.$$

Приймаємо 2 випалювальні машини.

Визначається годинна продуктивність випалювальної машини:

$$P_m = S_m \cdot q, \text{ т/год.}, \quad (3.8)$$

$$P_m = 520 \cdot 0,8864 = 460,9 \text{ т/год.}$$

3.6 Вибір і розрахунок кількості огрудкувачів для отримання сирих окатишів

Для отримання сирих окатишів обираємо чашеві (діаметром 7,5 м) огрудкувачі продуктивністю 100-120 т/год. придатного (8-18 мм) класу.

Кількість огрудкувачів для забезпечення годинного виробництва однією машиною розраховується:

$$n_{огр.} = \frac{P_m}{K \cdot P_{огр}}, \text{ шт.}, \quad (3.9)$$

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.03.ВРОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3.5

де P_m – годинна продуктивність машини для термообробки окатишів, т/год;

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

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

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

З розділів 1 і 2 видно, що для отримання 998,011 кг окатишів використовується 1145,40 кг шихтових матеріалів. Коефіцієнт виходу 1 т окатишів складає:

$$K = \frac{998,011}{1145,40} = 0,87; \quad n_{огр.} = \frac{460,9}{0,87 \cdot 120} = 4,41.$$

Приймаємо 6 огрудкувачів.

Загальна кількість огрудкувачів дорівнює:

$$n_{\Sigma огр.} = N_o \cdot n_{огр.}, \quad (3.10)$$

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

N_o – кількість випалювальних машин, шт.;

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

$$n_{\Sigma огр.} = 2 \cdot 6 = 12 \text{ шт.}$$

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.03.ВРОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3.6

3.7 Зведені дані по проекту цеху з виробництва окатишів

Таблиця 3.1 – Витрата компонентів шихти

Компоненти шихти	Питома витрата, кг/т окатишів	Годинна витрата, т/год	Добова витрата, т/добу	Річна витрата, т/рік
Залізорудний концентрат	1046,19	786,82	18883,68	5858661,72
Вапняк	81,75	61,48	1475,52	457780,08
Бентоніт	11,75	8,84	212,16	65822,64
Разом вологої шихти	1139,69	857,14	20571,36	6382264,44

Таблиця 3.2 – Виробництво готової продукції

Продукція	Годинне виробництво, т/год.	Добове виробництво, т/добу	Річне виробництво, т/рік
Окатиші	752,08	18049,92	5600000

Таблиця 3.3 – Основне технологічне обладнання

Найменування обладнання	Кількість, шт.	Тип	Продуктивність, т/год.
Витратні бункери концентрату	22	200 м ³	-
Витратні бункери бентоніту	2	200 м ³	-
Витратні бункери вапняку	4	200 м ³	-
Молоткові дробарки для флюсів	2	ДМРИЭ-1450x1300	250
Молоткові дробарки для бентоніту	2	СМД-102	150
Кульові вентильовані млини	5	ШБМ-3700/850	50
Огрудкувачі	12	Чашеві Ø 7 м	120
Випалювальні машини	2	520 м ²	-

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.03.ВРОТО	Аркуш
						3.7
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Таблиця 3.4 – Хімічний склад окатишів

Компоненти	Fe _{заг}	S _{заг}	FeO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
Вміст, %	62,78	0,015	1,40	88,13	5,68	0,16	4,10

Продовження табл. 3.4

Компоненти	MgO	P ₂ O ₅	SO ₃	Інші	ВПП	Σоксидів
Вміст, %	0,28	0,018	0,027	0,203	0	100,00

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.03.ВРОТО	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3.8

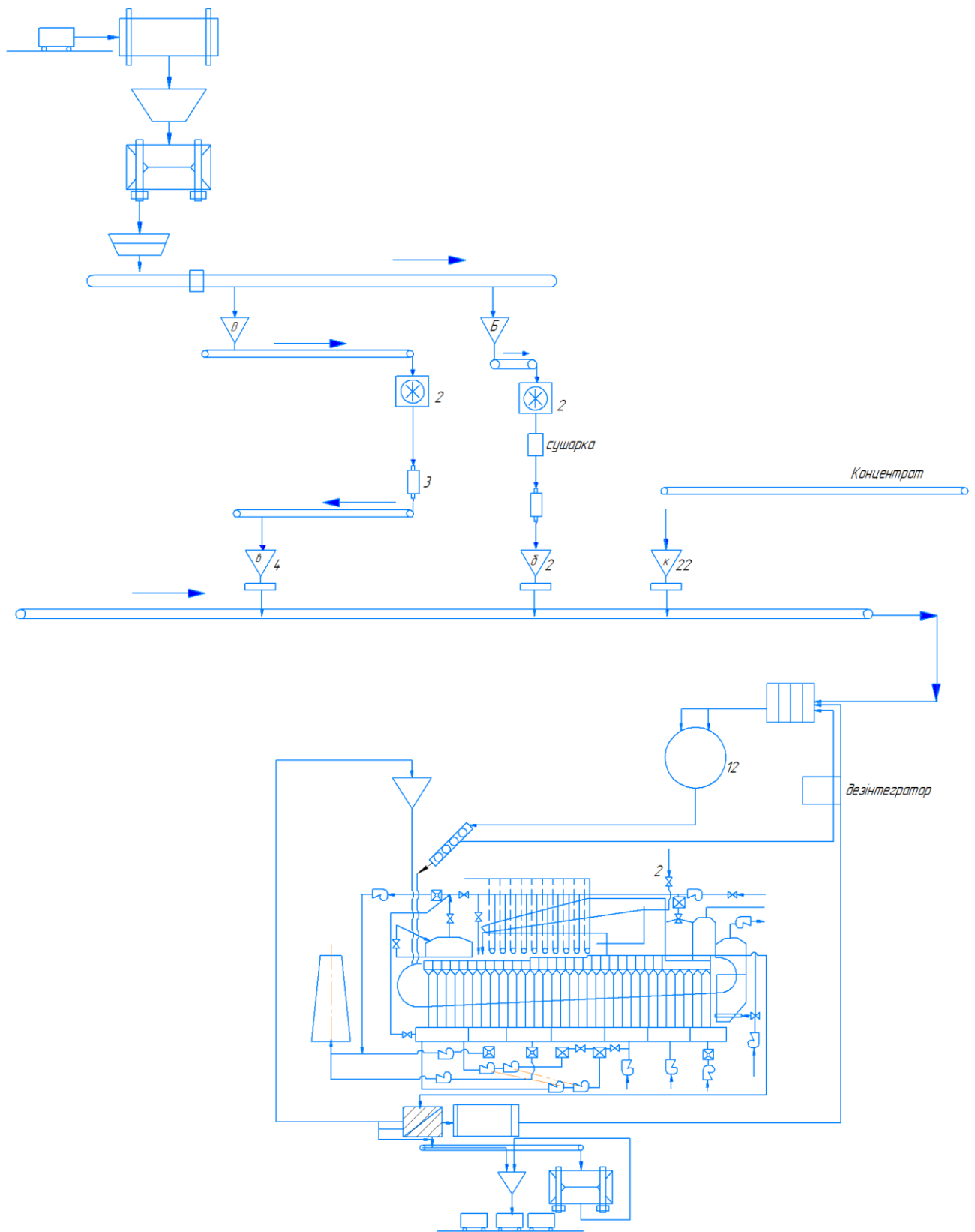


Рисунок 3.1 – Схема ланцюга апаратів

4 ПІДВИЩЕННЯ ЕКСПЛУАТАЦІЙНОЇ СТІЙКОСТІ КОЛОСНИКІВ ВИПАЛЮВАЛЬНОЇ МАШИНИ

4.1 Дослідження процесів дефектоутворення при експлуатації колосників випалювальної машини

Випалювальні машини безперервної дії стрічкового типу являють собою конвеєр, що складається з окремих візків, що переміщуються замкнутими напрямними.

Спікальні та випалювальні візки (рис. 4.1) складаються з двох половин, відлитих із низьколегованої сталі та скріплених між собою болтами. Кожен візок забезпечений чотирма ходовими роликами, що обертаються на роликових підшипниках. На двох бокових зовнішніх сторонах візків укріплені сталеві борти, що забезпечують можливість завантаження шихти на машину до заданої висоти. У поздовжньому плані візки складаються з трьох секцій, перекритих колосниковими ґратами, що складаються з окремих литих колосників на основі жаростійкої сталі.

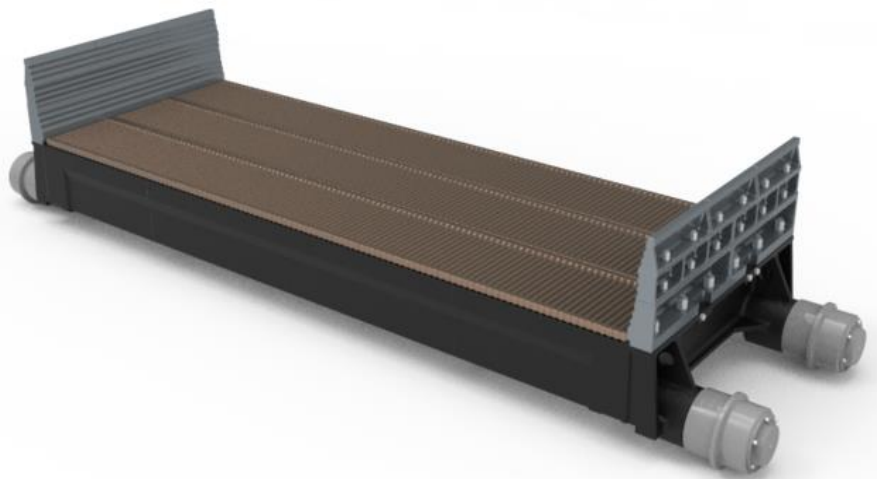


Рисунок 4.1 – Зовнішній вид випалювального візка

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.04.ПЕСКВМ								
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	ПІДВИЩЕННЯ ЕКСПЛУАТАЦІЙНОЇ СТІЙКОСТІ КОЛОСНИКІВ ВИПАЛЮВАЛЬНОЇ МАШИНИ				Літ.	Аркуш	Аркушів		
Розробив	Овсєнко										4.1	15	
Перевірив	Ярош								Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1ск				
Рецензент													
Н. контр.	Ярош												
Затвердив	Савельєв												

Для встановлення першопричин дефектоутворення колосників зі сталі, виконувалися дослідження під час експлуатації різних партій колосників від різних постачальників (у тому числі вітчизняних і зарубіжних), на випалювальних машинах ОК-306.

Усі постачальники пройшли вхідний контроль без зауважень. Випробування тривали 36 місяців, відстежувалися всі виходи з ладу колосників з метою достовірно встановити експлуатаційний ресурс кожної партії. Усі виходи з ладу сегментувалися за видами дефектів. Результати представлені на рис. 4.2.



Рисунок 4.2 – Відбраковані колосники:

а – корозійне руйнування (12 міс. експлуатації); б – корозійне руйнування та короблення (18 міс. експлуатації); в – злам та корозійне руйнування (7 міс. експлуатації)

Аналіз причин виходу з ладу показав, що основні види дефектів: (рис. 4.2): короблення (21,3%), тріщиноутворення (13,2%) та локальна міжкристалітна корозія (65,5%). Втрати на чад далі не розглядалися через малу значущість – через низьку стійкість колосників проти описаних вище дефектів (у середньому – менше 1 року).

Встановлено, що тріщиноутворення зі зломом замкової частини (рис. 4.3) і короблення колосника (рис. 4.4) завжди супроводжуються усадковою раковиною в тілі колосника. Варто відзначити, що короблення при експлуатації (рис. 4.4) завжди протікало з вигином «вгору», у бік максимальних температур (до пальників).

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.04.ПЕСКВМ	Аркуш
						4.2
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



Рисунок 4.3 – Злам: 1 – усадкова раковина



Рисунок 4.4 – Короблення: а – розрізаний для пошуку усадкових раковин;
б – усадкова раковина в замковій частині

Виходячи з припущення, що причиною короблення та зламів колосників є усадкові раковини – були виконані додаткові дослідження з визначення розмірів усадкових раковин за такою методикою: вибірково, з колосників, схильних до короблення і зламів, відбиралися колосники для пошуку усадкових раковин (розрізом); знайдені порожнечі замірялися; фіксувалося середнє значення діаметра (рис. 4.5).

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.04.ПЕСКВМ	Аркуш
						4.3
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		



Рисунок 4.5 – Залежність терміну експлуатації від розміру усадкової раковини з експоненційною лінією тренду

Таким чином була встановлена наступна залежність експлуатаційного ресурсу колосників від діаметра усадкової раковини (рис. 4.5): для досягнення терміну експлуатації колісників не менше 3-х років – максимально допустимий середній діаметр усадкової раковини не повинен перевищувати 5 мм.

Корозійне руйнування або локальна міжкристалітна корозія (МКК) виявлялася у вигляді «розтріскування» поверхні колосника (рис. 4.6, 4.7).



Рисунок 4.6 – Колосники після 6 місяців експлуатації:
а – встановлені на випалювальному візку; б – середня частина
демонтованого з балок колосника (вид зверху)

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.04.ПЕСКВМ	Аркуш
						4.4
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

МКК добре помітна вже після 6 місяців експлуатації і протікає за відомим механізмом: у структурі сталі в інтервалі температур $500 \div 550$ °С (температура експлуатації колосників ідентична) відбувається утворення карбідної сітки $M_{23}C_6$ на базі карбіду хрому $Cr_{23}C_6$ по межах зерен. Варто зазначити, що МКК локальна – біля «верхньої» поверхні (повернутої до пальників).

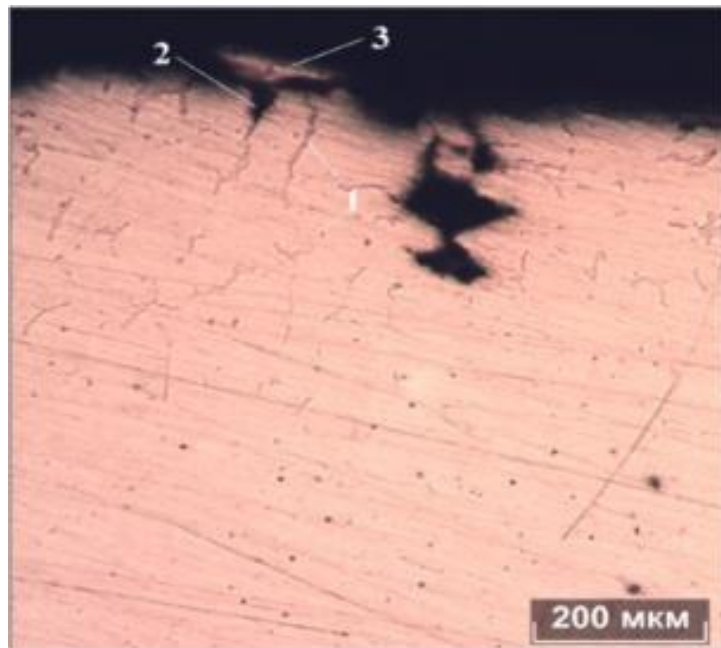


Рисунок 4.7 – Верхня частина колосника після 6 місяців експлуатації, $\times 150$: виділення карбідів у поверхневій зоні 1; корозія, що поширюється по них 2 і ділянки, що відшаровуються 3

При цьому МКК протікає за участю всього вуглецю в матриці металу, а хрому лише з прикордонних ділянок. Таким чином, з'являються зони зі зниженим вмістом хрому (менше 12 %) біля кордонів карбідів. Останнє пояснюється великою різницею у швидкостях дифузії вуглецю та хрому. Також на користь цієї версії свідчить округлий характер порожнин, що утворилися в результаті корозійного руйнування колосника при експлуатації, тому що відбулося знехромлення матриці металу по межах зерен, і вони зазнали корозійного руйнування (рис. 4.7) під впливом високих температур.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.04.ПЕСКВМ	Аркуш
						4.5
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

На підставі отриманих результатів щодо деформацій, які виникають у колосниках під час експлуатації (рис. 4.8), можна зробити висновок, що величина деформації збільшується від периферії до центру деталі, а зона максимальних деформацій у колосниках із усадковими раковинами має в чотири рази більшу площу довжини.

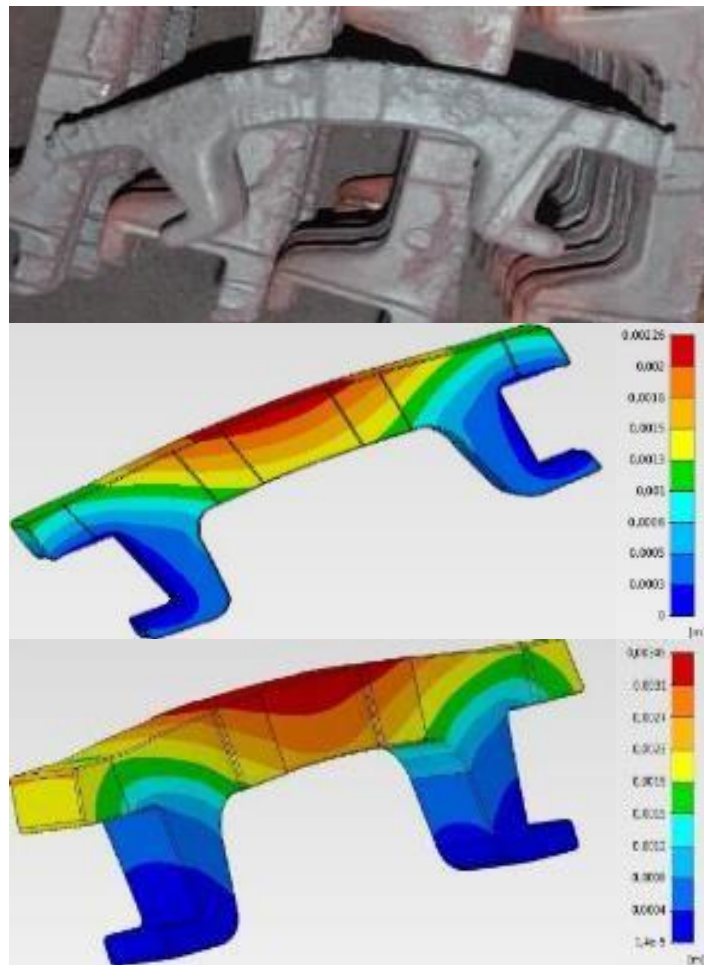


Рисунок 4.8 – Дослідження механізму короблення колосника:

a – колосники після 12 міс. Експлуатації; *б, в* – розподіл деформацій при експлуатації по перерізу без усадкових раковин і з ними відповідно

Причиною утворення поздовжніх тріщин колосників при експлуатації є наявність усадкових раковин, що описує механізм тріщиноутворення з наступним зламом замкової частини деталі.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.04.ПЕСКВМ	Аркуш 4.6
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Причиною короблення та тріщиноутворення є усадкові раковини, а локальний характер міжкристалітної корозії (МКК) пов'язаний з локальним перегрівом поверхні.

Для високої стійкості проти МКК оптимально привести структуру сталі до стану рівномірного розподілу карбідів щодо малих розмірів (менше первинних). Таким чином, підвищення терміну служби колосників можна досягти за рахунок «стабілізації структури» (зв'язування вуглецю в карбіди на всій глибині деталі та створенням сприятливих умов виділення дрібних карбідів глобулярної форми), чого можна досягти в результаті термічної обробки.

4.2 Пропозиції щодо технології отримання литих колосників із сталі 40X24H12СЛ з підвищеним ресурсом

У результаті лабораторних досліджень було підібрано оптимальні параметри термообробки та скориговано хімічний склад сталі 40X24H12СЛ для відтворення результатів термообробки (табл. 4.1).

Таблиця 4.1 – Хімічний склад сталі 40X24H12СЛ і оптимальні параметри термообробки

Сталь	C, %	Si,%	Mn,%	Ni,%	S, %	P, %	Cr,%
Рядова	$\geq 0,4$	$0,5 \div 1,5$	$0,3 \div 0,8$	$11,0 \div 13,0$	до 0,03	до 0,035	$22,0 \div 26,0$
	Термічна обробка: гартування при 1100 °С з охолодженням у воді, маслі, у повітрі; час витримки під гартування не оговорений						
Дослідна	$0,3 \div 0,4$	$0,5 \div 2,0$	$0,3 \div 0,8$	$11,0 \div 13,0$	до 0,03	до 0,035	$22,0 \div 26,0$
	Термічна обробка: гартування при 1100 °С впродовж 80 хвилин з наступним охолодженням у повітрі та відпускання при 900 °С впродовж 150 хв.						

Так, карбідоутворюючі елементи (вуглець і хром) повинні перебувати в обмежених межах. По ГОСТ 977-88 кількість хрому обмежена в достатньому ступені ($22 \div 26\%$), але вуглець має обмеження лише по верхній межі ($\geq 0,4\%$). Запропоновано обмежити кількість вуглецю, не виходячи за межі вимог ГОСТ 977-88, в межах: $0,30 \div 0,40\%$. А кількість кремнію, в результаті виконання розрахунку активностей легуючих елементів, пропонується збільшити до рівня зарубіжних успішних аналогів (до 2%). Це додатково підвищить жаростійкість сталі.

Температури термічної обробки підбиралися теоретично, час витримки – експериментально.

Загартування потрібно, щоб крупні первинні (евтектичні) карбіди частково розчинилися в структурі металу, залишивши точкові ділянки, що здатні служити центрами виділення карбідів під час відпускання й експлуатації.

Карбіди розчиняються при температурах: $723\text{ }^{\circ}\text{C} - (\text{CrFe})_7\text{C}_3$ і $1100\text{ }^{\circ}\text{C} - (\text{CrFe})_{23}\text{C}_6$; нагрівати сталь при загартуванні нижче $1100\text{ }^{\circ}\text{C}$ не доцільно. При температурах вище $1100\text{ }^{\circ}\text{C}$ структура сталі переходить лінію γ -сольвус і потрапляє в область існування двофазної аустеніто-феритної структури ($\alpha + \gamma$), а при температурі вище $1200\text{ }^{\circ}\text{C}$ кількість фериту (α) буде максимальною. Нагрівати сталь при загартуванні вище $1100\text{ }^{\circ}\text{C}$ також недоцільно. Тому температура гартування на рівні $1100\text{ }^{\circ}\text{C}$ є оптимальною.

Підбирався час витримки під загартування: литі зразки зі скоригованим хімічним складом, витримували протягом 70, 80 і 90 хв. У результаті обрано оптимальний час витримки на рівні 80 хв. При цьому первинні карбіди розчинилися в матриці металу не повністю, карбідні виділення, що залишилися, мали розміри до 5 мкм і малу протяжність меж, а відстані між крупними виділеннями (залишками) становили не менше 4 мкм (рис. 4.9, в).

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.04.ПЕСКВМ	Аркуш
						4.8
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

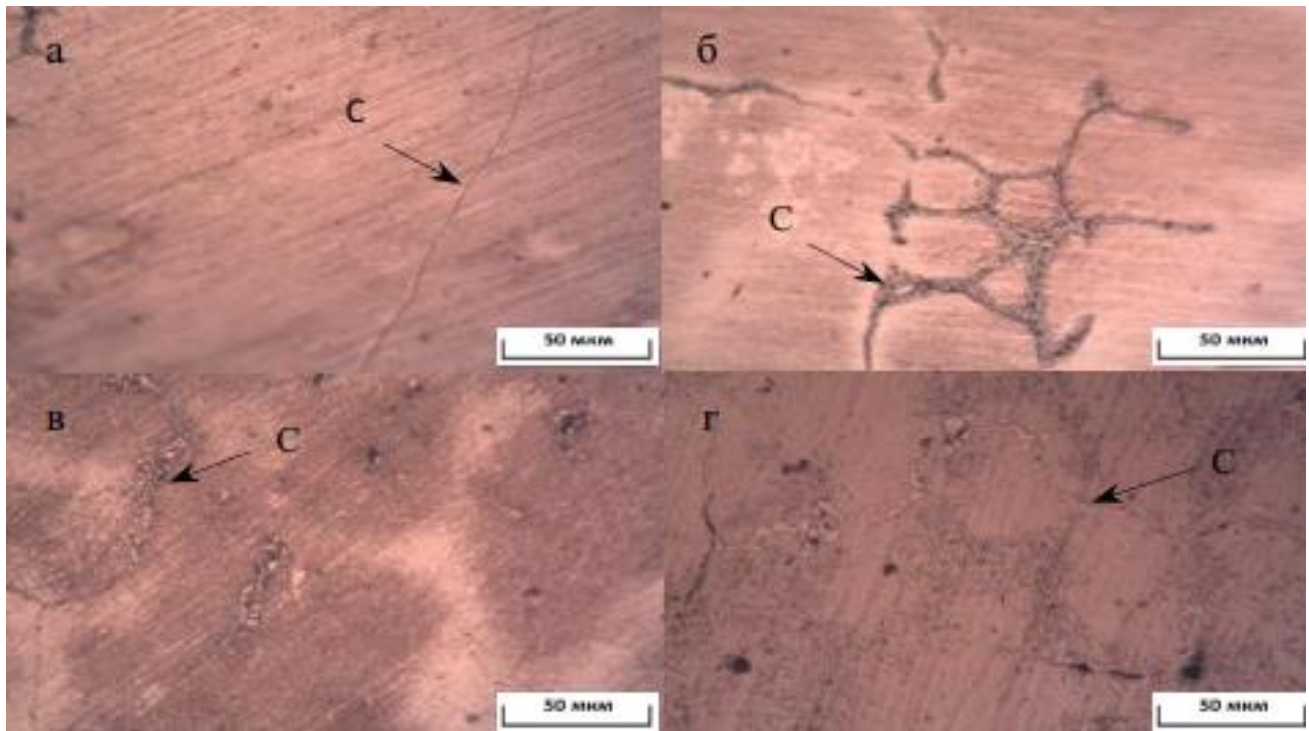


Рисунок 4.9 – Мікроструктура до 1,5 мм від «верхньої» поверхні:

а – колосник після лиття, карбідна сітка завтовшки 1-2 мкм; *б* – колосник після лиття та стандартної термообробки, первинний карбід (до 25 мкм); *в* – кубик після лиття та загартування, первинні карбіди і карбідна сітка розчинені в матриці металу, карбіди середніх розмірів (до 5 мкм); *г* – кубик після лиття, загартування та відпускання, карбіди дрібних розмірів (до 1 мкм) і зростання карбідів середніх розмірів (до 10 мкм)

Відпускання застосовувалося для активації процесу зростання, коагулювання та створення нових центрів виділення карбідних фаз. При відпусканні необхідно створити структуру, при якій виключається можливість утворення суцільних виділень карбідів в процесі експлуатації (зв'язати вуглець у карбіди).

При температурах вище критичної різко збільшується дифузія; критична температура для сталі 40Х24Н12СЛ знаходиться в межах 850-880 °С (при більш низьких температурах процес росту і коагулювання карбідних фаз активно не розвивається). Крім цього, в інтервалі температур 600-900 °С існує ризик

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.04.ПЕСКВМ	Аркуш
						4.9
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

значного виділення σ -фази. Температура відпускання теоретично визначена в межах 900-910 °С, що близько до експлуатаційних температур.

Тривалість відпускання визначалася експериментальним шляхом. Для її визначення аналізувалася структура зразків після різного часу витримки під час відпускання (100, 150 і 200 хв.). Оптимальна тривалість становила 150 хв. (рис. 4.9, з). У структурі попередньо загартованої сталі створено велику кількість нових центрів для виділення карбідів по всій структурі деталі, а інтенсивність цього процесу значно знижена через приведення матеріалу до більш рівноважного стану при температурах, близьких до експлуатаційних. У результаті проведення процедури відпускання знижено інтенсивність перерозподілу об'ємів у колосниках при їхній експлуатації (виділення карбідів і фазовий перехід $\alpha \leftrightarrow \gamma$). У структурі сталі після відпускання відсутні крупні карбіди і карбідна сітка.

Таким чином, виконана термічна обробка теоретично знизилася схильність колосників до МКК в процесі експлуатації.

4.3 Удосконалення колосника випалювальної машини

Даний винахід відноситься до металургії і може бути використаний при випаленні окатишів на конвеєрних випалювальних машинах.

У практиці експлуатації випалювальних машин відомі колосники, що є тілом з верхніми і нижніми ріжками, що утворюють зів для фіксації колосника на опорних балках візків.

Найбільш близьким до пропонованого рішення за технічною сутністю і досягнутому результату є колосник, що складається з тіла з робочою поверхнею та донною частиною, виконаною з виступом, симетричним відносно площин симетрії колосника і сполученим з ріжками і дистанційних планок. Недоліком як першого описаного варіанта, так і другого є низька надійність і мала довговічність, що зумовлено умовами роботи колосника та його конструктивними особливостями.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.04.ПЕСКВМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		4.10

При випаленні окатишів матеріал розташовується на робочій поверхні колосника. Нагрів колосника здійснюється за рахунок його теплообміну з шаром розжарених окатишів і газом-теплоносієм. При цьому найбільш інтенсивному впливу температурних навантажень піддається робоча поверхня колосника, а вирішальну роль у забезпеченні стійкості колосників набуває проблема забезпечення оптимального тепловідведення, що забезпечує рівномірний розподіл температури в тілі колосника.

Дослідження розподілу теплових навантажень на колосник за його довжиною свідчать про нерівномірність температурного поля. Так, у середній частині колосника температура робочої поверхні вища, ніж у його торців, і перепад температури становить 80-70 °С.

Збільшення висоти колосників до певних меж знижує температуру робочої поверхні, проте не усуває перепаду температур за його довжиною, що в умовах циклічного температурного навантаження призводить до тріщиноутворення та виходу колосника з ладу. Крім того, рівномірне збільшення висоти колосника по всій його довжині значно підвищує його масу та металомісткість, що негативно позначається на параметрах роботи випалювальної машини.

З метою підвищення надійності та довговічності роботи колосника випалювальної машини запропоновано використовувати колосник, який складається з тіла з робочою поверхнею та донною частиною, виконаною з виступом, симетричним відносно площин симетрії і сполученим з ріжками, і дистанційних планок. Виступ при цьому виконаний на всю довжину донної частини та має змінний переріз, причому площі поперечних перерізів тіла колосника в межах довжини донної частини виконані зі зменшенням від осьового перетину до периферії, а відношення площі осьового перерізу до площі найменшого перерізу виступу становить 1,4-1,6.

Креслення запропонованої конструкції колосника показано на рис. 4.10.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.04.ПЕСКВМ	Аркуш
						4.11
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

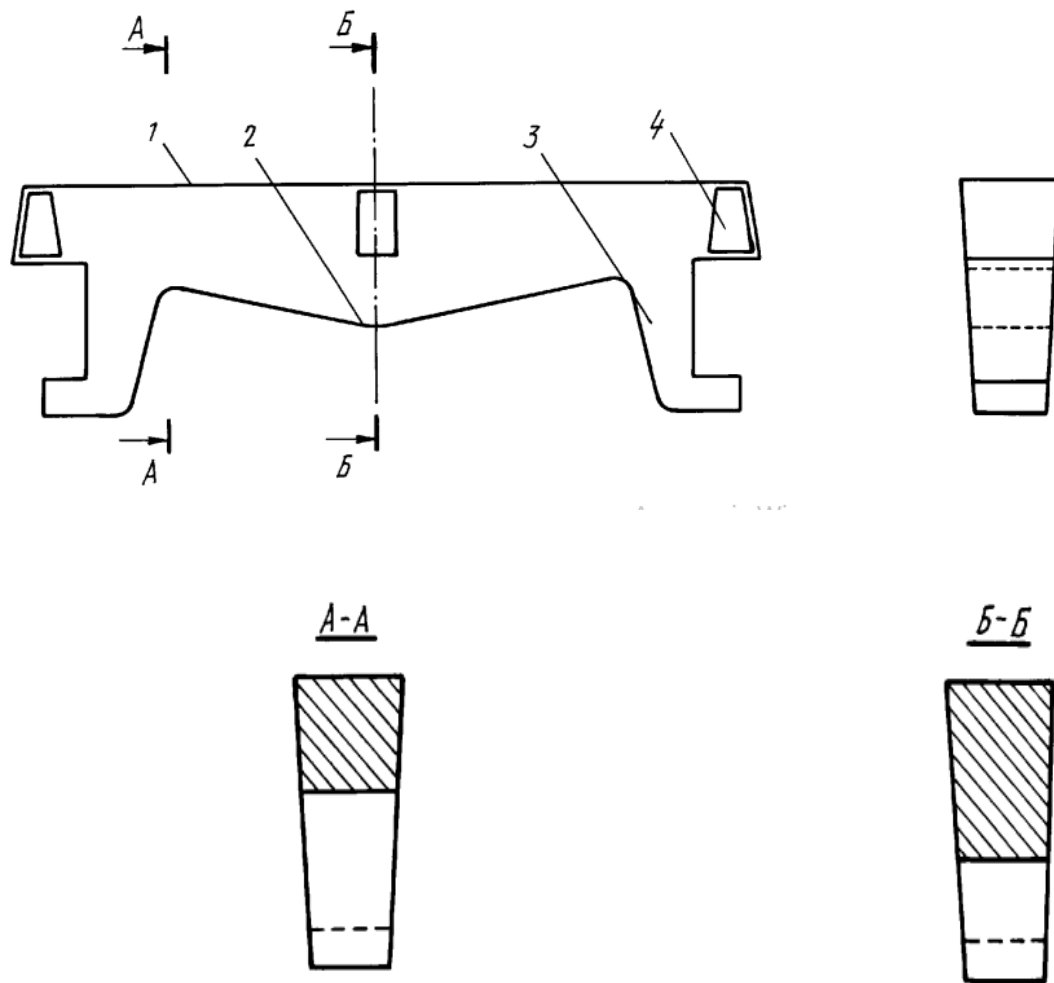


Рисунок 4.10 – Креслення колосника випалювальної машини: загальний вид, вид збоку та перерізи *A-A* і *Б-Б*

Колосник випалювальної машини містить основне тіло з робочою поверхнею 1, донною частиною 2, опорними ріжками 3 і дистанційні планки 4. Донна частина має форму виступу змінного перерізу, що має максимальний розмір в центральній частині і поступово зменшується до периферії, де він сполучається з ріжками 3. Відношення площі осьового поперечного перерізу до перерізу у місці сполучення виступу донної частини з ріжками знаходиться в межах 1,4-1,6.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.04.ПЕСКВМ	Аркуш
						4.12
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		

Для визначення оптимальних відношень зазначених вище поперечних перерізів тіла колосника, які забезпечують досягнення мети, було проведено експериментальні дослідження.

Дослідження проводилися на випалювальній машині ОК-552, в середню частину колосникових грат якої встановлювали колосники різних параметрів із закарбованими в них у семи точках хромель-алюмелевими термопарами КТМС(ха) - $2 \times 0,06$, в захисній оболонці (рис. 4.11 і 4.12).

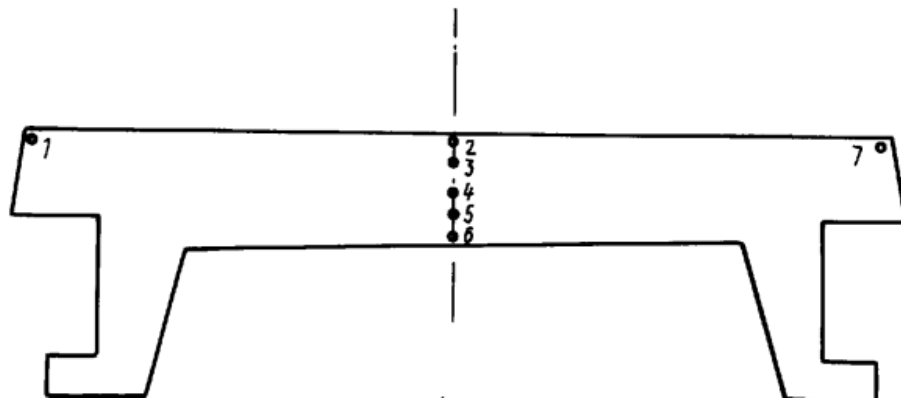


Рисунок 4.11 – Розташування точок вимірювання температури за перерізом колосника-прототипу

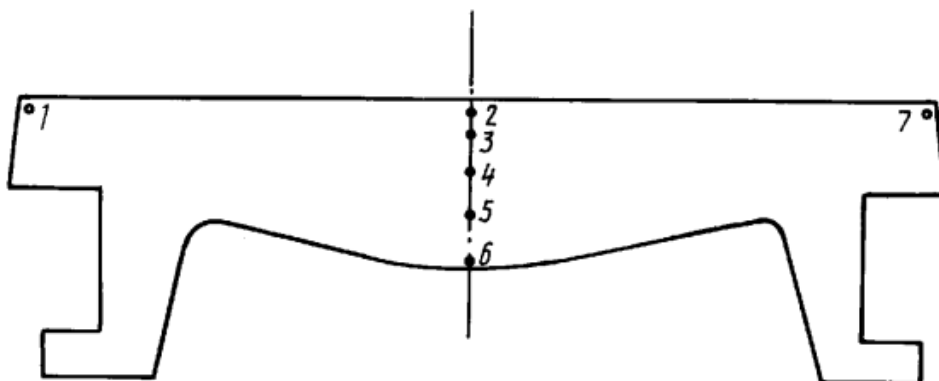


Рисунок 4.12 – Розташування точок вимірювання температури за перерізом пропонованого колосника

Вимірювання температури проводили протягом п'яти повних циклів нагрівання – охолодження. Дані вимірювання температур реєструвалися автоматичним потенціометром КСП-1 і представлені в таблиці 4.2 (N 1 – колосник-прототип з плоскою донною частиною, NN 2-6 – колосники з різними площами осевого перерізу).

Таблиця 4.2 – Дані вимірювання температур під час проведення досліджень

№ з/п	Площа перерізу А-А тіла колосника, мм ²	Площа перерізу Б-Б тіла колосника, мм ²	Відношення площ перерізу	Температура на робочій поверхні (точка 2), °С	Температура в донній частині (точка 6), °С	Температура на кінцях колосника (точки 1 і 7), °С	Перепад температури за перерізом, °С	Перепад температури за довжиною, °С
1	1050	1050	1,0	690	560	610	130	80
2	1050	1260	1,2	670	550	600	120	70
3	1050	1470	1,4	620	540	555	80	65
4	1050	1575	1,4	590	510	535	80	55
5	1050	1680	1,6	580	505	530	75	50
6	1050	1890	1,8	575	505	525	70	50

Як видно з таблиці 4.2, оптимальна зміна перепаду температур по перерізу та довжині колосника відбувається при відношенні площ поперечних перерізів тіла по осі та у місці сполучення донної частини та різків в інтервалі 1,4-1,6. При відношенні площ цих перерізів менше 1,4 зміна перепаду температур є незначною, при відношенні більше 1,6 при незначній зміні перепаду температур збільшуватиметься маса колосника та його металомісткість до величин, неадекватних до отриманого ефекту.

Колосник працює наступним чином. При проходженні зони випалу на робочу поверхню тіла колосника впливає високотемпературне поле, що викликає нерівномірне нагрівання в різних ділянках колосника. Виконання донної частини колосника з виступом змінного перерізу, що має максимальний розмір в осьовому перерізі, забезпечує ефективний відбір тепла в центральній зоні з послідовним зменшенням тепловідведення до кінців колосника, що сприяє більш рівномірному розподілу тепла по довжині до перерізу колосника, знижуючи тим самим напруги, що виникають при великому перепаді температур, і, отже, збільшуючи його надійність і довговічність.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.04.ПЕСКВМ	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		4.15

ВИСНОВКИ

Одна з найвидатковіших статей амортизації випалювальних машин – колосники випалювальних візків, які працюють при підвищених температурах і приймають на себе основне теплове навантаження. У недавньому минулому на вітчизняних випалювальних машинах найбільш масово застосовувалися колосники зі сталі 40Х24Н12СЛ. Колосники цієї марки сталі мали достатній експлуатаційний ресурс і прийнятну вартість.

Підвищення температури та швидкості термообробки погіршили експлуатаційні властивості колосників випалювальних машин, що загалом знизило техніко-економічні показники виробництва даного металургійного переділу. Тому розробка заходів, спрямованих на підвищення експлуатаційної стійкості колосників випалювальної машини, є важливим практичним завданням.

Для вирішення цієї проблеми було досліджено процеси дефектоутворення при експлуатації колосників випалювальної машини. Аналіз причин виходу з ладу колосників показав, що основними видами дефектів було короблення (21,3%), тріщиноутворення (13,2%) і локальна міжкристалітна корозія (65,5%).

З'ясовано, що тріщиноутворення зі зломом замкової частини та короблення колосника спричинені наявністю усадковою раковиною в тілі колосника. Крім того, слід відзначити, що короблення при експлуатації завжди протікало з вигином «вгору», у бік максимальних температур (до пальників).

Встановлено наступну залежність експлуатаційного ресурсу колосників від діаметра усадкової раковини: для досягнення терміну експлуатації колосників не менше 3-х років – максимально допустимий середній діаметр усадкової раковини не повинен перевищувати 5 мм.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.В						
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата							
Розробив		Овсєнко			ВИСНОВКИ			Літ.	Аркуш	Аркушів	
Перевірив		Ярош								1	3
Рецензент								Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1ск			
Н. контр.		Ярош									
Затвердив		Савельєв									

Корозійне руйнування або локальна міжкристалітна корозія виявлялася у вигляді «розтріскування» поверхні колосника. Міжкристалічна корозія добре помітна вже після 6 місяців експлуатації і протікає за відомим механізмом: у структурі сталі в інтервалі температур $500 \div 550$ °С (температура експлуатації колосників ідентична) відбувається утворення карбідної сітки $M_{23}C_6$ на базі карбіду хрому $Cr_{23}C_6$ по межах зерен.

На підставі отриманих результатів щодо деформацій, які виникають у колосниках під час експлуатації, можна зробити висновок, що величина деформації збільшується від периферії до центру деталі, а зона максимальних деформацій у колосниках із усадковими раковинами має в чотири рази більшу площу довжини.

Для високої стійкості проти міжкристалітної корозії необхідно привести структуру сталі до стану рівномірного розподілу карбідів щодо малих розмірів (менше первинних). Таким чином, одним із рахунків «стабілізації структури» (зв'язування вуглецю в карбіди на всій глибині деталі та створенням сприятливих умов виділення дрібних карбідів глобулярної форми), чого можна добитися шляхом термічної обробки.

Іншим перспективним варіантом можна вважати отримання литих колосників із сталі 40X24H12СЛ з підвищеним ресурсом. У результаті досліджень було підібрано оптимальні параметри термообробки та скориговано хімічний склад сталі 40X24H12СЛ для відтворення результатів термообробки.

Оскільки найбільш інтенсивному впливу температурних навантажень піддається робоча поверхня колосника, то вирішальну роль у забезпеченні стійкості колосників набуває проблема забезпечення оптимального тепловідведення, що забезпечує рівномірний розподіл температури в тілі колосника.

Дослідження розподілу теплових навантажень на колосник за його довжиною свідчать про нерівномірність температурного поля. Так, у середній частині колосника температура робочої поверхні вища, ніж у його торців, і перепад температури становить 80-70 °С.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.В	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2

З метою підвищення надійності та довговічності роботи колосника випалювальної машини запропоновано використовувати колосник, який складається з тіла з робочою поверхнею та донною частиною, виконаною з виступом. Виступ виконується на всю довжину донної частини та має змінний переріз. Площі поперечних перерізів тіла колосника в межах довжини донної частини робляться зі зменшенням від осьового перетину до периферії, а відношення площі осьового перерізу до площі найменшого перерізу виступу становить 1,4-1,6.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.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. Патент №93303 Україна. МПК F27B 21/00 Агломераційна конвеєрна машина / Рудь Ю.С., Кучер В.Г.; Власник ДВНЗ «Криворізький національний університет». – u 2014 04257; заяв. 22.04.2014; опубл. 25.09.2014. - Бюл. № 18.

5. Ishikawa Y. Latest development of sintering technology / Y. Ishikawa, K. Sugawara, Y. Umezu. - In Agglomeration-77, v. 2, p. 503-520.

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

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

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

9. Ліщинський, Ігор Орестович. Агломераційні форми просторової організації виробництва в країнах Європи [Текст]: дис. ... канд. екон. наук: 08.00.02 / Ігор Орестович Ліщинський. – Тернопіль: ТНЕУ, 2011. – 247 с.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.Л			
Вим.	Аркуш	№ докум.	Підпис	Дата	ЛІТЕРАТУРА	Літ.	Аркуш	Аркушів
Розробив	Овсєнко							
Перевірив	Ярош						1	3
Рецензент						Кафедра МЧМЛВ гр. МТ-22-1ск		
Н. контр.	Ярош							
Затвердив	Савельєв							

10. Металургійна галузь України: фактори зростання та напрями державного регулювання: монографія (2022). В. В. Венгер; НАН України, ДУ «Ін-т екон. та прогнозув. НАН України». Київ. V/ 324. URL: http://ief.org.ua/wpcontent/uploads/2022/06/Металургійна-галузь_України.pdf.

11. Збожна О.М. Основи технології: Навч. посіб. – Тернопіль: Картбланш. 2002 – 486 с.

12. Патент 48107 Україна, МПК F27B 21/08. Колосник спікального візка агломераційної конвеєрної машини /Л.О. Іванова, М.О. Косіцин, І.І. Шофур – Оpubл. 10.03.2010, Бюл. № 5.

13. Патент 44490 Україна, МПК F27B 21/06. Колосник рухомого візка агломераційної або обпалювальної конвеєрної машини /Ю.С. Рудь, В.Г. Кучер, А.З. Крижевський - Оpubл. 12.10.2009, Бюл. № 19.

14. Патент 26112 Україна, МПК F27B 21/08. Колосник агломераційної або обпалювальної машини / О.Г. Сагінор, О.П. Войтенко, Д.М. Габриелян та ін. - Оpubл. 30.04.1999, Бюл. № 2.

15. Патент 63852 Україна, МПК F27B 21/08. Колосник агломераційного візка / В.С. Бойко, В.В. Кліманчук, П.М. Кирильченко та ін. – Оpubл. 16.05.2005, Бюл. № 5.

16. Патент 148298 Україна, МПК (2021), F27B 21/00. № u2021 01624. Колосник візка агломераційної або обпалювальної конвеєрної машини /Руденко М.Р. Руденко Ю.Р., Кашеев М.А. та ін. – Оpubл. 21.07.2021, Бюл. № 29.

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

18. 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.

19. 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.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.Л	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		2

20. 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.

21. 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».

22. 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».

23. Техноекологія: підручник / за ред. М. С. Мальований. Херсон: ОЛДІ-ПЛЮС, 2014. – 616 с.

24. Семенов Ю.С., Шумельчик Є.І., Горупаха В.В. Діагностика та управління доменною плавкою в змінних паливно-сировинних умовах. – Дніпро: Домінанта Прінт, 2018. – 260 с.

					КНУ.РБ.136.25.150с-07.Л	Аркуш
Вим.	Арк.	№ докум.	Підпис	Дата		3