

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Металургійних технологій, екології та техногенної безпеки

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проект

перший (бакалаврський)

(рівень вищої освіти)

до журналу
12.06.2023г.

на тему Проект електросталеплавильного цеху з вдосконаленням технології
виплавки шарикопідшипникових сталей

Виконав: студент IV курсу, групи 6.1360-с

спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія

(код і назва освітньої програми)

спеціалізації _____

(код і назва спеціалізації)

В.В.Корнієнко

(ініціали та прізвище)

Керівник доц., к.т.н., доц. Кириченко О.Г.

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

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

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


Запоріжжя

2023

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри 
« 29 » 12 20 23 року

З А В Д А Н Н Я

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЕКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Корнієнку Володимиру Володимировичу
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту) Проект електросталеплавильного цеху з вдосконаленням технології виплавки шарикопідшипникових сталей

керівник роботи Кириченко Олексій Геннадійович, к.т.н., доц.
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

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

2 Строк подання студентом роботи 16.06.2023









3 Вихідні дані до роботи Спроекувати електросталеплавильних цех та дослідити технологію виробництва шарикопідшипникових сталей

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

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

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

6 Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна частина	Кириченко О.Г., доцент		
2 Конструкційна частина	Кириченко О.Г., доцент		
3 Технологічна частина	Кириченко О.Г., доцент		
4 Охорона праці та техногенна безпека	Кириченко О.Г., доцент		

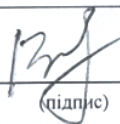
7 Дата видачі завдання

03 січня 2023 р.

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

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

Студент



(підпис)

В.В.Корнієнко

(ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту)



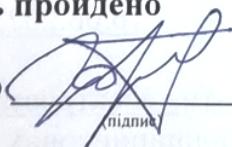
(підпис)

О.Г.Кириченко

(ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер



(підпис)

Ю.О.Белоконь

(ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 90 с., 21 табл., 10 рис., 20 джерел

ЕЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНИЙ ЦЕХ, КОНСТРУКЦІЙНІ СТАЛІ, ЕЛЕКТРОДУГОВА ПІЧ, ПІЧ-КІВШ, ВАКУУМАТОР, МБЛЗ, РОЗЛИВАННЯ

Мета роботи – розробка проекту електросталеплавильного цеху з вдосконаленням технології виплавки шарикопідшипникових сталей.

У загальній частині наведено обґрунтування проекту, вибір сортименту виплавлюваних марок сталей, необхідну кількість основного і допоміжного обладнання та його розміщення в цеху.

В конструкційній частині наведені технічні характеристики та розрахунок дугової сталеплавильної печі ДСП-50.

В технологічній частині наведені властивості, і призначення виплавленої сталі, технологія виплавки і розливання, наведено розрахунок шихти і легуючих елементів.

У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» розроблено заходи щодо безпеки праці в цеху, проведений аналіз мікрокліматичних умов в електросталеплавильному цеху.

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

ЗМІСТ

С.

ВСТУП.....	7
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА	9
1.1 Обґрунтування доцільності проектування цеху	9
1.2 Вибір сортаменту марок сталей, що виробляються у проєктованому цеху	10
1.3 Огляд відомих агрегатів які застосовуються на виробництві	10
1.4 Розрахунок кількості обладнання	18
1.5 Опис цеху і прольотів.....	21
1.5.1 Шихтовий проліт	21
1.5.2 Пічний проліт	21
1.5.3 Проліт випуску сталі	22
1.5.4 Проліт МБЛЗ	22
2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА	24
2.1 Опис печі	24
2.2 Основні елементи конструкції печі.....	26
2.3 Обґрунтування тривалості плавки	30
2.4 Визначення основних розмірів печі.....	30
2.5 Розрахунок потужності трансформатору	36
3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	38
3.1 Призначення сталі, область застосування та вимоги, що пред'являються до неї.....	38
3.2 Вплив легуючих елементів на властивості сталі	40
3.3 Огляд відомих способів виробництва конструкційної сталі	42
3.4 Огляд методів виплавки сталі ШХ15.....	47
3.5 Технологія виплавки сталі ШХ15	53
3.6 Вибір та опис МБЛЗ для застосування в цеху	59
3.7 Розрахунок МБЛЗ вертикального типу	63
3.8 Розрахунок шихти для виплавки сталі ШХ15.....	67

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА.....	79
4.1 Аналіз потенційно небезпечних та шкідливих факторів виробничого середовища	79
4.2 Технічні рішення по виробничій санітарії	80
4.3 Заходи з техніки безпеки.....	84
4.4 Заходи пожежної безпеки	85
4.5 Інженерна розробка від небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища	86
ВИСНОВКИ	88
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ	89

ВСТУП

Стрімкий розвиток сучасних технологій, атомної енергетики, авіації, автомобілебудування, хімічної промисловості, верстатобудування, приладобудування, механізації та автоматизації вимагає поліпшення якості сталевих матеріалів: підвищення міцності, пластичності, корозійної стійкості, жаростійкості та холодостійкості. З цієї причини електрометалургійна промисловість розвивається швидкими темпами.

Досягнення цілей у підгалузі електросталеплавильного виробництва пов'язане з вирішенням таких завдань:

- розробка та практичне застосування нових технологій, пов'язаних з енергозбереженням, ресурсозбереженням та охороною навколишнього середовища;
- пошук нових технологічних рішень для підвищення якості металопродукції;
- оптимізація основних параметрів і режимів роботи печей, вдосконалення процесу підготовки сировини до плавки та її металургійної якості;
- комплексна автоматизація технологічних процесів.

Електрометалургія має низку переваг перед іншими способами виплавки сталі. В електропечах виробляють сталь з меншим вмістом сірки і фосфору, повніше розкислюють сталь і досягають більш високих температур, при цьому втрачається значно менше легуючих елементів і повністю використовуються цінні компоненти. Електричні печі легко і швидко нагріваються, а температуру металеві ванни можна точно контролювати. У них можна проводити всі металургійні процеси, створюючи окислювальну, відновну або нейтральну атмосферу, і виплавити сталь будь-якого хімічного складу [1].

ПАТ «Дніпроспецсталь» - провідне металургійне підприємство в Україні з виробництва спеціальних сталей; постійно працює над модернізацією технологічних процесів і реструктуризацією різних сталеплавильних агрегатів, оскільки використання застарілого обладнання призводить до зниження якості

продукції, збільшення витрат на підтримку обладнання в робочому стані і, в свою чергу, до зниження конкурентоспроможності металопродукції, тому сучасні Проводяться дослідження передових науково-технічних рішень.

Сьогодні ПАТ «Дніпроспецсталь» є одним з найбільших світових виробників нержавіючої, підшипникової, інструментальної, конструкційної, швидкорізальної сталі, жароміцних і прецизійних сплавів.

Вартість інструментів у відсотках від собівартості продукції дуже висока, що пов'язано не стільки з їх коротким терміном служби, скільки з високою вартістю, тому пошук нових способів виробництва високоякісних інструментальних і конструкційних сталей набуває все більшої актуальності.

Метою даної кваліфікаційної роботи є проектування електросталеплавильного цеху з удосконаленою технологією виплавки шарикопідшипникової сталі.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Обґрунтування доцільності проектування цеху

Перспективні плани економічного розвитку ПАТ «Дніпроспецсталь» включають наступні фактори: можливість будівництва заводу з виплавки конструкційних марок сталі в 50-тонній печі

1. технічні переваги порівняно з іншими способами виробництва металу:

- Більшість конструкційних сталей і сплавів можна виплавляти в електропечах і це економічно доцільно;

- можливість плавити шихту практично будь-якого складу (металобрухт);

- можна точно контролювати температуру і хімічний склад металу.

2. будівництво електросталеплавильного заводу в Запоріжжі обумовлено сприятливими умовами:

- географічно та економічно вигідний район;

- наявність гідроелектростанцій, теплової та атомної електростанцій забезпечує електроенергією, необхідною для роботи потужної електродугової печі;

- район будівництва характеризується добре розвиненою залізничною мережею;

- завод розташований на березі річки Дніпро, що дає змогу транспортувати вантажі річковим шляхом;

- основними постачальниками сировини є Запорізький завод феросплавів, «Укрграфіт», «Запоріжкокс» та «Запоріжсталь»;

- наявність кваліфікованої робочої сили.

Таким чином, всі вищезазначені пункти підтверджують необхідність та доцільність будівництва електросталеплавильного заводу в Запоріжжі на території ПАТ «Дніпроспецсталь».

1.2 Вибір сортаменту марок сталей, що виробляються у проектованому цеху

Згідно з офіційними даними, світове виробництво конструкційних сталей постійно зростає. Виробництво сталі зростає в більшості регіонів світу.

Сьогодні ринок конструкційної сталі вимагає від металу високої якості, але за мінімально можливою ціною. Проектовані цехи будуть спеціалізуватися на виробництві конструкційних марок сталі. Низькі ціни на металопродукцію гарантуються доведенням хімічного складу в печах-ковшах і високою чистотою (мінімум газів і НМВ), що забезпечується обладнанням вакуумного волочіння [2]. Це в кінцевому підсумку має значний вплив на собівартість продукції і робить метал конкурентоспроможним на міжнародному ринку конструкційних сталей як за якістю, так і за ціною.

На основі емпіричних даних проектним варіантом передбачено виробництво трьох основних марок сталі та однієї перехідної.

Таблиця 1.1 - Сортамент марок сталей в проектованому цеху

№п/п	Марка сталі	%
1	ШХ15	50
2	40Х13	25
3	15Х13	25
Всього		100

Після дослідження ринку в якості основного сталевого матеріалу була обрана конструкційна сталь, оскільки вона є економічно вигідною, а її виробництво може вивести очікуваний цех ДСС на новий рівень.

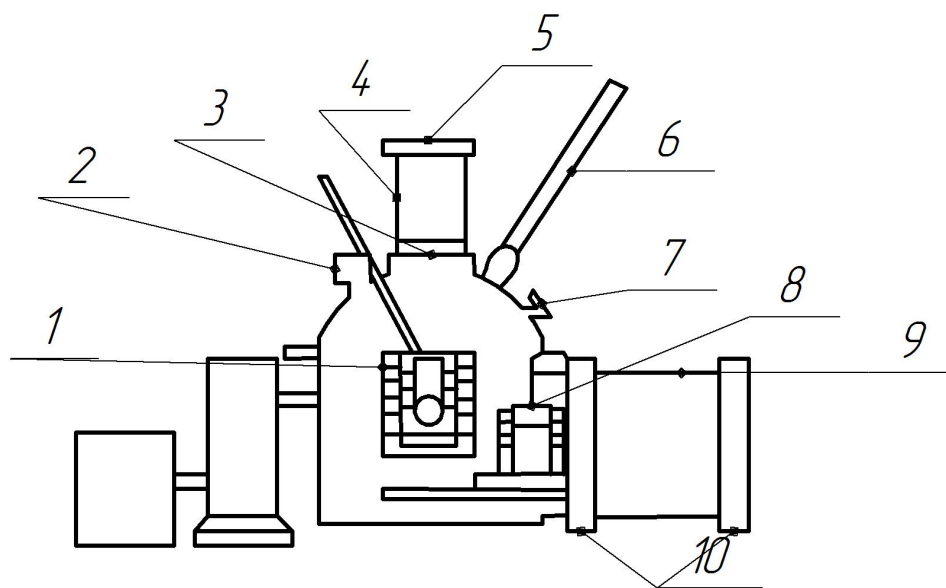
1.3 Огляд відомих агрегатів які застосовуються на виробництві

Із агрегатів, що застосовуються на нинішній час та відповідають усім вимогам, при виробництві конструкційних марок сталей відомі такі: ВІП, ЕПІ, ІІ, ДСП.

- Вакуумні індукційні печі

Вакуумні індукційні печі поділяються на печі періодичної та напівперіодичної дії. У печах періодичної дії піч відкривають для кожної плавки, виймають злиток і завантажують шихту. У печах напівбезперервної дії завантаження шихти, зміна виливниці і виймання злитка відбувається без порушення вакууму в плавильній камері.

Напівбезперервні печі використовуються в промисловості. Печі періодичної дії в основному використовуються в лабораторіях і для лиття. Існуючі вакуумні індукційні печі мають потужність до 60 тонн.



- 1 - водоохолоджувальний індикатор з тиглем, 2 – дозатор, 3 – вакуумний затвор,
 4 – завантажувальна камера, 5 – кришка печі, 6 – термопара, 7 – баня,
 8 – плавильна камера, 9 – камера виливниць, 10 – вакуумний затвор

Рисунок 1.1 - Схема вакуумної індукційної печі напівбезперервної дії

Цей тип печей має три камери: плавильну, завантажувальну і заливальну. Плавильна камера обладнана індикатором з водяним охолодженням і вогнетривким тиглем, в якому розплавляється шихта. Рама тигля, виготовлена з нержавіючого сталевих квадрата, підтримується цапфами. Тигель нахиляється за допомогою механічних або гідравлічних приводів, що дозволяє видаляти і очищати метал. Ливарна і завантажувальна камери з'єднані з плавильною камерою вакуумним затвором, що дозволяє завантажувати шихту в піч і

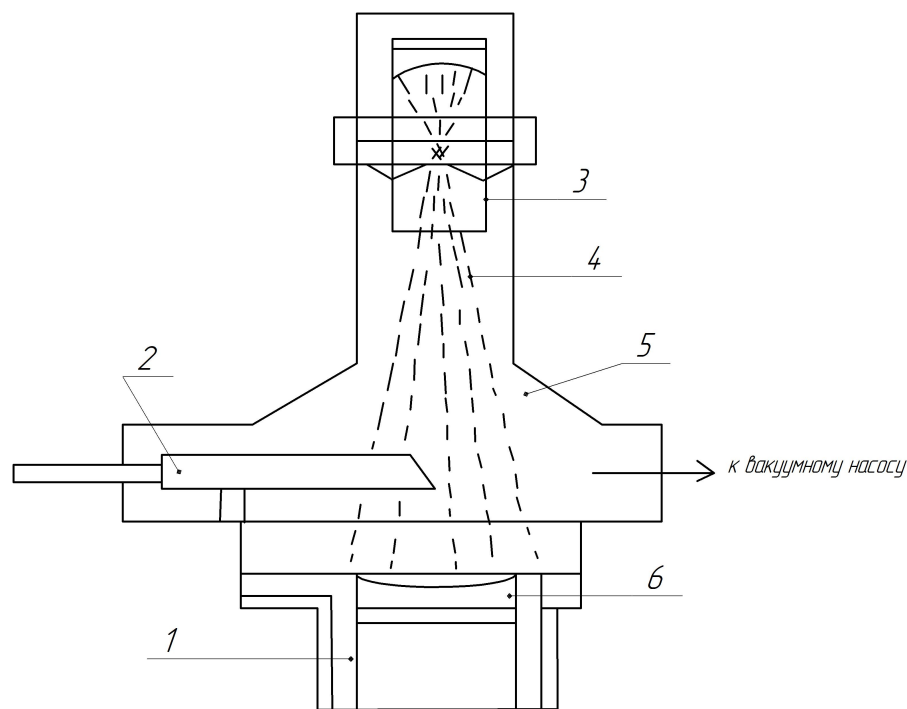
витягувати злиток, не порушуючи вакуум в плавильній камері. Додавання легуючих і розкислювачів здійснюється пристроєм додавання, встановленим на кришці печі. Для контролю процесу плавки піч обладнана ванною і термopарами.

Технологія виплавки металу в напівбезперервних вакуумних індукційних печах визначається маркою сталі, що виплавляється, і якістю шихти. Для плавки використовують шихтові матеріали, що не містять масла і вологи. Для легування використовують феросплави або чисті метали. Перед завантаженням шихту попередньо обпалюють. Після завантаження шихти піч вмикають і розплавляють шихту на максимальній потужності. Коли з'являється перший рідкий метал і якщо шихта містить вуглець, в піч впорскують аргон під тиском $1,3 \cdot 10^4$ Па, щоб запобігти витіканню рідкого металу в результаті швидкої реакції $[C] + [O] = CO_{gas}$. Після повного розчинення шихти метал очищають від водню, азоту, кисню і кольорових домішок під тиском $1,3 \cdot 10^{-3}$ Па. Розкислення сталі відбувається переважно за реакцією $[C] + [O] = CO_{gas}$, рівновага якої при низькому тиску зміщується вправо. Легування також відбувається в процесі рафінування. Спочатку додають хром і ванадій, а потім титан. Перед розливанням додають алюміній, рідкоземельні метали, кальцій і магній. Для отримання щільних злитків розливання зазвичай проводять в атмосфері аргону.

Основним недоліком вакуумних індукційних печей є те, що рідкий метал контактує з вогнетривкою футеровкою тигля, що може призвести до забруднення металу матеріалом тигля.

Електронно-променеві печі - для виробництва особливо чистих металів і сплавів. У таких печах тепло, що утворюється при впливі електронного пучка (променю) на поверхню зразка, що плавиться, розплавляє матеріал. Основними компонентами електронно-променевої печі є електронна гармата, яка генерує електронний пучок, плавильна камера, мідний кристалізатор з водяним охолодженням і автономна вакуумна система, яка створює глибокий вакуум (приблизно 1-10 МПа) всередині електронної гармати і плавильної камери. Вакуум необхідний для того, щоб електронний промінь не втрачав енергію через взаємодію з молекулами газу до того, як досягне нагрітого об'єкта, а також для

видалення летючих домішок з розплавленого матеріалу. Електронні гармати виробляють потужний електронний пучок (електронний промінь), який направляє в плавильну камеру, де знаходиться зразок, що розплавляється. Під впливом електронного променя зразок нагрівається до температури плавлення і в розплавленому стані надходить в кристалізатор, де охолоджується і кристалізується в злитки.



1 – охолоджувальний водою мідний каталізатор; 2 – зразок, що розплавляється; 3 – електронна гармата; 4 – електронний пучок; 5 – плавильна камера; 6 – злиток

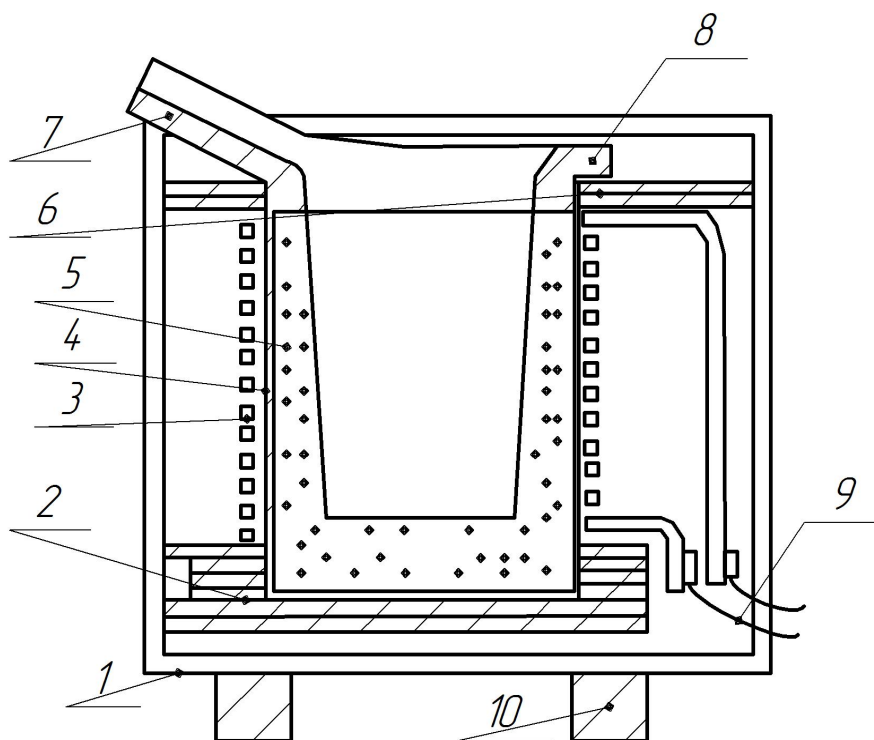
Рисунок 1.2 - Схема електронно-променевої печі

Порівнявши всі показники, можна зробити висновок, що використання ЕПП в нашому цеху є економічно недоцільним.

Індукційна піч - це електронагрівальний пристрій для плавлення матеріалів шляхом індукційного нагріву. У промисловості в основному використовуються тигельні індукційні печі та індукційні печі з індукційним шляхом.

Тигельні індукційні печі складаються з індуктора, який являє собою електромагніт з мідних трубок з водяним охолодженням, і тигля, виготовленого з керамічного матеріалу або, в особливих випадках, з графіту або сталі, в залежності від характеру розплаву. У тигельних індукційних печах виплавляють

сталь, чавун, дорогоцінні метали, мідь, алюміній і магній. Печі виготовляються з ємністю тигля від декількох кілограмів до декількох сотень тонн і включають в себе відкриті, вакуумні, газонаповнені і компресійні печі, для живлення яких використовуються струми низької, середньої і високої частоти. Основними компонентами каналної індукційної печі є плавильна ванна і так званий індукційний блок, який включає в себе камінь, магнітопровід і індуктор. Різниця між каналними і тигельними печами полягає в тому, що перетворення електромагнітної енергії в теплову відбувається в теплообмінному тракті, який завжди повинен бути заповнений електричними провідниками. Для початкового запуску каналної індукційної печі в канал заливається розплавлений метал або вставляється шаблон матеріалу, який буде розплавлятися в печі.



- 1 - каркас; 2 - подовий плита; 3 - водоохолоджуваний індуктор;
 4 - ізоляційний шар, 5 - тигель; 6 - азбоцементна плита; 7 - зливний носок;
 8 - комір; 9 - гнучкий струмопідвід; 10 - опорні бруси

Рисунок 1.3 – Схема індукційної печі

Щоб полегшити заміну футерівки, індукційна система сучасних печей виготовляється окремо. У каналних індукційних печах виплавляють кольорові метали та їх сплави, а також чавун. Плавильні печі ванного типу мають ємність

від декількох сотень кг до декількох сотень тонн і приводяться в дію струмами промислової частоти. Плавка в індукційних печах характеризується відносно холодним шлаком за рахунок тепла, що виділяється з розплавленого металу, високою ефективністю процесу, інтенсивним перемішуванням і високою якістю розплавленого металу. Індукційні печі використовуються для плавлення і рафінування металів, а також як змішувачі (ковші) для зберігання і підігріву рідкого металу перед розливанням. Через високу вартість встановлення та обслуговування індукційних печей, в нашому цеху цей метод не є практичним.

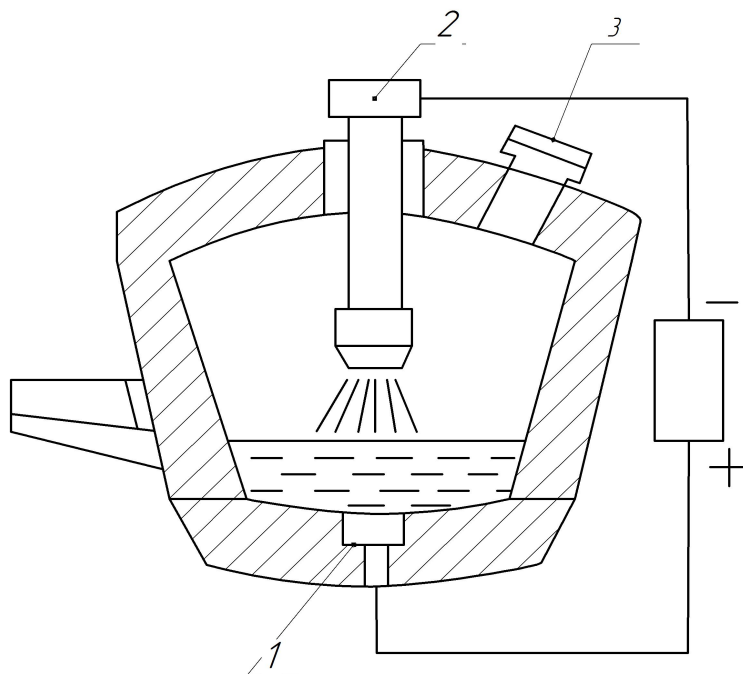
Індукційна піч складається з вогнетривкого тигля всередині індуктора. Індуктор являє собою електромагніт, виготовлений з мідних водоохолоджуваних трубок. Струм до індуктора підводиться гнучким кабелем. Охолоджуюча вода подається гумовими шлангами. Вся піч розміщена в металевому корпусі. Зверху тигель накритий дахом. Для зливу металу піч можна нахилити до зливних ніжок.

Тиглі печі виготовляють з набивкою або футерують цеглою. Для набивки використовують основні (магнезит) або кислі (кварцовий камінь) подрібнені вогнетриви.

Оскільки плавка в індукційних печах відбувається дуже швидко, шихту зазвичай виготовляють з високоякісного металобрухту відомого складу. Перед плавкою точно розраховується вміст вуглецю, сірки, фосфору та легуючих елементів. Шихта завантажується в тигель так, щоб вона заповнювала весь об'єм тигля. Після завантаження шихти подається струм на повну потужність. У міру розплавлення шихти завантажують шихту, що залишилася. Далі на поверхню металу засипають шлакову суміш, що складається з вапна, магнезитового порошку і флюориту. Під час плавлення додають коксовий порошок і подрібнені поглиначі кисню для розкислення шлаку. Легуючі матеріали додаються в процесі плавки. Наприкінці процесу виплавки додають кускові феросплави та алюміній для розкислення металу.

Як правило, в індукційних печах виплавляють сталі та сплави зі складним хімічним складом.

Плазмові печі - електричні печі для нагрівання, плавлення і металургійної обробки металів і сплавів, де джерелом тепла є плазма, що генерується плазмовими трубками. Розрізняють плазмові дугові (ПДП) і плазмові високочастотні (ПВП) печі.



1 - електрод; 2 - плазмотрон; 3 - отвір з кришкою

Рисунок 1.4 - Подова плазменодугова піч

Існує два основних типи печей періодичної дії: печі періодичної дії (або тигельні печі) і печі напівбезперервної кристалізації. Геометрія ванни і футерувальні матеріали печей періодичної дії не відрізняються від звичайних дугових печей такого ж призначення. В склепінні або корпусі печі передбачено один або кілька отворів з кришками, що охолоджуються водою, для відбору проб під час плавки, а також для вимірювання температури металу, легуючих добавок, розкислювачів і шлакового матеріалу. Герметизація технологічних отворів забезпечує підтримку в печі надлишкового тиску плазмоутворюючих газів. У дугових печах під флюсом катодом дугового розряду (джерело постійного струму) є один або кілька плазмотронів (часто виготовлених з вольфраму або спеціальних тугоплавких сплавів), а анодом - метал, що обробляється у ванні печі.

Струм, що проходить через метал, відводиться так званими зануреними електродами (зазвичай з водяним охолодженням), встановленими на дні печі. Дуга дугової печі під флюсом інjektується прямим або закрученим потоком інертного газу (зазвичай аргону). Це, по-перше, стабілізує дугу і підвищує її температуру до 10 000-20 000 К, а по-друге, створює нейтральну атмосферу над металом (сплавом), що плавиться. ДСП використовуються для виробництва особливо відповідальних сталей і спеціальних сплавів. Порівнявши всі показники, можна зробити висновок, що в нашому цеху економічно недоцільно використовувати ДСП.

- Дугові сталеплавильні печі.

Дугові сталеплавильні печі сучасної конструкції є складними агрегатами з точки зору виготовлення та експлуатації, з численними частинами і механізмами, основними з яких є

- Кожух (корпус) і склепіння печі;
- Опорна конструкція - станина, на яку встановлюється корпус;
- Механізм (шарнірно з'єднаний з подом) для нахилу печі з метою вивантаження металу і намотування шлаку; - Механізм для нахилу печі з метою вивантаження металу і намотування шлаку

- Механізми підйому і повороту арки для завантаження шихти (встановлені на люльці);

- шибери і шахти;

- Механізм переміщення електродів;

Виходячи з вищезазначеної інформації, для виробництва сталі ШХ15 обрано типовий сталеплавильний агрегат марки ДСП-50.

Цей агрегат відповідає всім вимогам з економічної та технічної точки зору.

Трудомісткі операції, такі як завантаження печі, засипка шихти, завантаження шлаку з формуючими і легуючими добавками і подача газоподібного кисню в піч, механізовані; ДСП оснащена регулятором електричного режиму, який підтримує задане співвідношення між струмом і напругою дуги або опором дугового проміжку.

1.4 Розрахунок кількості обладнання

Розрахунок кількості печей

Число робочих діб укладатиметься з таких величин:

1. На капітальний ремонт іде 5 діб на рік [3].
2. За літературними даними стіни і склепіння печі з панелями видержують 1500 плавок [4].

За подібних умов поточний ремонт доцільно робити через:

$$1500 \cdot 2,50 : 24 = 157 \text{ діб} \quad (1.1)$$

Тривалість ремонту 8 годин або 0,333 доби, отож поточні ремонти віднімуть на рік

$$\frac{365 - 5}{157 + 0,333} * 0,333 = 0,8 \quad (1.2)$$

3. Простої через переміну і перепуск електродів. Можна прийняти, що зміну електродів (нарощування) проводжують під час заправки. Перепуск електродів при дистанційному управлінні механічного затиску електродів можна виробити з дуже малою витратою часу: цей час можна прилучити в тривалість плавлення.

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

5. Інші простої 5 діб.

Таким чином, число робочих діб буде:

$$365 - (0,8 + 2 + 5) = 357 \quad (1.3)$$

Число плавок на 1 піч на добу:

$$24 : 4,6 = 5,22 \text{ плавки} \quad (1.4)$$

Всього з однієї печі добудемо плавок на рік:

$$357 \cdot 5,22 = 1864 \text{ плавки} \quad (1.5)$$

Так як, в рік буде вироблено 1864 плавки на одній печі, 200 000 тонн сталі можуть бути виплавлені в:

$$\frac{200000}{1864 \cdot 50} = 2,14 \text{ печі} \quad (1.6)$$

В роботі беремо необхідну кількість печей рівну чотирьом з урахуванням резервної печі.

Річна продуктивність чотирьох ДСП може складати:

$$4 \cdot 50 \cdot 1864 = 372800 \text{ тонн / рік.} \quad (1.7)$$

Коефіцієнт використання потужності ДСП:

$$\frac{200000}{372800} * 100\% = 62\% \quad (1.8)$$

Розрахунок кількості вакууматорів

Таблиця 1.2 - Тривалість операцій вакуумування конструкційної сталі

Найменування	Тривалість
Постановка ковшу, встановлення аргонпроводу	5 хв
Накриття кришкою, відбір проби	2 хв
Створення вакууму	3-5 хв
Вакумування	12 хв
Скидання вакууму	1 хв
Відкриття кришки	2 хв
Відбір проби на газу	3-5 хв
Віддання на розливу	5 хв
Простої між плавками	25 хв
Всього	1 год

Для поліпшення якості металу завбачено його позапічне вакуумування.

Річна продуктивність пічних установок 300000 тонн на рік.

Передбачається вакуумувати 95% плавок, що набуде:

$$300000 \cdot 0,95 = 285\ 000 \text{ тонн}$$

$$335 \cdot 24 = 8040 \text{ год/рік}$$

$$285000/50 = 5700$$

$$(5700 / 8040 \cdot 1) \cdot 100 \% = 71 \%$$

Для здійснювання поставленої задачі беремо до установки один вакууматор.

Розрахунок кількості УПК

Таблиця 1.3 - Тривалість операцій УПК для конструкційної сталі

Найменування	Тривалість
Постановка ковшу	5 хв
Підключення аргонпроводу, накриття кришкою, відбір проби	10 хв
Запалення дуги, підігрів металу, барботаж аргонном	10 хв
Віддача феросплавів	3-5 хв
Підігрів, барботаж	5 хв
Забір проби	2 хв
Підігрів	5 хв
Віддача на розливу	5 хв
Простої між плавками	25 хв
Всього	71 хв

Річна продуктивність пічних установок 300000 тонн на рік.

Направляється на УПК 95% плавок, що складе:

$$300000 \cdot 0,95 = 285\ 000 \text{ тонн}$$

$$71 \text{ хв} - 1,11 \text{ год.}$$

$$335 \cdot 24 = 8040 \text{ год/рік}$$

$$285000/50 = 5700$$

$$(5700 / 8040 \cdot 1,11) \cdot 100 \% = 63,9 \%$$

Для виконання поставленої задачі беремо до установки одну УПК.

1.5 Опис цеху і прольотів

Головна будівля електроплавильного цеху містить п'ять прольотів: шихтовий, пічний, випуску сталі, МБЛЗ, відвантаження заготівель.

1.5.1 Шихтовий проліт

Він призначений для забезпечення безперебійного постачання матеріалу для електропечі. Основна частина брухту (не менше 80%) доставляється в контейнерах об'ємом 15 м³ до завантажувальних майданчиків цеху на залізничних платформах. Решта брухту транспортується навалом вантажівками та самоскидами. Проліт обладнаний трьома кранами мульдо-магнітними вантажопідйомністю 30 тонн/15 тонн. Контейнерований брухт завантажується в грейферні кошики, встановлені на візках, і зважується на платформних вагах. У прольоті є бункери для чавуну і металевих шихт. Графітовані електроди транспортуються зі складу заводу до пічних прольотів наземним транспортом у спеціальних контейнерах.

1.5.2 Пічний проліт

Пічний прольот призначений для виробництва певної марки сталі. У прольотах розташовані чотири електропечі місткістю 50 тонн кожна.

Шлаковий матеріал подається в електропіч через робоче вікно закидачем під час плавки. Шлакові бункери сконструйовані групами. Феросплави завантажуються в дугові сталеплавильні печі за допомогою дизельних мультизавантажувальних машин. Магnezитовий і доломітовий порошок завантажується в піч (укіс) відцентровими завантажувальними машинами. Магnezитовий і доломітовий порошок зберігається в бункері. Завантаження шихти здійснюється краном, який подає машину під розвантажувальний пристрій в бункері.

Графітові електроди розташовані в спеціально відведеній зоні в кінці прольоту печі. Звідти електроди за допомогою спеціального механічного обладнання подаються безпосередньо до нарощувального стенду. Шлак з печі подається в шлакову чашу, встановлену на консольному візку. Після заповнення шлаковий бункер подається в сталеплавильний проліт. Зі шлакового ковша шлак перевантажується в шлаковоз і вивозиться з цеху. Проліт обладнаний трьома кранами з розливним, завантажувальним і 100-тонним механізмами.

У голові прольоту є майданчик для ремонту кожуха і склепіння печі [5].

1.5.3 Проліт випуску сталі

Цей проліт використовується для вивантаження сталі з печі, видалення металу вакуумом і подачі ковша з металом до машини безперервного лиття заготовок. Під час міжплавильної підготовки ківш очищається від сажі та вуглецевих відкладень, а також замінюються заглушки шибєрних затворів. Зняті пробки поміщаються в контейнер і виловним навантажувачем доставляються на ділянку шибєрних затворів. Після вищевказаних операцій ківш переміщується краном з обертової платформи на нерухому, встановлюється наливний стакан і монтується шибєрна засувка. Вакуумна камера являє собою сталевий резервуар з трьома шарами ізоляції і одним шаром вогнетривкого футерування. У камері є отвори для додавання легованих матеріалів і флюориту.

Проліт має дві тупикові колії і склад з виливницями для аварійного розливання.

1.5.4 Проліт МБЛЗ

Проліт МБЛЗ призначений для виробництва заготовки заданої форми. У прольоті встановлено три ротаційні машини. Зона вторинного охолодження має довжину 15 метрів.

Прольоти обладнані складом кришталевих машин, вогнетривким відділенням, засобами управління пожежогасінням і проміжним ковшем.

Проліт відвантаження заготовки.

Використовується для транспортування гарячих заготовок до обтискного цеху. Проліт має три кранові стріли з крановими опорами вантажопідйомністю 10+10 тонн.

Заготовки переміщуються по рольгангу з прольоту МБЛЗ до прольоту вивантаження заготовок, де вони знімаються з роликового візка краном і транспортуються по залізничних коліях. Охолоджені заготовки нагріваються в печі.

У прольоті є насосна станція, диспетчерська, механічні майстерні та стелажі для зберігання заготовок [6].

Також є адміністративно-побутова будівля (ванні кімнати, туалети, кабінет керівника, кабінет помічника керівника, бухгалтерія та технічне управління) та будівля їдальні.

2 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

2.1 Опис печі

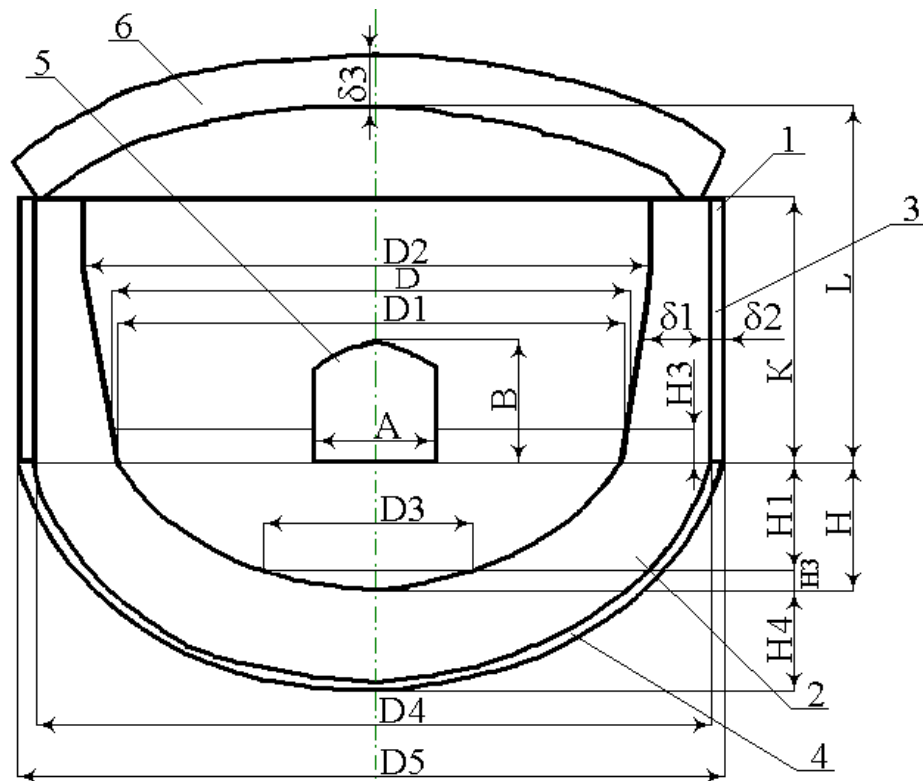
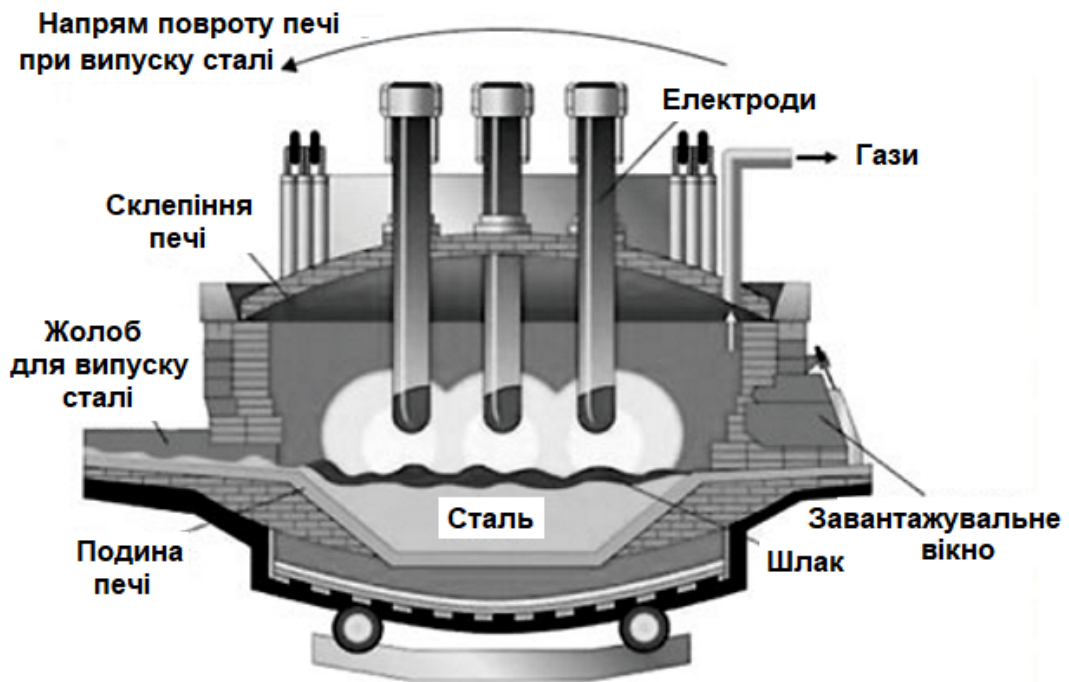
Очікуваний електросталеплавильний цех буде оснащений піччю з ДСП номінальною потужністю 50 тонн. Ця серія дугових сталеплавильних печей використовує елементи з водяним охолодженням для футерування стін і склепіння. Водоохолоджуване склепіння складається з окремих секцій, що включають центральну вогнетривку секцію, яка покриває 25% поверхні склепіння, і охолоджувальну периферійну секцію, зібрану на стенді в неохолоджуване кільце склепіння.

Піч має обладнання для контролю температури, витрати і тиску охолоджувальної води, а пульт управління піччю оснащений реєструючими пристроями, звуковою і світловою сигналізацією.

Одним з ефективних способів підвищення стійкості футерування стін електропечей є використання водоохолоджуваних панелей. Ці панелі являють собою рулони з суцільнотягнутих сталевих труб, зварених із секцій з двома вигинами 1800. Це дозволяє розмістити відповідні секції труби ближче одна до одної.

Шихта подається в бак печі за допомогою грейферного кошика, для чого електроди і відводи піднімаються і переміщуються в бік пічного трансформатора. Основною несучою металоконструкцією печі є колиска, яка спирається на фундаментні балки в сегментах. На подині змонтовані корпус печі з робочим вікном, дренажні льотки і склепіння, механізм підйому і повороту напівпорталу і пічний бак. Піч нахиляється двома гідроциліндрами на 400° для вивантаження металу і 120° для вивантаження шлаку. Упор люльки розташований біля лівого гідроциліндра. Заслінка робочого вікна піднімається гідравлічним приводом через ланцюгову передачу. Днище печі закруглене, а його центральна частина виконана з немагнітної сталі. Сегменти коліски з'єднані двома поперечними балками, на яких може бути встановлений статор - пристрій для електромагнітного

змішування металів. Система підтримки статора спроектована таким чином, щоб його можна було встановлювати і знімати без необхідності знімати кожух печі.



1 - кожух печі; 2 - днище печі; 3 - футеровка; 4 - сферична частина печі; 5 - робоче вікно; 6 - склепіння печі

Рисунок 2.1 – Схема та геометричні параметри електродугової сталеплавильної печі

Опорна траверса (напівпортальна) підтримує вал за допомогою трубчастої телескопічної стійки. Консольний кронштейн опорної колони несе електродотримач зі встановленим на ньому електродом. Електрод затискається пружинно-пневматичним механізмом. Механізм переміщення електрода гідравлічний, з гідравлічним плунжером, вбудованим в стійку.

Кисень подається в піч через флюгер, що складається з трьох концентричних сталевих труб. Кисень подається через середню трубу, в той час як інші труби використовуються для подачі і відведення охолоджуючої води. Лопатка вставляється вертикально в піч через дах, а по колу обвалення електрода через рівні проміжки додаються отвори для цієї мети. Ці отвори обладнані охолоджувачем і закриваються пробкою, коли в піч не подається кисень. Флюгер забезпечується соплами Лавалю, які розміщуються на висоті 300-400 мм над поверхнею шлаку.

Кисень, що подається на лопатку, утворює потужний струмінь, який здуває шлак і занурюється в метал, забезпечуючи тим самим інтенсивне окислення ванни.

Робоче вікно оснащено змонтованим на дверцятах пальником і механізмом підйому робочого вікна з механізмом зупинки [11, 12].

2.2 Основні елементи конструкції печі

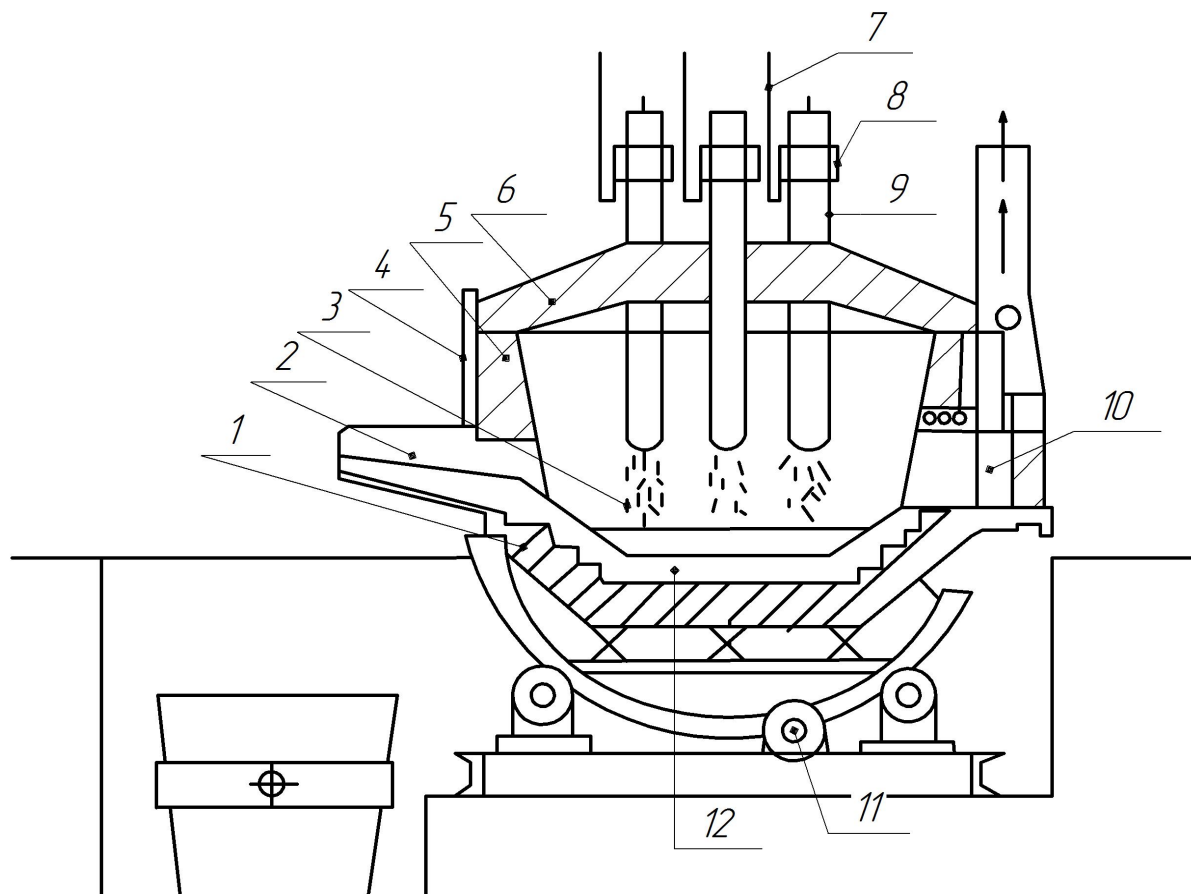
Корпус печі, утворений сферичним днищем, водоохолоджуваними стіновими панелями і водоохолоджуваною камерою, має футеровку, яка формує робочий простір печі, частково зайнятий ванною. Корпус печі складається з рами з кільцевих балок, з'єднаних колонами, з водоохолоджуваними панелями на бічних стінках. До корпусу печі примикає зливний патрубок, через який метал зливається з печі в ківш, встановлений на сталевозі. У корпусі печі є робоче вікно для спостереження за процесом плавки, відбору проб і засипання шлаку і легуючих добавок в піч. Ширина отвору робочого вікна становить 0,2-0,3 діаметра ванни по висоті укосу і 0,75-0,80 ширини по висоті. Корпус печі

встановлюється на похилій колісці і котиться по фундаментній балці, яка міцно анкерується фундаментом. Крім станини печі, на станині печі є портал, до якого кріпляться металокопії і механізми, що беруть участь в подачі живлення на електроди і в вертикальному переміщенні електродів з гідравлічним приводом. Подину печі також оснащено механізмом підйому склепіння і повороту його в бік зливу для відкриття робочого простору перед завантаженням печі. Портал печі має напівпортал, закріплений під кутом 90° до вертикальної осі, до якого підвішується склепіння і повертається на кут $100-120^\circ$ за допомогою спеціального механізму. Коліска разом з корпусом печі і порталом нахилена під кутом 45° до металевого ковша і 10° до вікна вивантаження шлаку. Нахил печі здійснюється за допомогою механізму з гідравлічним приводом. Нахил печі в бік вікна для вивантаження металу обмежується стопорним пристроєм. Піч обладнана насосно-аккумуляторною станцією. ДСП виготовляється з механізованих шихтових стосів і завантажується в ковші зверху в один, два, а іноді і в три прийоми. На відміну від старих ДСП, де шихта укладається в штабелі з завантажувального вікна, сучасні печі завдяки завантаженню шихтового матеріалу зверху мають такі переваги: можливість завантаження брухту практично у весь об'єм робочого простору, раціональне розташування великогабаритного брухту в зоні дії електричної дуги, незначне збільшення часу плавлення шихти в режимі "горіння замкнутої дуги", механізована засипка подини і укусу сипучим вогнетривом, скорочення часу простою печі після передплавильного випуску та ін. Для відкриття робочого простору печі для завантаження шихти зверху на новітніх печах ДСП-50 над корпусом печі встановлено кульовий жолоб, відворот якого звернений від трансформаторного відділення до ливарного прольоту.

Струм до графітуючих електродів подається через короткозамкнену мережу з трьома електродотримачами. Кожен електродотримач складається з головки, гільзи і механізму затиску електрода, до якого приєднані струмопідводи з мідних шин і мідних труб з водяним охолодженням.

ДСП має механізм обертання шини; ДСП має ряд компонентів з водяним охолодженням, включаючи арку робочого вікна і дверцята, кільце для зберігання,

ущільнювач отвору для електрода (економайзер), струмопровідну трубу і головку і гільзу електродотримача. Склепіння і бічні стінки з водяним охолодженням широко використовуються для економії вогнетривкого матеріалу і підвищення стійкості футеровки.



- 1 – основна або кисла футеровка, 2 – жолоб, 3 – дуга, 4 – сталевий кожух,
 5 – стінки, 6 – склепіння, 7 – кабель, 8 – електродотримач, 9 – електрод,
 10 – вікно, 11 – привід, 12 - подина

Рисунок 2.2 – Дугова сталеплавильна піч

Дугова піч живиться трифазним змінним струмом. Має три циліндричних електрода з графітенованої маси, закріплених у електродотримача, до яких підводиться електричний струм по кабелях. Між електродом і металеві шихтою виникає електрична дуга. Корпус печі має форму циліндра. Зовні він укладений у міцний сталевий кожух, всередині футерований основним або кислим цеглою. Плавильний простір обмежений стінками, подиною і склепінням. Знімне склепіння 6 має отвори для електродів. У стінці корпусу робоче вікно (для зливу

шлаку, завантаження феросплавів, взяття проб), закрите при плавці заслінкою. Готову сталь випускають через зливний отвір зі зливним жолобом. Піч спирається на сектори і має привід для нахилу в бік робочого вікна або жолоба. Піч завантажують при знятому склепінні.

Місткість печей становить 0,5 ... 400 тонн. У металургійних цехах використовують електропечі з основною футеровкою, а в ливарних - з кислотою.

У основній дуговій печі здійснюється плавка двох видів:

- а) на шихті з легованих відходів (методом переплаву),
- б) на вуглецевої шихті (з окисленням домішок).

Плавку на шихті з легованих відходів ведуть без окислення домішок. Після розплавлення шихти з металу видаляють сірку, наводячи основний шлак, при необхідності насичуватися вуглецем і доводять метал до заданого хімічного складу. Проводять дифузійне розкислення, подаючи на шлак подрібнені феросиліцій, алюміній, мелений кокс. Так виплавляють леговані сталі з відходів машинобудівних заводів.

Плавку на вуглецевій шихті застосовують для виробництва конструкційних сталей. У піч завантажують шихту: сталевий брухт, чушковий передільний чавун, електродний бій або кокс, для навуглецювання металів і вапно. Опускають електроди, включають струм. Шихта під дією електродів плавиться, метал накопичується в подині печі. Під час плавлення шихти киснем повітря, оксидами шихти і окалини окислюються залізо, кремній, фосфор, марганець, частково, вуглець. Оксид кальцію з вапна і оксид заліза утворюють основний залізистий шлак, що сприяє видаленню фосфору з металу. Після нагріву до 1500 ... 1540 °C завантажують руду і вапно, проводять період «кипіння» металу, відбувається подальше окислення вуглецю. Після припинення кипіння видаляють шлак. Потім приступають до видалення сірки і розкисленню металу заданого хімічного складу. Розкислення виробляють осадженням і дифузійним методом. Потім виконують кінцеве розкислення алюмінієм і силікокальцієм, випускають сталь в ківш.

2.3 Обґрунтування тривалості плавки

Тривалість плавки – доволі важливий показник, що сильно позначається на продуктивності печі.

Для печей середньої місткості, що вантажаться баддями, з потужними трансформаторами, на підставі розрахункових і заводських даних беремо наступну тривалість плавки, час - хв.

Таблиця 2.1 - Режим електроплавки сталі в печах ДСП – 50

№ п/п	Період плавки	Дійсне на ДСС	Прийнято
1.	Заправка	0 - 30	0 - 20
2.	Завантаження лому	0 - 10	0 - 20
3.	Плавлення	2 - 30	2 - 20
4.	Скачування шлаку	0 - 15	0 - 10
5.	Окисний період	0 - 40	0 - 30
6.	Відновний період	1 - 0	0 - 55
7.	Випуск металу	0 - 05	0 - 05
	Того	5 - 10	4 - 40

2.4 Визначення основних розмірів печі

Основні розміри печі визначаються номінальною вагою плавки Р [8, 9].

$$V_B = V_1 + V_2 + V_3 = 7,0 + 1,03 + 1,05 = 9,08 \text{ м}^3 \quad (2.1)$$

де: V_1 ; V_2 - обсяг металу і шлаку м^3 .

$$V_1 = P \cdot \alpha_1 = 50 \cdot 0,14 = 7,0 \text{ м}^3 \quad (2.2)$$

$$V_2 = \frac{\beta}{100} \cdot \frac{P}{\gamma} = \frac{7}{100} \cdot \frac{50}{3,14} = 1,03 \text{ м}^3 \quad (2.3)$$

α_1 - питомий обсяг рідкого металу, $\text{м}^3/\text{т}$;

β - кількість шлаку, від кількості металу %, коливається від 4 до 10, прийmemo до уваги 7 %.

γ - щільність шлаку, т/м³, вимірюється в межах $\gamma = 2,8...3,6$, беремо $\gamma = 3,14$ т/м³;

V_3 - додатковий обсяг на перевантаження печі і кипіння металу, м³.

δ - додатковий обсяг печі, що залежить від місткості печі (чим більше обсяг, тим менше додатковий обсяг), при $P \geq 50$ $\delta = 10 - 20$ %, при $P = 50$ т, беремо $\delta = 15$ %.

Розрахунковий обсяг ванни:

$$V_p = V_1 + V_2$$

де: V_1 - обсяг усіченого конуса до рівня порога робочого вікна, м³.

V_2 - обсяг кульової частини ванни, м³.

$$V_p = \frac{\pi * H_1}{12} * (D_1^2 + D_3^2 + D_1 * D_3) + \frac{\pi * H_2}{L} * (0,75 * D_3 + H_2^2) \quad (2.4)$$

де: H_1 і H_2 - глибина відповідно конічної і сферичної частини ванни, м.

Для полегшення розрахунку, в основу береться один з параметрів і через нього виявляються інші. Задаємося відношенням рівня порога робочого вікна чи діаметром дзеркала ванни D_1 до глибини ванни H :

$$M = \frac{D_1}{H}$$

Значення величини M в залежності від місткості печі коливається від 4,0 до 6,5 і може бути прийнята при $P \geq 50$ т $M = 5,1...6,5$, Беремо $M = 5,5$.

Зі збільшенням діаметра дзеркала ванни вкорочується теплова напруженість стін і більшає термін служби футеровки, зростає обсяг плавильного простору, що допускає використовувати легковагу шихту. Однак зі зростом дзеркала ванни печі зростуть теплові втрати через кожух печі.

Виразивши глибину конічної і сферичної частини ванни, і діаметр її сферичної частини через глибину ванни, можна облічити розрахунковий обсяг ванни:

$$V_P = V_1 + V_2 = H^3 \cdot (0,705 \cdot M^2 - 1,255 \cdot M + 0,742) \quad (2.5)$$

Вираз в дужках (розрахунковий коефіцієнт) позначаємо α^1 , тоді:

$$V_P = H^3 \cdot \alpha^1$$

Значення α^1 розраховується в залежності від прийнятого значення M і коливається від 8 для малих печей і до 24 – для великих.

$$\text{Для } M = 5,5 \quad \alpha^1 = 0,705 \cdot 5,5^2 - 1,255 \cdot 5,5 + 0,742 = 15,17 \quad (2.6)$$

Нормальні умови роботи печі забезпечуються при $V_B = V_P$

$$H = \sqrt[3]{\frac{V_B}{\alpha^1}} = \sqrt[3]{\frac{9,08}{15,17}} = 0,85m \quad (2.7)$$

З конструктивних міркувань беремо:

$$H_1 = 0,8 \cdot H = 0,8 \cdot 0,85 = 0,68 \text{ м} \quad (2.8)$$

$$H_2 = 0,2 \cdot H = 0,2 \cdot 0,85 = 0,17 \text{ м} \quad (2.9)$$

Глибина відкосів над рівнем порогу робочого вікна H_3 , братиметься:

$$H_3 = 0; 15 \text{ м} \quad (2.10)$$

Діаметр дзеркала ванни:

$$D_1 = M \cdot H = 5,5 \cdot 0,85 = 4,675 \text{ м} \quad (2.11)$$

Діаметр робочого простору на рівні сполучення укосів і стін:

$$D = D_1 + 2 \cdot H_3 = 4,675 + 2 \cdot 0,15 = 4,975 \text{ м} \quad (2.12)$$

Діаметр сферичної частини ванни:

$$D_3 = H \cdot (M - 1,6) = 0,85 \cdot (5,5 - 1,6) = 3,315 \text{ м} \quad (2.13)$$

Товщина футеровки подини H_4 братиметься рівній глибині ванни на печах місткістю 25 т і більш очікуватиметься установка пристрою для електромагнітного перемішування металу в печі. У цьому випадку товщина подини вкорочується на 15...30%.

$$H_4 = 0,85 \cdot H = 0,85 \cdot 0,85 = 0,725 \text{ м} \quad (2.14)$$

У діючих електропечах висота плавильного простору братиметься $H = 2,1 \dots 2,2 \cdot H$:

$$H_H = 2,1 \cdot H = 2,1 \cdot 0,85 = 1,785 \text{ м} \quad (2.15)$$

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

$$H_5 = 0,09 \cdot D_1 = 0,09 \cdot 4,675 = 0,420 \text{ м} \quad (2.16)$$

Висота робочого простору від рівня порога робочого вікна до найбільш високої частини склепіння:

$$L = K + H_5 = 1,785 + 0,420 = 2,205 \text{ м} \quad (2.17)$$

Ширина робочого вікна A рахуватиметься від 0,32 м днища дзеркала ванни для малих і до 0,25 для великих печей:

$$A = 0,25 \cdot D_1 = 0,25 \cdot 4,675 = 1,215 \text{ м} \quad (2.18)$$

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

$$B = 0,6 \cdot A = 0,6 \cdot 1,215 = 0,73 \text{ м} \quad (2.19)$$

Внутрішній діаметр кожуха печі:

$$D_4 = D + 2\delta^1 = 4,675 + 2 \cdot (0,075 + 0,460) = 6,045 \text{ м} \quad (2.20)$$

де: δ_1 - мінімальна товщина теплоізоляційного шару і вогнетривкого шару футеровки, що залежить від садки печі δ_2 беремо рівної $1/200 \cdot D_4$:

$$\delta_2 = \frac{D_4}{200} = \frac{6,045}{200} = 0,03 \text{ м} \quad (2.21)$$

Зовнішній діаметр кожуха печі:

$$D_5 = D_4 + 2\delta_2 = 6,045 + 2 \cdot 0,03 = 6,105 \text{ м} \quad (2.22)$$

Максимальний діаметр робочого простору печі на рівні сполучення стін і п'ят склепіння:

$$D_2 = D + 2 \cdot (K - H_3) \cdot 0,1 \quad (2.23)$$

$$D_2 = 4,975 + 2 \cdot (1,785 - 0,150) \cdot 0,1 = 5,3 \text{ м}$$

При товщині склепіння δ_3 приймаємо в залежності від місткості печі:

$$P \leq 25 \text{ т } \delta_3 = 0,23 \text{ м}; \text{ при } P = 25 \dots 100 \text{ т } \delta_3 = 0,3; \text{ при } P > 100 \text{ т } \delta_3 = 0,46 \text{ м}$$

Беремо товщину склепіння рівною $\delta_3 = 0,3 \text{ м}$.

В даний час поширені печі з циліндричним кожухом. Це робить можливість наростити кут нахилу стін печі і тим самим збільшити термін служби футеровки.

Для прискорення поточного ремонту печі, її кожух робиться з двох частин: верхньої - знімної і нижньої - стаціонарної.

Наявність запасної знімної частини протягом 2 - 4-х годин допускає замінити зношені стіни новими.

Для визначення розмірів печі з циліндричним кожухом значення: D ; D_1 ; D_3 ; H ; H_1 ; H_2 ; H_3 ; H_4 ; H_5 ; A ; β ; L ; δ_1 ; δ_2 ; δ_3 визначаються також як і печі з циліндричним кожухом.

Висота конічної частини кожуха печі до рівня сполучення укосів і стін братиметься рівної $(0,5 - 0,65) \cdot K$:

$$K = 0,55 \cdot K = 0,55 \cdot 1,785 = 0,991 \text{ м} \quad (2.24)$$

Діаметр робочого простору на рівні сполучення стін і п'ят склепіння печі з циліндричним кожухом:

$$D_2' = D + 2 \cdot (K - H_3) \cdot \text{tg}\beta \quad (2.25)$$

$$D_2' = 4,975 + 2 \cdot (0,991 - 0,15) \cdot 0,364 = 5,59 \text{ м.}$$

Значення β коливається в межах 20 - 25°.

Товщина теплоізоляційного вогнетривкого шару футеровки в циліндричній частині кожуха печі приймається рівним (0,6 - 0,8) δ_1 :

$$\delta_1 = 0,7 \cdot \delta_1 = 0,7 \cdot 0,535 = 0,375 \text{ м} \quad (2.26)$$

Максимальний зовнішній діаметр кожуха печі:

$$D_5' = D_2' + 2\delta_2' + 2\delta_2 \quad (2.27)$$

$$D_5' = 5,590 + 2 \cdot 0,375 + 2 \cdot 0,03 = 6,400 \text{ м}$$

Висота нижньої циліндричної частини кожуха печі позначається конструктивно. При цьому необхідно забезпечувати надійність роботи футеровки печі і мінімальну витрату вогнетривких матеріалів.

Після визначення основних розмірів ванни і плавильного простору викреслюється розріз футеровки печі в масштабі.

2.5 Розрахунок потужності трансформатора

Розрахунок здійснювався за допомогою електронної програми

Вихідні дані:

Ємність печі = 50 тонн

Тривалість періоду плавлення шихти = 4,3 години

Тривалість періоду простою = 0,3 год

Температура плавлення металу = 1700 К

Температура металу наприкінці окисного періоду = 1850

Коефіцієнт теплових втрат = 0,07

Коефіцієнт електричних втрат = 0,1

Коефіцієнт потужності в період плавлення = 0,85

Коефіцієнт потужності в режимі короткого замикання = 0,2

Розрахункові дані:

Потужність печі = 8000 кВА

Сходів = 6

Тривалість періоду простою = 0,3 години

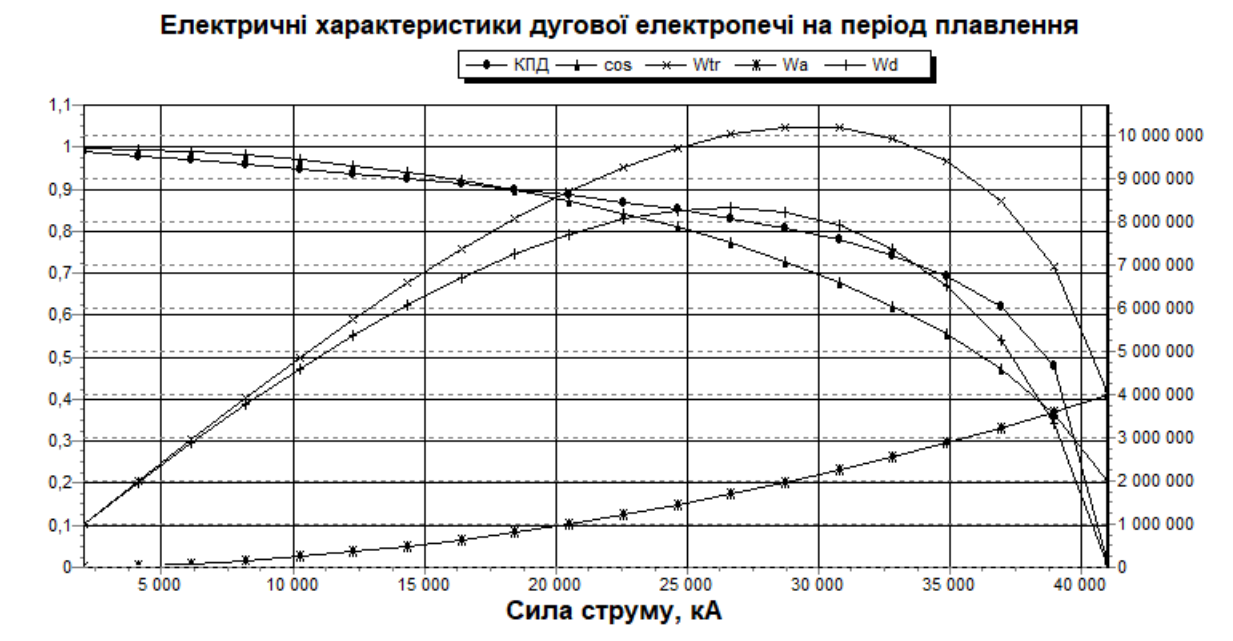


Рисунок 2.3 – Електричні характеристики печі

Таблиця 2.2 - Розрахунок трансформатору

Номер точки	Сила струму, А	Фазна напруга, В	Активна потужність, кВА	Електричні втрати, кВА	Повна потужність, кВА	Коефіцієнт потужності	ККД
1	2050,98	160,71	988839,91	10000	998839,91	1	0,99
2	4101,96	158,5	1950539,37	40000	1990539,37	1	0,98
3	6152,93	155,9	2877788,8	90000	2967788,8	0,99	0,97
4	8203,91	152,9	3763098,31	160000	3923098,31	0,98	0,96
5	10254,89	149,48	4598695,63	250000	4848695,63	0,97	0,95
6	12305,87	145,63	5376408,22	360000	5736408,22	0,96	0,94
7	14356,85	141,34	6087521,31	490000	6577521,31	0,94	0,93
8	16407,82	136,57	6722600,37	640000	7362600,37	0,92	0,91
9	18458,8	131,31	7271261,14	810000	8081261,14	0,9	0,9
10	20509,78	125,5	7721860,97	1000000	8721860,97	0,87	0,89
11	22560,76	119,1	8061069,79	1210000	9271069,79	0,84	0,87
12	24611,73	112,05	8273250,07	1440000	9713250,07	0,81	0,85
13	26662,71	104,26	8339520,94	1690000	10029520,94	0,77	0,83
14	28713,69	95,61	8236270,66	1960000	10196270,66	0,73	0,81
15	30764,67	85,95	7932636,9	2250000	10182636,9	0,68	0,78
16	32815,65	75,02	7385873,29	2560000	9945873,29	0,62	0,74
17	34866,62	62,45	6531822	2890000	9421822	0,55	0,69
18	36917,6	47,51	5261839,18	3240000	8501839,18	0,47	0,62
19	38968,58	28,65	3349421,13	3610000	6959421,13	0,37	0,48
20	41019,56	0,13	16252,31	4000000	4016252,31	0,2	0

3 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

3.1 Призначення сталі, область застосування та вимоги, що пред'являються до неї

Як випливає з назви, шарикопідшипникові сталі в основному використовуються для виготовлення кульок, роликів і кілець; сталі ШХ15 застосовуються для підшипників, що працюють у важких умовах і при високих температурах (корозійностійкі і жароміцні).

Ці сталі використовуються для виготовлення підшипників, що працюють в діапазоні температур 60-300°C. Підшипники, що працюють при температурі понад 100°C, вимагають спеціальної термічної обробки деталей, яка забезпечує стабільність розмірів, але зі зниженою твердістю і стійкістю до контактної втоми.

Крім підшипникових деталей, сталь ШХ15, наприклад, використовується у виробництві компонентів, що вимагають високої твердості і хорошої зносостійкості, таких як голки розпилювачів інжекторів, зворотні клапани і подушки в системах впорскування, ролики паливних насосів, ролики і різні важелі важелів [9].

Хоча за складом і властивостями сталь ШХ15 класифікується як інструментальна, за сферою застосування вона є спеціальною конструкційною сталлю. Хімічний склад сталі ШХ15 наведено в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 - Хімічний склад сталі ШХ15

C	Mn	Si	Cr	S	P	Ni	Cu
0,95-1,05	0,2-0,4	0,17-0,37	0,3-0,65	0,02	0,027	0,3	0,25

У багатьох країнах проблему недостатньої прогартовуваності та жароміцності виробів з хромистої та хромомарганцево-силікатної сталі вирішили шляхом виготовлення модифікованих виробів з невеликими добавками молібдену, ванадію (німецькі компанії використовують марку X90CrMoV18, що

містить ванадій) та вольфраму. Рішення полягає у виготовленні модифікованого продукту з невеликим додаванням вольфраму.

У деяких країнах були розроблені деякі модифікації підшипникової сталі для економії імпортного хрому, зменшення якого компенсується додаванням невеликої кількості молібдену з високим вмістом марганцю.

Високий вміст вуглецю в шарикопідшипникових сталях забезпечує високу міцність і зносостійкість після термічної обробки. Поверхнева твердість визначається концентрацією вуглецю в мартенситі і є однаковою для всіх шарикопідшипникових сталей.

Залежно від застосування, вони доступні в наступних формах: гарячекатані круглі прутки, квадратні прутки, гарячекатані смуги, гарячекатані труби, холоднокатані труби, великі пачки, холодноотягнутий дріт в мотках або прутках.

Технічні вимоги до якісних властивостей сортового прокату зі сталей ШХ15 і ШХ15СГ (включаючи ШХ4), а також критерії та методи контролю ключових властивостей визначені у відповідних національних стандартах.

Крім того, існує ряд додаткових вимог до якості напівфабрикатів, що виготовляються з цих марок сталі з використанням інших методів рафінування, а також технічні умови, що відображають нові технологічні особливості виготовлення заготовок.

Вимоги до стану поверхні несучих сталевих прутків, труб і дроту визначають відсутність значних дефектів, таких як розриви, або обмежують допуск дефектів з низьким ступенем ризику невеликою глибиною. На поверхні сталевих прутків не допускаються вільні або згорнуті забруднення, бульбашки, тріщини, кірки, заходи сонця, піттинг та інші дефекти, що виникають в результаті обробки злитків і проміжних заготовок.

Незважаючи на ретельний контроль на металургійних заводах, брак через ці дефекти становить найбільшу частку в загальному обсязі сталі, що реалізується підшипниковими заводами. Ця частка особливо висока для каліброваної сталі.

Поверхневі дефекти, не виявлені під час контролю прутків і труб, стають очевидними під час подальшої механічної обробки, пластичної деформації, термічної обробки та експлуатації підшипників.

Допустимими дефектами поверхонь стрижнів і труб є невеликі виштамповки, брижі і подряпини. Глибина таких дефектів диференційована в стандартах залежно від діаметру і стану поставки стрижня [10].

Збільшення кількості легуючих добавок понад 5% може бути виправданим лише за особливих умов експлуатації (наприклад, корозійне середовище, високі робочі температури), оскільки призводить до збільшення витрат на оброблюваність і зниження довговічності порівняно з аналогічним показником для звичайних підшипникових сталей.

Зміна вмісту легуючих елементів в сталі може мати різний вплив на властивості підшипників. Додавання молібдену позитивно впливає на термін служби підшипників.

Підшипникові сталі типу ШХ15 з вмістом Si від 1 до 1,5 % були випробувані в Японії. Довговічність підшипників, виготовлених з цих сталей, була покращена, але вони не були використані через погану оброблюваність.

Заміна сталі ШХ15 на сталь з меншим вмістом хрому (85Cr1Mo) була запропонована, але не була реалізована через знижену прогартовуваність (8 мм), незважаючи на короткий час відпалу. Цю сталь слід використовувати, коли потрібна покращена холодна деформація.

Ряд авторів продемонстрували, що збільшення вмісту сірки (до 0,15%) позитивно впливає на довговічність і оброблюваність підшипникових сталей, але сталі з таким вмістом сірки ще не використовувалися.

3.2 Вплив легуючих елементів на властивості сталі

Хром: бере участь у формуванні плівок оксиду хрому, які підвищують корозійну стійкість сталі. Також сприяє покращенню опору загартуванню при високих температурах.

Нікель. Стабілізує астенічну мікроструктуру, підвищує гнучкість і покращує формуваність конструкційних сталей. Високотемпературна міцність і корозійна стійкість, особливо використовується в промисловості, морському середовищі, хімічній, харчовій і текстильній промисловості.

Кремній. Покращує стійкість до точкової корозії, утворюючи міцну початкову окалину, яка витримує циклічні зміни температури. Зменшує коксування при високих температурах і трохи підвищує міцність на розрив і твердість. Кремній Невелика кількість кремнію додається до всіх типів конструкційних сталей для розкислення.

Марганець. Забезпечує стабільність аустеніту при кімнатній температурі та покращує властивості при гарячій обробці. Додатки до 2% марганцю не впливають на міцність, гнучкість або жорсткість.

Молибден: карбідоутворюючий елемент, який запобігає крихкості та підвищує корозійну стійкість, міцність при підвищених температурах та опір повзучості. Запобігає утворенню виразок у хлоридних середовищах.

Алюміній: сильний феритний елемент, знижує здатність розжарювання конструкційних сталей. Покращує стійкість до утворення накипу.

Вуглець: міститься у всіх типах сталі. Це найважливіший зміцнюючий елемент, що підвищує міцність конструкційних сталей, стимулює утворення осаду і знижує корозійну стійкість.

Ніобій: у поєднанні з вуглецем знижує сприйнятливості до міжкристалічної корозії. Діє як добавка для подрібнення зерна і стимулює утворення фериту.

Мідь: додається до конструкційних сталей для підвищення їх стійкості до певних корозійних середовищ. Вона також зменшує схильність до розтріскування внаслідок корозії під напругою і має ефект захисту від старіння.

Титан: поєднується з вуглецем для зниження корозійної стійкості. Діє як добавка, покращує зернистість і сприяє утворенню фериту.

Кобальт: ніколи не використовується окремо, завжди додається до сталевих сплавів. Він не є карбідоутворюючим елементом, але, як нікель і кремній, розчиняється в міжклітинній речовині фериту. Додавання до феросплавів (сплавів

заліза) до 30% кобальту має значний вплив на магнітні властивості матеріалу. Кобальт не тільки зміцнює ферит, але також стабілізує вуглець і допомагає йому зберігати свої властивості при високих температурах.

Мідь покращує холодну пластичність сталі та підвищує її стійкість до атмосферної корозії. При вмісті 0,3% міді в сталі утворюється легована частина з низькою температурою плавлення. Цей сплав осідає на межах зерен і спричиняє червону крихкість металу під час кування та прокатки.

Сірка спричиняє червону крихкість сталі, знижує механічні властивості, підвищує схильність до іржі та зносу, а також знижує здатність сталі піддаватися глибокій витяжці (штампуванню).

3.3 Огляд відомих способів виробництва конструкційної сталі

Найпоширенішими способами виробництва шарикопідшипникових сталей були кисневі печі, кислі плоскі печі та електродугові, причому останній, за словами С.С. Штейнберга, був визнаний найдосконалішим. Вважалося, що в електродугових печах можна виплавляти первинні метали навіть із сировини, відносно забрудненої сіркою і фосфором. Тому на заводах, де сировина була забруднена сіркою і фосфором вище нормального рівня, електродугова піч була визнана єдиним агрегатом, здатним виробляти першосортну сталь.

Там, де можна було виробляти безсірчаний і безфосфорний чавун, еквівалентною установкою була визнана киснева плавка піч.

Сьогодні майже 90% підшипникової сталі, що виробляється у великих обсягах в Україні, виплавляється в електropечах і близько 10% - у кислих печах.

Як при електropечі, так і при виплавці в ковші можна використовувати синтетичне вапно та глиноземний шлак.

Іншим напрямком, що поліпшив якість вітчизняної підшипникової сталі, стала технологія рафінування та переплаву, така як вакуумна дугова, електрошлакова, плазмова та електронно-променева. Рафінування та переплавлення є високоефективними. Фундаментальні зміни в процесі

кристалізації сталі дозволили підвищити щільність злитка, знизити загальний вміст газів, домішок і неметалевих включень, а також зменшити розмір останніх у злитку.

Останніми роками у вітчизняній металургійній промисловості з'явилися нові тенденції - вакуумна обробка поза піччю у відкритих дугових електропечах, циркуляційні та періодичні вакуумні системи, а також вакуумна обробка шлаку (УВОШ).

За кордоном розвиток процесів виплавки сталі для підшипників масового виробництва і, до певної міри, для спеціальних застосувань пішов шляхом вакуумування поза піччю. Сталь для особливо складних підшипникових застосувань виплавляють вакуумно-індукційною плавкою, вакуумно-дуговим переплавом, електронно-променевою плавкою, плазмовою плавкою та електрошлаковим переплавом.

А) Виплавка в плоских печах.

Дуже обмежене виробництво кислих сталей для плоских печей, таких як ШХ20СГ (включаючи ШХ15), пов'язане з особливостями способів їх виробництва. Паливо і шихта для кислотного процесу повинні мати низький вміст сірки і фосфору, оскільки ці елементи не видаляються зі сталі під час виплавки.

За відсутності чистої руди можна спочатку виплавляти спеціальні заготовки в кисневій печі, які потім переплавляти в кислотній печі. Незважаючи на високі експлуатаційні характеристики отриманої сталі, цей процес не є економічно вигідним.

У кислотних печах шарикопідшипникові сталі можна виплавляти за допомогою методів активного відновлення або відновлення кремнію. Якщо під час плавки в піч не вводити ніяких добавок, шлак насичується кремнеземом при підвищенні температури металу через окислення кремнію, відновленого з розплаву. В'язкість шлаку збільшується, а швидкість перенесення кисню з атмосфери печі через шлак зменшується. На певному етапі плавки процес відновлення кремнію починає переважати і його концентрація в металі зростає. Цей процес називається відновленням кремнію, і підшипникова сталь

виробляється на заводі SKF в Хьоллефорсі саме за допомогою цього процесу. Сталь виплавляється в кислотних плоских печах місткістю 30-120 тонн. Ці печі футеровані чистим силікатним матеріалом, що містить приблизно 97% SiO_2 . Шихта складається з рідкого чавуну (50%), губчастого заліза (30%) і відходів підшипникової сталі (20%). Вміст сірки і фосфору в сталевій ванні після плавки низький, головним чином завдяки дуже високій чистоті залізної руди, що використовується для виробництва губчастого заліза і чавуну. Окислення відбувається за допомогою кисню. Силікат кальцію або алюмінію не додають ні в піч перед виплавою чавуну, ні в ківш під час виплавки чавуну.

Шарикопідшипникова сталь виплавляється в активному процесі в 90-тонній печі в кислотній електропечі з плоским подом.

Активний процес характеризується тим, що в розплав додають руду і вапно (або вапняк). Це підвищує плинність шлаку, обмежує відновлення кремнію і збільшує окислювальну здатність. Відбувається інтенсивне кипіння і вміст кремнію не перевищує 0,10-0,12%. Шихта виготовляється з безсірчаного та безфосфорного чавуну, спеціальних шихтових злитків та до 10% шихти з власних відходів кульової сталі.

Остаточне розкислення здійснюється в печі за допомогою силікату кальцію (1,26 кг/т) та кускового алюмінію (0,4 кг/т) з додаванням розкислювачів перед утворенням шлаку.

б) Виплавка в електропечах.

Існує дві технічні схеми виплавки підшипникової сталі: внутрішньопічна обробка шлаком і обробка в ковші високоглиноземним синтетичним шлаком, що виробляється в окремій печі.

Залежно від використовуваної шихти, будь-який з цих процесів може бути використаний для переплаву або виплавки нової шихти. Процес відновлення з обробкою пічного шлаку використовує 70-100% відходів підшипникової сталі. Остаточне розкислення здійснюється шляхом додавання пічного кускового алюмінію в піч за п'ять хвилин до подачі сталі (0,5 кг/тону сталі). При виплавці зі свіжої шихти з обробкою пічного шлаку використовується вуглецевий лом (74-

77%), чавун (18-21%) і лом підшипникової сталі (4,5%). Остаточне розкислення здійснюється первинним алюмінієм у кількості 0,5 кг/т і 0,5 кг/т на ківш.

Високоглиноземний синтетичний шлак можна використовувати для обробки сталі, отриманої як зі свіжої шихти, так і з переплавленої. Фізико-хімічні процеси, що відбуваються в ковші при взаємодії рідкої сталі з рідким вапняно-глиноземним композиційним шлаком, по суті, зводяться до того, що при наливанні рідких металів в ківш з досить великої висоти відбувається їх інтенсивне перемішування і емульгування один в одного. Поверхня контакту між металом і шлаком, коли вони емульгують один в одного, надзвичайно велика в порівнянні з традиційними методами виплавки металів в печі.

В останні роки проводяться дослідження, спрямовані на зниження основності плавильних шлаків. Використання шлаків зі зниженою основністю, напівкислих і кислих шлаків продиктовано прагненням наблизити склад включень в основних електросталях для дугових печей до складу включень кислих сталей для плоских печей і кислих індукційних сталей.

Такий процес повинен зменшити кількість великих сферичних включень, але збільшити кількість сульфідних і, можливо, силікатних включень. При виплавці сталі з кислим шлаком основним типом кисневих включень є тонкі лінії дрібних зерен корунду.

в) Спеціальні методи виплавки.

Плавка здійснюється шляхом змішування рідких розплавів у ковші.

Ця технологія характеризується одночасним комплексним використанням трьох металургійних агрегатів: основної кисневої печі для виплавки напівфабрикатів чавуну і сталі, електродугової печі для виплавки рідкого бурого вугілля і шлакоплавильної електропечі для виплавки синтетичного шлаку.

Сталь виробляється в процесі, в якому сталеві напівфабрикати і рідке лігатура змішуються в ковші і плавляться з додаванням синтетичного шлаку і дуттям аргону.

Передумови для поліпшення якості та експлуатаційних характеристик сталі, виробленої за технологією ковшового змішування з дуттям аргонном, порівняно зі

звичайною електросталлю, ґрунтуються на наступних теоретичних положеннях і експериментально встановлених фактах

а) Покращуються умови розкислення і легування;

б) в розкисленні беруть участь не тільки алюміній і кремній, але і вуглець, який утворює газоподібні продукти реакції і має розкислювальну здатність на порядок вище, ніж кремній при обраній технології змішування;

в) легуючі елементи рівномірно розподіляються в об'ємі ковша;

Вакуумна виплавка, переплавка та вакуумна дегазація сталі.

Існує кілька видів вакуумної обробки підшипникової сталі.

1) Плавка у вакуумних індукційних печах зі свіжою шихтою.

2) Виплавка в електродуговій печі з подальшою позапічною вакуумною обробкою в ковші або спеціальному обладнанні. Цей процес називається вакуумною дегазацією або вакуумно-дегазаційною обробкою.

3) Переплавлення електродів у вакуумній дуговій печі. Електроди виготовляються з прокатної заготовки, попередньо виготовленої в електродуговій печі або електрошлаковій печі.

Загальними особливостями вакуумного процесу є те, що при зниженні тиску в печі зменшується розчинність азоту і водню, які виділяються з рідкого металу і відкачуються. Також зменшується вміст домішок кольорових металів з високою пружністю пари (таких як олово, миш'як, свинець і вісмут) і підвищується хімічна однорідність сталі.

Для позапічного вакуумування всіх марок підшипникової сталі в основному використовуються наступні найбільш ефективні методи

- Рециркуляційний тип (RH) - продуктивність однієї установки становить приблизно 400 000 тонн на рік;

- Періодичний тип (DH) - продуктивність становить приблизно 200 000 тонн на рік;

- ковшові печі ASEA-SKF з вакуумуванням (дуговий нагрів і електромагнітне перемішування) - продуктивність близько 200 000 тонн на рік.

Всі ці агрегати можуть працювати в комбінації з будь-яким сталеплавильним обладнанням, таким як електродугові печі, плоскі печі та конвертерні печі. Вакуум створюється за допомогою високопродуктивних парових інжекційних насосів.

Відлита цими методами сталь розливається у зливки або машини безперервного лиття заготовок.

В) Електрошлакове переплавлення.

Підшипникова сталь була одним з перших об'єктів, де технологія ЕШП була успішно випробувана. Коли електричний струм проходить через шар рідкого шлаку, в ньому виділяється тепло, а кінці електродів, занурених у шлаковий розплав, розплавляються. Склад шлаку підібраний таким чином, щоб він мав високий рафінуючий ефект і високий електричний опір. Розплавлений метал рафінується при проходженні через шлак, зменшуючи вміст кисню і сірки. Потрапляючи в кристалізатор з водяним охолодженням, рафінований метал швидко і точно кристалізується, запобігаючи появі дефектів злитка.

Електрошлакові злитки характеризуються високою щільністю, відсутністю великих неметалевих включень, рівномірним розподілом дрібних включень, відсутністю внутрішніх і поверхневих забруднень від прокатки, усадочних дефектів і поліпшеною пластичністю під час гарячої обробки.

Ступінь десульфурації в ЕШП становить 80%. Вміст сульфідів та оксидів зменшується в 1,5-2 рази [7]. Оскільки цей процес є дуже дорогим, рекомендується використовувати виплавлені таким методом сталі лише в тому випадку, якщо вироблені підшипники будуть використовуватися в особливо відповідальних виробках або вузлах (наприклад, в літаках, ядерних реакторах).

3.4 Огляд методів виплавки сталі ШХ-15

Існує кілька способів плавки сталі ШХ-15 в електропечі

1. Плавка з повним окисленням

Склад шихти: вуглецеві відходи або металевий брухт, електродний брухт або кокс. В якості шихти можна використовувати злитки не більше 4,5 тонн і не більше трьох злитків. Вапно додається в піч у кількості 10-15 кг/т перед завантаженням, а також вапно може частково додаватися на подину. Періоди плавки і окислення проводять відповідно до технічних інструкцій. Вміст оксиду вуглецю в період кипіння повинен бути не менше 0,20% і не більше 0,60%. Для прокатки шлаку можна використовувати електромагнітне перемішування. Перед прокаткою метал повинен мати 0,75-0,90% вуглецю. Тривалість окислення повинна становити від 30 хв до 1 год 10 хв. Плавку слід проводити під основним або низьковуглецевим шлаком. Після прокатки видалити шлак, навуглецювати електродною шихтою або коксом. Після феросиліцію, феросиліцію, ферохрому, флюориту 2,0 - 2,5 кг/т і шамоту 8,0 - 10 кг/т слід додати ферохром і вапно 30 - 32 кг/т. Використання феромарганцевого пилу заборонено. Після додавання 50 % вапна в піч до шлаку додають 1 - 1,15 кг/т коксового порошку.

Трансформатор перемикають на знижений тиск. Потім шлак і метал розкислюють 0,5-1,5 кг/т порошку феросиліцію. Суміш додають з інтервалом 8-10 хвилин. Перед додаванням суміші шлак перемішують. Рекомендується додавати до суміші 1,0-1,5 кг/т щебеню.

Остаточне коригування хімічного складу металу проводиться за 10-20 хвилин до випуску розплаву.

За винятком замовлень І групи, допускається підвищення кремнію до 0,05% шляхом додавання в ківш кускового феросиліцію.

Вміст сірки в металі перед розливним охолодженням не повинен перевищувати 0,0-30% для всіх марок.

Остаточну розкислювальну суміш, що складається з 0,5-1,0 кг/т феросиліцію плюс 0,3-0,4 кг/т алюмінієвої пудри, тонкодисперсного вапна і 1-2 кг/т флюориту, слід додавати при зниженій міцності за 7-10 хвилин до розливання. Компоненти суміші повинні бути добре перемішані.

За 3-4 хвилини до випуску розплаву шлак слід добре перемішати, виміряти температуру і відібрати пробу шлаку для хімічного аналізу. Шлак повинен бути

білого кольору. Рекомендований вміст СаО в шлаку становить 45-58%, MgO - близько 12% і FeO - близько 1,26%.

Остаточне розкислення металу при виплавці всіх замовлень, як правило, здійснюється механічним введенням первинного алюмінію у вигляді дроту діаметром 8-10 мм, що подається зі швидкістю не менше 3 м/с протягом 3 хвилин після випуску розплаву в ківш.

Витрата алюмінію становить 0,35-0,40 кг/т.

Розплав виводиться через добре спроектований випускний отвір. Спочатку зливається більша частина шлаку, потім метал, що містить шлак, зливається в повному обсязі в потоці довжиною 4-2 м. Тривалість випуску - не більше 5 хвилин.

Через 10 хвилин відбирається контрольна проба для хімічного аналізу. Після отримання результатів продукт кондиціонують добавкою модифікованого сплаву і додають флюорит з розрахунку 1,5-2 кг/т для розрідження шлаку.

Перед додаванням алюмінієвої пудри вміст сірки в металі не повинен перевищувати 0,035%, а шлак має бути темно-сірого кольору.

Якщо вміст сірки в металі перевищує 0,03-5%, в піч додають вапно до 3 кг/т.

Через п'ять-вісім хвилин після подачі польового шпату додають 0,2-0,3 кг/т алюмінієвої пудри при вимкненій печі і через 2-3 хвилини випускають розплав у ківш.

Час рафінування становить не більше 50 хвилин.

Після розплавлення шлаку відбирають дві проби металу для хімічного аналізу. Контрольна проба відбирається за 10-15 хвилин до випуску. Якщо отримано збільшення вмісту вуглецю, метал пропускають на продувку киснем.

Для отримання оптимального вмісту кисню в металі перед його випуском під час плавки рекомендується додавати в шлак залізну руду з фракцією менше 20 мм в кількості 300-850 кг на плавку.

- а) після плавки і відбору проб шлакової суміші - 100-150 кг;
- б) перед регулюванням хімічного складу - 100-120 кг;

в) за 5 хвилин до прокатки шлаку перед вивантаженням, але якщо ківш подається на піч №4 і склад готується до розливання - 100-120 кг.

Залізна руда готується трьома частинами до розплавлення шихти.

Після регулювання плавки за хімічним складом і температурі шлак повністю видаляється з печі

Для завантаження шлаку рекомендується використовувати електромагнітне перемішування. Перед завантаженням шлаку ківш необхідно подати в піч №4.

Під час перекачування шлаку в ківш засипається синтетичний шлак у співвідношенні 4,5-5,5% від маси металу. Після того, як шлак повністю відкачаний, метал вивантажується в ківш разом з синтетичним шлаком.

Вивантаження металу відбувається примусово. Час вивантаження становить 2-4 хвилини, а висота падіння струменя - 4-1 м.

Після видалення окислювального шлаку при необхідності проводиться конопатка, а потім додавання 45% або 65% кускового феросиліцію з розрахунку 0,27% від маси кремнію без урахування оксиду вуглецю, який потім виплавляється.

Після додавання феросиліцію в піч завантажують вапно (180 кг) і кварцовий камінь (70-100 кг). Вміст сірки в металі перед випуском не повинен перевищувати 0,020%.

Температура металу повинна бути:

У печі перед випуском - 1610-1630 °С

Температура в ковші після зливу - 1590-1610 °С.

Розливання здійснюється в МБЛЗ або виливниці.

2. виплавка методом переплаву

Шихта на 70-100% складається з відходів і до 30% (за масою) вуглецевих відходів і електродного бою, що допускається в розрахунках.

Під час процесу плавки можна використовувати кисень для подрібнення шихти. Після завершення плавки і достатнього нагрівання металу відбирають дві проби для хімічного аналізу, а шлак прокатують чистим.

Рекомендується, щоб хімічний склад металу після плавки був таким: вуглець - 0,90-1,05%, фосфор - не більше 0,020%, марганець і хром - не вище середньосортowego вмісту.

При продувці металу киснем окислюється щонайменше 0,1% вуглецю.

Як виняток, допускається часткове окислення металу рудою, якщо вміст марганцю, хрому і фосфору в ній високий.

Плавка здійснюється так само, як і виплавка металу під основним окислювальним шлаком.

Вивантаження здійснюється тільки в шлаковий ківш. Залити розплавлений матеріал в ківш після розливання конструкційної сталі і гасіння «козла» киснем заборонено.

Ківш обладнується шиберною засувкою. Допускається використання запірних ковшів.

Час витримки металу в ковші від закінчення підготовки до початку розливання обмежується 7-12 хвилинами, якщо температура металу в ковші до середнього значення, і 15 хвилинами, якщо температура перевищує середнє значення.

Розливання металу в сухі виливниці масою 2,8-4,5 тонни з ізольованими вставками, з використанням зольно-графітової суміші і без присадок, виконується на виливницях масою 2,8-4,5 тонни.

3. плавка з паспортною (чистою) шихтою

Виплавка безвідходних легованих марок сталі.

Шихта складається з шихти 23А і нікелю. Рекомендується весь молібден вводити в шихту з молібденовою шихтовою заготовкою. До шихти додають вапно (10-15) кг/т, кокс і електродний брухт.

Шихта розплавляється до отримання в розплавленому металі наступного вмісту (мас. %)

Вуглець - не більше 0,40-0,80;

фосфору - не більше 0,010; і

Сірки - не більше 0,015.

Вміст нікелю і молібдену в шихті повинен бути на рівні нижньої межі сталі з урахуванням додавання феросплавів у розплав.

У шихту слід додавати вапно (10-15) кг/т.

Вміст кобальту в шихтових матеріалах і феросплаві не повинен перевищувати 0,020% (за масою).

При виробництві сталі ШХ-15 шихту готують з розрахунку наступного вмісту в металі на момент плавки

Фосфору - не більше 0,008%;

вуглецю - 0,40-0,80%;

Марганець - 0,50% і менше; і

Хрому - не більше 0,60%.

Розплавити шихту, продути розплав киснем і розкислити шлак відповідно до інструкції.

При виплавці сталі перед продувкою розплаву киснем провести кип'ятіння руди для дефосфоризації металу і зниження вмісту фосфору до 0,005% (мас.) в кінці кип'ятіння.

Після продувки розплаву киснем і відбору двох проб металу для хімічного аналізу шлак прокочують, а в розплав вводять куски первинного алюмінію (2 - 2,5) кг/т у вигляді стрижнів, металевий марганець (3 - 4) кг/т і масивний феросиліцій FS65 (5 - 6) кг/т або відповідну кількість FS45. Потім додають розраховані маси ферохрому, феросиліцію, феромолібдену і нікелю, після чого в піч вводять вапно (20 - 25) кг/т і плавиковий шпат (4 - 5) кг/т. До вапна рівномірним шаром додають алюмінієву пудру в кількості (1,5 - 2,5) кг/т сталі.

Піч вмикають на середній ступені напруги трансформатора.

Шлак перемішують дерев'яними лопатками.

Протягом 10-15 хвилин після введення розрахункової маси ферохрому відкачують 70-90% шлаку.

Після того, як шлак обернуть навколо металевого дзеркала згідно з інструкцією, в розплав вводять фероніобій.

Після введення фероніобію в піч в рафінувальний шлак додають вапно.

Розкислювальна суміш складається з 0,8-1,2 кг/т алюмінієвого порошку і 1-1,5 кг/т вапна. Розкислювальна суміш вводиться в шлак через 8-10 хвилин.

Після введення двох розкислювальних сумішей відбирається контрольний зразок металу для визначення кремнію та інших елементів.

Розкислення шлаку припиняють за 3-5 хвилин до випуску розплаву.

Час рафінування становить 1,5 (\pm 0,5) години.

3.5 Технологія виплавки сталі ШХ15

Шихтові матеріали:

Металева частина:

Основа: вуглецевий брукхт + чавун.

Шлаковий матеріал:

При виплавці сталі в дугових печах для утворення основного шлаку використовують вапно і вапняк. Флюорит, шамот і пісок використовуються для розрідження шлаку. Для раннього утворення шлаку і захисту металу від окислювальної дії атмосфери і науглецювання електродами під час шихти вводять шлакоутворювач, який подають під електроди, коли починають утворюватися ями.

Окислювачі:

Для полегшення окислення в метал вводять кисень. Джерелами кисню є залізна руда, окалина та агломерат. Для виробництва сталі певної марки метал продувають газоподібним киснем.

Розкислювачі та легуючі речовини:

Розкислювачі та легуючі добавки використовуються для розкислення сталі і перетворення її в чисту форму або в сплав із залізом або іншими елементами. При виплавці сталі ШХ15 додають ферохром FX800, феросиліцій FS65 і металевий марганець Мр1 в кількості 2105, 503 і 210,5 кг відповідно.

Джерело вуглецю:

Як додаткове джерело вуглецю додається електродна шихта: кількість електродної шихти, необхідної для виплавки 100 тонн сталі ШХ15, становить 113 кг.

Підготовка печі до плавки: для забезпечення гарної вогнетривкості футерівки печі необхідно відремонтувати найбільш пошкоджені ділянки. Після випуску розплаву піч необхідно очистити від шлаку і залишків металу, щоб запобігти заростанню порожнин і, як наслідок, зменшенню об'єму ванни. Залишки металу, що прилипли до заглиблень на дні, видаляються шляхом багаторазового зливання або продування стисненим повітрям (киснем) після попереднього заповнення заднього укусу. Порожнини, укуси і шлакові пояси заповнюють рідким склом (густина 1,10-1,25 т/м³, до 8 % за масою), сухим магнезитовим порошком або сухими чи вологими водними розчинами суміші магнезитового порошку і порошкоподібного технічного вуглецю (15-30 % за масою) в заливальній машині.

Завантаження:

Завантаження печі займає 10-15 хвилин.

Завантаження здійснюється звичайним способом за допомогою грейферного крана. Для отримання шихти достатньої щільності і хороших умов плавлення слід використовувати сталевий брукт різних розмірів.

Частина дрібнодисперсної шихти завантажується безпосередньо в нижню частину ковша. Центральна частина ковша завантажується сумішшю великої і середньої шихти. Середня шихта завантажується по діагоналі над великою шихтою і навколо неї, що сприяє більш стабільному горінню дуги. Металобрукт завантажується в піч за один раз. До готової сталі додають кокс або електродну шихту, щоб забезпечити необхідний вміст вуглецю.

Період плавлення:

Основна мета періоду плавлення - якнайшвидше довести метал до рідкого стану. Високе поглинання тепла ванною в період плавлення дозволяє працювати на максимальній потужності і максимальній напрузі дуги. Безперервне завантаження котунів через отвори в склепінні або, рідше, через отвори в стінці

печі є широко використовуваним методом. Завантаження починається після того, як лунки розплавилася в попередньо завантаженому брукхті і на дні утворилася ванна з рідкого металу.

Таблиця 3.2 - Склад шлакоутворюючих матеріалів

Матеріали	Склад, %					
	SiO ₂	MgO	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	CaF ₂
Вапно	2,5	3,3	0,6	1,00	92,0	–

Вапно додається в піч для розпалу брукхту і отримання шлаку з необхідними фізичними і фізико-хімічними властивостями, що забезпечують задовільну дефосфоризацію і, де це можливо, низьку ерозію основної футеровки. Загальна кількість вапна повинна становити 95-120 кг на тонну брукхту. Під час процесу плавлення слідкуйте за рівномірним кипінням ванни. У разі слабкого кипіння в ванну слід вводити кисень з інтенсивністю до 1000 м³/год. При окисленні домішок виділяється велика кількість тепла, що сприяє швидкому підвищенню температури. Деякі елементи окислюються під час плавлення. Після розплавлення шлак стає мулистим, і його надлишок повинен самопливом витікати через поріг робочого вікна. У міру розплавлення шихти шлак вивантажується рівномірно і до кінця плавки більша частина шлаку видаляється (шлакова чаша повинна бути заповнена на 50-70%).

Температура металу становить 1610-1670°C.

Таблиця 3.3 - Середній склад шихти

C	Mn	Si	S	P	Cr	Ni	Cu	Fe
1,0	0,19	1,36	0,01	0,017	0,09	0,09	0,09	94,19

Таблиця 3.4 - Склад шлаку до кінця присадки шихти:

Al ₂ O ₃	MgO	SiO ₂	CaO	FeO
1,5-3	3-12	15-25	40-50	≤10

Після розплавлення шихти відбирається зразок металу для визначення вмісту: С, Mn, Cr, S, P, Cu і Ni. Оскільки шихта містить багато надлишкового вуглецю, необхідне часткове окислення газоподібним киснем. Для зменшення кількості залізної окалини продувку киснем слід починати після нагрівання металу до 120-130°C вище температури ліквідусу. Кисень вводиться з інтенсивністю 800-2100 м/год для окислення ванни з одночасним видаленням шлаку. Кількість окисленого вуглецю становить приблизно 0,3%. Інтенсивність продувки становить близько 25 м³/хв, а швидкість окислення вуглецю - 0,025%/хв, тому час продувки становить 12 хвилин, а витрата кисню - 300 м³.

Зразки металів (С, Mn, P) відбирають за 5-8 хвилин до закінчення окислення і вимірюють температуру.

Щоб зменшити кількість оксиду заліза, продування ванни киснем слід починати після того, як метал нагріється до 120-130°C вище температури ліквідусу. Кипіння ванни видаляє водень і азот зі сталі.

Температура металу в кінці процесу становить 1650-1680°C.

Таблиця 3.5 - Склад напівпродукту

C	Mn	Si	S	P	Cr	Ni	Cu	Fe
0,7	0,12	-	0,005	0,008	-	-	-	97,128

Випуск сталі в ківш. Сталь виробляється без розкислення. За десять хвилин до випуску металу під піч ставлять нагрітий до 1000°C ківш. Випускається 25% металу, потім додається весь феросиліцій, 50% феромарганцю (який забезпечує комплексне розкислення металу) і весь ферохром. Потім метал зливають, а на його поверхню кладуть кілька лопат вапна, щоб захистити його.

Обробка сталі поза піччю Обробка сталі поза піччю здійснюється в агрегаті комплексної обробки сталі (АКОС), що складається з двох стендів.

- 1) Піч-ківш
 - 2) Порційне вакуумування
- Піч-ківш.

Після того, як ківш з металом поміщається на стенд установки "ківш-піч", відбирається проба металу для визначення кількості твердої шлакової суміші, необхідної для десульфурації металу. Решта 50% феромарганцю додаються в піч для забезпечення його марочного вмісту. Під час усього процесу обробки металу в печі-ковші метал розпилюють Ar для усереднення його складу і температури (витрата 0,3 м³/т). Час обробки становить 15-20 хвилин. У найбільш повному вигляді установка для фінішної обробки металу включає металеву або футеровану кришку, лопатку для продувки металу аргонем (з приводом вертикального переміщення), 2-3 бункери з шиберами і витокми, обладнання для впорскування алюмінієвого дроту (трибальне обладнання), обладнання для впорскування порошку матеріалу, обладнання для вимірювання температури і відбору зразків. Включає обладнання для вимірювання температури та відбору проб.

Основним розкислювачем при позапічній обробці сталі є алюміній, який вводиться у вигляді дроту діаметром 8-16 мм за допомогою трибового обладнання. В останні роки широко використовуються порошкові дроти з модифікаторами, такими як силікат кальцію, вуглецевмісні та рідкоземельні модифікатори.

Порційне вакуумування.

Для підвищення ефективності за рахунок збільшення відносної площі поверхні рідкого металу під час вакуумування ефективно вакуумувати всю сталеву масу в ковші по частинах, а не вакуумувати весь ківш. Тому був розроблений метод роздільного вакуумування, при якому за один раз у вакуумну камеру вакуумується тільки 10-12% всього металу в ковші.

Ківш підводять під вакуумну камеру і вакуумну камеру опускають у метал (щоб запобігти потраплянню шлаку у вакуумну камеру, над соплом вакуумної камери розміщують металеву пластину товщиною 2 мм, яка плавиться під впливом гарячого металу, дозволяючи металу потрапляти у вакуумну камеру, але не шлаку). Залишковий тиск знижується до 50-100 Па і виконується необхідна кількість циклів (кількість циклів розраховується заздалегідь). Процес вакуумування триває 15 хвилин.

Обробка сталі відбувається у футерованій вакуумній камері, де створення вакуумної камери призводить до того, що метал засмоктується через футеровані труби зсередини і зовні. При цьому відсмоктується 8-12% від загальної ваги металу в ковші. Рівень металу у вакуумній камері приблизно дорівнює атмосферному тиску зовні.

Коли ківш рухається вниз або вакуумна камера рухається вгору, метал витікає з вакуумної камери в ківш (залишаючись тільки в соплі) і засмоктується назад в камеру, що вакуумується, коли він повертається. Таким чином, сталь у ковші змішується зі сталлю, що проходить вакуумну обробку, і оброблений метал стає однорідним.

Один цикл обробки займає 15-30 секунд, включаючи заповнення і спорожнення вакуумної камери до рівня підключення сопла. Кількість циклів, необхідних для певного режиму вакуумної обробки (видалення водню, розкислення вуглецю, окислення вуглецю і перемішування), оцінюється коефіцієнтом рециркуляції. Він виражається як відношення загальної маси металу, що пройшов через вакуумну камеру за весь час обробки, до маси металу в ковші. Зазвичай під час періодичної вакуумної обробки сталі коефіцієнт рециркуляції становить від 3 до 4. Під час періодичної вакуумної обробки сталь охолоджується. Найбільше падіння температури відбувається на початку вакуумування. Коли футеровка вакуумної камери нагрівається до 1400°C, перші 1,5-2,0°C за цикл. У міру вакуумування футерування і нагрівання металу тепловтрати зменшуються, і до 40-го циклу падіння температури металу становить менше 1°C за цикл. Загальне падіння температури сталі під час рафінування становить 30-40°C, і сталь повинна бути перегріта в сталеплавильній печі, щоб забезпечити необхідний температурний запас.

Процес періодичного вакуумування інтенсивно видаляє водень зі сталі: за 40-45 циклів (коефіцієнт рециркуляції 4 і більше) його вміст знижується до 0,00015-0,00018% при залишковому тиску в камері в кінці процесу 0,07-0,15 кПа. Під час вакуумування повністю розкисленої сталі водень видаляється в більшій мірі, оскільки він витягується бульбашками оксиду вуглецю, що утворюються.

Підвищення чистоти сталі від неметалевих включень є однією з основних цілей періодичного вакуумування. У цьому відношенні заслуговує на увагу періодичне вакуумування підшипникової сталі. Чистота неметалевих включень дуже важлива для підшипникових сталей, оскільки під час роботи підшипники контактують з окремими точками робочої поверхні. Порційне вакуумування зменшує вміст включень і розміри готової сталі.

3.6 Вибір та опис МБЛЗ для застосовування в цеху

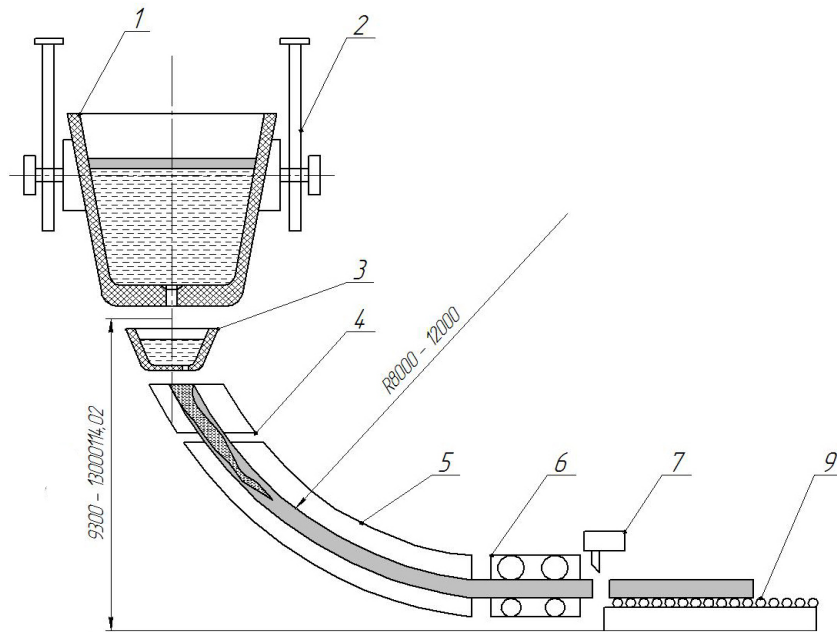
- МБЛЗ радіального типу

У 70-80-х роках минулого століття найбільшого поширення у виробництві сталі набули МБЛЗ радіального типу. Конструктивною особливістю таких машин є наявність кристалізатора певного радіусу (що відповідає базовому радіусу R_0 МБЛЗ), який забезпечує радіальну виробничу лінію. Після затвердіння заготовки її згинають і готову заготовку відправляють на охолоджувач в горизонтальній площині.

Недоліки таких МБЛЗ в основному пов'язані з якістю заготовки, яка зазвичай трохи нижча, ніж у вертикальних машинах. Це пов'язано з неметалевими включеннями в кристалізаторі, що протікає в стінках малого радіусу, і можливою появою внутрішніх тріщин, які виникають при згинанні заготовки. Останній недолік значною мірою усувається при застосуванні методу багатоточкового згинання. В даний час радіальні стани в основному використовуються для виробництва довгомірної і блюмової заготовки.

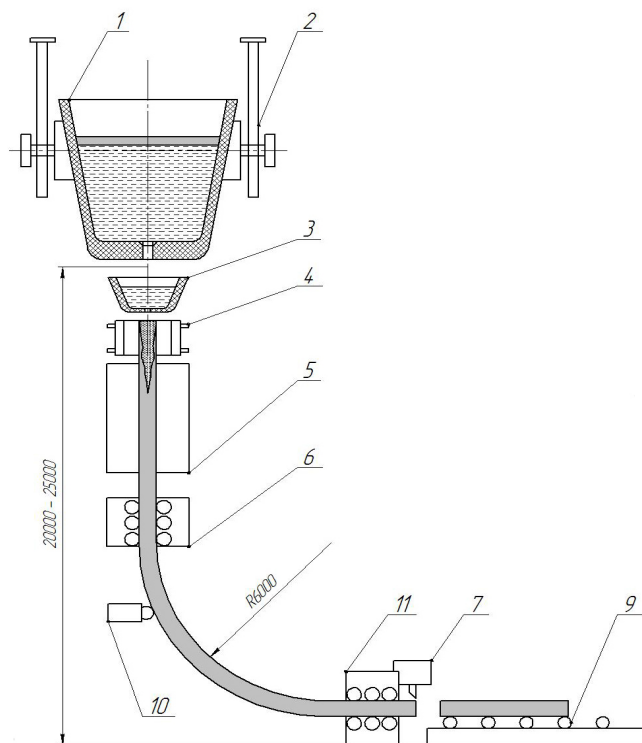
- МБЛЗ криволінійного типу

Основна частина стану складається з металоприймача з опорною рамою і закритого кристалізатора, де формується і частково загартовується заготовка. Далі йде рольганг до зони вторинного охолодження, де завершується кристалізація металу. Безперервні злитки витягуються за допомогою волочильних клітей з електричним приводом. За кліттю розташоване обладнання для різання злитків. Доступні ножиці та газові різачки. Заготовки знімаються з прокатного стану і передаються в прокатне відділення або в холодильник.



- 1 – ківш з металом; 2 - траверса; 3 – проміжний ківш; 4 - кристалізатор;
 5 – зона вторинного охолодження; 6 – правильна клеть; 7 - ножиці;
 8 – заготівля; 9 – рольганг; 10 – ролики; 11 – прокатний модуль;

Рисунок 3.1 – Схема машини безперервного лиття заготовок радіального типу



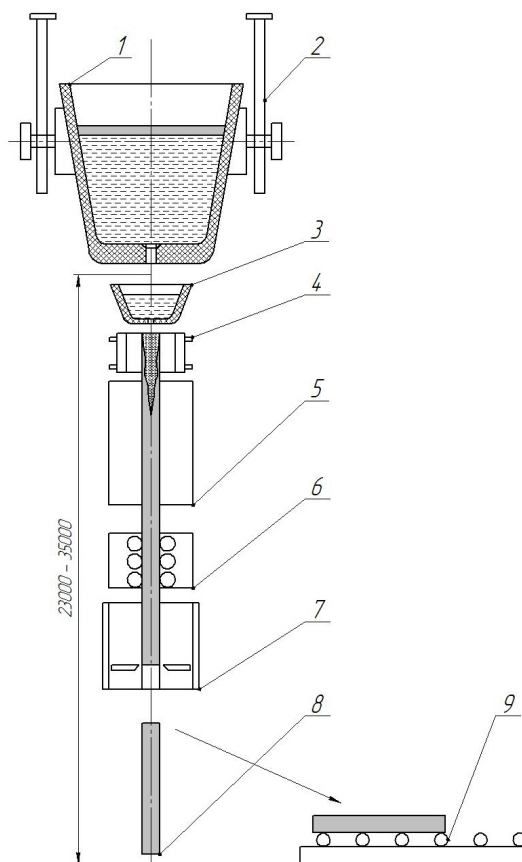
- 1 – ківш з металом; 2 - траверса; 3 – проміжний ківш; 4 - кристалізатор;
 5 – зона втор. охолодження; 6 – правильна клеть; 7 - ножиці; 8 – заготівля;
 9 – рольганг; 10 – ролики; 11 – прокатний модуль

Рисунок 3.2 – Схема машини безперервного лиття заготовок криволінійного типу

- Вертикальна машина безперервного лиття заготовок

Розплавлена сталь з ковша потрапляє в проміжний ківш, нагрітий приблизно до 1200 °С. З проміжного ковша вона тече вниз за течією в кристалізатор. У цьому кристалізаторі шихта виконує роль рухомого днища, що опускається. У кристалізаторі (мідні стінки) рідкий метал швидко охолоджується, утворюючи тверду металеву кірку. Сталеві заготовки відливаються за розмірами кристалізатора. Кристалізатор безперервно охолоджується водою, яка циркулює під тиском між його стінками і здійснює зворотно-поступальні рухи по вертикалі з амплітудою 15-30 мм, щоб рідкий метал не зварювався. Сталь, що потовщується в кристалізаторі, прилипає до запобіжника і виштовхується вниз кількома парами висувних роликів. У зоні вторинного охолодження заготовка охолоджується водою до повного застигання по всьому перерізу. Потім заготовки розрізаються на мірні довжини у вертикальній машині і подаються до прокатного стану. Вертикальні смугові стани можуть досягати висоти 40-50 м, залежно від різних факторів (поперечного перерізу, хімічного складу сталі, швидкості витягування, довжини розкрою тощо) і вимагають високих витрат на будівництво та експлуатацію. У той же час слід зазначити, що вертикальні машини є найбільш універсальними і можуть розливати широкий спектр сталей, виробляти заготовки різного призначення і різних розмірів, з перерізом від найменшого до найбільшого, а також є найбільш простими і зручними для розливання заготовок великої товщини. Вертикальні МБЛЗ з функцією згинання відрізаної заготовки з'явилися пізніше, вони характеризуються горизонтальним згинанням переднього кінця заготовки на виході з волочильного ролика, її випрямленням і розрізанням на відведену довжину, залишаючись при цьому в горизонтальному положенні. Це зменшує висоту машини, спрощуючи весь процес лиття і підвищуючи продуктивність. Згинальні машини найчастіше використовуються для лиття невеликих, переважно довгих виробів. Однак ці машини вимагають великої площі та потужного обладнання для рихтування заготовок. Перевагою таких МБЛЗ є те, що всі процеси формування заготовки відбуваються у вертикальній площині (як у

випадку зі злитками). Це гарантує високу якість внутрішньої структури заготовки і спрощує загальну конструкцію машини.



- 1 – ківш з металом; 2 - траверса; 3 –проміжний ківш; 4 - кристалізатор;
 5 –зона вторинного охолодження; 6 –правильна клетя; 7 - ножиці; 8 –заготівля;
 9 – ролюганг; 10 – ролики; 11 – прокатний модуль

Рисунок 3.3 – Схема машини безперервного лиття заготовок вертикального типу

При безперервному розливанні сталь безперервно подається з ковша через проміжну розливну систему в бездонну водоохолоджувану виливницю (кристалізатор), з дна якої виймається злиток.

Перед розливанням металу в кристалізатор вводять приманки. Приманки являють собою сталеві стрижні зі змінними головками і канавками, які виконують роль дна кристалізатора на початку процесу розливання. В результаті інтенсивного охолодження рідкий метал застигає на стінках кристалізатора і на приманках, утворюючи кірку, яка з'єднує метал із запобіжником. Після

проходження через витяжний ролик шихта розділяється. Остаточне затвердіння в ядрі відбувається в результаті вторинного охолодження водою зі спринклерів. Ролики надійно витягують злиток і контролюють його швидкість. Потім затверділий злиток потрапляє в зону різання, де газовим різакон розрізається на задані довжини.

Порівняння всіх показників покаже, що економічно доцільно вибрати вертикальний штрипсовий МБЛЗ для сталі ШХ15.

3.7 Розрахунок МБЛЗ вертикального типу

Беремо заготовлі перерізом конструкційних сталей: 160 x 180мм

$V_{\text{cp}} 1,0 \text{ м/хв}$

При проектуванні МБЛЗ очікуватиметься можливість збільшення швидкості витягування.

Беремо резерв швидкості витягання в 50%:

$$V_{\text{рез}} = V_{\text{cp}} + 0,5 \cdot V_{\text{cp}} \quad (3.1)$$

$$V_{\text{рез}} = 1 + 0,5 \cdot 1 = 1,5 \text{ м/хв.}$$

Час затвердіння (повне) заготовель рахуємо:

$$\tau_{\text{кр}} = \frac{B^2}{4K^2} \text{ хв.} \quad (3.2)$$

де: B – товщина заготовлі; мм

K – коефіцієнт затвердіння, 28 мм/хв;

$$\tau_{\text{кр}}^1 = \frac{160^2}{4 \cdot 28^2} = \frac{25600}{3136} = 8 \text{ хв.}$$

$$\tau_{кр}^H = \frac{180^2}{4 * 28^2} = \frac{32400}{3136} = 10 \text{ хв.}$$

Довжина зони вторинного охолодження:

$$Z_{вт.охл.} = V_{рез} * \tau_{кр} \quad (3.3)$$

$$Z_{вт.охл.} = 1,5 * 10 = 15 \text{ м}$$

Протягання тягнучої клітї беремо:

$$Z_{т.к.} = 2 \text{ м.}$$

Розрахунок циклу роботи МБЛЗ

Беремо максимальну швидкість витягання:

$$V_{max} = 2 \text{ м/хв}$$

Час ввдення затравки - τ_1 :

$$\tau_1 = \frac{Z_{вт.охл.} + Z_{т.к.}}{V_{max}} \quad (3.4)$$

$$\tau_1 = \frac{15 + 2}{2} = \frac{17}{2} = 8 \text{ хв.}$$

Беремо час підготовки кристалізатору $\tau_2 = 10$ хв. і подавання сталерозливного ковшу на стенд $\tau_3 = 3$ хв.

Загальний час підготовки машини:

$$\tau = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 \quad (3.5)$$

$$\tau = 8 + 10 + 3 = 21 \text{ хв.}$$

Масова швидкість розливання на один канал:

$$q_p = a \cdot b \cdot V_{cp} \cdot \rho \quad (3.6)$$

$$a \cdot b = 160 \cdot 180 \text{ мм}$$

$$\rho = 7,0 \text{ т/м}^3$$

$$V_{cp} = 1 \text{ м/хв}$$

$$q_p = 0,18 \cdot 0,16 \cdot 1 \cdot 7,0 = 0,2 \text{ т/хв.}$$

Ємність проміжного ковшу $M_{п.к.} = 10\%$ маси рідкого металу в сталерозливному ковші:

$$M_{п.к.} = 0,10 \cdot 50 = 5 \text{ т} \quad (3.7)$$

$$\tau_{н.п.к.} = \frac{M_{п.к.}}{n_{к.р} \cdot q_p} = \frac{5}{2 \cdot 0,2} = 12,5 \text{ хв} \quad (3.8)$$

Час розливки плавки при розливці заготівель перерізом 0,16 x 0,18 м :

$$\tau'_{р.п.} = \frac{M_{ст.к.}}{n_{кр} \cdot q'_p} \quad (3.9)$$

$$\tau'_{р.п.} = \frac{50}{2 \cdot 0,2} = 125 \text{ хв.}$$

Час закінчення видання заготівлі з МБЛЗ:

$$\tau_{ок.в.з.} = \frac{Z_{вт.охл.} + Z_{т.к.}}{V_{cp.}} \quad (3.10)$$

$$\tau_{ок.в.з.} = \frac{15 + 2}{1} = 17 \text{ хв.}$$

Визначення ритму роботи машини

60 % металу в цеху буде розливатися на МБЛЗ, а 40 % на виливниці.

Відтак тривалість циклу розливки з серії в 10 плавок:

$$\tau'_y = \tau_{\Pi} + \tau'_{\text{н.п.к.}} + \tau'_{\text{р.пл.}} * 10 + \tau_{\text{рк.в.з}} \quad (3.11)$$

$$\tau'_y = 21 + 10 + 120 \cdot 10 + 17 = 1248 \text{ хв (20,8 год)}$$

Середня тривалість розливання в серії:

$$\tau' = \frac{\tau'_y}{10} \quad (3.12)$$

$$\tau' = \frac{1248}{10} = 125$$

Розрахунок продуктивності МБЛЗ

Кількість робочих днів в році:

$$A = 365 - 30 = 335 \text{ днів} \quad (3.13)$$

де 30 – днів – тривалість ремонтів (24 – профілактичний, 6 – капітальний ремонт).

Річна продуктивність однієї МБЛЗ:

$$E = \frac{335 * 24 * 60 * 50 * 0,98}{125} = 189100 \text{ т./рік.} \quad (3.14)$$

де 24 – кількість годин в добі, 60 – кількість хвилин в годині, 50 – маса рідкого металу в ковші т, 0,98 – вихід заготовель з рідкого металу, 125 – середня тривалість однієї плавки, хв.

Для забезпечення розливки річного виробництва 300000 т. заготівель треба МБЛЗ:

$$V = \frac{300000}{189100} = 1,59 \quad (3.15)$$

Беремо дві МБЛЗ:

Річна продуктивність двох МБЛЗ:

$$189100 \cdot 2 = 378200 \text{ т./рік} \quad (3.16)$$

Коефіцієнт використання потужності МБЛЗ [8]:

$$\frac{300000}{378200} * 100\% = 79,3\% \quad (3.17)$$

3.8 Розрахунок шихти для виплавки сталі ШХ15

Хімічний склад сталі ШХ15 по ДСТУ ISO 683-17:2008 та прийнятий для розрахунку приведені в таблиці 3.6.

Таблиця 3.6 - Хімічний склад сталі

Хімічний склад	Вміст елементів							
	C	Mn	Si	Cr	W	Ni	S	P
Згідно ДСТУ	0,95-1,05	0,2-0,4	0,17-0,37	1,30-1,65		0-0,50	0-0,02	0-0,027
Прийнятий для розрахунку	0,1	0,3	0,27	1,45		0,25	0,015	0,017

Розкислювачі та легуючі необхідні для виплавки сталі ШХ15 наведено в таблиці 3.7.

Таблиця 3.7 - Хімічний склад легуючих

Назва	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
Ферохром	ФХ004А	0,04	1,5		68					0,3	0,03	0,02
Нікель	Н-4	0,15							97		0,00	0,04

В якості шихтових матеріалів використовується сталевий брухт та чавун у співвідношенні 85:15, хімічний склад яких приведено в таблиці 3.8.

Таблиця 3.8 - Хімічний склад сталевому лому і чавуну

Шихтовий матеріал	Елементи				
	C	Mn	Si	S	P
				не більш	
Сталевий брухт	0,55	0,25	0,3	0,035	0,03
Чавун	4,1	0,6	0,75	0,03	0,25

Розрахунок приводиться на 100 кг завалки. Шихта складається з розрахунку отримання у кінці окисного періоду вуглецю на 0,03.

Кількість окислюваного вуглецю за окислювальний період беремо 0,2.

Визначення необхідної кількості вуглецю в шихті.

$$[C]_{\text{зав.}} = [C]_{\text{н.предел}} + [C]_{\text{кип}} - [C]_{\text{науг}} - 0,05 = 0,95 + 0,2 - 0,03 - 0,05 = 1,07\% \quad (3.18)$$

де 0,05% вуглецю, взаємодіє з окалиною шихти.

Встановлюємо склад елементів в заваленні.

$$[C] = (85 \cdot 0,55 + 15 \cdot 4,1) / 100 = 1,08\%$$

Так як в завалці вміст вуглецю більше 1,07% то додаткового науглецювання проводиться не буде.

$$[Mn] = (85 \cdot 0,25 + 15 \cdot 0,6) / 100 = 0,303\%$$

$$[Si] = (85 \cdot 0,3 + 15 \cdot 0,75) / 100 = 0,368\%$$

$$[S] = (85 \cdot 0,035 + 15 \cdot 0,03) / 100 = 0,034\%$$

$$[P] = (85 \cdot 0,03 + 15 \cdot 0,25) / 100 = 0,063\%$$

Плавка проводиться за класичною технологією і умовно розбивається на два періоди: окисний і відновний.

Окисний період плавки

Зміна хімічного складу металу за окислювальний період приведена в таблиці 3.9.

Таблиця 3.9 – Зміна хімічного складу металу за окислювальний період

Окислювальний період	Склад елементів, %				
	C	Mn	Si	P	S
Завалка	1,083	0,303	0,368	0,063	0,034
Видалено	0,866	0,227	0,368	0,050	0,009
Метал на кінець окисного періоду	0,217	0,076	0,000	0,013	0,026

Встановлюємо кількість шлаку, руди та вапна.

Приймаються складу шлаку окисного періоду: CaO - 45%, FeO - 15%, SiO₂ - 10%.

При цьому хімічному складі шлаку коефіцієнт розподілу фосфору може бути прийнятий:

$$\eta = \frac{(P_2O_5)}{[P]^2} = 10^4 \quad (3.19)$$

$$\text{Тоді склад } (P_2O_5)_{\text{шт}} = \frac{\Delta[P] \cdot 142}{62} = 0,115\% \quad (3.20)$$

Допустимий вміст п'ятиокису фосфору в шлаку:

$$(P_2O_5)_{\text{дон}} = \eta \cdot [P]^2 = 10000 \cdot [0,013]^2 = 1,588\% \quad (3.21)$$

Кількість шлаку необхідна для дефосфорації металу до заданих значень:

$$U_1 = \frac{(P_2O_5)_{\text{шт}}}{(P_2O_5)_{\text{дон}}} = 0,115 \cdot 100 / 1,588 = 7,27 \text{ кг} \quad (3.22)$$

Розраховуємо кількість кисню, необхідну для окислення домішки, зараховуємо що 75% вуглецю окислюється до CO, інше до CO₂. Результати розрахунку зведені у таблиці 3.10.

Таблиця 3.10 - Розрахунок кількості кисню, необхідного для окислення домішок

Елемент	Окисл, %	За реакцією	Необхідна кількість кисню, кг	Кількість продуктів реакції, кг
C	0,866	C+0,5O ₂ =CO C+O ₂ =CO ₂	0,2165·32/12=0,577	0,2165·44/12=0,794
	0,2165		0,6495·16/12=0,866	0,6495·28/12=1,516
	CO-0,6495			$\Sigma = 2,309$
Si	0,368	Si+O ₂ =SiO ₂	0,368·32/28=0,420	0,368·60/28=0,788
Mn	0,227	Mn+0,5O ₂ =MnO	0,227·16/55=0,066	0,227·71/55=0,293
P	0,050	2P+2,5O ₂ =P ₂ O ₅	0,050·80/62=0,065	0,050·142/62=0,115
	$\Sigma_P = 1,511$		$\Sigma O_2 = 1,994$	$\Sigma = 3,505$

Кількість закису заліза необхідне для окислення домішок:

$$[FeO]_{ок.пр.} = \Sigma O_2 \cdot \frac{72}{16} = 1,994 \cdot 72/16 = 8,975 \text{ кг} \quad (3.23)$$

Кількість закису заліза необхідне для утворення шлаку заданого складу:

$$(FeO)_{об.шл.} = \frac{U_1 \cdot (FeO)}{100} = 7,27 \cdot 15/100 = 1,091 \text{ кг.} \quad (3.24)$$

Визначаємо вміст кисню в металі до кінця окисного періоду:

$$[O] = \frac{0,0027}{[C]_{к.ок}} = 0,0027/0,217 = 0,012 \text{ кг.} \quad (3.25)$$

Вміст закису заліза в металі

$$[FeO]_{мет} = \frac{[O] \cdot 72}{16} = 0,012 \cdot 72/16 = 0,056 \text{ кг.} \quad (3.26)$$

У закисі заліза $[Fe] = 0,056 \cdot 56/72 = 0,044 \text{ кг.}$

Необхідна кількість FeO в шлаку:

$$(FeO)_{шл.} = [FeO]_{ок.пр.} + (FeO)_{об.шл.} + [FeO]_{мет} = 8,975 + 1,091 + 0,056 = 10,121 \text{ кг.} \quad (3.27)$$

Необхідна кількість Fe_2O_3 в руді:

$$Fe_2O_3 = \frac{(FeO)_{мл} \cdot 160}{216} = 10,121 \cdot 160 / 216 = 7,497 \text{ кг.} \quad (3.28)$$

Вміст заліза в руді:

$$Fe_p = 7,497 \cdot 56 / 160 = 2,624 \text{ кг.}$$

Необхідна кількість руди:

$$Y_1 = \frac{Fe_2O_3}{Fe_2O_{3_{руд}}} = 7,497 / 0,9 = 8,330 \text{ кг.} \quad (3.29)$$

Необхідна кількість вапна:

$$Z_1 = \frac{U_1(CaO)}{92} = 7,27 \cdot 45 / 92 = 3,56 \text{ кг.} \quad (3.30)$$

де 92 – склад CaO у вапні, %.

Приймаються перехід магнію в шлак з футерувальних і заправних матеріалів 0,9 кг на 100 кг завалки, з них 0,6 у окисний і 0,3 в відновлювальний, причому 50% магнезиту викачується з шлаком після розплавлювання шихти.

Таблиця 3.11 - Уточнений розрахунок кількості та складу шлаку окисного періоду плавки

Джерело надходження	Витрати, кг	Компоненти														Всього, кг
		CaO		FeO		SiO ₂		Al ₂ O ₃		MnO		MgO		P ₂ O ₅		
		%	кг.	%	кг.	%	кг.	%	кг.	%	кг.	%	кг.	%	кг.	
Метал							0,79				0,3				0,12	1,20
Залізна руда	8,33	0,1	0,01		1,09	6,25	0,52	2,50	0,21			0,30	0,02	0,15		1,85
Вапно	3,56	92	3,27	0,86	0,03	2,5	0,09	1,00	0,04			3,30	0,12	0,1		3,54
Магнезит	0,3	3,5	0,01	2,70	0,01	3,45	0,01	0,10	0,00			90,3	0,27			0,30
Всього		47,74	3,29	16,38	1,13	20,42	1,41	3,54	0,24	4,25	0,3	5,99	0,41	1,67	0,12	6,89

$$\text{Основність шлаку окисного періоду: } B = \frac{(CaO)}{(SiO_2)} = 3,29/1,41 = 2,34 \quad (3.31)$$

Вихід металу першого періоду:

$$X_1 = 100 + [FeO]_{ок.пер} - \sum O_2 - \sum P + Fe_{FeO} - Fe_{уг} - Fe_{руд}. \quad (3.32)$$

$$X_1 = 100 + 8,975 - 1,994 - 1,511 + 0,044 - 2 - 2,624 = 100,889 \text{ кг.}$$

де $Fe_{уг}$ - угар заліза прийнято 20 кг/т.

Втрати металу зі шлаком при скачуванні беремо 0,2%:

$$100,889 \cdot 0,2/100 = 0,202 \text{ кг.}$$

Матеріальний баланс плавки окисного періоду наведений в таблиці 3.12.

Таблиця 3.12 - Матеріальний баланс плавки окисного періоду

Внесено, кг		Отримано, кг	
Сталевого брухту	85,00	Металу	100,69
Чавуну	15,00	Шлаку	6,89
Залізної руди	8,33	Угару	2,00
Вапна	3,56	Газів	2,31
Магnezиту	0,30	Втрати при скачуванні	0,20
Того	112,19	Того	112,09

$$\text{Нев'язка: } (112,09 - 112,19) \cdot 100 / 112,19 = 0,09\%.$$

ВІДНОВНИЙ ПЕРІОД ПЛАВКИ

У відновний період плавки робиться визначення необхідної кількості розкислювачів і легируючих добавок.

Позначимо через X'_2 уточнений вихід металу відновного періоду плавки.

$$X_2' = X_1 + P'_{FeMn} + P'_{FeSi} + P'_{FeMo} + P'_{FeW} + P'_{FeV} + P'_{FeCr} + P'_{Ni} + P'_K, \quad \text{кг} \quad (3.33)$$

де X_1 – вихід металу першого періоду

P'_{FeMn} – уточнена вага феромарганцю

P'_{FeSi} – уточнена вага феросиліцію

P'_{FeMo} – уточнена вага феромолібдену

P'_{FeW} – уточнена вага феровольфраму

P'_{FeV} – уточнена вага ферованадію

P'_{FeCr} – уточнена вага ферохрому

P'_{Ni} – уточнена вага феронікелю

P'_K – уточнена вага коксу

$$P_{FeMn} = \frac{X_2[Mn]_{зм} - X_1[Mn]_{к.ок}}{[Mn]_{FeMn}} = (X_2 \cdot 0,30 - 100,889 \cdot 0,076) / 85 = 0,0035X_2 - 0,090 \quad (3.34)$$

$$P_{FeSi} = \frac{X_2[Si]_{зм} - X_1[Si]_{к.ок}}{[Si]_{FeSi}} = (X_2 \cdot 0,27 - 0) / 78 = 0,0035X_2 \quad (3.35)$$

$$P_{FeCr} = \frac{X_2[Cr]_{зм} - X_1[Cr]_{к.ок}}{[Cr]_{FeCr}} = (X_2 \cdot 1,45 - 0) / 68 = 0,0213X_2 \quad (3.36)$$

$$P_{Ni} = \frac{X_2[Ni]_{зм} - X_1[Ni]_{к.ок}}{[Ni]_{Ni}} = (X_2 \cdot 0,25 - 0) / 97 = 0,0026X_2 \quad (3.37)$$

$$P_K = \frac{X_2[C]_{зм} - X_1[C]_{к.ок}}{[C]_K} = (X_2 \cdot 1,00 - 100,889 \cdot 0,217) / (86,5 \cdot 0,6) = 0,0193X_2 - 0,421 \quad (3.38)$$

Тоді

$$X_2 = 100,889 + 0,0035X_2 - 0,090 + 0,0035X_2 + 0,0213X_2 + 0,0026X_2 + 0,0193X_2 - 0,421 \quad (3.39)$$

$$X_2 = 105,68 \text{ кг.}$$

Вага феросплавів:

$$P_{FeMn} = 0,0035X_2 - 0,090 = 0,283 \text{ кг.}$$

$$P_{FeSi} = 0,0035X_2 = 0,366 \text{ кг.}$$

$$P_{FeMo} = X_2 = \text{кг.}$$

$$P_{FeW} = X_2 = \text{кг.}$$

$$P_{FeV} = X_2 = \text{кг.}$$

$$P_{FeCr} = 0,0213X_2 = 2,253 \text{ кг.}$$

$$P_{Ni} = 0,0026X_2 = 0,272 \text{ кг.}$$

$$P_K = 0,0193X_2 - 0,421 = 1,615 \text{ кг.}$$

Загальна орієнтовна витрата розкислювачів і легуючих є 4,790 кг.

Загальна формула для точного розрахунку витрати феромарганцю з урахуванням внесення марганцю іншими феросплавами

$$P'_{FeMn} = \frac{X'_2[Mn]_{зм} - \frac{P_{FeSi} \cdot [Mn]_{FeSi} + P_{FeMo} \cdot [Mn]_{FeMo} + P_{FeW} \cdot [Mn]_{FeW} + P_{FeV} \cdot [Mn]_{FeV} + P_{FeCr} \cdot [Mn]_{FeCr} + P_{Ni} \cdot [Mn]_{Ni}}{X_2} \cdot X'_2 - X_1[Mn]_{к.ок}}{[Mn]_{FeMn}} =$$

$$= 0,0035 X'_2 - 0,090 \quad (3.40)$$

Вагова кількість феросплавів: $P'_{FeMn} = 0,0035 X'_2 - 0,090 = 0,283 \text{ кг.}$

$$P'_{FeSi} = 0,0030 X'_2 = 0,315 \text{ кг.}$$

$$P'_{FeCr} = 0,0213 X'_2 = 2,250 \text{ кг.}$$

$$P'_{Ni} = 0,0026 X'_2 = 0,272 \text{ кг.}$$

$$P'_K = 0,0192 X'_2 - 0,421 = 1,606 \text{ кг.}$$

Точний витрата розкислювачів і легуючих становить 4,727 кг.

Вихід металу відновного періоду складає $X'_2 = 105,62 \text{ кг.}$

Коефіцієнт розподілу сірки у відновний період плавки приймаємо 30, тоді:

$$(S) = 30 \cdot 0,015 = 0,45 \text{ кг.}$$

$$\text{Кількість сірки що необхідно видалити } \Delta[S]_{уд} = [S]_I + [S]_{ФСП} - [S]_{II} \quad (3.41)$$

Склад сірки в добавках

$$S_{FeMn} = 0,00008 \text{ кг.}$$

$$S_{FeSi} = 0,00006 \text{ кг.}$$

$$S_{FeCr} = 0,001 \text{ кг.}$$

$$S_{Ni} = 0,000 \text{ кг.}$$

$$S_{\text{кокса}} = 0,027 \text{ кг.}$$

Всього сірки вноситься феросплавами і легуючими: 0,0281 кг.

$$\begin{aligned} \text{Тоді: } \Delta[S]_{\text{вд}} &= [S]_{\text{I}} + [S]_{\text{фсп}} - [S]_{\text{II}} = 100,889 \cdot 0,026/100 + 0,0281 - \\ &105,62 \cdot 0,015/100 = 0,038. \end{aligned}$$

Необхідна кількість шлаку

$$U_2 = \frac{\Delta[S]_{\text{вд}} \cdot 100}{(S)} = 0,038 \cdot 100/0,45 = 8,489 \text{ кг.} \quad (3.42)$$

Приблизний хімічний склад шлаків відновного періоду:

CaO	55
CaF ₂	5-10
Al ₂ O ₃	2-5
SiO ₂	15-20
FeO	до 0,7

Необхідна кількість вапна в шлаку:

$$55 \cdot U_2 = 92Z_2, \text{ де } 92 - \text{склад CaO в вапні}$$

$$Z_2 = 55 \cdot 8,489/92 = 5,075 \text{ кг.}$$

Склад шлакової суміші:

Вапно – 60%

Плавиковий шпат – 15%

Шамотний бій – 25%

Вага плавикового шпату:

$$P_{n.u.} = 5,075 \cdot 15/60 = 1,269 \text{ кг.}$$

Вага шамотного бою:

$$P_{ш.б.} = 5,075 \cdot 25/60 = 2,115 \text{ кг.}$$

Таблиця 3.13 - Уточнений розрахунок кількості й складу шлаку відновного періоду плавки

Джерело надходження	Виррата, кг	Компоненти												Усього, кг
		CaO		SiO ₂		S		Al ₂ O ₃		CaF ₂		MgO		
		%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг	
Вапно	5,07	92	4,67	2,50	0,13	0,10	0,01	1,00	0,05			3,3	0,17	5,02
Плавииковий шпат	1,27	0,4	0,01	3,10	0,04	0,20	0,00	0,20	0,00	95,0	0,29			0,33
Магнезит	0,30	3,5	0,01	3,45	0,01			0,10	0,00			90,25	0,27	0,29
Шамотний бій	2,11	0,7	0,01	62,00	1,31			35,00	0,74			0,3	0,01	2,07
Метал 1-го періоду	100,89					0,03	0,03							0,03
Шлаки 1-го періоду	0,69	47,74	0,33	20,42	0,14			3,54	0,02			5,993	0,04	0,54
Феросплави	4,79					0,59	0,03							0,03
Усього:		60,53	5,03	19,60	1,63	0,74	0,06	9,85	0,82	3,43	0,29	5,85	0,49	8,31

$$B = \frac{CaO}{SiO_2} = 5,03/1,63 = 3,09 \quad (3.43)$$

Розрахунок розкислювачів

Вноситься закису заліза:

Металом першого періоду - 0,056 кг.

Шлаком першого періоду - $0,1 \cdot 6,89 \cdot 16,38 / 100 = 0,113$ кг.

Вноситься Fe₂O₃

Вапном $5,07 \cdot 0,6/100 = 0,0304$ кг.

Плавииковим шпатом $1,27 \cdot 0,8/100 = 0,0101$ кг.

Магнезитом $0,30 \cdot 2/100 = 0,0060$ кг.

Шамотом $2,11 \cdot 2/100 = 0,0423$ кг.

Усього вноситься Fe₂O₃ 0,0889 кг.

В перерахунку на (FeO) = $0,0889 \cdot 1,35 = 0,1200$ кг.

Усього вноситься FeO $0,056 + 0,113 + 0,1200 = 0,2891$ кг.

Кількість FeO, що залишилося в металі і шлаці:

$$\text{Приймаємо } [Si] \cdot [FeO]_{II}^2 = 6,02 \cdot 10^{-5}$$

$$\text{Звідси } [FeO]_{II} = 0,015$$

Кількість FeO з шлаку II періоду

$$(FeO)_{шлII} = 8,31 \cdot 0,5/100 = 0,0415 \text{ кг.}$$

Відновлюється (FeO)

$$(FeO)_{вос} = \sum (FeO) - [FeO]_{II} - (FeO)_{II} = 0,2891 - 0,015 - 0,0415 = 0,2326 \text{ кг.} \quad (3.44)$$

Витрата вуглецю для відновлення

$$C_{вос} = 0,2326 \cdot 12/72 = 0,2326 \text{ кг.}$$

отримано газоподібних продуктів реакції: $0,2326 \cdot 28/12 = 0,0904$ кг.

Матеріальний баланс відновного періоду плавки наведено в таблиці 3.14.

Таблиця 3.14 - Матеріальний баланс відновного періоду плавки

Внесено, кг		Отримано, кг	
Метал першого періоду	100,889	Метал другого періоду	105,679
Шлак першого періоду	0,689	Шлак другого періоду	8,307
Вапна	5,075	Газів	0,090
Плавикового шпату	1,269		
Шамотного бою	2,115		
Коксу	1,615		
Магnezиту	0,300		
FeSi	0,366		
FeMn	0,283		
FeCr	2,253		
Ni	0,272		
Всього	115,127	Всього	114,077

$$\text{Нев'язка: } (115,127 - 114,077) \cdot 100/114,077 = 0,92\%$$

Таблиця 3.15 – Перевірка хімічного складу металу

Джерело	кг	Склад елементів, %											
		C	Mn	Si	Mo	V	Cr	W	Ni	Al	P	S	
Мет. 1-го періоду	100,89	0,207	0,072									0,012	0,026
FeSi	0,315	0,000	0,000	0,233	0,000	0,000	0,001	0,000	0,000	0,004	0,000	0,000	0,000
FeMn	0,283	0,003	0,228	0,005	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,001	0,000	0,000
FeCr	2,250	0,001	0,000	0,032	0,000	0,000	1,449	0,000	0,000	0,006	0,000	0,000	0,000
Ni	0,272	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,250	0,000	0,000	0,000	0,000
Кокс	1,606	0,79											0,026
Переход в шлак													0,036
Склад за ДСТУ		0,95/ 1,05	0,20/ 0,400	0,17/ 0,370	0,00/ 0,000	0,00/ 0,000	1,30/ 1,650	0,00/ 0,000	0,00/ 0,500	0,00	0,0/ 0,027	0,0/ 0,020	
Прийнято для розрах.		1,00	0,300	0,270	0,000	0,000	1,450	0,000	0,250	0,00	0,017	0,015	
Отримано	105,62	1,00	0,300	0,270	0,000	0,000	1,450	0,000	0,250	0,011	0,014	0,016	

Остаточне розкислення проводиться алюмінієм в 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 в ківш перед випуском плавки.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Аналіз потенційно небезпечних та шкідливих факторів виробничого середовища

Найбільш поширеними небезпечними факторами в СПЦ-3 є залізничний транспорт, спеціальний транспорт, а також обертові та рухомі частини машин і механізмів.

Деякі операції в СПЦ-3 пов'язані з небезпечними виробничими факторами: великою кількістю тепла і пилу, а також високим рівнем шуму.

Оскільки СПЦ-3 є гарячим цехом, виділяється велика кількість залишкового тепла, що призводить до значного підвищення температури повітря. Несприятливий вплив гарячого повітря ще більше посилюється впливом променистого тепла. Джерелами променистого тепла є розплавлений метал і шлак, вогнетривка футеровка печі, нагріта до високих температур, і поверхня розплавленого шлаку, вплив якого проявляється при відкритому вікні печі. Інтенсивність опромінення на робочому місці становить приблизно 560 Вт/м^2 , залежно від розміру, температури та відстані джерела випромінювання. Підвищений вплив на організм людини може призвести до перенапруження системи терморегуляції, що викликає дисбаланс теплового балансу організму.

ЕСПЦ піддаються впливу шкідливих виробничих факторів, таких як шум і вібрація. Це пов'язано з рухом великих машин і механізмів, падінням великих матеріалів з висоти і спалюванням металу в печі.

На робочому місці фактичні рівні шуму можуть досягати 96 дБ.

Оцінка факторів у виробничих і трудових процесах сталеварів на металургійних заводах представлена в таблиці 4.1.

Умови праці на робочому місці сталевара відносяться до шкідливих і важких. Робоче місце має в наявності два виробничих фактора 1-го ступеня, жодного фактору 2-го ступеня та шість чинників третього ступеня небезпеки. Категорія тяжкості праці третя [14].

Таблиця 4.1 - Оцінка факторів виробничого і трудового процесу

Професія: сталевар.

№	Фактори виробничого середовища і трудового процесу	Нормативне значення	Фактичне значення	III клас: шкідливі і небезпечні умови, характер праці			Час дії фактору за зміну, %
				I ступінь	II ступінь	III ступінь	
1	Шкідливі хімічні речовини, мг/м ³ I клас безпеки: - Ангідрид хромовий;	0,01	0,059	р		5,9р	94
	- Бензапирен;	0,00015	0,0002				94
	- Окис нікелю;						94
	II клас безпеки: - Окис марганцю	0,3	0,27				94
1	III клас безпеки: - Сірчаний ангідрид;	10,0	28,5	2,85		7,1р	94
	- Окис азоту	5	35,5				94
2	Пил, переважно фіброгенної дії, мг/м ³	4	180,3			45,1	100
3	Шум, дБА	80	96			16	94
4	Мікроклімат у приміщенні в теплий період - Температура повітря, °C	27	40	1,28		13	94
	- Швидкість руху повітря, м/с	0,6	0,47				94
	- Інфрачервоне випромінювання, Вт/м ²	140	3140				3140
5	Тяжкість праці:	Категорія середньої важкості, помірно-тяжка праця					

4.2 Технічні рішення по виробничій санітарії

Об'ємно-планувальні рішення будівель та споруд цеху

Між підприємством і житловою зоною повинна бути створена санітарно-захисна зона, ширина якої залежить від кількості шкідливих речовин, що викидаються підприємством у повітряний басейн.

Проектовані робочі місця слід розташовувати з навітряного боку від житлової забудови з урахуванням напрямку вітру. Розташування будівель і споруд на робочих місцях повинно забезпечувати найбільш сприятливі умови для вентиляції і природного освітлення на ділянці.

Об'єм виробничих приміщень на одного працюючого повинен становити не менше 15 м³, а площа - не менше 4,5 м². Для забезпечення норм природного освітлення не менше 20% прорізів повинні бути виконані у вигляді зв'язуючих стулок.

Опалення та вентиляція

Основні виробничі приміщення обігріваються повітрям у поєднанні з припливною вентиляцією. Приплив забезпечується великими агрегатами, розташованими групами. У невеликих за висотою приміщеннях з великою кількістю обладнання подача повітря здійснюється безпосередньо в робочу зону за допомогою повітророзподільних сопел.

Витяжна вентиляція. Через велику кількість надлишкового тепла, що утворюється на металургійних заводах, необхідна значна заміна повітря, особливо влітку.

Природна вентиляція забезпечується різницею температур всередині і зовні приміщення (термічний тиск) і вітром (вітровий тиск). Для вентиляції у вертикальних стінах будівлі зроблені отвори. Нижній рівень (для припливу повітря в теплу пору року) - не вище 1,8 м, а верхній рівень (для припливу повітря взимку і влітку) - не вище 4 м. На даху будівлі встановлюються аераційні ліхтарі.

Механічна вентиляція на металургійних заводах забезпечується великими централізованими вентиляційними установками.

Освітлення

Природне освітлення в приміщенні створюється сонячним світлом через світлові ліхтарі і може бути бічним (через стінні прорізи), верхнім (через світлові ліхтарі аераційних ліхтарів) і комбінованим (через стінні ліхтарі і аераційні ліхтарі одночасно).

Нормоване значення світлової ефективності (E_n), яке враховує характер зорової роботи і світловий клімат місцевості, де розташована будівля, визначається за формулою:

$$e_n = e \cdot m \cdot c \quad (4.1)$$

де e - значення к.п.о. (%), що визначається з урахуванням характеру зорової роботи;

m - коефіцієнт світлового клімату. Територія заводу знаходиться в VI поясі світлового клімату, $m = 0,9$;

c - коефіцієнт сонячного клімату, $c = 0,85$

$$e_n = 0,3 \cdot 0,9 \cdot 0,85 = 0,23$$

Штучне освітлення необхідне для роботи в темних приміщеннях або там, де природного освітлення недостатньо.

Тому для роботи з самосвітними об'єктами (категорія VII) мінімальна загальна освітленість з лампами розжарювання становить 150 люкс. Використання голих ламп заборонено. Для освітлення використовуються світильники (комбінації ламп і світильників).

Аварійне освітлення влаштовується з незалежним джерелом живлення. Аварійне освітлення для продовження роботи створює освітленість на робочій поверхні не менше 5% від допустимої норми для загального освітлення. Для евакуації людей аварійне освітлення створює освітленість не менше 0,5 лк на підлогах основних проходів і сходових кліток приміщень і не менше 0,2 лк на відкритих майданчиках [12].

Санітарно-побутові приміщення

До складу СПЦ-3 входять гардероб для зберігання одягу, вбиральні та душові, медпункт та приміщення для харчування.

Побутові приміщення, якими користуються працівники в неробочий час, розташовані за межами цеху. Побутові приміщення, якими користуються працівники в робочий час, розташовані всередині цеху [13].

Приміщення для знепилювання спецодягу повинно бути розташоване поруч із приміщенням для зберігання спецодягу. Їх площа повинна бути не менше 12 м².

Для зберігання одягу використовуються шафи для одягу. Вони проектуються окремо для чоловіків і жінок. Туалети розташовуються на відстані не більше 75 м від найвіддаленішого робочого місця. Душові розташовуються в приміщеннях, суміжних з гардеробними. Кількість душових сіток визначається кількістю працівників найбільш частоті зміни. Душові повинні бути відокремлені один від одного вологостійкими перегородками висотою 1,6 м і не досягати 0,2 м над підлогою.

Для регулярного відпочинку (без зняття спецодягу) працівників у радіусі 200 м від робочого місця передбачаються зони відпочинку у вигляді кабін з лавками зі спинками [14].

Виробничий шум, вібрація виробнича

Основними джерелами шуму та вібрації в СПЦ-3 є електричні дуги та великогабаритні агрегати. Для захисту персоналу від шуму обладнання повністю укладено в звукоізоляційний кожух, внутрішня поверхня якого покрита звукопоглинальним матеріалом. Звукоізоляційний кожух встановлений на гнучких прокладках, а механізм віброізолюваний від фундаменту, що запобігає жорсткому контакту між механізмом і кожухом. Отвори для повітря і комунікацій обладнані шумоглушниками або закриті ущільнювачами [15].

Виробничі випромінювання

Джерелами інтенсивного тепловиділення в СПЦ-3 є розплавлений метал, дуги, шлак і вогнетривка футерівка печі, нагріті до високих температур.

У цеху СПЦ-3 передбачена вентиляція і провітрювання для видалення надлишкового тепла, а всі джерела тепла ізолювані.

Спецодяг робітників повинен бути негорючим, стійким до теплового випромінювання, міцним і повітропроникним.

Він складається з куртки та штанів.

Куртка має відкладний комір і вшивний рукав.

Штани мають суцільнокроєний пояс з накладними кишенями. Штани мають захисні накладки спереду та ззаду.

Тканина верху: тканина VP, 90% вовна, 10% лавусан.

Колір: чорний.

4.3 Заходи з техніки безпеки

Перед початком робіт на прольоті печі СПЦ-3 необхідно перевірити наявність обладнання, інструменту, огорожень, захисного заземлення та вентиляції. Під час виконання робіт необхідно дотримуватися всіх правил і норм, що стосуються використання технічних засобів, безпечної експлуатації транспортних засобів і вантажопідйомних механізмів, а також виконувати інструкції з безпечного утримання робочої зони.

В аварійних ситуаціях необхідно суворо дотримуватися всіх правил, що регламентують поведінку персоналу в ситуаціях, які можуть призвести до нещасних випадків або інцидентів.

Майданчик повинен бути обладнаний необхідними попереджувальними знаками, обладнання повинно бути відповідним чином пофарбоване, а на дорогах повинна бути нанесена дорожня розмітка.

Сам майданчик повинен бути спланований відповідно до вимог безпеки, тобто з дотриманням вимог безпеки, тобто ширини проходів, ширини проїздів і мінімальних відстаней між обладнанням. Всі ці відстані не повинні бути меншими за допустимі.

В умовах цеху СПЦ-3 найбільшу небезпеку становить вплив електричного струму та електричної дуги.

З огляду на середовище виробничих приміщень електросталеплавильних цехів, їх можна віднести до особливо небезпечних зон ураження електричним струмом. Це: підвищена температура повітря, струмопровідні підлоги, можливість одночасного контакту між металевою конструкцією електрообладнання та металевою конструкцією, з'єднаною із землею.

Залежно від технічних вимог вибирається трифазна, чотирипровідна мережа з ізольованою нейтраллю. Такі мережі є безпечними навіть при дотику до фазних проводів під час нормальної роботи мережі.

4.4 Заходи пожежної безпеки

Пічне і ливарне відділення електропечного виробництва розташовані в приміщеннях, що відносяться до категорії пожежної небезпеки "Г".

У зоні розливання СПЦ-3 заборонено розміщувати горючі матеріали.

Електродвигуни, що іскрять, закриваються пилозахисними кожухами.

Електросталеплавильні цехи повинні бути обладнані пожежними сповіщувачами, які автоматично виявляють і передають сигнали про пожежу марок ISTA, STAYER, VOLTA, INGY ACU, TITAN і FIRE BALL.

Автоматичні водяні вогнегасники використовуються на електросталеплавильних заводах. Для гасіння пожеж використовують хімічний пінний вогнегасник ОХП-10, вуглекислотні вогнегасники ОУ-2, ОУ-5 і ОУ-8, пересувні ОУ-25 і ОУ-80.

План евакуації на випадок пожежі, пожежні виходи та евакуаційні драбини передбачені в СПЦ-3.

Межі пожежі встановлюються негорючими матеріалами. Встановіть дренажні системи там, де газопроводи проходять під землею.

Встановити обладнання блискавкозахисту 1-ої фази в НПК [17].

4.5 Інженерна розробка від небезпечних і шкідливих факторів виробничого середовища

Повітряний душ на робочому місці проводять, коли працівники піддаються тепловому випромінюванню з інтенсивністю 3140 Вт/м і коли неможливо підтримувати концентрацію шкідливих речовин на робочому місці нижче нормативних значень. Відстань від душової форсунки до робочого місця повинна бути не менше 1 м, а розрахункова площа повітророзподільника - не менше 0,1 м². Повітряні душі направляються горизонтально або зверху на робоче місце під кутом 45°. У цьому випадку допускається використання поворотної душової насадки ПД, яка використовується для направлення душу на інше робоче місце.

Обладнання для обробки та подачі зовнішнього повітря виконується у вигляді припливних камер або кондиціонерів.

У разі політропного (штучного) охолодження повітря розрахункова площа душової форсунки м² визначається за формулою:

$$F_0 = (x/n)^2 = (1,5/3,8)^2 = 0,155 \text{ м}^2 \quad (4.2)$$

де x – відстань від душуючого патрубку до робочого місця, приймаємо $x=1,5$ м;

n – коефіцієнт затухання температур по осі струменя, значення якого приймається для патрубка ПД $n = 2,8 - 4,0$. Приймаємо $n = 3,8$.

Швидкість руху газу на виході з душувального патрубка, м/с:

$$v_0 = v_{px}/m\sqrt{F_0} = 1 \cdot 1,5/5,2 \cdot \sqrt{0,155} = 0,732 \text{ м/с.} \quad (4.3)$$

де v_p – нормуюча швидкість руху повітря на робочому місці, м/с.

Беремо $v_p = 1$;

m – коефіцієнт зміни швидкості по осі струменя, $m = 4 - 5,5$.

Беремо $m = 5,2$;

Кількість повітря на один душуючий патрубок, $\text{м}^3/\text{год}$:

$$L_0 = 3600F^0v^0 = 3600 \cdot 0,155 \cdot 0,732 = 408,456 \text{ м}^3/\text{год}. \quad (4.4)$$

Перевірочний розрахунок, у зв'язку з тим що $x > n\sqrt{F_0}$ то початкову температуру повітря, що подається формулюємо за формулою, $^{\circ}\text{C}$:

$$t^0 = t_{\text{р.з.}} - (t_{\text{р.з.}} - t_{\text{р}})x / n\sqrt{F_0} = 25 - (25 - 22)1,5/3,8\sqrt{0,155} = 22^{\circ}\text{C}. \quad (4.5)$$

Отже необхідна температура досягнута.

ВИСНОВКИ

У кваліфікаційній роботі було спроектовано ЕСПЦ з річним обсягом виробництва понад 200 000 тонн конструкційних марок сталі.

1. виконано розрахунок обладнання цеху та необхідного допоміжного обладнання та механізмів, основне обладнання: чотири електродугові печі ДСП-50 річною продуктивністю 372 800 тонн, піч-ківш, пиросос та дві вертикальні машини безперервного лиття заготовок (МБЛЗ), кожна з яких має річну продуктивність 189100 тонн

2. розроблено технологію виплавки та розливання конструкційної сталі марки ШХ15. Розраховано оптимальний електричний режим плавки. Визначено кількісний та якісний склад шихти для виплавки цієї марки сталі.

Технологія включає десульфурацію твердими шлакоутворювачами, розкислення і легування розплаву при випуску з печі в ківш, обробку металу аргоном у вузлі піч-ківш і стабілізацію хімічного складу і температурного режиму розплаву.

Ківш дозволяє скоротити швидкість десульфурації розплаву на 60-80% і час плавки на 25-30 хвилин.

3. для підвищення якості виплавленої конструкційної сталі рекомендується

- Використовувати печі-ковші для збільшення кількості циклів плавки в електропечах;
- Використання вакууматорів для очищення металу від газів і НМВ;
- Збільшити вихід придатної сталі до 98% за рахунок розливання в МБЛЗ вертикального типу.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник для металург. спец. вищ. навч. закл. / Д. Ф. Чернега, В. С. Богушевський, Ю. Я. Готвянський [та ін.] ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища шк., 2006. 503 с.
2. Поляков О.І., Гасик М.І. Електрометалургія феросплавів, спеціальних сталей і сплавів. Дніпропетровськ: Системные технологии, 2009. 116 с.
3. Смірнов О. М., Зборщик О. М.. Позапічне рафінування чавуну і сталі. Донецьк: Ноулідж, 2013. 179 с.
4. Меджибожський М.Я., Харлашин П.С. Теоретичні основи сталеплавильних процесів: навч. посібник. Київ: НМК ВО, 1993. 276 с.
5. Мовчан В.П., Бережний М.М. Основи металургії. Дніпропетровськ: Пороги, 2001. 334 с.
6. Воденніков С.А., Галицький Ю.П., Воденнікова О.С. Теорія та технологія електросталеплавильного виробництва: навчальний посібник. Запоріжжя: Вид-во Запорізької державної інженерної академії, 2010. 246 с.
7. Охотський В.Б. Феноменологія сталеплавильних процесів: навч. посібник. Дніпропетровськ: НМетАУ, 2011. 90 с.
8. Смирнов В. О., Білецький В. С. Фізичні та хімічні основи виробництва. Київ: Пороги, 2005. С. 45–48.
9. Харлашин П.С., Чаудрі Т.М. Основи термодинаміки і кінетики сучасних сталеплавильних процесів: підручник для ВУЗів. Маріуполь: ПДТУ, 2009. 340 с.
10. Макаревич О. П., Федоров Г. Є., Платонов Є. О. Виробництво виливків із спеціальних сталей. Київ: Видавництво НТУУ „КПІ“, 2005. 712 с.
11. Руденко Л.Ф., Говорун Т.П. Леговані сталі та сплави: навч. посіб. Суми: Сум. держ. ун-т, 2012.– 170 с.
12. Куцов В.З., Ковзель М.А., Носко О.А. Леговані сталі та сплави з особливими властивостями: підручник. Дніпропетровськ: НМетАУ, 2008. 349 с.

13. ДСТУ ISO 683-17:2008 (ISO 683-17:1999, IDT) Національний стандарт України. Сталі термооброблені, леговані та автоматні. Частина 17. Підшипникові сталі.
14. Наказ МОЗ від 14.07.2020 № 1596 «Про затвердження гігієнічних регламентів допустимого вмісту хімічних і біологічних речовин у повітрі робочої зони».
15. Алиев Г.М.-А. Техника пылеулавливания и очистки промышленных газов. – Москва: Металлургия, 1986. 544 с.
16. ДНАОП 1.1.10-1.01-97 (НПАОП 40.1-1.01-97) ПРАВИЛА безпечної експлуатації електроустановок.
17. СНиП 2.01.02-85*. Протипожежні норми (Діє ДБН В 1.1-7-2002) (2.01.02-85*) (СНиП 2.01.02-85*. Противопожарные нормы (Действует ДБН В 1.1-7-2002)).
18. ДБН В.2.5-28-2006 Інженерне обладнання будинків і споруд. Природне і штучне освітлення.
19. ДБН В.2.5-67:2013 Опалення, вентиляція та кондиціонування.
20. ДСТУ 2867-94 Шум. Методи оцінювання виробничого шумового навантаження. Загальні вимоги.