

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 Проект електростанційного цеху
із виробадженням сучасної технології
Финляндії шарикопідшипникових сталей

Виконав: студент V курсу, групи MET-17-1бз
спеціальності 136. Металургія
(код і назва спеціальності)

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

спеціалізації _____
(код і назва спеціалізації)

Ладченко Микола Артемович
(ініціали та прізвище)

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

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

Запоріжжя
2022

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

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

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри

« _____ » _____ 20 _____ року

ЗАВДАННЯ

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ/ПРОЕКТ СТУДЕНТОВІ (СТУДЕНТЦІ)

Мадченко Михайло Артемовичу
(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту) Проект електросталеплавильного цеху із впровадженням сучасної технології виплавлення шариконідрішнішківих сталей.

керівник роботи Прутьков Д.В. д.т.н., с.н.с.
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом ЗНУ від « _____ » _____ 20 _____ року № _____

2 Строк подання студентом роботи 10.06.2022

3 Вихідні дані до роботи Спроектувати електросталеплавильний цех із впровадженням сучасної технології виплавлення шариконідрішнішківих сталей. Розробити технологію виробництва сталей типу ШХ. Науково-технічна література, авторські свідоцтва.

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Резюме. Вступ. Загальна частина. Опис і розрахунок цеху. Розрахунок шихти на виплавлення сталей ШХ15. Технологічна частина. Висновки. Перелік джерел посилання.

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

6 Консультанти розділів роботи

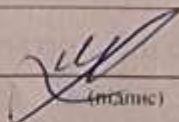
Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 Загальна частина	Прасар Труцьков Д.В.		
2 Опис і розрахунок пегі	Прасар Труцьков Д.В.		
3 Розрахунок шихти на випиавку сталі 21Х15	Прасар Труцьков Д.В.		
4 Технологічна частина	Прасар Труцьков Д.В.		

7 Дата видачі завдання _____

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1	Вступ, Резюме		
2	1. Загальна частина		
3	2. Опис і розрахунок пегі		
4	3. Розрахунок шихти на випиавку сталі 21Х15		
5	4. Технологічна частина		
6	Трафаретна частина		

Студент



(підпис)

М.А. Мадченко

(ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту)



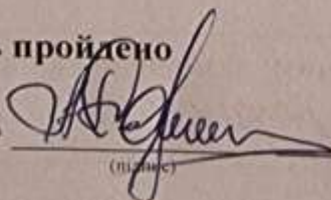
(підпис)

Д.В. Труцьков

(ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер



(підпис)

(ініціали та прізвище)

РЕФЕРАТ

Розрахунково-пояснювальна записка: 81 с., 22 табл., 8 рис., 40 джерел.

ЕЛЕКТРОСТАЛЕПЛАВИЛЬНИЙ ЦЕХ, ШХ15, ЕЛЕКТРОДУГОВА ПІЧ, ШИХТА, ПЕРЕПЛАВ, ПІЧ-КІВШ, ВАКУУМАТОР, РОЗЛИВКА, ЗАГОТОВКИ

Тема роботи: Проект електросталеплавильного цеху із впровадженням сучасної технології виплавки шарикопідшипникових сталей.

Мета роботи – спроектувати електросталеплавильний цех з розробкою технології виробництва шарикопідшипникових сталей.

У розділі «Загальна частина» розглянуті питання обґрунтування доцільності будівництва ЕСПЦ; вибір сортаменту виплавлюваних марок сталі; визначено кількості електропечей; обґрунтована тривалість плавки; розрахована кількість устаткування; наведений опис основних вузлів МБЛЗ радіального типу та опис головного будинку цеху і прольотів та устаткування установки піч-ківш.

У розділі «Опис і розрахунок печі» визначені основні розміри печі та зроблений вибір електричного режиму.

У розділі «Розрахунок шихти на виплавку сталі ШХ15» проведений розрахунок матеріального та теплового балансу.

У розділі «Технологічна частина» наведені властивості, призначення і вимоги, пропоновані до сталі; вплив легуючих елементів на властивості сталі; фізико-хімічні основи виплавки шарикопідшипникової сталі; опис основних технологічних операцій; огляд існуючих способів виробництва шарикопідшипникової сталі.

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

ЗМІСТ

ВСТУП.....	6
1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА.....	8
1.1 Обґрунтування доцільності будівництва ЕСПЦ.....	8
1.2 Вибір сортаменту виплавлюваних марок сталі.....	9
1.3 Визначення кількості електропечей.....	10
1.4 Обґрунтування тривалості плавки.....	11
1.5. Розрахунок кількості устаткування.....	12
1.6 Опис основних вузлів МБЛЗ радіального типу.....	15
1.7 Опис головного будинку цеху і прольотів.....	16
1.8 Устаткування установки піч-ківш.....	18
1.8.1 Сталерозливні ковші.....	19
1.8.2. Підготовка установки піч-ківш до роботи.....	19
2 ОПИС І РОЗРАХУНОК ПЕЧІ.....	21
2.1 Визначення основних розмірів печі.....	22
2.2 Вибір електричного режиму.....	26
3 РОЗРАХУНОК ШИХТИ НА ВИПЛАВКУ СТАЛІ ШХ15.....	28
4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА.....	37
4.1. Властивості, призначення і вимоги, пропоновані до сталі.....	37
4.2. Вплив легуючих елементів на властивості сталі.....	39
4.3. Фізико-хімічні основи виплавки шарикопідшипникової сталі.....	41
4.4 Огляд існуючих способів виробництва шарикопідшипникової сталі.....	43
4.5 Опис основних технологічних операцій.....	50
4.6 Зупинка установки піч-ківш.....	59
4.7 Деякі аспекти технології і конструкції агрегатів піч-ківш.....	59
4.8 Виробництво сталі ШХ-15 з обробкою на установці піч-ківш.....	64
4.9 Підвищення якості підшипникової сталі шляхом позапічної обробки....	67
4.10 Неметалічні включення і довговічність підшипників зі сталі ШХ15 різних способів виробництва.....	71
ВИСНОВКИ.....	78
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	79

ВСТУП

Одночасно з основними сталеплавильними процесами (мартенівський, томасівський) наприкінці XIX століття з'явилися перші дугові електросталеплавильні печі, у яких можна було вести складні хімічні процеси і виплавляти високолеговані сталі, що містять тугоплавкі елементи. Тенденція розвитку металургійних комплексів на сьогоднішній день, така: збільшується частка заводів виробляючих плавку в електропечах і скорочується частка заводів з повним циклом. За прогнозами, до 2025 р. заводи з повним циклом будуть виплавляти не більш 30 % сталі.

Дана ситуація з'явилася основною причиною спорудження міні-заводів з електроплавильними агрегатами, де питомі капіталовкладення і витрати нижче, ніж на заводах з повним циклом [1].

Підвищені вимоги, пропоновані до виплавлюваних сталей, привели до необхідності застосування нових технологій, позапічних методів обробки (доведення металу в ковші, вакуумування) і т.д., що значно позначилося на часі перебування металу в ковші (печі), з наслідками, що звідси випливають.

Технологічні зміни торкнулися також і технології розливання металу. Визнано - розливання металу в виливниці не доцільно (вихід придатного ~ 70-75%). На зміну цьому способу розливання з'явилися МБЛЗ (вихід товарного металу в який досягає ~ 95-98%). Збільшення виходу придатного на 20% усіх марок сталей - тільки за рахунок усадочної раковини дозволяє значно знизити собівартість продукції, що неминуче приведе до підвищення рентабельності виробництва. На МБЛЗ можливо також і виробництво заданого чи близького до заданих параметрів заготівель, при сполученні 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].

Застосування УПБЛЗ і УБЛЗ не здатне цілком виключити втрати якісного металу в обрізи, стружці і т.д. Для виключення підготовок шихтових матеріалів до переплавів, повторних переплавів повернення, можливо їхнє застосування відповідно до марок для використання як замітники шихтових матеріалів, які передбачають ви-

сновок чи часткову заміну технологічної операції зв'язаних з виробництвом ПБ, використовуваних як маркіровану шихту з точним хімічним аналізом.

Метою кваліфікаційної роботи є проект електросталеплавильного цеху із впровадженням сучасної технології виплавки шарикопідшипникових сталей.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Обґрунтування доцільності будівництва ЕСПЦ

Перспективними планами розвитку економіки підприємства є: можливість і доцільність удосконалення металургійних процесів, модернізація і закупівля нових електросталеплавильних агрегатів, які дозволяють одночасно підвищуючи якість виробленого металу підвищити продуктивність агрегатів, обумовлюється наступними факторами.

Технологічні переваги в порівнянні з іншими способами виробництва металу:

- у електросталеплавильних печах можна й економічно доцільно виплавляти більшість легованих і усіх високолегованих сталей і спеціальні сплави;
- в електропечах можна контролювати хід плавки з погляду ефективного рафінування металу від шкідливих домішок і легування металу при мінімальних втратах легуючих елементів;
- поряд з поліпшенням якості електросталі, можливо істотно підвищити продуктивність електропечей впроваджуючи передові технології інтенсифікації процесів плавлення, розкислення, легування, а також дефосфорації, десульфурації [3].

Виробництво металопродукції характеризується наявністю такого показника, як плановий **брак**, що складає в деяких випадках ~ 2%. Переробка товарного металу також характеризується додатковими втратами >40% високоякісних сталей і сплавів у:

- недоливи, ливарний скрап і аварійні втрати під час розливання;
- окалина, утворення якої відбувається під час термообробок, прокаток;
- обрізи, вона надходить в основному з прокатного цеху (головна, донна – злитки і некондиційна, одержувана під час порізки товарного металу);
- стружка, одержувана також з цехів, які займаються підготовкою металу і припасуванням (іноді цілої партії під індивідуальні замовлення споживача).

Вище згадані відходи (входять у собівартість продукції й істотно **позначиться** на кінцевій вартості продукції підприємства), направляються назад у цех для повторного переділу в сталеплавильні цехи, але вже маркірованою шихтою.

Сучасне положення речей на **заводі** не є доцільним, тому що існуючі бракові кування, потріскані штанги, обріз (брак не хімічного генезису) можливо застосову-

вати як шихтові матеріали для виробництва сталей і сплавів способами, які передбачають спеціальну попередню підготовку шихтових матеріалів (виправку матеріалу додатковий переділ, що припускає,) – ВДП, ЕШП, ПДП, ЕЛП і т.д.

Перспективним і оптимальним для одержання ек. о чистих металів вважається застосування установок ПДП, що дозволяють здійснити:

- видалення кольорових металів при визначених технологічних режимах переплаву;
- дегазацію металів (O_2 – зниження вмісту в 3,5 – 4 рази, N_2 – 2,5 – 3 рази, H_2 – 3,9 – 4,2 рази).
- десульфурації, у випадку застосування шлакових складових – S падає в 4,2 – 5 разів, переплав без застосування шлакоутворюючих сумішей приводить до зниження вмісту S усього лише 1,3 – 1,5 рази [4].

Доцільність проектування електросталеплавильного цеху обумовлена наявністю сприятливих умов:

- завод знаходиться у вигідному географічному й економічному районі;
- завдяки наявності гідро-, теплової й атомної електростанцій, місто забезпечене електроенергією, необхідної для роботи могутніх електросталеплавильних печей і інших енергоємних установок;
- район розташування підприємства характеризується розвитою мережею залізниць ;
- розташування заводу на березі ріки Дніпро дає можливість транспортувати вантажі по ріці;
- головні постачальники сировини і матеріалів є ЗФЗ, Укрграфіт і Запоріжжкокс, комбінат «Запоріжсталь»;
- наявність кваліфікованої робочої сили й установи постійного підвищення утворення даної сили [5].

Усі раніше перераховані пункти підтверджують необхідність і доцільність будівництва електросталеплавильного цеху в місті Запоріжжя.

1.2 Вибір сортаменту виплавлюваних марок сталі

Ринок шарикопідшипникових сталей до металопродукції даного класу висуває високі вимоги по якості металу, але при мінімально низьких цінах. Цех повинний

мати спеціалізацію по виробництву шарикопідшипникових марок сталей. Низьку собівартість металопродукції гарантує зниження статей витрат, зв'язаних з вибором оптимальних технологій, не останнє місце займає апаратурне насичення сталеплавильного цеху, такими агрегатами як установка УПК, вакууматор, МБЛЗ і т.д.

Сполучення енергозберігаючих технологій, безвідхідного виробництва і технологічної озброєності приведе до значного зниження собівартості металу з одночасним поліпшенням по якості. У результаті даних змін продукція стане більш конкурентоздатна не тільки в якісному еквіваленті, але також і у вартісному. Конкурентоздатність підприємства сприяє збільшенню виробництва, відкриває двері на міжнародний ринок металопродукції, що у свою чергу позначиться на собівартості (частка експорту на сьогоднішній день складає 85 – 90%) [5].

У цеху передбачене виробництво в якості основної марки сталі – шарикопідшипникова сталь ШХ-15. Планована річна продуктивність цеху – 220 000 тонн сталі. Виписка сталі буде вироблятися в 50 тонних печах за сучасною технологією, що забезпечує високу якість продукції.

1.3 Визначення кількості електропечей

Число **робочих діб** складається з наступних величин:

1. На капітальний ремонт іде 10 діб в рік [6].
2. По літературним даним стійкість стін складає 400 плавов, **склепіння** печі 200 плавов (1/2 терміну служби стін), заміну склепіння робимо за 1 годину [7].

За таких умов поточний ремонт варто робити через:

$$(400 * 3,83 + 0,5) : 24 = 63,85 \text{ суток} \quad (1.1)$$

Тривалість ремонту 8 годин або 0,333 доби, отже, поточні ремонти займуть у рік:

$$\frac{365 - 10}{63,85 + 0,333} * 0,333 = 1,85 \text{ годин} \quad (1.2)$$

3. Простої через зміну і перепуск електродів. Можна прийняти, що зміну електродів (нарощування) проводять під час заправлення. Перепуск електродів при дистанційному керуванні механічного затиску електродів можна виконати з дуже малою витратою часу: цей час можна включити в тривалість плавлення.

4. На позаплановий ремонт механічного й електричного устаткування сучасних механізованих печей варто відвести 2 доби.

5. Інші простої 5 діб.

Таким чином, число робочих діб складе:

$$365 - (1,85 + 2 + 5 + 10) = 346,15 \text{ суток} \quad (1.3)$$

Число плавок на 1 піч в добу:

$$24 : 3,83 = 6,3 \text{ плавки} \quad (1.4)$$

Всього з одної печі отримаємо плавок в рік:

$$346,15 \cdot 6,3 = 2180,75 \text{ плавки} \quad (1.5)$$

Так як, у рік буде здійснено 2180,75 плавок на одній печі. То 220 000 т. сталі можуть бути виплавлені в:

$$\frac{220000}{2180,75 \cdot 50 \cdot 0,7} = 2,88 \text{ печі} \quad (1.6)$$

У роботі приймаємо необхідну кількість печей рівну чотирьом (три - в роботі, одна – в резерві). Річна продуктивність чотирьох ДСП, розрахункова:

$$4 \cdot 50 \cdot 2180,75 = 436150 \text{ т./рік} \quad (1.7)$$

Річна продуктивність чотирьох ДСП, фактична:

$$4 \cdot 50 \cdot 2180,75 \cdot 0,7 = 305305 \text{ т./год.} \quad (1.8)$$

Коефіцієнт використання потужності ДСП, розрахунковий:

$$\frac{220000}{436150} \cdot 100\% = 50,44\% \quad (1.9)$$

Коефіцієнт використання потужності ДСП, фактичний:

$$\frac{220000}{305305} \cdot 100\% = 72,06\% \quad (1.10)$$

1.4 Обґрунтування тривалості плавки

Тривалість плавки - дуже важливий показник, що сильно впливає на продуктивність печі. Для печей середньої ємності, що завантажуються баддями, з могутніми трансформаторами, на підставі розрахункових і заводських даних приймаємо наступну тривалість плавки, година - хв.

Середньозважена тривалість плавки складає 4 години 30 хвилин (4,5 години) на одній 50 - тонною ДСП [9, 10].

Таблиця 1.2 - Режим електроплавки сталі в печах ДСП-50

№ п/п	Період плавки	Дійсне на ДСС
1.	Заправка	0 – 30
2.	Завантаження брухту	0 – 10
3.	Плавлення	2 – 30
4.	Скачування шлаку	0 – 15
5.	Відновний період	1 – 00
6.	Випуск металу	0 - 05
Всього		4 - 30

1.5. Розрахунок кількості устаткування

Розрахунок кількості вакууматорів

Для поліпшення якості металу передбачене його позапічне вакуумування.

Річна продуктивність пічних установок 220000 тонн у рік.

Передбачається вакуумувати 80% плавок, що складе:

$$220000 * 0,8 = 176000 \text{ тонн} \quad (1.11)$$

Тривалість вакуумування складає 15 - 20 хвилин, набір і скидання вакууму, з установкою ковша і наїздом кришки установки приймаємо рівної 1 годину, попередня підготовка до вакуумування й усунення наслідків технологічних процесів складе 1 годину, тоді кількість вакууматорів складе:

$$\frac{176000 * 2}{50 * 347 * 24} * 100\% = 84,53\% \text{ суток} \quad (1.12)$$

Тоді приймаємо до установки один вакууматор.

Розрахунок кількості УПК

УПК буде використовуватися на 100%, що складе:

$$220000/1 = 220000 \text{т/рік} \quad (1.13)$$

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

$$(220000 / 50 * 1,5) / (347 * 24) * 100\% = 79,25\% \quad (1.14)$$

Виходячи з формули (1.13), одержуємо: кількість УПК використовуваних у цеху буде дорівнює однієї, технологічна завантаженість складе 79,25%.

Розрахунок кранів у цеху і їхня вантажопідйомність

Таблиця 1.3 - Тривалість операцій здійснюваних завалочним краном

Назва	Тривалість, хвилин
Захоплення траверси	1
Підйом траверси, опускання і захоплення бадді	4
Перенесення бадді до печі	2
Завалка	2
Зворотна операція	6
Всього хв.	15

Заборгованість крана на виробництво завалок у три печі за добу складе:

$$15 * 3 * 6,3 = 283,5 \text{ хв} \quad (1.15)$$

де 6,3 кількість плавок у добу однієї ДСП - 50.

Тоді завалки відбуваються з підвалками, приймаємо одну підвалку на плавку в середньому, виходить:

$$283,5 * 3 = 850,5 \text{ хв} \quad (1.16)$$

Заборгованість крана на нарощування електрода, складає 10 хвилин, на плавку, у добу це складе:

$$3 * 10 * 6,3 = 189 \text{ хв} \quad (1.17)$$

Заборгованість крана на зміну склепіння - 60 хв /пл.:

Заборгованість крана на зміну склепіння:

$$127,7 : 60 = 5 \text{ хв} \quad (1.18)$$

Невраховані роботи - 300 хв. (перевезення механізмів, електроустаткування і т.д.).

Заборгованість крана в добу на подачу цеглин для ремонту стін і склепіння складається - 200 хвилин.

На зняття каркаса зі старої футеровкою і установка нового займе - 60 хв. на добу.

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

Збирання контейнерів зі сміттям займе 50 хвилин на добу, заборгованість крана на ремонт печей у добу складе:

$$200 + 60 + 50 = 310 \text{ хв} \quad (1.19)$$

При стійкості стін 400 плавок холодний ремонт проводять через:

$$\frac{400}{6,3 * 3} = 21,16 \text{ доби} \quad (1.20)$$

Заборгованість крана в добу на холодний ремонт складе:

$$21,16 : 310 = 98,3 \text{ хв} \quad (1.21)$$

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

Прийом і здача зміни - 45 хвилин.

Загальна заборгованість крана на добу складе:

$$283 + 850,5 + 189 + 5 + 300 + 700 + 50 + 800 + 45 = 3222,5 \text{ хв.} \quad (1.22)$$

Необхідна кількість кранів при нерівномірності завантаженості крана 1,3 складе:

$$\frac{3222,5 * 1,3}{24 * 60} = \frac{4189}{1440} = 2,9 \text{ кранів} \quad (1.23)$$

Для забезпечення прольоту приймаємо три завалочних крани. Завантаженість кранів складає:

$$\frac{3222,5 * 1,3 * 100}{24 * 60 * 3} = 96,9\% \quad (1.24)$$

Вантажопідйомність крана забезпечення роботи ДСП-50 складає 100т. Ємність сталерозливного ковша 60 т [11, 12].

Визначення кількості головних сталерозливних ковшів

Кількість ковшів визначається по формулі:

$$n_n^c = \frac{n_{пл}^{max} * \tau_n}{1440} \quad (1.25)$$

де: $n_{пл}$ – кількість плавов за добу;

$\tau_n = 8$ годин (480 хвилин);

1440 – кількість хвилин за добу

$$n_n^c = \frac{6,3 * 3 * 480}{1440} = 7 \text{ ковшів}$$

При стійкості футеровки ковша 12 плавов, у ремонті за добу буде:

$19,0/7 = 3$ ковші це ~25 % від ковшів, що знаходяться в роботі.

При цьому тривалість ремонту одного ковша 8 - 16 годин, приймаємо 10 годин, тоді в ремонті буде знаходитися:

$$\frac{3 * 10}{19} = 1,6 \text{ ковша} \quad (1.26)$$

Приймаємо два ковші.

Для ремонту повинне бути не менш однієї ями. Один ківш повинний бути в резерві, для прийому аварійної плавки. Загальна кількість головних розливних ковшів у прольоті складе:

$$7 + 2 + 2 = 11 \text{ ковші.} \quad (1.27)$$

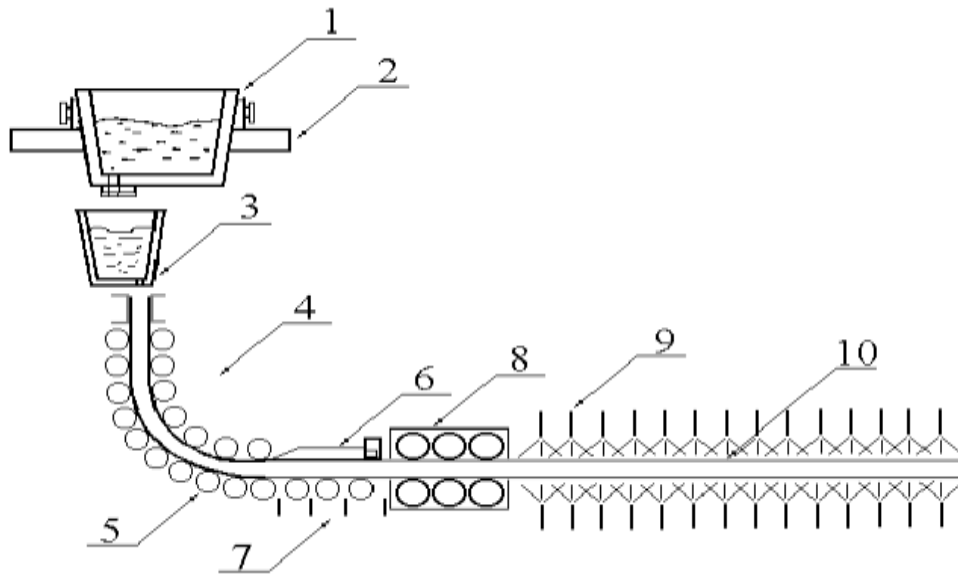
Для нормальної роботи проектованого цеху планується мати 14 головних сталерозливних ковшів [13].

1.6 Опис основних вузлів МБЛЗ радіального типу

Сталерозливний ківш розливним краном подається до розливної машини і встановлюють на поворотний стенд. Сталь надходить у проміжний ківш, що має шибер. Проміжний ківш **оснащений** перегородкою для затримки шлаку. З проміжного ковша сталь через стакан дозатор заповнює кристалізатор. У кристалізаторі з нижньої сторони вводиться запал - штанга перетину кристалізатора чи форма майбутньої заготівлі. Верхній торець запалу утворює дно кристалізатора і має пристрій у виді ластівчин хвіст для зчеплення зі злитком.

Коли рівень металу піднімається над запалом на висоту 300 - 400мм (між гнучкою стрічкою щільно притиснутої до роторного колеса і самим ротором), включається механізм обертання і витягування заготівлі. Під дією валків цього механізму, що тягнуть, запал тягне за собою злиток, що формується.

Мідний, інтенсивно охолоджуваний водою, кристалізатор із внутрішнім перетином за формою заготівлі формує скоринку злитка - заготівлі. Стінки кристалізатора змазуються **парафіном чи іншими речовинами**, що змазують. У кристалізаторі радіометрично контролюється рівень металу з подачею керуючого сигналу на шибер ковша. У кристалізаторі над поверхнею металу може бути створені відновна чи нейтральна атмосфера і тим самим відвернене окислювання металу при розливанні. Перспективним також є розливання у вакуумі.



1 - сталеплавильний ківш; 2 - поворотний стіл; 3 - проміжний ківш; 4 - кристалізатор МБЛЗ радіальні типи; 5 - правильні ролики; 6 - скидач; 7 - правочні ролики з бризгаллами; 8 - обтискна кліть; 9 - зона кінцевого охолодження; 10 - заготівля товарного металу

Рисунок 1.1 – Технологічна схема МБЛЗ радіального типу

Кірка нижньої частини злитка формується під дією тепловідводу холодним запалом. Під впливом запалу, що тягне, злиток з рідкою сталлю в середині виходить із кристалізатора і попадає в зону вторинного охолодження злитка. Товщина кірки повинна бути при виході заготівлі з кристалізатора не менш 25мм і визначається швидкістю руху заготівлі.

У зоні вторинного охолодження відбувається інтенсивне безпосереднє охолодження злитка водою за допомогою бризків. При цьому злитки швидко товщають, кристалізація поширюється всередину злитка. Ступінь охолодження і швидкість витягування підбирають так, щоб злиток твердів цілком до моменту надходження його в кліть.

Далі **тягнучого пристрою знаходиться** пристрій для різання. Відрізана заготівля утримується захопленням, укладається на рольганг. Заготівля транспортується рольгангом до візка, на яку неї укладають, а потім вивозять з цеху [23].

1.7 Опис головного будинку цеху і прольотів

Головний будинок електросталеплавильного цеху має три прольоти: шихтовий, пічний, проліт випуску и розливки сталі.

Шихтовий проліт

Проліт призначений для забезпечення безперебійного постачання електроплавильних печей усіма необхідними матеріалами. Основна кількість скрапу (не менш 80 %) доставляється в шихтовий проліт цеху на залізничних платформах у контейнерах ємністю 15 м³. Інший скрап доставляється розсипом **автотранспортом чи думпками**. У прольоті встановлені три **мульдомагнітні** крани, вантажопідйомністю 30/15 т. Скрап з контейнером завантажується в пічні кошики грейферного типу, установлені на візках і зважуються на платформних вагах. У прольоті мається засік для чавуна, металевої шихти. Графітовані електроди доставляються з заводського складу в пічний проліт автотранспортом у спеціальних контейнерах.

Пічний проліт

Пічний проліт призначений для виплавки заданої марки сталі. У прольоті встановлені чотири електропечі ємністю по 50 тонн.

В електропіч шлакоформуєчі матеріали завантажуються по ходу плавки, через робоче вікно машинами броскового типу. Бункера для шлакоформуєчих матеріалів споруджуються групами. У дугові сталеплавильні печі феросплави завантажуються мульдами, що транспортуються дизельними **мульдозавальними** машинами. Для заправлення печі (укосів) магнезитовим і доломітовим порошком застосовується заправна машина відцентрового типу. Магнезитові і доломітові порошки зберігаються в бункерах. Для завантаження заправних матеріалів, машина краном подається під розвантажувальний пристрій бункерів.

Графітовані електроди знаходяться в торці **пічного** прольоту в спеціально відведеному місці. Відкіля електроди подаються безпосередньо на стенд для нарощування спеціальними механічними пристроями. Шлак з печі скачують у **шлакову** чашу, установлену на консольному візку. Після заповнення, чаші подаються в проліт випуску сталі. Переставляються на шлаковоз і вивозяться з цеху. Проліт обладнаний трьома кранами: ливарними, завантажувальними - вантажопідйомністю 100т.

На початку прольоту обладнана ділянка для ремонту кожуха і склепіння печі [11].

Проліт випуску сталі

Проліт призначений для випуску сталі з печі, позапічної обробки металу і подачі ковшів з металом на МБЛЗ радіального типу. При міжплавній підготовці розли-

вних ковшів виконуються операції по очищення ковшів від гару і сажі, заміні пробки шибєрного затвора. Знятий затвор укладається в контейнер і автoнавантажувачем доставляється на ділянку шибєрних затворів. Після виконання описаних вище операцій, ківш переставляється краном з поворотного стенда на стаціонарний, де встановлюється розливну склянку і монтується шибєрний затвор. Вакуумна камера являє собою сталевий резервуар, що має усередині три ізоляційних шари й один шар вогнетривкої футеровки. Камера має отвори для добавки легуючих матеріалів, плавикового вапна і т.д.

У прольоті дві тупикові колії, на яких установлені склади з виливницями для аварійного розливання.

Проліт МБЛЗ

Проліт МБЛЗ призначений для одержання заготівель заданої форми. У прольоті розташовуються **машини радіального типу**. Довжина зони вторинного охолодження складає 15 м.

У прольоті знаходиться склад кристалізаторів, відділення вогнетривів, вузол керування гасіння пожеж і місце установки проміжних ковшів.

Проліт відвантаження заготівель

Він призначений для відвантаження заготівель у гарячому стані в граничні цехи. У прольоті маються три мостових крана з лапами, вантажопідйомністю 100 ± 10 т.

Заготівля переміщається по рольгангу і з прольоту МБЛЗ у проліт відвантаження заготівель, де краном знімається з рольганг - візка й уводиться по залізничній колії. Остигли заготівлі нагрівають у нагрівальній печі.

У прольоті мається насосна станція, приміщення КВП, механічна майстерня і стелажі для складу заготівель [14].

1.8 Устаткування установки піч-ківш

До складу установки "піч-ківш" входять:

- робоча площадка;
- 2 водоохолоджувані **склепіння**;

- три електродотримачі з електродами і системою підйому і повороту електродних колон;
- пічний трансформатор;
- ніпельний стенд електродів (для нарощування і збереження електродів);
- система завантаження і зважування додаткових і легуючих матеріалів;
- система відводу й очищення димових газів від установки "ківш-піч" і бункерів;
- система перемішування сталі аргоном з вузлами продувки пористими пробками, виміри і регулювання витрати аргону;
- дві фурми для перемішування сталі аргоном;
- два двохструмкових трайб-апарати;
- система водяного охолодження;
- система стиснутого повітря;
- насосно-акумуляторна станція;
- маслодинамічні системи;
- система автоматичного керування устаткуванням;
- система автоматизованого керування процесом;
- пневмопошта;
- сталерозливні ковші з основною футеровкою.

1.8.1 Сталерозливні ковші

Сталерозливні ковші, призначені для обробки сталі на УКП і розливання плавок на МБЛЗ, повинні бути зафутеровані, обладнані 2 пористими пробками і шибєрним затвором і розігріті до температури 950-1200⁰С.

Ківш на установку переливу сталі подають очищеним від залишків шлаку і скрапу. Допускається наявність незначного шлакового гарнісажа в районі шлакового пояса. За 5 хвилин до переливу ківш повинний мати температуру внутрішньої поверхні футеровки не менш 950 ⁰С. Температура броні ковша після розігріву повинна бути в межах 200-300 ⁰С.

1.8.2. Підготовка установки піч-ківш до роботи

Перед початком роботи на установці "ківш-піч" перевіряється:

- наявність матеріалів, що витрачаються, у бункерах і на робочій площадці;
- справність роботи трайбапаратів, системи подачі матеріалів, переміщення порталу і продувної фурми;
- справність роботи системи відводу й очищення димових газів;
- наявність устаткування для ручного відбору проб сталі і вимірів температури;
- наявність тиску в системі подачі аргону;
- справність роботи швидкоз'єднаних і гнучких шлангів аргонопроводу;
- тиск води в системі охолодження;
- справність гідро- і пневмосистем і газового тракту;
- справність роботи пневмопошти;
- справність систем контролю, сигналізації і блокування;
- справність систем керування.

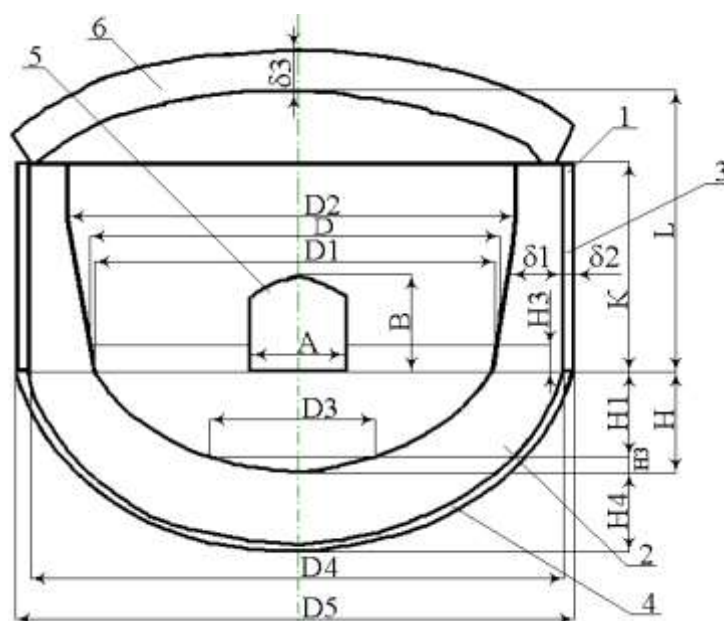
Перепуск електродів роблять за допомогою крана.

2 ОПИС І РОЗРАХУНОК ПЕЧІ

У проєктованому сталеплавильному цеху встановлюються печі типу ДСП, з номінальною ємністю 50 т. У цій серії дугових сталеплавильних печей застосовуються водоохолоджувані елементи футеровки стін і **склепіння**. Водоохолоджуване **склепіння** складається з центральної вогнетривкої частини, що займає 25% усієї поверхні склепіння, що набирається на стенді в не охолоджувавальному зводовому кільці, і охолоджуваною периферійною частиною, що складається з окремих секцій.

Піч оснащена приладами контролю за температурою холодної води, її витратою тиском, у пульті печі розміщаються прилади, що реєструють, звукова і світлова сигналізація.

Одним з методів ефективного підвищення стійкості футеровки стін електродугової печі є використанням водоохолоджуваних панелей. Панелі являють собою змійовики з цільно тягнутих сталевих труб, що зварюються із секцій із двома вигинами на 180° . Завдяки цьому досягнуте близьке розташування рівнобіжних ділянок труб.



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

Рисунок 2.1 – Геометричні розміри електродугової сталеплавильної печі

Шихту у ванну печі завантажують кошиком грейферного типу, для чого електроди і склепіння піднімають і відводять убік пічного трансформатора. Основна не-

суча металоко́нструкція печі - люлька, вона спирається на фундаментні балки сегментами. На люльці печі змонтований корпус печі з робочим вікном, зливальним носком і зводом, механізми підйому і повороту напівпорталу і механізм обертання ванни печі. Нахил печі на 40^0 для зливу металу і на 12^0 для скачування шлаку здійснюється двома гідроциліндрами. Біля лівого гідроциліндра стає упор люльки. Підйом заслінки робочого вікна здійснюється гідроприводом через ланцюгову передачу. Днище печі має округлу форму, його центральна частина виконана з немагнітної сталі. Сегменти люльки з'єднані двома поперечними балками, на якій можна монтувати статор - пристрій електромагнітного перемішування металу. Система опори статора сконструйована так, що його можна монтувати і демонтувати, не знімаючи кожуха печі.

Несуща траверса (напівпортал) несе на собі шахти з трубчастими телескопічними стійками. Консольні рукави стійок несуть на собі **електродотримачі** з електродами. Затиск електрода здійснюється пружинно-пневматичним механізмом. Механізм переміщення електрода гідравлічний: гідравлічні плунжери вбудовані в стійки.

Кисень у піч подається за допомогою фурми, що складає з трьох концентричних сталевих труб. Через середню трубу подається кисень, інші служать для підведення і відводу охолодної води. Фурму вводять у піч вертикально через склепіння, у якому для цього влаштовується додатковий отвір, на окружності розпаду електродів, на однакових відстанях між ними. Отвір фурми постачають холодильником і закривають пробкою, коли кисень не вводять у піч. Голівку фурми оснащують соплом Лавалля, його встановлюють на висоті 300-400 мм над поверхнею шлаку.

Кисень, який подається в фурму утворює сильний струмінь, що роздуває шлак і занурюється в метал, забезпечує інтенсивне окислювання ванни.

Робоче вікно обладнане дверним гарнісажним пальником, механізмом підйому й опускання робочого вікна з кінцевим механізмом [21, 22].

2.1 Визначення основних розмірів печі

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

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

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

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

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

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

β – кількість шлаку, від кількості металу %, коливається від 4 до 10, візьмемо до уваги 7 %.

Γ – щільність шлаку, $\text{т}/\text{м}^3$, вимірюється в межах $\gamma = 2,8...3,6$, приймаємо $\gamma = 3,14 \text{ т}/\text{м}^3$;

V_3 – додатковий обсяг на перевантаження печі і кипіння металу, м^3 .

Δ – додатковий обсяг печі, що залежить від місткості печі (чим більше обсяг, тим менше додатковий обсяг), при $P \geq 50 \delta = 10 - 20 \%$, при $P = 50 \text{ т}$, приймаємо $\delta = 15 \%$,

Розрахунковий обсяг ванни:

$$V_p = V_1 + V_2$$

де: V_1 – обсяг усіченого конуса до рівня порога робочого вікна, м^3 .

V_2 – обсяг кульової частини ванни, м^3 .

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

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

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

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

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

Зі збільшенням діаметра дзеркала ванни зменшується теплова напруженість стін і зростає термін служби футеровки, збільшується обсяг плавильного простору, що дозволяє використовувати легковагу шихту. Однак зі збільшенням дзеркала печі ростуть теплові втрати через кожух печі.

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

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

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

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

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

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

Нормальні умови роботи печі забезпечуються при $V_B = V_P$

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

З конструктивних міркувань приймаємо:

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

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

Глибина відкосів над рівнем порогу робочого вікна H_3 , приймається:

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

Діаметр дзеркала ванни:

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

Діаметр робочого простору на рівні сполучення укосів і стін:

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

Діаметр сферичної частини ванни:

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Внутрішній діаметр кожуха печі:

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

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

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

Зовнішній діаметр кожуха печі:

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

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

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

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

При товщині склепіння δ_3 приймаємо в залежності від місткості печі:

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

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

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

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

Наявність запасної знімної частини протягом 2 – 4-х годин, дозволяє замінити зношені стіни новими.

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

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

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

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

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

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

Значення β коливається в межах $20 - 25^\circ$.

Товщина теплоізоляційного вогнетривкого шару футеровки в циліндричній частині кожуха печі приймається рівної $(0,6 - 0,8) \delta_1$:

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

Максимальний зовнішній діаметр кожуха печі:

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

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

Висота нижньої циліндричної частини кожуха печі визначається конструктивно. При цьому необхідно забезпечувати надійність роботи футеровки печі і мінімальна витрата вогнетривких матеріалів.

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

2.2 Вибір електричного режиму

Електричні параметри електропічної установки сильно залежать від електричного режиму. Для визначення раціональних електричних параметрів, будують робочі характеристики, що зображують залежності між силою струму I і такими параметрами, як напруга дуги U_d , споживана селективна потужність P_a , корисна потужність дуги $P_{\text{пол}}$, електричний КПД - $\eta_{\text{ел}}$, коефіцієнт потужності $\cos\phi$.

Розрахунок основних електричних параметрів і характеристик електропечної установки на період плавлення шихти і вибору оптимального режиму роботи, виконаний із застосуванням спеціалізованих програм. На підставі отриманих даних будемо графік залежності електричних характеристик дугової електропечі на період плавки трансформатора 45 кВА [8].

З побудованого графіка, приведеного на **рисунку 2.2** видно, що для ДСП - 50 корисна потужність максимальна при силі струму 94209 А, потужність з мережі при цьому 42128 кВт, а втрати потужності складають 16537 кВт.

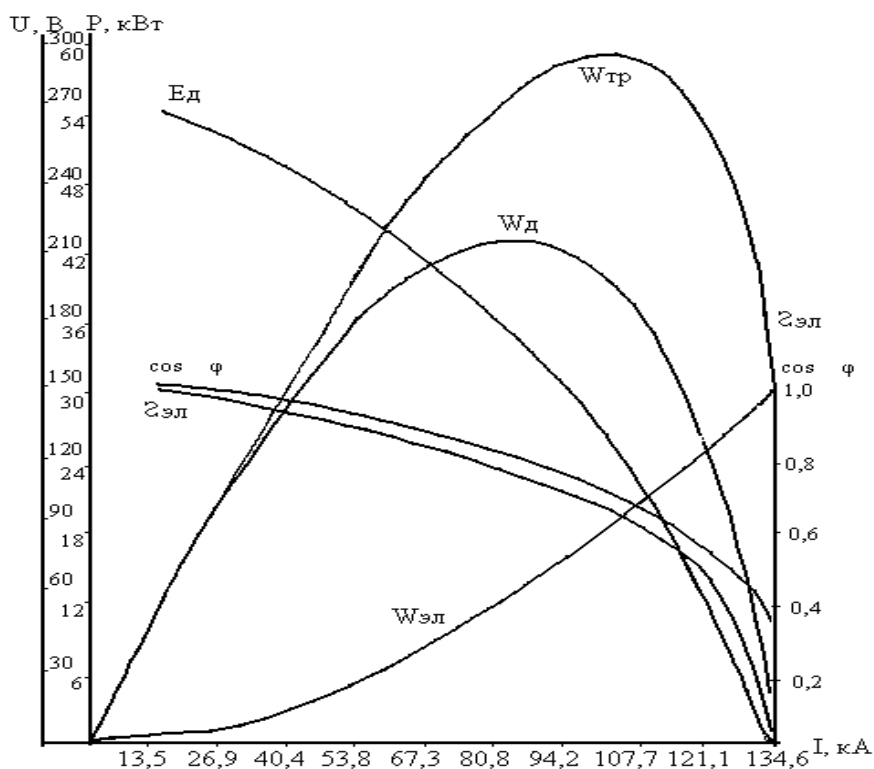


Рисунок 2.2 – Графік змін електричних характеристик пічного трансформатора потужністю 45 кВА.

Крива корисної потужності має крапку перегину. Це значить, що одне і теж значення потужності, що виділяється усередині печі, може бути досягнуте при двох різних значеннях сили струму.

При силі струму 81 кА, показники більш вигідні: $\cos \varphi = 0,82$, $\eta_{эл} = 0,78$ утрати потужності $W_{ев,р} = 12150$ кВт. Для $I = 107$ кА, корисна потужність 36619 кВт, буде отримана при $\cos \varphi = 0,65$, а $\eta_{эл} = 0,63$, утрати потужності 21600 кВт. Таким чином, видно, що працювати необхідно при режимі, обумовленому лівою областю кривої.

3 РОЗРАХУНОК ШИХТИ НА ВИПЛАВКУ СТАЛІ ШХ15

Хімічний склад сталі ШХ15 за ДСТ і прийнятий для розрахунку в таблиці 3.1.

Таблиця 3.1 - Хімічний склад сталі

Хімічний склад сталі	Вміст елементів, %							
	C	Mn	Si	Cr	W	Ni	S	P
За ГОСТом нижня межа	0,95	0,20	0,17	1,30	-	0,00	0,00	0,00
За ГОСТом верхня межа	1,05	0,40	0,37	1,65	-	0,50	0,02	0,027
Прийнято для розрахунку	1,00	0,30	0,27	1,45	-	0,25	0,015	0,017

Як шихтові матеріали використовується сталевий брухт і чавун у співвідношенні 85:15, хімічний склад яких приведений у таблиці 3.2.

Таблиця 3.2 - Хімічний склад сталевих брухту і чавуна

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

Розкислювачі і легуючі необхідні для виплавки сталі ШХ15 приведені в таблиці 3.3.

Таблиця 3.3 - Хімічний склад розкислювачів і легуючих добавок

Назва	Марка	Хімічний вміст, %										
		C	Si	Mn	Cr	Mo	V	W	Ni	Al	S	P
Феросиліцій	Ф75л		78		0,3					1,5	0,02	0,05
Феромарганець	ФМн1.0	1	2	85							0,03	0,3
Ферохром	ФХ004А	0,04	1,5		68					0,3	0,03	0,02
Нікель	Н-4	0,15							97		0,00	0,04

Розрахунок виробляється на 100 кг завалки. Шихта складається з розрахунку одержання наприкінці окисного періоду вуглецю на 0,03%.

Кількість випалюваного вуглецю за окисний період приймаємо 0,2.

Визначення необхідної кількості вуглецю в шихті:

$$[C]_{\text{Зав.}} = [C]_{\text{Н.ПРЕДЕЛ}} + [C]_{\text{КИП}} - [C]_{\text{НАВТ}} - 0,05 = 0,95 + 0,2 - 0,03 - 0,05 = 1,07\% \quad (3.1)$$

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

Визначаємо зміст елементів у завалці

$$[C] = (85 \cdot 0,55 + 15 \cdot 4,1) / 100 = 1,08\% \quad (3.2)$$

Тому що в завалці зміст вуглецю більше 1,07% те додаткового науглецьовування проводиться не буде.

$$[Mn] = (85 \cdot 0,25 + 15 \cdot 0,6) / 100 = 0,303\% \quad (3.3)$$

$$[Si] = (85 \cdot 0,3 + 15 \cdot 0,75) / 100 = 0,368\% \quad (3.4)$$

$$[S] = (85 \cdot 0,035 + 15 \cdot 0,03) / 100 = 0,034\% \quad (3.5)$$

$$[P] = (85 \cdot 0,03 + 15 \cdot 0,25) / 100 = 0,063\% \quad (3.6)$$

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

Окислювальний період плавки

Зміна хімічного складу металу за окисний період приведено в таблиці 3.4.

Таблиця 3.4 - Зміна хімічного складу металу за окисний період

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

Визначаємо кількість шлаку, руди і вапна.

Приймаємо склад шлаку окисного періоду: Ca - 45%, Fe - 15%, Si₂ - 10%

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

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

$$\text{Тоді кількість } (P_2O_5)_{\text{шл}} = \frac{\Delta[P] \cdot 142}{62} = 0,115\% \quad (3.7)$$

Припустимий вміст п'ятиокиси фосфору в шлаку:

$$(P_2O_5)_{\text{дон}} = \eta \cdot [P]^2 = 10000 \cdot [0,013]^2 = 1,588\% \quad (3.8)$$

Кількість шлаку необхідне для дефосфорації металу до заданих значень:

$$U_1 = \frac{(P_2O_5)_{\text{шл}}}{(P_2O_5)_{\text{дон}}} = 0,115 \cdot 100 / 1,588 = 7,27 \text{ кг} \quad (3.9)$$

Розраховуємо кількість кисню, необхідне для окислювання домішки, приймаємо, що 75% вуглецю окисляється до CO, інше до CO₂. Результати розрахунку зведені в таблиці 3.5.

Таблиця 3.5 - Розрахунок кількості кисню, необхідного для окислювання домішок

Елемент	Окисл, %	По реакції	Необхідна кількість кисню, кг	Кількість продуктів реакції, кг	Примітка
C	0,866 CO ₂ -0,2165 CO-0,6495	C+0,5O ₂ =CO C+O ₂ =CO ₂	0,2165·32/12=0,577 0,6495·16/12=0,866	0,2165·44/12=0,794 0,6495·28/12=1,516 Σ=2,309	Переходить у газоподібну газову фазу
Si	0,368	Si+O ₂ =SiO ₂	0,368·32/28=0,420	0,368·60/28=0,788	
Mn	0,227	Mn+0,5O ₂ =MnO	0,227·16/55=0,066	0,227·71/55=0,293	
P	0,050	2P+2,5O ₂ =P ₂ O ₅	0,050·80/62=0,065	0,050·142/62=0,115	
	Σ _P =1,511		Σ O ₂ = 1,994	Σ = 3,505	

Кількість закису заліза необхідна для окислювання домішок:

$$[FeO]_{ок.пр.} = \sum O_2 \cdot \frac{72}{16} = 1,994 \cdot 72/16 = 8,975 \text{ кг.} \quad (3.10)$$

Кількість закису заліза необхідна для утворення шлаку заданого складу:

$$(FeO)_{об.шл.} = \frac{U_1 \cdot (FeO)}{100} = 7,27 \cdot 15/100 = 1,091 \text{ кг.} \quad (3.11)$$

Визначаємо вміст кисню в металі до кінця окисного періоду:

$$[O] = \frac{0,0027}{[C]_{к.ок}} = 0,0027/0,217 = 0,012 \text{ кг.} \quad (3.12)$$

Вміст закису заліза в металі:

$$[FeO]_{мет} = \frac{[O] \cdot 72}{16} = 0,012 \cdot 72/16 = 0,056 \text{ кг.} \quad (3.13)$$

$$\text{В закисі заліза } [Fe] = 0,056 \cdot 56/72 = 0,044 \text{ кг.} \quad (3.14)$$

Необхідна кількість Fe у шлаку:

$$(FeO)_{шл.} = [FeO]_{ок.пр.} + (FeO)_{об.шл.} + [FeO]_{мет} = 8,975 + 1,091 + 0,056 = 10,121 \text{ кг.} \quad (3.15)$$

Необхідна кількість Fe₂O₃ у руді:

$$Fe_2O_3 = \frac{(FeO)_{шл.} \cdot 160}{216} = 10,121 \cdot 160/216 = 7,497 \text{ кг.} \quad (3.16)$$

Вміст заліза в руді:

$$Fe_p = 7,497 \cdot 56/160 = 2,624 \text{ кг.} \quad (3.17)$$

Необхідна кількість руди:

$$Y_1 = \frac{Fe_2O_3}{Fe_2O_{3\text{руд}}} = 7,497/0,9 = 8,330 \text{ кг.} \quad (3.18)$$

Необхідна кількість вапно:

$$Z_1 = \frac{U_1(CaO)}{92} = 7,27 \cdot 45/92 = 3,56 \text{ кг.} \quad (3.19)$$

де 92 – вміст CaO в вапні, %

Приймаємо перехід магнію в шлак з футеровальних і заправних матеріалів 0,9 кг на 100 кг завалки, з них 0,6 в окисний і 0,3 у відбудовний, причому 50% магнезиту скачується зі шлаком після розплавлення шихти. Після цього робимо уточнений розрахунок кількості і складу шлаку окисного періоду плавки і визначається його основність, результати розрахунку зведені в таблиці 3.6.

Таблиця 3.6 - Уточнений розрахунок кількості і складу шлаку окисного періоду плавки

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

Основність шлаку окислювального періоду:

$$B = \frac{(CaO)}{(SiO_2)} = 3,29/1,41 = 2,34 \quad (3.20)$$

Вихід металу першого періоду:

$$X_1 = 100 + [FeO]_{ок.пер} - \sum O_2 - \sum P + Fe_{FeO} - Fe_{уг} - Fe_{руд}. \quad (3.21)$$

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

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

Втрати металу зі шлаком при скачуванні приймаємо:

$$0,2\% : 100,889 \cdot 0,2/100 = 0,202 \text{ кг.} \quad (3.22)$$

Матеріальний баланс плавки окисного періоду зведений у таблиці 3.7.

Таблиця 3.7 - Матеріальний баланс плавки окисного періоду

Внесено, кг		Отримано, кг	
Сталевого лому	85,00	Металу	100,69
Чавуну	15,00	Шлаку	6,89
Залізної руди	8,33	Вигару	2,00
Вапняку	3,56	Газів	2,31
Магнезиту	0,30	Втрати при викачуванні	0,20
Усього	112,19	Усього	112,09

$$\text{Нев'язка: } (112,09-112,19) \cdot 100 / 112,19 = 0,09\% \quad (3.23)$$

Відновний період плавки

У відновний період плавки виробляється визначення необхідної кількості розкислювачів і легуючих добавок.

Позначимо через X_2 уточнений вихід металу відбудовного періоду плавки.

$$X'_2 = X_1 + P'_{FeMn} + P'_{FeSi} + P'_{FeMo} + P'_{FeW} + P'_{FeV} + P'_{FeCr} + P'_{Ni} + P'_k, \quad \text{кг}$$

де X_1 – вихід металу першого періоду

P'_{FeMn} – уточнена вага феромарганцю

P'_{FeSi} – уточнена вага феросиліцію

P'_{FeMo} – уточнена вага феромолібдену

P'_{FeW} – уточнена вага феровольфраму

P'_{FeV} – уточнена вага ферованадію

P'_{FeCr} – уточнена вага ферохрому

P'_{Ni} – уточнена вага феронікелю

P'_k – уточнена вага коксу

$$P_{FeMn} = \frac{X_2 [Mn]_{зм} - X_1 [Mn]_{к.ок}}{[Mn]_{FeMn}} = (X_2 \cdot 0,30 - 100,889 \cdot 0,076) / 85 = 0,0035X_2 - 0,090 \quad (3.24)$$

$$P_{FeSi} = \frac{X_2 [Si]_{зм} - X_1 [Si]_{к.ок}}{[Si]_{FeSn}} = (X_2 \cdot 0,27 - 0) / 78 = 0,0035X_2 \quad (3.25)$$

$$P_{FeCr} = \frac{X_2 [Cr]_{зм} - X_1 [Cr]_{к.ок}}{[Cr]_{FeCr}} = (X_2 \cdot 1,45 - 0) / 68 = 0,0213X_2 \quad (3.26)$$

$$P_{Ni} = \frac{X_2 [Ni]_{зм} - X_1 [Ni]_{к.ок}}{[Ni]_{Ni}} = (X_2 \cdot 0,25 - 0) / 97 = 0,0026X_2 \quad (3.27)$$

$$P_k = \frac{X_2 [C]_{зм} - X_1 [C]_{к.ок}}{[C]_k} = (X_2 \cdot 1,00 - 100,889 \cdot 0,217) / (86,5 \cdot 0,6) = 0,0193X_2 - 0,421 \quad (3.28)$$

Тоді:

$$X_2 = 100,889 + 0,0035X_2 - 0,090 + 0,0035X_2 + 0,0213X_2 + 0,0026X_2 + 0,0193X_2 - 0,421$$

$$X_2 = 105,68 \text{ кг.} \quad (3.29)$$

Вагова кількість феросплавів:

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

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

$$P_{FeMo} = X_2 = \text{кг.}$$

$$P_{FeW} = X_2 = \text{кг.}$$

$$P_{FeV} = X_2 = \text{кг.}$$

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

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

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

Загальна орієнтована витрата розкислювачів і легуючих складає 4,790 кг.

Точна витрата розкислювачів і легуючих знаходимо з урахуванням внесення супутніх елементів.

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

$$P'_{FeMn} = \frac{X'_2 [Mn]_{\text{ст}} - \frac{P_{FeSi} \cdot [Mn]_{FeSi} + P_{FeMo} \cdot [Mn]_{FeMo} + P_{FeW} \cdot [Mn]_{FeW} + P_{FeV} \cdot [Mn]_{FeV} + P_{FeCr} \cdot [Mn]_{FeCr} + P_{Ni} \cdot [Mn]_{Ni}}{X_2} \cdot X'_2 - X_1 [Mn]_{\text{кок}}}{[Mn]_{FeMn}} =$$

$$= 0,0035 X'_2 - 0,090 \quad (3.30)$$

Витрата інших феросплавів і легуючих елементів розраховується в такий же спосіб.

Вагова кількість феросплавів:

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

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

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

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

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

Точна витрата розкислювачів і легуючих складає 4,727 кг.

Вихід металу відбудовного періоду складає =105,62 кг.

Коефіцієнт розподілу сірки у відбудовний період плавки приймаємо 30 тоді:

$$(S) = 30 \cdot 0,015 = 0,45 \text{ кг.} \quad (3.31)$$

Кількість сірки, які необхідно видалити $\Delta[S]_{\text{вд}} = [S]_{\text{л}} + [S]_{\text{фст}} - [S]_{\text{л}}$

Вміст сірки в добавках:

$$S_{FeMn} = 0,00008 \text{ кг.} \quad S_{FeSi} = 0,00006 \text{ кг.} \quad S_{FeCr} = 0,001 \text{ кг.} \quad S_{Ni} = 0,000 \text{ кг.} \quad S_{\text{кокса}} = 0,027 \text{ кг.}$$

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

Тоді:

$$\Delta[S]_{\text{в}} = [S]_{\text{л}} + [S]_{\text{фсп}} - [S]_{\text{л}} = 100,889 \cdot 0,026/100 + 0,0281 - 105,62 \cdot 0,015/100 = 0,038 \quad (3.32)$$

Необхідна кількість шлаку.

$$U_2 = \frac{\Delta[S]_{\text{в}} \cdot 100}{(S)} = 0,038 \cdot 100/0,45 = 8,489 \text{ кг.} \quad (3.33)$$

Зразковий хімічний склад шлаків відбудовного періоду, %

CaO - 55 CaF₂ - 5-10 Al₂O₃- 2-5 SiO₂ - 15-20 FeO - до 0,7

Необхідна кількість вапна в шлаку:

55 · U₂ = 92Z₂, где 92 – вміст CaO в вапні

$$Z_2 = 55 \cdot 8,489/92 = 5,075 \text{ кг.} \quad (3.34)$$

Задаємося складом шлакової суміші:

Вапно - 60%

Плавикий шпат - 15%

Шамотний бій - 25%

Уточнена кількість і склад шлаку відбудовного періоду плавки приведені в таблиці 3.8.

Таблиця 3.8 - Уточнений розрахунок кількості і складу шлаку відбудовного періоду плавки

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

$$B = \frac{CaO}{SiO_2} = 5,03/1,63 = 3,09 \quad (3.35)$$

Розрахунок розкислювачів

Вноситься закису заліза:

Металом першого періоду - 0,056 кг.

Шлаком першого періоду – 0,1 · 6,89 · 16,38/100 = 0,113 кг. (3.36)

Вноситься Fe_2O_3

$$\text{Вапном} \quad 5,07 \cdot 0,6/100 = 0,0304 \text{ кг.}$$

$$\text{Плавикомим шпатом} \quad 1,27 \cdot 0,8/100 = 0,0101 \text{ кг.}$$

$$\text{Магнезитом} \quad 0,30 \cdot 2/100 = 0,0060 \text{ кг.}$$

$$\text{Шамотом} \quad 2,11 \cdot 2/100 = 0,0423 \text{ кг.}$$

$$\text{Всього вноситься } Fe_2O_3 \quad 0,0889 \text{ кг.} \quad (3.37)$$

$$\text{Перерахунок на } (FeO) = 0,0889 \cdot 1,35 = 0,1200 \text{ кг.} \quad (3.38)$$

$$\text{Всього вноситься } FeO \quad 0,056 + 0,113 + 0,1200 = 0,2891 \text{ кг.} \quad (3.39)$$

Кількість FeO , що залишається в металі і шлаку:

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

$$\text{Звідси } [FeO]_{II} = 0,015$$

Кількість FeO із шлака II періоду

$$(FeO)_{III} = 8,31 \cdot 0,5/100 = 0,0415 \text{ кг.} \quad (3.40)$$

Відновиться (FeO)

$$(FeO)_{voc} = \sum (FeO) - [FeO]_{II} - (FeO)_{II} = 0,2891 - 0,015 - 0,0415 = 0,2326 \text{ кг.} \quad (3.41)$$

Витрата вуглецю для відновлення:

$$C_{voc} = 0,2326 \cdot 12/72 = 0,2326 \text{ кг.} \quad (3.42)$$

Отримано газоподібних продуктів реакції:

$$0,2326 \cdot 28/12 = 0,0904 \text{ кг.} \quad (3.43)$$

Матеріальний баланс відбудовного періоду плавки приведений у таблиці 3.9.

$$\text{Нев'язка: } (115,127 - 114,077) \cdot 100/114,077 = 0,92\% \quad (3.44)$$

Таблиця 3.9 - Матеріальний баланс відбудовного періоду плавки

Внесено, кг		Отримано, кг	
Металу першого періоду	100,889	Металу другого періоду	105,679
Шлак першого періоду	0,689	Шлаку другого періоду	8,307
Вапна	5,075	Газів	0,090
Плавікового шпата	1,269		
Шамотного боя	2,115		
Коксу	1,615		
Магнезиту	0,300		
FeSi	0,366		
FeMn	0,283		
FeCr	2,253		
Ni	0,272		
Усього	115,127	Усього	114,077

Таблиця 3.10 - Перевірка хімічного складу металу

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

Остаточне розкислення виробляється алюмінієм у кількості 0,7-1,5 кг/т.

Алюміній сідає або в піч перед чи випуском під час випуску плавки в ківш. Допускається також присадка алюмінію в ківш перед випуском плавки [11].

4 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

4.1. Властивості, призначення і вимоги, пропоновані до сталі

Шарикопідшипникова сталь, застосовувана для виготовлення кульок, роликів і кілець підшипників, повинна мати високу твердість, зносостійкістю, достатньою пружністю, що забезпечує надійність роботи підшипника при динамічних навантаженнях, і міцністю для роботи в умовах знакоперемінних напруг [15].

Руйнування деталей підшипників відбувається під дією зосереджених високих напруг. Тому однорідність металу, що забезпечує рівномірність механічних властивостей, є основною вимогою, пропонованим до підшипникової сталі. Однорідність металу містить у собі:

а) мінімальні відхилення від середнього хімічного складу;

б) однорідність макроструктури;

в) достатню чистоту по неметалічних включеннях. У практиці вітчизняного машинобудування для виробництва підшипників найбільше поширення одержала високо вуглецева сталь, легована хромом, а також хромокремневомарганцювиста сталь (табл. 4.1).

Таблиця 4.1 - Хімічний склад шарикопідшипникової сталі, %

Марка	C	Mn	Si	Cr	S	P
					не більше	
ШХ6	1,05—1,15	0,2—0,4	0,15—0,35	0,40—0,70	0,020	0,027
ШХ9	1,00—1,10	0,2—0,4	0,15—0,35	0,90—1,20	0,020	0,027
ШХ15	0,95—1,10	0,2—0,4	0,15—0,35	1,30—1,65	0,020	0,027
ШХ15СГ	0,95—1,10	0,9—1,2	0,40—0,65	1,30—1,65	0,020	0,027

Високий вміст вуглецю в цих сталях забезпечує гарну стійкість її проти стирання. Підвищений вміст хрому, марганцю і кремнію збільшує прокалюваність сталі, тому сталь марок ШХ6 і ШХ9 застосовується тільки для дрібних підшипників.

Вимога мінімальних відхилень від середнього хімічного складу шарикопідшипникової сталі викликана тим, що з хімічною неоднорідністю зв'язана її мікроструктурна неоднорідність, що викликає ускладнення при термічній обробці і на наступних етапах виготовлення підшипників.

Передбачається також відсутність дефектів макроструктури металу і насамперед рихлості, що може виявлятися у виді дрібних пір, що виявляються в прутках шарико-підшипникової сталі, а також на готових підшипниках. І, нарешті, основним показником якості шарико-підшипникової сталі є чистота її по неметалічних включеннях.

У готовій сталі при виплавці її в електродугових печах за класичною технологією спостерігаються наступні типи неметалічних включень [16].

1. Сульфідні включення FeS - MnS з перевагою сульфиду марганцю. Іноді до сульфідів домішуються пластичні силікатні стекла, що мають, як і сульфіди, у прокатаному металі витягнуту форму.

2. Оксидні включення. При оцінці забруднення сталі оксидними включеннями, останні розділяють на двох груп, що індивідуально впливають на стійкість підшипників:

а) строчечні включення, що представляють собою ланцюжки глинозему Al_2O_3 чи хрупкозруйнованих алюмосилікатів складного складу, що містять, крім Al_2O_3 і SiO_2 , ще MnO, CaO і FeO;

б) близькі по складу до силікатів включення округлої форми (глобули), як правило, що не деформуються унаслідок високого вмісту в них кремнезему.

Негативний вплив неметалічних включень у сталях підсилюється з підвищенням вмісту в ній вуглецю, що зв'язують зі зниженою пластичністю високовуглецевої сталі і, отже, з підвищеною схильністю її до концентрації напруг.

У загартованій шарико-підшипниковій сталі навколо окремих часточок **глинозему чи крихко** зруйнованих алюмосилікатів, що мають неправильну чи гострокутну форму, концентруються напруги. Зосереджені навколо такої частки напруги можуть досягати дуже значної величини і викликати руйнування навіть у там випадку, коли прикладена навантаження порівняно невелике.

Непластичні глобулярні включення "розпушують" метал при прокатці [17]. Утворені мікроскопічні несплошності металу є вогнищами руйнування при роботі підшипників.

З підвищенням чистоти сталі збільшується вплив глобулярних включень на стійкість підшипників. Глобулярні включення небажані ще і тому, що при деформації вони зберігають свої розміри, а при виготовленні дрібних деталей (кульок, чи роликів кілець) окремі великі глобули (>15 мкм) можуть виходити на робочу поверхню.

Сульфідні включення впливають на зносостійкість сталі. Вони скорочують термін служби підшипника внаслідок підвищеної стиранності деталей [6]. Будучи пластичними при прокатці сталі, сульфіди витягаються, і в такому виді вони менш небезпечні для створення великих напруг. Однак при виході сульфідів на поверхню деталі вони під час роботи підшипника фарбуються і викликають підвищений його знос.

Природа неметалічних включень у шарикопідшипниковій сталі, їхня кількість і розміри визначаються технологією її виплавки і розливання. Тому безупинне удосконалювання технології виробництва цієї сталі на різних металургійних заводах спрямовано на підвищення її однорідності, зменшення хімічної і карбідної неоднорідності, підвищення щільності сталі і, головне, підвищення її чистоти по неметалічним включенням.

4.2. Вплив легуючих елементів на властивості сталі

Хімічний склад елементів вхідних у сталь безпосередньо впливає не тільки на величину зерна, текстуру, але і на експлуатаційні властивості. Основними елементами, що впливають, у сталі ШХ15 є хром, вуглець, марганець, кремній.

В основі технології легування покладена спорідненість легуючих елементів до кисню, розчиненій у металі, обумовленому по зміні вільної енергії [12, 13].

Легування конструкційних сталей виробляється з метою підвищення міцності, пластичності, прокалюваності і т.д. Легування обумовлюють поліпшення властивостей сталі без застосування загартування відпусткою, заснована на:

- Зміні властивостей фериту в результаті розчинення в ньому легуючих елементів;
- Утворенні дисперсних зміцнюючих фаз, що виділяються або в процесі прокатки чи нормалізації, також у процесі прокатки. Здрібнювання зерна сталі і її складових мікроструктури, включаючи зміну розмірів морфології і розташування структурних складових.

Легування, що визначає поліпшення властивостей сталі після термічної обробки, засноване на:

- Зміні стійкості переохолодженого аустеніту;

- Зниженні швидкості дифузійних процесів і уповільненні виділення і коалесценції карбідів, що також позначається на уповільненні їхнього розчинення при аустенізації і коалесценції при відпустці;

- Вплив на стан твердого розчину основи тієї частки легуючих елементів, що не зв'язується в карбіди.

Вплив легуючого елемента на властивості залежить від його взаємодії з феритом і вуглецем. Ступінь взаємодії легуючого елемента з феритом визначається співвідношенням атомних радіусів заліза і легуючого елемента і типів, параметрів їхніх кристалічних ґрат.

Взаємодія легуючого елемента з вуглецем може бути узагальнено відносним показником ступеня хімічної спорідненості легуючого елемента до вуглецю в порівнянні з залізом.

Такі легуючі елементи як кремній, нікель і кобальт, мають меншу спорідненість до вуглецю чим залізо і тому практично не учащують у карбідоутворенні. Це приводить до того, що ці елементи при введенні в сталь розчиняються в фериті і їхній вплив на властивості сталі визначаються тільки їх впливом на властивість фериту.

Легування іншими елементами приводить, як правило, до зміцнення і найчастіше до деякого зниження в'язкості фериту. Тільки нікель і в невеликих кількостях марганець при введенні у ферит підвищує його в'язкість.

Легуючі елементи з хімічною спорідненістю до вуглецю, більше чим у заліза (марганець, хром, молібден, вольфрам, ванадій, титан, ніобій і ін.), утворюють у сталі карбіди [18].

Роль легування конструкційних сталей різними хімічними елементами полягає в наступному:

C - збільшення кількості карбіду, помірне підвищення міцності сталі, при термічній обробці відбувається значне підвищення міцності і зниження в'язкості, знижується температура загартування при термічній обробці;

Si - зміцнення фериту без впливу на карбідну фазу, істотне підвищення міцності і зниження в'язкості і холодноламкості, не використовується для термічно оброблюваних сталей;

Ni - підвищення в'язкості і холодостійкості фериту, деяке підвищення в'язкості і холодостійкості і практично не впливає на міцність, істотне підвищення в'язкості і холодостійкості, підвищення міцності при термообробці, значне збільшення закалюваності і прокалюваності при термообробці;

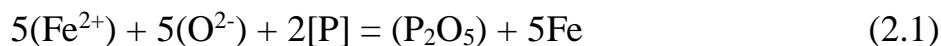
Mn, Cr, W, Mo - зміцнення фериту і підвищення стабільності карбідів типу Me_3C , ступінь підвищення міцності і в'язкості сильно залежить від кількості легуючого елемента, значне підвищення міцності, невелике підвищення в'язкості при термообробці, трохи підвищення в'язкості при термообробці, трохи підвищується температура загартування і відпустки, збільшується прокалюваємість;

Cr, W, V, Mo, Ti, Nb - утворення дисперсних зміцнюючих фаз, підвищення міцності при зниженні в'язкості і незмінному розмірі зерна, при здрібнюванні зерна підвищення в'язкості, значне підвищення міцності при термообробці, підвищення температури загартування, регламентуються умови **відпуску** (температура, тривалість, швидкість охолодження) [18].

4.3. Фізико-хімічні основи виплавки шарикопідшипникової сталі

Фосфор є шкідливою домішкою в сталі оскільки, знаходячись у ній він додає їй крихкість і сильно підвищує схильність до тендітного зламу. Фосфор також підвищує поріг холодостійкості, тобто температуру різкого падіння ударної в'язкості. Тому максимально-допустимий вміст фосфору в сталі спеціального призначення обмежують нижньою межею, що складає до 0,030%.

Вміст фосфору в шихті при виплавці жароміцної сталі складає близько 0,03%. Видаленню фосфору сприяють висока основність, висока окисленість шлаку і низька температура. Процес видалення фосфору з металу в шлак виражається рівнянням:



В окисний період плавки сталі в дуговій печі реакція окислювання фосфору, досягає рівноваги і зміни складу шлаку викликає зміну в реакції. Зі збільшенням кількості шлаку збільшується кількість фосфору, що перейшов у шлак і знижується його вміст у металі. Підвищення основності шлаку (підвищення концентрації CaO), а також підвищення вмісту Fe у шлаку сприяють дефосфорації.

На ступінь дефосфорації сталі значний вплив робить температура ванни. З підвищенням температури коефіцієнт розподілу фосфору між шлаком збільшується, тобто ступінь дефосфорації металу зменшується. Температурний режим плавки теж має значення в процесі дефосфорації [19].

Десульфурація сталі - сірка має необмежену розчинність у рідкому стані і дуже малою розчинністю у твердому стані.

Унаслідок зниження розчинності під час кристалізації в сталі і її охолодження сірка виділяється з розчину у виді включення сульфідів $\text{FeS} \cdot \text{FeO}$. Виділення включень наприкінці затвердіння, приводить до того, що вони розташовуються по границях зерен, послабляючи їхній зв'язок і погіршуючи властивості металу. При температурі гарячій обробці металу тиском сірка викликає зниження технологічної пластичності сталі, називане червоноламкість.

Радіальним засобом зменшення шкідливого впливу сірки на властивості сталі є зниження її вмісту.

Припустимий вміст сірки в сталі марки ШХ15 є до 0,025%.

Зниження вмісту сірки в металі в процесі плавки відбувається в результаті переходу її в шлак. Цей перехід описується рівнянням:



Відомо, що сірка розчиняється в кислих шлаках і добре - в основних. При постійній основності межа розчинності сульфиду кальцію, з ростом температури збільшується.

Десульфурація сталі в процесі плавки відбувається головним чином у результаті розподілу між металом і шлаком і зв'язування окисом кальцію в шлаку. Знижене вмісту CaO в шлаку сприяє більш повному видаленню сірки з металу. Десульфурації сприяє підвищення основності шлаку. У відновний період при плавці під високоосновним шлаком з низьким вмістом Fe можна одержати сталь з необхідним вмістом сірки. Подальшу десульфурацію сталі можна здійснити, обробляючи його в ковші під час випуску плавки при створенні великої поверхні контакту металу і шлаку з гарними десульфуруючими властивостями.

Гарні результати десульфурації сталі дає обробка металу в ковші рідким синтетичним шлаком. Опис процесу десульфурації дозволяє спростити технологію плавки, перенести ці операції в ківш [20].

Зниження вмісту кисню в чи сталі зв'язування його в міцні з'єднання називають розкисленням.

Кисень є шкідливою газовою домішкою в металі. При його перебуванні в металі, злиток виходить не щільним, з газовою пористістю і непридатним для використання.

У процесі виплавки в ДСП метал містить деяка кількість кисню. Вміст його залежить від вмісту в металі вуглецю. Під час кристалізації взаємодії вуглецю з киснем продовжується і навіть підсилюється в наслідок підвищення вмісту його в матковому розчині через малу розчинність у твердому металі. Це приводить до утворення газоподібного окису вуглецю й ефекту кипіння. Для одержання якісного злитка кипіння необхідно запобігти.

Розповсюдженим методом розкислення служить глибинне чи осаджуюче розкислення. Здійснюється воно присадкою в метал елементів, що зв'язують кисень у міцні окисли. Майже повне видалення окисних включень, що утворилися, відбувається в результаті їхнього осадження - чи спливання виносу потоками металу і переходу в шлак.

Взаємодія розкислювача (R) з киснем у металі відбувається по реакції:



Жаростійка сталь ШХ15 розкислюється алюмінієм по реакції:



Подальше розкислення полягає в обробці сталі вакуумом. У вакуумі знижується рівновага з вуглецем вмісту кисню [21].

4.4 Огляд існуючих способів виробництва шарикопідшипникової сталі

Основні положення класичної технології виплавки шарикопідшипникової сталі

Шарикопідшипникову сталь виплавляють в електродугових печах або з повним окислюванням, або методам переплаву відходів. В останньому випадку активний окисний період відсутній; відновний же період **проходить** однаково по обох методах.

Метод плавки сталей з повним окислюванням

При веденні плавки з окислюванням шихта складається з відходів вуглецевої сталі. Для збільшення вмісту вуглецю в шихті додають кокс чи електродний бій (іноді чавун) з таким розрахунком, щоб протягом окисного періоду вигоріло 0,3-0,4% С [21, 22, 23].

Для забезпечення умов раннього шлакоутворення в шихту додають вапно в кількості 1-2% від ваги садки, а протягом плавлення додають у ванну два-три рази вапно, плавиковий шпат, боксит чи шамот.

Сучасна технологія виплавки шарикопідшипникової сталі передбачає часткове сполучення періодів окислювання і плавлення, для чого за 20-30 хв. до повного розплавлення у ванну додають залізну руду в кількості 1-2% від садки агрегату.

Після добавки всіх шлакоутворюючих, ще до повного розплавлення шихти, повинний бути наведений рідко текучий окисний шлак, що забезпечує проведення енергійного кипіння ванни з окислюванням невеликої кількості вуглецю. В останні роки з метою скорочення тривалості плавки й економії електроенергії роблять під час плавлення й окисного періоду продувку ванни киснем.

Концентрація марганцю у ванні під час окисного періоду не регламентується. Однак деякі металурги вважають, що при високому його вмісті у вихідній шихті кремнезем інтенсивніше офлюсовується закисом марганцю [24].

У практиці вітчизняних заводів окисний період закінчується при вмісті вуглецю у ванні 0,75-0,85%. Температура металу до цього моменту повинна бути трохи вище, ніж перед випуском і складати 1570-1590° С.

Метод плавки сталі переплавом відходів

При виплавці сталі методом переплаву в шихту вводять близько 80-90% відходів шарикопідшипникової сталі; інше відходи конструкційної сталі. По розплавленні у ванні міститься не менш 0,85% С і не більш 0,020% Р. З цієї причини, як правило, елементи не потрібно окисляти. Після повного розплавлення і підігріву ванни шлак скачують. Відбудовний період проводять так само, як і на плавках з окислюванням.

Цей метод дозволяє скоротити тривалість плавки, зменшити витрату електроенергії і більш повно використовувати легуючі елементи, що містяться у відходах. Однак при переплаві майже відсутній процес кипіння, що є на більш ефективним засобом очищення ванни від газів і неметалічних включень.

У зв'язку з цим на заводах, які виплавляють шарикопідшипникову сталь, була зроблена порівняльна оцінка забруднення сталі, виплавленої як з повним окислюванням, так і методом переплаву [11, 12]. На підставі зробленого дослідження було встановлено, що сталь, виплавлена з окислюванням, менш забруднена оксидними включеннями і містить більше сульфідних включень, чим сталь, отримана методом переплаву.

Статистичною обробкою даних великого числа плавок шарикопідшипникової сталі, виплавленої на заводі "Красный Октябрь", встановлений однаковий бал оксидів у дрібному профілі (коло 14-24 мм) сталі, виготовленої обома методами. Менш забруднений оксидами метал у квадраті 75 мм, виготовлений з окислюванням [7]. Тому варто вважати за доцільне при виробництві великих профілів виготовляти сталь методом окислювання.

Для поліпшення якості сталі, виготовленої методом переплаву, вважають за необхідне застосовувати часткове окислювання [3, 13].

Відновний період

Задачею відновного періоду плавки є десульфуріяція, розкислення сталі, а також очищення від неметалічних включень. Старанність проведення відновного періоду плавки є, необхідною умовою при одержанні шарикопідшипникової сталі необхідної чистоти. Тому велике число варіантів технології плавки (послідовність розкислення і легування) порозумівається удосконаленням техніки проведення заключного етапу плавки.

Відновний період починається після скачування окисного шлаку. У сучасній технології передбачається можливість деякого науглецювання металу (на 0,10 - 0,15%) у момент підготовки ванни до відновного періоду. Після науглецювання ванни додають: шлакову суміш, що складається з вапна, плавикового шпату, шамотного і динасового бою і карбідної суміші.

Замість осаджуючого методу розкислення, що обумовлює підвищений вміст неметалічних включень, тепер передбачене дифузійне розкислення карбідним шлаком протягом 40 - 60 хв. (у залежності від ваги садки) з наступним перекладом у білий шлак [14].

Після витримки ванни під карбідним шлаком продовжують дифузійне розкислення меленим 75%-ним феросиліцієм у суміші з вапном і плавиковим шпатом; цю суміш додають на шлак невеликими порціями приблизно через кожні 10 хв. рівномірно по всьому дзеркалу ванни, щоб звести до мінімуму осаджуюче розкислення. З цією же метою перед добавкою нової порції суміші ванну перемішують.

Дослідами також було встановлено, що легувати сталь хромом доцільніше на початку рафінування, а не після витримки під карбідним шлаком, як це робилося раніше [3, 8, 12]. Такий прийом полегшує коректування хімічного складу ванни, а також сприяє очищенню її, від включень окислів хрому. Було знайдено також, що більш пізніше уведення ферохрому на високовуглецевих марках сталей сприяє утворенню карбідної смуги в готовому прокаті [25]. Тому основну кількість ферохрому додають у ванну на самому початку відновного періоду, а потім роблять коректування невеликими добавками ферохрому; при цьому вміст вуглецю в сталі можна регулювати додаванням ферохрому відповідної марки.

В даний час вважається достатнім мати в шлаку близько 2% карбиду кальцію. Дослідженням [16, 17] було встановлено, що високий вміст карбиду кальцію в останньому шлаку сприяє, додатковому забрудненню сталі. Тому вважають [3], що якщо вміст карбиду кальцію в шлаку через 40 хв. після добавки відновної суміші з меленим коксом буде близько 2%, то до моменту випуску плавки карбід кальцію зруйнується природним шляхом плавки. Так і надходять у сучасній технології ведення жужільного режиму у відновному періоді.

Для досягнення необхідної повноти десульфурзації сталі вміст СаО в першій пробі шлаку повинен бути не менш 55%. Достатня рідинорухливість такого шлаку підтримується добавками плавикового шпату, шамоту й іноді динасового бою.

Необхідною умовою для одержання низького вмісту сірки в сталі є гарне розкислення шлаку відновного періоду: при вмісті закису заліза в шлаку не більш 0,60% сірка в готовому металі міститься в мінімальній кількості.

Оптимальна тривалість відновного періоду складає 1 годину. 40 хв.-2 години. В даний час температура металу в печі перед випуском повинна бути в межах 1560-1590° С.

Випуск сталі з печі і розливання

За 2-3 хв. до випуску сталі у ванну на штангах вводять алюміній у кількості 0,3-0,4 кг/т. Плавку випускають під білим чи слабокарбідним шлаком (вміст СаС - не більш 1%). Метал випускають повним струменем і перемішують його зі шлаком у ковші. Така організація випуску металу з печі охороняє його від окислювання, шлаком витягається з металу визначена кількість неметалічних включень і відбувається додаткова десульфурація [7, 17, 19].

Після випуску метал витримують у ковші перед розливанням протягом 10 - 15 хв. Розливання шарикопідшипникової сталі на вітчизняних заводах роблять винятково сифонним способом. Вибір способу розливання обумовлений високими вимогами до якості поверхні злитків.

Для досягнення найбільшої щільності злитка розливання сталі ведуть при досить високій температурі і вживають заходів, що сприяють більш повному харчуванню осьової зони злитка рідким металом у процесі кристалізації. Для цієї мети використовують спеціальні утеплювальні суміші, нові способи інтенсивного обігріву прибуткової частини злитка чи виливниці з підвищеної конусністю і зниженим відношенням Н/D і утепленою прибутковою надставкою.

Як показали дослідження [12, 16], підкачування металу при наповненні виливниць не поліпшують макроструктуру злитка і може бути додатковим джерелом забруднення сталі включенням. Тому розливання сталі проводять без підкачування, а тільки сповільнюють швидкість розливання при вході металу в прибуткові надставки.

Для повноти представлення про сучасну технологію виробництва шарикопідшипникової сталі, нижче приводяться також короткі данні з практики закордонних заводів [13].

Основні особливості технології виплавки шарикопідшипникової сталі в електродугових печах США, полягають у наступному:

1. Потужність трансформаторів дозволяє проводити плавку більш гаряче, тому навіть плавки при переплаві проводять з частковим окислюванням, при цьому **хром** через високий температурний режим майже не вигорає.

2. Після закінчення окисного періоду на ряді заводів роблять значне науглецювання ванни електродним боєм і високовуглецевим ферохромом.

3. Остаточне розкислення роблять силікокальцієм, що додається на струмінь металу під час випуску.

4. Розливання шарикопідшипникової сталі виробляється, як правило, зверху.

Проблема одержання сталі з невеликим вмістом неметалічних включень

Одержання шарикопідшипникової сталі високої однорідності, з мінімальним вмістом неметалічних включень є, однієї зі складних задач сучасної металургії сталі. Оскільки в електродугових печах одержання сталі з низьким змістом сірки, не представляє особливих труднощів, то увага металургів спрямована на боротьбу з оксидними і глобулярними включеннями.

По своєму походженню неметалічні включення розділяють на ендогенні й екзогенні.

Ендогенні включення утворюються в рідкій сталі в результаті фізико-хімічних процесів, що відбуваються, [20, 21]: а) включення, що утворюються в сталі в процесі виплавки і розкислення (первинні включення); б) включення, що утворюються в сталі в результаті додаткового окислювання. Воно відбувається при випуску і розливанні, а також у результаті підвищення розкислювальної здатності елементів при охолодженні сталі (вторинні включення).

Екзогенні включення з'являються в сталі з:

а) забруднень шихтових матеріалів;

б) часток шлаку, що залишилися в металі;

в) включень вогнетривкої футеровки, з яким стикається рідка сталь у процесі виплавки і розливання.

В даний час ще не можна сказати про ступінь впливу окремих джерел забруднення на якість шарикопідшипникової сталі. Більшість металургів, наприклад, вважає, що шихтові матеріали істотно не впливають на чистоту сталі по оксидних включеннях, хоча вони можуть значно впливати на зміст сірки в готовій сталі і на забруднення її сульфідами.

У той же час вважається встановленим, що забруднення сталі на шляху від печі до виливниць [9, 11, 22-28] значно підвищується за рахунок включень, що утво-

рядяться при випуску, розливанні і кристалізації сталі, однак оцінка ролі того чи іншого джерела в утворенні включень різна.

У значній частині робіт, присвячених вивченню цього питання, визначали вплив вогнетривких матеріалів на забруднення сталі оксидними включеннями [18, 26]. Серед інших методів були використані і "мічені атоми", і точний вимір ступеня зносу футеровки ковша. У результаті було встановлено, що частка включень з вогнетривкої футеровки ковша складає 3 - 5% від загальної ваги включень у сталі. Але включення екзогенного походження звичайно великі і тому можуть помітно впливати на оцінку якості сталі по еталонній шкалі балів.

Висловлюється також припущення про переважний вплив на бали включень продуктів реакцій, що утворюються при процесах розкислення і ліквідації під час затвердіння злитка, і що зі збільшенням ваги злитка частка цих включень збільшується [20].

Однак вплив цих джерел (футеровка ковша і процеси під час кристалізації) може бути лише обмеженим, тому що вони складають невелику частку від загальної кількості включень.

Основним джерелом включень у сталі деякі металурги вважають процес заплутування шлаку при випуску плавки з печі [22, 27, 29, 30], що намагаються пояснити зменшенням поверхневого натягу шлаку, що містить підвищену кількість карбідну кальцію.

Дійсно, при випуску плавки під карбідним шлаком забруднення сталі включеннями збільшується [16, 17].

Проведеними спеціальними дослідженнями процесу емульгування пічного шлаку [19, 31] виявлений лише незначний вплив цього фактора на забруднення сталі включеннями (у межах 1,2 - 5,1% від загальної ваги включень у сталі). Однак кількарцова перевірка впливу цього фактора у виробничих умовах при випуску плавки під білим шлаком не підтвердила правильності зазначених припущень [14, 17]. Більш того, останнім часом при виплавці якісної сталі широко застосовується метод обробки рідкої сталі шлаками з метою її десульфурзації й очищення від неметалічних включень [32, 33].

Значна кількість неметалічних включень у сталі до 32% [31] утвориться в результаті вторинного її окислювання при випуску і розливанні. Це особливо виявляється у

високовуглецевій, тобто шарикопідшипниковій, сталі, остаточно розкисленій у печі алюмінієм і кремнієм. При збільшенні поверхні падаючої струменя металу, тривалості випуску і підвищенні температури сталі вторинне окислювання підсилюється.

Значну частку включень складають продукти розкислення сталі. У шарикопідшипниковій сталі ця частка складає близько 40% загальної кількості включень [11].

Досвідом заводської роботи встановлено, що спосіб розкислення (і застосовувані розкислювачі) **значно впливає** на величину, форму і кількість неметалічних включень, що утворюються [7, 12]. Наприклад, було встановлено, що заміна осаджувачого методу розкислення наприкінці відновного періоду дифузійним методом обумовлює підвищення чистоти сталі по неметалічних включеннях. Тому заперечення деякими дослідниками впливу методики розкислення в печі на вміст неметалічних включень у сталі є помилковим. Дифузійне розкислення меленим феросиліцієм через шлак, у залежності від тривалості розкислення карбідним шлаком, супроводжується також осаджувачим розкисленням [17], що при недостатньо розкисленому металі приводить до утворення глобулярних включень.

У якості розкислювачів були випробувані у виді феросплавів кальцій, барій, ванадій, цирконій, титан. На ряді заводів широко застосовувався силікокальцій (2 - 3 кг/т) для остаточного розкислення сталі в ковші. У результаті було досягнуте деяке зниження бала оксидів у сталі. Але, як встановлено, застосування силікокальцію в якості розкислювача викликає утворення великих глобулярних включень - до 60 мк, унаслідок чого застосування його було повсюдно припинене. Використання феротитану не дало поліпшувачого ефекту. Може бути це порозумівається великим **вмістом** алюмінію у феротитані. При використанні цирконію в якості розкислювача в сталі утворюються нітриди, що негативно впливають на її властивості.

Таким чином, при застосуванні різного роду розкислювачів загальне забруднення шарикопідшипникової сталі не мінялося. Головним чином досягалася зміна форми і характеру розподілу включень.

4.5 Опис основних технологічних операцій

Обробка металу на установці "ківш-піч" дозволяє робити наступні операції:

- усереднення розплаву по хімічному складі і температурі шляхом перемішування за рахунок продувки розплаву інертним газом;
- коректування хімічного складу шляхом уведення кускових феросплавів і порошкового дроту з різними наповнювачами;
- нагрів металу за допомогою занурених у шлак електродів;
- наведення основного шлаку і видалення неметалічних включень шляхом поглинання їхнім шлаком;
- захист інертним газом і шлаком поверхні розплаву від окислювання;
- дегазація і десульфурація;
- модифікування сталі.

Зразковий порядок подачі матеріалів у сталерозливний ківш по ходу позапічної обробки плавки на УКП.

1-2 хвилини від початку обробки:

- вапно **кускове** - порції до 1000кг
- алюмофлюс порцією не менш 200кг
- плавиковий шпат по необхідності порцією до 100кг

5-15 хвилин від початку обробки:

- феросплави - порції до 1000кг
- коксик порошкоподібний (або коксовий дріб'язок) - порції до 300 кг
- дріт з порошковим наповнювачем (вуглець) - порції до 500 м.

15-35 хвилин від початку обробки:

- алюмінієвий дріт на верхню межу заданого хім. аналізу.

Подачу аргону через продувні пробки здійснюють протягом всієї обробки металу на установці. Робоча витрата аргону встановлюється так, щоб при продувній плямі, що спостерігається чітко, не допускати кидків струму по фазах. При незадовільній роботі продувної пробки допускається короткочасна подача аргону високого тиску (байпас) для прибивання продувної пробки (1-3хв) і для проведення процесу десульфурації (3-5хв.). При неспрацьовуванні устаткування для донної продувки допускається обробка металу аргонем через верхню продувну фурму в такий спосіб: 5-6 хвилин нагрівши і після кожного прогріву протягом 2-3 хвилин робити

продувку металу аргоном. Візуальний контроль режиму продувки здійснюється не рідше, ніж перед кожним виміром чи температури доборою проби.

Параметри витрати, що рекомендуються, аргону:

5хвилин від початку обробки 100-250л\хв.

5-20хв.-десульфурація 250-600л\хв.

20 хв і до кінця обробки 100-250л\хв.

Ступінь нагрівання вибирають, виходячи з необхідної швидкості нагрівання.

1 ступінь 0-0,5⁰С/хв 6ступінь 3⁰С/хв

2ступінь 1⁰С/хв 7ступінь 3.5⁰С/хв

3ступінь 1.5⁰С/хв 8ступінь 4⁰С/хв

4ступінь 2⁰С/хв 9ступінь 4.5⁰С/хв

5ступінь 2.5⁰С/хв 10ступінь 5⁰С/хв

Швидкість охолодження сталі при продувці аргоном 1.0-2.0⁰С/хв. Температура металу в сталерозливному ковші перед віддачею на МБЛЗ повинна бути $\pm 2^{\circ}\text{C}$ від замовленої температури.

Контроль температури металу проводять у ручному режимі. Перший вимір температури для плавок, що надходять з мартенівського цеху, роблять після 5-10хв нагрівання і продувки металу аргоном. Останній вимір виробляється безпосередньо перед передачею ковша з металом на МБЛЗ, але не раніше, ніж через 2 хв послі відключення дугового підігріву. Завмер температури виробляється через оглядове вікно на відстані не менш 300мм від стінки ковша і не менш 200-300мм від аргоної плями, на глибину не менш 300мм.

Шлаковий режим УПК

Товщина рафініровочного шлаку в ковші повинна бути 80-150мм. (визначається візуально), що забезпечує стійке і безшумне горіння дуг і теплоізоляцію металу. Наведення шлаку, що рафінує, роблять присадкою в ківш сповісти в кількості 4-10кг/т сталі. При проведенні глибокої десульфурації рекомендується робити обробку металу вапном у кількості, близькому до верхньої межі 8-10кг/т сталі. Присадка плавикового шпату виробляється, виходячи з консистенції шлаку. Для розкислення шлаку використовують коксик, гранульований алюміній, чушковий алюміній, алюмофлюс, у кількостях, що забезпечують наведення білого рафініровочного шлаку.

Наведення високоосновного рідкотекучого шлаку з низьким вмістом Fe сприяє поглинанню твердих і рідких неметалічних включень, тим самим знижуючи зміст розчиненого в металі кисню і припинення процесу відновлення фосфору зі шлаку в метал (якщо при переливі в ківш потрапив мартенівський шлак.)

Коректування хімічного складу сталі роблять з розрахунку на заданий вміст елементів. Для забезпечення заданого хімічного складу сталі введення елементів роблять після одержання гомогенного шлаку в наступній черговості:

Вуглець-марганець-кремній-алюміній-кальцій з урахуванням даних по засвоєнню і часу основних хімічних елементів приведених у таблиці 4.2.

Таблиця 4.2 - Угар основних елементів

Елемент	Позначення	Засвоєння, %	Угар,%
Марганець	Mn	85-95	10-15
Кремній	Si	80-90	10-20
Вуглець	C	95-100	0-5
Титан	Ti	50-70	30-50
Алюміній (пр-ка)	Al	80-90	20-10
Кальцій	Ca	10-20	80-90
Бор	B	60-70	30-40
Хром	Cr	85	15
Нікель	Ni	95-100	0-5
Ванадій	V	93-98	2-7
Ніобій	Nb	90-95	5-10

Відбір проб шлаку

Першу пробу шлаку відбирають після наведення шлаку в ковші, останню - перед подачею ковша на розливання (кількість проб не регламентується). Проби шлаку відбирають наморажування на кисневу трубку. Перша проба оцінюється візуально. Оцінка проводиться по остиглій пробі шлаку.

Колір шлаку:

- Чорний шлак – має високий вміст Fe + Mn більш 2%. Вміст цих окислів може бути знижене за допомогою розкислення алюмінієм, сухим антрацитовим дріб'язком (навуглецьовачем). Необхідно додаткове введення вапна
- Сірий до коричневого – вміст FeO + MnO на рівні 1-2%. Необхідно додаткове розкислення шлаку і добавка вапна;

- Білий до жовтого – жовтий колір указує на те, що йде процес видалення сірки. Шлак після остигання повинний розсипатися. Необхідні додаткові порції вапна;
- Зелений – у цьому шлаку містяться окисли хрому;
- Білий – добре розкислений шлак, активно йде процес видалення сірки.

Поверхня шлаку:

- с дзеркальним блиском, тонка вказує на те, що в шлаку можливо високий вміст SiO_2 . У цьому випадку виробляється добавка вапна;
- гладка і товста цей шлак, як правило, повинний розпадатися при охолодженні. Свідчить про якісне ведення жужільного процесу. Якщо шлак не розпадається, то ймовірно великий вміст Al_2O_3 . У цьому випадку необхідна добавка вапна;
- ламка і товста вміст вапна високий. Необхідні добавки розріджувачів - плавицевого шпату.

Добре розкислений шлак має колір від ясно-сірого до білого. Друга проба відбивається на чистий металевий лист. У пробі не повинне бути сторонніх домішок. Проба відправляється на хімічний аналіз в експрес-лабораторію. Результати аналізу останньої проби шлаку записуються в паспорт позапічної обробки на установці "піч-ківш".

Послідовність технологічних операцій:

Ківш встановлюється в робочу позицію. Підключається аргон, починається електродуговий підігрів, з моменту запалювання дуги починається відлік початку плавки. Після прогріву не менш 5хв і одержання рідкотекучого шлаку необхідно відібрати пробу металу і шлаку, замірити температуру металу. На низкокремнієвих марках сталі замер виробляється приладом "Celox" для визначення активності кисню в рідкій сталі в промилях (ppm). Зниження окисленості сталі орієнтовно 1ppm при віддачі 1кг чушкового алюмінію.

Кисень у металі знаходиться в двох видах:

- 1) у нестабільній формі - виді (Fe)-у шлаку
- 2) у пасивній формі - у виді продуктів розкислення - SiO_2 , Al_2O_3 .

У залежності від активності кисню в металі присаджують чушковий алюміній, алюмофлюс у кількості від 200-500кг. Алюміній гранульований згідно норм витрати на дану марку сталі, AL дріт-35кг, при цьому зменшується кількість (Fe) у шлаку і

кисень з металу переходить у шлак, де знову з'єднується з розкислювачем. Таким чином, зменшується вміст кисню в металі.

Рідкотекучий, добре розкислений шлак сприяє високому засвоєнню легуючих елементів, тому, перш ніж уводити феросплави необхідно створити умови для їхнього засвоєння.

Після одержання результатів хімічного аналізу роблять коректування хімічного складу металу, розрахунок ведуть на нижню межу заданого хімічного аналізу.

Формула для розрахунку витрати феросплавів, кг:

$$P = \frac{100 \cdot T \cdot (C_2 - C_6)}{A \cdot (100 - Y)}$$

де T – вага рідкої сталі, кг;

C_T и C_6 – масова доля елемента в готовій сталі і в металі перед подачею феросплаву, %;

A – масова доля елемента в феросплаві, %;

Y – угар елемента, %.

При необхідності повторюють коректування хімічного складу сталі, при цьому допускається короткочасна робота аргонних пробок через байпас-максимальній витрату аргону.

Остаточне коректування по вуглецю роблять не пізніше, ніж за 10 хвилин до закінчення обробки сталі.

Остання присадка феросплавів повинна закінчуватися за:

FeSi----- за 10хв до кінця обробки сталі

FeMn----- до 0,20% - 15хв

FeCr----- до 0,20% - 15хв

FeMo----- до 0,20% - 15хв

FeV—FeNb- до 0,05% - 15хв – більше 0,05% - 20хв на аргонну пляму

Ni----- до 0,5 – 20хв

Ti ----- за 10хв

Al ----- до 10хв (проволока).

Обробка сталі введенням порошкового дроту:

Обробка сталі введенням порошкового дроту за допомогою трайб-апаратів, установлених на УПК, виробляється з метою:

- коректування вмісту окремих елементів у вузьких межах (вуглець), засвоєння вуглецю 95-100%.

- глибокого розкислення і модифікування морфології неметалічних включень (SiCa, FeCa, AlCa,).

- глибокого розкислення сталі (алюміній)

Обробка сталі порошковим дротом, що містить SiCa, FeCa, AlCa виробляється наприкінці обробки, після остаточного розкислення сталі алюмінієвим дротом. При обробці сталі SiCa варто враховувати Si, внесений з SiCa, при обробці сталей AlCa враховувати Al.

Кількість дроту, який вводиться, утримує порошковий кальцій, необхідне для утворення рідких алюмінатів і запобігання випадання твердих включень Ca, розраховують по формулі:

$$L = \frac{(0,01442 \cdot [S] + 0,00686 \cdot [Al] + 0,000012 \cdot T - 0,01675) \cdot M_c}{\beta \cdot b \cdot \eta},$$

де L - кількість порошкового дроту, необхідного для утворення рідких алюмінатів і запобігання випадання твердих включень Ca при позапічної обробці металу, м;

[S] - масова частка сірки в металі перед обробкою, % [Ca дротом];

[Al] - масова частка алюмінію в металі перед обробкою, %;

T - температура металу перед початком обробки кальцій вмістовним дротом, °C;

M_c - маса рідкого металу в стальковше, кг;

β - ступінь засвоєння кальцію через 3 хв послу введення дроту, % (значення, що рекомендується β = 20%);

b - вміст кальцію в порошковому наповнювачі дроту, частки;

η - наповнення порошкового дроту, кг/м.

Після введення в рідкий метал алюмінієвого дроту, а також після введення порошкового дроту, що містить кальцій, виробляється м'яка продувка розплаву тривалістю не менш 3 хв без оголення дзеркала металу (витрата аргону, що рекомендується, 100-150л/хв, при слабкій роботі аргоних пробок, витрата аргону оцінювати візуально (аргона пляма зразкова 20 див).

Не допускається підігрів металу і добавка феросплавів після введення кальцій вмістовного дроту.

Кінець плавки вважати з моменту відключення аргону.

Перед уведенням порошкового чи алюмінієвого дроту необхідно перевірити стан направляючої труби на трайб-апараті й у випадку, якщо нижня частина направляючої труби згоріла (тобто стала коротше 1.8м) необхідно зробити її заміну, тому що при короткій направляючій трубі частина дроту лягає на шлак і згоряє в шлаку не потрапляючи в метал.

Шлак перед уведенням дроту повинний бути рідкотекучим.

Коректування вмісту вуглецю в металі виробляються введенням вуглецьвмістовного порошкового дроту чи коксиком. Присадка 30кг на ківш вуглецьвмістовного дроту вводить 0,01% вуглецю.

Допускається коректування вуглецю вуглецевим дротом у кількості не більш 0.05%.

Відбір проб сталі в ручному режимі. Пробовідбірник вводиться в ківш при виключеному електродуговому підігріві металу і піднятих електродів через шар шлаку в рідкий метал на глибину не менш 300 мм на час не більш 5 секунд із моменту занурення. Першу пробу сталі відбирають не раніше, ніж через 5 хвилин після чи підігріву введення коригувальних добавок. Кожна наступна проба сталі відбирається не раніше, ніж через 5 хвилин після корекції хімічного складу. Пробу сталі необхідно прохолоджувати обдувом стиснутим чи вентиляторним повітрям до темно-вишневого кольору, потім проба прохолоджується водою. При наявності на пробі шлакових включень, тріщин і інших дефектів проба бракується.

Загальний час з моменту добору проби і до одержання готового хімічного аналізу не повинне перевищувати 10 хв. Заборонено починати розливання на МНЛЗ без остаточного хім. аналізу з УПК.

Подача феросплавів і шлакоутворюючих в УКП.

Тракт подачі кускових матеріалів в УКП включає:

- 10 бункерів-нагромаджувачів обсягом 10 м³;
- 13 віброживильники продуктивністю по 100 т/год;
- 3 бункери, що зважує, місткістю по 1,5 м³;

- вертикальний стрічковий живильник продуктивністю 90 т/ч;
- завантажувальний бункер обсягом 2,5 м³;
- шибер-дозатор;
- завантажувальний лоток;
- донно-розвантажувальний пристрій.

Завантаження матеріалами бункерів-нагромаджувачів виробляється саморозвантажними контейнерами. Перелік матеріалів, подаваних у бункери - нагромаджувачі УКП для забезпечення технології позапічної обробки сталі:

- **силікомарганець** - 1 бункер;
- феромарганець - 1 бункер;
- металевий марганець - 1 бункер;
- феросиліцій - 1 бункер;
- низькофосфористий силікомарганець - 1 бункер;
- ферохром - 1 бункер;
- плавиковий шпат - 1 бункер;
- вапно -2 бункери;

Крім того, у резерві залишається 1 бункер.

Графік завантаження бункерів визначається в залежності від інтенсивності використання матеріалів у технологічному процесі. Режим завантаження робочих бункерів повинний виключати переплутування і змішування матеріалів, для чого дотримується правило: подачу нового матеріалу в бункер роблять тільки після повного звільнення всього тракту подачі від попереднього матеріалу.

Керування системою дозування і введення матеріалів у сталерозливний ківш по ходу обробки металу на УКП виконується через систему АСУТП чи вручну з використанням мнемосхеми системи.

Порядок проходження сипучих матеріалів по тракті: при завданні сталеваром УКП порції матеріалу включається відповідний віброживильник і матеріал з бункера-нагромаджувача надходить у бункер, що зважає, де накопичується маса матеріалу, що задається. По закінченні її набору, сталевар УКП дає команду на відключення віброживильника і відкриває засувку дозатора. Матеріал надходить на стрічковий транспортер, по якому подається в завантажувальний бункер УКП. Після завершен-

ні подачі порції матеріалу в завантажувальний бункер по команді сталевара УКП відкривається шиббер-дозатор завантажувального бункера і матеріал по завантажувальному лотку просипається в піч-ківш. Забороняється залишати частина невикористаних матеріалів у завантажувальному бункері УПК і на стрічкових транспортерах.

4.6 Зупинка установки піч-ківш

Для зупинки установки роблять наступні операції:

1. Піднімають електроди і відводять у вихідне положення.
2. Виключають вступної вимикач.
3. Виключають насосно-акумуляторну станцію і газоочистку.
4. Виключають насоси водооборотного циклу.

4.7 Деякі аспекти технології і конструкції агрегатів піч-ківш

За останні десятиліття затвердилася нова концепція виробництва сталі, відповідно до якої сталеплавильний агрегат призначений, головним чином, для розплавлення шихти й одержання напівпродукту. Сталь із заданим складом, якістю і властивостями одержують в основному в агрегаті ківш-піч.

Агрегат ківш-піч характеризується комплексом тісно взаємозалежних технологічних і енергетичних параметрів. Від оптимізації цього взаємозв'язку як у закладених конструктивних параметрах, так і в процесі експлуатації залежить у цілому ефективність роботи агрегату.

Основними параметрами, що визначають ефективність роботи агрегату ківш-піч, є:

- " хімічний склад рафінувального шлаку;
- " товщина шаруючи шлаку на дзеркалі металу;
- " довжина дуги;
- " співвідношення потужності з масою сталі і з площею дзеркала металу в ковші;
- " швидкість нагрівання металу;
- " інтенсивність перемішування металу в обсязі ковша.

Недотримання оптимального взаємозв'язку технологічних, конструктивних і енергетичних параметрів знижує ефективність роботи агрегату ківш-піч. Однак ці

взаємозв'язки не завжди враховуються, тому що проектуванням і обслуговуванням займаються фахівці різного профілю і координація їхніх дій не завжди дотримується.

Слід зазначити, що електричне нагрівання металу в дуговій сталеплавильній печі (ДСП) і агрегаті ківш-піч принципово відрізняється. ДСП працює на довгій дузі. Це зв'язано з тим, що основним періодом її роботи є плавлення брухту, а передача енергії випромінюванням максимальна стосовно інших видів теплопередачі, тому що вона пропорційна температурі в четвертому ступені.

Агрегат ківш-піч працює на короткій дузі, щоб мінімізувати втрати тепла в навколишнє простір і збільшити потужність, переданий металу.

Потужність трансформатора при роботі на перемінному струмі (практично всі ковші-печі, експлуатовані в СНД, працюють на перемінному струмі) повинна бути оптимальною для даного обсягу металу і геометричних розмірів ковша. При недостатній потужності трансформатора подовжується цикл обробки. Використання трансформатора з потужністю більш необхідної приводить до збільшення капітальних витрат, перевитраті енергії і зниженню стійкості футеровки ковша.

Для визначення оптимальної потужності трансформатора варто використовувати критерії: активна потужність для нагрівання металу з визначеної (заданої) швидкістю; максимально припустима питома потужність дуги на одиницю площі дзеркала металу.

Інститутом ИРСИД (Франція) на основі даних роботи агрегатів ківш-піч ємністю 18-320 т встановлено, що для нагрівання металу зі швидкістю 4,5 °С/хв необхідно підводити активну потужність 0,12 МВт/т сталі. При використанні трансформатора з підведенням такої питомої активної потужності забезпечується оптимальне нагрівання металу, шлаку і футеровки ковша. За даними можна визначити необхідну активну потужність трансформатора для нагрівання будь-якої маси металу з заданою швидкістю в межах інтервалу, зазначеного на діаграмі.

Потужність, що підводиться до агрегату ківш-пекти, обмежується швидкістю зносу футеровки. Зайво потужність неминуче приведе до збільшення швидкості зносу вогнетривів у зоні жужільного пояса й у "гарячих" крапках кришки агрегату (осередковий знос).

Максимально припустима питома потужність дуги за даними фірми "Даніелі" повинна складати порядку 1,8-2,2 МВт/м² - площі дзеркала металу. Цей показник враховує геометричні розміри ковша. Так, до ковша з великим відношенням діаметра до висоти можна підводити велику потужність, чим у ківш із меншим відношенням діаметра до висоти при однаковому обсязі металу.

Крім того, при підведенні потужності більш необхідної збільшується діаметр електродів, обумовлений щільністю струму. Унаслідок цього збільшується діаметр розпаду електродів. Електроди наближаються до стінки ковша, що викликає більший знос футеровки. Крім того, виключається можливість роботи на максимальних ступенях напруги трансформатора і погіршуються умови горіння дуг через наближення "аргонних плям" до електродів. Робота з трансформатором завищеної потужності приводить до збільшення витрати електроенергії. Відомо, що приблизно 16 % споживаної потужності губиться в трансформаторі (звичайно 8-10 %) і короткої мережі. Для зменшення втрат у трансформаторі він повинний працювати з повним навантаженням.

Слід зазначити, що трансформатори виробництва країн далекого зарубіжжя розраховані на роботу з перевантаженням 20 % номінальної потужності з обліком того, що звичайно нагрівання проводиться протягом 3-5 хв. Вищу ступінь напруги рекомендується включати, коли трансформатор (олія і залізо) прогріті. У цьому випадку втрати в трансформаторі мінімальні.

При розрахунку активної потужності зроблене допущення, що $\cos \varphi$ дорівнює 0,78. Відомо, що оптимальна робота агрегату ківш-піч ємністю 100-150 т забезпечується при $\cos \varphi$ 0,78-0,80. Великі ковші-печі, ємністю 200-350 т і більш, можуть ефективно працювати при $\cos \varphi = 0,57-0,60$.

Для ковша-печі на ММК умовно прийнятий $\cos \varphi$, рівний 0,58. Представлені дані свідчать, що на більшій частині агрегатів значення питомої потужності складає порядку 0,09-0,12 МВт/т, що відповідає швидкості нагрівання 4-4,5 °С/хв.

Максимальна питома потужність дуги складає 1,8-2,2 МВт/м², тобто відповідає оптимальному значенню цієї величини. На підприємствах, де завищений цей показник, можуть виникнути проблеми зі стійкістю футеровки.

Однією з обов'язкових умов ефективної роботи ковша-печі є відсічення окисного пічного шлаку при випуску плавки зі сталеплавильного агрегату.

Таблиця 4.3 - Параметри агрегатів ківш-піч електрометалургійних заводів

Підприємство	Сталеплавильний агрегат	Маса металу в ковші, т	Потужність трансформатора, МВ-А	Активна потужність МВт ($\cos\varphi = 0,78$)	Питома активна потужність МВт/т сталі	Питома максимальна потужність МВт/м ³
ВАТ Тагмет	МП	135	20	15,6	0,116	2,18
Сіверський трубний завод	МП	125	20	15,6	0,125	2,15
Нижньодніпровський трубний завод	МП	110	14	10,92	0,100	2,14
"ІСТІЛ"	ДСП	120	18	14,04	0,117	1,96
Донецький металургійний завод	МП	155	18	14,04	0,091	1,67
Молдавський металургійний завод	ДСП	125	18	14,04	0,112	2,25
Белоруський металургійний завод	ДСП	120	15	11,7	0,098	2,42
ОХМК	ДСП	115	18	14,04	0,122	Н. д.
НТМК	к	155	25	19,5	0,126	2,97
"Красный Октябрь"	ДСП	140	18	14,04	0,100	Н. д.
ОЕМК	ДСП	150	18	14,04	0,094	1,89
Волзький трубний завод	ДСП	150	22	17,16	0,114	Н. д.
Єнакіївський металургійний завод	к	135	25	19,5	0,144	2,58
ММК	к	370	45	35,1*	0,095	2,18

Існуючі способи відсічення пічного шлаку при випуску з плавильного агрегату, а також сучасні машини скачування шлаку дозволяють залишати в ковші порядку 300-500 кг окисленого шлаку.

Наявність великої кількості окисленого пічного шлаку погіршує процес десульфурзації сталі і вимагає присадки великої кількості шлакоутворюючих, щоб одержати рафінувальний шлак з визначеною основністю й окисленістю.

За даними роботи [35], рівноважний коефіцієнт розподілу сірки між шлаком і металом при вмісті FeO в шлаку на рівні 8-10 % (що характерно для розкисленої на випуску з конвертера сталі) у порівнянні з оптимальним вмістом у рафінівочного шлаку - 0,5 % знижується в три рази.

При наявності в ковші великої кількості пічного шлаку в результаті розкислення сталі концентрація фосфору в сталі збільшується в 1,5-2 рази.

Крім того, на нагрівання пічного шлаку, що потрапив у ківш, затрачається електроенергія. Розрахунки показують, що при наявності двох тонн пічного шлаку в

ковші з масою плавки 100-130 т витрата електроенергії збільшується на 1,2 кВт о ч/т. При цьому швидкість нагрівання металу знижується приблизно на 0,3 °С/хв.

За даними робіт [36-37], товщина шару шлаку повинна бути на 20-30 % більше довжини дуги. Збільшення товщини шару рафінівочного шлаку в 2,5-3 рази більше довжини дуги унаслідок високої електропровідності основного шлаку приводить до того, що дуги замикаються, в основному, через шлак. Це знижує ефективність нагрівання металу і викликає розкладання фторида кальцію з утворенням карбиду кальцію, що несприятливо з урахуванням екології і техніки безпеки [38].

При товщині шару шлаку менше довжини дуги збільшуються втрати потужності, перегрівається кришка ковша-печі. Розрахунки показують, що при роботі з дугою, що на 10 мм не закрита шлаком, втрати електроенергії складають 2-3 % потужності. Це порозумівається тим, що температура дуги складає 4500-6000 °С, а передача тепла випромінюванням пропорційна четвертого ступеня температури.

Агрегат ківш-піч середньої потужності (ківш 100-150 т) повинний працювати на коротких (60-90 мм) дугах; у цьому випадку при оптимальній товщині шаруючи шлаку дуги замикаються через метал, що забезпечує ефективний його нагрівши.

Сучасні агрегати ківш-піч обладнані системою вдмухування шлакоутворюючих і коксика. Використання пилоподібних матеріалів сприяє більш швидкому формуванню рафінувального шлаку. Однак при використанні повітря як газ-носія збільшується вміст азоту в сталі. Щоб уникнути збільшення вмісту газів у металі необхідно використовувати тільки осушене повітря.

Збільшення газовмісту металу порозумівається тим, що високоосновні рафінувальні шлаки мають високу газопроникність [39]. Тому при обробці в ковші-печі сталі з обмеженням по вмісту азоту необхідно працювати, створюючи "підпір" газів, що відходять, під кришкою. Газовідвідна система ковша-печі повинна забезпечувати регулювання розрідження перед димососом для виключення виносу дрібної фракції шлакоутворюючих, особливо при вдмухуванні їх під кришку.

Зчленування газоходу повинне забезпечувати мінімальне підсмоктування повітря, унаслідок чого з'являється можливість використовувати димосос меншої потужності, що знижує витрату електроенергії.

Розміщення пристроїв для подачі порошкового дроту й алюмінієвої катанки повинне забезпечувати швидку заміну бунтів і полегшити заправлення дроту, що особливо важливо при серійній роботі ковша-печі на МБЛЗ.

Для забезпечення задовільного перемішування металу рекомендується використовувати дві продувні пробки. Математичним моделюванням, встановлено, що найбільш ефективно розміщення продувних пробок на відстані 1/3-1/4 радіуси ковша від його борта; при цьому повинне здійснюватися перемішування в двох площинах.

Таким чином, при проектуванні й експлуатації ковша-печі для забезпечення ефективної його роботи необхідно комплексно розглядати технологічні й енергетичні аспекти обробки металу.

4.8 Виробництво сталі ШХ-15 з обробкою на установці піч-ківш

У січні 2003 р. у СПЦ-2 ПАТ "Дніпроспецсталь" закінчене будівництво першої черги і введена в експлуатацію установка ківш-піч (УКП), що складається з трансформатора, короткої мережі, електродотримачів, водоохолоджуваного склепіння, газового вузла, сталевоза, чотирьохструмкового трайб-апарату. Все устаткування виготовлене силами заводу і розміщено на місці колишньої печі ДСП-50. Основні технічні характеристики УКП:

Ємкість сталерозливного ковша, т	70
Разова порція оброблюваного металу, т	55
Максимальна швидкість нагрівання металу, °С/хв	4
Номінальна потужність пічного трансформатора, МВА	20
Вторинна напруга, В	407 - 144
Діаметр електродів, мм	350
Діаметр розпаду електродів, мм	650
Тривалість обробки, хв	30 - 60
Максимальна витрата:	
електродів, кг/т	0,8
аргону через донну фурму, м ³ /год	60

Застосування установки ківш-піч, крім рішення основних задач - збільшення продуктивності плавильних агрегатів і зменшення собівартості сталі, повинне привести до поліпшення якості металу. Крім того, "Дніпроспецсталь" - традиційний масовий виробник підшипникових сталей. Тому, розглядаючи вплив технології виплавки з застосуванням позапічної обробки на УКП на якість металу, необхідно виділити три напрямки.

Насамперед, технологія обробки на УКП гарантує роботу без **браку** по хімічному складі сталі. За увесь час експлуатації установки в СПЦ-2 не забракували жодної плавки з технологічної причини (не вважаючи технічних збоїв, що виникли при пусконаладжувальних роботах).

Другий напрямок - це якість корозійностійких сталей, стабілізованих титаном, і скорочення частки відбраковування по "титанистій неоднорідності", що виявляється при контролі макроструктури й ультразвуковому. Металографічні дослідження показали, що в дефектних місцях зосереджені в основному карбонітридні й оксидні включення. Аналіз вмісту азоту виявив його вплив на рівень відбраковування (рис. 4.1).

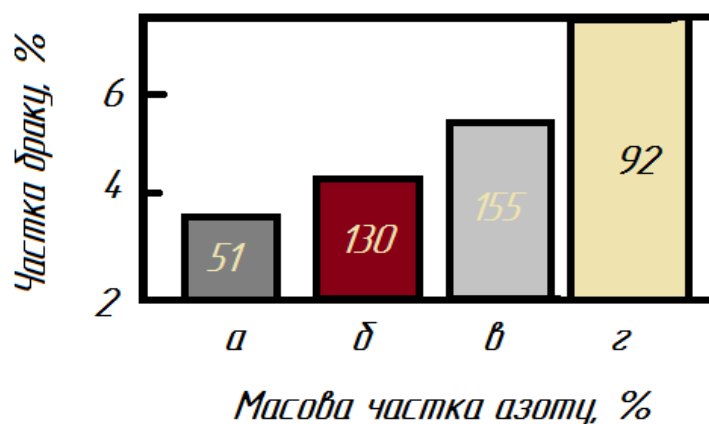


Рисунок 4.1 - Вплив вмісту азоту в титановмісних корозійностійких сталях на первинне відбраковування в прокатному цеху: а - менш 0,01 %; б - 0,011-0,014 %; в - 0,015-0,018 % азоту; цифри - число плавок

У зв'язку з цим досліджували фактори, що сприяють деазотації металу. З урахуванням виявлених залежностей (рис. 4.2) була розроблена технологія обробки на УКП, що дозволила стабільно одержувати вміст азоту на рівні 0,012 %, тоді як за діючою технологією воно складало 0,018 %. Можливо і подальше його зниження (менш 0,010 %).

На рисунку 4.3 представлено в динаміці зміни середнього вмісту азоту в залежності від частки металу, обробленого на установці ківш-піч. Завдяки обробці металу на УКП рівень первинного браку в прокатному цеху по сталеплавильних дефектах зменшений від 5,9 до 3 % (за даними за період із січня по жовтень 2013 р.):

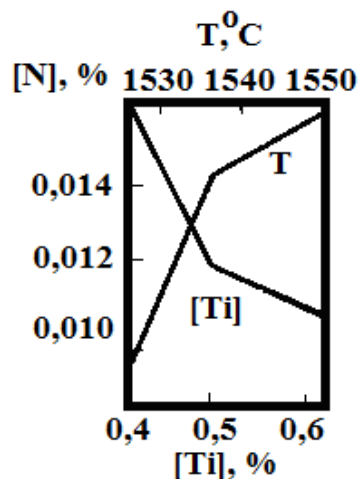


Рисунок 4.2 - Залежність концентрації азоту від вмісту титана в металі і від температури розплаву

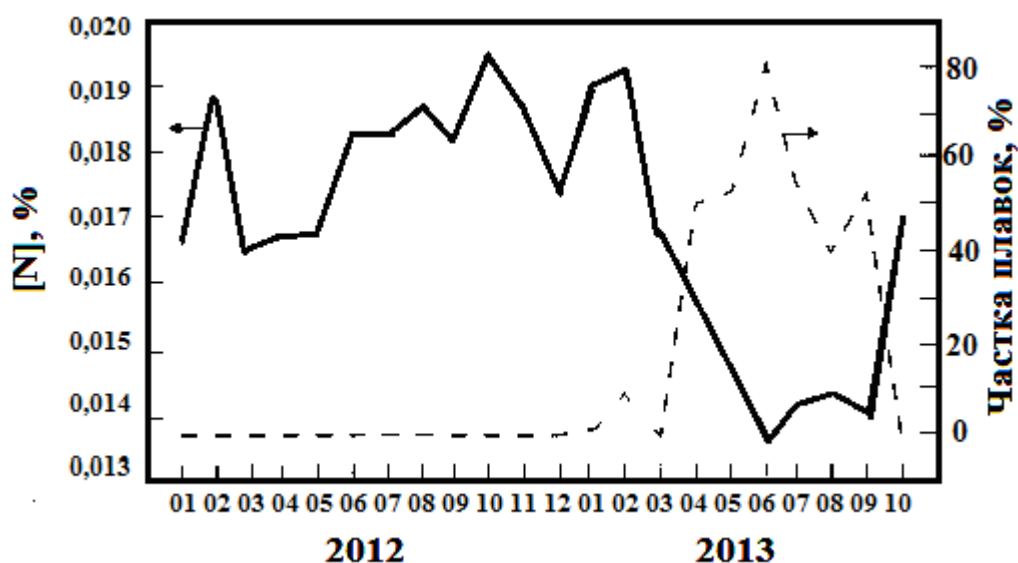


Рисунок 4.3 - Зміна середнього вмісту азоту [N] у титановмісній корозійно-стійкій сталі в залежності від частки металу, обробленого на УКП у СПЦ-2

Спосіб виплавки	Число плавок	Брак при переділі в прокатному цеху, %
ОДВ	33	5,4
ОДВ + УКП	117	3,2
ГКР	264	5,9
ГКР + УКП	37	2,5

Σ ОДВ + ГКР	297	5,9
Σ УКП	154	3,0

Третій напрямок - впливу позапічної обробки на якість підшипникової сталі. До пуску в експлуатацію УКП у цеху виплавляли сталь ШХ15 із призначенням по IV і V групах ДСТ 801-78. Застосування позапічної обробки привело до зменшення вмісту кисню в сталі ШХ15 у середньому від 17,2 до 13,1 ррт, що сприятливо відбилося на її якості по неметалічних включеннях і на виході придатного: він зріс від 80,3 до 94 і від 94 до 100 % відповідно для IV і V груп. Крім того, з моменту пуску УКП виплавили по одній плавці по замовленнях для II і III груп і 11 плавок по замовленнях для II групи. Вихід придатного по неметалічних включеннях склав 100 %. Позитивні результати виплавки підшипникової сталі з обробкою на УКП дають підставу затверджувати, що в СПЦ-2 можлива виплавка всієї гама сталі ШХ15 за винятком вакуумованого металу.

Розглядаючи роботу УКП з економічної точки зору, слід зазначити помітне зменшення витрати легуючих матеріалів унаслідок роботи на нижче середніх межах змісту елементів. Головний економічний ефект в експлуатації УПК складається в переносі відновного періоду плавки зі сталеплавильних агрегатів на установку ківш-піч, але він ще практично не реалізований у цеху. Розглядаючи схему ОДВ + УКП, необхідно відзначити, що вже зараз досягнуто скорочення тривалості рафінування вдвічі. Якщо судити по досвіду роботи УКП у СПЦ-3, залишається резерв по зменшенню витрати електроенергії в дуговій печі на 97 кВт·год/т, а електродів - на 0,7 кг/т.

Розвиток схеми ГКР + УКП має значний потенціал. За результатами недавно завершеної в ЦЗЛ роботи з визначення окисленості сталі рекомендовані випуск плавки з конвертера ГКР без перевірки хімічного складу металу, що скорочує тривалість рафінування на 90 %. Реалізація цієї схеми можлива тільки за умови використання УКП. У перспективі технологія дозволить скоротити витрати аргону (на 15 м³/т) і феросиліцію (на 10 кг/т), а також вогнетривів.

Модернізація технології обробки сталі на установці ківш-піч дає підставу планувати подальше скорочення виробничих витрат.

4.9 Підвищення якості підшипникової сталі шляхом позапічної обробки

На заводі "Дніпроспецсталь" освоєна технологія виплавки підшипникової сталі з десульфурацією розплаву в ковші твердими шлакоутворюючими матеріалами і наступною обробкою на установці "піч - ківш".

Дослідні плавки сталі ШХ15 і ШХ15СГ проводили в 60-т дугових печах; у зв'язку з необхідністю витрати тепла на розплавлювання присаджуваних у ківш твердих шлакоутворюючих до кінця окисного періоду температура металу була трохи вище звичайною (1610-1630 °С).

По досягненні необхідного вмісту вуглецю і температури з печі видаляли шлак, присаджували феросиліцій з розрахунку введення в метал 0,15-0,20 % Si без обліку чадку, плавиковий шпат, бій шамоту, вапно і ферохром на нижню межу марочного вмісту хрому. Одночасно з їх проплавленням метал перемішували; після коректування складу при температурі 1690-1630 °С скачували шлак і плавку випускали з печі.

Легування марганцем сталі ШХ15СГ проводили двома способами: у печі й у ковші. При легуванні в печі марганецьвмісні феросплави вводили в піч приблизно за 10-15 хв до випуску плавки після видалення пічного шлаку.

Через 15-25 хв після початку випуску металу з печі із саморозвантажного бункера в ківш присаджували феросиліцій, феромарганець (у випадку легування сталі ШХ15СГ марганцем у ковші), вапно і плавиковий шпат. При виплавці сталі ШХ15 до випуску металу на дно ковша присаджували порошкоподібний алюміній.

Після випуску ківш із металом передавали на установку "піч - ківш", метал підігрівали з одночасною продувкою аргоном, коректували хімічний склад. Кінцеве розкислення проводили присадкою в ківш алюмінієвого дроту.

Сталь розливали відповідно до діючої технологічної інструкції. Основні показники дослідних і звичайних (без позапічної обробки металу) плавок приведені в табл. 4.4-4.6.

Дослідна технологія забезпечує досить низький (0,0085-0,010 %) вміст сірки в готовій сталі (при 0,030-0,035 % S перед випуском). Видаленню сірки сприяють швидке наведення в ковші високоосновного рідкотекучого шлаку, інтенсивне його перемішування з металом під час випуску плавки і продувка розплаву аргоном у ко-

вші на установці "піч - ківш". На ефективність десульфурації робить також вплив видалення шлаку з печі перед випуском металу.

При виплавці сталі ШХ15 за дослідною технологією в порівнянні з діючої відбувається зниження температури; при легуванні металу марганцем у печі і ковші відповідно на 26 і 44 °С.

Таблиця 4.4 - Вміст у шлаку основних окислів і сірки (%) і основність ($B=CaO/SiO_2$) шлаку при виплавці підшипникової сталі по дослідній (А) і звичайній (Б) технологіях (n - кількість плавов)

Варіант технології (кількість плавов)	Момент відбирання проб	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	S	B
А (7)	Перед випуском	34,1	25,1	3,8	7,2	4,1	21,3	0,061	1,36
		28,3-40,5	19,2-29,2	2,3-4,9	5,1-10,2	1,8-5,1	15,7-26,0	0,025-0,81	
В (5)	3 ковша	50,6	20,6	12,0	0,79	0,29	12,1	0,78	2,46
		39,9-56,3	16,7-23,2	7,9-18,1	0,52-1,22	0,1-0,58	10,7-14,1	0,5-1,1	
	3 ковша								
А (8)	3 синтетичним шлаком	45,0	12,0	35,2	0,51	0,41	8,2	0,51	3,75
		39,1-48,2	6,1-10,4	25,7-48,2	0,22-1,2	0,2-0,6	2,1-16,1	0,2-0,9	
В (4)	Під пічним шлаком	39,8	22,7	10,8	0,71	0,59	13,5	0,41	1,75
		31,8-49,2	18,9-26,1	7,9-15,1	0,51-0,92	0,48-0,61	7,5-17,9	0,3-0,5	

Таблиця 4.5 - Зміна температури металу при випуску дослідних (А) і звичайних (Б) плавов (Δt - спад температури за час випуску)

Варіант технології	Марка сталі (кількість плавов)	Температура металу,		Δt , °С
		Перед випуском	В ковші	
А	ШХ15 (25)	1610	1544	66,0
		1600-1620	1515-1570	
Б	ШХ15 (20)	1570	1540	30,0
		1550-1580	1540-1560	
А; легування марганцем:				
в печі	ШХ15СГ (24)	1604	1544	60,0
		1590-1630	1525-1560	
в ковші	ШХ15СГ (11)	1608	1530	78,0
		1600-1620	1520-1550	
Б	ШХ15СГ (20)	1565	1531	34,0
		1530-1580	1520-1550	

Ступінь засвоєння кремнію і марганцю при виплавці підшипникової сталі за **дослідною** технологією в порівнянні зі звичайної (табл. 4.6). Особливо істотно зростає ступінь засвоєння марганцю при легуванні сталі ШХ15СГ у ковші.

Оцінка забруднення сталі неметалічними включеннями показала (табл. 4.7) помітне їхнє зниження в дослідному металі, а також зменшення кількості глобулярних включень. У зв'язку з цим зріс вихід придатного при значному зниженні браку по неметалічних включеннях.

Таблиця 4.6 - Засвоєння (η) кремнію і марганцю при виплавці підшипникової сталі по дослідній (А) і звичайної (Б) технологіях

Варіант технології	Марка сталі (кількість плавов)	η_{Si} , %	η_{Mn} , %
А	ШХ15 (25)	88,6	89,7
		76,1-94,7	81,4-95,3
А; легування марганцем:			
в печі	ШХ15СГ (30)	91,7	92,1
		83,8-97,5	84,5-97,7
в ковші	ШХ15СГ (11)	90,4	97,4
		85,1-95,4	94,0-99,1
Б	ШХ15 (20)	87,4	88,9
		75,1-93,1	80,4-94,3
	ШХ15СГ (20)	87,9	92,2
		80,1-95,1	80,5-96,3

Таблиця 4.7 - Якісні характеристики підшипникової сталі, отриманої за дослідною (чисельник) і звичайною (знаменник) технологіям

Марка сталі	Група 1 ГОСТ 801-78	Кількість плавов	НВ _{макс} , бал			НВ _{ср} , бал			Вихід придатного з 1-го контролю, %	Брак, %
			ОК	СФ	ГЛ	ОК	СФ	ГЛ		
ШХ15	Заготівка (кв. 105 мм)	55	2,15	2,16	2,01	1,86	1,95	1,72	70,5	
		36	2,21	2,13	2,49	1,88	1,90	1,94	56,4	
	Сорт (діам. 27 мм)	50	1,96	1,95	1,88	1,63	1,66	1,58	86,7	0,04
		24	1,83	1,88	2,33	1,59	1,63	1,81	68,7	1,53
ШХ15СГ	Заготівка (кв. 105 мм)	45	2,14	2,11	2,09	1,86	1,93	1,79	59,3	0,08
		25	2,20	1,93	2,57	1,82	1,89	2,01	43,1	1,72
	Сорт (діам. 27 мм)	42	2,05	2,0	2,11	1,71	1,75	1,78	74,3	
		20	2,25	2,1	2,82	1,73	1,73	2,14	45,5	

НВ – неметалеві включення, ОК – оксиди, СФ – сульфиди, ГЛ – глобули

При дослідженні складу неметалічних включень у заготівлі кв. 105 мм і колі діам. 27 мм виявили, що в заготівлі сталі звичайних плавов присутні темно-сірі глобулярні включення (30-10 мкм), що складаються з 60-70 % Al_2O_3 , 20-30 % MgO і 1-5 % CaO , чи частково цілком в оболонці CaO товщиною 1-2 мкм (І) і оксиди (10-2 мкм) у товстій (2-20 мкм) оболонці сульфідів марганцю, склад яких близький до складу глобулярних включень.

У металі дослідних плавок спостерігали також включення типу I і II. Глобулярні включення мали більш високий вміст оксиду кальцію і менше оксиду магнію (60-70 % Al_2O_3 , 15-20 % MgO , 15-20 % CaO). Кількість включень I було на порядок менше, ніж II.

Слід зазначити, що у великому профілі частина оксидів в оболонці сульфідну марганцю (тип II) мають округлу форму і при оптичній бальній оцінці можуть бути зараховані як глобули. У мілкосортному прокаті (кр. 27 мм) сульфідна оболонка розкочується, і така помилка виключається. Істинно глобулярні оксидні включення в мілкосортному прокаті, як правило, не деформуються.

У підшипниковій сталі дослідних плавок у порівнянні зі звичайними кисню було менше (відповідно 0,0027 і 0,0033 %), азоту і водню - на звичайному рівні.

4.10 Неметалічні включення і довговічність підшипників зі сталі ШХ15 різних способів виробництва

Одним з найважливіших вимог до якості підшипникової сталі - тверде обмеження її забруднення неметалічними включеннями, що є зародками втомних мікротріщин на поверхнях качання деталей підшипників. Імовірність "виходу" на доріжку качання неметалічних включень (НВ), утворення зародкової тріщини, її розвитку й стомлення викришування в значній мірі і визначають довговічність підшипника. Імовірність цього залежить від кількості часток НВ, їхнього розміру і природи. Установити зв'язок зазначених параметрів з довговічністю підшипників і з технологією виплавки - найважливіша задача, особливо з появою нових можливостей впливу на неметалічні включення електрометалургійних технологій що рафінує позапічної обробки. Але для порівняння довговічності металу, отриманого з застосуванням різних технологій, потрібно об'єктивна кількісна оцінка якості сталі. Хоча іспиту підшипників є багатофакторним експериментом і важко врахувати внесок окремих факторів в експлуатаційні властивості, проте дослідження показали, що найбільший вплив на довговічність роблять неметалічні включення. Велика частина існуючих кількісних кореляційних зв'язків [43-47] між властивостями підшипників і забрудненням сталі НВ недостатньо переконливі і не дозволяє пророчити поведінку металу в умовах значних циклічних навантажень, що супроводжуються великими кон-

тактними напруга. Потрібно "експресний" метод достовірної оцінки експлуатаційної якості підшипникової сталі без стендових іспитів підшипників.

У дійсній роботі передбачається на підставі аналізу літературних **даних порівняти вірогідність різних методик розрахунку кількісних залежностей** довговічності підшипників від забруднення металу НВ, що дозволить без виготовлення й іспиту підшипників оцінити експлуатаційну якість сталі. По найбільш достовірній методиці і результатам комплексного вивчення характеристик НВ (розмір, об'ємний вміст, кількість часток на 100 мм² шліфа), типу і складу включень виконують оцінку експлуатаційних властивостей сталі ШХ15 різних технологій виробництва, у тому числі найбільш перспективних для одержання якісного металу.

У роботі [43] приведені результати досліджень залежності контактної витривалості від характеристик і складу НВ, але не запропоновані надійні формули для прогнозування довговічності по цих параметрах. Установлено тенденцію впливу деяких з них. Наприклад, ріст загальної довжини оксидних рядків і кількості глобулей знижує довговічність підшипників. У роботі [45] показано, що вміст сірки в інтервалі 0,007-0,020 % не впливає на контактну витривалість, але ріст масової частки кисню в металі від 10 до 50 ррт корелює зі зниженням значень Ж10 і ЛГ50 (кількість циклів до руйнування 10 і 50 % зразків). Це суперечить результатам інших досліджень, зокрема, П. Тарди [6], що, заперечуючи пряму зв'язок між вмістом [S], [O] і контактну міцність, відзначає близький зв'язок останньої з відношенням [O]/[S], пропонуючи "зберігати" його в межах 0,2-0,4.

У табл. 4.8 приведені найбільш достовірні результати визначення кореляційної залежності службових характеристик підшипників від забруднення сталі НВ.

Таблиця 4.8 - Вірогідність парних залежностей довговічності підшипників (L₉₀) чи контактної витривалості від забруднення сталі неметалічними включеннями

Неметалеві включення	Службова характеристика металу	Коефіцієнт кореляції
Максимальний бал НВ	lgN ₅₀	0,48
Середній із максимальних балов НВ		0,49
Вміст оксидних часток, глобулів, сульфідів, % (об.)	lgN ₉₀	0,42
Вміст глобулів (2.1-5,0)·10 ⁻³ (об.)		0,49
Середній індекс загального забруднення оксидами, сульфидами, глобулями	lgN ₉₀	0,48
Середній індекс забруднення: Оксидами		0,34

Глобулями Сульфидами		0,40 0,09
Объемна частка НВ Объемна частка кисневих включень (оксиди, глобулі) В тому числі глобулярних Объемна частка: Сульфідів нитридів	N_{50}/N_{10}	0,418/0,603 0,366/0,119 0,622/0,491 0,474/0,498 0,259/0,227
Оксиди і глобулі, сума середніх балов Объемна частка оксидних включень	lgN_{50}/N_{10}	0,67/0,70 0,63/0,61

Значення коефіцієнта кореляції r у більшій частині випадків менш 0,5, що свідчить про відсутність тісного взаємозв'язку між приведеними параметрами. Крім того, зазначені кореляційні залежності вимагають виконання іспитів спеціальних зразків на контактну чи витривалість стендових іспитів підшипників, виготовлених з металу (партиї), проконтрольованого по всіх параметрах НВ на металургійному заводі.

Кількісний зв'язок довговічності підшипників зі статі ШХ15 із забрудненням металу включеннями встановлене на підставі оцінки впливу природи і розміру кожного включення на зародження втомних тріщин при іспитах на циклічний стиск. Статистична обробка даних великого масиву по визначенню зв'язку коефіцієнта втомного тріщиноутворення N_T/N_0 (кількість включень, зв'язаних з мікротріщинами в металі N_T , до загальної їхньої кількості N_0 для кожного типу НВ) з розміром включень дозволила розрахувати коефіцієнти "шкідливості" включень кожного типу і розмірної групи і виділити з загального об'ємного вмісту V_0 частку, що "відповідальна" за утворення мікротріщин. Скоректований об'ємний вміст V_T названо узагальненим критерієм забруднення включеннями. Найбільше "шкідливими" виявилися оксидні включення, за ними впливають нітриди й окисульфідів, найменше утворення тріщин викликають пластичні сульфідні частки.

На рисунку 4.4 показані результати статистичної обробки численних даних стендових іспитів підшипників і відповідного кількісного металографічного аналізу (ДСТ 1778-70) металу, з якого вони виготовлені. При відсутності надійного зв'язку об'ємної частки включень V_0 з довговічністю критерій забруднення V_T відбиває різний рівень довговічності з коефіцієнтом кореляції -0,84. Отримана залежність була підтверджена при іспиті підшипників з металу, виплавленого по різних технологіях, для яких визначали V_T і розроблені спосіб прогнозування довговічності без стендо-

вих іспитів підшипників. Цей "експресний" метод використовують далі для розрахунку прогнозованої довговічності підшипників L_{90} .

Досліджували прокат зі сталі ШХ15, отриманої по декількох технологічних схемах: у 60-т ДСП, рафінування і випуск металу в ківш під рідкими синтетичними шлаками (ДСП); виплавка в **основній** 60-т ДСП із наступною обробкою металу: на випуску в ківш твердими шлаковими матеріалами (ДСП + ТШМ); високоосновним шлаком на установці ківш-піч фірми "Даніелі" і м'якою продувкою розплаву аргонном (ДСП + УКП); на УКП із наступною обробкою металу у вакууматорі ковшового типу фірми "Маннесман Демаг" і "м'якою" продувкою аргонном (ДСП + У); електрошлаковим (ЕШП) і вакуумно-дуговим (ВДП) переплавом; подвійним переплавом (ШД).

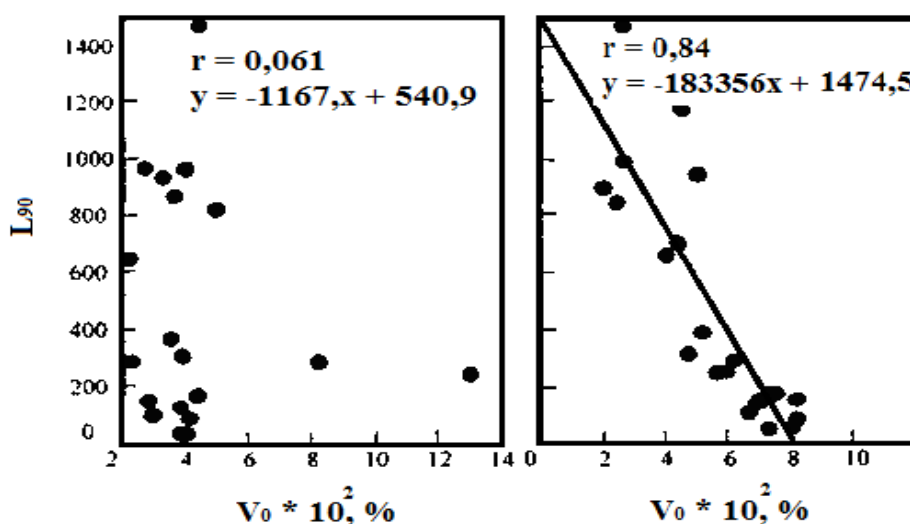


Рисунок 4.4 - Залежність довговічності підшипників (L_{90}) об'ємного вмісту включень (V_0 - за ДСТ 1778-70; V_T - узагальнений критерій забруднення)

У сталі, виплавленої в ДСП за звичайною технологією і з обробкою ТШМ, визначали загальний кисень. Вміст газів у сталі, отриманої по інших технологічних схемах, визначали на газоаналізаторі ТС 437 фірми "LECO", причому масову частку кисню вимірювали фракціонованим методом (розроблені на заводі "Дніпроспецсталь" і атестований), що виключає "внесок" поверхневого кисню.

На шести зразках кожної плавки визначали по методу П2 ДСТ 1778-70 об'ємний вміст і кількість часток по кожнім типі включень (строчечні оксиди і глобули, оксисульфіди, сульфіди і нітриди) по 10 різних групах із середнім діаметром від 1,4 до 43 мкм. Розраховували сумарний об'ємний вміст усіх включень V_0 і їхня кількість

ДСП	2	105	213	390	803	65	1471	4,2	17,6	11,6	0,7	34,1	4,8	594	31
ДСП+ТШМ	4	105	228	249	746	105	1328	3,6	15,3	14,0	1,0	33,9	4,6	631	28
ДСП+УКП	7	100-120	188	128	380	24	720	1,5	3,4	9,7	0,6	15,2	1,4	1218	14
ДСП+В	8	105-120	82	32	154	16	284	0,5	1,5	3,0	0,4	5,4	0,5	1383	10
ЕШП	3	36	31	-	3	10	44	0,31	-	0,01	0,1	0,42	0,13	1450	13
ВДП	2	40	14	26	187	8	235	0,26	0,71	0,30	0,16	1,43	0,19	1440	10
ШД	2	36	10	-	20	4	34	0,06	-	0,17	0,02	0,25	0,03	1470	10
ОК –оксиди, ОСФ – оксисульфиди, СФ – сульфідів, НТ - нітриди															

У зв'язку з різним ступенем "шкідливості" включень велике значення має співвідношення чи частота зустрічальності типів включень.

У загальному об'ємному вмісті НВ максимальна частка відноситься до найменш шкідливих сульфідів, причому вона збільшується від 34-41 % при виплавці в ДСП до 56-64 % при позапічній обробці. При цьому різко зменшується (з 45-52 до 22-28 %) частка більш шкідливих оксисульфідів. Кількість часток сульфідів знижується при позапічній обробці, що свідчить про зменшення їхніх розмірів. Не виявили зв'язку між процентною часткою сульфідів і масовою часткою сірки в сталі.

Об'ємний вміст оксидів, найбільш небезпечних включень, різко знижується при позапічній обробці, особливо вакуумуванні. У меншому ступені зменшується кількість кисневих часток, що зв'язано з різким зниженням їхнього розміру при переході від виплавки в ДСП до інших технологій виробництва сталі. Порівняльний аналіз включень розмірних груп показав, що при використанні УКП і вакуумуванні відбувається зменшення в 2-4 рази кількості оксидів розміром 6 мкм, різке зниження (у 10 разів) кількості оксисульфідів і сульфідів розміром до 13 мкм. "Зникають" при вакуумуванні оксиди розміром більш 8-6 мкм і сульфідів більш 17 мкм. Кількість нітридів невелика, але при вакуумуванні їхня частка в V_0 досягає 7 % (у металі виплавки в ДСП 2-3 %), що небажано, тому що вони є другими по небезпеці після оксидів.

Хоча об'ємна частка включень, що містять сірку, різко зменшується в сталі, отриманої переплавними способами, спостерігається відносно високе забруднення металу ВДП оксисульфідами і сульфідами, що практично не виявлені після ЕШП (табл. 4.9).

У металі після перепаву (зазначеними в статті способами) у порівнянні з вакуумуванням об'ємна частка кисневих включень менше при однаковому рівні вмісту кисню (у металі ЕШП навіть вище). Це свідчить про можливу присутність у сталі,

отриманої способом переплаву, великого кількості субмікроскопічних (менш 1 мкм) кисневих часток. Особливо багато їх у металі ШД, коли при масовій частці кисню 10 ррт при розгляді під оптичним мікроскопом при збільшенні $\times 420$ не виявили оксидних рядків, а тільки окремі дрібні глобули. Відзначається досить високий зміст кисню в металі ЕШП; при цьому експериментально доведене існування в такому металі субокислів алюмінію і кремнію.

Розрахунок критерію забруднення V_T і прогнозованої довговічності підтвердив істотне поліпшення якості металу при переході від виплавки в ДСП за звичайною технологією до виробництва з використанням позапічної обробки. Результати дослідження показали (табл. 4.9), що критерій V_T визначає експлуатаційну стійкість підшипникової сталі, тому що при тому самому вмісті кисню 10 ррт величина V_T змінюється в межах $(0,5-0,03) \cdot 10^{-3} \%$ (об'ємн.). Вміст кисню служить показником чистоти, але недостатньо для оцінки експлуатаційної довговічності підшипникової сталі.

За результатами визначення фазового складу оксидних часток методами МРСА (табл. 4.10) при переході до позапічної обробки металу на УКП і вакуумуванню в співвідношенні фаз різко зменшується кількість часток корунду Al_2O_3 при рості вмісту магнезійної шпінелі.

Таблиця 4.10 - Співвідношення фаз (%) в оксидних частках (глобулі й оксидні рядки)

Технологія виробництва	Al_2O_3	$MgO \cdot Al_2O_3$	$MgO \cdot Al_2O_3 \times nCaO \cdot Al_2O_3$	$nCaO \cdot mAl_2O_3$
ДСП	65	19	9	7
ДСП+ТШМ	70	12	10	8
ДСП+УКП	20	62	12	6
ДСП+В	11	71	14	4

Ці фази переважно розташовані в рядках, у яких також зустрічаються частки сульфідів і алюмінатів кальцію. Невелику частину включень (10-14 %) у сталі зазначених у статті технологічних схем виробництва складають відносно великі глобули, що є непластичними частками складного складу $MgO \cdot Al_2O_3 \times nCaO \cdot mAl_2O_3$. На поверхні деяких глобулей спостерігаються сульфіди, збагачені кальцієм і магнієм. Таких включень більше у вакуумованому металі. Передбачається, що "м'яка" сульф-

фідна оболонка приводить до релаксації структурних напруг у включенні і металевій матриці довкола нього і затримує виникнення і розвиток мікротріщин при експлуатації підшипників. Отже, при позапічній обробці металу утворюються неметалічні включення, що мають більш сприятливий фазовий склад для підвищення довговічності підшипників.

ВИСНОВКИ

Спроектовано сталеплавильний цех по випуску шарикопідшипникових марок сталей річною продуктивністю 220000тонн.

1. Розраховано оснащеність цеху устаткуванням і необхідна допоміжна, механічним, кількість основних склало: чотири електросталеплавильні печі ДСП - 50, піч-ківш, вакууматор, МБЛЗ криволінійного типу продуктивністю, три розливні крани вантажопідйомністю 100/30тонн, три завалочних крани вантажопідйомністю 100/20 тонн, дві мульдозавалочні машини.

2. Розроблена технологія виплавки і розливання конструкційної сталі марки ШХ15. Розраховано оптимальні електричні режими плавки. Визначено кількісний і якісний склад шихти на виплавку даної марки сталі.

Розроблена і впроваджена технологія виробництва підшипникової сталі, що передбачає проведення десульфурації твердими шлакоутворюючими матеріалами, розкислення і легування під час випуску плавки з печі в ківш, обробку металу аргонном на установці "піч - ківш", стабілізацію хімічного складу і температурного режиму плавки.

Забезпечується ступінь десульфурації розплаву в ковші на рівні 60-80 %, скорочення тривалості плавки на 25-30 хв.

3. Для підвищення якості, виплавлюваної конструкційної сталі рекомендується:

- застосування установки піч-ківш, для збільшення кількості плавок електропечі;
- застосування вакууматора, для підвищення ступеня очищення металу від газів і НМВ;
- для збільшення виходу придатного до 98% проводити розливання сталі на МБЛЗ криволінійного типу.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Черные металлы: Аспекты качества при литье заготовок с размерами близкими к конечным. Киев :Наука, 1997. №6. С. 3-8.
2. Черные металлы: Новые разработки для мини заводов. Киев : Наука, 1995. №9. С. 20-28.
3. Голос Украины: Концепция развития горнометаллургического комплекса Украины. 1995. №9. С. 20 – 28.
4. Лакомский В.И. Плазменнодуговой переплав. Киев : Наукова думка, 1974. 336с.
5. ЭлектрOMETаллург: коллективный договор. Запорожье : ОАО «ДСС», 2010. №2.
6. Колосов М.И. Внепечные методы обработки металла. Москва : Наука, 1978. 408с.
7. Эднерал Ф.П., Филиппов А.Ф. Расчеты по электрOMETаллургии стали и ферросплавов. Москва : Metallurgizdat, 1968. 231с.
8. Белитченко А.К. Передовые технологии основа успеха. Москва : Metallurg, 1997. 204с.
9. Эднерал Ф.П, Филиппов А.Ф. Расчеты по электрOMETаллургии стали и ферросплавов. Москва : Наука, 1962. 128с.
10. Галицкий Ю.П. Методические указания к курсовому проекту на тему «Расчет геометрических параметров сталеплавильной печи». Запорожье : ЗИИ, 1989. 46с.
11. Галицкий Ю.П. Теория и технология разлива стали. Расчёт МНЛЗ. Запорожье: ЗГИА, 1995. 36с.
12. Якушев А.М. Проектирование сталеплавильных цехов и доменных. Москва : Metallurgiya, 1984. 232с.
13. Сборник технологических инструкций о разлива стали. Запорожье: ОАО «Днепрспецсталь», 1999. 253с.
14. Металл и литье Украины. Состояние и перспектива развития сталеплавильного производства Украины. Киев : Наука. 1998. №11. С.5-12.
15. Камушин Ф.Ф. Жаропрочные стали и сплавы. Москва : Наука, 1964. 404с.
16. Никифоров В.М. Технология конструкционных металлов. Ленинград : Литье, 1987. 362с.

17. Шников В.В. Справочник термиста. Москва : Наука, 1961. 412с.
18. Месьнин Г.А. Основы легирование стали. Москва : Metallургия, 1959. 283с.
19. Бурдаков Д.Д., Воскобойников А.Г. Общая металлургия. Москва : Наука, 1971. 472с.
20. Крамар А.Д. Сталеплавильное производство. Киев : Просвіта, 1957. 158с.
21. Дуванова Ю.Т. Включения в стали. Ленинград : Машиностроение, 1952. 164с.
22. Строганов А.И. Производство стали. Москва : Metallургия, 1979. 504с.
23. Мартеган А.Л. Разливка стали на МНЛЗ роторного типа. Ленинград : Машиностроение, 1995. 290с.
24. Явойский В.И. Metallургия стали. Москва : Metallургия, 1983. 582с.
25. Рудой Л.С. Производство стали. Москва : Metallургия, 1982. 342с.
26. Сборник технологических инструкций по выплавке стали в основных дуговых электропечах. Запорожье: ОАО «Днепроспецсталь», 1990. 586с.
27. Дюдкин Д.А., Гринберг С.Е. Некоторые аспекты технологии и конструкции агрегатов ковш-печь / Электрометаллургия. 2005. № 8. С. 25-28.
28. Дюдкин Д.А., Гринберг С.Е., Маринцев С.Н. Сопоставление технологий внепечной обработки металла на агрегатах комплексной обработки стали на установках ковш-печь / Металл и литье Украины. 2003. № 1-2. С. 48—51.
29. Сарычев А. Ф., Носов А. Д., Коротких В. Ф. Совершенствование технологии внепечной обработки конвертерной стали / Сталь. 2002. № 1. С. 19—22.
30. Сиддики Ф., Коломота В. Н., Пильгук Д. Н. Совершенствование технологии внепечной обработки конвертерной стали / Сталь. 2003. № 11. С. 25-27.
31. Дюдкин Д. А., Гринберг С. Е., Грабов А. В. Пути ресурсосбережения при внепечной обработке стали / Сталь. 2002. № 3. С. 55-57.
32. Новохатский И. А., Кожухарь В. Я., Бреш В. В. Водород в процессах электрошлакового переплава сталей. Одесса: 1997. 211 с.
33. Шульга В.О., Король Л.Н., Сальников А.С., Кнохин В.Г., Коваль А.Е. Опыт освоения производства легированной высококачественной стали с обработкой на установке ковш-печь / Электрометаллургия. 2004. № 2. С. 22-23.
34. Кулик В.М., Лившиц Л.М., Вербицкий К.П., Кадинов Е.И. Повышение качества подшипниковой стали путем внепечной обработки / Сталь. 1992. № 9. С. 33-35.

35. Оржицкая Л.К., Спектор Я.И., Щугульная Е.А., Король Л.Н. Неметаллические включения и долговечность подшипников из стали ШХ15 различных способов производства / Электromеталлургия. 2005. № 1. С. 5-10.

36. Спектор А.Г., Зельбет Б.М., Киселева С.А. Структура и свойства подшипниковых сталей. Москва : Metallургия, 1980. 264с.

37. Зельбет Б. М., Лапошко Л. Д. Инструментальные и подшипниковые стали. Москва : Metallургия, 1975. С. 87—101.

38. Шюсслер Р. Повышение качества и улучшение сортамента подшипниковых сталей в странах-членах СЭВ. Москва : 1979. Часть I. С. 62-71.

39. Пирожкова В.П. Химико-минералогическая природа включений в сталях, раскисленных и легированных алюминием и кремнием / Автореф. канд. диссертации. Челябинск, 1976. 24 с.

40. Чернега Д.Ф., Готвянский Ю.Я. Основы металургійного виробництва металів і сплавів. Київ : Вища школа, 2006. 499 с.