

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проєкт

перший (бакалаврський)

(рівень вищої освіти)

До департаменту
[Signature]
12.06.2023

на тему Проект цеху з виробництва феромарганцю Mn95 потужністю 55 тис. тонн на рік

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.В.Павлов

(ініціали та прізвище)

Керівник проф., д.х.н., с.н.с. Прутцьков Д.В.

(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 2022 року



З А В Д А Н Н Я
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЄКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Павлову Микиті Віталійовичу

(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проєкту) Проєкт цеху з виробництва феромарганцю Mn95 потужністю 55 тис. тонн на рік

керівник роботи Прутцьков Дмитро Володимирович, д.х.н., проф.

(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 Спроєктувати феросплавний цех для виробництва феромарганцю Mn95

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

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна частина	Прутцьков Д.В., професор		
2 Конструкційна частина	Прутцьков Д.В., професор		
3 Технологічна частина	Прутцьков Д.В., професор		
4 Охорона праці та техногенна безпека	Прутцьков Д.В., професор		

7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

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

Студент _____ (підпис) _____ М.В.Павлов (ініціали та прізвище) Керівник роботи (проекту) _____ (підпис) _____ Д.В.Прутцьков (ініціали та прізвище) 

Нормоконтроль пройдено

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

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 79 с., 17 табл., 11 рис., 23 джерела

СПЛАВ Мн95, ШМП78, ФЕРОСИЛКОМАРГАНЕЦЬ МАРКИ СМнП,
ВАПНО, МЕТАЛ, ШЛАК, ПІЧ РКО – 7, ПОТУЖНІСТЬ

Мета роботи – проектування феросплавного цеху, розрахунок необхідної кількості устаткування для виробництва феромарганцю Мн95 об'ємом 55 тис. тонн на рік і розробка технології його виплавки.

У загальній частині приведено обґрунтування технології виробництва сплаву марки Мн95. Приведена загальна характеристика цеху та склад устаткування феросплавної печі.

В конструктивній частині наводиться опис та розрахунок рудовідновлювальної печі РКО-7,0; наводиться розрахунок необхідної кількості печей.

У технологічній частині приведені властивості та призначення сплаву Мн95, представлена технологія виробництва та випуск плавки.

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

Запропонована технологія рекомендується для дослідно-промислових випробувань в умовах феросплавних підприємств України.

ЗМІСТ

	С.
ВСТУП	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА	9
1.1 Розробка і промислове освоєння нових технологій виплавки Mn95.....	9
1.2 Баланс матеріалів по цеху	12
1.3 Описання цеху по прольотах	13
1.3.1 Шихтове відділення.....	13
1.3.2 Пічний проліт	17
1.3.3 Розливний проліт	19
2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА	23
2.1 Вибір і обґрунтування устаткування для виробництва Mn-95.....	23
2.1.1 Механізм обертання.....	25
2.1.2 Механізм нахилу печі.....	27
2.1.3 Електродотримачі	29
2.1.4 Механізм переміщення електродів	30
2.1.5 Футерівка печі.....	34
2.2 Розрахунок необхідної кількості печей для виплавки Mn-95 продуктивністю 55000 т на рік	39
2.3 Розрахунок основних параметрів печі.....	40
3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА	44
3.1 Властивості провідного елемента і сфери його застосування.....	44
3.2 Властивості і призначення сплаву, стандарти на сплав	46
3.3 Характеристика сировини, стандарти, технічні умови на сировинні матеріали.....	47
3.4 Фізико-хімічні основи отримання сплаву за вибраною технологією	48
3.5 Розрахунок шихти та матеріального балансу виплавки Mn95.....	52
3.6 Розрахунок зниження витрати електроенергії та тривалості плавки Mn95....	55
3.7 Технологічні особливості виплавки Mn95	55
3.8 Електричний режим ведення плавки	56

3.9 Ведення плавки	57
3.9.1 Ведення плавки на твердій шихті.....	58
3.9.2 Ведення плавки з використанням рідкого шлаку та твердого феросилікомарганцю	60
3.10 Випуск плавки	60
3.11 Розливання сплаву	61
3.12 Основні недоліки в процесі плавлення та методи їх усунення	63
4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА.....	65
4.1 Аналіз шкідливих та небезпечних факторів проектового феросплавного цеху.....	65
4.2 Заходи, щодо захисту від шкідливих і небезпечних чинників проектового феросплавного цеху.....	66
4.3 Виробнича санітарія основного приміщення проектового цеху, побутових та допоміжних приміщень	69
4.4 Пожежна безпека	70
4.5 Розрахунок звукоізолюючої кабіни	72
ВИСНОВКИ	76
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ	77

ВСТУП

Найважливішим резервом підвищення продуктивності праці й розвитку виробництва є всіляка економія сировини, палива й енергії, застосування ресурсозберігаючих маловідходних технологій, зниження матеріалоемності 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 и 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 таку піч 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 позначки. 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 Розробка і промислове освоєння нових технологій виплавки Mn95

Новий етап у розвитку виробництва металевого марганцю на АТ «ЗФЗ» розпочато з 1991 р, коли завод спільно з інститутом «Дніпросталь» і німецькою фірмою «Mannesmann» приступив до генеральної реконструкції цеху № 3. Проведений демонтаж дугових електропечей старої конструкції, встановлені нові печі, з більш досконалішими пічними трансформаторами, з викатними пічними ваннами, демонтовані електростатичні фільтри, споруджені установки рукавних фільтрів і здійснено ряд інших заходів.

Раніше встановлені в цеху електропечі та технологічне обладнання практично вичерпали можливості поліпшення якості марганцю, техніко-економічних показників його виплавки і, що слід особливо відзначити, екології повітряного басейну. В умовах переходу до ринкової економіки та посилення вимог до охорони навколишнього середовища задача звелася до необхідності докорінної реконструкції всього комплексу цеху № 3, що спеціалізується з виробництва металевого марганцю. Проектом передбачалася заміна старих 8 дугових електропечей електропечами принципово нової конструкції, мостових кранів, технологічного обладнання та повна заміна електрофільтрів на рукавні з імпульсною продувкою. З моменту початку реконструкції в 1994р. в 1997 р. завершено перший її етап з введенням в експлуатацію двох нових електропечей (№ 27 і 28) з відносяться до них пічним, крановим і технологічним обладнанням. До 2000р. введені в експлуатацію ще дві печі (№ 26 і 25) нової конструкції.

Реконструкція цеху являє собою, по суті, поетапне будівництво нового цеху, так як не тільки замінюються електропечі, обладнання, газоочистка, але й розширюється на 10 м розливний проліт, збільшується на 2,5 м його висота. Висота пічного прольоту також збільшується на 4,0 м. Конструкція ліхтаря спроектована з урахуванням рози вітрів, що покращує аерацію цеху.

Старі електропечі були обладнані тільки механізмами нахилу ванни печі без можливості заміни її при перефутеруванні магnezитовою цеглою, яка проводиться

через 40 діб роботи печі. Нові електропечі мають більш високу потужність пічних трансформаторів (7000 кВА) фірми АВВ (Швеція), з меншими електричними втратами холостого ходу і перемиканням ступенів напруги під струмовим навантаженням. Кожна ванна печі встановлена на візку, що дозволяє її викочувати і замінювати новою перефутерованою ванною. Це скорочує простої печі при заміні футеровки і профілактичному ремонті з 4 діб до 8 ч. З метою виключення застосування кисню для пропалювання льотки печі обладнані бурмашинами. На печах нової конструкції вперше застосований механізм обертання ванни, що створює умови для якісного обслуговування футерування печі. Нові печі обладнані гнучкими водоохолоджуваними пакетами короткої мережі (яка стала на 2 м коротше колишньої конструкції) з використанням кабелю МГ-500, що знижує втрати електроенергії в короткій мережі. Замість електромеханічного приводу переміщення електродів застосований гідравлічний, для чого споруджена гідравлічна станція багатофункціонального призначення з використанням негорючої робочої рідини в гідроустановках електропечей та розливних машин. У розливному прольоті встановлюються чотири мостових крана фірми «Mannesmann Demag» вантажопідйомністю 50/12,5 т і один 125 т, а також консольні крани вантажопідйомністю 3,2 т. Крани обладнані електронними пристроями для зважування вантажу. На наступних етапах реконструкції передбачається установка в розливному прольоті карусельної машини фірми «Mannesmann Demag». Суттєво покращилася система дозування і подачі шихтових матеріалів з використанням електронно-зважувальних елементів і видачі сдозованої шихти до печей. Докорінної реконструкції піддана система газоочистки пилогазових утворень при виплавці МФШ, металевого марганцю, середньовуглецевого феромарганцю і їх розливанні. Замість існуючих електрофільтрів на всіх печах встановлені рукавні фільтри з імпульсною продувкою. При цьому ступінь очищення відхідних газів підвищується з 86 до 99,8 %, що дозволило вирішити питання про перевищення ГДК викидів цеху № 3 в повітряний басейн міста. Продуктивність кожного з чотирьох автономних фільтрів (по одному на 2 печі) складає 400 тис.м³/год газоповітряної суміші. Збільшується також розрідження під зондом печі. За розрахунками вона

повинна становити 50...60 Па, що істотно поліпшує умови роботи персоналу. Площа одного фільтра 4600 м². На кожен фільтр встановлено по два димососа типу ДН-26 продуктивністю 200 тис.м³/год кожний (з розрахунку один на електропіч) з напором 400...450 мм.вод.ст. Тип електродвигуна димососа ТАК 0-4-5601-8У, потужність 630 кВт, число обертів 740 об/хв, напруга 6 кВ. Для управління всім устаткуванням електропечі, програмного ведення технологічного процесу виплавки МФШ і металевого марганцю, діагностики та обробки даних встановлено електронний модульний пристрій фірми АВВ. Система АСУ «Майстер» дозволяє в будь-який момент отримувати дані про всі необхідні параметри будь-якої з 300 останніх плавок. У технологічному аспекті в 90-х роках істотно змінені цілі та способи реалізації виплавки МФШ. У колишні роки при виплавці МФШ утворювався попутний сплав, який не ставився до товарної продукції з юридичними атрибутами. Тому наскрізний корисний витяг марганцю розраховували без врахування марганцю попутного сплаву. Хоча кількість попутного сплаву невелика (30...50 кг на 1 т МФШ), реалізація його за відповідною високою ціною за 1 % Mn (як для решти феросплавів) могла б знижувати собівартість металевого марганцю. У зв'язку з цим технологія виплавки МФШ переведена в режим технології безфлюсової виплавки високовуглецевого феромарганцю ФМн78Б і попутно одержуваного (переробного) шлаку, позначуваного ШМП-78 але з вмістом марганцю (34...38 %) і більш високою концентрацією кремнезему (рис. 1.1) [4]. Освоєння цієї технології дозволило отримувати товарний феромарганець з підвищеним вмістом фосфору (до 0,7 %) і ШМП-78.

В економічному аспекті технологія отримання ШМП-78 і феромарганцю ФМн78Б в одну стадію виявилася більш прийнятною. Істотне зниження в останнє десятиліття потреби сталеплавильного виробництва в марганцевих феросплавах особливо проявилось по відношенню до більш дорогих високоякісних силікотермічних сплавів - металевого марганцю, мало-і середньовуглецевого феромарганцю. Таким чином, економіка виробництва, розрахована на виплавку феромарганцю марки ФМн78Б з попутним отриманням ШМП-78 виявилася більш ефективною. Це, в свою чергу, зажадало проведення досліджень по вдосконаленню

наскрізний технологічної схеми виплавки сілікомарганцю і металевого марганцю з використанням менш якісного за змістом шлаку ШМП-78.

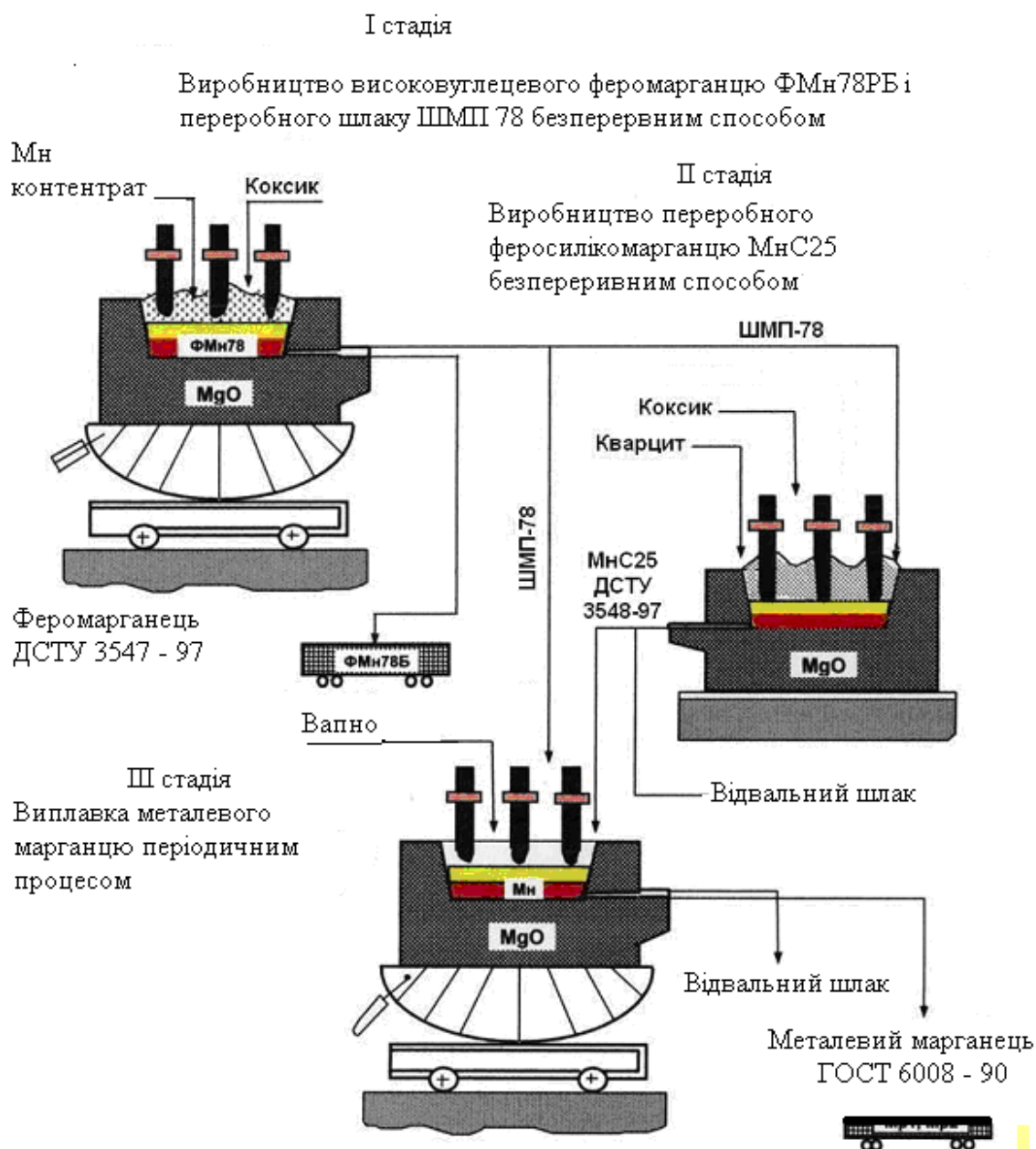


Рисунок 1.1 - Комбінована трьохстадійна технологічна схема виробництва Мн95 в печах РКО – 7,0

1.2 Баланс матеріалів по цеху

Баланс матеріалів по цеху - це розрахунок необхідної кількості витрачених матеріалів для виробництва Mn95. Виходячи з кількості витрачених матеріалів на 1 т сплаву наводимо баланс матеріалів по цеху розрахунки наведені в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 - Баланс матеріалів при виплавці Mn95

Використана сировина	Витрати на 1 т сплаву	Добові витрати по цеху, т	Річні витрати по цеху, т
ШМП 78, т	1,500	117,46	39000
SiMn переробний, т	0,647	59,04	19604
Вапно, т	1,200	93,97	31200
Електроенергія, кВт·г	2000	156626,5	52000000

1.3 Описання цеху по прольотах

Проектований цех з випуску Mn95 з річною продуктивністю 55000 т складається з трьох відділень: шихтового, плавильного і розливного, які розташовуються в паралельних прольотах.

1.3.1 Шихтове відділення

Для забезпечення безперервної роботи цеху необхідно мати десятидобовий запас шихтових матеріалів. Добовий запас шихтових матеріалів на складі розраховується виходячи з добових витрат шихти за формулою (1.1):

$$Q = q_{ci} \cdot C_i \cdot K, \text{ т} \quad (1.1)$$

де Q - запас шихтових матеріалів на складі, т;

q_{ci} - добова потреба матеріалу по цеху, тонн;

C_i - термін збереження матеріалу, добу;

K - коефіцієнт нерівномірності постачання вантажів

Розрахунок запасу шихти на складі з умов безперервної роботи цеху приведений в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 - Розрахунок необхідного запасу шихти на складі

Матеріал	Добовий запас по цеху, т	Термін зберігання, доба	Насипна вага, т/м ³	Об'єм матеріалу, м ³	Запас на складі, т
Вапно	93,97	2	1,18	264,4	312
SiMn переробний	59,04	10	3,5	280	680
ШМП – 78	117,46	10	1,865	300	754

Глибину приямка приймаємо 6 м, ширину 10 м. Розміри приямків вибираються конструктивно виходячи з насипної щільності матеріалу, який зберігається на складі шихти і вільної площі шихтового прольоту.

$$F_{\text{СКЛ}}^3 = F_{\text{тех}} + F_3 + F_{\text{ес}} + F_{\text{пв}}, \text{ м}^2 \quad (1.2)$$

де $F_{\text{тех}}$ - площа технологічних ділянок складу, враховує площу під оснащенням, проходами і залізничними шляхами, м²;

F_3 - площа приямків, м²;

$F_{\text{ес}}$ -площа, яка займана внутрішніми естакадами і місцями для розвантаження матеріалів, м²;

$F_{\text{пв}}$ -площа, яка зайнята обладнанням для подачі матеріалів у виробництво, м².

$$F_3 = 1,1 \sum F_{\text{по}}, \text{ м}^2 \quad (1.3)$$

$$F_{\text{ес}} = m \cdot l \cdot n, \text{ м}^2 \quad (1.4)$$

де m - ширина розвантаження, м;

l - довжина естакад, м;

n - кількість естакад.

$$F_{\text{пв}} = 0,15 \sum F_{\text{по}}, \text{ м}^2 \quad (1.5)$$

$$F_3 = 1,1(800/6 + 472/6 + 186/6 + 119/6) = 290 \text{ м}^2$$

$$F_{\text{ес}} = 8 \cdot 27 \cdot 3 = 648 \text{ м}^2$$

$$F_{\text{пв}}=0.15 \cdot 290 = 43\text{м}^2$$

Площа технологічних ділянок складу, враховуючи площу оснащену проходами та залізничними шляхами дорівнює 2157м^2 .

$$F^3_{\text{скл}} = 2157 + 290 + 648 + 43 = 3138\text{м}^2$$

Розвантаження шихтових матеріалів із залізничних вагонів у приймки і з приймків до добових бункерах відбувається за допомогою грейферного крана. Виходячи з потужності печі за даними для обслуговування шихтового прольоту приймаємо грейферні крани вантажопідйомністю 10 т з об'ємом грейфера $1,5\text{м}^3$. Характеристика крана і грейфера наведено в табл. 1.3, 1.4.

Таблиця 1.3-Технічна характеристика крана

Характеристика крана	Параметр
1. Максимальна вантажопідйомність підйому, т	10
2. Максимальна висота підйому, м	20
3. Максимальна глибина опускання, м	20
4. Геометричні параметри крана, м: база крана колія візки колія крана	4 2,24 14
5. Швидкість підйому вантажу, м/с	0,25
6. Швидкість пересування, м/с: крана з вантажем крана без вантажу вантажного візка з вантажем максимальної ваги	1,7 1,7 0,83
7. Вага крана та його основних частин, т	16,2
8. Сумарна номінальна потужність електродвигунів, кВт	57,23

Кількість кранів, яке необхідні для подачі шихтових матеріалів та обслуговування шихтового прольоту розраховується виходячи з добових подач шихтових матеріалів:

$$N_{\text{ги}}=M_{\text{кі}}/V_{\text{г}} \cdot \gamma_{\text{и}}, \text{ подач} \quad (1.6)$$

де $N_{\text{ги}}$ - кількість подач грейфером шихтового компонента;

M_{ki} - добова вага шихтового компонента, т;

V_{Γ} - обсяг грейфера, м³;

$\gamma_{и}$ - насипна вага шихтового матеріалу, т/м³.

Таблиця 1.4 - Технічна характеристика грейфера

Параметр	Показник
Ємність грейфера, м ³	1,5
Висота грейфера, мм: закритого Відкритого	2100 2600
Ширина грейфера, мм: закритого Відкритого	1900 2400
Ширина грейфера, мм: закритого відкритого	1900 2400
Довжина щелепи, мм	1700
Вид струму	Постійний
Потужність електродвигуна, кВт	8,0
Вага грейфера, кг	3000

$$N_{\Gammaи}(\text{SiMn}) = 59,04 / 1,5 \cdot 3,5 = 11,2, \text{ приймаємо } 12 \text{ подач,}$$

$$N_{\Gammaи}(\text{вапно}) = 93,97 / 1,5 \cdot 1,18 = 53,09, \text{ приймаємо } 54 \text{ подачі,}$$

$$N_{\Gammaи}(\text{ШМП 78}) = 117,46 / 1,5 \cdot 1,865 = 42,1, \text{ приймаємо } 43 \text{ подачі,}$$

$$N_{\Gamma} = 12 + 54 + 43 = 109 \text{ подач.}$$

Тривалість однієї подачі приймаємо $t_0 = 5$ хв. Загальний час, що витрачається на подачу шихтових матеріалів:

$$T_{\text{тех}} = t_0 \cdot N_{\Gamma}, \text{ хв.} \quad (1.7)$$

$$T_{\text{тех}} = 5 \cdot 109 = 545 \text{ хв}$$

Окрім подач шихтових матеріалів в добові бункери, крани виконують інші операції: перевантаження шихтових матеріалів, розвантаження залізничних вагонів.

Приймаються час неврахованих операцій:

$$T_{\text{нв}} = 0,5 T_{\text{тех}}, \text{ хв} \quad (1.8)$$

$$T_{\text{нв}} = 0,5 \cdot 545 = 273 \text{ хв}$$

Загальний час роботи крана є сумою технологічного і неврахованого часу і визначається за формулою:

$$T_{\text{общ}} = T_{\text{тех}} + T_{\text{нв}}, \quad (1.9)$$

$$T_{\text{общ}} = 545 + 273 = 818 \text{ хв.}$$

Коефіцієнт завантаженості крана приймаємо $K_3 = 0,8 \dots 0,85$. Кран на добу працює:

$$T_{\text{рк}} = 24 \cdot K_3, \text{ годин} \quad (1.10)$$

$$T_{\text{рк}} = 24 \cdot 0,85 = 20,4 \text{ годин або } 1224 \text{ хв.}$$

Для забезпечення безперебійної роботи необхідно кранів:

$$N_{\text{кр}} = T_{\text{заг}} / T_{\text{рк}} \quad (1.11)$$

$$N_{\text{кр}} = 818 / 1224 = 0,7.$$

Приймаються 2 крана вантажопідйомністю 10 т. (один до роботи, другий у запас).

1.3.2 Пічний проліт

У пічному прольоті розташовано 6 печей РКО-7.0, які виплавляють Mn95. Пічні трансформатори і пульти управління печами розташовані на позначці +4,6 м. Кількість кранів в пічному прольоті розраховується виходячи з обсягу представленого матеріалу. Використовуючи дані табл. 1.2 обсягу матеріалів, які вантажаться на печі: $V_{SiMn} = 28\text{м}^3$, $V_{вапно} = 132,2\text{м}^3$, $V_{ШМП} = 260\text{м}^3$.

Всього на печі на добу подається $V_M = 420,2\text{м}^3$, приймаємо 420м^3 .

Обсяг бадді приймаємо $V_{бад} = 2\text{м}^3$, вантажопідйомністю 10 т. Необхідна кількість цебер для подачі шихтових матеріалів до пічним бункерів:

$$N_{бад} = V_M / V_{бад} \quad (1.12)$$

$$N_{бад} = 420 / 2 = 210 \text{ шт.}$$

Кількість бадей в цеху з урахуванням 15 % на ремонт і 15 % в запасі становить 10 бадей. Для подачі однієї бадді витрачається 5 хвилин. На всі операції витрачається:

$$T_{ТЕХ} = 5 \cdot 210 = 1050 \text{ хв.}$$

Для заміни та перепуску електродів на одній печі кран витрачає 40 хвилин на добу. На 6 печей:

$$T^1_{общ} = 1050 + 240 = 1290 \text{ хв.}$$

Завантаженість кранів приймаємо $K_3 = 0,85$. Кран на добу працює $T_{кр} = 1224 \text{ хв.}$

$$T_{нв} = 1290 \cdot 0,25 = 322,5 \text{ хв.}$$

Загальний час з урахуванням неврахованих витрат:

$$T_{\text{общ}} = 1290 + 292,5 = 1582,5 \text{ хв.}$$

Кількість кранів розраховується за формулою:

$$N_{\text{кр}} = 1582,5 / 1224 = 1,29$$

Приймаємо 2 крана вантажопідйомністю 10 т.

1.3.3 Розливний проліт

У розливному прольоті знаходяться ковші, ділянка для перефутеровки ванн печей, горнові візки для викатки ковшів з рідким металом, залізничні колії для подачі технологічної залізничного посуду (шлаковозів, вагонів тощо), розливні крани і т.д.

Ємність розливних ковшів приймаємо 5 м³. Розрахунок кількості розливних ковшів ведеться за тривалістю обороту одного ковша. Тривалість обороту одного ковша для виплавки Мн 95 складається з таких операцій:

- а) випуск розплаву – 20 хв.;
- б) скачування шлаку з поверхні металу в ковші – 10 хв.;
- в) слив шлаку в шлаковози з ковшів – 20 хв.;
- г) розливання металу – 20 хв.;
- д) очищення ковша після розливання металу – 10 хв.;
- е) встановлення ковшів на візок – 5 хв.
- ж) витяг злитків з виливниць - 5 хв.;

Всього 90 хв.

За плавку піч з виплавки Мн95 випускає 3,5 т металу і 14,4 т. відвального шлаку.

Кількість ковшів, яке необхідно для випуску розплаву з 1 печі розраховується за формулою:

$$N_{\text{ков}} = (M^M / G_{\text{нв}}^M + M^{\text{шл}} / G_{\text{нв}}^{\text{шл}}) / V_{\text{к}}, \text{ шт.} \quad (1.13)$$

де $N_{\text{ков}}$ - кількість ковшей на 1 пічь;

M^M - вага сплава, який випускається з печі, т;

$G_{\text{нв}}^M$ - наливна вага сплаву, т/м³;

$M^{\text{шл}}$ - вага шлаку, який випускається з печі, т;

$G_{\text{нв}}^{\text{шл}}$ - наливна вага шлаку, т/м³;

$V_{\text{к}}$ - прийнятий обсяг ковша, м³.

Кількість ковшів, які необхідні для випуску з печі сплаву Мн95 і відвального шлаку:

$$N_{\text{ков}}^{\text{Мн95}} = (3,5/6,52 + 14,4/3,14)/5 = 1,02 = 2 \text{ ковша.}$$

Для виробництва Мн95 на одну піч необхідно 2 ковша місткістю 5м³. Необхідна кількість ковшів по цеху з урахуванням 15 % на ремонт, 15 % на запас становить 16 ковшів місткістю 5 м³.

Розрахунок кількості кранів у розливальній прольоті ведеться виходячи з часу обслуговування печі.

Час подачі ковшів під випуск розраховується за виразом:

$$T_{\text{пк}} = n_{\text{в}} \cdot N_{\text{к}} \cdot N_{\text{п}} \cdot t_{\text{оп}}, \text{ хв.} \quad (1.14)$$

де $n_{\text{в}}$ - кількість випусків металу на добу;

$N_{\text{к}}$ - кількість ковшів, яка необхідна для випуску плавки;

$N_{\text{п}}$ - кількість печей;

$t_{\text{оп}}$ - тривалість операції, хв.

$$T_{\text{пк}}^{\text{Мн95}} = 7 \cdot 2 \cdot 6 \cdot 5 = 420 \text{ хв.}$$

Час, необхідний на скачування шлаку з поверхні металу:

$$T_{\text{сш}}^{\text{Mn}95} = 7 \cdot 1 \cdot 6 \cdot 10 = 420 \text{ хв}$$

Час, що витрачається на розливу металу у виливниці, розраховується за виразом:

$$T_{\text{рм}}^{\text{Mn}95} = 7 \cdot 1 \cdot 6 \cdot 20 = 840 \text{ хв.}$$

Час, який необхідно для очищення ковшів:

$$T_{\text{ок}}^{\text{Mn}95} = 7 \cdot 1 \cdot 6 \cdot 10 = 420 \text{ хв.}$$

Час, необхідний на слив відвального шлаку в шлаковози:

$$T_{\text{сш}}^{\text{Mn}95} = 7 \cdot 1 \cdot 6 \cdot 20 = 840 \text{ хв.}$$

Час, який необхідно для вилучення злитків з виливниць:

$$T_{\text{ис}}^{\text{Mn}95} = 7 \cdot 2 \cdot 6 \cdot 5 = 420 \text{ хв.}$$

Час, який необхідно для встановлення коробів з металом на вагон:

$$T = 7 \cdot 1 \cdot 6 \cdot 5 = 210 \text{ хв.}$$

Всього витрачено часу:

$$\sum T_{\text{витр.}} = 3150 \text{ хв.}$$

Час на невраховані операції приймаємо 25 % від загального часу. Завантаженість крану приймаємо 85 %. Необхідна кількість кранів у розливальному прольоті розраховується за виразом:

$$N_{кр} = (3150+25)/1224 = 3,21$$

Для безперервної роботи цеху приймаємо 4 крана для розливання сплавів вантажопідйомністю 50/12,5т і 1 допоміжний кран для перефутеровки ванни печі. Кількість кранів в розливному прольоті 5.

2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

2.1 Вибір і обґрунтування устаткування для виробництва Mn-95

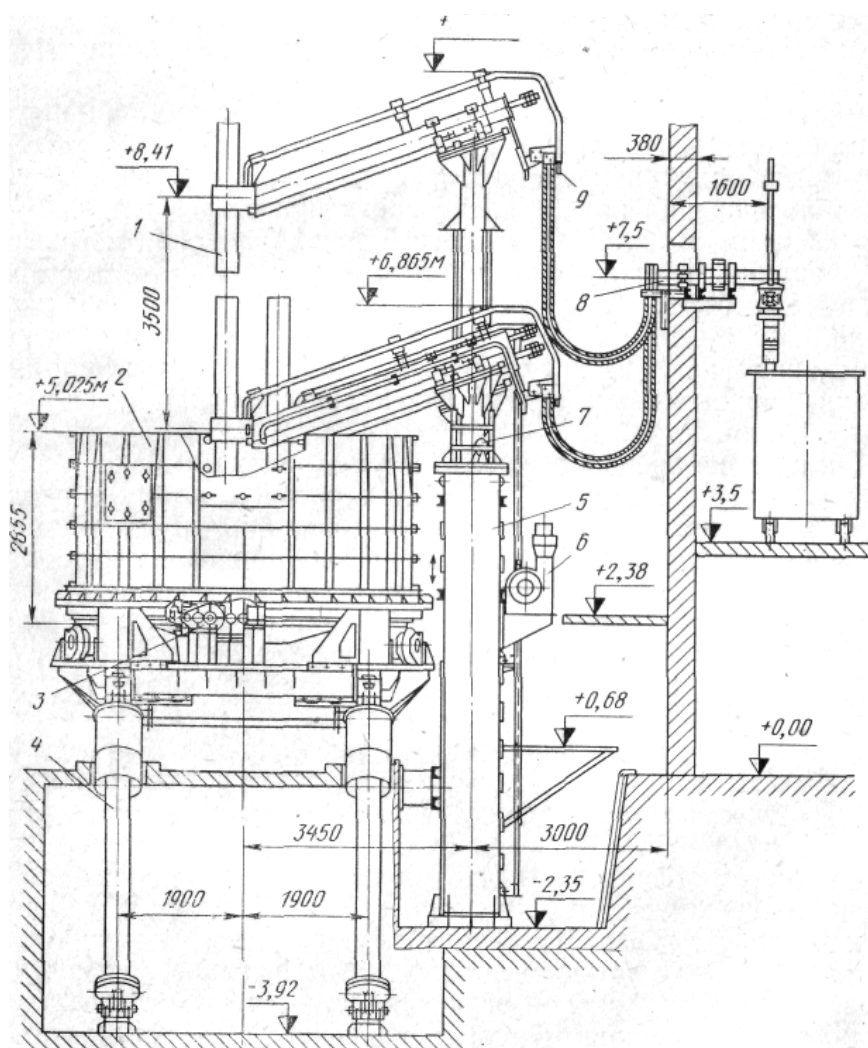
Нині в експлуатації знаходяться печі з пічними трансформаторами потужністю 5000 кВА і 7000 кВА. Усі печі трифазні, які мають електроди діаметром 400 мм по вершинах рівностороннього трикутника. Кожух печі циліндричний з листової сталі завтовшки 20 мм. Днище кожуха - конічне. До днища кожуха приварений брус, яким він спирається на ролики опорних тумб механізму обертання. Обертання ванни печі здійснюється електроприводом потужністю 11 кВт за допомогою троса від лебідки вантажопідйомністю 3,2 т через поліспаст. Механізм нахилу ванни печі гідравлічний (гідронасос типу 712 Б продуктивністю 200 літ/хв, тиск 75 кг/см²). Два гідроциліндри розташовано під сегментами в приямках фундаменту печі. Механізм переміщення електродів - електромеханічний, а механізм затиску електродів - пружинно-пневматичний. Ванни дугових електропечей типу ОКБ-262-А мають наступні геометричні характеристики: внутрішній діаметр по верху 4500 мм, по низу 3100 мм; глибина ванни 1000 мм. Печі розраховано на експлуатацію графітованих електродів діаметром 400 мм (електродами, що самообпалюються, діаметром 500 мм). Діаметр розпаду електродів 1250 мм.

Пічні трансформатори. Дугові електропечі потужністю 7000 кВА обладнані трансформаторами фірми ABB National Transformer. Регулювання потужності печі має три режими: ручний, напівавтоматичний і автоматичний за допомогою електродіаграми засобами АСУ «Мастер». Встановлені електричні режими контролюються за свідченнями контрольновимірювальних приладів на пультах управління печами (амперметрами, вольтметрами і ватметрами).

Графітовані електроди. У зв'язку з жорстким регламентованим вмістом вуглецю в металевому марганці (< 0,20 % для марки Mn95) при виплавці металевого марганцю застосовуються графітовані електроди найбільш високої якості. Матеріальні баланси силікотермічної плавки марганцю показують, що доля вуглецю в отриманому металевому марганці залежно від якості електродів досягає 30 %.

Діаметр графітованих електродів розраховують, виходячи зі значень питомої щільності струму, рекомендованої фірмами-виготовниками електродів.

Із збільшенням діаметру електроду дещо зменшується допустима щільність струму. Механізм «науглецювання» дії графітованих електродів до кінця не ясний. Його зв'язують як з тим, що розпиляло вуглецевих компонентів електродів (графіту з нафтококсу і кам'яновугільного пека) в області електричної дуги, так і з «осипанням» частинок графіту у ванну печі. Частки графіту, що обсіпалися, взаємодіють з CaO шлакового розплаву з утворенням CaC_2 чи MnO з утворенням карбиду Mn_7C з наступним переходом вуглецю цих карбідів в розплав.



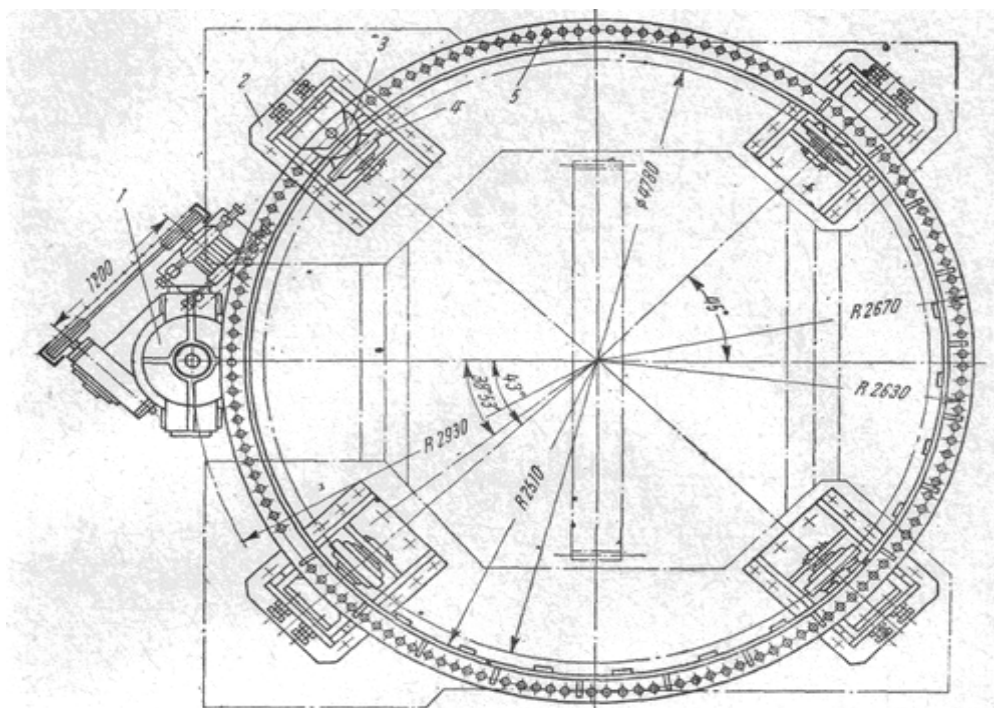
- 1 – електроди; 2 – кожух ванни печі; 3 – механізм обертання ванни;
 4 – механізм нахилу; 5 – механізм переміщення електродів;
 6 – привід механізму переміщення електродів; 7 – електродотримач;
 8 – коротка мережа; 9 – система водоохолодження.

Рисунок 2.1 - Загальний вид печі РКО-7,0 для виплавки Mn95

Для виробництва Мн-95 проектом пропонується використовувати печі типу РКО з потужністю пічного трансформатора 7000 кВА (рис. 2.1) [5-7]. Кожух печі циліндричний з листової сталі товщиною 20мм виконаний з 2-х половин, зварної. Для додання жорсткості днище кожуха виконано конічним, забезпечений вертикальними і горизонтальними ребрами жорсткості з листової сталі. Обладнаний 3-ма лотками. До днища приварений квадратний брус який спирається на підшипник механізму обертання. Контроль температури кожуха печі здійснюється засобами АСУ «Майстер».

2.1.1 Механізм обертання

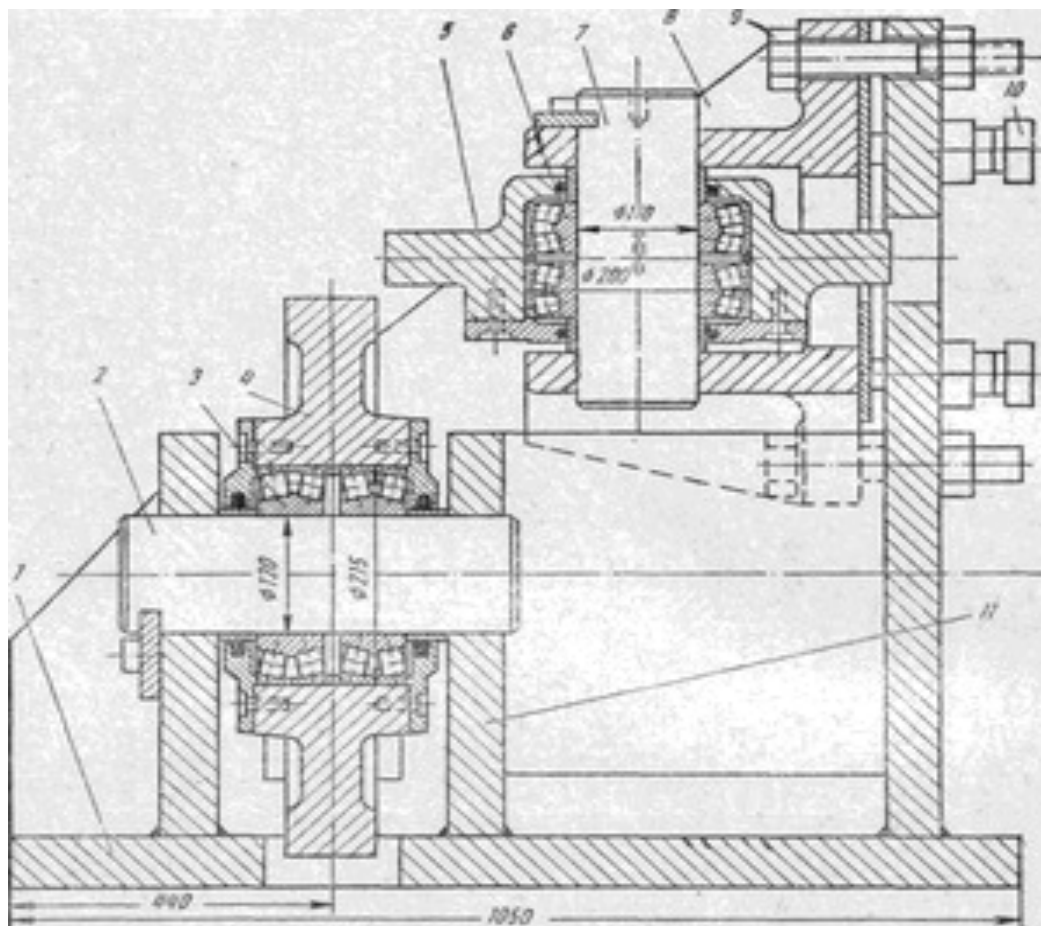
Феросплавні печі з круглою ванною для ряду технологічних процесів обладнують механізмом обертання. При цьому зростає активний опір ванни і збільшується електричний КПД феросплавної печі, покращує обслуговування ванни. Механізми обертання обертових печей збирають на колісці. На рис. 2.2 вказано поворотний пристрій який нахиляє і обертає ванну з чотирма тумбами.



- 1 - привід механізму обертання; 2 – тумба;
3 - упорний каток; 4 - опорні катки; 5 - цівковий вінець

Рисунок 2.2 - Механізм обертання ванни печі

Ванну повертають на кут $60...90^\circ$ реверсивно. Привід 1 ванни і тумби 2 встановлені на частину яка нахиляється. Тумби зазвичай зварні, розташовані під кутом 90° . У кожній тумбі зібрані опорний 4 та упорний 3 катки. Кожух печі з футеровкою розташований на цих ковзанках. Упорні катки перешкоджають зсуву ванни в сторону при її нахилі під час зливу сплаву і обертання. Пристрій тумби показано на рис. 2.3. У зварному корпусі тумби 1 на стійках 11 встановлено опорний каток 4. Каток обертається на двох сферичних роликових дворядних підшипниках 3, посаджених на вісь 2. Вісь 7 упорного катка 5 закріплена на стійках 8, які болтами 9 закріплені на рамі 1. Каток обертається також на сферичних підшипниках 6. Зазор між упорними катками і рейкою регулюють болтами 10.



1 - корпус тумби; 2,7 – вісь; 3,6 - сферичні роликові дворядні підшипники;
4 - опорний каток; 5 - упорний каток; 8,11 – стійки; 9,10 – болти

Рисунок 2.3 - Пристрій тумби механізму обертання печі

2.1.2 Механізм нахилу печі

Механізм служить для нахилу печі в бік зливного жолоба на кут $40...45^\circ$ для зливу металу в ківш. Залежно від пристрою привода різняться механізми нахилу печі з гідравлічним і електричним приводом.

У печах для виробництва феросплавів нахил ванни, як правило, здійснюється без нахилу електродотримачів з піднятими електродами. У цьому випадку доводиться збільшувати довжину ходу електродотримачів до $3...4$ м, щоб забезпечити вихід електрода з ванни і безперешкодний нахил ванни. Подовження ходу електродотримача здорожує його конструкцію. Проте в цьому випадку спрощується пристрій для нахилу, поліпшуються умови відводу газів, що утворюються в процесі плавки. Нахилити ванну можна за допомогою зубчастої рейки, яка зачіпаються із зубчастим сектором, гвинтового механізму або гідравлічним механізмів. Дипломним проектом пропонується нахилити ванну за допомогою гідравлічного механізму.

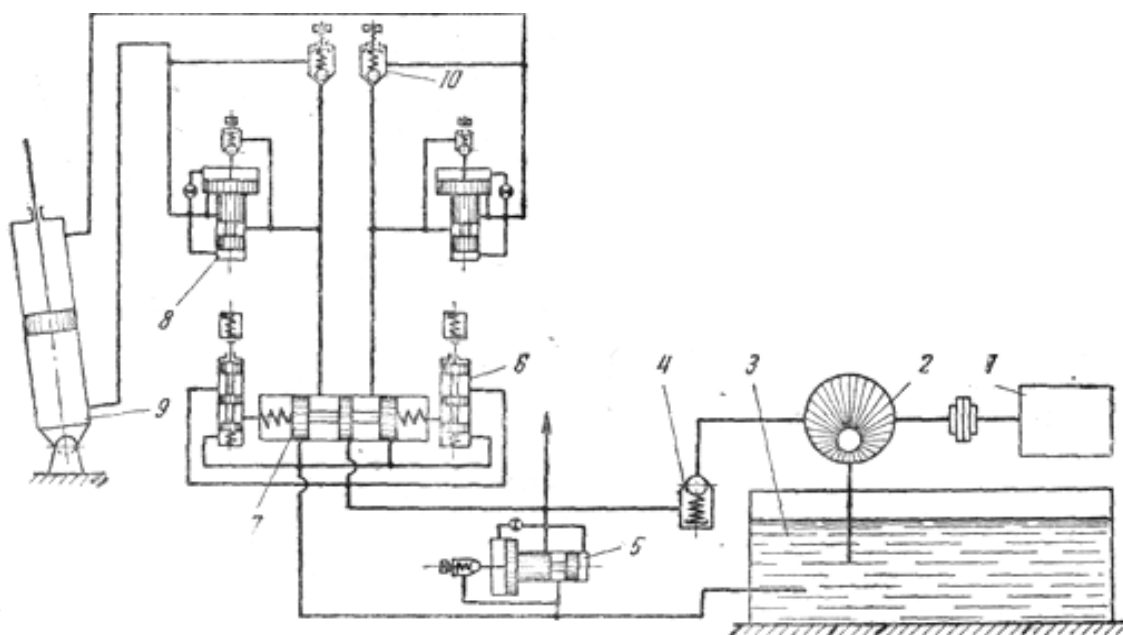
Механізм нахилу печі з гідравлічним приводом набув широкого поширення. До його переваг слід віднести зручність при вузловому методі ремонту і плавність нахилу. На великих печах застосування гідроприводу ускладнюється через труднощі внутрішньої розточки та шліфування довгих гідроциліндрів. Механізм нахилу є вельми відповідальною частиною пічної установки і повинен відповідати таким вимогам:

- 1) надійність роботи і довговічність механізму;
- 2) можливість плавного нахилу печі на достатній кут;
- 3) забезпечення необхідної швидкості нахилу;
- 4) забезпечення можливо малого відхилення від вертикалі кінця носка печі при нахилі (для максимального скорочення маневрування ковшем при зливі сплаву);
- 5) неможливість перекидання печі при нахилі.

Механізм нахилу повинен бути захищений від попадання на нього рідкого розплаву в разі проїдання ванни печі. При застосуванні гідравлічного механізму нахилу під ванну печі встановлюють люльку з двома напівкруглими секторами, які

спираються на рейки або балки. У секторах є шипи, а в опорних балках отвори. При нахилі ванни шипи входять в отвори, фіксуючи положення секторів щодо балок. Ванна печі при цьому перекочується по опорним балкам, висуваючись вперед у бік зливного носка.

Кваліфікаційною роботою пропонується встановлювати по два гідравлічних циліндра, що створює кращу стійкість печі і оберігає від аварій. Живлення гідравлічного пристрою механізму нахилу здійснюється від спеціальної насосної станції. Схема гідроприводу нахилу феросплавної печі яка обертається і нахиляється вказана на рис. 2.4.



- 1- електродвигун; 2 – насос; 3 - бак з маслом; 4 - зворотний клапан;
5 - запобіжний клапан; 6 - електрогідравлічний золотник; 7 - реверсивний
золотник; 8 – циліндр; 9 – гідроциліндр; 10 - регулюючий клапан

Рисунок 2.4 - Схема гідроприводу механізму нахилу

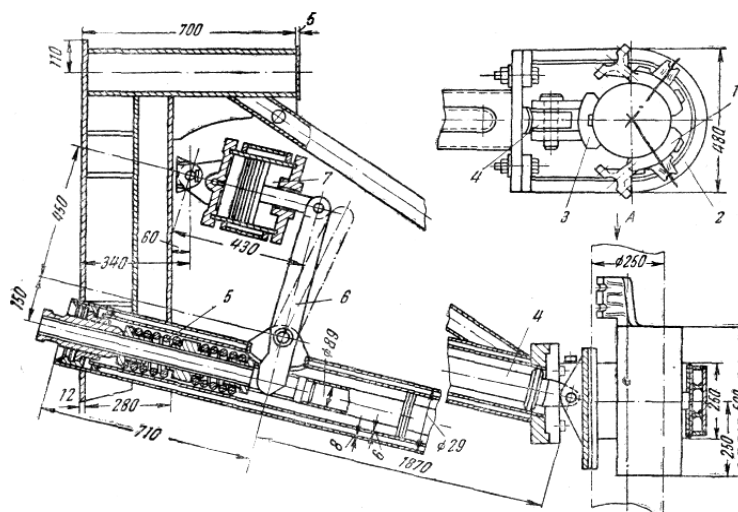
Поршневий насос типу НПМ-713Б продуктивністю $S = 200$ л/хв і тиском 1000 н/см² (100 кг/см²) подає масло через зворотний клапан до реверсивного золотника 7, яким дистанційно керують з пульта на робочому майданчику за допомогою двох

електрогідравлічних золотників 6. Один золотник 6 подає масло в праву порожнину реверсивного золотника 7 під тиском і пересуває золотник вліво, відкриваючи доступ масла у верхню порожнину пічного циліндра 9. В цьому випадку піч нахиляється в сторону робочого майданчика, що дозволяє обслуговувати піч з боку випуску. При роботі лівого золотника 6 масло подається в ліву порожнину реверсивного золотника 7, відсуває золотник вправо і відкриває доступ масла в нижню частину робочого циліндра 9 печі. В цьому випадку піч нахиляється для зливу металу. Насосну станцію розташовують в окремому приміщенні і укомплектовують трьома насосами (два в роботі і один резервний).

2.1.3 Електродотримачі

Електродотримачі призначені для закріплення електрода на рухомий каретці або колоні, а також для підведення електричного струму від кабелів до електрода. Електродотримачі складається з: головки, рукава, механізму затиску, механізму струмопідводу. За типом застосовуваного приводу механізми затискача електродів поділяють на: пружинно-пневматичні, пружинно-гідравлічні, електромеханічні.

Для печей, в яких виплавляють Мн95, останнім часом розроблений, і успішно застосований на практиці, витісняючи інші конструкції, пружинно-пневматичний затискач, який показаний на рис. 2.5.



1 – щоки; 2 – кільце; 3 – щока струменева; 4 – шток;
5 – пружини; 6 – важіль; 7 – пневмоциліндр

Рисунок 2.5 - Пружинно-пневматичний затискач електрода

Електрод затискають між щоками 1, укріпленими на кільці 2, і щокою 3, укріпленої на штоку 4. Натискання здійснюється при допомозі штока 4 і пружин 5, віджимання за допомогою важеля 6 з пневматичним управлінням 7. При подачі стисненого повітря в циліндр пневматичного управління поршень циліндра переміщує шток, в результаті чого важіль 6, переміщаючись вліво, відтягує шток 4, стискаючи пружину 5, і тим самим звільняється електрод. За умовами забезпечення мінімальних втрат в зоні контакту електрод-електродотримач тиск P на контакт має дорівнювати $8000 \dots 10000 \text{ Н/м}^2$ ($800 \dots 1000 \text{ кг/м}^2$). Цей тиск повинен бути по можливості постійним під час роботи печі незалежно від теплового розширення електрода і електродотримача (лінійний коефіцієнт теплового розширення першого значно менше, ніж другого), ця умова забезпечується як конструкцією пружинного притиску, так і водяним охолодженням електродотримача. Водяне охолодження зменшує теплове розширення електродотримача і, крім того, захищає його від надмірного перегріву, який руйнує контактну поверхню і може викликати поломку електродотримача (через зниження механічної міцності або виникнення термічних напружень). На рис. 2.5 показані мідні труби, по яких подається вода для охолодження електродотримача і струм до електрода. Допустима щільність струму в затискачах електродотримача для пари мідь-графіт складає близько $2,5 \text{ А/см}^2$ і для пари залізо-графіт близько $1,5 \text{ А/см}^2$. Електродотримачі кріплять до спеціального водоохолоджуваного горизонтального рукава-каретці, яка за допомогою спеціального механізму переміщається вгору і вниз. Останнім часом на Челябінському електрометалургійному комбінаті для скорочення довжини робочого кінця електрода і безперешкодного виходу електрода з ванни при її нахилу сконструювали похилий рукав-каретку. Це зменшило число поломок електродів, а значить, і їх витрат.

2.1.4 Механізм переміщення електродів

Механізми переміщення електродів внаслідок особливих умов регулювання електричної потужності, що вводиться в піч, повинні відповідати таким основним вимогам:

- 1) надійність в роботі, зручність при ремонті і нагляд;
- 2) забезпечення роботи без поломок електродів при упорі в шихту при ручному управлінні і в не струмопровідний скрап при автоматичному управлінні;
- 3) гарантування неможливості самовільного опускання електродів під дією власної ваги;
- 4) мінімальне і, у всякому разі, стабільне тертя у всіх елементах системи;
- 5) максимально жорсткий кінематичний зв'язок двигуна з електродом, що виключає вплив еластичності ланок на якість процесу регулювання;
- 6) максимально можливий ККД та мінімальне розходження в статичних моментах навантаження при підйомі та спуску електродів, що дозволяє знизити потужність регульованого двигуна і істотно поліпшити динамічні властивості системи регулювання;
- 7) швидкий розгін і гальмування механізмів;
- 8) максимально можлива (при дотриманні стійкості регулювання) швидкість підйому електродів при автоматичному, а також при ручному управлінні.

Можливо, більш швидкий підйом електродів бажаний для швидкої ліквідації поштовхів струму в період розплавлення, що полегшує роботу електричної апаратури, а також знижує непродуктивні втрати електричної потужності, що вводиться в електропіч.

Існують два основні види механізму для переміщення електродів:

1. Каретка переміщається по нерухомій стійці.
2. Рукав-каретка кріпиться до стійки, утворюючи Г-подібну конструкцію, що переміщається вгору і вниз всередині нерухомої частини стійки (телескопічна стійка) між напрямними роликками.

Як каретку, так і стійки виконують з товстостінних труб. Між стійкою і рукавом-кареткою є електроізоляція. Струм від пакета короткої мережі подається за гнучким кабелем і далі по водоохолоджуваним трубах. Вода на цій ділянці

подається по резиновим шлангам. Для зниження потужності приводу переміщення електродів система електродотримач-стійка врівноважується двома противагами.

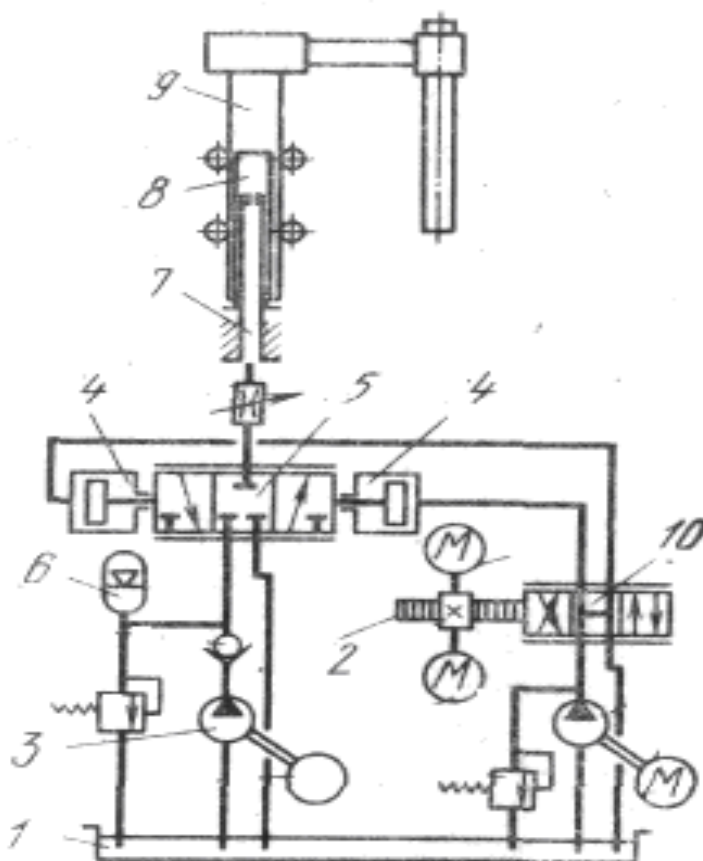
Механізм переміщення електродів виконують двох видів:

1) електромеханічний, в якому підйом і опускання електродів здійснюється за допомогою електромотора і відповідного механічного приводу.

2) гідравлічний, в якому підйом електродів здійснюють за допомогою гідравлічного підйомника, а опускається електрод під дією власної ваги стійки, каретки і електрода.

У першому випадку зусилля від електродвигуна передається через редуктор і далі тросом або за допомогою зубчастого колеса і рейки. Остання система більш поширена, тому що дає менший сумарний приведений момент інерції всього механізму, а значить, дає можливість більш точно регулювати електричний режим печі.

Дипломним проектом пропонується гідравлічна система механізму переміщення електродів (рис. 2.6), яка має такі переваги:



1 – маслобак; 2 – рейка; 3 – насос; 4 – циліндри; 5 – золотник; 6 – акумулятор;
7 – шток; 8 – гідроциліндр; 9 - рухома колона; 10 – золотник

Рисунок 2.6 - Схема гідравлічного механізму переміщення електродів

1. Простота і надійність в роботі.

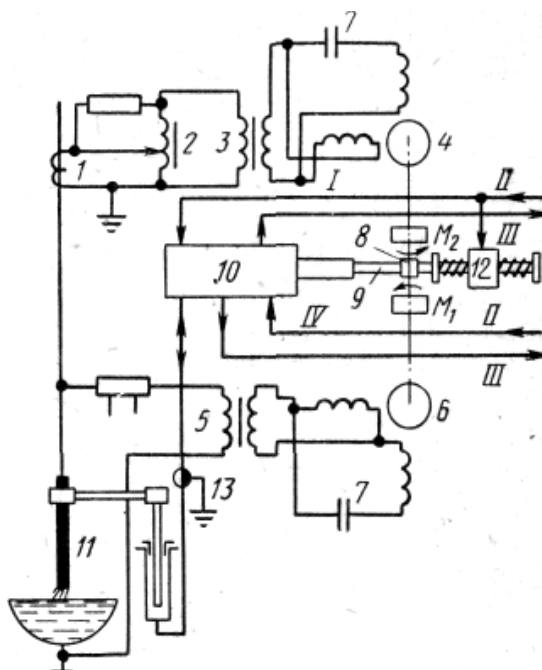
2. Мала інерція, так як тиск через рідину передається практично миттєво, що забезпечує підвищену точність регулювання електричного режиму і підвищення коефіцієнта використання трансформатора.

3. Швидке гальмування внаслідок попередження занурення електродів в шлак і тим більше в сплав.

4. Невеликі габарити і маса.

5. Плавність і стійкість руху.

Згідно зі схемою (рис. 2.7), сигнал, пропорційний силі струму дуги, через трансформатор струму 1, датчик 2, розподільний трансформатор 3 подається на обмотки збудження та управління двигуна з порожнистим ротором 4.



1- трансформатор струму; 2- датчик; 3- розподільний трансформатор; 4- двигун з порожнистим ротором; 5- розділовий трансформатор; 6- обмотки збудження та управління двигуном; 7- конденсатор; 8- колесо; 9- рейка; 10 - керуючий золотник гідро підсилювача; 11 – гідроциліндр; 12 – демпфер; 13 – дросель

Рисунок 2.7 - Принципова схема регулятора з гідравлічним приводом

Сигнал фазової напруги дуги подається від розділового трансформатора 5 на обмотки збудження та управління двигуном 6. Конденсатор 7 забезпечує зсув фаз між струмами порушення та управління, необхідних для появи обертаючого момента. При заданому режимі розвиваються двигунами моменти рівні i , так як вони направлені в різні боки, система нерухома. В разі розбалансу момент одного з двигунів стає більше i і система повертається. При цьому зубчасте колесо 8 яке сидить на валу, зчеплене з рейкою 9, забезпечує установку керуючого золотника гідро підсилювача 10. Останній викликає відповідне переміщення поршня силового гідроциліндра 11. Демпфер 12 є фільтром, не дозволяє системі реагувати на короткочасні обурення в печі. Гідро підсилювачі управляються від допоміжних насосів, розвиваючих тиск до 130 Н/см^2 (13 кгс/см^2). Енергія для переміщення електродів подається від насосно-акумуляторної станції. Максимальна швидкість переміщення електродів при автоматичному регулюванні задається дроселем 13.

2.1.5 Футерівка печі

Висока температура в реакційних «тиглях» ванни феросплавної печі (близько $2300 \dots 2500 \text{ }^\circ\text{C}$) визначає особливо високі вимоги до вогнетривкості футеровки та її хімічної стійкості до дії розплаву, особливо шлаку.

Іншою особливістю футеровки печей для виплавки феросплавів є велика товщина подини (до $2,5 \text{ м}$) і хороша теплова ізоляція. Великий тепловий опір сприяє зниженню теплових втрат і створення необхідної високої температури в робочому просторі ванни. Значна маса футеровки, що володіє великою тепловою інерцією, сприяє збереженню стійкої температури при короткочасних простоях (випуск сплаву, перепуск електродів). Тому вогнетривкі матеріали які застосовуються для футеровки феросплавної печі повинні мати такі властивості:

- 1) високу вогнетривкість;
- 2) достатню міцність при робочих температурах;

3) високу термічну стійкість, тобто здатність витримувати без руйнування різкі коливання температури;

4) високу хімічну стійкість, тобто високу стійкість проти дії розплавлених металів і шлаку і атмосфери печі;

5) стабільність обсягу;

6) малу теплоємність і теплопровідність;

7) необхідну електропровідність.

Дипломним проектом пропонується використовувати для футеровки печі при виробництві Mn95 наступні матеріали (рис. 2.8):

1. Периклазова цегла згідно ГОСТ 4689-94 марок П-91-3, П-91-1 розміром 300x115x65 мм. 230x115x65 мм.

2. Шамотна цегла марки ША-5, що відповідає технічним умовам ГОСТ 390-96. За формою і розмірами - ГОСТ 8691-73 або ГОСТ 6024-75.

3. Периклазовий порошок, марки ППЕ-87, 88 відповідає вимогам ГОСТ 24862-81. пропущений через сито з вічком 0,8...1,2 мм.

4. Граншлак від виробництва марганцевих сплавів по ТУ 14-146-141-95.

5. Мелена периклазова цегла фракції 5...10 мм.

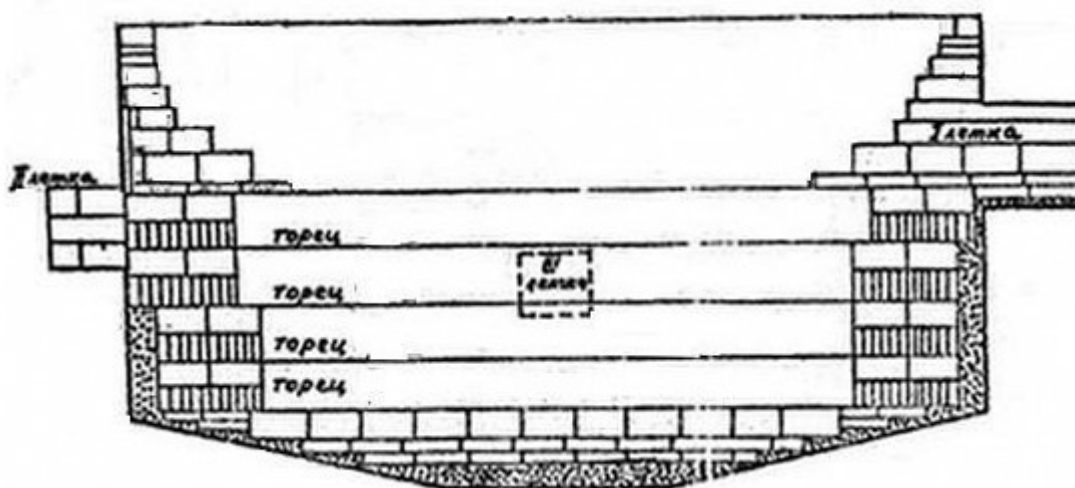


Рисунок 2.8 - Ескіз футерівки

Периклазові вогнетривкі матеріали, вироби і порошок, виготовляють із природного магнезиту ($MgCO_3$). Під час випалу $MgCO_3$ розкладається на оксид магнію MgO і вуглекислий газ CO_2 . Обпалений при $1650\text{ }^\circ\text{C}$ магнезит називається

спечений. Периклазовий порошок, який представляє собою спечений обпалений магнезит, містить 85...90 % MgO і невелика кількість різних домішок (CaO, SiO₂); вогнетривкість магнезитового порошку більше 2000 °С. Периклазові вироби (цегла та ін) виготовляють з обпаленого периклазового порошку різних фракцій. Вироби пресують під великим тиском, потім сушать і обпалюють при 1650 °С. Периклазові вироби містять не менше 91 % MgO і не більше 4 % CaO; вогнетривкість становить не менше 2000 °С. Механічна міцність периклазової цегли при низьких температурах 40...50 МПа, але при нагріванні його міцність знижується при температурі нижчій, ніж вогнетривкість. Температура початку деформації під навантаженням 0,2 МПа не менше 1500 °С.

Периклазові вогнетриви добре протистоять діям основних шлаків, але роз'їдаються кислими шлаками.

Шамотні вогнетриви мають високу термічну стійкість і шлакостійкості, малу електропровідність і теплопровідність. Всі вогнетривкі матеріали для футеровки печі повинні бути сухими. Цегла з кутами, відбитими більше 10 мм в кладку робочої частини футеровки не допускається і може бути використаний тільки в районах кладки кожуха печі. Кладка кожного ряду футеровки повинна проводитися з цегли однакових розмірів.

Футерівка подини виконується з наступних операцій:

1. На 50...60 мм. шарі порошку викладається один ряд шамотної цегли «на плашку». Решта ряди подини викладається периклазовою цеглою «на ребро».

2. Кожен наступний ряд викладається зі зміщенням осі кладки, щодо попереднього ряду, на 45...90, так щоб шви кладки не збігалися один з одним. Кладка ведеться «на суху», шви між цеглою заповнюються периклазовим порошком фракції 0,2 мм за допомогою електровібраторів або дерев'яних молотків. Зазори між цеглою повинні бути мінімальними - не більше 1 мм.

3. При футеровці подини і стін між цегляною кладкою і кожухом печі залишається кільцевої зазор товщиною 150...200 мм. для створення буферного шару. Цей шар необхідний для компенсації розширення вогнетривкої кладки при розігріві ванни електropечі з метою попередження деформації і розриву кожуха.

Після кладки кожного ряду футеровки проводиться заповнення компенсаційного (буферного) шару граншлаком, відсіяним від дрібниці.

4. Цегла чергового ряду виводиться в летковий отвір до стінок леткового лотка з напуском на кожух лотка на 50 мм. Шви між кожухом і кладкою по периметру льоткових отворів ущільнюються сметанообразним розчином вогнетривкої глини. Температурний шов між кожухом і кладкою в районі льоток засипається магнезитовою крупкою, інша частина по периметру ванни засипається граншлаком.

5. У районі льотки, починаючи з висоти «кишені», вправо і вліво від її осі, на відстані 1.0 м цегла укладається впритул до кожуха. Зазначений район кожуха ванни попередньо обклеюється асбокартоном на рідкому склі.

6. Резервну летку розміром 150x150x600 мм закладають на відстані 450 мм від торцевого листа випускного лотка. З метою полегшення відкриття льотки, при розворотах печі в міру вигоряння футеровки, необхідно при футеровці подини залишати на місці майбутньої льотки канавку шириною 65мм і довжиною 300 мм, попередньо засипавши її периклазовим порошком.

7. З метою отримання підвищеної щільності і жорсткості, в місцях примикання до кожуха, крайні 2 цегли кожного шару подини лягають ребром.

Футерівка стін виконується з наступних операцій:

1. Після закінчення кладки подини проводиться розмітка для кладки стін на ширину пояса у подини - 1250 мм, а по верхньому обрізу кожуха - 230 мм. Кільцеву частину стін від подини печі викладають з нової цегли, кладка «на ребро».

2. Для поліпшення стійкості футеровки, стінки викладаються «хрестом» з чотирма замками в районі опорних тумб печі.

3. Кладка льоткового ряду проводиться маломірною цеглою марки П-91-1 на ребро.

4. Верхні кільця футеровки лягають аналогічно попереднім, з уступом на 40 - 60 мм.

5. З метою економії нової периклазової цегли кладка стін вище 5-го ряду до замкових кілець ведеться периклазовою цеглою колишньому у вжитку або шамотною.

6. Замкові кільця викладаються плашкою з використанням клинів з периклазовою цегли. Кількість кілець - не менше двох.

7. Кожен ряд стін пересипається периклазовим порошком до повного, заповнення швів між цеглою.

Стійкість периклазової футеровки печей, що виплавляють Mn95, низька. Найбільше руйнуються стіни, руйнування подини значно нижче.

Це викликано наступними факторами:

1. Взаємодія зі сплавом і шлаком.
2. Висока температура.
3. Опромінення футеровки стін дугами.
4. Сколювання і оплавлення футеровки.

Топографія зносу футеровки печей які виплавляють Mn95 приведена на рис.

2.9.

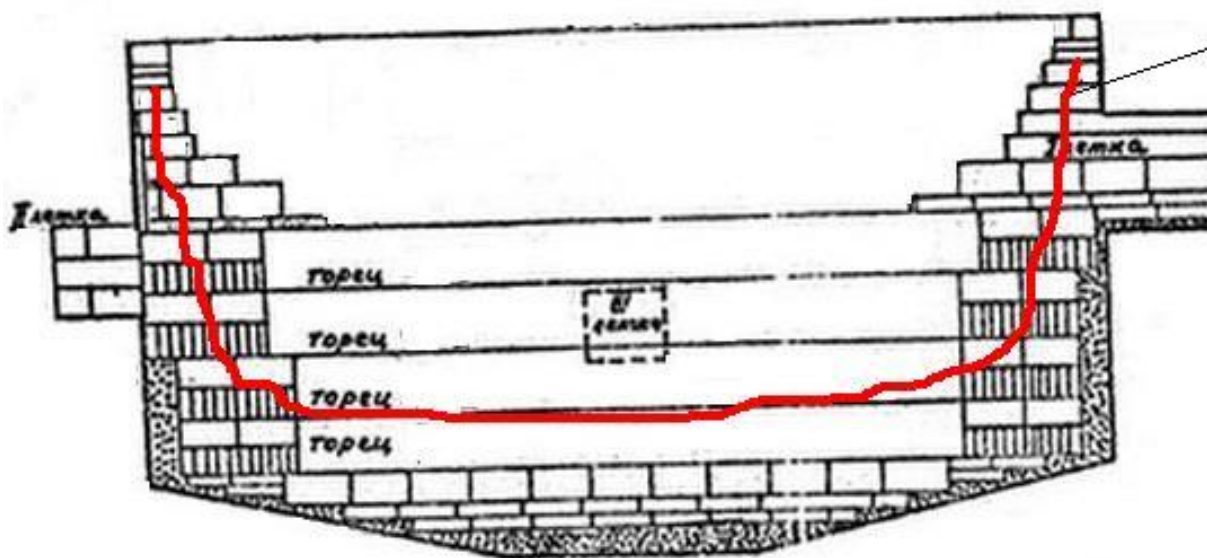


Рисунок 2.9 - Топографія зношення футеровки печей, що виплавляють Mn 95

Підвищити термін служби і стійкість футеровки можна наступними методами:

1. Застосуванням магнезитового цегли підвищеної щільності.
2. Створенням на подині постійного запобіжного шару сплаву (для цього обмежують кут нахилу печей).
3. Ретельною заправкою стін і подини.

4. Дотримання встановленого температурного режиму, не допускаючи підпалу подини електричної дугою.

Щоб уникнути прогару стін проводиться систематичний контроль стану стін за допомогою замірів. При аварійному становищі, що загрожує прогару стін, необхідно провести повний випуск металу з печі і провести заправку небезпечних місць периклазовою крупкою, відходами з подальшим ущільненням суміші за допомогою трамбовок. Контроль за станом подини здійснюється за допомогою замірів і спостережень. При розпалі футеровки приймається рішення про перехід на середню чи нижню лютку. При руйнуванні стін до мінімально допустимої товщини 300-250 мм піч повинна бути зупинена на ремонт.

2.2 Розрахунок необхідної кількості печей для виплавки Mn-95 продуктивністю 55000 т на рік

Добова продуктивність феросплавної печі при виробництві марганцю металевого залежить від потужності трансформатора і визначається за формулою:

$$P_{п.д.} = 24W \cos \varphi K_i / A = 24 \cdot 7000 \cdot 0,85 \cdot 0,85 / 3600 = 34,0 \text{ т}, \quad (2.1)$$

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:

$$P_{п.р.} = P_{п.д.} \cdot \tau_{\phi} = 34,0 \cdot 341 = 11594 \text{ т/р}, \quad (2.2)$$

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

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

τ_f - фактичний час роботи печі за рік, діб.

Кількість печей визначаємо за формулою:

$$N_p = P_p / P_{п.р.} = 55000 / 11594 = 4,7, \quad (2.3)$$

де P_p – продуктивність цеху річна.

Виходячи з результатів розрахунку, приймається шість круглих відкритих печей потужністю 7000 кВА [8].

Потужність шість печей РКО-7,0 за рік складе: $11594 \cdot 6 = 69564$ т.

2.3 Розрахунок основних параметрів печі

Рафінувальні печі призначені для виробництва низько- та середньовуглецевих феросплавів силікотермічним способом. У них виплавляють металевий марганець, середньовуглецевий феромарганець та особливо низьковуглецевий ферохром [2,14,15]. Проектом пропонується використання для виплавки Мн95 піч РКО-7 з потужністю пічного трансформатора $P_{тр} = 7000$ кВА, коефіцієнт напруги: $K_n = 12,4 - 18,8$.

Вища ступінь напруги:

$$U_{лв} = 18,8 \sqrt[3]{7000} = 359,63B \quad (2.4)$$

Нижча ступінь напруги:

$$U_{лн} = 12,4 \sqrt[3]{7000} = 237,2B \quad (2.5)$$

Робоча ступінь напруги:

$$U_p = \frac{U_{лв} + U_{лн}}{2} = \frac{360 + 237}{2} = 298B \quad (2.6)$$

Розрахункова сила струму при нижчому щаблі напруги:

$$I_n = \frac{P_{тп}}{\sqrt{3}U_{лн}} \quad (2.7)$$

$$I_n = \frac{7000}{\sqrt{3} \cdot 237} = 17052 \text{ A}$$

Розрахунок діаметра електрода:

$$d_{эл} = 2\sqrt{\frac{I}{\pi \cdot j_a}} \quad (2.8)$$

$$d_{эл} = 2\sqrt{\frac{17052}{3,14 \cdot 15}} = 38,05 \text{ см}$$

За ТУ 14-10-024-95 вибираємо електрод діаметром 400 мм. Визначення геометричних розмірів робочого простору.

Діаметр розпаду електродів:

$$d_p = (3 \dots 3,25)d_э \quad (2.9)$$

$$d_p = 3 \cdot 400 = 1200 \text{ мм}$$

Відстань від стінки до електрода:

$$a = 1,8 \cdot d_{эл} \quad (2.10)$$

$$a = 1,8 \cdot 400 = 720 \text{ мм}$$

Діаметр ванни нижній:

$$d_{вн} = d_p + d_э + 2a \quad (2.11)$$

$$d_{вн} = 1200 + 400 + 2 \cdot 700 = 3040 \text{ мм}$$

Глибина ванни:

$$h_B = 2,5 \cdot d_{эл} \quad (2.12)$$

$$h_B = 2,5 \cdot 400 = 1000 \text{ мм}$$

Ухил стін при нахилі 35° :

$$b_c = h_B \cdot \text{tg}35 = 1000 \cdot 0,707 = 707 \text{ мм} \quad (1.13)$$

Діаметр ванни верхній:

$$d_{вв} = d_{вн} + 2b_c \quad (2.14)$$

$$d_{вв} = 3040 + 2 \cdot 707 = 4454 \text{ мм}$$

Діаметр кожуха печі:

$$D_K = d_{вв} + 2\delta_{ст} \quad (2.15)$$

при товщині стінки рівній $\delta_{ст} = 230 + 115 + 55 = 400$ мм

$$D_k = 4454 + 2 \cdot 400 = 5254 \text{ мм}$$

Товщина падини печі:

$$\delta_{под} = 100 + 2 \cdot 65 + 115 + 4 \cdot 300 = 1545 \text{ мм}$$

Висота кожуха печі:

$$H_k = h_b + \delta_{под} \quad (2.16)$$

$$H_k = 1000 + 1545 = 2545 \text{ мм.}$$

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

3.1 Властивості провідного елемента і сфери його застосування

Марганець – представник VII групи Періодичної системи Д.І. Менделєєва. Порядковий номер його 25, відносна атомна маса 54,938, атомний радіус 0,13 нм. Розміри іонних радіусів залежать від валентності марганцю в з'єднаннях і становлять, нм: Mn (II) – 0,091; Mn (IV) – 0,052; Mn (VII) – 0,046 [9].

Щільність марганцю 7,2...7,4 г/см³; $t_{пл}$ 1245 °C; $t_{кип}$ 2150 °C. Марганець має 4 поліморфні модифікації: α -Mn (кубічна об'ємноцентрована решітка з 58 атомами в елементарній ячейці), β -Mn (кубічна об'ємноцентрована з 20 атомами в ячейці), γ -Mn (тетрагональна з 4 атомами в ячейці) і δ -Mn (кубічна об'ємноцентрована). Температура перетворень: $\alpha=\beta$ - 705 °C; $\beta=\gamma$ - 1090 °C і $\gamma=\delta$ - 1133 °C; α -модифікація хрупка; γ (і часті β) пластична, що має важливе значення при створенні сплавів.

Інші фізичні властивості α -Mn: питома теплоємність (при 25°C) 0,478 кДж/(кг·K); температурний коефіцієнт лінійного розширення (при 20°C) $22,3 \cdot 10^{-6}$ град⁻¹; теплопровідність (при 25 °C) 66,57 Вт/(м·K) ; питомий об'ємний електричний опір 1,5...2,6 мком·м (150...260 мком·см): температурний коефіцієнт електричного опору $(2...3) \cdot 10^{-4}$ град⁻¹.

На відміну від атома заліза (Z=26), який має на 3d – рівні шість електронів при 4s², для ізольованого марганцю характерне заповнення 4s² при наявності тільки п'яти електронів на тому ж рівні. Особливості енергетичного стану електронів ізольованого атома марганцю обумовлюють і аномальні властивості його як металу. Ізольований атом марганцю має наступну електронну структуру: 1s²2s²2p⁶3s²3p⁶3d⁵4s².

Марганець є поліморфним металом. Достовірні температури поліморфних перетворень наступні: α — Mn \leftrightarrow (742 °C) β —Mn \leftrightarrow (1093°C) γ —Mn \leftrightarrow (1133 °C) δ —Mn. Температуру перетворення δ —Mn \leftrightarrow Mn_ж - 1245°C.

Існуючі оксиди марганцю MnO₂, Mn₂O₃, Mn₃O₄, MnO.

Основні фізико-хімічні властивості оксидів марганцю наведені в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 - Фізико-хімічні властивості оксидів марганцю

Властивості	Оксиди марганцю			
	MnO	Mn ₃ O ₄	Mn ₂ O ₃	MnO ₂
Відносна молекулярна маса	70,93	228,81	157,87	86,93
Вміст кисню, %:				
атомний	50	57,12	60	66,67
масовий	22,55	27,97	30,40	36,80
Щільність, г/см ³	5,18	4,70	4,94	5,026
Температура плавлення, К	2058	1863	1620	1120
Твердість по мінералогічній шкалі	4,75	5,5	4,0	2,0
Питомий електричний опір при 293 К, Ом•м	1•10 ⁶	1•10 ⁴	-	-

На повітрі марганець окислюється, у результаті чого його поверхня покривається щільною оксидною плівкою, яка охороняє метал від подальшого окислення. При прожарюванні на повітрі вище 800°C марганець покривається окалиною, що складається із зовнішнього шару Mn₃O₄ і внутрішнього шару MnO.

У чистому виді марганець у природі не зустрічається. У рудах він присутній у вигляді оксидів, гідрооксидів і карбонатів. Основний мінерал, що містить марганець - це піролюзит, відносно м'який темно-сірий камінь. У ньому 63,2% марганцю. Є й інші марганцеві руди: псиломелан, брауніт, гаусманіт, манганіт. Є ще одне потенційне джерело марганцю - конкреції, що залягають на дні океанів і акумулюють марганець і інші метали.

Марганцеві руди ділять на хімічні й металургійні. Перші містять не менше 80 % MnO₂. Їх використовують у гальванічних елементах (двоокис марганцю - відмінний деполяризатор), у виробництві скла, кераміки, мінеральних барвників, «марганцівки» (KMnO₄) і деяких інших продуктів хімічної промисловості.

Руди, що містять менше 80 % піролюзиту, називаються металургійними й використовуються в чорній металургії. У загальному видобутку марганцевих руд на частку металургійних доводиться більш 90 %, тобто левову частину марганцевої руди, що добувається, використовують металурги.

Марганець і залізо - сусіди не тільки по таблиці Менделєєва, у марганцевих рудах завжди присутнє залізо. А от у залізних рудах марганець (у достатній

кількості), на жаль, не завжди є. Тому, що марганець - одна з найважливіших легуючих добавок [10].

Родовища марганцевих руд є на всіх континентах. На частку нашої країни доводиться близько 50% світового видобутку марганцевих руд. Багаті марганцем також Індія, Гана, Марокко, Бразилія, Південно-Африканська Республіка. Більшість же промислово розвинених країн змушено ввозити марганцеву руду з-за кордону, тому що їхні власні родовища не задовольняють потреб чорної металургії ні по кількості, ні по якості руди. Наша країна не тільки повністю забезпечує свою металургію високоякісної марганцевої рудою, але й експортує її в значних кількостях.

3.2 Властивості і призначення сплаву, стандарти на сплав

Марганець металевий застосовується для легування й розкислення спеціальних сталей і сплавів, а також у хімічній промисловості.

По хімічному складу й фізичним властивостям сплав повинен задовольняти вимогам ГОСТ 6008-90 [11].

Марки й хімічний склад металевого марганцю, повинні відповідати наведеним у табл. 3.2.

Таблиця 3.2 - Марки й хімічний склад металевого марганцю (виписка із ГОСТ 6008-90)

Марка	Спосіб виробництва	Масова частка, %					
		марганцю, не менше	вуглецю	кремнію	фосфору	сірки	азоту, не менше
Мн965 Мн95	Електротермічний	96,5 95,0	0,10 0,20	0,8 1,8	0,05 0,07	0,05 0,05	- -
Мн87Н6 Мн89Н4 Мн91Н2	азотований електротермічний	87,0 89,0 91,0	0,20 0,20 0,20	1,8 1,8 1,8	0,07 0,07 0,07	0,05 0,05 0,05	6,0 4,0 2,0

Металевий марганець виготовляють у шматках масою не більше 15 кг. Кількість шматків масою більш 15 кг не повинне перевищувати 3 % маси партії. Кількість дріб'язку, що проходить через сито з розмірами гнізд 10 x 10 мм, не повинне перевищувати 10 % від маси партії.

Шматки металевого марганцю, як у зламі, так і на поверхні не повинні бути забруднені піском, шлаками й іншими сторонніми матеріалами. Допускаються сліди протипригарних матеріалів і окисної плівки.

Дроблений металевий марганець розділяють за класами відповідно до табл. 3.3.

Таблиця 3.3 - Класи дробленого металевого марганцю

Клас	Розмір шматків	Максимальний розмір надрешітного продукту	Масова частка продукту, %	
			надрешітного	підрешітного
1	20-200	315	10	10
2	20-100	200	10	10
3	5-100	200	10	10
4	5-50	100	10	15

3.3 Характеристика сировини, стандарти, технічні умови на сировинні матеріали

Для виробництва металевого марганцю застосовуються наступні матеріали:

- шлак марганцевий переробний ШМП 78, що задовольняє вимогам СТП 144-2-04.06-99 «Шлаки марганцеві переробні» [12]. Шлаки використовуються або в рідкому виді, або в дробленому;
- Феросилікомарганець переробний 82 % марки МнСП - згідно СТП 144-204.05-98 «Феросилікомарганець переробний 82 %. Технічні умови» [13]. МнСП застосовується в рідкому стані або твердий дроблений;
- Вапно по ТУ У 26.5-00193714-042-2001 «Вапно для сталеплавильного й феросплавного виробництв» [14] використовується фракції 30...130 мм.

3.4 Фізико-хімічні основи отримання сплаву за вибраною технологією

Нами розглядається схема виробництва Mn95 з використанням – шлаку марганцевого переробного (ШМП 78) і переробного феросилікомарганцю (МнСП).

Шлак марганцевий переробний ШМП 78

Встановлено, що тиск кисню при дисоціації MnO_2 і Mn_3O_4 залежить від температури і складу оксиду, оскільки існують гомогенності між $MnO_2 - Mn_3O_4$ і $Mn_2O_3 - Mn_3O_4$.

Термічна дисоціація нижчих оксидів марганцю Mn_3O_4 і MnO відбувається згідно реакцій 3 і 4 (табл. 3.4), причому тиск дисоціації залежить тільки від температури, так як Mn_3O_4 не має області гомогенності.

Таблиця 3.4 – Термодинамічні дані реакцій термічної дисоціації кисневих сполук марганцю за результатами мас - спектральних досліджень

№ з/п	Реакція	$1g P_{O_2} = -A/T + B$ (Па).	°C
1	$4MnO_2(т) = 2Mn_2O_3 + O_2(газ)$	$1g P_{O_2} = -9680/T + 15,98$	560...640
2	$6Mn_2O_3(т) = 4Mn_3O_4(т) + O_2(газ)$	$1g P_{O_2} = -11740/T - 13,92$	810...910
3	$2Mn_3O_4(т) = 6MnO(т) + O_2(газ)$	$1g P_{O_2} = -23910/T + 17,73$	1270...1350
4	$2MnO(т) = 2Mn(газ) + O_2(газ)$	$1g P_{O_2} = -24730/T + 14,00$	1602...1747

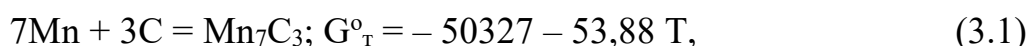
Теплота сублимації конденсованого оксиду MnO , енергія дисоціації MnO , $H_{298} = 503,14$ кДж/моль і теплота утворення молекули MnO згідно реакції 3 (табл. 3.5).

Таблиця 3.5 – Хімічні реакції, що протікають у верхніх горизонтах феросплавної печі

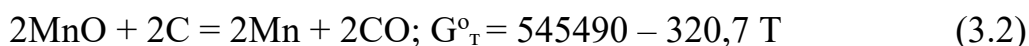
Реакція	Тепловий ефект	
	кДж /к	(кВт – г/т)
$2MnO_2 + CO = Mn_2O_3 + CO_2$	+ 1178	(+328)
$3Mn_2O_3 + CO = 2Mn_2O_4 + CO_2$	+ 378	(+105)
$Mn_3O_4 + CO = 3MnO + CO_2$	+ 237	(+66)
$3Fe_2O_3 + CO = 2Fe_3O_4 + CO_2$	+ 117	(+32)
$CaCO_3 = CaO + CO_2$	- 1797	(-500)
$MgCO_3 = MgO + CO_2$	- 1195	(-332)
$MnCO_3 = MnO + CO_2$	- 1015	(-282)
$Fe_3O_4 + CO = FeO + CO_2$	- 794	(-22)
$FeO_2 + C = Fe + CO_2$	- 2208	(-815)
$H_2O_{ж} = H_2O_{пар}$	- 2253	(-626)

Застосування марганцевого концентрату (агломерату) і коксу обумовлює різноманіття хімічних реакцій у ванні печі. Вищі оксиди марганцю порівняно легко відновлюються у верхніх горизонтах печі, тоді як MnO відновлюється тільки твердим вуглецем. Реакції відновлювання (див. табл. 3.5) Fe_3O_4 і FeO твердим вуглецем, а також термічна дисоціація карбонатів представляють ендотермічні процеси. Утворений у ванні печі MnO як продукт розвитку реакції непрямого відновлення вищих оксидів карбонатів марганцю, як зазначалося вище, може бути відновлений до металу (карбіду) тільки твердим вуглецем.

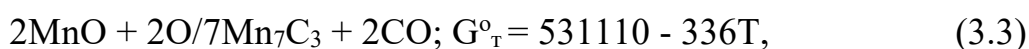
Оскільки у феромарганці міститься близько 7% вуглецю, то в першому наближенні можна прийняти, що сплав представлений в основному карбідами Mn_7C_3 і $(Mn, Fe)_7C_3$. Облік нових термодинамічних даних для карбіду Mn_7C_3 , що утворюється за реакцією:



в поєднанні з реакцією:



дає сумарну реакцію:



а умова $G^{\circ}_T = 0$ виконується при $1306^{\circ}C$.

Сплав з 7% вуглецю має температуру плавлення $1350^{\circ}C$, так що температура початку відновлення і плавлення феромарганцю близькі, тому рідкі краплі насиченого вуглецем металу осаджувалися на подину печі, вступаючи в реакцію з коксом і з шлаковим розплавом.

Чим вище температура процесу, тим легше йде відновлення кремнію з шлаку в метал.

Розчинення відновленого фосфору вже в перших порціях металевої фази істотно знижує його активність, внаслідок чого практично весь фосфор (~ 90 %), що міститься в шихті, переходить в сплав, тому отримання феромарганцю з вмістом 0,35 % P при фактично низькому рівні якості вступників на завод марганцевих концентратів вимагає присадки в шихту малофосфористого шлаку.

Оксиди заліза, що містяться в марганцевих рудах, надають певний вплив на термодинаміку і кінетику процесу відновлення марганцю і заліза з кисневих сполук з вуглецем. У присутності оксидів відновлення оксиду марганцю MnO спостерігається при більш низьких температурах.

Виплавляючи високовуглецевий феромарганець безфлюсовим процесом, в якості продуктів плавки будемо мати високомарганцевістий кислий шлак (не менше 35% Mn), який використовується як компонент шихти для марганцевих сплавів зі зниженим вмістом фосфору, і товарний феромарганець марки ФМн78Б (75...82 % Mn і не більше 0,70 % P).

Вміст фосфору в марганцевих феросплавах визначається вмістом його у марганцевій сировині. Не дивлячись на численність праць, присвячених проблемі видалення фосфору, якість сировини з цього показово в кращому випадку залишається на одному рівні, а з урахуванням зниження вмісту марганцю навіть погіршився. У зв'язку з цим проблема отримання стандартних по фосфору сплавів фактично повністю лежить на їх виробниках, яким необхідно, погодившись з особливостями процесів, використовувати всі можливі резерви для зниження вмісту фосфору в металі.

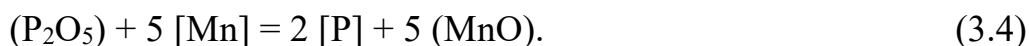
Термодинамічний аналіз показує, що при виплавці марганцевих сплавів в процесі нагрівання шихтових матеріалів вуглець спочатку взаємодіє з оксидами заліза і фосфору, а потім з MnO, тому при порівняно низьких температурах FeO відновлюється вуглецем.

Відновлений фосфор розчиняється в залізовуглецевому розплаві, що значно полегшить умови відновлення фосфору.

Наявність відновленого заліза знижує температури відновлення марганцю до 1124 К.

Таким чином при виплавці марганцевих сплавів створюються умови для відновлення фосфору у верхніх горизонтах печі.

Поряд з відновленням вуглецем, фосфор відновлюється марганцем, який є активним відновником по відношенню до P_2O_5 . З підвищенням концентрації марганцю в корольках відновленого металу до 60...70 % істотно поліпшується розвиток реакції:



Баланс елементів показує, що фосфор практично не випаровується, а приблизно на 90...95 % переходить в метал.

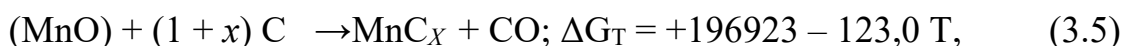
Феросилікомарганець переробний 82 % марки МнСП

Феросилікомарганець відноситься до групи сплавів на основі марганцю. Це багатокомпонентні системи, що містять марганець, кремній, залізо, вуглець, фосфор, сірку.

Для виробництва окремих видів марганцевих сплавів з обмеженим вмістом вуглецю, заліза й фосфору використовують феросилікомарганець марки МнС 25 (МнСП) з мінімально можливо низьким вмістом зазначених елементів.

Хімізм процесу виплавки феросилікомарганцю характеризується однотипними реакціями відновлення марганцю вуглецем із шихти у твердо-рідкому стані й кремнію з шлакового розплаву насиченого кремнеземом. Тому, не стосуючись механізму послідовності реакцій, утвір проміжного й кінцевого продукту феросилікомарганцю їх можна описати наступними хімічними ланками.

На першому етапі відбувається відновлення марганцю з MnO вуглецем згідно реакції:



при $P_{CO} = 0,1 \text{ МПа}$ $\Delta G_T = 0$ при 1324°C .

3.5 Розрахунок шихти та матеріального балансу виплавки Мн95

Розрахунки шихти ведемо на 100 кг шлаків ШМП-78. Хімічний склад Мн 95, шихтових матеріалів наведено в табл. 3.6, 3.7. Розподіл компонентів між продуктами плавки наведено в табл. 3.8.

Таблиця 3.6 – Розрахунковий хімічний склад сплаву

Марка сплаву	Масова частка, %					
	Mn	Si	C	Fe	P	S
Мн 95	>95,0	1,8	0,20	1,9	<0,07	0,05

Таблиця 3.7 – Хімічний склад шихтових матеріалів

Назва матеріалу	Хімічний склад, %											
	Mn	MnO	Si	SiO ₂	Fe	FeO	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	C	P	P ₂ O ₅
ШМП-78	38	49,05	-	35,1	-	0,2	5,3	6,5	3,503	-	-	0,027
Вапно	-	-	-	-	-	-	-	88	1,8	-	ВПП 10,1	0,04
МнСП	68,7	-	28,8	-	2,39	-	-	-	-	0,05	0,06	-
Цегла периклазова	-	-	-	0,5	-	0,5	1,0	2,0	96,0	-	-	-

Таблиця 3.8 – Розподіл компонентів між продуктами плавки

Перехід елемента	Mn		Fe		P		Si
	ШМП 78	МнСП	ШМП 78	МнСП	ШМП 78	МнСП	МнСП
Метал	44,3	100,0	90,0	100,0	65,0	100	9,0
Шлак	47,2	-	10,0	-	33,0	-	82,2
Уліт	8,5	-	-	-	2,0	-	8,8

Приймаємо, що корисне використання Si складе 82,2 %, 9 % переходить у метал, а 8,8 % окислюється киснем повітря. Вуглець електродів у відновленні оксидів не бере участь, а 55 % переходить у метал і 45 % окислюється киснем повітря:

- витрата електродів становить 0,09 кг на 100 кг ШМП 78
- витрата футеровки становить 1 кг на 100 кг ШМП 78.

1. Необхідно феросилікомарганцю для відновлення закису марганцю ШМП-78 по реакції: $2\text{MnO} + \text{Si} = 2\text{Mn} + \text{SiO}_2$

$$100 \times 0,4905 \times (0,443 + 0,085) \times 28 / 2 \times 71 = 5,107 \text{ кг}$$

або з урахуванням корисного використання кремнію 82,2 % буде потрібно феросилікомарганцю $\text{MnСП} \ 5,107 / (0,288 \cdot 0,822) = 21,572 \text{ кг}$

2. Розрахунки кількості вапна:

Перейде у шлак SiO_2

- з ШМП-78 = 35,1 кг

- з футеровки стін = 0,005 кг

- за рахунок окислення кремнію MnСП

$$21,572 \times 0,288 \times 0,91 \times 60 / 28 = 12,115 \text{ кг}$$

Усього перейде у шлаки SiO_2 : $35,1 + 0,005 + 12,115 = 47,22 \text{ кг}$

Необхідно CaO при основності відвального шлаку $B = 1,55$:

$$47,22 \cdot 1,55 = 73,191 \text{ кг}$$

Вноситься CaO :

- з ШМП-78 – 6,5 кг

- з периклаза – 0,02 кг

Необхідно додатково внести CaO :

$73,191 - (6,5 - 0,02) = 66,671 \text{ кг}$, що в перерахуванні на вапно складе:

$$66,671 / 0,88 = 75,762 \text{ кг}$$

Таблиця 3.9 – Склад і кількість готового сплаву

Елемент	Переходить в сплав, кг			Всього:	
	з ШМП-78	з електродів	з МнСП	кг	%
Mn	$38 \times 0,443 = 16,83$	-	$21,572 \times 0,687 = 14,82$	31,65	96,07
Fe	$0,2 \times 0,9 \times 56/72 = 0,14$	-	$21,572 \times 0,0239 = 0,52$	0,66	2,00
Si	-	-	$21,572 \times 0,288 \times 0,09 = 0,56$	0,56	1,7
C	-	0,05*	$21,572 \times 0,0005 = 0,01$	0,06	0,18
P	$0,027 \times 0,65 \times 52/142 = 0,006$	-	$21,572 \times 0,0006 \times 0,65 = 0,01$	0,016	0,05
Всього сплаву :				32,946	100,00

* переходить вуглецю із електродів $0,09 \times 0,97 \times 0,55 = 0,05$

Таблиця 3.10 – Склад і кількість шлаку

Оксид	Переходить в шлак, кг				Всього:	
	ШМП-78	МнСП	Вапно	Футер.	кг	%
MnO	$49,05 \times 0,472 = 23,15$	-	-	-	23,15	14,92
SiO ₂	35,1	10,51	-	0,005	47,22	30,44
CaO	6,5	-	66,671	0,02	73,191	47,18
MgO	3,503	-	$75,762 \times 0,018 = 1,36$	0,96	5,823	3,75
Al ₂ O ₃	5,3	-	-	0,01	5,31	3,422
P ₂ O ₅	$0,027 \times 0,33 = 0,01$	0,01	$75,762 \times 0,0004 = 0,03$	-	0,05	0,032
FeO	$0,2 \times 0,1 = 0,2$	-	-	0,005	0,025	0,016
S	0,32	-	$75,762 \times 0,0006 = 0,045$	-	0,365	0,24
всього утворюється шлаку:					155,134	100,00

Таблиця 3.11 – Зведена таблиця матеріального балансу

Задано	кг	Отримано	кг
ШМП-78	100	Сплаву	32,946
Вапна (металургійного)	75,762	Шлаку відвального	155,134
Феросилікомарганцю МнСП	21,572	Газів і ульоту	13,102
Цегли периклазової	1,0	Нев'язка: $0,003 \times 100/201,185 = 0,001\%$	
Електродів графітованих	0,09		
Повітря	2,761		
Всього задано	201,185	Всього отримано	201,185

3.6 Розрахунок зниження витрати електроенергії та тривалості плавки Мн95

Температура плавлення ШМП 78 $t_{\text{ШМП}} = 1350$ °С; температура плавлення МнСП $t_{\text{МнСП}} = 1450$ °С.

1) Визначаємо кількість тепла ШМП 78, що вноситься

$$Q_{\text{ШМП 78}} = (1,17 t_{\text{ШМП 78}} + 209) G_{\text{ш.л}}$$

$$Q_{\text{ШМП 78}} = (1,17 \cdot 1350 + 209) \cdot 9000 = 16096500 \text{ кДж}$$

2) Визначаємо кількість тепла МнСП, що вноситься

$$Q_{\text{МнСП}} = 1450 \cdot 2000 = 3112000 \text{ кДж}$$

3) Визначаємо загальну кількість тепла, що вноситься

$$Q_{\Sigma} = Q_{\text{ШМП 78}} + Q_{\text{МнСП}} = 16096500 + 3112000 = 19209500 \text{ кДж}$$

4) При середній вазі плавки 4,55 питома витрата електроенергії скоротиться на : $q_{\text{уд}} = Q_{\Sigma} \cdot G_{\text{Мн95}} = 5335 \cdot 4,55 = 1185 \text{ кВт}\cdot\text{год}$

5) Скорочення тривалості плавки складатиме:

$$Q_{\Sigma} \cdot P_{\text{тр-ра}} \cdot \cos \varphi \cdot K = 5335 \cdot 7000 \cdot 0,9 \cdot 0,74 = 1,14 \text{ год.}$$

3.7 Технологічні особливості виплавки Мн95

Вапно подається в цех в залізничних вагонах. При зберіганні не допускається забруднення вапна сторонніми домішками. Шлаки для виплавки металевого марганцю застосовується як правило в рідкому вигляді. У разі застосування його в

твердому стані, останній дробиться на шоківій дробарці СМ-11-Б до фракції не більше 80 мм. Феросилікомарганець застосовується в рідкому вигляді або подрібненим.

Дозування і транспортування вапна, твердого шлаку виробляється в металевих баддях, днище яких опускається, які встановлюються на дозувальні візки вантажопідйомністю 5 т. Твердий феросилікомарганець зважується в баддях на 3-х тонних вагах під наглядом бригадира печі.

Точність зважування твердих компонентів шихти контролюється ваговимірювальними пристроями, похибка яких не повинна перевищувати + / - 1,0%. Рідкий передільний шлак і феросилікомарганець заливаються в піч із сталевих ковшів. Зважування проводиться на розливних кранах з ваговимірювальними пристроями, похибка яких не повинна перевищувати + / - 0,5%. Кількість вапна на плавку визначається згідно табл. 3.12, в залежності від вмісту марганцю в залитому передільному шлаку і якості вапна.

Таблиця 3.12 – Кількість вапна на плавку, в залежності від вмісту марганцю в залитому передільному шлаку і якості вапна

Вміст СаО у вапні	Вміст у ШМПІ 78%						
	Mn	40,0	38,0	36,0	34,0	32,0	30,0
	SiO ₂	33,0	34,6	36,5	36,3	37,5	38,5
	2СаО	6,5	7,0	7,5	8,3	9,0	9,5
87,0		74,0	4,5	75,5	73,0	72,5	72,5
88,0		73,5	73,5	74,5	72,0	72,0	72,0
89,0		72,5	72,5	74,0	71,0	71,0	71,0

3.8 Електричний режим ведення плавки

Регулювання електричного режиму автоматично. На печах 7 кВА - засобами АСУ «Майстер». Встановлюються такі електричні режими при виплавці Мн95 на рідких і твердих завалках:

1.Перемикання трансформаторів з рівня на щабель проводиться ст. плавильником, на печах 7 кВа без відключення печей.

2.Контроль встановленого електричного режиму на електропечах здійснюється контрольно-вимірювальними приладами, встановленими на пультах управління (амперметрами, вольтметрами, ватметрами). Похибка приладів допускається в таких межах: амперметра $+ / - 1,5 \%$, вольтметра $+ / - 1,5 \%$, ватметра $+ / - 2,5 \%$.

Крім того на печах потужністю 7 кВА контроль здійснюється засобами АСУ «Майстер».

3.9 Ведення плавки

Виплавка Mn95 ведеться періодичним процесом наступними способами:

- на твердих компонентах шихти;
- на рідких (крім вапна) компонентах шихти;
- комбіноване, коли частина відсутніх рідких компонентів поповнюється твердими.

Основною відмінною здатністю процесу плавки, в залежності від агрегатного стану шихти, є черговість завалки (залівки) в піч вихідних матеріалів. На кожну плавку, згідно з розрахунком готується колоша приблизно з таким співвідношенням компонентів шихти, кг:

- марганцевий передільний шлак (ШМП 78) - 100,0 кг
- передільний феросилікомарганець (MnСП) - 18,0 кг
- вапно – 74...75 кг

Процес виплавки металевого марганцю складається з наступних періодів:

- заправка печі;
- завантаження основної кількості твердого феросилікомарганцю;
- заливка рідкого шлаку
- заливка рідкого феросилікомарганцю;
- завантаження вапна;

- розплавлювання шихти та завантаження залишився частини твердого відновника;

- продувка ванни стисненим повітрям;

- випуск плавки.

Змінити встановлений склад черговість завантаження (заливання) матеріалів має право тільки начальник зміни (майстер) з дозволу старшого майстра.

3.9.1 Ведення плавки на твердій шихті

Перед випуском чергової плавки в три пічних бункера рівномірно завантажуються приблизно 25 % розрахункової наважки вапна на плавку.

Після випуску плавки оглядається стан футеровки, збиваються настилі зі стінок ванни. Заправка розмитих ділянок печі проводиться вапном. Кількість вапна на заправку визначає начальник зміни (майстер) в залежності від стану ванни. Підсипане до розмитих ділянок стін вапно ущільнюється трамбуванням. Після заправки ванни залишки вапна завантажуються до бортів печі. Для набору навантаження, після заправки в піч заливається 1...1,5 т рідкого відвального шлаку з попереднього випуску. Твердий передільний шлак задається в кількості 9...9,5т між електродами. Набір струмового навантаження здійснюється на 5...4 ступенях напруги на печах потужністю 7 кВА. Маневрування електродами для набору навантаження здійснюється за командою ст. плавильника. Після набору стійкого навантаження в піч завантажуються решта встановленої наважки вапна. Розплавлення шлако-вапняної суміші здійснюється на максимальній потужності. При цьому час роботи печі має становити 2...2,5 години, з них на 4-й ступені близько години.

Цей регламент визначається довжиною дуги і стійкістю навантаження ($\cos \varphi$), контрольованого АСУ «Майстер».

Як тільки дуга починає «рвати», а показання амперметра стають нестійкими, трансформатори печей переводяться на більш низьку напругу.

Під час розплавлення проводиться поступове зштовхування шихти в зону плавлення. При цьому забороняється занурювати електроди в шлак. Уламки електродів повинні бути негайно вилучені з ванни. Після розплавлення шлако-вапняної суміші надають невеликими порціями передільний силікомарганець. Завантаження силікомарганцю в піч повинна бути закінчена за 40...50 хвилин до закінчення плавки. З метою прискорення процесу рафінування металу від кремнію проводиться перемішування розплаву стисненим повітрям. При цьому вапно повинно бути повністю розчинено в шлаку. Перед продуванням ванни відбирається перша проба металу для візуального визначення вмісту кремнію в ньому. Проби відбираються сталеву ложкою і розливаються на чавунну плиту. У охолодженій пробі металу вміст кремнію визначається за такими ознаками:

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

- при вмісті кремнію понад 1 % зернистість структури виражена нерівномірно по перетину зламу, при цьому матовість відтінку втрачається і з'являється склоподібний блиск;

- при вмісті кремнію понад 2 %, злам пробі має склоподібний блиск.

Перше перемішування ванни проводиться однією трубою при тиску 0,2...0,3 атм. Потім береться друга проба металу. Якщо вміст кремнію, не відповідає заданій марці металу, то проводиться повторне перемішування металу через 5...6 хвилин. Потім береться третя проба металу і визначається необхідність у подальшій продувці або ж випуску плавки.

Категорично забороняється починати продування або робити її двома трубками поспіль без взяття пробі металу. Контроль за продувкою ванни здійснює майстер, який фіксує витрату трубок в пічному журналі. Забороняється використовувати для продувки однієї плавки більш 4-х трубок, а застосовувати в разі необхідності інші технологічні прийоми.

Закінчення плавки визначається аналізом металу, станом ванни і витратою електроенергії в залежності від ваги завантаженого шлаку.

Витрата електроенергії на плавку визначається з розрахунку 1000...1200 кВт·год на тону завантаженого шлаку і встановлюється старшим майстром. З метою попередження руйнування футеровки ванни і неполадок на горні, знімання електроенергії на 1 тону завантаженого шлаку понад 1300 кВт·год не допускається. Рішення про відключення печі, або зниженні її потужності приймає майстер або начальник зміни. У разі підриву чергового ряду подини збільшення знімання електроенергії на плавку визначає старший майстер або майстер. Забороняється зменшувати з'йом електроенергії на плавку нижче встановленого.

3.9.2 Ведення плавки з використанням рідкого шлаку та твердого феросилікомарганцю

Заправка ванни проводиться за звичайною технологією описаної вище. Після заправки ванни і видачі всього заправного вапна, в бункери завантажуються 1...1,5 т. феросилікомарганцю (МнС), який задається в піч по всій площі подини. Потім проводиться заливка рідкого шлаку в піч по водоохолоджуванному металевому жолобу з боку розливного прольоту по черзі з ковшів ємністю 2м³ або з ковша 5 м³. Оптимальна кількість залитого шлаку 10 т. Щоб уникнути потрапляння високовуглецевого феромарганцю в піч, заливка останньої порції проводиться більш обережно із залишенням в ковші близько 300 кг шлаку.

В місце падіння струменя задається близько 200 кг вапна. Набір струмового навантаження здійснюється шляхом занурення електродів до зіткнення з рідким шлаком. Набір навантаження проводиться маневром електродів по команді ст. плавильника. Після набору навантаження в піч завантажуються решта встановленої наважки вапна. Розплавлення шлако-вапняної суміші здійснюється на максимальній потужності по встановленій технології. Залишок розрахункової частини твердого феросилікомарганцю задається навколо електродів після набору стійкого навантаження і після розплавлення шлако-вапняної суміші. Завантаження відновника (МнС 25) повинна бути закінчена за 40...50 хв. до закінчення плавки.

Відбір проб металу, рафінування його від кремнію (продування), закінчення плавки виконується відповідно до технології.

3.10 Випуск плавки

Готовність плавки до випуску визначається за пробою, яка отримана з ванни. Відповідальними за випуск якісного металу є старший плавильник печі й майстер, при цьому дозвіл на випуск дає майстер з фіксацією в пічному журналі. Випуск металу проводиться згідно встановленого графіка, затвердженого начальником цеху. Для збереження ковша від прогару, перший ковш для прийому сплаву встановлюється під лютку зі шлаковим гарнісажем до рівня носка. Другий, политий вапняним розчином. До моменту випуску старший горновий повинен підготувати до робочого стану ковші. Щоб уникнути викиду металу і шлаку під час випуску ковші встановлюються сухими. Забороняється встановлювати ковші з залишками в них шлаку, відходів або сміття. Після установки ковшів під випуск проводиться остаточна перевірка стану зливних шкарпеток на виявлення можливості безаварійного проведення випуску. Команда на випуск плавки старшому горновому дається бригадиром печі. Для більш повного виходу металу і шлаку, вічко обробляється відразу ж на повне вічко. При випуску проводиться нахил печі для центрування падіння струменя. Нормально працююча лютка повинна оброблятися від ударів вістря сталевого ломика. У випадку, якщо лютку розділити ломиком не вдається, то як крайній захід, дозволяється обробити лютку киснем.

Тривалість випуску становить 10...15 хв. Після заповненні 2/3 висоти другого ковша поверхню його з метою теплоізоляції засипають шаром порошкоподібного відвального шлаку завтовшки 20...25 мм. При необхідності (появи червоних смуг по периметру кірки або плям у результаті викачання ковша при перестановках) проводиться додаткова засипка місць почервоніння поверхні. Після повного виходу металу і шлаку піч повертають в нормальне положення і готується для проведення наступної плавки. Закладення лютки, як правило, проводиться після завантаження вапна. Лютка закладається периклазовою крупкою, як можна глибше і щільніше.

Після закриття льотки з ковша береться проба металу на експрес-аналіз. Проба відвального шлаку береться з останнього ковша під час випуску.

3.11 Розливання сплаву

Для проведення розливання і заміни розливної посуду, ковші з металом і шлаком, після закриття льотки, відкочуються від горна. Ківш з металом знімається краном з візка і подається для зливу шлаку. При зливі шлаку старший горновий стежить за тим, щоб з шлаком не виходив метал.

При появі металу в струмені шлаку слив шлаку повинен бути негайно припинено. Носок ковша утепляються порошкоподібним шлаком. Наявність шлакової кірки дозволяє зберегти носок ковша під час розливання. Після випуску ківш з металом ставиться на стенд і витримується для зниження температури металу і більш повного затвердіння шлаку. Час витримки металу в ковші визначається вмістом кремнію в металі і становить 1...1,5 години. Не допускається витримка металу в ковшах вищевказаних меж.

Розливання металу проводиться в розливній камері в виливницю. Забороняється розливати в виливницю, що мають глибокі тріщини. Залишки металу після розливання зливаються в окремо приготований ківш для подальшого переплаву. Забороняється залишати в піддонах метал попередньої плавки (шматки, недоливки і т.п.). Після розкладання шлаку злиток укладається до коробка і вивозиться до складу готової продукції.

При розливанні сплаву з ковша в виливниці під струмінь металу підкладають кусковий метал Мн 95 з дозволу виробничого майстра або старшого майстра, який пом'якшує удар струменя металу з метою попередження прогару металеві виливниці.

Для кращого відділення злитків і збереження піддонів поверхню останніх обприскують вапняним молоком. Після закінчення заповнення виливниць металом, спеціальним гребком скачується шлак, а потім ставиться бирка з номером плавки і металева скоба для витягання зливка з виливниць. Ролики для скачування шлаку з

піддону встановлюються на висоті, що забезпечує хорошу якість поверхні металу при неповному заповненні піддону. Після повного затвердіння злитка (через 40...60 хв. залежно від товщини злитків, останні витягуються з виливниці і відправляються до складу готової продукції. На короб з металом вішається бирка з номером плавки.

Злив шлаку з ковша, призначеного для прийому металу наступного плавки, проводиться за 50...60 хвилин до початку випуску. Перед зливом шлаку проводиться обробка верхньої кірки по периметру гарнісажу, особливо ретельно в передній частині ковша. Для забезпечення повного зливу шлаку, при зливі ківш витримується в горизонтальному положенні 45 сек. Якщо тривалість плавки становить менше 2:00, з метою запобігання прогару ковша, слив шлаку з ковша проводиться тільки для видалення верхньої кірки або використовується після відповідної підготовки ковша від розлитого раніше металу.

Готовою продукцією вважаються плавки, здані на склад готової продукції, розділені до шматків не більш 15 кг, очищені від неметалевих включень, що мають маркувальний аналіз та прийняті ВТК. Оброблення сплаву і відбір проб для аналізу проводиться після повного остивання зливків (приблизно через 16 годин). Злитки з коробок висипаються рівномірно на обробний стіл, потім розбиваються молотом до шматків вагою не більше 15 кг і скидаються в очищену, таровану коробку. Змішування двох плавок на столі не допускається. Шматки металу з наявністю шлакових включень і метал, розмір шматків якого не перевищує 10 мм, зсипаються в окрему коробку і потім надходить на переплав. Кількість відходів не повинно перевищувати 10 % від ваги придатного металу. При значному забрудненні Mn95, коли шлак від металу неможливо відокремити на столі, проводиться ручна переробка.

Проектом передбачено застосування карусельної та конвеєрної розливних машини. Конвеєрну розливну машину використовують тоді коли в цеху працюють не всі печі.

3.12 Основні недоліки в процесі плавлення та методи їх усунення

При науглецюванні ванни з яких-небудь причин необхідно задати 500...1000 кг відходів металевого марганцю і зняти додаткову кількість енергії, необхідної для розплавлення цих відходів (450 кВт·г на 1000 кг відходів). Розплавлення ведеться на високих щаблях напруги. При перемішуванні ванни стисненим повітрям обов'язково підняти електроди.

Науглецюваний сплав необхідно повністю випустити з печі і після отримання експрес-аналізу по вуглецю змішувати його в рідкому вигляді з металом іншої печі. Середній вміст вуглецю за двома печами повинно відповідати вимогам державного стандарту.

При попаданні в піч високовуглецевого феромарганцю ФМн 78 разом з шлаком, необхідно використовувати відходи у відповідній кількості для розбавлення металу в печі. Метал повністю випускається з печі і якщо відсоток фосфору або вуглецю в металі знаходиться вище межі, що допускається стандартом, проводиться його змішування з металом іншої печі, причому середній вміст фосфору або вуглецю за двома печами повинно відповідати вимогам державного стандарту. При рафінуванні металу від кремнію забороняється проводити долівку рідкого або завантаження твердого шлаку. Повільне зниження концентрації кремнію в сплаві може бути пов'язано з надлишком феросілікомарганцю в шихті або нестачею вапна. Усувається додатковим перемішуванням розплаву повітрям, добавкою вапна, перевіркою роботи дозування. Для виправлення нестандартного металу по кремнію, вуглецю, фосфору і забезпечення рівномірності хімічного складу, проводять змішування плавок в виливницях. Плавка з нестандартним металом повинна витримуватися в ковші (до зливу) не більш 2:00, щоб забезпечувалася необхідна рідкорухливість і температура металу для рівномірного змішування. Змішування проводиться тільки двома кранами одночасно, щоб забезпечити найменший інтервал між сливами металу з різних ковшів у виливниці. Першим в виливниці наливається менш гарячий нестандартний метал не менше половини виливниці, потім більш гарячий, стандартний.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз шкідливих та небезпечних факторів проєктованого феросплавного цеху

Виробництво Mn95 в проєктованому цеху характеризується постійністю та періодичністю технологічних і трудових операцій, роботою механізмів та обладнання. Небезпечні та шкідливі виробничі фактори виявляють себе постійно або періодично. До постійних небезпечних і шкідливих виробничих факторів належать рухомі і обертові частини механізмів та обладнання, переміщення вантажів, теплові випромінювання, шум, вібрація, а до періодичних відносяться – плавка, розливання сплаву, запиленість, загазованість та інші.

Тривала дія марганцю на організм може викликати органічні зміни в центральній нервовій системі, а вдихання пилу особливої форми пневмоконіозу.

Шкідливими факторами технологічного процесу – підготовка шихти, плавка, випуску та розливання феросплаву є: оксид вуглецю, ангідрид фосфорний, марганцю оксид, сірководень; пил, теплове випромінювання, шум та вібрація.

В основі технології виробництва металічного марганцю лежить процес відновлення оксидів марганцю, що пов'язано з великою кількістю газовиділення. Гази феросплавних печей, марганцю, є отруйними через високий вміст в них CO (чадного газу). Оксид вуглецю потрапляє в організм людини через дихальні шляхи. Через утворення карбоксигемоглобіну різко знижується здатність крові переносити кисень до тканин, може наступити кисневе голодування. Не менш шкідливим є насичення повітря фосфористим ангідридом, що утворюються в робочому просторі печі. Фосфористий ангідрид має подразнювальний вплив. Він вражає поверхню тканин дихального тракту та слизові оболонки.

У феросплавних цеха спостерігається виділення пилу в шихтових і плавильних відділеннях. Під час ремонтних робіт з футеровкою печі – ремонту ковшів, склепіння печей. Також джерелами запиленості повітря є метал, що плавиться в печі, та різні сипучі матеріали.

Величезними тепловиділеннями та інтенсивним тепловим випромінювання в приміщенні проєктованого цеху є піч, гази що відходять, розплавлений сплав і шлак. У розливному прольоті велика кількість тепла виділяє розплавлений метал, що подається у виливниці. Особливо великому тепловому опроміненню піддаються робітники при взятті проби.

Надмірний шум шкідливо впливає на здоров'я працюючих, сприяє виникненню травматизму. До джерел шуму та вібрації у проєктованому феросплавному цеху належать: пічне обладнання, розливне обладнання, крани, транспорт, та інше технологічне обладнання.

Причинами ураження струмом є вплив електричного струму через дугу, зіткнення з відкритими струмоведучими частинами і проводами, дотик до струмоведучих частин ізоляція яких ушкоджена, зіткнення струмоведучих частин через предмети з низьким опором ізоляції і т.п. Небезпека електричного ураження створює різноманітне обладнання, сюди входять: синхронні і асинхронні електродвигуни змінного струму, а також інші апарати напругою 6 кВ, апаратура управління, кранове електрообладнання, внутрішньоцехові електромережі напругою до 380 В. Найбільш часті види електротравматизму в феросплавних цехах – місцеві опіки верхньої частини тіла, заподіяні миттєвим спалахом електричної дуги

4.2 Заходи, щодо захисту від шкідливих і небезпечних чинників проєктованого феросплавного цеху

Оцінка шкідливих і небезпечних виробничих факторів робочого місця оператора рафінувальної печі представлені в табл. 4.1.

Оцінка факторів виробничого трудового процесу для проєктованого цеху з виробництва металічного марганцю дозволяє зробити висновок, що допустимі концентрації викиду шкідливих хімічних речовин, та дія виробничих факторів, окрім рівня шуму – у нормі. На майбутньому робочому місці оператора РКО згідно з картою умов праці рівень шуму перевищує нормативне значення на 16 дБА і

відноситься до III класу, 3 ступеню небезпеки, тому необхідно розробити заходи щодо захисту від надмірного шуму.

Таблиця 4.1 - Оцінка факторів виробничого трудового процесу оператора РКО, у проєктованому цеху.

№ з/п	Фактори виробничого середовища та трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	Значення після проведення заходів	Тривалість дії фактора за зміну, %
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м ³ :				90
	1 клас небезпеки Марганцю оксид	0,05	0,04		
	3 клас небезпеки Ангідрид сірчистий	10,0	8,0		85,6
	4 клас небезпеки Вуглецю оксид Ангідрид фосфорний	3,0 1,0	2,8 0,27		90
2	Пил, переважно фіброгенної дії. Діоксид кремнію кристалічний, мг/м ³	4	3,8		85,6
3	Вібрація (загальна),дБ	92	92		90
4	Шум, дБА	80	96	17,89	95,3
5	Мікроклімат у приміщенні (теплий період):				
	- температура, °С;	35	35		75
	- швидкість руху повітря, м/с;	0,7	0,5		
	- відносна волога повітря, %;	50	39		
- інфрачервоне випромінювання, Вт/м ²	140	140			

Оцінка технічного і організаційного рівня: відповідає технологічному регламенту і проєкту організації праці на робочому місці.

Атестація робочого місця: робоче місце має в наявності 1 чинник III ступеню.

Досягненню нормативних показників сприяють інженерні рішення, що забезпечують комфортні умови праці та дозволяють безпечно експлуатувати технологічне обладнання.

У наслідок виділення великої кількості тепла необхідний значний повітрообмін, особливо в літній час. Інтенсивне інфрачервоне випромінювання в теплий період року, крім прямого впливу на робітників, нагріває навколишні поверхні і предмети, які стають додатковими вельми потужними джерелами тепловиділення. В результаті повітря цеху в теплий період року складає – 30-40°C. Для поліпшення мікроклімату на майбутніх робочих місцях передбачається природна і механічна вентиляція (подача повітря до постійного робочого місця). Також заплановано встановлення теплоізолюючих екранів біля печі. Ефективним засобом в боротьбі з теплонадлишками є аерація. Для здійснення аерації в проєктований цех владнуємо два ряди отворів в подовжніх стінах будівлі феросплавного цеху: перший ряд – на рівні 2 м. від підлоги, другий – на рівні підкранових балок 10 м. На даху владнуємо витяжний ліхтар. Робітники цеху будуть забезпечені індивідуальними заходами – спецодягом, щитком, окулярами тощо.

Пил металічного марганцю – вибухонебезпечний. Для очищення від пилу, та технологічних пічних газів виробництва металічного марганцю заплановано встановлення установки сухого очищення газів з тканинними фільтрами. Для засобу індивідуального захисту органів дихання, буде використовуватись респіратор «пелюстка», який усуває дію пилу на організм працюючих.

При монтажі різних агрегатів передбачене балансування обертових частин, щоб центр обертових частин збігався з віссю обертання, а також ретельна врівноваженість рухомих частин, що забезпечить часткову шумоізоляцію. Для захисту працюючих від шуму будуть вбудовані звукоізольовані приміщення – пости управління, кімнати відпочинку і т.п. Для зниження шуму агрегатів використовуватиметься звукоізолюючий кожух, який виготовляється з листів сталі завтовшки 2-3 мм, в які укладають весь агрегат, або його шумлячі вузли. Засобом індивідуального захисту від шуму є вкладиші - шумоізолюючі «беруші».

4.3 Виробнича санітарія основного приміщення проектового цеху, побутових та допоміжних приміщень

Будівля феросплавного цеху розташована так, щоб забезпечувалися найбільш сприятливі умови для роботи – природне освітлення, провітрювання та т.п.

Вентиляційні пристрої в приміщенні проектового феросплавного цеху забезпечують температуру, вологість і швидкість руху повітря, а також вміст шкідливих речовин у повітрі робочої зони відповідно до допустимими нормами. Для остигаючого металу, шлаку, ковшів передбачені навіси, галереї, розташовані від місць притоку свіжого повітря, що поступає в цех.

Для забезпечення необхідної природної освітленості всі засклені поверхні заплановано очищати від кіптяви і пилу.

Будинок проектового цеху, буде обладнано блискавкозахистом.

Електробезпека

За ступенем небезпеки ураження людей електричним струмом проектований феросплавний цех відноситься до категорії – особливо небезпечні приміщення.

Всі струмоведучі частини електричних машин і апаратури управління огорожені, закриті кожухами, щоб уникнути випадкового дотику. У зв'язку з виділенням значної кількості пилу в робочий простір цеху використовуються електродвигуни закритого типу, забезпечені кришкою, що щільно прилягає до корпусу.

Складним електричним устаткуванням оснащені електромостові крани. Електрообладнання кранів розташоване на великій висоті, на металевих фермах, що представляє собою особливу небезпеку при обслуговуванні.

Для захисту робітників від ураження електричним струмом всі струмоведучі частини електрообладнання у проектованому цеху обладнані захисним заземленням в мережах напругою до 1000 В змінного струму. До системи захисного заземлення підключають також всю освітлювальну арматуру, металеві коробки перемикачів, кожухи розподільних щитів і іншого.

Захист від дотику до струмоведучих частин електроустановок досягається ізоляцією, огорожею, недоступними розташуванням струмоведучих частин, використанням дистанційного управління, блокування і попереджувальної сигналізації, розміщенням струмоведучих частин на недоступній висоті, використанням зниженої напруги.

Для обслуговування розподільних пристроїв, передбачено комплект захисних засобів, до якого входять: ізолююча штанга, ізолюючі кліщі, діелектричні боти (або калоші для роботи при нарузі до 1000 В), діелектричні рукавички або рукавиці, ізолювальні підставки, гумовий килимок, ізолюючі прокладки, захисні окуляри, переносні огорожі, покажчики напруги, переносні захисні заземлення - закороткі, набір замків, призначених для закривання приводів роз'єднувачів, і не менше двох протигазів. Захисні засоби зберігають у спеціально відведених місцях, обладнаних шафами та спеціальними пристосуваннями для підвішування штанг, кліщів, тимчасових заземлювачів.

Внутрішньоцехову електричну мережу в проєктованому цеху виконано з ізольованих кабелів, захисні оболонки яких задовольняють вимогам механічної міцності і стійкості до хімічних впливів. У сирих приміщеннях електричну мережу напругою до 1000В, укладають ізольовані проводи в сталеві труби. В мережі напругою до 500 В мережу виробляють з трубчастих і броньованих проводів. Кабелі усередині цеху буде прокладено в каналах, які розташовані в підлозі, і закриваються зверху знімними покриттями з вогнестійких матеріалів. Повітряну мережу на території цеху виконано із захищених проводів на штирьових ізоляторах.

4.4 Пожежна безпека

Відповідальність за дотримання протипожежного режиму покладається на керівника підприємства та начальника цеху. Відповідальні особи на ділянках призначаються наказом керівника підприємства

Феросплавне виробництво відноситься до категорії вибухо-пожежо небезпечних, так як при веденні технологічного процесу утворюються речовини,

здатні вибухати і горіти при контакті з водою (рідкий метал і шлак), киснем повітря (СО і пил) і один з одним.

Пічний проліт проектованого феросплавного цеху, а також розливний проліт розташовані в приміщеннях, які відносяться до категорії пожежонебезпеки «Г», оскільки характеризується наявністю матеріалу в гарячому, розплавленому стані, процес обробки якого супроводжується виділенням променистого тепла і полум'я. Підсобні приміщення цеху віднесені до категорії «Д», оскільки вони призначені для речовин, що не згорають, і матеріалів в холодному стані.

У проектованому цеху передбачена установка пожежної сигналізації, яка призначена для автоматичного виявлення і видачі сигналів про пожежу, включення апаратури аварійної сигналізації, формування управлінських сигналів для системи сповіщення про пожежу, відключення вентиляції технологічних блокувань.

Для обмеження розповсюдження вогню передбачено використання покриття що легко скидається, великі площі закслених прорізів, встановлено протипожежні зони і розриви.

Гасіння пожеж зводиться до припинення реакції горіння шляхом механічного, фізичного або хімічного впливу. Найбільш поширений засіб боротьби з вогнем – вода, яку плановано застосовувати для гасіння більшості пожеж. Подача буде здійснюватись на всій території підприємства за допомогою пожежного водопроводу. Пожежі електрообладнання, легкозаймистих і горючих рідин, речовин, при взаємодії яких з водою утворюються шкідливі або підсилюють горіння з'єднання, ліквідують застосуванням твердих і газоподібних речовин. Для гасіння невеликих вогнищ пожежі при займанні твердих матеріалів і горючих рідин на невеликій площі застосовують ручні пінні вогнегасники, де в якості вогнегасильної речовини застосовується хімічна піна, а також ручні вуглекислотні вогнегасники. Вуглекислота не проводить струму, тому може застосовуватися при гасінні пожеж електроустановок, що горять електропроводів, проте, її не можна застосовувати при гасінні речовин, які можуть горіти без доступу повітря. У проектованому цеху, можливо також гасіння за допомогою автоматичних систем пожежогасіння, що використовують вогнегасильні речовини – воду, піну, пару.

У будівлі майбутнього цеху забезпечена можливість швидкої безпечної евакуації людей у разі виникнення пожежі. Довжина шляхів евакуації (відстань від найбільш віддаленого робочого місця до найближчого евакуаційного виходу) в електропічному корпусі не перевищує 100 м, що відповідає вимогам пожежної безпеки.

4.5 Розрахунок звукоізолюючої kabіни

Пост управління піччю в проектуваному цеху плановано зробити звуко- і теплоізолюваним з подачею в нього кондиціонованого повітря.

Звукоізоляція є ефективним і найбільш поширеним засобом захисту виробничого персоналу (феросплавника РКО) від шуму. Звукоізолююча kabіна представляє собою конструкцію із збірних елементів каркасу з металевих профілів. Kabіна збирається на каркасі з уніфікованих модульних елементів. Каркас складається з підставки і стін. Підставка зварена з швелерів і кутків. До підставки прикріплюються стінки kabіни, на яких встановлюється стеля. Кріплення здійснюється через гумові ущільнення. Стіни і двері виготовляються із спеціальних профілів, які утворюють відсіки для встановлення звукоізолюючих елементів завтовшки 50 мм, заповнених матами з тонкого скловолокна (рис. 4.1). Внутрішня поверхня елементів перфорована. З метою забезпечення оптимальних умов в kabіні встановлюється кондиціонер. Така kabіна відносяться до 3-го класу з акустичної ефективності.

Необхідне зниження шуму kabіною визначимо за формулою:

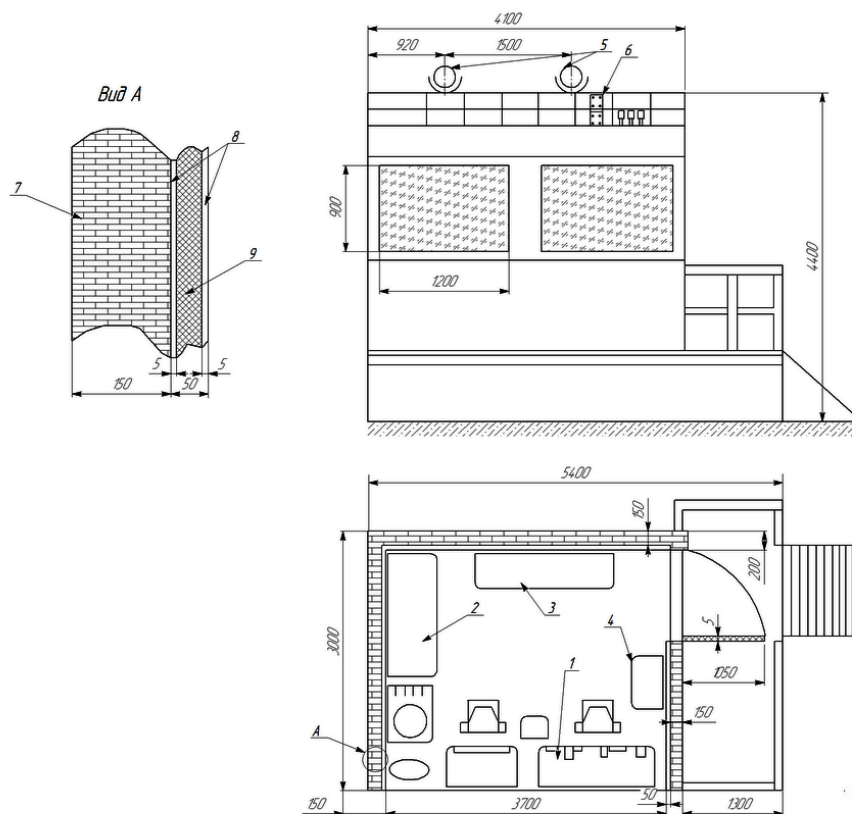
$$R_{\text{зн.ш.}} = L_{\text{ш}} - L_{\text{доп}}, \text{ дБА}, \quad (4.1)$$

де $L_{\text{ш}}$ - октавний рівень звукового тиску на робочому місці де планується місці установки kabіни, дБА;

$L_{\text{доп}}$ - допустимий рівень звукового тиску на робочих місцях в kabінах, дБА.

$$R_{\text{зн.ш.}} = 96 - 80 = 16 \text{ дБА.}$$

Необхідна звукоізолююча здатність захищаючих конструкцій, вікон і дверей звукоізолюючих кабін:



1 – пульт управління; 2 – шафа; 3 – кондиціонер; 4 – стіл; 5 – прожектор;
6 – сигналізація; 7 – стіна з цегли; 8 – металевий профіль; 9 – тонке скловолокно

Рисунок 4.1 – Звукоізоляція кабінки посту управління рафінувальною піччю

$$R_{\text{н.і.}} = L_{\text{ср}} - 10 \lg B_i + 10 \lg S_i - L_{\text{доп}} + 10 \lg(n) \quad (4.2)$$

де $L_{\text{ср}}$ – середній октавний рівень звукового тиску в галасливому приміщенні, дБА;

B_i – постійні галасливе і ізольоване приміщення в даній октавній смузі частот, м^2 ;

S_i – площа даної огорожі або його елемента, через яких шум проникає в ізольоване приміщення, м^2 ;

$L_{\text{доп}}$ – нормативне значення октавного рівня звукового тиску в розрахунковій точці ізолюваного приміщення, дБА;
 n – загальна кількість окремих елементів даних огорож, шт.

Постійну приміщення V_i визначають множенням постійною приміщення на середньометричну частоту 1000 Гц на частотний множник ($V_i = V_{1000} \cdot \mu$). Об'єм кабіни дорівнює:

$$V = 3,7 \cdot 3,0 \cdot 3,0 = 33,3 \text{ м}^3,$$

тоді $V_{1000} = 2,5 \text{ м}^3$ і $\mu = 1$. Отже, $V_i = 2,5$. Вибираємо вікно з одинарного силікатного скла завтовшки 6 мм. Кількість вікон $n = 2$, розміром 900×1200 мм, тоді

$$S_{\text{вікна}} = 0,9 \cdot 1,2 = 1,08 \text{ м}^2.$$

Необхідна звукоізолююча здатність вікон кабіни:

$$R_{\text{н.і.}(вікон)} = 96 - 10 \lg 2,5 + 10 \lg 1,08 - 80 + 10 \lg(2) = 15,3 \text{ дБА}.$$

Вибираємо двері із стандартного дверного полотна завтовшки 40 мм. Кількість дверей $n = 1$, розміром 2100×1050 мм, тоді

$$S_{\text{двері}} = 2,10 \cdot 1,05 = 2,205 \text{ м}^2.$$

Необхідна звукоізолююча здатність дверей кабіни:

$$R_{\text{н.і.}(двері)} = 96 - 10 \lg 2,5 + 10 \lg 2,205 - 80 = 15,5 \text{ дБА}.$$

Звукоізолююча здатність кабіни визначимо по формулі:

$$R_{н.і.(кабіни)} = R_{ср} + 10 \lg B_i - 10 \lg \Sigma S_i, \quad (4.3)$$

де S_i – площа кожного елемента огорожі, м ;

$R_{ср}$ – середня звукоізоляція всіх огорож кабіни :

$$R_{ср} = 10 \lg \frac{S_{заг}}{\Sigma(S_i \cdot 10^{-0.1R_i})}, \quad (4.4)$$

де $S_{заг}$ – загальна площа окремих елементів звукоізолюючої конструкції, м².

$$R_{ср} = 10 \lg \frac{1,08 \cdot 2 + 2,205}{1,08 \cdot 10^{-0,1 \cdot 15,3} + 2,205 \cdot 10^{-0,1 \cdot 15,5}} = 15,4 \text{ дБА.}$$

Тоді, необхідна звукоізолююча здатність кабіни:

$$R_{н.і.(кабіни)} = 15,4 - 10 \lg 2,5 + 10 \lg 4,365 = 17,89 \text{ дБА.}$$

Розрахунок показує, що оскільки $R_{н.і.(кабіни)} > R_{зн.ш.}$, то запропонована звукоізолююча кабіна забезпечить захист від підвищеного рівня шуму на посту управління рафінувальною піччю, в проектованому цеху.

ВИСНОВКИ

За результатами кваліфікаційної роботи можна зробити наступні висновки:

- проведений 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;
- наведено опис вибраної печі - вузли і агрегати, а також їх зображення, показане в графічній частині;
- кількість печей в цеху, що проектується, приймається рівним 6 на підставі заданої виробничої програми;
- описано склад шихтових матеріалів, пічного і розливого прольотів, склад готової продукції;
- вибране відповідне обладнання на підставі виконаних в дипломному проекті розрахунків;
- описані властивості ведучого елементу-марганцю, наведені хімічний склад і призначення Mn95;
- проведено аналіз існуючих способів виробництва, розраховані матеріальний і тепловий баланс плавки Mn95;
- на підставі розрахованого матеріального і теплового балансу розроблена і прийнята технологія виплавки Mn95;
- описані фізико-хімічні особливості отримання Mn95.

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., Проїдак 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 підготов. «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 ЦНПМ 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 515-5185 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 issueprearticienext. 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.