

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ ІМ. Ю.М.ПОТЕБНИ

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проєкт

перший (бакалаврський)

(рівень вищої освіти)

До захисту
[Підпис]
12.06.23р

на тему Технологічні особливості виробництва металевого марганцю

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1369

спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації _____

(код і назва спеціалізації)

М.А.Сидоренко

(ініціали та прізвище)

Керівник доц., к.т.н., доц. Воляр Р.М.

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент доц., к.т.н., доц. Нестеренко Т.М.

(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя
2023

**МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ**

Кафедра Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки
 Рівень вищої освіти перший (бакалаврський)
 Спеціальність 136 Металургія
(код та назва)
 Освітня програма Металургія
(код та назва)
 Спеціалізація _____
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

« 29 » 12 20 23 року

З А В Д А Н Н Я

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЄКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Сидоренко Марині Анатоліївні

(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Технологічні особливості виробництва металевого марганцю

керівник роботи Воляр Роман Миколайович, к.т.н., доц.

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом ЗНУ від « 29 » грудня 2022 року №1893-с



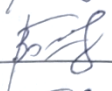





2 Строк подання студентом роботи 16.06.2023

3 Вихідні дані до роботи Дослідити технологічні особливості виробництва металевого марганцю

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

Реферат; вступ; 1 Загальна частина; 2 Конструкційна частина; 3 Технологічна частина; 4 Охорона праці та техногенна безпека; Висновки; Перелік джерел посилання

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) креслень


6 Консультанти розділів роботи	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
Розділ			
1 Загальна частина	Воляр Р.М., доцент		
2 Конструкційна частина	Воляр Р.М., доцент		
3 Технологічна частина	Воляр Р.М., доцент		
4 Охорона праці та техногенна безпека	Воляр Р.М., доцент		

7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
		12.06-18.06.2023	
1	Вступ, реферат	15.05-21.05.2023	
2	1 Загальна частина	22.05-28.05.2023	
3	2 Конструкційна частина	29.05-04.06.2023	
4	3 Технологічна частина	05.06-11.06.2023	
5	4 Охорона праці та техногенна безпека	12.06-18.06.2023	
6	Висновки, перелік джерел посилання		

Студент  М.А.Сидоренко
(підпис) (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту)  Р.М.Воляр
(підпис) (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер  Ю.О.Белоконь
(підпис) (ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 74 с., 15 табл., 8 рис., 23 джерела

МАРГАНЕЦЬ МЕТАЛЕВИЙ, ШМП78, ФЕРОСИЛКОМАРГАНЕЦЬ
МАРКИ СМ_{нп}, ВАПНО, МЕТАЛ, ШЛАК, ПІЧ РКО – 7, ПЕРІОДИЧНИЙ
ПРОЦЕС, ПОТУЖНІСТЬ

Мета роботи – дослідити технологічні особливості виробництва металевого марганцю.

У загальній частині приведений аналіз сучасного стану феросплавного виробництва; виробнича програма цеху та опис цеху по прольотах, ділянках, схемах вантажопотоків.

В конструктивній частині наводиться обґрунтування вибору типу печі, опис обладнання печі для виплавки металевого марганцю; розрахунок електричних і геометричних параметрів печі РКО-7,0.

У технологічній частині приведені фізико-хімічні властивості марганця та його сполук; представлено застосування і склад сплавів марганця; наведена характеристика марганцевих руд і концентратів; показані вимоги до якості марганцевих концентратів; описаний процес дефосфорація марганцевих концентратів; та зроблений розрахунок шихти для виплавлення металевого марганцю.

У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» приведена характеристика шкідливих умов виробництва, розробка заходів захисту від впливу небезпечних і шкідливих чинників виробничого середовища феросплавного цеху

Результати роботи вказують на ефективність впровадження даних заходів на виплавці марганцю металевого.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА	9
1.1 Аналіз сучасного стану феросплавного виробництва.....	9
1.2 Виробнича програма цеху	12
1.3 Опис цеху по прольотах, ділянках, схемах вантажопотоків	16
1.3.1 Шихтове відділення.....	16
1.3.2. Плавильний корпус.....	19
1.3.2.1. Трансформаторний проліт	19
1.3.2.2. Пічний проліт	20
1.3.2.3. Розливальний проліт.....	21
1.3.3 Склад готової продукції	26
1.3.4 Транспортні в'їзди цеху	28
2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА.....	30
2.1 Вибір типу печі.....	30
2.2 Обладнання печі для виплавки металевого марганцю.....	32
2.2.1 Пічний трансформатор.....	33
2.3 Розрахунок електричних і геометричних параметрів	35
2.4 Розрахунок параметрів печі РКО-7,0.....	37
3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА	40
3.1 Фізико-хімічні властивості марганця та його сполук	40
3.2 Застосування і склад сплавів марганця	44
3.3 Характеристика марганцевих руд і концентратів.....	45
3.4 Вимоги до якості марганцевих концентратів.....	47
3.5 Дефосфорація марганцевих концентратів.....	47
3.6 Розрахунок шихти для виплавлення металевого марганцю.....	50
3.6.1 Розрахунок кількості кремнію	51
3.6.2 Розрахунок навіски вапна	51
3.6.3 Розрахунок кількості відвального шлаку	52

3.7 Готова продукції	53
3.7.1 Вихідні матеріали	53
3.7.2 Дозування і подача шихтових матеріалів на піч.....	54
3.7.3 Ведення плавки	55
3.7.4 Електричний режим.....	55
3.7.5 Основні неполадки в процесі плавання і заходи щодо їх усунення	56
3.7.6 Набір навантаження і завантаження відомості	58
3.7.7 Розплавлення шихти і завантаження відновлювача.....	58
3.7.8 Випуск плавки	60
3.7.9 Розливка сплава.....	62
3.7.10 Розділ і упаковка сплава.....	64
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА.....	65
4.1 Основні шкідливі і небезпечні фактори виробництва металевого марганцю	65
4.1.1 Запиленість	65
4.1.2 Загазованість	66
4.1.3 Променисте тепло	68
4.1.4 Електронебезпека.....	68
4.2 Заходи щодо зниження шкідливих і небезпечних факторів.....	69
4.2.1 Усунення запилення	69
4.2.2 Усунення загазованості.....	69
4.2.3 Заходи з усунення тепловипромінювання.....	70
4.2.4 Заходи з усунення електронебезпеки.....	70
ВИСНОВКИ	71
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ	72

ВСТУП

Найважливішим резервом підвищення продуктивності праці й розвитку виробництва є всіляка економія сировини, палива й енергії, застосування ресурсозберігаючих маловідходних технологій, зниження матеріалоємності й залучення в переділ вторинних ресурсів, раніше не використовуваних відходів виробництва.

Проблема раціонального використання марганцю, віднесеного у світовій металургійній практиці до стратегічних металів, придбала народногосподарську значимість. Поставлені завдання більш ефективного використання марганцевосировинних ресурсів нашої країни шляхом подальшого розвитку фундаментальних досліджень і на їхній основі – створення й впровадження у виробництво принципово нових і вдосконалення діючих технологічних схем і процесів, що забезпечують мало- і безвідхідні технології видобутку, збагачення, металургійного переділу марганцевих руд і концентратів і ефективного використання сплавів марганцю в сталеплавильному виробництві й кольоровій металургії [1].

Останні роки стали роками кризи, який охопив практично усі галузі економіки. Феросплавна галузь у цьому плані є особливо чутливою до стану справ у металургійній промисловості, так як, з одного боку, високий рівень ресурсо- та енергоспоживання визначає велику залежність феросплавних підприємств від отримання електроенергії, коксу, марганцевої руди, а з другого боку, феросплави є переробною продукцією і рівень їх споживання залежить від загального стану металургійного комплексу.

Одним з ключових пріоритетів стратегії країни є економічний зріст на основі збалансованого розвитку економіки, поетапної заміни сировинної складової в ВВП високотехнологічною експортною продукцією, ефективного використання науково-технічного потенціалу країни та регіону. Економічний зріст цілком можливий, але він може бути тільки на основі інтенсивного технічного і технологічного оновлення виробництва.

Об'єм виробництва феросплавів знаходиться в прямій залежності від потужності електропечей. В останній час важливішим напрямком технічного прогресу в виробництві феросплавів є збільшення потужності плавильних агрегатів. Збільшення потужності плавильних агрегатів значно підвищує продуктивність праці, знижує питому витрату електроенергії, капітальні і експлуатаційні витрати [2].

Електричні та геометричні параметри печей залежать від процесів які в них проходять. В печах малої потужності ця залежність мало помітна. Подібність електричних режимів дозволяє використовувати такі печі для різних процесів, тобто для отримання не маючих нічого спільного по властивостям продуктів. З підвищенням потужності печей й ускладненням їх конструкції, а також підвищенням вимог до якості продукції стала необхідність диференційного підходу до вибору конструкції печі та її параметрів, з урахуванням всіх особливостей технологічного процесу [3].

Конструкції сучасних печей неможливо розглядати окремо від технологічних процесів які проходять в них. На перший погляд рудотермічна плавка або рафінувальна уявляється не складною. У більшості випадків піч працює безперервно або періодично. Однак це тільки зовнішні ознаки. У ванні печі, де завантажені матеріали проходять різні хімічні та фізичні перетворення, фазовий стан (твердий, рідкий та газоподібний), протікають багаточисельні та складні реакції [3].

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Аналіз сучасного стану феросплавного виробництва

Феросплавне виробництво є невід'ємною частиною металургійного комплексу більшості промислово-розвинених держав і ступінь використання феросплавів багато в чому визначає рівень і якість металопродукції цього комплексу.

Історично склалося так, що в силу ряду причин в Україні було зосереджено близько 40 % усіх потужностей феросплавного виробництва колишнього СРСР, що забезпечують потребу металургійного комплексу країни в марганцевих феросплавах на 83 %, кремнієвих – на 32 %, лігатурах і модифікаторах – на 20%.

З утворенням незалежної держави металургійна промисловість України й, зокрема, феросплавна підгалузь, зіштовхнулася із серйозними проблемами виробництва й реалізації продукції. Оскільки феросплави є переробною продукцією, рівень їх споживання визначається загальним станом металургійного виробництва як усередині країни, так і у світовому масштабі.

Велика залежність економіки України від поставок енергоносіїв з інших країн привела до того, що спад металургійного виробництва у нас був суттєвим.

По феросплавній підгалузі слід зазначити, що лімітоване надходження електроенергії та багаторазово зростання її вартості, зниження видобутку марганцевої сировини і виробництва коксу, вплинули на різке зменшення попиту на феросплави в умовах скорочення внутрішнього і зовнішніх ринків.

В останні роки в феросплавному виробництві намітилася певна стабілізація, яка, незважаючи на зниження загальних обсягів виплавки, дозволяє з оптимізмом дивитися в майбутнє.

Що стосується виробництва, то до 2014 року феросплавні заводи України (Нікопольський, Запорізький і Стахановський) за даними ПХО «Металургпром», виробляли приблизно 2,5 млн. тонн продукції щороку [2].

Частка випуску феросплавів Україною в 1991г. складала 45,5% існуючого виробництва СНГ, в тому числі 87,5% по марганцевим сплавам, 30,4% по кременистим сплавам, 25,3% по лігатурам та модифікаторам. Виробничі потужності тільки найпотужнішого в світі Нікопольського заводу феросплавів, який спеціалізується на виробництві марганцевих сплавів, перевищують 1,3 млн. тонн на рік, що приблизно дорівнює сумарним потужностям усіх фірм Японії, та перевищує в 1,4 рази потужності усіх фірм ПАР; як відомо Японія та ПАР є лідируючими світовими виробниками марганцевих феросплавів.

Військове вторгнення Росії, що почалося з 2014 року, відчутно позначилася на феросплавній галузі. Як підсумок, обсяги виробництва в галузі скоротилися на 27,5%, завантаження потужностей упало нижче 50%, а відпускні ціни на готову продукцію знизилися приблизно на третину. Особливо складна ситуація спостерігалася для феромарганцю, що уступає іншим сплавам і по економічним параметрам виробництва, і по універсальності використання – обсяги випуску цього виду феросплавів склали лише 35,8% [4].

Баланс ринку феросплавів в Україні наведено в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 – Баланс ринку феросплавів України

	2018	2019	2020 р.
Виробництво	1410	1022	1423
Експорт	993	698	1001
Імпорт	106	128	75

Але в останні роки з'явилася нова серйозна проблема – засилля на українському ринку імпортих феросплавів, частка яких ще 3 роки тому становила лише близько 5%. Імпорт феросплавів виріс в 2,2 рази – до 157,2 тис. тонн.

Це негайно позначилося на українських феросплавних підприємствах, які вимушено знизили виробництво на 13,7% – до 832,3 тис. тонн. Зокрема, випуск феросилікомарганцю скоротився на 7,3%, феромарганцю – на 32,4%, 45-процентного феросиліцію – на 17%, марганцю металевого – на 9,5%. При цьому, Нікопольський завод феросплавів скоротив виробництво на 12,1% – до 546 тис. тонн, Запорізький завод феросплавів – на 29,5%, до 139 тис. тонн.

У розрізі основних видів продукції ситуація виглядає в такий спосіб:

- випуск феросилікомарганцю знизився на 7,3%, до 583,6 тис. тонн,
- випуск феромарганцю знизився на 32,4%, до 132,6 тис. тонн,
- випуск феросиліцію (у перерахуванні 45%-ий) знизився на 17%, до 107,5 тис. тонн,
- випуск марганцю металевого знизився на 9,5%, до 8,6 тис. тонн.

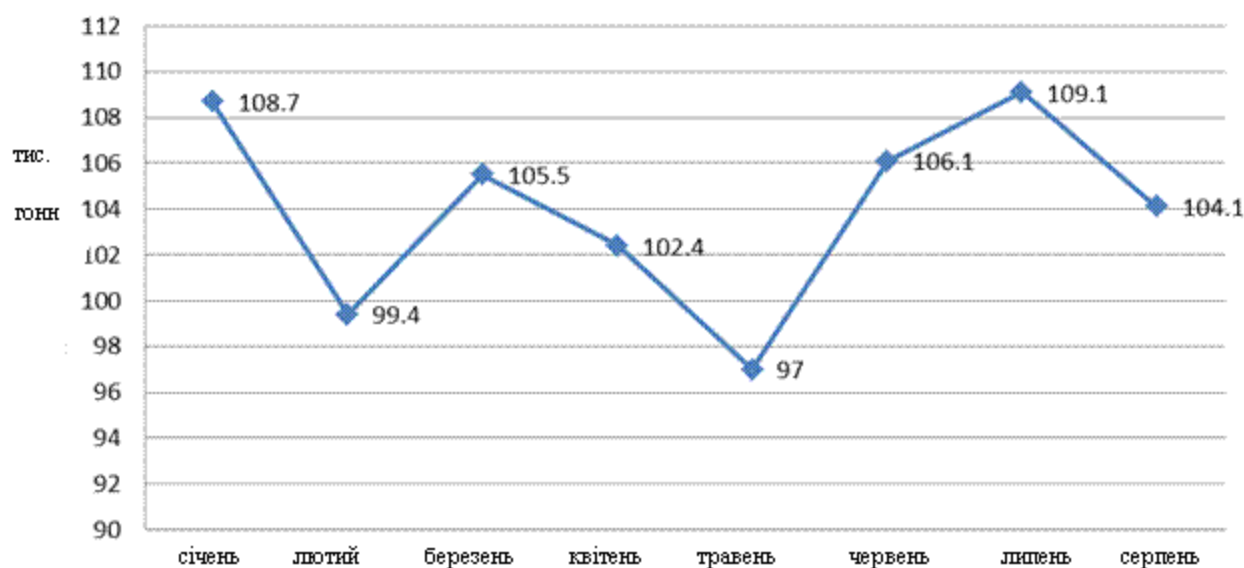


Рисунок 1.1 – Динаміка виробництва феросплавів в Україні в 2021р.

До 2014 року розподіл експорту українських феросплавів по регіонах показував, що основними споживачами були країни СНД, на частку яких припадало 43,4% усього експорту.

Найбільшими покупцями українських феросплавів раніше були російська федерація, Туреччина, Саудівська Аравія і Японія.

У зв'язку з тенденцією зниження виробництва сталі на світовому ринку виробництва феросплавів відзначаються ознаки зменшення попиту на базові феросплави [3].

Істотне скорочення виробництва сталі й зміна його структури неминуче викличе перерозподіл структури споживання феросплавів.

Аналіз роботи феросплавних заводів України показує, що обсяги й асортимент виробництва феросплавів, традиційних для цих заводів, у перспективі буде змінюватися залежно від розвитку внутрішнього виробництва чавуну і сталі, їх якісних і структурних змін, а також від кон'юнктури зовнішнього ринку й можливості експорту вироблених марганцевих і кременистих феросплавів. Багато в чому ці зміни будуть залежати від цін на сировину й електроенергію [4].

1.2 Виробнича програма цеху

Для виробництва металевого марганцю силікотермічним засобом необхідно мати - шлак марганцевий переробний (ШМП-78) та переробний феросилікомарганець. Тобто цех по виробництву металевого марганцю повинен мати печі, які будуть виплавляти феромарганець вуглецевий з шлаком марганцевим переробним та печі виробництва відновлювача – переробного феросилікомарганцю. З даних [3,5] техніко-економічні показники виробництва цих сплавів наведені в таблиці 1.2.

Розрахунок кількості печей по заданій продуктивності

Виплавка марганцю металевого

Добова продуктивність феросплавної печі при виробництві марганцю металевого залежить від потужності трансформатора і визначається за формулою: $P_{п.д.} = 24W \cos \phi K_i / A$

Таблиця 1.2 – Техніко-економічні показники виплавки феромарганцю вуглецевого з шлаком марганцевим переробним, переробного феросилікомарганцю та металевого марганцю

Показник	ФМн78Б з ШМП-78	Переробний феросиліко-марганець	Металевий марганець Мн 95
Питома витрата на 1 баз.т, кг			
Концентрату Мн (48% Мн)	2822	-	-
Коксу сухого	507	566	-
ШМП-78 (48% Мн)	-	1572	2625
Вапна	-	-	2055
Кварциту	-	498	-
Переробного феросилікомарганцю (СМнП)	-	-	780
Електроенергії, кВт·г/б.т.	3650	6135	3600
Продуктивність, б.т./добу	33,3	19,8	34
Вміст Мн у відвальному шлаку, %	-	7,25	16,6
Вміст Мн у ШМП-78, %	39,7	38,7	39,1
Вилучення Мн, %	97	76,8	52,6
Кратність шлаків по базі	1,17	-	-

$$П_{п.д.} = 24 \cdot 7000 \cdot 0,85 \cdot 0,85 / 3600 = 34,0 \text{ т,}$$

де: 24 - число годин у добі; W - встановлена потужність трансформатора, кВА; $\cos\phi$ - середньозважений коефіцієнт потужності печі; K_i - коефіцієнт використання потужності печі; A - питома витрата електроенергії, кВт · год/т.

Річна продуктивність електропечі визначається з виразу:

$$П_{п.р.} = П_{п.д.} \cdot \tau_{\phi}$$

$$П_{п.р.} = 34,0 \cdot 341 = 11594 \text{ т/р,}$$

де: τ_{ϕ} - фактичний час роботи печі за рік, діб.

$П_{п.р.}$ – продуктивність печі річна;

$П_{п.д.}$ – продуктивність печі добова.

Кількість печей визначаємо за формулою: $N_{п.} = P_{р.} / П_{п.р.} = 20000 / 11594 = 1,7,$

де $P_{р.}$ – продуктивність цеху річна.

Виходячи з результатів розрахунку, приймається до установки для виробництва 20000 т марганцю металевого дві круглі відкриті печі потужністю 7000 кВА.

Потужність двох печей РКО-7,0 за рік складе: $11594 \cdot 2 = 23188$ тонн.

Виплавка переробного феросилікомарганцю (СМнП)

Для виробництва 20000 баз. тонн за рік марганцю металевого необхідно переробного феросилікомарганцю (табл.1.2):

$$20000 \text{ баз.т} \cdot 0,780 \text{ баз.т./1 т. Мн 95} = 15600 \text{ баз.т.}$$

Добова продуктивність феросплавної печі при виробництві переробного феросилікомарганцю залежить від потужності трансформатора і визначається за формулою: $P_{п.д.} = 24W \cos\phi K_i / A$

$$P_{п.д.} = 24 \cdot 7000 \cdot 0,85 \cdot 0,85 / 6135 = 19,8 \text{ т,}$$

де: 24 - число годин у добі; W - встановлена потужність трансформатора, кВА; $\cos\phi$ - середньозважений коефіцієнт потужності печі; K_i - коефіцієнт використання потужності печі; A - питома витрата електроенергії, кВт · год/т.

Річна продуктивність електропечі визначається з виразу:

$$\text{Визначаємо фактичний час роботи печі за рік} \quad T_{\phi} = T_k - T_{п}$$

$$T_k - \text{календарний час} = 365 \text{ діб/р}$$

$$T_{п} - \text{холодні й гарячі простої} = 14 \text{ діб/р}$$

$$T_{\phi} = 365 - 14 = 351 \text{ діб/р}$$

$$P_{п.р.} = P_{п.д.} \cdot \tau_{\phi} = 19,8 \cdot 351 = 6950 \text{ т/р,}$$

де: τ_{ϕ} - фактичний час роботи печі за рік, діб.

$P_{п.р.}$ – продуктивність печі річна;

$P_{п.д.}$ – продуктивність печі добова.

Кількість печей визначаємо за формулою: $N_{п} = P_r / P_{п.р.}$

$$N_{п} = 15600 / 6950 = 2,3$$

Виходячи з результатів розрахунку, приймається до установки для виробництва МнСП три круглі відкриті печі потужністю 7000 кВА.

Потужність трьох печей РКО-7,0 за рік складе:

$$6950 \cdot 3 = 20850 \text{ тонн СМнП на рік.}$$

Виплавка високовуглецевого феромарганцю з ШМП-78

Для виробництва 20000 баз. тонн за рік марганцю металевого необхідно ШМП- 78 (табл.1.2): $20000 \text{ баз.т} \cdot 2,625 \text{ баз.т./1 т. Мн 95} = 52500 \text{ баз.т.}$

Для виробництва 20850 баз. тонн за рік СМнП необхідно ШМП- 78 (табл.1.2): $20850 \text{ баз.т.} \cdot 1,572 \text{ баз.т./1 т. СМнП} = 32777 \text{ баз.т.}$

Всього необхідно на рік ШМП- 78: $52500 \text{ баз.т.} + 32777 \text{ баз.т.} = 85277 \text{ баз.т.}$

При кратності ШМП-78 по базовій масі 1,17, необхідно виробити високовуглецевого феромарганцю марки ФМн78РБ:

$$85277 \text{ баз.т} / 1,17 = 72886 \text{ баз.т.}$$

Добова продуктивність феросплавної печі при виробництві високовуглецевого феромарганцю залежить від потужності трансформатора і визначається за формулою:

$$P_{п.д.} = 24W \cos \varphi K_i / A$$

$$P_{п.д.} = 24 \cdot 7000 \cdot 0,85 \cdot 0,85 / 3650 = 33,3 \text{ т,}$$

де: 24 - число годин у добі; W - встановлена потужність трансформатора, кВА; $\cos \varphi$ - середньозважений коефіцієнт потужності печі; K_i - коефіцієнт використання потужності печі; A - питома витрата електроенергії, кВт · год/т.

Річна продуктивність електропечі визначається з виразу:

$$\text{Визначаємо фактичний час роботи печі за рік } T_{\phi} = T_k - T_{п}$$

де: T_k - календарний час = 365 діб/р

$$T_{п} - \text{холодні й гарячі простої} = 14 \text{ діб /р}$$

$$T_{\phi} = 365 - 14 = 351 \text{ діб /р,}$$

$$P_{п.р.} = P_{п.д.} \cdot \tau_{\phi} = 33,3 \cdot 351 = 11688 \text{ т/р,}$$

де: τ_{ϕ} - фактичний час роботи печі за рік, діб.

$P_{п.р.}$ – продуктивність річна;

$P_{п.д.}$ – продуктивність добова.

Кількість печей визначаємо за формулою: $N_{п} = P_{р.} / P_{п.р.}$

$$N_{п} = 72886 / 11688 = 6,2$$

Виходячи з результатів розрахунку, приймається до установки для виробництва ШМП 78 сім круглих відкритих печей потужністю 7000 кВА.

Потужність семи печей РКО-7,0 за рік складе: $11688 \cdot 7 = 81816$ тонн

Цех з річного виробництва 20 тис. тонн марганцю металевого складається з 12 печей РКО-7,0:

- виплавка металевого марганцю - 2 печі;
- виплавка переробного феросилікомарганцю - 3 печі;
- виплавка вуглецевого феромарганцю - 7 печей.

1.3 Опис цеху по прольотах, ділянках, схемах вантажопотоків

До складу феросплавного цеху потужністю 20 тис. тонн на рік марганцю металевого входять: склад шихтових матеріалів з підготовчим і дозувальним відділеннями, плавильній корпус і склад готової продукції.

1.3.1 Шихтове відділення

Склад шихтових матеріалів цеху призначений для зберігання і підготовки шихтових матеріалів. Цех має власний закритий склад шихти. Будівля складу виконана з двох прольотів. В один з двох прольотів поставляються шихтові матеріали розвантажуються за допомогою грейферних кранів в приймки і засіки наведені на план-схемі (рисунок 1.2) [11].

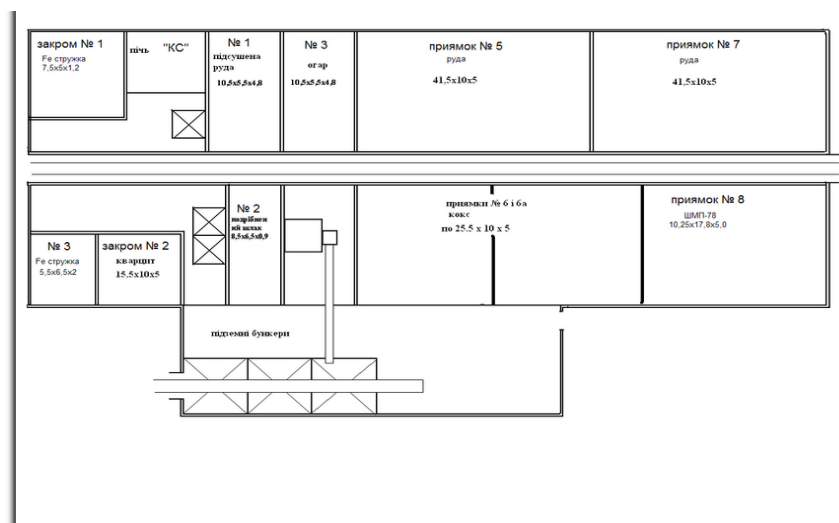


Рисунок 1.2 – План-схема складу шихтових матеріалів

Поставка матеріалів для виплавки високовуглецевого феромарганцю, переробного феросилікомарганцю та металевого марганцю проводиться залізничним транспортом. Компоненти шихти безпосередньо з вагонів і хопрів надходять в підземний бункер і далі через живильник на один з двох стрічкових конвеєрів.

В основному прольоті шихтові матеріали грейферним краном через прийомні бункери подаються на передавальні стрічки і в подальшому на основні конвеєра. За допомогою стрічкових конвеєрів у похилих галереях шихта надходить в плавильний цех.

При необхідності шихтові матеріали піддаються процесам підготовки.

Сушка проводиться безперервно в печі "КС" на газу з примусовим відсмоктуванням димових газів. Паливом для сушки концентрату служить природний газ. Установа забезпечує вологість концентрату - 8%. Продуктивність - 12,2 т / ч.

У разі необхідності кокс піддають подрібненню на дробильній установці СМ-741. Вона ж призначена для зменшення фракційного складу передільного шлаку безфлюсової виплавки високовуглецевого феромарганцю.

Приймаємо наступні розміри прямиків і засіків. Для марганцевого концентрату - 2 прямики розміром 41,5x10x5м, для коксика - 2 прямики розміром 25,5x10x5м, для кварциту – 1 прямик розміром 15,5x10x5м

Розрахуємо період роботи печей феромарганцю на повному запасі шихтових матеріалів.

Загальний запас шихтових матеріалів (Q_T):

$$Q_{\text{руди}} = V_p \cdot \gamma_p = 4150 \cdot 1,9 = 7885 \text{ т,}$$

$$Q_{\text{коксу}} = V_k \cdot \gamma_k = 2550 \cdot 0,55 = 1403 \text{ т,}$$

$$Q_{\text{кварц.}} = V_{\text{кварц.}} \cdot \gamma_{\text{кварциту}} = 775 \cdot 1,53 = 1186 \text{ т,}$$

де V - об'єм місця зберігання матеріалу, м^3 ;

γ - насипна маса матеріалу, $\text{т}/\text{м}^3$.

Запас матеріалів

Кількість шихтових матеріалів для виконання річної виробничої програми цеху:

$$c = N_{\text{п}} \cdot P_{\text{с}} \cdot q / w,$$

де $N_{\text{п}}$ - кількість печей, шт.; $P_{\text{с}}$ - добова продуктивність печі, т; q - питома витрата матеріалу на 1 т сплаву, т / т; w - вміст вологи, %.

Для високовуглецевого феромарганцю

$$c_{\text{руди}} = N_{\text{п}} \cdot P_{\text{с}} \cdot q / w = 7 \cdot 33,3 \cdot (2,822 \cdot 48 / 39,1) / 0,83 = 973 \text{ тонн}$$

$$C_{\text{руди}} = Q_{\text{руди}} / c_{\text{р}} = 7885 / 973 = 8,1 \text{ доби}$$

$$c_{\text{кокс}} = N_{\text{п}} \cdot P_{\text{с}} \cdot q / w = 7 \cdot 33,3 \cdot 0,507 / 0,85 = 139 \text{ тонн}$$

Для переробного феросилікомарганцю

$$c_{\text{кокс}} = N_{\text{п}} \cdot P_{\text{с}} \cdot q / w = 3 \cdot 19,8 \cdot 0,566 / 0,85 = 40 \text{ тонн}$$

Запас коксу для ФМн78РБ і МнСП:

$$C_{\text{коксу}} = Q_{\text{кокса}} / c_{\text{к}} = 1403 / (139+40) = 7,9 \text{ діб.}$$

Запас кварциту:

$$c_{\text{кварц. МнСП}} = N_{\text{п}} \cdot P_{\text{с}} \cdot q / w = 3 \cdot 19,8 \cdot 0,498 = 30 \text{ тонн}$$

$$C_{\text{кварциту}} = Q_{\text{кварциту}} / c_{\text{кварциту}} = 1186 / 30 = 39 \text{ діб.}$$

Для металевого марганцю

Вапно подається в цех у залізничних вагонах.

Шлаки для виплавки металевого марганцю застосовується як правило в рідкому виді. У випадку застосування його у твердому стані, останній дробиться на шоківій дробарці СМ-11-Б до фракції не більш 80 мм.

Феросилікомарганець застосовується в рідкому виді або дробленим.

Продуктивність стрічкового конвеєра ($P_{\text{к}}$)

$$P_{\text{к}} = 86400 \cdot F_{\text{л}} \cdot V_{\text{л}} \cdot \gamma_{\text{р}} = 86400 \cdot 0,05 \cdot 0,5 \cdot 1,9 = 4104 \text{ т / добу,}$$

де: $F_{\text{л}}$ - поперечний переріз безперервного шару руди на стрічці, м²;

$V_{\text{л}}$ - швидкість руху матеріалу, м / с.

До установки приймається два стрічкових конвеєра.

При розрахунку кількості грейферних кранів складу шихти виходять з витрат часу крана для подачі шихти на одну тонну сплаву, добового виробництва сплаву і планового часу роботи крана. Необхідна кількість кранів для забезпечення роботи однієї печі визначають за формулою

$$n_{кр.} = \Pi_{п.с.} \cdot \tau_{пит.} / 840, \text{ де}$$

$\tau_{пит.}$ - час, що витрачається краном на подачу шихти для 1 т сплаву, хв / т;

840 - тривалість роботи крана на добу, хв.

Значення $\tau_{пит.}$ розраховують виходячи з насипної маси шихти, місткості грейфера і тривалості однієї кранової операції по рівнянню:

$$\tau_{пит.} = V_{ш} / V_{Г} \cdot \kappa_{Г} \cdot \tau_{о}, \text{ хв., де}$$

$V_{ш}$ - обсяг шихти, що витрачається на 1 т сплаву (для руди - $(2,822 \cdot 48 / 39,1)/0,83$);

$V_{Г}$ - обсяг грейфера, м³;

$\kappa_{Г}$ - коефіцієнт заповнення грейфера;

$\tau_{о}$ - тривалість однієї операції, в середньому 8 хв. - вивантаження шихти з вагонів в приймки і подача на конвеєрну стрічку.

$$\tau_{пит.} = 4,185 / 2 \cdot 0,8 \cdot 8 = 13,4 \text{ хв.};$$

$$n_{кр.} = 52 \cdot 13,4 / 840 = 0,83$$

Приймаю до установки в складі шихти двох електромостових грейферних кранів вантажопідйомністю 10т з об'ємом грейфера 2м³.

1.3.2. Плаவில்ний корпус

Плаவில்ний корпус являє собою основну частину феросплавного цеху і призначений для розміщення та обслуговування електропечей, а також для прийому і розливання готового металу і видалення шлаку. Плаவில்ний корпус складається з наступних прольотів: трансформаторного, пічного і розливального.

1.3.2.1. Трансформаторний проліт

Між рядами колон В і Г розташовуються трансформаторні камери де встановлені пічні понижуючі трансформатори а також кімнати для комутаційного обладнання. У пічному прольоті також знаходяться пульти управління електротермічними печами.

Трансформаторний проліт є найменшим за розмірами, його ширина складає 4,9м.

1.3.2.2. Пічний проліт

Пічної проліт служить для розміщення та обслуговування плавильних електропечей. Останні розташовуються вздовж цеху в лінію. Ширина пічного прольоту становить 16,55м. Він виконаний у два поверхи. На позначці прольоту -1,0м розташовані фундаменти плавильних печей, конструкції кріплення механізмів переміщення електродотримачів. Для обслуговування льотки встановлені місцеві горнові майданчики.

Робочий плавильний майданчик, призначений для обслуговування печі, спостереження за технологічним і електричним режимами, є суцільне перекриття, розташоване на рівні 3,3 м. На ній розташовуються парасолі з газоходами для відводу виділяючогося з колошника печі газу і пилу, кімнати чергового персоналу, кімната відпочинку, дозувальні вузли печей, лінії бункерів для сировини.

На верхній поверхні парасольок розташовуються пічні бункери під шихтові матеріали, і електродні площадки, для проведення робіт з обслуговування самооспікаючихся та графітованих електродів.

Перекриття має проріз для здійснення вантажопотоків між плавильним майданчиком і розливним прольотом у вигляді передавального возу, що переміщається по рейковому шляху. Таку ж функцію виконує балкон, який виступає в розливний проліт.

Розрахунок кількості кранів у пічному прольоті

Зайнятість крану за добу на одну піч феромарганцю або феросилікомарганцю:

1. Завантаження однієї колоші шихти (75 колош) - 5 хв.
2. Перепуск електродів (2 перепуска) - 15 хв.
3. Подача електродної маси (3 подачі) - 10 хв.

Разом за зміну - 405 хв.

Невраховані роботи (25%) - 25 хв.

Всього за добу на 10 печей – $(405 + 25) \cdot 10 = 4300$ хв.

Кількість кранів ($b = 0,8$): $n_{кр.} = 4300 / (1440 \cdot 0,8) = 3,7$ кр.

Приймається робочий парк кранів – 4 шт.

Перевірка завантаженості: $z = 4300 / 4 \cdot 1440 \cdot 0,8 \cdot 100 = 93,3$ %

Для подачі шихтових матеріалів на піч використовуються саморозвантажувальні бадді об'ємом $1,5 \text{ м}^3$ в кількості - 5 штук.

1.3.2.3. Розливальний проліт

Розливальний проліт феросплавного цеху призначений для прийому з пічного прольоту металу і шлаку, їх первинної обробки, розливання сплаву та передачі його на склад готової продукції, підготовки та подання до печей розливної посуду, поточного ремонту посуду, прийому необхідних матеріалів і змінного обладнання для нормальної експлуатації обладнання плавильного корпусу.

Подача і вивіз продуктів і відходів виробництва феросплавів, необхідного обладнання в цех і за його межі здійснюється залізничним та автомобільним транспортом. Залізнична колія прокладена вздовж колон ряду «А».

В розливному прольоті на позначці - 1,0 м розташовані чавунні піддони для розливання сплаву, розливальні машини, обладнання для заправки технологічної посуду, короби і стенд під вибивання металу, стенди для скачування шлаку, сталеві ковші місткістю - 2 м^3 . Ковші до печі подаються візками за допомогою електродвигуна і сталевих тросів. Кількість ковшів, що встановлюються на віз - 2-3. Біля ряду колон «А» вздовж розливного прольоту прокладений залізничний шлях, по якому в цех подаються залізнодорожні одиниці (короби, шлаковози та ін.).

Розрахунок кількості основного обладнання розлиального прольоту.

Приймається, що випуск здійснюється в ковші, встановлені на віз. Віз викочується в розливний проліт. Розлив шлаку і сплаву проводиться на

розливних машинах. Приймаються до установки в прольоті електромостові крани з двома підйомами, вантажопідйомністю 20 і 5 тонн.

Зайнятість одного крана на плавку:

1. Випуск - 8 хв
2. Зачіпка ковша з металом - 3 хв
3. Злив і скатку шлаку - 10 хв
4. Установка на розливальну машину - 3 хв
5. Відправлення шлакового ковша на розливальну машину - 10 хв
6. Збірка посуду під новий випуск - 10 хв
7. Транспортування коробів з металом - 15 хв
8. Невраховані роботи (25%) - 15 хв

Сумарна зайнятість крана на плавку - 74 хв.

Зайнятість крану за добу по цеху з урахуванням шести плавок на кожній печі:

$$74 \cdot 12 \cdot 6 = 5328 \text{ хв.}$$

Кількість кранів: $n_{кр.} = 5328 / (1440 \cdot 0,8) = 4,4 \text{ кр.}$

Приймаються $N_{кр.} = 6$, на випадок проведення ППР і підстрахування в моменти несправності.

Перевірка завантаженості по можливому часу роботи:

$$C = 5328 / (6 \cdot 1440 \cdot 0,8) \cdot 100 = 77\%.$$

Розливання марганцю металевого

Розливка металу проводиться в розливальній камері в виливницю.

При розливці сплаву із ковша в виливницю під струю підкладаються куски металу Мн 95, який призначений для пом'якшення удару струменю металу, та з метою попередження прогару металевій виливниці.

Розрахунки кількості виливниць:

Місткість однієї виливниці становить 1,4 т. За схемою випуск-розливання необхідно:

$$6/1,4 = 4,3 \text{ або } 5 \text{ виливниць для однієї печі, на дві печі – } 10 \text{ шт.}$$

З урахуванням нерівномірності виходу сплаву ухвалюємо 2 виливниці резервні, необхідна кількість и виливниць складає $10+2=12$ шт.

Розливання високовуглецевого феромарганцю

Час на розливання однієї плавки високовуглецевого феромарганцю

$$\tau_{\text{ф.}} = L \cdot n_{\text{пит.}} / V_{\text{м}} \cdot n_{\text{в.с.}}, \text{ де}$$

L - довжина робочої частини машини, м;

$n_{\text{пит.}} = M_{\text{пл}} / v \cdot \gamma_{\text{ж}} \cdot k_{\text{з.м.}}$ - кількість мульд, що забезпечують прийом металу або шлаку однієї плавки, мульд / пл.;

$M_{\text{пл}} = P_{\text{п.с}} / n_{\text{в.с}} \cdot 1,2$ - маса однієї плавки, т;

$n_{\text{в.с.}}$ - кількість випусків на печі на добу;

$V_{\text{м}}$ - обсяг однієї мульди, м³;

$\gamma_{\text{ж}}$ - щільність матеріалу, т / м³;

$k_{\text{з.м.}}$ - коефіцієнт заповнення мульди (0,7);

v - швидкість руху конвеєру машини, м / хв ($1,2 \div 1,9$; $2,5 \div 5$).

Для металу: $\tau_{\text{ф.}} = 40 \cdot 86 / (2,5 \cdot 420) = 3,3$ хв.

Для шлаку: $\tau_{\text{ф.}} = 40 \cdot 362 / (1,9 \cdot 420) = 18$ хв.

Кількість машин:

для розливання металу $n_{\text{м}} = 1,85 \cdot \tau_{\text{ф.}} \cdot n_{\text{в.с.}} / \tau_{\text{ном.}} = 1,85 \cdot 3,3 \cdot 24 / 1320 = 0,11$

для розливання шлаку $n_{\text{ш}} = 1,85 \cdot \tau_{\text{ф.}} \cdot n_{\text{в.с.}} / \tau_{\text{ном.}} = 1,85 \cdot 18 \cdot 24 / 1320 = 0,6$, де

1320 - номінальний час роботи машини, хв.

Приймається до установки три машини під розливання металу та однієї машини під розливання шлаку ШМП-78 (залишки, котрі не заливаються рідкими в піч).

Розливка переробного феросилікомарганцю

З метою зниження вмісту вуглецю в сплаві та для забезпечення спливання карбідів кремнію і їх фіксації необхідна витримки металу в ковші. Після випуску продуктів плавки під шаром відвального шлаку при роботі зі схеми:

випуск – заливання в піч металевого марганцю (або розливання) - 10-20 хв

два випуски в один ківш – заливання в піч металевого марганцю (або розливання) - 20-25 хв.

Ковші з металом і шлаком, після закриття льотки, викатуються в розливальний проліт за допомогою лебідки.

Ківш із металом краном знімається з візка й подається для зливу шлаків. З появою в струмені шлаків металу, злив повинен бути негайно припинений.

Залишки шлаків у ковші скачуються вручну гребком до появи «металевого дзеркала», а носок повинен бути очищений від настилів шлаків. Після скачування перед розливанням робиться витримка сплаву в ковші протягом 10-15 хвилин, з метою зниження вмісту вуглецю (за рахунок фіксації карбідів кремнію).

Розливання металу проводиться в чавунні виливниці.

З метою запобігання руйнування матеріалу виливниць струменем металу, необхідно переміщати струм уздовж виливниць погойдуванням ковша краном.

Розрахунки кількості виливниць

Місткість однієї виливниці становить 1,4 т. За схемою випуск-розливання необхідно: $4/1,4=2,9$ або 3 виливниці.

За схемою 2 випуску розливання $8/1,4=5,7$ або 6 виливниць

З урахуванням нерівномірності виходу сплаву приймаємо 1 виливницю резервну, у результаті необхідна кількість виливниць складе $6+1=7$ шт.

Розрахунок ковшів під шлак і метал:

Ємність ковша визначаємо з виразу:

$$V_k = (P_{п.с} / N_{п} \cdot \gamma_{ж} \cdot \psi) \cdot K = (52 / 12 \cdot 6,5 \cdot 0,9) \cdot 1,2 = 0,86 \text{ м}^3$$

Розрахунок кількості ковшів для марганцю металевого

Приймається на випуск об'єм ковшів під метал – один ківш 2 м^3 , під шлак - п'ять ковшів по 2 м^3 .

Визначення кількості ковшів приведено в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3 - Кількість ковшів для марганцю металевого

Показники	Метал	Шлак
Добове виробництво однієї печі, нат.т	$34 \cdot 95 / 90 = 36$	$34 \cdot 95 / 90 \cdot 4,66 = 167$
Кількість випусків на добу, шт.	6	6
Маса одного випуску, тонн	$36 / 6 = 6$	$167 / 6 = 27,8$
Наливна маса, т/м ³	6,5	3,0
Кількість ковшів при ємності ковша 2 м ³ , шт.	$6 / 6,5 \cdot 2 = 0,46$ ~ 1 шт.	$27,8 / 3 \cdot 2 = 4,6$ ~5 шт.
Запасний парк	1	1
Разом ковшів	2	6

Приймається парк загальним на дві печі : $2 + 6 + 2 + 6 = 16$ ковшів.

Розрахунок кількості ковшів для переробного феросилікомарганцю

Приймається на випуск об'єм ковшів під метал – один ківш 2 м³, під шлак - п'ять ковшів по 2м³.

Визначення кількості ковшів приведено в таблиці 1.4.

Таблиця 1.4 - Кількість ковшів для переробного феросилікомарганцю

Показники	Метал	Шлак
Добове виробництво однієї печі, нат.т	$19,8 \cdot 82 / 90 = 18$	$19,8 \cdot 82 / 90 \cdot 1,41 = 26$
Кількість випусків на добу, шт.	6	6
Маса одного випуску, тонн	$18 / 6 = 3$	$26 / 6 = 4,3$
Наливна маса, т/м ³	6,0	3,4
Кількість ковшів при ємності ковша 2 м ³ , шт.	$3 / 6,0 \cdot 2 = 0,25$ ~ 1 шт.	$4,3 / 3,4 \cdot 2 = 0,63$ ~1 шт.
Запасний парк	1	1
Разом ковшів	2	2

Приймається парк загальним на три печі : $(2 + 2) \cdot 3 = 12$ ковшів.

Розрахунок кількості ковшів для високовуглецевого феромарганцю

Приймається на випуск об'єм ковшів під метал – один ківш 2 м³, під шлак - п'ять ковшів по 2м³.

Визначення кількості ковшів приведено в таблиці 1.5.

Таблиця 1.5 - Кількість ковшів для високовуглецевого феромарганцю

Показники	Метал	Шлак
Добове виробництво однієї печі, нат.т	$33,3 \cdot 76 / 78 = 32,5$	$33,3 \cdot 76 / 78 \cdot 1,47 = 47,8$
Кількість випусків на добу, шт.	6	6
Маса одного випуску, тонн	$32,5 / 6 = 5,4$	$47,8 / 6 = 8,0$
Наливна маса, т/м ³	6,5	3,5
Кількість ковшів при ємності ковша 2 м ³ , шт.	$5,4 / 6,5 \cdot 2 = 0,42 \sim 1$ шт.	$8,0 / 3,5 \cdot 2 = 1,14 \sim 2$ шт.
Запасний парк	1	1
Разом ковшів	2	3

Приймається парк загальним на сім печей : $(2 + 3) \cdot 7 = 35$ ковшів.

Всього ковшів по цеху: $16 + 12 + 35 = 63$ шт.

1.3.3 Склад готової продукції

Склад готової продукції являє собою однопрогонової будівлі, розташована в одну лінію з плавильним корпусом. Вантажопотік між останніми здійснюється електровозом по рейковому шляху.

Склад обладнаний двома мостовими кранами вантажопідйомністю 10 т і пристроями для дроблення і розсівання готового сплаву. Злитки готового металу поплавочно в коробах за допомогою електровозу надходять на склад. Продукція проходить контроль служб ВТК, дроблення, фракціонування і зберігається в контейнерах або коробах.

Дроблення готової продукції, а також скрап виробництва проводиться на шоккових дробарках. На вузлі знепилювання і сортування з них утворилася дрібна фракція металу, що відділяється від основної маси за допомогою гуркоти і решіток з необхідним розміром отворів - осередків.

Відвантаження споживачеві проводиться в вагони, або в автотранспорт. Для зважування продукції застосовуються підлогові й кранові електронні ваги.

Характеристики дробильного обладнання СГП наведено таблиці 1.6.

Таблиця 1.6 - Характеристики дробильного обладнання

Тип	Продуктивність, т / год.	Фракція, мм	
		входу	вихід
Дробарка СМД - 108	18	210	20-60
Дробарка «Цемаг»	110	500	90-200
Дробарка «Шкода»	126	500	80-200
Гуркіт ГИЛ - 32	13,6	150	10-80

Розрахунок кількості коробів

Для прийому злитків після охолодження металу використовуються спеціальні короби. Для прийому та транспортування сплаву долучються стандартні короби об'ємом 2 м³. Ступінь заповнення коробів злитками 75%. Кількість коробів, необхідних для безперебійної роботи цеху:

для металевого марганцю

$$34 \cdot 2 / 7,2 \cdot 2 \cdot 0,75 = 6,3 \sim 7 \text{ шт., де}$$

34 · 2 - добова продуктивність цеху, т;

7,2 - насипна вага марганцю металевого, т/м³;

2 - об'єм короба, м³.

Кількість коробів дорівнює 7 шт.

для вуглецевого феромарганцю

$$33,3 \cdot 7 / 7,2 \cdot 2 \cdot 0,75 = 21,6 \sim 22 \text{ шт., де}$$

33,3 · 7 - добова продуктивність цеху, т;

7,2 - насипна вага вуглецевого феромарганцю, т/м³;

2 - обсяг короба, м³.

Кількість коробів дорівнює 22 шт.

для переробного феросилікомарганцю

При умові, що переробний феросилікомарганець не буде у рідкому стані використовуватися для металевого марганцю, необхідна кількість ковшів:

$$19,8 \cdot 3 / 6,3 \cdot 2 \cdot 0,75 = 2,1 \sim 3 \text{ шт., де}$$

19,8 · 3 - добова продуктивність цеху, т;

6,3 - насипна вага переробного феросилікомарганцю, т/м³;

2 - обсяг короба, м³.

Кількість коробів дорівнює 3 шт.

Всього коробів по цеху: $7 + 22 + 3 = 32$ шт.

Для транспортування коробів з металом на складі готової продукції використовуються мостові крани [12].

Розрахунок кількості кранів у складі готової продукції

Кран виконує наступні операції:

- зняття коробу з металом з візка мотовоза, зважування металу і установка короба на майданчик для охолодження - 10 хв;

- завантаження металу в бункер - 5 хв;

- установка порожнього короба на візок мотовоза - 5 хв.

Загальний час, витрачений на один короб - 20 хв.

У добу до складу готової продукції поступає 42 плавки високовуглецевого феромарганцю і 12 плавок металевого марганцю, усього 54 плавки. Час для проведення операції з усіма коробами: $20 \cdot 54 = 1080$ хв.

Невраховані операції крана - 25%. Повний час роботи крана

$1080 \cdot 1,25 = 1350$ хв.

Завантаженість крана - 85% на добу. Час роботи одного крана на добу

$24 \cdot 60 \cdot 0,85 = 1224$ хв.

Кількість кранів у складі готової продукції $1350 / 1224 = 1,1 \approx 2$ крана.

Приймаються 3 крана (один у резерві) вантажопідйомністю 20т.

1.3.4 Транспортні в'їзди цеху

Подача і вивіз продуктів і відходів виробництва феросплавів, необхідного обладнання в цех і за його межі здійснюється залізничним та автомобільним транспортом. Залізнична колія прокладений вздовж колон ряду «А».

Біля ряду колон «А» вздовж розливного прольоту прокладений залізничний шлях, по якому в цех подаються короби, шлаковози та ін.

Вантажопотік між розливним прольотом і складом готової продукції здійснюється електровозом по рейковому шляху.

Відвантаження споживачеві проводиться в вагони, або в автотранспорт.
Для зважування продукції застосовуються підлогові й кранові електронні ваги.

2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

2.1 Вибір типу печі

Для виробництва марганцю металевого використовують феросплавні печі потужністю 5-7МВА. В даній роботі представлена піч 7 МВА.

Рудовідновлювальна піч для виплавки марганцевих феросплавів – трифазна з розташуванням електродів графітованих діаметром 400мм (або самоспікаючихся діаметром 600мм) по верхівках рівностороннього трикутника. Кожух печі циліндричний із сталі діаметром 20мм. Днище кожуха - конічне. Механізм нахилу ванни печі - гідравлічний. Два гідроциліндри знаходяться під сегментами в приямках фундаменту печі. Механізм переміщення електродів – електромеханічний, а механізм зажиму електроду – пружинно-пневматичний.

Схема виробництва марганцю металевого з використанням рідких складових шихти – шлаку марганцевого переробного і переробного феросилікомарганцю наведена нижче (рис.2.1) [5].

Перша стадія процесу – виплавка високовуглецевого феромарганцю ФМн78Б та шлаку марганцевого переробного ШМП-78 безперервним способом.

Друга стадія процесу – виплавка переробного феросилікомарганцю МнС25 (або СМнП) безперервним способом.

Третя стадія – виплавка металевого марганцю періодичним способом з використанням рідких складових шихти – шлаку марганцевого переробного і переробного феросилікомарганцю.

Трьохстадійна технологічна схема виробництва марганцевих феросплавів характеризується використанням для виплавки переробних (шлаку ШМП-78 в сполучі з товарним високовуглецевим феромарганцем ФМн78РБ і низьковуглецевого переробного феросилікомарганцю) і товарних сплавів (металевого марганцю, середньовуглецевого феромарганцю) в дугових

відкритих (без склепіння) рудновідновлювальних печах типу РКО-7,0 з трансформаторами установлені потужності 7000КВА (рис. 2.2) [6,7,8,9].

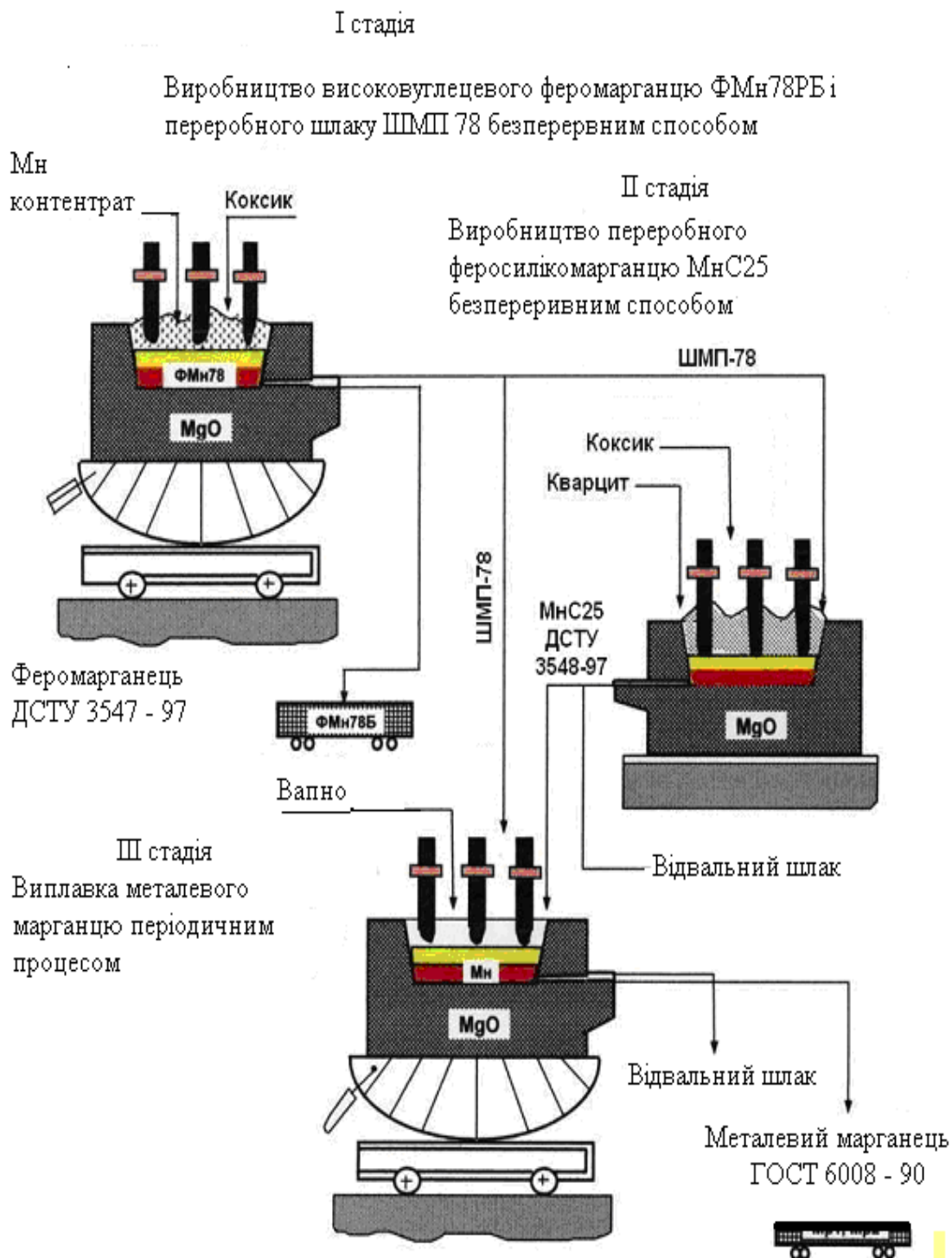
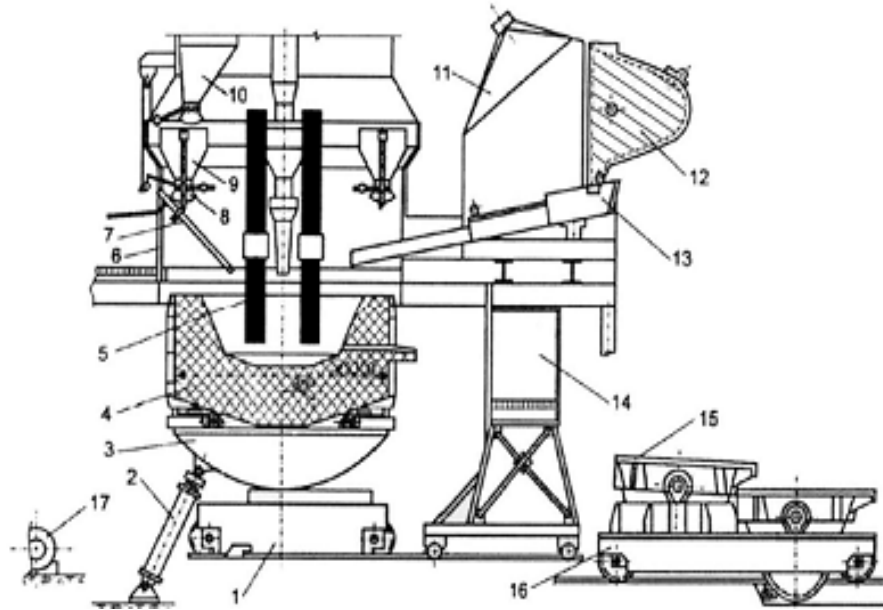


Рисунок 2.1 – Комбінована трьохстадійна технологічна схема виробництва марганцю металевого в печах РКО – 7,0



1-візок викату ванни печі; 2-гідроциліндр механізму нахилу печі; 3-люлька;
 4-периклазова футеровка ванни печі; 5- графітовані електроди; 6-штори з
 витяжним зонтом; 7-завантажувальний лоток; 8-затвор щелепний;
 9-проміжний бункер; 10-пічний бункер; 11-камера з витяжним зонтом;
 12-ківш з ШМП-78; 13-жолоб заливний; 14-візок горнового майданчика;
 15-металоприємний ківш; 16-ковшовий візок; 17-лебідка.

Рисунок 2.2 – Електропеч потужністю 7МВА (РКО-7,0) з викатною ванною для виплавки металевого марганцю

2.2 Обладнання печі для виплавки металевого марганцю

Виплавка марганцевих сплавів проводиться у відкритих трифазних електропечах, що нахиляються і обертаються, потужністю 7000 кВа з розташуванням електродів по вершинах рівностороннього трикутника [30].

Устаткування печі є складним комплексом механізмів, які керуються за допомогою системи управління та стеження Master View 830/1. Від правильної експлуатації обладнання залежить його безпека та справний стан. Основні частини обладнання представлені на рисунку 2.3.

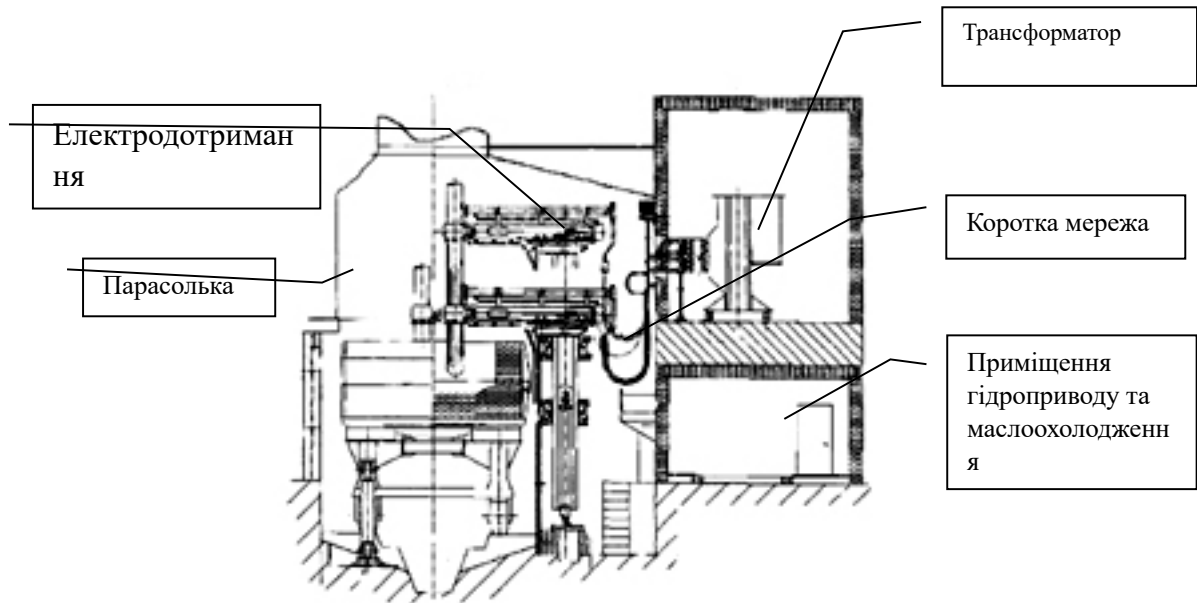


Рисунок 2.3 – Устаткування електропечі

2.2.1 Пічний трансформатор

Печі цеху обладнано трансформаторами виробництва фірми ABB National Transformer 7000 kVA. Характеристики трансформаторів наведено у таблиці 2.1.

Пічний трансформатор обладнаний пристроями сигналізації стану та захисту:

- реле Бухгольца та захисне реле перемикача напруги;
- контролю рівня олії;
- термометрами для контролю температури олії та обмоток.

Термометр олії видає сигнал тривоги при 750С, сигнал відключення трансформатора при 850С. Термометр обмоток видає сигнал при 950С, сигнал відключення трансформатора при 1050С.

Таблиця 2.1 – Характеристики трансформатів National Transformer 7000 kVA

Y d1	V	A	V	A (line)	A (phase)	kVA
зірка - подвійний трикутник (шлакова)	10000	404.2	103.1	39200	22630	7000
		404.2	117.8	34300	19804	7000
		404.2	132.4	30520	17620	7000
		404.2	146.5	27580	15924	7000
		404.2	161.3	25060	14468	7000
зірка - трикутник (металева)	10000	404.2	206.2	19600	11315	7000
		404.2	235.6	17150	9902	7000
		404.2	264.8	15260	8810	7000
		404.2	293.0	13790	7962	7000
		404.2	322.6	12530	7234	7000

- індикатор протоки води у системі охолодження трансформатора;
- індикатор протоки олії;
- реле різниці тисків олії та води;
- трансформаторами струму;

Для забезпечення тривалої та надійної експлуатації трансформатора необхідно:

1. Дотримання температурних та навантажувальних режимів, рівнів напруги.
2. Суворе виконання графіків ППР.
3. Контролює режим роботи пічного трансформатора технологічним персоналом.
4. Щозмінний контроль стану пічного трансформатора, системи охолодження електротехнічним персоналом цеху.

Пічні трансформатори мають примусову циркуляцію олії у системі охолодження, що складається:

- Маслоохолоджувач WKEN250.
- Маслонасос W4/200/100.
- Маслопроводи.

- Водопроводи.
- Запірної арматури.

Протока олії 1260 л/хв.

2.3 Розрахунок електричних і геометричних параметрів

Розрахунок електричних характеристик для марганцю металевого

Корисна потужність: $P_{\text{кор.}} = W \cdot \cos\varphi \cdot \eta_{\text{ел}} = 7000 \cdot 0,85 \cdot 0,63 = 3749 \text{ кВт}$,

де: $\eta_{\text{ел}}$ - електричний ККД.

Корисна фазова робоча напруга: $U_{\text{кор.}} = C \cdot P_{\text{пол.}}^n = 8 \cdot 3749^{0,25} = 8 \cdot 7,82 = 63$

В,

де: C і n - коефіцієнти, що характеризують процес отримання марганцю металевого.

Вторинна лінійна напруга трансформатора:

$$U_{\text{л}} = U_{\text{кор.}} \cdot \sqrt{3} / \cos\varphi \cdot \eta_{\text{эл}} = 63 \cdot 1,73 / 0,85 \cdot 0,63 = 204 \text{ В}$$

За значенням $U_{\text{л}}$ розраховуються шаблі вторинної напруги трансформатора, при цьому приймається інтервал $(0,85 - 1,2) U_{\text{л}}$ з перепадом між ступенями напруги 14 - 15 В.

Кількість ступенів напруги:

$$n = (1,2 U_{\text{л}} - 0,85 U_{\text{л}}) / 15 = (1,2 \cdot 204 - 0,85 \cdot 204) / 15 = 4,8 \sim 5$$

Сила струму в електроді: $I = P_{\text{кор.}} / 3U_{\text{кор.}} = 3749000 / 3 \cdot 63 = 19836 \text{ А}$.

Розрахунок електричних характеристик для вуглецевого феромарганцю та переробного феросилікомарганцю

Корисна потужність:

$$P_{\text{кор.}} = W \cdot \cos\varphi \cdot \eta_{\text{ел}} = 7000 \cdot 0,85 \cdot 0,75 = 4463 \text{ кВт},$$

де: $\eta_{\text{ел}}$ - електричний ККД.

Корисна фазова робоча напруга:

$$U_{\text{кор.}} = C \cdot P_{\text{пол.}}^n = 8 \cdot 4463^{0,25} = 8 \cdot 8,17 = 66 \text{ В},$$

де: C і n - коефіцієнти, що характеризують процес отримання марганцю металевого.

Вторинна лінійна напруга трансформатора:

$$U_{\text{л}} = U_{\text{кор.}} \cdot \sqrt{3} / \cos\varphi \cdot \eta_{\text{ел}} = 66 \cdot 1,73 / 0,85 \cdot 0,75 = 179 \text{ В.}$$

За значенням $U_{\text{л}}$ розраховуються шаблі вторинної напруги трансформатора, при цьому приймається інтервал (0,85 - 1,2) $U_{\text{л}}$ з перепадом між ступенями напруги 13 - 14 В.

Кількість ступенів напруги:

$$n = (1,2 U_{\text{л}} - 0,85 U_{\text{л}}) / 14 = (1,2 \cdot 179 - 0,85 \cdot 179) / 14 = 4,5 \sim 5.$$

Номери ступенів трансформатора і відповідне їм лінійну напругу наведено в таблиці 1.3.

Сила струму в електроді: $I = P_{\text{кор.}} / 3U_{\text{кор.}} = 4463000 / 3 \cdot 66 = 22540 \text{ А.}$

Розрахунок діаметру електродів та їх розпаду:

Марганець металевий.

Для розрахунку діаметру графітованих електродів скористаємося формулою:

$$d_{\text{ел}} = \sqrt{\frac{4 \cdot I}{j \cdot \pi}}$$

Для рудовідновлювальних печей щільність струму не повинна перевищувати 18 А/см^2 (для графітованих електродів). Для розрахунку щільність струму дорівнює $j = 18 \text{ А/см}^2$.

$$d_{\text{ел}} = \sqrt{4 \cdot 25164 / 3,14 \cdot 18} = 42,2 \text{ см, або } 422 \text{ мм.}$$

Приймається діаметр електродів 400 мм.

При виборі діаметра розпаду електродів рекомендується зближувати електроди настільки, щоб в середині ванни не могли утворюватися холодні ділянки, які не беруть участі в процесі плавки. При більш високій напрузі діаметр розпаду повинен бути більше, цим усувається надмірне відволікання струму по шихти від одного електрода до іншого.

Відношення діаметру розпаду електроду до діаметру електроду рекомендується приймати за умови $d_{\text{р}} = 3,13 \cdot d_{\text{ел}}$,

$$d_p = 3,13 \cdot 400 = 1250 \text{ мм.}$$

Активний опір ванни печі визначаємо за формулою:

$$R_B = U_{\text{пов.}} / I = 67 / 25164 = 0,002663 \text{ Ом}$$

Розрахунковий електричний ККД:

$$\eta = R_B / (R_B + r) = 0,002663 / (0,002663 + 0,0005) = 0,84;$$

де: r - активний опір короткої мережі (0,0005 Ом).

Розрахунковий коефіцієнт потужності:

$$\cos^2 \varphi = 1 - (x^2 / R_B^2) = 1 - 0,0012^2 / 0,002663^2 = 0,71;$$

$$\cos \varphi = \sqrt{0,71} = 0,84,$$

де: x - реактивний опір короткої мережі (0,0012 Ом).

Вуглецевий феромарганець та переробний феросилікомарганець.

Для розрахунку діаметру самообпікаючихся електродів скористаємося формулою:

$$d_{\text{ел}} = \sqrt{\frac{4 \cdot I}{j \cdot \pi}}$$

Для рудовідновлювальних печей щільність струму не повинна перевищувати 9 А/см² (для самообпікаючихся електродів). Для розрахунку щільність струму дорівнює $j = 9 \text{ А/см}^2$.

$$d_{\text{ел}} = \sqrt{4 \cdot 25164 / 3,14 \cdot 9} = 59,7 \text{ см, або } 597 \text{ мм.}$$

Приймається діаметр електродів 600 мм.

Відношення діаметра розпаду електродів до діаметру електроду рекомендується приймати за умови:

$$d_p = 2,08 \cdot d_{\text{ел}};$$

$$d_p = 2,08 \cdot 600 = 1248 \text{ мм} \sim 1250 \text{ мм.}$$

2.4 Розрахунок геометричних параметрів печі РКО-7,0

Геометричні параметри рудовідновлювальної печі (діаметр електроду, розпад електродів і діаметр ванни, висота ванни) впливають на техніко-економічні показники роботи печі, на стійкість її футеровки, на кількість

теплових втрат. Сполучним параметром між електричними характеристиками та геометричними параметрами є діаметр електроду.

Також при виборі параметрів печі важливо правильно визначити діаметр розпаду електродів. Занадто малий діаметр розпаду електродів призводить до накладення реакційних зон і, отже, до дуже великої концентрації потужності у центрі печі. В результаті температура в цій зоні різко підвищується і знижується корисний електричний опір шихти, що призводить до високої посадки електродів і до підвищених втрат в ульот відновлених елементів і тепла, особливо марганцю. Вибір завищеного діаметру розпаду електродів призводить до додаткових втрат тепла через занадто великі розміри ванни печі і до холодного ходу печі, з утворенням під електродами окремих, не пов'язаних між собою реакційних тиглів і до ускладнень з випуском сплаву.

Розрахунок основних параметрів ванни печі

Розрахунок геометричних параметрів ведеться відповідно до принципу геометричної подібності. Критерії геометричної подібності для основних геометричних параметрів мають такі значення:

- 1) Відстань між електродами 1,68 - 3,02
- 2) Діаметр ванни на рівні колошника 4,5 - 8,3
- 3) Діаметр ванни по подині 3,2 - 5,8
- 4) Глибина ванни 1,5 - 2,5

Для печі РКО-7,0 приймаються наступні [11]:

Марганець металевий

Діаметр ванни печі за рівнем колошника

$$D_k = 400 \cdot 11,25 = 4500 \text{ мм.}$$

Діаметр ванни печі за рівнем подини

$$D_{\text{п}} = 400 \cdot 8 = 3200 \text{ мм.}$$

Глибина ванни печі

$$H_{\text{в}} = 400 \cdot 3,73 = 1490 \text{ мм.}$$

Наружний діаметр кожуха печі:

$$D_{\text{кож.}} = D_k + 2 L_{\text{ф}}, \text{ де } L_{\text{ф}} \text{ товщина футеровки на рівні льотки}$$

$$D_{\text{кож.}} = 4500 + 2 * 250 = 5000 \text{ мм}$$

Вуглецевий феромарганець та переробний феросилікомарганець:

Діаметр ванни печі за рівнем колошника

$$D_{\text{к}} = 600 \cdot 7,5 = 4500 \text{ мм.}$$

Діаметр ванни печі за рівнем подини

$$D_{\text{п}} = 600 \cdot 5,33 = 3200 \text{ мм.}$$

Глибина ванни печі

$$H_{\text{в}} = 600 \cdot 2,48 = 1490 \text{ мм.}$$

Наружний діаметр кожуха печі:

$$D_{\text{кож.}} = D_{\text{к}} + 2 L_{\text{ф}},$$

де $L_{\text{ф}}$ товщина футеровки на рівні льотки.

$$D_{\text{кож.}} = 4500 + 2 * 250 = 5000 \text{ мм}$$

За результатами розрахунків проектувана руднотермічна кругла відкрита піч буде мати наступні конструктивні параметри:

Кількість електродів	3
Діаметр розпаду електродів.....	1250 мм
Діаметр електроду графітованого.....	400 мм
Діаметр електрода самообпікаючогося.....	600 мм
Діаметр ванни:	
по верху	4500 мм
по низу	3200 мм
Глибина ванни	1490 мм
Наружний діаметр кожуха печі	5000 мм

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

3.1 Фізико-хімічні властивості марганця та його сполук

Марганець - метал сріблястого кольору, перехідний елемент сьомої побічної підгрупи Періодичної системи, що має наступні властивості: атомна маса 54,9, щільність 7,469 г/см³ температура плавлення 1220 °С, кипіння 2120°С.

Існує вісім станів окиснення від 0 (ціанамідний комплекс) до 7.

Відомі модифікації марганцю з різною кристалічною структурою:

- стійка до 1000 К; кубічна;
- стійка від 1000 до 1374 К, кубічна;
- стійка від 1374 до 1410 К, гранецентрована, тетрагональна;
- стійка від 1410 до 1517 К, кубічна, об'ємно-центрована.

Пружність парів марганцю дуже висока, тому при виплавці сплавів марганцю і високомарганцовистих сталей завжди спостерігаються втрати марганцю в улет, які тим більше, чим вище температура процесу вміст марганцю в металі [1].

У рідкому стані залізо та марганець повністю взаємно розчиняються, хімічних сполук вони не утворюють. Сплави заліза з 75-85% Mn легкоплавки, температура плавлення їх близько 1280 °С. Діаграма стану системи Mn-C представлена на рис. 3.1.

У системі Mn-C виявлені карбіди Mn_7C_3 , Mn_3C , Mn_7C_2 , Mn_5C_2 і $Mn_{23}C_6$.

Існують такі силіциди марганцю: Mn_2Si , $MnSi$ та $MnSi_3$ з температурою плавлення відповідно -1320, 1260 і 1170°С (рис. 2.2). Найбільш міцним є $MnSi$.

З киснем марганець утворює п'ять оксидів MnO_2 , Mn_2O_3 , Mn_3O_4 , MnO , Mn_2O_7 .

У системі Mn-P відомо існування фосфідів Mn_5P_2 , MnP , MnP_2 і MnP_3 , з яких найбільш стійким є Mn_5P_2 . З сіркою марганець утворює сульфід MnS , MnS_2 Сульфід марганцю MnS — дуже міцна хімічна сполука і має дуже малу розчинність у марганці як у твердому, так і рідкому.

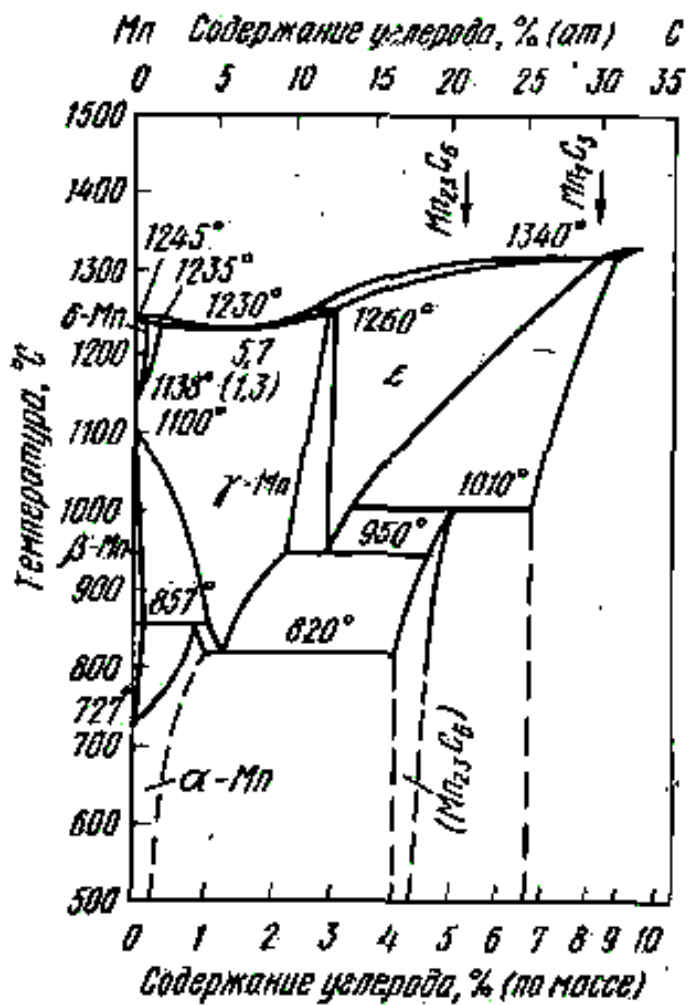


Рисунок 3.1 - Диаграмма стану системи Mn-C

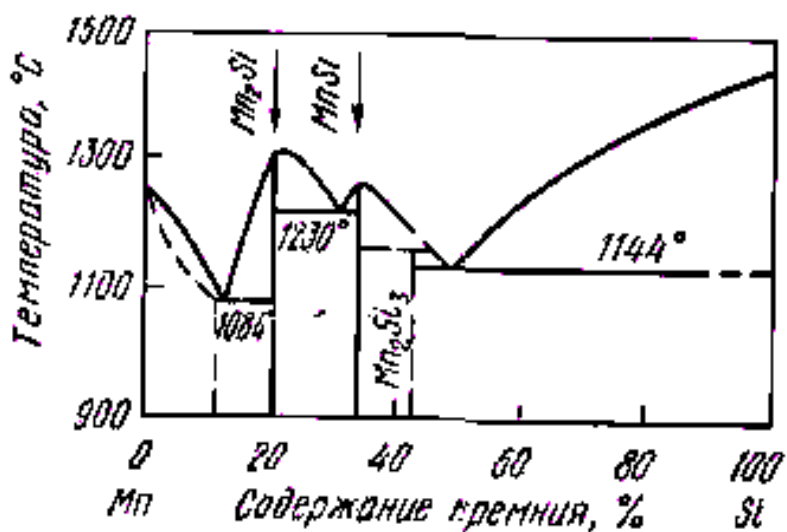


Рисунок 3.2 - Диаграмма стану системи Mn-Si

Марганець утворює з азотом нітриди Mn_4N , Mn_5N_2 , Mn_2N та Mn_3N_2 . Крім хімічних сполук, у системі Mn-N можливе утворення твердих розчинів. Розчинність азоту в Mn становить близько 0,15%. Тверді розчини містять від 2,31 до 3,26% N_2 на основі Mn_4N , а при вмісті азоту від 6,52 до 9,22% у сплавах присутні тверді розчини на основі Mn_4N та Mn_5N_2 . Вміст 9,22% відповідає з'єднанню Mn_5N_2 [24].

Металевий марганець технічної чистоти (95-99,8% Mn) (ГОСТ 6008-90) табл. 3.1 отримують електролітичним та електросилікотермічним способами.

Таблиця 3.1 – Хімічний склад металевого марганцю (за ГОСТ 6008-90)

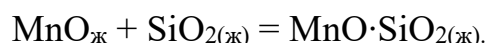
Марка	Спосіб виробництва	Mn не	З	Si	P	S
				не більше		
Mn998	Електролітичний	99,8	0,04	-	0,003	0,03
M997		99,7	0,06	-	0,005	0,10
Mn965	Електротермічний	96,5	0,10	0,8	0,05	0,05
Mn95		95,0	0,20	1,8	0,07	0,05

У деяких країнах металевий марганець одержують алюмініотермічним методом. Марганець марок Mr000, Mr00 та Mr0 отримують електролітичним методом, а Mr1, Mr2 та Mr1C - електросилікотермічним. Електролітичний марганець, що характеризується нижчим вмістом домішок, використовується для виплавки в індукційних печах сплаву 75ГНД (< 0,05% C; 0,012% Si; < 0,8% Fe; < 0,03% P; 14-16% Ni; 9,5-11% Cu, Mn). Технологія металевого марганцю електротермічним способом.

Силікотермічні процеси виробництва марганцевих феросплавів ґрунтуються на реакції відновлення MnO кремнієм. Для забезпечення необхідного складу за вмістом фосфору, заліза та інших домішок марганцеві концентрати піддають дефосфорації електрометалургійним методом, при якому поряд з фосфором та залізом віддаляються у попутний метал. Продуктом електроплавки є малофосфористий шлак, який потім використовують як

марганецьвмісний компонент шихти. Технологія металевого марганцю включає три стадії (рис. 2.1) [16]: I - одержання передільного малофосфористого марганцевого шлаку; II - виплавка передільного силікомарганцю; III – отримання металевого марганцю. Особливість тристадійної технології одержання марганцю полягає у порівняно низькому наскрізному корисному використанні марганцю, що не перевищує 50—52 % від заданого, що є головною причиною високої питомої витрати електроенергії, шихтових матеріалів та порівняно високої собівартості марганцю. Низьке вилучення марганцю з концентратів товарний метал пояснюється великими втратами марганцю з відвальними шлаками, переважно на III стадії процесу. Зміст оксиду марганцю MnO в відвальному шлаку (у перерахунку на марганець) становить 14—16 %, що й пояснюється те що, що перехід марганцю в товарний метал III стадії вбирається у 60—63 %.

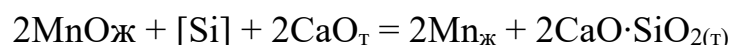
Оскільки силікотермічне одержання марганцю ґрунтується на відновленні марганцю малофосфористого шлаку (60—62 % MnO, 26—27 % SiO₂) кремнієм передільного силікомарганцю (28 % Si), у термодинамічних розрахунках слід враховувати теплоти змішування оксидів у шлаку за реакцією:



Відновлення MnO кремнієм можна наступним рівнянням:



Введення оксиду кальцію покращує умови протікання процесу, зрушуючи його у бік більш повного вилучення марганцю та виходу металу для реакції



Добавка CaO систему MnO-SiO₂, збільшує тепловий ефект реакції відновлення MnO кремнієм. Термодинамічні дослідження реакції відновлення MnO кремнієм у присутності CaO показали, що, якщо забезпечується необхідний стандартом вміст кремнію в металі не більше 0,8-1,8 %, рівноважна концентрація MnO становить 15-17 % при основності шлаку (CaO + MgO)/(SiO₂)=1,5-1,6 та кратності 3,6-3,8. Це одна з головних причин великих втрат марганцю електросилікотермічним способом [17].

3.2 Застосування і склад сплавів марганця

Активно з'єднуючись з киснем і сіркою, марганець є розкислювачем і десульфуратором рідкої сталі. Як легуюча добавка, марганець має подрібнюючу дію на структуру сталі і збільшує глибину прожарювання. При підвищенні вмісту марганцю до 7% збільшуються межа міцності сталі на розрив та межу плинності. Опір атмосферної корозії сильно збільшується за змістом >10% Mn. Інструментальні сталі містять до 0,4% Mn, конструкційні - до 0,6 % Mn, леговані марганцем - від 0,8 до 28% Mn. Популярністю користується зносостійка високомарганцевиста сталь 110Г13Л (12-14% Mn, 1,1-1,3% C), що застосовується для виготовлення робочих органів землерийних машин, дробильно-помольного обладнання тощо [18].

При виробництві нержавіючої сталі марганцем замінюють дефіцитний нікель. Витрата марганцю становить ~ 1 % від маси сталі, що виплавляється, спостерігається тенденція до збільшення його витрати. Марганець входить також до складу багатьох кольорових сплавів на основі алюмінію та міді, сто застосовують у електротехніці тощо.

Сортамент марганцевих сплавів в основному побудований за вмістом вуглецю, при цьому низьковуглецеві сплави характеризуються і низьким вмістом фосфору. Сортамент на силікомарганець побудований за вмістом кремнію, причому сплави з високим вмістом кремнію мають нижчий вміст вуглецю і фосфору.

3.3 Характеристика марганцевих руд і концентратів

Світові запаси промислових марганцевих руд оцінюють у 12 млрд.т. За походженням розрізняють такі промислові типи родовищ марганцевих руд: океанічні; осадові морські; контактовометасоматичні та гідротермальні. Розвідані у країнах СНД родовища марганцевих руд об'єднують у сім марганцеворудних провінцій: Южно-Українська – Кавказька; Уральська; Центрально-Казахстанська; Алтай-Саянська; Байкальська; Єнісейська та Приморська.

Родовища марганцевих руд розташовані біля колишнього СРСР нерівномірно. У росії розвідано 6,1% загальносоюзних запасів марганцевих руд, в Україні – 82,4%, у Грузії – 8,9% та Казахстані – 2,6. Основна кількість марганцевих руд видобувається в Нікопольському (~80%) та Чіатурському (~20%) марганцеворудних басейнах. У порівняно невеликих кількостях ведеться видобуток марганцевої руди на Джездинському родовищі, потужності на якому представлені шахтою, кар'єром та збагачувальною фабрикою. Залізомарганцева руда, що попутно одержується при видобутку залізняку, поставляється Атасуїським рудоуправлінням. Найбільш поширені карбонатні та змішані марганцеві руди (70,3 % від загальних запасів); оксидні становлять 28,3%. Запаси окислених руд (1,1%) та залізомарганцевих (0,3%) обмежені. Відомо > 150 мінералів марганцю, що представляють в основному кисневі сполуки і карбонати, в якості домішок відзначаються сульфідні сполуки. Особливо важливою та найменш вивченою групою оксидних мінералів є мінерали псиломеланового типу. З них виділено кілька самостійних різновидів: криптомелан, голландин та інші, які можуть бути описані загальною формулою $A_{2-y}B_{8x}16$, де А - іони типу Ba^{2+} P^{2+} K^{+} ; В - іони Mn^{2+} , Mn^{4+} , Fe^{3+} х - іони O^{2-} і OH^{-}

Марганцеворудні мінерали, як і концентрати, представляють складну мінеральну сировину, вивчення якої необхідно як вирішення завдань збагачення, а й розробки найбільш раціональних параметрів спікання агломерату і виплавки марганцевих феросплавів. Марганцеві руди основних

родовищ характеризуються порівняно високим вмістом фосфору (02-03%). Відокремлені фосфоровмісні речовини, що зустрічаються, представлені курскітом $\text{Ca}_3(\text{PO}_4)\cdot\text{CaO}_3$, франколітом $\text{Ca}_{10}\text{F}_2\text{CO}_3\text{O}_{24}\cdot\text{H}_2\text{O}$, вівіанітом (FePO_4) та іншими фосфатами.

За вмістом рудоутворюючих мінералів окислені руди поділяються на такі види: манганіт-псиломеланові з домішкою піролюзиту; піролюзит-псиломеланові з домішкою манганіту; піролюзит-псиломеланові,

Щільність зразків оксидних руд змінюється від 21 до 42 г/см³ пористість - від 3 до 47%. Карбонатні руди належать до ізоморфного ряду манганокальцит-кальцієвий родохрозит. Останній містить у середньому 80-86% MnCO_3 ; 14-20% CaCO_3 та 39,8-42% Mn. Манганокальцит має змінний склад, %: 28-58 MnCO_3 ; 42-56 CaCO_3 ; 13-30 Mn.

Нерудні мінерали в марганцевих рудах представлені кварцом, польовим шпатом, опалом, халцедоном, глауконітом.

Окислені руди зосереджені переважно у Чіатурському басейні. Це неоднорідні мінеральні маси дитпсиломеланового складу, пористої структури з густою тонкою глинистою і піщаною вкрапленістю і мають наступний хімічний склад, %: Mn 15-43; SiO_2 13-58; Fe_2O_3 2,4-4,3; Al_2O_3 0,75-5,2. Середній вміст марганцю - 27%. Щільність рудних зразків становить 1,7-3 г/см³, пористість сягає 34%.

Марганцева руда, що видобувається з надр, піддається збагаченню наступними методами: промиванням, гравітаційним, магнітним, флотацією. При цьому в одержуваних концентратах збільшується вміст марганцю внаслідок відокремлення великої кількості порожньої породи. Використання збагачених марганцевих руд (концентратів) знижує питому витрату електроенергії, підвищує вилучення марганцю та покращує техніко-економічні показники виробництва марганцевих феросплавів в електропечах [11].

3.4 Вимоги до якості марганцевих концентратів

Чинною нормативною документацією якість товарних марганцевих концентратів Нікопольського басейну регламентується вмістом марганцю та діоксиду кремнію, а також кількістю вологи у кожному сорті. Оскільки у рудних мінералах міститься фосфор, після збагачення марганцевих руд його вміст у товарних концентратах (співвідношення концентрацій фосфору та марганцю) практично не змінюється. У процесі промивання марганцевої оксидної руди у відмиті шлами витягується до 35% фосфору від загальної кількості у вихідній руді. Номенклатура марганцеворудних концентратів Чіатурського родовища інша, ніж Нікопольського басейну. Розрізняють пероксидні, окисні та карбонатні концентрати із вмістом у них сірки: 0,2-0,25% проти 0,02-0,03% у рудах та товарних концентратах Нікопольського басейну.

Виробництво товарних марганцевих руд у країнах із ринковою економікою в 1980р. становило 12,5 млн.т, зокрема у країнах Африки 7,1 млн.т. США контролюють 35% сумарного видобутку марганцю у країнах Африки. На початок 80-х ~ 85 % запасів марганцевих руд було зосереджено країнах Африки.

Значні запаси марганцю є Австралії (13%), Бразилії (2,5%), Індії (1,6%). Найбільші країни або позбавлені своїх джерел цієї сировини (більшість країн Західної Європи), або мають обмежені ресурси бідних руд (США, Японія). Проте четверта частина світового споживання марганцю посідає країни Західної Європи. Частка споживання марганцю США, як у Японії, коливається окремі роки від 10 до 15 % [11].

3.5 Дефосфорація марганцевих концентратів

Високий вміст фосфору в товарних марганцевих концентратах обумовлює необхідність їх попередньої дефосфорації перед електрометалургійним переділом. У процесі виплавки марганцевих феросплавів фосфор із концентратів практично повністю перетворюється на сплав. Фосфор викликає

прохолодність виливків зі сталі, різко знижує ударну в'язкість, міцність і відносне подовження.

Результати досліджень дозволяють укласти, що фосфор перебуває у руді як PO_4^{3-} і має, очевидно, дифузійно-вкраплену природу.

Електрометалургійний спосіб дефосфорації концентратів марганцевих. Сутність методу полягає у селективному відновленні фосфору і заліза вуглецем з переведенням їх у попутний високофосфористий феромарганець. Для цього марганцеві концентрати у суміші з коксом та кислим флюсом (кварцитом) завантажують у ванну феросплавної електропечі. Процес ведуть безперервно, а продукти плавки випускають періодично. Отриманий знефосфорений продукт званий малофосфористим шлаком [15].

Особливість електрометалургійного методу і водночас основний його недолік полягає у необхідності підвищення вмісту кремнезему в малофосфористому шлаку до 28-30% (18-20% у вихідному концентраті). Вимоги збільшення SiO_2 в шлаку пов'язані з необхідністю, надати шлаку високу рідину для створення умов повного поділу по щільностях шлаку і частинок високофосфористого попутного металу. Попутний метал має наступний хімічний склад %: Mn 35-50; Fe 40-55; P 2,5-4,5; 3,0; Si ~0,8 та S 0,007. Встановлено, що чим нижчий вміст фосфору в попутному феромарганці чи то за рахунок присадок заліза або зайвого перевідновлення марганцю зі шлаку, тим менша концентрація фосфору в малофосфористому шлаку і тим вищі його металургійні властивості. Як кремнеземмістких компонентів застосовують кварцит,

Оскільки в ШМП сумарний вміст MnO і SiO_2 становить ~ 90%, фізико-хімічні властивості його можна розглядати, виходячи з бінарної діаграми стану MnO-SiO₂ [24].

У системі MnO—SiO₂ є дві сполуки — тетроїт $2\text{MnO}\cdot\text{SiO}_2$ та родоніт $\text{MnO}\cdot\text{SiO}_2$ (54,2 % MnO), а також дві евтектики (рис. 3.3). Невеликі добавки SiO₂ до MnO призводять до різкого зниження температури плавлення складів системи. У двофазній ділянці, яка за хімічним складом відповідає марганцевому

концентрату I сорту, розплави гетерогенні, мають високу в'язкість, що ускладнює осадження частинок високофосфористого сплаву на подіну печі.

Велика увага приділяється вивченню ролі сірки у виплавці марганцевих феросплавів, зокрема і малофосфористого шлаку. У виробництві марганцевих феросплавів у розплавах сірка знаходиться переважно у вигляді вільного аніону S^{2-} , який не входить до силікатних полімерів. Змінюючи концентрацію сірки, можна регулювати фізико-хімічні властивості розплавленого малофосфористого та інших шлаків, що містять марганець.

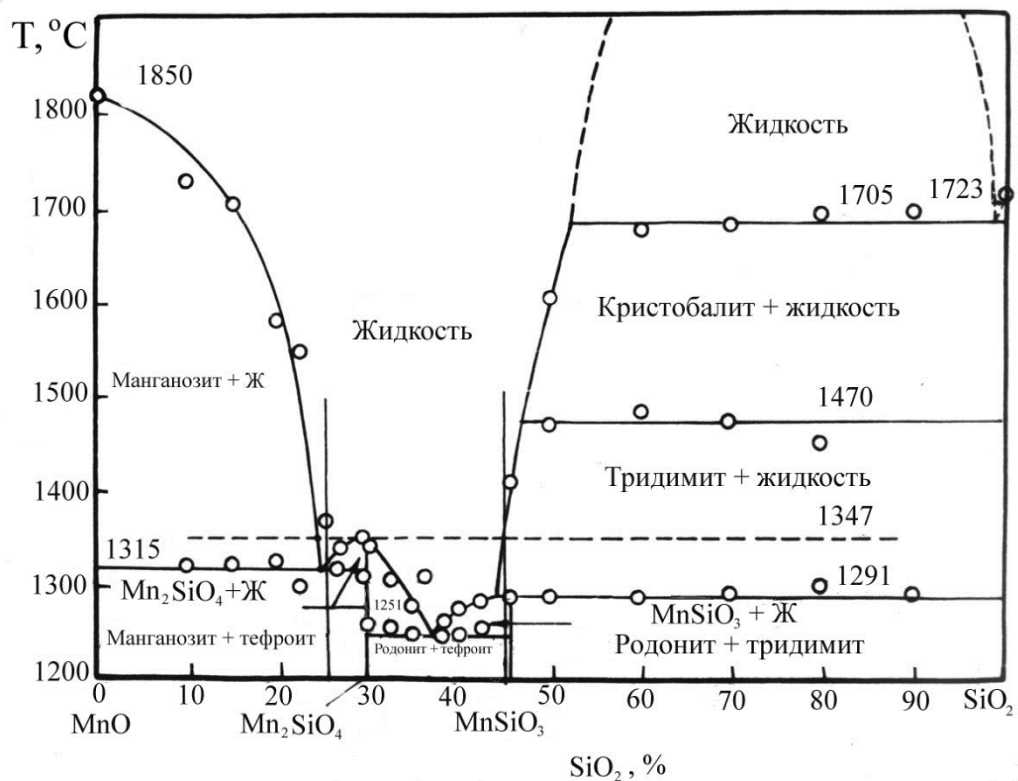
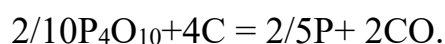


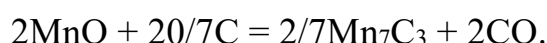
Рисунок 3.3 – Діаграма стану системи MnO-SiO₂

Підвищення вмісту сірки до 2-3% присадкою в шихту піриту (відходів коксохімічних заводів) та інших матеріалів сильно розріджує малофосфористий шлак. Вміст у вихідному марганцевому концентраті 3-6% CaO знижує активність фосфору в рідкому шлаку. Підвищення концентрації CaO в рудному розплаві супроводжується утворенням у процесі кристалізації фосфоровмісних комплексів (типу трифосфату кальцію). За хімічною спорідненістю елементів до кисню можна зробити висновок, що при нагріванні шихти спочатку вуглець

взаємодіє з оксидом заліза і фосфору, а потім з MnO , тому вже при порівняно низьких температурах FeO відновлюється вуглецем. Відновлення фосфору вуглецем протікає реакції



Взаємодія MnO з вуглецем може бути описана реакцією



Оксиди FeO і Fe_2O_3 можуть бути відновлені також, тоді як MnO тільки твердим вуглецем.

Оксиди SiO_2 , Al_2O_3 , TiO_2 , а також каолінит сприяють відновленню фосфору з трифосфату кальцію, тоді як CaO , SrO , BaO та інші гальмують цей процес. Уповільнювальна дія оксидів лужних металів пояснюється високою реакційною здатністю їх оксидів по відношенню до фосфору. Як показали досліди, фосфор інтенсивно взаємодіє з CaO вже при $400\text{ }^\circ\text{C}$ (з SiO_2 , - при 350 , з BaO при $300\text{ }^\circ\text{C}$) з утворенням $Ca_3(PO_4)_2$, $Ca_3(PO_3)_2$, Ca_3P_2 , тоді як Al_2O_3 , Cr_2O_3 та кислі оксиди (SiO_2 , TiO_2 , B_2O_3 та ін.) з фосфором не взаємодіють аж до $1000\text{ }^\circ\text{C}$ [25].

3.6 Розрахунок шихти для виплавлення металевого марганцю

Таблиця 3.2 – Хімічний склад шихтових матеріалів

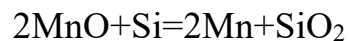
найменування матеріалу	Хімічний склад, %					
	Mn	SiO ₂	FeO	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
Шлак малофосфористий	45,0	27,0	0,23	4,0	5,2	3,0
Металургійне вапно	-	-	-	-	89,0	1,5
	Mn		Si	Fe	C	P
Силікомарганець передільний	69,1		29,0	2,3	0,07	0,06

Таблиця 3.3 – Розподіл елементів між продуктами плавки

Елемент	Ступінь переходу, %		
	у метал	в шлак	у відліт
Марганець: із ШМП	46,5	45,0	8,5
із силікомарганцю	100	-	-
Залізо: із ШМП	90	10	-
із силікомарганцю	100	-	-
Фосфор: із ШМП	60	30	10
із силікомарганцю	100	-	-

3.6.1 Розрахунок кількості кремнію

Кількість кремнію необхідного для відновлення закису марганцю ШМП розраховується за реакцією:



$$45 \cdot (0,465 + 0,085) \cdot \frac{28}{110} = 6,3\text{кг} \quad (3.1)$$

або в перерахунку на силікомарганець:

$$\frac{6,3}{0,29 \cdot 0,95} = 22,9\text{кг} \quad (3.2)$$

де 0,95 - ступінь використання кремнію.

3.6.2 Розрахунок навіски вапна

Кількість кремнезему, що надходить у сплав від окислення кремнію силікомарганцю, розраховується за формулою:

$$22,9 \cdot 0,29 \cdot \frac{60}{28} = 14,2\text{кг} \quad (3.3)$$

Кількість кремнезему, що надходить із ШМП дорівнює:

$$100 \cdot 0,255 = 25,5 \text{ кг} \quad (3.4)$$

Всього до металу надходить кремнезему:

$$14,2 + 25,5 = 39,7 \text{ кг} \quad (3.5)$$

Необхідна кількість CaO при основності відвального шлаку 1,55:

$$39,7 \cdot 1,55 = 61,5 \text{ кг} \quad (3.6)$$

Вноситься CaO із ШМП:

$$100 \cdot 0,052 = 5,2 \text{ кг} \quad (3.7)$$

Необхідно додатково внести CaO:

$$61,5 - 5,2 = 56,3 \quad (3.8)$$

або в перерахунку на вапно:

$$\frac{56,3}{0,89} = 63,3 \text{ кг} \quad (3.9)$$

3.6.3 Розрахунок кількості відвального шлаку

Таблиця 3.4 - Склад та кількість відвального шлаку

Окисли	Переходить у шлак, кг		Усього	
	із ШМП	із силікомарганцю	із вапна	Кг
SiO ₂	25,5	14,2	-	39,7
CaO	5,2	-	63,3·0,89 = 56,3	61,5
MnO	3,0	-	63,3·0,015=0,95	3,95
Al ₂ O ₃	4,0	-	-	4,0
P ₂ O ₅		-	63,3·0,3· ×0,00003·142/62= 0,0013	0,013
FeO	100·0,0023·0,1=0,023	-	0,023	0,023
MnO	100·0,45·(71/55)·0,45=26,6			26,6
Разом				135,783

Таблиця 3.5 - Склад та кількість марганцю металевого

Елемент	Переходить у сплав, кг		Усього	
	з ШМП	із силікомарганцю	кг	%
марганець	$100 \cdot 0,45 \cdot 0,465 = 20,925$	$22,9 \cdot 0,691 = 15,824$	36,749	97,52
залізо	$100 \cdot 0,0023 \cdot 0,9 \cdot (56/72) = 0,16$	$22,9 \cdot 0,023 = 0,527$	0,687	1,82
кремній	-	$22,9 \cdot 0,29 \cdot 0,03 = 0,199$	0,199	0,53
вуглець	за практичними даними 0,01	$22,9 \cdot 0,0007 = 0,016$	0,026	0,07
фосфор	$100 \cdot 0,00017 \cdot 0,6 = 0,0102$	$22,9 \cdot 0,0006 = 0,0137$	0,024	0,06
Разом			37,685	100,0

$$\text{Кратність шлаку: } \frac{135,783}{37,685} = 3,60 \quad (3.10)$$

Розрахований склад шихти (кг):

ШМП	100,0;
силікомарганець передільний	22,9;
вапно	63,3.

3.7 Готова продукції

Марганець металевий застосовується для легування та розкислення при виплавці спеціальних сталей і сплавів, а також у хімічній промисловості [19].

За хімічним складом та фізичними властивостями сплав повинен задовольняти вимоги ГОСТ 6008-90.

3.7.1 Вихідні матеріали

Для виробництва металевого марганцю застосовуються такі матеріали:

- ШМП, що відповідає вимогам СТП 144-2-04.06-86;
- силікомарганець переділений марки СМнП-1 відповідно до СТП 144-2-04.05-95;
- вапно за ТУ І4-І6-42-90;
- відходи власного виробництва.

Якість сировини та відповідність його технічним умовам перевіряє ВТК заводу. Силікомарганець із цеху № 2 подається у залізничних думкарах та зберігається у прямках шихтового прольоту цеху №3 окремо по марках. Вапно подається до цеху в залізничних вагонах. При зберіганні не допускається забруднення силікомарганцю та вапно сторонніми домішками. Шлак для виплавки металевого марганцю застосовується у рідкому вигляді. У разі застосування його в твердому стані останні дробиться на щоківній дробарці до фракції не більше 60мм.

Силікомарганець застосовується гранульованим або подрібненим. На силікомарганець, що надходить до цеху, цехом № 2 виписується накладна, в якій ВТК проставляється марка і хімічний склад партії, кожна партія силікомарганця повинна складатися з плавок однієї марки.

3.7.2 Дозування і подача шихтових матеріалів на піч

Дозування і транспортування вапна, силікомарганцю і твердого шлаку проводиться в металевих цебрах з днищем, що опускається.

Рідкий малофосфористий шлак подається в сталевому ковші і зважується на терезах крана.

Силікомарганець зважується на терезах під наглядом бригадира печі. Кількість силікомарганцю на плавку визначається по шихтовій таблиці залежно від вмісту марганцю в залитому шлаку.

Кількість вапна на плавку визначається розрахунку і має забезпечувати основність відвального шлаку в межах 1,5-1,9. Витрата вапна на 100 кг шлаку, що заливається в піч, може змінюватися в межах від 65 до 75 кг, і встановлюється старшим майстром, залежно від її якості, стану футерування і відсотка марганцю в ШМП.

При зміні якості вапна майстер або начальник зміни з дозволу старшого майстра повинні своєчасно скоригувати її навішування. Зважування вапна і твердого ШМП проводиться на вагах, встановлених на візках,

вантажопідйомністю 10 т, точність зважування шихтових матеріалів і граничних сплавів контролюється ваговимірjuвальними пристроями, похибка яких не повинна перевищувати -1,0%.

Не витрачається запас передільного силікомарганцю марки має бути не менше 2-х добового [14].

3.7.3 Ведення плавки

Виплавка металевого марганцю ведеться періодичним процесом і складається з наступних періодів:

- заправлення ванни;
- завантаження основної кількості відновника - силікомарганцю на подіну;
- залливання рідкого шлаку;
- завантаження вапна залежно від ваги залитого шлаку;
- розплавлення шихти і завантаження, або залливання відновника, що залишився в «розплав»;
- випуск плавки.

3.7.4 Електричний режим

Регулювання електричного режиму автоматичне, із застосуванням АСУ майстер. Електричний режим на рідкій завалці відповідно до періодів плавки встановлюється:

- набір навантаження, розплавлення шихти на 3 щаблі;
- проведення відновного періоду на 4-5 ступені;
- прогрів ванни перед випуском на 5-1 ступені.

Перемикання трансформатора з ступеня на ступінь здійснює бригадир печі, контроль встановленого електричного режиму на електропечах здійснюється контрольно-вимірjuвальними приладами, встановленими на

пультах керування (амперметрами, вольтметрами, ватметрами) [31]. Похибка приладів допускається в таких межах:

амперметра – 1,5%

вольтметра – 1,0%

ватметра - 2,9%.

3.7.5 Основні неполадки в процесі плавання і заходи щодо їх усунення

При науглецюванні ванни з будь-яких причин необхідно задати 500-1000 кг відходів металевого марганцю та зняти додаткову кількість електроенергії, необхідну для розплавлення цих відходів. Розплавлення ведеться на високих щаблях напруги. При перемішуванні ванни стисненим повітрям обов'язково підняти електроди [12].

Науглецюваний метал необхідно повністю випустити з печі та після отримання експрес-аналізу по вуглецю змішувати його в рідкому вигляді з металом іншої печі. Середній вміст вуглецю по двох печах має відповідати вимогам державного стандарту.

При попаданні в піч попутного металу разом з рідким шлаком необхідно використовувати відходи у відповідній кількості для розведення металу в печі. Метал повністю випускається з печі і якщо відсоток фосфору в металі перевищує межу, яка допускається стандартом, проводиться його змішування з металом іншої печі, причому середній вміст фосфору по двох печах має відповідати вимогам державного стандарту.

При рафінуванні металу від кремнію забороняється проводити долив рідкого шлаку або завантаження твердого, ШМП повільне зниження концентрації кремнію в сплаві в рафінований період може бути пов'язане з надлишком силікомарганцю в шихті або недоліком вапна. Усувається додатковим перемішуванням розплаву повітрям, добавкою з вісті, перевіркою роботи дозування.

Для виправлення нестандартного металу по кремнію, вуглецю або фосфору і забезпечення рівномірності хімічного складу плавов, що змішуються, у виливницях, дозволяється проводити злив плавов наступним чином. Плавка з нестандартним металом повинна витримуватися в ковші до зливу не більше п'яти годин, щоб забезпечувалася необхідна рідина і температура металу для рівномірного змішування. Змішування проводиться тільки двома кранами одночасно, щоб забезпечити найменший інтервал між зливами металу з різних ковшів у виливниці.

Злив металу – наповнення виливниць з ковшів до необхідного рівня – виробляє старший плавильник під керівництвом майстра або начальника зміни. Злив металу розраховується так, щоб нестандартного металу в ковші після зливу не залишалось, першим у виливницю наливається менш гарячий нестандартний метал не менше половини виливниці, потім гарячіший, стандартніший.

Злив металу з кремнієм понад 2,5%, фосфором понад 0,09% та вуглецем понад 0,2% - забороняється. Забороняється змішувати метал на столах складу. Кожен зливок має лежати окремо. Відбір маркувальних проб від змішаного металу провадиться від кожного злитка окремо. Аналіз металу у разі роблять лише хімічним способом.

Повільне розплавлення шихти при високій в'язкості та спінюванні шлаку, нестійкому електричному режимі, повільне зниження концентрації кремнію в сплаві свідчить про вплив і розчинення магнезитової цегли футерування подини. Необхідно додатково прогріти розплав перед випуском, переключивши трансформатор на 3 ступінь напруги.

Продування ванни стисненим повітрям проводиться при тиску не більше 5 атмосфер і сухими трубками. Не допускається попадання води у ванну печі або на футерування, що неминуче призведе до вибуху. Забороняється брати пробу сировою ложкою. Не можна торкатися струмопровідних частин руками чи металевими предметами.

Перед випуском плавки в три пічні бункери завантажується рівномірно 6-7 т вапна. Після заправки ванни печі та дачі всього вапна, в бункери завантажується 1-1,5 т силікомарганця.

Після отримання експрес-аналізу шлаку на недостатню кількість силікомарганцю задається в розплав.

Завантаження відновника у ванну печі має бути закінчено за 40-50 хв. до закінчення плавки.

Відходи при виплавці металевого марганцю даються на плавку рівномірно до 10%. Після заправки ванни по всій площі подини задається 1,0-1,5 тонн силікомарганцю. Кількість рідкого шлаку, що заливається, не повинна перевищувати 10,5 тонн. Оптимальна кількість шлаку, що заливається 9-9,5 т.

Заливка шлаку проводиться через водо-охолоджуваний металевий жолоб з боку проливу розливу з ковша, за вагами встановленими на крані. Щоб уникнути попадання попутного металу в піч, заливка останньої порції ШМП з першого ковша робиться обережніше. Контроль за дотриманням послідовності заливання рідкого шлаку в печі при виплавці Mn 95 покладається на змінні ІТП [20].

3.7.6 Набір навантаження і завантаження відомості

Набір струмового навантаження проводиться на 5-му або 4-му ступені шляхом опускання електродів до зіткнення з рідким шлаком. Під час набору навантаження регулювання електродів провадиться за командою бригадира печі. Після набору навантаження поверх шлаку завантажується частина вапна, що залишилася, відповідно до ваги залитого шлаку.

3.7.7 Розплавлення шихти і завантаження відновлювача

Розплавлення шихти проводиться на максимальній потужності, при цьому навантаження на електроди має бути рівномірним. Час роботи печі на 5-

3 ступені становить 2-2,5 години і визначається довжиною дуги та стійкістю навантаження. Як тільки навантаження печі стає нестійкою, дуга починає рвати через перегрівання шлаку, піч перемикається на нижчу напружений 2 ступінь. Під час розплавлення проводиться поступове зіштовхування вапна до електродів, для прискорення плавлення [28].

По шихтовій таблиці визначається навішування силікомарганцю в залежності від маси рідкого шлаку та вмісту в ньому марганцю. Змінити встановлену шихтовку може начальник зміни чи майстер із дозволу старшого майстра.

Забороняється занурювати електроди у шлак. У разі обриву ніпелю останній повинен бути негайно видалений з ванни.

Дозволяється застосування силікомарганцю в рідкому вигляді. В цьому випадку заливка силікомарганцю та ведення технології проводиться за спеціальною інструкцією.

Перемішування ванни шляхом продування стисненим повітрям здійснюється з метою прискорення процесу ратинування металу від кремнію. Продування ванни починається за 20-25 хв. до кінця плавки за умови повного розчинення вапна в шлаку.

Перед продуванням ванни береться перша проба металу для візуального визначення вмісту кремнію в ньому. При необхідності отримання металевого марганцю марки Mn 95 зі зниженим (до 1,5%) вмістом кремнію, перед продуванням ванни стисненим повітрям в розплав (зону продування) вводиться 200-500 кг вапна загальна кількість, що входить в її плавку.

Перше перемішування ванни проводиться однією трубою при тиску 2-5 атмосфери. Потім береться друга проба металу. Якщо вміст кремнію не відповідає заданій марці металу, то проводиться вторинне перемішування металу через 5-7 хв. Потім береться третя проба металу і визначається необхідність подальшої продування або випуску плавки. Витрата трубок для продування ванни встановлюють 2-4 на плавку, вище за цю норму витрата трубок забороняється.

Контроль за продуванням ванни здійснюється майстром, який фіксує витрату трубок у журналі. Відібрана проба розливається на чавунну плиту. Проба металу, залежно від вмісту в ньому кремнію, визначається за такими ознаками:

-при вмісті кремнію до 1% злам остиглої проби має дрібнокристалічну структуру і світло-матовий відтінок;

-при вмісті кремнію більше 1% зернистість структури виражена нерівномірно за перерізом зламу, при цьому матовість відтинку втрачається і з'являється склоподібний блиск;

Закінчення плавки визначається аналізами металу, станом ванни та витратою електроенергії в залежності від ваги залитого шлаку. Витрата електроенергії на плавку визначається з розрахунку 1000-1200 кВтг на тонну залитого шлаку та встановлюється старшим майстром. З метою попередження руйнування футерування ванни та аварій, знімання електроенергії на 1 тонну залитого шлаку понад 1000 кВт/год не допускається. Рішення про відключення печі чи зниження її потужності приймає майстер чи начальник зміни.

У разі підриву подини збільшення знімання електроенергії на плавку визначає старший майстер чи майстер.

3.7.8 Випуск плавки

Готовність плавки до випуску визначається пробі, взятої з ванни. Відповідальними за випуск якісного металу є старший плавильник печі та майстер, причому дозвіл на випуск дає майстер із фіксацією у пічному журналі. Кількість випусків за зміну визначається витратою електроенергії та становить 2-3 за зміну. Під кожен випуск заготовляється 2 ковша, які встановлюються каскадно.

Для збереження ковша від прогару перший ківш для прийому сплаву встановлюється під льотку зі шлаковим гарнісажем до рівня носіння другий ківш порожній.

На момент випуску старший горновий повинен підготувати у робочий стан ковші. Щоб уникнути викиду металу та шлаку під час випуску ковші встановлюються сухими. Забороняється встановлювати ковші із залишками в них шлаку, відходів чи сміття. Після встановлення ковшів під випуск проводиться остаточна перевірка стану шкарпеток на виявлення можливості безаварійного проведення випуску.

Команда випуск плавки старшому горновому дається бригадиром печі. Для більш повного виходу металу та шлаку, лютка обробляється відразу на повне очко. У міру випуску виробляється нахил печі для центрування падіння струменя. Нормально працююча лютка повинна оброблятися від легких ударів вістря сталевого шматка. Якщо лютку обробити ломиком не вдається те, як крайня міра дозволяється, обробити лютку киснем.

При обробленні лютки та при випуску металу згідно з інструкцією БТІ 014-017 "Інструкція для горнових плавильних цехів заводу" необхідно до випуску металу переконатися в тому, що ковші та виливниці сухі, підігріті і в них немає сторонніх предметів.

Поливати рідкий метал водою забороняється, оскільки може статися вибух. Забороняється кидати на рідкий метал сирі чи мерзлі предмети. Проба береться лише сухою ложкою. Під час випуску та розливання не повинно бути поблизу сторонніх осіб.

Не допускати бурхливого струменя під час розливання, висота падіння струменя не повинна перевищувати 1м. Перед вибиванням шлаку слід переконатися, що в думпкарі при шлаковозі відсутні сирі матеріали, вода, сніг тощо.

Тривалість випуску складає 10-15 хвилин. Після заповнення 2/3 висоти другого ковша поверхня його з метою теплоізоляції засипається шаром порошкоподібного шлаку відвального товщиною 20-30мм. При необхідності (поява червоних смуг по периметру кірки або плям в результаті качання ковша при перестановках) проводиться додаткове засипання почервоніння місць на поверхні [27].

Після повного виходу металу та шлаку піч повертається у нормальне положення та готується для проведення наступної плавки. Закладення льотки, як правило, проводиться після завантаження вапна. Летка зашпаровується магnezитової крупкою, якомога глибше і щільніше. Після закриття льотки з ковша береться проба металу експрес-аналіз. Проба відвального шлаку береться з 2-го ковша під час випуску [22].

3.7.9 Розливка сплава

Для проведення розливу та заміни розливного посуду, ковші з металом і шлаком, після закриття льотки відкочуються від горна. Ківш з металом знімається краном з візка та подається для зливу шлаку. При зливі шлаку старший горновий стежить, щоб зі шлаком не виходив метал. З появою в струмені шлаку метал злив шлаку має бути негайно припинено.

Шкарпетка ковша утеплюється порошкоподібним шлаком і на нього одягається спеціальний пристрій, що оберігає кірку шлаку від розкладання, наявність шлакової кірки дозволяє захистити носок ковша при розливанні.

Після випуску ківш з металом ставиться на стенд і витримується зниження температури металу і більш повного затвердіння шлаку. Час витримки металу в ковші визначається вмістом кремнію в металі та становить 2-2,5 години. Не допускається витримка металу в ківшах вище за зазначені межі.

Розлив металу проводиться в розливній камері в піддон. Забороняється розливати в піддон, що має глибокі тріщини. Залишки металу після розливу зливаються в окремо приготовлений ківш для подальшого переплаву. Забороняється залишати в піддоні метал попередньої плавки (шматки, недоливки тощо).

Перед розливом металу мітлою змитати пилоподібний шлак (утеплювач) з поверхні ковша. Для виконання спеціальних замовлень допускається заморожування металу в додаткових ківшах. При цьому попередньо готується ківш із гарнісажем за 1-1,5 години до початку випуску.

Після закінчення розливу з поверхні металу скачується шлак і проводиться його перелив спеціально підготовлений ківш. Охолоджений метал вибивається з ковша в короб. Після розкладання шлаку злиток укладається в інший короб і вивозиться на склад готової продукції.

При розливанні сплаву з ковша в піддон під струмінь металу стає ручна підставка "вертушка", що складається з 5 шамотних цеглин, закріплених на металевому стрижні, що служить для пом'якшення удару струменя металу з метою попередження прогару металевої виливниці. Але для кращого відділення злитків та збереження піддонів поверхня останніх обприскується вапняним молоком.

Після закінчення заповнення піддонів металом, спеціальним гребком скачується шлак, а потім ставиться бирка з номером плавки та металева скоба для вилучення зливка з виливниці. Ролики для завантаження шлаку з піддону зупиняються на висоті, що забезпечує хорошу якість поверхні металу при заповненні піддону. Після повного затвердіння зливка (через 40-50 хв залежно від товщини злитків), останні вилучаються з піддону та вирушають на склад готової продукції. Корка шлаку з ковша після розливання сплаву та очищення шкарпетки від скрапін металу вибивається у спеціальну плоску коробку. Зі кірки шлаку витягується "перехідний" метал попереднього випуску, який відправляється на склад.

Злив шлаку з ковша, призначеного для прийому металу наступної плавки, виготовляється за 20-30 хв. на початок випуску. Перед зливом шлаку проводиться пробивання верхньої кірки по периметру гарнісажу, особливо ретельно у передній частині ковша. Для забезпечення повного зливу шлаку, ковш, що зливається, витримується в горизонтальному положенні 45 сек.

Якщо тривалість плавки становить менше 2 годин, з метою запобігання прогару ковша, злив шлаку з ковша проводиться тільки на 1/2 для видалення верхньої твердої кірки або використовується після відповідної підготовки ківш з-під розлитого металу [29].

3.7.10 Розділ і упаковка сплава

Готовою продукцією вважаються плавки, здані складу готової продукції, оброблені до шматків трохи більше 15кг, очищені від неметалевих включень, мають маркувальний аналіз і прийняті ВТК. Зливки з коробок висипаються рівномірно на обробний стіл, потім розбиваються молотком до шматків вагою не більше 15 кг і скидають в очищену коробку, що тарується.

Змішування двох плавок на столі не допускається. Плавки, у яких кількість відходів перевищує 10% від ваги або перебиралися вручну, складається акт контролером ВТК і видається розпорядження по цеху із зазначенням винної особи. З метою покращення товарного вигляду марганцю металевого прибирання металу проводиться на щілинних столах з розміром щілини 20мм з подальшим відсіванням фракції на спеціальній віброустановках для роботи має бути не менше 5 столів.

Переробний силікомарганець контролюється за фракційним та хімічним складом. Якість силікомарганцю перевіряється у цеху № 2 перед завантаженням у вагон. Якість вапна контролюється ВТК щозмінно на транспортерній стрічці під час вивантаження з печі у вапняному відділенні. Контроль за якістю готової продукції та сировини здійснюється ВТК на підставі зовнішнього огляду та хімічного аналізу проб, відібраних від кожної плавки [22].

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

При сучасних масштабах металургійного виробництва марганцевих феросплавів проблема захисту довкілля від шкідливих викидів вимагає постійної уваги, оскільки за токсикологічною характеристикою марганець належить до 2-го класу небезпеки. Ще актуальнішою є проблема захисту робочих феросплавних заводів від шкідливих впливів виробництва. У чинному законодавстві йдеться: «Підприємство зобов'язане забезпечити для всіх працівників на підприємстві безпечні та нешкідливі умови праці та несе відповідальність у встановленому законодавством порядку за шкоду заподіяну їх здоров'ю та працездатності» (стаття 26) [19].

4.1 Основні шкідливі і небезпечні фактори виробництва металевого марганцю

4.1.1 Запиленість

Джерелом запиленості у цеху з виробництва металевого марганцю є:

- феросплавна піч (викиди, завантаження шихтових матеріалів),
- вибивка металу та шлаку з виливниць та відвантаження його на залізничні платформи та короби,
- завантаження електродної маси в самоспікаючі електроди,
- установка для футерування ковшів,
- утилізація відходів виробництва.

Основними компонентами пилу, що виділяється, є:

діоксид кремнію (кристалічний) - SiO_2 20 - 30%;

оксид марганцю - MnO_2 40-55%;

оксиди кальцію, магнію, алюмінію, що становлять так званий фоновий

пил.

Діоксид кремнію при частому потраплянні в легені людини забиває альвеоли, що призводить до омертвіння легеневих тканин (силікоз), а також раку легень.

Тривалий вплив марганцю на організм людини може спричинити органічні зміни в центральній нервовій системі, а вдихання пилу особливої форми пневмоконіозу – манганоконіозу.

Фоновий пил, навіть якщо він не токсичний, надає шкідливий вплив на відкриті ділянки шкіри, забиваючи пори. Попадання такого пилу у вічі призводить до різних захворювань рогової оболонки ока. При вдиханні, осідаючи на слизовій оболонці рота і горла, фоновий пил дратує горло і призводить до захворювань ясен. У таблиці 4.1. зведено дані про концентрацію пилу в робочій зоні вже діючих цехів з виробництва металевого марганцю та ГДК шкідливих речовин, що становлять цей пил [18].

Таблиця 4.1 - Фактичні показання запиленості діючих цехів з виплавки феромарганцю. ГДК шкідливих речовин, що становлять пил

Речовина	ГДК ГОСТ12.1.005- 88	Факт. показання, мг/м ³		
		Мінім.	Максим.	Середнє
Діоксид кремнію	2,0	2,9	3,6	3,2
Оксид марганцю	2,0	5,8	9,8	7,8
Фоновий пил	2,0	6,5	16,5	10,0

4.1.2 Загазованість

Джерелом загазованості цеху є феросплавна піч, на колошнику якої утворюється газ, хімічний склад якого наведено у таблиці 4.2. Так як проєктована піч оснащена сухим газоочищенням, поява газу можлива в районах встановлення газоочисних споруд.

Таблиця 4.2 – Хімічний склад колошникового газу

Об'ємний вміст, %					
CO	CO ₂	H ₂	CH ₄	N ₂	O ₂
70-85	7-14	2-5	0,6-2,3	0,7-4,0	0,4-1,7

Основним компонентом феросплавного газу є монооксид вуглецю – це газ без кольору та запаху, який має величезний, у 300 разів більше, ніж кисень, засіб до гемоглобіну крові. При попаданні в організм людини монооксид вуглецю викликає кисневе голодування та смерть. Подібними властивостями також має водень (H₂) та метан (CH₄), що становлять феросплавний газ. Азот (N₂) та його оксиди є задушливими газами, тому дуже шкідливі для людського організму.

При розливанні феромарганцю повітря робочої зони виділяється ще один дуже небезпечний газ – MnO₂, пари марганцю. Дія цього газу на організм призводить до епілепсії. ГДК та показання досліджень повітря робочих зон діючих підприємств з виробництва феромарганцю наведено у таблиці 4.3.

Таблиця 4.3 - ГДК шкідливих газів, вимірювання повітря робочих зон діючих цехів феромарганцю

Речовина	ГДК, мг/м ³ ГОСТ12.1.00 5-88	Фактич. значення, мг/м ³		
		Мінімум	максимум	середні
MnO ₂	0,05	0,09	0,049	0,024
NO ₂	2,0	0	1,02	0,16
CO	20,0	0	6,25	5,68

4.1.3 Променисте тепло

Джерелом великого виділення тепла в металургійних цехах з виробництва феросплавів є: колошник печі, рідкий розплав - метал і шлак, що остигають у виливницях зливки.

Теплові впливи на організм є причиною швидкої втоми, зниження працездатності, ослаблення опірності організму до шкідливих впливів та різних захворювань. Порушення теплообміну в організмі може призвести до судом та втрати свідомості.

Інтенсивність теплового опромінення працюючих від нагрітих поверхонь технологічного обладнання та від відкритих джерел тепла не повинна перевищувати 140 Вт/м^2 [19]. Проте, під час виконання таких робіт як:

- обробка колошника,
- відкриття та закриття льотки,
- відбір проб металу

інтенсивність опромінення може досягати 400 Вт/м^2 та більше.

4.1.4 Електробезпека

Джерелом електричного струму в цеху з виробництва феросплавів є:

- струмопровідні частини печі,
- пристрій для пропалювання льотки,
- несучий циліндр електрода печі,
- електродотримачі.

Вплив електричного струму на організм людини може викликати різні електричні травми: електричний опік, металізацію шкіри, електричний знак чи електричний удар.

Електричний струм діє місцево – ушкоджуючи тканини та рефлекторно – через нервову систему. Рефлекторне дію виражається дуже різко, оскільки електричний струм, проходячи крізь організм людини, вражає дуже багато чутливих нервів. Дуже значний вплив безпосередньо впливає електричного

струму на скелет і мускулатуру, викликаючи судоми, а особливо на серці, викликаючи його фібриляцію.

Слід вважати небезпечним для життя струм 20 – 25 мА та напруга 12В [19]. Для виробництва металевого марганцю використовуватимемо струм 18000 А та напруга 125 – 130В.

4.2 Заходи щодо зниження шкідливих і небезпечних факторів

4.2.1 Усунення запилення

Для максимального знепилення робочих місць та повітря робочої зони проектом цеху, а саме плавильного корпусу, передбачено природну вентиляцію, механічну вентиляцію та сухе очищення газу. Відсмоктування запиленого повітря проводиться автономно від кожного агрегату за допомогою димососів. Для зручності обслуговування вибираємо димосос типу ВД18. Все запилене повітря після відсмоктування від робочих місць потрапляє в центральний повітропровід сухого газоочищення, очищається в установці циклон, а потім проходить рукавні фільтри. Для рукавних фільтрів використовуємо тканину ЦМ арт. 83 ТУ 17 РРФСР 42 – 4791 – 76 (вовна+капрон). Крім того, кожен працівник цеху повинен користуватися засобами індивідуального захисту дихальних шляхів – це респіратор марки ШБ – 1 «пелюстка».

4.2.2 Усунення загазованості

Для максимального усунення загазованості всі печі в цеху, що проектується, оснащені повітряними завісами або душами.

У місцях можливої появи газу встановлені таблички та плакати. Найнебезпечніші з цих місць обгороджені. Для роботи в газонебезпечних місцях передбачені киснево-ізолюючі протигази марки КВП – 8, які знаходяться на пультах керування печами у спеціальних опломбованих шафах.

Для контролю над станом повітря робочої зони встановлено контрольно-вимірювальні прилади, показання яких реєструються на самописцях.

4.2.3 Заходи з усунення тепловипромінювання

Для поліпшень умов праці та захисту, що працюють від шкідливого впливу тепла в цеху з виробництва феромарганцю, що проектується, передбачені наступні заходи захисту від променистого тепла:

- екранування кожуха печі екраном, з листової сталі бетонованими вогнетривкими матеріалами;
- установка на піч водоохолоджуваних парасольок – пічного та літкового;
- налаштування навколо печі повітряної завіси.

Крім того, кожен робітник в обов'язковому порядку повинен носити спецодяг, виготовлений з матеріалів, що захищають організм від шкідливого впливу променистого тепла – це костюм із сукна, щиток із оргскла, сукняний капелюх для захисту голови.

4.2.4 Заходи з усунення електробезпеки

У цеху, що проектується, всі електроустановки та електрообладнання заземлені. Причому для плавильного відділення, де сила струму в струмопровідних частинах печі $I=18000\text{A}$, і напруга $U=125\text{В}$ захисне заземлення має опір 10Ом [19]. Коротка мережа печі обов'язково повинна мати огороження. Робочі майданчики: плавильна, дозувальна, електродна виконані з бетону, майданчик горнової викладено з вогнетривкої цегли.

На додаток до основних засобів захисту під час роботи обслуговуючого персоналу використовується біркова система. Всі роботи на печі виробляються з дерев'яних містків, накритих гумою.

ВИСНОВКИ

У кваліфікаційній роботі проведено:

- розрахунок основного і допоміжного обладнання;
- зокрема, розраховані електричні і геометричні параметри електропечної установки і згідно з результатами цих розрахунків, обрана відкрита феросплавна електропечь типу РКО з встановленою потужністю трансформатора 7000 КВА;
- наведений опис вибраної печі - вузли і агрегати, а також їх зображення, показане в графічній частині;
- кількість печей в цеху приймається рівним 12 на підставі заданої виробничої програми;
- описано склад шихтових матеріалів, пічного і розливального прольотів, склад готової продукції;
- вибране відповідне обладнання на підставі виконаних в дипломній роботі розрахунків;
- описані властивості ведучого елементу-марганцю, наведені хімічний склад і призначення марганцю металевого згідно ГОСТ 6008-90 «Марганец металлический и марганец азотированный»;
- проведено аналіз існуючих способів виробництва, розраховані матеріальний і тепловий баланс плавки марганцю металевого, вуглецевого феромарганцю і переробного феросилікомарганцю;
- на підставі розрахованого матеріального і теплового балансу розроблена і прийнята технологія виплавки марганцю металевого, а також феромарганцю вуглецевого з ШМП – 78 і переробного феросилікомарганцю;
- описані фізико-хімічні особливості отримання марганцю металевого.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Гасик М.І., Лякішев М.П., Гасик М.М. Фізико-хімія і технологія електроферосплавів: підручник. Дніпропетровськ: Системні технології, 2009. 452 с.
2. Гладких В.А., Гасик М.І., Овчарук А.М., Пройдак Ю.С. Проектування і обладнання електросталеплавильних і феросплавних цехів: підручник. Дніпропетровськ: Системні технології, 2009. 692 с.
3. Охотський В.Б., Костюлов О.Л., Сімонов В.К. Теорія металургійних процесів: підручник. Київ: ІЗНН, 1997. 512 с.
4. Поляков О. І., Гасик М. І. Електрометалургія феросплавів, спеціальних сталей і сплавів: навч. посіб. для студ. вищ. навч. закл., які навчаються за напрямком підготовки «Металургія». Дніпропетровськ: Журфонд, 2009. 116 с.
5. Козлов Г.О. Рудотермічні печі: навчальний посібник для самостійної роботи студентів спеціальності: 5.090409.01 «Електрометалургія сталі і феросплавів» Нікополь: НТ НМетАУ, 2005. 23 с.
6. Марганцеві руди України. Колективна монографія. Відділення морської геології та осадового рудоутворення ЦНПІМ НАН України. Київ: Наукова думка. 172 с.
7. N.J.Welham. Activation of the carbothermic reduction of manganese ore. International Journal of Mineral Processing. Volume 67, Issues 1–4, November 2002, pp. 187-198. [https://doi.org/10.1016/S0301-7516\(02\)00045-5](https://doi.org/10.1016/S0301-7516(02)00045-5).
8. K.S.A. Halim, M. Bahgat, M.B. Morsi, K. Elbarawy. Pre-reduction of manganese ores for ferromanganese industry. Ironmak Steelmak, 38 (2011), pp. 279-284
9. Guo Chen, Lei Li, Changyuan Tao, Zuohua Liu, Nanxiong Chen, Jinhui Peng. Effects of microwave heating on microstructures and structure properties of the manganese ore. Journal of Alloys and Compounds. Volume 657, 5 February 2016, Pages 515-518

10. Patrice Perreault, Gregory-S.Patience. Pyrolusite–CO reduction kinetics. Chemical Engineering Journal. Volume 295, pp. 227-2361. <https://doi.org/10.1016/j.cej.2016.03.039>
11. K.L. Berg, S.E. Olsen. Kinetics of manganese ore reduction by carbon monoxide. Metallurgical and Materials Transactions B, volume 31, pages 477–490 (2000).
12. Honglei Zhang, Guocai Zhu, Hong Yan, Tiancheng Li, Xiujuan Feng. Thermogravimetric Analysis and Kinetics on Reducing Low-Grade Manganese Dioxide Ore by Biomass. Metallurgical and Materials Transactions B, volume 44, pages 878–888 (2013).
13. H.E. Barner, C.L. Mantell. Return to issueprevarticlenext. Kinetics of Hydrogen Reduction of Manganese Dioxide. Cite this: Ind. Eng. Chem. Proc. Des. Dev. 1968, 7, 2, pp. 285–294. <https://doi.org/10.1021/i260026a02317>.
14. Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. / Д. Ф. Чернега, В. С. Богушевський, Ю. Я. Готвянський [та ін.] ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища шк., 2006. 503 с.
15. Мовчан В.П., Бережний М.М. Основи металургії. Дніпропетровськ: Пороги, 2001. 334 с.
16. Готвянський Ю.Я. Фізико-хімічні та металургійні основи виробництва металів: навч. посібник. Київ: ІЗМН, 1996. 392 с.
17. Харлашин П.С., Єршов Г.С., Тарасов В.П., Скребцов О.М., Роянов В.А., Сударев В.П. Металургія (проблеми, теорія, технологія, якість): підручник. Донецьк: ТОВ «Норд-комп'ютер», 2005. 724 с.
18. Наказ МОЗ від 14.07.2020 № 1596 «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони».
19. ДНАОП 1.1.10-1.01-97 (НПАОП 40.1-1.01-97) ПРАВИЛА безпечної експлуатації електроустановок.

- 20.СНиП 2.01.02-85*. Протипожежні норми (Діє ДБН В 1.1-7-2002) (2.01.02-85*) (СНиП 2.01.02-85*. Противопожарные нормы (Действует ДБН В 1.1-7-2002)).
- 21.ДБН В.2.5-28-2006 Інженерне обладнання будинків і споруд. Природне і штучне освітлення.
- 22.ДБН В.2.5-67:2013 Опалення, вентиляція та кондиціонування.
- 23.ДСТУ 2867-94 Шум. Методи оцінювання виробничого шумового навантаження. Загальні вимоги.