

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ

Металургія

(повна назва кафедри)

Кваліфікаційна робота

другий (магістерський)

(рівень вищої освіти)

на тему Аналіз впливу сучасних технологій
електронічного переплаву на якість сталі

Виконав: студент 2 курсу, групи 8.1369-мгм
спеціальності 136 Металургія

(код і назва спеціальності)

спеціалізації _____

(код і назва спеціалізації)

освітньої програми металургія горних металів

(назва освітньої програми)

Т. С. Шербина

(ініціали та прізвище)

Керівник доц. к.ср. мей., доц. к.т.н. Курченко О.Г.

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

Рецензент доц. к.ср. мей., доц. к.т.н. Валяв Р.М.

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

Запоріжжя

2020

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ

Інженерний навчально-науковий інститут _____
Кафедра металургії
Рівень вищої освіти другий (магістерський)
Спеціальність 136 Металургія
(код та назва)
Спеціалізація _____
(код та назва)
Освітня програма металургія горних металів

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

[Підпис]
« 01 » вересня 2020 року

ЗАВДАННЯ
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ СТУДЕНТЦІ

Щербани Тетяни Серіївни

(прізвище, ім'я, по батькові)

1 Тема роботи (проекту) Аналіз впливу сучасних технологій електронного переплаву на якість сталі

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

затверджені наказом ЗНУ від « 25 » травня 2020 року № 596-с

2 Строк подання студентом роботи 01 грудня 2020 року

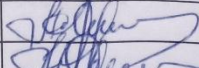
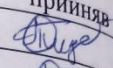
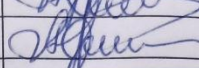
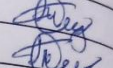
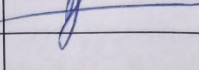
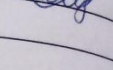
3 Вихідні дані до роботи науково-технічна література, авторські свідоцтва

4 Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) Вступ, Розділ 1. Перспективні технології ВЕШП, Розділ 2

Методи проведення експерименту, Розділ 3, Висновки, Список літератури

5 Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) Розділ 1, Розділ 2, Розділ 3, 12 креслень

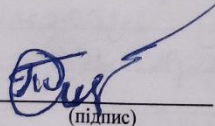
6 Консультанти розділів роботи

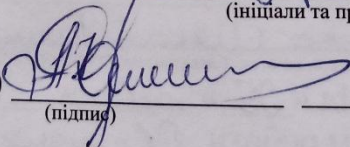
Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1 розділ	Киригенько О.Г. доц., к.т.н.		
2 розділ	Киригенько О.Г. доц., к.т.н.		
3 розділ	Киригенько О.Г. доц., к.т.н.		

7 Дата видачі завдання 01 Вересня 2020 року

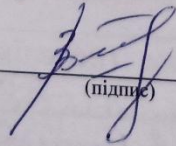
КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів кваліфікаційної роботи	Строк виконання етапів роботи	Примітка
1.	Вступ	01.09.20 - 15.09.20	
2.	Літаратурний огляд з'явленої роботи	16.09.20 - 02.10.20	
3.	Методика проведення експерименту	04.10.20 - 16.10.20	
4.	Дослідження впливу технічних характеристик волокон ЕМН на якість спіали.	20.10.2020	
		10.11.2020	
5.	Висновки	12.11.20 - 15.11.20	
6.	Підготовка зрештеного матеріалу	17.11.20 - 29.11.20	

Студент  Т.С. Щербина
(підпис) (ініціали та прізвище)

Керівник роботи (проекту)  О.Г. Киригенько
(підпис) (ініціали та прізвище)

Нормоконтроль пройдено

Нормоконтролер  Р.М. Боляр
(підпис) (ініціали та прізвище)

АНОТАЦІЯ

Щербина Т.С. Аналіз впливу сучасних технологій електрошлакового переплаву на якість сталі.

Кваліфікаційна робота здобувача ступеня вищої освіти «магістр» зі спеціальності 136 «Металургія» за освітньо-професійною програмою «Металургія чорних металів», науковий керівник доц., к.т.н. О. Г. Кириченко. Інженерний навчально-науковий інститут Запорізького національного університету, кафедра Металургії, 2020.

Виконаний аналіз сучасних перспективних технологій в електрошлаковому переплаві. Розглянуті особливості деяких сучасних технологій електрошлакового переплаву, їх вплив на структуру та якість злитка електрошлакового переплаву. Обґрунтовано практичне значення теми роботи для використання в металургійній промисловості.

Ключові слова: ЕЛЕКТРОШЛАКОВИЙ ПЕРЕПЛАВ, КРИСТАЛІЗАЦІЯ, ЯКІСТЬ СТАЛІ, ВИТРАТНИЙ ЕЛЕКТРОД, СТРУКТУРА ЗЛИТКА, ЕКЗОТЕРМІЧНИЙ ФЛЮС, МЕТАЛЕВА ВАННА, ШЛАКОВА ВАННА.

ABSTRACT

Shcherbyna T.S. Analysis of the influence of modern electroslag remelting technologies on steel quality.

Qualification work for the degree of higher education "Master" in the specialty 136 "Metallurgy" in the educational and professional program "Metallurgy of ferrous metals", scientific adviser O.G. Kyrychenko. Engineering Educational and Scientific Institute of Zaporizhia National University, Department of Metallurgy, 2020.

The analysis of modern perspective technologies in electroslag remelting is executed. Features of some modern technologies of electroslag remelting, their influence on structure and quality of ingot of electroslag remelting are considered. The practical significance of the topic of work for use in the metallurgical industry is substantiated.

Key words: ELECTROSLAG REMELTING, CRYSTALLIZATION, STEEL QUALITY, CONSUMABLE ELECTRODE, INGOT STRUCTURE, EXOTHERMIC FLUX, METAL BATH, SLAG BATH

АННОТАЦИЯ

Щербина Т.С. Анализ влияния современных технологий электрошлакового переплава на качество стали.

Квалификационная работа получателя степени высшего образования «магистр» по специальности 136 «Металлургия» по образовательно-профессиональной программе «Металлургия черных металлов», научный руководитель доц., к.т.н. А. Г. Кириченко. Инженерный учебно-научный институт Запорожского национального университета, кафедра Metallургии, 2020.

Выполнен анализ современных перспективных технологий электрошлакового переплава. Рассмотрены особенности некоторых современных технологий электрошлакового переплава, их влияние на структуру и качество слитка электрошлакового переплава. Обосновано практическое значение темы работы для использования в металлургической промышленности.

Ключевые слова: ЭЛЕКТРОШЛАКОВЫЙ ПЕРЕПЛАВ, КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ, КАЧЕСТВО СТАЛИ, РАСХОДУЕМЫЙ ЭЛЕКТРОД, СТРУКТУРА СЛИТКА, ЭКЗОТЕРМИЧЕСКИХ ФЛЮС, МЕТАЛЛИЧЕСКАЯ ВАННА, ШЛАКОВАЯ ВАННА.

ЗМІСТ

ВСТУП.....	7
1 ПЕРСПЕКТИВНІ ТЕХНОЛОГІЇ В ЕЛЕКТРОШЛАКОВОМУ ПЕРЕПЛАВІ (ЛІТЕРАТУРНИЙ ОГЛЯД).....	9
1.1 Технологія електрошлакового лиття (ЕШЛ).....	10
1.2 «Швидкісне» ЕШП.....	13
1.3 Дугошлаковий переплав (ДШП)	14
1.4 ЕШП з використанням струмопідвідного кристалізатора (двоконтурна схема ЕШП). Технологія з використанням рідкого металу.....	16
Висновки по розділу 1	20
2 МЕТОДИКА ПРОВЕДЕННЯ ЕКСПЕРИМЕНТУ	22
Висновки по розділу 2	26
3 ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ОСОБЛИВОСТЕЙ ЕШП НА ЯКІСТЬ СТАЛІ.....	27
3.1 Застосування ЕШП для виплавки злитка під тиском.....	27
3.2 Вплив доменного шлаку на розподіл сірки в злитку ЕШП	37
3.3 Вплив інокуляторів на якість злитка ЕШП	43
3.4 Вплив екзотермічних сумішей на якість злитка ЕШП.....	48
3.5 Вплив зміни теплових умов плавлення витратного електроду на якість сталі при ЕШП	53
Висновки по розділу 3	62
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ	64
ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ.....	67

ВСТУП

Актуальність теми. Робота присвячена дослідженню сучасних технологічних процесів, що відбуваються в електрошлаковій печі, а також аналізу технологічних інструкцій стандартної плавки та сучасних технологій і є актуальною.

Мета і задачі роботи. Проаналізувати вплив різноманітних сучасних технологій електрошлакового переплаву на якість сталі.

Для досягнення поставленої мети в роботі були вирішені такі *задачі*:

- проаналізовані існуючі технології електрошлакового переплаву;
- досліджено процеси, що протікають під час плавки в електрошлаковій печі, при застосуванні сучасних технологій на вітчизняних агрегатах;
- досліджено структуру та властивості злитків електрошлакового переплаву при застосуванні сучасних технологій електрошлакового переплаву.

Об'єкт дослідження: піч електрошлакового переплаву.

Предмет дослідження: вплив технологічних особливостей електрошлакового переплаву на якість металу.

Методи дослідження: аналіз технологічних інструкцій, їх відмінностей та якісних характеристик сталі.

Наукова новизна одержаних результатів. Наукова новизна полягає у аналізі та експериментальному дослідженні сучасних технологій електрошлакового переплаву та розширення результатів цього дослідження.

Практичне значення одержаних результатів. Результати досліджень можуть бути використані у металургійному виробництві для ефективного використання технології електрошлакового переплаву. Проведені дослідження дозволяють удосконалити процес електрошлакового переплаву.

Особистий внесок дослідника. Основні результати, наведені в кваліфікаційній роботі магістра отримані автором особисто. Ним виконано постановку завдань дослідження, обрано методику експериментальних досліджень, проаналізовано та узагальнено результати досліджень, сформульовано загальні висновки.

Апробація результатів роботи. Основні висновки та результати кваліфікаційної роботи магістра доповідалися та обговорювалися на: науково-технічній конференції студентів, магістрантів, аспірантів і викладачів ІННІ ЗНУ; наукових семінарах кафедри металургії ІННІ ЗНУ (2020 р., м. Запоріжжя).

Структура і обсяг роботи. Кваліфікаційна робота магістра складається зі вступу, 3 розділів, загальних висновків, переліку джерел посилання. Загальний обсяг роботи становить 74 сторінки, 9 таблиць, 23 рисунка, 85 джерел посилання.

1 ПЕРСПЕКТИВНІ ТЕХНОЛОГІЇ В ЕЛЕКТРОШЛАКОВОМУ ПЕРЕПЛАВІ (ЛІТЕРАТУРНИЙ ОГЛЯД)

Відомо, що якість і службові властивості сталі однієї і тієї ж марки багато в чому визначаються чистотою її по шкідливих домішок. Однак, традиційними методами виплавки і розливання сталі не вдається досягти необхідної глибини очищення металу від шкідливих домішок.

Завдання докорінного поліпшення якості легованих сталей і сплавів і надання їм комплексу унікальних властивостей була вирішена на основі глибокого очищення цих сталей і сплавів від шкідливих домішок шляхом переплаву в умовах високої температури при одночасному впливі вакууму або шлаку.

На цих принципах були створені абсолютно нові способи переплаву різних легованих сталей і сплавів: вакуумно-індукційна плавка (ВІП), електрошлаковий переплав (ЕШП), вакуумно-дугового переплав (ВДП), електронно-променевої переплав (ЕЛП), плазменно-дугового переплав (ПДП). Ці нові способи переплаву отримали загальну назву спеціальна електрометалургія (СЕМ). Особливе місце в спеціальній електрометалургії займає електрошлаковий переплав [1-3].

Цей унікальний метод був винайдений і розроблений в Інституті електрозварювання ім. Є. О. Патона під керівництвом і при безпосередній участі акад. Б. Є. Патона і акад. Б. І. Медовара.

На базі ідей ЕШП виникли інші застосування цього процесу, які зараз об'єднуються єдиним терміном «електрошлакова технологія».

За матеріалами, опублікованими в останні роки у вітчизняних і зарубіжних виданнях, можна виділити наступні основні напрямки, в яких сьогодні розвивається електрошлакова технологія:

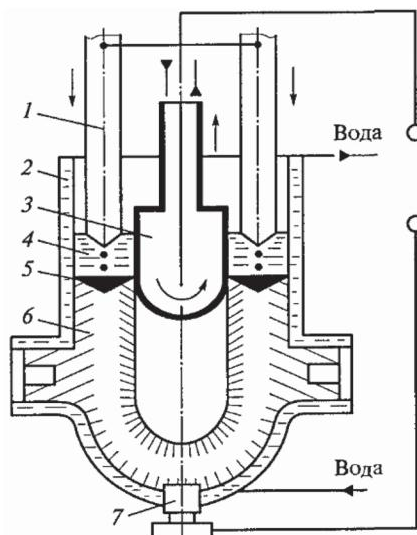
- електрошлакове лиття;
- отримання великих злитків для поковок роторів і дисків, потужних парових і газових турбін;
- ЕШП під тиском або в захисній атмосфері, головним чином для виплавки високоазотистої високохромистої сталі;

- так зване «швидкісне» ЕШП;
- дугошлаковий переплав;
- двоконтурна схема ЕШП (використання струмопідвідного кристалізатора);
- електрошлакові процеси без електродів, що витрачаються, з використанням рідкого присадочного металу;
- наплавлення і виробництво методом ЕШП біметалічних виробів (валки, листовий прокат, труби та ін.).

1.1 Технологія електрошлакового лиття (ЕШЛ)

Електрошлакове лиття - це спосіб отримання фасонних виливків в кристалізаторі, заснований на використанні електрошлакового переплаву витратного електроду (рис. 1.1) [4]. Джерелом тепла як при ЕШП, так і при ЕШЛ є шлакова ванна, нагріта електричним струмом, що проходить через неї.

При ЕШЛ водоохолоджуваний кристалізатор виступає також і в якості форми. При отриманні виливки електроди в міру їх оплавлення піднімаються вгору, щоб не створювалася дуга або коротке замикання, внаслідок заморожування в металі. Для утворення порожнини у виливці водоохолоджуваний стрижень також переміщається вгору. Таким чином, суть процесу електрошлакового лиття полягає в тому, що приготування розплаву (плавка) поєднане за місцем і часом зі заливанням форми: метал послідовно наплавляється в форму. Великого поширення набули поєднані методи ЕШЛ і кокільного лиття, а також відцентрового лиття і ЕШЛ. В останньому метал заливається в форму, що обертається. В обох випадках метал може або наплавлятися у форму, або заливатися з похилого тигля разом зі шлаком або без нього.



1 – електрод; 2 – металева форма; 3 – стрижень; 4 – шлакова ванна; 5 – розплав;
6 – вилка; 7 – затравка

Рисунок 1.1 – Схема установки електрошлакового лиття

При ЕШЛ якість вилки обумовлена особливостями їх формування. Інтенсивна взаємодія розплаву зі шлаком, послідовне і спрямоване затвердіння сприяють видаленню з розплаву неметалічних включень і розчинених газів, отримання щільного однорідного металу вилки.

Хімічний склад металу у вилках практично не змінюється в порівнянні з хімічним складом металу електроду, але вміст кисню і азоту знижується в 1,5-2,0 рази, знижується вміст сірки і майже в 2 рази кількість неметалевих включень. Вилки, отримані ЕШЛ, також характеризуються високою термостійкістю, за цим показником вони перевершують метал звичайної виплавки. Особливості формування вилки позитивно впливають на механічні властивості металу: поліпшується структура, різко зростають пластичні властивості.

Оскільки вилка виходить у металевій формі, яка покрита зсередини тонким шаром шлаку, то її поверхня виходить високої якості, через що зникає необхідність у механічній обробці, що безперечно є великим плюсом.

Німецька фірма ALD, що розробляє технології у області ЕШП, рекомендує проводити процес ЕШЛ в закритій атмосфері інертного газу при нормальному тиску. Це великий крок вперед у звільненні технології ЕШЛ від проблеми

поглинання кисню і впливу сезонних змін в атмосфері. Також це дає можливість вести переплав в атмосфері інертного газу, вільній від кисню.

Є установки двох типів конструкції: з відносно герметичним захисним ковпаком і з повністю вакуум-щільною системою захисного кожуха, яка дозволяє замінити повітря атмосферою інертного газу перед початком процесу переплавки.

Схема установки з відносно герметичним захисним ковпаком показана на рис. 1.2 [5].

Переплав при зниженому тиску (VAC-ESR) відбувається у вакуумі, як при технології VAR, але при використанні шлаку. Проблеми окислення розплаву не виникають. Додатково видаляються розчинені гази, наприклад, водень і азот, і небезпека появи білих плям, як під час процесу ЕШЛ, зменшена до мінімуму. Тому один процес поєднує переваги як технології ЕШЛ, так і VAR. Це викликає інтерес при отриманні жароміцних сплавів і переплавки титану. Схема установки з повністю вакуумщільною системою захисного кожуха представлена на рис. 1.3 [5].

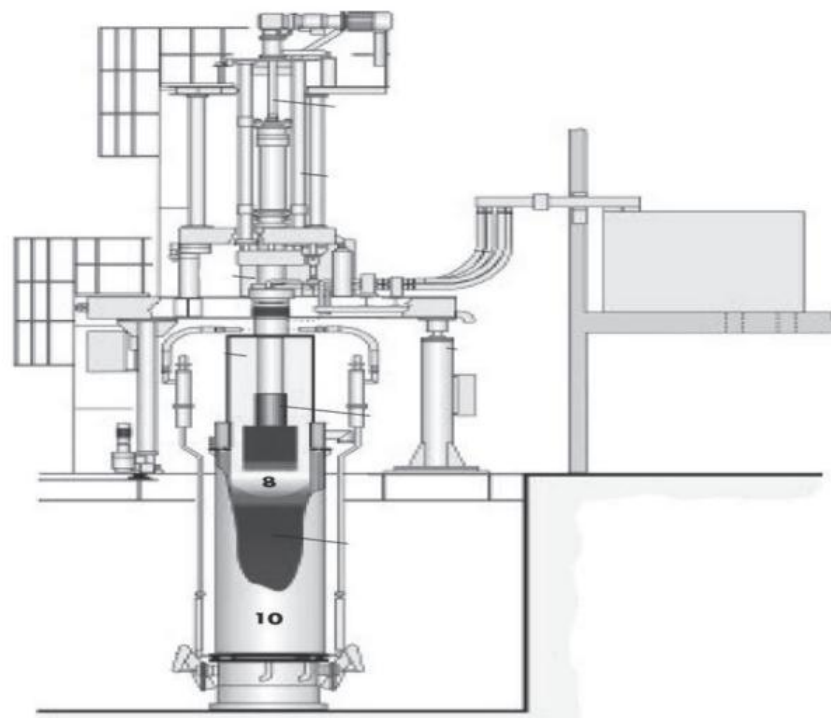


Рисунок 1.2 – Схема установки IESR

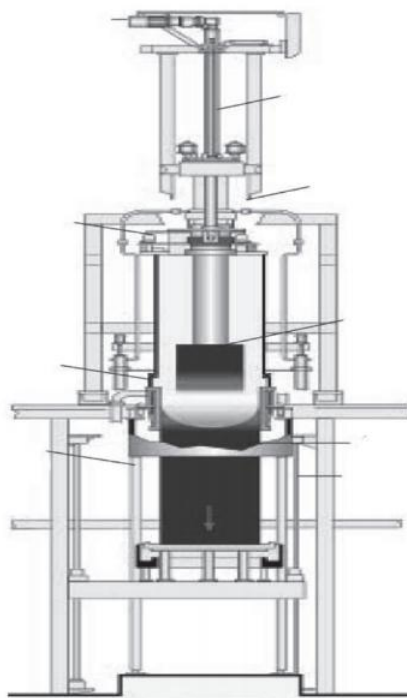


Рисунок 1.3 – Схема установки VAC-ESR

Таким чином, спосіб ЕШЛ – малоопераційний, праце- і ресурсозберігаючий, перспективний технологічний процес, що забезпечує високу культуру виробництва і поліпшує умови праці.

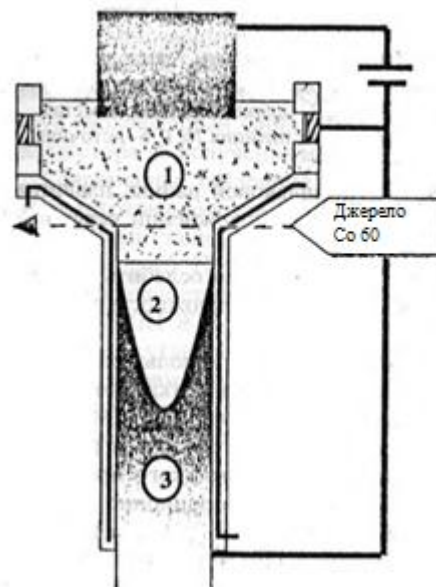
1.2 «Швидкісне» ЕШП

При звичайному ЕШП, який використовували протягом багатьох років, відношення швидкості переплаву (кг/год) до діаметру злитка (в мм) було близько 1,0, а для сплавів, схильних до ліквідації (інструментальні сталі, суперсплави та ін.) — близько 0,65 - 0,75. Це призводило до низької швидкості переплаву, особливо для злитків малого діаметра (300 - 400 мм), хоча такі злитки представляли інтерес для прямої прокатки, а також у зв'язку з тим, що малий діаметр злитка забезпечував більш дрібнозернисту структуру заготовки. Це робило невигідним виробництво способом ЕШП злитків малого діаметру.

Для отримання заготовок ЕШП малого і середнього діаметра розроблена система «швидкісного» ЕШП (Electroslag Rapid Remelting Process — ESRR) [6, 7]. У такому процесі здійснюється переплав електрода великого діаметру в Т-подібний

кристалізатор, при цьому перетин електрода, що витрачається, в 3-10 разів перевершує перетин злитка, що витягується з кристалізатора (рис. 1.4).

Цим способом отримують заготовки діаметром 100-160 мм з ледебуритних, швидкорізальних, нержавіючих сталей, суперсплавів. Одержувані методом швидкісного ЕШП заготовки квадратного або круглого перетину готові до прямої прокатки, минаючи традиційну ковку або прокатку на обтискному стані, що потрібно при обробці традиційних злитків ЕШП.



1 – шлакова ванна; 2 – металева ванна; 3 – злиток

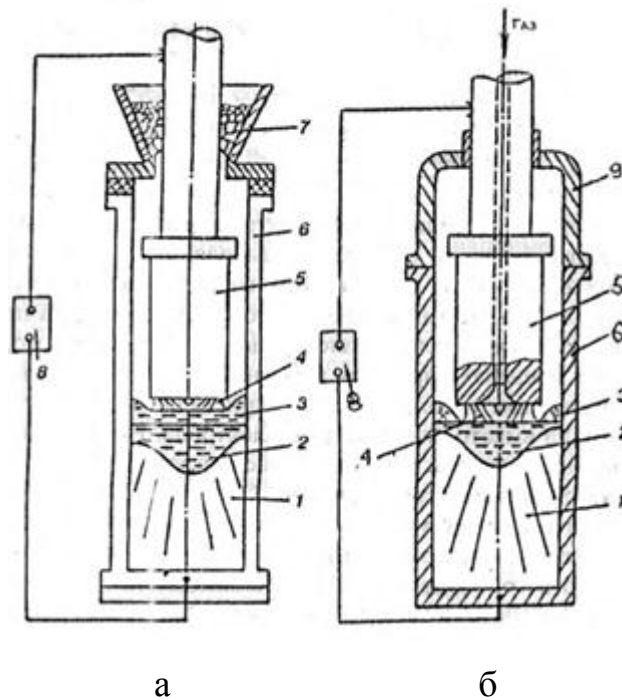
Рисунок 1.4 – Схема «швидкісного» ЕШП

Відзначається різке скорочення вартості виробництва і збільшення продуктивності без втрати спеціальних характеристик, типових для злитків ЕШП. У литому стані заготовки мають структуру спрямованого затвердіння, однорідний розмір зерен, ідеальний для прямої гарячої прокатки. Ці характеристики зазвичай втрачаються після повторного нагрівання і операцій кування.

1.3 Дугошлаковий переплав (ДШП)

На початку 70-х років в ІЕС ім. Е. О. Патона був розроблений новий спосіб переплаву металевого електрода, що витрачається, електричною дугою, що горить

між торцем електрода і поверхнею рідкої шлакової ванни, в мідному водоохолоджуваному кристалізаторі, що отримав назву дугошлаковий перепплав (ДШП) [8]. Схеми ДШП електрода, що витрачається, суцільного і полого перетину показані на рис.1.5. Процес ДШП об'єднує можливості обробки рідкого металу електричною дугою, яка горить в контрольованій атмосфері, і рідким синтетичним шлаком, через який проходить струм в процесі перепплаву електрода.



- 1 – злиток; 2 – металева ванна; 3 – шлакова ванна; 4 – електрична дуга;
 5 –електрод; 6 - водоохолоджуваний кристалізатор; 7 – флюсовий затвор;
 8 – джерело живлення; 9 – камера кристалізатора

Рисунок 1.5 – Схема дугошлакового перепплаву електрода суцільного (а) і полого перетину (б)

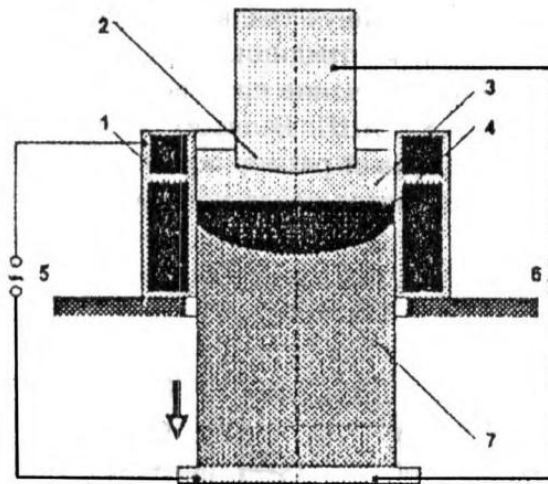
При цьому шар синтетичного шлаку, що покриває металеву ванну, сприяє розосередженню тепла по її перетину і тим самим знижує глибину рідкої металеві ванни, робить її більш плоскою, ніж при ВДП або ЕШП. Завдяки утворенню шлакового гарнісажу, злитки ДШП, на відміну від злитків ВДП, мають гладку бічну поверхню і не вимагають механічної обробки перед подальшим переділом. Прокатані з цих злитків листи показують хороші механічні властивості.

У порівнянні з ЕШП метод ДШП при виплавці сталей і сплавів дозволяє в 1,5 рази знизити витрату електроенергії, а також майже в 2 рази зменшити витрату синтетичного флюсу на 1 т. металу, причому за якістю метал ДШП практично не поступається металу ЕШП [8].

1.4 ЕШП з використанням струмопідвідного кристалізатора (двоконтурна схема ЕШП). Технологія з використанням рідкого металу

До числа оригінальних рішень останніх років відноситься розроблений в Україні принципово новий процес електрошлакової виплавки злитків в струмопровідному кристалізаторі [9-12], при якому підведення струму до кристалізатора і електроду, що витрачається, проводиться окремо (рис. 1.6). В результаті електроенергія, що підводиться до кристалізатора, переважно витрачається на нагрів периферійної області шлакової ванни, забезпечуючи хороше формування бічної поверхні злитка ЕШП.

Витратний металевий електрод, що розташовується по центру шлакової ванни, плавиться переважно за рахунок тепла, що виділяється в шлакової ванні при проходженні через неї електричного струму, що підводиться безпосередньо до електрода. Використання струмопідвідного кристалізатора дозволяє значно послабити залежність швидкості плавлення електрода від підводиться потужності, що дає можливість в більш широких межах управляти глибиною металевої ванни.

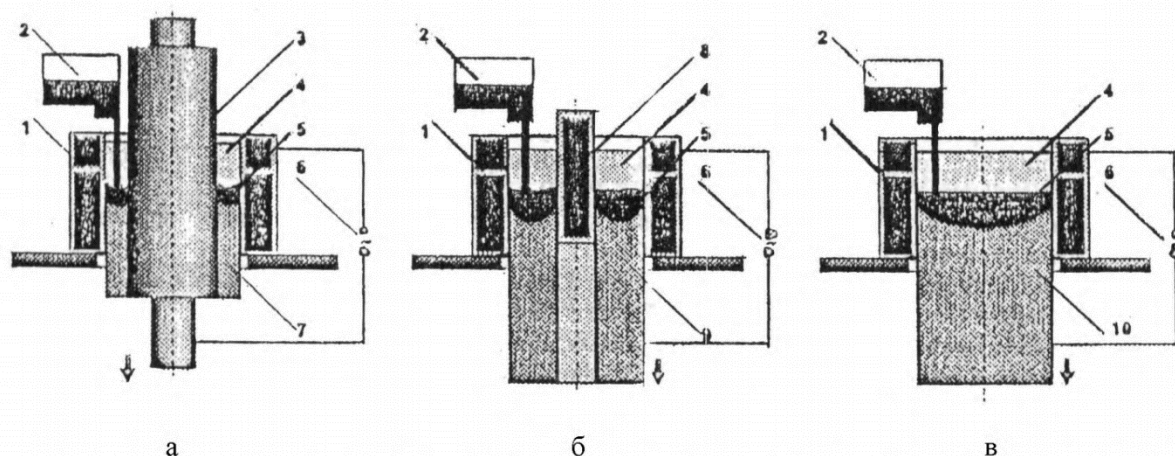


- 1 – струмопідвідний кристалізатор; 2 – витрачається електрод; 3 – шлакова ванна;
 4 – металева ванна; 5 – джерело живлення № 1; 6 – джерело живлення № 2;
 7 – злиток

Рисунок 1.6 – Схема ЕШП з використанням струмопідвідного кристалізатора

Застосування струмопровідного кристалізатора дає також можливість використовувати рідкий метал замість витратного електрода. Нова технологія, заснована на відмові від витратних електродів і переході на використання при ЕШП рідкого металу (ЕШП РМ) представляється досить перспективною. Схема електрошлакової вилівки порожнистих злитків і злитків суцільного перетину в струмопідвідному кристалізаторі з використанням рідкого присадного матеріалу показана на рис. 1.7б і 1.7в [9,13]. Рідкий метал подається порційно або безперервно в струмопідвідний водоохолоджуваний кристалізатор з наведеною в ньому рідкої шлакової ванною. Контактуюча зі шлаком верхня частина кристалізатора електроізолювана від нижньої його частини, в якій твердне і безперервно витягується з кристалізатора наплавляється злиток. Потрібно відзначити, що схема електрошлакового процесу в цьому випадку значно спрощується. Замість три стадійного (виплавка металу, отримання з нього електрода для переплавлення, розплавлення цього електрода) ми маємо одно стадійний процес — виплавка металу і заливка його в кристалізатор.

Завдяки тому, що тепловиділення в струмопідвідному кристалізаторі відбувається по його периферії, металева ванна має більш плоску форму, що сприяє отриманню однорідної і дрібнозернистої структури по всьому перетину заготовки. Особливо помітні переваги ЕШП без витратного електрода при електрошлаковому наплавленні валків прокатних станів [9, 14, 15]. Для цього всередину водоохолоджуваного мідного струмопідвідного кристалізатора встановлюють заготовку (рис. 1.7а). У зазор між поверхнею заготовки, що наплавляється і стінкою кристалізатора заливають розплавлений в окремій ємності шлак і подають напругу від джерела живлення.



- 1 – водоохолоджуваний кристалізатор; 2 – заливальний пристрій;
 3 – заготовка, що наплавляється; 4 – шлакова ванна; 5 – металева ванна;
 6 – джерело живлення; 7 – наплавляємий шар; 8 – водоохолоджуваний дорн;
 9 – порожнистий злиток; 10 – суцільний злиток.

Рисунок 1.7 – Схеми електрошлакових технологій з використанням рідкого металу замість витрачається електрода: а – електрошлакова наплавлення;
 б – виплавка порожнистих злитків; в – виплавка суцільних злитків

Оскільки струмопідвідний кристалізатор є фактично невитратним електродом, при проходженні струму через шлакову ванну виділяється тепло, за рахунок якого поверхня наплавляємої заготовки підплавляється. Потім в зазор на рідкий шлак порційно або безперервно подається рідкий метал необхідного

хімічного складу. Рідкий метал витісняє шлак вгору і, зайнявши його місце, входить в контакт з оплавленою поверхнею заготовки, формуючи наплавлений шар. В процесі наплавлення заготовка безперервно витягується з кристалізатора до отримання наплавленого шару заданої довжини. Сучасна тенденція у виробництві валків прокатних станів полягає в застосуванні для їх виготовлення сталей з високою твердістю і відпускостійкістю, наприклад, з швидкорізальної сталі [16, 17].

Використання рідкого металу замість витратних електродів значно (до 40%) зменшує собівартість готового продукту. Досвід промислового застосування електрошлакового наплавлення з рідким металом заготовок валків прокатних станів показав, що процес є більш економічним, ніж відцентрове лиття аналогічних заготовок валків.

Висока якість металу для відповідальних застосувань може бути досягнуто при застосуванні ЕШП РМ оскільки:

- температура рідкого металу нижче, ніж при стандартному ЕШП, вміст домішок після позапічної обробки мінімальний, а легуючих - стабільний, що дозволяє мінімізувати протяжність двофазної зони і зменшити сегрегацію при затвердінні злитка;

- всі переваги зумовлені особливостями фізико-хімічних процесів при стандартному ЕШП зберігаються в технологічних процесах ЕШН РМ;

- продуктивність процесу може варіюватися в широкому діапазоні при збереженні економічної ефективності виплавки.

Безумовною перевагою електрошлакових технологій із застосуванням рідкого металу є відсутність необхідності виготовлення, підготовки, і кріплення витратних електродів. Відомо, що від 40 до 60% вартості ЕШП - це вартість електродів. Відсутність витратних електродів не тільки знижує витрати на отримання злитка ЕШП, а й істотно зменшує висоту печі.

Крім того, піч з використанням ЕШП РМ є найбільш універсальним агрегатом, оскільки вона дозволяє виготовляти традиційні суцільні злитки, порожнисті злитки, а також багатошарові заготовки з коаксіальними і

горизонтальними шарами (в тому числі прокатні валки з високоміцним наплавленим шаром і композиційні ротори енергетичних турбін) [18].

Висновки по розділу 1

Отже, головною умовою підвищення ефективності виробництва металу ЕШП та поліпшення його якості є впровадження нових електрошлакових технологій. Використання засобів ЕШП сьогодні дозволяє отримати метали і сплави, властивості яких відповідають сучасним вимогам промисловості і повністю задовольняють різні специфічні потреби споживачів.

Аналіз перспективних технологій електрошлакового переплаву показав, що технологія ЕШП одна з самих сучасних та перспективних технологій в спеціальній металургії. На підставі проведеного аналізу можна виділити основні переваги процесу ЕШП перед іншими способами отримання сталі:

- 1) Хороша якість злитка, відсутність усадочної раковини і пористості.
- 2) Менша кількість і менший розмір включень.
- 3) Однорідність структури і хімічного складу.
- 4) Високий вихід придатного.
- 5) Можливість регульованого зниження вмісту сірки, кисню, а в деяких умовах і азот; можливість збереження легуючих елементів, які можуть бути окислені, таких як кремній і титан.
- 6) Можливість коригування складу металу шляхом застосування відповідного флюсу.
- 7) Загальне поліпшення характеристик пластичності і ударної в'язкості.
- 8) Поліпшення зварюваності.
- 9) Забезпечення такої якості поверхні, яке виключає необхідність в зачистці поверхні при гарячій обробці.
- 10) Полегшення умов відливання електродів у порівнянні з розливанням злитків для безпосередньої прокатки.
- 11) Можливість управління напрямком і швидкістю затвердіння.

12) Можливість регулювання крупності зерен і величини карбідів, особливо в швидкорізальних інструментальних сталях.

13) Розплавлений метал захищений від атмосферного окислення.

Одночасно з цим, можна виділити деякі недоліки ЕШП:

- неможливість організувати у відкритому агрегаті видалення водню;
- тривалість процесу;
- вартість процесу.

Враховуючи велику кількість різновидів технологій ЕШП, дуже важливим постає питання впливу окремих модифікацій цих технологій на якість кінцевого продукту. Тому, основною метою роботи є дослідження впливу сучасних технологій електрошлакового переплаву на якість сталі.

2 МЕТОДИКА ПРОВЕДЕННЯ ЕКСПЕРИМЕНТУ

Основна частина експериментів проводилася на базі експериментальної установки ЕШП (рис.2.1). Дана установка дозволила встановити основні залежності процесу. Однак деякі дослідження потребували залучення промислових установок. Також в ході проведення досліджень застосовувався аналіз існуючих технологій ЕШП, який дав можливість доповнити і зіставити наявні дані з відомими.

Лабораторна установка [19] ЕШП включає в себе:

- поворотну стійку з електродотримачем;
- трансформатор;
- систему АСУТП управління з пультами і шафами;
- комплект кабелів короткої мережі
- піддон для установки кристалізатора і забезпечення струмопідводу.

Управління піччю виконується на базі програмованих логічних контролерів (ПЛК) SIMATIC S7, фірми SIEMENS. Устаткування системи АСУТП змонтовано в шафі автоматики і на обладнанні печі. Основний процес плавлення електрода проходить в автоматичному режимі за заданими електротехнічними параметрами.

Лабораторна установка ЕШП дозволяє отримувати злитки масою до 2 кг (по сталі) - шляхом переплавки сортового прокату, зношеного інструменту, металобрухту чорних і кольорових металів (сталь, мідь). Переплав здійснюється на постійному струмі.

Опціонально установка може комплектуватися обладнанням для отримання злитків в рухомому кристалізаторі. Застосування рухомого кристалізатора дозволяє знизити витрати на подальшу механічну обробку заготовки з-під ЕШП за рахунок отримання злитка з постійним діаметром по всій довжині, а також дозволяє використовувати електроди, що переплавляють, більшого діаметру, що дозволяє збільшити кінцеву максимальну довжину одержуваного злитка, за рахунок зменшення довжини електрода. Рухомий короткий кристалізатор також дозволяє зменшити витрати, пов'язані з його ремонтом і заміною, за рахунок менших витрат

на вихідну сировину для його виробництва - спеціального мідного сплаву для кокіля.

Опціонально установка може мати поворотну стійку електродотримача, підкатні візки піддонів (до 2-х шт.), Комплектуватися обладнанням для отримання злитків в рухомому кристалізаторі, додатковим постом для відцентрового лиття.



Рисунок 2.1 – Дослідна установка ЕШП

Установка може бути використана:

- для проведення досвідчених проплавки по дослідженню механізмів плавлення електрода;
- для дослідження енергетичних режимів шлакової ванни, властивостей флюсоутворюючих компонентів;
- для дослідження процесів проведення плавки ЕШП на постійному струмі;
- для відпрацювання режимів ведення процесів електрошлакової переплавки та лиття (ЕШП і ЕШЛ);

- для навчання обслуговуючого і інженерного персоналу роботі на печах електрошлакового переплаву;
- для отримання суцільних злитків електрошлакового металу масою до 200 кг;
- для отримання злитків електрошлакового металу, в тому числі змінного перерізу і з рухомим кристалізатором масою до 150 кг;
- отримання розплаву сталі під шлаком з накопиченням одержуваного рідкого металу в обсязі 200 кг в тиглі (ЕШЛ), з подальшим його зливом в машину відцентрового лиття з вертикальною віссю обертання
- для переплавки металобрухту [19].

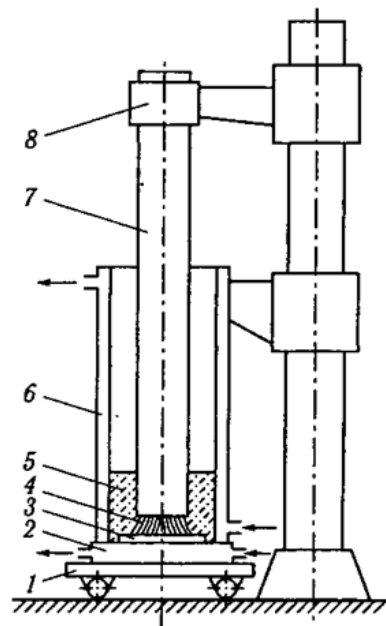
Таблиця 2.1 - Технічні характеристики лабораторної установки

Кількість робочих постів, шт	1
Максимальний діаметр злитків, мм	50
Максимальна маса одержуваних злитків ЕШП, кг	3
Максимальна висота злитка, мм	200
Можливість організації біфілярної схеми	немає
Витрата охолоджуючої води, м ³ /год	немає примусового охолодження
Струм електрода, А	до 317 (постійний струм)
Встановлена потужність джерела живлення, кВА	до 17
Напруга мережі джерела живлення	3 ф, 380 В, 50 Гц
Напруга живлення ланцюгів управління	3 ф, 380 В, 50 Гц
Продуктивність переплавки, кг/год	до 10
Габарити В*Ш*Г, мм	1360*1600*860
Маса установки, кг	200

Технологія плавки і основні вихідні матеріали для плавки на лабораторній установці ЕШП не відрізняється від промислових вимог.

Процес ЕШП – циклічний і складається з періодів простою між плавками, наведення шлакової ванни, переплавки електрода, виведення усадкової раковини та охолодження злитка.

Операція підготовки печі до плавки (заправка) включає розміщення устаткування для формування злитка – кристалізатора й піддона, а також залежно від технології – засипання стартової суміші флюсу чи розміщення устаткування для заливання рідкого шлаку (рис. 2.2). Кристалізатор і піддон уважно оглядають, усувають деформації та місцеві дефекти, очищають їх внутрішню поверхню, а нижній торець кристалізатора очищають від слідів шлаку, корольків металу й нагару. Потім їх установлюють на піч, підключають подавання води для охолодження та перевіряють на відсутність у них протікання. Перевіряють справність механічного й електричного устаткування печі та роботу вентиляційної системи. Закріплюють електрод в електродотримачі, забезпечуючи його контакт зі струмопідвідною мережею, коригуючи його положення відносно кристалізатора і піддона із затравкою.



1 – візок піддона; 2 – піддон; 3 – шайба-затравка; 4 – дугове розрядження в запальній суміші; 5 – робочий флюс; 6 – кристалізатор; 7 – електрод, що витрачається; 8 – електродотримач

Рисунок 2.2 – Схема ЕШП на твердому старті

Настає час для проведення процесу - старту, під час якого формується шлакова ванна і стабілізується електрошлаковий процес. Наведення шлакової

ванни має два різновиди: твердий та рідкий старту, причому наведення шлакової ванни за твердого старту здійснюється безпосередньо в кристалізаторі. На піддон по центру щільно кладуть металеву затравку (шайбу). В центрі затравки (рис. 2.2) роблять перемичку, використовуючи для цього сталеві стружку і дріт, спрацьовані пружини.

Хімічний склад затравки і перемички має бути близьким до складу електрода. Потім навколо перемички насипають самоплавку чи екзотермічну суміш. Кристалізатор, який до цього був піднятий над піддоном, опускають і ставлять на піддон. Електрод опускається вниз до контактування з верхньою частиною перемички. В кільцевий простір між електродом, що витрачається, і стінкою кристалізатора засипають робочий флюс, хімічний склад і кількість якого передбачені інструкцією для кожної групи марок сталі та маси злитка.

На підготовлену таким чином установку подають напругу. Перемичка розплавляється з одночасним розплавлянням самоплавкої суміші. Під час проходження через неї електричного струму в ній виділяється достатньо теплоти для розплавлення робочого флюсу й утворення електропровідної шлакової ванни [20].

Основним завданням дослідження було проведення аналізу впливу різних сучасних технологій ЕШП на якість готової сталі, можливість використання сучасних технологій на вітчизняних агрегатах.

Висновки по розділу 2

В розділі представлена лабораторна установка ЕШП, що використовувалася для проведення експериментальних досліджень, та методика проведення досліджень.

Дана лабораторна установка дозволяє в лабораторних умовах дослідити усі технологічні параметри процесу ЕШП та адаптувати отримані результати для використання в промислових умовах.

3 ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ОСОБЛИВОСТЕЙ ЕШП НА ЯКІСТЬ СТАЛІ

При вивченні питання впливу різних сучасних технологій ЕШП на якість сталі основна увага була приділена наступними напрямками: аналіз розподілу шкідливих домішок в злитку ЕШП; впливу тиску на злиток ЕШП; впливу різних електричних режимів ведення плавки ЕШП на якість поверхні злитків ЕШП; вплив переплавки комбінованих витратних електродів, сформованих з використанням металізованих обкатків і рідкої лігатури; вплив інокуляторів на структуру злитка ЕШП; використання екзотермічної суміші або екзотермічного флюсу для інтенсифікації електрошлакового процесу; вплив біфілярного схеми переплавки на твердому старті на властивості електрошлакової сталі; аналіз методу електрошлакового лиття (ЕШЛ); вплив зміни теплових умов плавлення витратного електрода на ефективність процесу ЕШП і інше.

З цього особлива увага була приділена наступним технологіям.

3.1 Застосування ЕШП для виплавки злитка під тиском

Сучасні вимоги до якості металевих виробів і конструкцій зумовили тенденцію зростання частки сталей с підвищеними механічними характеристиками в загальному обсязі металургійного виробництва, з цієї причини в останні роки значно зріс інтерес до високоазотистих низьколегованих сталей [21]. Одне з основних переваг цих сталей в порівнянні з традиційними сталями-аналогами - більш висока міцність при незначному відмінності по легуючим елементам. Розробка і впровадження високоазотистих сталей дозволить скоротити обсяг виробництва високолегованих сталей на 15-20%, а за рахунок зменшення робочих перетинів деталей машин, механізмів і конструкцій дозволить знизити матеріаломісткість [22].

Удосконалення способу ЕШП і проведення процесу під надлишковим тиском (до 50 МПа) дозволило вирішити й інші завдання. Електрошлаковий переплав під

тиском (ЕШПД) дозволяє реалізувати ряд завдань, вирішення яких традиційними способами спецелектрометалургії утруднено.

Наявність камери і контрольованої атмосфери створює сприятливі умови для ефективного рафінування, модифікування і легування металів і сплавів при використанні активних компонентів в шлаку (кальцій, рідкоземельні метали та ін.) [23]. Надмірний тиск в камері сприятливо впливає на збереження легуючих елементів в твердому металі, які або випаровуються при виплавці через низьку пружність пари, або чадіють, або не можуть бути розчинені при використанні традиційних металургійних технологій. Переплав при надмірному тиску в інертному середовищі забезпечує отримання щільних злитків високоазотистих сталей з дисперсною бездефектною структурою, при цьому відхилення від розрахункових параметрів або невірне завдання вихідних параметрів можуть привести до утворення різних дефектів в тілі злитка [24].

Дослідженню піддавали злитки електрошлакової переplatки з сталей марок 45, ВНС-73, 10Х3А, 30Х15АМФ, виплавлених в електрошлаковій печі під тиском (ДЕШП-0,1) в кристалізаторах діаметром 110 і 130 мм.

Для отримання злитків застосовували різні способи виготовлення витратних електродів і різні технічні параметри при переplatі:

- виплавка у відкритих індукційних печах;
- виплавка в вакуумних індукційних печах;
- застосування зварного витратного електрода;
- введення азотоносіїв в розплав через бункер-дозатор і трубки зварного витратного електрода;
- застосування різного тиску в камері печі при переplatі.

В якості витратних електродів зі сталі 45 використовували гарячекатані прутки діаметром 68 і 90 мм для відпрацювання технологічних параметрів плавки в кристалізаторах діаметром 110 і 130 мм. Витратні електроди зі сталі ВНС-73 отримували сплавом чистих шихтових матеріалів у відкритій індукційної печі і розливанням в розбірні кокілі Ø 90 мм, в процесі виплавки вводили азот в межах розчинності азоту в даній марці сталі. Витратні електроди зі сталі 30Х15АМФ

отримували сплавом чистих шихтових матеріалів у вакуумній індукційній печі і розливанням в труби \varnothing 90 мм; азот при проведенні виплавки не додавали. При переплаві зазначених вище електродів використовували подачу азоту через бункери-дозатори, розмір фракції - від 2 до 10 мм.

В якості витратних електродів використовували також готові гарячекатані прутки \varnothing 60 мм зі сталі марки 10. Як спосіб подачі азотоносія і легуючих елементів використовували металеві трубки зі сталі марки 10 діаметром 20 мм з товщиною стінок 2 мм, в які засипали рівномірно перемішані легуючі елементи і перетискали на кувальному молоті МВ-412 для запобігання несвоєчасного висипання легуючих елементів з трубок. В якості азотоносія використовували азотовмісну лігатуру марки ФХН-10 (фракція 1-10 мм) з вмістом азоту від 10,5 до 15% (по масі). Приварення азотовмісних трубок до тіла електрода здійснювали електродним зварюванням.

Хвостовик інвентарної головки виготовляли на токарному верстаті 1624 (1М63). Зварювання хвостовика і витратних електродів проводили за допомогою аргонодугового зварювання направляючим електродом в середовищі аргону на зварювальному інверторі EWM Tetrix 351. Переплав електродів здійснювали в печі електрошлакової переplatки під тиском (ДЕШП-0,1) при надлишковим тиском азоту - від 1 до 30 бар (0,1-3 МПа). Відбір стружки для визначення вмісту азоту в отриманих злитках проводили на токарному верстаті 1624 (1М63). Визначення вмісту азоту в стружці здійснювали з використанням газового аналізатора ТС-600.

У вихідному металі вміст азоту відповідно в сталі 45 становить 0,009%, в сталі ВНС-73 після виплавки у відкритій індукційній печі: 0,08%, в сталі 10Х3А: 0,008%, в сталі 30Х15АМФ: 0,005%. При переплаві використовували шлак марки АНФ-6-1 і азот технічний в балонах. В отриманих злитках визначали вміст азоту, оцінювали якість поверхні і металу всередині злитка на темплетях, вирізаних в поздовжньому і поперечному напрямках.

При виборі оптимального способу подачі азотоносія проведено ряд експериментальних плавок, в ході яких випробувано два способи введення азотоносія: через бункер-дозатор і за допомогою трубок з азотоносієм.

Для відпрацювання точного введення азотоносія в розплав при проведенні електрошлакової переплавки під тиском підготовлений комплект збірних електродів в кількості 3 штук. Збірний електрод представляв собою гарячекатаний пруток зі сталі марки 10 діаметром 60 мм і довжиною 1200 мм з привареними до неї трубками зі сталі марки 10 діаметром 20 мм, товщина стінок трубок становила 2 мм, висота 1200 мм.

Трубки наповнювали твердим азотоносієм (лігатура марки ФХН-10, ТУ0840-024-21600649-2009) і хромом марки ЕРХ-1 (ТУ14-22-164-2002). Азотоносій і хром ретельно перемішували і рівномірно розподіляли в порожнині трубки. Для запобігання зсипання всього обсягу добавок в ході переплавки на трубці через кожні 100-150 мм зробили перетискання. Для отримання в злитках зі сталі 10Х3А різного вмісту азоту (0,15; 0,2 і 0,21% (по масі)) варіювали наповнення приварених трубок лігатурою ФХН-10 і хромом. У трубки, в залежності від необхідного вмісту азоту, закладали від 650 до 920 г азотоносія і від 300 до 500 г хрому.

Трубки заповнювали таким чином, щоб забезпечити необхідний вміст азоту в сталі при різному надмірному тиску в камері печі в процесі електрошлакової переплавки. При цьому коефіцієнт засвоєння азоту з розплаву азотоносія взяли рівним $K_y = 0,8$ [25-27].

Для випробування процесу ЕШП під тиском зі звареним витратним електродом вибрали кристалізатор $\varnothing 130$ мм. Вибір такого типорозміру кристалізатора обумовлений необхідністю забезпечити проміжок між електродом, що витрачається і стінкою кристалізатора не менше 15 мм і коефіцієнт заповнення кристалізатора K_z - не більше 0,6:

$$K_z = \frac{d_2}{D_2} \quad (3.1)$$

де d - діаметр електрода, мм; D - діаметр кристалізатора, мм.

Розрахункове значення коефіцієнта заповнення в разі вибору кристалізатора Ø110 мм склало 0,35 (з урахуванням похибки при перерахунку обсягу, займаного трубками з легуючими елементами), що краще ніж 0,25 для кристалізатора Ø130 мм. Але при цьому проміжок між електродом, що витрачається і стінкою кристалізатора склав би <15 мм (з урахуванням приварених трубок з їх незначною кривизною). Оптимальним поєднанням необхідних характеристик володіє кристалізатор Ø130 мм.

Розрахунковий тиск для засвоєння азоту при ЕШПД експериментальних зварних електродів (1-3) становить від 20 до ~ 30 бар (2-3 МПа) - таблиця 3.1.

Таблиця 3.1 - Вимоги до тиску в камері печі при ЕШП під тиском для експериментальних зварних електродів.

Умовний номер зварного електроду	Тиск в печі, бар (МПа)
1	20 (~2)
2	29,5 (~3)
3	29,5 (~3)

Процес ЕШПД зварних електродів проходив в автоматичному режимі до моменту виведення усадочної раковини.

Шлакова «шапка» разом з гарнісажу мала масу ~ 2,4 кг, що на 0,2 кг менше поданої кількості флюсу (2,6 кг). Таке зниження маси пояснюється активністю процесу засвоєння азоту та розбризкування рідкого флюсу в камері печі. Товщина гарнісажу варіювалася від 0,5 до 1 мм.

В ході візуального огляду поверхні злитка 1 встановлені характерні металургійні дефекти при роботі з високоазотистою сталлю:

- «підросла» головна частина злитка;
 - поверхневі дефекти круглої або овальної форми, діаметром не більше 1 мм;
- виявлені дефекти локалізовані в трьох чвертях обсягу верхньої частини злитка.

Дефекти такого роду виникають на поверхні при виділенні азоту з твердого розчину в процесі кристалізації. Для подальшого вивчення зі злитка плавки 1

вирізали темплети в поздовжньому і поперечному напрямках для встановлення наявності газової пористості в тілі злитка [28, 29]. Відсутність дефектів в нижній частині злитка пояснюється гідростатичним тиском металу, створюваним в процесі плавки, при відсутності перенасичених азотом обсягів металу.

Утворення пористості в локалізованому обсязі металу не відбувається при подачі азотосія через бункер-дозатор. Схематично різниця в способі подачі представлена на рисунку 3.1. При однаковому обсязі подачі азотосія за допомогою трубок і через бункер-дозатор змінюється площа введення, через яку азотосій потрапляє в розплав. Особливо така різниця позначається на початку процесу, коли ванна металу ще мала і кристалізація йде інтенсивніше, що і призводить до дефектів.

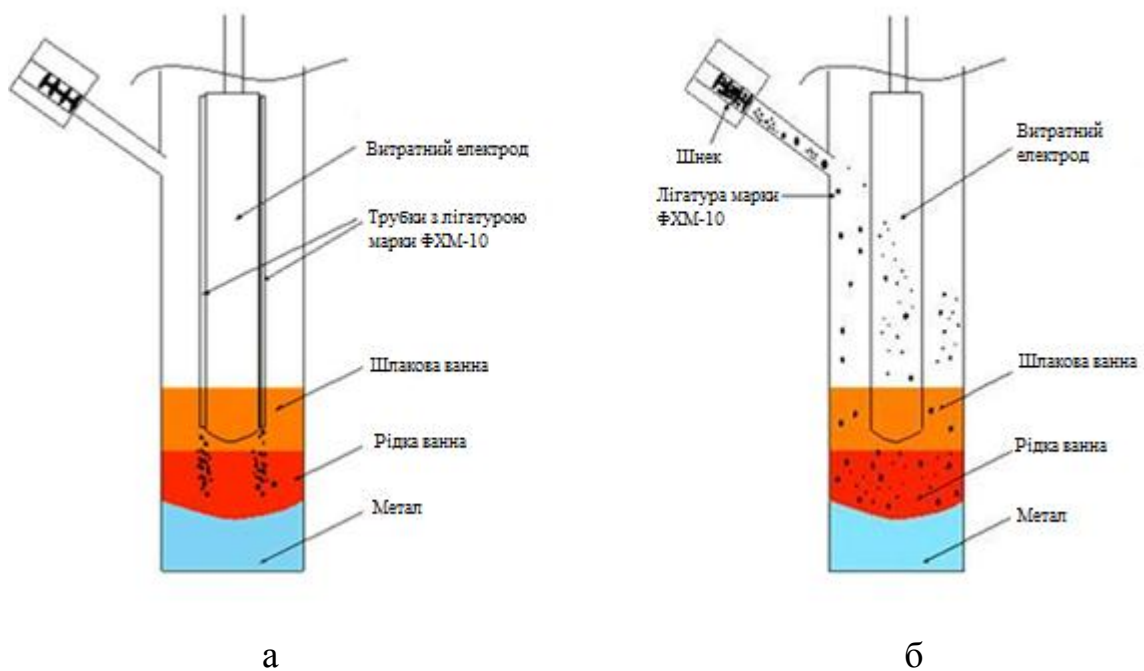


Рисунок 3.1 – Схематичне зображення процесу подачі азотосія в розплав за допомогою трубок (а) і через бункер-дозатор (б)

При використанні трубок зона введення обмежена діаметром трубок, в той час як введення через дозатор дозволяє досить рівномірно ввести азотосій в розплав по всій поверхні металу, особливо при використанні двох дозаторів.

Перевагою запровадження азотоносія через трубки є можливість введення азотоносія дрібної фракції (<1 мм), яка може осідати на стінках камери при подачі через дозатор і чадіти з поверхні шлакової ванни, не переходячи в метал. Застосування фракції 1-10 мм при використанні дозатора дозволяє нівелювати таку перевагу при застосуванні трубок.

Було проведено більше 15 плавок різних сталей, в ході яких відпрацьовували подачу азотоносія в розплав через бункер-дозатор і деякі інші способи:

- ручне і автоматичне ведення режиму плавки - управління параметрами сили струму і напруги в ході плавки;

- управління тиском в камері печі;

- точна подача флюсу і добавок через бункери-дозатори.

Випробувані також режими прогріву електрода, робочий режим плавки і режим виведення усадочної раковини щодо різноманітних сталей [30, 31]. Для отриманих злитків характерна гладка поверхня без затяжок з тонким шаром гарнісажу - товщиною не більше 1 мм.

Проводилась кількісна оцінка зміни вмісту азоту в процесі переплавки під тиском. Згідно з розрахунковими та науково-технічним літературними даними легування з газової фази є незначним, настільки, що їм можна знехтувати. Для перевірки цих даних проведено переплав корозійностійкої сталі аустеніто-мартенситного класу, вихідний вміст азоту в якій становило 0,08% (по масі). В ході переплавки тиск в камері печі змінювали поступово, починаючи з 15 ат (1,5 МПа) з кроком 5 ат (0,5 МПа). Отриманий злиток досліджували на предмет розподілу азоту по вертикальному і горизонтальному перерізі. У зоні відбору зразків (край, 1/2 радіуса, центр), в якій створено тиск 15 ат (1,5 МПа), зростання вмісту азоту незначне і складає всього 0,001% (по масі), що можна прийняти за похибка вимірювання приладу. При цьому необхідно відзначити повторюваність результатів для зразків, узятих з краю, 1/2 радіусу і центру злитка. Для зразків, відібраних із зони, в якій створено тиск 20 ат (2 МПа), також характерна висока повторюваність результатів газового аналізу по перетину злитка - вміст азоту склав 0,087% (по масі). На зразках із зони з тиском 25 ат (2,5 МПа) вміст азоту склав

0,089% (по масі). При переплаві під високим тиском в інертному середовищі азоту необхідно враховувати можливість засвоєння азоту металом з газового середовища (рис. 3.2).

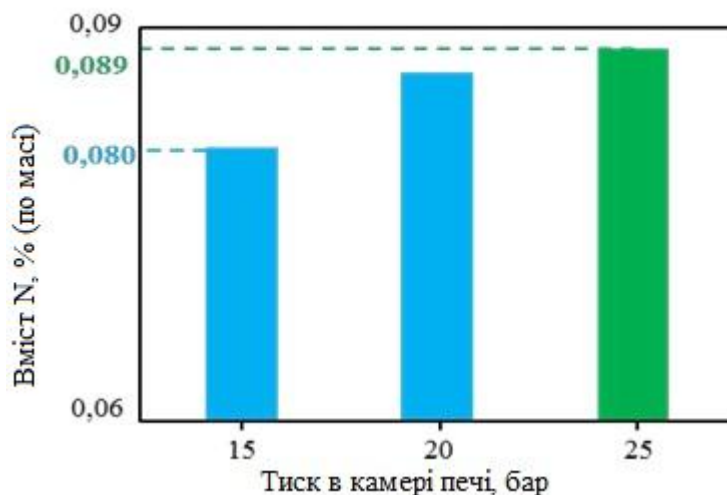


Рисунок 3.2 – Зміна вмісту азоту з підвищенням тиску і в початковому стані.

В ході переплавки отриманий щільний злиток, на поверхні якого були відсутні будь-які дефекти. Таким чином, для отриманого злитка необхідна мінімальна механічна обробка, що дозволяє збільшити коефіцієнт використання матеріалу.

При легуванні азотом шляхом введення твердих азотоносіїв в процесі компресійної переплавки в якості такого азотоносія обраний азотований ферохром, вміст азоту в якому становить 10-15% (по масі). Добавку здійснювали дрібною фракцією (2-7 мм) через бункер-дозатор. Головне завдання даного дослідження - отримання рівноважного вмісту азоту в виплавленому злитку. У зв'язку з тим, що конструктивно швидкість подачі добавок можна задати тільки параметром «обороту шнека в хвилину», перед проведенням плавок проведена оцінка роботи бункерів-дозаторів і обрана швидкість обертання шнека.

При постійній швидкості подачі лігатури при різноманітному тиску з нелегованих сталей, корозійностійких сталей аустеніто-мартенситного і мартенситного класів засвоювалася різна кількість азоту, що корелює з

розрахунковим. Так, для сталей марок 45 і Ст.3 отримані значення по засвоєнню азоту, показані на рисунку 3.3, при вихідному вмісті азоту не більше 0,01.

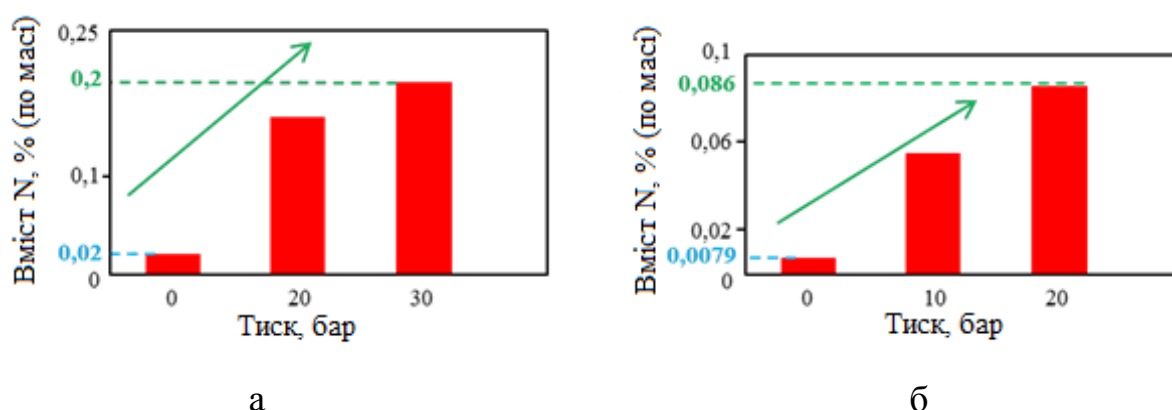


Рисунок 3.3 – Зміна вмісту азоту (в початковому стані (0 бар) і при підвищеному тиску (20, 30 бар)) в нелегованих сталях марок 45 (а) і Ст.3 (б) при виплавці під тиском і легуванні азотованого ферохрому

При граничній розчинності азоту (0,02% (по масі)) в сталі марки 45 вдалося досягти значень розчинності азоту 0,2% (по масі). При цьому на поздовжніх і поперечних темплетях злитків Ø 160 мм не було виявлено газових пір ні в поверхневій зоні, ні в центрі злитка. Дослідним шляхом доведено, що варіювання швидкістю подачі азотоносіїв і створюваним в печі тиском можна з досить високою точністю регулювати вміст азоту в розплаві і забезпечити будь-який вміст азоту, обмежене ступенем розчинності при тиску, створюваному в камері печі, до 30 ат (3 МПа).

Однак проблема отримання рівномірного розподілу азоту по злитка повністю не вирішена, необхідно більш точно встановити засвоюваність вводимого азоту, а також вплив фракційного складу частинок азотовмісних елементів, що подаються через дозатор. Для підвищення точності регулювання вмісту азоту потрібен набір статистичних даних на більшій кількості плавок.

Для подальшої оцінки якості злитків отримані поперечні темплети злитків корозійностійких азотовмісних сталей аустеніто-мартенситного класу піддавали тонкої шліфовці і травленню. Електричні режими переплаву витратних електродів,

які будуть описані далі, були ідентичні, хімічний склад відрізняється в рамках коливань всередині марки. Злиток, переплавлений при тиску 2 ат (0,2 МПа) без введення додаткового легування азотом, не має відмінних рис, його будова відповідає будові злитка після стандартного ЕШП. Злиток переплавлений при тиску 30 ат (3 МПа) без введення додаткового легування має дрібнішу структуру, в порівнянні з попереднім злитком, однак по краю злитка виявлені незначні сліди пошарової кристалізації на глибину не більше 4 мм від краю злитка. Третій злиток, переплавлений при тиску 30 ат (3 МПа) з постійною подачею азотованого ферохрому в ході плавки для отримання рівноважного вмісту азоту. Вміст азоту в зоні відбору темплети становив 0,22% (по масі) при розчинності $\sim 0,1\%$ (по масі) при тиску 1 ат (0,1 МПа). Спостерігаються сліди пошарової кристалізації на глибині до 35 мм від краю злитка, при цьому в середині зберігається дрібна, в порівнянні з класичним ЕШП, структура [32, 33].

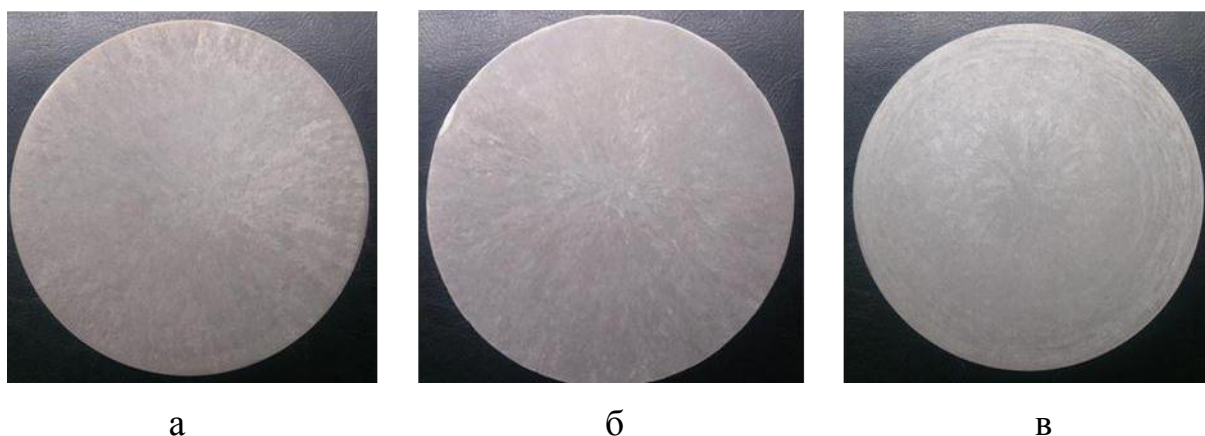


Рисунок 3.4 – Травлені темплети злитків, отриманих при різноманітному тиску (а - $P = 2$ ат (0,2 МПа); б, в - $P = 30$ ат (3 МПа)) в процесі переплавки з вмістом азоту 0,07 (а, б) і 0,22% (по масі) (в).

Представлені знімки макроструктури наочно демонструють вплив тиску і легування азотом на процес формування злитка. Тиск позитивно позначається на структурі злитка, подрібнюючи зерно, але введення азоту призводить до порушення нормальної роботи злитка.

Ймовірно, азот або його сполуки, які скупчуються біля вершини зростаючого кристала, виходячи в зону мінімального перевищення температури ліквідуса, призупиняють зростання кристала. Можливим рішенням для усунення пошарової кристалізації і додаткового вирівнювання вмісту азоту по всьому злитку є застосування подвійного переплаву [34].

3.2 Вплив доменного шлаку на розподіл сірки в злитку ЕШП

Електрошлаковий переплав в чорній металургії застосовують головним чином з метою глибокої десульфуратії, рафінування металу від неметалічних включень і отримання щільної литої структури. Для досягнення цих цілей розроблено ряд флюсів на базі систем фториду кальцію з термодинамічно міцними оксидами - кальцію, алюмінію, магнію. Ці флюси характеризуються високою рафінуючою здатністю і мають комплекс фізичних і фізико-хімічних властивостей, що забезпечують стійкий режим переплавки.

В даний час розроблені економічні і ефективні способи отримання сталі з низьким вмістом сірки, фосфору, кисню і водню. Внаслідок цього відпадає необхідність рафінування металу від домішок при ЕШП, а першочерговим завданням переплавки є отримання сприятливої структури при збереженні низького вмісту водню і підвищення техніко-економічних показників процесу. Вирішити поставлені завдання дозволяє використання флюсів низької основності. Крім того, дефіцит плавикового шпату (фториду кальцію), екологічна небезпечність фторидних флюсів гостро ставлять завдання розробки флюсів з мінімально можливим вмістом фториду кальцію.

На кафедрі пірометалургійних процесів Південно-Уральського державного університету розроблений малофторидний флюс на базі шлакової системи $\text{CaO-MgO-SiO}_2\text{-Al}_2\text{O}_3$ для ЕШП сталі. Флюс запропонованого складу був виготовлений у вигляді суміші вапна, кварциту, глинозему, обпаленого магнезиту і плавикового шпату. У лабораторних і промислових умовах вивчені фізичні, фізико-хімічні та технологічні властивості цього флюсу, досліджені структура та властивості наплавленого металу, оцінені техніко-економічні показники процесу ЕШП [35-37].

Вапно, кремнезем, глинозем і частково оксид магнію можуть бути введені у флюс у вигляді доменного шлаку, що містить 40 ... 45% SiO_2 ; 40 ... 42% CaO ; 10 ... 12% Al_2O_3 ; 8 ... 9% MgO і 1,5 ... 2% сірки у вигляді CaS . В процесі переплавки в результаті перерозподілу сірки між металом і шлаком можливий її перехід як з металу в шлак, так і в зворотному напрямку. Тому для попередньої оцінки цих процесів необхідно провести термодинамічне моделювання описаної системи. В даний час існує велика кількість методів математичного моделювання подібних процесів [38-42]. В даному експерименті термодинамічний аналіз переходу сірки з шлаку в метал в процесі ЕШП сталі 12Х1МФ під флюсом, що містить доменний шлак, виконаний за допомогою програми розрахунку термодинамічних систем Terra [41, 42].

В якості розрахункової була обрана трифазна система, що складається з двох конденсованих і однієї газової фаз. Конденсованими фазами є два нерозчинних один в одному розчини, перший є металевим злитком, другий - шлаком. Прийнято наступний склад контактуючих фаз. Розчин S1 (шлак): SiO_2 , Al_2O_3 , FeO , MnO , Cr_2O_3 , MgO , Mg_2SiO_4 , MgAl_2O_4 , CaO , CaF_2 , CaS , CaSiO_3 , $\text{Ca}_3\text{Si}_2\text{O}_7$. Розчин S2 (метал): S, P, C, Ni, Si, Fe, FeS , Mn, MnS , Cr, Mo, V, MoSi_2 , Mo_2C , V_5Si_3 , Fe_3C , Al, Ni_3Al , Mg, Ca. Газова фаза - Ar. Розрахунок виконаний для температури 1600 °C. Склад вихідного металу наведено в таблиці 3.2, а шлаку в таблиці 3.3.

Таблиця 3.2 – Склад вихідного металу

C	Si	Mn	Cr	Ni	V	Mo	P	S	Fe
0,18	0,27	0,55	1,15	0,40	0,15	0,30	0,025	0,025	97,06

Таблиця 3.3 – Вихідний склад флюсу

SiO_2	Al_2O_3	CaF_2	CaS	CaO	MgO
39...41	4...5	5...6	0...5	26...28	22...24

В результаті розрахунків матеріального і теплового балансів ЕШП визначені час переплавки (5,13 год), маса потрібного шлаку (110,87 кг) і швидкість

переплавки (432,87 кг/год). Для оцінки розподілу сірки по висоті наплавленого злитка термодинамічний аналіз виконаний для одинадцяти періодів плавки, кожен тривалістю 0,5 год. Для кожного з періодів приймалося, що маса наплавленого металу становить 216,46 кг, маса шлаку - 110,87 кг. Вважалось, що в кожному з періодів плавки переплавляється метал однакового хімічного складу, а переплав здійснюється під флюсом, який сформувався в попередньому періоді плавки. У таблиці 3.4 наведено хімічний склад сталі 12Х1МФ після ЕШП при утриманні CaS у флюсі 0...5%. На рисунку 3.5 показана зміна вмісту сірки в металі по висоті злитка в залежності від часу переплавки і вмісту CaS в вихідному флюсі.

Встановлено, що при відсутності CaS у флюсі в процесі ЕШП відбувається десульфурація металу, причому в міру наплавлення злитка ступінь десульфурації зменшується. Вміст сірки у верхній частині злитка більше, ніж у нижній.

При переплаві під флюсами, що містять від 1 до 5% CaS, відбувається перехід сірки з шлаку в метал. При переплаві під флюсом, що містить 5% CaS, вміст сірки в металі нижній частині злитка майже в 8 разів більше, ніж у вихідному. У міру наплавлення злитка вміст сірки в наплавленому металі зменшується. Однак він перевищує допустимий в 2-3 рази.

Таблиця 3.4– Хімічний склад 12Х1МФ після ЕШП

	S	P	C	Ni	Si	Fe	Mn	Cr	Mo	V
0 %	0,02	0,03	0,12	0,30	0,37	97,06	0,65	1,00	0,30	0,15
1 %	0,03	0,03	0,12	0,30	0,37	97,05	0,65	1,00	0,30	0,15
2 %	0,04	0,03	0,12	0,30	0,37	97,04	0,65	1,00	0,30	0,15
3 %	0,04	0,03	0,12	0,30	0,37	97,03	0,65	1,00	0,30	0,15
4 %	0,05	0,03	0,12	0,30	0,38	97,02	0,65	1,00	0,30	0,15
5 %	0,06	0,03	0,12	0,30	0,38	97,01	0,65	1,00	0,30	0,15

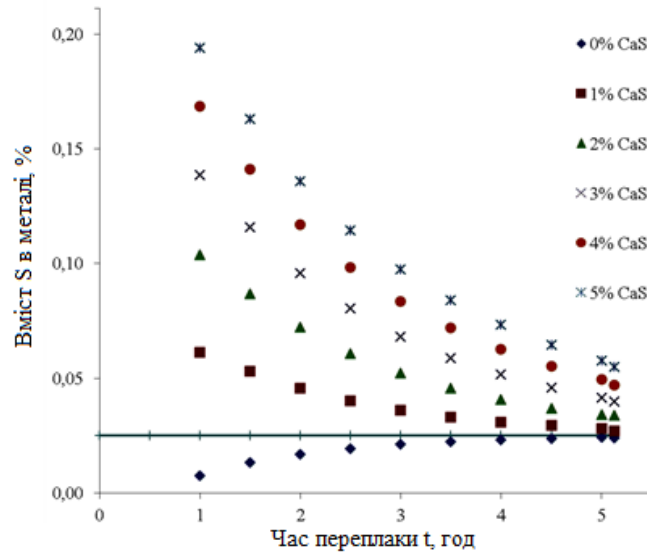


Рисунок 3.5 – Розподіл сірки в металі по висоті злитка сталі 12Х1МФ в залежності від часу переплавки і змісту CaS в вихідному флюсі

Сірка присутня в наплавленому металі у вигляді сульфідів заліза і марганцю (рис. 3.6, 3.7), вміст яких збільшується при підвищенні вмісту CaS у флюсі. Кількість сульфідів марганцю і заліза в нижній частині злитка значно більше, ніж у верхній.

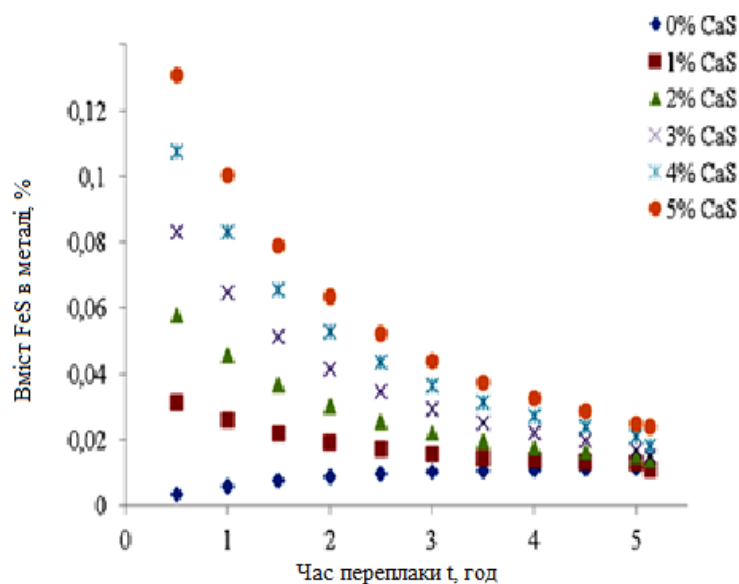


Рисунок 3.6 – Вміст FeS в металі по висоті злитка сталі 12Х1МФ в залежності від часу переплавки і змісту CaS в вихідному флюсі.

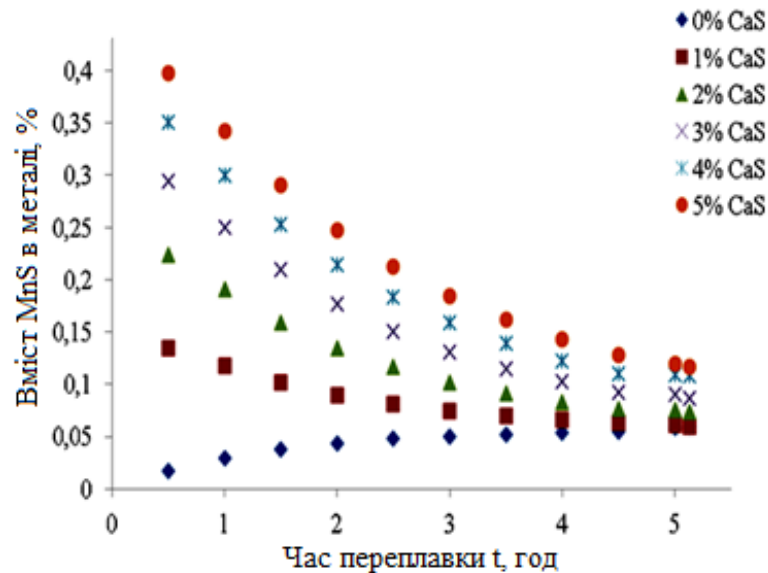
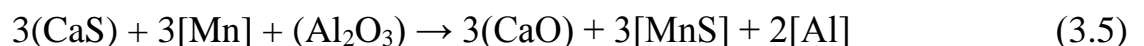
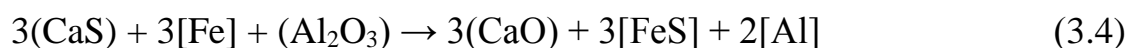
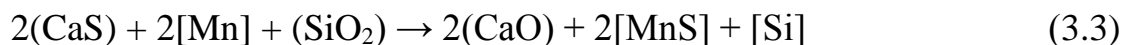
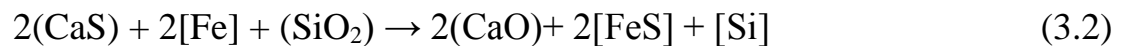


Рисунок 3.7 – Вміст MnS в металі по висоті зливка сталі 12X1МФ в залежності від часу переплавки і змісту CaS в вихідному флюсі. MnS

Перехід сірки з шлаку в метал здійснювався, мабуть, в результаті протікання наступних реакцій:



Можливість протікання цих реакцій підтверджується збільшенням в наплавленому металі кремнію (на 0,1...0,2%) і алюмінію (на 0,001...0,002%). При цьому в шлаку знижується вміст CaS і збільшується CaO (рис. 3.8, 3.9).

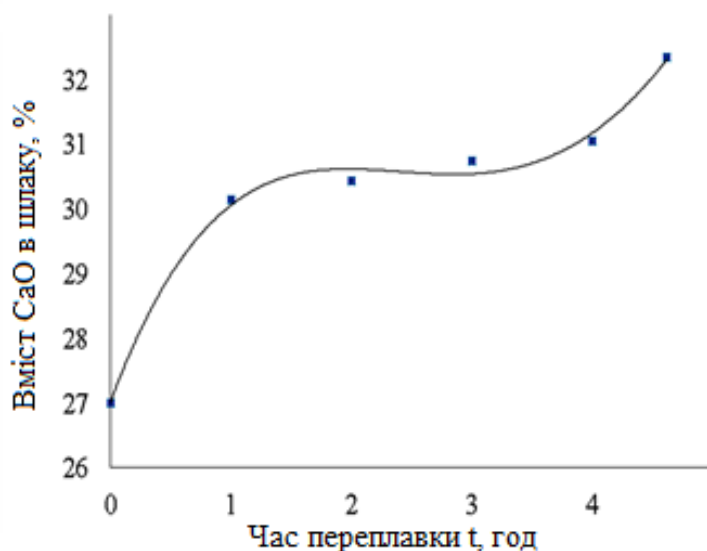


Рисунок 3.8 – Зміна вмісту CaO в шлаку в процесі переплавки при утриманні 5% CaS в вихідному флюсі.

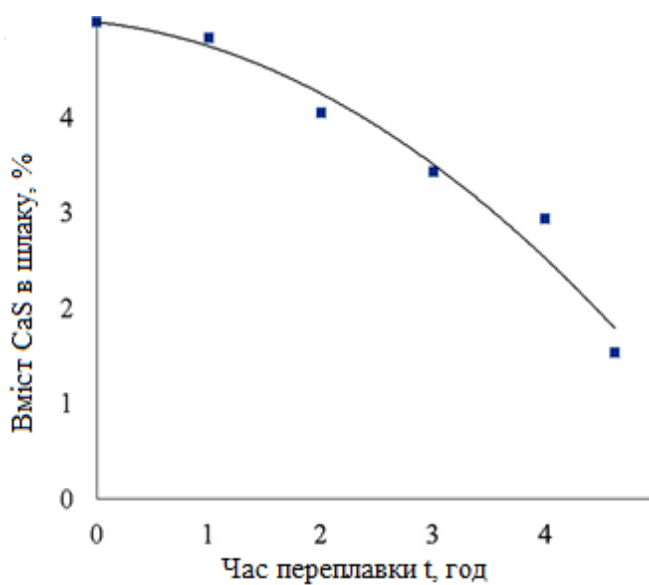


Рисунок 3.9 – Зміна вмісту CaS в шлаку в процесі переплавки при його вмісті у вихідному флюсі 5%.

Таким чином, в результаті термодинамічного аналізу поведінки сірки при ЕШП сталі 12Х1МФ при використанні доменного шлаку в якості компонента флюсу встановлено, що на початку плавки сірка флюсу переходить в наплавлений метал, вміст її в металі нижній частині злитка перевищує необхідну стандартом. У

зв'язку з цим доменний шлак перед використанням в якості компонента флюсу для ЕШП повинен бути підданий десульфурації [43].

3.3 Вплив інокуляторів на якість злитка ЕШП

Перспективним напрямком поліпшення структури і властивостей електрошлакового злитка є введення в розплав інокуляторів (ізоморфних мікрочастинок-холодильників), які підвищують ступінь переохолодження розплаву і створюють умови для утворення дрібнодисперсної структури злитка або відливання [44].

Відомі способи впливу на кристалічну структуру сплавів, пов'язані із застосуванням модифікаторів з ізоморфних кристалів того ж металу [5, 6]. Цьому сприяє те, що інтенсивність зародження центрів кристалізації різко зростає при утворенні частинок, що володіють структурною подібністю з твердим сплавом. При цьому бажано, щоб утворення продуктів реакції, що сприяють утворенню центрів кристалізації, відбувалося одночасно з формуванням кристалізуючої фази основного металу. Найбільш повно цій умові відповідають уламки кристалів сплаву, що затвердіває.

В роботі [45] встановлено, що при ЕШП введення інокуляторів в металеву ванну злитків діаметром 55 мм від 10 до 25% підвищує механічні властивості литих сталей Р6М5 і Х12М в 1,2 ... 1,4 рази. Однак в літературі вельми мало відомостей про вплив введення ізоморфних гранул-інокуляторів в металеву ванну при ЕШП на структуру промислових злитків, невідомі і техніко-економічні показники плавки.

Експеримент проводився на ПАТ «Дніпроспецсталь». Електрошлаковий переплав електродів діаметром 175 мм сталі Х12МФ проводили на печі ОКБ 1065 в кристалізаторі діаметром 300 мм із застосуванням флюсу АНФ-6. Введення гранул інокуляторів в металеву ванну виконували в процесі ЕШП дозатором «Доза-4». Дозатор складається з чотирьох обертових барабанів, обладнаних дозуючими пристроями (живильниками) щілинного типу, встановлених над бункером конічної

форми, і призначений для подачі порошкоподібних, гранульованих легуючих матеріалів і розкислювачів в металеву ванну в процесі ЕШП.

Інокулятори представляли собою ізоморфні гранули сталі X12МФ діаметром 0,8...1,2 мм, виготовлені розпиленням розплаву азотом за технологією цеху порошкової металургії заводу «Дніпроспецсталь». Якість гранул відповідало вимогам для виготовлення пресовок. Характерною особливістю інокуляторів є їх мілкодисперсна структура, а також низький вміст неметалевих включень, що забезпечується способом виробництва і високою швидкістю кристалізації при отриманні гранул.

За результатами проведених плавок встановлено, що зі збільшенням витрати інокуляторів масова швидкість сплавлення електрода знижується з 3,1 до 2,0 кг/хв, тобто на 32%. У той же час сумарна продуктивність процесу ЕШП за рахунок додавання інокуляторів збільшується від 13 до 55% (рис. 3.10).

Витрата електроенергії з урахуванням маси доданих гранул зменшилась на 8...16% і знаходилась в межах 1345...1470 кВт·год/т. При виплавці злитка діаметром 300 мм і масою 1,0 т середня витрата електроенергії за стандартною технологією становив 1600 кВт·год/т.

Один з дослідних злитків показав, що його поверхня гладка, гофри та перетискання відсутні.

Дослідження макроструктури проводили на поздовжніх темплетях, вирізаних по осі злитка. Макроструктуру отримали щільну, однорідну, без дефектів ліквіційного характеру. Також встановлено, що дефектів усадочного характеру немає, висота усадочної раковини від торця злитка 20 мм (по масі 15 кг). Нижче усадки макроструктура в злитку, отриманому з введенням інокуляторів, щільна і однорідна. За стандартною технологією величина головного обрізу становить по висоті злитка 90 мм (50 кг). Це дає підставу і можливість зниження головного обрізу на 20...30 кг (від 40 до 60%) [46]. Дія інокуляторів позитивно позначилося на глибині металевої ванни. Глибина зафіксованої металевої ванни в осьовій частині злитка склала 80 мм, що в 1,5 рази менше глибини ванни в злитку, що отримується за чинною технології.

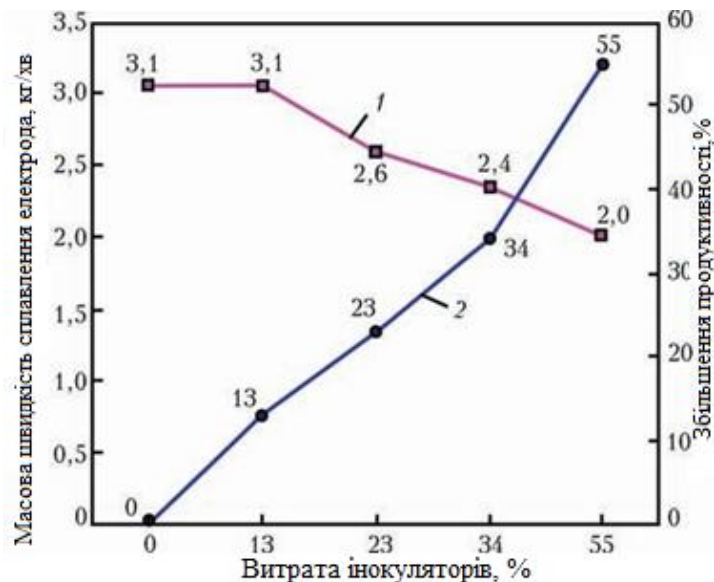


Рисунок 3.10 – Вплив введення інокуляторів на масову швидкість наплавлення (1) злитка діаметром 300 мм сталі Х12МФ-Ш і сумарну продуктивність (2) процесу ЕШП

Зразки для кількісної оцінки параметрів сітки евтектичних карбідів відбирали з центру, на половині радіуса і від краю злитків по кожному варіанту виплавки. Оцінку зміни параметрів сітки евтектичних карбідів проводили з використанням комп'ютерної металографії - програмно-апаратного комплексу.

Хімічний склад визначали спектральним методом. Отримані дані наведені в таблиці 3.5. Встановлено, що зміна хімічного складу сталі Х12МФ при ЕШП з введенням інокуляторів аналогічні змінам при переплаві за стандартною заводською технологією. Хімічний склад отриманого металу ЕШП відповідає вимогам ТУ ДСС 003, гармонізованим із зарубіжними стандартами на поставку продукції на експорт.

Таблиця 3.5 – Хімічний склад сталі X12MФ (витратних електродів, інокуляторів) і злитка сталі X12MФ-ш, мас. %

Об'єкт досліджень	C	Mn	Si	P	S	Cr	Mo	V	Al
Витратний електрод	1,54	0,26	0,32	0,025	0,005	11,21	0,74	0,96	0,028
Інокулятори	1,50	0,27	0,36	0,027	0,012	11,15	0,75	0,95	0,030
Метал ЕШП	1,57	0,26	0,28	0,025	0,003	11,17	0,74	0,93	0,013
Вимоги ТУ ДСС 003 (DIN EN ISO 4957)	1,50- 1,60	0,15- 0,45	0,10- 0,40	не більше 0,030	не більше 0,015	11,00- 13,00	0,70- 1,00	0,70- 1,00	-

В результаті кількісних металографічних досліджень встановлено, що найбільший ефект диспергування литої структури злитка діаметром 300 мм досягнутий при введенні в металеву ванну 55% інокуляторів від масової швидкості сплаву витратного електрода. Зокрема, площа осередків евтектичних карбідів в середньому зменшилася в центрі злитка на 37%, в області половини радіуса - на 41%, у крайовій зоні - на 22% в порівнянні зі структурою серійного злитка (рис. 3.11).

Вплив інокуляторів на диспергування литої структури більшою мірою проявляється в центрі і на половині радіуса злитка.

Зменшення середньої площі осередків в залежності від розходу інокуляторів в центрі злитка склало від 24 до 37%, на половині радіуса - від 2 до 41%, у крайовій зоні - від 2 до 22% (рис. 3.11).

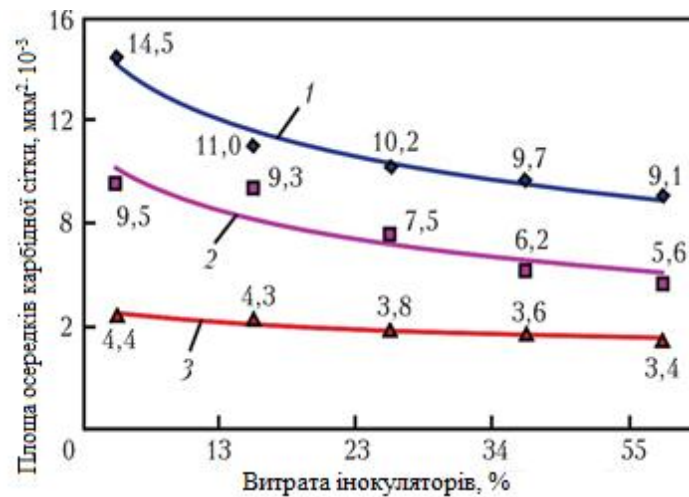


Рисунок 3.11 – Зміна площі осередків карбідної сітки в злитку діаметром 300 мм сталі Х12МФ-Ш в залежності від кількості інокуляторів (1 - центр; 2 - 1/2R; 3 - край), що вводяться в рідку металеву ванну при ЕШП

Введення інокуляторів в кількості 13% чинить найменший вплив на зменшення осередків карбідів. У центрі злитка площа осередків зменшилася на 24%, на половині радіуса і в крайовій зоні - на 2%.

Введення інокуляторів в кількості 13 і 23% надає менш ефективний вплив на розміри сітки евтектичних карбідів (в порівнянні з 55%) і зменшує площу осередків в центрі злитка на 29...33%, в області половини радіуса - на 21...34 % і в крайовій зоні - на 13...18%.

Ефект від ЕШП з інокуляторами (зменшення розміру осередків) в крайовій зоні найменший. Це пояснюється порівнянною диспергируючою дією існуючої системи охолодження на периферію злитка [47].

Таким чином, в результаті проведення дослідження встановлено, що введення в металеву ванну в процесі ЕШП ізоморфних гранул інокуляторів забезпечує:

- подрібнення осередків евтектичною сітки на 41% (максимальне);
- зменшення глибини металевої ванни в 1,5 рази;
- можливість зниження головного обрізу на 40...60%;
- економію електроенергії від 8 до 16%.

3.4 Вплив екзотермічних сумішей на якість злитка ЕШП

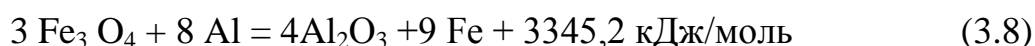
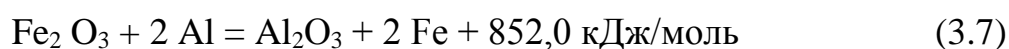
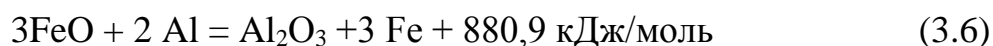
Існуючі електрошлакові процеси здійснюються на «твердому» або «рідкому» стартах. При «твердому» старті розплавлення робочого флюсу, наведення шлакової ванни необхідного обсягу здійснюється в дуговому режимі. Даний спосіб характеризується нестабільністю (частими короткими замиканнями), нерівномірним і тривалим розплавленням флюсу (низькою продуктивністю) [48-56]. При «твердому» старті флюс, засипаний в кристалізатор, розплавляється. При цьому, розплавлення флюсу і наведення шлакової ванни виконується різними способами: застосуванням електропровідного в твердому стані флюсу АН-25, використанням пресованих екзотермічних брикетів або самоплавких флюсових сумішей.

Витрата самоплавких флюсів зазвичай невелика і не перевищує 2% від маси робочого флюсу. Основна роль таких флюсів полягає в забезпеченні прискореного переходу від дугового до бездугового процесу в початковий період їх розплавлення. При цьому, на повне розплавлення флюсу витрачається значна кількість часу, в результаті чого знижується продуктивність печі. За кордоном для прискорення «твердого» старту використовується спосіб [49] із застосуванням екзотермічної суміші, що містить плавиковий шпат, алюміній, мелену окалину і перхлорат амонію. Через відсутність в суміші легуючих елементів і невеликої кількості окалини (20...30%) він не дозволяє істотно знизити час на розплавлення всього флюсу і підвищити вихід придатного металу.

Виготовлення великих деталей способами електрошлакової технології здійснюється на печах біфазного або трифазного типу з використанням «рідкого» старту методом сифонної заливки розплавленого за межами печі шлаку в кишеньку (при електрошлакового зварювання), в нижню частину кристалізатора (при електрошлакового переплаву) або тигля (при електрошлаковому кокільному литті). Однак трудомісткість виплавки заготовки (з урахуванням часу розплавлення флюсу у флюсоплавильних печах) значно вище в порівнянні з «твердим» стартом.

Недоліки вищезгаданих способів наведення шлакової ванни необхідного обсягу можуть бути усунені розробленими новими способами електрошлакової технології [50-56].

При плавленні екзотермічного флюсу, що представляє собою механічну суміш окалини, алюмінієвого порошку, легуючих елементів (у вигляді феросплавів або порошоків і стандартного флюсу (АНФ-6 або ін.)) відбувається відновлення заліза (до 70% від маси окалини), яке осідає на затравку і утворює донну частину злитка. При введенні до складу екзотермічної флюсу легуючих елементів у вигляді феросплавів або порошоків відбувається легування відновленого заліза і повністю усувається витрата переплавленого електродного металу на утворення донної частини злитка. Для повного розплавлення доданих до складу флюсу легуючих елементів необхідно затратити відповідну кількість тепла. Таким додатковим джерелом тепла є теплота, що виділяється при взаємодії (в основному) оксидів заліза з алюмінієм, що відповідає наступним реакціям:



Проведеними дослідженнями [57] встановлено, що при зміні змісту в покритті електродів екзотермічної суміші, що складається з окалини і алюмінієвого порошку, від 35 до 64% приріст температури становить 1280°C і є достатньою для повного розплавлення феросплавів.

З метою визначення впливу гранулометричного складу феросплавів на їх розчинність в металі, що відновлюється, з окалини і на фізико-хімічні властивості електрошлакового металу проводилось дроблення сплавів FeMn, FeSi, FeCr, FeV, FeMo з подальшим просівом через відповідні сита. Експериментальні плавки виконувалися із застосуванням феросплавів з розміром частинок, мм: 0,10-0,16; 1,6-2,5 і 4,0-6,0. Як компонент екзотермічної суміші використовувалася окалина, що є відходом ковальсько-пресового виробництва (з розміром часток 0,10-2,5 мм).

Розплавлення екзотермічного флюсу проводилось в мідному водоохолоджуваному кристалізаторі діаметром 170/160 мм не витратним електродом на «твердому» старті (застосування витратного електрода недоцільно через важкість врахування його впливу на відновлений метал при перемішуванні). Кількість екзотермічної флюсу (12 кг) і флюсу АНФ-6 (4 кг) забезпечує отримання злитків діаметром 160 мм і висотою 50-60 мм (рис. 3.12).

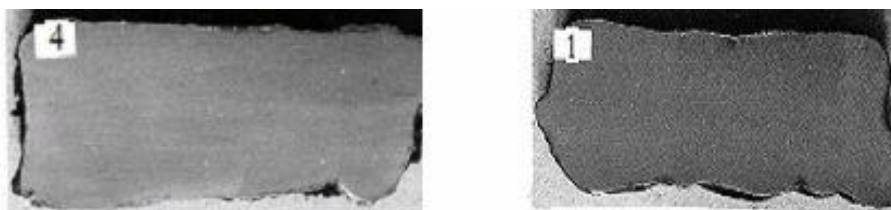


Рисунок 3.12 - Макроструктура поздовжніх темплетів із злитків, виплавлених не витратним електродом із застосуванням феросплавів різного гранулометричного складу; розмір часток, мм: 1 - 0,10-0,15; 4 - 4,0-6,0.

Макроструктура виплавленого металу в досліджених злитках - щільна, однорідна, характеризується відсутністю в ньому пір, флокенів або інших дефектів (рис. 3.12).

Наведені на рисунку 3.13 сірчані відбитки виплавлених злитків, а також дані хімічного аналізу (табл. 3.6) показують, що при використанні не витратного електрода вміст сірки в злитках незначний. Дослідження показали, що зміна хімічного складу шлаку за рахунок збільшення вмісту в ньому оксиду алюмінію не знижує десульфуруючу здатність фторидних флюсів, а основним постачальником сірки в електрошлаковий метал є електрод, що витрачається.

В якості витратного електрода використовувалися заготовки зі сталі 9ХФ діаметром 90 мм. Також був випробуваний варіант розплавлення екзотермічного флюсу, поміщеного в тонкостінну трубу. Склад екзотермічної флюсу у всіх випадках був однаковий. У таблиці 3.6 наведено хімічний склад металу досліджуваних злитків, отриманого при переплаві екзотермічного флюсу витратним і не витратним електродами.

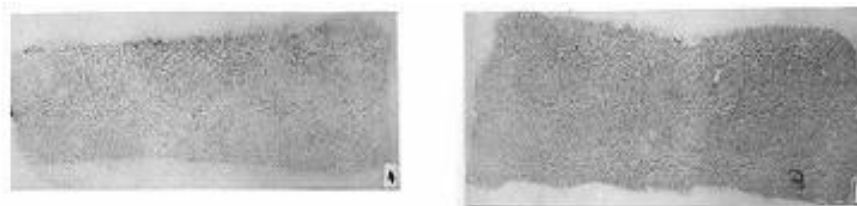


Рисунок 3.13 - Сірчані відбитки поздовжніх темплетів із злитків, виплавлених із застосуванням феросплавів з розміром частинок 4-6 мм не витратним (4) і витратним електродами (3)

Таблиця 3.6 - Вплив гранулометричного складу феросплавів на хімічний склад електрошлакового металу

Зона відбору металу	Вміст елементів, мас. %						Розмір частин, мм	Примітка
	C	Si	Mn	Cr	V	S		
Торець донної частини злитка	0,80	0,07	0,06	1,19	0,30	0,015	0,10-0,16	Не витратний електрод
	0,86	0,13	0,11	1,31	0,27	0,016	1,60-2,50	
	0,89	0,16	0,16	1,89	0,35	0,012	4,0-6,0	
Торець донної частини злитка	0,80	0,21	0,22	1,59	0,18	0,040	0,10-0,16	Витратний електрод
30 мм от торця	0,84	0,17	0,18	1,65	0,15	0,038	0,10-0,16	
Торець донної частини злитка	0,84	0,18	0,20	1,54	0,18	0,037	1,60-2,50	Витратний електрод
	0,85	0,14	0,17	1,69	0,18	0,044	1,60-2,50	Витратний електрод
Торець донної частини злитка	0,82	0,14	0,15	1,57	0,15	0,044	4,0-6,0	Витратний електрод
30 мм от торця	0,84	0,14	0,15	1,67	0,15	0,040	4,0-6,0	Витратний електрод
Торець донної частини злитка	0,99	0,33	0,37	1,89	0,30	0,016	4,0-6,0	Труба
Витратний електрод	0,84	0,30	0,30	1,85	0,18	0,046	-	-

Хімічний склад електрошлакового металу залежить як від гранулометричного складу феросплавів, так і від способу розплавлення екзотермічного флюсу. При застосуванні витратного електрода вплив гранулометричного складу феросплавів на хімічний склад металу незначний, тому

подальші дослідження проводилися при розмірі частинок феросплавів, що знаходяться в межах 0,1-6,0 мм.

При розплавленні екзотермічного легованого флюсу утворюється шлак, що містить 55-60% CaF_2 і 40-45% Al_2O_3 , який відповідає рекомендаціям застосування для електрошлакової переплавки флюсів системи $\text{CaF}_2\text{-Al}_2\text{O}_3$, що містять 40-45% Al_2O_3 [58].

Дослідження впливу екзотермічного легованого флюсу на фізико-хімічні властивості (хімічний і газовий склади, вміст неметалічних включень, мікроструктуру відновленого легованого металу в нижній частині злитка валкових сталей марок 9ХФ, 9Х2МФ і 60Х2СМФ стосовно їх електрошлакового переплаву на «твердому» старті) показали, що вони відповідають таким же показниками в середній і верхній частині злитка [59].

В роботі [60] наведені результати дослідження якості сталі 5ХНМ із виплавленого штампового кубика на "твердому" старті за біфілярною схемою ведення процесу з використанням електропровідного шару екзотермічного флюсу.

Встановлено, що литий метал донної частини злитка щільний; тріщини, порожнечі і інші дефекти відсутні; стовпчасті кристали спрямовані майже паралельно осьовій лінії темплети. Випробування механічних властивостей досліджуваного кубика показали, що вони знаходяться на рівні ковального металу відкритої виплавки, а високі значення коефіцієнта анізотропії (0,91-0,98) свідчать про високу однорідності литого електрошлакового металу. Хімічний аналіз осаду, отриманого способом електролітичного розчинення зразків, виготовлених з досліджуваного штампового кубика, показав, що метал (як по висоті, так і по перетину) характеризується більш низьким вмістом неметалічних включень в порівнянні з кованим металом.

Показники порівняльних випробувань оптимального варіанту розробленого способу старту і застосовуваних (в даний час) «твердого» і «рідкого» стартів електрошлакової переплавки, наведені в таблиці 3.7, показують, що розроблений спосіб старту ЕШП при однакових умовах дозволяє підвищити продуктивність процесу електрошлакового переплаву і збільшити вихід придатного металу на

2-7%. Крім того, при розплавленні екзотермічного флюсу утворюється наступна складова шлаку: оксид алюмінію (Al_2O_3), маса якого становить до 20% від необхідної маси розплавляється робочого флюсу [61].

Таблиця 3.7 - Техніко-економічні показники порівнюваних способів старту електрошлакової переплавки

Техніко-економічні показники розглянутих способів старту		Спосіб старту			
		"Твердий"		"Рідкий"	
		Металева стружка, алюмінієвий порошок, флюс АНФ-6	Пропонований	Рідкий	Пропонований
Діаметр, мм	Кристалізатора	235/240	235/240	350	350
	Електрода	150	150	190	190
Режим плавки	Струм, кА	5,5	5,5	7,2–7,4	7,2–7,4
	Напруга, В	48	48	48	48
Час встановлення стійкого режиму плавки, хв		15	4	75	63
Довжина розплавленого електрода, мм		260	435	3080	3080
Маса виплавленої вилівки, кг		35,5	60,0	650	652
Час плавки, хв		24	20	325	305
Час повного розплавлення флюсу, хв		23	16	-	-
Маса розплавленого флюсу, кг		12	12	31	31
Питома продуктивність флюсу, кг / хв		1,48	3,0	2,0	2,1
Масова швидкість розплавлення флюсу, кг/хв		0,52	0,75	-	-
Вихід придатного металу, %		85	95	90	92
Тривалість розплавлення флюсу у флюсоплавильній печі, хв				60	–

3.5 Вплив зміни теплових умов плавлення витратного електрода на якість сталі при ЕШП

Електрошлакові технології (переплав, лиття, наплавлення, зварювання) широко застосовуються в сучасній промисловості. Однак, специфіка даних

технологій, зокрема використання в якості джерела теплової енергії розплавлених шлаків, що володіють низьким електричним опором, а також водоохолоджуючих кристалізаторів, призводить до досить високої витрати електроенергії і обмеження допустимих швидкостей наплавлення металу.

При електрошлаковій виплавці заготовок деталей процеси плавлення, рафінування і кристалізації металу протікають спільно в єдиній ємності (кристалізаторі). Тому, структура, фізико-хімічна однорідність литої сталі, ступінь її забрудненості неметалевими включеннями, а також сірки, фосфором і газами, залежать від теплових умов плавлення витратного електрода.

У більшості відомих технологій електрошлакової виплавки [62, 63] теплові умови плавлення витратного електрода і швидкість наплавлення виливки визначаються, в основному, величиною електричної потужності на шлаковій ванні і для підвищення продуктивності процесу досить збільшити силу струму, що протікає через шлак. При цьому, занурення електрода в шлакову ванну супроводжується концентрацією тепловиділення переважно в осьовій зоні кристалізуючої виливки, істотним перегрівом рідкого металу і зосередженим перенесенням крапель в центральну частину металеві ванни [63]. Такий характер плавлення витратного електрода призводить до зменшення швидкості кристалізації виливки, зниження градієнта температури біля поверхні розділу твердої і рідкої фаз, а також збільшення забрудненості сталі неметалевими включеннями і погіршенням якості металу електрошлакового відливання [64-66].

Отже, при електрошлаковій виплавці заготовок деталей за традиційними технологіями збільшувати продуктивність плавки форсуванням потужності на шлаковій ванні недоцільно, так як при цьому погіршується якість литого металу.

Розглянуто деякі варіанти зміни теплових умов плавлення витратного електрода, що надають сприятливий вплив на структуру литого металу, його чистоту по неметалевих включеннях і домішок, механічні та службові властивості при одночасному забезпеченні підвищення продуктивності процесу електрошлакової виплавки заготовок.

У роботах [67-69] запропоновано змінювати теплові умови плавлення витратного електрода шляхом коаксіального введення в шлакову ванну не витратного електрода з електропровідного матеріалу. При цьому, зростає концентрація теплоти в зоні торця витратного електрода (відбувається «стиснення поля»), підвищується температура шлаку в приелектродній області і зростає частка теплової потужності, що витрачається на плавлення металу. Коаксіальний не витратний електрод, сприяє зниженню теплових втрат через стінку водоохолоджуваного кристалізатора і перерозподілу теплових потоків по поверхні металеві ванни з більш інтенсивним введенням теплоти на периферійні ділянки. Такий характер зміни теплових умов плавлення витратного електрода забезпечує поліпшення умов кристалізації виливка, підвищення продуктивності плавки без додаткових витрат потужності на шлаковій ванні. При отриманні виливків зі сталі ЕІ 961 електрошлаковою виплавою з використанням коаксіального витратного електрода продуктивність плавки збільшилася в 1,35-1,40 рази, проте підвищити якість литої сталі не вдається. Чистота по неметалевим включенням, вміст газів, механічні властивості досвідчених виливків зі сталі ЕІ 961 були на рівні серійного металу, отриманого за традиційною технологією.

Широкі можливості в управлінні тепловими процесами плавлення витратного електрода і кристалізації металу при електрошлаковій виплавці заготовок деталей, відкриває застосування магнітного поля. Найбільш ефективним, в цьому плані, виявилися дві схеми по одній з яких електрошлакову виплаву здійснювали з накладенням на шлакову ванну поперечного магнітного поля, а по другій- з накладенням на рідку металеву ванну реверсивних магнітних полів.

У першому випадку, при взаємодії магнітного поля з постійною складовою струму, що протікає через шлакову ванну, відбувається обертання шлаку і зміна характеру тепловіддачі від шлаку до витратного електрода.

Перенесення металу набуває багато крапельний характер (створюється крапельний дощ з електродного торця). В результаті підвищується інтенсивність обробки металу, що перепплавляється рідким шлаком, а умови кристалізації зберігаються оптимальними при підвищенні швидкості плавлення злитка. В роботі

показано, що при електрошлаковій плавці з накладенням постійного магнітного поля для виливків з високоміцних сталей (вуглець 0,95-1,05%; марганець 0,90-1,20%; кремній 0,20-0,65%; хром 1,30-1,65%) швидкість наплавлення може бути збільшена в 1,20-1,25 рази. У той же час, якість литої структури переплавленої сталі повністю відповідає вимогам відповідних технічних умов, а розмір неметалевих включень знижується в порівнянні з виливками серійної технології. Зокрема, при ЕШП з накладенням поля розмір оксидів змінюється в межах 1,0-1,5 бала, сульфідів 0,5-1,5 бала. У виливках серійної технології оксидні включення мали розмір 0,5-2,5 бала, а сульфідні включення - 0,5-2,0 бала [70].

У другому випадку, умови плавлення і кристалізації змінюються впливом реверсивного магнітного поля. В роботі [71] показано, що виникаючий при цьому електромагнітний вплив надає рідкому металу реверсивний обертальний рух, в результаті якого відбувається дроблення первинних дендритних осей і замість спрямованих стовпчастих кристалів формуються рівноосні дрібні зерна. Також, в залежності від параметрів реверсивного магнітного поля (величини струму в обмотці соленоїда), істотно змінюються як продуктивність плавки, так і механічні властивості металу. Зокрема, для сталі 14X2H3MA, отриманої з накладенням реверсивного магнітного поля, високий рівень механічних властивостей (межа міцності σ_B , межа плинності σ_T , відносні подовження δ і звуження ψ), поєднується з максимальною продуктивністю плавки (табл. 3.8).

Таблиця 3.8 - Механічні властивості сталі 14X2H3MA і швидкість наплавлення виливки при ЕШВ з реверсивним магнітним полем [71]

Варіант виплавки	Струм в соленоїді, А	Швидкість наплавлення злитка $\cdot 10^{-2}$ кг/с	Механічні властивості			
			σ_B , МПа	σ_T , МПа	δ , %	ψ , %
Серійна технологія	-	6,77	1378	1254	13,1	66,2
Використання реверсивного магнітного поля	200	7,22	1381	1273	14,3	69,3
	300	8,05	1392	1280	14,4	67,7
	400	8,77	1398	1317	14,9	67,1

Поліпшення структури і властивостей електрошлакових заготовок деталей при одночасному збільшенні продуктивності плавки досягається зміною теплових умов плавлення витратного електрода і затвердіння виливки за рахунок реверсивного обертання кристалізатора (РВК). В роботі [72] встановлено, що при електрошлаковій виплавці виливків діаметром 120 мм зі сталі ЕІ 481 зі збільшенням частоти реверсів швидкість наплавлення зростає від $0,84 \cdot 10^{-2}$ кг/с до $1,05 \cdot 10^{-2}$ кг/с. Причому, стовпчасті кристали змінюють свій нахил. Кут нахилу збільшувався тим більше, чим інтенсивніше був процес РВК. Поперечний розмір стовпчастих кристалів у виливках, отриманих при оптимальному режимі реверсування, зменшується майже в три рази в порівнянні зі структурою серійної виливки. Механічні властивості (σ_B , σ_T , δ , ψ) виливків зі сталі ЕІ 481, отриманих із застосуванням РВК, збільшуються в середньому на 5-10 %, а тривала міцність і пластичність зростають в 1,15-1,25 і 2, 2-2,5 рази, відповідно [72]. Однак, застосування реверсивного обертання кристалізатора для поліпшення структури литого металу і підвищення його механічних характеристик, можливо тільки для виливків, що мають просту форму тіл обертання.

В ІЕЗ ім. Є.О. Патона виконуються роботи по оптимізації теплових умов плавлення витратного електрода з метою отримання найбільш сприятливого фронту кристалізації електрошлакової заготовки за рахунок забезпечення рівномірного підведення теплоти до поверхні металевої ванни. Найбільш перспективним напрямком, в цьому плані, є застосування примусового оплавлення електродного торця [73, 74].

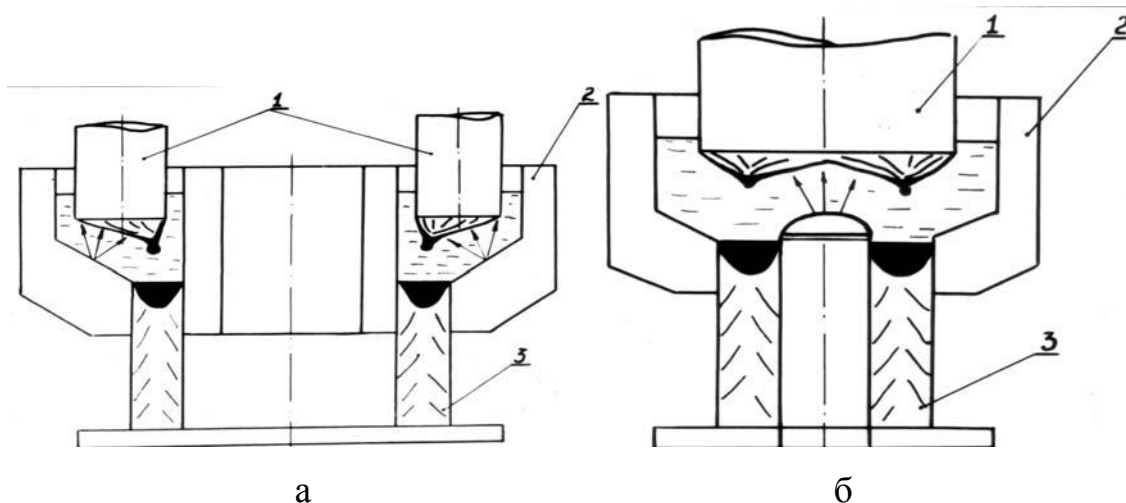
Відомо, що розташування джерел краплепадіння на електродному торці робить істотний вплив на геометричні розміри металевої ванни і умови кристалізації, а, отже, і на структуру литого металу. Експерименти, виконані в ІЕЗ ім. Є.О. Патона з електрошлакової виплавки з подачею струменя газу на плавиться торець витрачається електрода показали, що струмінь газу змінює теплові умови плавлення електродного торця і, тим самим, впливає на його форму і характер краплепадіння. При дослідженні на «холодній» моделі процесу переплавки великотоннажних злитків-слябів було встановлено, що без впливу газового

струменя на торець падіння крапель відбувається, в основному, з середини прямокутного перетину торця електрода. Тому, найбільша кількість теплоти переноситься з краплями розплавленого металу в центральну частину виливки. Це може привести не тільки до зниження фізико-хімічної однорідності металу в центрі виливки, а й утворення осьової пористості, грубої усадочної раковини і деяких інших дефектів макроструктури. При подачі аргону в сопла, спрямовані на електродний торець, навпаки сопел на торці утворюються виїмки, а між ними конуси з яких і відбувається краплепадіння металу, що розплавляється. В цьому випадку, зростає швидкість плавлення електрода, а падіння крапель відбувається рівномірно по перетину виливка [74].

У реальному процесі, також як і на моделі, спостерігали збільшення продуктивності плавки і переміщення центрів краплеутворення до периферії торця електрода за рахунок подачі газу під його центральну частину.

На рисунку 3.14 показані деякі схеми електрошлакової виплавки з примусовим місцевим оплавленням електродів, розроблені в ІЕЗ ім. Є.О. Патона [74]. Необхідна топографія джерел краплепадіння створюється відповідним тепловим впливом газошлакових потоків на електродний торець, що плавиться.

Наведені дані показують, що умови кристалізації електрошлакових виливків, їх структура і властивості, а також продуктивність плавки, істотно залежать від теплових особливостей плавлення витратного електрода. Продуктивність процесу визначається кількістю теплоти, що витрачається на плавлення металу, а структура, забрудненість неметалевими включеннями і властивості литої сталі в більшій мірі залежать від характеру введення теплоти витратного електрода. Однак, у всіх розглянутих випадках шлакова ванна залишається єдиним джерелом теплоти, що визначає одночасно протікання процесів плавлення, рафінування і кристалізації. Тому при електрошлаковій виплавці заготовок деталей електричні параметри на шлаковій ванні обирають таким чином, щоб забезпечити, в першу чергу, необхідний рівень властивостей литої сталі. З цією метою доводиться, в певних межах, обмежувати швидкість наплавлення виливки і йти на високі витрати електроенергії.



1 - електрод, що витрачається; 2 - кристалізатор; 3 - виливок; а - виплавка полого злитка або обичайки; б - виплавка трубної заготовки (стрілками вказано напрямок подачі аргону)

Рисунок 3.14 - Схема електрошлакової виплавки з примусовим місцевим опаленням витратного електрода [74]

У будь-якому випадку для збільшення продуктивності процесу електрошлакової виплавки в витратний електрод необхідно вводити додаткову кількість теплоти. Якщо електричні параметри на шлаку залишити незмінними, виходячи з умов забезпечення оптимальних умов кристалізації виливка, то додаткова кількість теплоти в витратний електрод можна ввести, використовуючи допоміжне джерело нагріву. Такий технологічний прийом, тобто застосування комбінованого нагріву з використанням двох і більше джерел теплоти, вже використовується в деяких сталеплавильних процесах [75, 76], при зварюванні і наплавленні [77-79]. Зокрема, як показано в роботі [77], підігрів електродного дроту додатковим джерелом теплоти при зварюванні і наплавленні призводить до збільшення продуктивності даних процесів. При збереженні незмінної потужності дуги, розплавляється електродний метал, зростання швидкості плавлення ГП при додатковому підігріві, в порівнянні зі звичайним процесом G , визначається відношенням:

$$\frac{G_{\Pi}}{G} = \frac{H_{2770}}{H_{TK} - H_{\Pi}} \quad (3.9)$$

де G_{Π} , G - швидкість плавлення електродного дроту при нагріванні її додатковим джерелом теплоти і без нього відповідно; H_{2770} - ентальпія металу, перегрітого до температури 2770 К; H_{TK} - ентальпія крапель електродного металу; H_{Π} - ентальпія електродного металу, що надходить в зону дії зварювальної дуги.

Ставлення G_{Π}/G тим більше, чим вище значення H_{Π} , причому його величину можна істотно збільшити, застосовуючи додатковий підігрів, що забезпечує підвищення продуктивності процесів зварювання і наплавлення до 60% [77].

Важливою особливістю плавлення зварювального дроту, нагрітої додатковим джерелом теплоти, є зниження температури перегріву крапель електродного металу. За даними роботи [78] при зварюванні дротом марки Св-10га діаметром 3 мм зі збільшенням температури підігріву від 400 до 900 К температура крапель електродного металу знижується від 2370 до 2000 К. З огляду на те, що при електрошлаковій виплавці з краплями розплавленого металу в металеву ванну вноситься 60-70% теплоти можливість зменшення температури перегріву крапель дозволить поліпшити умови кристалізації вилівка, а також буде сприяти формуванню більш дрібного литого зерна.

В роботі [79] відзначено, що підігрів витратних електродів додатковим джерелом теплоти, аж до 1200 К, дозволяє підвищити коефіцієнт енергетичної ефективності процесу від 0,50 до 0,58.

Збільшення продуктивності процесу електрошлакової плавки може бути досягнуто в разі переплавки витратних електродів з підвищеною температурою, після їх спеціального нагріву в газових пічках або після відпалу [80].

Відомий спосіб [81], в якому плавлення витратного електрода в шлаковій ванні сприяє система плазмових пальників (або індуктор), що забезпечує збільшення продуктивності процесу. Для аналогічних цілей в патенті [82]

запропоновано здійснювати додатковий підігрів електрода до температури, яка нижча за температуру плавлення металу не більше, ніж на 573 градусів.

В роботі [83] запропонований нагрів витратних електродів паливними пальниками, встановленими в плавильному поясі печі на відстані не більше трьох діаметрів електродів від поверхні шлакової ванни.

Одним з варіантів інтенсифікації електрошлакового процесу за рахунок застосування додаткового джерела теплоти є підігрів під час плавки витратного електрода і поверхні шлакової ванни плазмовим паяльником [84].

У Національній металургійній академії України виконані теоретичні дослідження можливості застосування підігріву витратного електрода газовим полум'ям для підвищення техніко-економічної ефективності електрошлакового процесу. Встановлено, що за рахунок додаткового підігріву можна знизити витрати електроенергії на 18-20 %, а також підвищити продуктивність процесу електрошлакової виплавці на 10%.

Збільшення часу перебування витратного електрода при підвищених температурах впливає на подальше рафінування металу. Дослідженнями, виконаними в ІЕЗ ім. Є.О. Патона, встановлено, що ще до моменту розплавлення, в металі витратного електрода при температурах порядку 1373-1473 відбуваються процеси дисоціації і часткового розчинення сульфідних включень у твердій фазі [85]. Мабуть, додатковий підігрів витратного електрода також повинен сприяти протіканню цих процесів.

Результати, представлені в роботах [77-85], свідчать про доцільність застосування додаткового підігріву витратного електрода для підвищення техніко-економічних характеристик електрошлакового процесу, але питання про поліпшення якості литого металу не розглядали. Слід зазначити, що додатковий підігрів істотно змінює теплові умови плавлення витратного електрода, що, безумовно, повинно вплинути на структуру і властивості електрошлакових заготовок деталей.

Висновки по розділу 3

Отже, було проведено ряд експериментів, результати яких дозволяють зробити наступні висновки:

1. Тиск позитивно позначається на структурі злитка, подрібнюючи зерно, але введення азоту призводить до порушення нормальної роботи злитка. Можливим рішенням для усунення пошарової кристалізації і додаткового вирівнювання вмісту азоту по всьому злитку є застосування подвійного переплаву.

2. В результаті термодинамічного аналізу поведінки сірки при ЕШП сталі 12Х1МФ при використанні доменного шлаку в якості компонента флюсу встановлено, що на початку плавки сірка флюсу переходить в наплавлений метал, вміст її в металі нижній частині злитка перевищує необхідну стандартом. У зв'язку з цим доменний шлак перед використанням в якості компонента флюсу для ЕШП повинен бути підданий десульфуратії.

3. Встановлено, що введення в металеву ванну в процесі ЕШП ізоморфних гранул інокуляторів забезпечує подрібнення осередків евтектичною сітки; зменшення глибини металевої ванни в 1,5 рази; можливість зниження головного обрізу на 40...60%; економію електроенергії від 8 до 16%.

4. Встановлено, що ефективним способом підвищення продуктивності електрошлакових процесів є використання екзотермічної суміші або екзотермічного флюсу (окаліни, феросплавів і алюмінієвого порошку) в кількостях, достатніх для протікання екзотермічних реакцій.

Експериментально підтверджено наявність електропровідного шару екзотермічного флюсу, що дозволяє вести електрошлаковий процес по моно-, біфазною або трифазною схемами з використанням «твердого» старту.

Доведено, що застосування екзотермічного легованого флюсу не робить негативного впливу на якість розплавленого металу і дозволяє використовувати вивільнені флюсоплавильні печі під електрошлакові процеси виготовлення великогабаритних деталей відповідального призначення.

5. Зміна теплових умов плавлення витратного електрода має суттєвий вплив на продуктивність процесу, умови кристалізації металу і, отже, якість металу. Доцільно змінити теплові умови плавлення витратного електрода шляхом застосування додаткового джерела теплоти. В цьому випадку можна впливати на характер краплеутворення на електродному торці так, щоб розплавлені краплі максимально рівномірно потрапляли на дзеркало металеві ванни. При цьому можливе збільшення в певних межах допустимої швидкості наплавлення злитка без зниження якості металу. Застосування додаткового джерела нагрівання витратного електрода забезпечує підвищення техніко-економічних показників процесу.

ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

1. На підставі проведеного аналізу перспективних технологій електрошлакового переплаву можна виділити основні переваги процесу ЕШП перед іншими способами отримання сталі:

- 1) Хороша якість злитка, відсутність усадочної раковини і пористості.
- 2) Менша кількість і менший розмір включень.
- 3) Однорідність структури і хімічного складу.
- 4) Високий вихід придатного.
- 5) Можливість регульованого зниження вмісту сірки, кисню, а в деяких умовах і азот; можливість збереження легуючих елементів, які можуть бути окислені, таких як кремній і титан.
- 6) Можливість коригування складу металу шляхом застосування відповідного флюсу.
- 7) Загальне поліпшення характеристик пластичності і ударної в'язкості.
- 8) Поліпшення зварюваності.
- 9) Забезпечення такої якості поверхні, яке виключає необхідність в зачистці поверхні при гарячій обробці.
- 10) Полегшення умов відливання електродів у порівнянні з розливанням злитків для безпосередньої прокатки.
- 11) Можливість управління напрямком і швидкістю затвердіння.
- 12) Можливість регулювання крупності зерен і величини карбідів, особливо в швидкорізальних інструментальних сталях.
- 13) Розплавлений метал захищений від атмосферного окислення.

Одночасно з цим, можна виділити деякі недоліки ЕШП:

- неможливість організувати у відкритому агрегаті видалення водню;
- тривалість процесу;
- вартість процесу.

2. В другому розділі представлена лабораторна установка ЕШП, що використовувалася для проведення експериментальних досліджень, та методика проведення досліджень.

Дана лабораторна установка дозволяє в лабораторних умовах дослідити усі технологічні параметри процесу ЕШП та адаптувати отримані результати для використання в промислових умовах.

3. Проведені в роботі експерименти дозволяють зробити наступні висновки:

1) Тиск позитивно позначається на структурі злитка, подрібнюючи зерно, але введення азоту призводить до порушення нормальної роботи злитка. Можливим рішенням для усунення пошарової кристалізації і додаткового вирівнювання вмісту азоту по всьому злитку є застосування подвійного переплаву.

2) В результаті термодинамічного аналізу поведінки сірки при ЕШП сталі 12Х1МФ при використанні доменного шлаку в якості компонента флюсу встановлено, що на початку плавки сірка флюсу переходить в наплавлений метал, вміст її в металі нижній частині злитка перевищує необхідну стандартом. У зв'язку з цим доменний шлак перед використанням в якості компонента флюсу для ЕШП повинен бути підданий десульфурзації.

3) Встановлено, що введення в металеву ванну в процесі ЕШП ізоморфних гранул інокуляторів забезпечує подрібнення осередків евтектичною сітки; зменшення глибини металевої ванни в 1,5 рази; можливість зниження головного обрізу на 40...60%; економію електроенергії від 8 до 16%.

4) Встановлено, що ефективним способом підвищення продуктивності електрошлакових процесів є використання екзотермічної суміші або екзотермічного флюсу (окаліни, феросплавів і алюмінієвого порошку) в кількостях, достатніх для протікання екзотермічних реакцій.

Експериментально підтверджено наявність електропровідного шару екзотермічного флюсу, що дозволяє вести електрошлаковий процес по моно-, біфазною або трифазною схемами з використанням «твердого» старту.

Доведено, що застосування екзотермічного легованого флюсу не робить негативного впливу на якість розплавленого металу і дозволяє використовувати

вивільнені флюсоплавильні печі під електрошлакові процеси виготовлення великогабаритних деталей відповідального призначення.

5) Зміна теплових умов плавлення витратного електрода має суттєвий вплив на продуктивність процесу, умови кристалізації металу і, отже, якість металу. Доцільно змінити теплові умови плавлення витратного електрода шляхом застосування додаткового джерела теплоти. В цьому випадку можна впливати на характер краплеутворення на електродному торці так, щоб розплавлені краплі максимально рівномірно потрапляли на дзеркало металеві ванни. При цьому можливе збільшення в певних межах допустимої швидкості наплавлення злитка без зниження якості металу. Застосування додаткового джерела нагрівання витратного електрода забезпечує підвищення техніко-економічних показників процесу.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Патон Б.Е. Возможности ЭШП: каким ему быть в ближайшее десятилетие. *Проблемы специальной электрометаллургии*. 1996. Вип. №3. С. 9-10.
2. Патон Б.Е. 40 лет ЭШП: есть ли перспектива. *Сталь*. 1998. Вип. №11. С. 24-27.
3. Medovar B I. Electroslag technologies in the XXIst century. *Proc. «Asia Steel 2000»*, China Sept. 15-18. 2000. Vol.C. P. 143-149.
4. Гини Э.Ч., Зарубин А.М., Рыбкин В. А. Технология литейного производства. Специальные виды литья : Учебник для ВУЗов. Москва, 2005. 352 с.
5. Полещук М.А., Шевцов В.А. Электрошлаковое литье – самый прогрессивный способ производства корпусов арматуры высокого давления. *Арматуростроение*. 2009. № 4. С. 49-54.
6. Holzgruber W. Development trends in electroslag remelting. *Medovar Memorial Symposium*. May 15-17, 2001. Kyiv, Ukraine. P.71-77.
7. Alghisi D. The electroslag rapid remelting process under protective atmosphere of 145 mm billets. *Medovar Memorial Symposium* Kyiv. 2001. P.97-112.
8. Патон Б.Е. Дугошлаковый переплав - современное состояние и перспективы развития. *Проблемы специальной электрометаллургии*. 2002. № 1. С.3-10.
9. Медовар Л.Б. Новые электрошлаковые технологии. *Проблемы специальной электрометаллургии*. 2002. № 1. С. 123-137.
10. Медовар Б.И. К вопросу об электрошлаковой выплавке крупнотоннажных заготовок из высоколегированных сталей и сплавов.. 1999. № 2. С.26-30.
11. Цыкуленко А.К. Двухконтурная схема электрошлакового переплаву расходуемого электрода. *Проблемы специальной электрометаллургии*. 2000. № 3. С. 16-20.
12. Медовар Л.Б. Исследование влияния параметров двухконтурной схемы ЭШП на размеры и форму металлической ванны. *Проблемы специальной электрометаллургии*. 2000. № 4. С.3-7.

13. Медовар Б.И. Электрошлаковые процессы без расходуемых электродов. *Проблемы специальной электрометаллургии*. 1997. № 2. С. 12-16
14. Медовар Б.И. Электрошлаковая наплавка жидким присадочным материалом. *Проблемы специальной электрометаллургии*. 1995. № 1. С.6-11.
15. Medovar, L.B. Medovar, A.V. Chernets et al. Elektroslag surfacing by liquid metal - a new way for HSS - Rolls manufacturing. 38th MWSP Conf. Proc. V. XXXIV. Cleveland, Ohio, October 13-16, 1996. P. 83-87.
16. Патон Б.Е., Медовар Б.И. Валки XXI века. *Металл - бюллетень*. Украина. 1997. № 6. С.35-37.
17. Медовар Л.Б. Опыт изготовления и применения быстрорежущих валков ЭТТТН ЖМ. *Проблемы специальной электрометаллургии*. 2000. № 3. С. 3-9.
18. Электрошлаковые технологии с ЖМ. ЭЛМЕТ-РОЛ : веб-сайт. URL: <http://elmet-roll.com.ua/index.php/ru/innivacii/elektroshlakovie-technologie-c-gm> (дата звернення: 12.10.2020).
19. Малогабаритные и опытные установки ЭШП-ЭШЛ мощностью до 100 кВт EPOS-ESR-L. ЭПОС-Инжиниринг : веб-сайт. URL: <http://epos-nsk.ru/portfolio/ustanovki-ehshp-ehshl/> (дата звернення: 27.10.2020).
20. Воденніков С. А., Галицький Ю. П., Воденнікова О. С. Теорія та технологія електросталеплавильного виробництва : навч. посібник. Запоріжжя : ЗДІА. 2010. 245 с.
21. Каблов Е.Н., Ломберг Б.С., Оспенникова О.Г. Создание современных жаропрочных материалов и технологий их производства для авиационного двигателестроения. *Крылья Родины*. 2012. №3–4. С. 34–38.
22. Каблов Е.Н. Инновационное развитие – важнейший приоритет государства. *Металлы Евразии*. 2010. №2. С. 6–11.
23. Каблов Е.Н., Оспенникова О.Г., Ломберг Б.С., Сидоров В.В. Приоритетные направления развития технологий производства жаропрочных материалов для авиационного двигателестроения. *Проблемы черной металлургии и материаловедения*. 2013. №3. С. 47–54.

24. Евгенов А.Г., Крылов С.А., Макаров А.А. и др. Получение высокоазотистых сталей методом электрошлакового переплава под давлением. *Сб. тр. XIV Междунар. конгресса сталеплавателей*. 2016. С. 369–376.
25. Блинов В.М., Андреев Ч., Костина М.В., Блинов Е.В. Структура и фазовый состав литых железоникелевых сплавов со сверхравновесным содержанием азота. *Металлы*. 2009. №4. С. 57–62.
26. Рашев Ц.В. Высокоазотистые стали. *Металлургия под давлением*. София: Проф. Марин Дринов, 1995. 272 с.
27. Тонышева О.А., Вознесенская Н.М., Шалькевич А.Б., Петраков А.Ф. Исследование влияния высокотемпературной термомеханической обработки на структуру, технологические, механические и коррозионные свойства высокопрочной коррозионностойкой стали переходного класса с повышенным содержанием азота. *Авиационные материалы и технологии*. 2012. №3. С. 31–36.
28. Тонышева О.А., Вознесенская И.М., Елисеев Э.А., Шалькевич А.Б. Новая высокопрочная экономнолегированная азотсодержащая сталь повышенной надежности. *Авиационные материалы и технологии*. 2012. №5. С. 84–88.
29. Братухин А.Г., Демченко О.Ф., Долженков Н.Н., Кривоногов Г.С. Высокопрочные коррозионностойкие стали современной авиации. Москва: МАИ. 2006. С. 112–143.
30. Bartosinski M., Reitz J., Friedrich B. Modelling the Oxygen Content of titanium during deoxidation in the Pressure electroslag remelting (PESR) Process. *Proceedings of EMC*. 2013. P. 1–7.
31. Дуб А.В., Дуб В.С., Левков Л.Я. и др. Многоцелевая печь ЭШП для современного энергетического и тяжелого машиностроения. *Электromеталлургия*. 2011. №9. С. 2–8.
32. Pirowski Z., Olszyński J., Gwiżdż A. Ferrous alloys cast under high pressure gas atmosphere. *Archives of Foundry Engineering*. 2007. Vol. 7. Issue 1. P. 107–112.
33. Тонышева О.А., Вознесенская Н.М. Перспективные высокопрочные коррозионностойкие стали, легированные азотом (сравнительный анализ). *Авиационные материалы и технологии*. 2014. №3. С. 27–32.

34. Швед Ф.И. Слиток вакуумного дугового переплаву. Челябинск: Изд-во Татьяны Лурье, 2009. С. 289–295.

35. Роцин, В.Е. Вязкость и электропроводность малофторидных низкоосновных расплавов типа доменных шлаков. *Специальная электрометаллургия*. 1988. № 66. С. 38–41.

36. Роцин, В.Е. Использование шлаков типа доменных в качестве флюсов для электрошлакового переплаву. *Специальная электрометаллургия*. 1988. № 66. С. 34–38.

37. Роцин, В.Е. Структура и свойства электрошлакового металла, переплавленного под флюсом типа доменных шлаков *Специальная электрометаллургия*. 1989. № 67. С. 3–7.

38. Япарова, Н.М. Метод решения некоторых многомерных обратных граничных задач параболического типа без начальных условий. *Вестник ЮУрГУ. Серия «Компьютерные технологии, управление, радиоэлектроника»*. 2015. Т. 15, № 2. DOI: 10.14529/ctcr150211.

39. Gamov P.A., Drozin A.D., Dudorov M.V., Roschin V.E.. Model for nanocrystal growth in an amorphous alloy. *Russian Metallurgy*. 2012. no. 11. P. 1002–1005. DOI: 10.1134/S0036029512110055

40. Дудоров М.В. Математическое описание кристаллизации методом виртуальных объемов. *Вестник ЮУрГУ. Серия «Математика. Механика. Физика»*. 2012. № 11 (270). С. 78–88.

41. Трусов Б.Г. Моделирование химических и фазовых равновесий при высоких температурах: свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ 920054 Российская Федерация. МГТУ им. Н.Э. Баумана; РосАПО. 1992.

42. Трусов, Б.Г. Программная система ТЕРРА для моделирования фазовых и химических равновесий при высоких температурах. *III Международный симпозиум «Горение и плазмохимия»*. 24–26 августа 2005. Алматы, Казахстан. Казак университеті, 2005. С. 52–57.

43. Гамов П.А., Мальков Н.В. Термодинамический анализ распределения серы при ЭШП стали 12Х1МФ под доменным шлаком. *Bulletin of the South Ural State University. Ser. Metallurgy*. 2017, vol. 17, no. 4, pp. 32–37.
44. Медовар Б. И., Цыкуленко А. К., Дяченко Д. М. Качество электрошлакового металла. Киев, Наукова думка. 1990. 311 с.
45. Попов В. С., Билоник И. М., Бережный С. П., Капу-стян А. Е. Улучшение структуры и свойств литых инструментальных сталей при электрошлаковой выплавке с инокуляторами. *Современная электрометаллургия*. 2004. № 2. С. 8–9.
46. Способ получения слитка электрошлаковым переплавом : пат. 28530 Украина : МПК: С22В 9/18 ; опубл. 10.12.2007
47. Панченко А. И., Билоник И. М., Логозинский И. Н., Сальников А. С., Федьков А. Г. Исследование влияния инокуляторов на диспергирование литой структуры стали Х12МФ-Ш. *Современная электрометаллургия*. 2018. № 2. С. 13-18.
48. Латаш Ю.В. Электрошлаковый переплав. Киев : Metallurgy. 1970. 239 с.
49. Pat. 1181663 GB, Int. Cl. B 22 d 23/06. Production of Ingots by Electroslag Remelting Processes / W. Alexander, F. Ravault. – №19968/66; filed 26.04.67; published 18.02.70. – 10 p.
50. Спосіб електрошлакового зварювання. Пат. 36618 Україна : МПК В 23 К 25/00. №2000010204; заявл. 13.01.00; опубл. 16.04.01, Бюл. №3. – 2 с.
51. Спосіб електродугового наплавлення. Пат. 71290 Україна : МПК В 23 К 9/04. №20031211810; заявл. 18.12.03; опубл. 15.11.04, Бюл. №11. – 2 с.
52. Тягун-Белоус Г.С. Электропроводный флюс в твердом состоянии для возбуждения электрошлакового процесса. *Автоматическая сварка*. 1958. №4. С. 65-66.
53. Дидковский В.П. Твердый флюс для возбуждения процесса электрошлаковой сварки титана. *Автоматическая сварка*. 1958. №4. С. 95-96.
54. Максимович Б.И. Наведение шлаковой ванны с помощью самоплавящегося флюса. *Автоматическая сварка*. 1959. №10. С. 90-91.

55. Власов А.Ф. Повышение производительности электрошлаковых процессов. *Вісник Донбаської державної машинобудівної академії* : Зб. наук. праць. 2008. №3Е(14). С. 20-27.

56. Власов А.Ф. Электрошлаковый переплав виробів на «твердому» старті з використанням экзотермічних флюсів. *Вісник Тернопільського технічного університету* : Зб. наук. праць. 2014. №1(73). С. 153-165.

57. Власов А.Ф. Экспериментальное определение экзотермического процесса, протекающего при нагреве и плавлении электродов. *Вісник Донбаської державної машинобудівної академії* : Зб. наук. праць ДДМА. №2(4). 2006. С. 65-68.

58. Кейс Н.В. Применение графитового электрода для предварительного расплавления шлаковых смесей. *Сталь*. 1966. С. 620.

59. Физико-химические свойства валковых сталей 9ХФ, 9Х2МФ и 60Х2СМФ / А.Ф. Власов [и др.]. *Удосконалення процесів і обладнання обробки тиском в металургії і машинобудування* : Зб. наук. праць ДДМА. 2004. С. 643-646.

60. Власов А.Ф. Электрошлаковый переплав на твердом старте по бифилярной схеме ведения процесса с использованием экзотермических электропроводных флюсов. *Сварочное производство*. 2014. №4. С. 20-25.

61. Власов А.Ф., Макаренко Н.А., Чигарев В.В. Интенсификация электрошлаковых процессов экзотермическими смесями (флюсами). *Вісник Приазовського державного технічного університету*. 2014. №24. С. 116-122.

62. Патон, Б. Е. Электрошлаковое литье. Киев : Наукова думка, 1980. 192 с.

63. Медовар, Б. И. Электрошлаковый переплав Москва : Metallurgy, 1963. 169 с.

64. Бэллэнтай, А. С. Влияние скорости плавления на структуру слитков ВДП и ЭШП. *Электрошлаковый переплав*. Киев, 1979. С. 189-200.

65. Якушев, О. С. Влияние скорости наплавления слитка на качество металла ЭШП. *Производство сталей и сплавов в электрошлаковых печах*. Москва, 1983. С. 41-42.

66. Mitchell, A. Practical aspects of electroslagremelting technology. *International Metals Reviews*. 1979. Vol. 24, No. 5. P. 231-264.

67. Миронов, Ю. М. Исследование процесса электрошлаковой наплавки со сжатым полем и подключенным нерасходуемым электродом. *Исследование новых электротехнологических процессов в металлургии и металлообработке*. Чебоксары. 1969. С. 38-40.

68. Миронов, Ю. М. Схема электрошлакового переплаву со сжатым полем. *Исследование электрофизических и электротермических процессов и явлений*. Чебоксары. 1970. С. 17-19.

69. Миронов, Ю. М. Сжатие поля с помощью проводящего экрана – новое средство повышения эффективности электрошлакового переплаву. *Доклады Всесоюзного совещания по специальным методам выплавки стали*. Москва. 1968. С. 16-18.

70. Забалуев, Ю. И. Применение соленоида постоянного тока при электрошлаковом переплаве. *Специальная электрометаллургия*. 1976. № 29. С. 44-49.

71. Якушев, О. С. Электрошлаковый переплав с наложением электромагнитных полей. *Специальная электрометаллургия*. 1974. № 23. С. 76-81.

72. Тучкевич, М. М. Влияние реверсивного вращения кристаллизатора на процесс ЭШП и качество слитка. *Специальная электрометаллургия*. 1973. № 19. С. 34-45.

73. Медовар, Б. И. Моделирование принудительного оплавления плоского расходуемого электрода при ЭШП. *Проблемы специальной электрометаллургии*. 1975. № 3. С. 10-14.

74. Медовар, Б. И. Применение холодной модели ЭШП при моделировании процесса плавления расходуемых электродов. *Рафинирующие переплавы*. Киев. : Наукова Думка. 1975. № 2. С. 63-67.

75. Walter, J. Plasma/MIG joining cladding 7:1. *Mach and Tool Blue Book*. 1979. Vol. 74, No. 12. P. 99-100.

76. Костяков, В. И. Плазменно-индукционная плавка для фасонного литья. *Проблемы специальной электрометаллургии*. 1982. № 16. С. 68- 70.

77. Безбах, Д. К. Исследование предварительного нагрева электрода для повышения производительности сварки. *Автоматическая сварка*. 1962. № 4. С. 28-29.

78. Попков, А. М. Влияние дополнительного подогрева электродной проволоки на температуру капель и электрические параметры процесса сварки. *Сварочное производство*. 1976. № 3. С. 12-13.

79. Тепловые процессы при электрошлаковом переплаве. Киев : Наукова думка, 1978. 304 с.

80. Глебов, А. Г. Электрошлаковый переплав Москва : Metallurgy, 1978. 216 с.

81. Способ рафинирования металлов. Пат. 775083, Бельгия, МКИ В22Д 23/06 Аннотации зарубежных патентов по вопросам специальной электрометаллургии. *Специальная электрометаллургия*. 1980. № 36. С. 22.

82. Способ ЭШП. Пат. 282009, Австрия, НКИ 31 2/03. *Изобретения за рубежом*. 1973. № 8. С. 16.

83. Печь электрошлакового переплаву Берг. А.с. № 268454 СССР, МКИ С52 5/56. Заявка № 100152; заявл. 11.05.72; опубл. 15.03.76. Бюл. №13.

84. Способ электрошлакового переплаву А.с. № 264426 СССР, МКИ В22Д 23/06. Заявка № 100275; заявл. 17.12.71; опубл. 22.03.82.

85. Медовар, Б. И. Трансформация и механизмы удаления сульфидных включений при электрошлаковом переплаве электродов большого сечения *Доклады АН СССР*. 1974. Т. 218, № 2. С. 406-408.