

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

Кафедра металургії
(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота / проект

Бакалавр
(рівень вищої освіти)

на тему Розробка технології виробництва жаропрочних сплавів в умовах ТНТ „ДСС”

Виконав: студент V курсу, групи МЕТ-17-103
спеціальності 136 „Металургія”
(код і назва спеціальності)

освітньої програми Металургія
(код і назва освітньої програми)

спеціалізації _____
(код і назва спеціалізації)

Бахінюв Данило Віталійович
(ініціали та прізвище)

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

Рецензент доц. к.т.н., доц. Березна О.Р.
(посада, вчене звання, науковий ступінь, прізвище та ініціали)

Запоріжжя
2022

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри [Підпис]
« _____ » _____ 2022 року

ЗАВДАННЯ

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЕКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Бахілову Данилу Віталійовичу
(прізвище, ім'я, по-батькові)

1 Тема роботи (проекту) _____

Розробка технології виробництва жароміцних сплавів в умовах ЛАТЛ "Дес"

керівник роботи Труцьков Д.В., д.х.н., проф.
(прізвище, ім'я, по-батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затвержені наказом ЗНУ від « 17 » 01 2022 року № 90-с

2 Строк подання студентом роботи 10.06.2022

3 Вихідні дані до роботи Дослідити технологію виробництва жароміцних сплавів в умовах електросталеплавильного цеху. Визначити закономірності сучасних технологій виробництва жароміцних сплавів.

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Резюме, Вступ, Загальна частина. Опис будови та розрахунок головних параметрів індукційної пічі. Розрахунок шихти для виплавлення сплаву Інкарел 718. Технологічна частина. Висновки. Перелік джерел посилаючись.

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) Розділ 1, розділ 2, розділ 3, розділ 4 - креслень

6 Консультанти розділів роботи

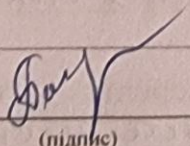
Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна записка	проф. Труцьков Д.В.		
2 Опис будови та розрахунок головних параметрів індукційної печі	проф. Труцьков Д.В.		
3 Розрахунок шихти для випалення сплаву Інокель 718	проф. Труцьков Д.В.		
4 Технологічна записка	проф. Труцьков Д.В.		

7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, реферат		
2	1 Загальна записка		
3	2 Опис будови та розрахунок головних параметрів індукційної печі		
4	3 Розрахунок шихти для випалення сплаву Інокель 718		
5	4 Технологічна записка		
6	Графічна записка		

Студент

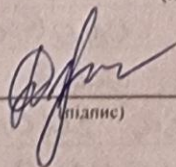


(підпис)

Д.В. Бахінюв

(ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту)



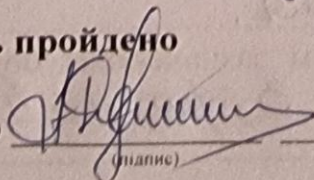
(підпис)

Д.В. Труцьков

(ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер



(підпис)

О.Т. Нариченко

(ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 74 с., 9 табл., 3 рис., 22 джерела

ЕЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНИЙ ЦЕХ, ЖПС, ІНДУКЦІЙНА ПІЧ, ШИХТА, СПЛАВ, РОЗЛИВКА, ВИДАТКА

Тема роботи: Розробка технології виробництва жароміцних сплавів в умовах ПАТ «ДСС».

Мета роботи – розробити та обґрунтувати технологію виплавки жароміцних сплавів в умовах електросталеплавильного цеху. Розрахувати необхідне основне та допоміжне обладнання в цеху.

У розділі «Загальна частина» розглянутий вибір сортаменту марок сталі у цеху; представлено обґрунтування доцільності реконструкції сталеплавильного цеху в умовах заводу «Дніпроспецсталь»; визначено кількість печей у цеху; обґрунтовано тривалість плавки в індукційній печі; проведений розрахунок потреби в основному обладнанні ЕСПЦ та опис головної будови цеху і прольотів.

У розділі «Опис будови та розрахунок головних параметрів індукційної печі» представлена будова індукційної печі; визначено основні розміри печі; зроблений розрахунок конденсаторної батареї.

У розділі «Розрахунок шихти для виплавлення сплаву Інконель 718» проведений розрахунок шихти для виплавлення сплаву Інконель 718.

У розділі «Технологічна частина» проаналізовані властивості і призначення «Інконель 718»; наведена класифікація жароміцних сплавів; представлена технологія виплавлення та обробки сплавів; вибір і обґрунтування технології виробництва сплаву «Інконель 718»; вплив легованих елементів на властивості жароміцних сплавів.

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

ЗМІСТ

Вступ.....	6
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	8
1.1 Вибір сортаменту марок сталі у цеху.....	8
1.2 Обґрунтування доцільності реконструкції сталеплавильного цеху в умовах заводу «Дніпроспецсталь».....	9
1.3 Визначення кількості печей у цеху.....	10
1.4 Обґрунтування тривалості плавки в індукційній печі.....	12
1.5 Розрахунок потреби в основному обладнанні ЕСПЦ.....	13
1.6 Опис головної будинки цеху і прольотів.....	17
2 ОПИС БУДОВИ ТА РОЗРАХУНОК ГОЛОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ІНДУКЦІЙНОЇ ПЕЧІ.....	34
2.1 Будова індукційної печі.....	34
2.2 Визначення основних розмірів печі.....	40
2.3 Розрахунок конденсаторної батареї.....	43
3 РОЗРАХУНОК ШИХТИ ДЛЯ ВИПЛАВЛЕННЯ СПЛАВУ ІНКОНЕЛЬ 718.....	45
4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	48
4.1 Властивості і призначення «Інконель 718».....	48
4.2 Класифікація жароміцних сплавів.....	53
4.3 Виплавлення та обробка сплавів.....	59
4.4 Вибір і обґрунтування технології виробництва сплаву «Інконель 718».....	61
4.4.1 Підготовка печі до плавки.....	62
4.4.2 Шихтові матеріали і шлакоутворюючі.....	63
4.4.3 Завалка і розплавлення.....	64
4.4.4 Рафінування.....	65
4.4.5 Порядок присадки феросплавів.....	66
4.4.6 Присадка в рідкий метал високоактивних елементів.....	67
4.5 Вплив легованих елементів на властивості жароміцних сплавів.....	68
ВИСНОВКИ.....	72
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	73

ВСТУП

Металургія протягом останніх 5-7 років продовжує нарощувати обсяги випуску сталевих продукцій по всіх межах, що пов'язано з поліпшенням організації виробництва, своєчасним проведенням капітальних ремонтів, модернізацією основних агрегатів, впровадженням нової техніки і технологічних процесів. Зміна структури експортних цін на зовнішніх ринках і підвищення попиту на металопродукцію також істотно впливає на темпи виробництва та освоєння нових видів високоякісної продукції.

В цілому, інвестиційна програма технічного переозброєння галузі з введенням нових сучасних сталеплавильних потужностей поступово реалізується на практиці та спрямована на впровадження передової технології та нового обладнання [1].

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

Електросталеплавильного способу належить провідна роль у виробництві якісної та високолегованої сталі. Завдяки ряду принципових особливостей цей спосіб пристосований для отримання різноманітного за складом високоякісного металу з низьким вмістом сірки, фосфору, кисню та інших шкідливих речовин або небажаних домішок та високим вмістом легуючих елементів – хрому, нікелю, марганцю, кремнію, молібдену та інших елементів, що надають Особливі якості.

Електроплавку можна проводити в будь-якій атмосфері – окислювальній, відновлювальній або нейтральній, та у широкому діапазоні тисків – в умовах вакууму, при атмосферному або звичайному тиску. Змінюючи склад атмосфери і тиск газової фази, можна змінювати в потрібному напрямку умови протікання окисно-відновних процесів, проводити по ходу плавки вакуумування металу або насичувати його деякими елементами газової фази.

Шихта в електропечі може бути завантажена в один або два прийоми, причому твердою шихтою може бути зайнятий весь об'єм печі, і це не ускладнює процес розплавлення.

У електропечах виплавляють сталь великого сортаменту, але печі різного типу та ємності спеціалізують на виплавці сталі порівняно невеликої кількості марок. Різна потреба народного господарства у металі певного призначення та існуючі технічні та економічні можливості розвитку електросталеплавильного виробництва визначають різні типи збільшення виплавки сталі в електропечах різного типу.

Індукційне нагрівання набуло широкого застосування для плавки чорних і кольорових металів, для нагрівання заготовки перед куванням або штампуванням.

Оскільки тепло генерується у його споживання, то технологічному відношенні індукційні печі є досить досконалим агрегатом.

Індукційні печі діляться на печі із залізистим сердечником і без сердечника.

У металургійній промисловості в індукційних печах плавлять сталь, сплави та чавун, підігрівають його у разі застосування у безперервних процесах лиття.

Виробництво сталі високої якості неможливо без ретельно розроблених технологічних інструкцій.

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

Технологічні зміни торкнулися також технології розливання металу. Визнано - розливання металу у виливниці не доцільне (вихід придатного ~ 75-85%). На зміну цьому з'явилися МБЛЗ (вихід товарного металу в яких досягає 95-98%). Збільшення виходу придатного на 20% всіх марок сталей - тільки за рахунок усадкової раковини дозволяє значно знизити собівартість продукції, що неминуче призведе до підвищення рентабельності виробництва. На МБЛЗ можливе також виробництво заданого або близького до заданих параметрів заготовок, при поєднанні з ливарно-прокатними модулями виключають додаткові переділи, що також відбивається на виробничі витрати. Установка печей термообробки в розливному прольоті сприяє мінімальній наявності дефектів при незначних енергетичних втратах [2].

Метою даного проекту є розробити та обґрунтувати технологію виплавки жароміцних сплавів в умовах електросталеплавильного цеху. Розрахувати необхідне основне та допоміжне обладнання в цеху.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Вибір сортаменту марок сталі у цеху

Ринок інструментальних сталей та жароміцних сплавів до металопродукції даних класів висувають високі вимоги щодо якості металу та освоєння нових видів продукції, але за мінімально низьких цін. Цей цех має можливість з виробництва конструкційних, інструментальних сталей, сталей зі спеціальними властивостями, а також жароміцних сплавів на нікелевій, залізній та кобальтовій основі.

Поєднання енергозберігаючих технологій, безвідходного виробництва та технологічної озброєності призводить до значного зниження собівартості металу. Поліпшення якості металу, освоєння нових марок, застосування нових технологій: доведення металу в печі-ковші, вакуумування металу, аргонно-кисневе рафінування тощо. сприяє конкурентоспроможності підприємства, збільшення виробництва за рахунок зниження шлюбу та виходу придатного металу, відчиняє двері на міжнародний ринок, що у свою чергу позначиться на собівартості (частка експорту на сьогоднішній день становить 85-90%) [19].

В умовах СПЦ передбачено виробництво кількох основних марок сталей

Таблиця 1.1 – Сортамент марок сталей, що виготовляються СПЦ-1

№ п/п	Марка сталі	%	тонн/рік
1.	X12MΦ	44	67000
2.	P6M5	23	35150
3.	18X2H4MA	24	36250
4.	ЖПС	6	9000
5.	Інконель 718	2	2600
РАЗОМ		100	150000

X12MΦ - інструментальна сталь, 18X2H4MA – конструкційна сталь з підвищеною вимогою до якості, P6M5 – швидкоріз, що застосовується для виготовлення зносостійких інструментів (свердлів тощо), ЖПС застосовується для виготовлення лопатей турбін, літаків, гвинтів суден, у військовій та космічній промисловості.

Виписка сталі проводиться в 25-тонних печах, а також в індукційній печі ємністю 8 тонн.

1.2 Обґрунтування доцільності реконструкції сталеплавильного цеху в умовах заводу «Дніпроспецсталь»

Перспективними планами розвитку економіки ПАТ «Дніпроспецсталь» є: можливість та доцільність удосконалення металургійних процесів; модернізація та закупівля нового обладнання, що дозволяє одночасно підвищуючи якість виробленого металу, підвищити продуктивність агрегатів, розширення сортаменту виробленої металопродукції, обумовлюється такими факторами.

Переваги в порівнянні з іншими заводами у виробництві сталі:

- в електросталеплавильних печах можна і економічно доцільно виплавляти більшість легованих, складно легованих сталей та спеціальних сплавів;
- в електропечах можна контролювати хід плавки з точки зору ефективного рафінування металу та легування металу за мінімальних втрат легуючих елементів;
- електросталеплавильні та індукційні печі дозволяють виплавляти велику кількість існуючих марок сталі та сплавів;
- можливість отримання сталей та сплавів високої якості застосовуючи вакуумно-дуговий та електрошлаковий переплави.

Доцільність виплавки сплаву в умовах заводу «Дніпроспецсталь» обумовлена наявністю сприятливих умов:

- завод «Дніпроспецсталь» знаходиться у вигідному географічному та економічному районі;
- завдяки наявності гідро, теплової та атомної електростанцій, завод забезпечений електроенергією, необхідною для робіт;
- район розташування підприємства характеризується розвинутою мережею залізниць;
- розташування на березі річки Дніпро дає можливість транспортування вантажів річкою;
- наявність необхідного обладнання для виробництва даного сплаву;
- наявність кваліфікованих фахівців та установ постійного підвищення освіти [5].

Усі перераховані пункти підтверджують можливість виробництва даного сплаву на території заводу «Дніпроспецсталь».

1.3 Визначення кількості печей у цеху

У цеху застосовується для виплавки сталі ДСП ємністю 25 тонн і індукційними печами ємністю 8 тонн.

Головними параметрами електропечної установки ДСП є її місткість по рідкій сталі та потужність пічного трансформатора, а основними експлуатаційними показниками – питома витрата електроенергії та продуктивність. Геометрія робочого простору та конкретні розміри печі залежать від обсягу ванни рідкого металу. Геометричні розміри робочого простору ДСП визначаються з урахуванням вимог технології та теплообмінних процесів.

Місткість електродугових печей для нових СПЦ вибирають з урахуванням того, що при її збільшенні помітно покращуються техніко-економічні показники роботи електросталеплавильного цеху.

Печі, що застосовуються, повинні відповідати встановленому типовому ряду ємностей (по масі рідкої сталі): 6,12,25,50,100,150,200 і 300 т.

Число встановлюваних в СПЦ печей можна визначити із співвідношення $n = \Pi_{ц} / \Pi_{п}$, де $\Pi_{ц}$ і $\Pi_{п}$ - річна продуктивність відповідно до цеху та однієї електродугової печі. Річна продуктивність однієї печі визначають за формулою:

$$\Pi_{п} = (T24an_{добу})/100t \quad (1.1)$$

де T - ємність печі (за масою рідкої сталі), т; t – тривалість плавки, год; a - вихід придатних зливків по відношенню до маси рідкої сталі, %; $n_{добу}$ - число робочих діб на рік (річний фонд робочого дня), діб; 24 - число годин на добу, год/добу.

Вихід придатних зливків при сифонному розливі у виливниці становить 80-85%, при безперервному розливанні 96-98%. Число робочої доби на рік для печей з вогнетривким футеруванням стін за нормативними даними становить 333-348 діб для печей ємністю від 50 до 6 тонн (у цих межах n зростає в міру зниження ємності

печей). Число робочої доби печі на рік є різницею між календарним часом (365 діб) і часом простою печі на холодних ремонтах.

Тривалість плавки залежить від потужності пічного трансформатора та типу технологічного процесу (одно-або двошлаковий). Потужність пічних трансформаторів для дугових печей різної ємності та тривалість плавки в них повинні вибиратися відповідно до розроблених рекомендацій, наведених нижче:

Ємність печі, т	25
Номінальна потужність трансформатора, МВ•А	15
Тривалість плавки, год-хв	3,0
Тривалість розплавлення, год-хв	1-20

Визначимо кількість печей для цеху продуктивністю 150 000 тонн на рік.

Місткість печі дорівнює 25 тонн.

$$P_{\text{п}} = (25 \cdot 24 \cdot 97,5 \cdot 340) / 100 \cdot 4,1 = 48512 \text{ тонн / рік} \quad (1.2)$$

Визначимо кількість печей:

$$n = 138400 : 48512 = 2,85 \text{ печі ОДВ}$$

$$\text{приймаємо три печі ОДВ} \quad (1.3)$$

Висота робочого майданчика дорівнюватиме 5,5м, ширина прольоту 18 м, висота до верху підкранової рейки 18м [2].

Число індукційних печей у цеху дорівнюватиме:

Число робочої доби складається з наступних величин:

1. На капітальний ремонт йде 10 діб [6].
2. За літературними даними стійкість тигля становить 30 плавок [7].

За таких умов поточний ремонт слід проводити через:

$$(30 \cdot 7,67 + 0,5) / 24 = 9,61 \text{ діб} \quad (1.4)$$

Тривалість ремонту – 8 годин або 0,33 доби, відтак ремонтні займуть на рік:

$$\frac{365 - 10}{9,81 + 0,33} \cdot 0,33 = 11,89 \text{ суток} \quad (1.5)$$

3. На позаплановий ремонт механічного та електричного обладнання слід відвести 2 доби.

Інші простої – 4 доби

Таким чином, кількість робочої доби становитиме:

$$365 - (11,89 + 2,0 + 4,0 + 10,0) = 337,11 \text{ діб} \quad (1.6)$$

Кількість плавок на 1 піч на добу:

$$24/7,67 = 3,1 \text{ плавки} \quad (1.7)$$

Усього з однієї печі отримали плавок на рік:

$$337,11 * 3,1 = 1045,04 \text{ плавки} \quad (1.8)$$

Оскільки в рік буде здійснено 1045,04 плавки на 1 піч, то 11600 тонн сталі можуть бути виплавлені в:

$$\frac{11600}{1045,04 * 8 * 0,7} = 1,98 \text{печи} \quad (1.9)$$

У роботі приймаємо дві індукційні печі. Річна продуктивність двох індукційних печей, розрахункова:

$$2 * 8 * 1045,04 = 16720 \text{ т. / рік} \quad (1.10)$$

Річна продуктивність двох індукційних печей, фактична:

$$2 * 8 * 1045,04 * 0,8 = 13376,5 \text{ т / рік} \quad (1.11)$$

Коефіцієнт використання потужності ІП, розрахунковий:

$$\frac{11600}{16720} * 100\% = 69,3\% \quad (1.12)$$

Коефіцієнт використання потужності індукційної печі, фактичний:

$$\frac{11600}{13376,5} * 100\% = 86,7\% \quad (1.13)$$

1.4 Обґрунтування тривалості плавки в індукційній печі

Тривалість плавки - дуже важливий показник, що значно позначається на продуктивності використовуваного сталеплавильного агрегату, що застосовується для здійснення поставленого завдання.

Для індукційних печей, виходячи з розрахункових і заводських даних приймаємо наступну тривалість плавки, годину – хв (таблиця 1.2).

Таблиця 1.2 - Режим індукційної плавки в індукційній печі

№п/п	Період плавки	Дійсний час на «ДСС»	Прийнято до розрахунку
1	Заправка	0 – 05	0 – 05
2	Завалка	0 – 20	0 – 15
3	Плавлення	4 – 00	3 – 00
4	Легування металу	1 - 50	1-25
5	Рафінування	0 - 40	0-20
6	Випуск	0 – 05	0 – 05
	Разом	6 – 20	5 – 10

Середньозважена тривалість плавки становить 5 годин 10 хвилин або - 5,17 години, на одній індукційній печі можлива завалка 7,9 тонни брухту, критична - 8,2 тонни [10].

1.5 Розрахунок потреби в основному обладнанні ЕСПЦ

Число мостових завалочних кранів визначається за формулою

$$n = (A \sum k) / 1440b \quad (1.14)$$

де А - число завалок (плавки на добу)

\sum - заборгованість машини однією плавкою, хв/пл;

к-коефіцієнт нерівномірності, що враховує можливість збігу завалки на декількох печях (1,1)

b – коефіцієнт використання крана (0,8)

1440 – число хвилин на добу.

Заборгованість крана складається з витрат часу виконання наступних робіт:

- завантаження шихти – 12-15 хв
- Складання днища - 15 хв
- заправка печі відцентровою машиною – 10 хв
- заміна електрода – 5 хв
- перепускання двох електродів – 2 хв
- допоміжні роботи – 30 хв

Разом заборгованість крана становитиме - 80 хв.

$$n = 15 \cdot 80 \cdot 1,1 / 1440 \cdot 0,8 = 1,34 \text{ крана} \quad (1.15)$$

приймаємо кількість кранів рівну двом

завантаженість кранів становитиме $15 \cdot 80 \cdot 1,1 \cdot 100\% / 24 \cdot 60 \cdot 2 = 50\%$

Число завантажувальних кошиків при завантаженні шихти за один прийом приймають рівним числу печей у цеху. При завалці в два прийоми на одну піч необхідно мати два кошики. Число передавальних візків для кошиків і поперечних передавальних шляхів у нових ЕСПЦ має дорівнювати кількості печей.

Необхідна кількість ковшів:

$$n_{об} = 1440 / 480 = 3,0 \quad (1.16)$$

кількість плавов на добу 15

робочий парк ковшів $n_{к.п.} = 15/3 = 5$

стійкість ковша, число плавов 15

ремонтний парк ковшів $15/15 = 1$

запасний парк ковшів $n_{к.з} = 4$

разом необхідних ковшів $5+1+4=10$

Число мостових (ливарних) кранів також розраховується за формулою

$$n = (A \sum k) / 1440b \quad (1.17)$$

очікування, випуск металу з печі	10
випуск сталі в ківш	5
вимірювання температури в ковші	5
подача ковша на позапічну обробку	5
очікування ковша під час позапічної обробки	20
подача ковша на поворотний стенд МБЛЗ	5
очікування ковша після безперервного розливання сталі	5
злив шлаку з ковша	7
подача розливного ковша на стенд для охолодження	3
перестановка ковша на шибєрний стенд	5
установка ковша для сушіння	5
установка ковша на стенд	5
невраховані операції	5
разом заборгованість ковша	85 хв [21].

якщо в ЕСПЦ відливають 15 плавов на добу, заборгованість усіх кранів становить:

$$\text{заборгованість одного крана } 15 = 85 \cdot 15 = 1275 \text{ хв} \quad (1.18)$$

$$\text{потрібно кранів } n_{кр} = 1275 / 1440 \cdot 0,8 = 1,3 \quad (1.19)$$

приймаємо 2 крани

перевіряємо завантаженість кранів за можливим часом

$$1275 \cdot 100 / 2 \cdot 1440 \cdot 0,8 / 2304 = 56\% \quad (1.20)$$

Розрахунок кранів у цеху та їх вантажопідйомність для індукційної печі

Таблиця 1.3 - Тривалість операцій, здійснених краном

Найменування	Тривалість, хв
Одягання такелажних пристроїв	1,00
Підйом, опускання та стропування коробки	4,00
Перенесення коробки на піч	2,00
Перенесення додаткових матеріалів завалки	2,00
Зворотна операція	6,00
Разом, хвилин	15,00

Заборгованість крана на подачу завалок на дві печі за добу становитиме:

$$15 * 2 * 4 = 120 \text{ хвилин} \quad (1.21)$$

де 4 кількість плавок на добу однією піччю

Тому що завалка може знаходитися в коробках, приймаємо подачу ще однієї коробки на плавку в середньому виходить:

$$120 * 2 = 240 \text{ хвилин} \quad (1.22)$$

невраховані роботи – 300 хвилин (перевезення механізмів, електроустаткування тощо).

Заборгованість крана на добу на подачу матеріалів для ремонту становить 200 хвилин.

Інші технологічні процеси, що передбачають використання мостових кранів, приймаємо 490 хвилин.

Прибирання контейнерів зі сміттям займе 50 хвилин на добу, заборгованість крана на ремонт печі на добу складе:

$$200 + 50 = 250 \text{ хвилин} \quad (1.23)$$

При стійкості тигля 30 плавок холодний ремонт проводиться через:

$$\frac{30}{4 \cdot 2} = 3,75 \text{ суток} \quad (1.24)$$

Заборгованість крана на холодний ремонт становитиме:

$$3,75/250 = 21,6 \text{ хвилини} \quad (1.25)$$

Прийом та здавання зміни – 45 хвилин.

Загальна заборгованість крана на добу становитиме:

$$120+240+300+200+490+250+45=1645 \text{ хвилин} \quad (1.26)$$

Необхідна кількість кранів при нерівномірності завантаженості крана дорівнює 1,3 становитиме:

$$\frac{1645 \cdot 1,3}{24 \cdot 60} = \frac{2138,5}{1440} = 1,49 \text{крана} \quad (1.27)$$

Для забезпечення прольоту приймаємо кількість кранів, що дорівнює двом.

Завантаженість кранів складе:

$$\frac{1645 \cdot 1,3 \cdot 100\%}{24 \cdot 60 \cdot 2} = 74,25\% \quad (1.28)$$

Вантажопідйомність крана задля забезпечення роботи індукційної печі становить 30 тонн. Місткість сталерозливного ковша становить 20 тонн [19].

Визначення кількості сталерозливних ковшів

Кількість ковшів визначають за формулою:

$$n_n^c = \frac{n_{пл}^{max} \cdot \tau_n}{1140}, \quad (1.29)$$

де P_n – кількість плавок на добу, $\tau_n = 8$ годин (480 хвилин)

1440 – кількість хвилин на добу

$$n_n^c = \frac{4 \cdot 2 \cdot 480}{1140} = 3 \text{ковша} \quad (1.30)$$

При стійкості футерування ковша 12 плавок у ремонті за добу буде:

$12,0/0,3 = 1$ ківш, це близько 25% що знаходяться в роботі ковшів.

При цьому тривалість ремонту одного ковша становитиме 8-16 годин, приймаємо 8 годин, тоді в ремонті будуть:

$$\frac{1 \cdot 8}{6} = 1,3 \text{ковша} \quad (1.31)$$

Приймаємо 2 ковші.

Для ремонту має бути не менше однієї ями. Один ківш повинен бути в резерві для прийому аварійної плавки. Загальна кількість головних розливних ковшів у прольоті становитиме:

$$3 + 2 + 1 = 6 \text{ковшів} \quad (1.32)$$

Для нормальної роботи індукційних печей планується мати 7 головних розливних ковшів [2].

Розрахунок кількості вакууматорів

Для поліпшення якості металу передбачено позапічне вакуумування.

Річна продуктивність пічних установок ОДВ 138 400 тонн на рік.

Передбачається вакуумувати 40% плавок, що становитиме:

$$138400 \cdot 0,4 = 55400 \text{ тонн} \quad (1.33)$$

Тривалість вакуумування становить 15 - 20 хвилин, набір та скидання вакууму, з установкою ковша і наїздом кришки установки приймаємо рівною 1 годину, попередня підготовка до вакуумування та усунення наслідків технологічних процесів складе 0,5 години, тоді кількість вакууматорів складе:

$$\frac{55400:25 \cdot 1,5}{347 \cdot 24} = 0,4 \quad (1.34)$$

Тоді приймаємо до встановлення один вакууматор.

Розрахунок кількості установок піч-ківш

УПК використовуватиметься на 90000 тонн на рік для конструкційних та інструментальних марок сталі, що становитиме 65%

$$90000/138400 \cdot 100 = 65\% \quad (1.35)$$

Тривалість обробки на УПК приймаємо 45 хвилин, простої становлять 30 хвилин, інші невраховані технологічні простої становитимуть 15 хвилин. Виходячи з розрахунку отримуємо (сумарна заборгованість на плавку складе 1,5 години):

$$(90000 / 25 \cdot 1,5) / (347 \cdot 24) = 0,64 \quad (1.36)$$

Виходячи з формули (1.52), отримуємо: кількість УПК, що використовуються в цеху, дорівнюватиме одній [21].

1.6 Опис головної будинки цеху і прольотів

Головна будівля електросталеплавильного цеху має три основні прольоти: шихтовий, пічний та розливний прольоти.

Шихтовий проліт

Проліт призначений для забезпечення безперебійного постачання електросталеплавильних печей усіма необхідними матеріалами, переважна кількість матеріалів доставляється в шихтовий проліт на залізничних платформах або

коробах. Інші матеріали доставляються – автотранспортом. У прольоті встановлено три мульдо-магнітні крани, вантажопідйомністю 10 тонн, матеріали, які застосовують для виплавки жароміцних сплавів, завозять також на склад лігатур.

У шихтовому прольоті ЕСПЦ проводяться приймання, розвантаження та зберігання певного запасу брухту, шлакоутворюючих матеріалів і феросплавів, підготовка матеріалів до плавки та передача їх у пічний проліт для завантаження в ДСП. Подача брухту в ЕСПЦ з копрового цеху здійснюється залізничним транспортом або навалом на платформах або напіввагонах, або в контейнерах об'ємом до 15м³ кожен. Склади з шихтовими матеріалами надходять на наскрізну залізничну колію шихтового прольоту, вздовж якого розташовані ямні бункери. Магнітний брухт перевантажується мостовими магнітними кранами в бункери глибиною 2-3,5м, що у разі зберігання легованого брухту різного хімічного складу робляться секційними. Чушковий чавун зберігається в окремому бункері. Контейнери, завантажені в копровому цеху переважно немагнітним брухтом, розвантажуються на спеціальні бетонні майданчики. При відсутності спеціального відділення сипких матеріалів (руда, плавиковий шпат, боксит, магнезитовий і доломітовий порошок, коксик) і деякі види феросплавів (феросиліцій, ферохром, високовуглецевий феромарганець) надходять залізничним або автомобільним транспортом у шихтовий проліт. механізацію робіт у цеху. У дерев'яній та металевій тарі в шихтовий проліт надходить гранульований та порізаний на невеликі пластини нікель, феровольфрам, феромолібден, феротитан, фероніобій, металевий та середньовуглецевий феромарганець та інші феросплави. Для механізованого розвантаження затарених феросплавів із критих вагонів використовують електронавантажувач, який заїжджає у вагон зі спеціально обладнаною для цього естакади. Для прискорення вивантаження мостовим краном штучних вантажів із напіввагонів використовують найпростіші засоби механізації: кліщі та гачки, що навішуються на гачок мостового крана. Електроди, що надходять у цех у напіввагонах або на автомашинах, вивантажують мостовим краном на підлогові стелажі шихтового прольоту, звідки вони передаються на балкон робочого майданчика і потім перекочуються до електропеч. Це з витратами ручної праці та підвищеним боєм електродів. Більш досконалим способом транспортування

електродів є контейнерний. Платформи з контейнерами електродів надходять у шихтовий проліт та розвантажуються мостовим краном на відведений майданчик. При необхідності контейнер з електродами подають у пічний проліт безпосередньо до печей. У шихтовому прольоті розміщуються барабанні сушарки, дробарки, бігуни, стелажі для мульд, ваги. Шихта з бункерів (магнітна) та з контейнерів (немагнітна) у шихтовому прольоті завантажується в саморозвантажувачі цебра, встановлені на самохідних візках із вбудованими ваговими пристроями. Візки з цебрами по поперечних коліях передаються з шихтового прольоту в пічний, де за допомогою кранів завалки подаються до печей і завантажуються в них зверху при відведеному зводі. Після завантаження ДСП завалочний кран повертає завантажувальну баддю, що саморозвантажувач, на самохідний візок, який передається з пічного прольоту в шихтовий. Контроль маси скрапу, що завантажується в баддю, що розвантажувач, здійснюється ваговим пристроєм, вбудованим в самохідний візок.

Для забезпечення безперебійної роботи електросталеплавильного цеху у ньому передбачається зберігання основних матеріалів електроплавки. Запаси основних матеріалів в ЕСПЦ складають, на добу: чавуну чушкового 6-10, лому вуглецевого 6-10, лому легованого 10-15, агломерату або окислених окатишів 2-15, плавикового шпату 2-15, магнезитового порошку 2-15 15.

Пічний проліт

Пічний проліт призначений для виплавлення заданої марки металу. У прольоті встановлено три електродугові печі та одна індукційна.

Шлакоутворювальні матеріали в індукційну піч завантажуються вручну; тому що їх кількість невелика, але особлива увага звертається на їхню фракційність. Для чого на пічному прольоті встановлено дробарку. Феросплави в індукційну піч завантажують лотковими коробками. Метало складові завалки завантажують у піч за допомогою тельфера вантажопідйомністю 5 тонн.

На пічному прольоті є обладнання для приготування суміші набивки. Встановлено пропалювальні печі, для феросплавів [6].

У пічному прольоті розміщуються дугові сталеплавильні печі з електropечними підстанціями та все необхідне для їх обслуговування обладнання. Число печей у цеху визначають виходячи з річної продуктивності цеху та річної продуктивності однієї печі. У цьому ЕСПЦ розміщуються 3 ДСП та дві індукційні печі. За більшої кількості печей значно ускладнюється робота організація робіт у цеху. Печі встановлюються на фундаментах. Обслуговування печей у сучасних ЕСПЦ здійснюється з робочих майданчиків, які в залежності від місткості печей височіють щодо нульової позначки рівня цеху на 4-10 м.

Під робочим майданчиком розміщуються частина електropічної підстанції, склади вогнетривів, ремонтні майстерні, тракти підведення газоподібного кисню, природного газу.

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

Доставка і завантаження металошихти з шихтового прольоту в пічний здійснюється в цебрах (з шихтою), які на візках по поперечних коліях передаються з одного прольоту в інший. У пічному прольоті бадьї, що саморозвантажуються, піднімаються завалочним мостовим краном на робочий майданчик і встановлюються на постамент в безпосередній близькості від печі. За наявності великовагової шихти завалку печі виробляють один прийом, за наявності легковагої шихти ($0,9-1,1\text{т/м}^3$) зазвичай у середині розплавлення проводять підвалку шихти. Завантаження шихти в піч при відвернутому склепінні здійснюється завалочним краном.

Доставка шлакоутворюючих матеріалів та феросплавів у пічний проліт здійснюється або з відділення підготовки сипких матеріалів, або з шихтового прольоту. З шихтового прольоту матеріали мостовим краном подаються в мульдах або самодрозвантажних цебрах з конусними затворами. Феросплави в мульдах

встановлюються на стелажі балкона робочого майданчика пічного прольоту. За допомогою мульдозавалювальної машини мульди з феросплавами спочатку завантажуються в газову або мазутну піч. Після нагрівання феросплавів до 700-900 °С вони мульдозавалювальною машиною завантажуються безпосередньо в дугову сталеплавильну піч.

Заправка печей здійснюється після попереднього очищення укосів і подини від шлаку, що залишився, порошкоподібними вогнетривкими матеріалами (на печах з основним футеруванням магнезитом).

Подача до печі електродів та їх нарощування здійснюються за допомогою допоміжного гака мульдозавалювального або завалювального кранів. Операція нарощування електродів за допомогою ніпелів вручну безпосередньо на печі є трудомісткою та небезпечною операцією. У зв'язку з цим у сучасних ЕСПЦ застосовуються спеціальні верстати для нарощування електродів, які розташовані поруч із піччю.

Скачування та збирання шлаку здійснюється через робоче вікно печі. Шлак самопливом або вручну за допомогою спеціальних дерев'яних гребків (полень), насаджених на металеві стрижні, видаляється з печі в чавуну шлакову чашу, встановлену під піччю. Залежно від місткості печей обсяг шлакових чаш становить 3-16м³, і він розраховується прийом шлаку від однієї - двох плавок.

Організація ремонтів печей пов'язана з проведенням великого обсягу робіт із заміни окремих елементів кладки ДСП, ремонту та профілактики електричного та механічного обладнання печі. ДСП споживають значну кількість вогнетривких матеріалів, що пов'язано з великою масою елементів футерування, виконаної з вогнетривких матеріалів. При експлуатації ДСП розрізняють прості печі, пов'язані з проведенням один раз на 1-5 років капітального ремонту, проведенням холодних та профілактичних ремонтів електричного та механічного обладнання та з проведенням гарячих ремонтів футерування склепінь

Обладнання для відсмоктування та очищення газів, що відходять, частково розміщується в пічному прольоті. Під час відведення димових газів від ДСП йдуть наступними шляхами. Встановлюють різного роду ковпаки над склепінням, робочим вікном та зливним носком або відбирають газ безпосередньо з ДСП через

четвертий отвір склепіння. У нових ЕСПЦ печі встановлюються, як зазначалося вище, в газо-шумозахисних камерах. У всіх випадках відібраний з печі газ очищають і після цього викидають у повітря [14].

Проліт випуску сталі

Проліт призначений для випуску сталі з печі та подачі ковша з металом для розливу у виливниці або МБЛЗ для отримання заготовок. При міжплавній підготовці розливних ковшів виконуються операції з очищення ковшів від гару та сажі, заміни пробки та шибера. Після виконання описаних вище операцій, ківш встановлюється на стаціонарний стенд, де встановлюється розливна склянка і монтується шиберний затвор. Після цього ківш встановлюють на стенд і включають газові пальники для підігріву ковша до необхідної температури. У прольоті є два тупикові шляхи, на яких встановлені склади з виливницями для аварійного розливання.

Цей проліт призначений для проведення наступних операцій: прийому металу з ДСП в сталерозливний ківш, розливання металу у виливниці отримання, шлакових чаш (порожніх до печей, а повних на сталевози), ломки зношеного футерування ковшів, сушіння ковшів, підготовки шиберних затворів, а також ковшів до прийому плавки (чистка ковша, встановлення склянки, стопора або шиберного затвора), збирання шлаку та сміття.

Останнім часом у розливному прольоті здійснюють позапічної обробки рідкої сталі в ківшах. Розливний ківш може подаватися під випуск сталі з ДСП розливним краном або сталевозом, що суттєво впливає на об'ємно-планувальне рішення в ЕСПЦ.

Рідку сталь розливають переважно у виливниці.

Розливання сталі у виливниці здійснюється двома способами: зверху або сифоном. Особливості організації робіт з розливання сталі в цехах великої продуктивності (більше 1 млн. т на рік) пов'язані з тим, що доби доводиться розливати значну кількість сталі. Підготовка до розливання такої кількості сталі потребує великих площ та багато кранового обладнання. Тому вона ведеться в кількох відділеннях: розливному, підготовчому складах, стриперному, колодязів обтискного цеху. Обороти розливного складу (повний цикл) зазвичай коливається не

більше 8-12год. Обсяг робіт у кожному з відділень, пов'язаних з розливом сталі, значною мірою визначається способом розливу, а також часткою виплавки спокійного металу.

У розливному прольоті проводиться прийом плавки зі сталеплавильних агрегатів згідно з добовим графіком, розливання сталі та передача складів з гарячими зливками у відділення роздягання. Для виконання цих робіт розливні прольоти обладнуються розливними та збиральними кранами, сталерозливними та шлаковими ковшами, розливними майданчиками, складами з виливницями та ін. Характерними особливостями відрізняються прольоти з МБЛЗ.

Про закінчення розливу кожної плавки диспетчеру цеху повідомляють телефоном. Диспетчер (або майстер розливного прольоту) повинен вжити відповідних заходів щодо звільнення розливного шляху та своєчасно забезпечити безперешкодний пропуск цих складів у стриперне відділення, а потім до нагрівальних колодязів обтискного стану.

Особливості робіт з розливу сталі в цехах малої продуктивності є те, що всі операції, починаючи з прийому плавки і закінчуючи видачею злиwkів, виробляються на невеликій ділянці розливного прольоту біля розливної канами. При цьому цикл з розливання сталі та підготовки канами повинен бути меншим ніж тривалість плавки у сталеплавильному агрегаті.

Розливання сталі в сталеплавильних цехах проводиться в розливних прольотах, які за плануванням і характером робіт можуть бути класифіковані як проливи розливу мартенівських і конвертерних цехів. Планування розливних прольотів електросталеплавильних цехів та мартенівських цехів мають багато спільного.

Злив сталі з ДСП в ківш, що подається на сталевозі, отримує все більший розвиток у практиці СПЦ в силу ряду переваг, які зводяться до наступного: скорочується завантаженість розливних кранів, можлива подача ковша з пічного в розливний проліт по поперечних коліях, що не можна виконати мостовим краном, спрощуються маніпуляції з переміщенням ковшів у розливному прольоті, сталь із печі виливається в ківш більш коротким струменем, що дозволяє зменшити її охолодження та вторинне окислення повітрям. У той же час сталевоз не може

переміщати ковш розливу вздовж прольотів і по вертикалі. Тому сталевоз використовується в обов'язковому поєднанні з роботою важких ливарних мостових кранів, що забезпечують подачу ковшів під розлив у виливниці на складах.

До основного обладнання розливного прольоту відносяться сталерозливні ковші. У сучасних цехах корпуси ковшів виконують цільнозварними, обладнають цапфовими вузлами та кантувальними пристроями.

Зварений зі сталевих листів товщиною від 16 до 40 мм кожух сталерозливного ковша має форму усіченого конуса широкою основою догори.

Днище кожуха (сферичної форми в ковшах великої ємності) виконане з листів більшої товщини, ніж корпус, і має скобу для кантування ковша. Корпус ковша охоплений ребрами жорсткості – сталевим поясом із цапфами та обладнаний кронштейнами для опори на стенди. У верхній частині кожуха є зливна шкарпетка, що полегшує сход надлишкової кількості шлаку при випуску металу зі сталеплавильного агрегату. Рівень ліца шкарпетки на 100-150 мм нижче за краї ковша. Щоб уникнути його нахилу під час транспортування, на верхньому кільці кожуха змонтовані вилки для викидання їх на штанги гаків крана. Кожух несе один або два стопорні механізми. Форма поперечного перерізу ковша представляє коло, рідше - овал [20].

Вибір типу та розрахунок кількості МБЛЗ

Основна маса рідкої сталі, що виплавляється в конвертерах, мартенівських та електросталеплавильних цехах, розливається на машинах безперервного лиття заготовок трьох типів: вертикальних, радіальних та криволінійних.

Машини безперервного лиття заготовок вертикального типу знаходять застосування як у діючих цехах при їх реконструкції, так і у проєктованих для отримання електротехнічних, підшипникових, конструкційних та інших сталей.

Найбільшого поширення отримання заготовок з вуглецевих, низьколегованих і легованих марок сталей отримали машини радіального типу.

Машини криволінійного типу використовують у основному отримання слябів шириною до 2000 – 2500 мм.

Аналізуючи літературні дані, опубліковані останнім часом у періодичній літературі [12,18], приймаємо до встановлення у проєктованому цеху машини безперервного лиття заготовок вертикального типу, що забезпечить можливість отримання заготовки високої якості.

Розрахунок кількості МБЛЗ

Кількість машин безперервного лиття заготовки визначається їх продуктивністю. Продуктивність машин визначається, в першу чергу, перетином заготовки, що відливається, і швидкістю розливу металу, а також його хімічним складом. Необхідно враховувати також конструктивні особливості машини, кількість кристалізаторів, що одночасно заповнюються металом зі сталерозливного ковша та ряду інших факторів.

Вибір швидкості розливу та визначення протяжності зони вторинного охолодження.

Враховуючи схильність вищевказаних сталей до утворення гарячих тріщин при деформації в гарячому стані, приймаємо до установки в цеху розливальну машину вертикального типу, однострумкову з наповненням двох кристалізаторів з одного проміжного ковша.

Вихідні дані для розрахунку

Річне виробництво цеху, тис. т/рік	150000
Сортамент сталей, що розливаються.	Конструкційні та інструментальні
Ємність сталерозливного ковша, т	30
Ємність проміжного ковша від ємності сталерозливного ковша, %	15
Кількість сталі, що розливається на МБЛЗ т/рік	40000

Швидкість розливання металу залежить від багатьох факторів і насамперед від товщини заготовки.

Приймаємо, що сталь розливатиметься на заготовки перетином 250*360 мм.

З літературних даних відомо, що швидкість розливання конструкційної сталі заготовки перетином 100 – 250 на 360 – 700 мм коливається не більше 0,5 – 0,75 м/хв [16,19,21].

Приймаємо середню швидкість розливання (середню швидкість витягування) заготовки

$$V_{\text{cp}} = 0,60 \text{ м / хв.}$$

Допускається збільшення швидкості витягування заготовки на 25-50%. У розрахунку приймаємо резерв швидкості витягування заготовки - 50%, тоді

$$V_{\text{рез}} = V_{\text{cp}} + 0,5V_{\text{cp}} = 0,60 + 0,60 \cdot 0,5 = 0,9 \text{ м / хв.} \quad (1.37)$$

Час повного затвердіння заготовки розрахований за такою формулою:

$$\tau_{\text{кр}} = b^2 / 4k^2, \text{ хв.} \quad (1.38)$$

де b – товщина заготовки, мм

k – коефіцієнт затвердіння, мм/хв^{1/2}.

Приймаємо $k = 30$ мм/хв.

$$\tau_{\text{кр}} = 2502 / 4 \cdot 30^2 = 17,4 \text{ хв.} \quad (1.39)$$

Довжина зони вторинного охолодження:

$$L_{\text{вт.охл}} = V_{\text{рез}} \cdot \tau_{\text{кр}} = 0,9 \cdot 17,4 = 15 \text{ м.} \quad (1.40)$$

Довжина клітки, що тягне, $L_{\text{кл}}$ приймається рівною 5 м.

Час підготовки машини до розливання.

Максимальна швидкість витягування заготовки зазвичай вдвічі більша за резервну швидкість $V_{\text{рез}}$. При цій швидкості буде вводиться затравка при підготовці машини до розливу металу.

$$V_{\text{макс}} = V_{\text{рез}} \cdot 1,5 = 0,90 \cdot 1,5 = 1,35 \text{ м / хв.} \quad (1.41)$$

Час введення затравки - τ_1

$$\tau_1 = (L_{\text{вт.охл}} + L_{\text{кл}}) / V_{\text{макс}} = (15 + 5) / 1,35 = 14,8 \text{ хв.} \quad (1.42)$$

Приймаємо час підготовки кристалізатора до прийому плавки 2 дорівнює 10хв; час установки ковша з металом на стенд - 3 дорівнює 5 хв.

Загальний час підготовки машини до розливання сталі:

$$\tau = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 = 14,8 + 15 + 5 = 34,8 \text{ хв.} \quad (1.43)$$

Розливання металу на МБЛЗ.

Масова швидкість розливу в одному струмку q_p визначається за рівнянням:

$$q_p = a \cdot b \cdot V_{cp} \cdot \rho, \quad (1.44)$$

де a, b – розміри сторін прямокутного перерізу заготовки, м;

ρ – густина рідкого металу, т/хв.

Ємність проміжного ковша приймається рівною 15% ємності сталерозливного ковша, для створення сприятливіших умов при розливанні металу методом «плавка на плавку».

$$m_{п.к.} = 0,15 \cdot 30 = 5 \text{ т.} \quad (1.45)$$

Час наповнення проміжного ковша

$$\tau_{н.п.к.} = m_{п.к.} / n \cdot q_p = 5 / 2 \cdot 0,7 = 3,5 \text{ хв,} \quad (1.46)$$

де n – кількість кристалізаторів.

Час розливання плавки

$$\tau_{р.пл.} = m_{ст.к.} / n \cdot q_p = 30 / 2 \cdot 0,7 = 21,4 \text{ хв.} \quad (1.47)$$

Видача заготовки із машини.

Час закінчення видачі заготовки з машини визначається за такою формулою.

$$\tau_{ок.в.з.} = (L_{вт.охл.} + L_{кл}) / V_{cp} = (15 + 5) / 0,5 = 40 \text{ хв.} \quad (1.48)$$

Визначення ритму роботи машини:

$$\tau_{ц} = \tau + \tau_{н.п.к.} + 4 \tau_{р.пл.} + \tau_{ок.в.з.} = 34,8 + 35 + 21,4 + 40 = 131,2 \text{ хв} \quad (1.49)$$

Тривалість розливу одиночної плавки ≈ 135 хв

Додамо 15 хвилинну перерву між плавками

Розрахунок продуктивності МБЛЗ.

Кількість робочих днів на рік для машин безперервного лиття заготовок коливається від 310 до 345 [21] і визначається за формулою:

$$A = 365 - 40 = 325 \text{ днів,}$$

де 40 днів – тривалість ремонтів (24 дні – профілактичні, 16 днів – капітальні).

$$E = 325 \cdot 24 \cdot 60 \cdot 30 \cdot 0,97 / 150 = 90 \text{ 790 т / рік,} \quad (1.50)$$

де 24 – кількість годин на добу;

60 – кількість хвилин за годину;

30 - маса рідкого металу в ковші;

0,97 – вихід придатних заготовок із рідкого металу;

150 - середня тривалість однієї плавки по цеху, хв.

Для забезпечення розливу річного виробництва цеху 40000т рідкої сталі потрібно МБЛЗ:

$$40000/90790 = 0,45 \text{ шт.} \quad (1.51)$$

Приймаємо до встановлення в цеху одну вертикальну машину безперервного лиття заготовок.

Річна продуктивність однієї машини МБЛЗ:

Коефіцієнт використання потужності МБЛЗ становитиме:

$$40000/90790 = 45\%. \quad (1.52)$$

І тут є запас потужності з розливу металу, що дозволить збільшити продуктивність цеху на 25 – 30% без реконструкції розливного відділення.

Опис вертикальної МБЛЗ

Сучасна МБЛЗ - складна та дорога споруда, що складається з окремих вузлів, технологічно пов'язаних один з одним.

Суть роботи МБЛЗ заключається у наступному:

З сталерозливного ковша, встановленого на спеціальному поворотному стенді МБЛЗ, метал заливають у проміжний ківш, в якому встановлені стопори для регулювання подачі металу кристалізатори, де відбувається формування початкової форми заготовки. Заготівля із затверділою оболонкою витягується з кристалізатора тягнуть валками, проходить через підтримуючі ролики в зону вторинного охолодження, де повністю твердне і потрапляє в зону газорізки для порізки на мірні довжини газокисневих різаків. Відрізані заготівлі заданої довжини потрапляють у приймально-поворотний кошик, який подає їх у підйомне пристосування, що транспортує заготівлі на рівень підлоги цеху.

Потім заготівлі рольгангом наживляються для передачі на наступний переділ або передаються до нагрівальних печей для термічної обробки, або на склад для відправки споживачеві.

Сталерозливний ківш є необхідні вузлом, що забезпечує нормальну роботу МБЛЗ. Він необхідний прийому плавки зі сталеплавильного агрегату і подачі

рідкого металу на МБЛЗ.

Корпуси ковшів виконують зазвичай цільнозварними, обладнують цапфовими вузлами та кантувальними пристроями. Внутрішню частину ковшів футерують вогнетривкими матеріалами.

Недоліком використовуваних нині ковшів з шамотним футеруванням є її низька вартість (8-15 наливів) і можливість дефосфорації металу, що є однією з причин зниження виходу придатного.

Щоб уникнути цих явищ у багатьох електросталеплавильних цехах впроваджено технологію розливання сталі з використанням ковшів, футерованих основними смолосв'язаними вогнетривками. При експлуатації цих ковшів середня стійкість футеровки досягла 35 наливів, при цьому питома витрата вогнетривів знижена з 5.5 до 2.0 кг/т сталі. При цьому на 26.5% плавок має місце дефосфорація металу, проти 13.5% при використанні шамотного футерування. тобто. використання сталерозливних ковшів з основною смолосв'язаною футеровкою дозволило суттєво покращити якісні показники металу.

Проектом передбачається використання смолофломітових вогнетривких матеріалів для футерування сталерозливних ковшів.

Випуск сталі із сталерозливного ковша у проміжний ківш здійснюється за допомогою шибера пристрою. При використанні шибера знижується витрата вогнетривких матеріалів, спрощується підготовка ковша, зменшуються трудові витрати, точніше виконується режим заливки, з'являється можливість їх багаторазового використання.

Проміжний ківш є останньою ємністю, футерованою вогнетривками, на шляху сталі від печі до кристалізатора. У зв'язку з цим конструкція проміжного ковша значно впливає на якість литого металу, його подальший переділ і вихід придатного.

Проміжний ківш призначений для прийому зі сталерозливного ковша, збереження його з мінімальними тепловими втратами та розподілу металу за кристалізаторами.

Проміжний ківш складається із зварного корпусу та кришки, футерованих зсередини вогнетривким матеріалом. Він оснащується сталерозливними склянками та стопорами. перед розливом футерування проміжних ковшів сушать і розігрівають

газовими пальниками до 1000-1200⁰С.

Проектована МБЛЗ утворюється проміжними однострумковими ковшами ємністю по 5 т.

За допомогою проміжного ковша вдається впорядкувати та регулювати струмінь сталі, що подається в кристалізатор, а також здійснювати рівномірне розподілення металу по кристалізаторам. Постійність умов розливання металу, що подається в кристалізатор, досягається підтримкою в проміжному ковші постійної висоти рідини сталі. зазвичай стовп сталі у проміжному ковші підтримується лише на рівні 600-700 мм.

Проміжний ківш встановлений на поворотному стенді для швидкої, при необхідності, заміни під час розливу металу. Стенд обладнується механізмом підйому та опускання проміжного ковша щодо кристалізатора. Це дозволяє регулювати висоту падіння струменя металу кристалізатор. Проміжний ківш утворений двома стопорними пристроями з індивідуальними приводами.

Введення рідини металу зі сталерозливного ковша в проміжний ківш здійснюється через подовжені керамічні склянки, що виключає контакт струменя з повітрям та окислення металу.

Кристалізатор - один основних технологічних вузлів МБЛЗ, від надійності роботи якого залежить стабільність процесу та якість безперервної заготовки.

Затравку перед розливом вводять у нижню частину кристалізатора. У перші моменти заповнення кристалізатора металом стопор відкривають повільно та плавно. Після досягнення заданого рівня металу включають валки, що тягнуть, потім аж до кінця підтримують постійну швидкість витягування заготовки. У цей час важливо підтримувати постійний рівень кристалізатора, зазвичай на відстані 100-1500 мм від верху кристалізатора.

Основний конструктивний параметр кристалізатора – його довжина, яка залежить від розмірів перерізу заготовки. Зазвичай довжина кристалізатора становить 700-1500 мм. При більшій довжині зростають посилення витягування та навантаження на зовнішню корчу заготовки, погіршуються умови теплообміну в нижній частині через відхід кірки від стінок кристалізатора в результаті усадки, збільшується витрата міді.

Проектом передбачається застосування збірних кристалізаторів, виготовлених із мідних плит завтовшки 40 мм. Плити зібрані в сталевому кожусі, в зазорах якого циркулює вода, що охолоджує. Застосування збірних кристалізаторів забезпечує низьку витрату міді, можливість зміни перерізу заготовки, що відливається шляхом перестановки робочих стінок кристалізатора.

Для зменшення тертя скоринки заготовки об стінки кристалізатора на робочу поверхню під час розливу подається технологічне змащення (рідкий парафін) у кількості 0.2-0.5 кг на 1 т сталі, що розливається.

Механізм хитання кристалізатора. Механізм гойдання кристалізатора призначений для повідомлення йому під час розливання зворотно-поступального руху вздовж його технологічної осі, що зменшує небезпеку зависання в ньому скоринки заготівлі, що відливається. При зависанні відбувається прилипання тонкої скоринки заготовки, що утворюється поблизу відкритої поверхні розплавленого металу (його меніска) до стінки кристалізатора і розрив периметру заготовки.

Швидкість руху кристалізатора і амплітуда гойдання зазвичай задаються спеціально профільованим кулачком або (при синусоїдальному циклі) ексцентриком, що є у складі механізму гойдання. Кристалізатор переміщається у напрямній електромеханічному приводом із двома профільованими кулачками. Кулачковий механізм створює вібрацію всієї установки, для усунення якої та забезпечення точності зворотно-поступального руху використовують принцип електросинхронізації.

Зона вторинного охолодження. Вторинне охолодження призначене для охолодження заготовки, що виходить з кристалізатора, до повного її затвердіння.

Конструкція і режим роботи механізму вторинного охолодження визначаються видом охолоджуваної сталі, розміром і формою заготівлі, що відливається, а також швидкістю виходу її з кристалізатора.

Сумарна тривалість проходження заготівлі кристалізатора і зони вторинного охолодження повинна бути не меншою за тривалість затвердіння її по всьому перерізу.

У протилежному випадку у валці клітини, що тягне, потрапляє заготовка з незатверділою серцевиною і в ньому можуть утворитися внутрішні тріщини. При

проходженні зони вторинного охолодження заготівля охолоджується водою, що розпорошується по всій поверхні за допомогою форсунок, що утворюються водоповітряну суміш (розмір крапель 20-100 мкм). Водоповітряне охолодження покращує умови теплопередач, забезпечує більш інтенсивне зростання затверділої кірки, більш рівномірне охолодження заготовки.

На багатьох вертикальних МБЛЗ заготівля, що виходить із кристалізатора, потрапляє в брусову (початкову) зону вторинного охолодження. Однак встановлено [18] - брусєва секція не повною мірою дозволяє використовувати переваги такого охолодження, так що кат при тривалій роботі неможливо уникнути викривлення та деформації брусів, що призводить до нерівномірного навантаження на кірку заготовки.

Проектом передбачається заміна брусєвої секції зони вторинного охолодження на роликову, що дає можливість покращувати якість безперервно литого металу: зменшити відсортування та товстого листа за дефектами типу "тріщина" та "розшар", а також виключити дефект "поперечна тріщина" [18].

Тягне пристрій - призначено для витягування заготовки із заданою швидкістю, а також для введення затравки кристалізатор. Притиск валків та заготівлі здійснюється двома гідроциліндрами.

Привід обертання валків електромеханічний, що тягнуть клітей. Найчастіше він управляється від автоматичної системи стеження за рівнем металу в кристалізаторі: при зниженні рівня виробляється сигнал зменшення швидкості витягування заготовки і навпаки. Зазвичай застосовується електродвигун постійного струму з можливістю глибокого регулювання швидкості обертання за схемою генератор-двигун. Для досягнення синхронності в роботі клітки, що тягне, і механізму гойдання кристалізатора їх електродвигуни живляться від загального генератора.

Тянуца кліть МБЛЗ оснащена пристроєм для швидкого роз'єднання головної частини затравки та заготівлі.

Різання безперервної заготовки на мірні довжини та таврування заготовки. Різання безперервної заготовки, що виходить з поточного пристрою, здійснюється системою газових різаків. Цей метод різання на мірні довжини широко

використовується на МБЛЗ різних типів, відносно простий з точки зору організації, однак не позбавлений деяких недоліків: втрати металу під час різання та небезпека отруєння газом газові різачки змонтовані на спеціальному візку, що переміщується по напрямних заготовки.

Після порізки на мірні довжини проводиться таврування заготовки, де вказується номер плавки та порядковий номер заготовки.

Система збирання заготовок після порізки – похилим підчепіком на горизонтальний рольганг. Ця система також використовується для подачі затравки в поточну кліть.

Опис установки «під-ковш»

З найбільшим ефектом завдання позапічної обробки сталі вирішуються на агрегаті «під-ківш». Основними елементами установки є: склепіння з приводом підйому, електродотримачі з приводами переміщення; шахта із системою напрямних роликів; вторинний струмопідведення; трансформатор установки "під-ківш"; регулятор потужності; система газовидалення та очищення; бункера для шлакоутворюючих, розкислювачів та легуючих із системою зважування та дозування; пристрій для подачі алюмінієвого дроту (трайб-апарат); установка для вдування в метал порошкоподібних матеріалів; пристрій для продування металу інертним газом (у деяких випадках статор електромагнітного перемішування); пристрій для взяття проби та вимірювання температури; самохідний сталевоз; АСУ ТП процесу позапічної обробки.

При створенні модуля «під-ківш» важливе значення мають вибір конструкції окремих елементів, загальне компонування окремих вузлів елементів, взаємозв'язок їх розташування з плануванням цеху та з урахуванням обладнання, що діє в цеху [21].

2 ОПИС БУДОВИ ТА РОЗРАХУНОК ГОЛОВНИХ ПАРАМЕТРІВ ІНДУКЦІЙНОЇ ПЕЧІ

2.1 Будова індукційної печі

Індукційні печі мають низку незаперечних переваг перед дуговими печами:

- 1) Відсутність електродів дає можливість плавити метал із дуже низьким вмістом вуглецю;
- 2) Відсутність дуг полегшує одержання металу з низьким вмістом газів;
- 3) Електродинамічний перемішування металу сприяє отриманню однорідного за хімічним складом металу, прискоренню реакцій між металом і шлаком, спливанню неметалевих включень і полегшує роботу персоналу, що обслуговує піч;
- 4) Низький чад легуючих домішок, висока продуктивність;
- 5) Можливість точно регулювати температуру процесу.

Малі габарити індукційних безсердечникових печей дозволяють помістити їх у закриті камери і вести плавку та розлив у вакуумі або в атмосфері інертного газу.

Недоліки індукційних печей для плавки сталі:

- 1) низька температура шлаку, який нагрівається від металу (для металургійних реакцій необхідні гарячі шлаки, що активно взаємодіють з металом; тому в індукційних печах плавку ведуть переважно методом переплаву);
- 2) мінімальна стійкість основної футеровки.

Індукційні безсердечникові печі займають важливе місце у металургії. Вони діляться на відкриті та вакуумні.

За характером струму, що використовується для живлення, ці печі поділяються на такі типи:

- 1) високочастотні, що працюють від генераторів з іскровими розрядниками (100-200 кГц) або лампових генераторів (200-1000кГц);
- 2) середньої частоти (500-10000Гц), що живляться від обертових перетворювачів;
- 3) промислової частоти (50-60Гц) живляться безпосередньо від мережі.

Електродинамічні явища в індукційній печі без осердя.

У печі без залізного сердечника є два концентричні провідники: зовнішній - індуктор і внутрішній - розплавлений метал. Оскільки струм по цих провідниках тече у різних

напрямах, то провідники відштовхуватимуться. Індуктор - жорсткий провідник залишається нерухомим, а рідкий метал стискатиметься у напрямку від стінок до осі тигля.

Магнітний потік, вийшовши з кільцевого проміжку між індуктором і металом, поширюється горизонтально над поверхнею металу. Горизонтальна складова напруженості магнітного поля породжує електродинамічні сили, спрямовані перпендикулярно до поверхні металу, тобто вниз на відкритій поверхні до вгорі на дні тигля, причому ці сили мають найбільшу величину біля стінок тигля. Сумарний вплив зазначених сил викликає рух металу та створює опуклий меніск [3].

Позитивна сторона цього явища полягає в тому, що переміщення металу вирівнює температуру і склад металу, прискорює розплавлення, негативна - в тому, що опукла частина металу оголюється внаслідок набрякання шлаку до стінок тигля.

Інтенсивність руху, що перемішує, приблизно пропорційна квадрату ампервітків, а при сталості підводиться потужності назад пропорційна частоті струму. При застосуванні струму відносно низької частоти рідкий метал може набути сферичної форми.

Для регулювання руху металу було запропоновано розташовувати індуктор нижче за рівень металу, використовувати двосекційні індуктори з самостійним включенням секцій. На початку плавки включаються паралельно обидві секції, розплавлення верхня секція відключається.

Індукційні печі із залізним сердечником та закритим каналом отримали широке застосування для переплаву кольорових металів та для перегріву чавуну.

Тигельні печі набули поширення в металургії спеціальних сталей та сплавів. Їх використання для цих цілей пов'язано з перевагами індукційного нагріву, коли тепло виділяється в самому нагрівається металі. Електродинамічний рух металу забезпечує отримання однорідного металу із заданим хімічним складом.

Індукційні печі тигля при невеликих габаритах мають високу продуктивність, забезпечують сприятливі умови праці, процес плавлення в них легко піддається регулюванню в широких межах. Умови служби футерування тигля значно кращі, ніж футерування каналу. Це дає можливість виплавляти в печах тигельних більш тугоплавкі метали і від плавки до плавки змінювати склад металу.

Елементи конструкції та електрична схема індукційної плавильної установки

Основні елементи, що входять до складу установки: двигун змінного струму, генератор підвищеної частоти, динамо збудження, конденсатори, індуктор, каркас печі, футерування, водяне охолодження, струмопідведення та механізм нахилу печі.

Генерування струмів підвищеної частоти здійснюється у різний спосіб. За час розвитку індукційних безсердечникових печей були випробувані і знайшли застосування у відповідних умовах генератори, що обертаються (машинні), лампові генератори і генератори з іскровим розрядником.

В установці застосовується асинхронний двигун із короткозамкненим ротором (напруга до 500В, кількість обертів до 3000), що живиться від мережі нормальної частоти. Запуск його провадиться через автотрансформатор при ненавантаженому генераторі.

Найбільш поширена конструкція генератора індукторного типу, у якому ротор має зубці, а чи не обмотку. Обмотки збудження та високої частоти розташовані на статорі. Обмотка збудження генератора живиться струмом від динамо збудження і дає магнітне поле, постійне за величиною та напрямком.

При обертанні ротора магнітний потік, перетинаючи кожен зуб статора, змінюється в залежності від відносного положення зуба ротора; при цьому на кожному зубі статора потік посилюється і слабшає з частотою, яка дорівнює кількості зубів ротора, помноженому на швидкість його обертання. Цей магнітний потік, що змінюється за силою, наводимо Е.Д.С. при тій же частоті в котушках статора, які можуть бути з'єднані послідовно або паралельно для отримання необхідної напруги та струму [4].

Агрегат збудження складається з шунтової динамомашини збудження, що приводиться в обертання короткозамкнутим двигуном асинхронним трифазного струму. Сила струму збудження регулюється реостатами в ланцюгу динамо і ланцюга обмотки збудження генератора [3].

Конденсатори

Індукційна піч без сердечника є високо індуктивним навантаженням, причому коефіцієнт потужності не перевищує 0,10. Щоб підвищити $\cos \varphi$ до одиниці, у схемі передбачена батарея конденсаторів.

Частина ємності конденсаторів (приблизно половина) являю собою постійно підключену групу, решта розбита на кілька секцій, яку можна підключити повністю або частинами. У міру розігріву садки сталь втрачає магнітні властивості та коефіцієнт потужності значно знижується; у міру плавлення підвантажується шихта, внаслідок чого порушується налаштування коефіцієнт потужності відхиляється від одиниці.

Для перемикання конденсаторів піч необхідно вимикати, тому цікавить використання автоматизованої системи регулювання, що дозволяє скоротити час, на яке вимикається піч.

Автоматичний регулятор заснований на вимірюванні сили реактивного струму, поточного від генератора, яка по можливості повинна дорівнювати нулю. У разі перевищення реактивним струмом певного значення реле реактивного струму подає імпульс, напруга на генераторі знижується до нуля автоматичним регулятором напруги без розмикання ланцюга збудження або силового ланцюга відбувається вибір необхідної ємності конденсаторної батареї; потім відновлюється колишня робоча напруга печі.

За відсутності автоматичного регулятора на щиті управління встановлюють прилад вимірювання коефіцієнта потужності (фазометр). Прилад показує як величину $\cos \varphi$, так і випередження або відставання струму від напруги, тобто слід підключити або відключити частину конденсаторів.

Регулюючи ємність конденсаторів, підтримують $\cos \varphi$ близьким до одиниці.

Конденсатори можуть бути підключені паралельно до печі або послідовно.

Схема підключення зветься резонансу струмів [4].

Індуктор

Індуктор має вигляд соленоїда та виконується з мідної трубки. Мідна трубка повинна забезпечувати мінімальні електричні втрати, прохід розрахункової кількості води, що охолоджує, і розміщення на довжині індуктора розрахункової кількості витків.

Електричні втрати мінімальні, якщо товщина стінок трубки $D_{тр} \geq 1,3 A_e$, де D_e глибина проникнення.

Енергія, що перетворюється на тепло в садку, пропорційна квадрату ампервітків. При малому числі витків і велику силу струму індуктор сильно нагрівається з допомогою джоулевого тепла. Щільність струму в індукторі сягає 20 А/мм^2 . Електричні втрати в індукторі досягають 15-20% активної потужності, що споживається з мережі.

Зменшити силу струму шляхом збільшення кількості витків можна до певної межі, тому що витки необхідно розмістити на певній висоті, залишаючи між ними проміжки для ізоляції.

Індуктор, крім того, нагрівається в результаті теплопередачі від розплавленого металу через тонкі стінки тигля. Стійкість індуктора забезпечується інтенсивним охолодженням порожнистої трубки соленоїда водою.

Сторону трубки, звернену до тигля, товщають шляхом приварювання або припаювання мідної смужки.

Витки індуктора ізолюють один від одного стрічкою зі скловолокна, покривають силікатним лаком або обмазують спеціальним цементом. Напряга на 1 мм ізоляційного зазору лежить у межах від 10 до 40 В/мм.

Щоб запобігти зсуву індуктора з тиглем під час нахилу печі, індуктор скріплюють з 3-4 вертикальними ізоляційними стійками з азбоцементу. Для цього до кожного витка індуктора приварена латунна шпилька.

Шпильки пропускають через отвори у вертикальних стоках і закріплюють латунними ж гайками.

Охолодження індуктора здійснюється за допомогою водопідведення шлангів, одягнених на приварені до кінців індуктора патрубки. Вода для охолодження надходить під тиском близько 2 атм. Для можливості нахилу печі та для створення електроізоляційного розриву на ділянці водопроводу, що безпосередньо підходить до індуктора, залізні трубки замінюють гумовими шлангами.

Надходження води до індуктора контролюється спеціальним водяним реле, що відключає піч при перерві в подачі води.

Температура води, що відходить, повинна підтримуватися в інтервалі $35\text{-}45^\circ\text{C}$. При нижчій температурі індуктор потіє, вода може викликати міжвиткове

замикання; при більш високій температурі на внутрішніх стінках індуктора утворюється накип, що утруднює охолодження [4].

Каркас

Каркас (кожух) печі. Для забезпечення жорсткості всієї конструкції та для зручності нахилу при випуску металу піч поміщають у спеціальний кожух або каркас.

Як відомо, у просторі, що оточує індуктор, виникає великий потік розсіювання. Масивні частини кожуха, виготовлені з магнітного матеріалу, сильно нагріваються внаслідок вихрових струмів, що утворюються в металі. Залізний кожух, віддалений від індуктора на велику відстань, не нагрівається, але піч із таким кожухом вимагає великої площі, обслуговування її утруднене.

Для печей застосовують кожух із немагнітної сталі; Піч при цьому виходить досить компактною. Є великі печі, кожух яких виготовлений із звичайного заліза та захищений від змінного поля розсіювання екраном. Екраном може служити мідний лист, що покриває внутрішню поверхню залізного кожуха, або залізний магнітопровід, зібраний із пакетів трансформаторного заліза, які розташовані навколо індуктора.

До кожуха печі кріпляться стійки з індуктором, нижня та верхня кераміки. Нижня кераміка (подова плита) є підставою для встановлення індуктора та набивання тигля. Вона складається з чотирьох або більшої кількості шамотних блоків, які мають отвори та заглиблення для латунних болтів і скоб, що скріплюють блоки з куточками кожуха або з рамою основи.

Подину печей великої ємності викладають шамотною цеглою [3].

Струмопідведення

Струм до індуктора підводиться гнучкими водоохолоджуваними кабелями або мідними шинами, що укладаються в каналі, що з'єднує машинне відділення з піччю.

Підведення струму шинами здійснюється через роз'єднувачі у вигляді пінцетів з ножами, розташованими під піччю. Пінцети змонтовані на фундаменті під піччю. Ножі за допомогою ізоляторів прикріплені до нижньої рами каркасу печі та за допомогою шин з'єднані з індуктором. При встановленні печі в робоче положення ножі входять до пінцетів. При нахилі печі для випуску відбувається розрив ланцюга.

Пінцети повинні бути забезпечені пружними контактами. Без цього контакти нагріваються та деформуються.

Сутність екранування каркаса у тому, що електромагнітні хвилі, що виходять від індуктора, наводять у екрані струми, протилежні струми індуктора. Ці струми створюють поле, протилежне до поля індуктора, і воно досягає каркаса значно ослабленим.

Механізм нахилу

Конструкції механізмів нахилу печі дуже різноманітні. Пекти встановлюють на зварних або литих опорних стійках, закріплених на бетонному фундаменті і мають гнізда для цапф печі. На каркасі печі укріплено дві пари цапф: верхня - на рівні зливного носка і середня - на лінії, що проходить через центр тяжкості печі. Під час плавки піч лежать на середніх цапфах і упорі, розташованому під піччю. Для зливу металу піч повертають за допомогою лебідки.

Гак тельфера захоплює серезку, укріплену на нижній рамі каркасу. Пекти спочатку повертається на середніх цапфах аж до моменту, коли рідкий метал у тиглі наблизиться до носіння; у своїй верхні цапфи досягають своїх опор. Подальший поворот (до кута 90-95 ° С) відбувається навколо верхніх цапф. Розташування цапф на рівні зливного шкарпетки полегшує злив металу, так як при цьому менше маневрувати ковшем. Електромагнітне гальмо забезпечує зупинку печі в будь-якому положенні. Нахил контролюється шпіндельним обмежувачем.

Футерівка

Стійкість футерування не тільки впливає на економіку процесу плавки в індукційній печі підвищеної частоти, але й визначає практичну можливість їх застосування для виплавки сталей, які потрібно випускати за високої температури.

Плавильний простір індукційної печі без сердечника має форму тигля, набитого з вогнетривкої маси безпосередньо в печі або виготовленого поза печі [3].

2.2 Визначення основних розмірів печі

Ємність тигля печі визначається величиною одноразового зливу металу M_e і величиною ємності (болота) M_0 , яка залежить від технології процесу та необхідної продуктивності печі. У загальному випадку:

$$M = M_c + M_c \cdot (1 - M_0)$$

$$M = 6,99 + 6,99 \cdot (1 - 0,8) = 8,3 \approx 8\text{т.} \quad (2.1)$$

Відносну залишкову ємність M_0 при неповному зливі та малогабаритній шихті приймають рівною 0,6 – 0,8. якщо задана добова продуктивність та тривалість циклу:

$\tau_{ц} = \tau_{пл} + \tau_{вс}$, то ємність тигля:

$$M = \frac{M_c \cdot \tau_{ц}}{(1 - M_0) \cdot \tau_c \cdot n_c} \quad M = M_c \cdot \tau_{ц} \quad (2.2)$$

тут n_c – кількість робочих змін печі на добу, τ_c – тривалість зміни.

Корисний обсяг тигля:

$$V = d_2 \cdot h_2$$

$$V = 188 \cdot 288 = 54144\text{см}^3 \quad (2.3)$$

Внутрішній діаметр його перерізу:

$$d_2 = \sqrt[3]{4\pi R_1} = \sqrt{4 \cdot 83,14 \cdot 1,53} = 188\text{см} \quad (2.4)$$

коефіцієнт R_1 є відношенням висоти розплаву h_2 до діаметра в середньому перерізі d_2 (рисунок 2.1), при ємності тигля V_2 – 50т., можна підрахувати за формулою:

$$R_1 = 1,54 - 0,14 \cdot (M \cdot 10^{-4})^{0,35} = 1,53 \quad (2.5)$$

Висота розплаву в тиглі:

$$h_2 = d_2 \cdot R_1$$

$$h_2 = 1,53 \cdot 188 = 288\text{см} \quad (2.6)$$

Товщина футерування в середньому перерізі:

$$\delta_T \approx 0,72 \cdot \sqrt[3]{M \cdot 10^{-3}} = 0,72 \cdot \sqrt[3]{8 \cdot 10^{-3}} = 31\text{см} \quad (2.7)$$

Висота тигля з урахуванням меніска, умов завантаження шихти тощо:

$$h_T = (1,2 - 1,4) \cdot h_2$$

$$h_T = 1,2 \cdot 288 = 346\text{см} \quad (2.8)$$

Кут між твірною та віссю тигля становить 2 - 50, порушена поверхня тигля циліндра розрахована.

Товщина ізоляційного шару з азбесту, складе:

$$\delta_{из} = (0,005/0,0015)\text{м}, \text{ причому менша величина приймається для печей}$$

ємністю до 3 тонн, а більша за ємності понад 15 тонн.

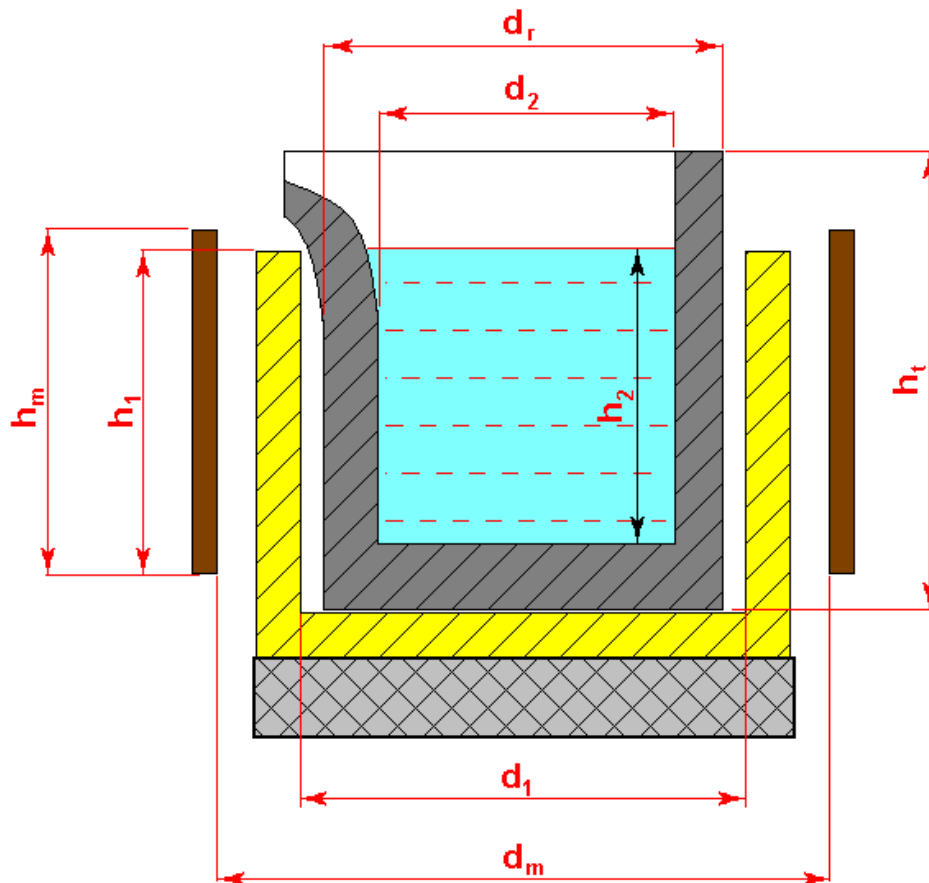


Рисунок 2.1 - Розрахункова схема тигельної індукційної печі, призначеної для виробництва ЖПС

Внутрішній діаметр індуктора:

$$d_1 = d_2 + 2\delta_t + 2\delta_u$$

$$d_1 = 188 + 2 * 31 + 2 * 0,1 = 250 \text{ см} \quad (2.9)$$

Висота його без хвостових витків:

$$h_1 = (1,1/1,2) * h_2$$

$$h_1 = 1,2 * 288 = 346 \text{ см} \quad (2.10)$$

У печах підвищеної частоти індуктор стосовно завантаження (по висоті) розташовується зазвичай симетрично, а піч промислової частоти верхній рівень індуктора розташовується на 10 – 30% нижче рівня розплаву. Для вирівнювання температурного поля в стінах тигля над робочими витками індуктора встановлюють «холосту» котушку, що охолоджується.

При плавленні шматкової шихти без залишкової ємності:

$$f_T = 2 * 10^6 * \rho_{ш} / d_{ш}^2$$

$$f_T = 2 * 10^6 * 10^{-4} / 0,3^2 = 2222 \text{ Гц} = 2,4 \text{ кГц} \quad (2.11)$$

У формулі (2.87) функція $\varphi_0 = 1 + 18 / R_1$, при зміні R_1 у межах 0,4 – 1,0;

$\rho_{ш}$ – питомий електроопір завантаження (Ом·м);

$d_{ш}$ – діаметр тигля та характерний поперечний розмір середнього шматка шихти. Величину $\rho_{ш}$ для немагнітної шихти – при її початковій температурі, якщо шихта дуже дрібна виходить $f_T > 10^4$, то необхідно зменшити спосіб укладання шихти, збільшивши $d_{ш}$, або спробувати перейти до плавки з залишковою ємністю $> 0,6$. Частота струму вибирається із стандартного ряду: 50; 150, 250, 500, 1000, 2400, 4000, 8000 та 10000Гц [2].

2.3 Розрахунок конденсаторної батареї

Індукційні установки, переважно з-за індуктора, мають низький «природний» $\cos\phi$. Джерела змінного струму розраховують на навантаження, що має коефіцієнт потужності, близький до одиниці. Крім того, у разі низького $\cos\phi$ втрачається значна частка активної потужності, перевантажуються генератори на електростанціях, збільшується витрата кольорових металів на утримання електромереж. Тому паралельно з кожним індуктором джерела живлення підключається батарея конденсаторів, що забезпечує штучну компенсацію реактивної індуктивності. У ході розрахунку ми визначимо потужність та ємність конденсаторної батареї та визначимо втрати енергії в ній.

Тип конденсаторної батареї вибирають за довідковими даними залежно від частоти струму, напруги на індукторі. Частота струму становить 500Гц, вибираємо конденсаторні батареї типу ЕСВП. З них набирається підбудовна частина батареї, ємність якої становить 50% ємність всієї батареї. Вибираються конденсатори типу ЕСВП однакової напруги.

Номінальна напруга конденсаторів U_6 повинна бути рівною або трохи більшою за напругу на індукторі U_1 . номінальна напруга дорівнює 1500В. При $U_6 > U_1$ повністю використовується потужність батареї, тому значне перевищення U_6 над U_1 небажано. Тим не менш, для цієї печі його доводиться приймати вище.

Реактивна потужність конденсаторної батареї з урахуванням недовикористання за напругою:

$$P_6 = P_u (\operatorname{tg}\phi - \operatorname{tg}\phi_k) * U_6^2 * k_6 / U_1^2 \quad (2.12)$$

$$P_{\delta} = 40000 * (0,5 - 0) * 15002 * 1,28 / 13502 = 3161 \text{ кВт}$$

де $\text{tg}\phi$ - "природний" коефіцієнт реактивної потужності, величина якого визначається "природним" коефіцієнтом потужності:

$$\text{tg}\phi = \sqrt{1(\cos\phi)^2 - 1} \quad (2.13)$$

$$\text{tg}\phi = \sqrt{10,9^2 - 1} = 0,5$$

$\text{tg}\phi_k$ – коефіцієнт потужності, відповідний $\cos\phi_k$ коливального контуру;

k_{δ} – коефіцієнт запасу потужності у разі виходу з експлуатації частини конденсаторів і допуски за значенням ємності:

$$k_{\delta} = 1,25 - 1,30, \text{ приймаємо } 1,28.$$

Величину $\cos\phi_k$ бажано мати близьку до одиниці, проте це не завжди вдається досягти, оскільки вона залежить і від типу джерела живлення. Машинні перетворювачі віддають номінальну потужність при коефіцієнті потужності навантаження 0 - 1,0 і тому можна приймати нулю.

Загальна потужність конденсаторної батареї у нашому розрахунковому випадку становитиме:

$$C_{\delta} = \frac{P_{\delta}}{2 * \pi * f * U_1^2} \quad (2.14)$$

$$C_{\delta} = \frac{3161}{2 * 3,14 * 1350^2 * 100} = 280 \text{ мкф}$$

необхідне число конденсаторних банок:

$$n_{\delta} = \frac{C_{\delta}}{C_1 * 2} \quad (2.15)$$

$$n_{\delta} = \frac{280}{70 * 2} = 180 \text{ шт.}$$

Номінальна ємність однієї банки C_1 дорівнює 70 мкф.

Потужність електричних втрат у батареї конденсаторів у нашому випадку становитиме:

$$P_{n.\delta} = P_{\delta} * \text{tg}\delta \quad (2.16)$$

$$P_{n.\delta} = 3161 * 0,0038 = 12 \text{ кВт}$$

Тангенс кута діелектричних втрат у конденсаторів серії ЕСВП дорівнює 0,0038 [15,17].

3 РОЗРАХУНОК ШИХТИ ДЛЯ ВИПЛАВЛЕННЯ СПЛАВУ ІНКОНЕЛЬ 718

Сплав інконель 718 плавлять в індукційній печі з основною футеровкою, що складається з хромомагnezиту. Перед завалкою роблять повний розрахунок всіх шихтових матеріалів на середньо заданий вміст елементів для марки сплаву, що виплавляється.

Таблиця 3.1 - Вміст хімічних елементів у сплаві, що виплавляється, інконель 718

Марка сталі	Масова частка елементів, %								
	C	Cr	Ni	Nb	Mo	Ti	Al	Не більше	
								Si	Mn
інконель 718	>0,045	17,0 – 21,0	50,0 – 55,0	4,75 - 5,50	2,80 – 3,30	0,65 - 1,15	0,20 – 0,80	0,35	0,35
Прийнято до розрахунку	0,03	18,5	52,0	5,0	3,0	1,0	0,5	0,20	0,20

Як шихтові матеріали використовують паспортну болванку типу 03ЖР, шматкові відходи, стружка власної групи відходів, склад шихтових матеріалів наведено в таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 - Хімічний склад використовуваних відходів як шихтові матеріали

Марка групи відходів	Норма витрати кг/т	Вміст легуючих елементів у залізній частині, %						
		C	Cr	Ni	Nb	Mo	Ti	Al
460 гр	150	0,03	19,4	53,5	5,3	3,2	1,0	1,0
03ЖР	190	0,02	>0,10	>0,10	>0,10	>0,10	>0,10	>0,10

Розрахунок проводиться на 100 кг завалки, необхідно також для правильного ведення плавки вказати кількість всіх видів шихти: розрахунковий вміст у завалці вуглецю, основних легуючих та ін елементів відповідно до хімічного складу виплавлюваної сталі. Вміст домішок у шихті не повинен перевищувати їх сумарний вміст у кінцевій хімії сталі, що виплавляється.

Розраховується на 100 кг завалки.

Норми витрати феросплавів на одиничну плавку розраховуються за такою формулою:

$$\frac{Ж_{ш} * Э_1 - 0 * К_0 * Э_2}{П * К_ф} \text{ кг/т.}, \quad (3.1)$$

Таблиця 3.3- Хімічний склад шихтових матеріалів та розрахунок завалки на 100 кг

шихта	вага, кг	C	Si	Mn	Cr	Ni	Mo	Nb	Ti	Al
		%								
Мр1		-	-	98,0	-	-	-	-	-	-
Х99		-	-	-	99,2	-	-	-	-	-
А95		-	-	-	-	-	-	-	-	97,0
Мш1		-	-	-	-	-	99,9	-	-	-
Н1У		-	-	-	-	99,9	-	-	-	-
ТДТВ		-	-	-	-	-	-	-	99,9	-
Ni-Mg лігатура		-	-	-	-	94	-	-	-	-
НМБ1		-	-	-	-	68	-	32	-	-
ЛФЕО		-	-	-	-	-	-	-	-	-
ФБ20		-	-	-	-	-	-	-	-	-
МЦ50Ж6		-	-	-	-	-	-	-	-	-
460гр (кус. + стружка)		0,03	0,25	0,02	19,4	53,5	3,2	5,3	1,00	100
03ЖР (кус.)		0,02	0,20	0,10	0,10	0,10	0,05	-	-	-
Мр1	350	-	-	347	-	-	-	-	-	-
Х99	18500	-	-	-	18352	-	-	-	-	-
А95	500	-	-	-	-	-	-	-	-	475
Мш1	2820	-	-	-	-	-	2817	-	-	-
Н1У	39990	-	-	-	-	39990	-	-	-	-
ТДТВ	970	-	-	-	-	-	-	-	970	-
Ni-Mg лігатура	190	-	-	-	-	179	-	-	-	-
НМБ1	1620	-	-	-	-	1101	-	519	-	-
ЛФЕО	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-
ФБ20	40	-	-	-	-	-	-	-	-	-
МЦ50Ж6	20	-	-	-	-	-	-	-	-	-
460гр (кус. + стружка)	15000	-	47	3	3104	8560	512	848	160	160
03ЖР (кус.)	18990	5,0	40	19	19	19	19	10	-	-
Разом, кг	100000	9,0	87	369	21457	49849	3345	1377	1130	635
Разом, %		0,01	0,09	0,37	21,48	49,85	3,35	1,38	1,13	0,64

де J_m – норма витрати рідкого металу на 1 тону придатної сталі;

E_1 - прийняте при розрахунку зміст провідного елемента заданої марки сталі, %;

E_2 - зміст провідного елемента у відходах що застосовуються як шихтові матеріали, %;

O – норма витрати легованих відходів, %;

K_0 - коефіцієнт засвоєння в сплаві легуючого елемента, що міститься в маркованих відходах;

Π - планове утримання провідного елемента у феросплаві, регламентується ГОСТами;

K_ϕ - коефіцієнт засвоєння легуючого елемента з лігатур та феросплавів.

$$Cr = \frac{1120 \cdot 18,5 - 150 \cdot 19,4 \cdot 0,85 - 190 \cdot 0,10 \cdot 0,85}{99,2 \cdot 0,95} = 192 \text{ кг/т} \quad (3.2)$$

$$Nb = \frac{1120 \cdot 5,0 - 150 \cdot 5,3 \cdot 0,99 - 190 \cdot 0,10 \cdot 0,99}{32 \cdot 0,9} = 165 \text{ кг/т} \quad (3.3)$$

$$Ni = \frac{1120 \cdot 52 - 150 \cdot 53,5 \cdot 0,99 - 190 \cdot 0,94 \cdot 0,99}{99,9 \cdot 0,99} = 391 \text{ кг/т} \quad (3.4)$$

$$Mo = \frac{1120 \cdot 5,0 - 150 \cdot 3,2 \cdot 0,99 - 190 \cdot 0,10 \cdot 0,99}{99,9 \cdot 0,99} = 29 \text{ кг/т} \quad (3.5)$$

$$Ti = \frac{1120 \cdot 1 - 150 \cdot 1 \cdot 0,85 - 190 \cdot 0,10 \cdot 0,85}{99,9 \cdot 0,85} = 11 \text{ кг/т} \quad (3.6)$$

$$Al = \frac{1120 \cdot 0,5 - 150 \cdot 1 \cdot 0,85 - 190 \cdot 0,10 \cdot 0,85}{97,0 \cdot 0,85} = 5 \text{ кг/т} \quad (3.7)$$

Далі наведено таблицю витрати металеві шихти та феросплавів на виплавку сплаву марки інконель 718.

Таблиця 3.4 - Норма витрати металеві шихти на виплавку металу інконель 718

Найменування	Марка феросплаву, відходів	Норма витрати, кг/т
Марганець металевий	Мр1	3,5
Хром металевий	Х99	192,0
Ферробор	ФБ20	0,4
Алюміній первинний	А95	5,0
Лантан металевий	ЛАЕ0	0,1
Нікель металевий	Н1У	391,0
Титан губчастий	ТДТВ	11,0
Молібден металевий	МШ1	29,0
Церій	МЦ50Ж6	0,2
Нікелево-магнієва лігатура	НМАГН	1,9
Нікелево-ніобієва лігатура	НМБ1	165,0
Стор.	460гр	50,0
Кус.	460гр	100,0
Кус.	03ЖР	190,0
Разом шихти:		1133,0
Недоливки		50,0
Скрап		3,0
Угар		80,0

Кінцеве розкислення проводиться присадкою на штангах у піч: фероборна – 0,003%; церій – 0,01% до випуску сплаву.

Нікелево-магнієва лігатура сідає в ківш на початок випуску плавки, на розрахункові 0,03% Mg.

4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

4.1 Властивості і призначення «Інконель 718»

Інконель (ХН55МТЮВ-ВД) жароміцний сплав на основі нікелю, що містить ~ 15% хрому та до 9% заліза. Розроблений у США, де випускається ряд його різновидів, легованих залежно від призначення алюмінієм, титаном, молібденом та ін. Інконель застосовують як конструкційний матеріал для деталей газотурбінних двигунів, надзвукових літаків, ракет та ін. 900С, нечутливістю до надрізів при низьких (до -78°C) температурах. Вироби з інконелю добре з'єднуються зварюванням, підвищення міцності зварні конструкції піддають термічній обробці. Аналогами інконелю у Росії є метали марок ХН80ТБЮ і ХН73МБТЮ.

Незважаючи на відносно невеликі обсяги використання цих сталей та сплавів, вони займають значне місце у сфері високих технологій: для виготовлення газотурбінних двигунів ВМД (авіація, кораблі, енергетичні установки), для ракетно-космічної техніки, газо-нафтохімічного обладнання; для відповідальних елементів та вузлів електронної техніки, радіотехнічних приладів, автоматики, телемеханіки, комп'ютерної техніки та ін.

Виконано аналіз вимог, що пред'являються до якості жароміцних та прецизійних сталей та сплавів, сучасних методів їх виплавки та переділу, що забезпечують досягнення довготривалої стабільності всіх експлуатаційних характеристик металопродукції з них. Всі роботи з модернізації сучасного виробництва цих сталей та сплавів супроводжуються комп'ютеризацією, впровадженням систем автоматичної реєстрації та управління технологічними параметрами виробництва. Розглянуто можливості методу температурно-часової обробки розплаву при виплавці жароміцних нікелевих сплавів для покращення їх структури та властивостей.

Виконано порівняльний аналіз переваг металу за якістю, покращення економічних показників різних сучасних методів виплавки, зокрема вакуумно-індукційної, переплавів та дуплекс-процесів. Показана можливість отримання

високої якості металу жароміцного сплаву Інконель 718 при його виплавці у відкритій індукційній печі з наступним подвійним вакуумно-дуговим переплавом.

У СПЦ-1 виплавлений метал Інконель-718 у відкритій індукційній печі. Як шихтові матеріали використовували відходи сплаву EI698-ВД в кількості 22,5% як легуючі – матеріали, передбачені ТП143-СІ-10-89.

Мікролегування провели:

У печі:

- феробором на 0,0035% з урахуванням залишкового вмісту в шихті;
- мішметалом на 0,01% за розрахунком;

У ковші:

- нікель-магнієвою лігатурою на 0,03% магнію з розрахунку.

Відповідно до вимог перевірено:

- макроструктура;
- мехвластивості;
- тривала міцність;
- вміст неметалевих включень;
- величина зерна;
- мікроструктура.

Дослідження проводили у готовому сорті. Результати досліджень всіх плавок наведено у таблицях.

Макроструктуру металу в колі і в квадраті оцінили балами А класів 1,2,3,4, за шкалою ASTM A 604-93.

Слід зазначити, що в макроструктурі дефекти відсутні.

Аналіз результатів контролю механічних властивостей відповідає нормам та вимогам замовника.

Межа плинності переважно відповідає нормам замовника.

Відносне звуження та подовження, а також твердість на зразках відповідають вимогам замовника.

Рівень тривалої міцності не перевищує вимог замовника і відносне подовження, виміряне на зразках після руйнування, нижче за встановлені норми.

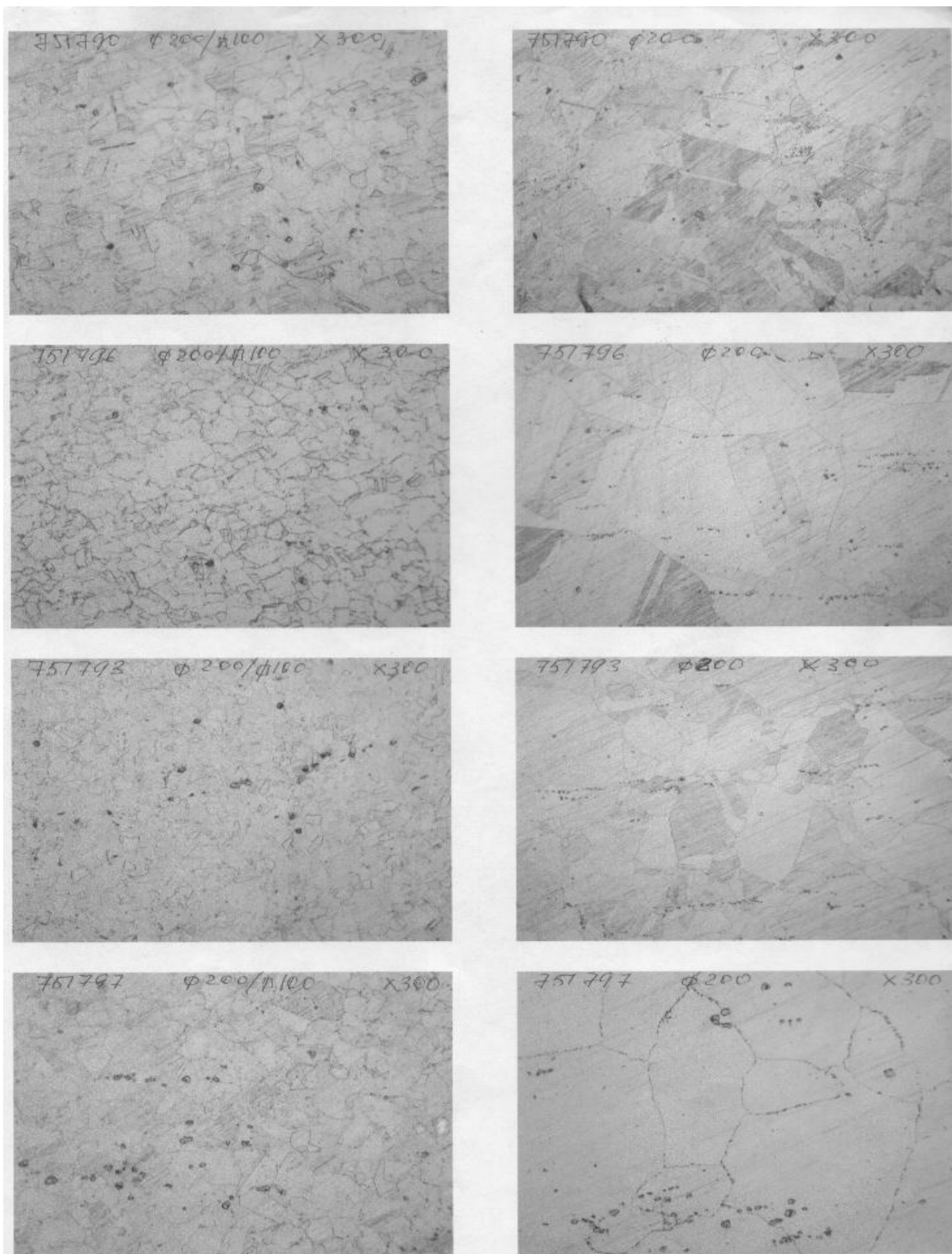


Рисунок 4.1 - Структура металлу Инконель 718

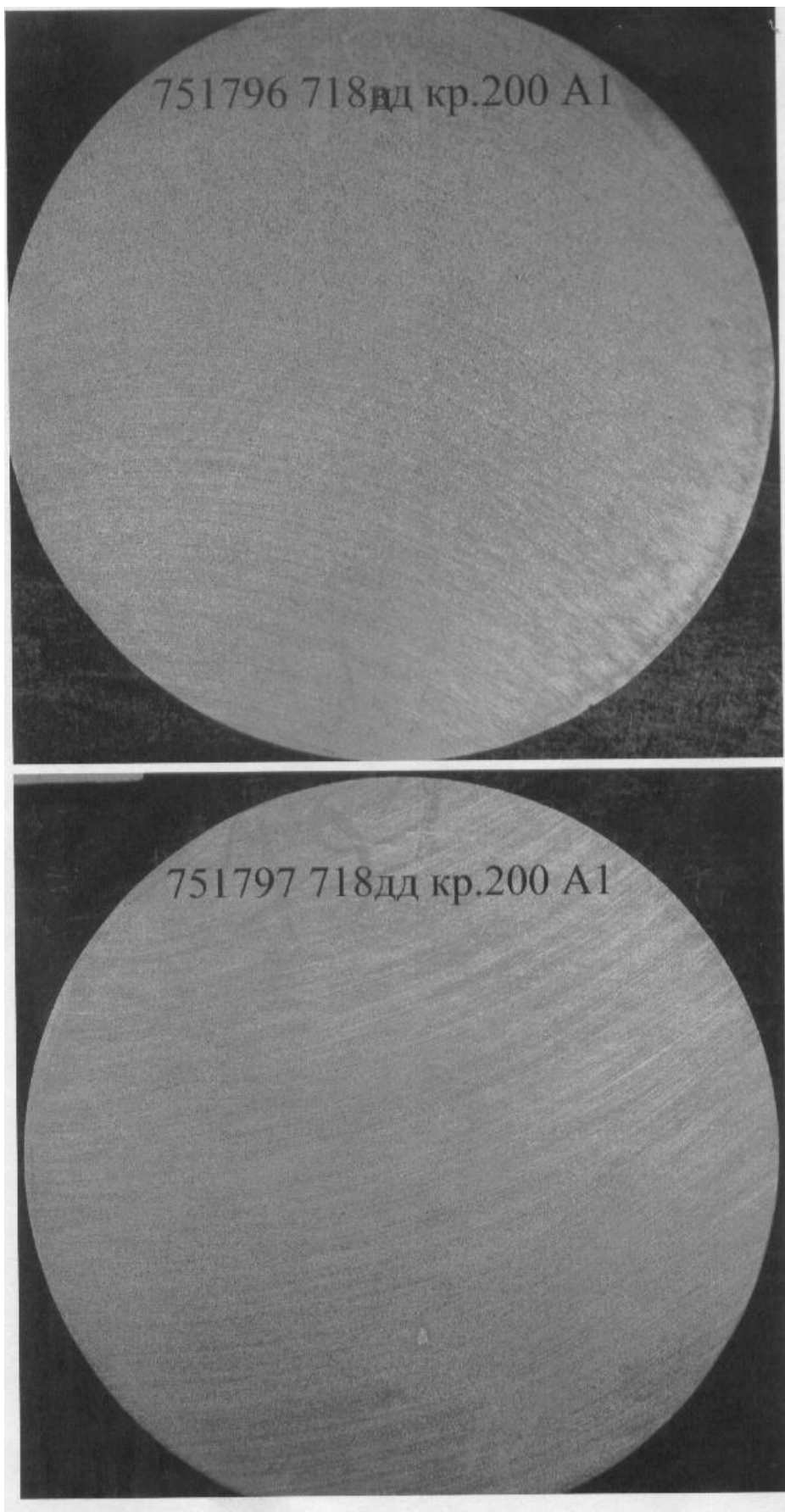


Рисунок 4.2 - Поверхня сплавних шайб Інконель 718

4.2 Класифікація жароміцних сплавів

Успішний розвиток низки галузей сучасної техніки вимагає застосування найчистіших металів.

Жароміцні сплави, що використовуються при виготовленні реактивних двигунів; мають необхідну пластичність тільки при мінімальному вмісті в сплавах неметалевих включень; вміст газів у сплавах має бути мінімальним.

Для валів та дисків потужних турбін та генераторів потрібні великі зливки з дуже низьким вмістом водню.

Одним із способів, що дозволяють отримувати дуже чисті сталі та сплави, є плавка у вакуумі.

Основними агрегатами вакуумної металурги нині є вакуумні індукційні та вакуумні дугові печі. Для спеціальних призначень впроваджується зонна плавка та плавка електронним пучком.

Широке використання металів, що виплавляються у вакуумних печах, особливо жароміцних сплавів, викликає необхідність пошуку методів обробки цих сплавів, оскільки внаслідок їх особливого складу звичайне кування або прокатка неможливе.

Для виробництва прецизійного лиття зі складнолегованих сплавів попередньо виплавляють плавку-заготівлю у великих вакуумних печах. Плавка-заготівля має мати заданий хімічний склад. При виплавці заготовки метал рафінується від газів, свинцю, олова, цинку, вісмуту, усуваються окисні плівки.

Заготівля проходить усі контрольні випробування, встановлені даного сплаву. Після цього заготівля надходить у малі вакуумні, так звані «порційні» печі.

Малі печі зазвичай є зменшеними моделями печей великої ємності. Заготівлю завантажують у тигель порційної печі в кількості, достатньому для заповнення однієї форми [13].

Жароміцна сталь повинна мати хороші технологічні (ковкість, зварюваність, оброблюваність різанням тощо) і службовими (висока міцність при нагріванні, велика стійкість проти деформації при різних температурах тощо) властивостями. Випробування механічних властивостей жароміцної сталі за кімнатної температури не характеризує міцність цієї сталі при тривалій роботі під навантаженням в області

високих (робочих) температур. Таку сталь піддають спеціальним випробуванням, що імітують умови служби деталей у нагрітому стані, і визначають різні механічні властивості при нагріванні. Найважливіші характеристики жароміцної сталі: межі міцності при короткочасних та тривалих випробуваннях та межа повзучості. Крім того, жароміцну сталь піддають випробуванням на релаксацію та гарячу твердість,

Короткочасні випробування міцності при нагріванні аналогічні визначенню механічних властивостей на розтяг при кімнатній температурі з тією різницею, що при гарячих випробуваннях зразки розриваються в нагрітому вигляді при певній температурі.

Такі випробування не дають точного уявлення про механічні властивості сталі при тривалій роботі в області високих температур. Дуже важливою характеристикою жароміцної сталі є так звана тривала міцність.

При випробуванні сталі на тривалу міцність зразки нагрівають і піддають при цій температурі тривалого впливу постійного навантаження до руйнування. Межею тривалої міцності називається напруга, що викликає руйнування зразка при заданих температурі та часі навантаження.

Повзучістю називається властивість сталі повільно і безперервно пластично деформуватися – «повзти» - при постійній нарузі у сфері високих (робочих) температур. Межею повзучості називається напруга, яка викликає задану деформацію за певний час при даній температурі.

Випробування сталі повзучість зазвичай триває трохи більше 1000-10000 годин; реальні терміни служби у сталей іноді обчислюються сотнями тисяч годин, тому повзучість сталі при тривалому терміні служби визначають шляхом екстраполяції.

Тривала міцність та опір повзучості жароміцної сталі залежать від робочої температури та тривалістю навантаження.

Дуже важливою характеристикою є релаксаційна стійкість сталі. Релаксацією називається мимовільне зниження напруги в сталі внаслідок переходу деформації в пластичну. Чим вище температура, тим швидше оборотна пружна деформація перетворюється на необоротну пластичну деформацію. Це особливо важливо для

сталі, з якої виготовляють різні кріпильні деталі, що працюють під напругою в нагрітому стані.

Крім високих механічних властивостей, жароміцна сталь повинна мати велику хімічну стійкість, тобто. добре чинити опір окисленню та окаліноутворенню при нагріванні в різних гарячих газах (водяна пара, повітря, вуглекислота і т.д.)

До жароміцної сталі пред'являються найрізноманітніші вимоги щодо температури застосування та характеру навантаження, тому зараз виплавляється велика кількість різних марок жароміцної сталі, яка повинна задовольняти економічним вимогам і мати необхідні механічні та фізико-хімічні властивості.

Залежно від хімічного складу та структури всі жароміцні сплави умовно поділяють на три групи: 1) перлітні, 2) феритно-мартенситні та 3) аустенітні.

Перлітна жароміцна сталь є порівняно малолегованою: сумарний вміст легуючих елементів (Cr, Mo, Ni тощо) не перевищує 4 - 5%. До перлітної, насамперед, відноситься сталь, що застосовується в котлобудуванні для деталей, що працюють при температурах близько 450-500⁰. Така сталь має низький вміст хрому і не має великого опору окаліноутворенню, тому її часто називають не жароміцною, а теплостійкою сталлю.

Жаростійка сталь перлітного класу є найдешевшою сталлю, добре обробляється в гарячому та холодному стані, може піддаватися термічній обробці для підвищення механічних властивостей. Однак при тривалому нагріванні під напругою в перлітній жароміцній сталі протікають різні структурні перетворення, внаслідок чого механічні властивості різко знижуються.

Жароміцна сталь феритно-мартенситного класу має основу хромистої нержавіючої сталі типу 1X13 з невеликою кількістю зміцнювачів (W, Mo, V) у сумі до 4-6%. Загальний вміст легуючих елементів у феритно-мартенситній сталі становить 14-18%. Високохромисті феритні сталі містять найбільшу кількість нікелю, тому вони дешевші за хромонікелеві аустенітні. Крім того, феритні сталі мають кращу теплопровідність і менший коефіцієнт теплового розширення, тобто менший жолоблення в процесі експлуатації.

Жароміцну феритно-мартенситну сталь застосовують для деталей, що працюють до 550-600⁰. Термічна обробка такої сталі полягає у загартуванні від 1050-1150⁰ та відпустці при 650-7500.

Аустенітна жароміцна сталь відноситься до дорогої високолегованої сталі із загальним вмістом легуючих елементів до 30-50%.

Аустенітну жароміцну сталь застосовують для деталей, що працюють до 650-700⁰. Термічна обробка цієї сталі полягає в загартуванні від 1100-1200⁰ і тривалому старінні при 700-800⁰. Якщо дозволяють форма і розміри виробів, то замість звичайного загартування при термічній обробці аустенітної жароміцної сталі можна застосовувати термомеханічну обробку, а також напівгарячий наклеп.

Крім жароміцної сталі на основі заліза, для виробів, що працюють в області температур вище 750-800⁰, застосовують жароміцні сплави на основі нікелю, кобальту, молібдену та інших металів. У таких сплавах заліза зовсім немає або воно є у порівняно невеликих кількостях як легуючий елемент або як випадкова домішка. У вітчизняній промисловості для роботи з цими елементами при 800-850⁰ часто використовують сплав на основі нікелю (німонік), зміцнений титаном і алюмінієм. Нікель дає з цими елементами сполуки NiTi та NiAl, які виділяються у вигляді дрібнодисперсних фаз та викликають дисперсійне твердіння сплаву. Для роботи при 850-9000 застосовують метал на кобальтовій основі (віталіум), зміцнений вольфрамом та молібденом.

В даний час для роботи при температурах вище 800-850⁰ починають застосовувати жароміцні метали на основі різних хімічних сполук: інтерметалідів, карбідів, силіцидів і т.д.

У сучасних турбінах та реактивних двигунах найважливішою деталлю є лопатка турбіни. Потужність реактивного двигуна великою мірою залежить від максимальної температури робочого тіла (газу), коли тривалий час можуть працювати лопатки. У сучасних реактивних двигунах лопатки турбін розігріваються до 700 - 900 °С, і є тенденція підвищення цієї температури.

Для лопаток турбін застосовують аустенітні сталі та сплави на основі нікелю та кобальту.

Переважає застосування мають сплави нікелю, що містять, як правило, хром (у кількості близько 15-20%) та інші досить численні присадки, щоправда, у значно менших кількостях (Al, Ti, W, Mo, V та ін.).

Як і аустенітні сталі, сплави на основі нікелю можуть бути розділені на гомогенні (так звані ніхроми та інконелі) і старіючі (так звані німоніки).

Перші, тобто ніхроми, є сплавами нікелю і хрому або нікелю, хрому і заліза з мінімальним вмістом вуглецю та інших елементів, які могли б утворювати другі фази. Структура цих сплавів є твердим розчином цих елементів у нікелі (гранецентровані кубічні грати). Гомогенний твердий розчин не має високої міцності та жароміцності. Сплави цього не застосовуються, зазвичай, для навантажених деталей, тобто. не застосовуються як жароміцний матеріал, а використовуються як матеріал високої жаростійкості, а також як матеріал для електричних нагрівальних елементів опору. Практично як високожароміцні сплави застосовуються нікелеві сплави, що старіють - німоніки, що з'явилися в кінці Другої світової війни. Поява їх була викликана розвитком реактивної авіації, вимагала жароміцні сплави для лопаток. Відомі на той час жароміцні метали, переважно аустенітні сталі, не задовольняли новим, збільшеним вимогам щодо жароміцності.

Німонік основного, "класичного" складу є четвертий метал Ni—Cr—Ti—Al (приблизно 20% Cr, 1% Al і 2% Ti, інше Ni). Загартування від 1050-1150° C призводить до утворення твердого γ -розчину з гранецентрованими кубічними гратами.

Нагрів такого загартованого (перенасиченого) твердого розчину призводить до його розпаду, що відбувається в кілька стадій.

Насамперед усередині твердого розчину відбувається перерозподіл атомів алюмінію та титану, що веде до локальних збагачень цими домішками. Цей процес спостерігається не тільки при низьких температурах відпустки, але навіть під час загартованого охолодження (придушення цього процесу дуже швидким охолодженням при загартуванні небажано).

Наступна стадія полягає у появі у місцях, де підвищилася концентрація атомів алюмінію та титану, як би другої фази. На якійсь стадії старіння можна вже рентгенографічно визначити наявність двох фаз з однаковими кристалічними

гратами. Але дещо відрізняються один від одного параметрами (3,58 та 3,60 Å). Прийнято називати фазу, збіднену алюмінієм і титаном, γ -фазою, а збагачену (виділилася) γ' -фазою.

Якщо перший процес, тобто перерозподіл Al і Ti всередині решітки твердого розчину спостерігається в процесі загартованого охолодження і під час відпустки при температурах до 500-600 °C, то при 600-850 °C спостерігається поява γ' -фази, розмір частинок та склад якої залежать від температури та тривалості відпустки (старіння). Так, при старінні протягом декількох годин при 700 °C γ' -фаза становить близько 10% обсягу сплаву, розмір частинок γ' -фази - близько 200-400 Å. Близькість решіток γ - і γ' -фаз призводить до того, що вони до високих температур відпустки зберігають когерентний зв'язок. При ще більш високій температурі старіння можливе перетворення γ' -фази на стабільну при даних температурах – Ni₃Ti.

Висока жароміцність сплавів німонік забезпечується їхньою високою міцністю і малою швидкістю розміщення. У даному випадку у зістареного німоніка висока міцність пов'язана з утворенням великої кількості (~10%) другої фази, когерентно пов'язаної з маточним розчином. Мала ж швидкість розміщення пов'язана тут з малою дифузійною рухливістю атомів Al і Ti при високих температурах внаслідок високих значень сил міжатомних зв'язків у гратах γ - та γ' -фаз.

Термічна обробка сплаву німонік, що приводить його в структурний стан з максимальною жароміцністю, полягає в повітряному загартуванні від 1100-1200 °C і відпуск-старінні при 700-750 °C протягом 10-16 год. Максимальна жароміцність відповідає однорідної крупнозернистої структури рівномірно розподіленим дисперсним утворенням γ' -фази.

Різномізернистість (тобто наявність великих і дрібних зерен), переважно виділення фаз за межами зерен, збереження наклепу (наприклад, наклепанного шару, отриманого при обробці різанням) веде до зниження жароміцності.

Перший, “старий” сплав EI437 (так званий німонік 80) має найнижчу жароміцність у даній серії сплавів. Поліпшення цього металу насамперед досягається додаванням у малих кількостях бору та церію, що веде до “очищення”

меж зерен. Головна функція цих добавок – пов'язати шкідливі домішки у тугоплавкі сполуки [8].

4.3 Виплавлення та обробка сплавів

Жароміцні та експлуатаційні властивості жароміцних сплавів в основному залежать від технології їх виробництва: чистоти застосовуваних шихтових матеріалів, методів виплавки, умов розливу та кристалізації, технології гарячої обробки та подальшої додаткової термічної обробки, що застосовуються для зняття наклепу та підвищення стійкості проти окислення.

Слід ще раз особливо підкреслити, що недотримання точних умов хоча б одного з елементів технології обробки деталей із жароміцних сплавів може різко та негативно позначитися на експлуатаційній надійності деталей.

Сталі і сплави виплавляються різними методами: в електродугових печах ємністю до 5 тонн і в окремих випадках до 20 т, у вакуумних та відкритих індукційних печах ємністю 0,5-1,2 т, у вакуумних електродугових печах з витрачуванним електродом, в електродугових печах з витрачається електродом під шаром спеціального шлаку (електрошлаковий перепад) і в особливих випадках, коли потрібна дуже висока чистота, методом електронно-променевої плавки.

При виготовленні литих деталей із жароміцних сплавів застосовують ті ж методи виплавки, але в печах меншого розміру з розливом на повітрі, у вакуумі або аргоні в піщані, керамічні форми (точне лиття або лиття за моделями, що виплавляються).

Поряд із застосуванням чистих шихтових (по відсутності шкідливих домішок: свинцю, олова, сурми, вісмуту, сірки та ін) матеріалів способи виплавки мають великий вплив як на рівень жароміцних властивостей сплавів, так і їх постійність. Поглинання при виплавці кисню, азоту та водню – одна з причин зниженої жароміцності сплавів та їх поганої технологічності. Кисень, взаємодіючи з розплавленим металом, утворює важкорозчинні тугоплавкі оксиди хрому, алюмінію та титану.

Ці окис при застиганні обволікають кристалі металу і є причиною виникнення полон у металі, погіршення механічних та технологічних властивостей сплавів.

Азот у складнолегованих важкодеформованих жароміцних сплавах шкідливий тим, що, взаємодіючи з хромом, титаном і алюмінієм, утворює тугоплавкі нітриди або карбонітриди, часто у вигляді ліквіційних скупчень. Ці скупчення погіршують пластичність металу при гарячій обробці тиском і, отже, його технологічність.

Тому приділяється особлива увага повноті розкислення сплаву, усунення контакту розплавленого металу з киснем та азотом у процесі плавки та розливання. Це досягається різними способами (обробка шлаками) і особливо виплавою та розливом жароміцних сплавів у вакуумі, коли забезпечується повніше видалення кисню та азоту з металу; для ряду складнолегованих сплавів із вмістом $Ti+Al \geq 5\%$ цей метод є обов'язковим. Виплавлений і розлитий у вакуумі сплав має кращу здатність до гарячої обробки тиском, має найкраще поєднання жароміцності та пластичності та високої експлуатаційної стійкості.

Слід зазначити, що виплавка жароміцних сплавів у вакуумі сприяє також зниженню вмісту шкідливих для жароміцних властивостей домішок сірки, свинцю, олова, сурми та вісмуту. У сплавах на нікелевій основі, виплавлених у вакуумі, знижується вміст кремнію та марганцю, які вкрай не бажані, тому що негативно впливають на жароміцність.

Вакуумний перепплав покращив жароміцні характеристики сплавів, при цьому значно підвищилися подовження та звуження поперечного перерізу. Гаряча обробка тиском сплавів стала можливою у широкому інтервалі температур.

При подвійному вакуумному перепплаві досягається найповніше видалення газів (O_2 , N_2 , H_2).

Для покращення гарячої обробки тиском складнолегованих сплавів на нікелевій та залізній основах їх слід виплавити у вакуумних печах. Виплавка та розливання литих жароміцних сплавів на нікелевій та залізній основах, що містять титан та алюміній та ін., у вакуумі різко скоротили шлюб за полоном: з 90 до 5-10%

Виготовлення точних складних виливків (ціліснолиті ротори, соплові апарати та ін.) виплавою та розливом їх у відкритих печах практично не вдалося здійснити у зв'язку із забрудненням їх включеннями, наявністю полон та пов'язаною з цим малою жароміцністю.

Застосування вакуумного виплавлення з наступним вакуумним переплавом при виготовленні точного лиття дало позитивні результати.

Найбільш поширення в даний час отримали ВДП, в яких дуга горить між дзеркалом розплаву і витрачається електродом, виготовленим із призначеного для переплаву металу. Краплі розплавленого і перегрітого металу, що відірвалися від витрачається електрода, формуються в злиток у металевій водоохолоджуваній виливниці-кристалізаторі. Це забезпечує спрямовану кристалізацію зливка та отримання зерен із відносно дрібною структурою. Внаслідок вакуумного дугового переплаву сталей залежно від їх хімічного складу вміст кисню у складі неметалевих включень у металі знижується на 30-65%, вміст азоту на 25-30%, водень видаляється повністю, випаровуються шкідливі домішки кольорових металів, таких як свинець, вісмут, сурма.

Все це покращує механічні властивості металу: пластичність, втомну міцність, ударну в'язкість. У ВДП переважно використовується постійний струм прямої полярності, при якій електрод, що переплавляється, служить катодом, а метал направляється зливка анодом. Це забезпечує стійкіше горіння електричної дуги.

Процес плавки у ВДП здійснюється у наступній послідовності. На піддон кристалізатора укладають затравку (металеву шайбу). До рухомого штока, жорстко пов'язаного з електродотримачем, приєднують (приварюють) витратний електрод. Хімічний склад металу затравки і електрода, що витрачається, повинен бути однаковим. Ущільнюють плавильну камеру печі та відкачують вакуумними насосами повітря. Отримавши необхідний вакуум (0,06 Па) включають піч, тобто. подають на електроди напругу, і опускають витрачається електрод до затравки до запалення дуги. Після закінчення плавки піч відключають, розгерметизують плавильну камеру і витягують із кристалізатора готовий злиток [3,13].

4.4 Вибір і обґрунтування технології виробництва сплава «інконель 718»

Відповідно до вимог замовника, виплавка сплаву проводиться згідно з діючими інструкціями.

4.4.1 Підготовка печі до плавки

Набивка тигля у печі

Заготовлену суміш насипають на дно шарами 50-70 мм і розрівнюють поверхнею дна. Загальна товщина подіни залежить від ємності тигля. По висоті подина повинна закінчуватися приблизно лише на рівні третього (знизу) витка індуктора. Після закінчення набивання пода встановлюють металевий шаблон і центрують його, щоб стіни тигля мали однакову товщину. Всередину шаблону опускають кілька важких шматків металу, щоб у процесі набивання шаблон не зміщувався.

Верхній шар подіни, не прикритий шаблоном, розпушують, після чого насипають перший шар для набивання укосів. Так як при значній висоті шаблону і малому зазорі між шаблоном та індуктором скошену частину футерування набивати важко, то укоси набивають особливо ретельно, насипаючи шар суміші не більше 20 мм. Укоси і стінки утрамбовують клиноподібним металевим трамбуванням. Перед засипанням нового шару попередній трохи розпушують залізним прутком для того, щоб футерування не вийшло шаруватим.

Стіни тигля набивають до верхнього витка індуктора. Верхній край тигля і гирло зливного носка (комір), які не можуть спікатися за рахунок тепла розплавленої сталі, виконують з фасонної цегли шамотної, з магнезитохромитого термостійкого цегли або з суміші, в яку входить 30% вогнетривкої глини, 0% рідкого скла.

Коли футеровка готова, із шаблону видаляють вантаж (шматки металу), ретельно прибирають майданчик навколо печі, обдувають індуктор зовні і приступають до сушіння та спечення тигля.

Гарячий ремонт верхньої частини футерування тигля рекомендується проводити в кінці плавлення шихти.

У процесі служби шлаковий пояс підмазується масою з магнезитового порошку або масою того ж складу, що і стіни, зволоженою розчином рідкого скла або сірчаноокислого магнезю (епсоміту) щільністю 1,2 - 1,22 г/см³ до вологості 10-12%.

4.4.2 Шихтові матеріали і шлакоутворюючі

Шихту для індукційних печей слід складати, враховуючи раціональний підбір розмірів шматків шихти та щільне їх укладання в печі. У дрібних шматках шихти генерується недостатньо висока питома потужність, що призводить до збільшення тривалості плавлення та витрати електроенергії. Чим нижча частота струму, тим більша глибина його проникнення і тим менша питома потужність, тому розміри шматків шихти слід збільшувати із зменшенням частоти струму.

Шихта не повинна бути сильно окислена, тому що при цьому між окремими шматками досягається поганий електричний контакт, вихрові струми замикаються на кожному шматку шихти, а це збільшує тривалість плавки та витрату електроенергії. Плавка проходить тим швидше і електроенергії витрачається тим менше, чим щільніше укладена шихта.

Не рекомендується заповнювати тигель вище рівня індуктора, так як шматки, що лежать вище індуктора, не перетинаються магнітними силовими лініями і нагріваються в основному внаслідок теплопровідності від шматків, що нижать, але ускладнюють осадження шихти в процесі плавлення. На невеликих печах завантажують шихту вручну.

Якість феросплавів визначається вимогами, зазначеними у приватних інструкціях на виплавку цієї сталі.

Феросплави та легуючі необхідно завозити до цеху, попередньо підібрані на складі за відповідним ГОСТ або ТУ і лише після з'ясування їх фактичного хімічного складу. Хімічний склад необхідно записувати у спеціальну книгу із зазначенням номерів плавок та місць.

Переplутування феросплавів різних плавок забороняється.

Паспортна шихта має бути затаврована із зазначенням номера плавки та марки. У цеху повинні бути відомості про повний хімічний склад паспортної шихти та м'якого заліза.

Леговані відходи застосовуються лише марковані:

Стружка сплавів і сталей застосовується лише знежирена та прожарена.

Стружка приймається на шихтовий двір і зберігається у бункерах чи контейнерах із бирками; на яких має бути вказана марка стружки.

Для забезпечення щільного укладання, швидкого розплавлення та задовільної стійкості футерування тигля, шматки шихти повинні мати такі розміри: діаметр не більше 200мм, довжина не більше 400мм.

Дозволяється використовувати в завалку до 30% головного обрізу злитків 0,5...1,0т. та прибутків литих електродів діаметром 300 - 400мм.

Вапно застосовується кускувате, газового випалу, без домішок «пушонки» та порожньої породи, із вмістом сірки до 0,1%.

Рекомендується використання флюсів АНФ-1; АНФ1-1 замість плавикового шпату.

Усі феросплави, що використовуються для виплавки; повинні бути добре просушені або прожарені; шлакоутворюючі матеріали повинні бути прожарені.

4.4.3 Завалка і розплавлення

Усі матеріали, що йдуть на плавку, зважуються та обдуваються стисненим повітрям.

Перед завалкою проводиться повний розрахунок шихти.

Жолоб тигля під час виплавки не підмазується. У виняткових випадках підмазується без застосування графіту.

Завантажувати тигель необхідно якомога щільніше. На дно тигля рекомендується завантажувати дрібні шматки шихтових матеріалів, стружку або укладати нікель.

Найбільш тугоплавкі складові: молібден металевий та ін. необхідно розміщувати на периферії нижче третини тигля. Далі, до верху тигля, завантажуються катані та ковані відходи та інші великі шматки шихти. Найбільш тугоплавкі з цих матеріалів розміщуються біля стін тигля.

Для підвалки залишається менш тугоплавка шихта.

Після завалки піч включається на повну потужність, і розплавлення ведеться форсовано.

У період плавлення шихти необхідно систематично брати в облогу її, не допускаючи заклинювання або утворення «мосту» у верхніх шарах, що може

призвести до перегріву розплавленого металу, просідання тигля або викиду рідкого металу при несподіваному осаді шихти, що заклинила.

У міру утворення рідкого металу і протягом усього періоду, розплавлення, в піч сідає дрібнодроблена шлакова суміш у кількості 1,5-2,0% від маси завалки.

В кінці плавлення повинен бути сформований рідкорухливий шлак, що повністю покриває поверхню рідкого металу.

Після повного розплавлення по температурі з інтервалом ± 5 хвилин відбираються 2 проби металу на хімічний аналіз і потужність, що підводиться, знижується настільки, щоб підтримувати необхідну температуру.

4.4.4 Рафінування

В індукційних печах можливе і дифузійне та глибинне розкислення. Технологія розкислення металу в індукційній печі мало відрізняється від технології розкислення у дугових електропечах. Однак інтенсивний електродинамічний рух металу значно прискорює процеси розкислення, розподілу присадок та рафінування металу від продуктів розкислення, тому в індукційних печах розкислення та рафінування металу потребують меншої витрати часу. Водночас переваги дифузійного розкислення у зв'язку з низькою температурою шлаку виражені в індукційних печах ще слабше, ніж у дугових. При необхідності в індукційних печах можна проводити десульфуріацію металу. Для цього необхідно кілька разів завантажувати та наводити високоосновний відновлювальний шлак, застосовувати підігрів шлаку, збільшувати витрати плавикового шпату. Це спричиняє збільшення тривалості плавки, знижує стійкість футерування, ускладнює роботу. Тому складання шихти та ведення процесу мають бути такими, щоб виключити необхідність спеціального проведення десульфуріації.

При утворенні під час плавлення густого комковатого шлаку або при отриманні великої кількості шлаку останній, частково або повністю видаляється і наводиться новий. За наявності в шихті ванадію, вольфраму, ніобію, шлак перед видаленням розкислюють порошком алюмінію або іншим розкислювачем до освітлення живця.

Подальше розкислення проводиться порошками алюмінію, феросиліцію, силікокальцію протягом усього рафінування. Остання розкислювальна суміш сідає не пізніше ніж за 10 хвилин до випуску металу.

Після присадки порошкоподібних розкислювачів забороняється проводити перешивання металу та шлаку протягом 5 - 10 хвилин, не допускається присадка розкислювачів на відкрите дзеркало металу.

Присадка на рафінуванні великих кількостей феросплавів проводиться поступово, щоб уникнути «закозлення» металу. На час присадок підвищується потужність, що підводиться з урахуванням температури металу.

Феросплави рекомендується водити безпосередньо у метал, під шлак.

Присадка всіх елементів, що легують, повинна бути закінчена за 15 хвилин до випуску.

Алюміній для розкислення та фероцерій водиться безпосередньо перед випуском.

По ходу плавки контролюються температура металу термопарою занурення та візуально, при зливі ошлакованій ложки.

Дозволяється виплавка сталі за розрахунком (без перевірки хімічного складу). У цьому випадку необхідно мати аналіз поплавця легованих відходів.

4.4.5 Порядок присадки ферросплавів

При легуванні металу феросплави та легуючі матеріали вводяться в наступному порядку:

Металевий хром, ферохром завантажуються в піч під час завалки в кінці плавлення шихти;

Нікель, феромолібден, феровольфрам завантажуються в піч при завалці, коригувальні добавки феровольфраму та молібдену до 0,2% включно вводяться не пізніше ніж за 20 хвилин до випуску.

Присадка фероніобію в шматках не більше 20мм в кількості до 0,2% включно дозволяється вводити метал не пізніше ніж за 30 хвилин до випуску.

Металевий молібден, вольфрам, фероніобій, хромонікелева лігатура завантажуються в кінці плавлення в рідкий метал для запобігання підвищеному

чаду. Витримка металу в печі після присадки цих матеріалів має бути не менше 1 години 30 хвилин. Дозволяється присадка металевого вольфраму під час завалки.

Металевий марганець, ферованадій при вмісті їх понад 0,5% і 1,0% відповідно, сідають наприкінці плавлення. Коригувальні добавки ванадію та марганцю до 0,3% дозволяється водити в метал не пізніше ніж за 30 хвилин до випуску.

Феротитан сідає за 10 – 15 хвилин до випуску. Титан та алюміній для легування вводиться за 5 – 10 хвилин до випуску залежно від величини добавки. Дозволяється сідати металевий титан, 70% феротитан у ківш до випуску.

Алюміній для кінцевого розкислення вводиться в метал на штангах за 1-2 хвилини до випуску металу або в ківш до зливу.

4.4.6 Присадка в рідкий метал високоактивних елементів

Для поліпшення властивостей сталей і сплавів, що виплавляються, в метал вводиться технологічні присадки активних елементів, кількість і порядок присадки цих елементів обумовлюється.

Присадка високоактивних елементів (магнію, кальцію, барію, церію, алюмінію), а також їх сплавів у рідкий метал, як правило, супроводжується бурхливими реакціями, виділенням значної кількості тепла, викиданням металу та шлаку з печі.

Тому необхідно вживати особливих запобіжних заходів.

Кількість активного елемента, що присаджується в індукційну піч на поверхню рідкого металу в один прийом, не повинні бути більше, кг. (Таблиця 4.1).

Таблиця 4.1 - Кількість активного елемента, що присаджується на поверхню розплавленого металу

Феросплав	Кількості, кг
металевого кальцію	5±0,1
лігатура алюмобарієва	8±0,1
лігатура алюмокальцієва	5±0,1
лігатура нікельмагнієва	1,5±0,1
силікокальцій	5±0,1

Шматки нікельмагнієвої, алюмобарієвої, алюмокальцієвої лігатур та силікокальцію не повинні бути більше 1,5 кг. Присадка у рідкий метал металевого магнію забороняється [11,12].

4.5 Вплив легованих елементів на властивості жароміцних сплавів

До цієї групи відносяться нікелі, що містять сплави з присадками титану, алюмінію, молібдену, вольфраму, ніобію і бору, у яких зміцнення досягається внаслідок утворення та виділення при підвищених температурах інтерметалідних фаз типу хімічних сполук. Зміцнення хромонікелевих сталей і не хромових сплавів з титаном або титаном і алюмінієм з добавками тугоплавких металів (Mo, Nb) або без них мають ту саму природу і в основному протікає в результаті утворень інтерметалідних фаз γ' - фази типу $Ni_3(TiAl)$, та Ni_3Al .

Утворення цих фаз у процесі термічної обробки підвищує механічні властивості сплавів і при кімнатній та високих температурах, а отже їх жароміцні властивості.

Леговані сплави на нікелевій основі знайшли широкі застосування як жароміцних при виготовленні газотурбінних двигунів, головним чином у вигляді робочих та соплових лопаток та меншою мірою як турбінні диски та кільця.

Вплив титану та алюмінію на структуру, фазовий склад нікелевих та нікелохромистих сплавів вивчалася поруч дослідників.

Область твердих розчинів багатих на нікель, $1150^{\circ}C$ поширюються в подвійній системі нікель-титан до 13% Ti, а в потрійній системі нікель-хром-титан при 20% Cr приблизно до 10% Ti.

Зі зниженням температури розчинність титану в подвійній і потрійній системі різко падає. Так, при $750^{\circ}C$ у подвійній системі Ni – Ti розчинність титану становить вже 10%, а потрійних сплавах з 20% Cr – приблизно 4%.

Очевидно, при подальшому зниженні температури розчинність титану в Ni - Cr в твердому розчині ще різкіше падає і сплави вмістом титану менше 4% при кімнатній температурі, можливо, вже двофазними.

Проте жароміцні сплави, крім титану, зазвичай у своєму складі мають алюміній.

Відповідно до діаграм стану системи Ni - Cr - Ti алюміній надає значний вплив на розчинність титану в нікелі, так, при 1150⁰C розчинність титану в нікелі знижується з 13 до 8 С при вмісті алюмінію в кількості 5%. При 750⁰C це ще яскравіше виражено. Аналогічний вплив на розчинність алюмінію в нікелі надає титан.

Насичений γ розчин титану в нікелі знаходиться в рівновазі з інтерметалідною сполукою Ni₃Ti (η -фаза) з гексагональною решіткою у подвійній системі без алюмінію та потрійній системі при малих концентраціях алюмінію.

Насичений η твердий розчин алюмінію в нікелі знаходиться в рівновазі з інтерметалідним з'єднанням γ - фази з ґратами гранецентрованого куба, побудованої на базі з'єднання Ni₃Al.

Введення хрому в подвійні та потрійні сплави Ni - Al - Ti не змінюють механізм перетворення в цих сплавах, але виявляються на зміну кривих розчинності, зміщуючи їх у бік меншої концентрації. Крім того, введення хрому в ці сплави змінює енергію зв'язку атомів у кристалічній решітці і виявляється на швидкостях дифузії хрому та титану.

Процеси, що протікають при старінні в хромонікельтитаністих сплавах з алюмінієм, супроводжується зміною фізичних і механічних властивостей: змінюється параметр решітки, питомий електроопір, температурний коефіцієнт електричного опору, параметри дифузії, більш докладно це питання висвітлюється у відповідних розділах при розгляді властивостей.

Зі збільшенням вмісту титану або алюмінію або їх суми збільшується кількість γ - фази або фази Ni₃Al, жароміцність та їх термічна міцність. Таким чином, алюміній є цінним регулюючим елементом в аустенітних сталях з високим вмістом нікелю, особливо у сплавах на основі нікелю. Одночасне введення титану та алюмінію діє більш ефективно, ніж тільки титану.

Алюміній, що вводиться в складно леговані нікель-хромісті жароміцні сплави, дуже впливає на підвищення жароміцних властивостей цих сплавів, тим більше ніж вище його вміст. Однак введення >3–4% алюмінію викликає труднощі при куванні, що раніше обмежувало можливість сильнішого легування ним жароміцних сплавів, що важко деформуються, встановлено, що тривала міцність

залежить не тільки від температури загартування, пов'язаних з перерозподілом карбідів хрому.

Крім титану та алюмінію, як легуючі елементи до складу багатьох жароміцних сплавів входять: молібден, ніобій, бор та інші в різних поєднаннях.

Роздільне ведення молібдену, вольфраму і ніобію не впливає на зміни твердості та жароміцності.

При складному легуванні, коли разом із титаном чи алюмінієм входять молібден, ніобій, ефект зміцнення виходить більш значним особливо у сфері високих температур.

Встановлено, що у сплавах з дуже низьким вмістом вуглецю вольфрам, молібден не входять до складу зміцнювальних фаз. Однак присутність у твердому розчині він сприятливо впливає тим, що підвищує термічну стійкість цього розчину шляхом гальмування процесів розміцнення при високих температурах.

Він підвищує температуру рекристалізації твердого розчину. У присутності бору та вуглецю він може входити до складу зміцнювальних фаз (боридів і карбонітридів).

Ніобій входить у ті хромові метали разом із титаном і молібденом. Це підвищує тривалу міцність за більш високих температур. Ніобій позитивно впливає на жароміцні властивості шляхом підвищення термічної стійкості твердого розчину та зміни розчинності інтерметалідної γ фази.

Ніобій не входить до складу цієї фази, але, перебуваючи у твердому розчині, він сприяє його виділенню у великій кількості та уповільнено коагуляції частинок її в області більш високих температур (750 - 800 C).

Ніобій сильно подрібнює зерно внаслідок утворення карбідів ніобію та сприятливо діє на зміцнення міжкристалічного прошарку.

Надмірне легування нікель-хромистих сплавів феритоутворюючими елементами (Cr, Mo, Ti, Al) веде до появи двофазності ($\gamma + \alpha$), що різко погіршує жароміцність сплавів, так як, α -що становить за високих температур сильно подрібнюється.

У металах з титаном і алюмінієм спостерігається та сама закономірність, але слід враховувати суму $Al + Ti + 0,5\%$.

Вплив бору. Введення бору в малих кількостях у жароміцні нікелеві сплави дуже впливає на підвищення жароміцності.

Металографічне дослідження сплавів з бором і без нього дозволило встановити, що бор при малих кількостях до 0,05% не змінює характеру мікроструктури сплавів і знаходиться як у твердому розчині, так і у вигляді високодисперсних фаз.

Введення до 0,015% не підвищує короточасної міцності і твердості, але збільшує пластичність (ξ і φ), що визначаються при короточасних випробуваннях на тривалу міцність. Бор негативно впливає на окислювальну стійкість сплавів [7,10,13].

ВИСНОВКИ

В умовах ПАТ «Дніпроспецсталь» проведено реконструкцію сталеплавильного цеху.

1. Обґрунтовано доцільність виплавки жароміцного сплаву, розраховано оснащення цеху необхідним, допоміжним та механічним обладнанням.
2. Описано вплив легуючих елементів на властивості металу. Визначено кількісний та якісний склад шихти на виплавку цієї марки сплаву.
3. Проведений опис будови та розрахунок головних параметрів індукційної печі.
4. Зроблений розрахунок шихти для виплавлення сплаву Інконель 718».
5. Розроблена технологія виплавлення та обробки жароміцних сплавів.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Бродский С.С. Харахулох В.С. Итоги работы и перспективы сталеплавильного производства / *Металл и литье Украины*. №3-4. 2005. С. 5-9.
2. Эднерал Ф.П., Филиппов А.Ф. Расчеты по электрометаллургии стали и ферросплавам. Москва: *Металлургиздат*, 1968. 231с.
3. Эднерал Ф.П. Электрометаллургия стали и ферросплавов. Москва: *Металлургиздат*, 1963. 639с.
4. Самохвалов Г.В., Черныш Г.И. Электрические печи в черной металлургии. Москва: *Металлургия*, 1984. 232с.
5. Белитченко Е.К. Передовые технологии являются основой успеха. Москва: *Металлург*, 1997. 204с.
6. Якушев А.М. Проектирование сталеплавильных и доменных цехов. Москва: *Металлургия*, 1984. 232с.
7. Химушин Ф.Ф. Жаропрочные стали и сплавы. Москва: *Металлургия*, 1964. 672с.
8. Бабаев Б.А. Никелевые сплавы Хастелой. Американской техники и промышленности. Москва: *Металлургиздат*, 1945. 313с.
9. Камушин Ф.Ф. Жаропрочные стали и сплавы. Москва: *Наука*, 1964. 404с.
10. Левин Е.Е., Пивник Е.М. Исследования по жаропрочным сплавам / Москва: изд. АН СССР, Т.VIII., 1962. 242с.
11. Сборник технологических инструкций по выплавке и разливу жаропрочных и прецизионных сталей и сплавов в дуговой и индукционной печах / Запорожье: *ОАО Дніпроспецсталь*, 2004. 287с.
12. Сборник технологических инструкций о разливке стали / Запорожье: *ОАО Днепроспецсталь*, 2004. 253с.
13. Сталі високолегированні і сплави корозійностійкі, жаропрочні і жаростійкі. Марки і вимоги. Москва: *Металлургия*, 1974. 50с.
14. Бурдаков Д.Д., Воскобойников А.Г. Общая металлургия. Москва: *Наука*, 1971. 472с.
15. Строганов А.И. Производство стали. Москва: *Металлургия*, 1979. 504с.
16. Рыжий Л.С. Производство стали. Москва: *Металлургия*, 1982. 342с.

17. Гитгарц Д.А., Иоффе Ю.С. Новые источники питания и автоматика индукционных установок для нагрева и плавки. Москва: Энергия, 1972. 106с.
18. Целиков А.И., Полухин П.И. и др. Машины и агрегаты металлургических фабрик. Москва: Металлургия, 1988. 680с.
19. Поволоцкий Д. Я. ЭлектрOMETаллургия стали и ферросплавов. Москва: Металлургия, 1984. 349 с.
20. Явойский В.И. Металлургия сталі. Москва: Металлургия, 1983. 582с.
21. Бринза В.М., Зиньковский М.М. Охрана труда в черной металлургии. Москва: Металлургия, 1982. 336с.
22. Никольский Л.Е., Зиннуров И.Ю. Учебное пособие для вузов. Оборудование и проектирование электросталеплавильных цехов. Москва: Металлургия, 1993. С.24-29.