

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
АКАДЕМІЯ ІНЖЕНЕРНИХ НАУК УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНА МЕТАЛУРГІЙНА АКАДЕМІЯ УКРАЇНИ

ТЕОРІЯ І ПРАКТИКА МЕТАЛУРГІЇ

№4
(129)
2021

ЗАГАЛЬНОДЕРЖАВНИЙ НАУКОВО-ТЕХНІЧНИЙ ЖУРНАЛ

Видається з березня 1997 року
Виходить 6 разів на рік

Засновники: Національна металургійна академія України
Відділення матеріалознавства та металургії
Академії інженерних наук України

Видавці: Національна металургійна академія України
Відділення матеріалознавства та металургії
Академії інженерних наук України

Дніпро
2021

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
НАЦІОНАЛЬНА МЕТАЛУРГІЙНА АКАДЕМІЯ УКРАЇНИ
АКАДЕМІЯ ІНЖЕНЕРНИХ НАУК УКРАЇНИ

Загальнодержавний
науково-технічний журнал

ISSN 1028-2335

Випуск 4 (129) 2021р

Свідоцтво про реєстрацію:
серія КВ № 21962-11862ПР
від 23 березня 2016 року

Наказом МІНІСТЕРСТВА ОСВІТИ І
НАУКИ УКРАЇНИ №157 від
09.02.2021 р. журнал включено до
категорії «Б» переліку наукових
фахових видань України, по
спеціальностям:
133 – Галузеве машинобудування;
136 – Металургія;
161 – Хімічні технології

Рекомендовано Вченою
Радою Національної
металургійної академії
України №9 від 29.10.2021

Формат 60x84¹/₈.
Ум.друк.арк. 5,12

Адреса редакції та видавця: Національна
металургійна академія України,
пр.Гагаріна, 4, м.Дніпро, 49006
т.(056) 745-41-96;
Тираж 100 прим.

Засновники:

Центр (відділення) матеріалознавства і металургії Академії
інженерних наук України

Національна металургійна академія України

Редакційна колегія

Головний редактор

д.т.н., проф. **Пройдак Ю.С.** (Україна)

Заступник головного редактора

д.т.н., проф. **Камкіна Л.В.** (Україна)

| | |
|--------------------------------|-------------|
| д.т.н., проф. Білодіденко С.В. | (Україна) |
| д.т.н., проф. Волкова О. І. | (Німеччина) |
| д.т.н., проф. Гнатушенко В.В. | (Україна) |
| д.т.н., проф. Кнапинський М.Я. | (Польща) |
| д.т.н., проф. Куцова В.З. | (Україна) |
| д.т.н., проф. Лежнев С.М. | (Казахстан) |
| д.т.н., проф. Лялюк В.П. | (Україна) |
| д.т.н., проф. Малий Є.І. | (Україна) |
| д.т.н., проф. Медовар Л.Б. | (Україна) |
| д.т.н., проф. Сігарьов Є.М. | (Україна) |
| д.т.н., проф. Стовпченко Г.П. | (Україна) |
| д.т.н., проф. Фролов Я.В. | (Україна) |
| д.т.н., проф. Шатоха В.І. | (Україна) |

Передрук лише за дозволом редакції

При використанні матеріалів посилання на журнал обов'язкове
**Видавництво не несе відповідальність за зміст матеріалу,
наданого автором до друку**

Матеріали публікуються на мові оригіналу

За якість перекладу статей на англійську мову редакція відповідальності не несе
**Редакційна рада залишає за собою право змінювати текст статей,
не впливаючи на загальний зміст наданого матеріалу**



+38056-745-41-96;

<http://tpm.nmetau.edu.ua>

e-mail: projdak@metal.nmetau.edu.ua

Комп'ютерне верстання О.Г.Безшкуренко

©НМетАУ 2021

MINISTRY OF EDUCATION AND SCIENCE OF UKRAINE
ACADEMY OF ENGINEERING SCIENCES OF UKRAINE
NATIONAL METALLURGICAL ACADEMY OF UKRAINE

THEORY AND PRACTICE OF METALLURGY

#4
(129)
2021

GENERAL STATE SCIENTIFIC AND TECHNICAL JOURNAL

Issued since March 1997
Released 6 times a year

Founders: National Metallurgical Academy of Ukraine
Department of Materials Science and Metallurgy
Of the Academy of Engineering Sciences of Ukraine

Publishers: National Metallurgical Academy of Ukraine
Department of Materials Science and Metallurgy
Of the Academy of Engineering Sciences of Ukraine

Dnipro
2021

**MINISTRY OF EDUCATION AND SCIENCE OF UKRAINE
ACADEMY OF ENGINEERING SCIENCES OF UKRAINE
NATIONAL METALLURGICAL ACADEMY OF UKRAINE**

National scientific journal

ISSN 1028-2335

Edition 4 (129) 2021 year

Certificate of registration:

KB № 21962-11862ПП

23.03.2016

By the order of the MINISTRY OF
EDUCATION AND SCIENCE OF
UKRAINE №157 from 09.02.2021,
the journal is included in category "B"
of the list of scientific professional
publications of Ukraine, by
specialties:

133 - Industry engineering;

136 - Metallurgy;

161 - Chemical technologies

**Recommended Academic
Council of the National
Metallurgical Academy of
Ukraine #9 29.10.2021**

Format 60x84¹/₈.

CPP. 5,12

Editorial address and publisher: National
Metallurgical Academy of Ukraine, Gagarina,
4, Dnipro 49006

т.(0562) 47-44-61; 0662911534

Copies of 100.

Founders:

Center (Department) of Materials Science and Metallurgy of the
Academy of Engineering Sciences of Ukraine
National Metallurgical Academy of Ukraine

Editorial board

Editor in Chief

D.Tech.Sc., prof. **Proydak Yu** (Ukraine)

Honorable Editor

D.Tech.Sc., prof. **Kamkina L.** (Ukraine)

| | |
|------------------------------|--------------|
| Prof., d.t.s. Bilodidenko S. | (Ukraine) |
| Prof., d.t.s. Volkova O. | (Germany) |
| Prof., d.t.s. Gnatushenko V. | (Ukraine) |
| Prof., d.t.s. Knapinskij M. | (Poland) |
| Prof., d.t.s. Kutsova V. | (Ukraine) |
| Prof., d.t.s. Lezhnyev S. | (Kazakhstan) |
| Prof., d.t.s. Lyalyuk V. | (Ukraine) |
| Prof., d.t.s. Malij Ye. | (Ukraine) |
| Prof., d.t.s. Medovar L. | (Ukraine) |
| Prof., d.t.s. Sigarov Ye | (Ukraine) |
| Prof., d.t.s. Frolov Ya. | (Ukraine) |
| Prof., d.t.s. Shatoha V. | (Ukraine) |

Reproduction only with permission of the publisher

With reference to the journal is obligatory

Publisher is not responsible for the content of the material,
by authors for publication

Publikuyutsya materials in the original language

For quality translations of articles on English version is not liable

Editorial Board reserves the right to change the text of the articles without affecting
the overall content of the material



+38056-745-41-96;

<http://tpm.nmetau.edu.ua>

e-mail: proydak@metal.nmetau.edu.ua

Computer layout by Olexej Bezshkurenko

©NMetAU 2021

УДК 621.778.073

Мар'єнко Б.В., Абрамов С.О., Чеченєв В.А., Бондаренко С.В.

Технологічне забезпечення якості валів валків-кристалізаторів

Marienko B.V., Abramov S.A., Bondarenko S.V.

Technological provision of quality of shafts of twin-roll casting rolls

Мета. Забезпечення якості валів валків-кристалізаторів за рахунок поліпшення охолодження на машинобудівному підприємстві.

Методика. Проведена робота щодо створення та вдосконалення технологічного процесу виробництва валів валків-кристалізаторів агрегату валкової розливки-прокатки.

Результати. Розглянуті можливості струменево-абразивної обробки заготовок з метою зменшення шорсткості поверхонь. Головною перевагою є можливість зменшення шорсткості поверхні складного профілю. Проведені дослідження виявили переваги обробки деталей під впливом механічного удару. Застосування абразивної маси, що забезпечує таку обробку, дозволяє зменшувати енерговитрати. Спираючись на теоретичні і експериментальні дослідження обрано матеріали, які забезпечують максимальну продуктивність і мінімальну шорсткість оброблюваних поверхонь.

Наукова новизна. Уперше розглянуто можливості струменево-абразивного методу виготовлення отворів для подачі охолоджуючої рідини у внутрішні пустоти валків-кристалізаторів з метою забезпечення високої якості валків-кристалізаторів. Все це дозволяє підвищити якість отриманих валковою розливкою-прокаткою штаб, а також покращити умови роботи самих валків-кристалізаторів.

Практична значущість. Реалізація досліджень за цими напрямками дозволить створити єдиний контроль-мотиваційний механізм забезпечення якості продукції.

Ключові слова: дослідження, валкова розливка-прокатка, валок, технологія, заготовка, операції, якість.

Purpose. Ensuring the quality of shafts of twin-roll casting rolls by improving cooling at the machine-building enterprise.

Methodology. The work on the creation and improvement of the technological process of production of the roll shafts of the twin-roll casting unit.

Findings. Possibilities of jet-abrasive processing of preparations for the purpose of reduction of roughness of surfaces are considered. The main advantage is the ability to reduce the surface roughness of a complex profile. Studies have shown the benefits of machining parts under the influence of mechanical shock. The use of abrasive mass, which provides such treatment, reduces energy consumption. Based on theoretical and experimental studies, materials are selected that provide maximum productivity and minimum roughness of treated surfaces.

Originality. For the first time, the possibilities of the jet-abrasive method of making holes for supplying coolant to the internal cavities of the twin-roll casting rolls in order to ensure high quality twin-roll casting rolls are considered. All this allows to improve the quality of the obtained by rolling and rolling staff, as well as to improve the working conditions of the rolls themselves.

Practical value. Implementation of research in these areas will create a single control and motivational mechanism for product quality.

Keywords: research, roll casting, roll, technology, workpiece, operations, quality.

Вступ. На сьогодні головним завданням машинобудування та промисловості в цілому є пошук нових та вдосконалення конструкційних матеріалів та способів їх виробництва. Разом з цим однією з головних тенденцій в усіх сферах є підвищення вимог до екологічної чистоти виробництв при одночасному зменшенні собівартості виробів, що є основою сталого виробництва.

Валкова розливка-прокатка якраз є однією з тих технологій, що поєднують у собі низьку вартість та високу екологічність процесу виробництва. Загальна ідея технології, а саме, виготовлення тонких штаб з розплаву, весь цей час залишалась незмінною, змінювались лише конструкції агрегатів.

Найбільш цікавою та найбільш поширеною конструкцією агрегатів прямого виготовлення штаб з розплаву, є агрегати з валками-кристалізаторами. Валки-кристалізатори на даних агрегатах мають різну конфігурацію та різне розташування: горизонтальне, вертикальне або

під нахилом. Однак принцип дії їх один й той самий: охолодження розплаву що подається в зазор між ними шляхом відбору тепла через свою поверхню. При цьому, охолодження валків-кристалізаторів в ході процесу відбувається шляхом подачі води або іншої охолоджуючої рідини у внутрішні, призначені для цього, пустоти валка-кристалізатора.

Аналіз літературних даних та постановка проблеми. Сьогодні існують експериментальні установки з суцільнометалевими валками-кристалізаторами [1, 2], однак промислова реалізація таких агрегатів не є доцільною. Головною причиною цього є те, що здатність охолодження розплаву у цих агрегатів падає під час ведення процесу, через їх нагрів в ході процесу. Тому найбільшу доцільність для промисловості мають валки-кристалізатори, конструкція котрих передбачає наявність валу та бандажа, який одягається на вал та охоплює його. При цьому охолодження валків-кристалізаторів в ході процесу відбувається

Мар'єнко Богдан – студент УДУНТ

Абрамов Сергій Олексійович – к.т.н., доцент УДУНТ
Чеченєв Володимир Андрійович – д.т.н., проф. УДУНТ.
Бондаренко Сергій Валерійович – к.т.н., ас. УДУНТ

Marienko Bohdan - student

Abramov Serhii – c.t.s. USUST,
Chechenev Volodymyr – d.t.s. USUST
Bondarenko Serhii – c.t.s. USUST

шляхом подачі води або іншої охолоджуючої рідини у внутрішні, призначені для цього, пустоти валу або бандажа [3].

Технологія валкової розливки-прокатки є дуже важливою для промисловості, насамперед для малих та середніх підприємств. Головною причиною останнього є те що агрегати з машинами валкової розливки-прокатки потребують відносно малих виробничих площ. Довжина технологічної лінії з машиною валкової розливки-прокатки та двома прокатними клітьми становить в середньому близько 60 м [4].

Однак майже усі роботи, що присвячені валковій розливці-прокатці, спрямовані на вивчення самого процесу формування штаби, тобто даний процес розглядається з точки зору обробки металів тиском. В той самий час питання, що стосуються саме конструкцій валків-кристалізаторів, технологічних процесів їх виробництва та забезпечення їх якості майже не розглядаються, існують тільки патенти присвячені конструкції валків-кристалізаторів, а саме форми та реалізації охолоджуючих каналів для охолодження валків-кристалізаторів.

Саме тому технологічне забезпечення якості валу валків-кристалізаторів в умовах сталого виробництва є актуальною задачею.

Мета і завдання досліджень. Метою роботи є забезпечення якості валів валків-кристалізаторів за рахунок поліпшення охолодження на машинобудівному підприємстві.

Для досягнення поставленої мети були визначені наступні завдання:

1. Дослідити причини незадовільного охолодження валків- кристалізаторів;

2. Дослідити вплив струменево-абразивного методу обробки радіальних і осьових отворів валів;

3. Визначити оптимальні умови процесу струменево-абразивної обробки внутрішніх поверхонь валків-кристалізаторів.

Матеріали та методи дослідження. Об'єкт дослідження – технологічний процес струменево-абразивної обробки внутрішніх поверхонь охолоджуючих каналів валів валків-кристалізаторів. Предмет дослідження – є мікрорельєф поверхонь охолоджуючих каналів та задири на перетині каналів валів валків-кристалізаторів агрегатів валкової розливки-прокатки в умовах сталого виробництва на машинобудівному підприємстві.

Методи дослідження: проведення експериментальних досліджень у металографічній лабораторії кафедри технології машинобудування.

Результати дослідження. Струменево-абразивна обробка методом вихрової прокатки суспензії через отвори, особливо при обробці прямолінійних ділянок, показала значну перевагу. В якості абразиву застосовано карбід кремнію зеленій зернистістю 100мкм, концентрація абразиву в суспензії 35% по вазі, швидкість прокатки суспензії ~70м/с.

На рис. 1 представлені отримані залежності шорсткості внутрішніх поверхонь радіальних охолоджуючих каналів валка-кристалізатора агрегату валкової розливки прокатки при прямій та вихровій прокатці суспензії.

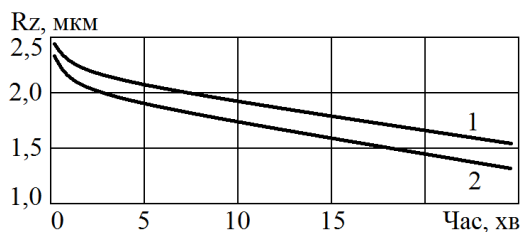


Рисунок 1 – Залежність шорсткості поверхні охолоджуючих каналів валів валків-кристалізаторів: 1-пряма прокатка суспензії; 2-вихрова прокатка суспензії

Існуючі методи контролю (щупові, оптичні, тощо) внутрішніх поверхонь охолоджуючих каналів валів валків-кристалізаторів достатньо складні, трудомісткі, та дорогі, а в багатьох випадках, неможливі.

У зв'язку з цим для контролю якості обробки важкодоступних внутрішніх поверхонь слід застосовувати контроль технологічного процесу обробки.

Сутність цього методу полягає в тому, що контролюється не мікрогеометрія поверхні і її фізико-механічні параметри, а технологічний процес, усі вимоги і режими обробки підконтрольної поверхні. В цьому разі послідовність обробки, її умови і режими виявляються на підґрунті ретельно виконаного експериментального дослідження.

Такий контроль виконують при настройці струменево-абразивного верстата та оснащення, а потім періодично, з метою профілактики браку.

Технологічні можливості струменево-абразивної обробки зумовлюють підвищену увагу до вивчення закономірностей процесу. Головний інтерес для практики представляє встановлення залежностей між технологічними параметрами (розмір абразивних часток, тиск стислого повітря, кут атаки, фізико-механічні властивості часток і оброблюваної поверхні) і вихідними параметрами процесу (шорсткість обробленої поверхні і величина знімання металу). Це обумовлено необхідністю оптимального вибору величин технологічних параметрів в умовах конкретної виробничої ситуації. Такі закономірності можуть бути встановлені в результаті регресійного аналізу експе-

риментальних даних. Проте вживання отриманих залежностей обмежується порівняно вузькими областями зміни параметрів, відповідних умовам проведення експерименту.

Більш універсальним є підхід, заснований на визначенні пошукових залежностей і рішенні задачі оптимізації технологічних параметрів процесу обробки в результаті імітаційного моделювання. Реалізація такого підходу передбачає побудову математичної моделі досліджуваного об'єкту.

Продуктивність процесу струменевої обробки, технологічно зручніше визначати за мірами ваги або об'єму матеріалу, що знімається, віднесеними до часу. Представлена в роботі модель розроблена для обчислення знімання матеріалу і шорсткості оброблюваної поверхні при комбінованій дії ударної та електричної ерозій на оброблювану поверхню унаслідок використання як наповнювача струменя - полімерних часток. Дискретна природа потоку полімерних часток обумовлює можливість представлення його у вигляді послідовних одиничних актів контактної взаємодії з оброблюваною поверхнею. При такому підході знімання матеріалу з оброблюваної поверхні за одиницю часу складає

$$G_t = \sum_{i=1}^N (g' + g'')_i \quad (1)$$

де N - кількість одиничних актів контактної взаємодії в одиницю часу; g' - величина знімання від ударної ерозії після одиничного акту контактної взаємодії; g'' - величина знімання від електричної ерозії після одиничного імпульсу.

Якщо обмежити види даних поверхню, що піддаються обробці, порівняно простими, що забезпечують досить однорідні умови обробки на всій поверхні (наприклад, площини і циліндрові поверхні), то величина загального знімання матеріалу (об'ємного або масового) зі всієї поверхні може бути визначена, якщо відомий час t , необхідний для обробки всієї поверхні:

$$G = t \cdot \sum_{i=1}^N (g' + g'')_i \quad (2)$$

При цьому величина знімання після одиничного акту контактної взаємодії визначається для кожної складової окремо.

Кількість часток, що подаються на оброблювану поверхню в одиницю часу, знаходимо як частка від ділення секундної витрати U на масу однієї абразивної частки:

$$N_c = \frac{U}{m_i} = \frac{6 \cdot U}{\pi \cdot d_i^3 \cdot \rho_r} \quad (3)$$

Тут U визначається експериментально як частка від ділення маси абразивного матеріалу на час t , за яке ця маса викидається сопловим апаратом. Зміна шорсткості поверхні в процесі обробки взаємозв'язана з величиною знімання матеріалу і повинна бути врахована при розробці математичної моделі.

Виходячи з наведеного вище, в основу математичної моделі процесу обробки потоком полімерних часток покладена модель одиничного акту контактної взаємодії, що дозволяє визначити величину $(g' + g'')$. Враховуючи складний характер процесів, що протікають при обробці потоком аб-

разиву, доцільно відособити деякі сторони явища, що вивчаються, задавши, таким чином, певну структуру математичної моделі. В загальному випадку математична модель має, в своєму складі, взаємозв'язані елементи, що описують: оброблювану поверхню; потік абразивних часток; контактну взаємодію; знімання матеріалу з оброблюваної поверхні.

Розглянемо детальніше основні елементи математичної моделі одиничного акту контактної взаємодії. Всі описані нижче блоки моделі реалізовані у вигляді програми для розрахунку за допомогою персонального комп'ютера IBM PC/AT. Особливістю прийнятої для досліджень геометричної моделі шорсткої поверхні є детермінований характер розташування сегментів, що схематично надано на рис.2.

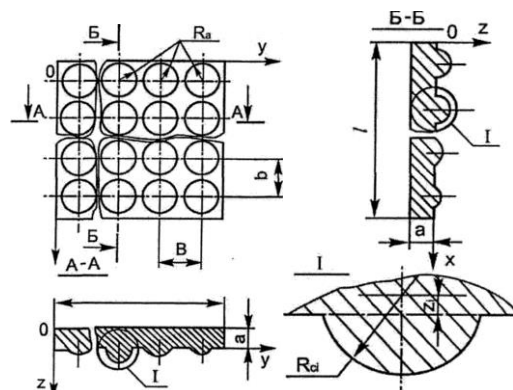


Рисунок 2 - Геометрична модель шорсткої поверхні

Таке припущення дозволяє істотно спростити подальшу побудову математичної моделі контактної взаємодії.

Шорстка поверхня оброблюваного матеріалу моделювалася сукупністю сферичних сегментів, параметри яких підкоряються нормальному закону розподілу і визначаються в результаті аналізу профілограм поверхні. У результаті обробки профілограм отримуємо набори значень висот і розмірів основ (на рівні середньої лінії профілю) нерівностей. Ці дані вводяться в комп'ютер для подальшої обробки.

Для кожної мікронерівності всіх профілограм визначається величина приведенного радіуса:

$$r_{ij} = \frac{y_{bj} \cdot d_{ij}}{y_{rj} \cdot 8h_{ij}} \quad (4)$$

де U_{dj} ; U_{rj} - коефіцієнти вертикального і горизонтального збільшення для j -тої профілограми, що аналізується; d_{ij} і h_{ij} - розміри основи на рівні середньої лінії профілю і висоти i -тої мікронерівності j -тої профілограми.

Для кожної профілограми обчислюються оцінки математичного очікування і дисперсії:

$$R_j = \frac{1}{n_j} \cdot \sum_{i=1}^{n_j} r_{ij} \quad (5)$$

$$D_j = \frac{1}{n_j - 1} \cdot \sum_{i=1}^{n_j} (r_{ij} - R_j)^2 \quad (6)$$

де: n_j - кількість значень розмірів основи і висот для j -тої профілограми.

Для кожної з п'яти зон поверхні, в якій збудовані профілограми у взаємно перпендикулярних напрямках, визначаються приведені оцінки математичного чекання і дисперсії радіусу:

$$R_k = \sqrt{R_{npj-1} \cdot R_{nj}} \quad (7)$$

$$D_k = \sqrt{D_{npj-1} \cdot D_{nj}} \quad (8)$$

де $R_{npj-1} \cdot R_{nj}$ - оцінка математичних чекань радіусів для профілограм (i -тої і j - тої) у взаємно перпендикулярних напрямках.

Перевірка моделі шорсткої поверхні підтвердила можливість адекватного опису з її допомогою шорсткості реальних поверхонь.

Стандартний типорозмір абразивних матеріалів містить зазвичай 65% -основної, 30% - дрібної і 5% - крупної фракції. Наприклад, одиниця об'єму мікропорошку М 10 включає 65% часток з розміром зерен в діапазоні 7-10мкм, 30% часток розміром 3-6мкм і 5% - з розміром 11-14мкм. Таким чином, величини процентного вмісту фракцій в абразивному матеріалі еквівалентні величинам вірогідності появи часток, відповідних даній фракції.

Реалізації розмірів часток потоку відтворюються прийомами статистичного моделювання в два етапи. На першому – по величині випадкового (точніше, псевдовипадкового) числа з рівномірним законом розподілу вірогідності, який відтворюється за допомогою стандартного генератора псевдовипадкових чисел математичного забезпечення комп'ютера, визначається тип фракції. На другому етапі встановлюється значення розміру діаметру сфери частки усередині діапазону, відповідного вибраній на першому етапі фракції:

$$d_{rj} = d_{k-1} + \frac{d_k - d_{k-1}}{P_k - P_{k-1}} \cdot (\alpha - P_{k-1}) \quad (9)$$

де d_{k-1} і d_k - граничні значення радіусів, відповідні даній фракції часток; P_{k-1} і P_k - вірогідність появи $k-1$ -ої і k -тої фракції часток, відповідно: α - псевдовипадкове число з рівномірним (на інтервалі $/0,1/$) законом розподілу вірогідностей.

Подальше дослідження передбачається виконувати для абразивних часток, які рухаються з постійною швидкістю і кутом атаки (по відношенню до оброблюваної поверхні).

В результаті аналізу науково-технічної літератури встановлено, що при використанні сопла Лавалля, швидкість часток на зрізі сопла можна прийняти рівній швидкості виділення стислого повітря через це сопло.

Величина кута атаки частки залежить від технологічних особливостей модельованого процесу обробки. Наприклад, в разі дослідження обробки потоком часток, сформованим сопловим апаратом, приймаємо, що всі частки потоку мають однаковий кут атаки. При цьому величина кута може змінюватися в широких межах (практично від 0 до 180 град).

Довжина струменя встановлюється у взаємозв'язку з кутом атаки α і відстанню L від торця сопла до оброблюваної поверхні

Кількість відторних при моделюванні абразивних часток, тобто кількість актів одичної контактної взаємодії, обумовлена концентрацією абразивного матеріалу в потоці, величиною витрати в одиницю часу через зріз сопла, а також часом і маршрутом переміщення сопла по оброблюваній поверхні. Вважаючи, що абразивні частки рівномірно розподілені в потоці, моделюємо їх концентрацію як кількість часток, що знаходяться в одиниці об'єму.

Відтворення випадкових величин з відомими параметрами нормального закону розподілу ймовірностей здійснюється за допомогою комп'ютера відомими датчиками псевдовипадкових чисел.

Обговорення результатів. Була розроблена установка призначена для видалення задирів із зовнішніх і внутрішніх кромочок наскрізних і пересічних отворів і пазів деталей з різних матеріалів, для об'ємної зачистки деталей від окисних плівок, поліпшення шорсткості поверхні методом повторно поступального прокачування через деталі суміші абразивополімерного матеріалу й інших технологічних компонентів, в подальшому тексті іменованих «технологічне середовище».

Всі елементи й вузли установки розміщені в рамі, що є зварною конструкцією з куточків. Базовими елементами установки є два баки циліндричної форми, ємністю кожен по 35 л. На кришках баків є отвори: для засипки абразивного матеріалу, для подачі стислого повітря, для підбурювання повітря, для установки реле тиску.

Два баки з абразивом необхідні для того, щоб, не змінюючи положення заготовки у касеті, забезпечити її обробку у двох напрямках. На бокових поверхнях баків змонтовано по два датчики рівню технічного середовища нижнього та верхнього. У дні баків мають отвори для спуску технологічного середовища, баки з'єднуються між собою трубопроводом. Затискний механізм касети пневматичний, з двома паралельними базовими поверхнями, призначений для установки і закріплення у ній касети з деталями. Касета циліндричної форми з двома паралельними базовими поверхнями, призначена для розташування у ній деталей орієнтовано або навалом. Елементи пневматики призначені для управління подачею стислого повітря в баки й механізм затиску касети, а також підбурювання повітря з баків.

Виготовлена установка і оснастка для обробки деталей вільними абразивами згідно з розробленими ескізами. На рис. 3а. показаний вид зпереду, на рис. 3б - вид ззаду.

Основні характеристики розробленої установки наведені в таблиці 1.



а



б

Рисунок 3 – Установка для обробки деталей вільними абразивами – а) вид спереду; б) вид ззаду

Таблиця 1. Технічна характеристика установки для струменевої обробки полімерами поверхонь деталей машин

| Показники | Величина | Показники | Величина |
|---|-----------|--|---------------|
| Кількість робочих баків, шт | 2 | Діаметр кульок (робочих тіл) сополімеру стиролу або скла, мм | 2,5...3,0 |
| Об'єм робочого баку, л | 25 | Маса робочих тіл, кг | 20 |
| Витрата стисненого повітря, м ³ /год | 5 | Габаритні розміри установки (довжина× ширина× висота), мм | 1340×900×1400 |
| Тиск стисненого повітря, МПа | 0,9...1,0 | Маса установки, т | 0,3 |

Призначення розробленої установки: для видалення заусенців із зовнішніх та внутрішніх крайок отворів та наскрізних пазів і тих, що перетинаються з різних матеріалів, для об'ємного зачищення деталей від окисних плівок, покращення шорсткості поверхні методом повторного поступального прокачування через деталі суміші абразивно-полімерної маси й інших технологічних компонентів.

Висновки. Проведена робота щодо створення та вдосконалення технологічного процесу виробництва валу валків-кристалізаторів агрегату валкової розливки-прокатки з метою технологічного забезпечення його якості.

Розглянуті можливості струменево - абразивної обробки заготовок з метою зменшення шорсткості поверхонь. Головною перевагою є можливість зменшення шорсткості поверхні складного профілю.

Проведені дослідження виявили переваги обробки деталей під впливом механічного удару. Застосування абразивної маси, що забезпечує таку обробку, дозволяє зменшувати енерговитрати.

Спираючись на теоретичні і експериментальні дослідження обрано матеріали, які забезпечують максимальну продуктивність і мінімальну шорсткість оброблюваних поверхонь.

Бібліографічний опис

1. Kashitani Y., Nishida S., Ichikawa J. Horizontal Twin Roll Strip Casting of Aluminum Alloy A7075. *NanoTech Appl.* 2018. №1(2). P 1-3.
2. Технологія машинобудування: підруч. для студентів ВНЗ /Мельничук П.П., Боровик А.І., Лінчевський П.А., Петраков Ю.В. Житомир: ЖДТУ, 2005. 882 с.
3. Захаревич Н.И., Майзлин Л.Я., Софийский П.И. Непрерывное литье металлов в движущиеся формы. М.:ВИЛС, 1966. 44 с.
4. Данченко В.Н. Непрерывная валковая разливка-прокатка стальных полос. *Сучасні проблеми металургії. Наукові вісті.* Дніпропетровськ. 2002, С. 63-72.

References:

1. Kashitani Y., Nishida S., Ichikawa J. (2018) *Horizontal Twin Roll Strip Casting of Aluminum Alloy A7075 [Horizontal Twin Roll Strip Casting of Aluminum Alloy A7075]. NanoTech Appl.* [in English].
2. Melnichuk P.P., Borovik A.I., Linchevsky P.A., Petrakov Yu.V. (2005) *Tekhnolohiia mashynobuduvannia [Mechanical engineering technology]* Zhytomyr: ZhSTU [in Ukrainian].
3. Zakharevich N.I., Maizlin L.Ya., Sofiysky P.I. (1966) *Nepreryvnoye lit'ye metallov v dvizhushchiyasya formy [Continuous casting of metals in moving molds]. VILS* [in Russian].
4. Danchenko V.N. (2002) *Nepreryvnaya valkovaya razlivka-prokatka stal'nykh polos [Continuous roll casting-rolling of steel strips]. Сучасні проблеми металургії.* Dnipropetrovsk: NMetAU [in Russian].

УДК 669.66-936.46:963

<https://doi.org/10.34185/tpm.4.2021.02>*Бабенко О.В., Варицев А.С., Мирошніченко Є.Ю., Кучеренко А.С., Лагун В. М.*

Виробництво безопалювального вуглецьмісного залізофлюсу з використанням шламів конвертерного виробництва *Babenko O., Varytsev A.S., Myroshnychenko E., Kucherenko A., Lagun V.* **Production of unheated carbon-containing iron flux using converter production sludge**

Розширити ресурсну базу залізородних компонентів можливо залученням у переробку залізовмісних відходів: доменні і сталеплавильні шлаки і шлами, прокатна окалина, колошниковий пил, коксовий дріб'язок, відсівання феросплавів, шлами, що містять марганець і тонкі концентрати - у металургії; вугільні шлами і штаби - у вугільній промисловості; чавунна, сталева, алюмінієва й інша стружка - у машинобудуванні.

По вмісту цінних компонентів відходи конкурентоздатні з первинною сировиною і можуть бути повторно використані у виробничих процесах.

Мета роботи: дослідження можливості використання відходів металургійних виробництв у процесі виробництва обкотишів.

Завдання роботи – дослідження впливу вмісту вапна, цементу і твердого палива на металургійні властивості обкотишів, до складу шихти яких, окрім концентрату та зв'язучих, входять відходи металургійних виробництв.

Методика дослідження - для поліноміального опису процесу отримання безопалювального вуглецьмісного залізофлюсу використано трьох факторний план Бокса - Бенкіна (центральне композиційне ортогональне планування другого порядку для трьох факторного експерименту). Фактори варіювання - вміст вапна, вміст цементу, вміст твердого палива.

Ключові слова: обкотиші, цемент, залізофлюс, поліноміальний опис.

It is possible to expand the resource base of iron ore components by involving in the processing of iron-containing waste: blast furnace and steelmaking slags and slurries, rolling slag, furnace dust, coke fines, screening of ferroalloys, slurries containing manganese and fine concentrates - in metallurgy; coal slurries and staffs - in the coal industry; cast iron, steel, aluminum and other shavings - in machine building.

In terms of the content of valuable components, waste is competitive with primary raw materials and can be reused in production processes.

The purpose of the work: the study of the possibility of using metallurgical waste in the process of production of coils. The task of the work is to study the influence of the content of lime, cement and solid fuel on the metallurgical properties of billets, the composition of which, in addition to concentrate and binders, includes waste from metallurgical industries.

Research methodology - for the polynomial description of the process of obtaining unheated carbon-containing iron flux, a three-factor Box-Benkin plan (central composite orthogonal planning of the second order for a three-factor experiment) was used. Variation factors - lime content, cement content, solid fuel content.

Key words: pellets, cement, iron flux, polynomial description.

Вступ. В Україні щорічно утвориться близько 1 млрд. т техногенних відходів, з яких тільки 10-15% використовуються як вторинні ресурси, а інші надходять у різні сховища. До них відносяться відходи чорної металургії, вугільної промисловості, машинобудування, що містять залізо та вуглець.

Ринкові умови господарювання, коли до 98,2% інвестицій в основний капітал, спрямованих на охорону навколишнього середовища, здійснюються за рахунок власних коштів підприємств, у максимальному ступені стимулюють розробку найбільш ефективних природоохоронних технічних і технологічних рішень виробництва залізородної сировини, коксу і чавуну.

Розширити ресурсну базу залізородних компонентів можливо залученням у переробку залізовмісних відходів: доменні і сталеплавильні шлаки і шлами, прокатна окалина, колошниковий пил, коксовий дріб'язок, відсівання феросплавів, шлами, що містять марганець і тонкі концентрати - у металургії; вугільні шлами і штаби - у вугільній промис-

ловості; чавунна, сталева, алюмінієва й інша стружка - у машинобудуванні.

По вмісту цінних компонентів відходи конкурентоздатні з первинною сировиною і можуть бути повторно використані у виробничих процесах.

Особливості процесу огрудкування при виробництві обкотишів.

Механізм процесу огрудкування при виробництві обкотишів залишається тим же що і при огрудкуванні агломераційних шихт: формування грудки здійснюється шляхом послідовного накопчування дрібних часточок матеріалу на зародок. Однак на відміну від агломерації (де роль зародків виконують шматочки чи повернення руди) зародки обкотишів утворюються з тих же дрібних часточок комкуємого матеріалу, що і поверхневі шари. Інша відмінність від огрудкування при агломерації полягає в тім, що окатиші повинні бути значно великих розмірів (15...20мм). Це значно збільшує час огрудкування (з 1...2 хв при агломерації до 8...10 хв). Окатиші повинні мати досить високу міцність

Бабенко Олександр Вікторович – к.т.н., доц., УДУНТ,
Варицев Антон Сергійович – аспірант УДУНТ,
Мирошніченко Єгор Юрійович – аспірант УДУНТ,
Кучеренко Олександр Сергійович - аспірант УДУНТ,
Лагун Віктор Михайлович - Директор Дніпровський індустріальний фаховий коледж.

Babenko O. – c.t.s., USUST
Varytsev A. – postgraduate USUST
Myroshnychenko E. – postgraduate USUST
Kucherenko A. – postgraduate USUST
Lagun Viktor - Director of the Dnipro Industrial Vocational College.

(20...30 Н/обкотиш). До комкуємого матеріалу в цьому зв'язку пред'являються визначені вимоги гранулометричного складу. Експериментами і практикою встановлено, що успішно комкуватися можуть залізородні концентрати, крупність часток яких не перевищує 0,07 мм.

З метою поліпшення ходу огрудкування й одержання міцних обкотишів навіть до того дрібного концентрату завжди додають невелику кількість (0,5...1,0 %) бентоніту, головною особливістю якого є дуже велика питома поверхня – до $8 \cdot 10^6$ см²/м. Під дією розпираючого ефекту молекул води бентоніт розпадається на дрібні часточки, що сильно гидратуються, завдяки чому обсяг бентоніту зростає в багато разів. Заповнюючи простір між рудними часточками, коллоїдизований бентоніт істотно підвищує зчеплення в обсязі концентрату.

Процес одержання сирих обкотишів у грануляторі складається з трьох етапів: утворення зародків, ріст грудок, масообмін між окатишами, що утворилися. Первинні грудочки – зародки утворюються або в результаті влучення краплі води в обсяг сухого матеріалу, або шляхом руйнування шару концентрату після вакуум – фільтрів. Такі грудочки відповідають необхідним вимогам і з успіхом виконують роль зародкових центрів. Поперше, вони складені з дрібних часток бентоніту і дрібних часточок залізородних концентратів і скріплені молекулярними силами грудочки мають достатню міцність і витримують без руйнування динамічні навантаження в окомковувачі. По-друге, маючи розмір 9...12 мм і масу 1...2 грами, такі грудочки при русі в грануляторі здобувають кінетичну енергію, достатню для руйнування комірчастих агрегатів із дрібних часток і для здійснення перебування своєї внутрішньої структури. По-третє, вони є перезволоженими, грудочки мають високу пластичність. Ця обставина грає особливо важливу роль для успішного плину процесу формування обкотишів. Численними дослідженнями встановлено, що при заповненні всіх пір зразка сипучого матеріалу водою часточки, оточені гидратними оболонками, володіють щодо високою свободою взаємного переміщення, завдяки чому полегшується одержання найбільш щільного упакування і відповідне підвищення міцності.

Друга стадія формування окатиша – його ріст, здійснюється в результаті багаторазових ударів об нерухомий шар матеріалу при скочуванні в грануляторі. Під дією динамічних навантажень грудочка ущільнюється – окремі часточки в результаті взаємного переміщення укладаються більш щільно. При цьому надлишкова волога видавлюється на поверхню грудочки, завдяки чому стає можливим подальше приєднання до такої грудки все нових і нових часточок. Якщо всі пори в матеріалі заповнені водою (двухфазна система), то капілярні сили зникають і міцність обумовлена тільки молекулярними силами. Зчеплення окремих часточок здійснюється своєрідним "клейовим мостом" часточок, що утворюється завдяки наявності між поверхня-

ми, адсорбованих водяних плівок. Адгезія молекул води виникає в результаті силового поверхневого поля часточки, а когезія (зчеплення орієнтованих молекул води) – результат водневих зв'язків. У тих обсягах, де в порах залишилося повітря, зчеплення визначають капілярні сили.

При даному режимі роботи гранулятора є визначена мінімальна товщина водяних плівок усередині грудки, що відповідає величині динамічних навантажень. Як тільки цей боковий вівар буде досягнуте подальше виділення води на поверхню грудки припиниться, окатиш перестане рости, його міцність досягне максимальної величини для даних умов огрудкування.

Доречно відзначити, що ущільнення грудочки відбувається поступово під дією численних ударів різного напрямку, завдяки чому взаємне переміщення часточок відбувається тільки на тих ділянках, де в даний момент опір удару мінімальне. Завдяки такому механізму окатиш на грануляторі під впливом зусиль малої величини досягає щільності брикету, отриманого під тиском до 100МПа

Вплив в'язучих добавок у шихту. Відомо, що існує значна кількість способів агрегування дисперсних матеріалів, однак найбільш розповсюдженим з них є метод грануляції скочуванням. Зокрема, виробництво залізородних обкотишів у країні, здійснюване подібним чином, обчислюється десятками мільйонів тонн на рік. Від інших способів огрудкування на обертових поверхнях відрізняється високими показниками по продуктивності й економічності. Для його здійснення звичайно застосовують один із двох типів пристроїв грануляторів – барабанний чи тарілчастий. Відрізняючись конструктивно, обое згаданих пристроїв працюють по одному принципу і мають практично однакову підготовку шихти перед грануляцією. Технологія огрудкування на них містить у собі наступні операції: підготовка компонентів і їхнє дозування, змішання і зволоження суміші, одержання гранульованого продукту; зміцнення гранул чи термічно гидратаційно; відвантаження і складування. Використання тарілчастого гранулятора в порівнянні з барабанним знижує продуктивність процесу, але забезпечує одержання гранул необхідного розміру і більш міцних. Однак тарілчасті гранулятори металоемні, громіздкі і більш складні по конструкції, чим барабанні.

У процесі грануляції зволожений до пухко-сипучого стану матеріал при участі фізичних явищ, що виникають на розділі рідкої і твердої фаз, агрегується в пухкі грудочки. Останні, завдяки взаємному впливу, а також відцентровим силам, ущільнюються і втрачають надлишкову воду, що утворює плівку на поверхні гранули, що, у свою чергу, адсорбує порцію шихти й у такий спосіб нарощує свій об'єм. З зазначеної причини гранули мають у розрізі чітко виражену шарувату структуру. При огрудкуванні на тарелі укрупнення гранул супроводжується їхнім переміщенням у поверхневій обрії. При досягненні "критичного" розміру гранули,

що витісняються шихтою, що постійно надходить на тарель, пересипаються через її борт і надходять на зміцнення. Звичайно міцність сирих гранул складає 1—5 Н. Вона забезпечується головним чином за рахунок склеювання твердих часток шихти водяними плівками і губиться при висушуванні. У випадку високої дисперсності матеріалу висушені гранули здатні зберігати досить високу міцність, причиною якої є так названі “контактно-конденсаційні” сили міжмолекулярного притягання, рівень яких пропорційний дисперсності шихти. Продуктивність процесу, поряд з фізико-хімічними характеристиками матеріалу і його дисперсністю, визначається також конструкцією гранулятора і режимом його роботи. Для одержання необхідного розміру гранул підбирають відповідний режим роботи гранулятора. Найчастіше варіюють кут нахилу тарелі, місця подачі шихти на неї, точки дозволування шихти, положення шкребків на тарелі.

На нашу думку, доцільно одержувати на складування гранули розміром 10—15 мм, тому що в цьому випадку, з одного боку, зберігається висока продуктивність процесу (рис.1.), з іншого боку — при транспортуванні й утилізації без особливих утруднень можливо використовувати устаткування, звичайно застосовуване в технології одержання заповнювачів для щебеню і гравію, що мають приблизно ті ж розміри.

По своїй конструкції барабанний гранулятор аналогічний барабанним сушаркам, широко застосовуваним у різних галузях промисловості. Це — похила труба з встановленими усередині шкребками і форсунками для розпилення води.

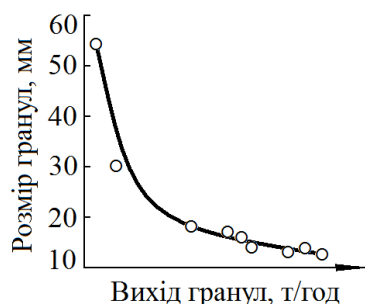


Рисунок 1. - Залежність середнього діаметра гранул від продуктивності гранулятора

При обертанні барабана матеріал, огрудковується, переміщується від високого завантажувального кінця у бік низького розвантажувальних. Недоліком даних пристроїв вважається поліфракційний склад продукту, тому при виробництві рудних обкотишів вони звичайно доукомплектовуються грохотами, що дозволяють виділити потрібну монофракцію, а дрібна, некондиційна фракція повертається на укрупнення. При огрудкуванні відходів на складування, у випадку коли немає необхідності домагатися максимальної місткості сховища, використання барабанного гранулятора буде цілком виправданим. Крім згаданих, існує ще ряд конс-

трукцій пристроїв, що гранулюють, однак їхньої можливості нижче, ніж у розглянутих.

Брикетування як альтернатива грануляції окатуванням, стосовно до задач складування відходів, на нашу думку, менш перспективно, тому що не настільки продуктивно, більш капітало- і експлуатаційно затратно, а також вимагає застосування в'язких домішок. Очевидна перевага грануляції окатуванням полягає в характері процесу формування агрегату (або гранули брикету). У брикетуванні формування агрегату відбувається послідовно і при значному зовнішньому тиску. При грануляції ж формування агрегатів і їхнє укрупнення відбувається одночасно в багатьох точках гранулятора. Тому продуктивність огрудкування набагато вище.

Важливо, що ущільнення гранул і їхня міцність забезпечуються за рахунок ефективного використання поверхнево-активних сил, що в кінцевому рахунку дозволяє значно знизити питоме енергоспоживання на одиницю продукції. Для забезпечення міцності гранул до складу шихти вводять сполучні добавки (цемент, вапно й ін.) у кількості 3—15 %, що у ряді випадків грають і пластифікуючу роль, тобто прискорюють накопчування матеріалу, підвищують міцність вологих гранул і поліпшують їхню сферичність. Дешевими заміниками зазначених дорогих в'язких можуть служити пил цементних і вапняних печей, деякі види шлаків у розмеленому стані, висококальцієві золошлаки від спалювання вугілля, сланців, торфу й інші види відходів, що володіють в'язкими властивостями.

Фізико-хімічні характеристики шлаків конвертерного виробництва. Шлам - суспензія води і твердого продукту, що утворюється в результаті очищення технологічних газів і аспіраційного повітря. Шлами класифікують по джерелах утворення.

Конвертерні шлами: стічні води від скрублерів Вентурі (у схемах відводу й очищення газів без допалювання), стічні води від апаратів охолодження і зволоження газів (у схемах відводу й очищення газів з допалюванням окису вуглецю). Хімічний склад приведений у таблиці 1.

У формі обліку утворення і використання залізовмісних шлаків на металургійних підприємствах колишнього МЧМ СРСР було прийнято по кожному металургійному виробництву окремо враховувати кількість рідкоплинних шлаків і твердих відходів - пилів (ТТИ-2.2-08-86). На деяких підприємствах такий облік ведеться і в даний час.

Залізовмісні шлами, одержувані при очищенні газів сталеплавильного виробництва по способу утворення можна у свою чергу розділити на три частини: шлами механічного, термічного походження і так називані «возгони». Перші виходять у результаті дроблення, стирання, пересипань шихтових і інших матеріалів. Другі утворюються в процесах термічної обробки матеріалів.

Таблиця 1 Хімічний склад шламів конвертерних газоочисток на підприємствах чорної металургії України і Казахстану, % (мас.)

| Хімічний склад, %мас. | «Криворіжсталь» | | | КарМК |
|--------------------------------|-----------------|-------|-------|-------|
| | 1 | 2 | 3 | |
| Fe ₂ O ₃ | 64,2 | 72,3 | 52,7 | 41,9 |
| FeO | 6,58 | 16,6 | 11,6 | 43,5 |
| CaO | 9,47 | 3,30 | 16,0 | 11,59 |
| SiO ₂ | 1,66 | 2,28 | 2,93 | 2,36 |
| Al ₂ O ₃ | 0,17 | 0,31 | 0,36 | 0,24 |
| MgO | 0,42 | 0,29 | 14,6 | 0,71 |
| K ₂ O | 0,24 | 0,16 | 0,19 | 0,17 |
| Na ₂ O | 0,61 | 0,20 | 0,15 | 0,19 |
| Mn | 1,2 | 1,21 | 1,05 | 1,31 |
| P | 0,05 | 0,036 | 0,048 | 0,18 |
| S | 0,16 | 0,067 | 0,22 | 0,16 |
| Zn | 4,16 | 0,05 | 0,74 | 1,02 |
| Pb | 0,81 | 0,03 | 0,15 | 0,49 |
| C | 0,7 | 1,11 | 3,42 | 2,60 |

Нарешті, існують шлами, що утворюються в результаті випару різних легкоплавких речовин і наступної конденсації їхньої пари. До них також варто віднести пил кисневих конвертерів, що утворюється в зоні контакту кисневого струменя з чавуном, у результаті розтріскування поверхневої плівки рідини мікроскопічної товщини.

Основи підготовки шламів до утилізації.

Повернення залізовмісних шламів у виробництво пов'язано з рішенням ряду технічно складних задач. До їхнього числа відноситься зневоднювання і технологічна підготовка.

Шлами металургійних виробництв перед утилізацією в більшості випадків спеціально підготовляються. Іноді це викликано підвищеною вологістю продуктів, в інших випадках - високою дисперсністю вхідних у їхній склад чи часток наявності в них шкідливих домішок - оксидів свинцю і цинку і т.д. При утилізації залізовмісних шламів в агломераційному виробництві їхня оптимальна вологість складає 8 -10%; при малих величинах добавок допускається підвищення вологості до 15 - 20%.

Основними методами підготовки є механічне зневоднювання, змішування, термічна обробка й окускування. Механічні методи зневоднювання дозволяють знизити вологість шламів до 15 - 25%. Подальше зменшення вологості досягається або шляхом термічного зневоднювання (сушінням), або хімічним (добавкою в нього негашеного вапна).

У процесах механічного зневоднювання суспензії розділяють на рідку і тверду фази. Ці процеси можна розбити на двох груп - осадження і фільтрування. При осадженні консистенція суспензії така, що середня відстань між частками перевищує їхній характерний розмір. Під впливом власної ваги зважені в рідині частки опускаються на дно апарата, і в такий спосіб відбувається поділ твердої і рідкої складових. В інших випадках поділ здійснюють за допомогою сил відцентрового поля:

частки спочатку виштовхуються ними до стінок судини а потім згуслий шлам осідає під дією власної ваги на дно. Для інтенсифікації процесу поділу перспективним є додаткове застосування методів магнітної флокуляції і електрокоагуляції.

Для зневоднювання шламів застосовують згущувачі (відстійники), класифікатори, вакуум-фільтри, фільтр-преси і центрифуги. За допомогою класифікаторів зі шламу виділяють порівняно великі фракції з розміром часток > 0,25-0,3 мм. Класифікатори розділяються на механічні і спіральні; найбільш уживаними є спіральні, а з механічних - гідроциклони і дугові сита.

Шлам після класифікатора, так називані піски, найчастіше додатково збезводнюють - звичайно на стрічкових вакуум-фільтрах, а зливши обробляють у радіальних чи інших згущувачах. Дискові і барабанні вакуум-фільтри застосовують для зневоднювання шламів із крупністю часток <0,3 мм, фільтр-преси - для обробки високодисперсних шламів <0,05 мм. У закордонній практиці для обробки останніх використовують також центрифуги.

Зневоднювання шламів у вітчизняній практиці у випадку досить згущеної вихідної пульпи (600 - 700 г/л твердого) переважно здійснюють у послідовно розташованих спіральних класифікаторах і дискових вакуум-фільтрах, а у випадку щодо розрідженої пульпи (100 - 300 г/л) - у ланцюжку апаратів гідроциклони - спіральні класифікатори - стрічковий вакуум-фільтр. Добавка гідроциклонів дозволяє зменшити кількість громіздких і дорогих спіральних класифікаторів у ланцюжку апаратів. Високодисперсні шлами газоочисток сталеплавильного виробництв збезводнюють, як правило, за допомогою фільтр-пресів.

У зв'язку з інтенсифікацією киснево-конвертерного процесу підсилюється винос з агрегату з газами великих фракцій пилу, що відходять від нього. Тому необхідно проводити класифікацію стічних вод перед їхнім надходженням на основні

спорудження. Для зневоднювання конвертерних шламів найбільше широко застосовуються радіальні відстійники, наприклад, діаметром 30 м, що при питомому навантаженні $2 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$ дозволяють одержати прояснену воду з залишковим змістом суспензії, що не перевищує 200 мг/л.

ТЕОРЕТИЧНІ ТА ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНІ ДОСЛІДЖЕННЯ

Методика проведення дослідів.

В Україні щорічно утвориться близько 1 млрд. т техногенних відходів, з яких тільки 10-15% використовуються як вторинні ресурси, а інші надходять у різні сховища. До них відносяться залізо- і вуглецьвмісні відходи чорної металургії, вугільної промисловості, машинобудування. Тому у теперішній час на сучасних підприємствах спостерігається тенденція щодо використання у металургії відходів металургійних виробництв (колошниковий пил, пе-

рвинна та вторинна окалина, шлами доменних та сталеливарних виробництв та інші.) Більшою частиною відходи використовуються у агломераційному виробництві та виробництві брикетів.

Метою цієї роботи було дослідження можливості використання відходів металургійних виробництв у процесі виробництва обкотишів. Мета роботи – дослідження впливу вмісту вапна, цементу і твердого палива на металургійні властивості обкотишів, до складу шихти яких, окрім концентрату та в'язучих, надходять відходи металургійних виробництв.

Склад шихти застосованої в дослідженні:

Колошниковий пил – 10%; суміш шламів – 70%; окалина – 10%; концентрат – 10%; +цемент (2%, 4%, 6%) – понад 100% шихти; +паливо (1%, 4%, 7%,) – понад 100% шихти; +вапно (2%, 8%, 5%) – понад 100% шихти.

Таблиця 2

Хімічний склад компонентів шихти. % за масою

| Компоненти шихти | Вміст, % за масою | | | | | | | | |
|--------------------|-------------------|-------|------|--------------------------------|--------------------|-------|--------------------------------|------|---------|
| | SiO ₂ | CaO | MgO | Al ₂ O ₃ | Fe _{зар.} | FeO | Fe ₂ O ₃ | C | П.п.п.* |
| Суміш шламів | 1,8 | 36,16 | 1,87 | 1,38 | 15,88 | 6,05 | 16 | | 34,94 |
| Окалина | 1,36 | 1,72 | 0,43 | 0,76 | 70,07 | 58,57 | 35,28 | 2,97 | |
| Концентрат | 9,01 | 1,03 | 0,34 | 0,65 | 63,84 | 27,4 | 60,92 | | |
| Колошниковий пил | 9,94 | 10,4 | 1,16 | 1,31 | 37,98 | 7,11 | 46,43 | 20,7 | 21,98 |
| Коксовий дріб'язок | 12,40 | | 1,07 | | | | | 80,0 | |

Підготовка компонентів шихти.

Для складання шихти використовувалися наступні матеріали: концентрат ДМК, колошниковий пил, суміш шламів, окалина, коксовий дріб'язок, вапно, цемент. Суміш шламів складається з конвертерного і доменного шламів. Концентрат ДМК – добір фракції до 0,1мм; колошниковий пил – сушіння в сушильній шафі при температурі 120-150⁰С, добір фракції 0-0,5мм; коксик – добір фракції 0-3мм; суміш шламів – фракція -1мм; окалина – фракція -1мм; вапно – фракція -1мм; цемент фракція – 74мкм.

У складі шихти змінювались тільки вміст зв'язуючих добавок (цемент, вапно) та палива. Вага шихти складала 3 кг (без обліку цементу, вапна і палива, тому що останні додавались поверх 3кг). Змішування шихти при безопалювального окускуванні є найважливішою технологічною операцією. Змішування шихтових матеріалів проводилося вручну шляхом пошарового укладання матеріалів на піддон з наступним перемішуванням шарів між собою. Змішування матеріалів проводилося в кульовому млині протягом 15 хвилин. Після чого змішана шихта вивантажувалася і зволожувалася.

Змішану шихту зволожили 9% вологи. Зволоження шихти здійснювалося пошаровим методом

(шихта/вода/ шихта), з наступним змішуванням шарів і додатковим зволоженням. Зволожена шихта витримувалася у плінні 20 хвилин, потім завантажувалася на гранулятор, робоча поверхня якого була попередньо зволожена.

Обкотиші були отримані на малому грануляторі (діаметр робочої поверхні гранулятора 1м).

Установка грануляції складається з тарелі гранулятора, електродвигуна постійного струму, черв'ячного редуктора, пульта управління. Швидкість обертання малого гранулятора при який проводилися дослідження складало 40 об/хв. Час перебування шихти на грануляторі складало 15 хвилин. Після огрудкування обкотиші вивантажувалися з гранулятора і через добу розсівалися по фракціях (8 – 10; 10 – 12; 12 – 15; 15 – 20 мм.)

Визначення міцності

Міцність обкотишів визначали за допомогою розривної машини Р-0,5 з ричажно-маятниковим силовимірником. Машина Р-0,5 призначена для випробування зразків на розтягання, стиснення і вигин. Для проведення випробувань відкожної фракції з різним вмістом цементу, вапна та палива відбиралися 6 обкотишів. Результати записувалися у таблицю.

Протоколи випробувань №1...№13

| Фракція, мм | Середнє арифметичне значення міцності на роздавлювання, кг | | | | | | | | | | | | |
|----------------|--|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| | №1 | №2 | №3 | №4 | №5 | №6 | №7 | №8 | №9 | №10 | №11 | №12 | №13 |
| 8-10 | 6,3 | 11 | 10,7 | 7,4 | 8,9 | 12,1 | 8,1 | 13 | 13,7 | 12,6 | 8,6 | 7,7 | 11,7 |
| 10-12 | 9,3 | 15,1 | 15,7 | 10,3 | 11,7 | 14,6 | 12,3 | 24 | 21,4 | 17,6 | 14,3 | 11,1 | 14,9 |
| 12-15 | 18,4 | 20,4 | 25,1 | 11,4 | 12,4 | 25 | 16,1 | 31,7 | 36,9 | 26,6 | 14,6 | 12,6 | 25,7 |
| 15-20 | 40,7 | 47 | 43,4 | 35,9 | 21,9 | 34,1 | 30,3 | 40,1 | 47,1 | 32,7 | 24,7 | 33,6 | 41,6 |

Поліноміальний опис процесу

Для поліноміального опису процесу скористаємося трьох факторним планом Бокса - Бенкіна (центральне композиційне ортогональне планування другого порядку для трьохфакторного експерименту).

Нумерацію факторів вибираємо наступну:

1. Вміст вапна – X_1 ,
2. Вміст цементу – X_2 ,
3. Вміст твердого палива – X_3 ,

Таблиця 3 План Бокса – Бенкіна ($B - B_3$) для $k=3$.

| Номер досліджу | Фактор | | | Номер досліджу | Фактор | | | Номер досліджу | Фактор | | |
|----------------|--------|-------|-------|----------------|--------|-------|-------|----------------|--------|-------|-------|
| | X_1 | X_2 | X_3 | | X_1 | X_2 | X_3 | | X_1 | X_2 | X_3 |
| 1 | + | + | 0 | 5 | + | 0 | + | 9 | 0 | + | + |
| 2 | + | - | 0 | 6 | + | 0 | - | 10 | 0 | + | - |
| 3 | - | + | 0 | 7 | - | 0 | + | 11 | 0 | - | + |
| 4 | - | - | 0 | 8 | - | 0 | - | 12 | 0 | - | - |
| | | | | | | | | 13 | 0 | 0 | 0 |

Вибираємо інтервал варіювання факторів і визначаємо величини рівнів факторів (інтервал варіювання дорівнює 10 – 25% максимального значення фактора) для приведення до умов стандартної матриці (див. табл. 4):

:

Таблиця 4 - Натуральні значення факторів для рівнів.

| Рівень | X_1 , % | X_2 , % | X_3 , % |
|---------------------|-----------|-----------|-----------|
| верхній | 8 | 6 | 7 |
| нульовий | 5 | 4 | 4 |
| нижній | 2 | 2 | 1 |
| Інтервал варіювання | 3 | 2 | 3 |

Визначаємо натуральні значення факторів і розраховуємо склад агломераційної шихти для кожного з тринадцяти дослідів.

Коефіцієнти регресії і їхньої помилки можна підрахувати після реалізації плану по спрощених формулах:

$$b_0 = T_1 \sum_1^n y_i - T_2 \sum_1^k \sum_1^n x_i^2 \cdot y_i; \quad (1)$$

$$b_i = T_3 \sum_1^n x_i \cdot y_i; \quad (2)$$

$$b_{ii} = T_4 \sum_1^n x_i^2 y_i + T_5 \sum_1^k \sum_1^n x_i^2 \cdot y_i - T_2 \sum_1^n y_i; \quad (3)$$

$$b_{ij} = T_6 \sum_1^n x_i \cdot x_j \cdot y_i; \quad (4)$$

$$S_{b0} = T_7 S_{on}; \quad (5)$$

$$b_0 = 26;$$

$$b_1 = 0.125 \cdot \sum x_1 \cdot y = 0.125 \cdot (18.4 + 20.1 - 25.1 - 11.8 + 15.4 + 23.9 - 18.7 - 29.7) = 0.9375;$$

$$b_2 = 0.125 \cdot \sum x_2 \cdot y = 0.125 \cdot (18.4 - 20.1 + 25.1 - 11.8 + 31.9 + 26.6 - 14.6 - 16.2) = 4.9;$$

$$S_{bi} = T_8 S_{on}; \quad (6)$$

$$S_{bii} = T_9 S_{on}; \quad (7)$$

$$S_{b0} = T_{10} S_{on}; \quad (8)$$

Матрицю, натуральні значення факторів і значення параметрів оптимізації заносимо в таблицю 4. Реалізуємо (виконаємо) усі тринадцять дослідів, забезпечивши рандомізацію. Повторимо двічі дослід, у яких параметри оптимізації (у даному випадку – міцність на роздавлювання) мають максимальне і мінімальне значення. Також повторимо двічі дослід для нульової точки. Результати дослідів заносимо в таблицю 3.

Аналіз експериментальних даних

Складання моделі

Використовуючи розрахунковий коефіцієнт T_i за формулами обчислимо коефіцієнти регресії полінома:

$$\begin{aligned}
 b_3 &= 0.125 \cdot \sum x_3 \cdot y = 0.125 \cdot (15.4 - 23.9 + 18.7 - 29.7 + 31.9 - 26.6 + 14.6 - 16.2) = -1.975; \\
 b_{12} &= 0.25 \cdot \sum x_1 x_2 y = 0.25 \cdot (18.4 - 20.1 - 25.1 + 11.8) = -3.75; \\
 b_{13} &= 0.25 \cdot \sum x_1 x_3 y = 0.25 \cdot (15.4 - 23.9 - 18.7 + 29.7) = 0.625; \\
 b_{23} &= 0.25 \cdot \sum x_1 x_2 y = 0.25 \cdot (31.9 - 26.6 - 14.6 + 16.2) = 6.9; \\
 b_{11} &= 0.25 \cdot (18.4 + 20.1 + 25.1 + 11.8 + 15.4 + 23.9 + 18.7 + 29.7) + 0.1875 [(18.4 + 20.1 + 25.1 + 11.8 + 15.4 + 23.9 + 18.7 + 29.7) + (18.4 + 20.1 + 25.1 + 11.8 + 31.9 + 26.6 + 14.6 + 12.6) + (15.4 + 23.9 + 18.7 + 29.7 + 31.9 + 26.6 + 14.6 + 12.6)] - 0.5(18.4 + 20.1 + 25.1 + 11.8 + 15.4 + 23.9 + 18.7 + 29.7 + 31.9 + 26.6 + 14.6 + 16.2 + 26) = 40.775 + 93.3 - 139.2 = -5.125; \\
 b_{22} &= 0.25 \cdot (161.1) + 0.1875(163.1 + 161.1 + 173.4) - 0.5 \cdot 278.4 = 40.275 + 93.3 - 139.2 = -5.625; \\
 b_{33} &= 0.25 \cdot 173.4 + 93.3 - 139.2 = -2.55;
 \end{aligned}$$

Отже, питома продуктивність агломераційного процесу описується поліномом:

$$Y = 26 + 0.9375x_1 + 4.9x_2 - 1.975x_3 - 3.75x_1x_2 + 0.625x_1x_3 + 6.9x_2x_3 - 5.125x_1^2 - 5.625x_2^2 - 2.55x_3^2$$

Розрахункові значення міцності на роздавлювання:

$$\begin{aligned}
 y_1 &= 26 + 0.9375 + 4.9 - 3.75 - 5.125 - 5.625 = 17.3375; \\
 y_2 &= 26 + 0.9375 - 4.9 + 3.75 - 5.125 - 5.625 = 15.0375; \\
 y_3 &= 26 - 0.9375 + 4.9 + 3.75 - 5.125 - 5.625 = 22.9625; \\
 y_4 &= 26 - 0.9375 - 4.9 - 3.75 - 5.125 - 5.625 = 10.3; \\
 y_5 &= 26 + 0.9375 - 1.975 + 0.625 - 5.125 - 2.55 = 17.9125; \\
 y_6 &= 26 + 0.9375 + 1.975 - 0.625 - 5.125 - 2.55 = 20.6125; \\
 y_7 &= 26 - 0.9375 - 1.975 - 0.625 - 5.125 - 2.55 = 14.7875; \\
 y_8 &= 26 - 0.973 + 1.975 + 0.625 - 5.125 - 2.55 = 19.959; \\
 y_9 &= 26 + 4.9 - 1.975 + 6.9 - 5.625 - 2.55 = 27.65; \\
 y_{10} &= 26 + 4.9 + 1.975 - 6.9 - 5.625 - 2.55 = 17.8; \\
 y_{11} &= 26 - 4.9 - 1.975 - 6.9 - 5.625 - 2.55 = 12.6; \\
 y_{12} &= 26 - 4.9 + 1.975 + 6.9 - 5.625 - 2.55 = 16.2; \\
 y_{13} &= 26;
 \end{aligned}$$

Поліном, що описує залежність міцності на роздавлювання від вмісту вапна, цементу та твердого палива:

$$Y = 26 + 0.9375 \cdot (X_1 - 5/3) + 4.9 \cdot (X_2 - 4/2) - 1.975 \cdot (X_3 - 4/3) - 3.75 \cdot (X_1 - 5/3) \cdot (X_2 - 4/2) + 0.625 \cdot (X_1 - 5/3) \cdot (X_3 - 4/3) + 6.9 \cdot (X_2 - 4/2) \cdot (X_3 - 4/3) - 5.125 \cdot (X_1 - 5/3)^2 - 5.6 \cdot (X_2 - 4/2)^2 - 2.55 \cdot (X_3 - 4/3)^2$$

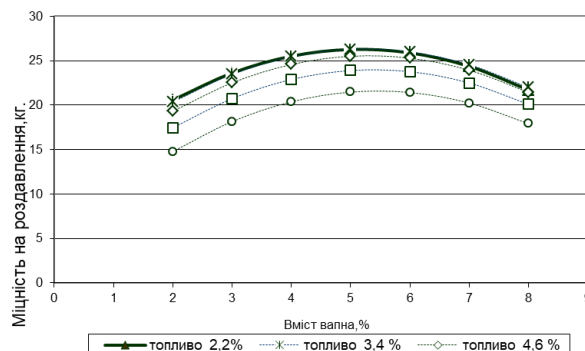


Рисунок 1 Вплив вмісту вапна на металургійні властивості обкотишів (вміст цементу 4%)

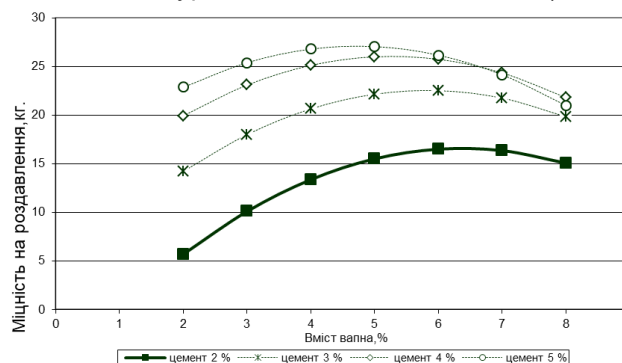


Рисунок 2 Вплив вмісту вапна на металургійні властивості обкотишів (вміст палива 4%)

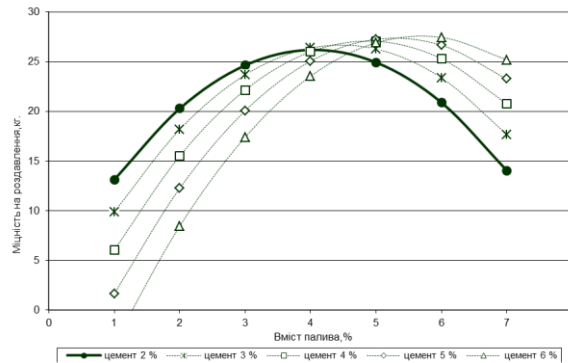


Рисунок 3 Вплив вмісту палива на металургійні властивості обкотишів (вміст вапна – 5%)

Висновки

Найбільша міцність обкотишів (25-27 кг/об.) спостерігається при вмісті вапна 4 – 7% (при вмісті цементу 4 - 5%, палива – 4 – 5,5%). Міцність обкотишів значно знижується при підвищенні вмісту твердого палива в шихті, що підтверджується даними, де максимальні значення міцності обкотишів (25 кг/об.) досягаються тільки при введенні до складу шихти значної кількості цементу (~8%), що зажадає додаткової кількості вапняку для його офлюсування. Для обкотишів зі вмістом цементу 2% максимальна міцність (17 кг/об.) досягається при додаванні в шихту 6,2% вапна, а максимальна міцність (27 кг/об.) для обкотишів зі вмістом 5% цементу – при 4,5% вапна. Тобто при підвищенні

вмісту цементу в шихті для одержання максимального показника міцності потрібно менша кількість вапна і навпаки.

Зниження міцності, що спостерігається, зв'язане з тим, що надлишок вапна починає втручатися і негативно впливати на процеси твердіння цементу, змінюючи співвідношення речовин і мінералів, які приймають участь у процесі (CaO, SiO₂, Al₂O₃).

Для забезпечення міцності гранул до складу шихти вводять сполучні добавки (цемент, вапно й ін.) у кількості 3...15 %, що у ряді випадків грають і пластифікуючу роль, тобто прискорюють накочування матеріалу, підвищують міцність сирих гранул і поліпшують їх сферичність.

Бібліографічний опис

1. Використання побіжних продуктів збагачення залізних руд у будівництві на Півночі/Прокоф'єва В. В., Боженов П. И., Сухачева А. И., Еремін Н. Я.— Л.: Стройиздат, 1986.— 176с.
2. Коротич В.И. Основы теории и технологии подготовки сырья к доменной плавке – М.: Металлургия, 1978. – 208с.
3. Сулименко Л. М., Альбац Б. С. Агломерационні процеси у виробництві будівельних матеріалів.— 1994.— 247 с.
4. Классен П. В., Гришаев И. Г. Основы техники гранулирования.— М.: Химия, 1982.— 272 с.
5. Видалення і складування золошлаков теплових електростанцій. Варіанти і перспективи розвитку/Вишня Б. Л., Уфимцев В. М., Сирота Ю. Л. і ін.//Гідротехнічне будівництво.— 1994.— № 11.— С. 24—29.
6. Вінер А. М., Кашкаха А. В., Уфимцев В. М. Система видалення і складування золошлаков Березовської ГРЭС-1, попередньо гранульованих у виді самотвердуючих сумішей//Охрана навколишнього середовища на ТЭС і АЭС: Сб. науч. тр. АТОП.— М.: Энергоиздат, 1985— С. 20—25.
7. Уфимцев В. М. і ін. Результати дослідно-промислової грануляції золи березовського вугілля//Енергетичне будівництво.— 1984.— № 11.— С. 51—53.
8. Зміна будівельних властивостей гранульованої золи КАТЭК і їхній вплив на навколишнє середовище при збереженні в атмосферних умовах/Уфимцев В. М., Кайбичева М. Н., Доманская И. К. і ін.//Енергетичне будівництво.— 1987.— № 6.— С. 78—79.
9. Андоньев С. М., Филипьев О. В. Пылегазовые выходы предприятий черной металлургии: Изд.2-й, дополн., перераб. - М.: Металлургия, 1979.
10. Комплексне використання відходів / Б. М. Равнч. В. ІІ. Окладников, И. П. Лыгач і ін. - М.: Химия, 1988.
11. Остапенко П. Е., Мясников Н. Ф. Безвідходна технологія переробки руд чорних металів / Під ред. Б. Н. Ласкорина. - М: Надра, 1988.
12. Поляків В. В. Ресурсозбереження в чорній металургії. - М.: Машинобудування, 1993.
13. Сосковец О. ІІ. Технічне переозброєння і розвиток металургії і Росії // Сталь. - 1993. - №6. - С. 1-6.
14. Утилізація пилів і шламів у чорній металургії/А. И. Толочко. В. И. Славин, 10. М. Супрун і ін. - Челябинськ: Металлургия, 1990.
15. Терс Ф. Від сировини до сталевих злитків // Чорна металургия. -1979.- № 12. -С. 3-10.
16. анализ способов окомкования железорудной шихты, направленных на управление пластической деформацией зародышей в технологии производства окатышей,
17. Хопунов Э.А. Селективное разрушение минерального и техногенного сырья. – Екатеринбург: ООО «УИПЦ», 2013. – 429 с.
18. Лившиц Б.А., Васильев Г.С. Исследование механических свойств основных компонентов железорудных агломератов// Известия ВУЗов. Черная металлургия. – 1964. – № 6. – С. 23—25.

19. Сулименко С.Е. Перспективные направления создания экологически чистой технологии получения агломерата повышенного качества в современных условиях. Системные технологии. Региональный межвузовский сборник научных трудов. – Днепропетровск. – 2014. – Выпуск 4 (93). – С. 32–38.
20. Романенко В.П., Попов Г.Н. Технология двухстадийного окомкования агломерационной шихты // Республиканская научно-техническая конференция «Теоретические основы и технология подготовки металлургического сырья к доменной плавке. – Днепропетровск, 1980. – С. 13–15.
21. Коршиков Г.В., Шаров С.И. и др. Влияние способа подачи топлива, его вида и крупности на показатели процесса спекания концентрата КМА // Известия ВУЗов. Черная металлургия. – 1971. – № 3. – С. 37–39. – № 6. – С. 39–42.
22. Вылупко Е.Е., Игнатов Н.В., Губа А.В., Усенко В.А., Белова А.П. Получение окускованного железорудного материала
23. блочно-ячеестого строения // Современные проблемы металлургии. – 2011. – № 14. – С. 50–57.
24. Худяков А.Ю., Бойко М.Н., Байол К.В., Ващенко С.В., Полякова Н.В., Петренко В.И. Альтернативные способы грануляции тонкоизмельченных железорудных концентратов // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2018. – № 1 (1). – С. 48–53.
25. Ефименко Г.Г., Гиммельфарб А.А., Левченко В.Е. Металлургия чугуна: учебник для вузов. – К.: Вища школа, 1981. – 496 с.

Reference

1. VykorystanniapobizhnykhproduktivzbahachenniazaliznykhрудubudivnystvinaPivnochi/ProkofievaV. V., BozhenovP. Y., SukhachevaA. Y., EremynN. Ya.— L.: Stroiyzdat, 1986.— 176s.
2. KorotychV.Y. Osnovy teoryutekhnolohyy podhotovkysyryiakdomennoiplavke – M.: Metallurhiya, 1978. – 208s.
3. Sulymenko L. M., Albats B. S. Ahlomeratsiini protsesy u vyrobnytsvi budivelnnykh materialiv.— 1994.— 247 s.
4. KlassenP. V., Hryshaev Y. H. Osnovy tekhniky hranulyrovanyia.— M.: Khimiiia,1982.— 272 s.
5. Vydalennia i skladuvannia zoloshlakov teplovykh elektrostantsii. Varianty i perspektyvy rozvyt-ku/Vyshnia B. L., Ufymtsev V. M., Syrota Yu. L. i in.//Hidrotekhnichne budivnystvo.— 1994.— № 11.— S. 24–29.
6. Viner A. M., Kashkakh A. V., Ufymtsev V. M. Systema vydalennia i skladuvannia zoloshlakovBere-zovskoi HR3S-1, poperedno hranulovanykh u vydi samotverdeishchnykh sumishei//Okhrana navkoly-shnoho sere-dovshcha na TES i AES: Sb. nauch. tr. ATOP.— M.: Enerhoizdat, 1985— S. 20–25.
7. Ufymtsev V. M. i in. Rezultaty doslidno-promyslovoi hranuliatsii zoly berezovskoho vuhil-lia//Enerhetychne budivnystvo.— 1984.— № 11.— S. 51–53.
8. Zmina budivelnnykh vlastyostei hranulovanoi zoly KAT3K i yikhonii vplyv na navkolyshnie sere-dovshche pry zberezhenni v atmosferykh umovakh/UfymtsevV. M., KaibychеваM. N., Domanskaia Y. K. i in.//Enerhetychne budivnystvo.— 1987.— № 6.— S. 78–79.
9. Andonev S. M., Fylypev O. V. Рыле hazovyie vykydy pidpriemstv chornoi metalurhii: Yzd.2-i, dopoln., pererab. - M.: Metalurhiia, 1979.
10. Kompleksne vykorystannia vidkhodiv / B. M. Ravnch. V. II. Okladnykov, Y. P. Lyhach i in. - M.: Khi-miia,1988.
11. Ostapenko P. E., Miasnykiv N. F. Bezvidkhidna tekhnolohiia pererobky rud chornnykh metaliv / Pid red. B. N. Laskoryna. - M: Nadra, 1988.
12. Poliakov V. V. Resursozberezhennia v chornii metalurhii. - M.: Mashynobuduvannia, 1993.
13. Soskovets O. II. Tekhnichne pereobzroennia i rozytok metalurhii i Rosii // Stal.- 1993.- №6.- S. 1-6.
14. Utylizatsiia pyliv i shlamiv u chornii metalurhii/A. Y. Tolochko. V. Y. Slavn, 10. M. Suprun i in. - Cheliabinsk: Metalurhiia, 1990.
15. Eters F. Vid syrovny do stalevoho zlytka // Chorna metalurhiia. -1979.- № 12. -S. 3-10.
16. analiz sposobov okomkovanyia zhelezorudnoi shykhty, napravlennykh na upravlenye plastyches-koj deformatsyeyi zarodyshei v tekhnolohyy proyzvodstva okatyshy, i
17. Khorunov Э.А. Selektivnoe razrusheniye myneralnoho y tekhnolohiiho syryia. – Ekaterynburh: OOO «UYPTs», 2013. – 429 s.
18. Lyshyts B.A., Vasylev H.S. Yssledovanye mekhanicheskyykh svoystv osnovnykh komponentov zhelezorudnykh ahlomeratov// Yzvestiya VUZov. Chernaia metallurhiya. – 1964. – № 6. – S. 23–25.
19. Sulymenko S.E. Perspektivnye napravleniya sozdaniya ekolohicheskoy chystoi tekhnolohyy polu-cheniya ahlomerata povyshennoho kachestva v sovremennykh usloviyakh. Systemnye tekhnolohyy. Re-gionalnyi mezhvuzovskiy sbornik nauchnykh trudov. – Dnepropetrovsk. – 2014. – Выпуск 4 (93). – С. 32–38.
20. Romanenko V.P., Popov H.N. Tekhnolohiya dvukhstadiynoho okomkovanyia ahlomeratsyonnoi shykhty // Respublykanskaia nauchno-tekhnicheskaya konferentsiya «Teoreticheskiye osnovy y tekhnolohiya podhotovky metallurhicheskoho syryia k domennoi plavke. – Dnepropetrovsk, 1980. – С. 13–15.
21. Korshikov H.V., Sharov S.Y. y dr. Vliyanye sposoba podachy toplyva, eho vyda y krupnosty na po-kazately protsessa spekaniya kontsentrata KMA // Yzvestiya VUZov. Chernaia metallurhiya. – 1971. – № 3. – С. 37–39. – № 6. – С. 39–42.
22. Вылупко Е.Е., Yhnatov N.V., Huba A.V., Usenko V.A., Belova A.P. Polucheniye okuskovannoho zhelezorudnoho materyala
23. blochno-yacheestoho stroeniya // Sovremennyye problemy metallurhyy. – 2011. – № 14. – S. 50–57.
24. Khudiakov A.u., Boiko M.N., Baiul K.V., Vashchenko S.V., Poliakova N.V., Petrenko V.Y. Alternativnyye sposoby hranuliatsyy tonkoizmelchennykh zhelezorudnykh kontsentratov // Chernaia metallurhiya. Biulleten nauchno-tekhnicheskoy y ekonomicheskoy ynfomatsyy. – 2018. – № 1 (1). – S. 48–53.
25. Efymenko H.H., Hymmfel'arb A.A., Levchenko V.E. Metallurhiya chuhuna: uchebnyk dlia vuzov. – K.: Vysshcha shkola, 1981. – 496 s.

УДК: 669.66

Величко О.Г., Камкіна Л.В., Ду Юньшень, Мяновська Я.В., Величко К.О.

Виплавка металевого марганцю та марганцевих сплавів у конвертері газокисневого рафінування

Velichko A., Kamkina L., Du Yunshen, Mianovska Ya., Velichko K.

Smelting of metallic manganese and manganese alloys in the gas-oxygen refining converter

Анотація. Мета роботи обґрунтування та розробка технологічних рішень виплавки металевого марганцю та його сплавів на основі дуплекс-технології "дугова електросталеплавильна піч-конвертер газокисневого рафінування".

Методи: термодинамічний аналіз за стадійними реакціями та фазовими перетвореннями вихідних речовин, що беруть участь у хімічних реакціях; лабораторні та промислові дослідження; хімічний аналіз.

Наукова новизна: при конвертуванні малофосфористого марганцевого шлаку та залученні переробного силікомарганцю показано можливість отримання металевого марганцю при введенні в ході продування пілоподібного вапна. Обґрунтовано можливість виплавлення в конвертері газокисневого рафінування силіко-термічним способом низьковуглецевого феромарганцю та металевого марганцю.

Практична цінність: У напівпромисловому та промисловому конвертерах газокисневого рафінування випробувані технології отримання низько- та середньовуглецевого феромарганцю та металевого марганцю силікотермічним методом та продуванням високовуглецевого феромарганцю газоподібним киснем. Силікотермічний спосіб забезпечує високу продуктивність, простоту металургійного переділу, високе вилучення марганцю, мінімальні "ульоти" марганцю з випаровуванням і перехід марганцю в шлак.

Abstract. The purpose of the work is the substantiation and development of technological solutions for smelting metallic manganese and its alloys based on the duplex technology "arc electric steel-smelting furnace-converter of gas-oxygen refining."

Methods: thermodynamic analysis by stage reactions and phase transformations of starting substances involved in chemical reactions; laboratory and industrial research; chemical analysis.

Scientific innovation: when converting low-phosphorous manganese slag and involving recycled silicomanganese, the possibility of obtaining metallic manganese is shown when pulverized lime is introduced during blowing. The possibility of smelting low-carbon ferromanganese and metallic manganese in the converter of gas-oxygen refining by the silico-thermal method is substantiated.

Practical value: In semi-industrial and industrial gas-oxygen refining converters, technologies for obtaining low- and medium-carbon ferromanganese and metallic manganese by the silico-thermal method and blowing high-carbon ferromanganese with gaseous oxygen have been tested. The silico-thermal method provided high productivity, ease of metallurgical redistribution, high manganese extraction, minimal manganese "hits" with evaporation and transition of manganese to slag.

Вступ.

Марганець відіграє важливу роль у чорній металургії. Близько 90 - 95% з усього марганцю, який виробляється в світі, використовується в виробництві чавуну і сталі у формі сплавів, таких як феро-марганець і силікомарганець. На сьогоднішній день близько 30% марганцю застосовують в процесах виробництва сталі для десульфурзації і в якості розкислювача [1]. Решта 70% марганцю використовується виключно в якості легируючого елемента при легуванні різних марок сталей і сплавів на залізній основі. Велика розмаїтість марок сталей обумовлює необхідність отримання марганцю і марганцевих феросплавів широкого сортаменту.

Високовуглецевий феромарганець марки ФМн70 з 0,35% фосфору підвищує концентрацію фосфору в сталі в 3-5 разів [2]. У конструкційній сталі з масовою часткою марганцю 0,5-1% ФМн70 вносить лише 0,003-0,005% фосфору, що в 5-10 разів нижче вимог стандартів. Однак в [3] показано, що і в цьому випадку зниження концентрації фосфору до тисячних часток відсотка дозволяє помітно підвищити пластичні і втомні властивості металу. Тому підвищення якості марганцевих

сплавів за змістом в них фосфору і ефективності виплавки феросплавів з низьким вмістом фосфору має велике значення не тільки для виробництва високолегованої, але і простої вуглецевої сталі.

Марганець міститься в усіх сортах сталі і є розкислювачем або легируючим елементом. Марганець у вигляді феромарганцю широко застосовують в сталеплавильних процесах. Він полегшує гарячу обробку сталі тиском, утворюючи тугоплавкі з'єднання з сіркою і киснем. Залишкова кількість марганцю (0,25-1,0%), розчиняючись в фериті і частково утворюючи карбіди, позитивно впливає на механічні властивості сталі. У цих межах марганець покращує прокалюваність сталі, підвищує межу плинності металу і майже не впливає на подовження. У конструкційні леговані сталі вводять до 1,8% Мп. Марганець є аустенітоутворюючим елементом. Високовуглецева сталь з 13% Мп має в загартованому стані аустенітну структуру і добре чинить опір странню при ударному навантаженні. У комплексі з вольфрамом і молібденом марганець служить заміноміком нікелю в конструкційних сталях, а з азотом-в нержавіючих сталях.

Величко Олександр Григорович – д.т.н., проф. УДУНТ
Камкіна Людмила Володимирівна - д.т.н., проф. УДУНТ,
Ду Юньшень – аспірант УДУНТ
Величко Костянтин Олександрович – аспірант УДУНТ

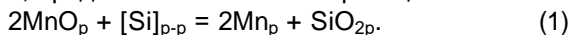
Velichko Oleksandr – d.t.s., prof USUST
Kamkina Lydmila – d.t.s., prof USUST,
Du Yunshen - postgraduate USUST
Velichko Kostyantyn - postgraduate USUST

Можливості досягнення механічних і спеціальних властивостей якісних сталей залежать і від якості феросплавів, що використовуються для легування, зокрема і від вмісту в них вуглецю, шкідливих домішок.

Важливим завданням технологічних процесів отримання різноманітних марганцевих феросплавів залишається створення умов досягнення максимально можливого корисного вилучення марганцю в сплав, тобто зменшення його втрат.

Середньовуглецевий феромарганець виплавляється силікотермічним способом у дугових електродних печах з магnezитовим футеруванням. Як вихідні матеріали застосовуються марганцеві окислювальні концентрати, вапно і феросилікомарганець. Через високий вміст фосфору в Нікопольських окислених і карбонатних концентратах до шихти додають низькофосфористу марганцеву руду, що забезпечує виплаву феромарганцю з вмістом фосфору не більше 0,4%. Феромарганець марок ФМн90А і ФМн88А із вмістом фосфору не більше 0,05% і 0,10% відповідно виплавляється в дугових електродних печах із застосуванням як марганецьвмісного компонента шихти попередньо знефосфороного електрометалургійним способом переробного малофосфористого шлаку. Фізико-хімічною основою процесу отримання середньовуглецевого феромарганцю, так само як і металевго марганцю та низьковуглецевого феромарганцю, є процес взаємодії оксидів марганцю шлакового розплаву певної основності з кремнієм, розчиненим у марганці [4-6].

Процес відновлення марганцю з чистого рідкого закису марганцю, розчиненим у марганці кремнієм, представлений хімічною реакцією:



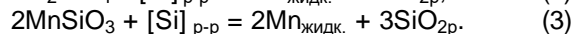
Для більш повного термодинамічного аналізу силікотермічного процесу слід враховувати, що відновлення марганцю при отриманні металевго марганцю та середньовуглецевого феромарганцю відбувається не з чистого закису марганцю, а з марганцевосилікатних розплавів, що містять Mn_2SiO_4 та MnSiO_3 . Реакції відновлення марганцю із силікатних розплавів мають вигляд:



Затребуваність середньо (MCFeMn) – і низьковуглецевого (LCFeMn) феромарганцю порівняно з високовуглецевим (HCFeMn) визначили інтерес до переділу



Зневууглецювання високовуглецевого феромарганцю проводять газоподібним киснем [1, 6-10] чи закисом марганцю марганцевої руди (концентрації). Через напружений тепловий баланс рафінування високовуглецевого феромарганцю повітрям не отримало промислового впровадження. Однак ідеї, закладені в дослідях з продування розплаву феромарганцю повітрям, були розвинені в наступних роботах по зневууглецюванню феромарганцю газоподібним киснем [8-13].



Зміни теплових ефектів реакцій (2) і (3) при зниженні вмісту кремнію (розчиненого в марганці) від його вихідного вмісту силікомарганців (30% Si) до його концентрації в середньовуглецевому феромарганці (2% Si) і до 0,8% Si в металевому марганці наведено на рис. 1.

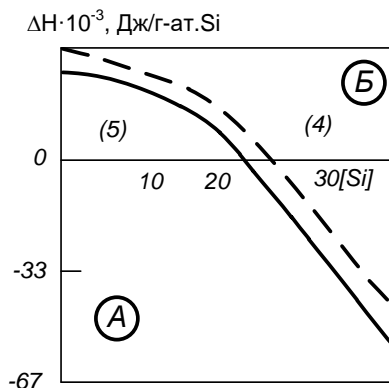


Рисунок 1 – Зміна теплових ефектів реакцій (2) та (3) від вмісту кремнію в марганці.

З рис. 1 слідує, що при відновленні марганцю з марганцевосилікатних розплавів при присадці силікомарганцю в кислий шлак у початковий період плавки реакція має екзотермічний характер (область А). При зниженні вмісту кремнію та MnO у шлаковій фазі реакція набуває ендотермічного характеру (область Б). Рисунок 1 – Изменение тепловых эффектов реакций (2) и (3) от содержания кремния в марганце.

Введення в розплав системи MnO-SiO₂ оксиду кальцію підвищує термодинамічні умови повнішого відновлення марганцю внаслідок збільшення активності закису марганцю та зниження активності кремнезему в шлаку. Визначальною реакцією силікотермічного процесу відновлення марганцю кремнієм із шлакових розплавів системи CaO-MnO-SiO₂ є реакція (4):

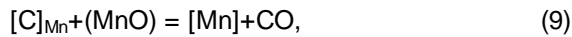
У твердому високовуглецевому переробному феромарганці (~8% C) вуглець представлений карбідом $[\text{Mn}, \text{Fe}]_7\text{C}_3$. Процес зневууглецювання рідкого феромарганцю газоподібним киснем може бути у загальному вигляді представлений реакцією:



$$K_{\text{O}_2} = \frac{p_{\text{CO}}^2}{a_c^2 \cdot p_{\text{O}_2}^2}, \quad (8)$$

где $a_c = \gamma_c \cdot \chi_{[C]}$.

У разі окислення розчиненого в марганці вуглецю закисом марганцю реакція має вигляд:



$$K_{MnO} = \frac{a_{Mn} \cdot P_{CO}}{a_{[C]} \cdot a_{[MnO]}} \quad (10)$$

$$\text{где } a_{Mn} = \gamma_{Mn} \cdot \chi_{[Mn]}$$

Окисне рафінування високовуглецевого феромарганцю досліджено в кисневому конвертері з донною подачею кисню. Встановлено [11], що відношення [% Mn]/[% C] залежить від температури, і ця залежність задовільно описується рівнянням:

$$\lg \frac{[\% Mn]}{[\% C]} = -\frac{10115}{T} + 6,70 \quad (11)$$

Зі зростанням температури знижується вміст вуглецю, але разом з тим суттєво підвищується і тиск парів марганцю, що впливає з виразу:

$$\lg P_{Mn} = -12546/T + 10,483 \quad (\text{Па}) \quad (12)$$

Прихильники окисного рафінування продуванням киснем однозначно стверджують – щоб зменшити втрати марганцю через випаровування, зневуглецювання феромарганцю газоподібним киснем слід вести за відносно помірних температур, узгоджуючи швидкість окислення вуглецю зі зниженням втрат марганцю через випаровування.

При продуванні у промисловому ковші киснем зверху встановлена залежність відношення [% C]/[% Mn] у феромарганці від температури під час рафінування [8].

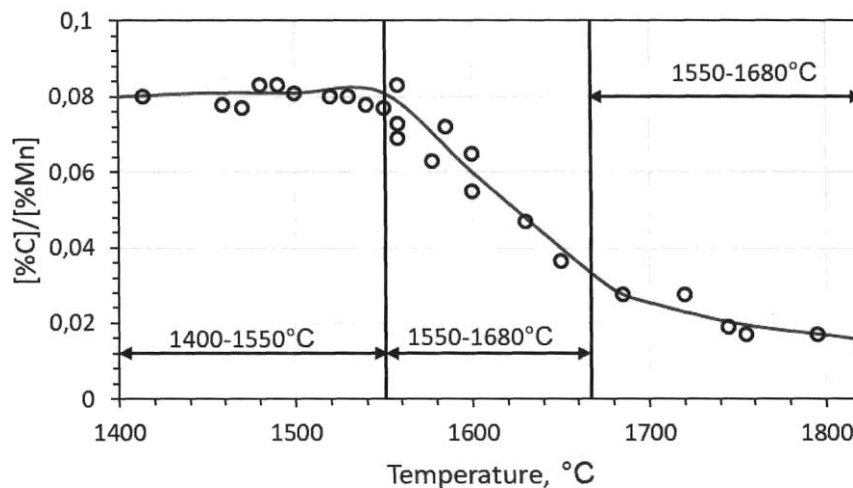


Рисунок 2 – Залежність відношення [% C]/[% Mn] у феромарганці від температури по ходу рафінування газоподібним киснем високовуглецевого феромарганцю [8].

Наведені на рис. 2 результати дозволили виділити три характерні періоди в ході рафінування. У першому періоді окислюється кремній та марганець, що супроводжується утворенням шлаку та інтенсивним виділенням бурого диму. Внаслідок екзотермічності реакцій окислення кремнію та марганцю температура розплаву підвищується до 1540-1560°C.

Відношення [%C]/[%Mn] залишається постійним, що свідчить про відсутність зневуглецювання. Вміст вуглецю в розплаві феромарганцю у цей період практично не змінюється. Наприкінці першого періоду спалахував факел від горіння CO, що свідчило про початок видалення вуглецю.

Подальше підвищення температури призводить до інтенсивного окиснення вуглецю. Закис марганцю також витрачається на зневуглецювання. В інтервалі температур від 1540÷1560°C до 1680-1720°C відношення [%C]/[%Mn] зменшується від 0,8 до 0,35, що підтверджує розвиток зневуглецювання.

У третьому періоді з досягненням температур 1680÷1720°C і вище проходить уповільнення швидкості окислення вуглецю та при сумісному окисненні вуглецю та марганцю, що супроводжується зменшенням розмірів факела від горіння та збільшенням виділення бурого диму. Відношення [%C]/[%Mn] змінюється незначно.

Практичний інтерес становлять результати дослідно-промислових плавок зневуглецювання розплаву високовуглецевого феромарганцю в ковші-реакторі в умовах Запорізького заводу феросплавів (ЗФЗ) [9]. Отриманий середньовуглецевий феромарганець мав наступний хімічний склад (мас.%): 81 Mn; 1,6 C; 0,5 Si і 0,080 P. Вилучення марганцю в сплав складало 71%.

Компанія "Union Carbide" розробила та освоїла на заводах процес виробництва середньовуглецевого феромарганцю продуванням високовуглецевого феромарганцю киснем у ковші, який отримав назву процес MOR ("Manganese Oxxygen Refining") [10].

На рис. 3 наведено зміну вмісту вуглецю у феромарганці за різних температур процесу MOR.

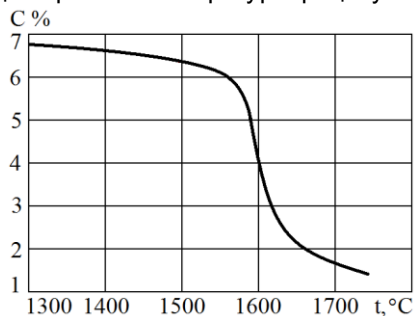
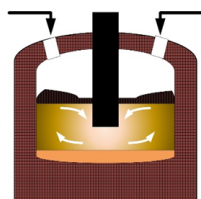


Рисунок 3 – Залежність вмісту вуглецю від температури марганцевих сплавів (Mn:Fe = 6:1, P = 101,3 кПа) [10].

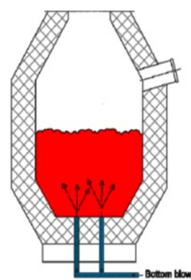
За технологією температура ванни під час продування підвищується від 1300°C до 1700°C.

Ore reduction furnace



Mn ore

GOR



O₂, CH₄, Ar, N₂

Silicon manganese (22-25%Si)

Low carbon ferromanganese

Рисунок 4 Схема дулекс-технології "дугова електросталеплавильна піч-конвертер газокисневого рафінування"

Можливості управління окислювальним періодом процесу, за рахунок регулювання окислювального потенціалу підведеної газової суміші, а також інтенсифікація відновлювальних взаємодій шляхом енергійного перемішування компонентів конвертерної ванни нейтральним газом визначають перспективність застосування конвертерних процесів з донною подачею дуття для отримання рафінованих сортів.

Спочатку в експериментах використовували малофосфористий марганцевий шлак. Для вдалої виплавки металевго марганцю в конвертері з донним дуттям з використанням малофосфористого шлаку необхідно створити умови для асиміляції вапна кислим марганцевим шлаком. Оксид кальцію, який відрізняється високою спорідненістю з кислими оксидами, практично не може залишатися у вільному вигляді. Тому вже в початковий період шлакоутворення шматочки вапна покриваються щільною скоринкою тугоплавкого двох кальцієвого силікату, розчинення якого визначає швидкість асиміляції вапна. Стосовно виплавки металевго марганцю в конвертері ці шматочки вапна практично не розчиняються до кінця плавки.

Решта і визначає незадовільні результати конвертерного переділу з використанням як окислювальної фази малофосфористого шлаку. Перспективним може бути застосування високоякісного активного свіжообпаленого вапна або застосування порошкоподібних матеріалів [14].

Дослідні плавки проводили у промисловому конвертері ємністю 1,0 тонна. Розплавлення та нагрівання застосовували для рафінування матеріалів здійснювали у футерованих хромомангнетитових дугових електропечах ДСП-1,5 з трансформатором потужністю 1000 кВА та ДСП-0,5 з трансформатором потужністю 400 кВА. Газокисневе рафінування здійснювали в конвертері, обладнаному донними дуттєвими пристроями типу "труба в трубі". Кількість фурм у днищі конвертера на плавках без вдування пилоподібних матеріалів дорівнює трьом. Внутрішній діаметр центральних сопел – 4 мм.

Для вдування пилоподібних матеріалів у конвертерну ванну було встановлено один дуттєвий пристрій з внутрішнім діаметром центрального сопла рівним 9 мм. При цьому тиск газу перед фурмою має становити щонайменше 2,0 атмо-

сфери. Хімічний склад матеріалів, які використано наведено нижче. Наведено час проведення дослідних плавів,

Таблиця 1

Хімічний склад матеріалів

| матеріал | Хімічний склад, % (мас.) | | | | | | | |
|----------------------------------|--------------------------|------------------|-------|------|--------------------------------|------|------|-------|
| | Mn | SiO ₂ | CaO | MgO | Al ₂ O ₃ | Fe | C | P |
| Малофосфористий марганцевий шлак | 44,91 | 26,83 | 4,94 | 2,48 | 5,86 | 0,10 | 0,22 | 0,013 |
| Вапно | 0,04 | 0,78 | 91,30 | 0,81 | 0,20 | 0,02 | - | 0,003 |
| Хімічний склад, % | | | | | | | | |
| Силікомарганець переробний | Mn | | Si | | Fe | C | P | |
| | 69,91 | | 27,7 | | 2,19 | 0,05 | 0,07 | |

Витрата кисню на продування склав 60 м³/год. Інтенсивність подачі пилоподібного вапна фракції 0-3 мм становила 15...17 кг на хвилину. Тривалість продування пилогазовою сумішшю 10...12 хвилин. Підведення та подача в конвертер пилогазових сумішей не викликало труднощів. Процес легко регулювався, відрізнявся стабільністю ходу пилоподібних матеріалів, спокійним ходом конвертерної плавки, без викидів та виплесків. Схема періодів процесу показано малюнку 5.

Дещо більший вміст марганцю у відвальному шлаку може бути пов'язане з наявністю кисню у

складі дуття до випуску плавки. Надмірне вдування кисню регулює температурний режим і окислює деяку частину монооксиду марганцю до оксиду марганцю. Однак повнота використання кремнію силікомарганцю зростає більш ніж на 20% у зв'язку з великими кінетичними перевагами процесу та пов'язаною з цим меншою схильністю ванни до окислення навколишньою атмосферою. Отримані результати свідчать про необхідність організації промислового виробництва металевого марганцю в оснащеному системою для інжекції порошоків вапна конвертері з донним дуттям.

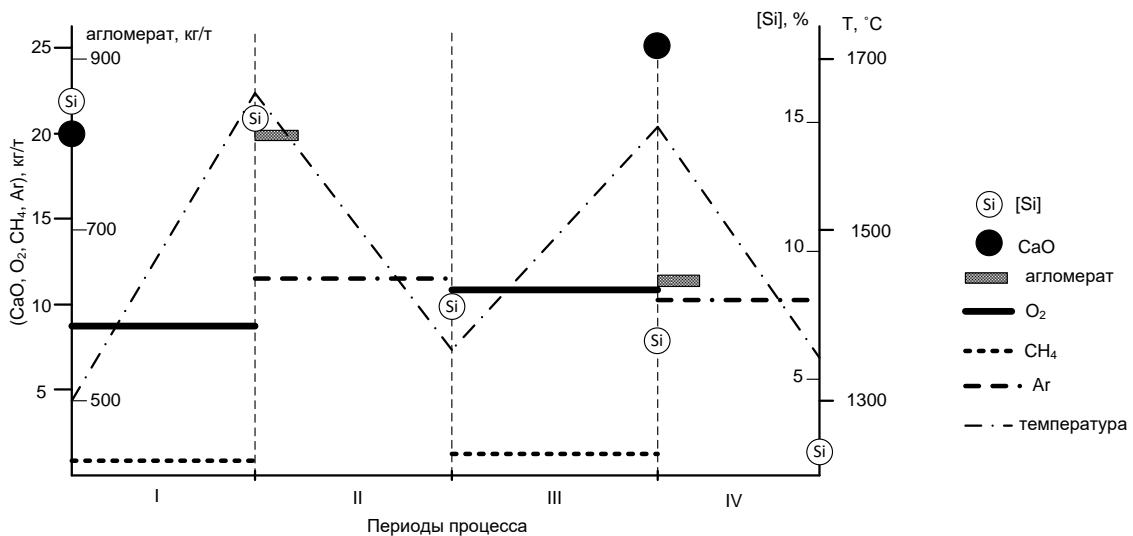


Рисунок 5 – Схема періодів процесу рафінування високо вуглецевого феромарганцю.

Таблиця 2 – Хімічний склад рідких продуктів дослідних плавів

| № плавки | Вміст, % мас. | | | | | |
|----------|-----------------|------------------|-------|-------------------------------|------|------|
| | Відвальний шлак | | | Металевий марганець марганець | | |
| | Mn | SiO ₂ | CaO | Mn | Si | C |
| 1 | 15,47 | 28,80 | 41,01 | 95,96 | 1,75 | 0,09 |
| 2 | 16,01 | 27,61 | 40,08 | 95,21 | 1,52 | 0,04 |
| 3 | 16,05 | 29,07 | 42,30 | 95,91 | 1,92 | 0,06 |

Таблиця 3 - Основні показники виробництва металевого марганцю в дослідному конвертері та в промисловій електропечі

| Показники | Конвертер | Електропеч |
|---|-----------------|------------|
| Тривалість плавки, час | 0,5 | 3,5 |
| Питома витрата електроенергії, кВт·год/т | не витрачається | 2550 |
| Питома витрата сировини, кг/т: | | |
| - малофосфористого шлаку (48% Mn) | 1 755 | 2038 |
| - силікомарганцю | 600 | 664 |
| - вапна | 1250 | 1630 |
| - кисню, м ³ | 15 | - |
| - аргону, м ³ | 10 | - |
| Вміст марганцю в шлаку | 15,70 | 14,46 |
| Видобуток марганцю | 76 | 63,29 |
| Корисне використання кремнію силікомарганцю | 85,0 | 63,0 |

Попередніми дослідженнями встановлено, що пряме застосування конвертерів з донним продуванням для інтенсифікації процесів отримання рафінованих сплавів марганцю силікотермічним методом при використанні малофосфористого шлаку недостатньо ефективно. Так, в кінці конвертерної плавки в шлаку знаходиться велика кількість незасвоєних шлаком шматочків вапна, а відновлення оксидів марганцю кремнієм з силікатних сполук (MnO SiO₂) практично не відбувається. Причиною можливо є напружений температурний режим конвертерної плавки та недостатня тривалість протікання рафінувальних процесів. Перелічені особливості протікання процесу конвертації за участю малофосфористого шлаку з метою одержання металевого марганцю визначили конвертерну технологію без його використання. В якості альтернативи малофосфористому шлаку були застосовані високоякісні марганцеві руди з вмістом марганцю ~50%, кремнію ~ 10%, фосфору до 0,03% ~ 0,04%.

Марганцеві руди замінили малофосфористий шлак при виплавці металевого марганцю. Природно, що рип виборі тієї чи іншої руди необхідно коригувати на конвертерному переділі витрату флюсів, враховувати вміст готовому металі заліза і фосфору. Загалом застосування якісної марганцевої руди дозволяє уникнути додаткового металургійного переділу та за рахунок цього значно знизити витрати на виплавку металевого марганцю.

Для проведення напівпромислових плавок металевого марганцю було взято австралійські руди марки КК49НЖ. Дослідні плавки металевого марганцю проводились на напівпромисловому устаткуванні університету. При цьому груша конвертера була реконструйована з метою збільшення номінального саду агрегату до 1750 кг. Як плавильний агрегат для розплавлення переробного силікомарганцю марки MnC26 використовували дугову сталеплавильну піч ємністю 1,5 т, футеровану периклазохромітовими вогнетривами. Незважаючи на збільшення геометричних розмірів груші конвертера, шлак до кінця плавки стояв біля

горловини конвертера. Загалом процес рафінування проходив спокійно, без викидів та сплесків. Шлак, практично, протягом усього продування залишався рідкорухливим, кінцева основність (CaO+MgO)/SiO₂ якого перебувала межах 1,25...1,32. Кількість MgO у шлаку близько 3%. Кратність шлаку на дослідних плавках була високою – 1,33...1,50.

Поведінка основних компонентів металевого розплаву - марганцю та кремнію по ходу конвертерного рафінування представлена рисунку 6.

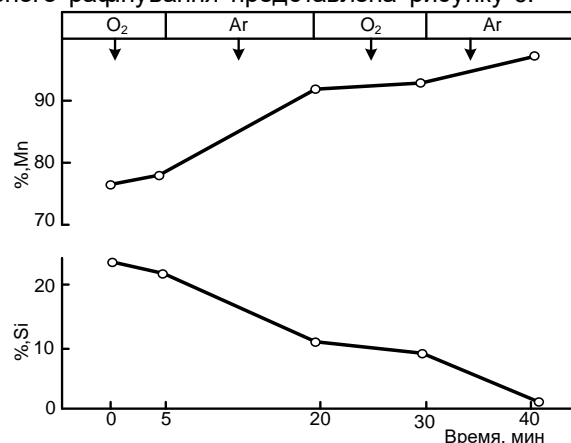


Рисунок 6 - Поведінка основних компонентів металевого розплаву – марганцю і кремнію по ходу конвертерного рафінування.

У періоди розігріву конвертерної ванни процес відновлення оксидів марганцю отримує незначний розвиток, що може бути пов'язано з тим, що в ці періоди продування металеві ванни здійснюється киснем (асимільованим газом), що недостатньо ефективно перемішує метал і шлак, відбувається також плавлення та формування високомарганцювистого основного шлаку

При переході на продування нейтральним (не асимільованим газом) різко зростає перемішування металеві ванни, що збільшує міжфазну поверхню метал - шлак. Це створює оптимальні умови для відновлення вільних оксидів марганцю кремнієм розплавленого силікомарганцю. Наприкінці першого відновлювального періоду, за наяв-

ності основного шлаку, надлишку кремнію та нестачі оксидів марганцю в шлаку, концентрація останнього не перевищує 8...10%. Вміст марганцю в шлаку наприкінці першого відновлювального періоду та наприкінці плавки, а також основність марганцевого шлаку в ці ж періоди наведено в таблиці 7.

При переході до другого окислювального продування відбувається спільне окислення кремнію і марганцю металу. Марганець, що окислився в цей період, відновлюється кремнієм силікомарганцю, втрат марганцю на цьому етапі продування не

фіксували. При випуску металу зі шлаком через горловину конвертера додаткове перемішування продуктів плавки сприяє перебігу процесів відновлення оксидів марганцю, концентрація кремнію в металі знижується на 0,20...0,25%. Загальне використання марганцю у конвертерному переділі металевому марганцю становило від 84 до 86%. Присадка алюмінію призвела до збільшення цього показника до 89,5%. У таблиці 8 представлений хімічний склад металевому марганцю, отриманого внаслідок проведення дослідних плавок.

Таблиця 4 - Вміст марганцю в шлаку в кінці першого відновлювального періоду та в кінці плавки, а також його основність

| № плавки | Проміжний шлак | | Відвальний шлак | |
|----------|----------------|----------------------------|-----------------|----------------------------|
| | Mn | (CaO+MgO)/SiO ₂ | Mn | (CaO+MgO)/SiO ₂ |
| 3 | 8,95 | 1,45 | 10,42 | 1,30 |
| 4 | 9,15 | 1,44 | 9,88 | 1,26 |
| 5 | 8,06 | 1,51 | 9,53 | 1,32 |
| 6 | 9,37 | 1,38 | 10,24 | 1,29 |
| 7 | 9,73 | 1,40 | 7,8 | 1,29 |

Таблиця 5 – Хімічний склад металевому марганцю, який отримано в результаті дослідних плавок

| № плавки | Si | Mn | C\ | Fe | P |
|----------|------|-------|------|------|-------|
| 3 | 1,75 | 94,75 | 0,08 | 3,25 | 0,129 |
| 4 | 1,70 | 95,08 | 0,08 | 3,00 | 0,125 |
| 5 | 1,78 | 95,02 | 0,07 | 3,02 | 0,127 |
| 6 | 1,68 | 95,00 | 0,08 | 3,10 | 0,128 |
| 7 | 1,69 | 95,23 | 0,07 | 2,88 | 0,123 |

Дослідно-промислове випробування конвертерної технології отримання рафінованих сплавів марганцю провели в конвертері ємністю 15 т. Як сировину щодо дослідно-промислових плавок використовували австралійську марганцеву руду тієї

ж марки, що й напівпромислових досліджень. Готовий метал виливали через горловину конвертера. Хімічний склад виплавленого середньовуглецевого феромарганцю наведено у таблиці 6.

Таблиця 6 – Хімічний склад виплавленого середньовуглецевого феромарганцю, %

| № плавки | Si | Mn | C | P | S |
|----------|------|-------|------|------|-------|
| 0849 | 1,50 | 86,55 | 1,52 | 0,23 | 0,026 |
| 0850 | 1,47 | 85,91 | 1,49 | 0,23 | 0,021 |
| 0851 | 1,53 | 86,15 | 1,53 | 0,23 | 0,023 |

Отриманий середньовуглецевий феромарганець має стабільний хімічний склад. Загальне використання марганцю на конвертерному переділі досить високо і сягає 87%.

Плавку металевому марганцю проводили за схемою виробництва середньовуглецевого феро-

марганцю, але в конвертер заливали рудний розплав і на нього присажували рідкий силікомарганець. Продувку робили аргоном після переведення конвертера в робочий стан. Хімічний склад виплавленого металевому марганцю досить стабільний (таблиця 7).

Таблиця 7 – Хімічний склад виплавленого металевому марганцю

| № плавки | Si | Mn | C | P | Fe |
|----------|------|-------|------|------|-----|
| 0852 | 1,48 | 95,19 | 0,07 | 0,25 | 3,0 |
| 0853 | 1,46 | 95,21 | 0,06 | 0,25 | 3,0 |

В даний час марочний склад корозійностійких сталей змінюється у бік збільшення виробництва особливо низьковуглецевих, частіше зміцнених азотом і економнолегованих сталей нікелем за рахунок збільшення вмісту марганцю і азоту.

Виробництво таких сталей пов'язані з великими витратами металевого марганцю. Популярна в Китаї марка сталі 1і (05X15AG9HD2) потребує виплавки 9...9,5% металевого марганцю. Як правило, нині потреба у марганці задовольняється за рахунок застосування електролітичного марганцю. Він містить невелику кількість вуглецю та інших домішок, але містить більшу кількість дрібної фракції. Тому значна частина його випаровується при присадці у відновлювальний період плавки та може змінюватися від плавки до плавки. Отриманий електротермічний металевий марганець був випробуваний при виплавці корозійностійкої сталі однотонному та в 15-тонному конвертері заводу. Загальне використання марганцю на конвертерному переділі при його присадці у відновлювальний період плавки стабільно становило 91% проти 86...88,1% при використанні електролітичного марганцю.

На 1.5 та 5 т конвертері ГКР проведено плавки з рафінуванням високовуглецевого феромарганцю від вуглецю продуванням киснем.

Високовуглецевий феромарганець у кількості 800-900 кг розплавляли в дуговій печі з основним футеруванням і зливали в конвертер ГКР через горловину. При цьому попередньо на подіну задавали вапняк (20,0 кг/т). Температура феромарганцю при зливі з печі 1530-1560°C. Хімічний склад високовуглецевого феромарганцю наступний (в мас. %): 78,4... 84,15 Mn; 0,4-1,6 Si і 5,30-6,90 C.

Технологічний цикл плавки включав два періоди - окислювальний і відновлювальний [15], що явно виражені за часом і відрізняються фізико-хімічною сутністю. В ході окислювального періоду плавки тривалістю 58-63 хв, питома витрата кисню 1,84 м³/т за хвилину. Починаючи з 15-ї хвилини від початку продування, в конвертер присаджували вапняк з витратою 3...5 кг/т за хвилину, так що загальна витрата його на плавку масою 800-900 кг становила 260 кг.

У відновлювальний період присаджували феросилікомарганцю (марки MnC17) у кількості 250...260 кг/т. При цьому подачу кисню та природного газу припиняли, а з метою перемішування ванну продували азотом (або аргоном) з витратою 0,97...1,22 м³/т за хвилину. Тривалість відновлювального періоду 3...5 хвилин.

На рис. 7 наведено зміну температури рафінованого високовуглецевого феромарганцю та

вмісту вуглецю, марганцю та кремнію в ході газокисневого рафінування.

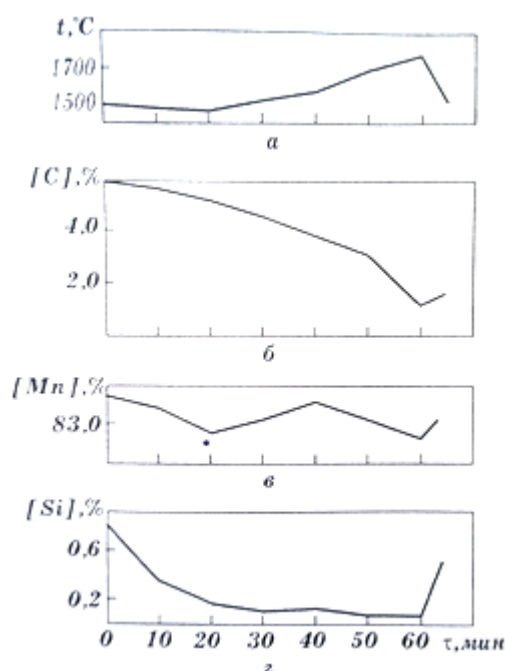


Рисунок 7 – Зміна температури рафінованого високовуглецевого феромарганцю (а), вмісту [C] (б), Mn (в) Si (г) у металі в часі при газокисневому рафінуванні

У першій половині продування окислюються кремній та марганець. До 30-ї хвилини вміст кремнію в розплаві феромарганцю знизився з 0,7% до 0,1%, вміст марганцю до 20-ї хвилини продування склав 83%. Вміст вуглецю до 60-ї хв окисного періоду зменшився до 1,6%. Відзначено великі втрати марганцю в «ульот» та зі шлаком. Так, у шлаку в кінці окислювального періоду вміст марганцю становив 30-40%.

Результати дослідних плавок з рафінуванням високовуглецевого феромарганцю продуванням киснем (варіанти 3 і 4) та отримання середньовуглецевого та низьковуглецевого феромарганцю силікотермічним методом (варіанти 1 і 2) у конвертері ГКР узагальнені в таблиці 8.

Технологічні та техніко-економічні показники підтверджують переваги варіантів 1 та 2, зокрема: вдвічі вище вилучення марганцю в процесі; вдвічі вища продуктивність; «ульот марганцю» зведений до мінімуму; немає викидів двоокису вуглецю в атмосферу; висока стійкість футерування конвертера; досить просте ведення плавки; прибуткова економіка процесу.

Таблиця 8 - Варіанти випробуваних технологій рафінування високовуглецевого феромарганцю від вуглецю

| | Option 1 | Option 2 | Option 3 | Option 4 |
|------------------------------------|---|---|---|--|
| Product | MC (LC) FeMn | Mn \approx 95% | MC FeMn (C no more than 2%) | LCFeMn (C no more than 1%) |
| Additives | Manganese agglomerate (bas.2,0) - 400-500kg/t Lime – 120 kg/t SiMn17–600-700 kg/t | Manganese ore (without phosphorous) - 400-500kg/t Lime–115 kg/t SiMn17–750 kg/t | FeMn78 \approx 990 kg/t Lime – 115 kg/t SiMn17 – 250 kg/t | FeMn78 \approx 990 kg/t Lime – 120 kg/t SiMn17 – 260 kg/t |
| Gases flow rate, m ³ /t | O ₂ - 20 m ³ /t Ar – 6-8 m ³ /t | O ₂ - 20 m ³ /t Ar – 6-8 m ³ /t | O ₂ - 90 m ³ /t Ar – 4-6 m ³ /t | O ₂ - 120 m ³ /t Ar – 4-6 m ³ /t |
| Manganese loses by "fly away" | 3-5% | 3-5% | 25-30% | 25-30% |
| Manganese loses with slag | 8-10% | 8-10% | | |

Висновки

1. Узагальнення інформації підтвердило велику потребу сталеплавильного переділу в металевому марганці та середньо- та низьковуглецевому феромарганці. Розглянуто відомі технології виплавки металевого марганцю та марганцевих сплавів. Для виплавки застосовують досить складні затратні технології. Так для виплавки металевого марганцю застосовують технологію, що включає три стадії: виплавку малофосфористого передельного шлаку марганцевого шлаку, виплавку переділового силікомарганцю, виплавку металевого марганцю.

2. Виконано термодинамічний аналіз за стадійними реакціями та фазовими перетвореннями вихідних речовин, що беруть участь у хімічних реакціях відновлення закису марганцю кремнієм, розчиненому в марганці, у присутності оксиду кальцію. Сумарна реакція, що визначає рівновагу в системі «шлак – розчин кремнію в марганці – пічна газова фаза» відрізняється значною зміною енергії Гіббса. На основі відомих літературних даних отримана апроксимована залежність зміни енергії Гіббса від температури реакції взаємодії чистого закису марганцю і силікатів марганцю Mn₂SiO₄, MnSiO₃ з кремнієм, розчиненим в марганці.

3. З метою інтенсифікації виплавки металевого марганцю та його сплавів запропоновано та

освоєно дуплекс-технологію "дугова електросталеплавильна піч-конвертер газокисневого рафінування.

4. У напівпромисловому та промисловому конвертерах газокисневого рафінування випробувані технології отримання низько- та середньовуглецевого феромарганцю та металевого марганцю силікотермічним методом та продуванням високовуглецевого феромарганцю газоподібним киснем.

5. При конвертуванні малофосфористого марганцевого шлаку та перельного силікомарганцю отримання металевого марганцю реалізується при вдмухуванні в ході продування пилоподібного вапна.

6. Показано можливість виплавлення в конвертері газокисневого рафінування силікотермічним способом низьковуглецевого феромарганцю та металевого марганцю.

7. Результати проведених плавок показали переваги силікотермічного отримання середньовуглецевого марганцю в конвертері ГКР порівняно з окисним рафінуванням газоподібним киснем високовуглецевого феромарганцю.

8. Силікотермічний спосіб забезпечував високу продуктивність, простоту металургійного переділу, високе вилучення марганцю, мінімальні "ульоти" марганцю з випаровуванням і перехід марганцю в шлак.

Бібліографічний опис

1. Гасик М.И. Теория и технология производства ферросплавов / М.И. Гасик, Н.П. Лякишев, Б.И. Емлин. - М.: Металлургия, 1988. – 784 с.
2. Величко А.Г. Силикотермический метод получения среднеуглеродистого ферромарганца в конвертере с донным дутьем \ А.Г. Величко, Ду Юньшен, А.В. Лысаков // Металлургическая и горнорудная промышленность. - 2015. - №3. - С. 23-25.

3. Величко А.Г. Исследование термодинамики восстановления закиси марганца силикомарганцем при получении среднеуглеродистого ферромарганца / А.Г. Величко, Ду Юньшен, М.И. Гасик // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. - 2015. - №4. - С. 34-37..
4. Гаврилов В.А., Гасик М.И. Силикотермия марганца. – Днепропетровск: "Системные технологии". 2001. – 512 с.
5. Гасик М.И., Марганец. – М: Металлургия. 1992 – 60 с.
6. Величко А.Г. Теоретические основы процессов и технологий среднеуглеродистого ферромарганца: монография / А.Г.Величко, Ду Юньшен, М.И. Гасик – Днепропетровск: Национальная металлургическая академия Украины, 2016 – 259 с.
7. Дуррер Р. Металлургия ферросплавов, Р.Дуррер, Г.Фолькерт.Пер. с нем. под научной редакцией д.т.н. М.И.Гасика, д.т.н. Б.И.Емлина, д.т.н. С.И.Хитрика – М. : Металлургия,1976. – 480с.
8. Мизин В.Г. Рафинирование ферромарганца продувкой газообразным кислородом / В.Г. Мизин, В.И. Хобот, Ю.А. Данилович // *Сталь* - 1983. -№.-С. 12-15.
9. Мизин В.Г. Производство среднеуглеродистого ферромарганца путем продувки кислородом в ковше / В.Г. Мизин // *Серия ферросплавных процессов* - М.: Черметинформация. - 1981. - вып. 5. - 11 с.
10. Kozak D.S., Matricardi L.R. Production du ferromanganese affine souffrage de souf a l'oxygene du ferromanganese carbure (precede M.O.R.). - J. Soar. Elee et a Ind. Electrochim. - 1981. - №4. -P. 26-31.
11. W. Dresler. Oxygen Refining of High-Carbon Ferromanganese. *Chemical and Extractive Metallurgy*. 2013. Pages 109-115. <https://doi.org/10.1179/cm.1989.28.2.109>
12. You, BD., Park, KY., Pak, JJ. et al. Oxygen refining of molten high-carbon ferromanganese. *Metals and Materials* 5, 395–399 (1999). <https://doi.org/10.1007/BF03187764>
13. Young E. LEE, LeivKolbeinsen. Kinetics of Oxygen Refining Process for Ferromanganese Alloys. 2005. *ISIJ International* 45(9):pp.1282-1290.
DOI:10.2355/isijinternational.45.1282
14. Садовник Ю.В. Шлакообразование и температурный режим при выплавке среднеуглеродистого ферромарганца с донным дутьем / Ю. В. Садовник, В.В. Мураховский, В.А. Сударушкин и др. // *Металлургия и коксохимия*. – К.: Техника. – 1986. – с. 61-65.
15. O. Velychko, Du Yunshen, Mianovska Y, Kamkina L, Ankudinov R. Physical and chemical bases of decarburization of high carbon ferromanganese melt // *Теорія і практика металургії*. - №1 – 2020. С. 30-35.

Reference

1. Hasyk M.Y. *Teoriya y tekhnolohiya proyzvodstva ferrosplavov* / M.Y. Hasyk. N.P. Liakyshev, B.Y. Emlyn. - М.: Metallurhyya, 1988. – 784 s.
2. Velychko A.H. *Sylykotermicheskyi metod polucheniya sredneuhlerodystoho ferromarhantsa v konvertere s donnym duteyem* \ A.H. Velychko, Du Yunshen, A.V. Lysakov // *Metallurhycheskaia y hornorudnaia promyshlennost*. - 2015. - №3. - S. 23-25.
3. Velychko A.H. *Yssledovanye termodynamiky vosstanovleniya zakysy marhantsa sylykomarhantsem pry poluchenyy sredneuhlerodystoho ferromarhantsa* / A.H. Velychko, Du Yunshen, M.Y. Hasyk // *Metallurhycheskaia y hornorudnaia promyshlennost*. - 2015. - №4. - S. 34-37..
4. Havrylov V.A., Hasyk M.Y. *Sylykotermiya marhantsa*. – Dnepropetrovsk: "Systemnye tekhnolohyy". 2001. – 512 s.
5. Hasyk M.Y., *Marhanets*. – М: Metallurhyya. 1992 – 60 s.
6. Velychko A.H. *Teoretycheskye osnovy protsessovy tekhnolohiy sredneuhlerodystoho ferromarhantsa: monohrafiya* / A.H.Velychko, Du Yunshen, M.Y. Hasyk – Dnepropetrovsk: Natsyonalnaia metallurhycheskaia akademyia Ukrainy, 2016 – 259 s.
7. Durrer R. *Metallurhiya ferrosplavov*, R.Durrer, H.Folkert.Per. s nem. pod nauchnoi redaktsyei d.t.n. M.Y.Hasyka, d.t.n. B.Y.Emlyna, d.t.n. S.Y.Khytryka – М. : Metallurhyya,1976. – 480s.
8. Myzyn V.H. *Rafynyrovanye ferromarhantsa produvkoi hazoobraznym kyslorodom* / V.H. Myzyn, V.Y. Khobot, Yu.A. Danylovych // *Stal* - 1983. -№.-S. 12-15.
9. Myzyn V.H. *Proyzvodstvo sredneuhlerodystoho ferromarhantsa putem produvky kyslorodom v kovshe* / V.H. Myzyn // *Seriya ferrosplavnykh protsessov* - М.: Chermetyinformatsiya. - 1981. - vyr. 5. - 11 s.
10. Kozak D.S., Matricardi L.R. Production du ferromanganese affine souffrage de souf a loxygene du ferromanganese carbure (precede M.O.R.). - J. Soar. Elee et a Ind. Electrochim. - 1981. - №4. -P. 26-31.
11. W. Dresler. Oxygen Refining of High-Carbon Ferromanganese. *Chemical and Extractive Metallurgy*. 2013. Pages 109-115. <https://doi.org/10.1179/cm.1989.28.2.109>
12. You, BD., Park, KY., Pak, JJ. et al. Oxygen refining of molten high-carbon ferromanganese. *Metals and Materials* 5, 395–399 (1999). <https://doi.org/10.1007/BF03187764>
13. Young E. LEE, LeivKolbeinsen. Kinetics of Oxygen Refining Process for Ferromanganese Alloys. 2005. *ISIJ International* 45(9):rr.1282-1290.
DOI:10.2355/isijinternational.45.1282
14. Sadovnyk Yu.V. *Shlakoobrazovanye y temperaturnyy rezhym pry vyplavke sredneuhlerodystoho ferromarhantsa s donnym duteyem* / Yu. V. Sadovnyk, V.V. Murakhovskiy, V.A. Sudarushkyn y dr. // *Metallurhyya y koksokhymiya*. – К.: Tekhnika. – 1986. – s. 61-65.
15. O. Velychko, Du Yunshen, Mianovska Y, Kamkina L, Ankudinov R. Physical and chemical bases of decarburization of high carbon ferromanganese melt // *Teoriia i praktyka metalurhii*. - №1 – 2020. S. 30-35.

УДК: 669.66

<https://doi.org/10.34185/tpm4.2021.04>

Пройдак Ю.С, Ольшанський В.І., Камкіна Л.В., Гогенко О.О.,
Мяновська Я.В., Філіппов І.Ю.

Підвищення міцності марганцевого агломерату при обробці гуматовим розчином

Proydak Yu, Olshansky V, Kamkina L., Hogenko J., Myanovska Ya., Filipov I.

Increase in strength of manganese agglomerate during processing humate solution

Об'єкт дослідження – металургійна технологія залучення дрібнодисперсних марганцевих концентратів, що утворюються при видобутку та збагаченні вихідної сировини, у виробництво марганцевого агломерату. Мета роботи – на основі результатів аналізу фізико-хімічних процесів при спіканні марганцевого агломерату та експериментальних досліджень розробити інноваційні технологічні рішення та рекомендації по технології спікання агломерату з підвищеною до 60% часткою в шихті дрібнодисперсного концентрату 2 сорту.

Методи дослідження – теоретичні дослідження процесів агломерації концентратів базуються на основних положеннях фізичної хімії і теорії металургійних процесів. Розрахунки термодинамічної рівноваги оксидних систем, адекватних агломераційним, основані на теорії Гіббса та реалізовані за допомогою комп'ютерної програми «FASTSage 6.0»; використаний метод математичної статистики для обробки результатів.

Результати дослідження. Визначено раціональну схему попередньої підготовки дрібнодисперсних відходів збагачення марганцевої руди для використання в металургійних процесах; встановлено раціональну кількість відходів збагачення марганцевої руди у вихідній шихті; доведена можливість повернення 50...70% (проти звичайного 10...15%) дрібнодисперсного (фракції 0-1 мм) марганцевого концентрату 2 сорту в шихту виробництва марганцевого агломерату за рахунок використання реагенту торф відоксидний (РТГ) у кількості 5...7% з одночасним підвищенням міцності гранул агломерату вдвічі.

Проведено обробку вихідної карбонатної марганцевої руди на стадії дозування її в шихту та одержаного агломерату екстрактом гуматовим торф'яним для зміцнення агломерату та зменшення пилоутворення.

Ключові слова: марганцева руда, дрібнодисперсний марганцевий концентрат, агломерація, оплавлений агломерат, мікроструктура, міцність агломерату, попередня обробка агломерату, виплавка силікомарганцю

Abstract.

The object of the research is the metallurgical technology of involving finely dispersed manganese concentrates, which are formed during the extraction and enrichment of raw materials, in the production of manganese agglomerate.

The purpose of the work is to develop innovative technological solutions and recommendations for the sintering technology of agglomerate with an increased up to 60% share in the charge of grade 2 finely dispersed concentrate based on the results of the analysis of physicochemical processes during the sintering of manganese agglomerate and experimental studies.

Research methods – theoretical studies of concentrate agglomeration processes are based on the basic principles of physical chemistry and the theory of metallurgical processes. Calculations of the thermodynamic equilibrium of oxide systems, adequate for agglomeration, are based on the Gibbs theory and implemented using the computer program "FASTSage 6.0"; the method of mathematical statistics was used to process the results.

Research results. A rational scheme for preliminary preparation of finely dispersed manganese ore enrichment waste for use in metallurgical processes has been determined; a rational amount of manganese ore beneficiation waste in the initial charge has been established; the proven possibility of returning 50...70% (against the usual 10...15%) of finely dispersed (0-1 mm fractions) grade 2 manganese concentrate to the batch for the production of manganese agglomerate due to the use of the peat hydroxide reagent (PTH) in the amount of 5...7% with a simultaneous increase the strength of the agglomerate granules is doubled.

The original carbonate manganese ore was treated at the stage of dosing it into the batch and the obtained agglomerate with humic peat extract to strengthen the agglomerate and reduce dust formation.

Key words: manganese ore, finely divided manganese concentrate, agglomeration, fused agglomerate, microstructure, agglomerate strength, pre-treatment of agglomerate, silicomanganese smelting

ВСТУП

Україна має потужну гірничорудну промисловість і займає сьоме місце у світі за обсягами виробництва мінеральної сировини. Щорічний видобуток гірської маси з діючих природних родовищ України становить ~2 млрд.т. Внаслідок відсутності раціональних технологій переробки сировини низької металургійної якості понад 60...70% видобутої сировини накопичується у відвалах, формуючи техногенні родовища [1-9]. Рівень використання відходів промислових виробництв України, на відміну від передових країн світу, в яких він до-

сягає 80%, становить лише 12...15%.

Для України утворення значної кількості вторинних матеріалів є однією з найсерйозніших проблем для навколишнього середовища. Різні види матеріалів техногенних родовищ можуть розглядатися як вторинні джерела цінних мінералів, які можуть направлятися на переробку і повторне промислове використання. На сьогодні в Україні обсяги цих відходів перевищують 25 млрд. т, займаючи площу понад 150 тис. га, яка відчужена у АПК України. Так, за різними оцінками, у відвалах та хвостосховищах Криворізьких гірничо-

Пройдак Юрій Сергійович – д.т.н., проф. УДУНТ,
Ольшанський В.І. – к.т.н., ЗАТ НЗФ,
Камкіна Людмила Володимирівна – д.т.н., проф. УДУНТ.,
Гогенко Олег. – к.т.н., ТОВ «Торфдом»
Мяновська Яна Валеріївна – д.т.н., УДУНТ,
Філіппов Ігор Юрійович – к.т.н., ЗАТ НЗФ.

Proidak Yurii Serhiiovych – d.t.n., prof. USUST,
Olshanskyi V.I. – k.t.n., ZAT NZF,
Kamkina Liudmyla Volodymyrivna – d.t.n., prof. USUST.,
Hohenko Oleh. – k.t.n., TOV «Torfdom»
Mianovska Yana Valeriivna – d.t.n., UDUNT,
Filipov Ihor Yuriovych – k.t.n., ZAT NZF.

збагачувальних комбінатів міститься до 13 млрд.т розкривних порід та до 6 млрд.т відходів збагачення бідних залізних руд. За роки експлуатації збагачувальних виробничих потужностей Покровського гірничо-збагачувального комбінату у шламонакопичувачах заскладовано до 130 млн.т шламу від збагачення марганцевої руди.

Особливої актуальності набуває питання залучення у виробництво некондиційної за фракційним складом мінеральної сировини. Дрібнодисперсні продукти збагачення мають величезний потенціал застосування після розробки раціональних технологічних рішень щодо їх попередньої підготовки перед використанням в процесах спікання, які дозволяють одержувати огрудковану сировину заданого фракційного, хімічного складу та відповідної міцності. Використання дрібнодисперсних продуктів збагачення марганцевої руди фракції 0-1 мм, які мають кристалічну структуру та важко окомковуються, потребує обґрунтування та експериментальної перевірки застосування ефективного зв'язуючого матеріалу з необхідними функціональними властивостями.

Дослідженню характеристик, збагаченню та подальшій агломерації дрібних марганцевих концентратів присвячені праці зарубіжних науковців M.Tangstad, S.E.Olsen, B.Sorensen, O.Ostrovsky, B.Singh, Li Zhang, RS Braga. Відомі українські науковці внесли значний вклад у розвиток виробництва марганцевих феросплавів Гасик М.І., Грищенко С.Г., Куцін В.С., Ольшанський В.І, Філіппов І.Ю. та інші.

Великого значення набуває якість агломерату, яка забезпечує високі показники виплавки феросплавів. Сучасні металургійні агрегати пристосовані до споживання кускових матеріалів [10-17], тому дрібнодисперсну марганцеву сировину необхідно окусковувати одним з трьох способів: агломерацією, огрудкуванням або брикетуванням. Запаси марганцевої руди в Україні сумарно по Орджонікідзевському і Марганецькому гірничо-збагачувальним комбінатам становлять третину світових запасів. Основним видом продукції, що випускає Орджонікідзевський ГЗК, є марганцевий концентрат різних сортів з вмістом чистого марганцю від 26% до 43% (залежно від сортності). Супутні продукти - керамзитова глина і шлами. Залу-

чення у виробництво феросплавів марганцевих шламів потребує їх окускування з метою поліпшення газопроникності насипної маси та отримання обкотишів необхідної форми і розміру.

Агломерат повинен мати високу міцність, кускуватість, пористість і відновлюваність при заданому хімічному складі. Проте використання марганцевмісних містячих шламів в агломераційному процесі обмежується їх фізичними, фізико-хімічними властивостями і вмістом шкідливих домішок. Збільшення частки дрібнодисперсних матеріалів в агломераційній шихті потребує пошуку способів підготовки, що дозволяють підвищити допустиму для утилізації в агломераційній суміші межу вологості шламів; поліпшити усереднення шламів у агломераційній шихті, забезпечити газопроникність спікаемого шару на агломераційній стрічці і скорочення висушування пилу.

При розробці Нікопольського родовища марганцевих руд в шламосховищах Орджонікідзевського гірничо-збагачувального комбінату наміто шлами з середнім вмістом марганцю 10-12%. Аналіз фізико-хімічних властивостей концентратів 2-го сорту показує, що характерна для них зернисто-піщана структура не забезпечує достатньої комкуємості аглошихти і не дозволяє при проведенні її грануляції отримати необхідний гранулометричний склад і міцнісні показники гранулюемого матеріалу. Надалі це призводить до зниження продуктивності агломашини. Однак, труднощі їх використання полягають в поганому злипанні при огрудкуванні та брикетуванні.

Ступінь огрудкування марганцевих шламів за звичайною технологією при додатковому зволоженні становить 1,62, а міцність гранул менше 1 кг/на зразок. Спікання такого матеріалу практично не відбувається, що обмежує можливості їх використання в шихті для агломерації. Це викликає необхідність пошуку зв'язуючого, яке забезпечить комкуємість матеріалу із зернистою структурою.

Раціональне використання природних ресурсів сировини та палива та розширення сировинної бази гірничо-металургійного комплексу України сприятимуть удосконаленню технологій та розширенню застосування техногенних матеріалів у виробництві металів та сплавів [13, 14, 17].

Таблиця 1

Вміст складових вихідної шихти для одержання дослідного агломерату

| Матеріал | АМНВ-2 | | Дослідний агломерат (оплавлений) | |
|-----------------------------|---------|---------|----------------------------------|--------------|
| | % (мас) | кг/т | % (мас) | кг/т |
| 1 Б сорт (МГЗК) | 16,0 | 194,61 | 14,0 | 171,85 |
| Концентрат ОГЗК (фр. 0-1мм) | 22,0 | 267,58 | 30,0 | 368,25 |
| Карбонатний концентрат МГЗК | 9,0 | 109,47 | - | - |
| 2 сорт ПГЗК | 22,0 | 267,58 | 19,0 | 233,23 |
| Карбонатний концентрат ПГЗК | 25,0 | 304,07 | 30,0 | 368,25 |
| Реагент ТГ | 1,63 | 22,00 | 1,9 | 26,00 |
| Вапняк доломітизований | 2,0 | 24,33 | - | - |
| ПШС | 6,0 | 72,98 | 7,0 | 85,93 |
| Паливо | 6,0 | 84,00 | 6,0-8,0 | 84,00-109,00 |
| Усього | 109,7 | 1346,62 | 109,9 | 1362,50 |

Промислові випробування одержання агломерату при змінній кількості вуглецю у вихідній шихті

Як відомо [13, 14], при застосуванні звязуючих на основі торфу (РТГ) внаслідок згоряння пірогазів, змінюється тепловий рівень процесу агломерації та формуються дві зони спікання, які змінюються при змінній співвідношенні вуглець РТГ/вуглець коксу. Для отримання агломерату з високими властивостями міцності, з точки зору теплового рівня процесу спікання, визначали оптимальний вміст вуглецю і режим запалення шихти

(температура запалення, час запалення). При спіканні агломерату АМНВ-2 вміст палива в шихті варіювали від 6% до 8%, а температуру запалення від 950°C до 1000°C. Склад шихти для виробництва агломерату наведено в таблиці 1.

В якості вихідних технологічних параметрів використовували параметри роботи базового періоду виробництва агломерату марки АМНВ-2 на агломашині №4. Значення параметрів приведені в таблиці 2.

Таблиця 2

| Технологічні параметри роботи агломашини | |
|---|----------|
| Параметр | Значення |
| Вологість шихти, % | 15,2 |
| Температура запалювання, °С | 950-1000 |
| Швидкість руху аглоленти, м/хв. | 1,6 |
| Розрідження, кг/м ² | 650,0 |
| Температура газу в колекторі, °С | 120,0 |
| Висота шару шихти, м | 0,42 |
| Продуктивність, т/год | 78,0 |
| Міцність, % (вміст фракцій ≥ 5 мм в агломераті) | 77,0 |

Дослідно-промислові випробування показали, що підвищення вмісту палива в аглошихті з 6% до 8% при збільшенні вмісту концентрату 2 сорту (фр. 0-1мм) з 22% до 30% та повному виведенні доломітизованого вапняку (2%) за рахунок збільшення вмісту карбонатної руди та руди 2 сорту ПГЗК, призводить до зниження продуктивності процесу агломерації при незмінній міцності агломерату та збільшення вмісту фракції менше 5мм в агломераті

При окомкуванні шихт для виробництва агломерату марки АМНВ-2 з високим вмістом великих фракцій практичної зміни середнього діаметра гранул не спостерігається. Газопроникність шихти визначається головним чином гранулометричним складом шихти. Присутність у складі шихти РТГ, який рівномірно розподіляється серед складових вихідної агломераційної суміші сприяє утворенню гранул, що містять дрібнодисперсні компоненти. Тому присутність підвищеної кількості концентрату 2 сорту (фр. 0-1мм) не впливало на утворення гранул та покращувало газопроникність шихти, а

також забезпечує покращення умов запалення шихти.

Для визначення впливу використання фракціонованої карбонатної руди фракції 0...10мм при виробництві агломерату, в агломераційному цеху в поточному виробництві спікали агломерати марки АМНВ-2 та АМНВ-2Г при частці використання марганцевого концентрату 2 сорту фр. 0-1мм у шихті 30, 50, 80%.

За базову шихту для виробництва агломерату прийнято шихту поточного виробництва агломерату марки АМНВ-2 без використання дрібного вапняку в якості флюсуючої добавки. Речовий склад шихт наведено у таблиці 3.

При заміні карбонатної марганцевої руди фракції 0...30 мм на фракцію 0...10мм привело до змінення гранулометричного складу шихт (таблиця 4).

Технологічні параметри спікання, техніко-економічні показники і якість агломерату наведені в таблицях 5, 6, 7.

Таблиця 3

Речовий склад шихт для виробництва дослідних агломератів зі змінною кількістю марганцевого концентрату 2 сорту фракції 0-1мм

| Матеріал | Дослідні агломерати з різною часткою дрібнодисперсного концентрату | | | | | |
|-------------------------|--|------|--------------|------|---------------|------|
| | АМНВ-2 (30%) | | АМНВ-2 (50%) | | АМНВ-2 Г(80%) | |
| | Витрата матеріалів для одержання агломерату | | | | | |
| | % (мас.) | кг/т | % (мас.) | кг/т | % (мас.) | кг/т |
| 1Б сорт (МГЗК) | 10 | 123 | | | | |
| Конц. ОГЗК (фр. 0-1мм) | 30 | 368 | 50 | 617 | 80 | 979 |
| Карб. ПГЗК (фр. 0-10мм) | 30 | 368 | 30 | 370 | 20 | 245 |
| 2 сорт ПГЗК | 23 | 282 | 20 | 247 | | |
| Реагент ТГ | 26 | | 43 | | 69 | |
| ПШС | 7 | 86 | | | | |
| Паливо | 7,5 | 100 | 7,0 | 94 | 5,5 | 84 |
| Усього | | 1327 | | 1328 | | 1308 |

Таблиця 4

Гранулометричний склад шихт при змінній кількості дрібнодисперсного концентрату 2 сорту

| Матеріал | Вміст фракцій, % | | | | |
|----------------------|------------------|-----------|-----------|----------|-------|
| | +50мм | 50...25мм | 25...10мм | 10...3мм | -3мм |
| Базова шихта | 1,63 | 32,26 | 14,16 | 10,98 | 40,67 |
| Дослідна шихта (30%) | 1,63 | 15,64 | 7,52 | 22,42 | 52,79 |
| Дослідна шихта (50%) | 1,42 | 12,34 | 5,37 | 21,25 | 59,62 |
| Дослідна шихта (80%) | - | - | - | 2,09 | 97,91 |

Таблиця 5

Результати спікань при вмісті 30% концентрату 2 сорту фракції 1-0мм

| Час проведення спікань | Вміст палива, % | Вміст палива, кг/тн | Висота шару шихти, мм | Розрідження в колекторі, мм вод.ст | Температура в колекторі, °С | Швидкість агломації, м/хв | Показники якості | | Продуктивність агломації, т/год |
|------------------------|-----------------|---------------------|-----------------------|------------------------------------|-----------------------------|---------------------------|------------------------------------|-------------|---------------------------------|
| | | | | | | | Розсівання Кількість фракції -5 мм | Міцність, % | |
| 23.12.2021 9-00 | 7 | 94 | 420 | 800 | 70 | 1,4 | | | 60 |
| 23.12.2021 11-00 | 7,5 | 100 | 420 | 680 | 100 | 1,7 | 4,4 | 74 | 54 |
| 23.12.2021 13-00 | 7 | 100 | 420 | 700 | 90 | 1,2 | 3,5 | 79 | 54 |
| 23.12.2021 15-00 | 7 | 100 | 420 | 700 | 100 | 1,3 | 4,2 | 78 | 64 |
| 23.12.2021 17-00 | 7 | 100 | 420 | 750 | 80 | 1,4 | 3,4 | | 54 |
| 23.12.2021 19-00 | 7,5 | 100 | 420 | 650 | 90 | 1,5 | 4,1 | 78 | 60 |
| 23.12.2021 21-00 | 7,5 | 100 | 420 | 670 | 100 | 1,6 | 4,4 | 78 | 54 |

Таблиця 6

Результати спікань при вмісті в шихте 50% концентрату 2 сорту фракції 1-0мм

| Час проведення спікань | Вміст палива, %(мас.) | Вміст палива, кг/тн | Висота шару шихти, мм | Розрідження в колекторі, мм вод.ст (кг/м ²) | Температура в колекторі, °С | Швидкість агломації, м/хв | Показники якості | | Продуктивність агломації, т/год |
|------------------------|-----------------------|---------------------|-----------------------|---|-----------------------------|---------------------------|------------------------------------|-------------|---------------------------------|
| | | | | | | | Розсівання Кількість фракції -5 мм | Міцність, % | |
| 24.12.2021 13-00 | 6 | 86 | 400 | 700 | 40 | 1,2 | | | 42 |
| 24.12.2021 14-00 | 6 | 86 | 400 | 740 | 40 | 1,4 | 4,5 | 72 | 48 |
| 24.12.2021 15-00 | 7 | 100 | 400 | 740 | 50 | 1,4 | 3,5 | 77 | 60 |
| 24.12.2021 16-00 | 7 | 100 | 400 | 800 | 50 | 1,4 | 4,7 | 77 | 66 |

Таблиця 7

Результати спікань при вмісті в шихте 80% концентрату 2 сорту фракції 1-0мм

| Час проведення спікань | Вміст палива, %(мас.) | Вміст палива, кг/тн | Висота шару шихти, мм | Розрідження в колекторі, мм вод.ст (кг/м ²) | Температура в колекторі, °С | Швидкість агломації, м/хв | Показники якості | | Продуктивність агломації, т/год |
|------------------------|-----------------------|---------------------|-----------------------|---|-----------------------------|---------------------------|------------------------------------|-------------|---------------------------------|
| | | | | | | | Розсівання Кількість фракції -5 мм | Міцність, % | |
| 26.12.2021 10-00 | 5,5 | 79 | 350 | 500 | 50 | 1,5 | | | |
| 26.12.2021 11-00 | 5,5 | 79 | 350 | 540 | 40 | 1,5 | 2,7 | 77 | 30 |
| 26.12.2021 12-00 | 5,5 | 79 | 350 | 540 | 40 | 1,4 | 3,5 | 77 | 36 |
| 26.12.2021 13-00 | 5,5 | 79 | 350 | 470 | 50 | 1,4 | 2,9 | 77 | 30 |
| 26.12.2021 14-00 | 5,5 | 79 | 350 | 490 | 60 | 1,6 | 3,1 | 77 | 36 |

Результати спікань агломерату показують, що заміна карбонатної марганцевої руди фракції 50-0мм на руду фракції 10-0мм дозволяє отримати

оплавлений агломерат при чинному режимі термообробки. Ступінь дисоціації карбонатної марганцевої руди становить 100% (при проведенні хімі-

чного аналізу втрати при прожарюванні склали 0%). Це сприяє повнішому засвоєнню розплавом карбонатної марганцевої руди. При зміні рівня термообробки забезпечується повніше запалення твердого палива, що забезпечує поліпшення процесів рідкофазного спікання. Аналіз міцнісних властивостей отриманого агломерату показав зниження утворення дрібниці фракції менше 5мм при транспортуванні його до печі, а також підвищення міцності на стирання. Так збільшення вмісту дрібниці фракції менше 5мм в агломераті перед завантаженням у піч знизилася порівняно з базовим варіантом з 13% до 7%.

Виходячи з результатів дослідних спікань одержання агломерату зниженої міцності на стирання (основна причина збільшення виносу пилу з печі) при існуючому гранулометричному складі шихти можуть бути декілька причин.

При низькому вмісті твердого палива у шихті (6-7%) тепла, що виділяється в результаті горіння цієї кількості палива, недостатньо для утворення необхідної кількості розплаву, що забезпечує розвиток рідкофазного спікання. Збільшення витрати твердого палива при даному гранулометричному складі отримання оплавленого агломерату викликає значні труднощі через необхідність забезпечення часу на розплавлення рудних матеріалів, що призводить до зниження продуктивності процесу. При цьому міцність агломерату визначається міцністю шматків руди, видом в'язучого та міцністю контакту в'язучого з рудою.

Незадовільний режим запалення шихти, який має забезпечувати як запалювання палива, так і компенсувати витрати тепла на ендотермічні процеси у верхній частині шару (сушіння, прогрів, дисоціація карбонатів, утворення розплаву). Температура запалення повинна бути не менше 950°C, а час запалення має бути 2...2,5 хв (час перебування шихти під горном). При залученні до процесу карбонатної марганцевої руди фракції 0...10мм необхідне додаткове тепло для здійснення процесу дисоціації карбонатів марганцю і кальцію.

Для карбонатної марганцевої руди розміром більше 5мм не вистачає часу для повної дисоціації, а шматки рудних матеріалів більші за 8мм не повністю проходять через рідку фазу. Нестача рідкої фази, а також відсутність міцного зв'язку між рудними частинками та в'язучим знижує міцність агломерату. При транспортуванні агломерату та завантаженні його в піч відбувається руйнування карбонату, що супроводжується додатковим пилоутворенням (підтверджується даними хімічного складу пилу та шламів рудовідновлювальних печей). При існуючій технології спікання марганцевого агломерату на НЗФ газопроникність шихти досягається більшою мірою крупністю рудних матеріалів, а процес окотування практично не впливає на показники процесу агломерації.

Одержання оплавленого агломерату залежить від вихідного гранулометричного складу компонентів шихти спікання. Результати дослідно-

промислових випробувань агломерату показують, що заміна карбонатної руди марганцевої фракції 50-0мм на руду фракції 10-0мм дозволяє отримати оплавлений агломерат при діючому режимі термообробки. Ступінь дисоціації карбонатної марганцевої руди становить 100% (при проведенні хімічного аналізу втрати під час прожарювання склали 0%).

Підвищення металургійних властивостей марганцевого агломерату, отриманого з шихт, що містять 30, 50, 80% марганцевого концентрату 2 сорту фракції 0-1мм, можливе за рахунок поєднання оптимального температурно-теплого рівня процесу (забезпечується більш повне запалення твердого палива, що в свою чергу забезпечує процеси рідкофазного спікання) та оптимізації гранулометричного складу шихти - а саме зниження вмісту фракцій більше 8мм у шихті, що забезпечить поліпшення процесу окотування та зниження вмісту пилу при транспортуванні агломерату. Це можливо за рахунок змін підготовки рудних матеріалів на ГЗК.

Слід відмітити, що існуючі на ГЗК схеми збагачення марганцевої руди не передбачають розсівання матеріалу, що не дає змоги передати споживачу руду необхідного фракційного складу. Зниження руйнування агломерату може бути досягнуто шляхом його обробки, що полягає в покритті шматкової сировини екстрактом гуматовим рідким торф'яним «Ідеал» ТУ У 08.9-35113654-004:2012. Високотемпературне покриття ЕГТ з температурою плавлення 1050-1100°C) в результаті видалення води утворює на поверхні шматка агломерату плівку, що підвищує його міцність на стирання і призводить до зниження пилоутворення при транспортуванні та завантаженні його в піч, перешкоджає руйнуванню карбонатів, шматків вільного вапна та шматків агломерату при нагріванні у відновлювальній атмосфері.

Обробка карбонатної марганцевої руди екстрактом гуматовим торф'яним (ЕГТ) та агломерату водним розчином ЕГТ

В процесі підготовки компонентів шихтової суміші з підвищеною часткою дрібнодисперсного марганцевого концентрату було встановлено, що карбонатна марганцева руда виступає як центр для окомковування дрібних частинок аглосуміші. Карбонатні мінерали в карбонатних марганцевих рудах представлені родохрозитом і манганокальцитом. Родохрозит $MnCO_3$ - марганець ізоморфно заміщується елементами Fe, Mg, Ca та ін. Кальцієвий родохрозит поширений в осадових рудах марганцю і, як правило, збагачений фосфором. Манганокальцит - основний рудний мінерал $(Mn,Ca)CO_3$, з якого складаються карбонатні руди осадових родовищ (хімічний склад: 29,94% MnO , 14,95% CaO , 10,94% SiO_2 , 8,95% Al_2O_3 , 28,38% в.п.п.). Однак, має недостатню міцність, а підвищена крупність не дає повністю продисоціювати за час спікання агломерату. Для підвищення якості та продуктивності процесу одержання агломерату

марки АМНВ-2 із вмістом марганцевого концентрату до 50% у період з 10.02.2022 по 12.02.2022 в умовах аглоцеху НЗФ були проведені промислові випробування розроблених технічних рішень.

Досліджували вплив обробки карбонатної марганцевої руди до подачі в шихту екстрактом гуматовим торф'яним (ЕГТ), а також обробку отриманого агломерату водним розчином ЕГТ.

Для проведення дослідно-промислових випробувань «НВП Техно» було придбано та спільно з працівниками НЗФ змонтовано дві системи для обробки карбонатної руди та марганцевого агло-

мерату. "НВП Техно" поставило на НЗФ п'ять метрів кубічних рідкого ЕГТ (п'ять "євро кубів"). ЕГТ є лужною витяжкою з низиногового торфу, яка містить обтяжувач. Обробку карбонатної марганцевої руди фракції 0-50мм здійснювали в процесі завантаження її в бункери дозувального відділення аглоцеху, витрата ЕГТ становила 1,2 тонни на 100 тонн руди, оброблену карбонатну руду дозували в аглошихту.

Склад аглошихти та витрата компонентів наведено у таблиці 8. Технологічні параметри агломераційного процесу приведені в таблиці 9

Таблиця 8

Витрати складових аглошихти на виробництво агломерату АМНВ2

| Сировина | Витрата сировини | | W, % | З урахуванням W, кг | Вологість, % |
|----------------------|------------------|------|------|---------------------|--------------|
| | на суху масу, кг | в % | | | |
| 2с МГЗКО-1 | 578 | 47,0 | 16,5 | 692 | 47,8 |
| 1 Карбонатна не кл. | 332 | 27,0 | 9,2 | 365 | 25,2 |
| 2с окисно карбонатна | 111 | 9,0 | 20,9 | 140 | 9,7 |
| 2с МГЗК110 | 111 | 9,0 | 12,6 | 127 | 8,8 |
| ПШС | 98 | 8,0 | 20,8 | 123 | 8,5 |
| Торфореагент | 41 | | 0,0 | 41 | |
| Усього | 1230 | 100 | | 1447 | 100 |

Таблиця 9

Технологічні параметри агломераційного процесу

| Показники | Одиниці виміру | Значення показника |
|--|----------------|--------------------|
| Температура запалювання | °С | 950 |
| Температура поверхні шару шихти під горном | °С | 920 |
| Висота шару шихти | м | 0,380 |
| Швидкість руху аглоленти | м/хв | 1,60 |
| Розрідження в колекторі | мм.вод.ст. | 780 |
| Температура в колекторі | °С | 87 |
| Продуктивність | Т/год | 68,0 |

Аналіз отриманих результатів показує, що попередня обробка карбонатної марганцевої руди розчинам ЕГТ дозволяє отримати агломерат з вмістом концентрату 2с фракції 0,1 мм до 50% без

зниження продуктивності агломашини. Міцнісні властивості агломерату, отриманого в дослідному та базових періодах наведені в таблиці 10.

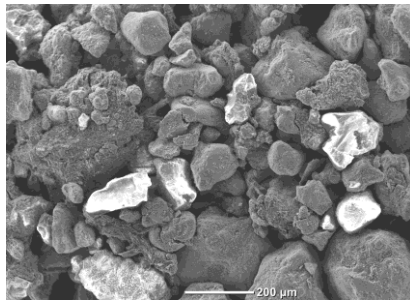
Таблиця 10

| Період | Вміст фракцій в агломераті, % | |
|-----------|-------------------------------|---------|
| | +5 мм | -0,5 мм |
| Базовий | 77,0 | 5,0 |
| Дослідний | 78,0 | 3,6 |

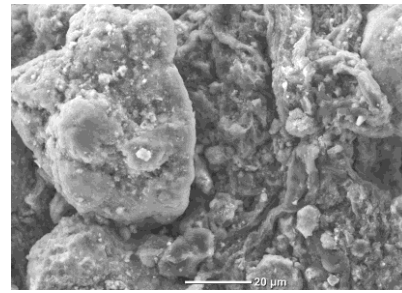
Морфологічний аналіз спеченої суміші і вихідних компонентів аглосуміші

Морфологічний аналіз спеченої суміші і вихідних компонентів проводили за допомогою растрового електронного мікроскопа NeoScore II (фірми Jeol, Японія) в режимі високого вакууму при прискорюючій напрузі 15 кВ. Режим спостереження - secondary electron image (вторинні електрони). Характерний вид структур суміші до спікання і після спікання показаний на рис. 1 і 2.

Структура вихідної суміші представлена двома структурними складовими, які розрізняються за способом відображати вторинні електрони, розміром, формою і за способом розподілу часток в суміші. Відповідно до класифікації за способом відображати вторинні електрони, в структурі розрізняються світла структурна складова, що має в своїй основі вуглець (торф) і темно-сіра структурна складова, що має в своїй основі оксиди металу.



а



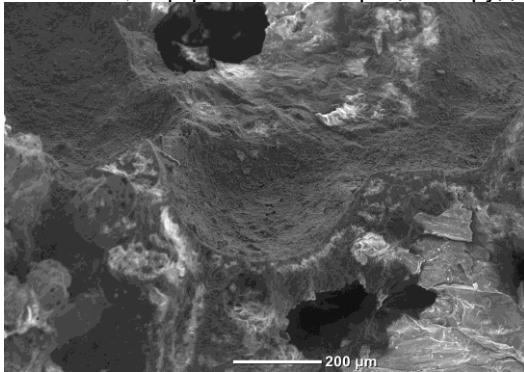
б

а – $\times 100$; б – $\times 1000$

Рисунок 1. Вигляд суміші до спікання

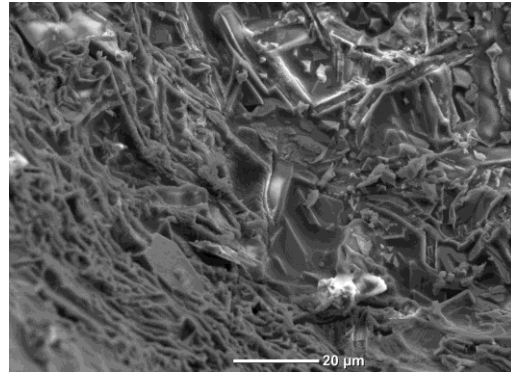
У структурі вихідної суміші, згідно розмірного фактора, торф представлений частками дисперсності від 0,6-170 мкм, в той же час, частинки, що містять оксиди металу мають дисперсність від 5,6-500 мкм, що істотно перевищує розмір торф'яних частинок. Дрібнодисперсні частки торфу (до 1,5 мкм) рівномірно розподіляється на поверхні великих частинок, сформованих в процесі оґрудкуван-

ня. Згідно форми, темно-сіра структурна складова представлена частками граної форми і частки, що утворилися в процесі оґрудкування (частки близько 20 мкм, які злиплися під впливом підвищеної вологості і руйнуються під дією незначного навантаження (рис. 2.9, а). У той же час, торф'яна складова не має такої різкої відмінності за формою.



а

в



б

г

а – $\times 100$; б – $\times 1000$

Рисунок 2. Вигляд спеченої суміші

Згідно з результатами фрактографічного аналізу виявлена тонка структура зламу спеченого зразка. Структура поверхні руйнування характеризується ямковою мікробудовою. Характерним є рельєф, утворений сукупністю окремих фасеток. Така будова пояснюється тим, що при досягненні граничних станів в локальних обсягах на ділянках, що представляють собою перешкоди для безперервності деформації, зароджуються мікропорожнечі. Зі збільшенням напруги мікропорожнечі ростуть, зливаються, що призводить до повного руйнування з утворенням на зламі заглиблень у вигляді ямок, з'єднаних між собою перемичками. Різний розмір ямок свідчить про різнозернистість структури, яка пов'язана з різною дисперсністю вихідних матеріалів суміші.

Світла структурна складова суміші (торф) розташовується по межах зерен (лунок) і виконує сполучну функцію між більшими темно-сірими структурними складовими. У структурі поверхні зламу виявлена макро- і мікропористість, яка та-

кож розташовується по межах зерен (лунок). За результатами кількісної металографії мінімальний розмір пір складає 20 мкм. Пори даного розміру складають 57% від всіх пір.

На наш погляд одна з причин покращення якісних показників у дослідному варіанті пов'язана зі зміною фізичної структури агломерату, яка є спеком, що пройшов через рідкофазне спікання. На окремих великих шматках карбонату спостерігаємо шар застиглої розплаву. Збільшення частки рідкої фази забезпечує більш високу міцність агломерату. Вміст пиловатих фракцій менше 0,5мм знижується в дослідному періоді з 5,0 до 3,6% при збільшенні міцності на удар на 1%. Отримана структура агломерату, яка дозволяє знизити вихід пиловатих фракцій, при цьому інтенсифікується процес шлакоутворення в феросплавних печах.

Аналогічна дія на вміст пилу при транспортуванні, завантаженні агломерату в піч та його плавленні робить обробка вже отриманого агломерату розчином ЕГТ. Обробку агломерату вод-

ним розчином ЕГТ здійснювали на конвеєрі, при транспортуванні його в пічне відділення. Для цього на вибраній ділянці транспортера була встановлена система туманоутворення. Дана система дозволяє рівномірно розподілити розчин за матеріалом на стрічці, запобігаючи утворення пилу.

Аналіз зміни вмісту пилу, фракцій менше 0,5мм показав, що обробка агломерату ЕГТ дозволяє знизити вміст пилу на 28%.

Таким чином обробка карбонатної марганцевої руди, на стадії дозування її в шихту та отриманого агломерату, що пройшов стадію охолодження та подрібнення, дозволяє при збереженні продуктивності процесу підвищити якість марганцевого агломерату, отриманого з шихти, що містить 50% концентрату 2 сорти фракції 0,1мм.

Фрактографічний аналіз показників міцності агломерату.

Таблиця 11

Варіанти складу вихідної шихти на отримання марганцевого агломерату АМНВ-2Г

| № | Склад шихти | | | | | | | | | Вихід придатного | Міцність | Відношення ОЗМК/руда, % |
|----|-------------|-------------------------------------|-----------------|--------------------|------|-----|-------|------------|--------|------------------|----------|-------------------------|
| | ОЗМК | Окисний концентрат 1 сорту, 0-10 мм | Карбонатна руда | Окисна руда 2 сорт | Флюс | РТГ | Вода | Кокс (0-3) | Зворот | | | |
| 1 | 1600 | 260 | - | - | 140 | 96 | 160 | 250 | - | 1010 | 75 | 86 |
| 2 | 1000 | 200 | 400 | 260 | 140 | 60 | 160 | 250 | 400 | 1215 | 80 | 54 |
| 3 | 1200 | 240 | 420 | - | 140 | 72 | 160 | 250 | - | 1070 | 85 | 65 |
| 4 | 1400 | 200 | 260 | - | 140 | 84 | 160 | 250 | - | 1120 | 70 | 75 |
| 5 | 0 | 200 | 400 | 1260 | 140 | - | 160 | 250 | 400 | 1230 | 80 | 0 |
| 6 | 1000 | 200 | 400 | 260 | 140 | - | 100 | 250 | 400 | 1200 | 80 | 54 |
| 7 | 1600 | 260 | - | - | 140 | - | 150 | 250 | 400 | 1130 | 65 | 86 |
| 8 | 1000 | 640 | 260 | - | 140 | 60 | 50+50 | 250 | 400 | 1220 | 65 | 53 |
| 9 | 1200 | 600 | - | - | 140 | 72 | 60+50 | 250 | 400 | 1145 | 60 | 67 |
| 10 | 1600 | 400 | - | - | 140 | 96 | 80+50 | 250 | 400 | 1075 | 70 | 80 |

Термодинамічними розрахунками показано, що при помірних температурах не утворюються з'єднання на зразок феритів кальцію, тобто з'єднання, які можуть утворюватись між основними оксидами флюсів і оксидами марганцю, СаО не буде повністю засвоюватися в шлаковій зв'язці і вже при основності порядку одиниці спостерігається незасвоєне вапно, що викликає утворення білих плям в структурі готового агломерату. Такий агломерат необхідно відразу використовувати у виробництво, так як транспортування і зберігання приведуть до порушення цілісності шматків агломерату і утворення великої кількості дрібниці

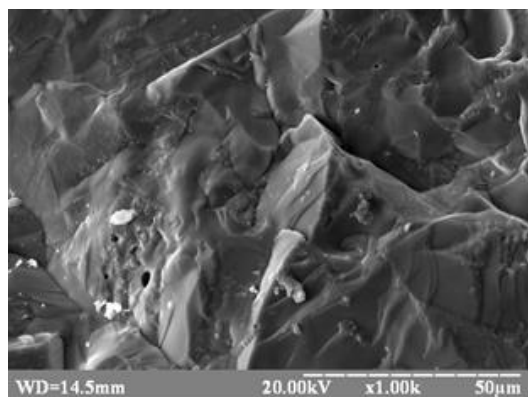
З метою визначення впливу варіювання складу вихідної шихти на показники міцності дослідного агломерату провели спікання в умовах аглоцеху АТ «НЗФ». В якості шихтових матеріалів окисну руду 1 та 2 сорту (0-10 мм), карбонатну руду (0-10 мм), окисно-зернистий концентрат 2 сорту фракції 0-1 мм, доломіт (0-3 мм), коксик (0-3 мм), РТГ, зворот (0-5 мм) (табл.11).

Металографічний аналіз макро- і мікроструктури проводився за допомогою РЕМ-106И (Selmi, Україна), з застосуванням збільшень: для макроструктурного аналізу - $\times 20$, для мікроструктурного аналізу - $\times 100$, $\times 1000$, $\times 3000$, з використанням режиму вторинних електронів (SEM), при прискорю-

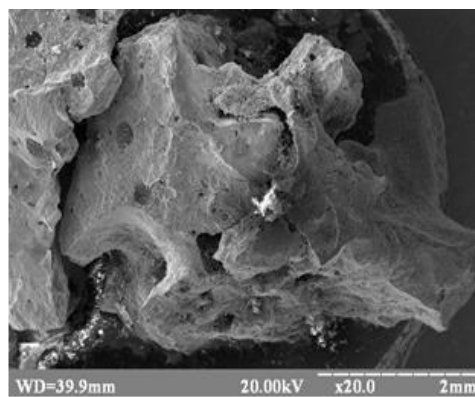
ючій напрузі 20 кВ і варіюванні робочої відстані від 9,2 до 52,3 мм. У зв'язку з наявністю вуглецевої складової для уникнення скупчування заряду на поверхні, а також отримання якісного зображення досліджувані зразки напилували золотом (товщина шару складає 10 А).

За результатами порівняльного макроструктурного аналізу ($\times 20$) зразків без напилення і з напиленням золота виявлено, що вуглецева складова суміші розташовується по межах зерен (часток) і виконує сполучну функцію. Спечений монолітний конгломерат при наступному механічному подрібненні розпадається на частинки, розмір яких складає від 0,8 до 160 мкм. Крупні частинки мають гранну форму, на їх поверхні розташовані мілкі частинки з формою близькою до сферичної. Відсоткове співвідношення крупних і мілких частинок складає 30:70.

Розтріскування на поверхні спечених конгломератів є результатом недостатньо міцного з'єднання структурних складових (рис.3). Можливо, що це розтріскування спостерігається у випадку недостатньої кількості зв'язувальної складової або невідповідність температурного режиму спікання. Руйнування конгломерату здійснено по зв'язувальній складовій, яка розташована по границям зерен.



а

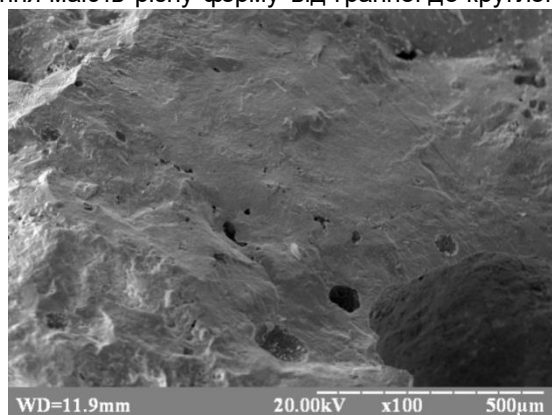


б

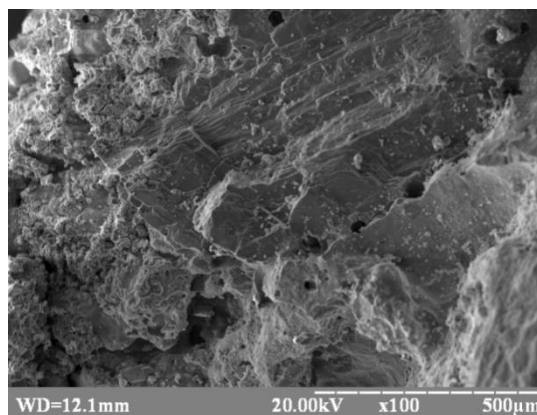
Рисунок 3 Морфологія поверхні спеченого конгломерату

Металографічний аналіз мікроструктури зразків агломератів показав, що мікроструктура має дві складові: легкоплавку зв'язувальну матрицю та високотемпературні включення в матриці; включення мають різну форму від гранної до круглої.

Зразок 3 являє собою монолітний конгломерат. Пористість практично відсутня. Поверхня злому має шарувату будову (рис. 4).

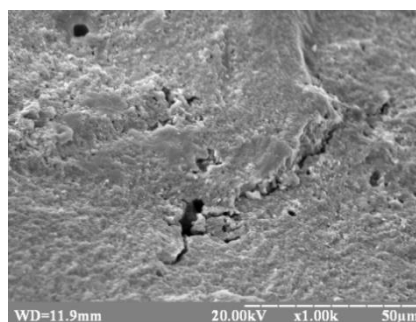


а

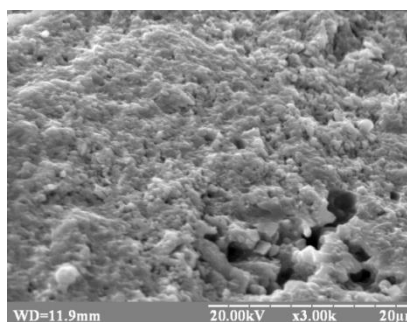


б

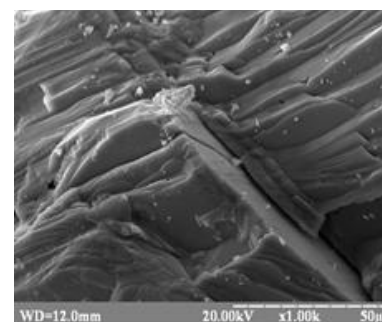
Рисунок 4 Мікроструктура поверхні спеченого конгломерата, зразок 3



а



б



в

Рисунок 5. Мікроструктура зразка 3

Мікроструктура зразка 3 має (рис. 5) достатньо рівномірну дрібнозернисту матрицю. Дисперсні частинки круглої форми міцно з'єднані між собою та охоплюють крупні кристали шаруватої структури (рис. 5 б,в). Пористість в структурі розташована на межі між шаруватими кристалами і дрібнозернистою матрицею (рис. 5, а). Дрібнозерниста матриця представлена зернами правильної круглої форми, по границі яких виявлено світлу структурну складову, яка діє як зв'язуючий елемент в структурі (рис. 5 б).

Таким чином, застосування ОЗМК фракції 0-1мм у кількості 60-70% не зменшує міцність агломерату, створюються умови для формування пористості, що забезпечує відновлювальність агломерату при одержанні мало фосфористого шлаку або силікомарганцю.

Економічна ефективність використання ЕГТ при спіканні марганцевих агломератів з дрібнодисперсним концентратом 2 сорту

Ефективність використання ЕГТ при виробництві агломерату, складається з економії шихтових матеріалів, палива, а також підвищення його

властивостей міцності. Зміни шихтових матеріалів під час використання ЕГТ наведено у таблиці 12.

Таблиця 12

Склад шихт та витрата матеріалів

| Матеріал | Базова шихта | | Дослідна шихта | | Змінення (+ збільшення, - зменшення) Кг |
|------------------------------|--------------|---------|----------------|---------|--|
| | % (мас.) | Кг | % (мас.) | Кг | |
| 1Б сорт (МГЗК) | 16,0 | 194,61 | - | - | -194,6 |
| Концентрат ОГЗК (Фр. 0-1мм) | 22,0 | 267,58 | 47,0 | 578,0 | +310,4 |
| Карбонат МГЗК | 9,0 | 09,47 | 27,0 | 322,0 | +222,5 |
| 2с. ПГЗК | 22,0 | 267,58 | 9,0 | 111,0 | -156,6 |
| Карбонат ПГЗК | 25,0 | 304,07 | - | - | -304,07 |
| Реагент торфогідроксидний | 1,63 | 22,00 | - | 41,0 | +19,0 |
| Вапняк доломітизований | 2,0 | 24,33 | - | - | -24,3 |
| ПШС | 6,0 | 72,98 | 8,0 | 98,0 | +25,0 |
| Екстракт гуматовий торфяноий | - | - | 2,0 | 6,64 | |
| Усього | 109,7 | 1346,62 | 100 | 1243,64 | |

Сумарна економія шихтових матеріалів на 1Т агломерату складе: $1346,62 - 1243,64 = 102,98$ кг. Обробка екстрактом гуматовим торф'яним карбонатної марганцевої руди до спікання агломерату і після його охолодження та грохочення, дозволяє підвищити вміст фракцій більше 5мм в агломераті на 1% і знизити вміст фракції менше 0,5мм на 1,4%, що дозволить додатково залучити на місяць марганцевого агломерату марки АМНВ-2.

Використання отриманого агломерату при виплавці феросилікомарганцю дозволяє за рахунок більш низької температури плавлення прискорити появу силікатного розплаву, в якому з великою швидкістю протікають не тільки процеси відновлення марганцю, але отримує розвиток вторинний активний процес відновлення відновленим марганцем пентаоксиду фосфору, що дозволяє не тільки компенсувати втрати великих шматків карбонатної марганцевої руди та й загалом досягти значної економії електроенергії (від 900 до 1100 кВт/т).

ВИСНОВКИ

1. Для концентрату окисного гравітаційного характерним є значна кількість дрібних фракцій, що потребує його огрудкування перед спіканням. За хімічним складом дрібнодисперсні марганцеві матеріали техногенного походження подібні окисному концентрату 2 сорту та імпорتنій марганцевій руді Гана сорту КК 28 та сорту МК 28. Окисно-зернистий концентрат фракції 0-1 мм має схожі різновидності марганцевих мінералів і порожньої породи марганцевих оксидних концентратів та карбонатного концентрату. При відповідному огрудкуванні окисно-зернистий концентрат фракції 0-1 мм може бути рекомендований до застосування у складі шихти для спікання марганцевого агломерату та замінити імпорتنу марганцеву руду.

2. Аналіз фізико-хімічних властивостей концентратів 2-го сорту збагачення марганцевих руд Покровського ГЗК показує, що характерна для них зернисто-піщана структура не забезпечує досить

високу комкуємість аглошихти і не дозволяє при проведенні її грануляції отримати необхідний гранулометричний склад і міцність гранулюємого матеріалу. Результати дослідження міцності дослідних спеків підтверджують позитивний вплив заміни частини коксиків торфом гідроксидним при спільному введенні в вихідну шихту перед огрудкуванням тонкодисперсних марганцевих концентратів та сполучного компонента. Підвищення показників процесу і металургійної цінності спеченого матеріалу обумовлено зміною механізму спікання, яке пов'язане з різною реакційною здатністю вуглецю коксика і паливних складових тепловій деструкції торфу, що приводить до розширення зони високо-температурного спікання і до утворення оптимальної кількості рідкої оксидної фази, яка бере участь у створенні досить міцного спека.

3. У лабораторних умовах НМетАУ випробуваний реагент торфгідроксидний при отриманні агломерату з шихти, що містить концентрат 2-го сорту фракції 0-1мм збагачення марганцевої руди. Шихта для агломерації складалася: концентрат 2-го сорту -73,53%; коксик - 7,35%; РТГ (реагент торфгідроксидний) - 4,41%; зворот - 14,71%. Якість отриманого агломерату: вихід придатного - 81,3%; міцність на удар - 3,0%; міцність на стирання - 1,5%; хімічний склад готового агломерату: $Mn_{зар.}$ - 28,72%, С - 0,91%. При використанні в якості сполучного інших матеріалів (ССБ, розчин борошна, бентоніт і ін.) високих показників механічної міцності і підвищення вмісту $Mn_{зар.}$ не відзначено.

4. При підготовці концентрату 2-го сорту фракції 0-1 мм до агломерації показано, що використання традиційних сполучних не забезпечує високих показників комкуємість дрібнозернистого концентрату. Зростання комкуємість і міцності огрудкованого матеріалу встановлено при використанні в якості в'язучого реагенту торфу гідроксидного. Лабораторні спікання огрудкованого концентрату 2 сорту фракції 0-1мм з використанням реагенту торфу гідроксидного показали, що спікання проходило при достатній швидкості спікання і з хорошою

газопроникненістю. Спик мав достатню міцність. Оптимальна кількість в'язучого реагента торфа гідроксидного становить 6% від маси концентрату 2 сорту 0-1мм.

5. Для залучення у агломераційне виробництво дрібнодисперсних марганцевмісних продуктів збагачення марганцевої руди необхідним є попереднє окомкування за рахунок введення обробленого торфу в якості в'язучої речовини у кількості – 5-7% у вихідну шихтову суміш. Цей вид в'язучого, для якого характерно мінімальний вміст шкідливих домішок, в якості одного з компонентів аглошихти, призведе до деякого збільшення міцності сирих окатишів, дозволить замінити частину коксика, з використанням при цьому енергетичного потенціалу торфу (вуглецю і горючих газів) і підвищити металургійну цінність агломерату.

6. Для підвищення якості спеченого агломерату запропоновано використання екстракта гідроксидного торфу, який має позитивний вплив на зменшення пиловиносу при транспортуванні агломерату до плавильного агрегату та завантаженні в піч. Позитивна дія досягається шляхом обробки агломерату розчином ЕГТ при витраті 1,0...1,5 кг/т агломерату після його охолодження та грохочення при подачі в пічний бункер. Позитивна дія розчину ЕГТ пов'язана з утворенням на поверхні агломерату тонкої плівки, яка утворюється за рахунок гелеутворення присутніх в розчині гуматів зі складовими оксидів агломерату. Як показано фракто-

графічним аналізом, на обробленому розчином ЕГТ агломераті розтріскування на поверхні спечених конгломератів не спостерігалось. В інших випадках втрата міцності є результатом недостатньо міцного з'єднання структурних складових, як за рахунок недостатньої кількості рідкої фази в якості зв'язки, так відсутності плівкового покриття.

7. Застосування в якості складових шихти для спікання агломерату різних марганцентратів та марганцевої карбонатної руди ускладнює теплову сторону процесу агломерації. Наявність у складі карбонатної руди карбонату марганцю та домішок карбонату кальцію потребує додаткової теплоти на дисоціацію карбонатів. Як відомо, недостатня міцність руди та існуючий фракційний склад (0...50мм) призводить до її додаткового руйнування та утворення значного розбігу фракційного складу руди. При завантаженні сегрегація приводить до розташування великих кусків руди в нижній частині шару шихти, недостатній дисоціації та незасоєнню руди рідкою зв'язкою, що може стати причиною низької міцності.

8. Підвищення міцності руди та створення умов для повного засвоєння руди рідкою зв'язкою у складі спеченого агломерату запропоновано та перевірено в промислових умовах здійснювати шляхом обробки руди до подачі її в шихту. Розчин ЕГТ на поверхні руди утворює плівкове покриття та сприяє зростанню міцності та підвищує ступінь засвоєння рідким розплавом при спіканні.

Бібліографічний опис

1. Шапар А.Г. Проблеми сталого розвитку і забезпеченість природними ресурсами // 36. наукових праць "Екологія і природокористування". - Вип. 3. - Дніпропетровськ, 2001. С.7-23.
2. Шапарь А.Г. Формирование и разработка техногенных месторождений железных и марганцевых руд / Шапарь А.Г., Вилкул А.Ю., Якубенко Л.В. – Днепропетровск: Монолит, 2012. – 140 с.
3. Кулик І.М. Сучасний стан та основні фактори розвитку чорної металургії України / І.М. Кулик // Бізнесінформ. – 2012. – № 5. – С.116–121.
4. Большаков В.І. Чорна металургія і національна безпека України / В.І. Большаков, Л.Г. Тубольцев // Вісник НАН України. – 2014. – № 9. – С. 48–58.
5. Катаєв О.О. Досвід і перспективи енергозбереження ресурсомістких підприємств гірничо-металургійного комплексу України [Електронний ресурс] / О. О. Катаєв // Економіка України. - 2013. - № 9. - С. 18-30. - Режим доступу: http://nbuv.gov.ua/UJRN/EkUk_2013_9_4
6. Venger V., Osipov V. Domestic market as a development factor for Ukraine's metal industry. // Ekon. prognozuvannâ 2017; 3:69-84. - Режим доступу: <https://doi.org/10.15407/eip2017.03.069>
7. Власюк Т.О. Металургійна галузь України на світовому ринку: проблеми та пріоритети. // Науковий вісник Національної академії статистики, обліку та аудиту. - 2016. - № 3. - С. 91–103.
8. Кулицький С. Проблеми розвитку українського гірничо-металургійного комплексу на сучасному етапі. // Україна: події, факти, коментарі. - 2015. - № 14. – С. 37-49. - Режим доступу: <http://nbuviar.gov.ua/images/ukraine/2015/ukr14.pdf>
9. Оболенська Т., Довгань Д. Україна на світовому ринку чорних металів. // Вісник Львівського університету. Серія "Міжнародні відносини". - 2015. - Вип. 36. - Част. 3. - С. 169–176.
10. Металлургия марганца Украины / Величко Б.Ф., Гаврилов В.А., Гасик М.И., Грищенко С.Г. и др. // - Київ: Техніка, 1996. - 472 с.
11. Теория и технология электрометаллургии ферросплавов / Гасик М.И., Лякишев Н.П. // СП Интернет Инжиниринг, 1999. - 764 с.
12. Марганец. Гасик М.И. – М.:Металлургия. – 1992. - 608 с.
13. Ю.С. Пройдак, Я.В. Мянковская, В.Ю. Камкин, А.В. Бабенко. Комплексный подход к использованию мелкозернистого марганцевого концентрата в процессах производства марганцевых сплавов. // Politechnika częstochowska. Wydział inżynierii produkcji i technologii materiałów. Inżynieria procesyw produkcji. Wybrane aspekty. Praca zbiorowa. Redakcja naukowa Artur Hutny, Marek Warzecha. Seria: Monografie. № 65. Częstochowa 2016, pp. 60-65.
14. Рециклінг вторинних матеріалів видобутку та виробництва марганцевих феросплавів. Мянковська Я.В., Пройдак Ю.С., Камкіна Л.В., Анкудінов Р.В. // «Надрокористування в Україні. Перспективи інвесту-

- вання». Матеріали Четвертої міжнародної науково-практичної конференції: у 2 т. 6-10 листопада 2017 р., м. Трускавець. - К.: ДКЗ, 2017. - Т.2. - С. 307-313.
15. E. Matinde, G.S. Simate, S. Ndlovu. Mining and metallurgical wastes: a review of recycling and re-use practices. // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. J. S. Afr. Inst. Min. Metall. vol.118 n.8 Johannesburg Aug. 2018. - Режим доступу: <http://dx.doi.org/10.17159/2411-9717/2018/v118n8a5>
 16. Falagán C., Grail B. M., Johnson D. B. New approaches for extracting and recovering metals from mine tailings // Minerals Engineering. – 2017. – Т. 106. – С. 71-78.
 17. Resource saving in manganese ferroalloy production using low-grade manganese ore concentrates / Proydak Yu.S., Mianovskaya Ya.V. // Energy efficiency and environmental friendliness are the future of the global Ferroalloy industry: Proceedings of the Fourteenth International Ferroalloys Congress INFACON XIV. May 31–June 4, 2015, Kiev, Ukraine. – P. 27-31.

Reference

1. Shapar A.H. Problemystaloho rozvytku i zabezpechenictv pryrodnykh resursamy. // Zb. naukovykh prats "Ekologia i pryrodokorystuvannia". - Vyp. 3. - Dnipropetrovsk, 2001. S.7-23.
2. Shapar A.H. Formyrovanye y razrabotka tekhnolohykh mestorozhdeniy zheleznykh y marhantsevykh rud / Shapar A.H., Vykul A.I., Yakubenko L.B. – Dnepropetrovsk: Monolyt, 2012. – 140 s.
3. Kulyk I.M. Suchasnyi stan ta osnovni faktory rozvytku chornoj metalurhii Ukrainy / I.M. Kulyk // Biznesin-form. – 2012. – № 5. – S.116–121.
4. Bolshakov V.I. Chorna metalurhiia i natsionalna bezpeka Ukrainy / V.I. Bolshakov, L.H. Tuboltsev // Visnyk NAN Ukrainy. – 2014. – № 9. – S. 48–58.
5. Kataiev O.O. Dosvid i perspektyvy enerhozbezheniia resursomistykh pidpriemstv hirnycho-metalurhiinoho kompleksu Ukrainy [Elektronnyi resurs] / O. O. Kataiev // Ekonomika Ukrainy. - 2013. - № 9. - S. 18-30. - Rezhym dostupu: http://nbuv.gov.ua/UJRN/EkUk_2013_9_4
6. Venger V., Osipov V. Domestic market as a development factor for Ukraine's metal industry. // Ekon. progn. ?zuvannâ 2017; 3:69-84. - Rezhym dostupu: <https://doi.org/10.15407/eip2017.03.069>
7. Vasiuk T.O. Metalurhiina haluz Ukrainy na svitovomu rynku: problemy ta priority. // Naukovyi visnyk Natsionalnoi akademii statystyky, obliku ta audytu. - 2016. - № 3. - S. 91–103.
8. Kulytskyi S. Problemy rozvytku ukrainskoho hirnycho-metalurhiinoho kompleksu na suchasnomu etapi. // Ukraina: podii, fakty, komentari. - 2015. - № 14. – S. 37-49. - Rezhym dostupu: <http://nbuviap.gov.ua/images/ukraine/2015/ukr14.pdf>
9. Obolenska T., Dovhan D. Ukraina na svitovomu rynku chornykh metaliv. // Visnyk Lvivskoho universytetu. Seriiia "Mizhnarodni vidnosyny". - 2015. - Vyp. 36. - Chast. 3. - С. 169–176.
10. Metallurhiia marhantsa Ukrainy / Velychko B.F., Havrylov V.A., Hasyk M.Y., Hryshchenko S.H. y dr. // - Kyiv: Tekhnika, 1996. - 472 s.
11. Teoriia y tekhnolohiia elektrometallurhyy ferrosplavov / Hasyk M.Y., Liakyshev N.P. // SP Ynternet Ynzhynerinh, 1999. - 764 s.
12. Marhanets. Hasyk M.Y. – M.: Metallurhiia. – 1992. - 608 s.
13. Yu.S. Proydak, Ya.V. Mianovskaia, V.Iu. Kamkyn, A.V. Babenko. Kompleksnyi podkhod k yspolzovaniyu melkozernystoho marhantsevoho kontsentrata v protsessakh proyzvodstva marhantsevykh splavov. // Politechnika częstochowska. Wydział inżynierii produkcji technologii materiałów. Inżynieria procesów produkcji. Wybrane aspekty. Praca zbiorowa. Redakcja naukowa Artur Hutny, Marek Warzecha. Seria: Monografie. № 65. Częstochowa 2016, rr. 60-65.
14. Retsyklinh vtornykh materialiv vydobutku ta vyrobnytstva marhantsevykh ferrosplaviv. Mianovska Ya.V., Proydak Yu.S., Kamkina L.V., Ankudinov R.V. // «Nadrokorystuvannia v Ukraini. Perspektyvy investuvannia». Materialy Chetvertoi mizhnarodnoi nauko-vo-praktychnoi konferentsii: u 2 t. 6-10 lystopada 2017 r., m. Truskavets. - K.: DKZ, 2017. - Т.2. - С. 307-313.
15. E. Matinde, G.S. Simate, S. Ndlovu. Mining and metallurgical wastes: a review of recycling and re-use practices. // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. J. S. Afr. Inst. Min. Metall. vol.118 n.8 Johannesburg Aug. 2018. - Rezhym dostupu: <http://dx.doi.org/10.17159/2411-9717/2018/v118n8a5>
16. Falagán C., Grail B. M., Johnson D. B. New approaches for extracting and recovering metals from mine tailings // Minerals Engineering. – 2017. – Т. 106. – С. 71-78.
17. Resource saving in manganese ferroalloy production using low-grade manganese ore concentrates / Proydak Yu.S., Mianovskaya Ya.V. // Energy efficiency and environmental friendliness are the future of the global Ferroalloy industry: Proceedings of the Fourteenth International Ferroalloys Congress INFACON XIV. May 31 – June 4, 2015, Kiev, Ukraine. – P. 27-31.

Кімстач Т.В., Узлов К.І., Солоненко Л.І., Реп'ях С.І., Хричиков В.Є., Білий О.П.,
Білий А.П., Іванова Л.Х

Дослідження впливу домішок в бронзі BrO3A3 на її механічні властивості

Kimstach T., Uzlov K., Solonenko L., Repyakh S., Khrychukov V., Bilyi O., Bilyi A.,
Ivanova L.

INVESTIGATION OF IMPURITIES IN BRONZE BrO3A3 INFLUENCE ON ITS MECHANICAL PROPERTIES

Анотація. Постановка проблеми. Дослідити вплив основних легуючих компонентів Sn, Al по 3...4% кожного без урахування впливу домішок, а також кремнію, заліза, цинку та свинцю в бронзі системи Cu-Sn-Al на її механічні властивості. **Мета.** Встановити припустимі концентрації домішок кремнію, заліза, цинку та свинцю в бронзі системи Cu-Sn-Al при вмісті олова та алюмінію 3...4% кожного. **Методика.** Сплави для досліджень готували сплавленням первинних шихтових матеріалів технічної чистоти в індукційній печі тигельній з використанням графітового тигля і деревного вугілля в якості покривного матеріалу. Механічні властивості досліджуваних сплавів розраховували за результатами випробувань відповідних зразків при їх статичному розтягуванні і ударному вигині при кімнатній температурі відповідно до діючих стандартів. Мікроструктурні дослідження проводили на металографічних мікрошліфах, приготовлених за стандартними методиками на оптичному мікроскопі Neophot-21. Контроль хімічного складу сплавів здійснювали на прецизійному аналізаторі EXPERT 4L на зразках, вирізаних з тріфоновидних проб. Оцінку ступеня впливу кожної з домішок на механічні властивості оцінювали за коефіцієнтами регресії завдяки вирішенню системи відповідних лінійних рівнянь методом Г. Крамера. **Результати та їх обговорення.** За результатами досліджень у роботі встановлені припустимі концентрації домішок кремнію, заліза, цинку та свинцю в бронзі системи Cu-Sn-Al при оптимальному вмісті олова та алюмінію 3...4% кожного. **Висновки.** Вперше встановлено вплив оптимальної кількості легуючих компонентів (Sn, Al по 3...4% кожного) без урахування впливу домішок, а також домішок кремнію, заліза, цинку та свинцю в бронзі BrO3A3 на її механічні властивості. Практичне використання одержаних закономірностей при приготуванні бронзи BrO3A3 є запорукою отримання виливків з заданим рівнем властивостей. **Ключові слова:** олов'яні бронзи, алюмінієві бронзи, домішки, механічні властивості, коефіцієнти регресії, мікроструктура, інтерметаліди сполучення

Abstract. Problem statement. To investigate the influence of main alloying components Sn, Al on 3... 4% each without taking into account impurities influence, as well as silicon, iron, zinc and lead in Cu-Sn-Al system bronze on its mechanical properties. **Purpose.** To establish permissible concentrations of silicon, iron, zinc and lead impurities in Cu-Sn-Al system bronze at tin and aluminum content each of 3... 4%. **Material and methods.** Alloys for investigation have been prepared by melting of technical purity primary charge materials in crucible induction furnace using graphite crucible and charcoal as coating material. Studied alloys mechanical properties have been calculated based on experimental samples tests results during their static expansion and impact bending at room temperature in accordance with actual standards. Microstructural studies have been performed on metallographic specimens prepared by standard methods on optical microscope Neophot-21. Alloys chemical composition control has been carried out using precision analyzer EXPERT 4L on samples cut from club-shaped samples. Estimation of each impurity influence level on mechanical properties has been estimated according to regression coefficients due to system of corresponding linear equations solving by G. Cramer method. **Results and discussion.** According to research results, in this work permissible concentrations impurities of silicon, iron, zinc and lead in Cu-Sn-Al system bronze have been detected at optimal content of tin and aluminum 3... 4% each. **Conclusions.** For the first time, alloying components (Sn, Al on 3... 4% each) optimal amount influence without impurities effect, as well as impurities of silicon, iron, zinc and lead in bronze BrO3A3 on its mechanical properties has been established. Practical implementation of received regularities for bronze BrO3A3 preparation is the key to obtaining castings with given level of properties.

Keywords: tin bronze; aluminum bronze; impurities; mechanical properties; regression coefficients; microstructure; intermetallic compounds

Вступ. Постійний розвиток сучасної промисловості диктує необхідність підвищення експлуатаційної надійності і довговічності роботи, економічності обслуговування в процесі експлуатації і зниження собівартості деталей з бронз. У зв'язку з цим, дослідження, які направлені на вибір і впро-

вадження ефективних складів бронз з метою забезпечення найпривабливіших показників механічних та експлуатаційних властивостей, є актуальним.

Одним із можливих шляхів підвищення властивостей бронз є відповідне легування, та обмежен-

Кімстач Тетяна Володимирівна – УДУНТ
Узлов Костянтин Іванович – д.т.н., проф. УДУНТ
Солоненко Людмила Ігорівна – к.т.н., доц. УДУНТ
Реп'ях Сергій Іванович – д.т.н., ст. доц. УДУНТ
Хричиков Валерій Євгенович – д.т.н., проф. УДУНТ,
Білий Олександр Петрович – к.т.н., доц. УДУНТ
Білий Андрій Петрович – аспир. УДУНТ
Іванова Людмила Харитонівна – д.т.н., проф. УДУНТ

Kimstach Tetiana Volodymyrivna – USUST
Uzlov Kostiantyn Ivanovych – d.t.s., prof. USUST
Solonenko Lyudmyla Ihorivna – c.t.s., USUST
Repyakh Serhii Ivanovych – d.t.s., USUST
Khrychukov Valerii – d.t.s., USUST
Bilyi Oleksandr Petrovych – c.t.s., USUST
Bilyi Andrii Petrovych - USUST
Ivanova Lydmila - d.t.s., prof. USUST

ня вмісту домішок. У роботах [1-10] показано значний вплив домішок на властивості бронз. Таким чином, встановлення функціональних залежностей між показниками механічних властивостей та вмістом в олов'яній бронзі домішок представляє значний інтерес з наукового та практичного погляду.

Стан питання. У роботі [1] надані результати досліджень впливу легуючих елементів на фізико-механічні властивості олов'яної бронзи з вмістом Sn 6 % (мас.). Встановлено, що в олов'яній бронзі алюміній підвищує твердість та мікротвердість структурних складових, суттєво знижує її теплопровідність. На думку авторів роботи [1] підвищення твердості олов'яної бронзи, легованої зростаючою кількістю алюмінію до 12,5 мас.%, зумовлено збільшенням мікротвердості α -твердого розчину внаслідок підвищення його легованості (максимальна розчинність алюмінію в α -Cu фазі 9,4мас.%Al, за даними [11]), наявністю у структурі високотвердої евтектоїдної складової та, у випадку наявного дослідження, ще і створенням в сплаві інтерметалідних сполук ендегенного походження. Тобто, на думку авторів [1], теплопровідність олов'яної бронзи постійно знижується в міру легування внаслідок спотворення кристалічних ґрат α -твердого розчину та появи евтектоїдних складових.

Збільшення вмісту кремнію до 5,0 % (мас.) різко підвищує твердість олов'яної бронзи. Основною причиною різкого підвищення твердості бронзи при легуванні кремнієм є збільшення частки легованого кремнієм та оловом евтектоїду з високою мікротвердістю (3200...3500 МПа). Вплив Si на теплопровідність є аналогічним впливу Al [1].

Таблиця 1 – Вплив хімічних елементів-домішок на механічні, технологічні та експлуатаційні властивості олов'яних та алюмінієвих бронз

| Властивості | Домішки | | | | | | | | | | |
|--------------------------------|---------|----|----|----|----|-----|----|-----|----|----|----|
| | P | S | Fe | Ni | Mn | Al | Zn | Si | Pb | O | |
| Олов'яні бронзи [2,4-8] | | | | | | | | | | | |
| Міцність | + | - | + | + | - | - | + | -/+ | - | - | - |
| Пластичність | -/+ | - | | + | - | - | | - | - | - | - |
| Рідіноплинність | + | - | - | | | - | + | - | + | - | |
| Тріщиностійкість | - | - | - | | | - | | - | | | |
| Газонасиченість | | | - | | | | | | | | |
| Пористість виливків | | | | | | | - | | | | + |
| Корозійна стійкість | | | - | + | + | -/+ | | - | | | - |
| Триботехнічні властивості | + | | | | | | | | + | | - |
| Подрібнення структури | | | + | | | | | | | | |
| Властивості | Домішки | | | | | | | | | | |
| | P | Fe | Pb | Mn | Ni | Zn | Si | Ti | S | Sn | As |
| Алюмінієві бронзи [4,5,7,8-10] | | | | | | | | | | | |
| Міцність | - | + | | + | + | - | - | + | - | - | - |
| Пластичність | - | - | | + | + | - | - | | - | | - |
| Рідіноплинність | + | | | | | + | + | | | 0 | |
| Тріщиностійкість | | | | | | | | | | | |
| Газонасиченість | | | | | | + | | - | | | |
| Пористість виливків | | | | | | | + | - | + | | + |
| Корозійна стійкість | - | | | + | + | - | | | | | |
| Триботехнічні властивості | | | + | + | | | | | | | |
| Подрібнення зерна | | + | | | | | | + | | | |

Примітки. + підвищує, - знижує, 0 - не впливає

Домішки алюмінію та кремнію підвищують гарячеламкість бронз, утворюють оксидні плівки (протектори від корозії) в бронзових виливках. Добавки алюмінію (до 0,2...0,3%) покращують якість поверхні виливків, підвищують їх корозійну стійкість. При вмісті алюмінію в межах 0,5...1,0% рідкоплинність бронзи різко зростає, але потім значно зменшується. На думку авторів [2] домішки алюмінію та кремнію знижують щільність та механічні властивості мідних сплавів. Шкідливими для ливарних олов'яних бронз є домішки кисню, який знижує антифрикційні властивості. Невелика кількість Zr, Ti, Nb поліпшує механічні властивості бронз.

На підставі вивчення [3] впливу малих добавок Al-Ti-B на механічні та експлуатаційні властивості олов'яної бронзи із вмістом Sn 6 % (мас.) встановлено, що зі збільшенням кількості модифікуючої добавки Al-Ti-B зростає твердість олов'яної бронзи внаслідок збільшення мікротвердості α -твердого розчину та евтектоїду, при цьому водночас зростає зносостійкість.

Вплив хімічних елементів-домішок на механічні, технологічні та експлуатаційні властивості олов'яних та алюмінієвих бронз надано в табл. 1 [2, 4-10].

Аналіз даних табл. 1 та результатів досліджень інших вчених та дослідників [1-10] свідчить про те, що вплив домішок на властивості олов'яних та алюмінієвих бронз має різновекторний характер. При цьому, на даний час відсутні дані про вплив домішок на властивості олов'яно-алюмінієвих бронз з вмістом легуючих компонентів 3...4% (мас.) кожного.

Таким чином, робота, яка спрямована на дослідження закономірностей формування та змін властивостей олов'яно-алюмінієвих низьколегованих бронз, завдяки чому, досягнення комплексного поєднання в таких сплавах кращих значень рівнів властивостей та експлуатаційних показників, на сьогодні є актуальною.

Мета і завдання досліджень. Мета роботи - встановлення припустимих концентрацій домішок кремнію, заліза, цинку та свинцю в бронзі системи Cu-Sn-Al при вмісті олова та алюмінію 3...4% кожного. Завдання дослідження – за результатами обробки експериментальних даних щодо механічних властивостей, дослідити вплив домішок кремнію, заліза, цинку та свинцю в бронзі системи Cu-Sn-Al при вмісті до 6,7% (мас.) олова та до 8,1 (мас.) алюмінію, а також легуючих компонентів (Sn, Al по 3...4% кожного) на її механічні властивості без урахування впливу домішок.

Матеріали, методи та методики досліджень. У дослідженнях використовували мідь марки М1 та сплави системи Cu-Al-Sn з масовим вмістом Al до 8,13 % (мас.) та Sn до 6,73% (мас.). Сплави готували сплавленням первинних шихтових матеріалів технічної чистоти в індукційній печі тигельній з використанням графітового тигля і деревного вугілля в якості покривного матеріалу. Температуру вимірювали хромель-алюмелевою термопарою у комплекті з потенціометром АТ4208.

Механічні властивості досліджуваних сплавів розраховували за результатами випробувань відповідних зразків при їх статичному розтягуванні і ударному вигині. Зразки для випробувань виготовляли механічною обробкою брусків з тріфевидної проби, яку одержували заливанням розплаву в піщано-рідкоскляні форми (ПРФ), що мали вміст рідкого скла (РС) 5% за масою. Виготовляли ПРФ набиванням піщано-рідкоскляної суміші з подальшим вилученням зі стрижневого ящика та сушінням в мікрохвильовому середовищі протягом 7 хвилин. Після механічної обробки брусків, зразки для випробувань на ударний вигин відповідали вимогам ISO 148-1:2016 [12], зразки на статичне розтягування відповідали вимогам ДСТУ ISO 6892-1:2019 [13].

Випробування зразків на ударний вигин проводили при температурі 20 °С відповідно до вимог ISO 148-1:2016 [12], на маятниковому копрі марки PSW 30 з максимальною енергією удару 300 Дж. Випробування на статичне розтягування проводили на універсальній випробувальній машині FP100/1, оснащеною системою автоматичного запису діаграми розтягування з визначенням параметрів тимчасового опору руйнуванню при розтягуванні (σ_B) і умовної границі плинності ($\sigma_{0,2}$) при зусиллі 40 кН, швидкості переміщення траверси 1 мм/хв. та температурі 20 °С. Відносно подовження (δ_5) та звуження (ψ) розраховували за результатами вимірювання довжин та діаметрів робочої частини зразків до та після їх випробувань штангенциркулем з точністю 0,02 мм.

Мікроструктурні дослідження проводили на металографічних мікрошліфах, приготовлених за стандартними методиками [14, 15] на оптичному мікроскопі Neophot-21.

Контроль хімічного складу сплавів здійснювали на прецизійному аналізаторі EXPERT 4L на зразках, вирізаних з тріфоподібних проб.

Вплив домішок на механічні властивості оцінювали за експериментальними даними, припускаючи, що в межах масового вмісту кожної з домішок з 0 до 0,6% за масою такі залежності мають лінійний характер і, отже, можуть бути описані рівнянням лінійного типу наступного виду :

$$y_i = A_1 \cdot x_1 + A_2 \cdot x_2 + A_3 \cdot x_3 + A_4 \cdot x_4 + A_5 \cdot x_5 + A_6 \cdot x_6 + A_7 \cdot x_7, \quad (1)$$

де $A_1 \dots A_7$ - коефіцієнти регресії;
 $x_1 \dots x_7$ – масова частка компонента бронзи%.

Оцінку ступеня впливу кожної з домішок на механічні властивості бронзи були величини коефіцієнтів регресії у рівнянні (1), які розраховували внаслідок вирішення системи відповідних лінійних рівнянь методом Крамера [16].

Результати досліджень. Виходячи з прийнятої методики в дослідженнях були визначені механічні властивості бронз, хімічний склад яких та отримані величини механічних властивостей приведені в табл. 2.

Таблиця 2 - Масовий вміст хімічних елементів в бронзах та їх механічні властивості

| Масовий вміст хімічних елементів в бронзі, % | | | | | | | Механічні властивості | | | |
|--|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-----------------------|----------------|------------|--------|
| Cu | Al | Sn | Si | Fe | Zn | Pb | σ_B | $\sigma_{0,2}$ | δ_5 | ψ |
| x_1 | x_2 | x_3 | x_4 | x_5 | x_6 | x_7 | y_1 | y_2 | y_3 | y_4 |
| 87,19 | 5,39 | 5,96 | 0,84 | 0,327 | 0,264 | 0,029 | 378 | 250 | 8 | 14 |
| 87,92 | 5,64 | 5,73 | 0,22 | 0,2 | 0,098 | 0,192 | 403 | 265 | 8,2 | 13 |
| 89,62 | 4,69 | 4,98 | 0,14 | 0,038 | 0,532 | 0 | 270 | 155 | 13,1 | 28 |
| 89,32 | 4,69 | 5,07 | 0,16 | 0,052 | 0 | 0,708 | 238 | 177 | 13,3 | 26 |
| 88,86 | 5,89 | 4,01 | 0,5 | 0,497 | 0,191 | 0,052 | 341 | 187 | 15 | 35 |
| 95,3 | 3,11 | 1,42 | 0,04 | 0,13 | 0 | 0 | 233 | 93 | 37 | 172 |
| 95,1 | 1,47 | 3,3 | 0,02 | 0,11 | 0 | 0 | 283 | 127 | 33,4 | 150 |

Обробку даних табл.2 проводили шляхом вирішення наступної системи лінійних рівнянь:

$$\begin{cases} y_1 = A_1 \cdot 87,19 + A_2 \cdot 5,39 + A_3 \cdot 5,96 + A_4 \cdot 0,84 + A_5 \cdot 0,327 + A_6 \cdot 0,264 + A_7 \cdot 0,029, \\ y_2 = A_1 \cdot 87,92 + A_2 \cdot 5,64 + A_3 \cdot 5,73 + A_4 \cdot 0,22 + A_5 \cdot 0,200 + A_6 \cdot 0,098 + A_7 \cdot 0,192, \\ y_3 = A_1 \cdot 89,62 + A_2 \cdot 4,69 + A_3 \cdot 4,98 + A_4 \cdot 0,14 + A_5 \cdot 0,038 + A_6 \cdot 0,532 + A_7 \cdot 0,000, \\ y_4 = A_1 \cdot 89,32 + A_2 \cdot 4,69 + A_3 \cdot 5,07 + A_4 \cdot 0,16 + A_5 \cdot 0,052 + A_6 \cdot 0,000 + A_7 \cdot 0,708, \\ y_5 = A_1 \cdot 88,86 + A_2 \cdot 5,89 + A_3 \cdot 4,01 + A_4 \cdot 0,50 + A_5 \cdot 0,497 + A_6 \cdot 0,191 + A_7 \cdot 0,052, \\ y_6 = A_1 \cdot 95,30 + A_2 \cdot 3,11 + A_3 \cdot 1,42 + A_4 \cdot 0,04 + A_5 \cdot 0,130 + A_6 \cdot 0,000 + A_7 \cdot 0,000, \\ y_7 = A_1 \cdot 95,10 + A_2 \cdot 1,47 + A_3 \cdot 3,30 + A_4 \cdot 0,02 + A_5 \cdot 0,110 + A_6 \cdot 0,000 + A_7 \cdot 0,000. \end{cases}$$

Результати вирішення даної системи лінійних рівнянь надано в табл. 3.

Таблиця 3 - Коефіцієнти в лінійних рівняннях

| Коефіцієнти в лінійних рівняннях, A_i | | | | | | | Показник механічних властивостей |
|---|--------|--------|--------|--------|--------|--------|----------------------------------|
| Cu | Al | Sn | Si | Fe | Zn | Pb | |
| A_1 | A_2 | A_3 | A_4 | A_5 | A_6 | A_7 | |
| 0,9367 | 23,19 | 46,95 | -51,59 | 53,87 | -284,5 | -264,1 | σ_B |
| -0,2603 | 23,29 | 27,75 | 6,975 | -65,56 | -220,7 | -138,6 | $\sigma_{0,2}$ |
| 0,5339 | -2,552 | -4,083 | 1,745 | -1,665 | -4,937 | -2,698 | δ |
| 2,568 | -10,70 | -21,29 | 31,46 | -80,86 | -88,91 | -65,13 | KCU |

По суті, коефіцієнти A_i в табл. 3 ($A_1 \dots A_7$) є коефіцієнтами впливу 1% за масою того чи іншого хімічного елемента в складі олов'яно-алюмінієвої бронзи в зазначених вище межах. Відповідно до

цього, для олов'яно-алюмінієвої бронзи на рис. 1 надані залежності індивідуального впливу кремнію, заліза, цинку та свинцю на механічні властивості цієї бронзи.

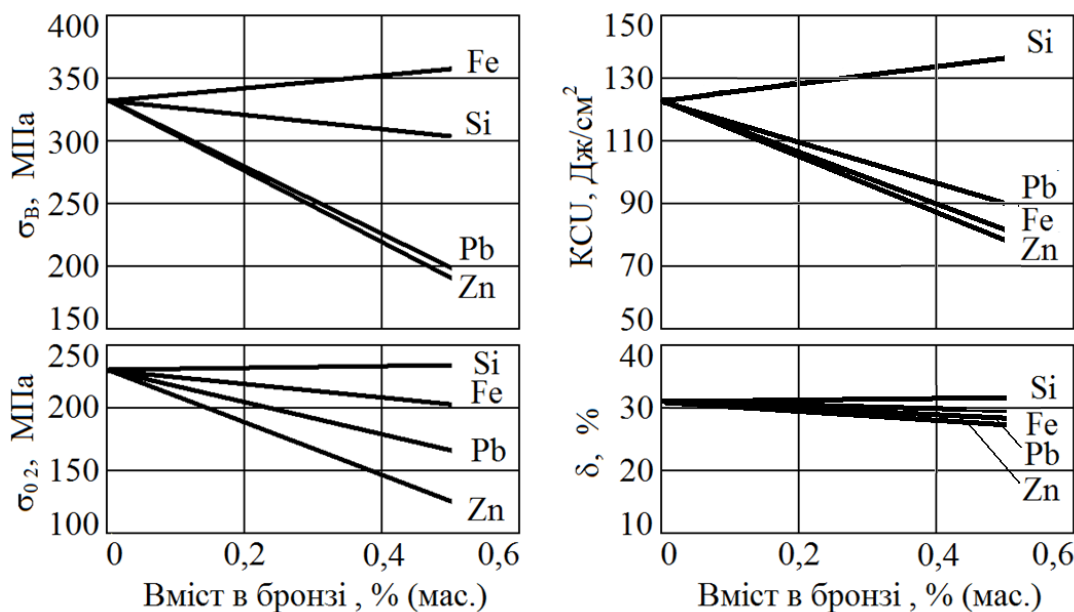
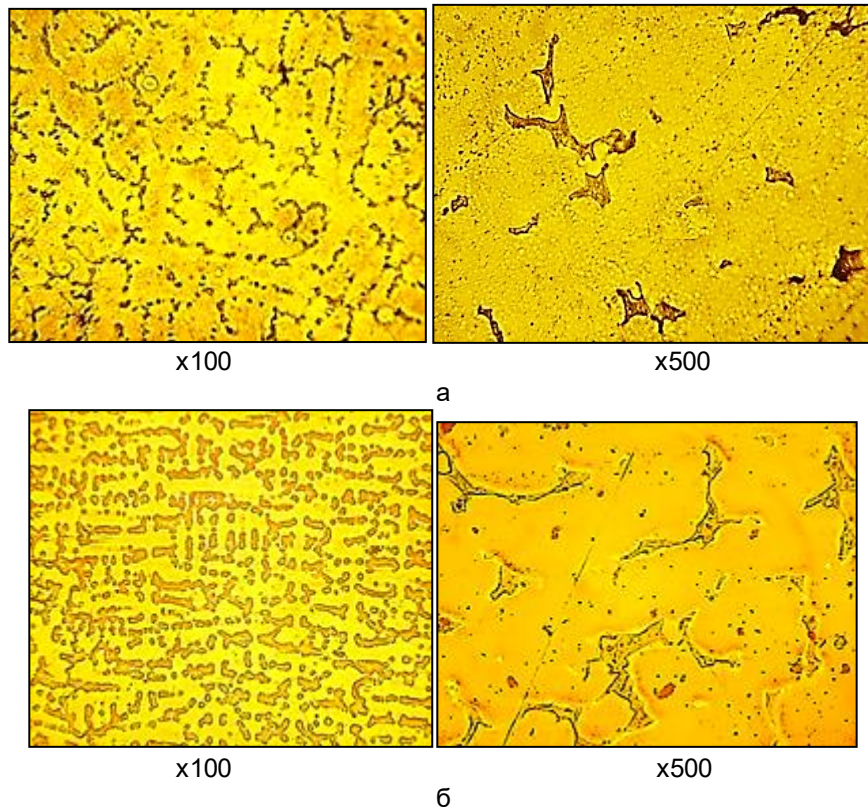


Рисунок 1 - Залежності механічних властивостей олов'яно-алюмінієвої бронзи від вмісту в ній домішок (Si, Fe, Zn, Pb)

Негативний вплив більшості досліджуваних домішок у бронзі БрОЗА3, особливо на характеристики ударної в'язкості, можна пояснити збільшенням частки хімічного з'єднання у якості другої структурної складової в бронзі БрОЗА3 з різним вмістом домішок, що витікає з аналізу мікроструктур, представлених на рис. 2. Аналіз мікроструктури сплаву, що досліджується, свідчить про двофа-

зний його структурний стан в обох випадках (див. рис. 2, а та 2, б). Структурними складовими в обох випадках є α -Cu твердий розчин, який формує матрицю структури бронзи, та β -твердий розчин на основі електронної сполуки Cu_5Sn перитетичного генезису [17] з ОЦК решіткою просторової групи $Im\bar{3}m$ [18].



а – механічне приготування з хімічним травленням, б – електрополіровка

Рисунок 2 - Мікроструктура бронзи БрО3А3 з 3,75 % Sn, 3,78 % Al, 0,017 % Fe, Cu - залишок (а) та бронзи БрО3А3 з 3,70 % Sn; 3,71 % Al, 0,45 % Fe, 0,51 % Si, 0,48 % Zn, Cu - залишок (б)

Незважаючи на присутність у другому випадку додаткового експериментального введення у бронзу БрО3А3 домішок у кількості відповідно до таблиці 2, інтерметалідних сполучень ендегенного походження в структурі не виявлено (див. рис. 2 б). Натомість, мікроструктурними дослідженнями зафіксований факт збільшення кількості другої фази – β -Cu₅Sn з 17...20% (див. рис. 2 а) до 34...38% (див. рис. 2 б).

При цьому встановлено, що мікротвердість матриці (Н_μ) підвищилась з 1142...1364 МПа до 1617...1887 МПа. Це очевидно пов'язано з твер-

дорозчинним зміцненням α -фази. Мікротвердість перитектичної β -Cu₅Sn фази не змінилась і становила в обох випадках 4985...5275 МПа.

Слід зазначити, що підвищення ступеню легуваності α -Cu твердого розчину та збільшення частки хімічного з'єднання β -Cu₅Sn у якості другої структурної складової в бронзі БрО3А3 з різним вмістом домішок не тільки знижують рівень механічних властивостей бронзи, але і призводять до виникнення гарячих тріщин у виливках, про що, зокрема, свідчать зображення на рис. 3.



Рисунок 3 – Зовнішній вигляд гарячої тріщини (а) та макроскопічна презентація поверхні руйнування по гарячій тріщині (б) в зразку

З метою встановлення впливу Sn та Al в межах від 3 до 4% (мас.), кожного, на механічні властивості бронзи за даними табл. 3 побудували залежності, що надані на рис. 4.

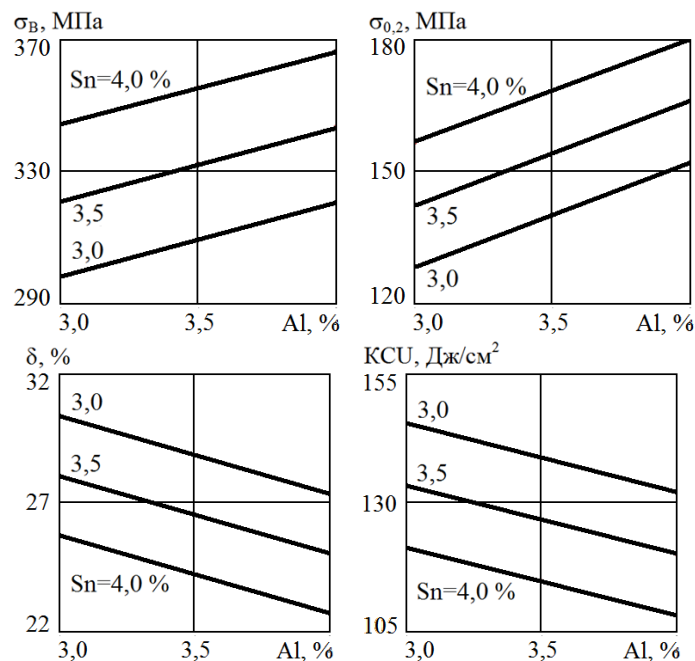


Рисунок 4 – Залежність тимчасового опору при статичному розтягуванні, межі плинності, ударної в'язкості та відносного подовження від вмісту в бронзі БрО3А3 алюмінію та олова

Аналіз ходу кривих на рис. 4 показує, що зі збільшенням вмісту алюмінію та олова в межах від 3 до 4 % (мас.) пластичні та в'язкі характеристики (величини δ_5 та KCU) знижуються, а міцність (величини σ_B та $\sigma_{0.2}$) зростає.

Таким чином, отримані результати досліджень для бронзи БрО3А3 представимо в вигляді табл. 4.

Таблиця 4 – Вплив хімічних елементів-домішок на механічні, властивості бронзи БрО3А3

| Властивості | Домішки | | | |
|--------------------------------|---------|----|----|----|
| | Fe | Si | Zn | Pb |
| Межа міцності при розтягуванні | + | - | - | - |
| Межа текучості | - | + | - | - |
| Відносне подовження | - | + | - | - |
| Межа міцності удару на вигин | - | + | - | - |

Висновки. Встановлено, що з числа досліджених домішок в бронзах БрО3А3 вміст кремнію та заліза слід обмежити 0,2% (мас.) кожного. В той же час свинець та цинк в таких бронзах у будь якій кількості неприпустимі. При цьому, досліджені домішки значною мірою впливають практично на всі показники механічних властивостей окрім показника відносного подовження.

Вміст основних легуючих компонентів (олова, алюмінію) в бронзі БрО3А3 є вирішальним чинником. Зі збільшенням вмісту олова та алюмінію в межах від 3 до 4 % (мас.) пластичність та в'язкість (величини δ_5 та KCU) знижуються, а міцність (величини σ_B та $\sigma_{0.2}$) зростає. Встановлену закономірність потрібно враховувати під час приготування даної марки бронзи для отримання виливків з заданим рівнем властивостей.

Бібліографічний опис

1. Комков В. Г., Стариенко В. А. Физико-механические свойства легированных меди и оловянной бронзы. *Электронное научное издание «Ученые заметки ТОГУ»*. 2013, Том 4, № 4, С. 1322 – 132.
2. Влияние легирующих компонентов и примесей на свойства сплавов меди. URL: https://www.sinref.ru/000_uchebniki/03400metallurg/010_uvelirnoe_hudojestv_litio_po_modelam_splavov_medi_1991/015.htm
3. Живетьев А. С., Головки Е. А., Лапоногова П. А. Влияние малых добавок лигатуры Al-Ti-V на механические и эксплуатационные свойства оловянной бронзы. *Инновационные технологии в литейном производстве* : материалы междунар. науч.-техн. конф. (г. Москва, 22–23 апреля 2019 г.). Москва, 2019. С. 202-205.
4. Колачев Б.Ф., Елагин В.И., Ливанов В.А.. *Металловедение и термическая обработка цветных металлов и сплавов* : учебник для вузов. Изд. 4-е, испр. и доп. Москва : МИСИС, 2005. 432 с.
5. Смирягин А.П., Смирягина Н.А., Белова А.В. *Промышленные цветные металлы и сплавы*. 3-еизд. Москва : Металлургия, 1974, 488 с.
6. Бронзы оловянные литейные. URL: <https://on-v.com.ua/novosti/tehnologii-i-nauka/bronzy-olovnyanye-litejnye/>
7. Влияние химических элементов на свойства медных сплавов. URL: http://markmet.ru/tehnologiya_metallorv/vliyanie_khimicheskikh_elementov_na_svoystva_mednykh_splavov
8. Меркулова Г.А. *Металловедение и термическая обработка цветных сплавов*: учеб. пособие. Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2008. 312 с.

9. Влияние примесей на алюминиевые бронзы. URL: https://cmtorg.ru/news/2011_02_15/
10. Свойства алюминиевых бронз. URL: <https://cvet-metall.com/articles/svoystva-alyuminievyyh-bronz/>
11. Двойные и многокомпонентные системы на основе меди / Под ред. С.В. Шухардина. Москва: Наука, 1979. 249 с.
12. ISO 148-1:2016. Metallic materials. – Charpy pendulum impact test – Part 1: Test method. [Third edition 2016-10-15] 2016. 29 pp. (International standard).
13. ДСТУ ISO 6892-1:2019 Металеві матеріали. Випробування на розтяг. Частина 1. Метод випробування за кімнатної температури (ISO 6892-1:2016, IDT). [Чинний від 2019-11-01]. Держспоживстандарт України, 2019. 40 с.
14. ASTM E3 - 11(2017) Standard Guide for Preparation of Metallographic Specimens. URL : <https://webstore.ansi.org/standards/astm/astme311>.
15. Попилов Л.П. Электрополирование и электротравление металлографических шлифов / Л.П. Попилов, Л.П. Зайцева – Москва : Metallurgizdat, 1963. 410 с.
16. Шипачёв В.С. Высшая математика: учебник для вузов. Москва : Высшая школа. 1998. 479 с.
17. Двойные и многокомпонентные системы на основе меди : справочник / под ред. М.Е. Дрица. Москва : Наука. 1979. 246 с.
18. Лякишев Н.П. Диаграммы состояния двойных металлических систем : справочник в 3-х томах. Москва : Машиностроение, 1996..2000

References

1. Komkov V. G., Starienko V. A. *Fiziko-mekhanicheskie svoystva legirovannykh medi i olovyannoy bronzy* [Physico-mechanical properties of alloyed copper and tin bronze]. *Elektronnoe nauchnoe izdanie «Uchenye zametki TOGU»* [Electronic scientific publication "Scientific notes of POSU"]. 2013, Tom 4, № 4, P. 1322 – 132.
2. *Vliyanie legiruyushchih komponentov i primesej na svoystva splavov medi* [Influence of alloying components and impurities on the properties of copper alloys]. URL: https://www.sinref.ru/000_uchebniki/03400metallurg/010_uvelirnoe_hudojestv_litio_po_modelam_splavov_medi_1991/015.htm.
3. Zhivetev A. S., Golovko E. A., Laponogova P. A. *Vliyanie malyh dobavok ligatury Al-Ti-B na mekhanicheskie i ekspluatatsionnye svoystva olovyannoy bronzy* [Influence of small additions of Al-Ti-B master alloy on the mechanical and operational properties of tin bronze]. *Innovatsionnye tekhnologii v litejnom proizvodstve : materialy mezhdunar. nauch.-tekhn. konf. [Innovative technologies in foundry production: materials of the international sci.-tech. conf.]* (g. Moskva, 22–23 aprelya 2019 g.). Moskva, 2019. P. 202-205.
4. Kolachev B.A., Elagin V.I., Livanov V.A. *Metallovedenie i termicheskaya obrabotka cvetnykh metallov i splavov: uchebnik dlya vuzov* [Metal science and heat treatment of non-ferrous metals and alloys: a textbook for universities]. Moskva : MISIS, 2005. 432 p.
5. Smiryagin A.P., Smiryagina N.A., Belova A.V. *Promyshlennyye cvetnyye metally i splavy* [Industrial non-ferrous metals and alloys]. Moskva : Metallurgiya, 1974. 488 p.
6. *Bronzy olovyannyye litejnyye* [Tin foundry bronzes] URL: <https://on-v.com.ua/novosti/tehnologii-i-nauka/bronzy-olovannyye-litejnyye/>
7. *Vliyanie himicheskikh elementov na svoystva mednykh splavov* [The influence of chemical elements on the properties of copper alloys]. URL: http://markmet.ru/tehnologiya_metallov/Vliyanie-khimicheskikh-elementov-na-svoystva-mednykh-splavov
8. Merkulova G.A. *Metallovedenie i termicheskaya obrabotka cvetnykh splavov: ucheb. posobie* [Metal science and heat treatment of non-ferrous alloys: textbook. allowance]. Krasnoyarsk : Sib. feder. un-t, 2008. 312 p.
9. *Vliyanie primesej na alyuminievyye bronzy* [Influence of impurities on aluminum bronzes]. URL: https://cmtorg.ru/news/2011_02_15/
10. *Svoystva alyuminievyyh bronz* [Properties of aluminum bronzes]. URL: <https://cvet-metall.com/articles/svoystva-alyuminievyyh-bronz/>
11. *Dvoynyye i mnogokomponentnyye sistemy na osnove medi* [Dual and multi-component systems based on copper] / Pod red. S.V. SHuhardina. Moskva: Nauka, 1979. 249 p.
12. ISO 148-1:2016. Metallic materials. – Charpy pendulum impact test – Part 1: Test method. [Third edition 2016-10-15] 2016. 29 pp. (International standard).
13. DSTU ISO 6892-1:2019 *Metalevi materiali. Viprobuvannya na roz tyag. Chastina 1. Metod viprobuvannya za kimnatnoї temperaturi* [Metallic materials. Tensile tests. Part 1. Test method at room temperature] (ISO 6892-1:2016, IDT). [Chinnij vid 2019-11-01]. Derzhspozhivstandart Ukraїni, 2019. 40 p.
14. ASTM E3 - 11(2017) Standard Guide for Preparation of Metallographic Specimens. URL : <https://webstore.ansi.org/standards/astm/astme311>.
15. Popilov L.P., Zajceva L.P. *Elektropolirovanie i elektrotравление металлографических шлифов* [Electropolishing and electroetching of metallographic sections]. Moskva : Metallurgizdat, 1963. 410 p.
16. Shipachyov V.S. *Vysshaya matematika: uchenik dlya vuzov* [Higher Mathematics: Student for Universities]. Moskva : Vysshaya shkola. 1998. 479 p.
17. *Dvoynyye i mnogokomponentnyye sistemy na osnove medi: Spravochnik* [Dual and multi-component systems based on copper: a guide]. / pod red. M.E. Drica. Moskva : Nauka. 1979. 246 p.
18. Lyakishev N.P. *Diagrammy sostoyaniya dvoynykh metallicheskih sistem: Spravochnik v 3-h tomah* [Diagrams of the state of binary metal systems: a reference book in 3 volumes]. Moskva : Mashinostroenie, 1996..2000

Гришин О.М., Надточій А.А., Петренко В.О., Корохова А.В.

Термодинамічне дослідження одержання губчастих лігатур при спільному відновленні хромітового і магнетитового концентратів

Gryshyn O., Nadtochij A., Petrenko V., Korokhova A.

Thermodynamic study of the production of spongy ligatures during joint reduction of chromite and magnetite concentrates

Використання багатоконпонентних губчастих лігатур, отриманих за технологією твердофазного відновлення, дозволяє знизити енергетичні витрати та підвищити ефективність використання легуючих добавок. Метою даної роботи є розробка фізико-хімічних основ процесів отримання багатоконпонентних лігатур на основі хрому. Дослідження спільного відновлення хромітового та магнетитового концентратів проведено з використанням термодинамічного та кінетичного аналізу. Термодинамічне моделювання виконано з використанням програмного комплексу HSC Chemistry 5.1. Отримано дані про температури початку відновлення, а також склад рівноважної газової фази системи, що аналізується. Кінетичні дослідження представлені залежностями ступеня відновлення часу для різних умов процесу.

Отримані дані проаналізовані, спираючись на діаграму Cr-Fe-O. Результати термодинамічних розрахунків свідчать про роздільне відновлення як для концентратів, що аналізуються, так і заліза та хрому в хромітовому концентраті. Разом з тим, рівноважний склад газової фази відновлення $Fe(CrO_2)_2$ показав досить близькі значення для заліза і хрому. Показано можливі фазові перетворення при сумісному твердофазному відновленні хромітового та магнетитового концентратів. Набули розвитку деякі уявлення про механізм та особливості процесу в залежності від температури, співвідношень O/C та Fe/Cr. Показано, що завершальна фаза відновлення заліза магнетиту ($FeO \rightarrow Fe$) проходить паралельно з початковою фазою відновлення заліза з хроміту. Завершальна фаза відновлення заліза хроміту накладається на початок відновлення хрому. Разом з тим показано, що на початковій стадії не відбувається формування шпінельної фази, пріоритетний розвиток набувають процеси відновлення та карбідоутворення.

Результати кінетичних досліджень свідчать про можливість організації спільного відновлення мінеральної сировини у сфері помірних температур. Фізико-хімічний аналіз дозволяє визначити деякі технологічні параметри.

Ключові слова: твердофазне відновлення, хромітовий та магнетитовий концентрати, кисневий потенціал, фазова діаграма Cr-Fe-O

The use of multicomponent spongy master alloys obtained by the technology of solid-phase reduction makes it possible to reduce energy costs and increase the efficiency of the use of alloying additives. The purpose of this work is to develop the physical and chemical foundations of the processes for obtaining multicomponent ligatures. The study of the joint reduction of chromite and magnetite concentrates was carried out using thermodynamic and kinetic analysis. Thermodynamic modeling was performed using the HSC Chemistry 5.1 software package. Data were obtained on the temperatures of the beginning of reduction, as well as on the composition of the equilibrium gas phase of the analyzed system. Kinetic studies are presented as dependences of the degree of recovery on time for various process conditions. The data obtained are analyzed based on the Cr-Fe-O diagram. The results of thermodynamic calculations testify to the separate reduction of both concentrates and iron and chromium in the chromite concentrate. At the same time, the equilibrium composition of the $Fe(CrO_2)_2$ reduction gas phase showed fairly close values for iron and chromium. Possible phase transformations during the joint solid-phase reduction of chromite and magnetite concentrates are shown. Some ideas about the mechanism and features of the process have been developed depending on the temperature, O/C and Fe/Cr ratios. It is shown that the final phase of iron reduction from magnetite ($FeO \rightarrow Fe$) runs in parallel with the initial phase of iron reduction from chromite. The final phase of the reduction of chromite iron is superimposed on the beginning of the reduction of chromium. At the same time, it was shown that at the initial stage, the formation of the spinel phase does not take place, the priority development is given to the process of reduction and carbide formation.

The results of kinetic studies indicate the possibility of organizing the joint reduction of mineral raw materials (a mixture of chromite and magnetite concentrates) in the region of moderate temperatures. Physico-chemical analysis makes it possible to determine some technological parameters.

Keywords: solid-phase reduction, chromite and magnetite concentrates, oxygen potential, Cr-Fe-O phase diagram

Вступ

Одержання багатоконпонентних губчастих лігатур шляхом твердофазного відновлення складної шихти є актуальним напрямом у металургії. Комплексне використання природних і техногенних матеріалів, зниження енергетичних витрат є, без сумніву, найважливішими напрямками розвитку металургійної технології. Це повною мірою від-

носиться і до питань підвищення якості та розширення сортаменту губчастих легуючих матеріалів, які мають певні переваги перед традиційними феросплавами [1].

Постановка проблеми. У літературних джерелах присутні обмежені відомості про фізико-хімічні особливості спільного відновлення хромітового та магнетитового концентратів. Проблеми

Гришин Олександр Михайлович – к.н.т., доц. УДУНТ, Надточій Анжела Анатолівна – к.т.н., доц. УДУНТ, Петренко Віталій Олексійович – д.т.н., проф. УДУНТ, Корохова Алла Вікторівна – с.в.к., дніпровський індустріальний фаховий коледж

Hryshin Oleksandr - c.t.s., USUST, Nadtochii Angela – c.t.s., USUST, Petrenko Vitaly - Doctor of Technical Sciences, prof. USUST, Korokhova Alla - graduate student, Dnipro Industrial Vocational College

аналізу такої системи обумовлені взаємним впливом оксидів одне на одного. Цей вплив реалізується через утворення спільних твердих розчинів, а також фаз змінного складу, що складно врахувати в термодинамічних розрахунках.

Фізико-хімічний аналіз процесу дозволяє оптимізувати основні технологічні параметри, що забезпечує отримання лігатури із заданими властивостями. Таким чином, метою даної роботи є аналіз термодинамічних передумов та кінетичних закономірностей спільного відновлення хромітового та магнетитового концентратів.

Методика досліджень. Розрахунок термодинамічних параметрів процесу твердофазного відновлення хроміту заліза та термодинамічне моделювання в межах визначених зовнішніх та внутрішніх умов виконано з застосуванням програмного комплексу HSC Chemistry 5.1, який призначений для комп'ютерного моделювання рівноважних термодинамічних станів та процесів, використано традиційні методики визначення температури початку відновлення та рівноважного складу газової фази. Застосовано методику розрахунку рівноважного складу газової фази залежно від температури для заданого загального тиску в системі і змінного співвідношення вуглець- та воденьвмісних газів у ході процесу.

Експериментальні дослідження кінетики процесу проведено з використанням термогравіметричної установки, яка дозволяє фіксувати протягом експерименту зміну ваги зразка та складу газової фази.

Результати дослідження та їх обговорення.

Природні хромітові руди мають досить складну мінералогію як зерна хромшпінеліду, так і вміщуючої породи. Фізико-хімічний аналіз процесів відновлення такого матеріалу є надзвичайно складним. Враховуючи це, на даному етапі досліджень вибрано систему хроміт-магнетит.

Детальний аналіз діаграми Cr-Fe-O наведено у роботах [2,3]. В системі є одна потрійна сполука – хроміт заліза FeCr_2O_4 , який утворює з Fe_3O_4 безперервний ряд твердих розчинів, шпінельну фазу. Також необмежено розчиняються один в одному оксиди Fe_2O_3 та Cr_2O_3 , утворюючи фазу зі структурою корунду. Невеликі області фазового простору діаграми займають гомогенні розчини оксиду хрому у вюститі (вюститна фаза) та кисню у металевому сплаві Fe-Cr (металева фаза). Отже, у процесі спільного відновлення хромітового та магнетитового концентратів всі фазові зміни відбуваються у межах цих областей, а всередині областей відбувається зміна складу фаз. Це справедливо для варіанта відновлення без участі вуглецю, наприклад, воднем.

Вихідним положенням системи при відновленні ($\text{FeCr}_2\text{O}_4 + \text{Fe}_3\text{O}_4$) є область зі структурою шпінелі, у межах якої магнетит (Fe_3O_4) і хроміт заліза FeCr_2O_4 необмежено розчиняються один в одному. Ступінь оберненості шпінельної структури залежить від вмісту в розчині іонів Cr^{3+} . При кімнат-

ній температурі магнетит має структуру зверненої шпінелі [2]. У дужках вказані катіони, які займають октаедричні позиції, поза дужками – катіони в тетраедричних позиціях катіонної решітки шпінельної структури. При заміщенні заліза хромом катіони заліза витісняються з октаедричних позицій і роблять структуру нормальної шпінелі. Розподіл іонів у катіонній решітці шпінельної фази в залежності від складу показано на рисунку 1 [4].

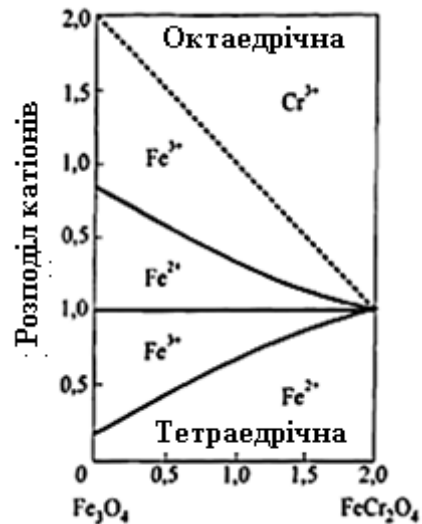


Рисунок 1 – Розподіл катіонів у решітці шпінелі системи Fe-Cr-O

Структурні дефекти, що утворюються в решітці шпінелі, істотно впливають на її властивості. Таким чином, інтенсифікуються адсорбційно-хімічні процеси при відновленні хроміту заліза.

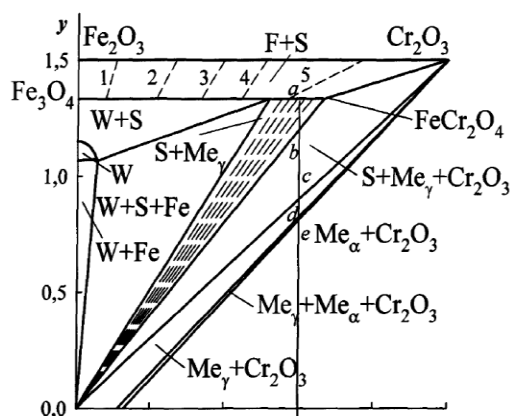
Вюститна фаза являє собою твердий розчин оксиду хрому у вюститі і розташована на фазовій діаграмі між областями гомогенності шпінельної та металеві фази [5,6]. Розчинність Cr_2O_3 у вюститі залежить від температури та нестехіометрії вюститу. Максимальний вміст оксиду хрому у вюститі знаходиться в рівновазі зі шпінельною та металеві фазами. Так, при 1273K у вюститі розчиняється максимум 2,85 мол. % Cr_2O_3 , а при 1473K – 3,06. При всіх температурах продуктами диспропорціонування вюститної фази є залізо та шпінельний розчин Fe_3O_4 та FeCr_2O_4 .

Хром і залізо необмежено розчиняються один в одному, утворюючи ділянку твердого розчину, насичену киснем – металева фаза.

Аналіз системи Cr-Fe-O дозволяють відзначити, що при спільному відновленні хромітового та магнетитового концентратів фазові зміни проходять по лінії, яка відповідає заданому співвідношенню Cr/Fe у напрямку зниження кисневого потенціалу. Разом з тим, на різних стадіях процесу пріоритетний розвиток можуть мати приватні перетворення, які визначають термодинаміку процесу.

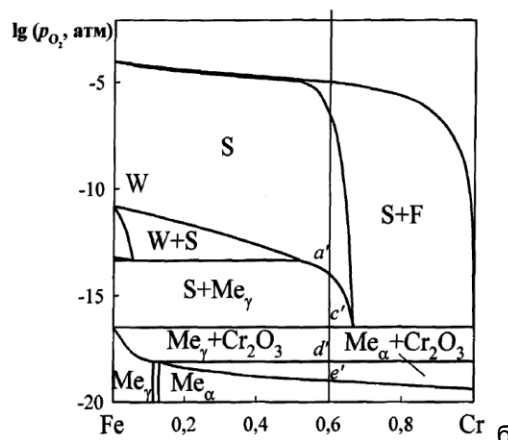
У шихтовій суміші, яка перебуває в умовах високих температур, одночасно можуть розвиватися два процеси: формування твердого розчину (шпі-

нельної фази) та вуглецевотермічне відновлення оксидів. Визначити пріоритет цих перетворень складно. На кінцевому етапі відновлення формується вюститна або металева фаза залежно від температури та відношень O/C і Cr/Fe.



а

На рисунку 2 [2] представлений ізотермічний переріз діаграми Cr-Fe-O при 1273K. Кузнєцова О.В. у роботі [7] показала послідовність перетворень при відновленні шихти (90 мол.% FeCr₂O₄ + 10% Fe₃O₄) лінія (a-e).



б

Рисунок 2 – Ізотермічний переріз діаграми стану системи Fe-Cr-O при 1373K [2], де лінія (a-e) – зміна фазового складу системи, що аналізується, в процесі відновлення

У процесі відновлення задане молярне відношення Cr-Fe не змінюється, отже, фазові перетворення в системі проходять по лінії (a-e) у бік зниження кисневого потенціалу. У цьому як початкова точка (a), так і кінцева визначаються заданими умовами. Наведений варіант відновлення шихти можна представити схемою: 90 мол.% FeCr₂O₄ + 10% Fe₃O₄ → Fe + шпінель, збагачена хромом, що перетворюється на FeCr₂O₄ → Fe+Cr₂O₃ (c→d) → Fe+Cr, останній розчиняється в залізі → перетворення аустеніту на ферит.

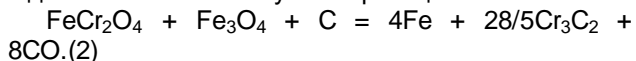
Така схема має узагальнений характер і не враховує приватні перетворення на різних етапах.

Враховуючи високі температури вуглецевотермічного відновлення, найімовірніше, на початковій стадії не буде формуватися твердий розчин шпінель, оскільки це вимагає тривалої ізотермічної витримки вихідних оксидів FeCr₂O₄ і Fe₃O₄ [7,8]. Пріоритетний розвиток набувають реакції відновлення магнетиту і далі відновлення заліза та хрому з хроміту. Відновлення (FeCr₂O₄ + Fe₃O₄) залежно від відношення O/C та температури може реалізовуватися за двома схемами.

По-першій схемі, при температурі нижче початку відновлення Cr₂O₃ процес описується реакцією FeCr₂O₄ + Fe₃O₄ + 5C = 4Fe + Cr₂O₃ + 5CO. (1)

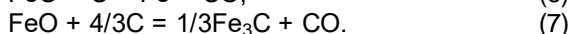
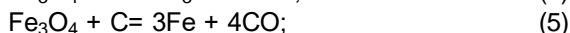
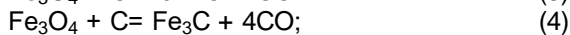
Вюстит, отриманий із магнетиту, відновлюється одночасно з початковою фазою відновлення заліза із хроміту. У цьому випадку відновлення проходить через області, показані на рисунку 2, а, які відповідають складам: (шпінель) → (шпінель + Fe-γ + Cr₂O₃) → (Fe-γ + Cr₂O₃) → (Fe-γ + Fe-α + Cr₂O₃) → (Fe-α + Cr₂O₃).

Відновлення за другою схемою можливе при температурах, що перевищують початок відновлення оксиду хрому (>1391,5K), а також нижчому відношенні O/C і описується реакцією

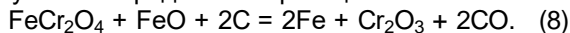


Співвіднести цю схему з рисунком 2 неможливо, тому що складно визначити умови формування карбідів, які ще й не представлені на діаграмі. Можна припустити, що утворення карбідів проходить у процесі відновлення FeCr₂O₄ через проміжну фазу – оксикарбід. Утворення такої фази можливе на кінцевій стадії відновлення хроміту, тобто при відновленні оксиду хрому. Однак такий механізм є гіпотетичним, для якого відсутні підтверджуючі кристалографічні та термохімічні дані.

Більш детально початкова фаза спільного відновлення двох оксидів реалізується за такою схемою перетворень:



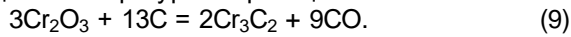
Як зазначалося, відновлення заліза з хроміту та вюститу проходять при близьких температурах. У цьому випадку замість реакції (1) цю стадію процесу можна представити реакцією



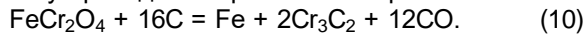
Слід зазначити, що присутність у системі Cr₂O₃ створює передумови для утворення розчину оксиду хрому у вюститі до початку відновлення Cr₂O₃. Однак, можливість утворення вюститної фази залежить від ступеня нестехіометричності вюститу, співвідношення Cr/Fe та температури. Якщо перша та третя умови можуть бути реалізовані в процесі відновлення (втрата кисню молекулою FeO), то відношення Cr/Fe забороняє. Малоімовірно також, що на момент утворення Cr₂O₃ збережеться невідновлений вюстит магнетиту. Формування вюститної фази зі збідненою залізом та киснем молекули хрому є малоімовірним, проте виключати це не слід. На рисунку 2 показано, що для утворення вюститної фази необхідно співвідношення Cr/Fe < 1,5, тоді як FeCr₂O₄ має відношення ?-

$r/Fe=2$. У процесі відновлення молекула хроміту втрачає кисень, що призводить до виділення $Fe_{мет}$. В цілому відношення Cr/Fe на макрорівні зростає, однак на молекулярному рівні, локально, можуть виникнути передумови формування структури твердого розчину $Cr_2O_3 \cdot FeO$ – вюститної фази.

Подальші перетворення в системі пов'язані з відновленням оксиду хрому при досягненні необхідної температури за реакцією

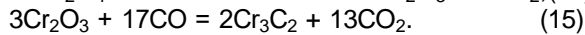
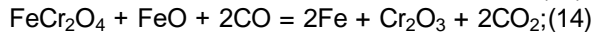
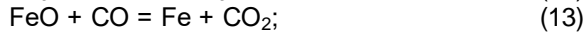


Атоми хрому, що утворюються, частково розчиняються в залізі за реакцією $Cr_2O_3 + 5/3C + CO = [Cr]_{Fe} + 1/3Cr_3C_2 + 2CO_2$, термодинамічно полегшуючи відновлення та сприяючи зниженню вуглецю в кінцевому продукті. До відновлення заліза з хроміту проходить паралельно з хромом



По мірі відновлення суміші оксидів вуглецем кисневий потенціал системи знижується. Реакції 1-9 не вписуються в алгоритм, представлений на рисунку 2, і можна припустити, що при вуглецевотермічному відновленні оксидів утворення твердих розчинів (шпінельна та вюститна фази) можливе в обмеженому інтервалі умов. Процеси відновлення та карбідоутворення матимуть більшу перевагу, ніж формування твердих розчинів.

При температурах, що перевищують термодинамічну стійкість вуглецю, всі ці реакції слід трансформувати:



На рисунку 3 представлені температурні залежності енергії Гіббса для деяких реакцій.

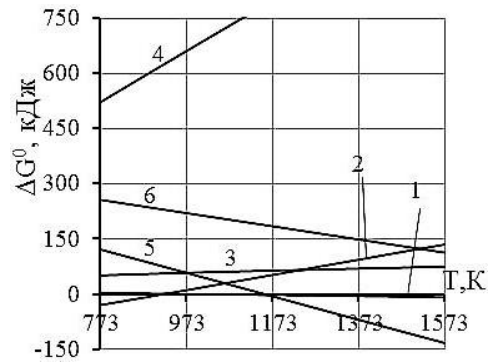
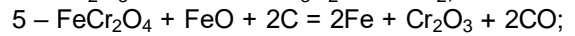
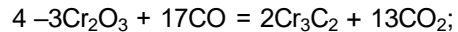
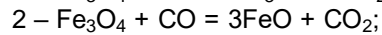
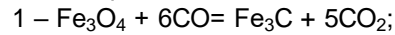


Рисунок 3 – Температурна залежність енергії Гіббса для реакцій:



Наведені дані дозволяють відзначити, що в області низьких температур (~920K) до початку відновлення оксиду хрому, термодинамічно дозволена реакція 11 (лінія 2), вище 920K дозволена реакція 12 (лінія 1). Аналізуючи залежності (3, 5) і (4, 6) рисунку 3, слід зазначити, що присутність вуглецю термодинамічно полегшує відновлення. Однак, для більш повного аналізу необхідно оцінити інші термодинамічні параметри.

Розрахунок температури початку відновлення та рівноважного складу газової фази реакцій системи спільного вуглецевотермічного відновлення хромітового та магнетитового концентратів, а також реакції газифікації вуглецю виконаний за методикою, описаною в роботах [9,10]. Результати розрахунку представлені в таблиці 1 та на рисунку 4.

Таблиця 1 - Термодинамічно дозволена температура початку відновлення

| Рівняння реакції | T_p, K , при різних α | | | |
|---|--------------------------------|--------|--------|--------|
| | 0,25 | 0,55 | 0,75 | 1,0 |
| $Fe_3O_4 + CO = 3FeO + CO_2$ | 897,4 | 925,9 | 937,7 | 948,9 |
| $FeO + CO = Fe + CO_2$ | 1027,9 | 1070,5 | 1088,2 | 1105,3 |
| $FeO + CO + 1/3C + 1/3Fe_3C + CO_2$ | 907,5 | 944,3 | 989,4 | 974,0 |
| $FeCr_2O_4 + CO = Fe + Cr_2O_3 + CO_2$ | 1217,7 | 1268,5 | 1288,3 | 1306,8 |
| $FeCr_2O_4 + CO + 1/3C = 1/3Fe_3C + Cr_2O_3 + CO_2$ | 1213 | 1264,3 | 1275,2 | 1283,8 |
| $FeCr_2O_4 + CO + 1/3C = 1/3Fe_3C + Cr_3C_2 + CO_2$ | 1345,2 | 1395,7 | 1413,2 | 1430,1 |

* - де $\alpha = P_{CO} + P_{CO_2}$

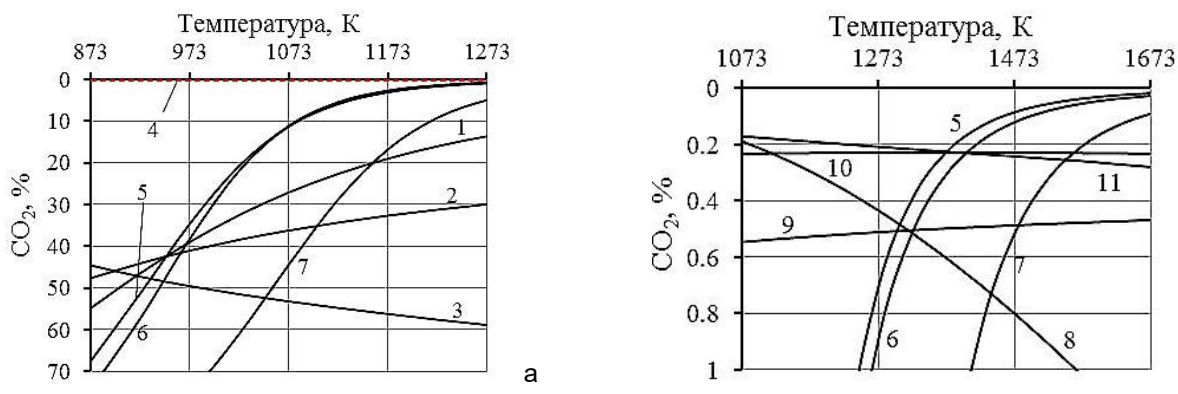


Рисунок 4 – Рівноважний склад газової фази реакцій відновлення: а) оксидів заліза та хрому, б) хроміту заліза, де: 1 – $FeO \rightarrow Fe_3C$; 2 – $FeO \rightarrow Fe$; 3 – $Fe_3O_4 \rightarrow FeO$; 4 – $Cr_2O_3 \rightarrow Cr_3C_2$; 5,6,7 – газифікація Fe_3C , Cr і Cr_3C_2 , відповідно; 8 – $FeCr_2O_4 \rightarrow Fe + Cr_2O_3$; 9 – $FeCr_2O_4 \rightarrow Fe_3C + Cr_2O_3$; 10 – $FeCr_2O_4 \rightarrow Fe_3C + Cr_3C_2$; 11 – $FeCr_2O_4 \rightarrow Fe + Cr_3C_2$

Вуглецевотермічне відновлення оксиду хрому проходить за дволанковим механізмом, коректність застосування якого розглядається у роботах [9,10]. Введення у вихідну шихту магнетиту значно змінює термодинамічні параметри процесу, що зв'язано з взаємним впливом двох систем. Наведені результати зниження кисневого потенціалу системи у процесі відновлення (рис.2), свідчать про плавний змін складу твердої фази у її межах, тобто про утворення сполук змінного складу $(Fe,Cr)_xO_y$ та $(Fe,Cr)_xCy$, для яких відсутні термодинамічні відомості. Отже, термодинамічний аналіз процесу є наближеним. Залежність зміни кисневого потенціалу системи у процесі відновлення має складний характер, що зумовлено як змінним складом твердої фази, так і взаємозалежністю

окремих стадій процесу. Перехід через межу фаз має відобразитися точкою перегину на залежності.

Результати розрахунку T_H дозволяють підтвердити припущення про роздільне відновлення $FeCr_2O_4 + Fe_3O_4$ на усіх етапах за винятком останнього, для якого можливе паралельне відновлення FeO і початок відновлення заліза із хроміту. Кінцева стадія відновлення заліза із хроміту, ймовірно, проходить одночасно з відновленням хрому.

Наведені на рисунку 4 температурні залежності рівноважного складу газової фази деяких реакцій також свідчать про роздільне відновлення. Однак відновлення $FeCr_2O_4$ за різних умов показує досить близькі значення за складом газової фази (таблиця 2).

Таблиця 2 - Рівноважний склад газової фази реакцій відновлення хроміту заліза

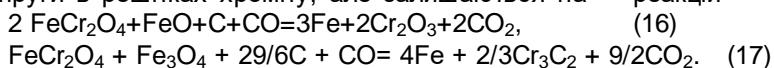
| Рівняння реакцій | (% CO_2) _{р.} , при T, K | |
|---|--------------------------------------|------|
| | 1173 | 1523 |
| $FeCr_2O_4 + CO = Fe + Cr_2O_3 + CO_2$ | 0,56 | 1,5 |
| $FeCr_2O_4 + 5/3CO = 1/3Fe_3C + Cr_2O_3 + 4/3CO_2$ | 0,88 | 0,6 |
| $1/4 FeCr_2O_4 + CO = 1/4Fe + 1/2Cr + CO_2$ | 0,2 | 0,20 |
| $1/4 FeCr_2O_4 + 5/3CO = 1/4Fe + 1/6Cr_3C_2 + 1/3CO_2$ | 0,27 | 0,32 |
| $1/4 FeCr_2O_4 + 11/6CO = 1/12Fe_3C + 1/6Cr_3C_2 + 17/12CO_2$ | 0,32 | 0,27 |

Отже, враховуючи можливе формування фаз змінного складу, межі відновлення окремих фаз будуть «розмиті».

Слід зазначити, що втрата кисню молекулою $FeCr_2O_4$, безумовно, призводить до значних трансформацій його кристалічних решіток. Останнє пов'язано, крім втрати кисню, також із зростанням понад рівноважну концентрацію заліза. Відсутність літературних відомостей про такі зміни в кристалографічних решітках хроміту ускладнює детальний аналіз його відновлення. На певному етапі залізо виділяється у вигляді самостійної фази, що знижує напругу в решітках хроміту, але залишаються на-

пруги пов'язані зі змінним складом $FeCr_2O_4$. Збіднена залізом молекула хроміту виявляється у стабільній термодинамічній нестійкості і подальша трансформація її полягає у формуванні нової фази – Cr_2O_3 . Відомості про можливе розчинення атомів заліза в решітці оксиду хрому в літературі відсутні, проте можливе розчинення молекул Cr_2O_3 у FeO . Можливо, і часткове розчинення атомів хрому у залізі з утворенням $Fe-Cr$ твердого розчину.

На рисунку 5 представлені результати термодинамічного моделювання спільного вуглецевотермічного відновлення $FeCr_2O_4$ та FeO за умовами реакцій



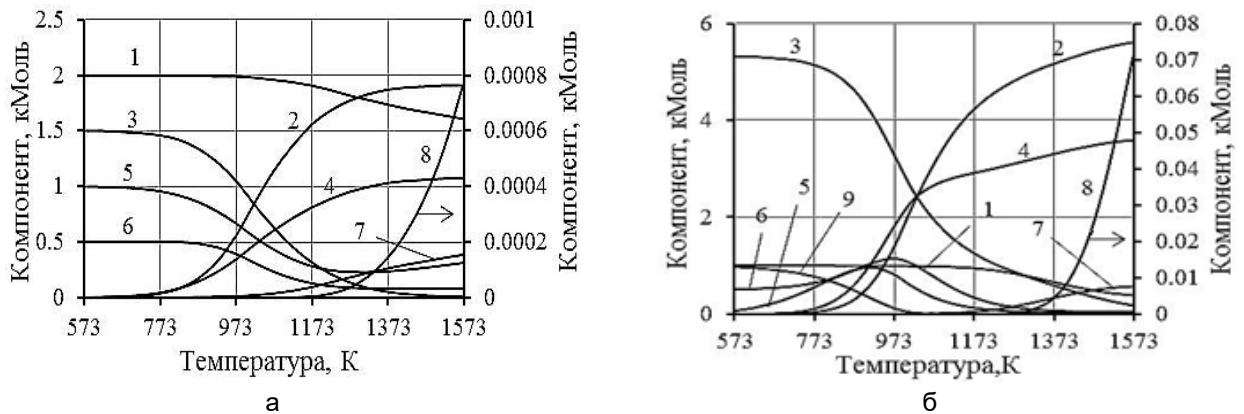
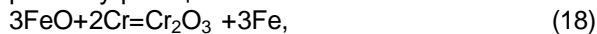


Рисунок 5 – Термодинамічне моделювання системи Cr-Fe-O-C за реакцією 16 (а) та 17 (б): 1 – $FeCr_2O_4$; 2 – CO; 3 – C; 4 – Fe; 5 – FeO; 6 – CO_2 ; 7 – Cr_2O_3 ; 8 – Cr; 9 – Fe_3O_4

За результатами моделювання можна зробити деякі висновки. Відновлення вюститу починається за нижчих температур, ніж заліза хроміту. Утворення Cr_2O_3 практично відповідає температурі початку відновлення хроміту заліза. Металеве залізо у системі на ранніх стадіях відновлення FeO та його кількість зростає швидше, ніж знижується концентрація вюститу, що є наслідком відновлення хроміту. Слід також зазначити, що частка Cr_2O_3 дещо збільшується при високих температурах. Крім того, термодинамічно можливе утворення металевго хрому, концентрація якого зі зростанням температури зростає. Утворення металевго хрому на стадії відновлення FeO може призвести до розвитку реакції



яка термодинамічно дозволена. Непрямим підтвердженням цього є деяке зростання оксиду хрому на завершальному етапі. Це можна частково пов'язати з відновленням $FeCr_2O_4$, проте вміст відновника-вуглецю близький до нуля, що CO практично не бере участі у відновленні Cr_2O_3 .

Термодинамічний аналіз спільного вуглецевотермічного відновлення $FeCr_2O_4$ і Fe_3O_4 дозволяє уявити процес у вигляді послідовно-паралельного перебігу окремих перетворень:

1. Відновлення Fe_3O_4 до Fe_3C при $T < 920K$;
2. Відновлення Fe_3O_4 до FeO при $T > 920K$;
3. $FeCr_2O_4 \rightarrow Fe + Cr_2Fe_xO_{3+x}$; та паралельно $FeO \rightarrow Fe$;
4. $Cr_2Fe_xO_{3+x} \rightarrow Fe + Cr_3C_2 + Cr_2O_3$; $Cr_2O_3 \rightarrow Cr_3C_2$.

Отже, в області температур, що виключають появу рідких фаз, термодинамічно можливе спільне вуглецевотермічне відновлення хромітового та магнетитового концентратів. При цьому кінцевий склад твердої фази визначатиметься початковими умовами: співвідношеннями $(FeCr_2O_4)/Fe_3O_4$, O/C та температурою.

Фізико-хімічний аналіз відновлення передбачає також і оцінку кінетичної сторони процесу. Результати виконаних досліджень кінетики спільного вуглецевотермічного відновлення хромітового (ЖК) та магнетитового (МК) концентратів представлені на рисунках 6-10.

Введення у шихту каталітичних добавок інтенсифікувало процес. Оптимальний вміст добавки становило $\sim 1-1,5\%$ за масою. Більш ефективно працювала добавка K_2CO_3 , це стосується і хромітового концентрату та хромової руди. Механізм дії каталітичної добавки детально описаний у роботах [11,12].

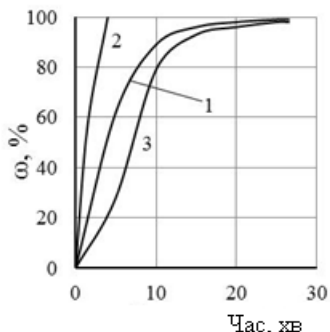


Рисунок 6 – Кінетика відновлення заліза та хрому графітом із суміші магнетитового концентрату та Cr_2O_3 при 1673K:

- 1 – сумарний ступінь відновлення;
- 2 – ступінь відновлення концентрату;
- 3 – ступінь відновлення Cr_2O_3

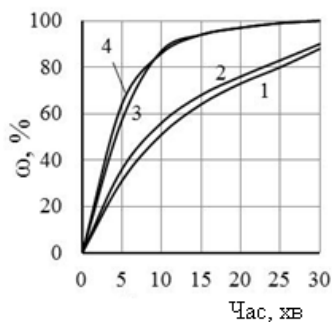


Рисунок 7 – Кінетика відновлення сипких шихт (1,3) та брикетів (2,4) на основі Cr_2O_3 , магнетитового концентрату та графіту при співвідношенні $\text{C/O}=1$ та $\text{Fe/Cr}=1$: 1,2 – 1573K; 3,4 – 1673K

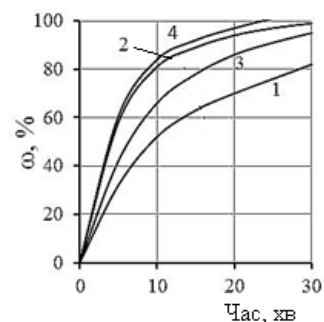


Рисунок 8 – Кінетика відновлення брикетів на основі хромової руди, магнетитового концентрату та графіту при $\text{C/O}=1$, $\text{Fe/Cr}=1$ та температурах 1573K (1,3) та 1673K (2, 4):

1,2 – у потоці аргону; 3 – у потоці H_2 ;
4 – у потоці "сирого" метану CH_4

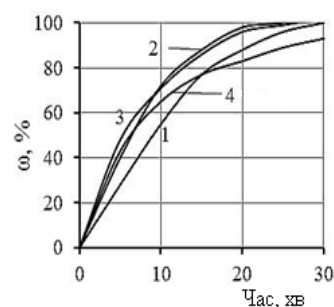


Рисунок 9 – Кінетика комплексного відновлення Cr_2O_3 (1,2) та суміші МК+ХК (3,4) при 1573K, $\text{C/O}=1$, $\text{Fe/Cr}=1$: 1,4 – без добавок; 2,3 – 1% Na_2CO_3

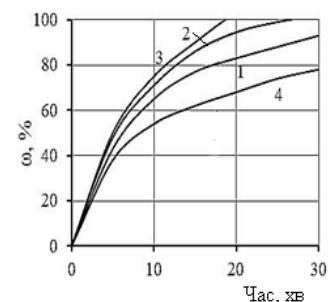


Рисунок 10 – Кінетика комплексного відновлення суміші МК+ХР при 1573K – (1,2) і 1623K – (3,4): 1 – ХР без добавок; 2,3 – 1% K_2CO_3 ;
4 – ХР + 1% K_2CO_3

Як показали проведені дослідження, на швидкісні характеристики відновлення сильний вплив мають такі фактори, як температура, співвідношення O/C і Cr/Fe , а також хіміко-каталітичний вплив.

Висновки. За результатами теоретичних та експериментальних досліджень можна відзначити:

1. Виконані розрахунки температури початку відновлення та рівноважного складу газової фази свідчать про роздільне відновлення заліза та хрому із шихти практично на всіх етапах. Однак завершальна фаза відновлення заліза із магнетиту

($\text{FeO} \rightarrow \text{Fe}$) проходить паралельно з початковою фазою відновлення заліза із хроміту.

2. Завершальна фаза відновлення заліза хроміту проходить одночасно з початком відновлення хрому.

3. Наявність вуглецю в системі не дозволяє формуванню на початковій стадії шпінельної фази, пріоритетний розвиток набувають процеси відновлення та карбідоутворення.

4. Результати кінетичних досліджень свідчать про можливість організації спільного відновлення мінеральної сировини у області помірних температур.

Бібліографічний опис

1. Григорьев С.М., Петрищев А.С., Ковалев А.М. Губчатые и плавные лигатуры из рудного и техногенного сырья. Запорожье: Запорожский национальный университет, 2013. 306 с.
2. Чернобровин В.П., Пашкеев И.Ю., Михайлов Г.Г. и др. Теоретические основы процессов производства углеродистого феррохрома из уральских руд: Монография. Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2004. 346 с.

3. Забейворота Н.С., Лыкасов А.А., Михайлов Г.Г. Свободная энергия реакции образования FeCr_2O_4 . *Неорганические материалы*. 1980. Т.16. № 1. С.181-183.
4. Taylor J.R., Dinsdale A.T. A Thermodynamic Assessment of the Cr-Fe-O System. *Z. Metallk.* 1993. Bd. 84. № 5. S. 335-345.
5. Шахин Е.А., Михайлов Г.Г., Лыкасов А.А., Шишков В.И. Термодинамические свойства твердых растворов окиси хрома в вюстите. *Известия вузов. Черная металлургия*. 1976. № 10. С. 15-19.
6. Лыкасов А.А., Карел К., Мень А.Н., Варшавский М.Т., Михайлов Г.Г. Физико-химические свойства вюстита и его растворов. Свердловск: УНЦ АН СССР, 1987. 230 с.
7. Кузнецова О. В. Исследование фазовых равновесий в системе Fe-Cr-O: диссертация... кандидата химических наук: 02.00.04. Москва, 2007. 147 с. <https://fizmathim.com/issledovanie-fazovyh-ravnovesiy-v-sisteme-fe-cr-o>
8. Petric A., Jacob K. Thermodynamic properties of Fe_3O_4 - FeCr_2O_4 spinel solid. *J. Am. Ceram. Soc.* 1982. V. 65. № 2. P. 117-123.
9. Симонов В.К., Гришин А.М. Термодинамический анализ и особенности механизма твердофазного восстановления Cr_2O_3 углеродом. Часть 1. *ЭлектроМеталлургия*. 2012. №9. С.21-26. <https://doi.org/10.1134/S0036029513060153>
10. Симонов В.К., Гришин А.М. Термодинамический анализ и особенности механизма твердофазного восстановления Cr_2O_3 углеродом. Часть 2. *ЭлектроМеталлургия*. 2012. №10. С.13-18. <https://doi.org/10.1134/S0036029513060165>
11. Симонов В.К., Гришин А.М. Исследование адсорбционно-химических взаимодействий при восстановлении Cr_2O_3 и влияния химико-каталитических воздействий. Теория и практика металлургии. 2007. №5. С. 40-48.
12. Симонов В.К., Гришин А.М. Исследование кинетики и механизма твердофазного восстановления Cr_2O_3 с применением химико-каталитических воздействий. Теория и практика металлургии. 2012. №3-4. С.114-118.

References

1. Grigor'ev S.M., Petrishchev A.S., Kovalev A.M. Gubchatye i plavlenye ligatury iz rudnogo i tekhnogennogo syr'ya. Zaporozh'e: Zaporozhskij nacional'nyj universitet, 2013. 306 s.
2. Chernobrovin V.P., Pashkeev I.Yu., Mikhajlov G.G. i dr. Teoreticheskie osnovy` processov proizvodstva uglerodistogo ferrokroma iz ural'skikh rud: Monografiya. Chelyabinsk: Izd-vo YuUrGU, 2004. 346 s.
3. Zabejvorota N.S., Ly`kasov A.A., Mikhajlov G.G. Svobodnaya e`nergiya reakczii obrazovaniya FeCr_2O_4 . *Neorganicheskie materialy*. 1980. T.16. № 1. S.181-183.
4. Taylor J.R., Dinsdale A.T. A Thermodynamic Assessment of the Cr-Fe-O System. *Z. Metallk.* 1993. Bd. 84. № 5. S. 335-345.
5. Shakhin E.A., Mikhajlov G.G., Ly`kasov A.A., Shishkov V.I. Termodinamicheskie svojstva tverdy`kh rastvorov okisi khroma v vyustite. *Izvestiya vuzov. Chernaya metallurgiya*. 1976. № 10. S. 15-19.
6. Ly`kasov A.A., Karel K., Men` A.N., Varshavskij M.T., Mikhajlov G.G. Fiziko-khimicheskie svojstva vyustita i ego rastvorov. Sverdlovsk: UNCz AN SSSR, 1987. 230 s.
7. Kuzneczova O. V. Issledovanie fazovy`kh ravnovesij v sisteme Fe-Cr-O: dissertacziya... kandidata khimicheskikh nauk: 02.00.04. Moskva, 2007. 147 s. <https://fizmathim.com/issledovanie-fazovyh-ravnovesiy-v-sisteme-fe-cr-o>
8. Petric A., Jacob K. Thermodynamic properties of Fe_3O_4 - FeCr_2O_4 spinel solid. *J. Am. Ceram. Soc.* 1982. V. 65. № 2. P. 117-123.
9. Simonov V.K., Grishin A.M. Termodinamicheskij analiz i osobennosti mekhanizma tver dofaznogo vosstanovleniya Cr_2O_3 uglerodom. Chast` 1. *E`lektroMetallurgiya*. 2012. №9. S.21-26. <https://doi.org/10.1134/S0036029513060153>
10. Simonov V.K., Grishin A.M. Termodinamicheskij analiz i osobennosti mekhanizma tver dofaznogo vosstanovleniya Cr_2O_3 uglerodom. Chast` 2. *E`lektroMetallurgiya*. 2012. №10. S.13-18. <https://doi.org/10.1134/S0036029513060165>
11. Simonov V.K., Grishin A.M. Issledovanie adsorbczionno-khimicheskikh vzaimodejstvij pri vosstanovlenii Cr_2O_3 i viyaniya khimiko-kataliticheskikh vozdejstvij. *Teoriya i praktika metallurgii*. 2007. №5. S. 40-48.
12. Simonov V.K., Grishin A.M. Issledovanie kinetiki i mekhanizma tver dofaznogo vosstanovleniya Cr_2O_3 s primeneniem khimiko-kataliticheskikh vozdejstvij. *Teoriya i praktika metallurgii*. 2012. №3-4. S.114-118.

УДК 669.162.213

Білодіденко С. В., Гануш В. І., Іжевський Є. А., Чеченев В. А., Щербінін М. О.

Витривалість при складному напруженому стані в аспекті подовження ресурсу технологічного устаткування промислових виробництв

Bilodidenko S., Hanush V., Izhevskiy Y., Chechenev V., Scherbinin M.

Durability under a complex stress state in the aspect of prolonging the operative time of the industrial productions technological equipment

Актуальність даної роботи обумовлена загальносвітовою тенденцією до збільшення призначених термінів експлуатації основного технологічного устаткування в усіх галузях виробництва. Завдяки процедурі подовження строків до зняття з експлуатації зменшуються не тільки питомі витрати на утримання устаткування, але і собівартість продукції. Можливість подовження ресурсу визначається технічним станом базових конструкцій. Розглянуто поняття про базові несучі конструкції промислового устаткування. Наведено проблеми методологічного характеру, які постають при подовженні призначеного ресурсу базових конструкцій. Однією з таких проблем є врахування складного напруженого стану металу базових конструкцій при циклічній дії комплексного навантаження. Наведено огляд моделей для врахування цього чинника, які класифіковані за ознакою еквівалентування по певному показнику напружено-деформованого стану. Найбільш ефективним визнаються моделі еквівалентування за дотичними напруженнями і деформаціями у поєднанні з концепцією критичних площин. Але вони працюють при відношенні між втоми за дотичними і нормальними напруженнями більшим від 0.5. До того ж, визначення останніх потребує специфічного випробувального обладнання. На противагу цим моделям надано модель довговічності, яка отримана з правила об'єднання ресурсних індексів безпеки. Напружений стан представляється як комбінація окремих типів деформування, що циклічно змінюються в часі зі своїми амплітудами, асиметріями і частотами. Основний акцент в статті зроблено на розробці методики втомних випробувань на триточковий згин при варіюванні кратності зразка. Підтверджена можливість отримання параметрів моделі багатовісної втоми за допомогою цієї методики. Вона придатна для звичайних випробувальних машин і зразків простої форми. Остання перевага важлива саме для базових конструкцій, з фрагментів яких важко виготовити зразок складної форми.

Ключові слова: довговічність, багатовісна втома, індекс безпеки, зсувні напруження, згин.

The relevance of this work is due to the global tendency to increase the intended service life of the main technological equipment in all branches of production. Thanks to the procedure of extending the terms before decommissioning, not only the specific costs of maintaining the equipment, but also the cost of production are reduced. The possibility of extending the resource is determined by the technical condition of the basic structures. The concept of basic load-bearing structures of industrial equipment is considered. Problems of a methodological nature that arise when extending the designated resource of basic structures are presented. One of these problems is taking into account the complex stress state of the metal of the basic structures during the cyclic action of the complex load. An overview of the models for taking this factor into account, which are classified according to the feature of equivalence according to a certain indicator of the stress-strain state, is given. Equivalence models based on tangential stresses and deformations in combination with the concept of critical planes are recognized as the most effective. But they work when the ratio of fatigue limits for tangential and normal stresses is greater than 0.5. In addition, the determination of the latter requires specific test equipment. In contrast to these models, a durability model is provided, which is derived from the rule of combining resource security indices. The stressed state is represented as a combination of individual types of deformation that cyclically change in time with their amplitudes, asymmetries and frequencies. The main emphasis in the article is on the development of the method of fatigue tests for three-point bending while varying the multiplicity of the sample. The possibility of obtaining multiaxial fatigue model parameters using this technique has been confirmed. It is suitable for ordinary testing machines and samples of simple shape. The last advantage is important especially for basic structures, from the fragments of which it is difficult to make a sample of a complex shape.

Key words: durability, multiaxial fatigue, safety index, shear stress, bending.

Вступ. Всі елементи основного технологічного устаткування (двигун, трансмісія, виконавчий механізм і інструмент) встановлено на базових несучих конструкціях (BS). До них віднесено рами, станини, каркаси, корпуси, кожухи, тощо. Означені елементи виконують головну функцію устаткован-

ня і визначають його роботоздатність.

Всі складові структурні елементи різняться між собою підходом щодо призначення ресурсу. Ресурс устаткування в цілому повинен, щонайменше, відповідати амортизаційному строку групи, до якої може бути віднесено об'єкт, що розглядається. За

Білодіденко Сергій Валентинович – д.т.н, проф.УДУНТ,
Гануш Василь Іванович – УДУНТ,
Іжевський Євген Анатолійович – аспірант УДУНТ,
Чеченев Володимир Андрійович – д.т.н., проф.УДУНТ.А.,
Щербінін Максим Олександрович – студент УДУНТ

Bilodidenko Serhii – d.t.s., Prof. USUST
Ganush VasyI – USUST,
Yevhen Izhevsky - student at USUST,
Volodymyr Chechenev, - d.t.s., prof. USUST.,
Maksym Shcherbinin - student of USUST

кампанію устаткування більшість вузлів структурних ділянок може бути замінена декілька (від 2 до 6) разів. Це не стосується, по-перше, інструменту, до якого ставляться, майже, як до витратних матеріалів. По-друге, виключенням є базові конструкції, заміна яких не передбачена, але можливий їхній ремонт. Фактично, ресурс BS визначає кампанію об'єкту.

Слід зауважити, що зараз спостерігається світова тенденція до збільшення призначених термінів експлуатації основного технологічного устаткування в усіх галузях. За даними української компанії «Енергоатом» річний ефект від продовження на 10-15 років експлуатації одного енергоблока АЕС складає приблизно 1.5 млрд. доларів. В середовищі фахівців залізничного транспорту вважається, що економічний ефект від подовження строку служби складає близько 100 тис. грн. (на 2020 рік це відповідало 3500 – 4000 доларів) на одиницю тягового рухомого складу на рік наднормативної експлуатації.

Постановка проблеми і мета досліджень - Проблеми подовження ресурсу. Активний розвиток промислової індустрії приходить на 50-60-і роки минулого сторіччя, коли інтенсивно нарощувалася, як одинична потужність прокатних агрегатів, так і збільшувалась їх кількість. К цьому часу було розроблено основні методи проектувального розрахунку міцності елементів BS. В результаті забезпечувалися понад п'яти-десятикратні запаси статичної міцності. Тому, виключаючи деякі випадки аварійного руйнування, назагал, BS є достатньо надійними. Однак, відбувається поступове накопичення втомних пошкоджень, які і призведуть в певний момент до їхнього руйнування. Цей момент не є визначеним, оскільки розрахунків на витривалість, зазвичай, не роблять. Немає нормованих методів визначення ресурсу, безпосередньо, для BS. Вважалося, що запаси міцності забезпечують амортизаційний строк до виведення технологічного устаткування з експлуатації, який в Україні складає 15-30 років.

Збільшення нормативних термінів експлуатації відповідають вимогам концепції «Індустрія 4.0» і «зеленої металургії» [1,2]. В результаті подовження строків до зняття з експлуатації зменшуються не тільки питомі витрати на утримання устаткування, але і відрахування на амортизацію. Це вкупі дає можливість знизити собівартість продукції і зробити виробництво конкурентоспроможним. Тенденція до збільшення строків експлуатації понад нормованих спостерігається і в прокатному виробництві. Продовжується експлуатація базових конструкцій прокатних станів, які відпрацювали 50 – 80 років [3]. Природньо, що при цьому необхідно оцінити залишковий ресурс основних конструкцій.

Проблема оцінки можливості подовження експлуатації устаткування полягає в складності визначення залишкового ресурсу базових конструкцій (BS). Причини цього в наступному.

1. При проектуванні BS не розраховувався їхній ресурс. Вважалося, що надійність забезпечується за рахунок створення значних запасів статичної, як правило, міцності. При цьому оцінка напруженого стану здійснювалася, переважно, консервативними засобами. На час створення BS, а продовження ресурсу потребують об'єкти 25 - 50 річної експлуатації, уточнених програм, на кшталт методу скінчених елементів, не існувало. Тому достовірність оцінки однобічна, і підстави для перегляду можливості подальшої експлуатації об'єктивно існують.

2. Під час довготривалої експлуатації базових конструкцій не приділялося належної уваги режимам їхнього навантаження. Не завжди в колі фахівців навіть є розуміння, що BS елементи технологічного устаткування потерпають від втомних пошкоджень. На сучасному етапі інженерного розвитку моделі опору втомі почали застосовувати для об'єктів, безпека яких раніше розглядалася в абсолютно статичному аспекті. До цих об'єктів стали відноситися мости, будівлі, трубопроводи, несучі конструкції промислового обладнання [4]. Тому при переоцінці технічного стану BS елементів потрібна реконструкція умов експлуатації і процесів навантаженості. При цьому важливо визначити обсяг виконаної на устаткованні роботи.

3. Масо-габаритні параметри базових конструкцій є значно вагомішими, аніж решти елементів механічної системи. В аспекті моделювання опору втомі це потребує враховувати низку чинників. По-перше, це масштабний ефект. Його проявлення можуть бути нівельовані в форматі локально-деформаційного підходу. По-друге, складність форми BS поряд з їх протяжністю регламентують при виготовленні застосовувати з'єднання (зварка, клепка, тощо). Такі технології провокують появу дефектів. Тому певна частина ресурсу BS приходить на розвиток тріщиноподібних дефектів. Причому, доволі нерідко наявні тріщини можуть гальмуватися, не доводячи конструкцію до повного руйнування.

Наслідком складності форми є третій характерний чинник, пов'язаний з високими градієнтами напружень. Тобто, деякі зони BS є значно напруженішими, ніж інші. Звідси впливає низький коефіцієнт використання металу в конструкції, що також спонукає до продовження експлуатації BS. Тісно пов'язаний з цими ж причинами четвертий характерний чинник, який впливає на ресурсну модель. Йдеться про складний напружений стан, який призводить до багатовісної втомі металу. Доволі часто на базові конструкції вміщують декілька джерел віброактивності, що може сприяти непропорційному навантаженню.

4. Після довготривалої експлуатації відбувається деградація механічних властивостей металу, яка обумовлена не тільки експлуатаційним наробітком, а власне, і тривалим зберіганням. Ступінь деградації певних показників властивостей є діагностичним параметром технічного стану BS. Крім

того, це явище потрібно враховувати при оцінці залишкового ресурсу.

5. Деградація металу не єдиний наслідок довготривалої експлуатації. Справа в тому, що перестав діяти модель необмеженої довговічності при напруженнях, які є меншими від границі витривалості. Метал потрапляє в зону гігациклової або дуже багатоциклової втоми (very high cycle fatigue). Наприклад, на автомат-стані трубопрокатного агрегату 350 елементи станини за час 80-річної експлуатації отримали $1.4 \cdot 10^8$ циклів навантажень [3]. Тому втомна модель при подовженні ресурсу повинна бути відкоригована внаслідок і цього явища.

6. При оцінці надійності і безпеки BS постає проблема мультифокальної пошкодженості (multifocal damaging), пов'язаної з множинністю джерел враження [5]. Необхідно від показників пошкодженості «багатьох точок» перейти до певного комплексного показника технічного стану всієї конструкції. Проблема вирішується шляхом об'єднання показників надійності окремих елементів BS, які саме і є об'єктами такої пошкодженості.

7. Для BS існує проблема призначення граничного стану. Здавалося б, тут немає питань – доки BS зберігає несучу здатність, вона в робочому стані. Несуча здатність, зазвичай, втрачається при повному руйнуванні. Але такого стану для BS досягти не так просто, оскільки там існують резервовані елементи, додаткові зв'язки, підтримки тощо. Вони додають конструкції статичної невизначеності, при якій швидкість зростання тріщин важко прогнозувати. Нерідко з'являються короткі тріщини, які змінюють жорсткість BS, і їхню напруженість. Втрата несучої здатності являє собою послідовність стадій розвитку руйнування, кожна з яких описується власною моделлю. Повний ресурс представляється як сума довговічності до появи тріщини і живучості на різних стадіях руйнування.

Проблема, якій присвячено цю роботу, постала у зв'язку з переходом від методів класичної надійності до методів структурної надійності, коли вона визначається не при випробуванні всієї системи в цілому, а по показниках окремих елементів системи. Оскільки при обслуговуванні більш зручно контролювати надійність всієї системи, то необхідно окремі показники об'єднати в єдиний. Це робиться за певними алгоритмами і правилами, які є специфічним розділом теорії надійності і ризику. З методичної точки зору задача об'єднання показників надійності окремих елементів рівнозначна до задачі об'єднання дії окремих складових комплексу деградаційних процесів.

Більшість реально функціонуючих елементів конструкцій і деталей машин потерпають від комплексного циклічного навантаження та комбінації деградаційних процесів. В такій ситуації для визначення технічного стану механічної системи з'являється необхідність об'єднання окремих показників процесів пошкодження в єдине рішення, в єдиний комплексний показник.

Комплексне навантаження призводить до виникнення в матеріалі конструкції складного напруженого складу (СНС). При циклічній дії такого навантаження ініціюється явище багатовісної втоми. Комплексне навантаження є результатом комбінації простих видів деформації, які відбуваються в певній послідовності, або відповідають певній, так званій, траєкторії деформування.

Робота мала на меті пошук шляхів вирішення однієї з проблем, які постають при діагностуванні технічного стану і подовженні експлуатаційного ресурсу об'єктів промислового устаткування. Йдеться про розробку моделі довговічності BS, яка враховує СНС при циклічній дії комплексного навантаження.

Стан проблеми і аналіз літературних даних - Моделі витривалості при багатовісній втомі. Врахування СНС, яке виникає в матеріалі конструкції при комплексному навантаженні, в інженерії, здебільшого, здійснюється шляхом знаходження еквівалентного показника, який за своєю дією призводить до однакового з СНС пошкодження. Еквівалентування – намагання врахувати збільшення інтенсивності накопичення пошкоджень при комплексному навантаженні шляхом збільшення діючого показника напруженого стану. Такий підхід є протилежним до ресурсних моделей концентрації напружень, де те ж саме явище враховується шляхом зменшення характеристик опору втомі

Еквівалентування за нормальними напруженнями.

Разом із становленням науки про міцність матеріалів виникли перші теорії міцності, призначені для СНС. В 18 -19 сторіччях розроблені шість класичних гіпотез, які постулюють, що руйнування відбудеться, коли комплексний показник напруженого стану досягне критичних значень, відповідних одновісному розтягуванню (рис.1). Якщо відомі тільки характеристики міцності базового процесу деформування (В, рис.1), то еквівалентування за нормальними напруженнями доволі кропітка задача. В загальному випадку для забезпечення міцності при СНС необхідно дотриматися 12 умов [6].

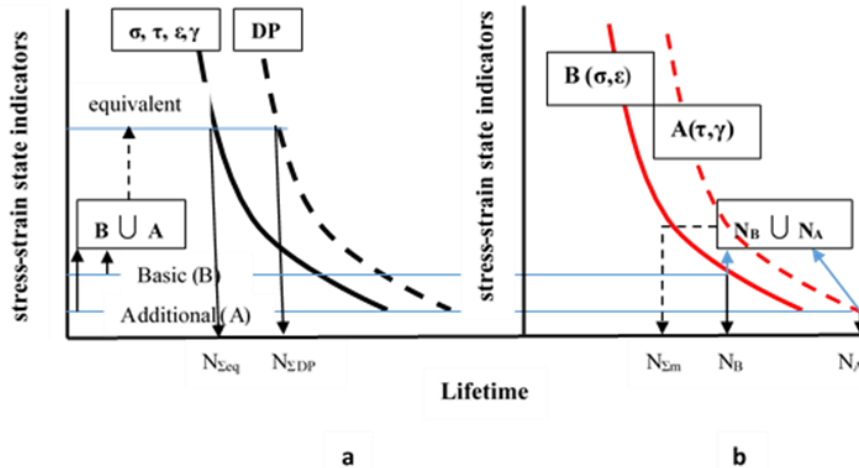


Рисунок 1 - Принципова схема визначення довговічності при СНС N_{Σ} шляхом еквівалентування (a) і шляхом об'єднання індексів безпеки (b)

Задача спрощується, коли відомі характеристики міцності додаткового процесу деформування (A, рис.1), наприклад, при зсуві. Тоді еквівалентне напруження при сумісній дії нормальних і дотичних напружень визначається як:

$$\sigma_{eq} = k_{\sigma} \sigma. \quad (1)$$

Тут k_{σ} – коефіцієнт обтяження базового процесу деформування, який є результатом об'єднання показників міцності при різних схемах деформування.

Класичні гіпотези були винайдені для статичного навантаження. Але принаймні три з них розповсюджені на випадок багатовісної втоми і широко використовуються в теперішній час. Довговічність при змішаному деформуванні, яке відповідає СНС, визначається за рівнянням кривої втоми (S-N curve) для базового процесу:

$$N_{\Sigma eq} = k_N N_B = k_{\sigma}^{-m} N_B. \quad (2)$$

Тут $m=m_{\sigma}$ – показник нахилу кривої втоми, вираженої для нормальних напружень, а довговічність має зміст еквівалентної.

Для III і IV теорій міцності маємо:

$$k_{\sigma} = \sqrt{1 + \left(\chi \frac{\tau}{\sigma} \right)^2}. \quad (3)$$

Для теорії Мора:

$$k_{\sigma} = \frac{1 - \chi}{2} + \frac{1 + \chi}{2} \sqrt{1 + \left(\chi \frac{\tau}{\sigma} \right)^2}. \quad (4)$$

В цих формулах символом χ позначені властивості матеріалу при опорі втомі, які втілено через границі витривалості при зсуві τ_R і при згині σ_R : $\chi = \sigma_R / \tau_R$. За III теорією $\chi = 2$, за IV теорією $\chi = \sqrt{3}$. В (4) опір втомі втілюється через відношення границь витривалості при стисканні і розтягуванні. Розглянуті формули зручні у використанні, що пов'язано з незалежністю величини k_{σ} від діючих напружень. Є залежність лише від їх відношення.

Але вирази (3), (4) погано працюють за умов крихкого руйнування, коли наявні малі пластичні деформації. Ознаки такого деформування спостерігаються для високоміцних сталей, для зон концентрації напружень, для втомного руйнування. Для таких умов розроблені залежності граничного стану еліптичного типу [7]. З них випливає, що величина k_{σ} стає залежною від абсолютних рівнів діючих напружень. Це звужує універсальність розглянутих теорій.

Взагалі, спосіб еквівалентування за нормальними напруженнями тримається на схожості поведінки показників статичної і циклічної міцності. Тобто, передбачається, що відношення показників плинності і витривалості при розтягуванні і зсуві не змінюється. Дійсно, залежності (3), (4) можуть використовуватися, як для незмінних τ і σ , так і для таких, що періодично змінюються. Неоднозначний результат виникає, коли на циклічній базовий процес впливає додатковий, параметри якого можуть бути різними за асиметрією. А це не може бути враховано в межах розглянутих моделей.

Еквівалентування за дотичними напруженнями і деформаціями.

З розвитком інструментальних способів дослідження мікроструктурної будови матеріалів, дослідники прийшли до думки про відповідальність дотичних напружень за появу втомних тріщин. Природньо, в такій ситуації виникає доцільність екві-

валентування за дотичними напруженнями. Наприкінці 50-х років Findley запропонував пошкоджуючий параметр (DP, рис. 1, а), який по суті є еквівалентною амплітудою. Цей критерій наведено в такій трактовці [8]:

$$DP_F = \tau_{aeq} = k_\tau \tau_a = \tau_a \left(1 + k_F \frac{\sigma_{max}}{\tau_a} \right). \quad (5)$$

Тут діюче дотичне напруження дано в амплітуді τ_a , що підкреслює основний процес навантаження є циклічний. Нормальне напруження σ_{max} виступає як параметр додаткового процесу навантаження. Його максимальне значення свідчить, що обтяження може мати, як статичний, так і циклічний характер. Це зберігає за критерієм Findley той самий недолік, властивий моделям (3) і (4). Властивості матеріалу враховуються через коефіцієнт [9]:

$$k_F = \frac{3}{\chi} + \frac{3}{2} = 3 \left(\frac{\tau_R}{\sigma_R} - 0.5 \right). \quad (6)$$

Для випадку поєднання крутіння і згину за межу втоми в нормальних напруженнях σ_R за рекомендаціями [9] слід брати межу втоми для умов згину. За формулою (6) відношення $\tau_R/\sigma_R > 0.5$. Для умов згину межа втоми, як мінімум, на 33% є більшою

від межі втоми на розтягування [10]. За даними авторів ця різниця доходить до 50-75%. Тобто, фактично, відношення $\tau_R/\sigma_R < 0.5$, що унеможливує застосування критерію (5) в схожій ситуації.

Для високих рівнів нормальних і дотичних напружень на підставі критерія Findley був розроблений більш гнучкий критерій Erickson [11]. Він враховує асиметрію циклу і добре працює при синфазному і непропорційному навантаженні. Але для його використання потрібно знати 6 констант матеріалу, що є доволі незручним. В модифікованому критерії Suman кількість констант зменшена до 2 [8]. Для віднульового або пульсуючого циклу, коли розмах деформації дорівнює максимальному значенню, взагалі, можна обійтися однією константою k_E . Тоді критерій Suman (який, повторимо, є модифікацією критерія Erickson) набуває форму, аналогічну до критерія Findley:

$$DP_S = \tau_{maxeq} = k_\tau \tau_{max} = \tau_{max} \left(1 + k_E \frac{(\sigma \cdot \tau)_{max}}{\sigma_R^2} \right). \quad (7)$$

Вторинний мультиплікативний член цього рівняння у вигляді максимального добутку діючих нормального і дотичного напружень пояснює їхній вплив на критичну площину (critical plane).

Концепція критичної площини, в якій зароджуються втомна тріщина, є однією з найавторитетніших при вирішенні проблеми багатовісної втоми. Вона була втілена в критерії Fatemi-Socie [12]. Тут пошкоджуючий параметр відповідає амплітудній зсувній деформації γ_a :

$$DP_{FS} = \gamma_{aeq} = k_\gamma \gamma_a = \gamma_a \left(1 + k_{FS} \frac{\sigma_a}{\sigma_Y} \right). \quad (8)$$

Критерій ґрунтується з позицій механіки руйнування при розгляді появи тріщини на мікрорівні. Хоча тріщина може зростати під дією трьох відомих механізмів, її зародження відбувається тільки за рахунок зсуву, уздовж смуг ковзання (slip bands, рис.2) [13]. При нормальному відриві (I mode) вони розташовані поперек напрямку зростання тріщини, а при поздовжньому і поперечному зсуві (II, III mode) – уздовж розвитку тріщини. Критична площина знаходиться на майданчику з максимальними зсувними деформаціями γ_a , які обтяжені нормальними деформаціями (рис.2, в).

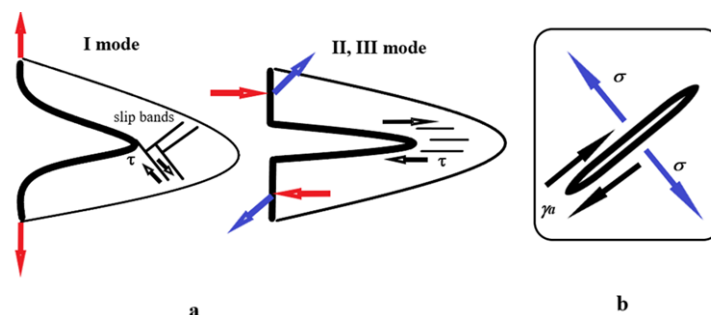


Рисунок 2 - Схема зсувного зародження тріщини на мікрорівні (а), та схема критерія багатовісної втоми на макрорівні (концепція критичної площини, в)

Коефіцієнт обтяження k_γ в цьому випадку відноситься до деформації зсуву. Вторинний мультиплікативний член цього рівняння являє відношення амплітуди нормального напруження, яке діє перпендикулярно критичній площини, до межі пластичності σ_γ . В критерії Brown – Miller в цій якості замість нормального напруження використовується деформація [14]. Слід зауважити, що велика група пошкоджуючих параметрів DP визначається за енергетичними критеріями, які здатні ефективно визначати довговічність при багатовісній втомі [15].

Маючи пошкоджуючий параметр DP , з'являється можливість побудувати $DP-N$ – curve замість $S-N$ – curve і вести за їх допомогою прогнозування ресурсу. Така процедура не завжди ефективна, оскільки тіснота зв'язку для $DP-N$ – curve може бути меншою, ніж для $S-N$ – curve [16].

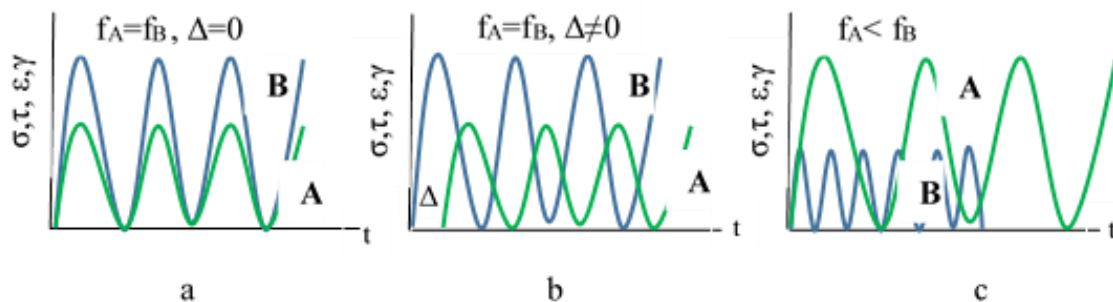


Рисунок 3 - Зміна параметрів деформування ($\sigma, \tau, \epsilon, \gamma$) в часі (t) для основного (B), додаткового (A) процесів, відповідно, з частотами f_B, f_A при пропорційному (а) і непропорційному навантаженні (в, с) із зсувом фаз Δ

Один з прикладів непропорційного комбінованого навантаження відноситься до валів зубчастих передач приводів технологічних машин. В цьому випадку технологічне навантаження генерує передавальний крутний момент, що змінюється разом із дотичними напруженнями відповідно частоті технологічної операції f_A (рис. 3, с). Момент передається через зусилля зачеплення, яке провокує в валові згинальний момент. Оскільки вал обертається, в ньому виникають нормальні напруження, які змінюються з частотою обертання f_B (рис. 3, с).

В класичній механіці СНС розглядається на рівні мікрооб'єму матеріалу або на рівні перетину деталі, які розглядаються як об'єкт. Еквівалентування здійснюється саме для таких об'єктів. Хоча розмір перетину іноді може бути зовсім великим для визначення локального фізичного показника пошкодження. В методології ризику-безпеки сенс врахування комбінованого навантаження і об'єктність дещо змінюється, оскільки потрібно оцінювати цілісність усього елемента, на який діють декілька процесів пошкодження і є декілька потенційно небезпечних місць. Тому спостерігається відхід від природних фізичних критеріїв на користь **розрахункових комплексних**. Незважаючи на те, що такі показники виглядають штучними, вони є більш

Непропорційне навантаження.

Непропорційне навантаження частіше за все спостерігається в корпусних елементах конструкцій, де мається декілька каналів навантаження або потоків потужності. В цьому випадку важко спрогнозувати навіть місце появи тріщин. Циклічний характер навантаження елементів конструкцій обумовлений періодичністю технологічних операцій і зміною взаємного положення ланок механізмів. Доволі часто в об'ємі матеріалу утворюється СНС, окремі компоненти якого змінюються циклічно. Якщо компоненти циклюють з однаковою частотою без зсуву фаз, то маємо пропорційне навантаження (Р, рис. 3, а). Такий випадок є поширеним, якщо існує одне джерело навантаження. В інших випадках компоненти змінюються в часі за власними законами, що призводить до непропорційного навантаження (NP, рис. 3, в, с).

ефективними для технічного обслуговування механічних систем.

Для характеристики непропорційного навантаження використовується діаграма Треска, коли в координатах «нормальне напруження σ (або деформація ϵ) – дотичне напруження τ (або зсув γ)» позначена траєкторія деформування. Кожна траєкторія має свій коефіцієнт непропорційності f_{NP} , який змінюється від 0 до 1. Для його визначення використовується модель моментів інерції [26]. Траєкторія утворює фігуру з певним моментом інерції. Найбільший момент інерції утворює кругова траєкторія, для якої $f_{NP}=1$. Пропорційне навантаження позначається прямою лінією. Для цього випадку $f_{NP}=0$. Для решти випадків величина f_{NP} визначається через корінь відношення моментів інерції певних траєкторій до кругової траєкторії [26]. В просторовій трактовці комплексного навантаження коефіцієнт непропорційності збільшується, і навіть для певних випадків може перевищувати одиницю [27].

Вплив чинника непропорційності на довговічність є доволі суперечливим. Очевидно, за порівняльну базу слід приймати довговічність при пропорційному навантаженні, яка визначається за (5) по коефіцієнту обтяження $k_{\sigma(\tau)}$ в силівій або дефо-

рмаційній - $k_{\varepsilon(\gamma)}$ трактовці. Для низьколегованих сталей під дією циклічних згину з крутінням було виявлено **збільшення** довговічності (навіть в 10 разів) при NP- навантаженні у порівнянні з P – процесом. Спостерігається це явище, як при однакових нормальних, так і однакових дотичних напруженнях [18]. Тобто, в цьому випадку не має значення, який процес приймати за базовий. Разом із тим, для нержавіючої сталі при всіх траєкторіях деформування помічено аналогічне **зниження** довговічності при NP- навантаженні в усьому діапазоні деформацій [1]. На перший погляд, таке явище може бути пов'язане із збільшенням відносного часу перебування матеріалу у напруженому стані. Тобто, коли при P-навантаженні має виникнути мінімум, завдяки NP-навантаженню знов з'являється максимум. Однак, такі міркування не відповідають моделі багатовісної втоми на підставі об'єднання індексів безпеки. Згідно цієї концепції призначається базовий процес, за частотою якого визначається термін експлуатації. При такому підході P-навантаження буде більш агресивним, оскільки до 1 циклу базового процесу додається ще 1 цикл додаткового процесу. При NP-навантаженні до 1 циклу базового процесу додається неповний цикл додаткового процесу і інтенсивність накопичення пошкоджень мала би знизитися. В моделі це втілюється шляхом зменшення рівня значимості U для NP- навантаження.

На самій справі різниця між обома типами комбінованого навантаження відчутна на мікрорівні структури металів. При P- навантаженні лінії ковзання є чіткими і односпрямованими, а при переході до NP- навантаження вони стають розмитими і різноспрямованими [25]. На макрорівні такий перехід призводить до зміни механічних властивостей. З одного боку, на діаграмах деформування може спостерігатися циклічне зміцнення, з іншого боку, може збільшуватися пластичність. Обидва процеси протилежно впливають на довговічність, особливо, при малоцикловій втомі.

Кількісну оцінку впливу чинника непропорційності можна здійснити за моделлю Itoh – Sakane [22]. Ключовий параметр цієї моделі відіграє роль коефіцієнта обтяження і визначається як:

$$k_{IS} = 1 + \eta f_{NP} . \tag{9}$$

Тут коефіцієнт η показує чутливість матеріалу до NP- навантаження. Він залежить від розміру відносної зони зміцнення, яка визначається за поточними значеннями меж міцності σ_B і σ_Y :

$$\eta = 1.25S \left(\frac{\sigma_B - \sigma_Y}{\sigma_B} - 0.1 \right) . \tag{10}$$

Для металів з гранецентрованою кристалічною решіткою $S=1$, для об'ємноцентрованих металів $S=2$.

Параметр Itoh – Sakane рекомендовано застосовувати разом із коефіцієнтом обтяження в деформаційній трактовці $k_{\varepsilon(\gamma)}$. Тоді, враховуючи нахил кривих втоми для деформаційних критеріїв $m_{\varepsilon(\gamma)}$, формула (5) трансформується для умов NP-навантаження:

$$N_{Seq} = \left(k_{\varepsilon(\gamma)} k_{NP} \right)^{-m_{\varepsilon(\gamma)}} N_B . \tag{11}$$

Параметр Itoh – Sakane є більшим від одиниці, тому наведена модель придатна для тих випадків, коли NP-навантаження негативно впливає на довговічність.

За підсумком цього стислого аналізу можна зробити наступні зауваження, які потрібні для розуміння подальших розробок.

1. Методи еквівалентування СНС не дають чіткої відповіді, для яких процесів навантаження – статичних або циклічних, пропорційних або непропорційних – вони придатні. Особливо ця проблема гостро відчувається користувачами міцнісних моделей – конструкторами і ремонтниками.

2. Моделі багатовісної втоми не працюють при $\tau_R/\sigma_R < 0.5$.

3. Залишається проблематичною експериментальна перевірка моделей багатовісної втоми, оскільки потребує створення спеціального випробувального обладнання [18, 17]. Тому є актуальними способи і методики, які дають змогу спростити імітацію СНС.

4. Методи еквівалентування за нормальними напруженнями, які ґрунтуються на класичних теоріях міцності, є малоефективними для прогнозування довговічності при багатовісній втомі. Це обумовлено тим, що процеси зародження тріщин не контролюються нормальними напруженнями, а пов'язані із зсувом. Тому критерії дотичних напружень і деформацій є більш ефективними, оскільки пов'язані з природою втоми. В цьому аспекті, поширене серед користувачів програм скінчених елементів еквівалентування за Мізесом безкорисне при прогнозуванні ресурсу, як на стадії зародження, так і на стадії зростання тріщини. Аналогічний, але менш категоричний висновок відносно застосування критерія Мізеса зроблено в дослідженнях, які аналізують витривалість при багатовісній втомі [24]. Тут ретельно розглянуті причини неспроможності традиційної моделі і не рекомендують її використання у випадках:

- а) домінування дотичних напружень (а це і є стадія зародження тріщини),
- б) коли $\tau_R/\sigma_R < 0.577$,
- в) якщо матеріал чутливий до непропорційного навантаження.

Навіть за умов двовісного розтягання критерій Мізеса прогнозує зайве оптимістичний результат.

Модель витривалості при багатовісній втомі на підставі об'єднання індексів безпеки. Принцип об'єднання ресурсних індексів безпеки

(RSI), за допомогою якого вирішується проблема багатовісної втоми, передбачає представлення навантаження як комбінацію окремих процесів. Схожий підхід сповідується в так званому способі «проекція за проекцією» ("Projection-by-Projection") [23]. В залежності від типу цього процесу (стаціонарний, нестационарний, випадковий) визначається довговічність або її функція розподілу.

Небезпечні місця BS потерпають від циклічних нормальних і дотичних напружень. На стадії зростання дефекту такі умови провокують руйнування змішаного типу, коли водночас спостерігаються I, II і III моди. Для змішаного руйнування авторами було розроблено, так званий, метод «чистих мод» (pure modes), який було застосовано для оцінки живучості (survivability) листопрокатних валків, а також станин клітей трубопрокатного агрегату [3]. Метод полягає в тому, що спочатку визначають криві живучості для окремих чистих мод, після чого за певним алгоритмом об'єднання визначається число циклів зростання до критичного розміру тріщини. Таку ідею запропоновано здійснити в алгоритмі визначення числа циклів навантаження до появи тріщини.

Згідно правила об'єднання ресурсних індексів безпеки довговічність при нестационарному процесі N_{Σ} визначається через довговічності при стаціонарних процесах N_i як [5]:

$$N_{\Sigma} = \frac{1}{\sum \left(\frac{U_i}{N_i} \right)}. \quad (12)$$

Для циклічних процесів критичність U_i визначається через відносну тривалість дії процесу c_i , який відповідає рівню навантаженості блоку. Також значимість залежить від внутрішньо блокового накопиченого пошкодження a_0 [4,5]. Його величина, як правило, знаходиться в діапазоні $a_0=0,2\dots2,0$ і визначає безпеку процесу. Чим менша величина a_0 , тим інтенсивніше протікає деградаційний процес, тим він небезпечніше. Отже:

$$U_i = \frac{c_i}{a_0}. \quad (13)$$

Величина a_0 залежить від форми блоку і є однаковою для рівнів, тому можна записати:

$$N_{\Sigma} = \frac{a_0}{\sum \left(\frac{c_i}{N_i} \right)}. \quad (14)$$

Стосовно сумісної дії двох процесів навантаження, які призводять до виникнення нормальних і дотичних напружень, формула (14) трансформується як (рис.2, b):

$$N_{\Sigma m} = N_{eq} = \frac{aN_B N_A}{c_B N_A + c_A N_B} = aN_m = k_N N_B. \quad (15)$$

В даному випадку розрахункова довговічність $N_{\Sigma m}$ відповідає комбінованому (змішаному) навантаженню, а довговічності N_B і N_A відповідають чистому навантаженню при базовому (B) і додатковому (A) процесі навантаження. За базовий процес можна прийняти циклювання нормального напруження, а за додатковий – циклювання дотичного напруження. Тоді $N_B = N_{\sigma}$, $N_A = N_{\tau}$. Принципова різниця між традиційними методами еквівалентування (рис. 1,a) і запропонованою моделлю видна на рис. 1,b та з (15). Тут об'єднуються не показники напружено-деформованого стану, а безпосередньо відповідні їм довговічності.

Відносна тривалість дії процесів c_i визначається їхньою частотою f :

$c_B/c_A = f_B/f_A$. Для базового процесу приймають $c_B=1$ і вже розрахунок ресурсу ведеться для його

частоти. Слід зауважити, що на відміну від нестационарного навантаження, при комбінованому навантаженні сума величин c_i не обов'язково дорівнює одиниці. Тобто, $\sum c_i \neq 1$. Для синфазного пропорційного процесу $f_B=f_A$ і $c_B=c_A=1$. Зважаючи на врахування частот процесів, в запропонованій моделі непропорційне навантаження розглядається як навантаження із зсувом фаз.

Змінність величини a пов'язана, в першу чергу, з особливостями поведінки функції (14), (15). Величина a залежить від співвідношення N_B/N_A . При $N_B/N_A \rightarrow 0$, тобто $N_A \gg N_B$ маємо $N_{\Sigma} \rightarrow N_B$ і $a \rightarrow 1$. В протилежному випадку, коли $N_A/N_B \rightarrow 0$ ($N_B \gg N_A$), $N_{\Sigma} \rightarrow N_A$, також маємо $a \rightarrow 1$. Між цими крайніми положеннями, коли довговічності N_A і N_B одного порядку, величина a убуває до мінімуму, після чого зростає (рис. 4).

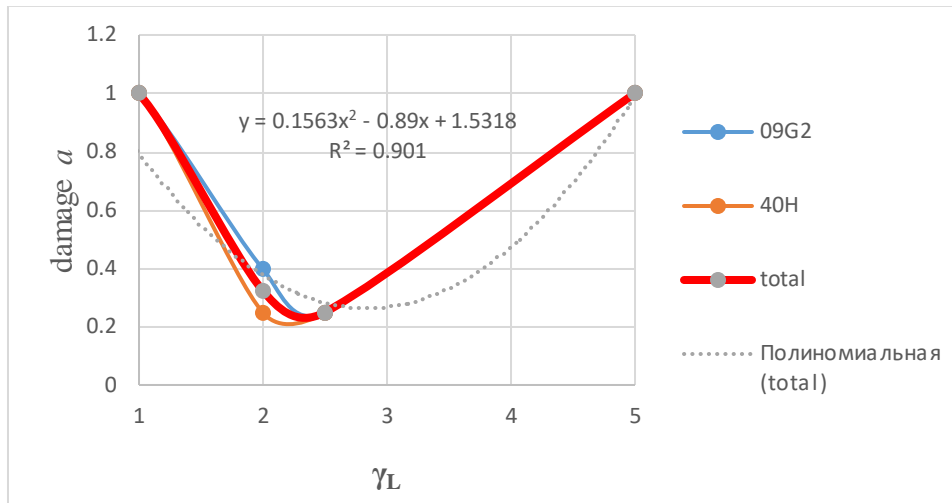


Рисунок 4 - Зміна накопиченого пошкодження a в залежності від кратності прольоту γ_L , що отримана експериментально для зразків зі сталей 09Г2 і 40Х, а також узагальнена модель (total) [28]

Можна представити функцію $a(N_B/N_A)$ як шматково-лінійну. Відношення довговічностей N_B/N_A залежить від відношення напружень базового і додаткового процесів. В проведених експериментах таке відношення напружень регулювалося через коефіцієнт плеча γ_L . Для зразків прямокутного перетину він складає $\gamma_L = \sigma/3\tau$. Тому функцію $a(N_B/N_A)$ можна представити як функцію $a(\gamma_L)$:

$$a = 1 + \alpha_B \gamma_L, \quad (16)$$

де α_B – інтенсивність зміни граничного накопиченого пошкодження від базового процесу.

Параметри узагальненої (total, рис.4) шматково-лінійної функції $a(\gamma_L)$ моделі (13): $\alpha_B = -0.75$ (при $\gamma_L = 1-2$), $\alpha_B = 0.3$ (при $\gamma_L = 2.5-5$). На решті ділянок (зокрема, в середині) накопичене пошкодження, практично, не змінюється.

Слід зауважити, що ванноподібна форма графіку функції $a(\gamma_L)$ впливає з концепції еквівалентування через функцію обтяження. В результаті цього довговічність при змішаному руйнуванні чи комбінованому навантаженні є меншою від довговічності при «чистих» типах деформування. В той же час відомі моделі багатовісної втоми, при яких комбіноване навантаження не несе обтяжуючого ефекту. Наприклад, при дослідженні опору втомі за наявності дефектів при допомозі статистичного моделювання мікроструктури металу був знайдений показник еквівалентності DP_M . Він пов'язаний з параметрами закону розподілення ймовірності руйнування зерен (гранул) навколо дефекту і має розмірність напруження [25]. Природно, що чим більшими є розміри дефекту і діюче напруження, тим більшими є середній рівень ймовірності руйнування і об'єм металу зі зруйнованими зернами. Однак, ці показники зростають і при переході від деформування розтягуванням до деформування крутінням. Проміжні значення показника DP_M відповідають змішаному руйнуванню. Тому діаграма Кітагани, яка слугує для характеристики опору вто-

мі, для змішаного руйнування знаходиться між діаграмами для «чистих» типів деформування [25]. А це значить, що коефіцієнт обтяження стає меншим от одиниці. Тоді функція $a(\gamma_L)$ змінює свою форму від ванноподібної до монотонно зростаючої.

Для несинфазного навантаження функцію $a(\gamma_L)$ необхідно коригувати за допомогою параметру Itoh-Sakane k_{IS} , який пов'язаний з коефіцієнтом непропорційності [20, 21]. Він відіграє роль коефіцієнту обтяження і аналогічно (2) маємо:

$$a = k_{IS}^{-m} (1 + \alpha_B \gamma_L). \quad (17)$$

Якщо додатковий процес навантаження є статичним, то маємо ситуацію $N_A \gg N_B$, $N_\Sigma \rightarrow N_B$. Але в цьому випадку величина a залежить від відносного до межі пластичності напруження додаткового процесу $\bar{\sigma}$ або $\bar{\tau}$. Тоді формули (15), (16) перетворюються як:

$$\text{при } N_A = N_\tau \quad a = 1 - \alpha_A \bar{\sigma}, \quad (18)$$

$$\text{при } N_A = N_\sigma \quad a = 1 - \alpha_A \bar{\tau}, \quad (19)$$

де α_A – інтенсивність зміни граничного накопиченого пошкодження від додаткового процесу.

За даними роботи [19] $\alpha_A = 0.5 \dots 0.8$. Однак в цілому, вплив статичної добавки є дещо складнішим і залежить від типу деформації. Вплив статичного розтягування на циклічну довговічність є значно сильнішим, аніж статичного крутіння. Статичне стискання навіть збільшує втомну міцність. З презентації [13] виявляється, що $\alpha_A = 0.25 \dots 0.3$ для додаткового процесу у вигляді розтягування, і $\alpha_A = -(0.3 \dots 0.4)$, якщо додатковий процес у вигляді статичного стискання. При $N_A = N_\tau$ маємо $\alpha_A = 0 \dots 0.25$. Це підтверджує відомий висновок про незнач-

мість напружень крутіння при затягування болтів на їхню довговічність.

Методика отримання параметрів моделі багатівісної втоми. Мотив, який спонукав до розробки моделі багатівісної втоми на підставі правила об'єднання RSI, пов'язаний з методом «чис-

тих мод», який був застосований для прогнозування живучості при змішаному руйнуванні. В результаті досліджень [28] було з'ясовано, що для визначення параметрів рівнянь втоми при чистих типах деформування бажано отримати модель коефіцієнтів обтяження у вигляді (рис. 5):

$$\frac{\tau_{R\gamma}}{\sigma_R} = \frac{\tau_R}{\sigma_R} k_\tau = \frac{\tau_R}{\sigma_R} (1 - \delta_1 \gamma_L - \delta_{11} \gamma_L^2) \quad \text{або} \quad (20)$$

$$\frac{\tau_{R(\tau+\sigma)}}{\sigma_R} = \frac{\tau_R}{\sigma_R} \left(1 - \delta_{1(\tau+\sigma)} \frac{\tau}{\sigma} - \delta_{11(\tau+\sigma)} \left(\frac{\tau}{\sigma} \right)^2 \right). \quad (21)$$

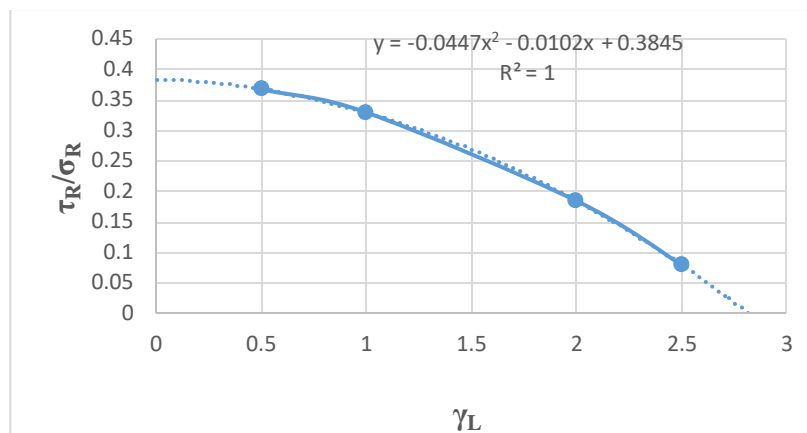


Рисунок 5 - Узагальнена модель (20), для визначення співвідношення між втомою $(\tau_R/\sigma_R)_\gamma$ при СНС

Якщо відома їхня форма, то довговічність при комплексному навантаженні можливо визначати безпосередньо за параметрами цього режиму. Тобто, в такій ситуації метод «чистих мод» є зайвим.

Але він є необхідним, якщо відома тільки крива втоми для, так би мовити, «чистого» поперечного згину ($\tau \rightarrow 0$, $\gamma_L = 4-6$). Тоді потрібно скористатися отриманим співвідношенням $\tau_R/\sigma_R = 0.385$ для визначення кривої втоми при «чистому» зсуві. Далі для параметрів режиму комбінованого деформування за (15) визначається довговічність. При цьому необхідно застосувати одну з моделей накопиченого пошкодження, наприклад [28]:

$$a = 10^{0.3+m \lg k_\tau}. \quad (22)$$

Але якщо вже є початок користування моделлю (20) у вигляді її частини, коли визначено $\tau_R/\sigma_R = 0.385$, то варто продовжити це робити за рахунок коефіцієнта обтяження k_τ . В такому випадку відповідає потреба в моделях накопиченого пошкодження.

Для надійного прогнозування ресурсу конструкцій, виготовлених з матеріалів, властивості яких суттєво різняться від досліджених, треба провести комплекс випробувань, аналогічний наведеному. Для цього можна скористатися методом втом-

них випробувань на три точковий згин за умов варіювання кратності прольоту або коефіцієнта плеча. Метод полягає в проведенні втомних випробувань при коефіцієнті плеча $\gamma_{L0} = 4-6$ і отриманні параметрів кривої втоми для нормальних напружень (рис. 6):

$$\sigma N^{m_\sigma} = 10^{C_\sigma}. \quad (23)$$

Після цього потрібно випробувати зразки ще при 2-3 значеннях коефіцієнта плеча $\gamma_{L1} = 2-2.5$, $\gamma_{L2} = 1-1.5$ і отримати параметри рівняння кривої втоми для дотичних напружень:

$$\tau N^{m_\tau} = 10^{C_\tau}. \quad (24)$$

Далі можна віднайти параметри функцій обтяження (20) - (22) (рис. 6).

Внаслідок незмінності параметру нахилу кривої втоми суттєво зменшується кількість випробувань. На кожному випробувальному параметрі γ_{Li} можна обмежитися одним рівнем навантаження. Перевагою методу є можливість отримання характеристик опору втомі при чистому зсуві, не доводячи

зразок до такого напруженого стану. Це здійснюється завдяки екстраполяції функції обтяження до величини $\gamma_L=0$ (стрілки, рис. 6). В результаті на звичайних випробувальних машинах, при достат-

ньо простих методиці випробувань і конструкції зразків можна отримати всі необхідні дані для врахування сумісної дії нормальних і дотичних напружень.

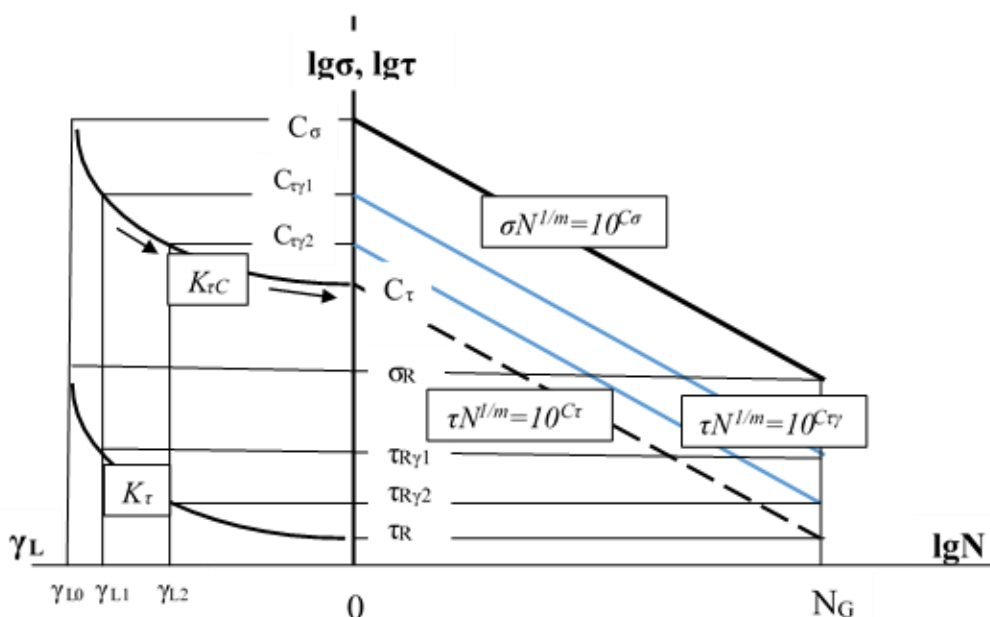


Рисунок 6 - Схема алгоритму знаходження функцій обтяження K_τ , $K_{\tau C}$ за результатами випробувань на триточковий згин при варіюванні кратності зразка

Хоча теоретично матеріал в серединному перетині зразка при триточковому навантаженні перебуває в стані чистого згину і не відповідає умовам СНС, але з обох боків цього перетину діють максимальні зсувні напруження. Вони впливають на зародження і розвиток тріщин. Тріщина саме виникає на деякій відстані від серединної площини або кореня надрізу, де очікується руйнування [22].

Висновки. Підтверджена здатність правила об'єднання ресурсних індексів безпеки прогнозувати довговічність при багатовісній втомі. При цьому комбіноване навантаження розглядається як композиція окремих простих процесів циклічного деформування зі своїми параметрами. Це дає змогу використовувати характеристики опору втомі для простих (чистих) типів деформування, не вдаючись до унікальної та складної випробувальної техніки. Застосування методу індексу безпеки

дає можливість оцінювати ресурс для будь-якого рівня надійності. Запропонована модель дає змогу враховувати форму циклу і тип процесу.

Знайдено пояснення поведінки матеріалів при поперечному згині в умовах зміни коефіцієнта плеча. При цьому опір багатовісній втомі контролюється критеріями на підставі дотичних напружень. Підтверджена можливість отримання параметрів моделі багатовісної втоми при випробуваннях на триточковий згин за умов варіювання кратності зразка. Розроблено методику випробувань для визначення первісних даних для моделі багатовісної втоми, яка придатна для звичайних випробувальних машин і зразків простої форми. Остання перевага важлива саме для базових конструкцій, з фрагментів яких важко виготовити зразок складної форми.

Бібліографічний опис.

1. Paolone R. From liquid metal to rolling: ideas and solutions to increase efficiency and minimize waste // DaNews. - 2019. - №181. - Pages 4 - 12.
2. Della Mora D. Drive for sustainable steelmaking is forming a green wave // DaNews. - 2019. - №181. - Pages 94 - 97.
3. Забезпечення надійності станини робочої кліти прошивного стану тпа 350 після її довготривалої експлуатації. С. Р. Рахманов, С. В. Білодіденко, В. І. Гануш, І. П. Хацкелян, В. В. Поворотний // Металургійна та гірничорудна промисловість. - 2020. - №3. - С. 3 - 17.
4. Fatigue Resistance Models of Structural for Risk Based Inspection/ S. Belodedenko, V. Hanush, A. Baglay, O. Hrechanyi // Civil Engineering Journal. - Vol. 6, No. 2. - 2020. - P. 375 - 383. <http://dx.doi.org/10.28991/cej-2020-03091477>.
5. Application of risk-analysis methods in the maintenance of industrial equipment/S. V. Belodedenko, G. M. Bilichenko, O. M. Hrechanyi, M. S. Ibragimov. - Procedia Structural Integrity. - 2019. - V. 22. - Pages 51 - 58. <https://doi.org/10.1016/j.prostr.2020.01.007>.

6. Collins J. A. Failure of materials in mechanical designing. - J. Willey and sons. 1981.
7. Ужик Г. В. Прочность металлов и влияние концентрации напряжений при изгибе с кручением в условиях симметричных циклов переменных нагрузок // Вестн. машиностроения. - 1954. - №4. - С. 5-14.
8. Suman S., Kallmeyer A., Smith J. Development of a multiaxial fatigue damage parameter and life prediction methodology for non-proportional loading. *Frattura ed Integrità Strutturale*, 38 (2016), Pages 224–230. <https://doi.org/10.3221/IGF-ESIS.38.30>
9. Kluger K., Łagoda T. Fatigue life estimation for selected materials in multiaxial stress states with mean stress, *Journal of Theoretical and Applied Mechanics* 54, 2, pp. 385-396, Warsaw 2016, DOI: 10.15632/jtam-pl.54.2.385.
10. Heywood R. B. Designing against fatigue. - Chapman and Hall. - 1962.
11. Erickson, M., Kallmeyer, A.R., Vanstone, R.H., Kurath, P., Development of a multiaxial fatigue damage model for high strength alloys using critical plane methodology, *J. Eng. Mater. Technol.*, 130 (2008) Pages 1 - 9.
12. Fatemi A., Socie D. A critical plane approach to multi-axial fatigue damage including out-of-phase loading, *J. Fat. Fract. Eng. Mater. Struct.*, 11 (1988) Pages 149 - 165.
13. Socie D. Multiaxial Fatigue. University of Illinois 2001-2012 // fcp.mechse.illinois.edu/files/2014/07/5
14. Brown M., Miller K. A theory for fatigue failure under multiaxial stress-strain condition, *Proc. of IME* 187, (1973) Pages 745 - 755.
15. Marhabi D., Benseddiq N., Mesmacque G., Azari Z., Nianga J. M. Prediction of the critical stress to crack initiation associated to the investigation of fatigue small crack, *Frattura ed Integrità Strutturale*, 38 (2016) Pages 36 - 46.
16. E. Marcisz, D. Rozumek, Z. Marciniak. Influence of control parameters on the crack paths in the aluminum alloy 2024 under bending, *Frattura ed Integrità Strutturale*, 34 (2015) Pages 379-386; DOI: 10.3221/IGF-ESIS.34.42
17. Z. Marciniak, D. Rozumek, E. Macha. Fatigue lives of 18G2A and 10HNAP steels under variable amplitude and random non-proportional bending with torsion loading // *International Journal of Fatigue*, Volume 30, Issue 5, May 2008, Pages 800-813. <https://doi.org/10.1016/j.ijfatigue.2007.07.001>
18. F. Ogawa, Y. Shimizu, S. Bressan, T. Morishita and T. Itoh. Bending and Torsion Fatigue-Testing Machine Developed for Multiaxial Non-Proportional Loading. *Metals* 2019, 9, 1115; doi:10.3390/met9101115
19. Influence of the biaxial loading regimes on fatigue life of 2024 aluminum alloy and 40CrNiMo steel. V. E. Wildemann, M. P. Tretyakov, O. A. Staroverov, A. S. Yankin // *PNRPU Mechanics Bulletin* 4 (2018) Pages 169-177. DOI: 10.15593/perm.mech/2018.4.16.
20. T. Itoh, M. Sakane, M. Ohnami and D. F. Socie (1995) Nonproportional low cycle fatigue criterion for Type 304 stainless steel. *ASME J. Engng Mater. Technol.* 117(3), Pages 285-292.
21. F. Ogawa, T. Itoh, T. Yamamoto. Evaluation of multiaxial low cycle fatigue cracks in Sn-8Zn-3Bi solder under non-proportional loading. *International Journal of Fatigue*, Volume 110, 2018, Pages 215 - 224, <https://doi.org/10.1016/j.ijfatigue.2018.01.021>.
22. Bressan S., Ogawa F., Itoh T., Berto F., Influence of notch sensitivity and crack initiation site on low cycle fatigue life of notched components under multiaxial non-proportional loading, *Frattura ed Integrità Strutturale*, 47 (2019) p.126 - 140; DOI: 10.3221/IGF-ESIS.47.10
23. Benasciutti D., Zanellati D., Cristofori, A. The "Projection-by-Projection" (PbP) criterion for multiaxial random fatigue loadings: Guidelines to practical implementation, *Frattura ed Integrità Strutturale*, 47 (2019) Pages 348-366.
24. Niesłony A. A. Critical analysis of the Mises stress criterion used in frequency domain fatigue life prediction, *Frattura ed Integrità Strutturale*, 38 (2016) 177-183; DOI: 10.3221/IGF-ESIS.38.24
25. F. Morel, R. Guerchais, N. Saintier. Competition between microstructure and defect in multiaxial high cycle fatigue. *Frattura ed Integrità Strutturale*, 33 (2015) Pages 404-414; DOI: 10.3221/IGF-ESIS.33.45.
26. C. Riess, M. Obermayr, M. Vormwald. The non-proportionality of local stress paths in engineering applications. *Frattura ed Integrità Strutturale*, 37 (2016) Pages 52-59; DOI: 10.3221/IGF-ESIS.37.08
27. T. Itoh, M. Sakane, T. Morishita. Evaluation and visualization of multiaxial stress and strain states under non-proportional loading // *Frattura ed Integrità Strutturale*, 33 (2015) Pages 289-301; DOI: 10.3221/IGF-ESIS.33.33.
28. Belodedenko S., Hrechanyi O., Hanush V., Vlasov A. (2022). Estimating the residual resource of basic structures using a model of fatigue durability under complex loading. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*, 3(1 (117)), Pages 33–41. <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2022.257013>.

References.

1. Paolone R. From liquid metal to rolling: ideas and solutions to increase efficiency and minimize waste // *DaNews*. - 2019. - №181. - P. 4 - 12.
2. Della Mora D. Drive for sustainable steelmaking is forming a green wave // *DaNews*. - 2019. - №181. - P. 94 - 97.
3. Ensuring the reliability of the stand of the working cage of the pipe rolling unit 350 after its long-term operation. S. R. Rakhmanov, S. V. Bilodidenko, V. I. Hanush, I. P. Khatskelyan, V. V. Povоротny // *Metallurgical and mining industry*. - 2020. - №3. - P. 3 - 17.
4. Fatigue Resistance Models of Structural Risk Based Inspection/ S. Belodedenko, V. Hanush, A. Baglay, O. Hrechanyi // *Civil Engineering Journal*. - Vol. 6, No. 2. - 2020. - P. 375 - 383. <http://dx.doi.org/10.28991/cej-2020-03091477>.
5. Application of risk-analysis methods in the maintenance of industrial equipment/ S. V. Belodedenko, G. M. Bilichenko, O. M. Hrechanyi, M. S. Ibragimov. - *Procedia Structural Integrity*. - 2019. - V. 22.- P. 51 - 58. <https://doi.org/10.1016/j.prostr.2020.01.007>.
6. Collins J. A. Failure of materials in mechanical designing. - J. Willey and sons. 1981.
7. Uzhik G. V. Strength of metals and the effect of stress concentration in bending with torsion under conditions of symmetrical cycles of variable loads // *Bulletin of mechanical engineering*. - 1954. - №4. - P. 5 - 14.

8. Suman S., Kallmeyer A., Smith J. Development of a multiaxial fatigue damage parameter and life prediction methodology for non-proportional loading. *Frattura Ed Integrità Strutturale*, 38 (2016), Pages 224–230. <https://doi.org/10.3221/IGF-ESIS.38.30>
9. Kluger K., Łagoda T. Fatigue life estimation for selected materials in multiaxial stress states with mean stress, *Journal of Theoretical and Applied Mechanics* 54, 2, pp. 385 - 396, Warsaw 2016, DOI: 10.15632/jtam-pl.54.2.385.
10. Heywood R. B. *Designing against fatigue*. - Chapman and Hall. - 1962.
11. Erickson M., Kallmeyer A.R., Vanstone R.H., Kurath P. Development of a multiaxial fatigue damage model for high strength alloys using critical plane methodology, *J. Eng. Mater. Technol.*, 130 (2008) P. 1 - 9.
12. Fatemi A., Socie D. A critical plane approach to multi-axial fatigue damage including out-of-phase loading, *J. Fat. Fract. Eng. Mater. Struct.*, 11 (1988) Pages 149 - 165.
13. Socie D. *Multiaxial Fatigue*. University of Illinois 2001-2012 // fcp.mechse.illinois.edu/files/2014/07/5
14. Brown M., Miller K. A theory for fatigue failure under multiaxial stress-strain condition, *Proc. of IME* 187, (1973) Pages 745-755.
15. Marhabi D., Benseddiq N., Mesmacque G., Azari Z., Nianga J. M. Prediction of the critical stress to crack initiation associated to the investigation of fatigue small crack, *Frattura ed Integrità Strutturale*, 38 (2016) Pages 36 -46.
16. E. Marcisz, D. Rozumek, Z. Marciniak. Influence of control parameters on the crack paths in the aluminum alloy 2024 under bending, *Frattura ed Integrità Strutturale*, 34 (2015) Pages 379-386; DOI: 10.3221/IGF-ESIS.34.42
17. Z. Marciniak, D. Rozumek, E. Macha. Fatigue lives of 18G2A and 10HNAP steels under variable amplitude and random non-proportional bending with torsion loading // *International Journal of Fatigue*, Volume 30, Issue 5, May 2008, Pages 800-813. <https://doi.org/10.1016/j.ijfatigue.2007.07.001>
18. F. Ogawa, Y. Shimizu, S. Bressan, T. Morishita and T. Itoh. Bending and Torsion Fatigue-Testing Machine Developed for Multiaxial Non-Proportional Loading. *Metals* 2019, 9, 1115; doi:10.3390/met9101115
19. Influence of the biaxial loading regimes on fatigue life of 2024 aluminum alloy and 40CrNiMo steel. V. E. Wildemann, M. P. Tretyakov, O. A. Staroverov, A. S. Yankin // *PNRPU Mechanics Bulletin* 4 (2018) Pages 169-177. DOI: 10.15593/perm.mech/2018.4.16
20. T. Itoh, M. Sakane, M. Ohnami and D. F. Socie (1995) Nonproportional low cycle fatigue criterion for Type 304 stainless steel. *ASME J. Engng Mater. Technol.* 117(3), Pages 285-292.
21. F. Ogawa, T. Itoh, T. Yamamoto. Evaluation of multiaxial low cycle fatigue cracks in Sn-8Zn-3Bi solder under non-proportional loading. // *International Journal of Fatigue*, Volume 110, 2018, Pages 215-224, <https://doi.org/10.1016/j.ijfatigue.2018.01.021>.
22. Bressan S., Ogawa F., Itoh T., Berto F. Influence of notch sensitivity and crack initiation site on low cycle fatigue life of notched components under multiaxial non-proportional loading, *Frattura ed Integrità Strutturale*, 47 (2019) p.126-140; DOI: 10.3221/IGF-ESIS.47.10
23. Benasciutti D., Zanellati D., Cristofori A. The "Projection-by-Projection" (PbP) criterion for multiaxial random fatigue loadings: Guidelines to practical implementation, *Frattura ed Integrità Strutturale*, 47 (2019) Pages 348-366.
24. Niesłony A. A critical analysis of the Mises stress criterion used in frequency domain fatigue life prediction, *Frattura ed Integrità Strutturale*, 38 (2016) Pages 177-183; DOI: 10.3221/IGF-ESIS.38.24
25. F. Morel, R. Guerchais, N. Saintier. Competition between microstructure and defect in multiaxial high cycle fatigue. *Frattura ed Integrità Strutturale*, 33 (2015) Pages 404-414; DOI: 10.3221/IGF-ESIS.33.45.
26. C. Riess, M. Obermayr, M. Vormwald. The non-proportionality of local stress paths in engineering applications. *Frattura ed Integrità Strutturale*, 37 (2016) Pages 52-59; DOI: 10.3221/IGF-ESIS.37.08
27. T. Itoh, M. Sakane, T. Morishita. Evaluation and visualization of multiaxial stress and strain states under non-proportional loading // *Frattura ed Integrità Strutturale*, 33 (2015) Pages 289-301; DOI: 10.3221/IGF-ESIS.33.33.
28. Belodedenko S., Hrechanyi O., Hanush V., Vlasov A. (2022). Estimating the residual resource of basic structures using a model of fatigue durability under complex loading. *Eastern-European Journal of Enterprise Technologies*, 3(1 (117)), Pages 33–41. <https://doi.org/10.15587/1729-4061.2022.257013>.

ЗМІСТ

| | |
|---|----|
| МАР'ЄНКО Б.В., АБРАМОВ С.О., ЧЕЧЕНЄВ В.А., БОНДАРЕНКО С.В. | |
| ТЕХНОЛОГІЧНЕ ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ ЯКОСТІ ВАЛІВ ВАЛКІВ-КРИСТАЛІЗАТОРІВ..... | 5 |
| БАБЕНКО О.В., ВАРИЦЕВ А.С., МИРОШНИЧЕНКО Є.Ю., КУЧЕРЕНКО А.С., ЛАГУН В. М. | |
| ВИРОБНИЦТВО БЕЗОПАЛЮВАЛЬНОГО ВУГЛЕЦЬВМІСНОГО ЗАЛІЗОФЛЮСУЗ ВИКОРИСТАННЯМ ШЛАМІВ КОНВЕРТЕРНОГО ВИРОБНИЦТВА..... | 10 |
| ВЕЛИЧКО О.Г., КАМКІНА Л.В., ДУ ЮНЬШЕНЬ, МЯНОВСЬКА Я.В., ВЕЛИЧКО К.О. | |
| ВИПЛАВКА МЕТАЛЕВОГО МАРГАНЦЮ ТА МАРГАНЦЕВИХ СПЛАВІВ У КОНВЕРТЕРІ ГАЗОКИСНЕВОГО РАФІНУВАННЯ..... | 19 |
| ПРОЙДАК Ю.С, ОЛЬШАНСЬКИЙ В.І., КАМКІНА Л.В., ГОГЕНКО О.О., МЯНОВСЬКА Я.В., ФІЛИППОВ І.Ю. | |
| ПІДВИЩЕННЯ МІЦНОСТІ МАРГАНЦЕВОГО АГЛОМЕРАТУ ПРИ ОБРОБЦІ ГУМАТОВИМ РОЗЧИНОМ..... | 29 |
| КІМСТАЧ Т.В., УЗЛОВ К.І., СОЛОНЕНКО Л.І., РЕП'ЯХ С.І., ХРИЧИКОВ В.Є., БІЛИЙ О.П., БІЛИЙ А.П., ІВАНОВА Л.Х | |
| ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ДОМІШОК В БРОНЗИ БРОЗА3 НА ЇЇ МЕХАНІЧНІ ВЛАСТИВОСТІ..... | 41 |
| ГРИШИН О.М., НАДТОЧІЙ А.А., ПЕТРЕНКО В.О., КОРОХОВА А.В. | |
| ТЕРМОДИНАМІЧНЕ ДОСЛІДЖЕННЯ ОДЕРЖАННЯ ГУБЧАСТИХ ЛІГАТУР ПРИ СПІЛЬНОМУ ВІДНОВЛЕННІ ХРОМІТОВОГО І МАГНІТОВОГО КОНЦЕНТРАТІВ | 48 |
| БІЛОДІДЕНКО С. В., ГАНУШ В. І., ІЖЕВСЬКИЙ Є.А., ЧЕЧЕНЄВ В.А.,ЩЕРБІНІН М. О. | |
| ВИТРИВАЛІСТЬ ПРИ СКЛАДНОМУ НАПРУЖЕНОМУ СТАНІ В АСПЕКТІ ПОДОВЖЕННЯ РЕСУРСУ ТЕХНОЛОПЧНОГО УСТАТКОВАННЯ ПРОМИСЛОВИХ ВИРОБНИЦТВ..... | 56 |
| ЗМІСТ | 69 |
| CONTENT | 70 |

CONTENT

| | |
|---|----|
| MARIENKO B.V., ABRAMOV S.A., BONDARENKO S.V. TECHNOLOGICAL PROVISION OF QUALITY OF SHAFTS OF TWIN-ROLL CASTING ROLLS | 5 |
| BABENKO O., VARYTSEV A.S., MYROSHNYCHENKO E., KUCHERENKO A., LAGUN V. PRODUCTION OF UNHEATED CARBON-CONTAINING IRON FLUX USING CONVERTER PRODUCTION SLUDGE..... | 10 |
| VELICHKO A., KAMKINA L., DU YUNSHEN, MIANOVSKA YA., VELICHKO K. SMELTING OF METALLIC MANGANESE AND MANGANESE ALLOYS IN THE GAS-OXYGEN REFINING CONVERTER | 19 |
| PROYDAK YU, OLSHANSKY V, KAMKINA L., HOGENKOJ. , MIANOVSKA YA., FILIPPOV I. INCREASE IN STRENGTH OF MANGANESE AGGLOMERATE DURING PROCESSING HUMATE SOLUTION..... | 29 |
| KIMSTACH T., UZLOV K., SOLOHENKO L., REPYAKH S., KHRYCHYKOV V., BILYI O., BILYI A., IVANOVA L. INVESTIGATION OF IMPURITIES IN BRONZE BR03A3 INFLUENCE ON ITS MECHANICAL PROPERTIES | 41 |
| GRYSHYN O., NADTOCHIY A., PETRENKO V. , KOROKHOVA A. THERMODYNAMIC STUDY OF THE PRODUCTION OF SPONGY LIGATURES DURING JOINT REDUCTION OF CHROMITE AND MAGNETITE CONCENTRATES | 48 |
| BILODIDENKO S., HANUSH V., IZHEVSKYI Y., CHECHENEV V., SCHERBININ M. DURABILITY UNDER A COMPLEX STRESS STATE IN THE ASPECT OF PROLONGING THE OPERATIVE TIME OF THE INDUSTRIAL PRODUCTIONS TECHNOLOGICAL EQUIPMENT | 56 |
| ЗМІСТ | 69 |
| CONTENT | 70 |