

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Кафедра металургії  
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проект

Бакалавр  
(рівень вищої освіти)

на тему Робота механіки врівноваження карданівих статей

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1369-С  
спеціальності 136 "Металургія"  
(код і назва спеціальності)

освітньої програми 136 "Металургія"  
(код і назва освітньої програми)

спеціалізації \_\_\_\_\_  
(код і назва спеціалізації)

Сучасний Дмитро Олександрович  
(ініціали та прізвище)

Керівник проф. д.т.н. с.н.с. Трушков Д.В.  
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Рецензент Суржик О.В.  
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя  
2022



МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ  
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Кафедра Металургії  
Рівень вищої освіти бакалавр  
Спеціальність 136 Металургія  
(код та назва)  
Освітня програма 136 Металургія  
(код та назва)  
Спеціалізація \_\_\_\_\_  
(код та назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ  
Завідувач кафедри

*[Signature]*  
« \_\_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 20 \_\_\_\_\_ року

ЗАВДАННЯ

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЕКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Григорук Дмитро Олександрович  
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту)

Розробка механічної виробничої кваліфікаційної статті

керівник роботи

Григорук Д.В. д.т.н. проф  
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом ЗНУ від « 03 » лютого 2022 року № 232-С

2 Строк подання студентом роботи 10.06.2022

3 Вихідні дані до роботи Висновки механічної виробничої кваліфікаційної статті, юридичні рекомендації щодо оформлення статті, юридичні рекомендації щодо оформлення статті, юридичні рекомендації щодо оформлення статті

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

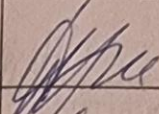
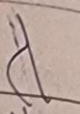
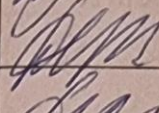
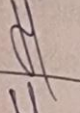
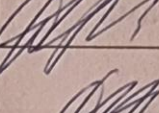
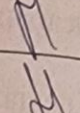
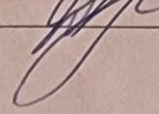
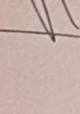
Висновки механічної виробничої кваліфікаційної статті, юридичні рекомендації щодо оформлення статті, юридичні рекомендації щодо оформлення статті

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

Розділ 1, розділ 2, розділ 3, розділ 4 - 7 креслень




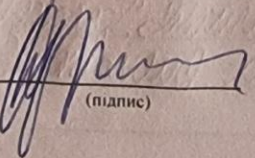
## 6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1. Загальна частина	Мікоп. Трушчаків Р.В		
2. Опис та розрахунок сталевих виносних арматур	Мікоп. Трушчаків Р.В		
3. Розрахунок сталі марки 15Х5 ВФР	Мікоп. Трушчаків Р.В		
4. Методична частина	Мікоп. Трушчаків Р.В		

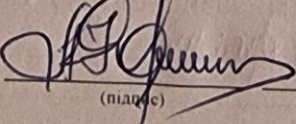
7 Дата видачі завдання \_\_\_\_\_

## КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1.	Вступ, Вирізок	01.05 - 05.05	
2.	1. Загальна частина	06.05 - 10.05	
3.	2. Опис та розрахунок сталевих виносних арматур	11.05 - 15.05	
4.	3. Розрахунок сталі марки 15Х5 ВФР	16.05 - 20.05	
5.	4. Методична частина	26.05 - 06.06	
6.	Заключна частина	08.06 - 13.06	

Студент  (підпис) Р.О. Рудичук (ініціали та прізвище)Керівник роботи (проекту)  (підпис) Р.В. Трушчаків (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер  (підпис) \_\_\_\_\_ (ініціали та прізвище)

## РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 69 с., 12 табл., 4 рис., 18 джерел.

ЕЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНИЙ ЦЕХ, ЕЛЕКТРОДУГОВА ПІЧ, 15Х5ВФ,  
ШИХТА, ПЕРЕПЛАВ, ПІЧ-КІВШ, ВАКУУМАТОР, РОЗЛИВКА

Тема роботи: Розробка технології виробництва жароміцних сталей

Мета роботи – розробити технологію та розрахунок необхідної кількості обладнання для виробництва жароміцних сталей.

У розділі «Загальна частина» розглянуті основні вимоги до жароміцних сталей; загальна характеристика жароміцних сталей; класифікація сталей та сплавів; сфера застосування жароміцної сталі; характеристика сталі марки 15Х5ВФ; обґрунтування доцільності реконструкції електросталеплавильного цеху; вибір сортаменту марок сталей; обґрунтування тривалості плавки; розрахунок кількості сталеплавильних агрегатів; опис головного будинку цеху і прольотів.

У розділі «Опис та розрахунок сталеплавильних агрегатів» наведений опис печі та зроблений вибір електричного режиму та визначення основних розмірів печі.

У розділі «Розрахунок сталі марки 15Х5ВФ» проведений розрахунок матеріального балансу плавки.

У розділі «Технологічна частина» наведений огляд існуючих способів виробництва жароміцної сталі, обґрунтований спосіб виплавлення і область застосування; наведений опис агрегату ківш – піч, вакууматору, МБЛЗ; розроблена технологія виплавлення сталі марки 15Х5ВФ.

Запропоновані технологічні рішення переозброєння рекомендуються для дослідно-промислових випробувань в електросталеплавильних цехах України.

## ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	9
1.1 Основні вимоги до жароміцних сталей.....	9
1.2 Загальна характеристика жароміцних сталей.....	11
1.3 Класифікація сталей та сплавів.....	13
1.4 Технологія і застосування.....	14
1.5 Переваги й недоліки.....	15
1.6 Сфера застосування жароміцної сталі.....	17
1.7 Характеристика сталі марки 15X5ВФ (X5ВФ).....	17
1.8 Обґрунтування доцільності реконструкції електросталеплавильного цеху	19
1.9 Вибір сортаменту марок сталей.....	20
1.10 Обґрунтування тривалості плавки.....	21
1.11 Розрахунок кількості сталеплавильних агрегатів.....	22
1.12 Розрахунок кількості обладнання.....	23
1.12.1 Розрахунок кількості УПК.....	23
1.12.2 Розрахунок кількості вакууматорів.....	24
1.12.3 Розрахунок кранів у цеху і їх вантажопідйомності.....	24
1.12.4 Розрахунок кількості ковші.....	25
1.12.5 Розрахунок МБЛЗ вертикального типу.....	26
1.13 Опис головного будинку цеху і прольотів.....	29
1.13.1 Шихтовий проліт.....	29
1.13.2 Пічний проліт.....	30
1.13.3 Розливальний проліт.....	31
1.13.4 Ділянка термообробки і відвантаження заготовок.....	32
2 ОПИС ТА РОЗРАХУНОК СТАЛЕПЛАВИЛЬНИХ АГРЕГАТІВ.....	33
2.1 Опис печі.....	33
2.2 Визначення основних розмірів печі.....	34
2.3 Вибір електричного режиму.....	39

3 РОЗРАХУНОК СТАЛІ МАРКИ 15Х5ВФ.....	41
4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	44
4.1 Огляд існуючих способів виробництва жароміцної сталі, обґрунтування прийнятого способу виплавлення і область застосування.....	44
4.2 Опис агрегату ківш – піч.....	49
4.3 Опис вакууматору.....	51
4.4 Опис МБЛЗ.....	53
4.5 Технологія виплавлення сталі марки 15Х5ВФ.....	55
4.5.1 Підготовка шихтових матеріалів і завалка шихти.....	55
4.5.2 Стан печі.....	58
4.5.3 Шихта.....	60
4.5.4 Плавлення.....	60
4.5.5 Окислювальний період плавки.....	61
4.5.6 Рафінування.....	62
4.5.7 Перемішування шлаку, металу і відбір проб.....	63
4.5.8 Порядок введення феросплавів у шихту і в розплав.....	63
4.5.9 Випуск і позапічна обробка.....	64
4.6 Термообробка.....	65
ВИСНОВКИ.....	67
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	68

## ВСТУП

Одночасно з основними сталеплавильними процесами (мартенівський, томасівський), наприкінці XIX століття з'явилися перші дугові електросталеплавильні печі, в яких можна було вести складні хімічні процеси та виплавляти високолеговані сталі, що містять тугоплавкі елементи.

Тенденція розвитку металургійних комплексів на сьогоднішній день така: збільшується частка заводів, що виробляють плавку в електропечах і скорочується частка заводів з повним циклом. За прогнозами, до 2025 р. заводи з повним циклом виплавлятимуть не більше ніж 30% сталі.

Ця ситуація є основною причиною спорудження міні-заводів з електроплавильними та відновлювальними агрегатами, де питомі капіталовкладення та витрати нижчі, ніж на заводах з повним циклом [1].

Жароміцна сталь є одним з найкращих сплавів, відливання з якого можуть витримувати тривалий період експлуатації при різних умовах. Вони можуть експлуатуватися як при постійному контакті з агресивним середовищем, так і в багатьох інших складних умовах.

Жароміцна сталь дозволяє тривалий час протистояти високим температурам і не утворює газову корозію. Такі виливки не руйнуються і не змінюють своєї форми під тривалим впливом високих температур.

Підвищені вимоги, що пред'являються до сталей, що виплавляються, привели до необхідності застосування нових технологій, позапічних методів обробки (доведення металу в ковші, вакуумування) і т.д., що істотно позначилося на часі знаходження металу в ковші (печі), з впливаючими звідси наслідками в щодо зміни їхньої продуктивності.

Установка печей термообробки у безпосередньо виробничих цехах сприяє мінімальній наявності дефектів у товарній продукції, при незначних енергетичних вкладах щодо раніше розроблених схем виробництва [2].

Застосування передових розробок у галузі високотемпературної хімії, конструкції металургійних електроустановок, розливно-прокатних модулів здатних



працювати з рідким серцевиною та застосування жорсткіших критеріїв щодо термообробки дозволяє отримувати товарний метал вищої якості за мінімальних вартісних показників.

Метою цього проекту є: розробка технології виробництва жароміцних сталей з проектуванням цеху в умовах ПАТ «Дніпроспецсталь» річною продуктивністю 250 тис. тонн на рік.



## 1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

### 1.1 Основні вимоги до жароміцних сталей

Для матеріалів, що використовуються при високих температурах, основними характеристиками є жаростійкість (окалиностійкість) і жароміцність.

Здатність металу чинити опір хімічній дії навколишнього газового середовища при високих температурах називається **жаростійкістю або окалиностійкістю**. При нагріванні вище 600°C відбувається інтенсивне окислення сплавів на основі заліза, крихка плівка оксиду FeO, що утворюється на поверхні металу, не здатна запобігти дифузії кисню в метал. Такі легуючі елементи, як Cr, Si, Al покращують склад і будову оксиду плівки. Вона стає щільною, добре прилеглою до металу, що утруднює дифузію кисню.

Щільні захисні оксидні плівки частіше за все одержують при введенні у сталь достатніх кількостей хрому. Тому корозійностійкі сталі одночасно є жаростійкими сталями. При цьому жаростійкі властивості ростуть із збільшенням вмісту хрому в сталі. Сталь, що містить 5 % Cr зберігає окалиностійкість до 600°C (15X5), 9 % (40X9C2) - до 800°C, 17 % (08X17T) - до 900°C. Для виготовлення деталей газових турбін і пічного устаткування застосовують сталь 20X23H18, має окалиностійкість 1050-1100°C.

Іншою найважливішою характеристикою високотемпературних матеріалів є жароміцність.

Здатність матеріалу чинити опір пластичній деформації і руйнуванню при високих температурах називається **жароміцністю**. При температурах, близьких до початку рекристалізації, прикладення навантаження, навіть меншої межі текучості, приводить до повільної пластичної деформації, метал ніби «повзе». Це явище називається повзучістю або крипом. Враховуючи, що розвиток високотемпературної повзучості збігається з початком рекристалізації, зростання жароміцності сплаву може бути досягнуто при підвищенні температури його рекристалізації.

Жароміцність сталі й інших металевих сплавів залежить від величини міжатомих зв'язків, а також від їх структурного стану. Підвищення жароміцності досягається легуванням, створенням сплавів спеціальної структури внаслідок гартування від високих температур і подальшого старіння.

Жароміцні сплави за умов служби можна розділити на 3 групи:

- сплави, які піддаються значним, але короткочасним механічним навантаженням при високих температурах;
- сплави, які знаходяться під навантаженням при високих температурах десятки і сотні годин;
- сплави, які призначені для роботи в умовах великих навантажень і високих температурах протягом десятків тисяч, а іноді сотні тисяч годин.

Жароміцні сплави класифікують за їх основою: нікелеві, залізні, титанові, берилієві і ін. Жароміцні сплави для роботи при температурах 700 - 900°C створюють на основі заліза, нікелю, кобальту, а для роботи при температурах 1200 - 1500°C - на основі нікелю, молібдену й інших тугоплавких металів.

Тугоплавкими називаються метали, що мають температуру плавлення вище, ніж у заліза. Найбільше застосування в техніці знаходять тугоплавкі метали, що мають такі температури плавлення: Cr - 1900°C, Nb - 2415°C, Mo - 2620°C, Ta - 3000°C, W - 3410 °C.

Розширення виробництва і застосування тугоплавких металів і сплавів пов'язано з розвитком атомної теплоенергетики і ракетно-космічної техніки.

Сплави на основі ніобію і молібдену мають задовільні технологічні властивості. Крім того, вони крихкі при порівняно низьких температурах (+100) - (-100) °C. Вольфрам переходить у крихкий стан при температурі 600 °C. Завдяки порівняно високій пластичності сплави ніобію і молібдену мають більш широке розповсюдження.

Всі тугоплавкі метали мають низьку жаростійкість. Для захисту їх від окислення застосовують різні покриття. Для молібденових і вольфрамових сплавів застосовують різні термодифузійні силіцидні покриття.

Як матеріал для вкладишів сопел у реактивних двигунах, працюючих на твердому паливі, застосовують графіт, що має температуру плавлення 3900 °С. Температура полум'я в таких двигунах досягає 3500 °С. Недоліком графіту є низька ерозійна стійкість, що приводить до зносу сопла через тверді частинки, що містяться в газах, які відходять.

Для виготовлення сопел можна використовувати пористий спечений вольфрам, просочений матеріалами з високою теплопровідністю - міддю або сріблом.

## **1.2 Загальна характеристика жароміцних сталей**

Розвиток нових промислових технологій, ракетної техніки, складного турбінного устаткування в середині п'ятдесятих років минулого століття, спричинило за собою модернізацію металургійної галузі в цілому. В окремий напрямок виділилися роботи зі створення жароміцних сплавів. З плином часу вони знайшли застосування в атомному машинобудуванні, енергетиці, хімічній промисловості і зайняли місце в ланцюжку високотехнологічних виробництв.

Жароміцні і жаростійкі сплави - це велика група легованих матеріалів з присадками молібдену, титану, хрому і ряду інших елементів. Всі ці сплави виготовляються на залізній, нікелевої і кобальтової засадах. Їх головною особливістю є збереження підвищеної міцності при високих температурах.

### ***Основні типи***

**Найбільш поширені сплави на основі заліза.** Це хромисті, хромонікелеві, а також Хромомарганцеві сталі з молібденовими, титановими і вольфрамовими присадками. Також виробляють сплави з такими легуючими елементами, як алюміній, ніобій, ванадій, бор, але в менших кількостях.

У більшості випадків відсоток додавання присадок в сталь досягає від 15 до 50%.

Друга, дуже затребувана група - сплави на нікелевій основі. Як присадки використовується хром. Жароміцність також підвищують добавки титану, церію, ка-



льцію, бору і подібних за складом елементів. В окремих технологічних комплексах затребувані сплави на основі нікелю з молібденом.

До третьої групи відносяться термостійкі сплави на кобальтової основі. Легуючими елементами для них служать вуглець, вольфрам, ніобій, молібден.

У металургії існує цілий ряд матеріалів, який використовується при легуванні сталей: хром, нікель, молібден, ванадій, ніобій, титан, марганець, Вольфрам, кремній, тантал, алюміній, мідь, бор, кобальт, цирконій. Широко використовуються рідкоземельні елементи.

### ***Хімічний склад***

Визначення хімічного складу жаростійких матеріалів - складний процес. Необхідно враховувати не тільки основні легуючі елементи, а й те, що потрапляє в продукцію як домішки або залишається в результаті хімічних реакцій, що протікають під час плавки.

Спеціально додані легуючі елементи вводяться для отримання необхідних технологічних, фізичних і механічних властивостей. А домішки і утворилися при плаві хімічні елементи можуть погіршувати властивості високолегованого металу.

Для хромонікелевих сплавів і вогнетривких матеріалів на основі кобальту небезпечно присутність сірки більше 0,005%, слідів олова, свинцю, сурми і інших легкоплавких металів.

### ***Структура і властивості***

Жароміцність визначається не тільки хімічним складом металів, а й формою, в якій домішки знаходяться в сплаві. Наприклад, сірка у вигляді сульфідів нікелю знижує температуру плавлення. А та ж сірка, поєднана з цирконієм, церієм, магнієм утворює тугоплавкі структури. Великий вплив на жароміцність надає чистота нікелю або хрому. Однак слід враховувати, що властивості сплавів варіюються в залежності від застосовуваної технології.

Головне властивість, по якому визначають жаростійкість матеріалу - повзучість. Це явище постійної деформації під безперервним напругою. Опірність матеріалу руйнуванню під дією температури

### **1.3 Класифікація сталей та сплавів**

Перший параметр класифікації сплавів - це жароміцність, тобто здатність матеріалу витримувати механічні деформації при високих температурах, без деформації.

По-друге, це жаростійкість (окалиностійкість). Здатність матеріалу протистояти газової корозії при високих температурах. При описі процесів до шестисот градусів Цельсія використовується термін «теплостійкість».

**Однією з основних характеристик є межа повзучості.** Ця напруга, при якій деформація матеріалу за певний період досягає заданої величини. Час деформації є терміном служби деталі або конструкції.

Для кожного матеріалу встановлена максимальна величина пластичної деформації. Наприклад, у лопаток парових турбін ці деформації повинні бути не більше 1% за 10 років. Лопатки газових турбін - не більш 1-2% за 500 годин. Труби парових котлів, що працюють під тиском не повинні деформуватися більше ніж на 1% за 100 000 годин роботи.

**За способом отримання матеріалу жароміцні марки класифікують наступним чином.**

1. Хромисті сталі мартенситного класу: X5, X5M, X5BФ, 1X8BФ, 4X8C2, 1X12H2BMФ.
2. Хромисті сталі мартенситно-феритного класу: X6CЮ, 1X11MФ, 1X12BHMФ, 15X12BMФ, 18X11MФБ, 1X12B2MФ.
3. Хромисті сталі феритного класу: 1x12CЮ, 0X13, X14, X17, X18CЮ, X25E, X28.
4. Сталі аустеніто-мартенситного і аустеніто-феритного класу: 2X13H4Г9, X15H9Ю, X17H7Ю, 2X17H2, 0X20H14C2, X20H14C2.
5. Сталі аустенітного класу: 0X18H10, 0X18H11, 1X18H9, 0X18H12T, 1X18H12T.

Маркування сталей відрізняється по ГОСТам і технічним умовам. У вищеведеному списку застосовується класифікація ГОСТ 5632-61, в якій легко простежити наявність легуючого елемента по буквах. Х - хром, В - ванадій, М - молібден. Наприклад, шифр 09Г2С означає, що в сплаві присутній 0, 09% вуглецю, 2% марганцю і кремній, якого менше 1%. Цифра попереду показує вміст вуглецю (без цифри - до одного відсотка). Цифра після букви показує вміст певного легуючого елемента у відсотках. При вмісті будь-якого елемента менше одного відсотка цифри не ставляться.

Ще одним нормативним документом служить ГОСТ 5632-61, із застосуванням спеціальних позначень. Для того щоб швидко співвідносити різні ГОСТи і Технічні Умови можна скористатися відповідним довідником або сортаментом окремих випусків.

**За ГОСТ 5632-61 сплави класифікуються наступним чином:**

1. Сталі аустенітного класу з високим вмістом хрому: EI813 (1X25H25TP), EI835, EI417.
2. Сталі з карбідним ущільненням: EI69, EI481, EI590, EI388, EI572.
3. Сталі складнолеговані підвищеної жароміцності аустенітного класу: EI694P, EI695, EP17, EI726, EI680, EP184.
4. Сталі з інтерметалідним зміцненням аустенітного класу: EI696, EP33, EI786, EI 612, EI787, EP192, EP105, EP284.

За кордоном застосовується своя класифікація матеріалів. Наприклад, AISI 309, AISI 310S.

#### **1.4 Технологія і застосування**

За структурою і способом отримання спеціальні сталі підрозділяються на наступні: аустенітні, мартенситні, перлітні, мартенсито-феритні. Мартенситні і аустенітні сталі застосовуються, якщо температура досягає 450-700° С і за обсягом плавки займають перше місце.



З підвищенням температури до 700-1000 °С використовуються нікелеві сплави, при ще більш високих температурах необхідно включати в технологічний процес кобальтові сплави, графіт, тугоплавкі метали і термічну кераміку.

**Аустенітні - самі жароміцні сталі**, які використовуються, якщо температура середовища досягає 600 °С. Основа легування - хром і нікель. Присадки Ti, Nb, Cr, Mo, W, Al.

Сталі мартенситного класу призначені для виробництва виробів, що працюють при температурі в діапазоні 450-600 °С. Підвищена жароміцність у мартенситних сталях досягається зменшенням (до 0.10-0.15%) вмісту вуглецю і легуванням хромом 10-12%, молібденом, ніобієм, вольфрамом, або середнім (0, 4%) вмістом вуглецю і легуванням кремнієм (до 2-3%) і хромом (в межах 5-10%).

Застосування спеціальних сталей і сплавів вузьконаправлене і найбільш ефективно в складних областях виробництва. Наприклад, жароміцні сталі марки 30X12H7C2 і 30X13H7C2С знайшли широке застосування в сучасному двигунобудуванні. Марки 15ХМ і 12Х12ВНМФ - у виробництві котлів та посудин під тиском. Марка сталі ХН70ВМТЮ йде на виробництво лопаток газових турбін, а 08Х17Т використовується при виготовленні топкових елементів печей. До жароміцним також відноситься нержавіюча сталь.

## **1.5 Переваги й недоліки**

Властивості жароміцних сталей роблять незамінним цей матеріал в таких сферах, як ракетобудування і космічна галузь, складне двигунобудування, авіапромисловість, виробництво ключових елементів газових турбін і багатьох інших. Їх частка в прокаті високотехнологічної сталі досягає 50%. Деякі сплави здатні працювати при температурі понад 7000 °С.

Цей складний у виробництві матеріал, виготовлення якого неможливо без спеціального обладнання і кваліфікованого персоналу, має високу собівартість. Використання подібних сталей не може бути універсальним, тому для його ефективного застосування необхідна наявність розвиненої науково-технічної бази.

Кращими виливками, які відповідають високим показникам жароміцності, можна назвати ті, в складі яких є хром. Саме цей хімічний елемент дозволяє забезпечити вироби унікальними параметрами.

Найпоширенішими марками жароміцної сталі є:

- 08X17T;
- 12X25T;
- 15X6СЮ;
- 36X18Н25С2.

Чим більше показник хрому в складі сплаву, тим вище показник жаростійкості. До основних параметрів даної сталі можна віднести:

- Можливість протистояння високим температурам тривалий час;
- Відсутність повзучості.

Щоб визначити ці параметри і виявити оптимальну кількість основних хімічних елементів, проводяться періодичні випробування. Після виробництва виливки, її нагрівають і руйнують. Важливим параметром є час руйнування, а також температура нагріву.

Серед основних переваг жароміцної сталі можна виділити такі параметри:

- Невелика вартість таких сплавів – цей параметр досягається за рахунок того, що в складі використовуються дешеві легуючі компоненти, а також використовуються сучасні технології при виробництві;
- Хороший показник пластичності – досягається за рахунок оптимального співвідношення легуючих компонентів;
- Висока жароміцність – також залежить від співвідношення легуючих речовин;
- Виливки з жароміцної сталі добре зварюються;
- Деякі сплави мають тривалий період часу роботи в складному стані;
- Добре витримують навантаження і їх зміни;
- Мають хороший показник антикорозійності.

За рахунок таких своїх переваг виливки з жароміцної сталі використовуються в промисловості і в багатьох інших сферах. Важливо правильно розрахувати спів-

відношення основних компонентів для отримання виливками певних експлуатаційних властивостей.

## 1.6 Сфера застосування жароміцної сталі

З жароміцної сталі найчастіше роблять такі виливки:

- Пірометричні трубки;
- Конвеєри для печей;
- Жароміцні труби;
- Ємності, які в подальшому використовуються для цементації;
- Жароміцні труби;
- Жароміцні листи.

При виборі жароміцної сталі важливо враховувати те, що вона може бути:

- Жароміцною низьколегованою;
- Жароміцною високолегованою;
- Жароміцною релаксаційностійкою.

## 1.7 Характеристика сталі марки 15X5BФ (X5BФ)

Сталь 15X5BФ застосовується: для виготовлення корпусів та внутрішніх елементів апаратури нафтопереробних заводів та крекінгових труб, деталей насосів, засувок, спецкріплення, труб, засувок та інших деталей, від яких вимагається опір окисленню при температурі до +600 °С; деталей трубопроводів та трубопровідної арматури із загартуванням на повітрі та відпусткою в печі до +400 °С, далі на повітрі; трубної заготовки, призначеної для виробництва труб агрегатів крекінгової переробки нафти.

Сталь мартенситного класу.

Температура інтенсивного окалиноутворення +650 °С.



Таблиця 1.1 - Стандарти

Назва	Код	Стандарти
Листи	B23	ГОСТ 103-2006
Сортовий	B22	ГОСТ 1133-71, ГОСТ 2590-2006, ГОСТ 2591-2006
Листи	B33	ГОСТ 4405-75
Труби	B62	ГОСТ 550-75, ТУ 14-3-463-2005
Сортовий	B32	ГОСТ 7417-75, ГОСТ 8559-75, ГОСТ 8560-78, ГОСТ 14955-77, ГОСТ 20072-74, ТУ 14-11-245-88
Болванки.	B31	ТУ 14-1-583-73

Таблиця 1.2 - Хімічний склад

Стандарт	C	S	P	Mn	Cr	Si	Ni	Fe	Cu	V	Ti	Mo	W
ТУ 14-1-583-73	≤0.15	≤0.025	≤0.03	≤0.5	4.5-6	0.3-0.6	≤0.6	Залиш ок	≤0.2	0.4-0.6	≤0.03	≤0.2	0.4-0.7
ГОСТ 20072-74	≤0.15	≤0.025	≤0.03	≤0.5	4.5-6	0.3-0.6	≤0.6	Залиш ок	≤0.2	0.4-0.6	≤0.03	≤0.2	0.4-0.7

Fe – основа.

За ГОСТ 20072-74 при виплавці сталі скрап-процесом вміст Cu ≤ 0,30%. При виплавці сталі методом електрошлакового переплаву масова частка сірки має бути трохи більше 0,015 %. Допускається наявність молібдену до 0,20% та титану до 0,030%.

За ТУ 14-1-583-73 хімічний склад наведено для сталі марки 15X5ВФ. У готовому прокаті допускаються відхилення за хімічним складом відповідно до ГОСТ 20072.

Таблиця 1.3 - Механічні властивості

Перетин, мм	$\sigma_T   \sigma_{0.2}$ , МПа	$\sigma_B$ , МПа	$\alpha_5$ , %	$\delta_5$ , %	КСУ, кДж/м <sup>2</sup>	НВ, МПа
Сортовий прокат. Відпал при 840-860 °С, охолодження з піччю						
	≥215	≥390	≥22	≥50	≥1176	-
Трубна заготівля за ТУ 14-1-583-73 після відпалу						
	≥215	≥390	≥22	≥50	≥1177	≤170
Труби безшовні гарячедеформовані, термооброблені в стані постачання ГОСТ 550-75						
	≥216	≥392	≥22	≥50	≥1180	≤170

Таблиця 1.4 - Технологічні властивості

Назва	Значення
Макроструктура та забрудненість	Макроструктура трубної заготовки, що перевіряється на протруєних поперечних темплетах, не повинна мати усадкової пухкості, пухирів, розшарування, порожнин, тріщин, сторонніх включень і флоків, видимих без застосування збільшувальних приладів. Допустимі дефекти по точковій неоднорідності, центральній пористості та ліквіції не повинні перевищувати бала 2 (по кожному виду), за підкірковими

## 1.8 Обґрунтування доцільності реконструкції електросталеплавильного цеху

Перспективними планами розвитку економіки ПАТ "Дніпроспецсталь" є: можливість та доцільність удосконалення металургійних процесів, модернізація та закупівля нових електросталеплавильних агрегатів, що дозволяють одночасно підвищуючи якість виробленого металу, підвищити продуктивність агрегатів, що обумовлюється такими факторами.

Модернізація робочих потужностей не завжди є доцільною, у разі застосування новітніх технологій не аналогового рівня оптимально для монтажу таких агрегатів застосовувати використовувати спеціально обладнані робочі майданчики (нові цехи).

Технологічні переваги в порівнянні з іншими способами виробництва металу:

- ✓ в електросталеплавильних печах можна і економічно доцільно виплавляти більшість легованих та всі високолеговані сталі та спеціальні сплави;
- ✓ в електропечах можна контролювати хід плавки з точки зору ефективного рафінування металу від шкідливих домішок та легування металу за мінімальних втрат легуючих елементів;
- ✓ в електропечах можна контролювати процеси, що проводяться, до прецизійних параметрів;
- ✓ поряд з поліпшенням якості електросталі, можливо істотно підвищити продуктивність електропечей, впроваджуючи передові технології інтенсифікації процесів плавлення, розкислення, легування, а також дефосфорації, десульфурації, дегазації [3].

Виробництво металопродукції характеризується наявністю таких показників планового браку, що становить у деяких випадках  $\sim 2\%$ . Переробка товарного металу також характеризується додатковими втратами  $>40\%$  високоякісних сталей і сплавів:

- ✓ недоливки, ливарний скрап та аварійні втрати під час розливання під час розливання;

- ✓ окалина, освіта якої відбувається під час термообробок, прокаток;
- ✓ обріз вона надходить в основному з прокатного цеху (головна, донна - зливки та некондиційна, одержувана під час порізки товарного металу);
- ✓ стружка, одержувана також із цехів, що займаються підготовкою металу та підгонкою (іноді цілої партії під індивідуальні замовлення споживача).

Якість і кількість браку багато в чому залежить від багатоступінчастості процесів, гнучкості та економічної стимуляції якісної праці і звичайно ж необхідності впровадження у виробництво передових розробок з галузі машинобудування та модернізацій існуючих технологічних ланцюгів [4].

### **1.9 Вибір сортаменту марок сталей**

Ринок інструментальних сталей до металопродукції даного класу висуває високі вимоги щодо якості металу, але за мінімально низьких цін. Проектований цех у разі повинен мати спеціалізацію з виробництва високоякісних інструментальних марок сталей. Низьку собівартість металопродукції гарантує зниження статей витрат, пов'язаних із вибором оптимальних технологій підготовки шихтових матеріалів, проведення відновлювальних та рафінувальних процесів із найменшими техніко-економічними витратами.

Поєднання енергозберігаючих технологій, безвідходного виробництва та попутною утилізацією відходів споріднених виробництв – це має призвести до значного зниження с/с металу, з одночасним покращенням металу за якістю. В результаті цих змін продукція стане більш конкурентоспроможною не тільки в якісному еквіваленті, а й у вартісному. Конкурентоспроможність підприємства може позначитися на можливих обсягах виробництва, що у свою чергу може призвести до домінування над ринком до прецизійних сталей (частка загального експорту нині становить 85 -90%), у разі зняття квот на поставки металопродукції [5].

У цеху передбачено виробництво жароміцних, електротехнічних, інструментальних і конструкційних марок сталей.

Таблиця 1.5 - Сортимент марок сталей у цеху

№п/п	Марка сталі	%	т/рік.
1	15X5ВФ	50	125 000
2	ШХ15СГ	30	75 000
3	38X2МЮА	10	25 000
4	ЕЗ	10	25 000
Разом		100	250 000

Виплавка сталі передбачає використання типових установок ДСП - 50, подальше коригування то температурного режиму і при необхідності і за хімічним складом - на КПК, для запобігання наявності браку у вигляді флокінів, оксидних та сульфідних рядків високої бальності - застосовується ковшовий вакууматор.

### 1.10 Обґрунтування тривалості плавки

Тривалість плавки - показник значною мірою, що впливає на продуктивність печі.

Для печей середньої ємності, що завантажуються цебрами, з потужними трансформаторами, на підставі розрахункових та заводських даних приймаємо наступну тривалість плавки, годину - хв.

Таблиця 1.6 - Режим електроплавки сталі в печах ДСП-50

№ п/п	Період плавки	Існуюче на ДСС	Прийнято
1	Заправка	0-30	0-10
2	Завантаження брухту	0-10	0-15
3	Плавлення	2-30	1-20
4	Завантаження шлаку	0-15	0-10
5	Відновлювальний період	1-00	0-55
6	Випуск металу	0-05	0-10
Разом		4-50	3-00

Середня тривалість плавки становить 3 години 00 хвилин на одній 50-тонній ДСП, після нарощування порогів та скосу подини ємність печі становить 60-65 тонн - критична 75 тонн [4, 6].

### 1.11 Розрахунок кількості сталеплавильних агрегатів

Число робочої доби складається з наступних величин:

1. На капітальний ремонт йде 20 діб на рік [6].

2. По практичним даним термін служби футеровки агрегату становить ~300 - 350 плавок, приймаємо 400 плавок (передбачаємо підвищення кількості плавок за рахунок застосування торкрет. технологій). Термін служби стін і пода приймаємо рівним 400 плавок, склепіння 200 плавок. Заміна склепіння становитиме (приймаємо базуючись на виробничих даних) 5 годин [7].

Тривалість одного циклу становитиме:

$$400 * 3,0 + (400/200) * 5 = 1210 \text{ годин} \quad (1.1)$$

Термін служби печі від ПВР до ПВР складе:

$$1210 : 24 = 50,42 \text{ діб} \quad (1.2)$$

Тривалість ремонту 24 години або 1,0 діб, отже, поточні ремонти займуть на рік:

$$\frac{365 - 20}{50,42 + 1,0} * 1,0 = 6,67 \text{ доба} \quad (1.3)$$

3. Простої пов'язані з поточними неполадками (гарячий ремонт футеровки) можна знехтувати, цей час можна включити в тривалість завалки і випуску металу з печі.

4. На позаплановий ремонт механічного та електричного обладнання сучасних механізованих печей слід відвести 2 доби.

5. Інші простої 5 діб.

Таким чином, кількість робочої доби становитиме:

$$345 - (1 + 2 + 5) = 337 \quad (1.4)$$

Число повних циклів на рік:

$$337 : 51,42 = 6,55 \text{ циклів} \quad (1.5)$$



Продуктивність агрегату за 1 цикл (400 плавок):

$$400 * 60 = 24000 \text{ т} \quad (1.6)$$

60 - вагу агрегату на кількість товарного металу.

6.Продуктивність агрегату за 1 рік складе:

$$6,55 * 24000 = 157200 \text{ т.} \quad (1.7)$$

7.Реальна кількість товарного металу становить 90 – 95%, що відповідно:

$$157200 * 0,9 = 141480 \text{ т/рік} \quad (1.8)$$

8.Визначення необхідної кількості печей:

$$250000 / 141480 = 1,77 \text{ печі} \quad (1.9)$$

де 250000 - передбачувані річні обсяги виробництва на запланованому виробництві.

Приймаємо дві печі типу ДСП – 50, з урахуванням можливої зміни виробничої програми, зміни тривалості плавки (збільшення часу перебування металу у печі) – найчастіше пов'язане з якістю шихтових матеріалів або проведенням незапланованих робіт, приймаємо додатково ще одну установку типу ДСП – 50.

Необхідно – прийнята кількість установок ДСП – 50 для виконання прийнятої виробничої програми дорівнює – трьом.

Потенційно максимальна кількість виробництва товарного металу становитиме:

$$157200 * 3 = 471600 \text{ т/рік} \quad (1.10)$$

Максимальна продуктивність агрегатів:

$$471600 * 0,9 = 424440 \text{ т/рік} \quad (1.11)$$

Завантаженість агрегатів при прийнятому річному обсязі виробництва:

$$(250000 / 424440) * 100\% = 58,9\% \quad (1.12)$$

## 1.12 Розрахунок кількості обладнання

### 1.12.1 Розрахунок кількості УПК

УПК буде використовуватися на 100%, що становитиме:

$$250\,000 \cdot 1 = 250\,000 \text{ тонн/рік} \quad (1.13)$$

Тривалість обробки на УПК 45 хвилин, простої складають 1 годину, інші невраховані - 45 хвилин (приймаємо 1,5 години). Виходячи з даних, отримаємо:

$$((250\,000 / 60) * 1,5) / (337 * 24) = 77,28\% \quad (1.14)$$

З раніше представлених розрахунків заснованих на емпіричних даних, впливає, що кількість УПК, що відповідає потребам проектного цеху становить 1, з коефіцієнтом використання (завантаженості) 77,28%.

### 1.12.2 Розрахунок кількості вакууматорів

Для поліпшення якості одержуваної сталі застосовуємо позапічне вакуумування. Проводимо вакуумацію 80% плавок, що складе:

$$250\,000 \cdot 0,8 = 200\,000 \text{ тонн/рік} \quad (1.15)$$

Тривалість вакуумування 15 - 20 хвилин, набір та скидання вакууму з наїздом кришки та встановленням ковша приймаємо 1 годину. Попередня підготовка до вакуумування та усунення наслідків становить до 1 години (сумарна кількість часу для проведення вакуумування однієї плавки приймаємо 2 години), тоді кількість вакууматорів та їх завантаженість складе:

$$200\,000/60 = 3333,3 \text{ плавок} \quad (1.16)$$

$$(2 * 3333,3)/24 = 277,78 \text{ днів} \quad (1.17)$$

$$(337/277,78) * 100\% = 82,43\% \quad (1.18)$$

З раніше представлених розрахунків заснованих на емпіричних даних, впливає, що кількість вакууматорів, що задовольняє потреб проектного цеху становить 1, з коефіцієнтом використання (завантаженості) 82,43%.

### 1.12.3 Розрахунок кранів у цеху і їх вантажопідйомності

За літературними даними тривалість операцій, що виконуються завалочним краном, становить 15 хвилин [4].

Заборгованість крана на завалку трьох печей становить:

$$15 * 3 * 6 = 270 \text{ хвилин} \quad (1.19)$$

т.к. завалки відбуваються з підвалками, приймаємо 1 підвалку завалку:

$$3*270*3 = 2430 \text{ хвилин} \quad (1.20)$$

Заборгованість крана на нарощування електрода становить:

$$3*6*6 = 108 \text{ хвилин на плавку} \quad (1.21)$$

Заборгованість крана на зміну склепіння - 30 хвилин на плавку

При стійкості склепіння 200 плавок складе:

$$200/(6*3) = 11,1 \text{ хвилин} \quad (1.22)$$

Невраховані роботи становлять 300 хвилин.

Заборгованість крана на добу на подачу цегли для ремонту стін та склепіння становить 200 хвилин.

На зняття каркаса зі старою футеровкою та встановлення нового становитиме 60 хв.

Різні підсобні роботи становитимуть 50 хвилин.

Загалом заборгованість крана на ремонт печей складе:

$$200+60+50=310 \text{ хвилин} \quad (1.23)$$

Заборгованість крана на добу на подачу контейнерів із сипучими матеріалами становить 800 хвилин.

Перезмінка становить 45 хвилин.

Загальна заборгованість крана на добу становитиме:

$$2430+108+11+310+800+45=3704 \text{ хвилин} \quad (1.24)$$

Необхідна кількість кранів при завантаженості крана 1,1:

$$(3704 * 1,1) / (24 * 60) = 2,83 \text{ крана} \quad (1.25)$$

Приймаємо необхідну кількість кранів на пічному прольоті, що дорівнює трьом (покладаючись на розрахунково – емпіричні дані).

Завантаженість кранів складе:

$$((3704 * 1,1) / (24 * 60 * 3)) * 100\% = 94,3\% \quad (1.26)$$

Вантажопідйомність крана для нормальної роботи – 250 т.

#### 1.12.4 Розрахунок кількості ковші

Ємність сталерозливного ковша 60 т. з урахуванням збільшення обсягу печі рахунок вироблення футеровки.

$$n_n^c = \frac{n_{nl}^{\max} \cdot \tau_n}{1440} = \frac{24 \cdot 480}{1440} = 8 \text{ ковшів} \quad (1.27)$$

де:  $n_{nl}^{\max}$  – кількість плавок на добу:

$$(24/3,0) * 3 = 24$$

$\tau_n$  – тривалість зміни (8 годин або 480 хвилин);

1440 – кількість хвилин на добу.

При стійкості футерування ковша 18 плавок, в ремонті за добу перебуватиме:

$$24:8=3 \text{ ковша} \quad (1.28)$$

При цьому тривалість ремонту одного ковша 8-16 годин, приймаємо 10 годин:

$$\frac{3 \cdot 10}{24} = 1,25 \text{ ковшів} \quad (1.29)$$

Приймаємо необхідну кількість ковшів дві.

Для ремонту ковшів потрібна наявність у цеху ям для їх ремонту: один ківш повинен бути завжди в резерві для прийняття аварійної плавки [3].

З огляду на це необхідна кількість ковшів у прольоті складе:

$$8+2+1=11 \text{ ковшів} \quad (1.30)$$

### 1.12.5 Розрахунок МБЛЗ вертикального типу

Розрахунок продуктивності та кількості МБЛЗ

Приймаємо заготовки вуглецевої сталі перетином 350 x 250

Середня швидкість витягування приймаємо  $V_{cp} = 0,8$

Резервна швидкість розливання:

$$V_{рез} = V_{cp} + 0,5 * V_{cp} = 0,8 + 0,5 * 0,8 = 1,2 \text{ м / хв} \quad (1.31)$$

Час повного затвердіння заготовки:

$$\tau_k = \frac{b^2}{4K^2} = \frac{250^2}{4 * 28^2} = 19,9 \text{ хв.} \quad (1.32)$$

де:  $b$  – товщина заготовки, мм

коефіцієнт  $K$  приймаємо рівною  $28 \text{ мм/хв.}^{0,5}$

Протяжність зони вторинного охолодження:

$$Z_{\text{втор.охл.}} = V_{\text{рез}} * \tau_{\text{к}} = 19,9 * 1,2 = 23,08 \text{ м} \quad (1.33)$$

Довжина клітки, що тягне,  $Z_{\text{т.к}}$  приймається не більше 2-3м.

### ***Розрахунок тривалості циклу роботи МБЛЗ***

Підготовка МБЛЗ до розливання.

Максимальна швидкість витягування приймаємо  $V_{\text{макс.}} = 1,8 \text{ м/хв.}$

Час введення заготовки складе:

$$\tau_1 = \frac{Z_{\text{в.охл.}} + Z_{\text{т.к}}}{V_{\text{макс.}}} = \frac{23,08 + 3}{1,8} = 14,4 \text{ мин} \quad (1.34)$$

де:  $Z_{\text{в.охл.}}$  - довжина зони вторинного охолодження, м

$Z_{\text{т.к}}$  - довжина клітки, що тягне, м

Приймаємо час підготовки кристалізатора до роботи  $\tau_2 = 10 \text{ хв}$  та установки сталерозливного ковша  $\tau_3 = 3 \text{ хв}$ , тоді загальний час підготовки МБЛЗ до роботи становитиме:

$$\tau_{\text{п}} = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 = 14,4 + 10 + 3 = 27,4 \text{ хв} \quad (1.35)$$

### ***Розливання металу на МБЛЗ***

Масова швидкість розливу на один струмок  $q_p$ :

$$Q_p = a * b * V_{\text{ср.}} * \rho_{\text{ж.ст.}} \quad (1.36)$$

де:  $a, b$  – розміри сторін прямокутного перерізу заготовки, м

$V_{\text{ср.}}$  - Середня швидкість розливання, м/хв

$\rho_{\text{ж.ст.}}$  - Щільність рідкої сталі ( $7,0 \text{ т/м}^3$ ).

Для заготівлі перетином  $350 * 250 \text{ мм}$

$$Q_p = 0,350 * 0,250 * 0,8 * 7 = 0,5 \text{ м / хв} \quad (1.37)$$

Місткість проміжного ковша становить 10 - 25% від маси рідкого металу [11]  
у сталерозливному ковші, приймаємо 10%

$$m_{\text{промківша}} = 60 * 0,1 = 6 \text{ т} \quad (1.38)$$

Час наповнення проміжного ковша

$$\tau_{\text{пп.ков}} = \frac{m_{\text{п.ковш}}}{n_{\text{кр}} * q_p} = \frac{6}{2 * 0,5} = 6 \text{ хв.} \quad (1.39)$$

де:  $n_{\text{кр}}$  – число кристалізаторів при заготовках перетином  $350 * 250 \text{ мм}$

Час розливання плавки при розливі заготовок перетином  $350 * 250 \text{ мм}$  [3].



$$\tau_{\text{разл.плавк}} = \frac{m_{\text{стал.ковша}}}{n_{\text{кр}} * q_p} = \frac{60}{2 * 0,5} = 60 \text{ хв.} \quad (1.40)$$

### **Видача заготівлі з МБЛЗ**

Час закінчення видачі заготовок із МБЛЗ

$$\tau_{\text{оконч.выдачи}} = \frac{Z_{\text{в.охл}} + Z_{\text{т.к}}}{V_{\text{сз.}}} = \frac{23,08 + 3}{0,8} = 32,6 \text{ хв} \quad (1.41)$$

### **Визначення ритму роботи машини**

У цеху 75% всіх плавок будуть розливатись методом «плавка на плавку», а 25% - одиночними плавками.

Тривалість циклу із чотирьох плавок складе

$$\tau_4 = \tau_n + \tau_{\text{п.р.к.}} + 4 * \tau_{\text{р.пл.}} + \tau_{\text{ок.в.л.}} = 27,4 + 6 + 60 * 4 + 32,6 = 306 \text{ хв} \quad (1.42)$$

Середня тривалість розливання однієї плавки:

$$\tau_c = \frac{\tau_n}{n} = \frac{306}{4} = 76,5 \text{ хв} \quad (1.43)$$

Тривалість розливання однієї плавки:

$$\tau_o = \tau_{\text{пнпк}} + \tau_{\text{р.м}} + \tau_{\text{о.в.л}} \quad (1.44)$$

Час середньої тривалості розливання однієї плавки по цеху

$$\tau_{\text{ср}} = 27,4 + 6 + 60 + 32,6 = 126 \text{ хв} \quad (1.45)$$

### **Розрахунок продуктивності МБЛЗ**

Кількість робочих днів на рік

$$A = 365 - 30 = 335 \text{ днів} \quad (1.46)$$

де: 30 днів наводиться на ремонт (24 дні на профілактичний ремонт, 6 днів на капітальний).

Річна продуктивність МБЛЗ при повному завантаженні

$$E = \frac{335 * 24 * 60 * 60 * 0,90}{126} = 206742 \text{ т} \quad (1.47)$$

де: 0,90 – вихід придатних зливків із рідкого металу;

60 - маса рідкого металу в ковші;

97,5 - середня тривалість розливання однієї плавки;

24 – кількість годин на добу;

60 – кількість хвилин у годинах.

Для забезпечення розливу річного виробництва сталі в 250 тис. т. потрібно МБЛЗ:

$$250000 / 206742 = 1,2 \text{ приймаємо } 2 \quad (1.48)$$

Річна потужність 2 МБЛЗ:

$$206742 * 2 = 413484 \text{ тонн на рік} \quad (1.49)$$

Коефіцієнт використання потужності МБЛЗ:

$$((413484 * 0,9) / 250000) * 100\% = 67,2\% \quad (1.50)$$

### 1.13 Опис головного будинку цеху і прольотів

Головна будівля електросталеплавильного цеху складається з трьох основних прольотів та кількох допоміжних ділянок:

Прольоти: 1 – шихтовий; 2 – пічний; 3 - розливний.

На пічному прольоті знаходиться додатково ділянка з УПК (установка пічківш) та вакууматором; на розливному прольоті встановлено одну МБЛЗ вертикального типу, для аварійного розливу передбачені ділянки розливу у виливниці, до розливного прольоту примикає ділянка термообробки та відвантаження заготовок [7].

#### 1.13.1 Шихтовий проліт

У шихтовому прольоті ЦСЕМ проводиться приймання, завантаження та зберігання добового запасу брухту, шлакоутворюючих матеріалів та феросплавів, підготовка матеріалів до плавки та передача їх у пічний проліт для завантаження в ДСП. Подача брухту з копрового цеху здійснюється залізничним транспортом чи автотранспортом. Склади з шихтовими матеріалами надходять на наскрізну залізничну колію шихтового прольоту, вздовж якого розташовані ямкові бункери. Магнітний брухт перевантажується мостовими магнітними кранами в бункери завглибшки 2 - 3,5 м, немагнітний брухт перевантажують за допомогою спеціальних грейферів або самоконтурвання.

Електроди, що у цех в напіввагонах (іноді на автотранспорті), вивантажують мостовим краном на підлогові стелажі шихтового прольоту, звідки вони передаються на балкон робочого майданчика.

У шихтовому прольоті розміщуються барабанні сушарки, дробарки, бігуни, стелажі для мульд, ваги. Шихта з бункерів в цьому прольоті завантажується в цебра, що встановлені на самохідних візках з вбудованими ваговими пристроями.

Для вантажно-розвантажувальних робіт у шихтовому прольоті ЦСЕМ застосовують мостові крани: магнітні, магнітногрейферні, мульдомагнітні, грейферні.

### **1.13.2 Пічний проліт**

У пічному прольоті розміщуються три дугові сталеплавильні печі з електропічними підстанціями та необхідне для їх обслуговування обладнання.

Під робочою площею розміщуються частина електропічної підстанції, склади вогнетривів, ремонтні майстерні, склади вогнетривів, тракти підведення та відведення води, тракти підведення газоподібного кисню, природного газу, що застосовується в технологічних процесах.

Функціональне призначення обладнання пічного прольоту: доставка та завантаження в піч металошихти; шлакоутворювальних матеріалів та феросплавів; організація заправки печей вогнетривкими матеріалами; доставка в пічний проліт електродів та організація з нарощування у міру витрати; організація збирання шлаку, що скачується з печі; організація зливу рідкого металу в розливний ківш; організація капітальних, холодних та гарячих ремонтів печей.

Доставка і завантаження металошихти з шихтового прольоту в пічний, здійснюється в цебрах, доставка шлакоутворюючих матеріалів і феросплавів здійснюється з шихтового прольоту. Феросплави в мульдах встановлюються на стелажі пічного прольоту.

Завантаження сипких матеріалів у піч відбувається через робоче вікно печі, на практиці себе виправдали стрічкові завантажувальні машини кидкового типу і

мульдозавалочні машини двох типів (кранові та безрейкові підлоги), у разі ж виходу з ладу застосовуваного обладнання для раніше згаданих операцій застосовують уніфіковану установку АБ.

У ЦСЭМ застосовують спеціальні стани для нарощування електродів, які розташовані поруч із піччю.

У цеху, що проектується, пічний проліт призначений для виплавки заданих марок сталі. У прольоті знаходяться електросталеплавильні печі типу ДСП-50. Проліт обладнаний трьома мостовими ливарними кранами, вантажопідйомністю 100 т. також є насосна станція, механічна майстерня з виходом на пічний проліт.

Випуск металу та шлаку здійснюється на розливний проліт у ківш який утримується розливним краном, який потім передасть ківш з металом на візок КПК, а потім за потребою та встановлення для проведення вакуумування.

### **1.13.3 Розливальний проліт**

Проліт МБЛЗ необхідний отримання заготовок заданої форми. У ньому розташовано дві машини вертикального типу. У прольоті знаходиться склад кристалізаторів, відділення вогнетривів, вузол управління МБЛЗ та місце встановлення проміжного ковша з поворотним столом.

У ЦСЕМ, що відрізняються істотно меншим обсягом виробництва, МБЛЗ зазвичай розміщують лінійно - у прольотах головного будинку, що знижує капітальні витрати і при розливанні порівняно невеликої кількості плавки забезпечує досить раціональну організацію робіт та задовільні умови праці.

Об'ємно-планувальні рішення та обладнання прольоту повинні забезпечити виконання наступних робіт: доставку ковшів від печей до установок призначених для коригування хімічних і фізичних параметрів, транспортування до розливного майданчика, розливання сталі з переміщенням при цьому ковша вздовж прольоту над виливницями, подачу при необхідності порожніх розливних складів та прибирання складів зі зливками після закінчення розливу (у разі виходу з ладу МБЛЗ або спец. замовлення), підготовку ковшів, прибирання шлаку та сміття,

подачу матеріалів для ремонту ковшів, що забезпечується поєднанням роботи рейкового транспорту та роботи кранів.

У проектованому цеху розливний проліт призначений для випуску сталі з печі, подачі ковшів з металом до КПК, вакууматора і МБЛЗ. У прольоті є два резервні залізничні колії для складів з виливницями для прийому плавок.

#### **1.13.4 Ділянка термообробки і відвантаження заготовок**

Ділянка термообробки призначена для проведення необхідних термічних маніпуляцій з товарним металом. Проводяться дані операції у спеціально призначених установках (колодязі термообробки), тривалість знаходження металу у колодязях лімітована маркою та заданими параметрами.

Ділянка відвантаження призначена для відвантаження товарних заготовок у передільні цехи або склад готової продукції, заготівлі за допомогою крана вантажаться і потім відвозяться на залізничному транспорті, іноді за необхідності автотранспортом, при виникненні питань відбраковки відправляються на переділ (переплав, як маркована шихта).



## 2 ОПИС ТА РОЗРАХУНОК СТАЛЕПЛАВИЛЬНИХ АГРЕГАТІВ

### 2.1 Опис печі

Типова установка ДСП – 50 – це дугова сталеплавильна піч призначена для виплавки сталей в агрегаті, що складається з:

- корпус печі складається з днища, кожуха, пісочного затвора, робочого вікна та зливного шкарпетки. Корпус має достатню міцність, що дозволяє витримувати масу футерування та металу, динамічні удари шихтових матеріалів при завалці, а також тиск кладки печі внаслідок її теплового розширення та нагрівання під час плавки. Корпус виконують звареним із листового заліза товщиною 16-18 мм, залежно від розмірів печі. Частини корпусу печі розташовані нижче та вище порога робочого вікна відносять відповідно до днища та кожуха;

- днище служить основою для кладки вогнетривкої футеровки подини та укосів, що утворюють ванну для розплавлення металу та шлаку. Нижня частина днища виконується сферичної форми. Для надання міцності до кожуха приварюють рівні вертикальні та горизонтальні ребра та кільця жорсткості. До днища та кожуха електропечі кріплять ліжко зливного носка. Товщина листа зливного шкарпетки складе 1/2 товщини листа кожуха печі;

- каркас склепіння служить для підтримки вогнетривкої футеровки склепіння і водоохолоджуваних елементів, охолоджувач повинен мати температуру на вході не нижче 10 - 15 ° С, а на виході його температура не повинна перевищувати 40 - 45 ° С (пов'язане з аномальною розчинністю вапняних включень);

- Робоче вікно призначене для обслуговування дугової печі при підготовці агрегату до плавки протягом усього технологічного процесу. Розміри завантажувального вікна повинні дозволяти проводити огляд та заправку подини та укосів усієї печі, вводити в робочий простір хобот мульдозавалочної машини з шихтовими матеріалами;

- зливний отвір призначений для зливу металу та шлаку з печі в розливний ківш, виконується з листової сталі футерованої шамотом і викладеної по робочій

зоні магnezитом, для гарячого ремонту після підриву шкарпеток застосовують магnezитову або доломітову (рідше) крихту;

- механізм переміщення електродів служить регулювання положення електрода у робочому просторі печі;

- механізм нахилу печі призначений для плавного нахилу агрегату в бік зливної жолоба для зливу металу в ківш на кут 40 - 45 ° та на кут 10 - 15 ° у бік робочого вікна для скачування шлаку. При перекочуванні колісок по горизонтальній опорі зливний жолоб печі додатково висувається вперед, що дозволяє зливати металу в ківш на сталевозці. На люльках для уникнення прослизання санок передбачається шипування та встановлення обмежувачів нахилу;

- електрична схема дугової печі складається з високовольтної частини (від склепіння до пічного трансформатора та короткої мережі, що включають пічний трансформатор, струмопідведення та електроди), автоматичного захисту, сигналізації та управління масляними вимикачами, автоматичного регулювання потужності, контрольно-вимірювальної апаратури, живлення та управління допоміжними механізмами. Струм до електродів підводиться за допомогою електроутримувачів. Електродотримачі служать для вертикального переміщення електродів, їх виготовляють із достатньою мірою міцності, які забезпечують мінімальні електричні втрати. Електродотримач складається з головки (корпусу), затиску, рукава, каретки або телескопічної стійки та жорсткої частини вторинного струмопроводу [12].

## 2.2 Визначення основних розмірів печі

Основні розміри печі визначаються номінальною вагою плавки Р.

$$V_B = V_1 + V_2 + V_3 = 3,5 + 0,56 + 0,9 = 4,96 \text{ м}^3 \quad (2.1)$$

де:  $V_1$ ;  $V_2$  – обсяг відповідно металу та шлаку  $\text{м}^3$ .

$$V_1 = P * a_1 = 25 * 0,14 = 3,5 \text{ м}^3 \quad (2.2)$$

$$V_2 = \frac{\beta}{100} * \frac{P}{\gamma} = \frac{7}{100} * \frac{25}{3,14} = 0,56 \text{ м}^3 \quad (2.3)$$

$\alpha_1$  – питомий обсяг рідкого металу, м<sup>3</sup>/т;

$\beta$  - кількість шлаку, від кількості металу %, варіюється від 4 до 10, приймаємо в розрахунок 7 %.

$\gamma$  - пластичність шлаку, т/м<sup>3</sup>, вимірюється в інтервалі  $\gamma = 2,8 \dots 3,6$ , приймаємо  $\gamma = 3,14$  т/м<sup>3</sup>;  $V_3$  – додатковий обсяг на перевантаження печі і кипіння металу, м<sup>3</sup>.

$\delta$  - додатковий обсяг печі, що залежить від ємності печі (чим більше обсяг, тим менше додатковий обсяг) [7], при  $P = 25$  т, приймаємо  $\delta = 9$  %,

$$V_2 = \frac{\beta}{100} * \frac{P}{\gamma} = \frac{7}{100} * \frac{25}{3,14} = 0,56 \text{ м}^3 \quad (2.4)$$

Розрахунковий обсяг ванни:

$$V_p = V_1 + V_2$$

де:  $V_1$  - обсяг усіченого конуса рівня порога робочого вікна, м<sup>3</sup>.

$V_2$ -обсяг кульової частини ванни, м<sup>3</sup>.

$$V_p = \frac{\pi * H_1}{12} * (D_1^2 + D_3^2 + D_1 * D_3) + \frac{\pi * H_2}{L} * (0,75 * D_3 + H_2^2) \quad (2.5)$$

де:  $H_1$  та  $H_2$  – глибина відповідно конічної та сферичної частини ванни, м.м.

Для спрощення розрахунку, в основу береться, один із параметрів і через нього виражаються інші. Задаємося ставленням рівня порога робочого вікна або діаметром дзеркала ванни  $D_1$  до глибини ванни  $H$ :

$$M = \frac{D_1}{H} \quad (2.6)$$

Значення величини  $M$  залежно від місткості печі коливається від 4,0 до 6,5 і може бути прийнята за  $P \geq 25$  т  $M = 4,5$ .

Зі збільшенням діаметра дзеркала ванни зменшується теплова напруженість стін та зростає термін служби футерування, збільшується обсяг плавильного простору, що дозволяє використовувати легковагу шихту. Однак із збільшенням дзеркала ванни печі зростають теплові втрати через кожух печі [8].

Виразивши глибину конічної та сферичної частини ванни, та діаметр її сферичної частини через глибину ванни, можна визначити розрахунковий обсяг ванни:

$$V_P = V_1 + V_2 = H_3 * (0,705 * M_2 - 1,255 * M + 0,742) \quad (2.7)$$

Вираз у дужках (розрахунковий коефіцієнт) позначаємо  $a_1$ , тоді:

$$V_P = H_3 * a_1 \quad (2.8)$$

Значення  $a_1$  розраховується залежно від прийнятого значення  $M$  та коливається від 8 для малих печей і до 24 – для понад великих.

$$\text{Для } M = 4,5 \quad a_1 = 0,705 * 4,52 - 1,255 * 4,5 + 0,742 = 7,88 \quad (2.9)$$

Нормальна умова роботи печі забезпечується за  $V_B = V_P$

$$H = \sqrt[3]{\frac{V_B}{\alpha^1}} = \sqrt[3]{\frac{4,96}{7,88}} = 0,85m \quad (2.10)$$

З конструктивних міркувань приймаємо:

$$H_1 = 0,8 * H = 0,8 * 0,85 = 0,68 \text{ м} \quad (2.11)$$

$$H_2 = 0,2 * H = 0,2 * 0,85 = 0,17 \text{ м} \quad (2.12)$$

Глибина укосів над рівнем порога робочого вікна  $H_3$ :

Приймається 0,15 м

Діаметр дзеркала ванни:

$$D_1 = M * H = 4,5 * 0,85 = 3,825 \text{ м} \quad (2.13)$$

Діаметр робочого простору на рівні сполучення відкосів та стін:

$$D = D_1 + 2 * H_3 = 3,825 + 2 * 0,15 = 4,125 \text{ м} \quad (2.14)$$

Діаметр сферичної частини ванни:

$$D_3 = H * (M - 1,6) = 0,85 * (4,5 - 1,6) = 2,465 \text{ м} \quad (2.15)$$

Товщина футеровки подини  $H_4$  приймається рівною глибині ванни на печах місткістю 25 т і більше передбачається установка пристрою для електромагнітного перемішування металу в печі [2, 8]. І тут товщина подини зменшується на 15 - 30%.

$$H_4 = 0,85 * H = 0,85 * 0,85 = 0,725 \text{ м} \quad (2.16)$$

У електропечах, що діють, висота плавильного простору приймається  $H_n = 2,1 \dots 2,2 * H$ :

$$K = 2,1 * H = 2,1 * 0,85 = 1,785 \text{ м} \quad (2.17)$$

Висота підйому склепіння стріли  $H_5$  вимірюється в межах  $(0,08 \dots 0,10) * D_1$ :

$$H_5 = 0,08 * D_1 = 0,08 * 3,825 = 0,306 \text{ м} \quad (2.18)$$

Висота робочого простору від рівня порога робочого вікна, до найвищої частини склепіння:

$$L = K + H_5 = 1,785 + 0,306 = 2,09 \text{ м} \quad (2.19)$$

Ширина робочого вікна  $A$  приймається від 0,32 м дна дзеркала ванни для малих та до 0,25 для великих печей:

$$A = 0,25 * D_1 = 0,32 * 3,825 = 1,224 \text{ м} \quad (2.20)$$

Висота робочого вікна коливається в межах від 0,62 м до 0,7 м ширини:

$$Y = 0,6 * A = 0,6 * 1,224 = 0,73 \text{ м} \quad (2.21)$$

Внутрішній діаметр кожух печі:

$$D_4 = D + 2d_1 = 3,825 + 2 * (0,075 + 0,460) = 4,895 \text{ м} \quad (2.22)$$

де:  $d_1$  – мінімальна товщина теплоізоляційного шару та вогнетривкого шару футеровки, що залежить від саду печі. Товщина кожуха печі  $d_2$  приймаємо рівною  $1/200 * D_4$ :

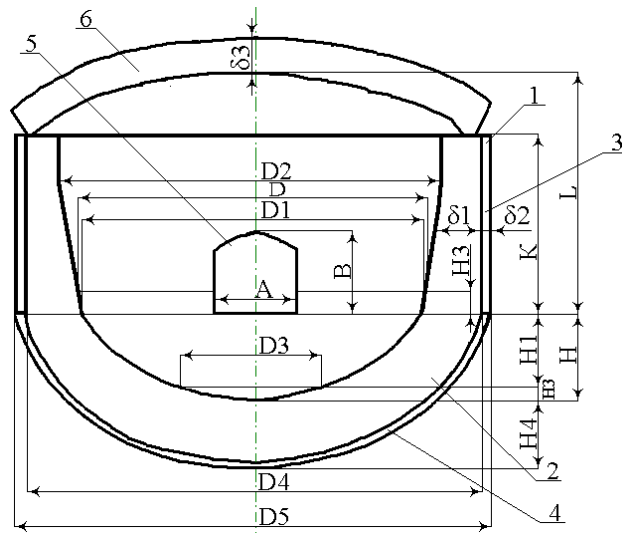
$$\delta_2 = \frac{D_4}{200} = \frac{4,895}{200} = 0,024 \text{ м} \quad (2.23)$$

Зовнішній діаметр кожуха печі:

$$D_5 = D_4 + 2d_2 = 4,895 + 2 * 0,024 = 4,943 \text{ м} \quad (2.24)$$

Максимальний діаметр робочого простору печі на рівні сполучення стін та п'ят склепіння:  $D_2 = D + 2 * (K - H_3) * 0,1$  (2.25)

$$D_2 = 4,125 + 2 * (1,785 - 0,150) * 0,1 = 4,45 \text{ м} \quad (2.26)$$



1 – кожух; 2 – футерування; 3 – подина; 4 – арка; 5 – оглядове вікно; 6 – склепіння

Рисунок 2.1 – Основні розміри печі

При товщині склепіння  $d_3$  прийнятої залежно від місткості печі:  $P \leq 25$  т  $d_3 = 0,23$  м; при  $P = 25 \dots 100$  т  $d_3 = 0,3$ ; при  $P > 100$  т  $d_3 = 0,46$  м

Приймаємо товщину склепіння, що дорівнює  $d_3 = 0,3$  м.

### 2.3 Вибір електричного режиму

Від електричного режиму залежить електричні параметри електропічної установки. Для того щоб визначити електричні параметри, будують робочі характеристики, що зображують залежність між силою струму  $I$  і такими параметрами, як напруга дуги  $U_d$ , споживана селективна потужність  $P_a$ , корисна потужність дуги  $P_{кор}$  [9]. Електричний ККД -  $\eta_{ел}$ , коефіцієнт потужності  $\cos\phi$ .

Розрахунок основних характеристик електричних параметрів електропічної установки на період плавлення шихти та вибору оптимального режиму роботи, виконаний на персональному комп'ютері.

На підставі отриманих даних будуємо графік залежності електричних характеристик дугової електропечі на період плавки трансформатора 40кВА [1, 10, 11].

З побудованого графіка, наведеного рисунку 2.2 видно, що з ДСП корисна потужність максимальна при силі струму 94209 А, потужність з мережі у своїй 42128 кВт, а втрати потужності становлять 16537 кВт.

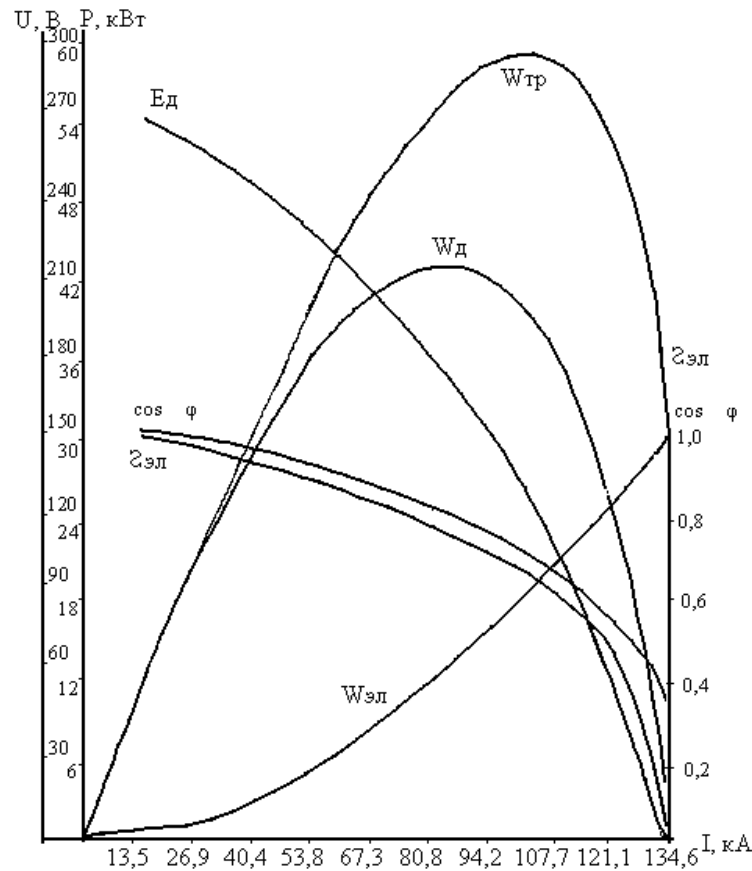


Рисунок 2.2 – Графік змін електричних характеристик пічного трансформатора потужністю 45 мВА

Крива корисної потужності має точку перегину. Це означає, що те саме значення потужності, що виділяється всередині печі, може бути досягнуто при двох різних значеннях сили струму.

При силі струму 81 кА, показники вигідніші:  $\cos \phi = 0,82$ ;  $\eta_{эл} = 0,78$ ; втрати потужності  $W_{ев,р} = 12\ 150$  кВт. Для  $I = 107$  кА, корисна потужність 36619 кВт буде отримана при  $\cos \phi = 0,65$ , а  $\eta_{эл} = 0,63$ , втрати потужності 21600 кВт. Таким чином, видно, що працювати необхідно при режимі, що визначається лівою гілкою кривої.



### 3 РОЗРАХУНОК СТАЛІ МАРКИ 15Х5ВФ

Розрахунок шихти на виплавку сталі 15Х5ВФ в дуговій електропечі з основною футеровкою проводиться відповідно до запропонованої технології виплавки, метою даного розрахунку визначити можливість використання запропонованих залізовмісних шихтових матеріалів, шлакоутворюючих і феросплавів, які необхідні (дані) для проведення економічних розрахунків за розглянутим проектом.

Розрахунок витрати шихтових матеріалів для виплавки сталі марки 15Х5ВФ за прийнятою технологією виконаний на персональному комп'ютері з використанням програми сталеплавильник.

Задані матеріали для розрахунку:

Хімічний склад сталі 15Х5ВФ за ГОСТом і прийнятий до розрахунку таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 - Хімічний склад сталі

Хімічний склад сталі	вміст елементів, %								
	C	Mn	Si	V	Cr	W	Ni	S	P
По ГОСТ нижній	0,00	0,00	0,30	0,40	4,50	0,40	0,00	0,00	0,00
По ГОСТ верхній	0,15	0,50	0,60	0,60	6,00	0,60	0,60	0,03	0,03
Прийнятий для розрахунку	0,08	0,25	0,45	0,50	5,25	0,50	0,30	0,013	0,013

Як шихтові матеріали використовується сталевий брухт і чавун у співвідношенні 90:10 (співвідношення прийнято згідно з технологією), хімічний склад яких наведено в таблиці 3.2.

Розрахунок провадиться на 100 кг завалки. Шихта складається з розрахунку отримання в кінці окисного періоду вуглецю на 0,03%.

Таблиця 3.1 - Хімічний склад шихтових матеріалів

Шихтовий матеріал	Співвідношення, %	склад				
		C	Mn	Si	S	P
					не більше	
Сталевий брухт	90	0,25	0,2	0,25	0,035	0,035
Чавун	10	3,8	1,1	0,9	0,04	0,25
Завалка	100	0,605	0,290	0,315	0,057	0,036

Розкислювачі та легуючі необхідні для виплавки сталі 15Х5ВФ наведені у таблиці 3.3.

Таблиця 3.3 - Хімічний склад розкислювачів та легуючих добавок

Найменування	Марка	Хімічний склад, %										
		C	Si	Mn	Cr	Mo	V	W	Ni	Al	S	P
Феросиліцій	Ф75л		78		0,3					1,5	0,02	0,05
Феромарганець	ФМН1.0	1	2	85							0,03	0,3
Феровольфрам	ФВ70	0,5	0,8	0,5		2		70		5	0,1	0,06
Ферованадій	ФВд75б	0,15	1	0,6			75			2,5	0,1	0,1
Ферохром	ФХ004А	0,04	1,5		68					0,3	0,03	0,02

Мат. баланс відновлювального періоду плавки наведено у таблиці 3.4.

Таблиця 3.4 – Матеріальний баланс відновлювального періоду плавки

Внесено, кг		Отримано, кг			
Метал першого періоду	99,681	Метал другого періоду	110,930		
Шлак першого періоду	0,706	Шлак другого періоду	4,585		
Вапна	2,443	Газів	0,099		
Плавикового шпату	0,611				
Шамотного бою	1,018				
Коксу	0,072				
Магнезиту	0,300				
FeSi	0,640				
FeMn	0,241				
FeMo	0,000				
FeW	0,792				
FeV	0,740				
FeCr	8,564				
Ni	0,343				
Разом	116,007			Разом	115,613

$$\text{Нев'язка: } (116,007 - 115,613) \cdot 100 / 115,613 = 0,34\%$$

(3.1)

Таблиця 3.5 – Перевірка хімічного складу металу, отриманого в результаті виконаного розрахунку.

Джерело надходження	кг	вміст елементів, %								
		C	Mn	Si	V	Cr	W	Ni	P	S
Метал 1-го періоду	99,68	0,109	0,065						0,011	0,027
FeSi	0,450	0,000	0,000	0,317	0,000	0,001	0,000	0,000	0,000	0,000
FeMn	0,230	0,002	0,177	0,004	0,000	0,000	0,000	0,000	0,001	0,000
FeW	0,790	0,004	0,004	0,006	0,000	0,000	0,500	0,000	0,000	0,000
FeV	0,738	0,001	0,004	0,007	0,500	0,000	0,000	0,000	0,001	0,001
FeCr	8,540	0,003	0,000	0,116	0,000	5,248	0,000	0,000	0,002	0,002
Кокс	0,095	0,04								0,001
Переходить у шлак										0,014
Склад за ГОСТом		0,00/ 0,15	0,00/ 0,500	0,30/ 0,600	0,40/ 0,600	4,50/ 6,000	0,40/ 0,600	0,00/ 0,600	0,0/ 0,025	0,0/ 0,025
Прийнято до розрахунку		0,08	0,250	0,450	0,500	5,250	0,500	0,300	0,013	0,013
Отримано	110,65	0,07	0,250	0,450	0,500	5,250	0,500	0,300	0,15	0,14

Остаточне пічне розкислення виробляється алюмінієм у кількості 0,7-1,5 кг/т. Алюміній присаджують або в піч перед випуском або під час випуску плавки в ківш. Допускається також присадка алюмінію до ковша перед випуском плавки.

На підставі отриманих результатів можна стверджувати, що прийнята технологія для отримання сталі марки 15X5ВФ прийнятна, прийняте співвідношення шихтових матеріалів також прийнятне.

## 4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

### 4.1 Огляд існуючих способів виробництва жароміцної сталі, обґрунтування прийнятого способу виплавлення і область застосування

Передбачувану в проектованому виробництві марку сталі 15X5ВФ за існуючою класифікацією можна віднести до жароміцних середньолегованих сталей, область застосування - виготовлення штампів для гарячого пресування, з робочою температурою до 200 - 250 ° С, після проведеної термообробки (загартування) HRC (твердість) становить 6, на роботах при допустимо високих температурах відбувається мимовільна відпустка за твердістю до 59 – 60 одиниць, що досить високим показником при роботах з тонкостінними випресовками.

Ця марка сталі також характеризується досить високими прокалочними показниками і непогано зарекомендувала себе як ріжучий інструмент в деревообробній промисловості. Підвищений вміст хрому близько 5% дозволяє на м'яких матеріалах (дерево) виконувати роботи при температурах до 400°С.

Наявність вольфраму і ванадію разом із відносно високим вмістом хрому розширило область застосування даної сталі до нафтопереробної промисловості, зокрема – труби, засувки і вентиля для крекінг процесів.

Недоліки цієї марки сталі - підвищена карбідна неоднорідність.

Таблиця 4.1 - Карбідна неоднорідність сталей 15X5Ф та 15X5ВФ

№ п/п	Діаметр прокату в мм	Допустимий карбідний бал
1	> 40	3
2	40 - 60	4
3	60 – 80	5
4	80 – 100	6

Жароміцну сталь зазвичай постачають у вигляді прутків круглого, квадратного або прямокутного перерізу та індивідуальних поковок. До них пред'являють високі вимоги щодо вмісту шкідливих домішок, газів, неметалевих

включень, однорідності структури та властивостей перетину, а також якості поверхні. При виплавці, розливанні, деформації та подальшій термічній обробці використовують спеціальні заходи, що забезпечують отримання металу потрібної якості [3].

Виплавку штампової сталі здійснюють, як правило, в основних типових дугових печах ємністю 5 – 50 тонн. При цьому легше забезпечуються умови для повнішого розкислення металу та видалення включень, для досягнень більшої чистоти за вмістом сірки, фосфору. Існує два основні різновиди технології плавки в дуговій печі – плавка на «свіжій» вуглецевій шихті та плавка на шихті з легованих відходів методом часткового або повного переплаву.

При плавці на вуглецевій шихті в піч присаджують руду або вводять газоподібний кисень для окислення кремнію, марганцю, фосфору і надлишкового вуглецю, який також частково є і енергоносієм, що відповідно дозволяє знизити витрату енергоносіїв і збільшити тривалість КВП, відбувається інтенсивне і тривале кипіння. окислюються домішки, знижується вміст газів та неметалевих включень, відбувається повний барботаж.

Характерною особливістю запропонованої до застосування технології (плавка на свіжій шихті) є ведення плавки під двома шлаками та тривалий відновлювальний період із обов'язковим дифузійним розкисленням металу.

Весь процес складається з наступних етапів: заправка печі, завалка шихти, плавлення шихти, дефосфорація, кипіння та нагрівання металу, скачування первинного шлаку, навуглецювання, розкислення металу, видалення сірки, доведення до заданого складу, випуск плавки. Деякі з перерахованих етапів виконуються паралельно.

Плавку в електропечах на шихті з легованих відходів сталей здійснюють методом переплаву без звичайного окисного періоду з метою максимального використання елементів, що легують. У разі видалення фосфору з металу утруднено, що враховується під час підбору шихти на плавку. Кількість відходів може досягати 80 – 85%. Рафінування проводять під карбідним або білим шлаком, який зазвичай не

скачують і розкислюють порошком коксу та феросиліцію. Поруч із виплавку сталі можна проводити з частковим окисленням.

Продування ванни ведуть газоподібним киснем після розплавлення шихти. Після закінчення часткового окиснення проводять відновлювальний період плавки, попередньо видаливши можливо повніше з печі окисний шлак. Перед випуском металу з печі в ківш присаджують шматковий алюміній у кількості 0,3 - 0,5 кг/т для розкислення. Метал розливають сифоном або зверху у квадратні, круглі або прямокутні виливниці для зливків масою 0,5 - 3,5 т, а у разі використання сталі для виготовлення великих поковок - у восьмигранні виливниці для зливків масою від 5 тонн. Рекомендується розливання під рідкими шлаками, що утворюються при згорянні екзотермічних сумішей у виливниці і покращують поверхню злитків, розливання на МБЛЗ неприпустимо через утворення осьової пористості, усунення якої навіть при застосуванні кування не завжди відбувається.

Температура металу в ковші після випуску повинна забезпечувати якісне розливання його, і зазвичай її піднімають на 50 - 100 ° С вище температури ліквідусу.

Більш якісне рафінування металу від шкідливих домішок, неметалевих включень і газів досягається при спеціальних способах виплавки: вакуумно-індукційній плавці (ВІП), вакуумно-дуговому (ВДП), електрошлаковому (ЕШП), електронно-променевому (ЕЛП), плазмово-дуговому (ПД) . Дослідження показали, що вміст кисню в металі знижується після ЕЛП у 7 – 8 разів, ЕШП – у 2 – 3 рази, ПДП – у 1,5 – 2,0 рази [5, 9].

Поряд із зменшенням загального вмісту неметалевих включень, усі способи переплавів сприяють значному підвищенню їх дисперсності та рівномірному розподілу в обсязі, що є важливою перевагою переплавленого металу. Для штампової сталі з низки чинників економічного та організаційного характеру ступеня освоєності нових процесів, і навіть специфіки вимог, що висуваються до матеріалу, найперспективнішим є застосування кінцевого переплаву з допомогою агрегатів ЕШП.

Особливості кристалізації при ЕШП, що протікає з підвищеною швидкістю, поряд із забезпеченням майже однакової щільності металу за висотою та поперечним перерізом зливка, виявляються і в зменшенні ступеня розвитку ліквіційних явищ. Останній фактор, що має особливо велике значення для сталі холодного деформування, визначає доцільність використання ЕШП при виробництві сортового металу великих перерізів. Крім того, після ЕШП поряд із істотним зменшенням анізотропії властивостей спостерігається також помітне збільшення міцності та опору втомної ушкоджуваності.

Таким чином, застосування електрошлакового переплаву для штампової сталі холодного деформування забезпечує підвищення пластичності та в'язкості (конструктивної міцності), опору втомної ушкодження та ізотропності механічних властивостей і, як наслідок, збільшення надійності та терміну служби штампів [10, 12]. Використання металу ЕШП особливо доцільно для виготовлення великогабаритних (складної форми) важконавантажених інструментів, що виходять з ладу через втомлено-крихке руйнування. У зв'язку з тим, що штампова сталь схильна до утворення термічних тріщин при охолодженні на повітрі (внаслідок її здатності) після вилучення з виливниць, як правило, у гарячому стані (з температурою поверхні не нижче 700 °С), уповільнено охолоджують у неопалюваних колодязях до температури 150 – 250 °С.

Одним з основних резервів збільшення стійкості важконавантажених штампових інструментів є застосування їх виготовлення порошкових сталей. В останні роки все більш широке застосування знаходить нова технологія виробництва порошкових сталей, що полягає в отриманні гранул методом розпилення рідких розплавів і подальшому пресуванні їх заготовок в гідро- і газостатах [10].

Принциповою відмінністю матеріалів, отриманих за такою технологією, є однорідність металу, високодисперсність та рівномірний розподіл в обсязі карбідних фаз. Це більшими швидкостями кристалізації частинок після розпилення металу і технологією пресування заготовок, особливістю якої є застосування агрегатів, що забезпечують всебічне стиснення. Висока дисперсність і рівномірний розподіл

карбідної фази забезпечують перевагу порошкових сталей за міцністю та особливо зносостійкістю. Крім того, порошкові сталі мають низку технологічних переваг: підвищену пластичність при високих температурах, хорошу шліфування тощо.

У представленій роботі приймається, що виплавка сталі марки 15X5ВФ проводиться на вуглецевій шихті з урахуванням вимог до неї. Для виробництва електросталі застосовуються сталевий брухт, чавун - трохи більше 10%, окислювачі, шлакоутворюючі, легуючі, розкислювачі. Плавка ведеться з окисненням в електропечі з основним футеруванням. Завдання плавки - видалити з металу фосфор, сірку, гази, неметалеві включення та отримати сталь заданого складу. Основне футерування електропечі сприяє більш повному видаленню сірки. Завалка складається із сталевого брухту та чавуну. При вже частковій заміні брухту чавуном необхідно враховувати високий вміст у чавуні фосфору (0,25%), тому чавуну має бути не більше 10%.

Плавку пропонується проводити за класичною технологією і умовно розбивається на два періоди: окисний та відновлювальний. У окисний період відбувається окислення марганцю, кремнію, фосфору, надлишкового вуглецю. Як окислювач застосовується газоподібний кисень. Для утворення шлаку застосовуються вапно, залізняк і магнезит. Приймається, що в шлаку окисного періоду повинно бути: CaO - 44%, FeO - 15%, SiO<sub>2</sub> - 10%, так як такий склад шлаку сприяє найбільш ефективному зниженню вмісту фосфору в сталі, також при можливості оптимальне застосування фторидів і хлоридів лужноземельних металів, сумарна кількість яких має перевищувати 3 – 5%.

При використанні класичної технології питання отримання досить низького вмісту сірки сталі вирішуються у відновлювальний період і під час випуску, тому процесу десульфурзації металу в окисний період зазвичай не приділяється особливої уваги. Тим не менш, внаслідок використання основних шлаків для дефосфорації металу, в окисний період з металу в шлак переходить 25% усієї сірки, що містилася в шихті.

У готовому металі має бути до 0,15% C, 0,3 – 0,6% Si, 0,5% Mn, 6,0% Cr, 0,4 – 0,6% V, 0,4 – 0,7 W. Однак в кінці окисного періоду метал не містить кремнію, а



вміст і Mn становить 0,25% і 0,0825% відповідно, а іноді і менше. Це зумовлює необхідність введення у відновлювальний період плавки феросплавів та коксу, які є також розкислювачами. Для виплавки сталі 15X5ВФ застосовуються такі феросплави: ФМн80, ФХ70, ФВд35 і т.д.

Велика увага у відновлювальний період приділяється видаленню сірки. Сірка може бути внесена шлакоутворюючими, феросплавами, тому надходження сірки з цими матеріалами слід звести до мінімуму. Як шлакоутворюючі у відновлювальному періоді застосовуються вапно, плавиковий шпат, шамотний бій. Хімічний склад шлаку відновного періоду, що сприяє видаленню сірки, приймається наступний: 55% CaO, 15% CaF<sub>2</sub>, 20% SiO<sub>2</sub>, 5% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 0,5% FeO.

Роботу електропечі характеризують річна продуктивність і собівартість сталі, що виплавляється. Собівартість сталі визначається витратою металевої шихти (включаючи феросплави) на 1 тонну придатного товарного металу та вартістю переділу. Оскільки Україна феросплави в основному закуповує, а ціни на них останнім часом значно зросли, це призводить до збільшення собівартості сталі. У зв'язку з цим, для економіки виробництва має велике значення використання легованих відходів.

## **4.2 Опис агрегату ківш - піч**

Основними недоліками способів обробки металу в ковші є:

- а) необхідність перегріву рідкого металу в плавильному агрегаті для компенсації падіння температури металу при обробці в ковші;
- б) обмеженість впливу на метал (тільки десульфурація або лише дегазація тощо).

Кращі результати на якість металу досягаються при використанні комбінованих, або комплексних способів. Для їх здійснення необхідно ускладнювати конструкцію ковша. Першим кроком до цього є заміна звичайного ковша, ковшем, що накривається футерованою кришкою (або ковшем зі склепінням).

Поступово, у міру вдосконалення та розвитку методів вторинної металургії, звичайні сталерозливні ковші замінюють допоміжними металургійними агрегатами, у яких відбувається очищення металу від шкідливих домішок та доведення металу до потрібного складу та температури. Після перебування в такому допоміжному агрегаті у багатьох випадках сталь виливається в звичайний сталерозливний ківш, з якого вже розливається на зливки або надходить на машину безперервного лиття заготовок (у нашому випадку на МБЛЗ вертикального типу).

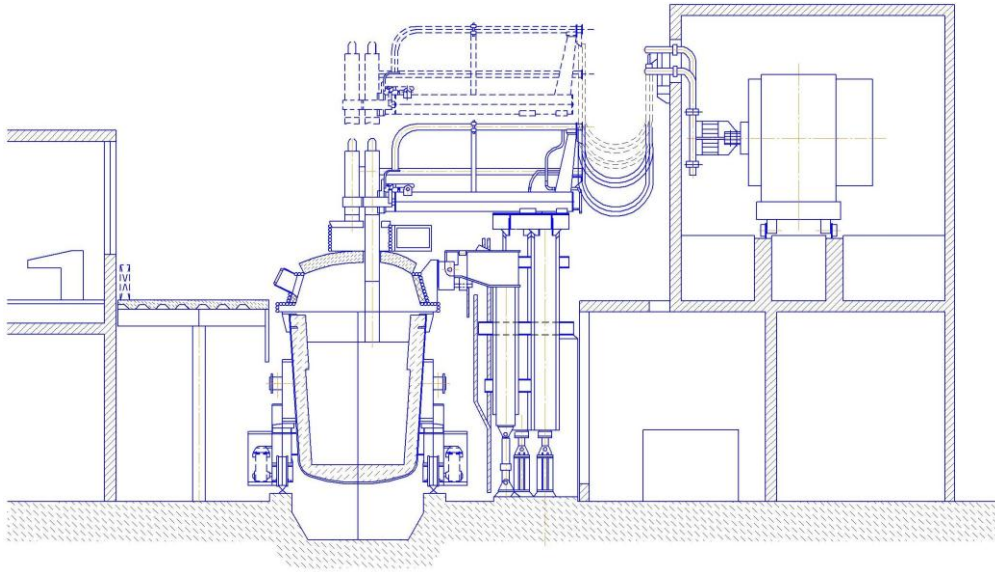


Рисунок 4.1 – Установка піч-ківш ASEA - SKF-процес на заводі «Firth Brown» (США)

Прикладом такого способу є ASEA-SKF-процес, що виник у 1964 р. у Швеції. Установка перевозиться на візку і є вакуумним ківшем зі змінними склепіннями. Нагрів металу здійснюється за допомогою трьох графітових електродів, що опускаються через один із склепінь ковша. Перемішування металу в ковші проводиться за допомогою індуктора або за недостатньої культури виробництва аргонном через донну ковшову пробку, розташовану зовні ковша.

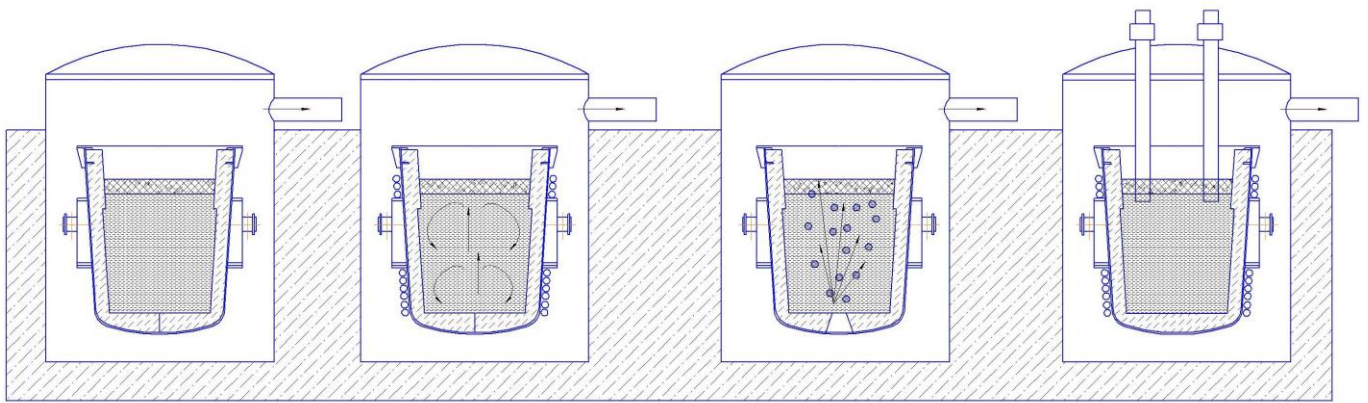
Тривале перемішування металу під високоосновними шлаками та під вакуумом на установках вакуумування дозволяє отримувати метал з дуже низькими концентраціями сірки та газів НМВ. Використання високоактивних основних шлаків пред'являє особливі вимоги до вогнетривких матеріалів.

### 4.3 Опис вакууматору

Використання вакууму для виплавки, очищення та обробки сталі та сплавів викликано тим, що у вакуумі зменшується або усувається можливість взаємодії їх із газами, які у звичайних умовах переходять у метал. Більше того, при достатньому зниженні тиску над металом, відбувається видалення газів, що вже містяться в ньому, а також кольорових металевих домішок і неметалевих включень. Виплавка сталі у вакуумі або обробка їх вакуумом поза плавильним агрегатом дозволяють отримувати метал, що задовольняє найвищим вимогам сучасної техніки. Зокрема, лише обробка вакуумом дозволила ефективно боротися зі шкідливими металевими та неметалічними домішками в сталі. При вакуумуванні відбувається саморозкислення сталі зі зниженням вмісту вуглецю та кисню, що забезпечує одержання сталі з заданим хімічним складом. Спосіб позапічного вакуумування має високу ефективність, універсальність і відносну простоту. Використання позапічного вакуумування сталі почалося порівняно недавно, але набуло широкого поширення в багатьох країнах світу [12]. Відомі такі способи вакуумування сталі:

- у сталерозливному ковші (ковшове);
- струминний;
- порційний;
- циркуляційний.

Ківшеве вакуумування полягає в установці сталерозливного ковша з металом у герметично закритій вакуумній камері, в якій створюється розрядження. Недолік цього способу – порівняно низька ефективність та великі втрати тепла.



А

Б

В

Г

А - з витримкою ковша з металом у вакуумній камері; Б – з електромагнітним перемішуванням металу; В - з продуванням газами; Г - вакуумування методом ASEA-SKF

Рисунок 4.2 - Схематичне зображення різних варіантів вакуумування металу у ковші

З метою підвищення ефективності процесу застосовують перемішування металу за допомогою інертного газу, що подається через пористу вогнетривку пробку в днище ковша.

### *Опис прийнятого вакууматора*

Кришка закріплена на шарнірі та відкривається за допомогою електролебідки. Герметичність між корпусом камери і кришкою створюється за допомогою щільної гумової прокладки, що укладається у водоохолоджувальний кільцевий паз, що проходить по верхньому краю камери.

Зверху на півсферичній кришці є вікно спостереження. Ківш зі сталлю після випуску з печі поміщають у очищену та просушену камеру, закривають камеру та починають відкачування. Тривалість вакуумування визначається температурою остигаючого металу, стійкістю вогнетривких стопорних трубок (при використанні стопорів), продуктивністю відкачувального обладнання [3, 8, 13]. Перегрів металу в печі з урахуванням втрат тепла під час вакуумування прийнятний, оскільки

пов'язаний з подовженням плавки, підвищенням вмісту газу в металі, з руйнуванням пічного футеровки.

Доцільно встановлювати потужні насоси, за допомогою яких скорочується час, необхідний зниження тиску від атмосферного до декількох міліметрів ртутного стовпа.

Відкачування газу з камери ведуть через трубопровід великого перерізу. Між камерою та насосами встановлені холодильники для охолодження газів та фільтри грубого очищення – масляні.

Ефективність вакуумної обробки сталі підвищується, якщо в печі проводити часткове розкислення марганцем і вуглецем, а кремній та алюміній сидати в ківш у другій половині витримки під вакуумом.

#### **4.4 Опис МБЛЗ**

Спосіб безперервного розливання полягає в тому, що рідку сталь заливають в наскрізну форму, що інтенсивно охолоджується, - кристалізатор. Частково затверділий зливok псевдо дном якого спочатку є затравка, безперервно протягують через нього і охолоджують додатково в так званій зоні вторинного охолодження. В результаті в процесі безперервного заливання металу та його затвердіння утворюється безперервний зливok, який згодом розрізають на заготовки певної довжини. Форма та розміри поперечного перерізу зливка визначаються внутрішніми розмірами та формою кристалізатора, і, як правило, менше поперечних розмірів злитка середньої маси, відлитого у виливницю. Спосіб безперервного розливання має ряд переваг перед розливом у виливниці.

У верхній частині злитка, відлитого у виливницю, є зона, збагачена лікватами, а також садибна раковина або газова порожнина. Тому при прокатці головна частина кожного зливка йде в обріз, що знижує вихід придатного прокату. При безперервному виливku, зливка, що поступово нарощується, садинна раковина або газова порожнина буде одна на весь об'єм металу, що розливається. Таким чином, відходи на головну частину обрізу значно знижуються, і вихід придатного прокату збільшується на 6 - 12%.

Внаслідок, малих поперечних розмірів зливка та високої швидкості кристалізації сталі обмежується розвиток ліквіації. Зливки, відлиті на МБЛЗ, тверднуть у стабільних умовах, особливо якщо його не піддають деформаціям (вигин тощо) і має високу структурну та хімічну однорідність. Безперервно литі зливки або заготовки прокочують безпосередньо на листових або сортових станах. Застосування безперервного розливання сталі дозволяє виключити з виробничого циклу операції з підготовки розливного складу або канави, стрипперування злитків, прокатування на обтискних станах. Усе це призводить до зниження капітальних витрат, скорочення тривалості виробничого циклу. Створюються широкі можливості для повної механізації та автоматизації розливання, підвищення продуктивності та покращення умов праці [3].

Існує кілька видів машин безперервного лиття заготовок:

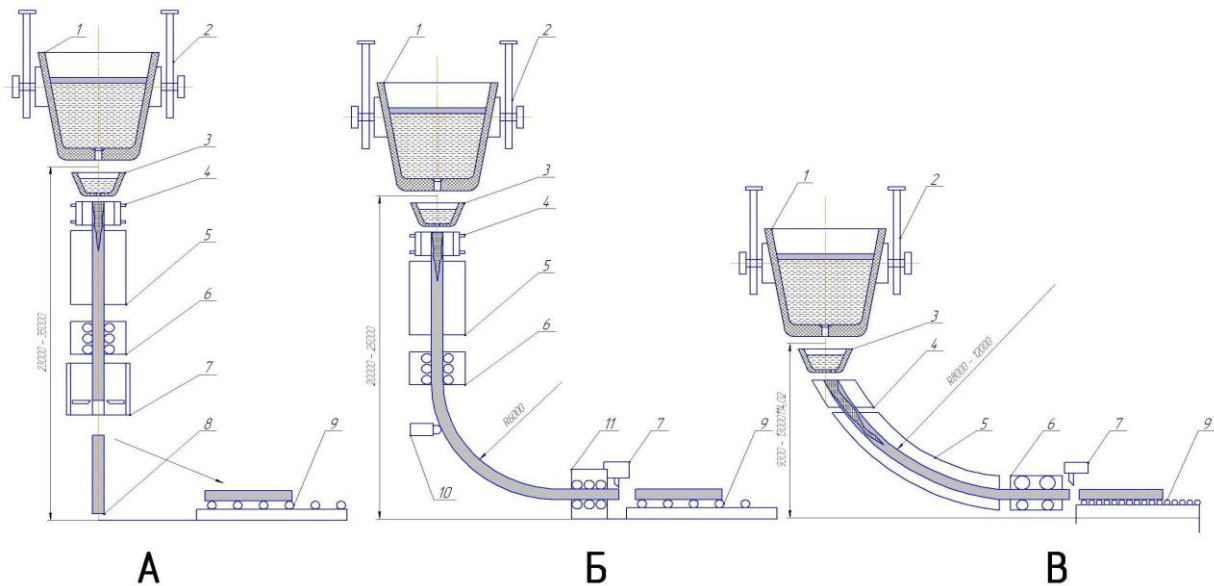
вертикальна, з вигином заготовки, з криволінійною технологічною віссю, тобто. радіальна та горизонтальна.

В даний час найбільшого поширення набули машини радіального типу. У цих машинах кривизна зливка, задана кристалізатором, зберігається незмінною до повного затвердіння. Випрямлення затверділого зливка проводиться одностадійно при виході його в горизонтальне положення валками правильно-тягнучого пристрою. Далі затверділий злиток може бути розрізаний на будь-який заготовки довжини [14].

Також значного поширення набули і МБЛЗ вертикального типу. Дані установки дозволяють отримувати металеву заготовку з мінімальною кількістю розливного браку (осьові, поздовжні, поперечні тріщини, завороти і т.д.).

Конструкція вертикальної МБЛЗ складається з: сталерозливного стелу, візка з круговим рухом для проміжного ковша, кристалізатора з механізмом гойдання, верхньої та нижньої секцій приводної роликової проводки, прямолінійної ділянки приводної роликової проводки, пружинно-гвинтового механізму, роликової горизонтальної секції.

Особливістю даної МБЛЗ є наявність поворотного сталерозливного стелу з коливальним рухом несучої рами для підйому та опускання ковшів; використання візка для проміжного ковша з круговим рухом; об'єднанні кристалізатора та першої секції приводної проводки в один блок [5].



А - МБЛЗ вертикального типу; Б - криволінійна МБЛЗ; В – радіальна МБЛЗ;  
 1 – ківш із металом; 2 – траверса; 3 – проміжний ківш; 4 – кристалізатор; 5 – зона вторинного охолодження; 6 – правильна кліть; 7 – ножиці; 8 – заготівля; 9 – рольганг; 10 – правильні ролики; 11 – прокатний модуль

Рисунок 4.3 – Порівняльна характеристика МБЛЗ

Для можливості запобігання одержанню типового браку для МБЛЗ і відповідно збільшення сортаменту металу, що розливається, пропонується установка на зоні вторинного охолодження незалежних тягнуче - прокатних роликів – валків, що дозволяють проводити обтискання заготовки, з метою виключення утворення осьової пористості. Кожен обтискний валик повинен мати приймач і випромінювач ізотопів, що коротко живуть, пов'язаних з АСУ яка буде подавати сигнал, як на зміну сили притискного механізму, так і на швидкість обертання прокатного валу.

## 4.5 Технологія виплавлення сталі марки 15Х5ВФ

### 4.5.1 Підготовка шихтових матеріалів і завалка шихти

Сталевий брухт, відходи сталі переробних та сталеплавильних цехів повинні відповідати вимогам ДСТУ «Метали чорні вторинні» та заводській інструкції з угруповання відходів.

Розмір шматків шихти може бути трохи більше 2 м для печей ємністю (масою плавки) 30 – 60 т.

При переплаві великогабаритних шматків з масою не більше 20% від маси шихти, що завалюється в піч, необхідно дотримуватися наступних вимог:

Великогабаритний скрап, зливки, недоливки укладаються на подіну кліщами, тросами та іншими пристроями, що допускаються за технікою безпеки, під контролем старшого майстра, начальника зміни.

Під кожним електродом повинні розташовуватися шматки шихти (скрап, зливки, недоливки) рівногабаритні по висоті.

При переплаві зливка масою не більше 15 тонн дрібногабаритна частина шихти завантажується на подіну печі таким чином, щоб забезпечити рівномірне навантаження мінімум двох фаз. Під третю фазу (електрод) обов'язково укладається злинок масою 3 – 2 тонни.

Дозволяється переплавляти по два листові зливки (недоливки) масою не більше 15 тонн кожен. Листові зливки укладаються на подіну печі поруч один з одним.

При переплаві великогабаритного скрапу, великих злиwkів, недолиwkів решта шихти має бути дрібногабаритною і завалюватися на великогабаритну шихту.

Кількість великогабаритної шихти (скрапу, злиwkів, недолиwkів) з масою шматків не більше 15% від маси плавки має бути не більше 50% від маси шихти, що завалюється в піч.

Виправка сталі з використанням великогабаритної шихти здійснюється при підвищеному контролі сталевара та майстра за показаннями приладів та переміщенням електродів.

Дозвіл на використання великогабаритної шихти дає головний сталеплавильник.

Не допускається застосування шихти, забрудненої кольоровими металами; літників, забруднених вогнетривкими виробами; немаркованих злитків, недолиwkів, слябів, поковок, скрапу та шихти, що не має супровідних документів.



Сумарний вміст у шихті шкідливих домішок, що не видаляються у процесі виплавки сталі, не повинен перевищувати їх вміст у марці сталі, з урахуванням домішок, що вносяться феросплавами.

При підготовці шихти до завалки в дугову піч на дно бадді послідовно завантажується дрібний і легковагий брухт, потім великий і середній важкий брухт, зверху укладається дрібний і легковагий брухт. Масова частка стружки в шихті, що завалюється в дугову піч, повинна становити не більше 30% [14].

При виплавці сталі на шихту в баддю у складі завалки або підвалки, або в період плавлення шихти в піч вводиться вапно 15 кг/т шихти.

Забороняється вводити вапно на подіну печі мульдою або кидковою машиною.

Вапно може вводитися на подіну та укуси печі лопатами розсипом у кількості не більше 5 кг/т сталі як заправний матеріал для підсипки ушкоджених місць (місцеве роз'їдання або вибоїни отримані при попередньому завантаженні).

Бій електродів, графітова крупка і порошок, кокс шматкової вводяться у складі завалки чи підвалки шихти в баддю чи піч. Бій електродів застосовується у шматках трохи більше 500 \* 300 мм.

Забороняється вводити у складі підвалки в баддю сляби, зливки, недоливки, скрап масою понад 1,5 тонни.

Переробний чавун повинен відповідати ГОСТ 805 - 80 або його замінника.

Маса шихти, що завалюється в піч, повинна бути такою, щоб при нормальному положенні печі рівень шлаку під час рафінування розплаву (сталі) не перевищував підстави випускного отвору.

Перед завалкою в піч шихта розраховується вміст необхідних легуючих елементів, вуглецю, і навіть шкідливих домішок; результати розрахунку заносяться до плавильної карти.

Феросплави, що вводяться в розплав, повинні попередньо прожарюватися до почервоніння. Вапно, що вводиться в піч, застосовується шматковим, свіжим випаленням (не більше 24 годин після вивантаження з випалювальної печі), без ознак гасіння (утворення гармати).

Для наведення шлаку застосовується вапно, бій шамоту, шлак виробництва силікомарганцю, карбїду кальцію, відходи абразивного виробництва, відпрацьований вапняно-глиноземний синтетичний шлак.

Для розрїдження шлаку застосовуються у всї періоди плавки плавиковий шпат, рїдше флюоритовий концентрат, бій шамоту, кварцит.

У шлакоутворювальних матеріалах вологи має бути не більше 1,5%; розмір шматків – трохи більше 150 мм.

Шлакоутворювальні матеріали перед введенням у піч або розливний кївш відмірюються тарованими мірками, контейнерами, мульдами, дозаторами кидкових машин.

Технічний кисень повинен мати тиск у киснепроводі 1,2 МПа. Кисневі проводи повинні бути обладнані вологовідстійниками, манометрами, лічильниками витрати кисню, самопишучими приладами витрати кисню та компенсаторними відстійниками для зливу конденсату.

Дерев'яні гребки для скачування шлаку повинні просушуватися біля прокалювальних печей або в сушильних печах не менше 0,5 години.

#### **4.5.2 Стан печі**

Після випуску плавки піч нахиляється на шлак і оглядається сталеваром і майстром. За наявності на подині рїдкого металу швидко заправляється задній укіс і проводиться повторне зливання, при цьому піч витримується в похилому положенні до заморожування металу. В інших випадках після випуску плавки подина і укуси ретельно очищаються від залишків металу та шлаку спочатку залїзними та дерев'яними гребками, потїм продуваються киснем. Для полегшення видалення залишків металу під час застосування кисню та гребків у піч вводиться магнезитовий порошок.

Для заправки печі використовуються: магнезитовий (перїклазовий) порошок ППЕ-88, ППЕК-87 ГОСТ24862-81; доломітовий порошок ДІМ-5,6,7,8 ОСТ1485-82 (застосування доломітового порошку фракцією більше 5 мм забороняється); подрїбнена відпрацьована магнезитова цегла фракцією не більше 20 мм («горїшок»);

подрібнена хромітопериклазова цегла фракцією не більше 20 мм, магнезитовий порошок з рідким склом; хромітовий порошок марки ПХ по ТУ14-8-261-78; пек[14]. Заправні матеріали перед введенням у піч відмірюються мульдами.

За наявності глибоких ям подина і укуси заправляються після очищення від залишків металу і шлаку магнезитовим порошком або сумішшю магнезитового порошку і дробленої магнезитової цеглини при співвідношенні мас відповідно 2:1.

Якщо подина глибока і є ями, провадиться посилена заправка печі. Заправлені місця подіни покриваються вапном. У цих випадках слід плавити сталь з тривалістю рафінування не більше 1 год та температурою нагріву в період рафінування 1600°C.

Заправка подіни та укусів печі проводиться без викочування печі з-під склепіння (без повороту склепіння), за винятком випадків проведення заправки за допомогою заправної машини.

При значних ушкодженнях укусів заправка проводиться сумішшю магнезитового порошку з рідким склом за 10 хв до завалки шихти печі. Заправка проводиться при підстиглій футеровці.

При «зарослій» подині та укусах застосовується залізна руда та кварцовий пісок, які вводяться в піч перед завалкою шихти.

Випускний отвір має бути не менше ніж 250×250 мм. Закривається із застосуванням доломітового порошку. Випускний отвір та жолоб очищаються від залишків металу та шлаку, при необхідності проводиться їх ремонт.

Поріг робочого вікна заправляється доломітовим порошком на початку плавлення шихти. Пісочний затвор повинен забезпечувати щільну посадку склепіння. Стан склепіння, заслінки робочого вікна та економайзерів повинні забезпечувати герметизацію печі.

Струмопровідні частини печі, склепіння, каркас обдуваються стисненим повітрям не менше одного разу на дві доби.

Після заправки подіни та укусів перед завалкою шихти піч обов'язково оглядається плавильним майстром.

Перед включенням печі перевіряється стан системи водяного охолодження, кисневої фурми, відведення газів з печі, установки електромагнітного перемішування, механічного та електричного обладнання, стан та показання лічильників витрати електроенергії та кисню.

Піч має бути обладнана ватметрами, фурмами для продування розплаву киснем, манометрами, індикаторами витрати електроенергії, засобами вимірювання температури.

Після капітального ремонту подини виплавляється одна плавка чавуну, потім виплавляються 4 плавки сталі з температурою в період рафінування 1600°C та тривалістю рафінування 50 хв. Застосування технічного кисню на перших чотирьох плавках сталі забороняється.

### **4.5.3 Шихта**

Шихта складається (за прийнятими розрахунковими даними) із сталевого вуглецевого брухту (90%), чавуну (10%). За хімічним складом вуглецевий брухт для електропечі не повинен бути забруднений нікелем, міддю, миш'яком. Вміст фосфору має перевищувати 0,03% (ГОСТ 5950 – 73). Введення в шихту частку чавуну більше 10% не є доцільним, внаслідок високого вмісту фосфору (0,25% і більше).

### **4.5.4 Плавлення**

Плавлення шихти проводиться за наступним ступінчастим електричним режимом: перші 8 - 10 хв плавка йде на нижчому (другому або третьому) ступені напруги, поки дуги не сховаються в колодязях, потім на першому, найвищому ступені напруги протягом 1 год, знову на другому щаблі близько 30 хв, і закінчують розплавлення на третьому щаблі. Графік оптимальних навантажень роботи трансформатора представлений рисунку 2.2.

Кремній та основна кількість фосфору мають окислюватися під час плавлення шихти. Для цього під час плавлення шихти в піч вводиться залізняк. Наприкінці плавлення шихти дозволяється використовувати кисень.

Після розплавлення шихти відбирається проба металу на хімічний аналіз, після чого шлак скачується, потім у піч вводиться вапно 24,5 кг/т сталі.

#### **4.5.5 Окислювальний період плавки**

Окислення розплаву починається при температурі 1350 ° С і проводиться технічним киснем, залізною рудою або тим і іншим одночасно. Початком окисного періоду плавки вважається момент введення руди або кисню після оновлення шлаку з розплавлення шихти.

Кисень, руда і вапно вводяться в кількості, що забезпечує рівномірне та інтенсивне кипіння ванни без викиду металу та шлаку. Потужність трансформатора, що підводиться, повинна забезпечувати підвищення температури розплаву.

Перед скачуванням окисного шлаку метал повинен бути нагрітий на 15°С вище за температуру сталі перед випуском плавки з печі.

У період стосу шлак повинен бути пінистим, рідкорухливим і самопливом витікати через поріг робочого вікна печі. При утворенні магнезійного шлаку останній необхідно завантажити і навести новий шлак із вапна 24,5 кг/т шихти та шпату 2,78 кг/т шихти. Протягом окисного періоду має бути окислено вуглецю не менше 0,45% [4].

Вміст фосфору в кінці окисного періоду не повинен перевищувати вміст його в марці сталі (0,03%).

Після введення останньої порції залізної руди ванна витримується до початку скачування окисного шлаку 10 хв, після продування киснем - 3 хв, потім проводиться замір температури розплаву і відбирається проба на хімічний аналіз, після чого окислювальний шлак скачується (до появи дзеркала металу шлаку).

Під час окисного періоду плавки відбираються щонайменше двох проб металу на хімічний аналіз. Тривалість окисного періоду плавки (без урахування часу завантаження окислювального шлаку) повинна бути близько 40 хв.

#### 4.5.6 Рафінування

Після завантаження окислювального шлаку розплав при необхідності науглецьовується електродною крупкою, графітом або коксом.

У розплав вводиться феромарганець, потім вводяться ферохром, потім вводиться ферованадій ФВд35 і ФВ70, після чого наводиться шлак шпату, шамоту і вапна. Під час плавлення шлакоутворюючої суміші дозволяється вводити порошок коксу 1,5 кг/т сталі.

Після розплавлення шлакоутворюючої суміші розплав перемішується установкою ЕМП протягом 10 хв або 5 хв металевими гребками.

При температурі розплаву на 15°C вище за температуру сталі перед випуском плавки відбирається проба металу на хімічний аналіз.

Перед введенням у піч кожної розкислювальної суміші шлак перемішується дерев'яним гребком. Для підтримки відновлювальної атмосфери печі рекомендується вводити до складу розкислювальних сумішей порошок коксу 1,5 кг/т сталі.

Остання розкислювальна суміш, що складається з порошку Al 0,5 кг/т сталі та шпату (флюориту) 2,78 кг/т сталі, вводиться за 3 хв до випуску. Під час рафінування відбирається щонайменше трьох проб металу на хімічний аналіз.

Початком періоду рафінування вважається момент початку науглецьовування або осадового розкислення розплаву після завантаження розкислювального шлаку. Тривалість періоду рафінування сталі в печі має бути 60 хв.

Сталь також може бути піддаватися позапічної обробки (рафінування): вакуумування, продування аргонном, переливу з ковша в ківш, обробці синтетичним шлаком, продування порошками в струмені аргону, обробці твердими порошками в струмені аргону і т.д.

Температура металу в ковші після випуску повинна бути  $1575 \pm 15^\circ\text{C}$ .

#### **4.5.7 Перемішування шлаку, металу і відбір проб**

Перемішування розплаву проводиться для прискорення розплавлення добавок феросплавів, вирівнювання хімічного складу, температури та прискорення розкислення металу та шлаку.

Перемішування розплаву провадиться установками електромагнітного перемішування (ЕМП) або металевими гребками. Перемішування шлаку провадиться дерев'яними або металевими гребками.

Обов'язково перемішування розплаву проводиться перед відбором контрольних проб металу на хімічний аналіз під час рафінування та перед вимірами температури. При цьому ЕМП включається на 10 хв або розплав перемішується 5 хв ошлакованими металевими гребками.

Відбір проб металу на хімічний аналіз для візуальної оцінки (на вміст кремнію, марганцю, наявність усадки при затвердінні, визначення температури) проводиться ошлакованою ложкою.

У пробах металу після розплавлення шихти перевіряється вміст елементів, регламентованих у марці сталі (15X5ВФ). Наприкінці окисного періоду в пробах визначається вміст вуглецю, фосфору, марганцю, хрому, вольфраму. Під час рафінування після наведення та розкислення рафінувального шлаку та перемішування розкисленого металу відбираються контрольні проби, в яких визначається вміст вуглецю, кремнію, сірки та легуючих елементів. При отриманні результатів аналізів контрольних проб остаточно коригується хімічний склад плавки введенням добавок відповідних феросплавів.

#### **4.5.8 Порядок введення феросплавів у шихту і в розплав**

Плавильний майстер повинен знати хімічний склад всіх феросплавів (лігатур), що застосовуються на виплавку сталі.

Феромарганець і металевий марганець для легування вводяться в піч у період рафінування розкислювальний розплав. Ферохром при виплавці сталей з

окисненням вводиться в розкислений розплав на початку періоду рафінування. Коригування вмісту хрому в розплаві допускається - за 15 хвилин до випуску плавки (зміст хрому в розплаві понад 0,5%).

Ферованадій та феровольфрам присаджують у розкислений метал, у ківш. При виплавці інструментальної сталі дозволяється вводити в завалку (підвалку) окалину та відходи абразивної обробки.

Через 15 хв після введення в розплав охолодних металодобавок і перемішування шлаку дерев'яними гребками та металу металевими гребками або установкою ЕМП розкислений шлак окисного періоду плавки скачується.

Після завантаження шлаку в піч вводяться шпат (флюорит, флюс) 2,0 кг/т сталі та вапно 10 кг/т сталі; пекти не включається; розплав перемішується 5 хв металевими гребками або установкою ЕМП протягом 10 хв, після чого відбираються дві контрольні проби металу на хімічний аналіз, заміряється температура і починається попереднє коригування хімічного складу сталі введенням феросплавів з розрахунку за результатами аналізу проб металу, відібраних після продування розплаву.

Під час введення коригувальних добавок феросплавів шлак рафінувальний розкислюється порошком алюмінію 0,5 кг/т сталі. Дозволяється для розкислення рафінувального шлаку заміна порошку алюмінію на кусковий алюміній.

#### **4.5.9 Випуск і позапічна обробка**

До випуску плавки заготовляється щонайменше три дерев'яних гребків. Густий шлак за 10 хв до випуску плавки розріджується введенням у піч шпату, у своїй розмішується дерев'яними гребками до зникнення згустків; великі згустки шлаку та шматки вогнетривів видаляються з печі до випуску плавки.

У жолобі не повинно бути скрапу. Після ремонту та підмазування жолоб прожарюється. У випускному отворі не повинно бути скрапу, шматків шлаку. Розміри випускного отвору повинні бути не меншими за 250x250 мм.



Плавка зливається в ківш наскільки можна компактним струменем. Тривалість випуску плавки з печі в ківш має бути більше 4 – 5 хвилин. Витримка сталі в ковші до віддачі на УПК 6 - 10 хвилин, за цей період проводиться завантаження шлаку.

На УПК виробляють ковшовий замір температури та виробляють підігрів (температурне коригування) перед віддачею на вакууматор, також проводять відбір ковшової проби, при отриманні хімічного аналізу у разі потреби роблять присадку феросплавів, розкислювачів тощо.

На установці вакуумування перед накриттям ковша кришкою проводиться утеплення залишкового дзеркала шлаку фузою, після герметизації установки набирають вакуум пароінжекторними насосами до  $3 \cdot 10^{-3}$  і витримують близько 10 - 15 хвилин (час при необхідності може змінюватися). Після скидання вакууму проводиться присадка Si - Ca з розрахунку 0,05 - 0,3 кг/т, замір температури, при необхідності підігрів на УПК та віддача на розлив.

#### **4.6 Термообробка**

До інструментальних сталей відноситься досить велика група сталей іноді сталі з ряду причин входять не тільки в одну, а навіть дві або три групи. Кожна з груп або перспективна сфера застосування має на увазі наявність певних властивостей, які виявляються не тільки за наявністю або кількістю того чи іншого елемента, але найчастіше на дані параметри впливає термообробка з певними температурними критеріями та способи загартування, види відпустки тощо.

Пропонується отримані товарні заготовки відлиті на МБЛЗ, які не будуть відправлені на ЕШП або ВДП відправляти в колодязі термообробки – які у проектованій схемі виробництва передбачається встановлювати у тому – цеху. Дана пропозиція дозволить суттєво знизити витрати енергоносіїв, у потенціалі передбачається можливість зниження їх витрат у деяких випадках до 15 – 20%.

Температура саду штанг знаходиться в межах 500 - 900 ° C, розбіг залежить від сортності та кількості плавальних циклів розливу. Підняття температури металу

до необхідних робітників відбувається за рахунок тимчасового континууму, необхідна температура нагрівання 930 - 960 ° С, потім слідує ізотермічний відпал при температурі на 100 - 150 ° С нижче, тривалість відпалу не менше 72 годин. Для попередження зміни хімічного складу при термообробці пропонується проводити нагрівання в суміші Ва, К і Na містять хлоридів.

Відпустка. Він призначений для часткового зниження внутрішніх напруг і підвищення властивостей міцності. Температури відпустки варіюються від вимог, що висуваються до товарного металу і розглядаються тільки до плавкових норм. При вимогах отримати підвищену твердість температурний режим варіюється в межах 100 - 190 ° С, при необхідності мати підвищену в'язкість і відносно невисоку твердість HRC 45 - 50 відпустку проводимо при 300 - 350 ° С.

Загартування. Необхідна підвищення внутрішніх напруг і подрібнення зерна, проведення гарту сприяє отримання HRC 61 – 63, дрібносортний матеріал гріють до 930 - 960°C, витримують, охолоджують у маслі, сіль – до 150 - 160°C. Подальше охолодження відбувається на свіжому повітрі.

## ВИСНОВКИ

В результаті вивчення та розробки технологій виробництва запланованої марки сталі були винесені наступні рекомендації (висновки):

1. Для зниження енерговитрат рекомендовано працювати на маркованих великогабаритних шихтових матеріалах, що дозволяють значно знизити кількість підвалок, домогтися суттєвої економії з феросплавів, що витрачаються. Зниженню енерговитрат, також сприятиме підвищений вміст вуглецю в завалці, видалення якого під час продування сприятиме значній економії енергоресурсів за рахунок екзотермічності процесу його окислення, а також підвищенню якості металу за балами за рахунок значно пролонгованого КВПу.
2. Застосування установок УПК дозволить частину процесів перенести за межі основного металургійного агрегату (ДСП-50), що у своє чергу може суттєво змінити продуктивність типових агрегатів з допомогою перенесення процесів легування, десульфурзації, розкислення межі типових виробничих програм.
3. Застосування установок вакуумування дозволить отримати високоякісний, конкурентоспроможний метал, що характеризується мінімальним вмістом газів та з мінімальною строчкістю балів.
4. Застосування установок МБЛЗ вертикального типу дозволить значно підвищити вихід придатного металу, а варіативність прокатки на МБЛЗ по рідкій серцевині, що рекомендується, дозволить розливати на машині якісний і високоякісний метал.

## ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Лисин В.С. Тенденции реструктуризации черной металлургии / Сталь. 1999г. №10. С.1 – 5.
2. Еланский Д.Г., Еланский Г.М. Тенденции развития технологии и оборудования для электросталеплавильного производства. Труды конгресса сталеплавильников, 17 – 19 октября 2000 г., г. Череповец. Москва: АО «Черметинформация», 2001. С. 188 – 196.
3. Смирнов А.М., Панфилова Т.С., Норова Е.Г. Снижение энергоемкости электросталеплавильного производства в Украине как фактор повышения конкурентоспособности металлопродукции. Труды конгресса сталеплавильников, 17-19 октября 2000 г., г. Череповец. Москва: АО «Черметинформация», 2001. С.197 – 199.
4. Поволоцкий Д.Я., Рощин В.Е., Рис М.А., Строганов А.И., Ярцев М.А. Электросталеплавильное производство стали и ферросплавов. Учебник для вузов Изд. 2-е, перераб. и доп. Москва: Металлургия, 1984. 568 с.
5. Мавридис Д., Бедин М. Концепция "Данарк" – усовершенствование технологии выплавки в дуговых печах переменного тока. Труды III межд. конф. "Черная металлургия России и стран СНГ в XXI веке". Т. 2. 6 – 10 июня, Москва. 1994. Москва: Металлургия, 1994. С. 265 – 270.
6. Лезин Г.А., Шумахер И.В. и др. Интенсификация сталеплавильного процесса при глубине продувания ванны окислителем. Труды конгресса сталеплавильников, декабрь 2002г. Москва: Черметинформация. 2003г. С. 199 – 200.
7. Закамаркин М.К., Беспалько В.И., Храмов В.В., Мураховский И.М. Освоение дуговой печи постоянного тока/Сталь. 2000г. № 4. С. 32 – 34.
8. Макаров А.М., Свянчанский А.Д. Оптимальные тепловые режимы дуговых сталеплавильных печей. Москва: Высшая школа, 1992. 96с.
9. Григорьев В.П., Нечкин Ю.М., Егоров А.В., Никольский Л.Е. В кн.: конструкции и проектирование агрегатов сталеплавильного производства. Москва: изд. Московского института стали и сплавов, 1995г. 512с.

10. Эднерал Ф.П., Филиппов А.Ф. Расчеты по электрометаллургии стали и ферросплавам. Москва: Metallurgizdat, 1968. 231с.
11. Эднерал Ф.П. Электрометаллургия стали и ферросплавов. Москва: Metallurgizdat, 1963. 639с.
12. Самохвалов Г.В., Черныш Г.И. Электрические печи в черной металлургии. Москва: Metallurgiya, 1984. 232с.
13. Белитченко Е.К. Передовые технологии являются основой успеха. Москва: Metallurg, 1997. 204с.
14. Якушев А.М. Проектирование сталеплавильных и доменных цехов. Москва: Metallurgiya, 1984. 232с.
15. Химушин Ф.Ф. Жаропрочные стали и сплавы. Москва: Metallurgiya, 1964. 672с.
16. Пфлегер Э., Бреннер Г., Артнер Х. и др. Труды конгресса сталеплавильников, 17 – 19 октября 2000г., г.Череповец. Москва: АО «Черметинформация», 2001г. С. 28 – 31.
17. Явойский В.И. Теория действий производства стали. Москва: Metallurgiya, 1967г. 791 с.
18. Никольский Л.Е., Зинуров И.Ю. Дуговые сталеплавильные печи постоянного тока. Оборудование и проектирование электросталеплавильных цехов. Учебное пособие для вузов. Москва: Metallurgiya, 1993. 272с.