Міністерство освіти і науки України

Запорізький національний університет
(повне найменування вищого навчального закладу)

Інженерний навчально-науковий інститут ім Ю.М. Потебні
(назва факультету)

Кафедра металургійних технологій, екології та техногенної безпеки
(повна назва кафедри)

Пояснювальна записка

до кваліфікаційної роботи бакалавра

рівень вищої освіти *перший бакалаврський рівень*
(перший (бакалаврський) рівень)

на тему *Розробка технології виробництва сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини*

Виконав: студент *4* курсу, групи *6.1362-м-з*

Кабанцов М.С. (підпис)
(ПІБ)

спеціальності
136 Металургія
(шифр і назва)

спеціалізація
(шифр і назва)

освітньо-професійна програма
Металургія
(шифр і назва)

Керівник *Нестеренко Т.М.* (підпис)
(прізвище та ініціали)

Рецензент *Бєлоконь Ю.О.* (підпис)
(прізвище та ініціали)

Запоріжжя - 2026 року

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ЗАПОРІЗЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІНЖЕНЕРНИЙ НАВЧАЛЬНО-НАУКОВИЙ ІНСТИТУТ
ім. Ю.М. ПОТЕБНІ

Кафедра *металургійних технологій, екології та техногенної безпеки*

Рівень вищої освіти *перший бакалаврський рівень*
(перший (бакалаврський) рівень)

Спеціальність *136 Металургія*
(шифр і назва)

Освітньо-професійна програма *Металургія*
(шифр і назва)

ЗАТВЕРДЖУЮ
Завідувач кафедри *МТЕТБ*
Ю.О. Белоконь

"*05*" *02* 2026 року

З А В Д А Н Н Я
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ (ПРОЕКТ) СТУДЕНТУ

Кабанцов Михайло Сергійович
(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи (проекту) *«Розробка технології виробництва сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини»*

керівник роботи (проєкту) *Нестеренко Тетяна Миколаївна, к.т.н., доцент*
(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом вищого навчального закладу від "23" *грудня* 2025 року № 1831-с

2. Строк подання студентом роботи (проєкту) *22.05.2026 р.*

3. Вихідні дані до роботи (проєкту) *Алюмінієвий сплав АК9Ц6. Вторинна алюмінієва сировина складається з 55 % брухту та відходів (серед них ¾ брухт та ¼ відходи), 30 % стружки, 15 % шлаки. Співвідношення між сортами для компонентів шихти: для брухту 1 сорт – 20 %, 2 сорт – 80 %; для відходів 1 сорт – 25 %, 2 сорт – 75 %; для стружки 1 сорт – 50 %, 2 сорт – 20 %, 4 сорт – 30 %; для шлаків 1 сорт – 100 %.*

4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити) *Реферат. Вступ. Загальна частина. Технологічна частина. Конструкційна частина. Охорона праці та техногенна безпека. Висновки. Перелік джерел посилання.*

5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
Креслення, презентаційний матеріал на 11 слайдах (на 11 сторінках)

6. Консультанти розділів проекту (роботи)

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата завдання прийняв
Загальна частина	*Нестеренко Т.М., доцент*	
Технологічна частина	*Нестеренко Т.М., доцент*	
Конструкційна частина	*Нестеренко Т.М., доцент*	
Охорона праці та техногенна безпека	*Нестеренко Т.М., доцент*	
Нормоконтроль	*Бєлоконь Ю.О., завідувач кафедри*	

7. Дата видачі завдання *05.02.2026 р.*

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту (роботи)	Строк виконання етапів проекту (роботи)	Примітка
1	*Вступ*	*18.05-24.05.2026*	
2	*Реферат*	*18.05-24.05.2026*	
3	*Загальна частина*	*13.04-19.04.2026*	
4	*Технологічна частина*	*20.04-26.04.2026*	
5	*Конструкційна частина*	*27.04-03.05.2026*	
6	*Охорона праці та техногенна безпека*	*11.05-17.05.2026*	
7	*Висновки*	*18.05-24.05.2026*	

Студент _____ *Кабанцов М.С.*
(підпис) (прізвище та ініціали)

Керівник проекту (роботи) _____ *Нестеренко Т.М.*
(підпис) (прізвище та ініціали)

РЕФЕРАТ

Кваліфікаційна робота бакалавра: 70 с., 22 табл., 5 рис., 24 джерела.

ВТОРИННА АЛЮМІНІЄВА СИРОВИНА, ДВОКАМЕРНА ПРЯМОТЕЧІЙНА ПЛАВИЛЬНА ПІЧ, СПЛАВ АК9Ц6, ТЕХНОЛОГІЯ.

Тема кваліфікаційної роботи бакалавра: Розробка технології виробництва сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини.

Мета роботи – розробити технологію виробництва сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини.

У розділі «Загальна частина» наведена класифікація та властивості алюмінієвих сплавів, характеристика алюмінієвого сплаву АК9Ц6. Надана класифікація, характеристика і особливості переробки вторинної алюмінієвої сировини на алюмінієві сплави. Проаналізовано способи виробництва алюмінієвих сплавів та особливості технології плавлення вторинної алюмінієвої сировини для отримання алюмінієвих сплавів.

У розділі «Технологічна частина» розроблено технологічну схему і описано технологію виробництва сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини, здійснено вибір плавильних печей для виробництва сплаву АК9Ц6. Описано основні операції виробництва сплаву, технологію плавлення вторинної алюмінієвої сировини для виробництва сплаву АК9Ц6. Виконано розрахунок шихти для виплавлення сплаву АК9Ц6 із вторинної алюмінієвої сировини з додаванням марганцю і цинку. Складено матеріальний баланс виплавлення ливарного сплаву АК9Ц6, визначено витратні коефіцієнти для сировини і матеріалів.

У розділі «Конструкційна частина» описано будову, принцип роботи двокамерної прямотечійної плавильної печі. Виконано конструктивний розрахунок плавильної печі. Складено тепловий баланс плавильної печі для виплавки сплаву АК9Ц6, визначено питому витрату палива.

У розділі «Охорона праці та техногенна безпека» проведено аналіз шкідливих і небезпечних факторів виробничого середовища під час виробництва алюмінієвих сплавів із вторинної алюмінієвої сировини. Розроблено заходи щодо поліпшення умов праці плавильників.

ABSTRACT

Bachelor's qualification work: 70 p., 22 tables, 5 figures, 24 sources.

SECONDARY ALUMINIUM RAW MATERIALS, TWO-CHAMBER DIRECT-FLOW MELTING FURNACE, АК9Ц6 ALLOY, TECHNOLOGY.

The purpose of the work is to develop a technology for the production of АК9Ц6 alloy from secondary raw materials.

The classification and properties of aluminium alloys, the characteristics of the АК9Ц6 aluminium alloy are given. The characteristics of secondary aluminium raw materials and the features of its processing into aluminium alloys are given. The methods of producing aluminium alloys and the features of the technology of melting secondary aluminum raw materials to obtain aluminium alloys are analyzed. The technology for smelting the АК9Ц6 alloy from secondary raw materials is developed, and melting furnaces are selected. The composition of the charge is calculated and the material balance for smelting the АК9Ц6 alloy from secondary aluminium raw materials with the addition of manganese and zinc is compiled. A design calculation of a two-chamber direct-flow melting furnace is performed. The heat balance of the melting furnace for smelting the АК9Ц6 alloy is compiled. An analysis of harmful and dangerous factors of the production environment during the production of aluminium alloys from secondary aluminium raw materials was carried out. Measures were developed to improve the working conditions of smelters.

ЗМІСТ

Вступ…… 8
1 Загальна частина……..... 10
1.1 Класифікація алюмінієвих сплавів. Характеристика алюмінієвого сплаву АК9Ц6…….…… 10
1.2 Класифікація і характеристика вторинної алюмінієвої сировини … 15
1.3. Способи виробництва алюмінієвих сплавів…… 17
1.3.1 Характеристика способів виробництва алюмінієвих сплавів 17
1.3.2 Особливості переробки вторинної алюмінієвої сировини на алюмінієві сплави……. 18
1.4 Плавлення алюмінієвої сировини…….……. 22
1.4.1 Теоретичні основи плавлення алюмінієвої сировини…… 22
1.4.2 Особливості технології плавлення алюмінієвої сировини…… 23
2 Технологічна частина…… 27
2.1 Технологічна схема виробництва алюмінієвого сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини…….. 27
2.2 Опис технології виплавлення алюмінієвого сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини …… 30
2.3 Розрахунок шихти для виплавлення алюмінієвого сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини…….. 34
2.4 Складання матеріального балансу плавлення вторинної алюмінієвої сировини для виробництва сплаву АК9Ц6……. 43
3 Конструкційна частина……... 48
3.1 Конструкція і принцип роботи плавильної печі……... 48
3.2 Матеріальний баланс згоряння палива……. 51
3.3 Тепловий баланс виплавлення алюмінієвого сплаву АК9Ц6… 55
3.4 Конструктивний розрахунок плавильної печі…….. 59
4 Охорона праці та техногенна безпека……... 62
4.1 Шкідливі та небезпечні чинники виробничого середовища під

час виробництва алюмінієвих сплавів із вторинної сировини…….. 62
4.2 Заходи щодо усунення шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища……...…… 64
Висновки……..... 68
Перелік джерел посилання…… 69

ВСТУП

Алюміній стає все частіше використовуваним металом у різних галузях промисловості завдяки своїм корисним властивостям. Після сталі алюміній є найбільш вироблюваним металом і найбільш вироблюваним кольоровим металом [1,2]. Його виробляють у більших обсягах, ніж усі інші кольорові метали разом узяті [3].

Алюміній використовується для заміни сталевих компонентів, особливо в аерокосмічній та автомобільній промисловості. На кожен кілограм алюмінію, який замінює низьковуглецеву сталь, високоміцну сталь та чавун, можна уникнути викидів 13-20 кг парникових газів [4]. Через широке використання в будівельній, пакувальній, автомобільній, аерокосмічній промисловості та електротехнічній промисловості, а також його відносно низьку вартість, він є одним з найбільш перероблюваних металів. Відносна частка переробленого алюмінію різко зростає [5]. За даними Асоціації алюмінію, 90 % алюмінію, що використовується в будівельних та автомобільних деталях, переробляється після закінчення терміну використання [6]. Більше того, 75 % алюмінію, який історично вироблявся, досі перебуває в обігу [7,8].

Алюміній та його сплави набагато енергоефективніше переробляти, ніж виробляти первинними методами. Однак виробництво алюмінію має значний вплив на навколишнє середовище. Окрім впливу на навколишнє середовище, алюмінієва галузь є дуже енергоємною та виділяє значну частину енергії в атмосферу у вигляді відпрацьованої теплоти. Одним із методів зменшення споживання енергії та зменшення впливу викидів на навколишнє середовище є вдосконалення технологій виготовлення алюмінію та його сплавів, в тому числі із вторинної алюмінієвої сировини.

Мета кваліфікаційної роботи бакалавра – розробити технологію виробництва сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини.

1. Вивчити класифікацію алюмінієвих сплавів та характеристику

сплаву АК9Ц6.

2. Проаналізувати способи виробництва алюмінієвих сплавів, їх технологічні особливості та розробити технологію виробництва сплаву АК9Ц6 із вторинної алюмінієвої сировини.

3. Вибрати основний плавильний агрегат для виробництва сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини і виконати його конструктивний розрахунок. Описати конструкцію плавильної печі.

4. Розрахувати склад шихти і скласти матеріальний баланс процесу виплавки сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини.

5. Розрахувати тепловий баланс плавильної печі для виробництва алюмінієвого сплаву АК9Ц6.

6. Виявити шкідливі і небезпечні фактори виробничого середовища під час виробництва сплаву АК9Ц6.

1 ЗАГАЛЬНА ЧАСТИНА

1.1 Класифікація алюмінієвих сплавів. Характеристика алюмінієвого сплаву АК9Ц6

Сплави, основними компонентами яких є алюміній, називають алюмінієвими. Для підвищення властивостей алюмінію до нього додають мідь, магній, манган, силіцій, цинк, берилій, титан та ін. Алюмінієві сплави за способом виготовлення заготовок і виробів поділяють на ливарні, деформівні та спечені сплави [12-14].

Алюмінієві ливарні сплави, призначені для виготовлення фасонних виливків, повинні мати такі властивості: високу рідкоплинність, малу схильність до утворення розсіяних усадкових порожнин і кристалізаційних тріщин. Хімічний склад і галузі застосування ливарних алюмінієвих сплавів досить різноманітні.

Залежно від вмісту основних компонентів ці сплави відповідно до ДСТУ 2839 (ГОСТ 1583) поділяють на п’ять груп [15]:

а) на основі системи алюміній – силіцій – магній (АК12 (АЛ2), АК9, АК9ч (АЛ4), АК7, АК7ч (АЛ9) та ін.);

б) на основі системи алюміній – силіцій – мідь (АК5М (АЛ5), АК5М2, АК5М7, АК9М2, АК12ММгН (АЛ30), АК12М2, АК12М2МгН (АЛ25) та ін.);

в) на основі системи алюміній – мідь (АМ5 (АЛ19), АМ4,5Кд (ВАЛ10));

г) на основі системи алюміній – магній (АМг5К (АЛ13), АМг6л (АЛ23), АМг10 (АЛ27) та ін.);

д) на основі системи алюміній – інші компоненти (АК7Ц9 (АЛ11), АК9Ц6 (АК9Ц6р), АЦ4Мг (АЛ24)).

Сплави першої групи частіше за інших застосовують для виготовлення виливок. Сплави системи алюміній – силіцій – магній мають кращі, порівнянно з іншими сплавами, ливарні властивості – малу лінійну усадку,

добру рідкоплинність, не є схильними до утворення тріщин при утрудненій усадці [12,14].

Найбільш шкідливою домішкою у сплавах першої групи є ферум, який утворюює з компонентами сплаву потрійну β-фазу ($Al_xFe_ySi_z$), що кристалізується у формі грубих голкоподібних кристалів, які різко знижують пластичні властивості силумінів. Для нейтралізації шкідливого впливу феруму до складу сплавів додають манган або кобальт [13].

Сплави другої групи. Сплави системи алюміній – силіцій – мідь широко використовують для виготовлення виливок з підвищеною міцністю і твердістю, що зберігають постійність розмірів в процесі експлуатації (корпуси приладів автомобільні і тракторні поршні, деталі двигунів повітряного охолодження). Сплави цієї групи жароміцніші, ніж сплави першої групи. Вони мають добру рідкоплинність, малу лінійну усадку, але більш схильні до утворення усадкової пористості та тріщин при утрудненій усадці, ніж сплави першої групи.

Сплави третьої групи. Сплави системи алюміній–мідь відрізняються високими механічними властивостями і низькою корозійною стійкістю, добре обробляються різанням. Маючи широкий інтервал кристалізації, ці сплави схильні до утворення усадкових тріщин і розсіяної усадкової пористості. Вони володіють меншою рідкоплинністю, ніж сплави першої і другої груп. Для подрібнення зерен і підвищення механічних властивостей сплави легують манганом, титаном або цирконієм.

Сплави четвертої групи. Сплави системи алюміній–магній відрізняються низькою щільністю, високими міцнісними властивостями і корозійною стійкістю, використовуються для виготовлення виливок, що несуть великі вібраційні навантаження. Ці сплави мають низькі ливарні властивості – низьку рідкоплинність, підвищену схильність до утворення усадкових тріщин і рихлості і до окислення, вступають у взаємодію з вологою ливарних форм [12,13]. Для підвищення механічних властивостей і

зниження виділення газів при кристалізації ці сплави легують цирконієм, а для захисту від загоряння до їх складу додають 0,02–0,2 % берилію.

Сплави п’ятої групи застосовують для виготовлення виливок з підвищеною стабільністю розмірів, що працюють при підвищених температурах і тисках, а також для виготовлення зварних конструкцій [12]. Вони мають складну багатофазну структуру, що визначає їх високу схильність до гарячих тріщин.

З деформівних сплавів методом напівбезперервного лиття виготовляють круглі й плоскі злитки, які піддають гарячій і холодній обробці тиском (прокатуванню, пресуванню, штампуванню, куванню тощо). Залежно від здатності зміцнюватися при гартуванні й наступному старінні деформівні алюмінієві сплави поділяють на термічно незміцнювані та термічно зміцнювані.

З вторинної алюмінієвої сировини виплавляють сплави трьох типів [12-14]:

- ливарні сплави за ДСТУ 2839 (ГОСТ 1583),
- вторинні деформівні сплави за ГОСТ 1131,
- сплави-розкислювачі за ДСТУ 3753 (ГОСТ 295).

До деформівних сплавів, що виготовляються із вторинної сировини, належать сплави АВД1, АВД1-1 [12].

Вторинні деформівні сплави, так само, як і первинні, – це сплави на основі системи Al–Cu–Mg з добавками Mn. Від аналогічних первинних сплавів вони відрізняються тим, що в домішках допускається вищий вміст силіцію, цинку, феруму. Вони належать до групи дуралюмінів . Чушки цих сплавів використовують на заводах алюмінієвого прокату для підшихтування при виготовленні деформівних сплавів.

З низькосортної вторинної алюмінієвої сировини або з первинного алюмінію, забрудненого розчиненим ферумом, зазвичай виготовлюють сплави-розкислювачі за ДСТУ 3753 (ГОСТ 295). Алюмінієві сплави-розкислювачі використовують для розкислення вуглецевих сталей, при

виробництві феросплавів, металевого хрому, ванадієвих, титанових і кобальтових сплавів, які отримують методами алюмотермії.

Сплав АК9Ц6 − ливарний алюмінієвий сплав системи алюміній-кремній-цинк (силумін). Сплав відрізняється відмінною плинністю, мінімальною усадкою та призначений для виготовлення складних фасонних виливків переважно методом лиття під тиском [12-14], його хімічний склад за ДСТУ 2839 (ГОСТ 1583) наведено у табл.1.1.

Таблиця 1.1 - Хімічний склад сплаву АК9Ц6 за ДСТУ 2839 [15]

Марка сплаву	Масова частка, %				
	основні компоненти				
	Al	Si	Cu	Mg	Mn
1	2	3	4	5	6
АК9Ц6	основа	8,0−10,0	0,3−1,5	0,35−0,55	0,1−0,6

Продовження таблиці 1.1

Марка сплаву	Масова частка, %			
	основні компоненти		домішки, не більше	
	Zn	Fe	Pb	Ni
1	7	8	9	10
АК9Ц6	5,0−7,0	0,3−1,0	0,3	0,3

Завдяки високій рідкоплинності сплав АК9Ц6 ідеально підходить для створення тонкостінних деталей та конструкцій, які не вимагають високої корозійної стійкості, але потребують складної геометричної форми (рис.1.1).



Рисунок 1.1 – Алюмінієвий корпус сучасного автомобіля

Основні галузі використання сплаву АК9Ц6:

- автомобілебудування та машинобудування: деталі двигунів, корпуси насосів, коробки передач, кришки та кронштейни.

- приладобудування: складні корпусні елементи для електротехнічних пристроїв.

- товари народного споживання: виготовлення різноманітних фасонних виливків у чушках для подальшого переплаву та відливання (рис.1.2).



Рисунок 1.2 – Алюмінієвий сплав АК9Ц6 у чушках

Згідно до ДСТУ 2839 (ГОСТ 1583), механічні характеристики сплаву АК9Ц6 вимірюються після природного старіння протягом не менше 1 доби: [13,15].

Базові механічні характеристики (у відлитому стані):

- твердість за Брінеллем (НВ): 70 – 80 МПа;
- межа міцності при розтягненні ($\sigma_В$): 147 – 167 МПа;
- відносне подовження (δ): 0,8 - 1,5 %;
- коефіцієнт ливарної усадки: 1,2 – 1,3 %.

Для суттєвого покращення міцності та пластичності застосовують термічну обробку (загартування та штучне старіння) [16,17]. Точні показники залежать від того, чи сплав піддавався термічній обробці, наприклад, гартуванню або штучному старінню.

1.2 Класифікація і характеристика вторинної алюмінієвої сировини

Збільшення частки вторинної сировини у виробництві алюмінієвих сплавах, залучення до переробки не використовуваних раніше видів алюмінієвих брухту і відходів, зміна структури алюмінієвого брухту і відходів, що переробляють, спричинюють необхідність подальшого розвитку та вдосконалення технологій металургійної переробки цієї сировини [4,8.11].

Брухт і відходи кольорових металів та сплавів класифікують за назвою відповідних металів і сплавів [12,18]. Брухт і відходи за характеристиками та показниками якості поділяють за видами. Вид брухту й відходів характеризують за характером його утворення, фізичним станом (кускові відходи, стружка, паста тощо), габаритними розмірами, розміром і масою окремих кусків, за хімічним складом, засміченістю.

Брухт і відходи повинні відповідати установленим вимогам для певних видів. Брухт і відходи можуть відрізнятися за габаритними розмірами від установленим вимог, зазначених у ДСТУ 3211, якщо це обумовлено між постачальником та споживачем [18].

Сплави, яких немає в установлених видах, належать до того виду, до якого вони близькі за вмістом основних компонентів і домішок.

Брухт і відходи кольорових металів і сплавів у вигляді деталей і кусків з гальванічним покриттям (хромованих, нікельованих, кадмійованих тощо) класифікують за згодою сторін за тими самими видами, що й аналогічні вироби і куски без металопокриття. Облік дорогоцінних металів здійснюють згідно з документацією, затвердженою у встановленому порядку [18].

Вторинна алюмінієва сировина дуже різноманітна, включає 76 видів найменувань за всіма видами класифікації брухту і відходів [12]. Значною частиною (до 40 %) її є стружка, що утворюється при механічній обробці алюмінію та його сплавів. Алюмінієвий брухт і відходи представлено поковками, виливками, профільованим прокатом, листами, прутками і

дротом, фольгою та іншими матеріалами. Джерелами утворення вторинної алюмінієвої сировини можуть бути брухт деталей машин, літаків, автомобільних і авіаційних двигунів, різних приладів, побутових та електротехнічних виробів та ін. [5,6,18]. До алюмінієвого вторинної сировини належать також шлаки і відходи ливарного виробництва, що містять від 20 % до 80 % Al [4-7].

За стандартом ДСТУ 3211 вторинну алюмінієву сировину за характеристиками (хімічним складом, марками сплавів та ін.) та показниками якості (металургійний вихід) класифікують за 32 видами [18]. Так, чисті відходи з нелегованого алюмінію від виробництва прокату, профілів, труб, листів, стрічок, чистий поліграфічний брухт із алюмінію та алюмінієвих сплавів серії 1000, марок А85, А8, А7, А6, А5, А0, АД00 (1070А), АД0 (1050А), АД1, АД (1200) та інших марок належать до виду «Алюміній І». Показники якості для Алюміній І:

- не містить заліза, паперу, пластику, чорнил, оливи, жиру, фарби, синтетичних матеріалів;

- масова частка металів за масою не менше 98 %;

- засміченість за масою не більше 2 %;

- товщина не менше 1 мм;

- розміри пакета, пачки, стопки не більше 400 х 400 х 700 мм;

- хімічний склад представницької проби за масою: не менше 98 % Al, до 0,25 % Si, до 0,4 % Fe, до 0,5 % Mn, до 0,05 % Cu, до 0,05 % Mg, до 0,07 % Zn, до 0,05 % Ti.

Відходи виробництва за джерелами утворення поділяють на [2,7,12]:

- відходи металургійної переробки (шлаки, зйоми, виплески й ін.);

- відходи прокатної переробки (обрізки прутків, листів, профілів, стружка, ошурки й ін.);

- відходи ливарного виробництва (ливники, надливи, зйоми, виплески й ін.);

- відходи механічної обробки литва, пресованих виробів, поковок та ін. (стружка, висічка, обрізки, облой тощо);

- відходи кабельного виробництва (обрізь кінців кабеля і дроту, плутанка й ін.).

Відходи споживання (брухт) за джерелами утворення укрупнено поділяють на три групи [2,5,12]:

- брухт промисловий, транспортний і сільськогосподарський (машини, устаткування, деталі, вироби),

- брухт військовий (літаковий, корабельний, ракетний та ін.),

- брухт побутовий (предмети домашнього побуту, що утворюються у населення).

Переробляють алюмінієву вторинну сировину в даний час переплавленням переважно на сплави певного складу.

1.3 Способи виробництва алюмінієвих сплавів

1.3.1 Характеристика способів виробництва алюмінієвих сплавів

Промисловий електротермічний спосіб отримання алюмінієво-силіцієвих сплавів застосовують для прямого відновлення природних алюмосилікатів вуглецем у потужних руднотермічних електропечах [12,13]. Отриманий силікоалюмінію, що містить близько 35-40 % силіцію, розбавляють потім електролітичним або вторинним алюмінієм до складу, що відповідає різним маркам конструкційних алюмінієвих сплавів (ливарних і деформівних сплавів), рафінують від домішок і розливають у чушки [12]. Проте такий спосіб не застосовують для переробки вторинної металевої сировини.

Алюмінієві ливарні та сплави, що деформуються, виготовляють методом сплавлення на ливарних ділянках металургійних і машинобудівних підприємств, плавильних ділянках металургійних підприємств, що переробляють вторинну алюмінієву сировину. Технологічний процес виробництва алюмінієво-кремнієвих сплавів сплавленням рідкого

електролітичного алюмінію та кристалічного кремнію включає такі основні стадії: підготовка шихтових матеріалів; вибір і підготовка плавильних агрегатів; плавлення шихти (приготування сплаву), рафінування, модифікування, розливання сплаву на чушку [12,14].

Основними плавильними агрегатами, які застосовують для виготовлення чушкових алюмінієво-кремнієвих сплавів в умовах алюмінієвих заводів, є поворотна відбивна електропіч опору САН, індукційна тигельна піч ІАТ, тигельна піч опору САТ [13.14]. Поворотна відбивна електропіч опору САН використовується як міксер-накопичувач при розливанні алюмінію на чушки або для сплавлення кристалічного кремнію з електролітичним алюмінієм та легуючими матеріалами. Індукційну тигельну піч використовують як плавильний агрегат, з якого сплав переливають у встановлені на ливарних ділянках роздавальні електричні печі типу САТ, необхідні для витримки сплаву у вузьких температурних інтервалах, рафінування і модифікування [12].

1.3.2 Особливості переробки вторинної алюмінієвої сировини на алюмінієві сплави

Сортування починається з визначення місця вивантаження сировини з вагонів [16]. Наприклад, матеріали для пакетування вивантажують на майданчиках біля пакетувальних пресів, нерозібраний брухт – біля місць розбирання, змішаний брухт – біля сортувальних конвеєрів.

Сортування брухту і відходів полягає в розподілі сировини за зовнішніми ознаками, за маркуванням і за допомогою спектрального аналізу. Видове сортування проводиться переважно вручну; механізовані лише такі операції, як транспортування сировини, відсівання дрібняку, відокремлення залізних приробок [19]. На цих операціях застосовуються обертові столи, конвеєри і спеціалізовані конвеєрні лінії. Сортування брухту за крупністю і магнітна сепарація здійснюються на автоматизованих установках [20].

Іноді для полегшення сортування брухту за сплавами на виробах при їх виготовленні наносять умовний знак, що позначає хімічний склад сплаву, із якого виготовлена ця деталь або напівфабрикат [16]. На листах, наприклад, друкують марку сплаву, плакування позначають літерою «Б» та ін.

Сортування за сплавами здійснюють за результатами виміру деяких фізичних властивостей: електропровідності, термоелектричного потенціалу, е.р.с. елемента тощо. Дуже поширений метод швидкого визначення вмісту в сплаві магнію або феруму за допомогою стилоскопа. Метод краплинного випробування простий у застосуванні на виробництві, і за його допомогою розпізнають не тільки цинкові й магнієві сплави, а й, застосовуючи гаму реактивів, виявляють більш тонку різницю у хімічному складі сплавів [21].

Напівмеханізованими методами брухт сортують на сортувальних конвеєрах або столах карусельного типу. Максимальну механізацію й автоматизацію процесу забезпечує технологія сортування ґрудкового брухту у важких середовищах – суспензіях. За цією технологією алюмінієвий брухт і ґрудкові відходи розділяють на групи сплавів сепарацією за щільністю різних ґрудкових матеріалів у водяній магнетитовій суспензії. До складу важких суспензій входять наступні матеріали: силікат натрію (скло натрієве рідке), алкіларілсульфонат малорозчинних кислот (ДС-РАС), бентонітова глина, магнетитовий концентрат, феросиліцій гранульований [12,16].

Широко застосовують рентгенометричний метод сортування сировини за сплавами, який здійснюють безперервному автоматизованому режимі, що забезпечує високу продуктивність за малого числа персоналу [6].

Розбирання брухту і відходів полягає в звільненні основного металу або сплаву від засміченості іншими металами чи неметалевими матеріалами. До основних операцій розбирання відносяться різання на ножицях, вогневе різання, дроблення провідників струму в гумовій і полімерній ізоляції, дроблення кабельного брухту, обробка літакового та іншого брухту.

Для відокремлення визначеного матеріалу з механічної суміші подрібненого продукту використовуються різні типи сепараторів. Якщо

продукти сепарації нерозчинні у воді, то найраціональніші розділяти їх на важку і легку фракції в гравітаційних водних сепараторах [16]. Так, ливарний брухт і брухт алюмінієвих сплавів, що деформуються, сортують за групами сплавів у важко середовищних колісних сепараторах [12]. Якщо поділювані матеріали еквівалентні за гравітаційними характеристиками, потрібно використовувати електродинамічні сепаратори, де у біжучому магнітному полі поділ ведеться за електропровідністю. Для поділу подрібнених провідників струму на металеві продукти й органічну масу необхідно використовувати електростатичні сепаратори [7]. Для виділення залізних приробок із брухту і відходів слід використовувати електромагнітні сепаратори (залізо відокремлювачі) [16].

Під розбиранням брухту і відходів розуміють операції з приведення сировини до габаритів, зручних для подальшої переробки, відокремлення механічно зв'язаних з алюмінієм деталей із різних сплавів, видалення приробок з інших металів і матеріалів [2,5,12]. До операцій розбирання відносяться подрібнення та різання, пакетування й брикетування, обробка таких видів відходів як електродвигуни, кабель та інші специфічні види сировини, що містять алюміній.

Машинний і моторний брухт (великі предмети), габарити яких перевищують допустимі для завантаження в прийомні бункери дробарок або для різання на алігаторних чи гільйотинних ножицях, іноді розбирають вручну автогеном, бензорізами, руйнують копрами (копровими установками) [16]. Літаковий брухт, наприклад, фюзеляжі, крила, великогабаритні ємності, розрізають на куски вогневим різанням. Істотний недолік вогневого різання – значні втрати металу внаслідок його окиснення. Одночасно, наскільки можливо, під час різання видаляють механічно зв'язані з алюмінієм деталі з чорних і кольорових металів і сплавів, а також неметалевих матеріалів.

Приведення брухту і відходів до габаритного стану здійснюється пакетуванням на гідравлічних пресах [2,5]. Завантаження середніх пресів здійснюється грейферним краном. Для завантаження дрібних пресів

розроблений гідравлічний маніпулятор із багатощелепним грейфером. Для забирання пакетів від пресів установлюються консольно-поворотні крани вантажопідйомністю 0,5 т [16,20].

Пакетування брухту виконують для ущільнення некомпактної сировини в пакети визначеної маси, габаритів і щільності. Щільність пакета, зумовлена розміром пресового зусилля і товщиною матеріалу, що пресується, для алюмінію становить 900–1500 кг/м^3 [16]. Найчастіше усього пакетують брухт і відходи деформівних сплавів, такі як літаковий брухт, що розібраний на куски розміром 1,2х0,5х0,4 м, відходи тонкостінних труб, прутків, обрізки, кручена стружка, обпалений або кабельний брухт, розібраний на верстатах, провідники струму, «плутанка», висічка, виштамповка, побутовий брухт. Для пакетування алюмінієвих відходів застосовують пакетувальні преси різних типів.

Машинний, моторний брухт піддають дробленню на куски різного розміру в поперечнику. Метою дроблення, крім подрібнення, є руйнування механічних зв’язків між алюмінієвими та іншими елементами машин. Для дроблення алюмінієвого брухту застосовують дробарки різних потужностей і конструкцій (молоткові, роторні, ножові, конусні та ін.), а також млини [13]. Відходи або брухт залежно від конструкції дробарки руйнуються під впливом молотків, ножів, плит, куль та інших робочих тіл.

Відокремлення часточок різних немагнітних матеріалів здійснюється у полі обертових постійних магнітів, що індуктують у них вихрові струми [19]. Магнітні поля, утворені цими струмами, взаємодіють із магнітними полями постійних магнітів, і рівнодіючі сили забезпечують сепарацію кусків різних металів: за найменших значеннях напруженості магнітного поля та його частоти відокремлюються алюмінієві куски, потім мідні відходи й куски інших металів [16].

Для розбирання кабельного брухту і відходів провідників струму, електродвигунів, автомобільних і побутових приладів використовують кріогенний метод. При цьому ізоляційні матеріали, чорні метали, цинк та

його сплави, стають крихкими і легко подрібнюються [12,16]. Мідь і алюміній залишаються пластичними. Магнітною сепарацією, просіванням, гідравлічною класифікацією, збагаченням у важких середовищах подрібнений матеріал розділяють на відповідні продукти. Перевагою кріогенних установок також є відсутність викидів і газів, що забруднюють навколишнє середовище.

1.4 Плавлення алюмінієвої сировини

1.4.1 Теоретичні основи плавлення алюмінієвої сировини

Незважаючи на те, що сплави на основі алюмінію є багатокомпонентними системами, під час плавлення вторинної алюмінієвої сировини, яка складається з багатьох марок алюмінієвих сплавів, відбуваються процеси, що визначаються переважно теплофізичними і фізико-хімічними властивостями алюмінію [2].

Алюміній і компоненти його сплавів взаємодіють з киснем, воднем, азотом, парою води, сірчистим і вуглецевим газами, оксидом вуглецю, різними вуглеводнями. Найінтенсивніше такі взаємодії відбуваються з розплавленим металом, забруднюючи його продуктами взаємодії [17].

Взаємодії алюмінієвого розплаву з пічними газами та металотермічні реакції у рідкій ванні приводять до окислювання і ошлакування металу, внаслідок чого метал втрачається зі шлаками або утворює неметалеві включення, що потрапляють у сплав та погіршують його якість (табл. 1.2). Взаємодія алюмінієвого розплаву з пічними газами приводить до окислювання практично всіх складового сплаву [2,12]. Отже, основні джерела втрат металу під час плавлення вторинної алюмінієвої сировини поділяють на хімічні й механічні.

До хімічних втрат належить [12]:

− взаємодії розплаву з пічними газами, що призводить до окиснення й ошлакування металу:

$$2Al + 1{,}5O_2 = Al_2O_3, \quad (1.1)$$

$$6Al + 3SO_2 = 2Al_2O_3 + Al_2S_3, \quad (1.2)$$

$$6Al + 3CO = Al_2O_3 + Al_4C_3, \quad (1.3)$$

$$2Al + 3H_2O = Al_2O_3 + 3H_2, \quad (1.4)$$

$$Mg + H_2O = MgO + H_2; \quad (1.5)$$

− металотермічні реакції у рідкій ванні:

$$2Al + Fe_2O_3 = Al_2O_3 + 2Fe, \quad (1.6)$$

$$4Al + 3SiO_2 = 2Al_2O_3 + 3Si, \quad (1.7)$$

$$3Mg + Fe_2O_3 = 3MgO + 2Fe, \quad (1.8)$$

$$2Mg + SiO_2 = 2MgO + Si. \quad (1.9)$$

Механічні втрати металу зумовлені проникненням рідкого металу у шлак через поверхневі і в’язкістні явища та просоченням футеровки ванни внаслідок капілярних ефектів [2,13,14].

Для зниження втрат металу з шлаками слід зменшувати засміченість шихти, що надходить на плавлення; підвищувати рідкоплинність шлаків; знизити кількість одержаного шлаку та організувати переробку власних шлаків [17].

1.4.2 Особливості технології плавлення алюмінієвої сировини

Для плавлення вторинної алюмінієвої сировини застосовують різні технології: плавлення на сухому черені, плавлення у рідкій ванні, відокремлення залізних приробок оплавленням, безсольове плавлення, видалення металу з гарячого шлаку пресуванням та ін. [7,8].

Для плавлення алюмінієвого брухту і відходів застосовують печі різноманітних конструкцій: полуменеві відбивні, шахтні, роторні барабанні, індукційні тигельні і канальні та різновиди перелічених типів, кожний з яких

більше підходить для плавлення певного виду сировини [21]. Наприклад, для плавлення чистих відходів (висічки, стружки), промислового і побутового брухту без залізних приробок підходять індукційні тигельні або роторні барабанні печі. Полуменеві відбивні і шахтні печі пристосовані для плавлення великогабаритного брухту з залізними приробками [16,17].

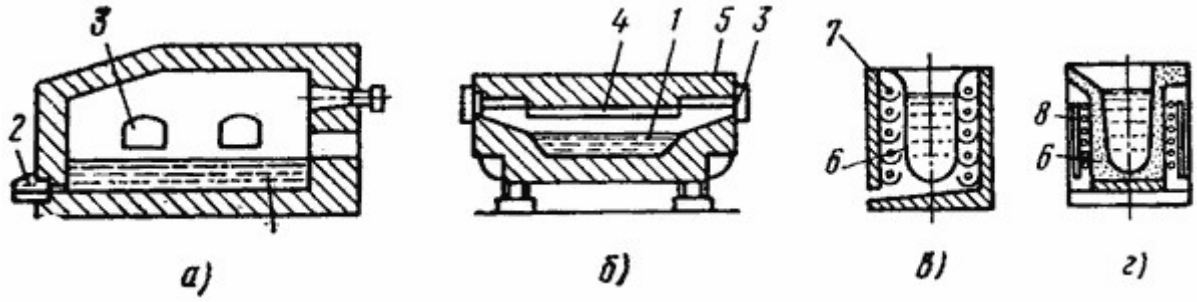
Підприємства використовують плавильні печі різних конструкцій, кожна з яких пристосована для плавлення певного виду вторинної алюмінієвої сировини [12,20]. Найбільш поширеними є відбивні печі місткістю 3-20 т по алюмінію: одно-, дво- і трикамерні; стаціонарні, поворотні [14,21]. Проте відбивні печі в більшості випадків; великою тривалістю завантаження шихти та зливання рідкого металу і шлаку.

Для усунення цих недоліків розроблено роторні (барабанні, що обертаються) печі з горизонтальною віссю обертання, місткістю 2-40 т, які випускають компанії «Remetall» (Іспанія), «Tonolli» (Італія), «Tolltreck Limited» (Великобританія) та ін. [6,11]. Подальшим вдосконаленням таких печей є роторні печі з похилою віссю обертання, які набули поширення в США та європейських країнах, випускають компанії «Altek-MDY» (США), «Mechatherm», «EMP Technologies» і «Melting Solutions» (Великобританія), «Intec» (Німеччина) та ін. [20,21].

Залежно від призначення сплавів, масштабу виробництва та умов ливарних цехів виплавку алюмінієвих сплавів здійснюють у ванних електропечах опору (місткістю від 150 кг до 3 т), індукційних тигельних та канальних печах (від 180 кг до 6 т), а також у відбивних 3 т (до 250 кг) електроопору та в печах, що працюють на рідкому та газоподібному паливі (рис.1.3) [2,13,14,17].

Вибір доцільного методу і пристрою для виділення теплоти впливає на конструкцію, характер і економічність роботи печі. При виборі печей велике значення має місткість печі, що повинна відповідати обсягам виробництва, що гарантує безперебійну роботу агрегату, а також способи обігріву.

Особлива увага приділяється вартості джерел енергії в районі будівництва цеху.



1 – ванна рідкого металу, 2 – льотка для випуску рідкого металу;
3 – завантажувальні вікна, 4 – нагрівальні елементи, 5 – склепіння печі, 6 – тигель, 7 – спіраль, 8 – індуктор
а – відбивна полуменева піч ванного типу, б – ванна електропіч опору, в – тигельна електропіч опору, г – індукційна тигельна піч
Рисунок 1.3 – Схеми печей для виплавки алюмінієвих сплавів [2,13]

Вторинна алюмінієва сировина містить засміченість, до складу якої входять оксиди, неметалеві матеріали, механічно зв’язані з алюмінієм предмети з інших металів (чавуну, сталі, титану та ін.). Застосовувані методи підготовки шихти до плавлення не забезпечують повного очищення сировини від домішок. Для такої сировини застосовують печі, конструкції яких дозволяють просто, економічно, ефективно робити відокремлення цих домішок від алюмінію при плавленні. Важливе значення має вартість і строки окупності встановлюваних плавильних агрегатів [2,6,11]. Також враховують розміри шкоди навколишньому середовищу, заподіяної в тій або іншій мірі при роботі печей. Заводи, розташовані в межах великих населених пунктів, краще обладнати електричними печами. Полуменеві відбивні печі слід встановлювати за умови ефективного газоочищення.

При виборі плавильного агрегату, крім відзначених характеристик, беруть до уваги величину к.к.д. печі. Виняткове значення має продуктивність печей, тому що втрати металу внаслідок окислювання зі збільшенням часу

плавлення зростають. При високій продуктивності печі знижуються не тільки строки окупності капітальних затрат, але і витрати на амортизацію.

Всі плавильні печі поділяють за методом нагріву на паливні та електричні [19]. До електропечей належать електропечі опору, індукційні канальні та тигельні печі, дугові електропечі, плазмові печі та ін. До шихти для індукційних печей ставлять жорсткі вимоги за чистотою металу та розмірами кусків сировини [12].

Найбільшого поширення набули універсальні полуменеві відбивні печі, у яких плавлять стружку, обрізки, літаковий і грудковий брухт із залізними приробками та іншу сировину [2,16]. Вони мають високу продуктивність і прості в обслуговуванні. Недолік полуменевих відбивних печей – порівняно низький тепловий к.к.д.; відносно високі безповоротні втрати металу, що утворюються при плавці; забруднення газів, що відходять, пилоподібною фракцією (хлоридами, оксидами), що вимагає значних витрат на газоочищення.

Для поліпшення показників роботи печей у даний час впроваджені або готуються до впровадження удосконалені конструкції. Наприклад, при глибокій ванні важко перемішувати метал. Цю операцію протягом плавки роблять кілька разів для вирівнювання хімічного складу і температури в об’ємі ванни, збільшення площі контакту з флюсами, що рафінують, підвищення швидкості розчинення тугоплавких легуючих добавок, ліквідації місцевого перегріву [12,16,17,19]. Тому перспективне газодинамічне перемішування. У канал, що сполучається з ванною, подають під тиском азот, який відтискує метал у каналі на деяку глибину, потім при різкому зниженні тиску метал у трубі займає попередній рівень. Створені при цьому коливання всього об’єму металу забезпечують його інтенсивне перемішування у всій ванні.

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Технологічна схема виробництва алюмінієвого сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини

Технологічна схема переробки вторинної алюмінієвої сировини для виробництва сплаву АК9Ц6 складається з процесів (рис. 2.1): а) приймання, б) первинної обробки, в) металургійної переробки вторинної алюмінієвої сировини, г) відвантаження готової продукції, д) переробку власних шлаків, що утворились. В основу створення цієї технологічної схеми покладено принцип максимального поліпшення якості під час первинної обробки для досягнення найвищої ефективності під час плавлення вторинної алюмінієвої сировини [12,16].

Під час приймання сировину зважують, піддають піротехнічному і радіаційному контролю; виконують операції розподілу сировини за окремими видами, визначають сортність і ступінь засміченості [14-16]. Випробування призначено для визначення засміченості брухту і відходів, металургійного виходу і їх хімічного складу.

Первинна обробка складається з таких основних технологічних процесів: сортування й розбирання брухту та відходів; приведення брухту до габаритного стану; обробка стружки (грохочення, дроблення, знежирювання, сушіння, магнітна сепарація, пакетування); переробка і збагачення шлаків.

Сортування за зовнішніми ознаками, за маркуванням та за допомогою спектрального аналізу виконують для поділу брухту і відходів на класи, групи, сорти, марки сплавів [15]. Розбирання брухту і відходів полягає у звільненні основного металу від засміченості, а також у приведенні вторинної сировини (негабаритний і легковагий брухт) до маси і розмірів, зручних для подальшої переробки. На цих операціях застосовуються обертові столи, конвеєри і спеціалізовані конвеєрні лінії [16]. Сортування брухту за

крупністю і магнітна сепарація здійснюються на автоматизованих установках.

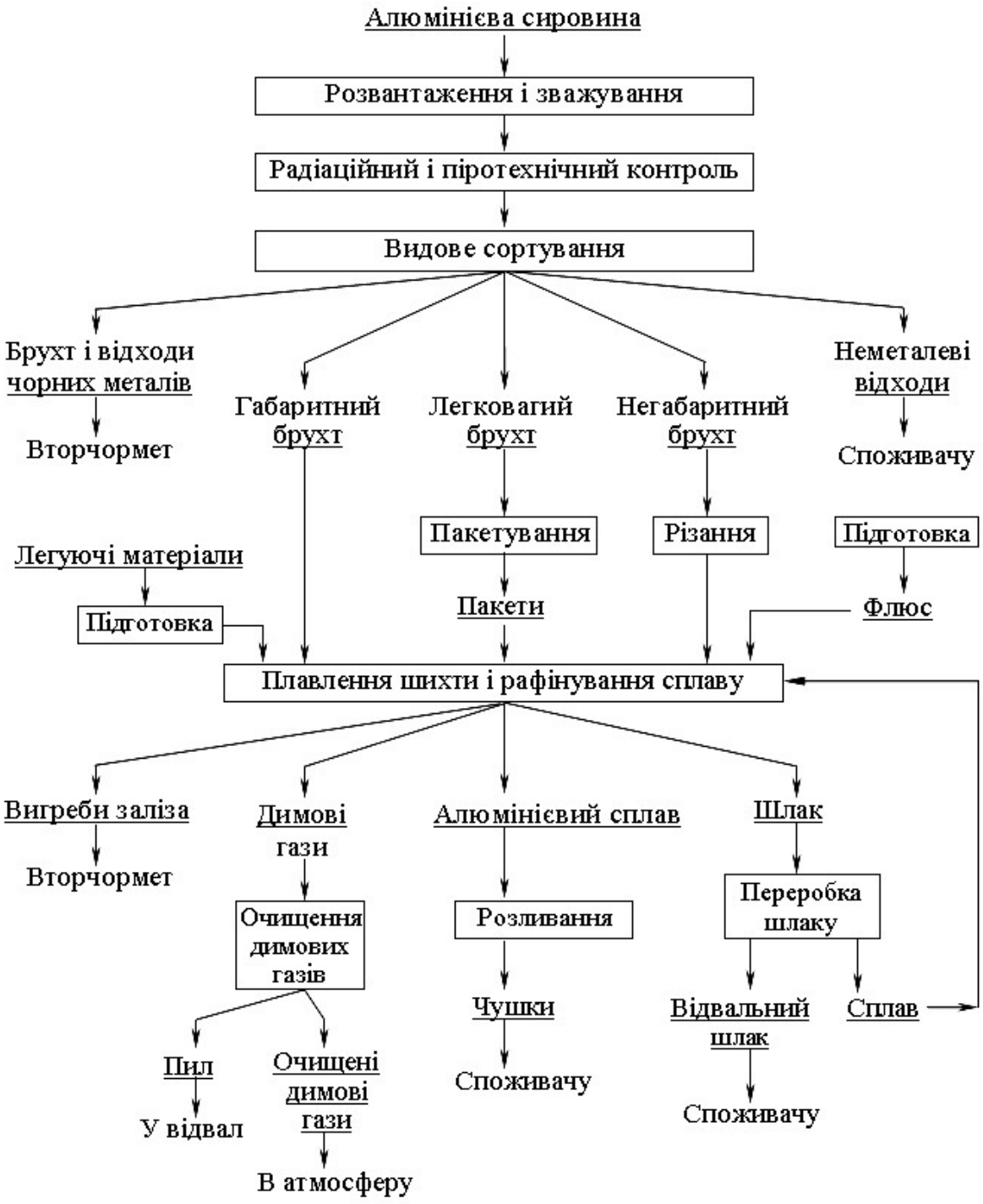


Рисунок 2.1 – Технологічна схема виробництва сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини

Розбирання брухту і відходів полягає в звільненні основного металу або сплаву від засміченості іншими металами або неметалевими матеріалами

[2,14,16]. До основних операцій розбирання відносяться різання на ножицях, вогневе різання, дроблення провідників струму в гумовій і полімерній ізоляції, дроблення кабельного брухту, обробка літакового та іншого брухту.

Для виділення визначеного матеріалу з механічної суміші подрібненого продукту використовуються різні типи сепараторів. Так, ливарний брухт і брухт алюмінієвих сплавів, що деформуються, сортують за групами сплавів у важко середовищних колісних сепараторах [6,11]. Якщо поділювані матеріали еквівалентні за гравітаційними характеристиками, то необхідно використовувати електродинамічні сепаратори, де у біжучому магнітному полі поділ ведеться за електропровідністю [2]. Для поділу здрібнених провідників струму на металеві продукти й органічну масу необхідно використовувати електростатичні сепаратори. Для виділення залізних приробок із брухту і відходів слід використовувати електромагнітні сепаратори (залізовідокремлювачі) [11].

Приведення брухту і відходів до габаритного стану здійснюється пакетуванням на гідравлічних пресах [2,5]. Завантаження середніх пресів здійснюється грейферним краном. Для завантаження дрібних пресів розроблений гідравлічний маніпулятор із багатощелепним грейфером. Для забирання пакетів від пресів установлюються консольно-поворотні крани вантажопідйомністю 0,5 т [16,20].

Підготовлена первинної обробкою вторинна сировина до металургійної переробки являє собою брухт і відходи у вигляді партій, що містять сплави одного найменування, однієї групи та одного сорту [15]. Металургійна переробка підготовленої сировини складається з підготовки шихти, її плавлення; рафінування рідких сплавів; розливання товарного сплаву у чушки або злитки з наступним укладанням у пакети; зважування, маркування і складування готової продукції. Готовою продукцією є алюмінієвий сплав у вигляді пакетів чушок, злитків і заготовок.

2.2 Опис технології виплавлення алюмінієвого сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини

У двокамерній плавильній печі відбивного типу можна плавити будь-які види сировини: грудкову із залізними приробками, відходи у вигляді висічки, стружки і дрібнішої фактурі тощо [2,6,12]. Універсальність печі забезпечується її конструкцією: похилий черінь дозволяє видаляють залізні приробки негайно після розплавлення алюмінію, дрібну шихту легко занурювати під дзеркало розплаву. Конструкція печі є відкритою, отже, атмосфера в плавильному просторі переважно окисна. Шихта нагрівається полум'ям пальників, спрямованих на шихту, що оплавляється, і теплотою, відбитою від склепіння та стін печі, тому плавку ведуть під шаром флюсу.

До виплавлення алюмінієвих сплавів із вторинної алюмінієвої сировини складають шихту, яка містить брухт, відходи та ін. Шихтування складається з двох етапів. Спочатку виконують попередній розрахунок на підставі даних про хімічний склад сировини [12]. За даними розрахунку шихтові компоненти зважують і відповідно до технологічних вимог завантажують у піч. Після розплавлення шихти беруть пробу розплаву для експрес-аналізу, за результатами якого виконують перерахунок шихти для коректування хімічного складу розплаву додаванням розшихтувальних або легуючих матеріалів.

Технологічна послідовність плавки (черговість завантаження печі) визначається видом і кількістю шихтових матеріалів для утворення рідкої ванни і металу, що проплавляється в рідкій ванні.

Сировиною для утворення рідкої ванни є кусковий брухт, пакетований брухт, крупний шлак (розміром більше 100 мм), підготовчі сплави і брак в чушках. Кількість металу, потрібного для утворення рідкої ванни, складає 30-40 % від місткості печі [12-14].

У наплавленій рідкій ванні переплавлять некомпактну, легковагу сировину (стружку, дрібні обрізки, дрібний шлак, відходи пакування та іншу

дрібну сировину). Перед завантаженням у піч такої сировини ванна металу повинна мати температуру 750−850 °С і бути покрита тонким шаром розплавленого флюсу. Одночасне завантаження некомпактної сировини складає близько 25 % маси рідкої ванни. Для уникнення швидкого окислення завантажену некомпактну сировину негайно вмішують в рідкий метал. Витрата флюсу залежить від окисленості сировини [2,11,12].

Під час металургійної переробки сировини з лакофарбовим покриттям утворюються розплави з підвищеним вмістом неметалевих включень (оксидів, нітридів, водня, включень шлаку та ін.). Тому для видалення оксидних включень та дегазації розплавів використовують рафінування.

Під час плавлення великокускової шихти дотримують наступної послідовності операцій: на «сухий» черінь плавильної камери, нагрітий до 1000–1100 °С, завантажують першу порцію сировини, яка за масою не перевищує 15–20 % від загальної маси шихти [14]. Осередки загоряння металу, що виникають, покривають флюсом, великі сталеві деталі видаляють із ванни при їх звільненні від алюмінію.

Знімати багатий металом шар в’язкого шлаку недоцільно, тому в піч завантажують свіжий флюс (KCl:NaCl=1:1) у кількості приблизно 7 % від маси розплаву і доводять його до рідкого стану. Доведення шлаку проводять за температури розплаву 670–680 °С [12]. Потім із череня печі видаляють дрібні залізні приробки. Після повного видалення заліза в піч завантажують наступну порцію сировини. Шихту на плавлення завантажують у 3–4 прийоми. Після розплавлення чергового завантаження і свіжої порції флюсу з розплаву видаляють залізо. Цю операцію роблять 3–4 рази за плавку. Повністю наплавлену ванну перемішують, шлак видаляють через пороги завантажувальних вікон у спеціальні короби, попередньо відбираючи проби на вміст металу в шлаку. В піч завантажують додаткову порцію флюсу, якщо в зламі сольової проби присутні корольки металу. Розплавлений флюс перемішують із металом і після відстоювання при відсутності в зламі проби корольків металу шлак готовий до видалення. З чистого дзеркала розплаву

беруть пробу для експрес-аналізу на хімічний склад, потім відчиняють перепускну льотку, і метал самопливом перетікає в накопичувач. Стіни і черінь плавильної камери очищують від шлаку, охолоді і починають завантаження шихти для наступного плавлення.

Після повного розплавлення всієї зашихтованої компактної сировини проводять операцію флюсування (шлакування) – доведення шлаку до рідкого стану. Рідкий флюс, що захищає метал від окислення, внаслідок часткового випаровування його компонентів і поглинання оксидів перетворюється на в'язкий шлак. Щоб перед видаленням зробити шлак текучим з метою кращого відділення від нього металу, на поверхню ванни завантажують ще деяку кількість флюсу і енергійно перемішують. Загальна витрата флюсу, залежно від засміченості брухту, приведена в табл. 2.1.

Таблиця 2.1 – Загальна витрата флюсу під час плавлення алюмінієвого брухту [12]

Засміченість брухту, %	до 2	2–5	5–10	більше 10
Загальна витрата флюсу, % від маси брухту	6	10	14	16

Після доведення шлаку до рідкого стану, очищають черінь печі від залізних приробок (болтів, гайок, шпильок та інших механічно зв'язаних деталей), що відокремилися від брухту. Спочатку спеціальними граблями, а потім широкими шкребками приробки видаляють в підставлені короби. Після цього з поверхні ванни шкребком знімають шлак в короби. При зніманні шлаку важливо звести до мінімуму кількість захоплюваного металу.

Обробку металу флюсом перед переливанням у накопичувач називають шлакуванням. У накопичувачі за результатами аналізу коректують хімічний склад сплаву додаванням відповідних лігатур, легуючих або розшихтувальних матеріалів. Готовий сплав розливають. Під час плавлення грудкової шихти витрачають звичайно не більше 7–10 % флюсу [17]. Вихід металу залежно від ступеня забруднення сировини коливається зазвичай від 84 % до 96 % [7,11].

Готувати шихту тільки з грудкової сировини є невигідним. Складати слід змішану шихту, до якої входять: зйоми, литий грудковий брухт, пакети м’якої висічки або обрізі, стружка та ін. Завантаження шихти і плавлення ведуть у такій послідовності: у нагріту піч завантажують підігріті зйоми, масу рівномірно розподіляють по площі череня, завантажуючи грудковий брухт на зйоми до повного їх розплавлення. Шихту цілком розплавляють, дзеркало розплаву покривають флюсом, видаляють залізні приробки. На рідку ванну завантажують стружку, примусово занурюють її під дзеркало розплаву, покривають флюсом. Одночасне завантаження стружки в обидва вікна допускається в кількості до 30 % маси рідкої ванни.Після повного розплавлення всієї шихти здійснюю шлакування, збирання шлаку, відбір проб, переливання сплаву в накопичувач та ін. Під час плавлення стружки необхідно стежити за тим, щоб шлак на поверхні розплавленого металу був рідким, що досягається додаванням свіжого флюсу. Витрата флюсу залежно від окисленности стружки приведена в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Загальна витрата флюсу під час плавлення стружки [12]

Вміст металу в стружці (за металургійним виходом), %	50	60	70	80	90
Витрата флюсу, % від маси стружки	100	75	60	50	40

Під час плавлення алюмінієвої стружки в брикетованому вигляді витрата флюсу нижча на 15–20 % [2]. Витрата флюсів під час плавлення дрібногрудкового шлаку приблизно рівна його витраті при переробці стружки з однаковим вмістом металу.

Після закінчення коректування з ретельно перемішаної ванни беруть пробу сплаву для аналізу. Виплавка алюмінієвих сплавів на повітрі приводить до забруднення розплавів оксидами, нітридами, воднем, включеннями шлаку і флюсу. Тому сплави піддають рафінуванню.

2.3 Розрахунок шихти для виплавлення алюмінієвого сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини

Розраховуємо склад шихти для виплавлення алюмінієвого сплаву АК9Ц6 за методикою, наданої в роботі [22], хімічний склад якого надано в табл. 2.3.

Таблиця 2.3 – Хімічний склад сплаву АК9Ц6, % [15]

Основні компоненти						Домішки, не більше	
Si	Cu	Mg	Mn	Zn	Fe	Pb	Ni
8,0−10,0	0,3−1,5	0,35−0,55	0,1−0,6	5,0−7,0	0,3−1,0	0,3	0,3

Співвідношення між складовими компонентами шихти:

- брухт та відходи – 55 % (серед них ¾ брухту та ¼ відходів), в тому числі: брухту 1 сорту – 20 %,
  брухту 2 сорту – 80 %,
  відходів 1 сорту – 25 %,
  відходів 2 сорту – 75%;
- стружка – 30 %, в тому числі:
  стружки 1 сорту – 50 %,
  стружки 2 сорту – 20 %,
  стружки 4 сорту – 30 %;
- шлаки власного виробництва – 15 % в тому числі: 1 сорту – 100 %.

Розрахунок складаємо на 100 кг шихти, для одержання якої необхідно:

- брухт та відходи – 55 кг (серед них 41,25 кг брухту та 13,75 кг відходів), в тому числі: брухту 1 сорту – $41,25 \cdot 0,2 = 8,25$ кг,
  брухту 2 сорту – $41,25 \cdot 0,8 = 33,00$ кг,
  відходів 1 сорту – $13,75 \cdot 0,25 = 3,44$ кг,
  відходів 2 сорту – $13,75 \cdot 0,75 = 10,31$ кг;
- стружка – 30 кг, в тому числі:
  стружки 1 сорту – $30,00 \cdot 0,5 = 15,00$ кг,

стружки 2 сорту – 30,00 · 0,2 = 6,00 кг,

стружки 4 сорту – 30,00 · 0,3 = 9,00 кг;

- власні шлаки – 15 кг, в тому числі 1 сорту – 15,00· 1,0 = 15,00 кг.

За складом сплаву АК9Ц6 вибираємо алюмінієвий брухт у вигляді бракованих деталей із деформівних алюмінієвих сплавів з низьким вмістом магнію, алюмінієві відходи литих деталей із ливарних алюмінієвих сплавів з низьким вмістом магнію і міді, стружку і обрізки листів, стрічок з чистого, нелегованого алюмінію [18]. Склад шлаків власного виробництва відповідає середньому складу сплаву АК9Ц6.

Характеристика брухту приведена в таблиці 2.4.

Таблиця 2.4 – Характеристика алюмінієвого брухту

Компонент шихти	Маса, кг	Металургійний вихід, %	Вміст,%				
			Si	Cu	Mg	Zn	Fe
Брухт 1 с.	8,25	96	13,0	1,5	0,6	0,5	1,5
Брухт 2 с.	33,0	90	13,0	1,5	0,6	0,5	1,5

Визначаємо середній металургійний вихід

$$(8,25 \cdot 0,96 + 33,0 \cdot 0,9) : 41,25 = 0,912$$

та засміченість алюмінієвого брухту

$$(8,25 \cdot 4 + 33,0 \cdot 10) : 41,25 = 8,80\ \%.$$

Металева частина брухту складає

$$41,25 – 3,63 = 37,62\ кг.$$

Результати розрахунків складу зводимо у табл. 2.5.

Таблиця 2.5 – Склад алюмінієвого брухту

Елемент	Si	Cu	Mg	Zn	Fe	Засмі-ченість	Al	Сума
Вміст, %	11,856	1,368	0,547	0,456	1,368	8,80	75,605	100,0
Кількість, кг	4,891	0,564	0,226	0,188	0,564	3,63	31,987	41,25

Характеристика відходів приведена у табл.2.6.

Таблиця 2.6 – Характеристика алюмінієвих відходів

Компонент шихти	Маса, кг	Металургій-ний вихід, %	Вміст,%				
			Si	Cu	Mg	Zn	Fe
Відходи 1с.	3,44	96	13,0	1,5	0,6	0,5	1,5
Відходи 2с.	10,31	93	13,0	1,5	0,6	0,5	1,5

Визначаємо середній металургійний вихід

$$(3,44 \cdot 0,96 + 10,31 \cdot 0,93) : 13,75 = 0,9375$$

та засміченість алюмінієвих відходів

$$(3,44 \cdot 4 + 10,31 \cdot 7) : 13,75 = 6,25\ \%.$$

Металева частина відходів складає

$$13,75 – 0,859 = 12,891 \text{ кг.}$$

Результати розрахунків складу зводимо у табл. 2.7.

Таблиця 2.7 – Склад алюмінієвих відходів

Елемент	Si	Cu	Mg	Zn	Fe	Засмі-ченість	Al	Сума
Вміст, %	12,188	1,406	0,563	0,469	1,406	6,25	77,718	100,0
Кількість, кг	1,676	0,193	0,077	0,064	0,193	1,00	10,688	13,75

Характеристика стружки приведена в таблиці 2.8.

Таблиця 2.8 – Характеристика алюмінієвої стружки

Компонент шихти	Маса, кг	Металургійний вихід, %	Вміст,%				
			Si	Cu	Mg	Zn	Fe
Стружка 1с.	15,00	90	0,5	0,05	-	0,1	0,5
Стружка 2с.	6,00	75	0,5	0,05	-	0,1	0,5
Стружка 4с.	9,00	85	0,5	0,05	-	0,1	0,5

Визначаємо середній металургійний вихід

$$(15{,}0 \cdot 0{,}90 + 6{,}0 \cdot 0{,}75 + 9{,}0 \cdot 0{,}85) : 30 = 0{,}855$$

та засміченість алюмінієвої стружки

$$(15{,}0 \cdot 10 + 6{,}0 \cdot 25 + 9{,}0 \cdot 15) : 30 = 14{,}5\ \%.$$

Металева частина стружки складає

$$30{,}00 - 4{,}35 = 25{,}65 \text{ кг.}$$

Результати розрахунків складу зводимо у таблиці 2.9.

Таблиця 2.9 – Склад алюмінієвої стружки

Елемент	Si	Cu	Mg	Zn	Fe	Засмі-ченість	Al	Сума
Вміст, %	0,428	0,043	-	0,086	0,428	14,5	84.515	100,0
Кількість, кг	0,128	0,013	-	0,026	0,128	4,35	25.355	30.00

Склад шлаків визначається середнім складом сплаву (табл. 2.10).

Таблиця 2.10 – Характеристика алюмінієвих шлаків

Компонент шихти	Маса, кг	Металургійний вихід, %	Вміст, %					
			Si	Cu	Mg	Mn	Zn	Fe
Шлаки 1 с.	15,00	80	9,0	0,9	0,45	0,35	6,0	0,65

Визначаємо середній металургійний вихід

$$(15 \cdot 0{,}8)/15 = 0{,}80$$

та засміченість шлаків

$$(15 \cdot 20)/15 = 20\ \%.$$

Металева частина шлаків складає

$$15{,}00 - 3{,}00 = 12{,}00 \text{ кг.}$$

Результати розрахунків складу шлаків зводимо у табл. 2.11.

Таблиця 2.11 – Склад алюмінієвих шлаків

Елемент	Si	Cu	Mg	Mn	Zn	Fe	Засміченість	Al	Сума
Вміст, %	7,20	0,72	0,36	0,28	4,8	0,52	20	66,12	100
Кількість, кг	1,08	0,108	0,054	0,042	0,72	0,078	3,00	9,918	15

Складаємо перший розрахунковий склад шихти (табл. 2.12).

Таблиця 2.12 – Перший розрахунковий склад шихти

Компонент шихти	Si	Cu	Mg	Mn	Zn	Fe	Засміченість	Al	Сума	Сума металу
Брухт	4,891	0,564	0,226	-	0,188	0,564	3,63	31,987	41,25	
Відходи	1,676	0,193	0,077	-	0,064	0,193	1,00	10,688	13,75	
Стружка	0,128	0,13	-	-	0,026	0,128	4,35	25,355	30	
Шлаки	1,08	0,108	0,054	0,042	0,72	0,078	3,0	9,918	15	
Сума, кг	7,775	0,878	0,357	0,042	0,963	0,998	11,839	77,148	100	88,503
Сума, %	8,819	0,996	0,405	0,048	1,092	1,132	-	87,508	-	100

З першого розрахункового складу шихти видно, що для одержання потрібного складу сплаву необхідно збільшити кількість марганцю до вмісту його в продукті не більше 0,35 %. Як легуючий матеріал використовуємо кристалічний марганець марки Мр1 (99,995 % Mn; 0,002 % Fe; 0,001 % Cu; 0,001 % Mg; 0,001 % Al).

Кількість легуючого матеріалу на 100 кг металевої частини кінцевого продукту визначаємо з рівняння матеріального балансу за марганцем:

$$99{,}995 \cdot x + 0{,}048 \cdot (1 - x) = 0{,}35,$$

де x – частка легуючого компонента у кінцевому продукті;

99,995; 0,048; 0,35 – вміст марганцю відповідно у легуючому компоненті, другому розрахунковому складі шихти, кінцевому продукті, %.

Звідси x = 0,003.

Таким чином, для отримання 100 кг металевої частини кінцевого продукту необхідно 0,30 кг кристалічного марганцю марки Мр1 та 99,7 кг металевої частини першого розрахункового складу шихти.

Складаємо другий розрахунковий склад шихти після розшихтування магнію технічним алюмінієм (табл. 2.13).

Таблиця 2.13 – Другий розрахунковий склад шихти

Компонент шихти	Частка	Si	Cu	Mg	Mn	Zn	Fe	Al	Сума
Шихта №1	0,997	8,792	0,993	0,403	0,047	1,129	1,088	87,248	99,70
Марганець Мр1	0,003	–	0,0001	0,0001	0,2999	–	0,0001	0,0001	0,30
Всього	1,0	8,792	0,993	0,403	0,3469	1,129	1,088	87,248	100,0

З другого розрахункового складу шихти видно, що для одержання потрібного складу сплаву необхідно збільшити кількість цинку додаванням його до середнього вмісту у кінцевому продукті 6 %. Як легуючий матеріал використовуємо цинк марки Ц1 (99,9 % Zn; 0,1 % Fe).

Кількість легуючого матеріалу на 100 кг металевої частини кінцевого продукту визначаємо з рівняння матеріального балансу за цинком:

$$99{,}9 \cdot x + 1{,}129 \cdot (1 - x) = 6{,}00,$$

де x – частка легуючого компонента у кінцевому продукті;

99,9; 1,129; 6,0 – вміст цинку відповідно у легуючому компоненті, другому розрахунковому складі шихти, кінцевому продукті, %.

Звідки x = 0,0493.

Таким чином, для отримання 100 кг металевої частини кінцевого продукту необхідно 4,93 кг цинку марки Ц0 та 95,07 кг металевої частини другого розрахункового складу шихти.

Складаємо третій розрахунковий склад шихти після додавання кремнію (табл. 2.14).

Таблиця 2.14 – Третій розрахунковий склад шихти

Компонент шихти	Частка	Mg	Si	Cu	Mn	Zn	Fe	Al	Сума
Шихта №2	0,9507	0,383	8,359	0,944	0,329	1,0733	1,0844	82,947	95,07
Цинк Ц1	0,0493	–	–	–	–	4,9295	0,0005	–	4,93
Всього	1,0	0,383	8,359	0,944	0,329	6,0028	1,0849	82,947	100,0

Третій розрахунковий склад шихти (табл. 2.14) відповідає вимогам, що забезпечують отримання сплаву заданого складу по всіх компонентах.

Визначаємо масу складових шихти для одержання сплаву:

брухт 1 сорту 41,25·0,997·0,9507·0,2 = 7,82 кг,

брухт 2 сорту 41,25·0,997·0,9507·0,8 = 31,28 кг,

відходи 1 сорту 13,75·0,997·0,9507·0,25 = 3,26 кг,

відходи 2 сорту 13,75·0,997·0,9507·0,75 = 9,77 кг,

стружка 1 сорту 30,0·0,997·0,9507·0,5 =14,22 кг,

стружка 2 сорту 30,0·0,997·0,9507·0,2 = 5,69 кг,

стружка 4 сорту 30,0·0,997·0,9507·0,3 = 8,53 кг,

шлаки 1 сорту 15,0·0,997·0,9507 = 14,22 кг,

марганець Мр1 0,3· 0,9507 = 0,28 кг

цинк Ц1 4,93 кг

Всього 100,00 кг.

Результати розрахунків складу шихти по компонентах зводимо у таблицю 2.15.

Таблиця 2.15 – Склад шихти для плавки

Компонент шихти	Маса шихти, кг	Маса металу, кг	Вміст елементів у шихті					
			Si		Cu		Mg	
			%	кг	%	кг	%	кг
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Брухт 1-го сорту	7,82	7,507	13,0	0,976	1,50	0,113	0,6	0,045
Брухт 2- го сорту	31,28	28,152	13,0	3,660	1,50	0,422	0,6	1,643
Відходи 1-го сорту	3,26	3,129	13,0	0,407	1,50	0,047	0,6	0,046
Відходи 2-го сорту	9,77	9,086	13,0	1,181	1,50	0,136	0,6	0,133
Стружка 1-го сорту	14,22	12,798	0,5	0,064	0,05	0,006	–	–
Стружка 2-го сорту	5,69	4,268	0,5	0,021	0,05	0,002	–	–
Стружка 4-го сорту	8,53	7,251	0,5	0,036	0,05	0,004	–	–
Шлаки 1-го сорту	14,22	11,376	9,0	1,024	0,9	0,102	0,45	0,051
Марганець Мр1	0,28	0,28	–	–	–	–	–	–
Цинк Ц1	4,93	4,93	–	–	–	–	–	–
Усього	100,00	88,777	8,35	7,369	0,94	0,832	0,38	0,339

Продовження таблиці 2.15

Компонент шихти	Вміст елементів у шихті							
	Mn		Fe		Zn		Al	
	%	кг	%	кг	%	кг	%	кг
1	10	11	12	13	14	15	16	17
Брухт 1-го сорту	–	–	1,5	0,113	0,5	0,038	82,90	6,222
Брухт 2-го сорту	–	–	1,5	0,422	0,5	0,140	82,90	23,339
Відходи 1-го сорту	–	–	1,5	0,047	0,5	0,016	82,90	2,593
Відходи 2-го сорту	–	–	1,5	0,136	0,5	0,045	82,90	7,533
Стружка 1-го сорту	–	–	0,5	0,064	0,1	0,013	98,85	12,651
Стружка 2-го сорту	–	–	0,5	0,021	0,1	0,004	98,85	4,220
Стружка 4-го сорту	–	–	0,5	0,036	0,1	0,007	98,85	7,168
Шлаки 1-го сорту	0,35	0,040	0,65	0,074	6,0	0,683	82,65	9,402
Марганець Мр1	99,995	0,2799	0,005	0,00001	–	–	–	–
Цинк Ц1	–	–	0,01	0,0005	99,99	4,9295	–	–
Усього	0,36	0,3199	0,98	0,9135	6,62	5,8755	82,37	73,128

Визначаємо масу металевої частини шихти, враховуючи засміченість її складових (табл.2.16).

Таблиця 2.16 – Кількість та склад металевої частини шихти

Компонент	Кількість, кг	Вміст, %
Брухт	7,82·0,96 + 31,28·0,9 = 36,60	40,17
Відходи	3,26·0,96 + 9,77·0,93 = 12,22	13,76
Стружка	14,22·0,90 + 5,69·0,75 + 8,53·0,85 = 24,32	27,39
Шлаки	14,22·0,8 = 11,38	12,82
Марганець Мр1	0,28	0,31
Цинк Ц1	4,93	5,55
Всього	88,79	100,00

Визначаємо спільну засміченість шихти:

брухт $8,8 \cdot 41,25 \cdot 0,997 \cdot 0,9507 /100 = 3,44$ %,

відходи $6,25 \cdot 13,75 \cdot 0,997 \cdot 0,9507 /100 = 0,81$ %.

стружка $14,50 \cdot 30 \cdot 0,997 \cdot 0,9507 /100 = 4,12$ %,

шлаки $20,0 \cdot 15 \cdot 0,997 \cdot 0,9507 /100 = 2,84$ %.

Всього 11,21 %.

Вилучення металу до сплаву, витрату флюсів, механічні втрати металу тощо. визначаємо інтерполяцією за даними [22]. Вилучення металу у сплав під час плавлення шихти, що містить 11,21 % забруднення становить

$$93,4 - \frac{93,4 - 90,9}{12,00 - 8,00} \cdot (11,21 - 8,00) = 91,37 \ \%,$$

витрата флюсів

$$240 + \frac{410 - 240}{12,00 - 8,00} \cdot (11,21 - 8,00) = 376,43$$

Таким чином спільна засміченість шихти складає 11,21 %. Якщо таку шихту направити на плавку, то витяг металу у сплав АК7Ц9 досягне 91,37 %,

витрата флюсу – 376,43 кг на 1 т шихти. Економічна ефективність плавлення такої сировини буде низькою. Для підвищення економічної ефективності металургійної переробки вибраної сировини необхідна первинна підготовка окремих її складових.

2.4 Складання матеріального балансу плавлення вторинної алюмінієвої сировини для виробництва сплаву АК9Ц6

Вилучення металу під час плавлення підготовленої шихти з врахуванням втрат становить

$$100 – 5,78 = 94,22\ \%,$$

де 100 – спільний вміст металу у шихті, %;

5,78 – механічні втрати металу зі шлаком (додаток А [22]), %.

Угар шихти під час плавлення розраховуємо за формулою [22]:

$$У = 10^{-2} \cdot \sum_{i=1}^{n} (Y_i \cdot C_i), \qquad (2.1)$$

де $У_i$ – угар і-того елемента сплаву, %;

C_i – вміст і-того елемента у складі шихти, %;

n – кількість елементів у складі сплаву.

За формулою (2.1) знаходимо угар шихти:

$$У = (0,339 \cdot 6,5 + 1,75 \cdot 7,369 + 2,5 \cdot 0,832 + 2,5 \cdot 0,31999 + 4 \cdot 5,8755 +$$

$$+ 0,75 \cdot 0,91351 + 2,5 \cdot 73,128) / 100 = 2,25\ \%.$$

Тоді спільний витяг металу з урахуванням угару шихти складає:

$$94,22 – 2,25 = 91,97\ \%.$$

Для отримання 1000 кг сплаву необхідно мати у шихті металу

$$1000/0,9197 = 1087,43 \text{ кг},$$

в тому числі:

брухту $1087,43 \cdot 0,4017 = 436,82$ кг,

відходів 1087,43·0,1376 = 149,63 кг,

стружки 1087,43·0,2739 = 297,85 кг,

шлаків 1087,43·0,1281 = 139,30 кг,

марганцю 1087,43·0,0032 = 3,48 кг,

цинку 1087,43·0,0555 = 60,35 кг.

Визначаємо скільки кожного компонента необхідно зашихтувати з урахуванням засміченості та ін.

Визначаємо масу брутто кожного компонента шихти, враховуючи засміченість та ін.:

брухту 436,82/0,912 = 478,97 кг,

відходів 149,63/0,9375 = 159,61 кг,

стружки 297,85/0,855 = 348,36 кг,

шлаків 139,3/0,8 = 174,13 кг,

марганцю 3,48 кг,

міді 60,35 кг.

Всього 1224,90 кг.

Визначаємо кількість вологи та мастила, що потрапить на плавку зі стружкою

348,36 – 297,85 = 50,51 кг.

За даними практики приймаємо, що вміст мастила та вологи у засміченості складає 15 % та 20 % відповідно.

Кількість вологи у стружці становить

50,51·20/100 = 10,10 кг.

У стружці знаходиться мастила

50,51·15/100 = 7,58 кг.

Визначаємо кількість повітря, що необхідно для згоряння мастила та окислення металу шихти. Приймаємо, що мастило складається з 85 % вуглецю та 15 % водню. Отже, мастило містить

$$7,58 \cdot 85/100 = 6,44 \text{ кг вуглецю}$$

та $$7,58 \cdot 15/100 = 1,14 \text{ кг водню.}$$

При згоранні 4,718 кг вуглецю витрачається

$$6,44 \cdot 32/12 = 17,17 \text{ кг кисню}$$

та утворюється $$4,72 \cdot 44/12 = 9,12 \text{ кг } CO_2.$$

При згорянні 0,83 кг водню витрачається

$$1,14 \cdot 16/2 = 9,12 \text{ кг кисню}$$

та утворюється $$1,14 \cdot 18/2 = 10,26 \text{ кг } H_2O.$$

Для визначення кількості кисню, що витрачається на окислення металу шихти знайдемо масу окисленого алюмінію

$$1087,43 \cdot 2,35/100 = 25,55 \text{ кг.}$$

Тоді потрібно кисню

$$25,55 \cdot 96/108 = 24,05 \text{ кг.}$$

Таким чином, необхідна для плавки кількість кисню становить

$$17,17 + 9,12 + 24,05 = 50,34 \text{ кг}$$

або витрачається

$$50,34 /0,21 = 239,71 \text{ кг повітря.}$$

При плавці утворюється

$$17,30 + 7,4 + 7,497 + (196,21 – 41,204) = 233,33 \text{ кг димових газів.}$$

Разом з 1224,9 кг шихти в піч надходить

$$1224,90– 1087,43 = 137,47 \text{ кг засміченості.}$$

З цієї кількості засміченості у шлак переходить

$$137,47 – (5,55 + 7,4) = 181,41 \text{ кг оксидів.}$$

Для плавлення 1 т шихти з засміченістю 9,77 % потрібно 369,24 кг флюсу (NaCl, KCl, Na_3AlF_6). Перерахуємо кількість флюсу для плавлення 1200,67 кг шихти:

$$1087,43 \cdot 377,28/1000 = 410,27 \text{ кг.}$$

в тому числі 41,03 кг Na_3AlF_6 і 369,24 кг суміші солей NaCl та KCl.

Визначаємо кількість хлориду натрію у даній суміші

58,5 *NaCl* міститься у 133 (NaCl + KCl)

х кг *NaCl* міститься у 369,24 кг (NaCl + KCl)

Звідки х = 162,41 кг.

Кількість хлориду калію у даній суміші дорівнює

$$369,24 – 162,41 = 206,83 \text{ кг.}$$

Загальна кількість матеріалів, що надходять у роторну піч, дорівнює

$$1224,90 + 239,71 + 410,27 = 1874,88 \text{ кг.}$$

Під час плавлення до сплаву переходить 1000 кг металу. До шлаку перейде 5,78 + 1,03 – 2,25 =4,56 % металу шихти або

$$1087,43 \cdot 4,56/100 = 49,60 \text{ кг.}$$

Загальна кількість оксидів, що перейде до шлаку, становить

$$137,47 – (5,55 + 7,4) + (24,7 + 21,96) = 181,68 \text{ кг.}$$

Отже загальна кількість шлаку, що утвориться під час плавлення шихти, становить 49,60 + 181,68 + 410,27 = 641,55 кг.

Результати розрахунку матеріального балансу зводимо у табл. 2.17.

Таблиця 2.17 – Матеріальний баланс виплавки сплаву АК9Ц6

Надходження			Витрачання		
Речовина	Кількість		Речовина	Кількість	
	кг	%		кг	%
Шихта, в тому числі:	1224,90	65,34	Сплав	1000,00	53,34
брухт	478,97	25,55	Шлак, в тому числі:	641,55	34,22
відходи	159,61	8,51	метал	49,60	2,65
стружка	348,36	18,58	MeO	181,68	9,69
шлак	174,13	9,29	солі, в тому числі:	410,27	21,88
марганець	3,48	0,19	NaCl	162,41	8,66
цинк	60,35	3,22	KCl	206,83	11,03
Повітря, в тому числі:	239,71	12,78	Na_3AlF_6	41,03	2,19
O_2	50,34	2,68	Димові гази, в тому	233,33	12,44
N_2	189,37	10,10	числі:		
Флюс, в тому числі:	410,27	21,88	CO_2	28,65	1,53
NaCl	162,41	8,66	H_2O	15,31	0,81
KCl	206,83	11,03	N_2	189,37	10,10
Na_3AlF_6	41,03	2,19			
Всього	1874,88	100,00	Всього	1874,88	100,00

Витратні коефіцієнти для сировини і матеріалів на 1 т сплаву АК9Ц6:

брухту 0,479 т/т сплаву,

відходів 0,160 т/т сплаву,

стружки 0,348 т/т сплаву,

шлаків 0,174 т/т сплаву,

марганець Мр1 0,00348 т/т сплаву,

цинк Ц1 0,060 т/т сплаву,

повітря 0,240 т/т сплаву,

NaCl 0,162 т/т сплаву,

KCl 0,207 т/т сплаву,

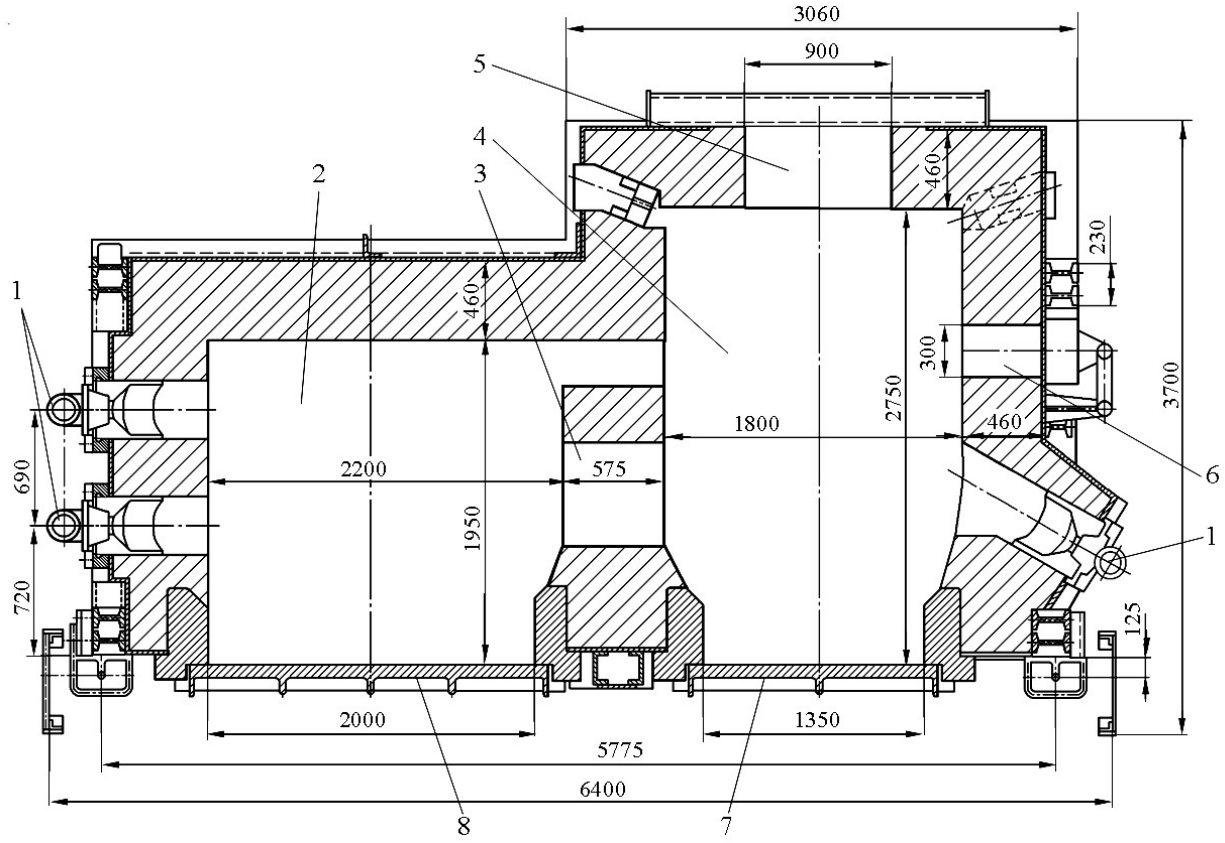
Na_3AlF_6 0,041 т/т сплаву.

3 КОНСТРУКЦІЙНА ЧАСТИНА

3.1 Конструкція і принцип роботи плавильної печі

Для виплавлення алюмінієвого сплаву АК9Ц6 із вторинної сировини (брухту, стружки подрібнених відходів і шлаку) як плавильний агрегат вибрано полуменеву двокамерну прямотечійну піч (рис.3.1).

Робочий простір полуменевої плавильної печі (рис. 3.1) являє собою дві камери, утворені футерованою вогнетривкою кладкою. Робочій простір у поздовжньому розрізі має вигляд прямокутника зі східчастою основою. Днище утворюється похилим черенем і заглибленою на 0,6 м ванною, яка також має нахилений черінь. На торцевій (фронтальній) стінці печі знаходиться завантажувальне вікно з футерованою заслінкою.



1 – пальники; 2 – плавильна камера; 3 – канал; 4 – накопичувач; 5 – канал димовий; 6 – льотка; 7 – вікно для шлакування з дверцятами; 8 – дверцята завантажувального вікна

Рисунок 3.1 – Двокамерна плавильна піч

Двокамерна прямотечійна плавильна піч (рис. 3.1) поєднує функції плавильного агрегату (одна камера) і накопичувача-міксера (друга камера) для коректування хімічного складу, рафінування та зберігання металу на період розливання. Обидві камери розміщені в одному корпусі. Черінь плавильної камери розміщений вище від череня накопичувача, в який метал переливається з плавильної камери самопливом. Така конструкція порівняно з однокамерними печами істотно підвищує продуктивність, тепловий коефіцієнт корисної дії і практично забезпечує безперервність процесу плавлення.

На одній з бічних стінок печі над рівнем металу в ванні є вікно з футерованими дверцями для видалення шлаку. Це вікно використовують також для перемішування рідкого металу та чищення днища. Над вікнами печі (завантажувальним і для видалення шлаку) розміщено витяжні зонти для створення безпечних, комфортних умов експлуатації.

Над ванною в боковій стінці печі (протилежні тій, де міститься вікно для шлаковидалення) знаходиться отвір, який з'єднує робочий простір печі з димовідвідним каналом. У протилежних стінках димового каналу розміщуються два модульні струминні рекуператори типу РМС 1000.

Робочий простір поділяється на дві камери. Перша камера (плавильна) прилягає до завантажувального вікна, крізь яке завантажують вторинну сировину (брухт, відходи тощо), і має нахилений до ванни черінь (подину). На черіні під впливом факелів пальників, розміщених у бічних (торцевих) стінках печі над нахиленим днищем, металевий брухт і відходи розплавляються. Друга камера – заглиблена ванна, до якої з нахиленого полу стікає розплавлений метал. Розплавлений метал самопливом по нахиленому днищу ванни періодично випускають назовні крізь льотковий отвір у торцевій стіні (протилежній фронтальній стіні). Цей отвір затикають спеціальним стержнем на період накопичення розплавленого металу. Накопичення металу в ванні відбувається поступово: періодично завантажують нові порції брухту й розплавляють його на похилому черені.

Черінь в обох камерах має ухил від завантажувальних вікон до задньої стінки печі. Це найважливіша перевага порівняно з іншими плавильними печами, оскільки дає можливість легко видаляти з розплаву залізні приробки й шлак через завантажувальні вікна.

Кожна камера має завантажувальні вікна або вікна для шлаковидалення із закритими дверцятами, що опускаються або піднімаються механізмами, закріпленими на каркасі печі. Пороги вікон знаходяться на висоті 1000–1100 мм від рівня підлоги цеху.

Металевий каркас зміцнює кладку і на ньому встановлюється усі елементи гарнітури печі. Кладка череня печі спирається на рамну металеву конструкцію, яка створює зазор між черенем і фундаментом печі, що забезпечує природну вентиляцію та збільшує тривалість експлуатації печі.

Для футерування стін застосовується шамотна цегла з сумарною пористістю 20-23 % і щільністю 2,0-2,1 г/см^3, межею міцності при стисканні в холодному стані близько 30-50 МПа. Шамотні цеглини, що стикаються з розплавленим алюмінієм, повинні мати підвищену міцність, а ті, що утворюють склепіння, – велику пористість, яка забезпечує низьку теплопровідність.

Два розпалювальні пальники застосовуються для розпалювальння основних пальників печі, а також пальник для нагрівання жолобу являють собою атмосферні пальники, газ до яких подається гумо-тканинними рукавами від спеціальних штуцерів на газові лінії, обладнані газовими загірними кранами. Піч належить до типу полуменевих, опалюється природним газом або сумішшю його з мазутом, має розташовуватися в окремому приміщенні.

Для роботи плавильної печі необхідне також допоміжне устаткування: два вентилятори (один з них резервний) для подавання повітря до пальників; два димососи (один – резервний) для видалення продуктів згоряння з печі, ще один димосос для відведення продуктів згоряння з витяжних зонтів; димова труба; газо-, повітре- і димопроводи із запірною та регулювальною

арматурою; контрольно-вимірювальні прилади, шафа для контрольно-вимірювальних приладів і автоматизації процесу обслуговування і плавки; жолоб для випускання розплавленого металу, візок з формами.

Завантажувальні вікна печі закривають дверцятами, футерованими вогнетривким бетоном, їх обладнано гідравлічним механізмом підіймання.

3.2 Матеріальний баланс згоряння палива

Визначаємо витрату повітря, кількість та склад продуктів згоряння палива, нижчу теплоту згоряння палива під час спалювання у плавильній печі природного газу, що містить, %: 94,0 CH_4; 1,8 C_2H_6; 0,4 C_3H_8; 0,1 C_4H_{10}; 0,1 C_5H_{12}; 0,1 CO_2; 3,5 H_2S. Розрахунок проводимо при α=1,0 та α=1,06. Приймаємо, що газ сухий (0 % H_2O) та під час розрахунків речовини реагують у стехіометричних співвідношеннях.

Розрахунок проводимо на 100 м^3 сухого газу за методикою, наведеною у роботі [22].

Горіння елементів палива відбувається за реакціями:

$$CH_4 + 2O_2 = CO_2 + 2H_2O + 35800 \text{ кДж/м}^3, \quad (3.1)$$

$$C_2H_6 + 3{,}5O_2 = 2CO_2 + 3H_2O + 64940 \text{ кДж/м}^3, \quad (3.2)$$

$$C_3H_8 + 5O_2 = 3CO_2 + 4H_2O + 86943 \text{ кДж/м}^3, \quad (3.3)$$

$$C_4H_{10} + 6{,}5O_2 = 4CO_2 + 5H_2O + 118694 \text{ кДж/м}^3, \quad (3.4)$$

$$C_5H_{12} + 8O_2 = 5CO_2 + 6H_2O + 146500 \text{ кДж/м}^3, \quad (3.5)$$

$$H_2S + 1{,}5O_2 = SO_2 + H_2O + 23715 \text{ кДж/м}^3. \quad (3.6)$$

Елементи, з яких складається природний газ, CO_2 та N_2 переходять у димові гази, що відходять.

Для перебігу реакції (3.1)

$$\begin{array}{cccccc} 94 & & x & & y & z \\ CH_4 & + & 2O_2 & = & CO_2 & + & 2H_2O \\ 16 & & 64 & & 44 & & 36 \end{array}$$

потрібно x = 376,00 м^3 O_2 і утворюється y = 258,50 м^3 CO_2, z = 211,50 м^3 H_2O.

Для перебігу реакції (3.2)

1,8 x y z

$C_2H_6 + 3{,}5O_2 = 2CO_2 + 3H_2O$

30 112 88 54

потрібно x = 6,72 м^3 O_2 і утворюється y = 5,28 м^3 CO_2, z = 3,24 м^3 H_2O.

Для перебігу реакції (3.3)

0,4 x y z

$C_3H_8 + 5O_2 = 3CO_2 + 4H_2O$

44 160 132 72

потрібно x = 1,45 м^3 O_2 і утворюється y = 1,20 м^3 CO_2, z = 0,65 м^3 H_2O.

Для перебігу реакції (3.4)

0,1 x y z

$C_4H_{10} + 6{,}5O_2 = 4CO_2 + 5H_2O$

58 208 176 90

потрібно x = 0,36 м^3 O_2 і утворюється y = 0,30 м^3 CO_2, z = 0,16 м^3 H_2O.

Для проходження реакції (3.5)

0,1 x y z

$C_5H_{12} + 8O_2 = 5CO_2 + 6H_2O$

72 256 220 108

потрібно x = 0,35 м^3 O_2 і утворюється y = 0,30 м^3 CO_2, z = 0,15 м^3 H_2O.

Для перебігу реакції (3.6)

3,5 x y z

$H_2S + 1{,}5O_2 = SO_2 + H_2O$

34 48 64 18

потрібно x=4,94 м^3 O_2 і утворюється y=6,59 м^3 SO_2, z=1,85 м^3 H_2O.

Аналогічно розраховуємо витрату кисню для спалювання решти компонентів газу, результати розрахунків записуємо в табл. 3.1.

Таблиця 3.1 – Розрахунок витрати повітря та кількості димових газів

Компоненти, що беруть участь у згорянні					
паливо			повітря, м^3		
компонент	кількість, % (м^3)	номер реакції горіння	O_2	N_2	всього
1	2	3	4	5	6
CH_4	94,0	(3.1)	376,00	1414,48	1790,48
C_2H_6	1,8	(3.2)	6,72	25,28	32,00
C_3H_8	0,4	(3.3)	1,45	5,45	6,90
C_4H_{10}	0,1	(3.4)	0,36	1,35	1,71
C_5H_{12}	0,1	(3.5)	0,35	1,32	1,67
CO_2	0,1	–	–	–	–
H_2S	3,5	(3.6)	4,94	18,58	23,52
Всього, α=1,0	100	–	389,82	1466,46	1856,28
Всього, α=1,06	100	–	413,21	1554,45	1967,66

Продовження таблиці 3.1

Продукти згоряння, димові гази, м^3					
CO_2	H_2O	N_2	O_2	SO_2	всього
7	8	9	10	11	12
258,50	211,50	1414,48	–	–	1884,48
8,80	5,40	25,28	–	–	33,80
2,40	1,31	5,45	–	–	7,30
0,61	0,31	1,35	–	–	1,81
0,31	0,15	1,32	–	–	1,77
0,90	–	–	–	–	0,10
–	–	18,58	–	6,59	27,02
265,68	217,55	1466,46	–	6,59	1956,28
265,68	217,55	1554,45	23,39	6,59	2067,66

У результаті розрахунків одержано:

– при α=1,0 потрібно 376,00 + 6,72 + 1,45 + 0,35 + 0,36 = 389,82 м^3 O_2,

або теоретична витрата повітря на 100 м^3 природного газу дорівнює 389,82:0,21= 1856,28 м^3;

– при α=1,06 практична витрата повітря на 100 м^3 палива дорівнює $V_n^{1,1}$ =1967,66 м^3, об'єм димових газів складатиме 2067,66 м^3.

Визначаємо нижчу теплоту згоряння природного газу:

$$Q_н^p = \sum_{i=1}^{n} q_i \cdot c_i \ ,$$

де q_i – тепловий ефект реакції горіння *i*-ого елемента палива, кДж/м^3;

c_i – вміст *i*-ого елемента у складі палива, частка;

n – кількість елементів у складі палива.

$$Q_н^p = 35800 \cdot 0{,}94 + 64940 \cdot 0{,}018 + 86943 \cdot 0{,}004 + 118694 \cdot 0{,}001 +$$

$$+ 146500 \cdot 0{,}001 = 36263{,}9 \text{ кДж/м}^3.$$

На підставі розрахунку згоряння палива складаємо матеріальний баланс згоряння палива (табл. 3.2).

Таблиця 3.2 – Матеріальний баланс згоряння палива

Надходження			Витрачання		
Стаття	Кількість		Стаття	Кількість	
	%	м^3		%	м^3
Природний газ, в т.ч	4,65	100,00	Димові гази, в	100,00	2067,66
CH_4	4,37	94,00	тому числі:		
C_2H_6	0,14	1,80	CO_2	12,85	265,68
C_3H_8	0,04	0,40	H_2O	10,52	217,55
C_4H_{10}	0,01	0,10	N_2	75,18	1554,45
C_5H_{12}	0,005	0,10	SO_2	0,32	6,59
CO_2	0,04	0,10	$O_{2\ изб}$	1,13	23,39
H_2S	0,045	3,50			
Повітря, в тому	95,35	1967,66			
числі: O_2	20,02	413,21			
N_2	75,33	1554,45			
Всього	100,00	2067,66	Всього	100,00	2067,66

3.3 Тепловий баланс виплавлення алюмінієвого сплаву АК9Ц6

Складаємо тепловий баланс печі і визначаємо витрату природного газу для виплавлення алюмінієвого сплаву марки АК9Ц6 у плавильній печі продуктивністю 2,5 т/год. за методикою [22]. Хімічний склад шихти, %: 8,35 Si; 0,94 Cu; 0,38 Mg; 0,36 Mn; 6,62 Zn; 0,98 Fe; 82,37 Al. Температура шихти, що завантажується, становить 18 °С. Температура шлаків, що зливаються, становить 780 °С. Температура підігріву повітря становить 250 °С. Температура газів на виході з печі становить 900 °С.

Визначаємо надходження теплоти.

1. Теплота від згоряння палива:

$$Q_T = Q_н^p \cdot B\,,$$

де $Q_н^р$ – нижча теплота згоряння природного газу, кДж/м^3;

B – витрата палива, м^3/год.

$$Q_T = 36263{,}9 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

2. Фізична теплота, що вноситься підігрітим повітрям:

$$Q_п = B \cdot V_п^{1{,}06} \cdot C_п \cdot t_п\,,$$

де $V_п^{1{,}06}$ – практична витрата повітря на одиницю палива при α=1,06 (табл. 3.2), м^3/м^3;

$C_п$ – середня теплоємність повітря при $t_п$ (табл. А.8 [22]), кДж/(м^3·°С);

$t_п$ – температура підігрівання повітря, °С.

$$Q_п = B \cdot \frac{1967{,}66}{100} \cdot 1{,}3139 \cdot 250 = 6463{,}271 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

3. Теплота екзотермічних реакцій при окисленні шихти, що нагрівається:

$$Q_{екз} = q \cdot G \cdot a\,,$$

де $q = 10^{-2} \cdot \sum_{i=1}^{n} q_i \cdot C_i$ – тепловий ефект реакції окислення шихти заданого складу, що нагрівається, кДж/кг;

C_i – вміст і-ого елемента у складі шихти, %;

q_i – тепловий ефект реакції окислення *i*-ого елемента шихти, кДж/кг:

$$q = 10^{-2} \cdot (0{,}308 \cdot 25470 + 9{,}08 \cdot 30670 + 1{,}161 \cdot 2468 + 0{,}378 \cdot 7084 +$$

$$+ 0{,}367 \cdot 5523 + 0{,}784 \cdot 7306 + 0{,}19 \cdot 10870 + 87{,}732 \cdot 30523) = 29387{,}908 \text{ кДж/кг};$$

G – годинна продуктивність печі, кг/год;

a – кількість металу, що окислився (частка від маси шихти), 0,0248.

$$Q_{екз} = 29387{,}908 \cdot 2500 \cdot 0{,}0248 = 1807356 \text{ кДж/год.}$$

4. Загальне надходження теплоти:

$$Q_{пр} = Q_T + Q_n + Q_{екз}.$$

$$Q_{пр} = 42727{,}171 \cdot B + 1807356 \text{ кДж/год.}$$

Визначаємо витрачання теплоти.

1. Витрата теплоти на нагрівання та розплавлення металу:

$$Q_н = G \cdot \left[C_1 \cdot (t_{пл} - t_н) + i + C_2 \cdot (t_р - t_{пл}) \right],$$

де C_1 – середня теплоємність алюмінію при нагріванні від $t_н$ до $t_{пл}$ (табл. А.10 [22]), кДж/(кг·°С):

$$C_1 = (C_{t_Н} + C_{t_{ПЛ}}) : 2 = (0{,}8884 + 1{,}255) : 2 = 1{,}0717 \text{ кДж/(кг·°С);}$$

C_2 – середня теплоємність алюмінію при нагріванні від $t_{пл}$ до $t_р$ (табл. А.10 [22]), кДж/(кг·°С):

$$C_2 = (C_{t_{ПЛ}} + C_{t_Р}) : 2 = (1{,}255 + 1{,}176) : 2 = 1{,}2155 \text{ кДж/(кг·°С);}$$

i – прихована теплота плавлення алюмінію, 389,7 кДж/кг;

$t_{пл}$ – температура плавлення металу, 660 °С;

$t_н$ – температура шихти, що завантажується, 18 °С;

$t_р$ – робоча температура у печі, 850 °С.

$Q_н$ = 2500·[1,0717·(660–18) + 389,7 + 1,2155·(850–660)] = 3271691 кДж/год.

2. Теплота, що виноситься шлаками:

$$Q_{шл} = G_{шл} \cdot C_{шл} \cdot t_{шл},$$

де $G_ш$ – годинний вихід шлаків, 833 кг/год;

$C_ш$ – середня теплоємність шлаків при $t_{шл}$, кДж/(кг·°С):

$$C_{шл} = \left(C_{NaCl} + C_{KCl}\right)/2 = \left(0{,}9724 + 0{,}755\right)/2 = 0{,}8637 \text{ кДж/(кг·°С);}$$

$t_{шл}$ – температура зливання шлаку, °С.

$$Q_{шл} = 833 \cdot 0{,}8637 \cdot 780 = 561180 \text{ кДж/год.}$$

3. Втрати теплоти з димовими газами, що виходять з робочого простору печі:

$$Q_{дг} = B \cdot V_{дг}^{1,06} \cdot C_{дг} \cdot t_{дг},$$

де $V_{дг}^{1,06}$ – об’єм димових газів на одиницю спалюваного палива при α=1,06 (табл. 3.2), м^3/ м^3;

$C_{дг} = \sum_{i=1}^{n} V_i \cdot C_i$ – середня теплоємність димових газів при $t_{дг}$, кДж/(м^3·°С);

C_i – середня теплоємність *i*-ого продукту згоряння при $t_{дг}$, кДж/(м^3·°С);

V_i – об’ємна частка *i*-ого продукту згоряння в димових газах (табл. 3.1);

$C_{дг}$ = 0,1285·2,1915 + 0,1052·1,6865 + 0,7518·1,3817 +

+ 0,01113·1,4663= 1,5202 кДж/(м^3·°С);

$t_{дг}$ – температура димових газів на виході з печі, °С.

$$Q_{дг} = B \cdot \frac{2067{,}66}{100} \cdot 1{,}5202 \cdot 900 = 28289{,}311 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

4. Витрати теплоти в результаті хімічної неповноти згоряння палива:

$$Q_{хим} = 12100 \cdot B \cdot V_{дг}^{1,06} \cdot k_1,$$

де k_1 – кількість палива, що не догоряє, приймаємо k_1=0,02.

$$Q_{хим} = 12100 \cdot B \cdot \frac{2067,66}{100} \cdot 0,02 = 5003,74 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

5. Втрати теплоти з механічним недогорянням:

$$Q_{мех} = B \cdot Q_н^р \cdot k_2,$$

де k_2 – кількість втраченого палива, приймаємо k_2=0,03.

$$Q_{мех} = B \cdot 36263,90 \cdot 0,03 = 1087,92 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

6. Втрати теплоти в навколишнє середовище:

$$Q_{нав} = k_3 \cdot G,$$

де k_3 – питомі втрати теплоти, 84-167,5 кДж/кг. Так як в печі висока температура, то приймаємо верхню межу, тобто 167,5 кДж/кг.

$$Q_{нав} = 167,5 \cdot 2500 = 418750 \text{ кДж/год.}$$

7. Невраховані втрати теплоти:

$$Q_{нп} = 0,1 \cdot Q_T,$$

$$Q_{нп} = 0,1 \cdot 36263,9 \cdot B = 3626,39 \cdot B \text{ кДж/год.}$$

8. Загальні витрати теплоти:

$$Q_в = Q_н + Q_{шл} + Q_{дг} + Q_{хим} + Q_{мех} + Q_{нав} + Q_{нп},$$

$$Q_в = 38007,36 \cdot B + 4251621 \text{ кДж/год.}$$

Визначаємо витрату палива B із рівності статей надходження та витрати теплоти:

$$Q_{пр} = Q_в.$$

$$42727{,}171 \cdot B + 1807356 = 4251621 + 38007{,}36 \cdot B,$$

звідки B=517,9 м^3/год.

Питома витрата палива $B_Т$ = 517,9:2,5=207 м^3/т.

Після підстановки витрати палива одержуємо:

$$Q_T = 18779987 \text{ кДж/год},$$

$$Q_{хим} = 563401 \text{ кДж/год},$$

$$Q_п = 3347150 \text{ кДж/год},$$

$$Q_{мех} = 2591287 \text{ кДж/год},$$

$$Q_{дг} = 14650185 \text{ кДж/год},$$

$$Q_{нп} = 1877999 \text{ кДж/год}.$$

Результати розрахунків наведено в таблиці 3.3.

3.4 Конструктивний розрахунок плавильної печі

Визначаємо основні розміри оплавної камери плавильної печі. Обчислюємо місткість камери $V_п$ за формулою:

$$V_п = m_{Al} / \rho_{Al}, \quad (3.1)$$

де m_{Al} – маса розплавленого алюмінію, 4,2 т;

ρ_{Al} – густина металевого розплаву, 2,38 т/м^3.

Звідки

$$V_п = 4.2 / 2{,}38 = 1{,}76 \text{ м}^3.$$

Визначаємо середню глибину ванни за формулою [2]:

$$h = V_п \cdot m_Y / (\sigma \cdot m_{Al}), \quad (3.2)$$

де m_Y – питоме масове навантаження на 1 м^2 площі череня, 1,01 т/м^2 [6];

σ – коефіцієнт місткості, прийнято 0,67 [2].

Таблиця 3.3 – Тепловий баланс плавильної печі

Надходження теплоти			Витрачання теплоти		
Стаття	Кількість		Стаття	Кількість	
	МДж/год	%		МДж/год	%
Теплота від згоряння палива	18779,987	78,46	Теплота на нагрівання і розплавлення металу	3271,691	13,67
Фізична теплота, що внесена підігрітим повітрям	3347,150	13,98	Теплота, що виноситься шлаками	561,180	2,34
Теплота екзотермічних реакцій	1807,356	7,56	Втрати теплоти з димов.газами	14650,185	61,21
			Втрати теплоти від хімічної неповноти згоряння палива	2591,287	10,83
			Втрати теплоти з механічним недогорянням	563,401	2,35
			Втрати теплоти в навкол. серед.	418,750	1,75
			Невраховані втрати теплоти	1877999	7,85
Всього	23934,493	100,00	Всього	23934,493	100,00

Звідки глибина ванни становить

$$h = 1{,}76 \cdot 1{,}01 / (0{,}67 \cdot 4{,}2) = 0{,}63 \text{ м}.$$

Площу череня плавильної камери знаходимо за формулою [2]:

$$F = m_{Al} / m_Y \,. \qquad (3.3)$$

Звідки

$$F = 4{,}2 / 1{,}01 = 4{,}16 \text{ м}^2.$$

За умовами співвідношення між довжиною і шириною печі рівним 2/3 знаходимо їх розміри для накопичувальної камери:

$$b = 0{,}67 \cdot l; \qquad (3.4)$$

$$0{,}67 \cdot l^2 = 4{,}16.$$

Звідки довжина накопичувача становить

$$l = \sqrt{\frac{4{,}16}{0{,}67}} = 2{,}49 \text{ м.}$$

Тоді обчислюємо ширину накопичувача плавильної печі за формулою (3.4):

$$b = 0{,}67 \cdot 2{,}49 = 1{,}67 \text{ м.}$$

Визначаємо висоту склепіння печі за формулою [4]:

$$H = 0{,}89 \cdot b. \qquad (3.5)$$

$$H = 0{,}89 \cdot 1{,}67 = 1{,}48 \text{ м.}$$

Для встановлення прийнято висоту склепіння печі рівною 1,48 м. Висота порога вікна до рівня полу приймаємо рівною 1,2 м, ширину вікна рівною 1,3 м, довжину рівною 1,35 м.

Для зручного обслуговування плавильної камери довжиною 2200 мм при завантаженні шихтових матеріалів у піч автотранспортними пристроями прийнято ширину і довжину завантажувальних вікон рівними 2000 мм і 1100 мм відповідно. Розміри плавильної камери прийнято: довжина 2200 мм і ширина 1950 мм відповідно. Ухил череня плавильної камери становить 10 градусів у бік льотки.

4 ОХОРОНА ПРАЦІ ТА ТЕХНОГЕННА БЕЗПЕКА

4.1 Шкідливі та небезпечні чинники виробничого середовища під час виробництва алюмінієвих сплавів із вторинної сировини

Вдосконалення наявних металургійних технологій та устаткування, впровадження досягнень науково-технічного прогресу у промислове виробництво призводить до корінної зміни характеру та засобів виробничої діяльності. Це створює для людини велику кількість благ: зменшує тяжкість праці (фізичне навантаження), робить її інтелектуальною, цікавою, різноманітною, розвиває творчі здібності людини, сприяє вдосконаленню її професійних навичок тощо.

Проте сучасна техніка є потенційним джерелом високої небезпеки для життя та здоров’я працівників, які її використовують, та навколишнього середовища. Процес праці та умови її безпеки слід вивчати, враховуючи особистісні та індивідуально-типологічні особливості працюючих, оскільки помилка при плавленні металургійної сировини та виробництві алюмінієвих сплавів (ціна помилки зараз дуже висока), а також нещасний випадок є наслідком зіткнення між якостями людини та особливостями певної професійної діяльності в металургії. Особливо це стосується сучасних металургійних технологій, що активно використовують комп’ютери.

Широке впровадження комп’ютерних програм, що дає змогу автоматизувати багато рутинних операцій, одержати доступ до численних джерел інформації, швидко проводити металургійні і технологічні розрахунки, керувати поточними лініями і технологічними ланцюгами, істотно підвищує продуктивність праці.

Збереження здоров’я плавильників, які виготовляють алюмінієві сплави, підтримання ефективності та надійності їх праці на належному рівні є одним з аспектів застосування засобів і заходів з охорони праці:

- організаційні та технічні заходи щодо усунення або у всякому разі

зменшення несприятливого впливу небезпечних та шкідливих виробничих факторів на організм працюючого;

- технічні засоби захисту від дії шкідливих факторів щодо попередження нещасних випадків, професійного травматизму, профілактики професійних та професійно-зумовлених захворювань.

У сучасному металургійному виробництві алюмінієвих сплавів, зокрема під час плавлення сировини, що є складним та насиченим різноманітним устаткуванням і технічними засобами, спостерігається дія не одного, а цілого комплексу виробничих факторів, частина з яких може бути не тільки шкідливими, але й небезпечними. Проте при значній інтенсивності більшості факторів несприятливі зміни накопичуються, що визначається як кумулятивний ефект, що завдає значно більшої шкоди здоров'я, ніж дія одного з них. Іноді спільний вплив на організм людини декількох окремих факторів менший за адитивний. Особливу небезпеку становить підсилення впливу одного з факторів іншими, що свідчить про наявність потенціювання їх дії.

Шкідливі і небезпечні чинники плавильної ділянки щодо первинної обробки вторинної алюмінієвої сировини та її металургійної переробки для отримання алюмінієвих сплавів відносяться до фізичної групи ДСТУ 12.0.003. До цієї групи відносяться: пил, шум, зміна температури усередині ділянки, електромагнітне випромінювання.

До основних небезпек при роботі на ділянці відноситься робота з рідким і гарячим металом, а також робота в безпосередній близькості до переміщення сировини, напівфабрикатів, готової продукції і відходів виробництва зв'язаних із застосуванням різних підйомних і транспортних пристроїв, що створюють потенційну небезпеку непередбаченого наїзду, перекидання і обриву або падіння вантажу, що транспортується. По ступеню дії на організм людини сировина, використовувана при виробництві алюмінієво-силіцієвих сплавів, в більшості своїй відноситься до четвертого класу небезпеки [23]. Цех по виготовленню алюмінієвого сплаву АК9Ц6

відносять до цехів з підвищеною небезпекою, тому допуск до них дозволють тільки особам, що знають специфіку виробництва у поєднанні з питаннями безпеки праці.

Найбільша кількість теплоти виділяється під час плавлення брухту, приготування і розливання сплавів, менша кількість тепловиділень – під час випалювання, термічного сушіння алюмінієвої стружки та твердіння зливків. Джерелом інтенсивних тепловиділень є плавильні печі. Під час плавлення вторинної сировини і рафінування розплаву температура у печах не більше 1000 °С, але за рахунок вогнетривкої кладки і кожуху печі температура поверхні печі складає близько 30 °С. Основна кількість теплоти виділяється при виливання алюмінієвого розплаву з печей, тому таку операцію слід проводити з використанням допоміжних щипців у спеціальних захисних рукавицях, а також теплота виділяється під час тверднення сплаву.

Невиконання правил безпеки може привести до отруєння шкідливими газами, травмам, ураженню електричним струмом, термічним і хімічним опікам.

Перелік шкідливих речовин, що використовуються при виплавленні алюмінієвих сплавів із вторинної алюмінієвої сировини наведено в таблиці 4.1 [23,24]. Для захисту від дії шкідливих речовин передбачено механічну вентиляцію та природну аерацію. На роботах із шкідливими умовами праці, а також в особливих температурних умовах повинні бути засоби індивідуального захисту (халат, рукавиці гумові, рукавиці бавовняні).

4.2 Заходи щодо усунення шкідливих і небезпечних чинників виробничого середовища

Для поліпшення умов праці і захисту працюючих від теплової дії та виділення пічних газів передбачено наступні заходи: теплоізоляція, механічна вентиляція, природна аерація, спецодяг і засоби індивідуального захисту плавильників.

Таблиця 4.1 – Перелік шкідливих речовин

Наіменування шкідливої речовини, формула	Характеристика дії на організм людини	Шляхи проникнення в організм людини	Засоби захисту і засоби попередження
Хлорид натрію	Викликає подразнення слизових оболонок верхніх дихальних шляхів і шкіри	Дихальні шляхи, шкіряні та слизові покрови	Засоби індивідуального захисту, правила гігієни, працювати під витяжною шафою
Кріоліт	Токсичний, викликає порушення діяльності центральної нервової системи, хвороби кісних тканин, очей і шкіряних покровів	Дихальні шляхи, шкіряні та слизові покрови	Засоби індивідуального захисту, правила гігієни, працювати під витяж-ною шафою, не допуска-ти потрапляння кріоліту всередину організму
Хлорид калію	При попаданні на шкіряні рани ускладнюють загоєння	Шкіряні покрови	Засоби індивідуального захисту, не допускати потрапляння на рани

Для захисту від дії шкідливих хімічних речовин при плавленні вторинної сировини повинна бути передбачена механічна вентиляція (зонти над завантажувальними вікнами і вікном для видалення шлаків) та природна аерація. На роботах зі шкідливими умовами праці, а також в особливих температурних умовах повинні бути використаними засоби індивідуального захисту (бавовняний костюм, нарукавники, рукавиці гумові, рукавиці бавовняні, захисні платмасові щитки).

Перед початком роботи з видалення вибухонебезпечних предметів робітники повинні бути проінструктовані у встановленому порядку про

запобіжні заходи під час проведення цих робіт. Роботу виконують після оформлення наряду-допуску на проведення робіт.

Під час передачі шихти (з алюмінієвих брухту і відходів та їх сплавів) на металургійну переробку контролер повинен робити познаку щодо вибухобезпечності шихти у документах на кожну партію.

Алюмінієві брухт і відходи та знешкоджені предмети повинні відповідати таким вимогам [15]:

1) вибухові пристрої та засоби підривання повинні бути в розібраному виді і не повинні мати зарядів, запальників, детонаторів, порохової набивки й інших вибухонебезпечних предметів (речовин);

2) артилерійські гільзи і гільзи стрілецького озброєння повинні бути без капсульних і гальваноударних втулок і не повинні мати непрострілених капсулів і залишків пороху;

3) літаковий брухт і брухт військової техніки повинні бути звільнені від пально-мастильних матеріалів, рідин, боєприпасів, порожніх предметів, вибухонебезпечних агрегатів, вузлів і деталей, амортизаторів тощо;

4) ракетні двигуни, порохові газогенератори і порохові акумулятори тиску повинні бути звільнені від піропатронів, порохових зарядів, пальників та інших вибухонебезпечних елементів;

5) металеві масиви і козли, що піддавалися дробленню вибухом, не повинні мати шпурів. Усі шпури повинні бути розірвані і пропалені або пробиті наскрізь;

6) місткості всіх типів і розмірів (балони, бочки тощо) повинні бути очищені від вмісту (у тому числі від атмосферних осадів) і доступні для огляду внутрішньої поверхні.

Горловини балонів повинні бути відкриті, а на їхньому корпусі має бути прорізано другий отвір. Кришки і днища бочок та інших місткостей повинні бути розкриті;

7) банки, цистерни і резервуари з-під кислот і пальних речовин повинні бути промиті водою або спеціальними лужними розчинами.

Для запобігання пожежі площу навколо плавильної печі необхідно очистити від легкозаймистих предметів і речовин. Щит з пожежним інвентарем, пісок для пожежогасіння і пожежний кран розмістити на відстані щонайбільше 50 м від печі.

Для запобігання вибухові заборонено користуватися відкритим полум’ям для пошуку місць витікання газу. Якщо в приміщені чути сильний запах газу, заборонено запалювати вогонь, а також вмикати та вимикати електрообладнання. Для запобігання вибухові перед розпалюванням печі необхідно протягом 5 хв провентилювати камеру печі повітрям, яке подавати в піч від дуттьового вентилятора крізь пальники.

Якщо під час розпалювання пальників газоповітряна суміш не запалюється або, коли гаснуть обидва пальники, необхідно перекрити надходження газу в піч і ще раз провентилювати камеру повітрям протягом 5 хв. Відтак виставити параметри газу і повітря, необхідні для розпалювання, і повторити процес розпалювання.

У приміщені, де розташована піч, має бути організована загальна вентиляція (природна та аварііїна) для запобігання отруєнню оксидом вуглецю.

Щоб запобігти розбризкуванню розплаву, перед випусканням розплавленого металу треба обов’язково прогрівати жолоб спеціальним атмосферним пальником.

Перевірити умови виробничої санітарії на робочому місці: освітлення і температуру повітря, ефективність вентиляції, чистоту.

Перед початком роботи слід оглянути зовні плавильну піч, газо- і повітропроводи, прилади та щит КВП і А, пересвідчитися в тому, що вони не мають зовнішніх пошкоджень. Пересвідчитися, що запірно-регулюючі органи знаходяться в належному стані, тобто, ті крани, заслінки та засувки, які мають бути закриті дійсно закриті, а ті, що мають бути відкритими дійсно відкриті

ВИСНОВКИ

1. Вивчено класифікацію та характеристику алюмінієвих сплавів, в тому числі виготовлених із вторинної алюмінієвої сировини. Надано характеристику складу і властивостей сплаву АК9Ц6.

2. Проаналізована джерела утворення, структура вторинної алюмінієвої сировини, надана класифікація та характеристика вторинної алюмінієвої сировини.

3. Проаналізовано способи виробництва алюмінієвих сплавів із первинної і вторинної сировини, їх технологічні особливості.

4. Проаналізовані основи теорії та сучасні технології плавлення вторинної алюмінієвої сировини, технологічні особливості її переробки у різних печах для виробництва алюмінієвих сплавів. Розроблено технологію виробництва сплаву АК9Ц6 із вторинної алюмінієвої сировини.

5. Розраховано склад шихти, складено матеріальний баланс виплавлення сплаву АК9Ц6 із вторинної алюмінієвої сировини та визначено витратні коефіцієнти.

6. Описано конструкцію плавильної печі для виплавлення сплаву АК9Ц6 із вторинної алюмінієвої сировини. Виконано конструктивний розрахунок двокамерної прямотечійної плавильної печі.

7. Складено тепловий баланс плавильної печі для виплавлення сплаву АК9Ц6. Визначено питому витрату палива.

8. Проведено аналіз шкідливих і небезпечних виробничих чинників виробничого середовища під час виробництва алюмінієвих сплавів із вторинної алюмінієвої сировини. Запропоновано заходи щодо поліпшення умов праці плавильників.

ПЕРЕЛІК ДЖЕРЕЛ ПОСИЛАННЯ

1. Brown T.J., Idoine N.E., Raycraft E.R., Shaw R.A. World Mineral Production 2012-2016. *British Geological Survey*. 2018. Vol.3. P.42-47.

2. Schlesinger M.E. Aluminium Recycling. New Edition. Taylor & Francis Inc. 2013. 237 p.

3. Kvande H. Occurrence and Production Aluminium. *Encycl. Inorg. Bioinorg. Chem*. 2015. P.23-50.

4. Liu G., Müller D.B. Addressing Sustainability in the Aluminium Industry: a Critical Review of life cycle assessments. *Journal Clean Production*. 2021. Vol. 35. P.108-117.

5. The Age of Aluminium. *Aluminium International Today*. 2021. February. Issue 2-3. P.17.

6. The Aluminium Association. Auminium Recycling. URL: https://www.aluminium.org/industries/production/recycling (дата звернення: 18.04.2026).

7. Kvande H. The Aluminium Smelting Process. *J. Occup. Environ. Med*. 2014. Vol.56. P.2-4.

8. Bertram M., Martchek K.J., Rombach G. Material Flow Analysis in the Aluminium Industry. *J. Ind. Ecol*. 2009. Vol.13. P.650-654.

9. Simeone A., Luo Y, Woolley E., Rahimifard S., Boër C. A decision support system for waste head recovery in manufacturing. *CIRP Ann* 65. 2016. P.21-24.

10. McKenna R.C., Norman J.B. Spatial Modeling of Industrial Heat Loads and Recovery Potentials in the UK. *Energy Policy*. 2010. P5878-5891.

11. Das S. Achieving Carbon Neutrality in the Global Aluminium Industry. *J. Miner. Met. Mater. Soc*. 2012. Vol.64. P.285-290.

12. Нестеренко Т. М., Нестеренко О. М., Колобов Г. О., Грицай В. П. Виробництво алюмінієвих сплавів з рудної та вторинної сировини : навч. посіб. Київ : Вища школа, 2007. 207 с.

13. Основи металургійного виробництва металів і сплавів : підручник / Д. Ф. Чернега та ін. ; за ред. Д. Ф. Чернеги, Ю. Я. Готвянського. Київ : Вища школа, 2006. 503 с.

14. Верховлюк А. М., Нарівський А. В., Могилатенко В. Г. Технології одержання металів та сплавів для ливарного виробництва : навч. посіб. / за ред. акад. НАН України В. Л. Найдека. Київ : Видавничий дім «Вініченко», 2016. 224 с.

15. ДСТУ 2839 (ГОСТ 1583). Сплави алюмінієві ливарні. Технічні умови. [Чинний від 1994-10-31]. Вид. офіц. Київ : Держстандарт України, 1995. 54 с.

16. Металургія кольорових металів. Ч.7. Вторинна металургія кольорових металів: підручник / В. М. Бредихін та ін. за заг. ред. І. Ф. Червоного. Запоріжжя : ЗДІА, 2009. 454 с.

17. Ливарні властивості металів і сплавів для прецизійного литва : підручник / В. О. Богуслаєв та ін., під ред.. С.І. Реп’яха та В.Г. Могилатенка. Запоріжжя : АТ «Мотор Січ», 2016. 474 с.

18. ДСТУ 3211:2009 / ГОСТ 1639:2009. Брухт і відходи кольорових металів. Загальні технічні умови. [Чинний від 2009-10-05]. Вид. офіц. Київ : Держспоживстандарт України, 2011. 76 с.

19. Нестеренко Т. М., Воденнікова О. С. Конструкції технологічних агрегатів кольорової металургії. Запоріжжя : ЗДІА, 2017. 100 с.

20. Kircher G. Aluminium scrap as vital source of aluminium supply. *Erzmetall*. 2011. Vol. 64. № 4. P. 210−212.

21. Ecomelt furnaces considerably reduce energy consumption. *Heat process*. 2012. Vol. 10. № 2. P. 64.

22. Нестеренко Т. М. Металургія легких металів : метод. вказівки до виконання курсової роботи. Запоріжжя : ЗДІА, 2004. 48 с.

23. Гандзюк М. П., Желібо Е. П., Халимовський М. О. Основи охорони праці : підручник. Київ : Каравела, 2005. 393 с.

24. Жидецький В. Ц. Основи охорони праці : підручник. Львів : Афіша, 2002. 318 с.