

Шпильовий Л. В., Білецький В.С.,  
Чернієнко Н.М., Стрекозов С.М.

**МАЗУРІВСЬКЕ  
РІДКІСНОМЕТАЛІЧНЕ  
РОДОВИЩЕ**

Львів  
Видавництво ПП “Новий Світ-2000”  
2023

УДК 504.062.2:553.4.04:622.34... (477.7)

М 13

**Мазурівське рідкіснометалічне родовище:** Монографія / Шпильовий Л. В., Білецький В.С., Чернієнко Н.М., Стрекозов С.М. / За редакцією Білецького В.С. – Львів: Видавництво ПП “Новий Світ-2000”, 2023. – 283 с.

**ISBN 978 – 966 – 418 – 364 – 9**

У монографії розглядається проблема розвитку сировинної бази промисловості рідкісних металів та виробництва скла і кераміки в Україні. Викладено результати багаторічних досліджень Мазурівського комплексного родовища нефелінових сієнітів, збагачення руди та переробки рідкіснометалічних чорнових концентратів. Проведено геолого-економічний аналіз перспектив відновлення розробки родовища. Описані результати останніх досліджень збагачуваності руд родовища.

Книга розрахована на науковців, інженерно-технічних працівників наукових, науково-дослідних та проектних організацій, гірничо-збагачувальних підприємств, студентів і аспірантів геологічних і гірничих спеціальностей, а також потенційних інвесторів в галузі надрокористування.

© Шпильовий Л. В., Білецький В.С.,  
Чернієнко Н.М., Стрекозов С.М., 2023  
© Видавництво ПП “Новий Світ-2000”,  
ФОП Піча С.В., 2023

*Автори присвячують цю роботу  
пам'яті своїх колег і друзів:  
Шеремета Євгенія Михайловича,  
Коваль Олени Михайлівни,  
Крамаренка Сергія Олександровича –  
дослідників Мазурівського родовища , великих ентузіастів  
відновлення його промислової експлуатації, –  
з якими мали щастя тривалий час співпрацювати*

## ПЕРЕЛІК ПРИЙНЯТИХ СКОРОЧЕНЬ ТА ПОЗНАЧОК

PM – рідкісні метали  
PЗМ – рідкісноземельні метали  
PЗЕ – рідкісноземельні елементи  
PЗО – рідкісноземельні оксиди  
PЗ – рідкісні землі  
МСБ – мінерально-сировинна база  
ХМЗ – хіміко-металургійний завод  
ДХМЗ – Донецький хіміко-металургійний завод, смт. Донське, Донецька обл., Україна  
ДУ «НІОХІМ» – Державна Установа «Харківський науково-дослідний інститут загальної хімії», Україна  
ПХМЗ – Подольський хіміко-металургійний завод, м. Подольськ, Росія  
ПХЗ – Придніпровський хімічний завод, м. Кам'янське, Дніпропетровська обл., Україна  
ПМР – прибережно-морські розсипи  
УЩ – Український щит  
ГЗК – гірничо-збагачувальний комбінат  
ВГМК – Вільногірський (Верхньо-Дніпровський) гірничо-металургійний комбінат, м. Вільногірськ, Дніпропетровська обл., Україна  
ДУ – державна установа  
ВУАН – Всеукраїнська Академія Наук  
**Главредмет** – Головне управління рідкісних металів Міністерства кольорової металургії СРСР  
**Гиредмет** – Державний інститут рідкісних металів, м. Москва, Росія  
**Гипроредмет** – Державний інститут проектування підприємств рідкіснометалевої галузі  
ІМР – Інститут мінеральних ресурсів, м. Сімферополь, АР Крим, Україна  
ДДМЕ ІМР – Донецька дослідно-методична експедиція ІМР, м. Донецьк, Україна  
ТЕД – техніко-економічна доповідь  
ТЕМ – техніко-економічні матеріали  
ТЕО – техніко-економічне обґрунтування  
КП – казенне підприємство  
КГП – комплексна геологічна партія  
ДКЗ – Державна комісія по запасах корисних копалин України  
ВКЗ – Всесоюзна комісія по запасах корисних копалин  
ПГРЕ (ПГРЕ) – Приазовська геолого-розвідувальна експедиція, м. Волноваха, Донецька обл., Україна  
ІОНХ – Інститут загальної неорганічної хімії АН України, м. Київ  
ТЕК – танталові електролітичні конденсатори  
ТМК – титаномагнієвий комбінат  
ПАТ – приватне акціонерне товариство

ДАК – державна акціонерна компанія

ДДЗ – Дніпрово-Донецька западина

ПКМ – Приазовський кристалічний масив

ПЗ – Приазовська западина

АКЗ – Азово-Кубанська западина

СД – складчастий Донбас

ГРЕ – геологорозвідувальна експедиція

$Ta_2O_{5\text{умов.}}$  – вміст умовного пентаоксиду танталу (узагальнюючого показника, що враховує внесок кожного основного компонента у вартість продукції родовища)

$T_a$  – напруженість магнітного поля

РГАЕ – Російський державний архів економіки

Геоінформ – державний геологічний фонд України

РГФ – Російський геологічний фонд

ДАДО – державний архів Донецької області

## ЗМІСТ

<b>ВСТУП</b> .....	9
<i>Література</i> .....	13
<b>РОЗДІЛ 1. ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ СИРОВИННОЇ БАЗИ РІДКІСНИХ МЕТАЛІВ УКРАЇНИ</b> .....	17
1.1. Актуальність розвитку галузі промисловості рідкісних металів для економіки України.....	17
1.2. Стан сировинної бази рідкісних металів та її використання в світі і Україні.....	20
1.3. Мазурівське родовище рідкіснометалічних руд в програмі розвитку мінерально-сировинної бази України.....	35
<i>Література до розділу 1</i> .....	45
<b>РОЗДІЛ 2. СТАН І ПЕРСПЕКТИВИ ВИКОРИСТАННЯ МІНЕРАЛЬНО-СИРОВИННИХ РЕСУРСІВ МАЗУРІВСЬКОГО РОДОВИЩА</b> .....	53
2.1. Основні корисні копалини Мазурівського родовища нефелінових сієнітів і їх аналоги в країнах світу.....	53
2.2. Характеристика супутніх корисних копалин Мазурівського родовища та їх аналогів в країнах світу.....	69
2.3. Виробництво рідкісних металів на Донецькому хіміко-металургійному заводі.....	75
<i>Література до розділу 2</i> .....	81
<b>РОЗДІЛ 3. ГЕОЛОГІЧНА БУДОВА, СТРУКТУРНО- МЕТАЛОГЕНІЧНІ ЗАКОНОМІРНОСТІ РОЗМІЩЕННЯ МАЗУРІВСЬКОГО РОДОВИЩА</b> .....	86
3.1. Позиція родовища в загальній геологічній структурі району .	86
3.2. Характеристика геологічної будови Октябрського (Жовтневого) рудного поля.....	92
3.3. Геологічна будова блоку основних та ультраосновних порід .....	100
3.4. Геологічна будова Мазурівського родовища .....	111

3.5. Характеристика рудних тіл ділянки деталізації Мазурівського родовища .....	116
3.6. Мінеральний та хімічний склад руд Мазурівського родовища .....	123
3.7. Характеристика порід Мазурівського родовища за даними геофізичних досліджень .....	127
3.8. Резюме результатів досліджень Мазурівського родовища ...	129
<i>Література до розділу 3</i> .....	131
<b>4. ЗБАГАЧЕННЯ І ПЕРЕРОБКА РІДКІСНОМЕТАЛІЧНОЇ РУДИ</b>	135
4.1. Характеристика речовинного складу руди Мазурівського родовища.....	135
4.2. Характеристика руди як об'єкта збагачення гравітаційними методами .....	143
4.3. Порівняльні дослідження збагачуваності руд Мазурівського родовища різними методами .....	150
4.4. Підвищення ефективності переробки і комплексного використання рідкіснометалічної сировини.....	163
4.5. Сучасні тенденції переробки бідних рідкіснометалічних руд, чорнових концентратів та промпродуктів.....	184
4.6. Комбінована технологія переробки рідкіснометалічних руд.....	192
<i>Література до розділу 4</i> .....	209
<b>РОЗДІЛ 5. ГЕОЛОГО-ПРОМИСЛОВА ОЦІНКА РОЗРОБКИ МАЗУРІВСЬКОГО РОДОВИЩА</b> .....	222
5.1. Результати підрахунку запасів комплексних руд Мазурівського родовища.....	222
5.2. Гірничо-геологічні умови розробки родовища .....	232
5.3. Параметри проєктного кар'єру за техніко- економічними даними.....	233
5.4. Гідрогеологічна та еколого-геологічна характеристика родовища .....	235
<i>Література до розділу 5</i> .....	240

<b>РОЗДІЛ 6. ЕКОНОМІЧНА ДОЦІЛЬНІСТЬ ТА ЕФЕКТИВНІСТЬ РОЗРОБКИ МАЗУРІВСЬКОГО РОДОВИЩА .....</b>	<b>242</b>
6.1. Оцінка ефективності розробки Мазурівського родовища ....	242
6.2. Основні техніко-економічні показники ефективності освоєння Мазурівського родовища .....	253
6.3. Економічна доцільність та інвестиційна привабливість створення гірничорудного вузла по видобутку і комплексній переробці рідкіснометалічної, рідкісноземельної та польовошпатової сировини на південному сході України .....	259
6.4. Техногенне родовище .....	263
6.5. Інвестиційна привабливість Мазурівського родовища в складі єдиного гірничорудного вузла .....	268
6.6. Концепція плану реалізації інвестиційного проекту освоєння Мазурівського родовища у складі гірничорудного вузла .....	272
<b>Література до розділу 6.....</b>	<b>276</b>
<b>ВИСНОВКИ.....</b>	<b>280</b>

## ВСТУП

З розвитком новітніх галузей науки й техніки в усьому світі різко зросла роль рідкісних (РМ) і рідкісноземельних (РЗМ) металів, які використовуються у провідних галузях виробництва і забезпечують економічну й оборонну безпеку будь-якої держави. Важко назвати галузь техніки, яка тією чи іншою мірою не застосовувала б рідкісні метали, їх сплави та різноманітні сполуки. Атомна енергетика, радіоелектроніка, авіаційна й ракетна техніка, машинобудування, приладо-будування, хімічна й медична промисловість, виробництво напівпровідникових і наноматеріалів, спеціальних сортів легованих сталей, композиційних матеріалів безупинно розширюють номенклатуру застосування рідкісних і рідкісноземельних металів і підвищують вимоги до їхньої чистоти. Рідкісні й рідкісноземельні метали та їх сполуки мають різноманітність фізико-хімічних властивостей, що й визначає надзвичайно широкі сфери їхнього застосування. В усьому світі зростають масштаби виробництва й споживання рідкісних і рідкісноземельних металів [1].

Забезпеченість і використання промисловістю стратегічних видів мінеральної сировини – рідкісних металів, – є важливими показниками рівня розвитку економіки кожної країни. У першу чергу це стосується ніобію, танталу, рідкісних земель, цирконію, ванадію, молібдену, вольфраму, титану, які знаходять застосування у вигляді концентратів, оксидів чи хімічних сполук, металічних порошків та сплавів у різних галузях промисловості.

Розвиток наукоємних технологій зумовлює сталу світову тенденцію до збільшення споживання рідкісних металів [2]. Спостерігається тенденція неухильного росту споживання продукції на основі рідкісних та рідкісноземельних металів як в традиційних, так і в новітніх високих технологіях, що свідчить про необхідність посиленої уваги до проблеми розвитку мінерально-сировинної бази цієї групи металів (рис. 1).

**Рис. 1.** Глобальний видобуток РЗЕ. Лідер видобутку станом на початок XXI ст. — Китай.

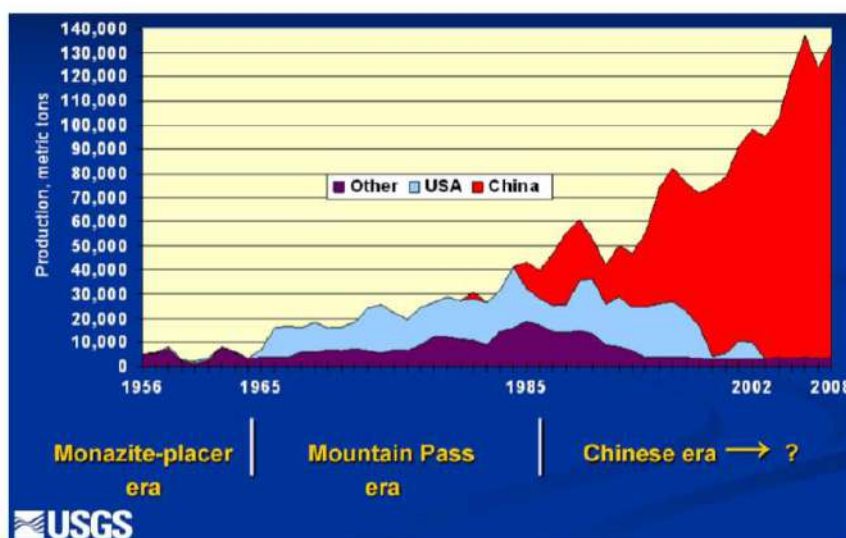


Figure 1. Global rare-earth-oxide production trends. The Mountain Pass deposit is in California, U.S.A. Graph from D.J. Cordier (U.S. Geological Survey, written commun., 2011) was updated from Haxel and others (2002, fig. 1).

Оскільки рідкісні метали відносяться до матеріалів високих технологій (*advanced materials*), темпи їх світового виробництва суттєво випереджають темпи росту практично всіх видів корисних копалин.

Прогнози розвитку ринку рідкісних металів дуже сприятливі. Всі надмагнітні, надлегкі, надтверді, наджаростійкі і високоміцні конструкційні матеріали в наші дні створюються на основі або з використанням рідкісних металів. Всі ресурсо- і енергозберігаючі технології сьогодні неможливо створити без рідкісних елементів. Зараз налічується багато областей ефективного використання рідкісних металів як у військовій, так і в цивільних областях промисловості, медицини. Рідкоземельні елементи (РЗЕ) є ключовими інгредієнтами для низки енергетичних та інформаційних технологій. Вони є незамінною частиною потужних магнітів для виробництва електроенергії для компонентів акумуляторної батареї, а також для оптичних пристроїв, таких як лазери.

Промислово-економічний рівень розвитку сучасних держав, за твердженням фахівців, визначається масштабами споживання не стільки чавуну і сталі, скільки рідкісних металів. Найбільшими споживачами рідкісних металів в світі є країни, що досягли найбільших успіхів в науково-технічному прогресі: США, країни Західної Європи, Японія, Китай.

Відповідно до «Звіту про світовий ринок рідкісноземельних металів за 2022 рік» The Business Research Company<sup>1</sup> очікується, що розмір ринку рідкоземельних металів зросте з 5,72 мільярда доларів США у 2021 році до 6,53 мільярда доларів США у 2022 році за середньорічного темпу зростання (CAGR) 14,1%. Очікується, що світова частка ринку рідкоземельних металів зросте до 9,65 мільярдів доларів у 2026 році при середньому середньому темпі зростання 10,3%. Згідно з аналізом ринку рідкоземельних металів, очікується, що збільшення попиту на електроніку стане основним рушієм ринку в прогнозований період [3].

Основні тенденції ринку рідкоземельних металів – розробка надтонких 2D-магнітів формує перспективи ринку рідкоземельних металів, що призводить до нових застосувань в обчислювальній техніці та електроніці. Тенденції промисловості рідкоземельних металів включають надтонкі двовимірні магніти, які можуть працювати при кімнатній температурі та можуть використовуватися в обчислювальній техніці та електроніці. Наприклад, у липні 2021 року вчені Департаменту енергетики Національної лабораторії імені Лоуренса Берклі нещодавно розробили ультратонкий 2D-магніт, який є хімічно стабільним за умов навколишнього середовища та може використовуватися в компактних спітронних пристроях пам'яті високої щільності [3].

Масштаби видобутку, виробництва й споживання більшості рідкісних металів, необхідних для розробки саме новітніх технологій, – це

---

<sup>1</sup> The Business Research Company <https://www.thebusinessresearchcompany.com/>

точний індикатор науково-технічного розвитку країни. Отже, ні про який розвиток нанотехнологій не може бути й мови, якщо країна не виробляє і не споживає рідкісні елементи.

Станом на 2021 р. Китай є монополістом на світовому ринку як з видобутку, так і з переробки РЗЕ, і більшість країн і галузей промисловості світу залежать від китайського експорту. Протягом останнього десятиліття США постійно імпортували понад 80% своїх поставок РЗЕ з Китаю (USGS 2010-2021).

Складність подолання китайської монополії полягає в тому, що Китай не тільки має найбільші у світі запаси РЗЕ, але також є домом для близько 80% потужностей з переробки РЗЕ. Переробка РЗЕ є дорогим процесом із значним впливом на навколишнє середовище, і багато країн, які видобувають руду РЗЕ на власних територіях, вибирають переробку в Китаї, а не переробку всередині країни [4].

Україна суттєво відстає від економічно розвинутих країн в споживанні рідкісних металів. Так, споживання ніобію на одну тону виплавленої в нашій країні сталі складає 6-8 грамів, в той час як в провідних країнах цей показник сягає 110-155 грамів [5].

Сучасні світові ринки сировини та інвестиційні проекти в царині надрокористування жорстко поділені, а їх найпривабливіші сегменти характеризуються високим напруженням конкурентної боротьби. Глобалізація світового мінерально-сировинного комплексу стала реальністю. На сьогодні близько 100 транснаціональних корпорацій контролюють більше 70 % світового видобутку і переробки корисних копалини. Для більшості видів мінеральної сировини характерна ситуація, коли декілька країн задовольняють не менше 60-70 % світової потреби в ній. Такі країни, зокрема ті, які мають розвідані запаси рідкісних металів, мають суттєві переваги в конкурентній боротьбі.

Численними геологічними дослідженнями встановлено, що Україна є унікальною рідкіснометалічною провінцією [6-11].

Станом на початок XXI ст. перспективними залишаються такі рудні об'єкти: Пержанське берилієве, Ястребецьке флюорит-циркон-рідкісноземельне, Малишівське ільменіт-цирконове, Полохівське, Шевченківське та Станковатське літієві, Азовське циркон-рідкісноземельне, Жовторіченське скандій-ванадієве, Мазурівське нефелін-польовошпат-рідкіснометалічне, Вербинське молібденове, Новополтавське апатит-рідкісноземельне, Федірівське, Кропивинське, Стреми-городське апатит-титаномагнетит-рідкіснометалічне.

Разом з тим, цей потужний природний потенціал для розвитку економіки країни до теперішнього часу в повній мірі не використовується. Показники імпорту рідкіснометалічної продукції говорять про те, що Україна, володіючи значними сировинними запасами рідкісних і рідкісноземельних металів, змушена їх завозити. Це говорить про нерозвиненість вітчизняної галузі рідкісних металів [8].

Державними програмами розвитку мінерально-сировинної бази для задоволення потреб нашої країни в РМ і РЗМ планувалося освоєння ряду нових великих об'єктів, в першу чергу Мазурівського родовища нефелінових сієнітів – комплексних нефелін-польовошпат-рідкіснометалічних руд. Однак постійна зміна як політичної, так і економічної ситуації, відволікання уваги високопосадовців на боротьбу за владу, бездіяльність чиновників, ставали на заваді реалізації державними структурами намічених планів. А приватний бізнес не створив свого вітчизняного сектора видобування і продукування РМ і РЗМ.

Проте завдання щодо підготовки й створення вітчизняної мінерально-сировинної бази РМ та РЗМ продиктовані не тимчасовими обставинами, а розрахунками на тривалу перспективу [12-16], та повинні відповідати національним інтересам держави [8]. Слід зауважити, що в міжнародній торгівлі політичні міркування нерідко переважають економічну доцільність, та диктують свої умови гри.

В Україні поки що в промислових масштабах налагоджено виробництво лише титанових та цирконієвих концентратів, та деяких продуктів їх переробки. У той же час, на території Східного Приазов'я знаходиться Мазурівське родовище нефелін-польовошпат-циркон-тантал-ніобієвих руд [17-27], яке просторово та генетично пов'язане зі становленням Октябрського лужного масиву. Згідно техніко-економічної доповіді (ТЕД) родовище визнане рідкіснометалічним [26, 28-31], проте саме комплексний характер руд зумовлює промисловий інтерес до нього. Останнім часом спостерігається поживлення господарської діяльності підприємств керамічної та скляної галузі, що мають значну потребу в польовошпатовому концентраті, яка на сьогодні задовольняється імпортом із Росії та Туреччини. Комплексне використання всіх корисних копалин Мазурівського родовища значно підвищує перспективи його освоєння.

З практичної точки зору, можливість суттєвого зниження залежності від імпорту концентратів рідкісних металів (ніобію, танталу та ін.), можливість зниження собівартості вітчизняного виробництва феросплавної та іншої рідкіснометалевої продукції, а також створення вітчизняної сировинної бази нефелін-польовошпатових матеріалів залежить від глибини вивчення геолого-економічних, технологічних, інженерно-геологічних та екологічних параметрів Мазурівського родовища як «еталонного комплексного пілотного об'єкту». Освоєння родовища сприятиме зміцненню рідкіснометалічної та польовошпатової сировинної бази України. Обидві підгалузі промисловості надзвичайно важливі для економіки держави, забезпечення внутрішнього ринку та зміцнення експортного потенціалу країни [24-26].

Автори дякують **Олександру Миколайовичу Пономаренку** – академіку НАН України, доктору геологічних наук, професору, академіку-секретарю Відділення наук про Землю НАН України, директору Інституту геохімії, мінералогії та рудоутворення ім. М. П. Семененка НАН України, а також **Назаренку Михайлу Володимировичу**, доктору технічних наук, директору ТОВ «НВП «Кривбасакадемінвест», м. Кривий Ріг за попереднє ознайомлення з монографією, поради і зауваги, які були враховані в процесі підготовки останньої редакції роботи.

### *Література до вступу:*

1. Жарменов А. А. Сила – в комплексности: Национальному центру по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан – 25! // Известия высших учебных заведений. Черная Metallургия. – М., 2018. - Вып. 61(9). - С. 674-677.
2. U.S. Geological Survey, 2021, Mineral commodity summaries 2021: U.S. Geological Survey, 200 p. URL: <https://pubs.usgs.gov/periodicals/mcs2021/mcs2021.pdf> .
3. Rare Earth Metals Global Market Estimated To Grow At 14% Rate // The Business Research Company's Rare Earth Metals Global Market Report 2022: Market Size, Trends And Forecast To 2026. LONDON, GREATER LONDON, UK, August 17, 2022. URL: [https://www.einnews.com/pr\\_news/586461734/rare-earth-metals-global-market-estimated-to-grow-at-14-rate](https://www.einnews.com/pr_news/586461734/rare-earth-metals-global-market-estimated-to-grow-at-14-rate).
4. The Not-So-Rare Earth Elements: A Question of Supply and Demand. // NYONG-MIN KIM, DEEP JARIWALA / SEPTEMBER 23, 2021. URL: <https://kleinmanenergy.upenn.edu/research/publications/the-not-so-rare-earth-elements-a-question-of-supply-and-demand/>.
5. Шпильовий Л. В. Збагачення ніобієвих руд: монографія / Л. В. Шпильовий, В. С. Білецький, К. Л. Шпильовий ; ред. В. С. Білецький. — Київ: Халіков Р. Х., 2021. — 160 с.
6. Волкова Т. П. Геолого-геохимические критерии оценки редкометальных месторождений в щелочных комплексах Приазовья (Украинский щит): Автореф. дис. д-ра геол. наук: 04.00.11 / ИГМР НАН Украины. – К., 2004. – 28 с.
7. Волкова Т. П. Редкометальные объекты Донецкой области – путь развития экономических отношений между Украиной и Россией // Сучасні економічні можливості розвитку та реалізації мінерально-сировинної бази України і Росії в умовах глобалізації ринку мінеральної сировини / Під ред. Л. С. Галецького – К.: Ін-т геол. наук НАН України, 2005. – С. 33-36.
8. Выдолоб В. В. Благородные и редкие металлы: информационное обеспечение, стратегические направления развития, значимость для

- регионов / В.В. Выдолоб, С. Г. Грищенко, С. В. Кольцов // Благородные и редкие металлы. – Донецк: ДонНТУ, ООО «Норд Компьютер». – 2003. – С. 15-17.
9. Гурський Д. С. Металічні корисні копалини // Металічні і неметалічні корисні копалини / Гурський Д. С., Єсипчук К. Ю., Калінін В. І. [та ін.] ; Наук. ред. М. П. Щербак, О. Б. Бобров. — НАН України, Держ. геолог. служба України. — Київ : Центр Європи, 2006. — Т. 1. — 739 с. — ISBN 966-7022-61-7.
  10. Стрекозов С.Н. Перспективы геолого-промышленной переоценки месторождений и рудопроявлений редких металлов и редких земель Приазовья в новых экономических условиях / С.Н. Стрекозов, Н.А. Козарь, В.В. Груба // Сучасні економічні можливості розвитку та реалізації мінерально-сировинної бази України і Росії в умовах глобалізації ринку мінеральної сировини / За ред. Л.С. Галецького – К.: Ін-т геол. наук НАН України, 2005. – С. 259-261.
  11. Фоций Н.В., Козарь Н.А., Стрекозов и др. Создание в Донецком регионе промышленной базы по получению редких металлов и редких земель / Н. В. Фоций, Н. А. Козарь, С. Н. Стрекозов // Рідкісні метали України – погляд у майбутнє / За ред. Л.С. Галецького – К.: Ін-т геол. наук НАН України, 2001. – С. 105.
  12. Ажажа В.М. Редкие металлы в науке и технике / В. М. Ажажа, А. В. Бабун, А. М. Бовда // Сучасні економічні можливості розвитку та реалізації мінерально-сировинної бази України і Росії в умовах глобалізації ринку мінеральної сировини / За ред. Л. С. Галецького – К.: Ін-т геол. наук НАН України, 2005. – С. 7-11.
  13. Айнберг Л. Ф. Приазовский щелочной массив / Л. Ф. Айнберг // Тр. Всесоюзн. Геол.-развед. об-ния НКТП СССР. – Л.: М., 1933. – Вып. 196. – С. 3-19.
  14. Атлас «Геологія і корисні копалини України» / [Галецький Л. С., Чернієнко Н. М., Брагін Ю. М. та ін. ]; за ред. Л. С. Галецького]. – НАН України, Міністерство екології та природних ресурсів, ДФФД Міністерство освіти і науки, ТОВ УЩПТ «Геос-XXI сторіччя». К.: ДП «Такі Справи», 2001. – 168 с.
  15. An Atlas of Geology and Mineral Resources of Ukraine / [Galets'kyi L.S., Cherniyenko N.M., Drannyk A.S. and other]; under L.S. Galets'ky]. – Printed in Canada. Publisher – Toronto: University of Toronto Press, 2007. – 168 с.
  16. Волкова Т. П. Особенности размещения тантал-ниобиевого оруденения в Октябрьском массиве / Т. П. Волкова, Р. В. Попов // Благородные и редкие металлы. – Донецк: ДонНТУ, ООО «Норд Компьютер», 2003. – С. 186-188.
  17. Галецкий Л. С. Роль минеральных ресурсов Украины в преодолении кризисных явлений в экономике / Л. С. Галецкий, Н. Н. Черниенко // Развитие продуктивных сил Украины: від В. І. Вернадського до

- сьогодення: Матеріали міжнародної наукової конференції. – Київ, 20 березня 2009 р.: У 3-х част. / РВПС України НАН України. — К.: РВПС України НАН України, 2009. – Ч.2 – С. 87-90.
18. Галецкий Л.С. Состояние и перспективы обеспечения ГМК Украины минеральным сырьем / Л. С. Галецкий, Н. Н. Черниенко // Геолог Украины, 2008. – № 4. – С. 27-38.
  19. Галецький Л.С. Зміна ролі і значення мінерально-сировинного потенціалу України в сучасних умовах / Л. С. Галецький, Є. О. Яковлев, Н. М. Чернієнко // Національна безпека: український вимір: Наук. зб. Рада нац. безпеки і оборони України, Ін-т пробл. нац. безпеки. — К., 2009. – Вип. 4(23). – С. 32-38.
  20. Донской А. Н. Нефелиновый комплекс Октябрьского щелочного массива / А. Н. Донской — К.: Наук. думка, 1982. – 148 с.
  21. Донской А. Н. Перспектива обеспечения Украины собственной сырьевой базой алюминиевой промышленности / А. Н. Донской, Е. А. Кулиш // Геологія та генезис рудних родовищ України (сучасний стан, нові підходи проблеми, рішення). - К.: УкрДГРІ, 2004. – С. 226-228.
  22. Донской А. Н. Нефелиновые породы Украины – комплексные алюминий-глиноземные и редкометальные руды / А. Н. Донской, Е. А. Кулиш, Н. А. Донской – К.: Логос, 2004. – 222 с.
  23. Когон Э. Ш. Особенности технологической минералогии редкометальной и редкоземельной сырьевой базы Приазовья / Э. Ш. Когон, Н. Н. Черниенко // Геол. журнал, 2006. – № 4. – С. 87–90.
  24. Черниенко Н. Н. Геолого-технологические особенности освоения Мазуровского месторождения Приазовья Черниенко // Геологический журнал, 2006. – № 2-3. – С. 191-197.
  25. Черниенко Н. Н. Мазуровское месторождение редкометальных нефелин-полевошпатовых руд – проблемы и перспективы освоения / Н. Н. Черниенко // Сучасні економічні можливості розвитку та реалізації мінерально-сировинної бази України і Росії в умовах глобалізації ринку мінеральної сировини / Під ред. Л. С. Галецького – К.: Ін-т геол.наук НАН України, 2005. – С. 280-286.
  26. Чернієнко Н. М. Геолого-економічні критерії комплексного освоєння Мазурівського родовища польвошпат-нефелін-рідкіснометалевих руд Приазов'я // Геолог України, 2008. – № 3. – С. 32-43.
  27. Шпиловой К. Л. Разработка технологии извлечения редких металлов из отходов обогащения мариуполитов / К. Л. Шпиловой, В. С. Белецкий, Р. Л. Попов, Л. А. Маклакова // Благородные и редкие металлы. – Донецк: ДонНТУ, ООО «Норд Компьютер», 2003. – С. 257-259.
  28. Гамалинский А.И., Ивашутин Д.Д., Фрикова З.С. Техно-экономический доклад о целесообразности проведения детальной разведки на Мазуровском месторождении с обоснованием временных кондиций: Отчет о НИР / ИМР. – Донецк, 1990. – 242 с.

29. Гамалинский А. И., Ивашутин Д. Д., Фрикова З. С. Дополнения к «Технико-экономическому докладу о целесообразности проведения детальной разведки на Мазуровском месторождении с обоснованием временных кондиций: Отчет о НИР / ИМР. – Донецк, 1990. – 104 с.
30. Коваль Е. М., Павлюченко Р. А., Стрекозов С. Н. и др. Отчет о результатах предварительной разведки Мазуровского месторождения редких металлов, проведенной в 1984-1991 гг. с подсчетом запасов на 01.01.1991 г. : Отчет о НИР / ПГРЭ КП «Южукргеология». – Волноваха, 1991. – 344с.
31. Коваль Е. М., Стрекозов С. Н., Козина Е. Д. Проект на проведение детальной разведки Мазуровского редкометального месторождения 1994-1998 г.: Очет о НИР / ПГРЭ КП «Южукргеология». – Волноваха, 1998. – 286 с.

# РОЗДІЛ 1. ПЕРСПЕКТИВИ РОЗВИТКУ СИРОВИННОЇ БАЗИ РІДКІСНИХ МЕТАЛІВ УКРАЇНИ

## 1.1. Актуальність розвитку галузі промисловості рідкісних металів для економіки України

У концепції розвитку гірничо-металургійного комплексу України пріоритетним для промисловості країни визнано завдання забезпечення металургійного виробництва новими видами феросплавної продукції. Державною комплексною програмою розвитку кольорової металургії прогнозується внутрішній попит на ніобієву і танталову продукцію на рівні 250 та 35 тонн відповідно, а його забезпечення планується за рахунок імпорту. В той же час в цих документах в якості першочергових завдань визначено: забезпечення діючих виробництв власною мінеральною сировиною, скорочення її імпорту з одночасним збільшенням експортного потенціалу за рахунок конкурентоздатної продукції [1-3].

Україна в СРСР була основним споживачем танталу (близько 40 % від загальних обсягів використання) і ніобію (не менше 20 %). На Донецькому ХМЗ (Волноваський р-н) до кінця 1990-х років вироблялися зливки ніобію (30 т на рік). Виробництво зупинене через відсутність сировини – технічного пентоксиду ніобію. В 1950-60-ті роки завод виробляв ніобієві та танталові концентрати, оксиди, металічні порошки та хімічні сполуки ніобію і танталу, переробляючи гідроксид ніобію Подольського хіміко-металургійного заводу (ПХМЗ) та лопаритові концентрати Ловозерського родовища (Росія) [4]. Однак власні родовища тантал-ніобієвих руд в Україні не розроблялися.

Забезпеченість галузі цирконієм в цілому є задовільною. На сьогодні великим об'єктом світового рівня, що експлуатується, є Малишівське родовище розсіпних титан-цирконієвих руд у Дніпропетровській області. Воно розробляється з 1961 року і зараз практично повністю покриває потребу промисловості в цирконієвому концентраті [2, 5-8], проте запаси руди в значній мірі вичерпані, і в перспективі необхідно залучати нові резерви.

Зниження внутрішнього споживання сталі в Україні призвело до того, що більше 70 % вітчизняної металургійної продукції у 2010-х роках експортувалася [6, 9]. Зростаюча конкуренція, штучні обмеження, що вводяться деякими країнами з метою захисту власних виробників, – все це вимагає пошуку шляхів збереження прибутків при зниженні обсягів виробництва сталі. Очікується, що річне виробництво сталі в нашій країні найближчим часом скоротиться до рівня 20 млн. т. [6, 9]. Отже, зберегти обсяги валової продукції і прибутки вітчизняних підприємств металургійної галузі можливо лише шляхом збільшення випуску якісних і більш дорогих сталей, або структурними перетвореннями, зокрема,

створенням диверсифікованих корпорацій, у яких виробництво сталі буде лише одним з основних напрямів.

Поліпшити спеціальні властивості різних сталей і найрізноманітніших сплавів, спеціальних ливарних чавунів можна за рахунок легування різними елементами. У чорній металургії та інших галузях промисловості для цієї мети використовують феросплави, а також технічно чисті метали. Феросплавна промисловість виробляє понад 100 різних видів і марок простих і складних феросплавів, до яких окремо або в різних комбінаціях входять близько 25 елементів. Особливе значення мають рідкісні і рідкісноземельні метали [6]. Одна з особливостей виробництва феросплавів малотоннажної групи (фероніобій, ферованадій, феромолібден, феровольфрам, фероцирконій та інші) – це значна частка сировини в собівартості продукції (до 90-95 %). В Україні виробництво таких феросплавів на основі рідкісних тугоплавких металів (вольфраму, ванадію, молібдену, ніобію) вперше започатковано в 1993 році на Донецькому хіміко-металургійному заводі (ДХМЗ). Проблема задоволення попиту на рідкісні метали та рідкісні землі виникла внаслідок відсутності їх виробництва в країні [6]. Тому для потреб металургії рідкіснометалічна сировина (за винятком титану і цирконію) завозилася з Росії, Китаю, Бразилії, інших країн [6, 9].

В умовах конкурентної боротьби виробники рідкіснометалевої продукції, володіючи власними джерелами сировини, мають значні переваги, оскільки відносно вільні у формуванні цін на сировину та кінцеву продукцію. У зв'язку з цим доступ до джерел дешевої сировини є однією з основних умов зниження собівартості виробництва, конкурентоспроможності вітчизняних феросплавів. Світовою тенденцією стало створення вертикально-інтегрованих холдингів, що забезпечують випуск кінцевої продукції за рахунок власних джерел сировини. Прикладом може слугувати російський металургійний гігант *«Северсталь»*, який отримав ліцензію на родовище ніобію в Красноярському краї, та розпочав його розробку, виробництво кондиційного ніобієвого концентрату і випуск фероніобію [6]. Отже, самозабезпечення сировиною – це умова виживання у жорсткій конкурентній боротьбі на світових ринках.

Оскільки тенденція неухильного росту споживання продукції на основі рідкісних та рідкісноземельних металів спостерігається як в традиційних, так і в новітніх високих технологіях, необхідна посилена увага до проблеми розвитку мінерально-сировинної бази (МСБ) зазначеної групи металів. Виробництво рідкіснометалевої продукції в Україні має добрі перспективи лише при створенні вітчизняної сировинної бази.

Показовим прикладом, в даному контексті, слугує Казахстан, який активними темпами почав реалізовувати програми розвитку галузі рідкісних металів на державному та міждержавному рівні, що у перспективі забезпечує можливість зайняти гідне економічне й стратегічне

положення на світовому ринку, а також розвивати та забезпечувати власний внутрішній ринок. Показовим є також досвід Китаю, який за останні десятиліття розвивав рідкіснометалічну та рідкісноземельну підгалузі промисловості колосальними темпами, і вийшов на провідні позиції у виробництві РМ і РЗМ, значно потіснивши західних конкурентів на ринку танталу, ніобію, ванадію, рідкісних земель, і ін. [10].

Україна, володіючи великим потенціалом промисловості, навіть в умовах обмежених інвестицій, має реалізувати власні можливості щодо раціонального використання рідкісних металів і рідкісних земель. Для таких видів продукції, як рідкісні землі, ніобій, тантал, титан, цирконій, гафній робити ставку тільки на імпорт продукції – явно недоцільно, оскільки на світовому ринку ми маємо справу як з обмеженістю ресурсів, так і з монополізмом виробників, що дозволяє останнім диктувати свої умови й ціни.

Виробництво в Україні феросплавів малотоннажної групи на сьогодні не задовольняє внутрішні потреби, у той час як сплави українського виробництва можуть стати конкурентоспроможними на внутрішньому й зовнішньому ринках. Попит на феросплави малотоннажної групи в основному задовольняється за рахунок імпорту.

У 2020-тих роках основними вітчизняними споживачами феросплавів на основі рідкісних металів були Маріупольський металургійний комбінат ім. Ілліча, «Азовсталь», «Дніпроспецсталь», «Запоріжсталь» та інші. Спеціальні сталі користуються великим попитом як на внутрішньому, так і на зовнішньому ринках, навіть при тому, що феросплави виробляються з досить дорогої імпортованої сировини. Феросплавні заводи (особливо малої потужності) в усьому світі, як правило, розташовані поблизу джерел сировини й енергії. Виробництво феросплавів є високорентабельним, а попит на продукцію достатньо стійким [9-10]. Однак слід відмітити, що саме відсутність власної мінеральної сировини робить виробництво вразливим в конкурентній боротьбі. Тому створення власної сировинної бази для будь-якого підприємства, що планує виробництво феросплавів, є визначальним чинником зниження ступеня ризику на ринку. Отже, для забезпечення високорентабельної роботи підприємств України необхідно створити власну мінерально-сировинну базу рідкісних та рідкісноземельних металів.

Виробництво високоякісних легованих сталей (зокрема, для нафтогазопроводів), що містять ніобій, ванадій, молібден, мікролегованих кальцієм або його заміниками, рідкісноземельними елементами, зосереджено головно у Донецько-Придніпровському промислово-економічному регіоні. При цьому, тільки для цієї галузі виробництва в регіон із закордону ввозяться сотні тонн ніобію, ванадію, молібдену, силікокальцію, РЗМ, на придбання яких витрачаються мільйони доларів США [6].

Отже, створення власної мінерально-сировинної бази, у тому числі такої стратегічно важливої сировини, як рідкісні та рідкісноземельні метали, сьогодні набуває особливої актуальності. Позитивні результати геологорозвідувальних робіт в межах Східно-Приазовського регіону (Мазурівське родовище комплексних польвошпат-нефелін-цирконій-тантал-ніобієвих руд і Азовське родовище комплексних цирконій-рідкісноземельних руд) і економічні розрахунки останніх років показали можливість суттєвого розширення вітчизняної рідкіснометалічної-рідкісноземельної сировинної бази. Тим більше, що сировинний потенціал зазначених родовищ може бути розширений за рахунок відомих, достатньо вивчених, перспективних об'єктів Східно-Приазовського регіону. Оскільки власна МСБ РМ та РЗМ в Україні до теперішнього часу в повній мірі не реалізована, саме цей факт викликає необхідність розробки збалансованої [11-12] та ефективної державної програми щодо створення стратегічно важливої для економіки країни галузі, яка базується на комплексному підході до вивчення та освоєння родовищ рідкісних металів та рідкісних земель з використанням сучасних технологій.

Мазурівське родовище можна розглядати як еталонний пілотний об'єкт для розробки системного підходу у вирішенні зазначеної проблеми вивчення і раціонального промислового освоєння рідкіснометалічних родовищ України.

## **1.2. Стан сировинної бази рідкісних металів та її використання в світі і Україні**

Ніобій і тантал належать до групи рідкісних металів. Середній вміст ніобію у земній корі складає  $2 \cdot 10^{-3}$  мас.%, танталу –  $2,5 \cdot 10^{-4}$  мас.%. Мінерали ніобію практично завжди містять тантал, а також можуть містити лужні, лужноземельні та рідкісноземельні елементи (РЗЕ), залізо і марганець, титан, цирконій, вольфрам, олово, барій, уран, торій, стибій та бісмут [13].

Існує велика група мінералів тантало-ніобатів, які являють собою природні комплексні сполуки танталу та ніобію. Узагальнена формула цих мінералів:  $A_n B_m X_p$ , де А – катіони великого розміру ( $Ca^{2+}$ , РЗМ,  $U^{4+}$ ,  $Th^{4+}$ ,  $Na^+$ , іноді  $Pb^{2+}$ ,  $Sb^{2+}$ ,  $Bi^{3+}$ ), та середнього розміру ( $Fe^{2+}$ ,  $Mn^{2+}$ ,  $Mg^{2+}$ ); В –  $Nb^{5+}$ ,  $Ta^{5+}$ , які заміщуються  $Ti^{4+}$ ,  $Sn^{4+}$ ,  $Fe^{3+}$ ; X – аніони:  $O^{2-}$ ,  $OH^-$ ,  $F^-$ . Із 130 відомих мінералів ніобію (танталу) промислове значення мають тільки шість: колумбіт  $(Fe, Mn)(Nb, Ta)_2O_6$  (50-67 %  $Nb_2O_5$ ), пірохлор  $(Ca, Na)_2(Nb, Ta, Ti)_2O_5(OH, F)$  (40-70 %  $Nb_2O_5$ ), макроліт  $(Na, Ca)_2Ta_2O_6(O, OH, F)$ , лопарит  $(Na, Ce, Ca)(Ti, Nb, Ta)O_3$  (7-20 %  $Nb_2O_5$ ), фергусоніт  $Y(Nb, Ta)O_4$  (38-58 %  $Nb_2O_5$ ), евксеніт  $(Y, Ce, U)(Nb, Ta, Ti)_2$  (21-34 %  $Nb_2O_5$ ) [14].

**Ніобієві руди**, які мають промислове значення, повинні містити понад 0,15-0,20 %  $Nb_2O_5$ . Відомі найбільш багаті ніобієві руди містять до 1-4 %  $Nb_2O_5$ . Основними промисловими типами родовищ ніобієвих руд є [13, 15]:

- пірохлорові карбонатити, що містять 0,2-1,0 %  $Nb_2O_5$  (Бразилія, Канада);
- лопаритові луюврити (Росія);
- колумбіт-пірохлорові граніти та граносієніти, що містять більше 0,2 %  $Nb_2O_5$  (Нігерія);
- пірохлорові альбітити, що містять 0,1-0,2 %  $Nb_2O_5$  (Канада, Конго).

Власне ніобієві руди мають співвідношення  $Nb_2O_5:Ta_2O_5$  більше 20:1. В тантал-ніобієвих рудах співвідношення  $Nb_2O_5:Ta_2O_5$  може змінюватися у межах від 3:1 до 20:1 [13].

Більше 99 % ніобію виробляють з пірохлорових та колумбіт-танталових концентратів, а також шлаків виробництва олова. Вміст  $Nb_2O_5$  у пірохлорових концентратах складає в середньому 40-60 %, а  $Ta_2O_5$  звичайно менше 0,5 %; у колумбітових концентратах 65 %  $(Nb,Ta)_2O_5$  при співвідношенні  $Nb:Ta = (8-10):1$ . В олов'яних шламах міститься 2-10 %  $Nb_2O_5$  [15].

Кондиційні пірохлор-апатитові концентрати (Росія) містять: 41,1 %  $Nb_2O_5$ , 1,5 %  $P_2O_5$ , 5,0 %  $SiO_2$ , 15,8 %  $CaO$ , 1,3 %  $FeO$ ; та напівпродукти, що містять: 15,5 %  $Nb_2O_5$ , 14,9 %  $P_2O_5$ , 8,0 %  $SiO_2$ , 26,2 %  $CaO$ , 25,4 %  $FeO$ . Для дефосфорації таких концентратів використовують різні методи. Наприклад, метод магнітної сепарації, який дозволяє отримати концентрати з вмістом 0,7-0,9 % фосфору [16].

Канадські пірохлорові концентрати містять: 57,0 %  $Nb_2O_5$ , 0,29 %  $Ta_2O_5$ ; 2,82 %  $SiO_2$ , 12,7 %  $CaO$ , 6,29 %  $FeO$ ; 1,74 %  $SrO$ ; 3,27 %  $TiO_2$ ; 0,72 %  $Al_2O_3$ ; 5,01 %  $Na_2O$ ; до 1,0 %  $ZrO_2$ ; 0,85 %  $ThO_2$ ; 2,67 % F. Бразильські концентрати містять 58-60 %  $Nb_2O_5$ . Особливість бразильського пірохлору – вміст у ньому оксиду барію замість  $CaO$  та  $Na_2O$  [17].

Лопаритові концентрати (Росія) містять: 8,5-9,0 %  $(Nb,Ta)_2O_5$  (при співвідношенні  $Nb:Ta = 15-17$ ); 34,0-36,5 %  $TiO_2$ ; 28-31 %  $(La,Ce...)_2O_3$ ; 6-8 %  $CaO$ ; 7-8 %  $Na_2O$ ; в незначних кількостях оксиди K, Sr, Al, Fe, а також 0,2-0,7 %  $ThO_2$  [18].

Танталіт-колумбітові концентрати (Канада, Бразилія), містять: 41,0-44,0 %  $Ta_2O_5$ ; 23,4-16,1 %  $Nb_2O_5$ ; 3,0-6,5 %  $TiO_2$ ; 2,0-6,5 %  $SiO_2$ ; 6,1-11,0 %  $FeO$ ; 5,3-7,3 %  $MnO$ ; 3,3-4,4 %  $SnO_2$ ; 2,2-3,7 %  $Al_2O_3$ ; до 0,2 %  $WO_3$  [17].

Мінерально-сировинна база ніобію за видом кінцевої продукції, яку отримують із відповідних типів родовищ, включає:

- ніобієві (пірохлорові) родовища, пов'язані з карбонатитовими комплексами, що мають найбільші запаси та найвищу якість руди (пірохлорові концентрати використовуються для виробництва фероніобію, на частку якого приходиться 85-90 % в структурі світового споживання);

- родовища інших типів, головним чином ніобій-танталові (можуть використовуватися для отримання пентаоксиду ніобію, металічного ніобію та його сплавів).

Загальні запаси ніобію у світі оцінюються у 18,0 млн. т  $Nb_2O_5$ , у тому числі підтверджені – 6,6 млн. т  $Nb_2O_5$ . Основна частина підтверджених запасів (82,7 %) зосереджена в країнах Південної та Північної Америки.

Вміст  $Nb_2O_5$  в латеритних корах вивітрювання коливаються в межах 1-3 %, досягаючи в багатих зонах 5-8 %; в корінних карбонатитах вміст значно нижчий – 0,2-0,7 % [14].

Провідний промисловий тип ніобієвих родовищ – карбонатити, на які припадає 92 % підтверджених запасів та 99 % видобування ніобію. Більшість мінералів ніобію є складними оксидами. Головний промисловий мінерал карбонатитів – пірохлор, різноманітний за своїм складом. З інших ніобієвих мінералів відомі колумбіт, луєшит; ніобійвмісних – дизаналіт, ніоборутит, Nb-перовськіт. Промислове значення в карбонатитах та їх корі вивітрювання можуть мати рідкісноземельні мінерали (монацит, паризит, бастнезит), оксиди титану (анатаз, рутил), апатит, магнетит, вермикуліт та інші [15].

На інші типи ніобієвих родовищ – лужні кварц-мікроклін-альбітові метасоматити, пегматити та розсипи – припадає біля 8 % підтверджених запасів і близько 1 % видобутку ніобію. Вміст  $Nb_2O_5$  в них значно нижчий, і складає звичайно перші десятки відсотка. Ніобієва мінералізація в таких родовищах представлена групою колумбіт-танталіту.

Провідна роль в мінерально-сировинній базі ніобію належить Бразилії (73,9 %), Канаді (8,8 %) та Габону (7,6 %). На інші країни припадає менше 10 % підтверджених запасів.

У Бразилії знаходиться ніобієве (пірохлорове) родовище Араша (штат Мінас-Жерайс) – найбільше в світі за підтвердженими запасами та якістю руди серед родовищ, що експлуатуються. Площа його 15 км<sup>2</sup>, діаметр 4,5 км. Вмісні породи – докембрійські кварцити та сланці. Карбонатити перекриті латеритною корою вивітрювання товщиною 100 м. Найбільш багаті ніобієм руди (2,5 %  $Nb_2O_5$ , на окремих ділянках – до 5 %) пов'язані з площевою корою вивітрювання. Запаси ніобію підраховані лише в пухких рудах. В корінних породах, пробурених поодинокими свердловинами, ніобієва мінералізація (1,0-1,6 %  $Nb_2O_5$ ) простежується на глибину 800 м. Інше карбонатитове родовище, що розробляється на ніобій, – Каталан-1 (штат Гояс) дещо поступається родовищу Араша за величиною запасів та обсягами видобутку ніобію [19, 20].

У Канаді основні запаси ніобію зосереджені в корінних карбонатитових родовищах, з яких найбільшим є Сент-Оноре (провінція Квебек) [21].

У Китаї загальні запаси ніобію оцінюються в 0,54 млн. т  $Nb_2O_5$ . Найбільш значні запаси (30 %) зосереджені в залізо-ніобій-рідкісноземельних рудах карбонатитового родовища Баюнь-Обо [22].

Ніобієва сировина в Росії видобувається на Ловозерському родовищі в Мурманській обл. До 1994 року здійснювалося також видобування пірохлору на Вишневогірському родовищі (Челябінська обл.). Загальні запаси ніобію в Росії враховані держбалансом по 22 розвіданих родовищах. Біля 60 % запасів приурочено до комплексних ніобій-танталових родовищ, інші 40 % пов'язані з родовищами пірохлорових руд. Найбільш перспективними з них вважають Білозимінське та Великотагнінське (Іркутська обл.), Томторське (Якутія), Катугінське (Челябінська обл.).

Значні ресурси ніобію виявлені також в Австралії (в корі вивітрювання карбонатитів родовища Маунт-Уелд – 2,5 млн. т  $Nb_2O_5$  при вмісті в руді 0,9 %  $Nb_2O_5$ ), в Саудівській Аравії, в Данії (на острові Гренландія) та інших країнах [23-25].

Світові ресурси ніобію складають близько 115 млн. т  $Nb_2O_5$ . В карбонатитових родовищах враховано 96 % сумарних ресурсів, в родовищах лужних метасоматитів – 2,5 %, лужних сієнітів – 1,3 %, в розсипах – 0,5 %, в пегматитах та інших типах родовищ – 0,2 % [21].

В Україні ніобієві руди виявлені і попередньо оцінені в Новополтавському комплексному фосфор-рідкіснометалічному родовищі (IX-16-3). В його межах виявлена лінійна зона карбонатитів міаскіт-фенітової формації протяжністю 0,8-1,0 км при ширині 100-150 м з ніобієвим зруденінням (середній вміст  $Nb_2O_5$  0,13-0,18 %). Рудою є карбонатити, що утворюють дайко- й штокоподібні тіла серед фенітів, нефелінових сієнітів та ійоліт-мельтейгітів потужністю від кількох десятків метрів до 100 м. Рідкіснометалічна мінералізація в незначній кількості розвинута у всіх породах карбонатитового комплексу [26, 27].

Виділяється кілька асоціацій рудних мінералів: гатчетолітова з баделейтом у кальцитових карбонатитах, монацит-церит-фергусонітова в кальцитових і доломіт-кальцитових карбонатитах, пірохлор-колумбітова із цирконом в карбонатизованих фенітах, пірохлор-цирконова в силікатних лужних породах. Ніобій концентрується переважно в U-пірохлорі та колумбіті. Новополтавське родовище, перекрите 100-метровим чохлам осадових порід та розташоване в зоні активного чорноземного землеробства.

Вміст у карбонатитах пентоксиду ніобію – 0,06-0,30 %, пентоксиду танталу – 0,002-0,003 %, суми рідкісних земель – 0,17-4,60 %.

Рідкіснометалічна формація в лужних гранітах й метасоматитах представлена рудопроявами Пержанської зони з розсіяною мінералізацією фенакиту, колумбіту, каситериту, танталіту, іноді в значних концентраціях. Граніти є джерелом накопичення мінералів рідкісних металів в розсипах кори вивітрювання [28].

У Приазов'ї (Донецька обл.) знаходиться Жовтневий лужний масив, в якому в межах Мазурівської ділянки виявлені пірохлорові руди з середнім вмістом  $Nb_2O_5$  0,13 %, приурочені до нефелін-польовошпатових

сієнітів (маріуполітів) [29]. Рудна рідкіснометалічна формація в нефелінових сієнітах представлена, окрім Мазурівського родовища, також рудопроявами Жовтневого та Малотерсянського лужних масивів [30].

**Тантал.** Станом на 2020-ті роки відомо більше 100 танталових та танталовмісних мінералів, але лише близько 20 з них використовуються в промисловості для вилучення танталу. До них відносяться: лопарит, мінерали групи пірохлору (мікроліт, джалмаїт, церіопірохлор), мінерали групи колумбіту (феро- і манганоколумбіт, феро- і манганотанталіт, ільменорутит, стрюверит, воджиніт, іксіоліт, стибіотанталіт і ін. [31].

У складі руд і мінералів тантал завжди асоціюється з ніобієм, причому їх кількісні співвідношення змінюються в широких межах (звичайно з переважанням ніобію), і залежать від генетичних умов. Відповідно розрізняють:

- руди власне танталові, в яких співвідношення Nb/Ta знаходиться в межах від 0,2 до 4-х, а ніобій не відіграє помітної ролі у вартості отриманої товарної продукції і може не враховуватися при розрахунках рентабельності їх видобування;

- руди ніобій-танталові із співвідношенням Nb/Ta від 5 до 20 та значним переважанням обсягів отриманої ніобієвої продукції, але співмірною, або вищою вартістю танталової продукції в порівнянні з ніобієвою;

- руди ніобієві з Nb/Ta співвідношенням більше 20, з яких вилучення танталу є економічно недоцільним, і він надходить в колективний продукт разом з ніобієм, а при геолого-економічній оцінці підсумовується з останнім. Крім того, тантал нерідко присутній в якості другорядного (супутнього) компонента в рудах деяких родовищ інших металів (олова, титану, вольфраму, заліза).

У танталових і ніобій-танталових рудах іноді присутні в промислових концентраціях інші корисні компоненти: літій (у вигляді сподумену або літєвих слюд, цезій, рубідій (слюда), берилій (берил), олово (каситерит).

У ніобій-танталових рудах часто присутні лантаноїди та ітрій, цирконій і гафній, іноді торій, уран, титан, літій, рубідій, флюорит. Рідкісноземельні метали, торій, уран, титан частіше входять до складу ніобій-танталових мінералів і концентратів.

Загальною рисою всіх ніобій-танталових концентратів і руд, що лімітує їх використання в якості джерела танталу, є одночасне отримання з них в результаті хіміко-металургійної переробки значної кількості пентаоксиду ніобію при відносно високій його собівартості. При цьому пентаоксид ніобію має обмежений промисловий попит в порівнянні з більш дешевим фероніобієм, який виробляють по простій і дешевій технології з пірохлору, що не містить танталу та рідкісних земель.

Основними промисловими типами танталових родовищ у світі є рідкіснометалічні пегматити (частка у видобутку – 60-85 %), та

рідкіснометалічні граніти (5-10 %) [32]. Найбільш важливими в промисловому відношенні сподумен-мікроклін-альбітові пегматити (родовища Грінбушес, Морруа, Бернік-Лейк та інші), на які припадає більше 80 % підтверджених запасів в пегматитах, та альбіт-сподуменові пегматити – Манono (Конго (Кіншаса)), Муяне і Маррупіну (Мозамбік) – 11 %.

Запаси  $Ta_2O_5$  в більшості пегматитових родовищ невеликі – 1-3 тис. т, на деяких родовищах – 4-5 тис. т (Манono, Морруа), і лише на одному – 34 тис. т (Грінбушес, Австралія). Вміст  $Ta_2O_5$  в пегматитах низький – 0,01-0,02 % (в корінних рудах Грінбушес – 0,036 %). Донедавна найбільш багатими вважалися руди родовища Бернік-Лейк (0,11 %  $Ta_2O_5$ ). Нещодавно в Австралії виявлені більш багаті руди на родовищі Фініс-Рівер (0,148 %  $Ta_2O_5$ ).

У родовищах типу «рідкіснометалічних гранітів» запаси  $Ta_2O_5$  коливаються від 4 до 8 тис. т, а вміст  $Ta_2O_5$  – 0,017-0,027 %. В цих родовищах зосереджені значні запаси танталу (15 % підтверджених запасів), але вони розробляються лише в Китаї (Нанпінг). На родовищі Пітінга (Бразилія) запаси  $Ta_2O_5$  в корінних рудах складають 60 тис. т при вмісті в руді 0,03 %; на родовищі Тор-Лейк (Канада) – 25,6 тис. т при вмісті 0,036 %.

Значні запаси танталу знаходяться в родовищах типу лужних кварц-альбіт-мікроклінових метасоматитів та «рідкіснометалічних гранітів» (Ешасс'єр, Франція; Абу-Даббаб і Нувейбі, Єгипет). В пегматитових жилах родовища Уоджіна (Австралія) запаси  $Ta_2O_5$  оцінені в 11 600 т з вмістом 0,0415 %. В Росії запаси танталової сировини оцінені в родовищах Етикінському та Катугінському – по 6000 т.

Світові ресурси  $Ta_2O_5$  (без запасів) складають більше 320 тис. т [32].

Україна володіє значними ресурсами танталу і ніобію в північно-західній частині Українського щита, в межах Кіровоградського блоку та в Приазов'ї. Але, станом на 2006 р., в Україні руди танталу не видобуваються. Промислові концентрації танталу виявлені в комплексних родовищах та рудопроявах у межах центральної, південно-східної та північно-східної частини Українського щита. Державним балансом запасів к.к. України запаси танталу і ніобію враховуються по 2-х комплексних родовищах — розсипному Малишівському (Дніпропетровська обл.) та корінному Новополтавському (Запорізька обл.). Крім того, перспективним є Мазурівське родовище рідкісних металів у Донецькій області. Тут тантал-ніобієва мінералізація встановлена в маріуполітах та польвошпатових метасоматитах. На початку ХХІ ст. ведеться розвідка для підготовки родовища до промислового освоєння, отримано приріст промислових запасів категорії С1. Значний ресурсний потенціал мають недостатньо вивчені кори вивітрювання у метасоматитах Суцано-Пержанської зони, де разом з ніобієм знаходяться рідкісні землі, тантал та інші метали. Невеликі за розмірами, але з високим вмістом танталу (0,10 -

0,15 %), відкрито рудопрояви у межах Ганівсько-Звенигородської зони (Мостове, Копанки, Вись та інші).

Тантал-ніобієве зруденіння в рідкіснометалічних пегматитах представлено рудопроявами в різних частинах Українського щита (УЩ). В північно-західній частині – групою рудопровів Кочерівської зони (Папірнянський, Рудня та інші); рудопроявами Комендантівського рудного поля в північно-західній частині Середнього Придніпров'я; родовищем «Крута Балка» та численними рудопроявами в Західному Приазов'ї (Кримська Балка, Олексіївський та інші). Рідкіснометалічне зруденіння пов'язане із заміщеними пегматитами мікроклін-альбітового, альбітового та альбіт-сподуменового складу. Пегматитові тіла в більшості безкореневі, лінзовидні, плитовидні, іноді грибоподібні. По розрізу вмісної товщі вони розміщені пошарово, утворюючи «шаруватий пиріг». Крупні пегматитові тіла мають зональну будову, вміст пентаоксиду ніобію і танталу в зв'язку з цим досить суттєво коливається. Найбільший вміст танталу і ніобію у кварц-мусковіт-альбітових зонах: ніобію від 20-40 г/т до 300-400 г/т, танталу від 30-70 г/т до 500-700 г/т [33-35].

Видобування тантал-ніобієвої сировини в Україні не ведеться. Запаси, що знаходяться на держбалансі у розсипних цирконій-титанових родовищах, списуються по мірі відпрацювання запасів основних корисних компонентів.

**Цирконій** традиційно відноситься до рідкісних металів, хоча за розповсюдженістю в земній корі (кларку) він перевищує такі відомі метали, що мають широке застосування, як мідь, цинк, нікель, олово, стибій, кобальт. Світове виробництво цирконових концентратів на початку ХХІ ст. складає більше 1,0 млн. т на рік.

Відомо близько 20 мінералів, що містять цирконій, але лише два з них мають промислове значення: силікат цирконію – циркон, та оксид цирконію – бадделеїт. На частку першого припадає не менше 97 % загального виробництва цирконієвої сировини [36].

Циркон і бадделеїт в ендегенних умовах утворюють промислові концентрації лише в деяких різновидах лужних гранітів, нефелінових сієнітів та карбонатитів. Маючи досить високу гіпергенну стійкість, обидва мінерали накопичуються у корі хімічного вивітрювання і продуктах їх перевідкладення – розсипах ближнього виносу, що тісно асоціюють з первинними корінними джерелами, та в розсипах дальнього переносу, які не мають прямого зв'язку з корінними джерелами. До останніх відносяться сучасні і древні розсипи прибережно-морського типу, з якими пов'язані основні крупні родовища циркону разом з рутилом, ільменітом, монацитом та ін.

Цирконій практично не утворює власних великих і багатих родовищ, а знаходиться в комплексних рудах і розсипах разом з титаном, залізом, танталом, ніобієм, рідкісними землями, де є одним з основних або попутним корисним компонентом.

Основні промислові типи родовищ цирконію за кордоном представлені комплексними прибережно-морськими розсипами (ПМР). Відомі і корінні родовища циркону в лужних гранітах та нефелінових сієнітах, але вони поки що не мають практичної цінності. Промислові запаси цирконію (більше 95 %) знаходяться в прибережно-морських розсипах, разом з титановими (ільменіт, рутил) та рідкісноземельними (монацит, ксенотим) мінералами. Середній вміст циркону в пісках ПМР змінюється в широких межах – від сотих часток проценту до 8-10 %. Запаси цирконію в розсипах характеризуються великими масштабами – до кількох млн. т  $ZrO_2$  в окремих родовищах, а в цілому – більше 100 млн. т.

На частку бадделеїтових комплексних родовищ припадає близько 5 % світових запасів цирконію.

Забезпеченість країн світового ринку достовірними запасами цирконієвої сировини, розрахована за рівнем діючих на сьогодні потужностей з видобутку, в цілому перевищує 80 років. Але по найбільшим родовищам, що розробляються, цей показник нижчий: Річардс-Бей (ПАР) – 40 років, Енніба (Австралія) – 20 років, Трей-Рідж (США) – 20 років [36].

В табл. 1.1 наведені дані про запаси цирконієвої сировини в окремих країнах і їх якісна характеристика. Короткі відомості про найбільші комплексні розсипні родовища наведені в табл. 1.2.

**Таблиця 1.1** – Світові запаси цирконієвої сировини (без країн пострадянського простору)

Регіони і країни	Запаси двоокису цирконію, тис. т		
	встановлені	перспективні	Вміст $ZrO_2$ , %
Австралія	23 300	25 900	0,2-1,7
Африка:			
ПАР	13 800	15 300	0,3-0,4
Мадагаскар		1 200	2,0
С'єрра-Леоне		670	0,04
Мозамбік		250	н. д.

Загальні ресурси цирконієвої сировини перевищують встановлені і перспективні запаси в багато разів. Стійкий попит на цирконієву продукцію протягом тривалого часу сприяє проведенню геологорозвідувальних робіт, направлених на пошук нових розсипів в різних районах світу. В Австралії, наприклад, досліджуються території, що прилягають до родовища Кулджарлу. За попередньою оцінкою запаси пісків з вмістом 4,4 % важких мінералів, складають 32 млн.т. Надзвичайно великі запаси (більше 200 млн.т) пісків з важкими мінералами знайдені в 55 км від родовища ВІМ-15 (штат Вікторія).

**Таблиця 1.2** – Найбільші розсипні родовища цирконію і титану

Родовище, країна	Запаси підтв., млн. т		Вміст у пісках, %					
	пісків	важких мінералів	важкі мінерали	у тому числі				
				циркон	ільменіт	рутил	лейкоксен	монацит
Річардс-Бей, ПАР	1440	82,1	5,7	0,4	5,0	0,3	-	0,2
Чаварра, Індія	211	39,0	18	1,1	12,2	1,3	0,4	0,2
Оском, Індія	240	27,8	10,3	-	9,5	0,5	-	-
Енібба, Австралія	470	36,7	8,0	0,4	3,1	0,7	-	0,1

Нове родовище мінералізованих пісків розвідано в США, поблизу м. Річмонд (штат Вірджинія). Запаси їх визначені в 210 млн.т, середній вміст важких мінералів – ільменіту та циркону, – 6,5 %.

У ПАР компанією «Richards Bay Minerals Ltd» геологорозвідувальними роботами суттєво нарощені запаси сировини високої якості, що дозволяє цій компанії вийти в лідери світових виробників циркону.

У Данії досліджуються поклади пісків вздовж північно-західного узбережжя Ютландії. Виявлено ділянку площею 20 км<sup>2</sup> та потужністю до 20 м, піски якої збагачені важкими мінералами.

Геологічні пошуки проводяться також в Новій Зеландії та Бангладеш.

Геологорозвідувальними роботами, проведеними в Мозамбіку на розсипу Ангоші, визначені достовірні запаси важких мінералів в кількості 5,42 млн. т, в тому числі 250 тис. т циркону.

Продовжується розвідка запасів цирконової сировини в масивах Ілімауссак (Гренландія), Нора-Черр (Швеція), Ред-Вайн і Сілл-Лейк (Канада), Пілансберг (ПАР).

Таким чином, можна вважати, що світові запаси цирконієвої сировини в умовах систематичних пошукових і геолого-розвідувальних робіт в різних регіонах світу неухильно зростають [36].

**Цирконій і гафній** мають близькі фізико-хімічні властивості (вогнетривкість, інертність тощо). Гафній при цьому не утворює власних мінералів, але є постійною домішкою у цирконі при середньому співвідношенні їх оксидів 1: 50.

Україна за ресурсами і запасами цирконію і гафнію входить до числа провідних країн світу. В центральній частині Українського кристалічного щита і на його схилах виявлені, і різною мірою розвідані комплексні родовища розсипів циркон-ільменіт-рутилу в теригенних відкладах сарматського ярусу і полтавської світи неогену (Малишівське, Волчанське,

Воскресенське, Тарасівське, Краснокутське та інші). У Приазов'ї знаходяться крупні родовища комплексних рідкіснометалічних цирконій-рідкісноземельних руд (Мазурівське, Азовське, Новополтавське). Як супутня корисна копалина цирконій виявлений у флюорит-рідкісноземельних рудах Ястребецького родовища і на берилієвому Пержанському родовищі в північно-східній частині Українського кристалічного щита.

На запасах Малишівського розсипного родовища працює Вільногірський гірничо-металургійний комбінат, який постачає цирконові концентрати та продукти їх первинної переробки.

У цьому напрямі передбачаються:

- забезпечення приросту запасів цирконію категорій С1 та В на Тарасівсько-Таращанській площі;
- здійснення підготовки до промислового освоєння об'єкта в межах Тарасівсько-Таращанської площі;
- проведення додаткового вивчення корінних родовищ у Приазов'ї - рідкіснометалічного Мазурівського та рідкісно-земельного Азовського.

В Україні враховані балансові запаси п'яти розсипних родовищ – Малишівського, Вовчанського, Краснокутського, Тарасівського, Воскресенського, та позабалансові запаси родовищ Мокрі Яли [38] і Маріупольського [39].

У 1954 році було відкрито Малишівське (Самотканське) розсипне титан-цирконове родовище в Дніпропетровській області [40]. Пройшовши в 1956-1960 роках стадію розвідувальних і оціночних робіт, вже в 1961 році стало розроблятися Верхньо-Дніпровським гірничо-металургійним комбінатом (нині Вільногірський ГМК). Родовище відноситься до числа великих експлуатуємих об'єктів світового масштабу. В геологічному відношенні родовище знаходиться на північному схилі Українського кристалічного щита в Правобережному (Самотканському) розсипному районі, який займає басейн р. Самоткань та межиріччя Інгулець-Дніпро.

Родовище приурочене до прибережно-морських кварцових пісків сарматського ярусу міоцену, а також до близьких за складом пісків полтавської світи олігоцен-міоцену, майже повсюдно збагачених цирконом, титановими мінералами, монацитом, дистеном, ставролітом та іншими корисними мінералами.

Верхній промисловий (сарматський) пласт приурочений до відкладів середнього сармату, представлених: в нижній частині – різнозернистими слабкоглинистими кварцовими пісками потужністю 4-6 м, в середній частині – дрібнозернистими добре відсортованими кварцовими пісками, у верхній частині – різнозернистими, переважно дрібно- та середньозернистими пісками потужністю 8-10 м, які вгору по розрізу переходять в гіпсоносні глини середнього та верхнього сармату.

Середня пачка містить основний пласт сарматського розсипу. Потужність її багатих рудних тіл складає 10-15 м при загальній потужності промислового пласта 20-25 м. Розсип залягає на глибині близько 40 м і експлуатується кількома кар'єрами ВГМК. Вміст циркону – 10-15 кг/м<sup>3</sup>.

Сарматське розсипище – типове розсипище акумулятивного вирівняного берега, що складається з трьох просторово зближених субпаралельних пластових покладів: Північного, Середнього (Центрального) та Південного, розділених вузькими (200-300 м) ділянками з непромисловим вмістом рудних компонентів.

Рудні піски сарматського віку відрізняються різким домінуванням двох гранулометричних класів:  $-0,28+0,1$  мм та  $-0,10+0,05$  мм; вміст глинистої речовини  $-0,05$  мм складає 20 %.

Збагаченням пісків по гравітаційно-магнітно-електростатичній технологічній схемі отримують цирконовий, рутиловий, ільменітовий та інші концентрати.

Проектна потужність комбінату по цирконовому концентрату – до 70 тис. т на рік. Але у 1970-х роках технологічні потужності використовувалися лише на 30 % (10-20 тис. т), що, імовірно, пояснюється незатребуваністю цирконового концентрату вітчизняною промисловістю і неосвоєнням експорту [40].

Станом на початок ХХІ ст. Україна залишається однією з провідних країн на світових ринках, що експортує цирконовий концентрат до багатьох країн світу.

**Титан.** На межі ХХ-ХХІ ст. видобування титанових руд і титанових пісків здійснюється в 12 країнах – Австралії, Норвегії, Канаді, США, Китаї, Індії, ПАР та інш. Руда чи піски збагачуються для виробництва ільменітового, рутилового, анатазового, лейкоксенового та інших концентратів, які містять до 45-70 %  $TiO_2$ . Світові лідери у виробництві концентрату – Австралія (51,6 %) і Норвегія (17,3 %) [41].

Загальна виробнича потужність зарубіжних збагачувальних фабрик перевищує 5,5 млн. т/рік, та використовується на 75-80 %. Нові фабрики будуються в Австралії, В'єтнамі, ПАР, Мозамбіці. Найбільші експортери руди – Австралія, Мексика, Мадагаскар [42]. Австралійська компанія Pluka Resources у 2011 р. реалізувала 570,9 тис. т ільменіту, 265,9 тис. т рутилу, 257,7 тис. т синтетичного рутилу і 514 тис. т циркону. В першій трійці держав – виробників та експортерів титанової сировини, – і Мадагаскар. Компанія Madagascar Minerals SA з 2009 року розробляє родовище Mandena та виробляє до 750 тис. т ільменіту, 15 тис. т рутилу, 25 тис. т циркону. Україна станом на 2014 р. була основним постачальником сировини в країні пострадянського простору та Східної Європи.

Основні обсяги титанової сировини – близько 90 %, – використовуються для виробництва діоксиду титану. У світі станом на 2011 рік виробляється близько 5,5 млн. т діоксиду титану. Основні виробники – США, Китай, Німеччина, Японія, Великобританія, Франція.

Останнім часом з'явилися нові виробники – Мексика, Сінгапур, Тайвань. Але контроль над світовим ринком все ще знаходиться в руках найбільших західних транснаціональних корпорацій – *Du Pont, Millennium, Kronos* та інших.

США є найбільшим експортером діоксиду титану (38 %). Тверді позиції на ринках займає Німеччина (36 % разом з іншими країнами ЄС), Японія – 8 %, Україна – 3 %, Канада – 2 %, інші – 13 %.

Титаномагнієве виробництво в Україні забезпечується потужною мінерально-сировинною базою. Видобування ільменітових руд та виробництво ільменітового концентрату здійснюється на Іршанському ГЗК та Вільногірському ГМК, рутилового – на Вільногірському ГМК [43].

Перший ільменітовий концентрат на Іршанському ГЗК отримали ще 1956 року. В 1958 р. ввели в дію драгу № 1, в 1960 р. – драгу № 2 та доводочну фабрику. В 1966 р. здали в експлуатацію кар'єр № 1 для розробки родовищ терасової частини розсипу. В 1970 р. став до ладу Лемненський рудник із закінченим процесом видобування і збагачення; у 1971 р. – кар'єр № 2, куди перенесли драги та крокуючі екскаватори. На балансовому обліку ГЗК знаходиться 7 родовищ, в тому числі Стремигородське, представлене комплексними апатит-ільменітовими каолінами і корінними рудами. В розробці знаходяться три – Лемненське (розсип Ш), Верхньо-Іршанське (Гацьківська ділянка), Іршанське (Шершнівська ділянка), запаси в яких складають 12 % від загальних на родовищі. У складі комбінату працює кар'єр потужністю 1 млн.м<sup>3</sup> ільменітового концентрату на рік. Потужність збагачувальної фабрики – 70 тис. т концентрату на рік.

На базі Малишівського (Самотканського) розсипного родовища ільменіт-рутил-цирконових пісків (Дніпропетровська обл.), відкритого в 1954 р., працює Вільногірський гірничо-металургійний комбінат, заснований 1956 року. Експлуатація родовища і виробництво ільменітового, рутилового та цирконового концентратів здійснюється з 1961 року [44]. Розробка ведеться відкритим способом з використанням роторного комплексу. Транспортування рудних пісків здійснюється стрічковими конвеєрами і гідротранспортом; розкривних порід – конвеєрами і автотранспортом. Збагачувальне виробництво в своєму складі має фабрику зневоднювання і збагачення, основні технологічні процеси: дезінтеграція і знешламлювання, гравітаційне збагачення, сушіння, розділення колективного концентрату з використанням електричних та магнітних методів збагачення. Реконструкція збагачувального виробництва у 1974-80 рр. дозволила довести потужність підприємства до 200 тис. т на рік ільменітового концентрату. Основними продуктами збагачення комбінату є рутиловий (більше 95 % TiO<sub>2</sub>), ільменітовий (більше 63 % TiO<sub>2</sub>), цирконовий, ставролітовий, дистен-силіманітовий концентрати.

Компанія «Велта» (м. Дніпропетровськ) розпочала в 2011 р. розробку Бірзульського родовища в Новомиргородському р-ні Кіровоградської обл. Потужність ГЗК – 185 тис. т/рік ільменітового концентрату. У 2012 році планувалося ввести в дію другу чергу виробництва та збільшити видобуток до 240 тис.т/рік.

Міжріченський ГЗК в Житомирській області виробляє 84 тис. т/рік ільменітового концентрату.

Ще близько 300 тис. т ільменітового концентрату на рік виробляє ТОВ «Валки-Ільменіт» в Житомирській обл. разом з Іршанським ГЗК [45].

ЗАО «Титано-апатитова компанія» (ТАКО) з 2003 р. розробляє Федорівське родовище апатит-ільменітових руд (Житомирська обл.).

ТОВ «Демурінський ГЗК» з 2006 р. розробляє Вовчанське розсипне родовище титано-цирконових руд у Дніпропетровській обл. Попереднє збагачення здійснюється на борту кар'єра з наступним розділенням мінералів на збагачувальній фабриці. Запаси сировини в родовищі 5 млн.т при бортовому вмісті важких мінералів 9 %: 2,3 млн. т ільменіту, 700 тис. т рутилу, 200 тис. т циркону [45].

**Рідкісноземельні метали.** Основними джерелами рідкісних земель є мінерали бастнезит (флуоркарбонат рідкісноземельних металів), монацит, лопарит та йонно-абсорбційні руди. Але в світі існує лише невелика кількість рентабельних для розробки родовищ цих мінералів. Найбільша частина світових економічних ресурсів РЗМ зосереджена на бастнезитових родовищах КНР і США [46]. Значні ресурси РЗМ пов'язані також з родовищами монациту в Австралії, Бразилії, КНР, Індії, Малайзії, ПАР, Шрі-Ланці, Таїланді і США. Всі інші пов'язані з родовищами ксенотиму, йонно-абсорбційних руд, лопариту, фосфоритів, апатитів, монациту, евдіаліту, чераліту та з рідкими відходами уранового виробництва. Зокрема, значні запаси РЗМ залягають на території країн пострадянського простору.

На сьогодні основним промисловим рідкісноземельним мінералом є бастнезит, на який в останні роки припадало, за оцінками, більше 80 % видобутої в світі сировини. Видобування і переробка монациту сьогодні значно скоротилися як внаслідок появи на ринку інших видів сировини з КНР, так і з огляду на екологічні проблеми (через вміст в ньому радіоактивного торію і, що більш важливо, продукту його розпаду – радію).

За оцінкою Геологічної служби США, виявлені світові запаси РЗМ і база запасів достатньо великі. На кінець 2016 року вони склали, відповідно, 88 млн. і 150 млн. т (тут і надалі, якщо не вказано інше, – за вмістом оксидів рідкісноземельних металів – РЗО, або в перерахунку на них).

Найбільшими в світі ресурсами РЗМ володіє Китай. В країні сконцентровано більше 40 % світових запасів РЗМ. На кінець 2016 р. цей

показник, хоч і знизився до 30 % в результаті переоцінки запасів в країні, але залишається досить високим.

КНР займає особливе місце на ринку РЗМ, яке базується як на масштабності запасів природної сировини, так і на різноманітності її видів: тут залягають бастнезит, монацит і йонно-абсорбційні руди. Основні ресурси на півночі КНР зосереджені на залізо-ніобій-РЗМ родовищах у Внутрішній Монголії. На півдні країни вони пов'язані з запасами бастнезитових руд в провінції Сичуань і йонно-абсорбційних рудах в провінціях Цзянсі та Гуандун. Найбільшим світовим джерелом РЗМ сировини є родовище **Bayan Obo**, на якому залягають основні природні запаси рідкісних земель Китаю. На цьому родовищі як супутній продукт видобування залізної руди виробляються бастнезитові концентрати з вмістом переважно легких РМ. Йонно-абсорбційні руди Китаю багаті ітрієм і важкими лантаноїдами.

На другому місці в світі за запасами РЗМ сировини сьогодні знаходяться пострадянські країни. За даними **Industrial Minerals**, в Росії рідкісні землі залягають у родовищі лопариту на Кольському півострові. Крім того, за даними журналу «Метали Євразії», руда російського Катугінського родовища багата ітрієм. Запаси РЗМ є також в Киргизії на родовищі Ак-Тюзе.

США займає третє місце в світі за природними запасами рідкісних земель. Великим родовищем бастнезиту є **Mountain Pass** (шт. Каліфорнія), яке на сьогодні не розробляється. В країні ведуться геологорозвідувальні роботи в штаті Вайомінг на великому родовищі Bear Lodge, в якому містяться всі метали з групи лантаноїдів та ітрій.

В Австралії, у штаті Західна Австралія, є значні запаси рідкісних земель, які зосереджені у важких мінеральних пісках і латеритних ґрунтах. У перспективі в країні планується розробка великого родовища **Mount Weld** (також в штаті Західна Австралія), яке, як вважають, є одним з найбагатших РЗ родовищ в світі. Монацит цього родовища характеризується низькою радіоактивністю. Ймовірні запаси складають тут 1,87 млн. т руди з вмістом 18,39 % РЗО (344 тис. т). В країні ведуться активні геологорозвідувальні роботи на рідкісні землі. Так, компанія **Arafura Resources NL** в штаті Північна Територія, в 135 км на північ від м. Аліс-Спрінгс, виявила мінералізовану зону з вмістом таких РЗМ, як церій, лантан, неодим і празеодим. Загальні запаси РЗМ в руді цього родовища, що зветься **Nolans Bore**, оцінюються в 577 тис. т (в тому числі підтверджених – 332 тис. т, з яких 174 тис. т містяться в багатих мінералах і 158 тис. т – в мінералах з середнім вмістом РЗО).

В Індії значні запаси монациту в мінеральних пісках, залягають в двох південних штатах країни – Керала та Тамілнад. Ще з 1927 року тут видобували монацитвмісні піски, які експортувалися з країни до 1947 року, коли їх вивезення було заборонено.

Запаси монациту на прибережних алювіальних родовищах Бразилії оцінюються в 42 тис. т, а на розсипах – в 40 тис. т. Приморські джерела РЗ зосереджені в основному в штатах Ріо-де-Жанейро (26,7 тис. т), Байя (10,2 тис. т) та Еспіріту-Санту (4,1 тис. т). Розсипні родовища знаходяться в штатах Мінас-Жерайс (24,4 тис. т), Еспіріту-Санту (11,8 тис. т) і Байя (3,5 тис. т).

У Канаді є природні запаси рідкісноземельної сировини в провінціях Саскачеван, Британська Колумбія і Квебек, якими цікавляться деякі геологорозвідувальні і видобувні компанії.

Видобуток РЗМ в світі виріс за період з 1990 р. до 2004 р. майже вдвічі – з 53,2 до 102,0 тис. т. У 2005 р. виробництво різко зросло до 123 тис. т.

Крім названих вище країн, РЗМ видобувають або видобували раніше в Таїланді, Шрі-Ланці, Норвегії, ДР Конго, ПАР.

На території України виявлено кілька сотень пунктів концентрації рідкісних земель у масштабах від родовищ до рудопроявів, які потребують оцінки. Більшість їх розміщена в межах Українського кристалічного щита і на прилеглих площах. У цілому ця велика територія є найбільшою в Європі рідкісно-земельною металогенічною провінцією, в якій наявні прояви зруденіння майже всіх відомих ендегенних та екзогенних рідкісноземельних формацій. У межах цієї провінції розглядаються три райони концентрацій рідкісноземельного зруденіння, у межах яких є родовища і перспективні рудопрояви: Південно-Східний, Північно-Західний і Центральний. Державним балансом запасів корисних копалин враховано Новополтавське родовище апатит-рідкіснометалевих руд (Запорізька область).

У Приазовській частині Українського кристалічного щита відкрито Азовське родовище рідкісних земель, що вивчається. За результатами пошуково-оцінювальних робіт складена попередня техніко-економічна оцінка. У цьому напрямі передбачаються:

- підготовка до дослідно-промислової експлуатації Азовського родовища цирконій-рідкісноземельних руд;

- оцінка ресурсів Шевченківського рудного поля, Анадольського рудопрояву та Христофорівської ділянки;

- здійснення оцінки рідкісноземельних руд у корах вивітрювання Суцано-Пержанської зони;

- геологічна оцінка перспективних ультраметаморфічних комплексів Українського кристалічного щита.

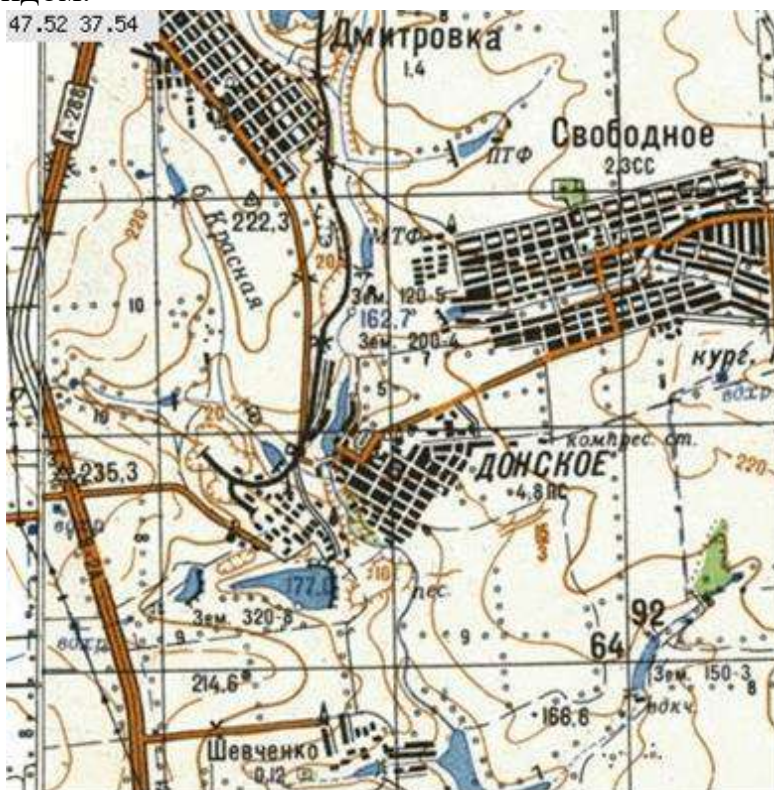
### 1.3. Мазурівське родовище рідкіснометалічних руд в програмі розвитку мінерально-сировинної бази України

Концепцією нарощування мінерально-сировинної бази як основи стабілізації економіки України на період до 2010 року було передбачено «...проведення розвідки Мазурівського родовища тантало-ніобієвих руд з супутнім цирконом і нефеліном..., що знаходиться поблизу Донецького хіміко-металургійного заводу (Донецька область), та супутній видобуток нефеліну із руд Мазурівського рідкіснометалічного родовища» [47]. В програмі «Концепції розвитку гірничо-металургійного комплексу України» освоєння Мазурівського родовища визнано одним із пріоритетних завдань, а хіміко-металургійна фабрика (колишній ДХМЗ) «Маріупольського металургійного комбінату ім. Ілліча» (ВАТ «ММК ім. Ілліча») визначена на той час як базове підприємство для реалізації цієї задачі. У 1999 р., підписавши з Фондом держмайна [48] угоду на використання майна ДХМЗ, ВАТ «ММК ім. Ілліча» створив передумови для нарощування в майбутньому виробництва якісних сталей. На той час завод мав потужності з виробництва легуючих сплавів (феросплавів) на основі рідкісних металів, з виробництва порошків рідкісних металів (цирконію), йодидного рафінування титану та гафнію, виробництва зливків рідкісних металів (ніобію), потужності по виробництву полікристалічного кремнію. Однак ці виробництва простоювали з різних причин, одна з яких – відсутність дешевої сировини [48, 49].

Мазурівське родовище [50] розташоване в межах одного з найбільших виробничо-територіальних комплексів України – Донецькому, – для якого характерна концентрація гірничодобувної, металургійної, хімічної, верстатобудівної та інших видів промисловості, розвинуте сільське господарство. Родовище знаходиться сьогодні в межах земельного відводу Хіміко-металургійного заводу ДУ «НІОХІМ». Практично вся його площа є складовою частиною сформованої інфраструктури заводу. Руди родовища залягають неглибоко, та вже розкриті існуючим (раніше діючим) кар'єром, який на сьогодні частково забудований об'єктами заводу (рис. 1.1).

Мазурівське родовище (фото 1, фото 2) є першим виявленим цирконієвим родовищем України, на якому в процесі проведення пошукових робіт Інститутом геології ВУАН в північній частині Октябрського масиву, під час вивчення порід площинної кори вивітрювання лужноосновних порід, по Мазурівській балці і р. Малий Кальчик виконані перші роботи з пошуку і оцінки пухких цирконових руд верхнього покладу, та встановлено їх промислове значення: середня потужність маріуполітів дорівнювала 7 м, а середній вміст діоксиду цирконію (по 82 аналізах) – 0,4 %. Геологічні запаси руд оцінені в 21 642 тонни (В.П. Амбургер, 1934 рр.) [51].

Ще за 100 років до цього, у 1832 році, гірничий інженер О. Б. Іваницький знайшов у Приазов'ї на відрозі степової річки Кальчик вихід щільної породи кременистих сланців з жовтуватого-бурих мінералом «октаедричної форми» [52]. Мінерал назвали ауербахітом на честь мінералога І. Ауербаха (Москва). Німецький мінералог Ганс Рудольф Герман описав кристали цього мінералу у 1858 р.<sup>2</sup> У 1897 р. академік Єремеев П. В. провів детальне дослідження мінералу та прийшов до висновку, що за всіма своїми властивостями ауербахіт тотожний циркону, є його різновидом.



**Рис. 1.1** – Оглядова карта району: кар'єр на площі Мазурівського родовища

До кінця ХІХ століття вивчення району знахідки носило епізодичний характер та обмежувалося описом мінералів. Місцевість ця неодноразово відвідувалася відомими геологами І. Ф. Леваківським, М. Клеммом, О. В. Гуровим, С. О. Конткевичем, М. О. Соколовим, та іншими.

З 1897 року розпочався другий етап геологічного вивчення району знахідки циркону поблизу села Стрітенки. В цей час геологами Єремеевим П. В., Морозевичем Ю. А., Гінзбергом О. С., Айнберг Л. Ф., Лучицьким В. І., Куплетським В. М., Лебедевим П. І. була складена регіональна

<sup>2</sup> Hans Rudolf Hermann: Ueber einige neue Mineralien 1) Ueber Auerbachit. In: Journal für praktische Chemie. Band 73. Johann Ambrosius Barth, Leipzig 1858, S. 209–212, [doi:10.1002/prac.18580730143](https://doi.org/10.1002/prac.18580730143)

геологічна карта, проведено петрографічне вивчення гірських порід, вивчена мінералогія району [53].

Польський дослідник надр Ю. А. Морозевич у 1897-1909 роках, вивчаючи гірські породи Приазов'я, зокрема, в районі Маріуполя, виділив серед нефелінових сієнітів по балках Валі-Тарама та Мазурівській їх різновид – цирконвмісну породу, яку назвав маріуполітом [54].



**Фото 1.** Мазурівське родовище (вигляд з боку Мазурівської балки)



**Фото 2.** Відвали відходів збагачення руди  
Мазурівського родовища

Швидкий розвиток промисловості країни у 1930-і роки обумовлював необхідність використання різних рідкісних елементів, в тому числі цирконію.

У 1933 році гірничий інженер А.П. Дорофєєв виконав обстеження відомих з літературних джерел вивержених порід Маріупольського району,

та надіслав у Головне геологічне управління Народного комісаріату важкої промисловості докладну записку [55], в якій інформував про результати цього обстеження. Запаси цирконію в породах району він вважав промисловими. Очевидно, ця докладна записка стала приводом для організації геологорозвідувальних робіт Інститутом геології ВУАН по Мазурівській балці, на ділянці, що прилягала до кар'єру Маріупольського силікатного тресту, який з 1929 року видобував тут нефелін для скляної промисловості.

У серпні 1937 року за розпорядженням Всесоюзної контори «Союзредметразведка» була організована централізована Маріупольська геологорозвідувальна партія (керівник – Бистров П. В.), завдання якої на 1937 рік полягало у встановленні масштабу родовища по Мазурівській балці, промислової цінності руд, та підрахунку запасів корисного компоненту в них [56].

До кінця 1937 року партія виконала встановлений план розвідувальних робіт: пройдено 900 пог. м шурфів глибиною до 10 і 20 метрів, більше 600 пог. м свердловин ручного буріння. Для отримання цирконового концентрату П. В. Бистров використав свій досвід роботи на золотих копальнях. Промивку пісків проводили на дерев'яних бутарах, виготовлених на місці. Було отримано 2050 кг цирконового концентрату, а також відібрана технологічна проба руди масою 1250 кг, на якій співробітниками Гиредмет розроблена якісна схема збагачення цирконвмісних руд [57].

Запаси цирконової руди на ділянці по Мазурівській балці були підраховані і затверджені в обсязі 1,85 млн. т по категорії В та 2,66 млн. т – по категорії С<sub>1</sub> [56].

У 1938 році геологорозвідувальні роботи на циркон у Приазов'ї були продовжені, що дало можливість уточнити запаси цирконію на родовищі.

Ці запаси перевищували запаси діоксиду цирконію, визначені у 1937 році, більш, ніж в 2,5 рази [58]. У межах родовища були виявлені декілька перспективних ділянок, що зосереджувались між балками Кошкодіївська, Мазурівська та Деменніківська. Територія родовища, у свою чергу, поділялась на Північну та Південну ділянки, які розвідувались незалежно одна від іншої. На них концентрувались основні обсяги розвідницьких робіт.

Пробна експлуатація цирконового родовища розпочата Волноваською геологорозвідувальною партією у 1938 році. Протягом польового сезону геологорозвідувальна партія попутно з розвідкою займалася видобуванням цирконового концентрату. Видобування здійснювалося головним чином з кар'єру, закладеного у південно-східній частині родовища по Мазурівській балці, у горизонті дрібнозернистих вивітрених (зруйнованих) маріуполітів. Процес збагачення руд здійснювався примітивно: доставлена на промивний пункт руда зсипалася поблизу бутар у кучі, звідки на візках або носилках доставлялася на

бутари, де проводилося її промивання. Після промивання руди одержаний концентрат направлявся на вашгерд. Наступна доводка концентрату здійснювалася на лотках.

У результаті видобувних робіт вже у вересні 1938 року два вагони цирконового концентрату було відправлено першим споживачам – московському заводу «Електросталь» та Харківському інституту вогнетривів. Усього було одержано більше 40 т концентрату з вмістом діоксиду цирконію понад 50 % [58].

В той час головним джерелом цирконію в світі були більш багаті розсипні родовища циркону, або корінні родовища баделеїту. Таким чином, Маріупольське родовище корінних цирконієвих руд освоювалося вперше не тільки в Україні, але й у світовій практиці. Значно збільшувала перспективу родовища та обставина, що нефелін-польовошпатові відходи з успіхом могли бути використані в промисловості, і, крім цього, разом з цирконом з руди могли бути вилучені інші рідкісні мінерали, наприклад, пірохлор, який містить тантал і ніобій [59].

У результаті двох років напруженої роботи геологів країна одержала необхідну кількість запасів циркону для будівництва гірничо-збагачувального підприємства. Був знайдений ряд інших корисних копалин – кобальт, нікель, титан, ніобій, рідкісноземельні елементи; сировина для кам'яного литва, кераміки, лакофарбової промисловості та будівельних матеріалів. Все це ставило питання про комплексне використання усіх багатств цирконового родовища на Мазурівській балці.

На той час вітчизняної технології збагачення циркону ще не було розроблено. Та й саме видобування його проводилося вперше. За кордоном видобування циркону велося тільки з розсипів, і досвіду збагачення корінних руд там також не було. Треба було у стислі строки знайти ефективний метод збагачення приазовських цирконових руд – маріуполітів. Тому до осені 1939 року на березі водоймища збудували дослідну збагачувальну фабрику продуктивністю 10 т руди на добу. За проектом був прийнятий гравітаційний метод збагачення у відсаджувальних машинах та на концентраційних столах із застосуванням магнітної сепарації. До середини вересня 1939 року роботи були вдало завершені і фабрика стала до ладу [60].

У 1939 році одночасно з розвідкою проводилося старательське видобування циркону. Видобуто 14 679 т руди та отримано 21 т концентрату з вмістом цирконію більше 50 % [61]. З другої половини вересня 1939 року доводка концентрату здійснювалася на збагачувальній фабриці, де отримували 95 %-ий цирконовий концентрат [62].

У 1940 році планом передбачалося збільшення видобутку циркону в чотири рази в порівнянні з 1939 роком, але фактично було видобуто лише 20 440 т руди. Всього з початку розробок на родовищі видобуто (на 01.01.1941 р.) 41 119 т руди; середній вміст  $ZrO_2$  – 0,76 % [63]. З супутніх мінералів використовувалися лише польові шпати.

В останньому довоєнному році були проведені підготовчі роботи до широкого розгортання будівництва комбінату. Комплексний технічний проект комбінату, виконаний московським проектним інститутом «Гипроредмет», був готовий вже 1 січня 1941 року [64]. Видобування та збагачення руди відбувалося практично до самої окупації Донбасу німцями [65].

Під час тимчасової німецької окупації України видобування цирконової руди старательським способом та її збагачення на бутарах з листопада 1941 року по вересень 1943 року здійснювало німецьке акціонерне товариство «Ауербач і К<sup>о</sup>».

Після визволення території Волноваського району, вже 23 жовтня 1943 року було підписано наказ Наркома кольорової металургії про відновлення і будівництво Маріупольського цирконового рудника, а в листопаді розпочалися відновлювальні роботи.

З другого півріччя 1945 року було організовано гірничо-збагачувальний цех. Рудоуправління розпочало видобування руди ручним способом, за допомогою кайла та лопати, та отримання цирконового концентрату на бутарах. В цьому році перероблено 4 365 т руди з вмістом 1,26 % діоксиду цирконію, та отримали 41,8 т концентрату з вмістом циркону 76,9 % [66].

1946 році рудоуправління «Маріупольбуд» було по суті невеликим гірничо-хімічним комбінатом з видобувним та переробними цехами: гірничим, збагачувальною фабрикою, цехом знезалізнення, цехом діоксиду цирконію. Рудоуправлінням проводились і старательські роботи.

В цьому році було отримано майже 122 т цирконового концентрату (в т. ч. понад 40 т товарного), близько 33 т знезалізненого концентрату.

Закінчення будівництва основних виробничих цехів в 1947 році та введення їх в експлуатацію створило передумови для росту виробничих потужностей з другого півріччя, та розгортання всієї господарчої діяльності Маріупольського цирконового рудоуправління. Воно стало першою експериментальною базою промисловості рідкісних металів, де розроблялись нові матеріали, відпрацьовувались технології, вівся пошук нових галузей використання цирконієвої продукції. Робота цього рудника, безсумнівно, значно прискорила розвиток цирконієвої промисловості в нашій країні.

У 1945-1948 рр. за результатами геологорозвідувальних робіт Маріупольської партії тресту «Союзспецрозвідка» на Південній та інших ділянках Мазурівського родовища Б.Н.Черновим у звіті [67] зроблений висновок про необхідність подальшого вивчення руд як потенційного джерела ніобію. Матеріали розвідки з підрахунком запасів комплексних циркон-пірохлорових руд були представлені на розгляд ВКЗ (Протокол № 5697 від 24.08.1949 р.).

З 1951 р. геологорозвідувальні роботи на родовищі у Мазурівській балці здійснювалися Волноваською партією Східно-Української експедиції

тресту №1 з метою дорозвідки пухких руд Північної ділянки та флангових частин головного рудного тіла на Південній. У цей же час з метою комплексного використання корисних копалин родовища розпочате системне випробування основних порід на ільменіт. Одержані результати свідчили, що найбільші концентрації ільменіту належать потужній (30-50 м) корі вивітрювання габроїдних порід і коливаються від 10 до 200 кг/м<sup>3</sup>. Міцні основні породи майже не містять ільменіту вище бортових значень. Запаси діоксиду титану на Південній ділянці склали 0,45 млн. т (категорії В+С<sub>1</sub>+С<sub>2</sub>). Запаси діоксиду циркону підраховані по 970 виробках і склали (у тоннах): категорія В – 14 229; категорія С<sub>1</sub> – 36 094 і сумісно з запасами ільменіту затверджені ВКЗ [68].

У 1955-1960 рр. з метою попередньої оцінки запасів міцних руд, встановлення закономірностей розподілу циркон-ніобієвої мінералізації в материнських породах, і виявлення ділянок багатих (більше 0,15 % Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) руд, починається розвідка глибинної будови родовища. У результаті робіт встановлено, що ділянки з високим вмістом ніобію (при вмісті ZrO<sub>2</sub> не менше 0,4 %) з'являються без видимої закономірності і характеризуються невеликими запасами. Балансові запаси по родовищу б. Мазурівська склали (у тис. т): по цирконієвих рудах – категорія В – 3 939,2; категорія С<sub>1</sub> – 34 703,2 при середньому вмісті діоксиду цирконію відповідно – 0,51 % і 0,44 %. Запаси ніобієвих руд по категорії С<sub>1</sub> склали 27 443,7 тис. тонн при вмісті пентаоксиду ніобію – 0,1% [69].

В кінці 50-х та початку 60-х років минулого століття нефелінові породи Мазурівського родовища стали вивчатися як можлива сировинна база алюмінієвої промисловості. Роботи проводилися науковими установами АН УРСР. На жаль, отримати кондиційний нефеліновий концентрат, який відповідав би вимогам промисловості для виробництва глинозему, не вдалося [70].

У 1980-1981 рр. Приазовською ГРЕ продовжені геологорозвідувальні роботи на Мазурівській ділянці. Цільове призначення робіт – вивчення можливості використання руд як комплексної нефелін-польовошпат-ніобій-тантал-цирконової сировини, та розробка принципової схеми збагачення з отриманням селективних пірохлорових та цирконових товарних концентратів. На родовищі було пробурено 13 свердловин, виконане збагачення однієї технологічної проби. Одержаний чорновий пірохлор-цирконовий концентрат містив у собі Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 2,3-4,2 % і ZrO<sub>2</sub> – 9,6-12,5 % при вилученні відповідно (67-70) і (74-84) % і виході від руди – 3,5 і 5 % [71].

У період 1981-1983 рр. у межах родовища були виконані пошуково-оціночні роботи (Коваль О.М., 1984), головною метою яких було виявлення та оцінка площ з промисловим вмістом рідкісних металів на глибинах до 300 м, прогноз рідкіснометалічного зруденіння на глибину до 500 м, а також продовження технологічних досліджень по збагаченню руд. В результаті проведених робіт, пробуреними до глибини 300 м

свердловинами, були розкриті чотири поклади продуктивних лужних порід. Встановлено, що розподіл корисних компонентів в них вкрай нерівномірний як за простяганням, так і за потужністю рудних тіл. Ресурси родовища підраховані методом геологічних блоків до глибини 300 м категорії P<sub>1</sub> і P<sub>2</sub>. За результатами робіт були складені ТЕМ, які підтвердили доцільність проведення попередньої розвідки. За даними ТЕМ відробку першого тіла родовища протягом 10-12 років передбачалось провести відкритим способом, а другого–четвертого тіл – підземним. Також був вивчений речовий склад руд, для чого відібрано 5 проб. За технологічними властивостями були виділені два типи руд: пірохлорові і пірохлорцирконові. Збагачення пірохлорових руд дозволяло одержувати відповідний концентрат з вмістом (Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>+Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) на рівні 38,4 % при вилученні 32,4 % і виході 0,19 % із руди. При збагаченні пірохлорцирконових руд одержували цирконовий концентрат з вмістом ZrO<sub>2</sub> 60 %, вилученні 70 % і виході 0,6 %; пірохлоровий концентрат мав вміст (Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>+Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) на рівні 38,6 %, вилучення 23,5 % і вихід 0,14% від початкової маси руди. Результатами робіт рекомендовано провести попередню розвідку родовища [72].

У 1984-1991 рр. виконана попередня розвідка (Коваль О.М., 1991). Її мета – оцінка масштабів Мазурівського рудного вузла, встановлення якості і технологічних властивостей руд, гірничотехнічних умов майбутньої експлуатації родовища. Об'єктом дослідження розвідки став весь Мазурівський рудний вузол – північно-східний блок основних-ультраосновних порід у цілому. Об'єктом оцінки – окремі ділянки (блоки) рудного вузла, а також продуктивні поклади та тіла в їхніх межах. У процесі робіт сформована щільність розвідницької мережі склала 400x400 – 200x200, у дослідному блоці 100x100 м. Свердловинами було розкрито 16 продуктивних покладів до глибини 600 м. Виявлено та оконтурено 44 рудні тіла потужністю від перших десятків метрів до 78,3 м. Усього в межах рудних тіл рудного вузла виявлено 754 промислово цінні ділянки при 270 ділянках бідних руд. Підраховані запаси по категорії С<sub>1</sub> та С<sub>2</sub>, Р<sub>2</sub> [73].

Також при попередній розвідці проводився широкий комплекс випробувальних робіт. Особлива увага була привернута до розробки схеми збагачення руд. Розроблена Інститутом мінеральних ресурсів (ІМР, м. Сімферополь) технологічна схема дозволила значно підвищити концентрацію металів у рудах, що надходять на дільницю переробки рідкісних металів, і забезпечила істотне покращення комплексності переробки сировини. Товарною продукцією були визначені флуорантатат калію, технічний пентаоксид ніобію для виробництва фероніобію, цирконовий концентрат, нефеліновий і польвошпатовий концентрати різних марок, щебінь і будівельний пісок. Вперше виділено Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> і Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> у ніобієвий і танталовий продукт.

У ТЕД розглянуто чотири варіанти технологічної схеми збагачення руд і чотири варіанти відпрацювання родовища. Структурна побудова всіх схем однакова: на початку руда проходить попереднє збагачення у важких суспензіях (схема 1), відсадкою (2), комбінованим способом (3), або рентгенорадіометрією (схема 4). З легкої фракції вилучають польовошпатові, нефелінові, нефелін-польовошпатові продукти. Важка (або активна) фракція, що містила метали, об'єднувалась з класом – 0,5 мм і збагачувалась для вилучення пірохлору і циркону за гравітаційно-магнітно-флотаційною схемою. В результаті отримували кондиційний цирконовий концентрат, пірохлорові гравітаційний (20 %) і флотаційний (3,5-4,0 %) продукти, а також магнетитовий та ільменітовий концентрати. Пірохлорові продукти могли бути об'єднані і перероблені гідрометалургійними методами на технічний пентаоксид ніобію, або реалізовані без переробки в чорній металургії. Перспективними і конкуруючими визнані перша і четверта схеми при відкритому способі відробки родовища. Рентабельність підприємства при оптимальному варіанті складала 21,3 % [74].

На підставі технологічного регламенту, розробленого відділом збагачення комплексних руд Донецької дослідно-методичної експедиції ІМР (м. Донецьк), був складений ТЕД тимчасових кондицій на детальну розвідку Мазурівського родовища [75]. Виходячи з гірничотехнічних умов, в ТЕД розглянуті підземний і відкритий способи розробки Мазурівського родовища. В результаті рекомендовано при наявності чітких контактів з вмісними породами підрахунок запасів руд робити в їх геологічних контурах, без визначення бортового вмісту. Це простий метод підрахунку запасів і найбільш вірогідний спосіб відпрацювання родовища. В усіх варіантах оцінки були розглянуті технологічні схеми, передбачені технологічним регламентом. На підставі геолого-економічної оцінки варіантів ТЕД виділена перспективна ділянка родовища і на основі тимчасових кондицій в межах запроектованого кар'єру з запасами категорії С2 був виділений найбільш підготовлений блок для проведення детальної розвідки.

У період 1994-2003 рр. на Мазурівському родовищі проведена детальна розвідка (Стрекозов С.М., Галицький В.В., 2003) найбільш перспективної ділянки, розташованої в західній частині родовища по розвідувальній мережі 50x50 м [76].

З метою проведення подальших досліджень фахівцями Приазовської комплексної геологічної партії КП «Південукргеологія» на Мазурівському родовищі у 2004 році була відібрана спеціальна репрезентативна проба корінних польовошпат-рідкіснометалічних руд для подальших технологічних досліджень. Проба складалася з керну трьох свердловин, які повністю перетинали перший та другий рудні поклади родовища. Основними напрямками подальших досліджень стали: проведення

комплексної геологічної, технологічної, економічної оцінки руд Мазурівського родовища.

У вирішенні даної проблеми взяли участь: Інститут геологічних наук НАН України, Приазовська КГП КП «Південукргеологія», Інститут металофізики ім. Курдюмова НАН України, ФГУП «Гиредмет» (Москва), УЩПТ «Геос-XXI сторіччя» [77, 78]. Виконаний значний обсяг робіт: вивчено та проаналізовано напрацьований геологічний матеріал за даними геологічних зйомок та пошуково-розвідувальних робіт, літературних та фондових джерел, кернавого матеріалу; проведений комплексний металогенічний аналіз для визначення та систематизації факторів розвитку та локалізації рідкіснометалевого зруденіння; розглянуті закономірності розміщення і формування рудних тіл, морфологія, речовинний склад, гірничо-геологічні і гірничотехнічні умови відпрацювання родовища; проведено геолого-економічну оцінку потенціалу родовища; здійснено аналіз технології комплексної переробки корінних руд Мазурівського родовища. Виконувалися лабораторно-технологічні дослідження руд для покращення показників їх збагачення. Визначалися основні кондиції комплексних руд та геолого-економічні параметри їх промислового освоєння. Розроблялися цифрові поуступні моделі Мазурівського родовища, які забезпечують оптимальний алгоритм його промислового освоєння. Враховувалися геолого-екологічні наслідки розробки Мазурівського родовища.

На першому етапі вивчення породи Мазурівського родовища розглядалися як утворення, що містять два рудних типи: цирконієві руди лужного комплексу та ільменітові руди основних і ультраосновних порід. Серед руд лужного комплексу виділено пухкі, змішані та щільні.

Пухкі руди корінних лужних порід родовища окрім цирконію, містили ніобій, тантал. Через відсутність економічної технологічної схеми збагачення останні метали не вилучали, а разом з нефелін-польовошпатовими хвостами (99 % від початкового об'єму руди) у вигляді шламів відправляли у відвали, де складували. Всього було перероблено близько 2,0 млн. т. руди. Родовище експлуатувалось до 1967 року, коли з появою більш дешевої сировини – концентратів Вільногірського гірничо-металургійного комбінату – воно було законсервоване.

У 1992 році Укргеолбуд (м. Київ) провело геологічну розвідку відвалу відходів збагачення з метою оцінки їх придатності для використання у виробництві скла і кераміки. Відвали містять: нефелін, польові шпати, пірохлор, рідкіснометалеві та рідкісноземельні елементи [79]. В ньому міститься, %: 58-63 SiO<sub>2</sub>; 20-22 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 10-13 K<sub>2</sub>O+Na<sub>2</sub>O; 0,2-0,3 ZrO<sub>2</sub>; 0,08-0,15 Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 0,006 Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

У 2003-2004 рр. ДРГП «Донецькгеологія» провело оцінку запасів відходів, та апробацію їх в ДКЗ України (Ігнатович Л. І., 2005). Запаси польовошпатової сировини у хвостосховищі попередньо оцінені в 828 тис. т, та затверджені ДКЗ України в 2005 році [80].

У 2017 році ТОВ «Азов-Мінералтехніка» здійснило переоцінку запасів польвошпатової сировини на техногенному родовищі – східній ділянці сховища відходів збагачення вивітрених руд Мазурівського родовища. Протоколом № 4176 ДКЗ України апробовані запаси польвошпатових пісків в кількості 825 тис. т [81].

Національним гірничим університетом (м. Дніпро) за участю фахівців ВАТ «ММК ім. Ілліча» було розроблено технологію переробки відходів з отриманням нефелін-польвошпатового концентрату, а також супутньо – цирконового концентрату та пірохлорового промпродукту. В результаті отримано польвошпатовий концентрат з вмістом  $Fe_2O_3$  в межах 0,3-0,5 %, чорновий цирконовий концентрат та колективний промпродукт ( $Nb_2O_5+Ta_2O_5+ZrO_2$ ). Більш глибоке очищення польвошпатового концентрату від заліза було на той час неможливим [82].

### *Література до розділу 1:*

1. Крамаренко С.А. Перспективы комплексного решения проблемы редкометальной и полупроводниковой сырьевой базы ХМФ ОАО «ММК им. Ильича» / С. А. Крамаренко, Л. В. Шпилевой, Ю. В. Трубицин // Благородные и редкие металлы. – Донецк: ДонНТУ, ООО «Норд Компьютер», 2003. – С. 106-108.
2. Стрекозов С. Н. Перспективы геолого-промышленной переоценки месторождений и рудопроявлений редких металлов и редких земель Приазовья в новых экономических условиях / С. Н. Стрекозов, Н. А. Козарь, В. В. Груба // Сучасні економічні можливості розвитку та реалізації мінерально-сировинної бази України і Росії в умовах глобалізації ринку мінеральної сировини / За ред. Л. С. Галецького – К.: Ін-т геол.наук НАН України, СПД Москаленко, 2005. – С. 259-261.
3. Чернієнко Н. М. Геолого-економічні критерії комплексного освоєння Мазурівського родовища польвошпат-нефелін-рідкіснометалевих руд Приазов'я / Н. М. Чернієнко // Геолог України, 2008. – № 3. – С. 32-43.
4. Шпильовий Л.В., Білецький В.С. Історія маріупольського цирконового рудоуправління // Маріупольський краєзнавчий вісник. 2020 р. Матеріали регіональної наукової конференції «Маріуполь у краєзнавчому вимірі», присвяченої 100-річчю Маріупольського краєзнавчого музею, Маріуполь, 7 лютого 2020 р. – Херсон, 2020. – С. 132-137.
5. Гурский Д. С. Металлические и неметаллические полезные ископаемые Украины. Т. 1 / Д. С. Гурский, К.Е. Есипчук, В. И. Калинин. – Львов: Центр Европы, 2005. – 785 с.
6. Бойко В. С. Мазуровское редкометальное месторождение в стратегии развития Мариупольского металлургического комбината им. Ильича / В. С. Бойко, В.В. Климанчук, Е. С. Нечепуренко, С. А. Крамаренко, Л. В. Шпильовий // Горный журнал. – 2002. – № 11-12. – С. 33-36.

7. Черниенко Н.Н. Геолого-технологические особенности освоения Мазуровского месторождения Приазовья / Н.Н. Черниенко // Геологический журнал. – 2006. – № 2-3. – С. 191-197.
8. Черниенко Н. Н. Мазуровское месторождение редкометальных нефелин-полевошпатовых руд – проблемы и перспективы освоения / Н.Н. Черниенко // Сучасні економічні можливості розвитку та реалізації мінерально-сировинної бази України і Росії в умовах глобалізації ринку мінеральної сировини / Під ред. Л. С. Галецького. – К.: Ін-т геол. наук НАН України, СПД Москаленко, 2005. – С. 280-286.
9. Галецький Л. С., Чернієнко Н. М., Романюк Л. С., Стрекозов С. М., Бородиня Б. В. та ін. Прогнозна геолого-економічна оцінка флангів та глибоких горизонтів рідкіснометалевих і рідкісноземельних родовищ Приазов'я з метою нарощування їх мінерально-сировинного потенціалу (2007-2009 рр.): Звіт про НДР / ІГН НАН України. – № 0107U007392. – К., 2009. – 164 с.
10. Рубанов И. Базовые элементы. URL: [http://www.expert.ru/printissues/expert/2010/44/bazovue\\_elementy/](http://www.expert.ru/printissues/expert/2010/44/bazovue_elementy/)
11. Галецький Л. С. Роль мінеральних ресурсів України в преодолении кризисних явлених в економіці / Л. С. Галецький, Н.Н. Черниенко // Розвиток продуктивних сил України: від В. І. Вернадського до сьогодні: Матеріали міжнар. наук. конф. – Київ, 20 березня 2009 р.: В 3-х ч. – К.: РВПС України НАН України, 2009. – Ч. 2. – С. 87-90.
12. Галецький Л.С. Зміна ролі і значення мінерально-сировинного потенціалу України в сучасних умовах / Л. С. Галецький, Є. О. Яковлев, Н. М. Чернієнко // Національна безпека: український вимір: Наук. зб. – К.: Ін-т пробл. нац. безпеки, К., 2009. – Вип. 4(23). – С. 32-38.
13. Зеликман А. Н., Коршунов Б. Г., Елютин А. В., Захаров А. М. Ниобий и тантал. – М.: Металлургия, 1990. – 296 с.
14. Шпильовий Л. В., Білецький В. С., Шпильовий К. Л. Збагачення ніобієвих руд (монографія) / За ред. В. С. Білецького. – К.: Видавництво ФОП Халіков Р. Х., 2021. – 160 с.
15. Эпштейн Е. М., Усова Т. Ю., Данильченко Н. А. и др. Ниобий России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы // Минеральное сырьё: Серия геолого-экономическая. – М.: Изд. ВИМС, 2000. – № 8. – 103 с.
16. Елютин А.В., Чистов Л.Б., Эпштейн Е.М. Проблемы освоения минерально-сырьевой базы ниобия // Минеральные ресурсы России. – М., 1999. – № 3.– С. 22–29.
17. Controls on the concentration of zirconium, niobium, and the rare earth elements in the Thor Lake rare metal deposit, Northwest Territories, Canada / E.R. Sheard, A.E. Williams Jones, M. Heiligmann, C. Pederson, D.L. Trueman // Economic Geology. – 2012. – V. 107. – No 1. – P. 81–104. DOI: 10.2113/econgeo.107.1.81.

18. Афанасьев Б. В., Бичук Н. И., Дайн А. Д., Жабин С. В., Каменев Е. А. Минерально-сырьевая база Мурманской области // Минеральные ресурсы России. – 1997. – № 3. – С. 2–5.
19. Aгaxa niobium mine, Mining magazine, 1982. – vol. 147. – № 2. – P. 134–147.
20. Минеральное сырье. Ниобий и тантал / Справочник. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 1998. – 63 с.
21. Боярко Г. Ю. Динамика мирового производства и товарных потоков ниобиевого сырья // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2019. – Т. 330. – № 10. – С. 216–229.
22. Genesis of the Bayan Obo Fe-REE-Nb formation in Inner Mongolia, North China Craton: a perspective review / X. Yang, X. Lai, F. Pirajno, Y. Liu, L. Mingxing, W. Sun // Precambrian Research. – 2017. – V. 288. – P. 39–71. DOI: 10.1016/j.precamres.2016.11.08.
23. Geology, geochemistry and genesis of the Bonga carbonatite type niobium deposit, Angola / Y. Zhang, X. Gu, Y. Peng, L. Zheng, Y. Zhang, H. Gao, S. Dong // Earth Science Frontiers. – 2014. – V. 21. – No 5. – P. 50–68. DOI: 10.13745/j.esf.2014.05.006.
24. Steenfelt A. High technology metals in alkaline and carbonatitic rocks in Greenland: recognition and exploration // Journal of Geochemical Exploration. – 1991. – V. 40. – No 1. – 3. – P. 263–279. DOI: 10.1016/0375–6742(91)90042 S.
25. Khster D. Granitoidhosted Ta mineralization in the Arabian Nubi an Shield: Ore deposit types, tectonometallogenic setting and petrogenetic framework // Ore Geology Reviews. – 2009. – V. 35. – No 1. – P. 68–86. DOI: 10.1016/j.oregeorev.2008.09.08.
26. Шеремет Е. М., Кривдик С. Г., Стрекозов С. Н. Перспективы обнаружения месторождений редкоземельного оруднения нового типа в Приазовье Украинского щита / под ред. акад. НАН Украины Пономаренко А. Н. / Институт геохимии, минералогии и рудообразования им. Н.П. Семеново НАН Украины. - Харьков: ФЛП Мезина В. В., 2017. – 244 с.
27. Шраменко И. Ф., Стадник В. А., Осадчий В. К. Геохимия карбонатитов Украинского щита. – К.: Наук. Думка, 1992. – 212 с.
28. Кривдик С. Г., Ткачук В. И. Петрология щелочных пород Украинского щита / Кривдик С. Г., АН УССР. Ин-т геохимии и физики минералов. – К.: Наукова думка, 1990. – 408 с.
29. Волкова Т. П., Попов Р. В. Особенности размещения тантал-ниобиевого оруднения в Октябрьском массиве / Благородные и редкие металлы: Труды Четвертой международной конференции «Благородные и редкие металлы. БРМ–2003», Донецк, 22–26 сентября 2003. – Донецк, 2003. – С. 186–188.

30. Коваль Е. М., Стрекозов С. Н., Загнитко В. Н., Луговая И. П. Карбонатные породы Октябрьского щелочного массива (Украинский щит) // Изв. АН СССР. Сер. Геол. – 1981. – № 7. – С. 128–133.
31. Шпилевой Л., Шпилевой К. Подъем после спада // Металл, 2003. – № 1. – С. 63-67.
32. Кудрин В. С., Рожанец А. В., Чистов Л. Б. и др. / Тантал России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы. «Минеральное сырье», серия геолого-экономическая, № 4. – М.: ВИМС, 1999. – 90 с.
33. Войновський А. С., Гурський Д. С., Калінін В. І., та ін. Провідні рудно-формаційні типи ендегенних родовищ кольорових рідкісних та благородних металів докембрію України // Мінеральні ресурси України. – 2002. – № 3. – С. 6–10.
34. Ісаков Л. В., Бобров О. Б., Стрекозов С. М. Перспективи Західного Приазов'я на рідкісні метали та кварц-польовошпатову сировину, пов'язані з пегматитами // Сучасні економічні можливості розвитку та реалізації мінерально-сировинної бази України і Росії в умовах глобалізації ринку мінеральної сировини / Під ред. Л. С. Галецького. – К.: Ін-т геол наук НАН України, СПД Москаленко, 2005. – С. 135-138.
35. Загнітко В. М. Генетичні типи та масштаби рідкіснометалевого зруденіння в ендегенних формаціях України / В. М. Загнітко, М. В. Матвійчук, С. Г. Кривдік // Сучасні економічні можливості розвитку та реалізації мінерально-сировинної бази України і Росії в умовах глобалізації ринку мінеральної сировини / За ред. Л. С. Галецького. – К.: Ін-т геол наук НАН України, СПД Москаленко, 2005. – С. 103-108.
36. Быховский Л. З., Зубков Л. Б., Осокин Е. Д. Цирконий России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы. «Минеральное сырье». Серия геолого-экономическая, № 2. – М.: Изд. ВИМС, 1998. - 120 с.
37. Бочай Л. В. Цирконий, гафний (геолого-экономический обзор) / Л. В. Бочай. – К., 1999. – 100 с. (Препр. / Госкомгеологии Украины. ГПП «Геоинформ»).
38. Цимбал С. Н., Полканов Ю. А. Минералогия титано-циркониевых россыпей Украины. – К.: Наукова думка, 1975. – 247 с.
39. Паспорт Мариупольского месторождения циркона. Фонды ДНВП «Геоинформ». – Инв. № 7917. – 1950. – 13 с.
40. Зеликов М. А., Зубков Л. Б., Сафронов Е. К. и др. Опыт работы ВДГМК по комплексному использованию сырья / М.: Цветметинформация, Гиредмет, 1973. – 84 с.
41. Быховский Л. З., Зубков Л. Б. Титан России: состояние, проблемы развития и освоения минерально-сырьевой базы. – М., 1996. – 47 с.
42. Белоус Я. Т. Титан (геолого-экономический обзор) / Я. Т. Белоус. – К., 1998. – 48 с.

43. Бочай Л. В., Гурський Д. С., Веселовський Г. С., Лазуренко В. І. Головні геолого-промислові типи титанових і цирконієвих розсипних родовищ України та умови їх утворення // Мінеральні ресурси України. – 1998. – № 3. – С. 10-13.
44. Надтока М. Титанова галузь України – прихований потенціал розвитку країни / Огляд цін // 2021. – № 2(292).
45. Металлиды. В. С., Гурский Д. С. Титан Украины // Мінеральні ресурси України. – 2009. – № 3. – С. 11-17.
46. Кудрин В. С., Усова Т. Ю., Чистов Л. Б. и др. / Редкоземельные металлы России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы. «Минеральное сырье». Серия геолого-экономическая, № 3. – М.: ВИМС, 1999. – 72 с.
47. Иващенко В., Дрожжев В. Море возможностей в использовании редкоземельных металлов // Металл, 2001. – № 8. – С. 37-40.
48. Постанова ВР України. Закон України № 3458–IV від 22 лютого 2006 року «Про затвердження загальнодержавної програми розвитку мінерально-сировинної бази України на період до 2010 року». <http://zakon.rada.gov.ua/cgi-bin/laws/main.cgi?nreg=3458-15>.
49. Бойко В. С. Мазуровское редкометалльное месторождение в стратегии развития Мариупольского металлургического комбината им. Ильича / Бойко В. С., Нечепуренко Е. С., Климанчук В. В., Крамаренко С. А., Шпилевой Л. В. // Горный журнал. – 2002. – № 11-12. – С. 33-36.
50. Фоций Н. В. Создание в Донецком регионе промышленной базы по получению редких металлов и редких земель / Н. В. Фоций, Н. А. Козарь, С. Н. Стрекозов // Рідкісні метали України – погляд у майбутнє / Під ред. Л. С. Галецького. – К.: Ін-т геол. наук НАН України, «Карбон Лтд», 2001. – С. 105.
51. Стрекозов С. Н., Галицкий В. В. Отчет о результатах детальной разведки Мазуровского месторождения комплексных полевошпат-нефелин-циркон-тантал-ниобиевых руд, проведенной в 1994-2003 гг.: Отчет о НИР / ПГРЭ КП «Южукргеология». – Волноваха, 2003. – 256 с.
52. Амбургер В. П. Краткий предварительный отчет о работе цирконовой партии Института Геологии ВУАН за 1934г.: Отчет / Геоинформ. – № 3251. – 2 с.
53. Иваницкий И. Геогностическое описание Мариупольского округа // Горный журнал. – 1833. – Кн. X. – С. 49-90.
54. Эльтеков В. И., Калафати Л. В. Отчет по геолого-поисковым и разведочным работам на Мариупольском цирконовом месторождении за 1938 г.: Отчет о НИР / Л. – 1939. / Геоинформ. – № 3250. – 252 с.
55. Морозевич И. А. Об одном крайнем члене семейства сиенитов – мариуполите – и связанных с ним породах Мариупольского уезда // Записки Импер. С-Петербур. минерал. об-ва., протокол № 6 от 16.10 1901 г. – СПб., 1902. – Вторая сер., т. XXXIX. – С. 44-51.

56. Дорощев А. П. Промышленные месторождения циркона в СССР // Геоинформ. – № 3247. – 1 с.
57. Быстров П. В. Отчет по геологоразведочным работам на Мариупольском месторождении циркона 1937-39 гг. // Геоинформ. – инв. № 3245. – 106 с.
58. Нестеров И. М. Отчет по теме № 11. Разработка качественных схем обогащения цирконосодержащих руд и песков. – М., 1938 г. // Геоинформ. – № 3246. – 36 с.
59. Протокол № 1289 заседания ЦКЗ по вторичному рассмотрению материалов и утверждению запасов цирконовых руд на участке балки Мазуровой Мариупольского месторождения Сталинской обл. от 14.04.1939 г. // РГФ. – № 81067. – 3 с.
60. Шпилевой Л. В., Шпилевой К. Л. История открытия и освоения Мариупольского цирконового месторождения // Разведка и охрана недр. – М.: Недра, 2006. – № 4. – С. 37-42.
61. Миронов С. Строительство цирконового комбината // «Социалистический Донбасс», № 138/2371, 17 июня 1940. – С. 2.
62. Подгорный А. Г. Отчет по геологоразведочным работам и эксплуатационной разведке Ждановского цирконового рудоуправления за 1949 г. – Волноваха, 1949 г. // Геоинформ. – № 7917. – 94 с.
63. Калафати Л. В. Отчет по геологической съемке и поисково-разведочным работам на мариупольских цирконовых месторождениях за 1939 г. - Л., 1940 г. // Геоинформ. – № 6398. – 311 с.
64. Сведения о состоянии запасов циркона на 01.01.1941 г. Формы 1-6 по Мариупольскому цирконовому месторождению на 01.01.1941 г. / Игнатов Н. А. // Геоинформ. – № 3248. – 9 с.
65. РГАЭ. - Ф. 7794, оп. 5. - Ед. хр. 107. - С. 76.
66. РГАЭ. - Ф. 7794, оп. 5. - Ед. хр. 229. - С. 5.
67. Чернов Б. И. Отчет о геолого-поисковых, разведочных и ревизионных работах, проведенных в районе Октябрьского щелочного массива Мариупольской партией в 1945-1948 годах. – Жданов, 1949. – 180 с.
68. Романова Н. Ф., Царовский И. Д., Калашников Е. К., Коваленко М. А. Протокол ВКЗ № 7708 от 20.10.1952 г.
69. Калашников Е. К. Подсчет запасов циркония по Ждановскому месторождению (по состоянию разведки на 1.04.1955 г.: Отчет / ПГРЭ КП «Южкргеология». – Волноваха, 1955. – 126 с.
70. Бойчук М. Д. Отчет о поисковых и разведочных работах на алюминиевые руды, проведенные Приазовской ГРЭ в 1960 г.: Отчет / ПГРЭ КП «Южкргеология». – Волноваха, 1961. – 204 с.
71. Коваль Е. М., Павлюченко Р. А., Стрекозов С. Н. и др. Отчет о результатах общих поисков редких металлов на Октябрьском массиве, проведенных в 1980-1981 гг.: Отчет / ПГРЭ КП «Южкргеология». – Волноваха, 1981. – 261 с.

72. Коваль Е. М., Павлюченко Р. А., Стрекозов С. Н. и др. Отчет о результатах поисков редких металлов в зоне восточного контакта Октябрьского массива в 1981-1983 гг.: Отчет / ПГРЭ КП «Южкргеология». – Волноваха, 1983. – 282 с.
73. Коваль Е. М., Павлюченко Р. А., Стрекозов С. Н. и др. Отчет о результатах предварительной разведки Мазуровского месторождения редких металлов, проведенной в 1984-1991 гг. с подсчетом запасов на 01.01.1991 г.: Отчет / ПГРЭ КП «Южкргеология». – Волноваха, 1991. – 344 с.
74. Гамалинский А.И., Фрикова З.С., Ивашутин Д.Д., и др. Изучить потребность в основном и попутном сырье руд Октябрьского массива, экономику, опыт добычи и переработки подобного сырья на предприятиях-аналогах: Отчет по титулу 47-97.2. – ИМР. – Донецк, 1988. – 250 с.
75. Гамалинский А.И., Ивашутин Д.Д., Фрикова З.С. и др. Техно-экономический доклад о целесообразности детальной разведки на Мазуровском месторождении с обоснованием временных кондиций: Отчет о НИР / ИМР. – Симферополь. – 1990. – 242 с.
76. Стрекозов С.Н., Галицкий В.В. Отчет о результатах детальной разведки Мазуровского месторождения комплексных полевошпат-нефелин-циркон-тантал-ниобиевых руд, проведенной в 1994-2003 / ПГРЭ КП «Южкргеология». – Волноваха, 2003. – 256 с.
77. Галецький Л.С., Чернієнко Н.М., Когон Л.С. та ін. Геологічне обґрунтування раціонального видобування рідкісних металевих руд на Азовському та Мазурівському родовищах Приазов'я, 2004-2006: Звіт про НДР / ІГН НАН України. – № 0104V006533. – Київ. – 2006. – 109 с.
78. Исследование и разработка технологии комплексной переработки коренных руд Мазуровского месторождения с получением полевошпатового и цирконового концентратов, технических оксидов редких металлов, РЗЭ технической чистоты и сырья для производства поликремния: Техн. отчет о НИР по договору № 4135 от 11.09.2003 / ФГУП «Гиредмет», УИЦПТ «Геос-XXI столетие», ОАО «ММК им. Ильича». – Киев – Москва. – 2004. – 164 с.
79. Баранова Е.М. Про результати попередньої оцінки відходів збагачення нефелінових сієнітів Донського родовища (Мазурівська балка) Волноваського району Донецької області для використання їх у скляній промисловості: Звіт про ГРР / ГКГЕ "Укргеолстром". – № М-37-П. – К., 1993. – 73 с.
80. Ігнатович Л.І. Розвідка відвалів збагачення Мазурівського рідкіснометалевого родовища: Звіт про ГРР / ДДРГП «Донецькгеологія». – Кн. 1. – Артемівськ, 2004. – 85 с.
81. Шпильовий Л.В. Попередня геолого-економічна оцінка (переоцінка) запасів верхнього горизонту (пісків) Східної ділянки сховища відходів збагачення вивітрилих руд Мазурівського рідкіснометалічного

родовища (станом на 01.08.17): Звіт про НДР / ТОВ «Азов-Мінералтехніка». – Кн. 1. – № держ.реєстр. У-17-282/1, інв. № 65874. – Волноваха, 2018. – 244 с.

82. Мостика Ю.С., Шпилевой К.Л., Шпилевой Л.В. Комплексная технология переработки отходов обогащения циркониевых руд / Современные методы комплексной переработки руд и нетрадиционного минерального сырья: Материалы международного совещания «Плаксинские чтения – 2007». – Ч. 1. 1-7 октября 2007 г. // Апатиты: Издательство КНЦ РАН, 2007. – (РЖ, № 1, 2008) – С. 200-204.

## РОЗДІЛ 2. СТАН І ПЕРСПЕКТИВИ ВИКОРИСТАННЯ МІНЕРАЛЬНО-СИРОВИННИХ РЕСУРСІВ МАЗУРІВСЬКОГО РОДОВИЩА

### 2.1. Основні корисні копалини Мазурівського родовища нефелінових сієнітів і їх аналоги в країнах світу

Нефеліновий сієніт – магматична лужна гірська порода, яка складається із польового шпату (65-70 %), нефеліну, інших фельдшпатоїдів (близько 20 %), та незначної кількості кольорових мінералів – біотиту, лужного піроксену і амфіболу. Іноді в породі міститься плагіоклаз. За вмістом мінералів і структурою розрізняють велику кількість різновидів нефелінового сієніту.

Мазурівське комплексне родовище руд рідкісних металів генетично пов'язане із маріуполітами, альбітитами, альбітизованими сієніт-пегматитами, які утворюють у нефелінових сієнітах плито- й жилоподібні тіла, об'єднані в рудні поклади потужністю від 1 до 79 м. Руди відносяться до промислового типу комплексних пірохлор-цирконових руд. Рудні мінерали-концентратори: пірохлор, циркон, присутні ферсманіт, ільменорутит, колумбіт. Максимальні концентрації рудних мінералів спостерігаються в маріуполітах, де вміст пентаоксиду ніобію становить 0,013 – 1,280 %, танталу – 0,006-0,1380 %, цирконію – 0,01-3,77 % [1].

У залежності від прийнятої технології збагачення руд, ступеню комплексної переробки, та глибини переробки сировини, проміжних продуктів і чорнових концентратів Мазурівське родовище може бути джерелом таких металів, як цирконій, гафній, ніобій, тантал, титан у вигляді концентратів, оксидів, хімічних сполук, металічних порошків та зливків, а також неметалічних корисних копалин – нефеліну, польового шпату, біотиту, егірину.

Розглянемо стан і перспективи використання кожного з цих видів потенційної продукції в економіці країни.

Польовошпатові сировина має велике значення для багатьох галузей сучасної промисловості. Використання польових шпатів у промисловості зумовлене їх властивістю плавитися при відносно низьких температурах з утворенням скла, а разом з іншими компонентами (каоліном, кварцом та ін.) давати після сплавлення щільний білий черепок, який просвічується, та зветься порцеляною (фарфором). Тому основна галузь застосування польових шпатів – це керамічна і скляна промисловість, в яких вони є одним з найважливіших компонентів керамічних мас, шихт скла, поливи та емалі. Польовошпатові сировина знаходить застосування також у будівельній (наповнювачі сухих будівельних сумішей), електротехнічній (виробництво електроізоляторів), порцеляновій промисловості. У менших обсягах вона використовується в ливарній, абразивній, хімічній та

електронній промисловості, виробництві зварювальних електродів, радіотехнічній, оптичній та деяких інших галузях.

Останні роки в світі спостерігається тенденція стабільного зростання видобутку і споживання польовошпатової сировини (3-5 % на рік). На сьогодні світові обсяги виробництва польовошпатових матеріалів досягли 25 млн. т.

Туреччина є головним світовим експортером польовошпатової сировини (річний обсяг експорту – 4,0-4,2 млн. тонн). Китай, Індія, Таїланд, Іран, Франція, Італія, Німеччина і Чехія щорічно експортують по 100-700 тис. тонн; Іспанія, Норвегія, Австралія і Росія – по 50-100 тис. тонн польового шпату [2].

Найбільшим імпортером цієї сировини є Італія – до 2,0 млн. тонн, хоча й сама є одним із лідерів з видобутку польового шпату. По 300-700 тис. тонн щорічно імпортують Тайвань та Іспанія; від 20 до 300 тис. тонн – Польща, Португалія, Німеччина, Франція, Бельгія, Білорусь, Україна, Англія, Єгипет, Словаччина, Румунія та інші.

В Україні на державному балансі корисних копалин знаходяться чотири родовища лужних каолінів з балансовими запасами 46,7 млн. тонн, сім родовищ пегматитів, а також одне мікрогранодіоритове родовище. Загальні балансові запаси пегматитів в Україні складають більше 9,1 млн. тонн. Якість пегматиту, який видобувається в Україні, в основному не відповідає сучасним вимогам промисловості і тому вітчизняні підприємства польовошпатові матеріали імпортують з Туреччини, Росії та інших країн.

У 2020-ті роки основними виробниками кварц-польовошпатових матеріалів в Україні є ДП «Шпат» (Житомирська область), та ТОВ «Майдан-Вильський кар'єр» (Хмельницька обл.).

Компанія «УкрРос-Каолін» розробляє Катеринівське родовище лужних каолінів (Донецька обл.), як комплексну сировину для виготовлення керамічних виробів. Каоліни родовища містять до 5 % польовошпатових пісків. Основними споживачами польовошпатової та кварц-польовошпатової сировини в Україні є виробники скла: ПРАТ «ВЕТРОПАК Гостомельський скелазавод» (м. Гостомель), ТОВ «Вільногірське скло» (м. Вільногірськ), та виробники санітарно-технічної кераміки, керамічної плитки і керамограніту: «Інтеркерама» (м. Дніпро), ЗАО «Зевс-Кераміка» та ЗАО «Керамічні маси Донбасу» (м. Слов'янськ), «Церсаніт» (Житомирська обл.), ООО «Дніпрокераміка» (м. Пологи), ОАО «Будфарфор» (м. Славута), ПАО «Харківський плиточний завод» (м. Харків).

Традиційним джерелом польових шпатів для керамічної промисловості є пегматити. Але сьогодні все більше використовуються різні гірські породи з високим вмістом польових шпатів або їх заміників – нефеліну, лейциту, серициту та інших. Найчастіше це граніти, апліти, фоноліти, сієніти, нефелінові сієніти, лужні каоліни, польовошпатові піски та пісковики.

Після відкриття великих покладів нефелінового сіеніту на Кольському півострові проф. П.А. Зем'ятченський у 1923 році вказав на придатність їх для застосування в скляному виробництві [3]. Нефелінові сіеніти – це вже готовий силікат, що містить оксиди, які правлять за основу майже всіх найуживаніших гатунків скла. Із складових частин нефелінової гірської породи найцінніші – це  $\text{Na}_2\text{O}$  та  $\text{K}_2\text{O}$  (до 15 %), а також  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Такий вміст лугів у нефеліні дає змогу набагато зменшити і навіть цілком уникати домішки соди або сульфату до шихти. Великий відсоток глинозему – до 23 %, – у складі породи суттєво збільшує в'язкість скла, але одночасно й поліпшує його якість. Високу витривалість скла проти дії води, кислот та лугів; велику механічну та термічну міцність його можна почасти пояснити вмістом  $\text{Al}_2\text{O}_3$ . Від оксидів заліза скло стає легкотопніше й інтенсивно забарвлюється в зелений колір.

Нефеліновим (фельдшпатоїдним) породам, які являють собою багатокомпонентні комплексні руди, належить чільне місце серед нетрадиційної (не пегматитової) сировини керамічної і скляної промисловості. Специфіка хімічного складу нефеліну –  $\text{NaAlSiO}_4$ , або  $(\text{NaK})_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$ , який включає лужні компоненти, кремнезем і глинозем, що використовуються селективно чи в комбінаціях один з одним у відповідних галузях промисловості. Такі особливості його фізико-хімічних властивостей, як більш низькі температури спікання і топлення в порівнянні з польовим шпатом, легка розкривність в кислому і лужному середовищах, зумовили широке коло досліджень і технологічних розробок по комплексній переробці і використанню нефелінової сировини.

Практика виробництва і використання нефелінових концентратів показує, що хімічний склад нефеліну характеризується стабільністю. Це визначає принципову можливість його багатоцільової переробки різними методами з отриманням широкого асортименту кінцевої продукції. Поки що можна говорити, головним чином, про досвід використання нефелінового концентрату або уртитів (безпольовошпатових нефелінових порід) як комплексної сировини у виробництві глинозему, цементу, соди, поташу та сульфату калію. Комплексна переробка нефелінової сировини вперше освоєна в СРСР у 1948 році, і здійснювалася до середини 1990-х років на Волховському алюмінієвому заводі, Пікальовському та Ачинському глиноземних комбінатах (Російська Федерація). Із нефелінового концентрату отримано мільйони тонн глинозему, соди, поташу; десятки мільйонів тонн цементу. На сьогодні в Росії, як і інших країнах, нефелінові сіеніти для виробництва глинозему не використовуються через занижений вміст  $\text{Al}_2\text{O}_3$  в порівнянні з бокситами.

Єдиний в Україні Миколаївський глиноземний комбінат працює виключно на імпортованій сировині (високоякісні ямайські і гвінейські боксити). Україна не має значних родовищ бокситів, тим більш високоякісних; відсутні і геологічні передумови для відкриття таких родовищ. Разом з тим, на Українському щиті (УЩ) і в Дніпровсько-

Донецькій западині (ДДЗ) широко розповсюджені різноманітні нефелінвмісні породи, які є комплексними алюміній-глиноземними і рідкіснометалічними рудами, та й досі не використовуються у вітчизняній промисловості [4]. Але вітчизняні нефелінові сієніти різних родовищ (табл. 2.1) мають відносно низький вміст  $Al_2O_3$  (на рівні 20÷23 %), тому їх переробка на глинозем за відомим методом спікання з вапняком, та подальшим вилуговуванням продукту спікання є економічно менш вигідною [5]. Слід відзначити, що ля переробки українських нефелінових сієнітів на глинозем розроблено декілька ефективних технологій: спрощений спосіб спікання; гідрохімічний спосіб (вилуговування); кислотні способи [5, 6]. Але ці методи виробництва не були свого часу доведені до промислового впровадження. Сьогодні їх впровадження потребує значних інвестицій та є проблемним в екологічному відношенні.

Науково-дослідними роботами, які проводилися багатьма науковими організаціями під керівництвом ІОНХ АН УРСР на початку 1960-х років, було встановлено, що для практичного використання найбільш придатними є нефелінові породи Приазов'я – фойяїти, нефелінові сієніти, маріуполіти і мікроклін-нефелінові пегматити, – як такі, що несуть значні запаси придатної сировини, та найбільш вивчені в геологічному і технологічному відношенні. Першочерговими у цьому відношенні є Жовтневий (колишній Октябрський) і Покрово-Киреевський масиви. За комплексом показників (вміст алюмінію, запаси, гірничо-технічні умови, технологія збагачення і переробки, комплексність використання) ці породи є найбільш перспективним видом мінеральної сировини для виробництва глинозему і металевого алюмінію. До того ж, при їх переробці можна побіжно отримати низку інших цінних продуктів: рідкіснометалічних (Zr, Nb, Ta та інші), рідкісноземельних і титанових концентратів, соди, поташу, силікагелю, аморфного кремнезему, якісного цементу, сполук галію, цезію, рубідію, стронцію та ін.

Значимість та цінність для нашої країни згаданих дефіцитних видів продукції досить висока. Зокрема, з окупацією Криму Україна втратила останній завод з виробництва соди. Тому побіжне отримання соди при переробці нефелінових порід є дуже актуальним.

У блоці деталізаційних робіт на Мазурівському родовищі [7, 8] були підраховані запаси як глинозему, так і нефелін-польовошпатового продукту.

**Таблиця 2.1** – Хімічний склад руд родовищ і рудопроявів нефелінових сієнітів, %

№ п/п	Родовище	Хімічний склад				
		SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
1	Калинінсько-Шевченківське	56,58	20,96	5,26	-	12,51
2	Мазурівська балка	57,18	21,7	3,45	-	12,47
3	Малотерсянський масив	53,6	20,37	4,44	0,81	13,64
4	Нефелінові сієніти Чернігівської зони	54,11	19,69	4,76	3,61	11,44
5	Маліньїти і ювіти Покрово-Киреєвської структури	46,4	18,3	9,6	5	12
6	Нефелінові сієніти Проскурівського масиву	53,32	22,75	5,01	1,94	12,55
7	Нефелінові породи Прип'ятської западини	46,53	15,43	11,32	2,69	9,67

Визначення запасів глинозему зроблено з врахуванням вмісту головних компонентів алюмінієвої сировини в межах виділених блоків рідкіснометалічних руд [7] з промисловими запасами категорії С1. За блоками збережена їх нумерація за основними корисними компонентами. Підрахунок запасів на глинозем виконаний методом, аналогічним методу підрахунку запасів основних компонентів. Результати підрахунку відображені в табл. 2.2.

Підрахунок запасів нефелін-польовошпатових продуктів виконаний з використанням результатів технологічних досліджень. Враховувалось, що польовошпатовий концентрат можна отримати лише в процесі збагачення рідкіснометалічних руд. Вилучення польовошпатової складової становить 63-70 % від початкової маси руди. Виходячи з загальних промислових запасів у виділених блоках (запаси категорії С<sub>1</sub>) в процесі збагачення руд можна отримати 3,13 млн. т нефелін-польовошпатового концентрату. Всього у блоці деталізаційних робіт зосереджено 7,85 млн. т нефелін-польовошпатового концентрату, або 2,068 млн. т глинозему.

Відомо також про використання нефеліну у виробництві коагулянтів для очищення питної та стічних вод. В металургії нефелін використовують в якості розріджувача металургійних шлаків або для часткової заміни плавикового шпату при виплавленні сталі в конверторах [9].

Але використання нефелінових порід в скляній та керамічній галузях промисловості видається особливо перспективним. Ще на зламі 1920-30-х років була доведена можливість і економічна доцільність заміни польового шпату нефеліновим сієнітом в скляній, керамічній, лакофарбовій промисловості [10].

Це сприяло практичному освоєнню в середині 1930-х років масиву нефелінових сієнітів Блю Маунтін (Blue Mountain) в Канаді. Декілька обставин сприяли швидкому освоєнню масиву: значні масштаби, розташування родовища в економічно розвинутому районі, великі запаси руди і можливість вести її розробку відкритим способом. На родовищі, що розробляється сьогодні компанією Unimin Canada Ltd, працюють дві збагачувальні фабрики потужністю 400 та 600 т/добу по руді [11].

Дещо пізніше розпочалося промислове освоєння нефелінових сієнітів в Норвегії. Родовища нефелінових сієнітів, що знаходяться за полярним колом на островах Сг'єрньо, Сьорьо і Сейланн, вивчені і описані в роботах Гейєра (Heier, 1961, 1964) та Апплаєрда (*Appleyard*, 1974). Нефелінові сієніти складаються із пертитизованого калієвого шпату (50 %), нефеліну (38 %), біотиту (2,5 %), рогової обманки (4 %), кальциту (3 %), ільменіту (1 %) і магнетиту (1,5 %). Породи масиву вміщують також канадітові та лічфельдитові пегматити, сієніти. Останні інколи вміщують корунд, шонкініт, карбонатити. Родовище на острові Сг'єрньо, яке розробляється компанією *North Cape Minerals AS*, має довжину 1,8 км та ширину 250 м. Поклади мають форму штока і проривають гнейси основного складу. Родовище розкрито по вертикалі на 500 м. Його південний контакт знаходиться на висоті 200 м, а північний – 700 м над рівнем моря. На родовищі виділяють два різновиди нефелінових сієнітів: біотитові і нефелінові сієніти з діопсид-геденбергітом та роговою обманкою. В нефелінових сієнітах звичайно присутні домішки кальциту, апатиту і сфену. За хімічним складом нефелінові сієніти родовища Сг'єрньо схожі з нефеліновими сієнітами родовища Блю Маунтін. Виробництво товарного концентрату в 2015 році склало близько 400 тис. т [12].

Концентрат крупністю –0,6 мм використовують для виробництва скловиробів. Подрібнений до –0,074 мм концентрат застосовується в керамічній промисловості для виробництва санітарного фарфору, фаянсу, керамічної плитки, а також поливи та емалей.

**Таблиця 2.2 – Запаси глинозему у блоці**

№ тіл	№ блоку	Серед. потуж. м	Площа блоку м <sup>2</sup>	Об'єм блоку 10 <sup>3</sup> м <sup>3</sup>	Серед. густ. т/м <sup>3</sup>	Запаси руди, 10 <sup>3</sup> т	Вміст компонентів, %											
							Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		SiO <sub>2</sub>		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		K <sub>2</sub> O		Na <sub>2</sub> O			
							%	Запаси, т	%	Запаси, т	%	Запаси, т	%	Запаси, т	%	Запаси, т	%	
1	1С <sub>1</sub> бал	19,3	48229,0	930,2	2,59	2409,2	17,30	416804,1	58,72	1414796,2	2,27	54602,7	4,46	107489,9	6,81	164148,3		
3	6С <sub>1</sub> бал	5,2	3294,8	17,2	2,59	44,5	16,08	7162,5	61,19	27257,9	2,54	1129,4	2,42	1078,7	9,57	4261,8		
4	9С <sub>1</sub> бал	6,1	16089,9	97,7	2,59	253,0	20,42	51675,9	53,38	135079,8	2,40	6062,9	2,76	6987,3	5,92	14970,4		
5	16С <sub>1</sub> бал	15,3	24533,4	375,3	2,59	972,0	22,95	223100,8	57,46	558519,7	3,60	35027,3	3,21	31231,7	7,83	76145,3		
5	17С <sub>1</sub> бал	30,4	9114,7	277,3	2,59	718,2	22,95	164843,7	57,46	412676,6	3,60	25880,8	3,21	23076,3	7,83	56261,9		
6	20С <sub>1</sub> бал	4,1	3551,7	14,6	2,59	37,8	17,19	6500,5	55,84	21114,5	3,87	1464,4	3,21	1214,6	7,19	2717,0		
7	24С <sub>1</sub> бал	8,5	2320,3	19,8	2,59	51,3	17,19	8815,7	55,84	28634,8	3,87	1986,0	3,21	1647,2	7,19	3684,8		
По блоках		12,7	С <sub>1</sub> бал., всього:			4486,1	19,6	878903	57,9	2598079	2,8	126154	3,8	172726	7,2	322189		
1-10	1-49	8,74	496629	4340,5	2,59	11242	18,4	2068530	57,3	6441666	2,9	326018	3,8	427196	6,7	753214		

У Росії районом Вишневогірського родовища нефелінових сієнітів (Урал) зацікавилися ще у 1925 році. В результаті проведених пошукових робіт в межах Вишневогірського лужного масиву у вмісних породах встановлено більше двох десятків корисних копалин: польовий шпат і нефелін, вермикуліт, графіт, мармур, корунд, золото, титан, ніобій, цирконій, гафній, рідкісні землі, уран, торій і інші. Геологічна розвідка на циркон і пірохлор була проведена в 1937-39 рр., в результаті якої було виявлено біля 30 пірохлорвмісних пегматитових тіл. Під час другої світової війни на родовищі була збудована збагачувальна фабрика для випуску цирконового концентрату. В повоєнні роки фабрику реконструювали і перепрофілювали на випуск пірохлорового концентрату. У 1990-ті роки ВАТ «Вишневогірський ГЗК» повністю перейшов на виробництво нефелін-польовошпатового концентрату. На сьогодні підприємство виробляє до 650 тис. т концентрату на рік [13].

**Ніобій.** За технологічною значимістю ніобій може слугувати показником рівня розвитку економіки країни або одного з найважливіших її секторів – чорної металургії, яка споживає у вигляді фероніобію до 90 % світового виробництва ніобію. Ніобій використовується як легуючий метал для різних марок сталі, зокрема, сталі марки HSLA [14, 15]. Створення нових сталей підвищеної міцності, корозійностійких і інших спеціальних сталей безпосередньо пов'язане з використанням ніобію. Мікролегуючі добавки ніобію підвищують міцність і одночасно в'язкість сталей, зсувають зону крихкого руйнування сталей в бік більш низьких температур, що є проривом в металознавстві. Особливо ефективним стає використання ніобію одночасно із застосуванням нових технологічних процесів термомеханічної обробки замість традиційної термічної обробки (загартування з відпуском, нормалізація) [14]. Виключення такої операції, як термообробка, знижує витрати енергоносіїв і, відповідно, собівартість виробництва сучасних сталей.

Найбільш типовим прикладом переваг ніобійвмісних сталей є високоміцні низьколеговані сталі. У зв'язку з унікальним поєднанням міцності, в'язкості, холодостійкості, пластичності та зварюваності листового прокату з мікролегованих ніобієм сталей зростає їх використання у зварних будівельних конструкціях, машинобудуванні, суднобудуванні, та автомобілебудуванні; широко використовуються такі сталі для виготовлення газопровідних труб великого діаметра [15].

До 10 % ніобію у вигляді чистого металу (порошок, зливки, прокат), а також у вигляді хімічних сполук використовується в інших галузях промисловості – в радіоелектронній (конденсатори), в авіаційній та ракетній (турбінні лопаті двигунів нового покоління, обшивка ракет, тощо), в атомній енергетиці (захисні оболонки уранових тепловиділяючих елементів енергетичних реакторів) [16-18].

Корозійна стійкість ніобію в кислотах та іншому агресивному середовищі в поєднанні з високою теплопровідністю і пластичністю

робить його цінним конструкційним матеріалом для апаратури в хімічному та металургійному машинобудуванні (конденсатори, підігрівачі, мішалки і т.п.) [19].

Карбід ніобію використовується для виробництва твердих сплавів для виготовлення ріжучих інструментів. Деякі сполуки ніобію (солі, оксиди) використовують в органічному синтезі як каталізатори, а також у виробництві спеціального скла [20]. Ніобати широко застосовують як сегнетоелектрики, п'єзоелектрики, лазерні матеріали.

Світовий ринок ніобієвих продуктів є виключно монополізованим з абсолютним домінуванням бразильської компанії *Companhia Brasileira de Metalurgia e Mineração (CBMM)*<sup>3</sup>. Розробка найбільшого в світі родовища ніобію *Araúca* з високоякісними та технологічними пірохлоровими рудами, налагоджене виробництво дозволяє *CBMM* утримувати монопольну позицію [21, 22]. На базі родовища створено гірничо-металургійний комплекс у складі кар'єра, збагачувальної фабрики та заводів, які переробляють пірохлорові концентрати на фероніобій стандартного сорту, та інші ніобієві продукти.

Ще одне бразильське родовище – *Katalaço-1*, – розробляється компанією *Mineracao Catalao de Goias S.A.* Виробництво ніобію в концентратах складає 6000 т (100 % Nb), який повністю переробляється на фероніобій [23].

За період 2000-2017 рр. світове виробництво ніобію в концентратах зросло більш, ніж в три рази, та досягло майже 69,0 тис. т (в перерахунку на 100 % Nb). Домінує у виробництві ніобієвих концентратів Бразилія (до 94 % від світового виробництва) та Канада – 5,5 % [21].

У Канаді видобування ніобію здійснюється компанією *Niobec Inc.* на родовищі *Niobec*. Переробляється на фероніобій близько 5 900 т руди на рік [24].

Загальна потужність ніобієвих гірничо-збагачувальних підприємств в зарубіжних країнах оцінювалася станом на 2017 р. в 250 тис. т концентрату. Кінцева ніобієва продукція випускається в основному у вигляді фероніобію, в меншій мірі – п'ятиоксиду, зливків чистого металу, різних сплавів і сполук [25].

Світове виробництво фероніобію досягло піку у 2014 році – 105 тис. т. Найбільший виробник фероніобію стандартного сорту – Бразилія (88 тис. т, або 90-92 % у 2017 р.). З 1995 року розпочато виробництво фероніобію в Канаді (9,2 тис. т, або 7-9 % у 2017 р.). На інші країни припадає до 450 т фероніобію на рік, або менше 1 % [8]. У США фероніобій, інші ніобієві сплави і сполуки виробляються шістьма

---

<sup>3</sup> CBMM є найбільшим у світі виробником металевого ніобію та його сплавів, забезпечуючи понад 80% світових поставок. *Alvarenga, Darlan (2013-04-09). "Monopólio' brasileiro do nióbio gera cobiça mundial, controvérsia e mitos" [Brazilian niobium 'monopoly' brings about the world's greed, controversy, and myths]. G1 (in Portuguese). <http://g1.globo.com/economia/negocios/noticia/2013/04/monopolio-brasileiro-do-niobio-gera-cobica-mundial-controversia-e-mitos.html>*

компаніями на семи заводах, в Японії – на одному заводі. Заводи з виробництва фероніобію є в країнах Західної Європи: ФРН, Великобританії, Бельгії та інших [4]. Експорт фероніобію в основному здійснюється із Бразилії – до 86,6 тис. т у 2017 році, та Канади – 10,7 тис.т у 2017 році. Імпортують фероніобій такі країни як США, Японія, Німеччина, Китай, Італія, Південна Корея, Бельгія, Франція, Росія, та інші [26, 27].

Ціна фероніобію на світових ринках досягла максимуму у 2012 році (26,5 дол. США за 1 кг), та дещо знизилася у 2017 році – 19,6 дол./кг.

Основні виробники пентаоксиду ніобію – Бразилія (2400 т/рік), США (900 т/рік), ФРН та Японія. Загальна потужність заводів по випуску пентаоксиду ніобію у світі визначається в 4 000 т [16].

Виробництво металевого чистого ніобію здійснюється в таких країнах, як США (до 100 т), Японія (50 т), Німеччина (50 т), Бразилія (100 т).

Споживання ніобію в промислово розвинутих країнах постійно зростає. Структура споживання ніобію за кордоном в останні роки суттєво не змінюється. В США споживання ніобію у 2018 р. складало більше 6000 т (в перерахунку на  $Nb_2O_5$ ), в тому числі у вуглецевій сталі – 32 %, високоміцних низьколегованих – 16 %, нержавіючих та жаростійких – 13 %, легованих – 11 %; у виробництві суперсплавів було використано 27 % ніобію, в інших галузях – 1 % [17].

В Японії споживання ніобію (в перерахунку на  $Nb_2O_5$ ) в 2017 р. досягло 4800 т, в тому числі у вигляді фероніобію – 4 350 т, в сплавах і сполуках – 410 т, в металі – близько 29 т Nb. Структура споживання в Японії відрізняється більш високим питомим використанням ніобію в сталях (більше 90 %), та незначним його використанням в спеціальних сплавах (2 %); в інших галузях споживається близько 8 % ніобію [21].

У більшості країн Західної Європи споживання ніобію збереглося на достатньо високому рівні завдяки зростанню його використання в трубній сталі. У виробництві сталі на металургійних заводах Західної Європи використовується близько 93 % ніобію [21].

В Україні виробництво пентаоксиду ніобію та хімічних сполук ніобію і танталу, а також порошків цих металів було організовано на Донецькому ХМЗ з лопаритових концентратів Ловозерського родовища (Росія), та гідрооксиду ніобію одного із російських заводів ще в 1950-х роках. Пізніше завод став виробляти ніобій-алюмінієві лігатури методом позапічної алюмотермічної плавки, та чистий ніобій у зливках методом електронно-променевого переплаву. Виробничі потужності останнього виробництва – 30 т злиwkів на рік, – існували до ліквідації заводу у 1999 році [16].

Станом на 2019-2020 рр. тенденції на ринку ніобію такі. Ніобій в основному імпортувався у формі фероніобію. Бразилія продовжує залишатися провідним світовим виробником ніобію з 91% світового виробництва, за нею йде Канада з 8%. Суттєво зменшується виробництво у

великих авіавиробників – спостерігається зниження споживання ніобію для суперсплавів. Світове виробництво та споживання ніобію знизилося у 2020 році через зменшення виробництва сталі в більшості країн, спричинене пандемією COVID-19. Фактором зниження споживання фероніобію також стало значне зниження цін на ферованадій у 2020 році. У 2019 році споживання фероніобію, особливо в Китаї, зросло частково через те, що його використовували як замітник ферованадію деякими виробниками високоміцної низьколегованої сталі через дефіцит пропозиції та високу волатильність цін ферованадію. Загальний експорт фероніобію в усі країни з Бразилії, провідного виробника країни, скоротився на 35% протягом перших 9 місяців 2020 року порівняно з експортом за той же період 2019 року. Провідний виробник ніобію в Бразилії перебував у процесі збільшення своїх річних потужностей з виробництва фероніобію на 50% до 150 000 тонн на рік (приблизно 98 000 тонн ніобію на рік). Розширення мало бути завершено у 2021 році [64].

**Тантал.** Сировиною для виробництва танталу за кордоном є рудні танталові концентрати і танталвмісні олов'яні шлаки.

В США базовою танталовою сировиною вважають концентрати з вмістом 60 %  $Ta_2O_5$ , хоча фактично використовують імпортні концентрати з більш низьким вмістом – 30-40 %. В країнах Західної Європи використовують концентрати з вмістом 25-40 %  $Ta_2O_5$  [28]. Періодично в якості сировини використовується титановий мінерал стрюверит, який вилучають попутно при збагаченні олов'яних руд. Вміст  $Ta_2O_5$  в таких концентратах коливається від 7 до 12 %. Високосортні олов'яні шлаки з вмістом  $Ta_2O_5$  більше 10 % використовуються безпосередньо для вилучення танталу; низькосортні попередньо збагачуються з метою отримання так званого «синтетичного» концентрату з вмістом  $Ta_2O_5$  20-25 %.

Світовим лідером з видобування танталової сировини є компанія *Sons of Gwalia*, яка розробляє родовища Грінбушес та Уоджіна в штаті Західна Австралія [29].

Хіміко-металургійне виробництво танталової продукції – металевого танталу в порошках і зливках, прокатних виробках, сплавах, пентаоксиді, карбіді та інших хімічних сполуках, – здійснюється в основному на заводах США, Японії та ФРН; пентаоксид танталу виробляється також в Бразилії. Нещодавно виробником готової танталової продукції став Таїланд.

Найбільшими компаніями-виробниками танталових продуктів є німецька компанія *H.C. Starck* та американська *Cabot Corp.*, а також їх дочірні компанії в Японії – *Starck VTECH* і *Showa Cabot Supermetals* [30].

На межі XX-XXI ст. загальне виробництво металевого танталу в порошках коливалося в межах 700-900 т на рік, танталу в зливках – 200-250 т, прокату – 250-300 т, сполук танталу (включаючи карбід і флуортанталат калію) – 300-350 т на рік [31].

До 25 % загальних потреб в металі задовольняється за кордоном шляхом утилізації вторинних ресурсів (танталовий брухт та інші відходи). Так, в США частка вторинного танталу, який отримують із старого скрапу (танталові конденсори і вироби) складає 20 %, в Японії – 20-25 %.

Основні галузі застосування танталу – це електроніка (55 % загального споживання), виробництво твердих сплавів (20 %), хімічного обладнання (15 %), суперсплави (8 %) та інші галузі (2 %).

В електронній промисловості тантал використовується у вигляді порошку конденсаторного сорту, танталового дроту і фольги у виробництві танталових електролітичних конденсаторів – ТЕКів.

Карбід танталу входить до складу деяких марок твердих сплавів на основі WC-TiC-Co, які використовуються у виробництві металорізальних інструментів.

У хімічному машинобудуванні тантал використовується завдяки своїй корозійній стійкості в кислотах та іншому агресивному середовищі для покриття деталей, та виробництва окремих вузлів хімічних апаратів.

У ракетно-космічній техніці та надзвуковій авіації застосовуються суперсплави на основі нікелю і кобальту з добавками танталу (5-6 %). Тантал підвищує жаростійкість суперсплавів до 800-1000 °С, та їх стійкість до окиснення. Суперсплави з танталом використовуються як конструкційний матеріал при виготовленні деталей авіаційних двигунів – лопатей газових турбін, і ін. Як один з матеріалів для виробництва ядерних реакторів космічного призначення розглядається сплав 90 % Ta, 8 % W, 2 % Hf. Темпи щорічного приросту споживання танталу в суперсплавах оцінюються в 5-6 % на рік.

Добавки оксиду танталу у спеціальне оптичне скло підвищує його коефіцієнт заломлення та хімічну стійкість. Танталат літію застосовується в найновіших галузях техніки – нелінійній та інтегральній оптиці, квантових генераторах і акустичних пристроях. Тантал використовується і як протезний матеріал в хірургії – він не токсичний, хімічно інертний, не відбувається його відторгнення людським організмом.

Споживання танталу в країнах з розвинутою ринковою економікою довгий час було стабільним і не перевищувало 910 т на рік, але з другої половини 1990-х років попит на нього став зростати.

Більше 65 % танталу використовується у вигляді чистого металу в порошках і зливках, інше – у вигляді напівфабрикату (прокат і вироби), карбиду, пентаоксиду і інших сполук.

Головні споживачі танталу – США (близько 37 % світового виробництва) та Японія (близько 22 %). Все інше припадає на країни Західної Європи, та невелика частка – на країни Південно-Східної Азії. У Китаї споживання танталу оцінюється в 300 т на рік [28].

У перспективі споживання танталу може зрости до 1500-1600 т у 2025 році за рахунок розширення застосування в ТЕКах. В інших

традиційних галузях застосування темпи зростання попиту очікуються нижчими.

На ринку США танталовий концентрат (30 %  $Ta_2O_5$ ) продавався за ціною 63,49 дол. за 1 кг вмісту  $Ta_2O_5$ , на західноєвропейському – по 57,32-70,55 дол./кг. Ціни на танталову продукцію коливаються в залежності від чистоти продукту і обсягів поставок [16].

В Україні, як уже зазначалося, виробництво порошку металевого танталу, зливків танталу, пентаоксиду танталу та його хімічних сполук освоєно було на ДХМЗ в 1950-ті роки.

Станом на 2019-2020 рр. тенденції на ринку танталу такі. У всьому світі споживання танталу скоротилося через збої в транспорті та виробництві електроніки (ланцюги поставок), спричинені глобальною пандемією COVID-19; основним кінцевим використанням танталу були конденсатори. Значне скорочення виробництва великими авіавиробниками зменшило споживання танталу для суперсплавів. Світове виробництво було нижчим частково через тимчасове закриття шахт у Бразилії та Руанді, викликане COVID-19. Головним напрямком експорту був Китай. На Бразилію, Конго (Кіншаса), Руанду у 2020 році припадало 77% світового виробництва танталу. Міністерство оборони США випустило тимчасове правило, яке набуло чинності 1 жовтня 2020 року і яке забороняє придбання металу та сплавів танталу з Китаю, Ірану, Північної Кореї та Росії [64].

**Цирконій.** Світове виробництво цирконієвих (в основному цирконових) концентратів в усьому світі постійно зростало, особливо після Другої світової війни. Лише інколи спостерігалось короткочасне падіння виробництва. Так, після 1991 року деякі країни через падінні цін суттєво скоротили випуск цирконового концентрату (особливо Австралія). Але різкого падіння виробництва не сталося, так як в той же період значно зросло виробництво концентрату в ПАР.

Найбільшими виробниками цирконової сировини на межі ХХ-ХХІ ст. залишалися Австралія, ПАР та США [32]. При цьому на Австралію припадало близько 50 % світового виробництва цирконової сировини.

Існуючі виробничі потужності в провідних країнах – виробниках цирконового концентрату, – набагато перевищують фактичне його виробництво.

Вимоги до якості концентратів високі: вони мають бути практично мономінеральними, містити не менше 65 % основного компоненту – діоксиду цирконію, та мінімальний вміст діоксиду титану (0,1-0,5 %) і оксидів заліза (0,05-0,4 %  $Fe_2O_3$ ). Радіоактивність концентратів має бути на рівні  $U+Th = 0,035-0,045$  %, тобто допускається більш висока, ніж прийнято в Україні.

Лідером у виробництві цирконових концентратів є австралійські компанії «*Australian mining Corporation*» (AMC) та «*Wimera Industrial Minerals*» (WIM), а також південно-африканська «*Richards Bay Minerals*».

В кінці 1990-х років до провідних виробників долучилася американська компанія, що розробляє родовище *Камаква Сендз* в ПАР.

Світове споживання цирконового концентрату перевищило 1,0 млн. т на рік. Більша частина його використовується в США, Японії та європейських країнах. За кордоном біля 15 % цирконової сировини піддається металургійній переробці для отримання діоксиду цирконію, різних його сполук, та металевого цирконію. Все інше використовується у вигляді концентрату.

Переробна промисловість зосереджена в Європі (Великобританія, Німеччина, Франція, Швейцарія), Японії, США. На межі ХХ-ХХІ ст. переробні потужності введені в Китаї, Австралії, Бразилії, ПАР [33].

Основні споживачі цирконового концентрату – металургія та скловарна промисловість, виробництво вогнетривів, ливарна справа та кераміка.

Основним споживачем циркону сьогодні (до 58 %) є виробництво кераміки, де він використовується для глушення поливи. Останні 40 років використання циркону в цій галузі зростає щорічно на 5 %. Перспективи його використання визначаються ростом попиту на керамічну кахлю та сантехніку.

У виробництві вогнетривів спостерігається зниження попиту на циркон в зв'язку з розширенням застосування більш дешевого його заміника – алюмінієвої шпінелі. Схожа ситуація виникла і в інших сферах застосування вогнетривкового циркону, наприклад, у ливарному виробництві [32].

Найбільш масовою товарною продукцією металургійної переробки цирконового концентрату є діоксид цирконію. Для його виробництва використовується до 80 % цирконової сировини (або до 12 % від загального випуску концентратів). Діоксид цирконію використовується в багатьох галузях: виробництві вогнетривів, керамічних пігментів, твердих електролітів, термозахисного покриття, електрокераміки. Найбільш важливою у цьому ряді є галузь, яка швидко розвивається – це виробництво конструкційної і функціональної кераміки. Кераміка з діоксиду цирконію широко застосовується для виготовлення відповідальних вузлів та механізмів обладнання, яке мусить працювати в екстремальних умовах температурних і корозійних впливів. Світовий попит на діоксид цирконію оцінюється в 45-50 тис. т на рік. За прогнозами, споживання діоксиду цирконію буде зростати і надалі [34].

Переробна промисловість випускає широку номенклатуру різних сполук цирконію (ацетат, карбонати, флуориди, гідрооксиди, оксихлориди, сульфати та ін.), які застосовуються в різних галузях. Ринок подібних сполук оцінюється в 2,5 тис. т на рік. Він продовжує динамічно розвиватися в США, Японії та Європі. Темпи цього росту складають приблизно 10 % на рік [35].

Металевий цирконій використовується, в основному, у виробництві ТВЕЛів та іншого обладнання для атомної енергетики. Використовується він також для виплавлення нержавіючих, жаротривких та броньових сталей, суперсплавів і т.п.

Кон'юктура світового ринку циркону досить чутлива до коливань попиту і пропозицій. На початку 1990-х років ціна цирконового концентрату складала 135-180 австрал. дол./т. До середини 1990-х ціна зросла до 400-500 австрал. дол./т, та продовжувала зростати. Станом на 2014 рік ціна цирконового концентрату стандартного сорту складає близько 1000 дол. США за тону. Ціни на металевий цирконій складають (дол./фунт): цирконієва губка – 9-12, цирконієвий порошок – 75-100 [36].

Споживання цирконію і його сполук в Україні становить близько 90 тонн на рік, і повністю забезпечується вітчизняним виробництвом. Перспективна потреба в цирконієвій сировині та сплавах на період до 2025 року оцінюється в 320 тонн на рік.

**Гафній.** Сировинним джерелом гафнію є мінерали цирконію. Промислове виробництво гафнію виникло в США у 1952 році і було зумовлене необхідністю виділити домішки гафнію з цирконію реакторного сорту. Надалі гафній і його сполуки набули самостійного промислового значення, насамперед в ядерній енергетиці.

До 1952 року на дослідних та напівпромислових установках США було вироблено менше 50 кг 98-99 % діоксиду гафнію [37]. В 1952 році річний випуск металевого губчатого гафнію на заводі в м. Олбані склав уже 2,7 т. У 1958 році виробництво губчатого гафнію досягло 23 т, а в 1959-1960 рр. середньорічний випуск складав 30 т. Виробництвом гафнію і його сполук в США в цей час займалося близько 20 фірм. Ціна на губчатий гафній у 1959 році знизилася до 55 дол./кг. Ціна на гафнієвий прокат перевищувала 100 дол./кг [38]. Окрім компактного металу та порошоків гафнію в США вироблялися такі продукти, як товарний діоксид гафнію технічної і реакторної чистоти, борид гафнію, карбід гафнію, різні солі.

Промислове виробництво гафнію освоєно також в Англії, Німеччині, Японії, Франції. В Англії гафній вироблявся фірмами «Магnezіум електрон» та «Мрекс» [37]. Загальний випуск не перевищував перших десятків кілограмів, і залишався дефіцитним навіть для наукових досліджень. Отримання металічного гафнію було неймовірно складним.

Властивості і можливості використання сполук гафнію вивчені гірше, ніж цирконію. Це стримує застосування цього елемента. Найбільш перспективними галузями застосування гафнію є атомна енергетика, спеціальні вогнетриви і кераміка, електровакуумна техніка, оптика, спеціальна металургія, виробництво каталізаторів. Найбільшу увагу викликали тугоплавкі сполуки гафнію – діоксид, карбід, борид.

Використання в ядерній техніці – основному споживачу губчатого і компактного металічного гафнію (до 90 %), – базується на значному

поглинанні гафнієм теплових нейтронів, оскільки ефективний поперечний переріз гафнію становить 115 барн. Завдяки поєднанню великого перерізу захвату нейтронів, високих механічних властивостей і корозійної стійкості, гафній є цінним матеріалом для регулюючих стрижнів реакторів. Контрольні стрижні з гафнію використані в реакторі Шіпінгпортської атомної електростанції поблизу м. Чікаго, а гафнієві стрижні регулювання – на атомній електростанції поблизу Франкурта-на-Майні, Німеччина [39]. Перспективним є також використання металевого гафнію і діоксиду гафнію для компактних захисних екранів від нейтронного опромінення.

Радіотехнічна промисловість була першим споживачем гафнію. В Західній Європі всі патенти на виробництво гафнієвих сполук та їх використання монополюно купувалися нідерландським концерном Філіпс, близьким до німецьких концернів Сіменса і А.Е.С. Завдяки високій температурі плавлення та значній термоелектронній емісії гафній застосовувався в електровакуумній техніці 1960-тих років при виготовленні підсилювальних ламп і катодів рентгенівських і неонових трубок [38].

Велися також широкі дослідження по використанню гафнію в жаростійких сплавах.

В Україні вперше розділення цирконію та гафнію в промислових умовах здійснено на ДХМЗ в 1956 році. Протягом кількох років було організовано виробництво діоксиду гафнію, різних хімічних сполук гафнію та порошків металевого гафнію, стрижнів йодидного гафнію. Промислове виробництво гафнію на ДХМЗ здійснювалося до середини 1990-х років.

Споживання металевого гафнію в Україні становить 0,5 тонни на рік і забезпечується вітчизняним виробництвом. Перспективна потреба у металевому гафнію на період до 2025 року оцінюється в 0,7 тонни на рік [40].

Станом на 2019-2020 рр. тенденції на ринку цирконію і гафнію такі. За оцінками, світове виробництво циркону дещо скоротилося в 2020 році через вплив COVID-19, скорочення споживання, проблеми з електроенергією та робочою силою. Протягом 2020 року розроблялося кілька великих проектів з видобутку цирконію, але будівництво так і не розпочалося. У Західній Австралії дві компанії оголосили про потенційне спільне підприємство, яке забезпечить фінансування, необхідне для проекту освоєння мінеральних пісків Thunderbird. Регіональні чи національні урядові установи в Австралії вказали, що вони нададуть фінансову підтримку для проекту видобування мінеральних пісків Коберн у Західній Австралії та Даббо – поліметалічний проект у Новому Південному Уельсі. Дані про світове виробництво первинного гафнію недоступні та кількісні оцінки запасів гафнію відсутні [64].

## 2.2. Характеристика супутніх корисних копалин Мазурівського родовища та їх аналогів в країнах світу

При експлуатації Мазурівського родовища можливий видобуток корисних копалин, які можуть розглядатися як супутні. Рудоносність основних-ультраосновних порід в першу чергу пов'язана з ільменітом та титаномагнетитом, які дуже рідко, лише на окремих ділянках можуть досягати досить високих концентрацій; навіть ставати породотвірними. Основні-ультраосновні породи при відкритому способі видобування рідкіснометалічних руд розглядались як можливе джерело ільменіт-титаномагнетитових концентратів, або щебеню [7, 8].

Титанова мінералізація Мазурівського родовища, приурочена до основних (габроїдних) порід, виявлена в основних породах південного блоку. Мінералами-концентраторами титану є ільменіт і магнетит.

Магнетит-ільменітове зруденіння розподілено в масі габроїдних порід нерівномірно, проявлене у вигляді невеликих лінзовидних або пластових ділянок, збагачених ільменітом. Іноді вміст рудних компонентів в такому габро досягає 10-15 % від обсягу породи. Ільменіт домінує над магнетитом.

Пластинчаті виділення ільменіту знаходяться в тісному легматитовому пророщенні з нерудними мінералами – піроксенном, інколи – плагіоклазом. Розміри виділень ільменіту коливаються від 0,001 мм до 0,5-0,6 мм, частіше 0,05-0,20 мм.

Вміст діоксиду титану в габро коливається від 3,41 % до 7,22 % (середній 5,45 %), пентаоксиду ванадію – від 0,065 % до 0,185 % (середній 0,126 %); заліза – від 12,7 % до 25,5 % (середній 18,72 %); триоксиду хрому – від 0,01 % до 0,016 %. Вміст скандію в габро – 7-50 г/т [7].

**Титан.** Титан та його сплави використовуються в багатьох галузях: літако– та ракетобудуванні, суднобудуванні, хімічній промисловості. Діоксид титану широко використовується в якості пігменту в лакофарбовій промисловості, виробництві пластмас, гуми, паперу. Близько 90-95 % титанових концентратів використовується у виробництві пігментного діоксиду титану, який продукують 25 країн світу [41].

У світі станом на 2019 рік виробляється близько 6,0 млн. т діоксиду титану. Основні виробники – США, Китай, Німеччина, Японія, Великобританія, Франція [41]. Останнім часом з'явилися нові виробники – Мексика, Сінгапур, Тайвань. Але контроль над світовим ринком знаходиться в руках найбільших транснаціональних корпорацій – *Du Pont, Millennium, Kronos* та інші.

Станом на 2017 р. США є найбільшим експортером діоксиду титану (38 %). Тверді позиції на ринках займає Німеччина (36 % разом з іншими країнами ЄС), Японія – 8 %, Україна – 3 %, Канада – 2 %, інші – 13 % [42]. Майже половина світового виробництва металевого титану сконцентрована в США та Китаї. Помітними гравцями на цьому ринку є

Німеччина, Японія, Великобританія, Росія. Виробництво зливків і прокату в Японії складало 30 тис. т і 20 тис. т, відповідно. Основні виробники: **OSAKA Titanium Technologies, Toho Titanium**.

Виробництво зливків титану у Китаї досягло майже 27,50 тис. т. Корпорація «**ВСМПО-АВИСМА**» (РФ) виробляла до 25 тис. т зливків титану на рік. Зливки діаметром 420-1000 мм, довжиною 1000-4000 мм, та масою до 10 т [43].

У Казахстані на Усть-Кам'яногірському ТМК в 2011 р. став до ладу новий завод з виробництва зливків і сплавів титану потужністю 11 тис.т на рік. На кінець 2010-тих років завод виробляв 16 тис.т титану на рік (14 % світового виробництва [43]).

Металевий титан виробляють із титанової губки. Основним промисловим способом виробництва компактних зливків титану є дугова вакуумна плавка. Витратні електроди для дугової печі виготовляють пресуванням із подрібненої титанової губки. Певне розповсюдження отримав спосіб виробництва титану і його сплавів плавленням губки в електронно-променевих печах.

Титанову губку отримують магнійтермічним (Казахстан, Росія, Україна, США, Японія, Китай) і частково натрійтермічним (США, Великобританія) відновленням тетрахлориду титану.

Виробництво титанової губки здійснюють США, Японія, Китай, Казахстан, Росія, Україна, та інші країни. Виробництво губки в Японії перевищує 65 тис. т на рік. Китай вийшов на обсяги виробництва близько 55 тис. т на рік (майже 30 % світового виробництва) [44].

Росія у 2010-тих роках – третій у світі за обсягами виробництва виробник титанової губки – 20 тис. т на рік. Помітним виробником губки є Казахстан (УКТМК).

Виробництво тетрахлориду титану, – сировини для виробництва губки, – в Казахстані, Росії, Україні базується на використанні шлаків із вмістом  $TiO_2$  85-91 %, які виплавляються в руднотермічних печах з ільменітових концентратів, та хлоруються у хлораторах з розплавом солей. В країнах Заходу основною сировиною слугує природний чи синтетичний рутил, який піддається хлоруванню у хлораторах «киплячого шару».

Основні виробники титанового шлаку – Канада і ПАР. Шлаки за кордоном (вміст  $TiO_2$  80-85 %) використовуються в основному для сірчано-кислотного виробництва пігментного діоксиду титану. В Україні, Росії, Казахстані титановий шлак виплавляється на Запорізькому ТМК (ЗТМК, Україна), Березняківському ТМК (РФ), та Усть-Кам'яногірському ТМК (Казахстан).

Магній для відновлення тетрахлориду титану отримують методом електролітичного розкладення розплаву хлористого магнію і безводного карналіту в бездіафрагмових електролізерах. В результаті електролізу утворюється металічний магній, який після додаткового очищення подається на відновлення титану.

Виробництво титанової продукції в Україні розпочалося у 1956 році на Дніпровському магнієвому заводі (з 1971 року – Запорізький титаномагнієвий комбінат) – одному з перших у світі виробників титанової губки. Підприємство багато разів модернізувалося і реконструювалося, що дозволило збільшити його виробничі потужності по титановій губці у понад 30 разів. У грудні 2008 р. отримали перший зливочок титану електронно-променевого топлення. У 2009 році ЗТМК виробляв титан губчатий марок ТГ-90...ТГ-150 (7-8 тис. т/рік), шлак титановий (15 тис.т/рік), тетрахлорид титану, зливки титанові діаметром 660-950 мм, відливки титанові фасонні, феротитан, гідрид титану губчатого [45].

Виробництво лігатур для титанових сплавів освоєне на Донецькому хіміко-металургійному заводі у 1964 році. З 1966 р. ДХМЗ виробляв титан йодидний в стрижнях – компактний метал високої чистоти (менше 0,1 % домішок). У 1967 р. організовано виробництво титан-молібденової проволочки методом йодидного рафінування.

Титановий прокат в Україні виробляється на заводах ТОВ «ВСМПО Титан Україна» (м. Нікополь) та ТОВ «ФІКО» (м. Київ).

ТОВ «ВСМПО Титан Україна» працює в Україні з 2008 р. Виробничі потужності створено на базі трубного цеху № 5 Нікопольського Південно-трубного заводу. У 2011 р. в кооперації з ТОВ «Інтерпайп Ніко Т'юб» вироблено понад 200 т безшовних холоднодеформованих титанових труб. Виробляються труби із сплавів на основі титану Grade 1, 2, 3, 9, 12 діаметром від 12 до 133 мм, товщина стінки від 0,5 до 7,5 мм.

ТОВ «ФІКО», яке понад 15 років працює на світовому ринку, здійснює виробництво злиwkів титану (2600 т на рік) методом електронно-променевого переплаву на своєму заводі у Києві. Маса злиwkів – до 6 т. Крім злиwkів, виробляє титановий прокат: стрижні, труби, плити, листи, дріт.

Титанові порошки в Україні (близько 1500 т на рік) виробляються на Закарпатському дослідному металургійному заводі та Запорізькому металургійному дослідному заводі Інституту титану. В Інституті титану (м. Запоріжжя) розроблена і успішно використовується на його дослідних заводах технологія переробки низькосортної титанової губки та відходів з неї в якісні порошки методами електролітичного рафінування чи механохімічного подрібнення.

Україна є основним експортером діоксиду титану в Східній Європі).

У 1963 р. на Сумському суперфосфатному заводі (зараз – ПАТ «Сумхімпром») став до ладу перший в Україні<sup>4</sup> цех діоксиду титану. В 1966 р. збудували другий цех з виробництва діоксиду титану за сульфатною технологією. Загальна виробнича потужність – 40 тис. т/рік. У 2003-2004 р.р. провели реконструкцію і модернізацію виробництва. Продукція – діоксид титану марки SumTitan, та інші види продукції.

---

<sup>4</sup> І в СРСР також

У 1971 році з пуску одного цеху (40 тис. т) розпочалося виробництво діоксиду титану на Кримському виробничому об'єднанні «Титан» (з 2010 р. – ДАК «Кримський Титан»). У 1978 р. введено в дію другий цех такої ж потужності. У 2011 р. на підприємстві вироблено близько 110 тис. т діоксиду титану.

Проведені ще на стадії попередньої розвідки у 1980-х роках укрупнені економічні розрахунки показали, що переробка основних порід Мазурівського родовища з метою одержання ільменіт-титаномангнетитових концентратів є економічно недоцільною [46]. У зв'язку з цим підрахунок запасів основних-ультраосновних порід в межах ділянки робіт не виконувався, а самі розкривні природні утворення розглядались як попутна сировина для отримання щебеню.

Доцільність отримання ільменітових та титанмангнетитових концентратів в нових економічних умовах не розглядалася.

Станом на 2019-2020 рр. тенденції на ринку титану такі. Провідними виробниками титанових мінеральних концентратів були Австралія, Китай і Південна Африка. Китай продовжував бути як провідний виробник і споживач титанових мінеральних концентратів. У 2020 році імпорт Китаю титану мінеральних концентратів становив близько 3 млн тонн, що на 19% більше, ніж у 2019 році.

Провінція Гуандун вводила в експлуатацію потужність з виробництва до 200 000 тонн синтетичного рутилу на рік. Станом на жовтень 2020 р. Мозамбик (36%), Австралія (14%), В'єтнам (11%) і Кенія (11%) були провідними джерелами титанових мінеральних концентратів до Китаю.

У Саудівській Аравії через технічні проблеми та пандемію COVID-19, введення в експлуатацію проекту з виробництва до 500 тис. тонн титанового шлаку на рік відкладено до 2021 року. Інші нові проекти розроблялися в Австралії, Китаї, Малаві, Мозамбіку, Норвегії, Сенегалі та Танзанії [64].

**Молібден.** Прояви молібденової мінералізації відмічались повсюдно під час детальної розвідки Мазурівського родовища і пов'язані, в основному, з тонкорозсіяною мінералізацією молібденіту, приуроченою до зони тріщинуватості, головним чином, продуктивних порід. Іноді молібденіт утворює невеликі (перші сантиметри) лінзовидні скупчення або дрібну (до 1 мм) відносно рівномірну вкрапленість. Потужність таких ділянок коливається від 1,0 м до 2,0 м; вміст молібдену в них коливається від 0,008 % до 0,020 % [7]. Доцільність вилучення молібденіту в нових економічних умовах не розглядалася через низький вміст молібденіту в руді, нерівномірність зруденіння та незначні його запаси.

Станом на 2019-2020 рр. тенденції на ринку молібдену такі. Світове виробництво молібдену у 2020 році дещо зросло порівняно з 2019 роком (2019 р. – 294; 2020 р. – 300 тис.т). Китай, Чилі, США, Перу та Мексика забезпечили понад 90% загального світового виробництва [64].

**Рідкісноземельні метали.** Цей вид сировини належить до категорії В. П'ятнадцять лантаноїдів і близький до них ітрій становлять групу рідкісних земель або рідкісноземельних металів, попит на які постійно зростає. За оцінками, потреби України в рідкісних землях на сьогодні становлять сотні тонн. Придніпровський хімічний завод (ПХЗ, м. Кам'янське) виробляв раніше 1500 тонн рідкісноземельної продукції на рік. Сировиною був проміжний продукт переробки урановмісних фосфоритів одного із казахських родовищ – розчин нітратів, – який на ПХЗ очищали від домішок, а потім екстракцією виділяли з нього церієву та ітрієву групи РЗМ. Колективний продукт церієвої групи використовувався для виробництва каталізаторів, поліриту і лігатур, а продукт ітрієвої групи у вигляді розчинів нітратів відправляли на завод «Поліметал» (Москва) для подальшої переробки [47]. Україна має промислові потужності і технології для отримання високочистих рідкісноземельних металів та їх сполук і сплавів, що широко використовуються. Освоєння власної мінерально-сировинної бази рідкісноземельних металів, без яких неможливе виробництво високоякісних конкурентоспроможних сталей і сплавів, стало нагальною потребою.

У рудах Мазурівського родовища представлені РЗМ церієвої групи. Основний мінерал-концентрат, що концентрує до 70-80 % РЗМ в породах – бритоліт [8]. Крім того, РЗМ є в пірохлорі, цирконі, апатиті та чевкніті.

Бритоліт знаходиться у вигляді неправильних зерен і добре утворених псевдогональних призматичних кристалів. Забарвлення змінюється від світло-жовтого до темного червоно-коричневого. Світло забарвлений бритоліт прозорий, з сильним скляним блиском; темний бритоліт є напівпрозорим. Склад рідкісних земель (в мас % від TR) звичайний для бритоліту: лантан – 21,8; церій – 41,1; празеодим – 5,8; неодим – 19,4; самарій – 3,9; європій – 0,5; гадоліній – 4,4; тербій – 0,2; діспрозій – 1,2; ербій – 0,5; ітербій – 1,0. Розмір зерен змінюється від десятих часток мм до 1,0-1,5 мм. Найбільші концентрації мінералів відмічаються в маріуполітах, і двошпатових метасоматитах, де сума РЗМ коливається від 0,02 до 0,32 % [7].

**Щебінь.** При відкритому способі експлуатації Мазурівського родовища вмісні породи і частина руд (при впровадженні радіометричного методу попереднього збагачення руд) можуть являти інтерес як сировина для виробництва щебеню для будівельних робіт. Блок основних-ультраосновних порід родовища, як сировина для одержання будівельного каменю (щебеню), за складністю геологічної будови належить до 1 групи родовищ – масивні магматичні тіла з слабо порушеним заляганням. Отримані результати вивчення властивостей розкритих порід і руд свідчать, що за своїми фізико-механічними властивостями проби відповідають вимогам ДСТУ Б В.2.7–30:2013 до щебеню з природного каменю для будівельних робіт [48]. Це дозволяє рекомендувати щебінь з

порід Мазурівського родовища як заповнювач для бетонів, як щебенева подушка при будівництві автомобільних доріг тощо.

Підрахунок запасів щебеню виконувався на основі попередніх техніко-економічних даних. Вихідними даними були прийняті співвідношення площі блоку робіт і проектного кар'єру, визначених в ТЕО кондицій товарної продукції. Запаси щебеню при відпрацюванні блоку деталізації визначені в 13 994 тис. м<sup>3</sup>.

При переробці руд з попереднім рентген-радіометричним збагаченням всієї руди блоків з балансовими запасами і виході щебеню на рівні 29,7 % від руди, одержані обсяги продукції на ділянці детальних робіт складають 1 332,4 тис. м<sup>3</sup>.

**Глиниста сировина.** При проведенні детальної розвідки [8] пухкі породи четвертинного віку вивчались як сировина для будівельної кераміки (виготовлення черепиці та цегли). У деталізаційному блоці сучасні відкладення розповсюджені лише в межах пошукових ліній 16-16а. Тут вони горизонтальним чохлам середньою потужністю 7,18 м залягають на кристалічних утвореннях докембрію. Їх східна границя проходить по площині перерізу свердловин 735-81. Четвертинні відклади відсутні на півдні ділянки через розробку родовища в минулі роки відкритим способом. Загальна площа розвитку антропогенних порід складає 14 128 м<sup>2</sup>. За своїм хімічним складом суглинки відповідають вимогам ОСТ 21-78-88 [49].

Суглинки придатні для отримання керамічної цегли і черепиці марки «200». Для уточнення лабораторних даних необхідні напівпромислові випробування сировини.

Підрахунок запасів суглинків, виконаний методом геологічних блоків, показав, що загальні запаси глинистої сировини складають близько 200 тис. т [7].

**Каменесамоцвітна сировина.** Нефелінові сієніти, фойяїти, пегматити і маріуполіти мають високі декоративні властивості і характеризуються яскравим забарвленням та оригінальним малюнком. Малюнок розпливчато-плямистий чорного, темно-сірого, брудно-рожевого, брудно-жовтого, інколи темно-синього кольору.

Найбільш повно відповідає вимогам до самоцвітної сировини маріуполіт [46]. Він має багату строкату барвисту гамму, легко обробляється, добре полірується і може бути використаний як декоративний матеріал для виготовлення шкатулок, підставок, свічників та інших виробів. Пошукові роботи на цей вид корисних копалин на Мазурівському родовищі не проводилися.

### 2.3. Виробництво рідкісних металів на Донецькому хіміко-металургійному заводі

У жовтні 1938 року наказом по *Главредмету* створено Маріупольське цирконове рудоуправління «Маріупольбуд», перед яким поставлено завдання будівництва дослідної збагачувальної фабрики потужністю 10 т на добу, призначеної для відпрацювання технології збагачення цирконової руди. У вересні 1939 року дослідна фабрика була введена в дію [50]. У цьому ж році розпочалося проектування та будівництво гірничо-збагачувального комбінату потужністю 1 000 т руди на добу у складі кар'єру, збагачувальної фабрики, цеху знезалізнення цирконового концентрату, допоміжних об'єктів і споруд.

Одночасно з розвідкою проводилося старательське видобування циркону. Видобуто 14 679 т руди та отримано 21 т концентрату з вмістом цирконію більше 50 % [51]. З другої половини вересня 1939 року доводка концентрату здійснювалася на збагачувальній фабриці, де отримували 95 %-ий цирконовий концентрат [52].

В останньому довоєнному році були проведені підготовчі роботи до широкого розгортання будівництва комбінату. Комплексний технічний проект комбінату, виконаний проектним інститутом «*Гипроредмет*», був готовий вже 1 січня 1941 року [53].

Після визволення території Волноваського району від німецьких військ, вже в листопаді 1943 року розпочалися відновлювані роботи та будівництво Маріупольського цирконового рудника.

Проектним завданням було прийнято гравітаційне збагачення на концентраційних столах, із застосуванням електромагнітної сепарації. Продуктивність фабрики прийняли 21 тис.т на рік – 150-200 тонн цирконового концентрату на рік, з яких 105 тонн планувалося переробляти в знезалізнений концентрат для виробництва емалей.

Цех знезалізнення призначався для виробництва знезаліщеного цирконового концентрату, який застосовувався здебільшого для заміни оксиду олова у виробництві емалей [54].

З другого півріччя 1945 року було організовано гірничо-збагачувальний цех. Рудоуправління, маючи на балансі одну автомашину, і лише один допоміжний цех (механічний), за наявності 30 робітників, розпочало видобування руди ручним способом, за допомогою кайла та заступу, отримання цирконового концентрату на бутарах [55].

Основними об'єктами плану капітального будівництва на 1946 рік були збагачувальна фабрика, цех діоксиду цирконію, цех знезалізнення циркону, а також кілька допоміжних об'єктів.

У травні 1946 року став до ладу тимчасовий цех знезалізнення цирконового концентрату, а в грудні того ж року – цех діоксиду цирконію та збагачувальна фабрика. Цех діоксиду цирконію почав працювати на операціях розкладання та вилуговування в жовтні 1946 року. На інших

операціях не працював через відсутність гумованої апаратури. В середині грудня дослідне розчинення цирконату натрію в соляній кислоті провели у дерев'яній апаратурі, виготовленій на місці. Перша переробка пройшла невдало, діоксид не отримали. В результаті переробки другої партії отримали перших 6 кг гідрооксиду з вмістом діоксиду цирконію 68,5 % та 3 кг – з вмістом 88 %.

Пробний пуск фабрики виявив грубі недоліки проекту, та порушення при будівництві і монтажі обладнання. Виявлені дефекти усували до серпня 1947 року. В 1946 році на збагачувальній фабриці працювало лише відділення магнітної сепарації в одну зміну. Перероблено було 142,2 т бутарного концентрату з вмістом 50,0-52,5 % діоксиду цирконію. Отримували концентрат з вмістом  $ZrO_2$  61,5 % і вище [56].

У цьому році рудоуправління «Маріупольбуд» стало по суті невеликим гірничо-хімічним комбінатом з видобувним та переробними цехами: гірничим, збагачувальною фабрикою, цехом знезалізнення (тимчасовим), цехом діоксиду цирконію.

Рудоуправлінням проводились і старательські роботи.

В 1946 році було отримано майже 122 т цирконового концентрату (в т.ч. понад 40 т товарного), близько 33 т знезалізненого концентрату [57].

Річний план гірничо-розкривних робіт виконали на 77,3 %. Було розкрито та підготовлено до виїмки 12 тис. т цирконової руди.

До початку другого півріччя 1947 року основні промислові об'єкти були введені в експлуатацію.

У січні 1947 р. отримали 14 кг діоксиду цирконію з вмістом 95,0-96,5 %. У липні введено в експлуатацію новий цех знезалізнення. У серпні запрацювала на повну потужність збагачувальна фабрика. Ця фабрика працювала до 1958 року, переробляючи до 150 т руди на добу.

У 1947 році здано в експлуатацію: гірничий цех, цех діоксиду, цех знезалізненого концентрату, збагачувальна фабрика, хімлабораторія; електропідстанція, водогін і паропровід, насосна, хвостосховище, контактна лінія електровозної віткатки, автодороги на площадці, гребля [58].

Закінчення будівництва основних виробничих цехів у 1947 році та введення їх в експлуатацію створило передумови для збільшення виробничих потужностей, та розгортання з другого півріччя всієї господарчої діяльності Маріупольського цирконового рудоуправління. Воно стало першою експериментальною базою промисловості рідкісних металів, де розроблялись нові технічні рішення, відпрацьовувались технології, вівся пошук нових галузей використання цирконієвої продукції. Робота цього рудника, безумовно, значно прискорила розвиток цирконієвої промисловості у нашій країні.

До кінця 1950-х років рудоуправління освоїло виробництво різних хімічних сполук цирконію, порошоків та зливків металічного цирконію, очищення цирконію від гафнію, та різних видів гафнієвої продукції. Були

створені передумови для широкого використання цирконію в економіці, що вимагало розширення виробництва. У 1958 році рудоуправління реорганізовано в Донецький хіміко-металургійний завод (ДХМЗ).

30 вересня 1958 року запрацювала нова збагачувальна фабрика продуктивністю 750 т/добу, яка експлуатувалася до закриття гірничого цеху 01.04.1967 року. Донецький хіміко-металургійний завод перейшов до переробки привізної сировини – цирконового концентрату Верхньо-Дніпровського гірничо-металургійного комбінату (ВДГМК) [59].

На заводі постійно велося будівництво нових цехів, освоєння нових технологій і нових видів рідкіснометалічної продукції.

Вироблялись також порошки та зливки ніобію і танталу з привізної сировини (гідрооксиду ніобію та лопаритового концентрату Ловозерського комбінату, Росія). Багато з освоєних виробництв були єдиними в СРСР.

У 1964 році на заводі освоєні позапічні алюмотермічні способи виробництва лігатур на основі ніобію, ванадію, молібдену, вольфраму, цирконію та хрому [60]. Лігатури на основі рідкісних металів вироблялись до 1997 року та використовувались у виробництві титанових сплавів на російському підприємстві АВІСМА.

У зв'язку з перепрофілюванням заводу на виробництво лігатур та напівпровідників, частина виробництв, пов'язаних з переробкою цирконового концентрату, була передана на ВДГМК. Інші виробничі потужності були ліквідовані або законсервовані.

До початку 1990-х років завод виробляв і різні види титанової продукції: надчистий титановий дріт, титанові стрижні. З 1993 року завод розпочав випуск феросплавів на основі тих же рідкісних металів – вольфраму, молібдену, ванадію, ніобію, – для задоволення потреб вітчизняної чорної металургії (зокрема, низькопроцентного феротитану) [61].

До 1991 року ДХМЗ був також єдиним в СРСР виробником порошків цирконію, які використовувались в оборонному комплексі (компонент твердого ракетного палива та напалму). Вироблялись на заводі також зливки ніобію для використання у виробництві цирконій-ніобієвого сплаву для ТВЕЛів атомних електростанцій.

У 1980 році на Донецькому ХМЗ було освоєно виробництво полікристалічного кремнію напівпровідникової чистоти [62]. Для цього виробництва створена потужна енергетична інфраструктура: дві електричні підстанції по 80 МВт, водогрійна котельня, парова котельня, воднева та азотна (киснева) станції, потужне відділення ректифікації (очищення) хлоридів кремнію, система оборотного водозабезпечення, насосні технічної та питної води, два водосховища, два шламонакопичувачі, склад хлоридів, компресорна, газорозподільна станція.

До 1992 року ДХМЗ виробляв 65 % полікристалічного кремнію напівпровідникової чистоти у пострадянському просторі. З 1997 року

виробництво полікристалічного кремнію на Донецькому ХМЗ законсервовано у зв'язку з некокурентоспроможністю. Разом з тим, можливе перепрофілювання виробництва полікремнію з використанням існуючої інфраструктури на випуск інших наукоємних та конкурентоспроможних видів продукції, наприклад діоксиду кремнію або діоксиду титану.

Маріуполітові руди, на базі яких побудований завод, є комплексними і містять окрім цирконію і гафній в мінералі циркон, а також ніобій і тантал в мінералі пірохлор, алюміній в нефеліні та польовошпатовій сировині, оксиди калію і натрія в польовошпатовій сировині.

У 1959-1965 роках інститутами Академії наук України проведена велика робота по комплексній переробці руди (маріуполітів) Мазурівської балки. Була відпрацьована і перевірена у напівпромислових умовах технологія виробництва глинозему, розроблена технологія вилучення концентратів рідкісних металів, та доведена економічна доцільність комплексної переробки сировини з отриманням глинозему, концентратів рідкісних металів, цементу і каустичної соди [63].

Донецький ХМЗ в 1999 році постановою КМУ ліквідовано, а його майно передано в безоплатне користування Маріупольському металургійному комбінату ім. Ілліча. Протягом наступних 16 років було загублено низку унікальних виробництв. В першу чергу мова йде про виробництво напівпровідникового полікристалічного кремнію для електроніки та сонячної енергетики (65 % колишнього союзного виробництва), виробництво титанових лігатур для титанових сплавів (100 % союзного виробництва), надчистого титанового дроту (100 % союзного виробництва), єдине в пострадянському просторі виробництво порошків цирконію для виготовлення твердого ракетного палива та інших військових цілей, єдині в Україні виробництва зливків ніобію, гафнію, феросплавів на основі рідкісних металів.

За ці роки майно колишнього заводу в значній мірі стало непридатним до використання за призначенням через відсутність ремонту будівель і споруд; технологічне обладнання фізично та морально застаріло.

У 2015 році майно колишнього ДХМЗ повернулося до фонду Держмайна України, та передано на баланс Харківського науково-дослідного і проектного інституту «НІОХІМ». На сьогодні балансоутримувач підтримує виробництво двох невеликих виробничих дільниць – порошкового дроту для металургійних заводів та зварювальних електродів. Обладнання основних виробництв колишнього хіміко-металургійного заводу демонтується.

Разом з тим, на заводі залишаються об'єкти інфраструктури – залізнична колія до станції Волноваха, складські споруди, механічний цех та електроцех, цех залізобетонних виробів, шламонакопичувачі та хвостосховище для майбутньої збагачувальної фабрики, які можуть знайти застосування в разі відновлення розробки Мазурівського

рідкіснометалічного родовища, та виробництва рідкіснометалічної продукції. Забезпечення фабрики технічною водою здійснюється водогоном з Південно-Донбаського каналу та місцевого водосховища. Землевідвід заводу – 224,0 га. Поруч із заводом знаходиться селище міського типу Донське на 6000 мешканців. Завод та селище мають також автомобільне сполучення з м. Донецьк (60 км) та м. Маріуполь (40 км). В минулому на заводі працювало понад 2000 людей, з них до 400 чоловік – інженерно-технічні працівники.

У Приазов'ї, на відстані 10-30 км від хіміко-металургійного заводу знаходяться також інші родовища рідкісних та рідкісноземельних металів, поглиблена переробка руди яких могла б здійснюватися на цьому ж заводі. Це відкриває перспективу розширення сировинної бази рідкіснометалевої галузі промисловості, залучення до експлуатації нових родовищ без значних обсягів інвестицій.

Нарешті, відновлення виробництва рідкіснометалічної продукції на базі Мазурівського тантал-ніобій-цирконієвого родовища, інших родовищ Приазов'я, дасть поштовх до економічного зростання депресивного регіону.

***Перелік видів продукції, виробництво якої освоєно на Донецькому ХМЗ:***

- 1939 р. – цирконовий концентрат;
- 1946 р. – знезалізнений цирконовий концентрат;
- 1947 р. – знезалізнений циркон для виробництва емалей, та цех двоокису цирконію – технічного та чистого;
- 1948 р. – організовано виробництво порошків металевого цирконію методом кальційтермічного відновлення;
- 1949 р. – виробництво флуорцирконату калію;
- 1953 р. – виробництво діоксиду цирконію, очищеного від гафнію;
  - металевого цирконію, очищеного від гафнію;
  - порошку ніобію металевого;
- 1954 р. – виробництво сірчанокислового цирконію;
  - металевого цирконію методом натрійтермії;
  - флуорніобату калію;
- 1955 р. – вперше отримано гафнієвий 5 %-й концентрат;
- 1957 р. – отримані перші кілограми особливо чистого двоокису цирконію;
- 1958 р. – освоєно виробництво чотирихлористого цирконію;
- 1959 р. – виробництво флуорцирконату калію, очищеного від гафнію;
  - гідрооксиду цирконію;
  - порошків цирконію;
  - зливків і брикетів цирконію;
- 1960 р. – виробництво оксифлуорніобату;
  - діоксиду гафнію;

- 1961 р. – виробництво гафнію металевого в порошку; флуорантталату калію;
- 1962 р. – виробництво злиwkів металевого цирконію;
- 1963 р. – виробництво злиwkів ніобію;
  - 60 %-й гафнієвий концентрат;
- 1964 р. – виробництво гафнію йодидного металевого в стрижнях;
  - основного сульфату цирконію;
  - ванадій-ніобій-алюмінієвої лігатури;
- 1965 р. – виробництво стрижнів гафнію;
  - порошку танталу;
  - злиwkів танталу;
- 1966 р. – виробництво титану йодидного;
  - танталу йодидного в прутках;
  - ніобієвих трубних заготовок;
  - сульфату натрію і алюмінію;
- 1967 р. – виробництво титан-молібденового дроту;
- 1968-1969 рр. – організація виробництва лігатур алюміній-циркон-молібден, алюміній-хром-молібден, алюміній молібден-титан;
- 1970 р. – виробництво лігатури алюміній-молібден-ванадій-титан;
  - ванадій металевий;
  - пентаоксид ніобію;
  - порошок металевого ніобію;
  - порошок гафнію;
  - хлороксид гафнію;
- 1971 р. – виробництво гідроксиду гафнію;
  - ванадій в зливках;
- 1972 р. – виробництво сплаву алюміній-цирконій (АЦ-60);
- 1973 р. – виробництво флуорніобату калію;
- 1974 р. – виробництво діоксиду цирконію, стабілізованого кальцієм, ітрієм;
  - карбонату цирконію;
  - основного сульфату цирконію;
  - порошку цирконію кальційтермічного;
  - лігатури алюміній-цирконій-ванадій;
- 1974р. – виробництво металевого цирконію натрійтермічного;
  - хлороксиду цирконію;
- 1975 р. – освоєно виробництво подвійної флуористої солі танталу;
  - йодидних гафнію та титану;
  - лігатури ніобій-алюміній та алюміній-молібден;
- 1976-77 рр. – нові види лігатур: вольфрам-алюміній, фероніобій;
- 1978 р. – діоксид цирконію, стабілізований скандієм;
- 1979 р. – лігатура алюміній-ванадій-титан;
- 1980 р. – виробництво полікристалічного напівпровідникового кремнію для електроніки та сонячної енергетики;

- 1981р. – ванадій металевий;
- порошок гафнію натрій- і кальційтермічні;
- титан в прутках;
- флуорцирконат натрію;
- гафній йодидний.

### *Література до розділу 2:*

1. Попов Р.Л. Результаты минералогических та технологических исследований руд Мазурівського родовища та рідкісноземельних руд України: Звіт про НДР по темі № 343 / КВ УкрДГРІ. – № ДР 0197009822. – Сімферополь, 2002. – 138 с.
2. Обзор рынка полевошпатового сырья в СНГ (12 издание). – 2020 г. М.: 177 с. [www.infomine.ru](http://www.infomine.ru)
3. Земятченский П. Об использовании некоторых горных пород Кольского полуострова в стекольном деле // Техноэкономический вестник. – 1923. – № 10-11. – С. 24-30.
4. Донской А.Н. Перспектива обеспечения Украины собственной сырьевой базой алюминиевой промышленности / А.Н. Донской, Е.А. Кулиш // Геологія та генезис рудних родовищ України (сучасний стан, нові підходи проблеми, рішення). – К.: УкрДГРІ, 2004. – С. 226-228.
5. Донской А.Н., Кулиш Е.А., Донской Н.А. Нефелиновые породы Украины – комплексные алюминий-глиноземные и редкометальные руды. – К.: Логос, 2004. – 222 с.
6. Иванов А.И., В.П. Иващенко, А.А. Полещук, Иванова Л.П. Алюминиевое сырье Украины и пути его использования. – Днепропетровск: РИА «Днепр-VAL», 2003. – 106 с.
7. Коваль Е.М., Павлюченко Р.А., Стрекозов С.Н. и др. Отчет о результатах предварительной разведки Мазуровского месторождения редких металлов, проведенной в 1984-1991 гг. с подсчетом запасов на 01.01.1991 г.: Отчет / ПГРЭ КП «Южукргеология». – Волноваха, 1991. – 344 с.
8. Стрекозов С.Н., Галицкий В.В. Отчет о результатах детальной разведки Мазуровского месторождения комплексных полевошпат-нефелин-циркон-тантал-ниобиевых руд, проведенной в 1994-2003: Отчет / ПГРЭ КП «Южукргеология». – Волноваха, Волноваха, 2003. – 256 с.
9. Шпилевой К.Л., Костецкий Ю.В. Исследование процесса электротемической плавки нефелиновой руды // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія «Металургія». – Вип. 13 (194). – Донецьк, ТОВ «Цифрова друкарня», 2011. – С.121-130.
10. Китайгородский И.И., Карев П.Н. Опыт заводской плавки Украинских нефелиновых сиенитов // Керамика и стекло. – 1929. – № 11.

11. Кононова В.А. Месторождения нефелиновых сиенитов Канады и Норвегии // Нефелиновое сырье. – М.: Наука, 1977. – С. 152-156.
12. Анализ рынка полевого шпата в России: 2010-2018 и прогноз до 2024 г. – М.: 2019. – 189 с. [www.infomine.ru](http://www.infomine.ru)
13. Вишневогорский горно-обогатительный комбинат. <https://vishgok.ru>
14. Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г., Елютин А.В., Захаров А.М. Ниобий и тантал. – М.: Металлургия, 1990. – 296 с.
15. Ниобийсодержащие низколегированные стали / Хайстеркамп Ф., Хулка К., Матросов Ю.И. и др. – М.: СП «Интермет Инжиниринг», 1999. – 94 с.
16. Шпилевой Л., Шпилевой К. Ниобий // Металл. – 2001. – № 8. – С. 32–36.
17. Эпштейн Е. М., Усова Т.Ю., Данильченко Н.А. и др. Ниобий России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы // Минеральное сырьё: Серия геолого-экономическая. – М.: Изд. ВИМС, 2000. – № 8. – 103 с.
18. Рідкісні метали України – погляд у майбутнє / Під ред. Л.С. Галецького. – К.: Ін-т геол. наук НАН України, 2001. – 117 с.
19. Обзор рынка ниобия в России, странах СНГ и мира (7 издание). – М.: 2019. – 135 с. [www.infomine.ru](http://www.infomine.ru)
20. Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г. Металлургия редких и цветных металлов. – М.: Металлургия, 1991. – 432 с.
21. Боярко Г.Ю. Динамика мирового производства и товарных потоков ниобиевого сырья // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – Томск, 2019. – Т. 330. – № 10. – С. 216–229.
22. Paraiso- Fo O.D.S., Fuccio R., Betz E.W. Mining, ore preparation and niobium-based materials production at Arax, Brazil // High Temperature Materials and Processes. – 1993. – V 11. – No 1–4. – P. 119-138.
23. The Catalao I niobium deposit, Central Brazil: Resources, geology and pyrochlore / P.F.D.O. Cordeiro, Brod J.A., Palmieri M. et al. // Ore Geology Reviews. – 2011. – V. 41. – № 1. – P.112-121.
24. Dufresne C., Goyette G. The production of ferroniobium at the Niobec mine // Niobium, Science and Technology: Proceedings of the International Symposium Niobium 2001. – Orlando, FL, United States. 2001. – Code 62351. – P. 29-35.
25. Sutton J.A. Columbium and tantalum // Minerals yearbook metals, minerals, and fuels 1971. U.S. Geological Survey. – 1971. – P. 449-459. URL: <http://images.library.wisc.edu/EcoNatRes/EFacs2/MineralsYearBk/MinYB1971v1/reference/econatres.minyub1971v1.jsutton.pdf> (дата обращения: 15.04.2019).
26. U.S. Geological Survey (USGS). Available at: <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/tin/index.html#mcs> (accessed 15 May 2019).

27. British Geological Survey (BGS). Available at: <http://www.bgs.ac.uk/mineralsuk/statistics/worldStatistics.html> (accessed 15 May 2019).
28. Кудрин В.С., Рожанец А.В., Чистов Л.Б. и др. / Тантал России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы. «Минеральное сырье». Серия геолого-экономическая. – № 4. – М.: ВИМС, 1999. – 90 с.
29. U.S. Geological Survey, 2020, Mineral commodity summaries 2020: U.S. Geological Survey, 200 p.
30. Niobium and Tantalum – U.S. Geol. Survey Circular, 1993. – № 930 – М., 36 pp.
31. Annual Review Supplement to Mining Journal, 1998. – v. 331. – № 8492. – p. 17.
32. Charles Skidmore/ Speciality Metals: Zirconium and Hafnium // Metals & Mineral Annual Review, 1995. – pp. 68-70.
33. Быховский Л.З., Зубков Л.Б., Осокин Е.Д. Цирконий России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы. «Минеральное сырье». Серия геолого-экономическая. – № 2. – М.: ВИМС, 1998. – 120 с.
34. Осокин Е.Д., Бойко Т.Ф., Линде Т.П. Минеральное сырье. Цирконий и гафний // Справочник. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 1997. – 40 с.
35. Петров В.П. Циркон и бадделейт – ценное и дефицитное неметаллическое сырье // Изв. ВУЗов: Геология и разведка. – 1992. – № 5. – С. 31-44.
36. Обзор рынка редких и рассеянных металлов в мире и России: текущее состояние и прогноз развития до 2030 гг. Часть 1 (РЗМ, ниобий, тантал, цирконий, бериллий, литий). – М.: 2014. – 207 с. [www.infomine.ru](http://www.infomine.ru)
37. Обзор рынка гафния в мире, СНГ и России (3 издание). М.: 2019. – 53 с. [www.infomine.ru](http://www.infomine.ru)
38. Каганович С.Я. Цирконий и гафний. М.: изд-во АН СССР, 1962. – 182 с.
39. Мандель Г. Атомная электростанция в Кале // Атомная техника за рубежом. – 1958. – № 3.
40. Чернієнко Н.М. Геолого-економічні критерії комплексного освоєння Мазурівського родовища польвошпат-нефелін-рідкіснометалічних руд Східного Приазов'я / Дис. ... канд. геол. наук: 04.00.19 . – К., 2011. – 177 с.
41. Обзор рынка редких металлов в России (2 издание). М.: 2019. – 120 с. [www.infomine.ru](http://www.infomine.ru)
42. Быховский Л.З., Ремезова Л.И., Чеботарева О.С. Рудная база титана России: потенциал освоения и развития // Черная металлургия. – № 10. – 2017. – С.16-21.
43. [https://www.kt.kz/rus/economy/na\\_mirovom\\_rinke\\_titana\\_za\\_poslednie\\_dva\\_mesjaca\\_ceni\\_stabilizirovalisj\\_obzor\\_1153582958.html](https://www.kt.kz/rus/economy/na_mirovom_rinke_titana_za_poslednie_dva_mesjaca_ceni_stabilizirovalisj_obzor_1153582958.html)
44. <https://dioxid-titana.ru/news/mirovoy-rynok-dioksida-titana.html>

45. Металиди В.С., Гурский ДС. Титан Украины // Мінеральні ресурси України. – 2009. – № 3. – С. 11-17.
46. Обзор рынка редкоземельных элементов (металлов) в мире (2 издание). 2020. – 69 с. [www.infomine.ru](http://www.infomine.ru)
47. Кудрин В.С., Усова Т.Ю., Чистов Л.Б. и др. / Редкоземельные металлы России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы. «Минеральное сырье». Серия геолого-экономическая. – № 3. – М.: ВИМС, 1999. – 72 с.
48. ДСТУ Б В.2.7-30:2013. Матеріали нерудні для щебенивих і гравійних основ та покриттів автомобільних доріг. Київ, 2013. – 62 с.
49. ОСТ 21-78-88. Сырье глинистое (горные породы) для производства керамических кирпича и камней. Технические требования. Методы испытаний. – М., 1988.
50. Миронов С. Строительство цирконового комбината // «Социалистический Донбасс», № 138/2371, 17 июня 1940 г. – С. 2,
51. Подгорный А.Г. Отчёт по геологоразведочным работам и эксплуатационной разведки Ждановского цирконового рудоуправления за 1949 г. – Волноваха, 1949 г. // Геоинформ. – № 7917. – 94 с.
52. Калафати Л.В. Отчет по геологической съемке и поисково-разведочным работам на мариупольских цирконовых месторождениях за 1939г.: Отчет / Л., 1940 г. // Геоинформ. – № 6398. – 311 с.
53. РГАЭ. – Ф. 7794, оп. 5. – Ед. хр. 107. – С. 76.
54. Бочкарев Э.Н. Организация промышленности редких металлов в СССР и этапы развития института «ГИРЕДМЕТ» / Сб. статей: «Гиредмет на службе научно-технического прогресса». – М.: Гиредмет, 1981. – С. 8-23.
55. РГАЭ. – Ф. 7794, оп. 5. – Ед. хр. 407. – С. 23.
56. Шпильовий К.Л., Шпильовий Л.В. Становлення цирконієвої промисловості Донбасу // Питання історії науки і техніки: 2012. – №3(23). – С. 22-31.
57. Шпильовий Л.В., Білецький В.С. Історія Маріупольського цирконового рудоуправління // Маріупольський краєзнавчий збірник. 2020 р. Матеріали регіональної наукової конференції «Маріуполь у краєзнавчому вимірі». Маріуполь, 7 лютого 2020 р. – Херсон, 2020. – 146 с. – С. 132-137.
58. Шпильовий Л.В., Шпильовий К. Історія відкриття і освоєння Маріупольського цирконового родовища // Геолого-мінералогічний вісник. – 2008. – № 1 (19). – С. 85-97.
59. Годовой отчет ДХМЗ по хозяйственной деятельности за 1967 г.: Отчет / Архів ДХМЗ. – инв. № 118. – Донское, 1968. – 249 с.
60. Годовой отчет по хозяйственной деятельности ДХМЗ за 1964 г.: Отчет / Архів ДХМЗ. – Инв. № 93. – Донское, 1965. – 194 с.
61. Годовой отчет по хозяйственной деятельности ДХМЗ за 1993 г.: Отчет / Архів ДХМЗ. – Донское, 1994. – 206 с.

62. Годовой отчет по хозяйственной деятельности ДХМЗ за 1980 г.: Отчет / Архив ДХМЗ. – Донское, 1981. – 118 с.
63. Сажин В.С. Новые гидрохимические способы получения глинозема. – Киев: Наук. думка, 1979. – 208 с.
64. U.S. Geological Survey, 2021, Mineral commodity summaries 2021: U.S. Geological Survey, 2021 p. URL: <https://pubs.usgs.gov/periodicals/mcs2021/mcs2021.pdf>

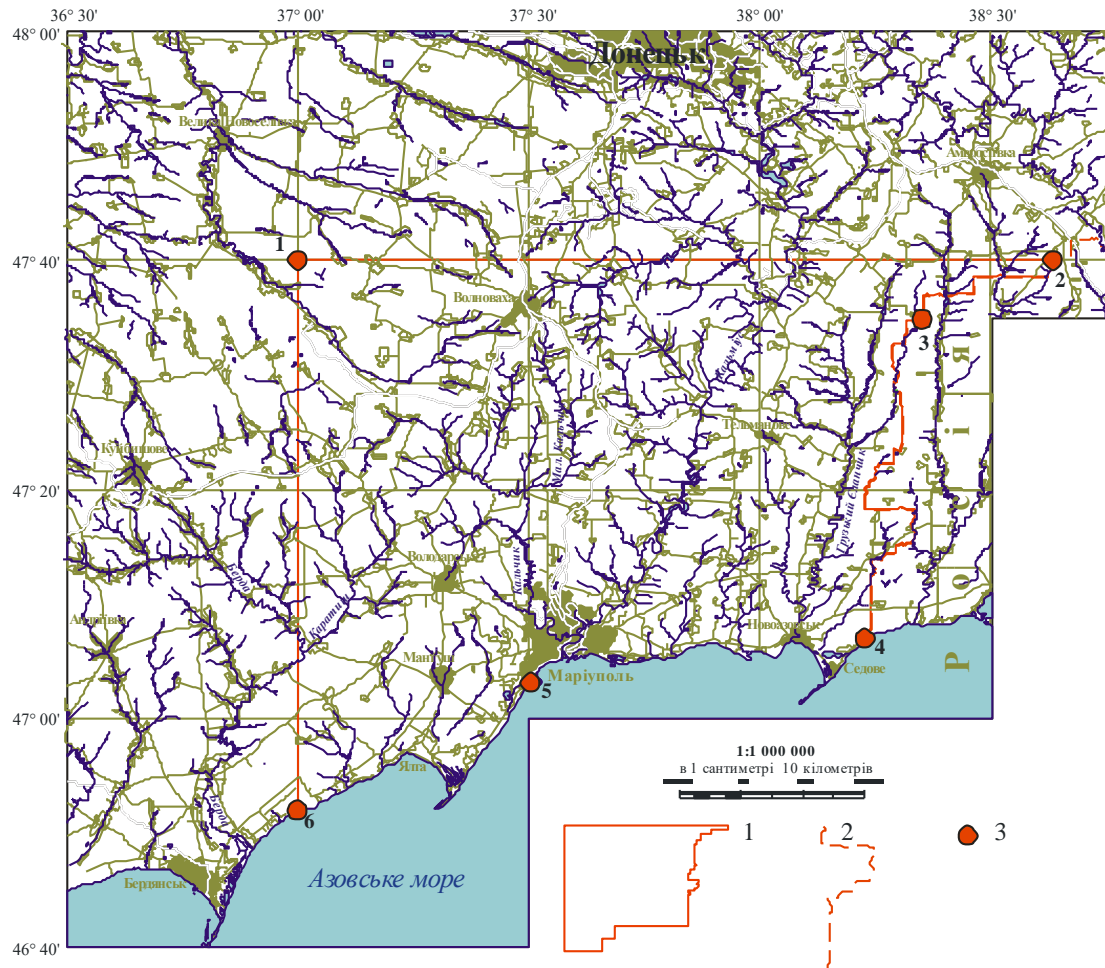
## **РОЗДІЛ 3. ГЕОЛОГІЧНА БУДОВА, СТРУКТУРНО-МЕТАЛОГЕНІЧНІ ЗАКОНОМІРНОСТІ РОЗМІЩЕННЯ МАЗУРІВСЬКОГО РОДОВИЩА**

### **3.1. Позиція родовища в загальній геологічній структурі району**

У геологічному відношенні Мазурівське родовище знаходиться на території Східноприазовської площі (рис. 3.1), яка є східною частиною Приазовського мегаблоку Українського щита (УЩ), обмеженого з півночі Складчастим Донбасом (СД), півдня – Причорноморською западиною (ПЗ), південного сходу і сходу – Азово-Кубанською западиною (АКЗ) (Бородиня, 2008). Рудоносність зумовлена розташуванням родовища в межах Центральноукраїнської субширотної трансрегіональної мегазони активізації [1-3].

Південною границею Приазовського мегаблоку (Приазовський кристалічний масив (ПКМ) є Бердянська (Південно-Приазовська) зона східчастих розломів, що відокремлює ПКМ від північного борту Причорноморської западини [4-6]. На півночі і північному сході границя ПКМ із Дніпровсько-Донецькою западиною (ДДЗ) і складчастим Донецьким басейном проходить по дуже складно побудованих зонах східчастих розломів (зона зчленування Донбасу з Приазов'ям). На заході, від суміжного Середньопридніпровського блоку ПКМ відокремлений Горіхово-Павлоградською шовною зоною, зі сходу – Грузьсько-Єланчикською зоною розломів. В свою чергу, в межах ПКМ виділяється два блока: на заході – Західноприазовський, на сході – Східноприазовський, які розділені між собою Малоянисольською зоною розломів (рис. 3.2, рис. 3.3).

Дослідженню та вивченню Приазов'я присвячені роботи багатьох відомих геологів, серед яких: Л.Ф. Айнберг, В.П. Амбургер, М.І. Безбородько, П.В. Бистров С.Т. Борисенко, О.Б. Бобров, Б.В. Бородиня, В.В. Васильченко, А.С. Войновський, Д.П. Виноградов, Т.П. Волкова, Л.С. Галецький, І.Б. Гладкий, О.С. Гінзберг, В.М. Глеваський, А.А. Гойжевський, Б.І. Горошников, О.М. Донський, М.А. Доморацький, О.Л. Ейнон, В.І. Ельтеков, К.Ю. Єсипчук, М.О. Єлісеєв, Г.В. Жуков, О.Б. Іваницький, В.М. Загнітко, Б.О. Занкевич, О.І. Зарицький, Л.В. Калафаті, Є.О. Куліш, С.Г. Кривдік, О.М. Коваль, Г.Л. Кравченко, В.І. Кузьменко, Г.Г. Коньков, Е.Д. Козіна, Є.К. Лазаренко, В.І. Луцицький, П.І. Лебедев, Є.Я. Марченко, А.І. Мілай, Ю.А. Морозевич, Б.С. Панов, Р.А. Павлюченко, Л.К. Пожарицька, О.М. Пономаренко, Р.І. Полуновський, К.А. Поправко, В.Ф. Раздорожний, І.Г. Сагайдак, М.П. Семененко, В.А. Сліпченко, Д.П. Сердюченко, С.М. Стрекозов, І.С. Усенко, О.Б. Фомін, Л.Я. Ходюш, І.Д. Царовський, С.М. Цимбал, О.І. Чашка, Є.М. Шеремет, М.П. Щербак, І.Б. Щербаков, Ю.Ю. Юрк, Б.Г. Яковлев, та багато інших.

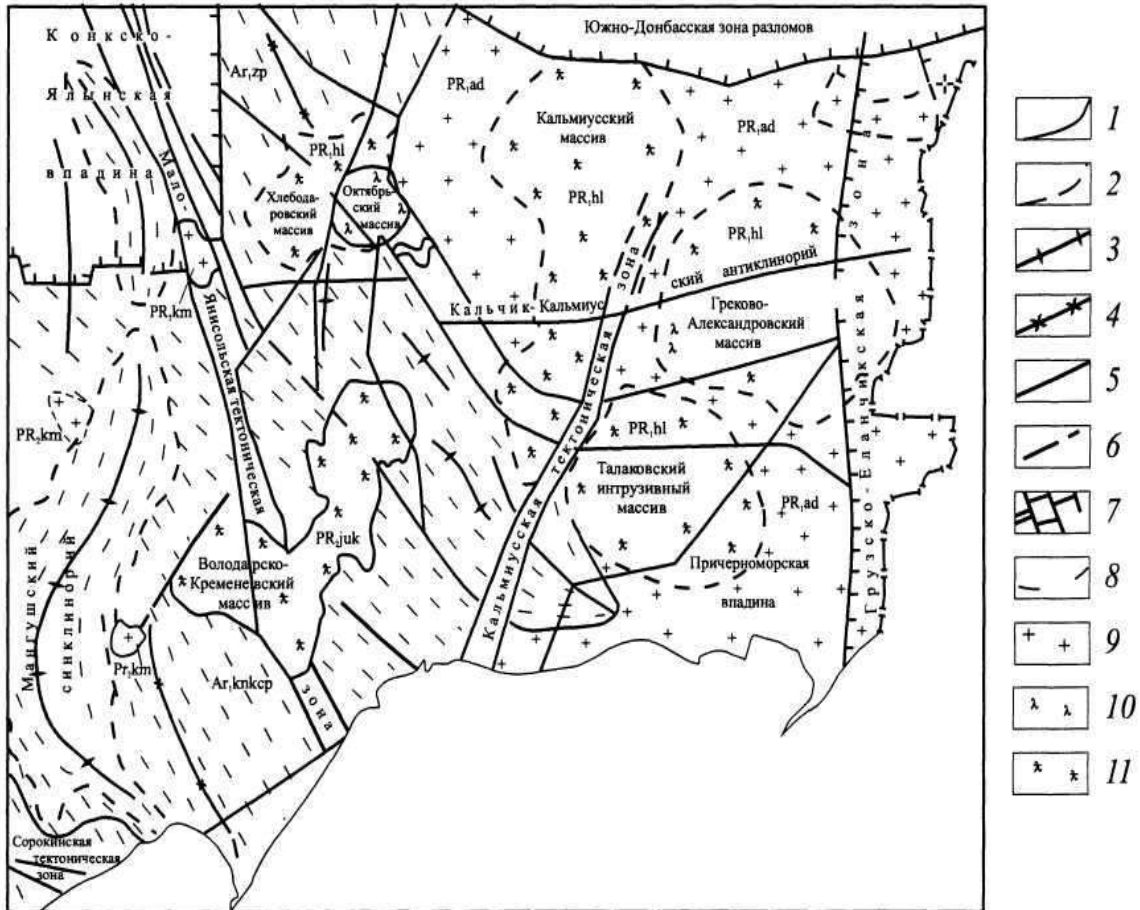


**Рис. 3.1.** Оглядова карта геологічного довивчення Східноприазовської площі:

- 1 – контур території геологічного довивчення Східноприазовської площі;
- 2 – державний кордон України;
- 3 – кутові точки, що обмежують Східноприазовську площу.

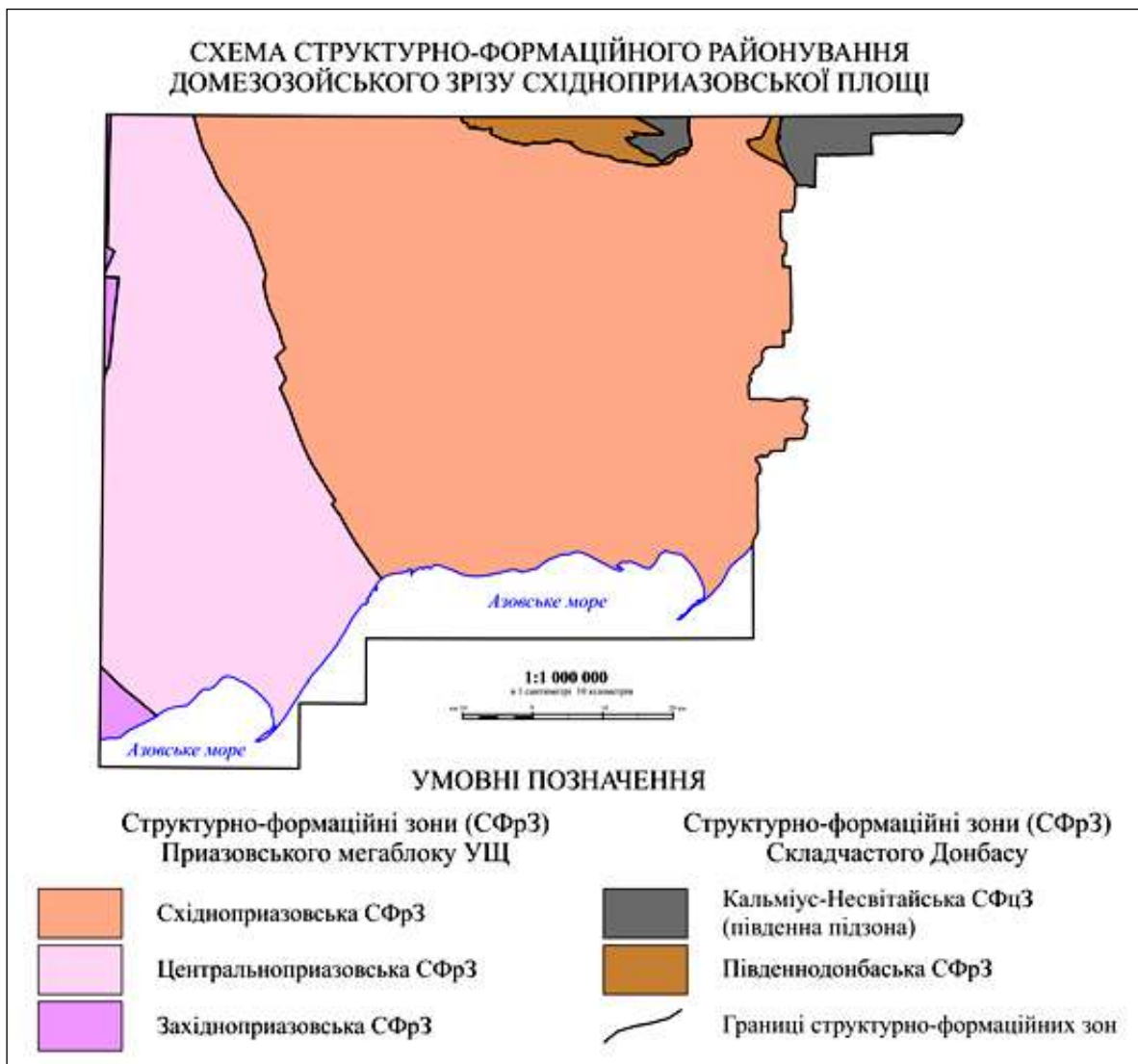
**Координати точок (Т):**

	Т.1	Т.2	Т.3	Т.4	Т.5	Т.6
Пн.Ш	47° 40'	47° 40'	47° 34'	47° 07'	47° 05'	46° 52'
Сх.Д	37° 00'	38° 38'	38° 21'	38° 14'	37° 32'	37° 00'



**Рис. 3.2.** Схема геологічної будови Східного Приазов'я (за даними Приазовської КПП, 2007): 1 – достовірні геологічні границі; 2 – передбачувані геологічні границі; 3 – осі антиклиналей; 4 – осі синкліналей; 5 – глибинні розломи; 6 – розриви; 7 – тектонічні зони; 8 – гнейси біотитові, біотит-амфіболові; 9 – граніти біотитові, біотит-мусковітові; 10 – нефелінові сієніти; 11 – кварцові сієніти.

Згідно останніх даних геологічного довивчення площі Східного Приазов'я (масштаб робіт 1:200 000) Приазовською комплексною геологічною парією КП «Південукргеологія» (Бородиня, 2008) площа характеризується триповерховою будовою. Нижній структурний поверх – кристалічний фундамент, – представлений складно дислокованими, переважно докембрійськими (архейського та протерозойського віку), утвореннями. Середній герцинський – представлений слабо дислокованими породами Складчастого Донбасу середнього та верхнього девону і нижнього та середнього карбону. Верхній альпійський – платформний чохол, складений осадовими відкладами мезозойського і кайнозойського віку.



**Рис. 3.3.** Схема структурно-формаційного районування домезозойського зрізу Східноприазовської площі (за Бородиня Б.В., 2008).

Просторово і генетично Мазурівське родовище пов'язане з породами Октябрського лужного масиву, який є складовою Октябрського рудного поля, що знаходиться на пн.-зх. частині Східноприазовського блоку. Останній майже націло складений гранітоїдами і сієнітами анадольського, хлібодарівського і південнокальчицького комплексів, що є характерними породами сієніт-нефелін-сієнітового Октябрського лужного масиву однойменного комплексу.

Октябрський масив, із числа лужних масивів України, є найбільш великим і найбільш вивченим. Вже від початку минулого століття він постійно привертає увагу дослідників і різносторонньо вивчається [7-12]. Саме завдяки працям Ю.А. Морозевича та Л.Ф. Айнберг стали відомі лужні породи на Українському щиті, коли був відкритий знаменитий Октябрський масив у Східному Приазов'ї (Ю.А. Морозевич є першовідкривачем і автором терміну «маріуполіт» – егірін-альбітовий нефеліновий сієніт). Масив, із числа лужних масивів України, є

найбільшим і глибоко вивченим. У світовій літературі він давно слугує еталоном утворень протерозойської сієнітової серії (Бородін, 1974, Донской, Кулиш, 2004, та ін.).

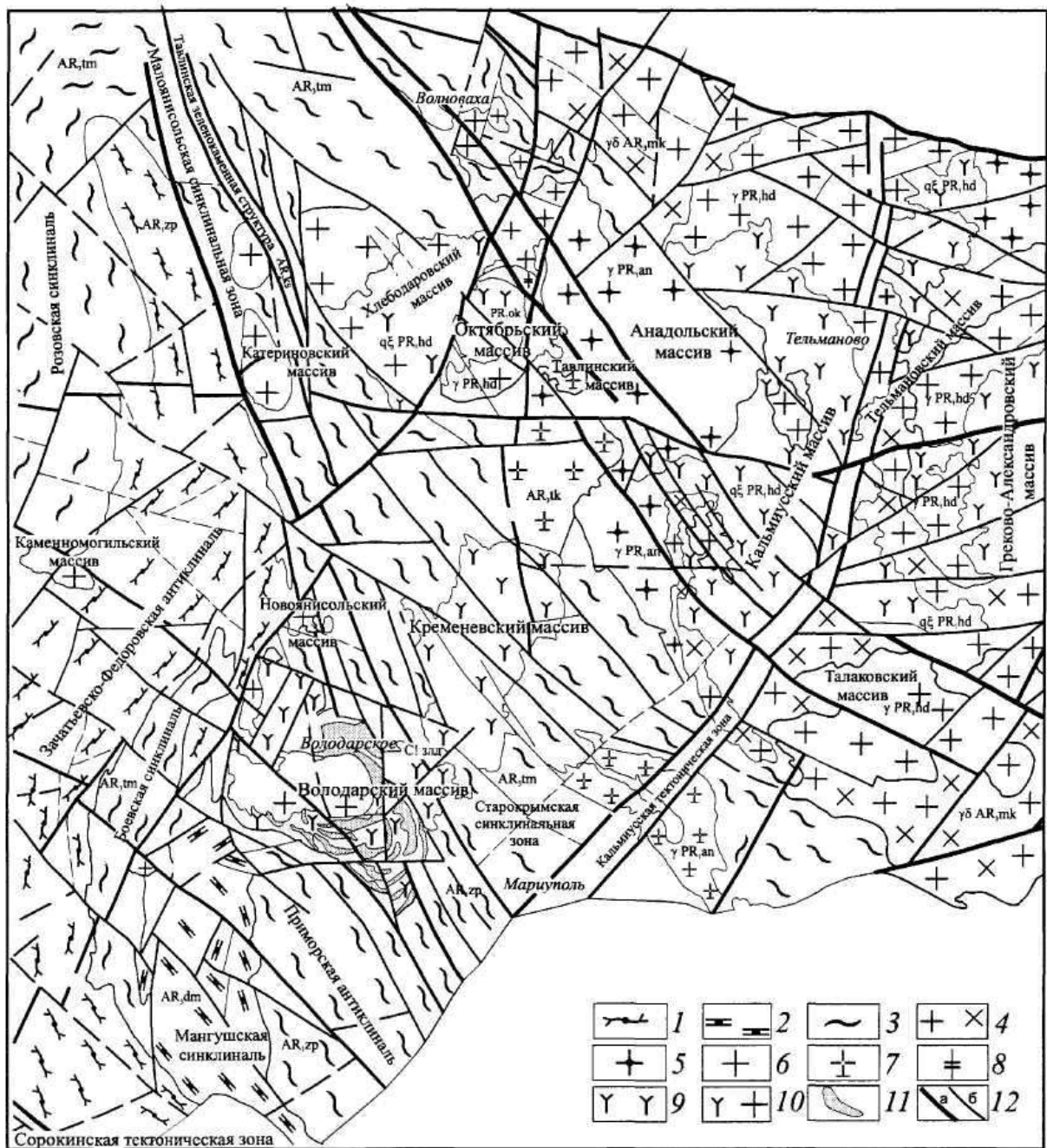


Рис. 3.4. Оглядова геологічна схема Східного Приазов'я за [21]:

1 – плагіогнейси і кристалосланці  $AR_{1zp}$ ; 2 – карбонатна товща  $AR_{3dm}$ ; 3 – гнейси біотитові і біотит-амфіболові  $AR_{3tm}$ ; 4 – кварцові діорити і гранодіорити  $\gamma\delta AR_{3mk}$ ; 5 – граніти і мігматити  $\gamma PR_{1an}$ ; 6 – граніти біотитові і біотит-мусковітові  $\gamma PR_{1hd}$ ; 7 – плагіограніти і плагіомігматити  $\gamma PR_{,an}$ ; 8 – габро і піроксеніти (в Октябрському масиві)  $PR_{1ok}$ ; 9 – кварцові сієніти  $PR_{1pkl}$ ; 10 – граносієніти  $PR_{1hd}$ ; 11 – монцоніти  $PR_{1pkl}$ ; 12 – розривні порушення: а – глибинні, б – другорядні.

Детальна петрографічна характеристика лужних порід району була дана О. С. Гінзбергом (1916). Ще раніше О.Б. Іваницький відмічав ці породи як роговики, С.О. Конткевич – як сієніти і граніто-сієніти (Возрастное...1992). Октябрський масив вивчали В.І. Лучицький та П.І. Лебедєв (1934), М.І. Безбородько (1935), О.О. Стороженко (1961), Е.Д. Осокін (1967), О.М. Коваль, Р.А. Павлюченко (1981, 1983, 1991), Е.Д. Козіна (1999), Л.К. Пожарицька (1988). Йому присвячена ціла низка публікацій І.Д. Царовського (1947, 1958, 1960, 1964, 1970, 1972 та ін.), К.Ю. Єсипчука, В.В. Васильченка, В.В. Дем'яненко, В.М. Загнітко, та ін. (1992), Б.С. Панова, Ю.Б. Панова, О.Г. Черниш (2008), спеціальні монографії І.Б. Щербакова (2005), М.О. Єлісеєва із співавторами (1965), О.М. Донського (1982), С.Г. Кривдіка та В.І. Ткачука (1990), О.М. Донського, Є.О. Куліша, М.О. Донського (2004), Т.П. Волкової (2003, 2004, 2005), Є.М. Шеремета, С.М. Стрекозова, (2007), та ін. Досить повно і неодноразово його утворення розглядались в працях дослідників [13-15]. Багатий фактичний матеріал отримано у вісімдесяти роки минулого століття в процесі глибинного геологічного картування масштабу 1:200 000 [5] та 1:50 000 [16], та при пошукових роботах на супроводжуючу масив рідкіснометалеvu мінералізацію [4,17-20].

Впродовж тривалої (понад 100 років) історії вивчення Октябрського масиву, уявлення про його будову, речовинний склад, генетичні особливості порід та їх формаційну належність неодноразово змінювалися. Морозевич (1928) та Айнберг (1933) вважали усі виявлені на той час в його межах різновиди порід (габро-піроксеніти, лужні сієніти, фойяїти, маріуполіти) сингенетичними, інтрузивно-магматичними.

Царовський І.Д. основні і ультраосновні породи не вважав сингенетичними утворенням підвищеної лужності. Останні, в ранніх своїх працях (Царовський, 1947), він розглядав сформованими в два етапи інтрузивної діяльності. З першим пов'язувались утворення лужних гранітів, сієнітів, сієніт-пегматитів та альбітитів, з другим – фойяїтів, мікроклін-нефелінових пегматитів і маріуполітів. Пізніше [22-24] Царовський дійшов висновку про суттєву роль метасоматичних процесів в однофазному розвитку Октябрського масиву, пояснюючи все різноманіття лужних порід метасоматичними проявами процесів фенітизації та маріуполізації під впливом інтрузії фойяїтів. В цілому, на його думку [24], протерозойські лужні породи генетично пов'язані з лужноземельними породами гранітоїдної формації, а нефелінові сієніти завершують формування протерозойського комплексу гранітоїдів. З цих позицій І.Д. Царовський відносив лужні породи Октябрського масиву до гранітоїдно-сієнітового-фойяїтового ряду, тим самим заперечуючи комагматичність з ними основних та ультраосновних порід [25].

У середині шістдесятих років минулого століття М.О. Єлісеєв із співавторами [9] вперше показують Октябрський масив як концентрично-зональну інтрузію. За їх баченням, його внутрішню частину складають трахітоїдні лужні сієніти і фойяїти, зовнішню – трахітоїдні кварцові

сієніти; в проміжній між ними зоні знаходяться реліктові тіла більш давніх габро, піроксенітів і перидотитів, генетично не пов'язаних з лужними породами масиву; габро-піроксеніти вважалися більш древніми, ніж вмісні породи.

Кварцові та лужні сієніти та фойяїти сприймалися як інтрузивно-магматичні, а супутні їм маріуполіти – як метасоматичні. В основних своїх рисах ця геологічна схема збереглася до теперішнього часу.

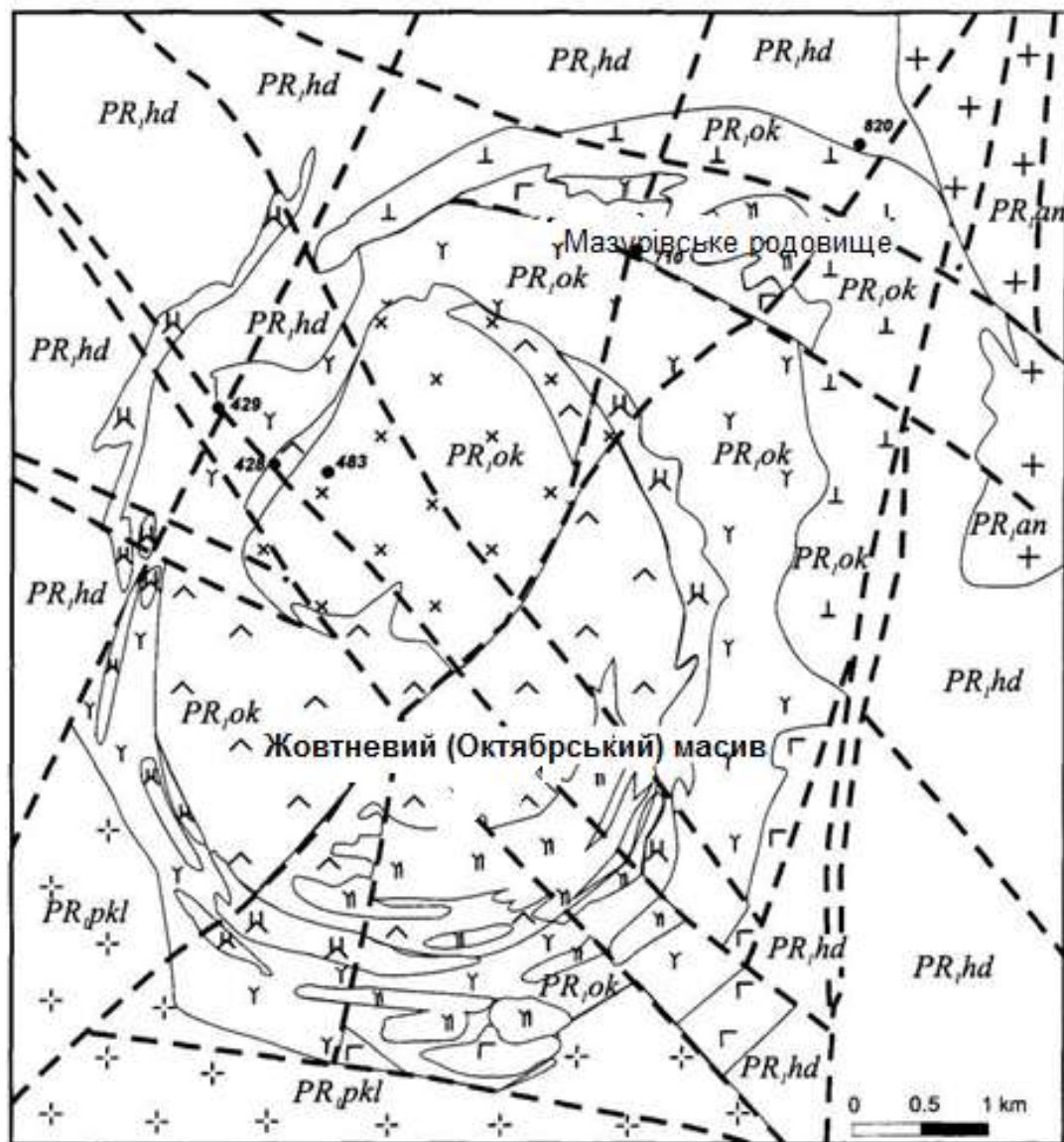
Майже одночасно Осокін [8] більшість лужних порід Октябрського масиву (крім фойяїтів) схильний був вважати екзоконтактовими лужними метасоматитами (фенітами) фойяїтової інтрузії, або постмагматичними утвореннями. Донської [10] усі ці відмінності сприймав як натрієві, калій-натрієві метасоматити, що утворилися в процесі декількох етапів «облугування» вмісних гранітів.

Роботами Приазовської ГРЕ КП «Південукргеологія» та наукових установ вісімдесятих років минулого століття [4, 5, 16, 26] в значній мірі реанімовано погляди Ю.А. Морозевича, Л.Ф. Айнберг та М.О. Єлісеєва із співавторами, щодо інтрузивно-магматичної природи і комагматичності головних породних відмін масиву, його зональної будови та постмагматичних метасоматичних перетворень. Водночас з нього вилучено зовнішню за М.О. Єлісеєвим із співавторами зону кварцових сієнітів, які стали розглядатись в різній мірі екзоконтактово зміненими вміщуючими гранітоїдами [4].

### **3.2. Характеристика геологічної будови Октябрського (Жовтневого) рудного поля**

Октябрський (Жовтневий) масив належить до найбільш древніх платформних проявів нефелінового магматизму на Українському щиті, що датується абсолютним віком 1,8-1,4 млрд. років (за цирконом із нефеліновим сієнітом шляхом ізохронного U-Pb методу отримано вік Октябрсько масиву 1795 млн. років (Загнітко, 1992)). Масив має форму дещо витягнутого в північ – північно-східному напрямку овалу довжиною 8,0 км, при ширині до 5,5 км, та загальній площі біля 40,0 км<sup>2</sup> (Бородиня та ін., 2008). Глибоко еродований, перекритий пухкими відкладами (суглинками) потужністю до 30-50 м. Розташований поміж утворень хлібодарівського комплексу, представлених кварцовими сієнітами на західному його обмеженні та гранітами на інших ділянках контакту (рис. 3.5). У структурному відношенні масив локалізовано у вузлі перетину зон глибинних розломів північно-східного – Володарський і Донський розломи, північно-західного простягання – Октябрський (Криворізько-Павлівська тектонічна зона), та субширотного Конкського. Будова масиву чітко виражена: концентрично-зональна з лінійними ускладнюючими елементами північ – північно-східного (~25°) і північно-західного напрямків. Останні особливо характерні для завершальних

метасоматичних стадій формування масиву. Вони широко проявляються також в його екзоконтактовій зоні, переважно між Володарським і Донським розломами.



□	1	+	2	⊕	3	⊥	4	Г	5	Υ	6
^	7	x	8	η	9	μ	10	—	11	●	820

**Рис. 3.5.** Геологічна карта-схема Октябрського масиву за [21]:

1 – хлібодарівський комплекс  $PR,hd$ ; 2 – анадольський комплекс  $PR,an$ ; 3 – південнонокальчикський комплекс  $PR,pkl$ ; 4-10 – октябрський комплекс  $PR,pk$ : 4 – піроксеніти; 5 – габро; 6 – лужні сієніти; 7 – фойяїти; 8 – пуласкіти; 9 – маріуполіти; 10 – лужні метасоматити; 11 – лінії розломів; 12 – бурові свердловини та їх номери.

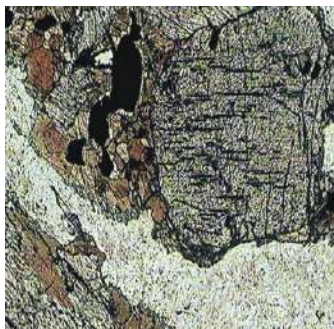


**Світлина 1.** Габро-піроксеніт плагіоклазовий зовнішньої зони  
Октябрьського масиву  
(св.438, гл. 28,0 м)



**Світлина 2.** Габро біотит-авгітове зовнішньої зони  
Октябрьського масиву

Внутрішня будова порід першої фази концентрично зональна – більш меланократові породи (піроксеніти з малопотужними лінзами перидотитів, олівінітів і серпентинітів) тяжіють до зовнішньої північної й північно-східної частини масиву, а габро – до внутрішньої зони в північній частині масиву та до крайової зони в східній і південній частині масиву.



**Світлина 3.** Піроксеніт амфіболізований. Шліф 438/2, гл. 22,0 м  
(а – ніколі +, б – ніколі ||, збільшення 20).  
Структура пойкилітова. Текстура масивна

Перехід між ними поступовий, через габро-піроксеніти. Серед габро відзначаються ділянки, збагачені рудними мінералами – ільменітом, рідше титаномagnetитом (рудне габро). Ізотопний вік порід першої фази, отриманий методом ПТЕМ по циркону із габро (св. 710), становить 1,835 млрд. років (Кривдік С.Г., Ткачук В.І., 1990).

Друга фаза (світлини 4-7) представлена середніми породами лужного ряду, що складають центральну частину масиву: пуласкіти (маліньїти [4]), фойяїти; лужнопольовошпатові і лужні сієніти; безнефелінові метасоматити; нефелінові метасоматити; карбонатити і карбонатитоподібні породи. Завершальні стадії останньої ознаменувались

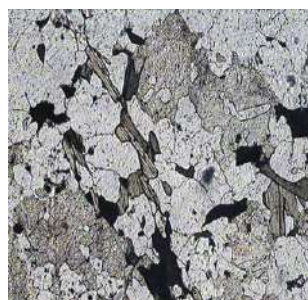
проявом інтенсивних постмагматичних метасоматичних і гідротермальних процесів в межах самого масиву і в екзоконтактовій його зоні шириною до 10-15 км. Саме серед новоутворень виділяються безнефелінові і нефелінові метасоматити, карбонатити і карбонатитоподібні породи. Більша частина їх вміщує рідкіснометалічне або рідкісноземельне зруденіння, тобто це породи продуктивної стадії формування Октябрського комплексу.



**Світлина 4.** Лужно-польовошпатовий сієніт середньої зони Октябрського масиву (св.483, гл. 73,0 м)



**Світлина 5.** Маліньїт середньозернистий нечітко порфіровидний центральної зони Октябрського масиву



а)



б)

**Світлина 6.** Нефеліновий сієніт альбітизований. Шліф 437/6, гл. 12,2 м. (а – без аналізу, б – ніколі +, збільшення 26). Структура порфіровидна, з елементами метасоматичної. Текстура директивна

На думку авторів [27], Октябрський масив не має світових аналогів, оскільки лише він характеризується повним набором гірських порід габро-сієнітової формації – від габро-піроксенітів до агпайтових нефелінових сієнітів. Масив має автономну внутрішню будову, розташовується асиметрично щодо вміщуючого тіла гранітоїдів. Трахітоїдність лужних і нефелінвмісних сієнітів має більш полого падіння, спрямоване всередину

масиву, і грубо підкреслює концентричну будову і структурну самостійність масиву.

Октябрський масив сформувався протягом двох інтрузивних фаз Октябрського комплексу (Бородина та ін., 2008). Перша фаза представлена основними й ультраосновними породами нормального й сублужного ряду, що складають серповидне тіло невитриманої потужності на периферії масиву: габро, піроксеніти, перидотити, олівініти, серпентиніти (світлина 1–3). У північній частині їх потужність досягає 1500 м, у східному й південно-східному обрамленні потужність поступово зменшується до 100 м, на деяких ділянках з'являються розриви, а в південному й західному обрамленні ці породи повністю відсутні.

Під час заключного етапу становлення Октябрського масиву сформувались жильні утворення, що розвинені переважно в межах масиву і серед утворень його обрамлення. Представлені вони маріуполітами (Світлина 6), сієніт-пегматитами та мікросієнітами. За петрохімічними особливостями та характером акцесорного комплексу вони аналогічні відповідним за складом провідним різновидам порід масиву.



**Світлина 7.** Фойяйт  
центральної зони  
Октябрського масиву



**Світлина 8.** Маріуполіт  
(Мазурівська ділянка)  
середньозернистий з різкою  
перевагою альбіту над  
калієвим польовим шпатом

Маріуполіти в жильній формі розвинені серед мафітів (габро, піроксенітів) першої фази Октябрського масиву на Мазурівській ділянці (Світлина 9), та на правобережжі правої притоки р. Малий Кальчик і серед утворень його обрамлення. Сієніт-пегматити утворюють жилоподібні тіла й розвинені переважно серед порід Октябрського масиву. Потужність їх коливається від десятків сантиметрів до декількох метрів.

Активний характер контактів лужних порід масиву з основними і ультраосновними його утвореннями відзначались усіма дослідниками. Він надійно підтверджувався майже кожною свердловиною, що розкривала утворення першої фази. Останні практично усюди насичені тілами різної

потужності (від перших сантиметрів до перших десятків метрів) сієнітів, сієніт-пегматитів, маріуполітів, нефелінвмісних і безнефелінових метасоматитів. Аналіз свердловин, пробурених у смузі розвитку габро і піроксенітів, дав можливість вважати, що близько 20 % масиву займають тіла лужних порід [4, 6].

Отже, в будові Жовтневого (Октябрьського) лужного масиву чітко виражені елементи концентричної зональності [9, 22, 26], які виявлені у геофізичних полях. За поєднаннями магнітних і гравітаційних полів виокремлюються три основні кільцеподібні зони. У ядрі залягають пуласкіти<sup>5</sup>, оперезані майже замкнутим полем фойяїтів, які, в свою чергу, охоплені кільцем лужних сієнітів. Між сієнітами і фойяїтами в східному сегменті масиву розвинута зона змінених порід потужністю від 200 до 500 метрів.



#### **Світлина 9.** Відслонення маріуполітів Мазурівської ділянки по правому борту Б. Мазурова

Серед лужних сієнітів у вигляді реліктових блоків різних розмірів зустрічаються лужно-польовошпатові сієніти, аналогічні за складом сієнітам вміщуючого комплексу. Границі їх з лужними сієнітами нечіткі, часто умовні.

*Продуктивні породи* в межах масиву й обрамлення розвинуті у вигляді серій жилоподібних тіл з мінливою потужністю й падінням до центру масиву. Внутрішня будова таких тіл звичайно відрізняється

<sup>5</sup> лужний сієніт з невеликою (< 5%) кількістю нефеліну.

сильною неоднорідністю і характеризується складним чергуванням різних типів порід: маріуполітів – мікроклін-нефелінових пегматитів – польовошпатових метасоматитів, а також наявністю серед них різних за розмірами ксенолітів вихідних порід – фойяїтів, сієніт-пегматитів, лужних сієнітів, габро, піроксенітів, гранітів, сієнітів. Кількісні співвідношення між цими парагенетично пов'язаними породами різних петрографічних типів варіює в широких межах так, що загальний текстурний малюнок тіл нагадує мігматити – тіньові, смугасті, лінзовидні, плямисто-смугасті, порфіробластові, і т.п. Лише місцями відзначаються порівняно великі ділянки з переважанням порід плутонічного вигляду. Слід зазначити, що подібний текстурний малюнок характерний для всіх порід масиву, включаючи й основні-ультраосновні породи. Але найбільш яскраво він проявляється в полях розвитку пуласкітів і фойяїтів. Контакти усередині тіл між різними типами порід поступові, нечіткі, розпливчасті з "швидким", "тупим" виклинюванням. Зовнішні контакти тіл в основних-ультраосновних породах і гранітах чіткі, різкі; у сієнітах і фойяїтах нечіткі, поступові, розпливчасті; виклинювання тіл у більшості випадків «тупе».

*Характерною мінералого-петрографічною рисою продуктивних порід Октябрського лужного масиву є:*

- наявність лейстового альбіту, характер виділення якого не змінюється в залежності від типу порід;
- сполучення в одних зонах ділянок пегматоїдного або грубозернистого складу і ділянок дрібнозернистого складу;
- широкий розвиток у продуктивних і вмисних породах процесів «розгнейсування», грануляції і бластезу [4, 6, 28], які є типовим проявом процесів тектономагматичної та тектонометасоматичної активізації.

Усе це вказує на їх тісний зв'язок з ділянками підвищеної тектонічної активності. Кожному етапу становлення порід масиву й обрамлення (рами) відповідав переважний розвиток визначених тектонічних структур.

Найбільш древніми є зони північно-західного і, можливо, північно-східного простягання, що контролюють розвиток порід гранітоїдних асоціацій, жильні деривати яких впроваджувалися в основні-ультраосновні породи. Зони концентрації таких порід мають круте падіння під кутом більш 50°. По цих тріщинах, відбувалися диференційовані рухи невеликої амплітуди, що мали, очевидно, скидовий або скидово-зсувний характер. Такі тектонічні умови були несприятливими для утворення витриманих потужних жил, що підтверджується розмірами тіл сієніт-апліт-пегматитів у габро і піроксенітах, і гранітів у граносієнітах і кварцових сієнітах. Імовірно, на цьому етапі були виявлені слабкі складові розтягнення, що забезпечило визначений тектонічний контроль жил гранітів у породах рами і сієніт-апліт-пегматитів в основних-ультраосновних породах [4, 6, 28].

Розвиток порід фойяїтового ряду контролюється структурами кільцевої форми (заліковані кільцеві розломи). На цьому етапі розвитку

регіону породи масиву й обрамлення були розчленовані порушеннями (північно-західними, кільцевими, північно-східними) на серію тектонічних блоків, у межах яких одержали розвиток, як крутоспадні (до вертикальних), так і пологі (до горизонтальних) системи тріщин. Утворення пологих тріщин відбувалося трохи пізніше утворення сполучених з ними крутоспадних.

Широкий розвиток пострудних порушень, що мають звичайно незначні амплітуди (перші метри), приурочено, головним чином, до тектонічних зон більш раннього закладання. Вони частково ускладнили конфігурацію тіл, не порушивши істотно головних структурних рис, утворених на більш ранніх етапах. Про активізації структур на пізніших етапах розвитку масиву говорить широкий розвиток малопотужних ділянок карбонатизації (аж до карбонатитів), як у продуктивних породах, так і у бокових (вмісних), а також зон тріщинуватості з властивою тільки їй урановою мінералізацією у вигляді плівок і примазок уранової черні (Науменко, 1983; Донской, Кулиш, 2004; Шеремет, Стрекозов та ін., 2007). При цьому характер зміни вмісних порід та їх геохімічні параметри різко відрізняються від подібних утворень, пов'язаних з рудним процесом (навколорудні метасоматити). В даних утвореннях відмічається підвищений вміст стронцію, барію, фосфору.

Найбільш молодими утвореннями в межах масиву є дайкові породи (лампрофіри і діабазы). У межах масиву дайки перетинають усі породи, включаючи і продуктивні, причому самі вони завжди позбавлені рідкіснометалічної мінералізації. Це вказує на їх пострудний вік. Дайки мають потужність до 2-3 м, в основному, північно-західного простягання; падіння вертикальне або близьке до вертикального. Контакти з вміщувачими породами чіткі, різкі, прямолінійні; приконтакткові зміни не спостерігаються. В середині них часто відзначаються ксеноліти вмісних порід. Розподілені дайки по площі масиву у вигляді одиничних роз'єднаних тіл, що за даними попередньої розвідки не впливає на суцільність рудних тіл.

Асоціація лужних порід Октябрського масиву, що включає сієніти і породи продуктивного комплексу, типова для багатьох лужних масивів світу, які сформовані в різній геологічній ситуації. Найбільш детально вивченим представником даної асоціації є Ільменогірсько-Вишневогірський комплекс (Росія); подібні асоціації порід описані в Прибайкаллі і Бурятії [6, 21, 29, 30]. Усім цим проявам властиві загальні риси, які характерні і для порід Октябрського масиву: наявність двох послідовних груп порід, що формуються – допродуктивної і продуктивної стадій; поєднання в обох групах безнефелінових і нефелінових представників; міаскітовий характер лужності; характерна металогенічна спеціалізація – підвищений вміст ніобію, танталу, цирконію; приуроченість промислової рідкіснометалічної мінералізації тільки до

більш пізніх утворень і їх істотно альбітовий склад; присутність у породах асоціації карбонатитів (Шеремет, Стрекозов та ін., 2007).

У масиві відомі два великих поля розвитку рудних порід: у південній ендоконтактовій – Калиново-Шевченківське, і в північній екзоконтактовій частинах масиву – Мазурівське. Обидва ці поля являють собою самостійні рідкіснометалічні родовища. Крім того, у межах Октябрського рудного поля пошуковими і геологознімальними роботами виявлено ряд рудопроявів, приурочених, як до екзоконтактової частини масиву, так і до його обрамлення – рудопрояви Центральний, Західний, Східний, Північний. Згідно [6] якість руд виявлених проявів ідентична рудам Мазурівського родовища.

### **3.3. Геологічна будова блоку основних-ультраосновних порід**

У геолого-структурному плані Мазурівське родовище приурочено до найбільшого блоку основних-ультраосновних порід (Мазурівський рудний вузол), розташованому в північно-східній частині Октябрського лужного масиву. Блок має довжину 3,3 км, є більш широким на сході (до 1,5 км), з поступовим звуженням у західному напрямку до 0,25 км; площа – 3,5 км<sup>2</sup> [4, 6, 28, 31, 32]. Основні-ультраосновні породи блоку характеризуються зональною будовою. У його периферичній частині розвинуті піроксеніти, що містять малопотужні (перші метри) лінзи перидотитів і олівінітів. В центрі піроксеніти поступово (через габро-піроксеніти) заміщуються габро, серед яких розрізняються олівінові і безолівінові різновиди. Серед габро відзначаються ділянки, збагачені рудними мінералами – ільменітом і, рідше, титаномагнетитом (рудне габро). Біля контактів із продуктивними на рідкісні метали породами в габро і піроксенітах утворюються своєрідні породи, віднесені до групи меланократових метасоматитів – польвошпат-слюдисті, карбонат-біотит-амфіболові породи, і слюдити. У віддаленні від продуктивних тіл ступінь зміни вмісних порід різко зменшується – породи зберігають риси первинних порід, відрізняючись підвищеним вмістом біотиту, амфіболу, сульфідів. Усі ці породи чітко виділяються візуально по керну свердловин, а також картуються специфічними геофізичними (підвищена гамма-активність) і геохімічними (ореоли ніобію, цирконію, рідких земель, флюориту і т.п.) ознаками.

Положення цих порід у структурі блоку, їхній речовинний склад однозначно дозволяє віднести їх до метасоматитів.

У структурно-тектонічному відношенні площа Мазурівського родовища являє собою піднятий по розломах блок-горст, ускладнений диз'юнктивними порушеннями, що розділяє його на два більш дрібних блоки, зміщених один відносно іншого. На півночі і північному сході контакт основних і ультраосновних порід з породами рами (гранітоїдами) тектонічний, що підтверджується геофізичними і буровими роботами. На

півдні і південному сході границя блоку проходить по контакту основних – ультраосновних порід з лужними сієнітами. У контактній зоні, що має, в цілому, північно-західний напрямок, виявлені ділянки інтенсивного дроблення і тріщинуватості, а в сієнітах відзначені дрібні ксенолітоподібні блоки основних порід. Площина контакту має круте (85-90°) падіння. Східна границя блоку також тектонічна, що підтверджено даними геофізичних робіт і маршрутних досліджень [4, 6, 28, 31, 32].

Крім того, основні-ультраосновні породи, що складають головний блок, розбиті на чотири більш дрібних блоки – Центральний, Північний, Західний і Східний, – розділених тектонічними зонами, що надійно фіксуються в геофізичних полях і підтверджені свердловинами. Тектонічні зони, що обмежують виділені блоки, мають круте падіння (85-90°) і представлені сильно подрібненими і тріщинуватими породами. По тріщинах відзначаються примазки і луски карбонатів хлориту, гідрооксидів заліза. У тектонічних зонах вмісні породи дещо біотизовані, амфіболізовані і хлоритизовані. Петрографічні особливості вторинних мінералів у цих породах відрізняються від таких в навколорудних метасоматитах.

Крім системи субвертикальних тріщин, у межах блоків основних-ультраосновних порід розвинуті дві менш інтенсивні за масштабами прояву системи: крутоспадні і пологоспадні, майже горизонтальні тріщини, що визначають внутрішню будову цих блоків. Ступінь зміни вмісних порід і характер змін у цих зонах трохи вищий; більш широко проявлена біотитизація, амфіболізація, карбонатизація і, головне, вилуговування.

Ці дві системи тріщинуватості визначають контроль і локалізацію лужних порід, причому певна система тріщин і порушень контролює розподіл порід певного петрографічного складу і морфологічного типу: крутоспадні зони звичайно вповнені дрібними прожилками сієніт-апліт-пегматитів; пологоспадні контролюють, головним чином, потужні пластоподібні тіла рудних порід, сієніт-пегматитів, навколорудних метасоматитів і в різній мірі змінених вмісних порід, що утворюють поклади, розташовані «поверхами» один над одним. Таким чином, кожному етапу становлення порід Мазурівського родовища відповідав переважаючий розвиток певних тектонічних структур.

Найбільш древніми є великі тектонічні зони, в основному північно-західного і північно-східного напрямку, що обмежують і розбивають основні-ультраосновні породи на великі блоки. На більш пізньому етапі розвитку горсту великі блоки основних-ультраосновних порід були розчленовані на серію більш дрібних блоків, в межах яких отримали розвиток як крутоспадні (60-80°), так і пологі (до горизонтальних) системи тріщин. Слід відмітити, що утворення пологих тріщин відбувалося дещо пізніше крутоспадних. Такий структурний план міг утворитися в умовах диференційованих, переважно вертикальних рухів блоків, обмежених

крутоспадними порушеннями. При негативних рухах блоків створювалися сприятливі умови для утворення пологих порожнин відшарування (відлушення), що служили рудоконтролюючими і рудолокалізуючими каналами для пологих тіл продуктивних порід. Рудопровідними і рудорозподіляючими зонами були крутоспадні системи тріщин.

Розвиток пострудних порушень приурочено, головним чином, до крутоспадних тектонічних зон більш раннього закладання. Вони частково ускладнили конфігурацію рудних тіл, не порушивши істотно головних структурних рис родовища (блоку основних-ультраосновних порід), що були сформовані на більш ранніх етапах.

Про активізацію структур на більш пізніх етапах, ніж зруденіння, говорить широкий розвиток зон тріщинуватості з урановою черню, а також дайок лампрофірів і діабазів, що перетинають, у тому числі, і рудні тіла. Розвиток подібної блокової тектоніки зумовило велику вертикальну амплітуду переміщення окремих частин єдиного рудного тіла у різних блоках (наприклад Центральному, Північному, Західному і т. п.). У той же час, переміщення окремих частин єдиних тіл у межах єдиного геологічного блоку практично незначні [4, 6, 28, 31, 32]. Структурний контроль і морфологічні особливості рудних тіл ідентичні для всього блоку основних-ультраосновних порід. Вони не залежать ні від типу вмісних порід (габро, піроксеніти, олівініти, серпентиніти), ні від положення рудних тіл у горизонтальному і вертикальному зрізах. Це в достатній мірі обґрунтовується геологічними спостереженнями в свердловинах і бортах Дмитрівського і Донського кар'єрів, а також встановлено за даними розробки кори вивітрювання першого рудного тіла родовища.

У структурному відношенні блок-горст основних-ультраосновних порід являє собою жильне поле (Мазурівський рудний вузол), в межах якого знаходиться 16 субпаралельних пологих продуктивних покладів [6, 19] з поверховим розподілом по вертикалі, що охоплюють інтервал глибиною до 600 м. У виділених покладах оконтурені 44 рудні тіла. Продуктивний поклад – це сукупність зближених рудних тіл, біотит-польовошпатових і карбонат-біотит-амфіболових метасоматитів, та в різній мірі змінених вмісних порід, які утворюють витримані за простяганням і падінням ділянки надр, що надійно ув'язуються по ряду свердловин на площі всього родовища. В окремих ділянках розвитку основних-ультраосновних порід вони зливаються разом, а в інших – розгалужуються, утворюючи численні апофізи, роздуви, перетиски, флексурні вигини. Границі продуктивних покладів і самі поклади у межах рудного вузла завжди фіксуються візуально (світлий колір – рудні породи; темно-сірий, до чорного – вмісні породи), і обов'язково фіксуються геохімічними аномаліями елементів-індикаторів рідкіснометалічного зруденіння.

Продуктивні поклади лінійно витягнуті в широтному напрямку згідно з простяганням блоку основних-ультраосновних порід [6, 28], що є

локальним відображенням широтних зон активізації, у даному випадку – субширотної Центрально-Української мезозони активізації, яка є рудоконцентруючою [1-3]. Вертикальна потужність окремих покладів змінюється від перших метрів до 100 м, відстань між сусідніми тілами змінюється від перших метрів до 100-150 м. Місцями сусідні продуктивні поклади тіла зближуються між собою, так що розмежування їх певною мірою умовне.

*Рудні тіла* продуктивних покладів утворені наступними природними різновидами руд: маріуполітами, нефеліновими пегматитами (мікроклін-нефеліновими і нефелін-мікрокліновими), польовошпатовими метасоматитами і ксенолітами, змінених вмісних порід, а також полого залеглими сієніт-пегматитами. Слід зазначити подвійну роль сієніт-пегматитів: у крутому заляганні породи практично безрудні, у пологому – вони більш змінені метасоматичними процесами, і є рудоносними. У рудних тілах вони тісно перемешуються з іншими природними різновидами руд, і за складом та структурно-текстурними особливостями близькі до польовошпатових метасоматитів, відрізняючись від останніх переважно пегматоїдною структурою. Як самостійний різновид руд дані утворення не виділяються; у тілах вони знаходяться в різко підлеглий кількості, границя поширення їх у рудних тілах умовна. Потужність вмісних порід, що включені в рудні тіла, звичайно не перевищує 2 м (іноді доходить до 5-7 метрів).

У продуктивних покладах картується від 2 до 5 рудних тіл, причому в кожному покладі виділяється одне головне тіло, а в покладах VII, VIII, IX – по два таких тіла. Вони характеризуються максимальною потужністю, протяжністю, площею. Супроводжуючі їх тіла з меншими параметрами розташовуються субпаралельно головним як їх гілки та апофізи [6,19].

*Форма рудних тіл* жилоподібна, плитоподібна, дуже часто ускладнена перетисками і роздувами, рідше – флексурними вигинами. Місцями сусідні рудні тіла внаслідок розщеплення більш потужних рудних тіл впритул зближуються між собою, і тоді їхнє розмежування умовне. Відстань між сусідніми рудними тілами досягає перших десятків метрів.

Довжина більшості рудних тіл перевищує 500 м (27 тіл, або 61% від загальної кількості), а окремі тіла (15 тіл, або 34 %) простягаються безперервно більш ніж на 1000 м. Найчастіше зустрічаються тіла, ширина яких 200-300 м. (20 тіл, або 45 %), хоча досить часто відмічаються тіла шириною більш 300 м (18 тіл, або 41 %), а в окремих випадках – більше 500 м (6 тіл) (14 %). Потужність виявлених рудних тіл досить нестала, і змінюється від 1,0 м до 78,3 м.

Середня арифметична потужність рудних тіл за даними попередньої розвідки – 6,7 м. Досить часто відзначається повне виклинювання рудного тіла, різка зміна розташування покрівлі або подошви тіла (флексурний вигин) зі збереженням потужності тіла, зміна потужності тіла на 25-30 % і

більше, фаціальне заміщення продуктивних порід рудного тіла боковими метасоматитами. Потужність пластів рудного вузла наступна: тонкі пласти складають 19,3 % від загальної кількості, середні і потужні –80,5 %, надпотужні – 0,2 %.

Більшість рудних тіл мають безперервний робочий контур пластів, частка інтервалів вмісних порід (габро, піроксеніти та їхні змінені різновиди) звичайно не перевищує 1-2 %.

Контакти рудних тіл з боковими породами чіткі, різкі, візуально надійно відбиваються по керну свердловин. У контактах рудних тіл часто, а на їхньому виклинюванні повсюдно, формуються навколорудні змінені породи (на виклинюванні утворюють шлейфи, що нагадують факели, причому потужність навколорудних утворень відповідає потужності рудних тіл). У їхніх межах майже завжди спостерігаються окремі малопотужні (до перших см і більше) прожилки, або серії прожилків рудних порід, що об'єднують окремі рудні тіла в єдине ціле.

Слід зазначити, що у метасоматитах, розташованих у висячому і лежачому боках рудного тіла, прожилки часто мають контакти більш круті, ніж тіло, яке вони облямовують.

Навколорудні метасоматити характеризуються підвищеною гамма-активністю, часто співмірною з активністю рудних інтервалів, і наявністю аномально високого вмісту ніобію, цирконію, флуору, рідкісних земель, берилію, олова, свинцю, цинку, срібла. З віддаленням від рудних тіл і навколорудних метасоматитів вміст більшості елементів знижується до фонових значень. Однак, для таких ділянок завжди характерна наявність "аномалій дисперсій" тих же елементів.

Таким чином, ореоли елементів-індикаторів рідкіснометалічного зруденіння завжди надійно фіксують положення в геологічному розрізі рудного вузла окремих рудних тіл. Через ореоли самостійні рудні тіла ув'язуються в єдине рудне тіло.

**Внутрішня будова рудних тіл.** Внутрішня будова рудних тіл відрізняється значною сталістю речовинного складу. Практично у всіх тілах присутні три природні різновиди руд. За мінеральним складом вони розділяються на маріуполіти, нефелінові пегматити і польвошпатові метасоматити. За складом фемічних мінералів у межах кожної породи виділяються біотитові, егіринові і біотит-егіринові, або егірин-біотитові різновиди. Всі природні мінералогічні різновиди руд (порід) пов'язані взаємними переходами і складають єдині тіла. Співвідношення цих різновидів в окремих рудних тілах різні. Часто рудні тіла характеризуються складним і незакономірним сполученням і чергуванням різновидів руд, як по вертикалі, так і по латералі. Причому, роботами попередньої розвідки не встановлені навіть слабкі тенденції до зональності.

Границі природних різновидів руд у межах рудного тіла багато в чому умовні, що зумовлено їх генетичним зв'язком із процесами

метасоматичної переробки. Цим же явищем пояснюються і вкрай невитримані текстурно-структурні особливості руд. В цілому, співвідношення природних різновидів руд у тілах наступне: маріуполіти – 54 %; нефелінові пегматити – 24 %; польовошпатові метасоматити – 20 %; вмісні породи і продукти їхньої зміни – 1,6-2 %.

Практично у всіх рудних тілах нефелінвмісні різновиди переважають над безнефеліновими. З нефелінових сієнітів найбільш поширені маріуполіти, що особливо домінують у головних рудних тілах.

Усереднений мінералогічний склад природних різновидів руд з врахуванням даних технологічних досліджень наступний:

- маріуполіт: альбіт – 56,9 %; мікроклін – 9,5 %; нефелін – 22,2 %; канкриніт – 0,2 %; содаліт – 0,2 %; біотит – 4,5 %; егірін – 4,7 %; амфібол – 0,1 %; цеоліти – 0,6 %; циркон – 0,4 %; пірохлор – 0,21 %; бритоліт – 0,1 %; рудні – 0,1 %; кальцит – 0,3 %;

- нефеліновий пегматит: альбіт – 15,6 %; мікроклін – 49,9 %; нефелін – 21,8 %; канкриніт – 0,5 %; содаліт – 0,5 %; біотит – 5,1 %; егірін – 2,5 %; амфібол – 0,1 %; цеоліти – 0,3 %; циркон – 0,2 %; пірохлор – 0,1 %; бритоліт – 0,1 %; рудні – 0,1 %; кальцит – 0,2 %;

- польовошпатовий метасоматит: альбіт – 46,6 %; мікроклін – 36,4 %; нефелін – 0,2 %; біотит – 4,5 %; егірін – 1,0 %; амфібол – 2,6 %; циркон – 0,5 %; пірохлор – 0,21 %; бритоліт – 0,2 %; рудні – 0,6 %; кальцит – 2,0 %; піроксен – до 3,4 %.

При комплексному використанні руд Мазурівського рудного вузла промислово цінними мінералами є: головні – пірохлор, циркон; супутні – нефелін, польові шпати, ільменіт, бритоліт.

У рудних тілах серед природних різновидів руд виділяються ділянки, в яких макроскопічно добре помітний пірохлор і циркон від невеликих скупчень – *рядові руди*, до більш рясного вкраплення – *багаті руди*. Ділянки, де відзначаються лише одиничні зерна рідкіснометалевих мінералів, віднесені до *бідних*. Критеріями виділення границь цих ділянок, крім візуальних спостережень, служили результати геофізичних досліджень у свердловинах, мінералогічних, спектральних і хімічних аналізів.

Методами статистичного аналізу встановлено, що:

– *бідним* відповідають руди, в яких: вміст пентаоксиду ніобію – до 0,075 %, пентаоксиду танталу – до 0,004 %, діоксиду цирконію – 0,20 %, умовного танталу – 0,0057 %;

– *рядовим*: вміст пентаоксиду ніобію – до 0,15 %, пентаоксиду танталу – до 0,009 %, діоксиду цирконію – 0,60 %, умовного танталу – 0,0154 %;

– *багатим*: вміст пентаоксиду ніобію – до 0,45 %, пентаоксиду танталу – до 0,0235 %, діоксиду цирконію – 1,88 %, умовного танталу – 0,0428 %;

– *дуже багатим*: вміст пентаоксиду ніобію – до 0,667 %, пентаоксиду танталу – 0,0368 %, діоксиду цирконію – 3,57 %, умовного танталу – 0,0615 %.

Ділянки з вищим вмістом, ніж у багатих рудах, віднесені до дуже багатих руд. Виділення їх можливе тільки за аналітичними даними. Ділянки рядових, багатих і дуже багатих руд виділяються в промислово цінні. Промислово цінні ділянки з добре видимим вкрапленням пірохлору і циркону в тілах розрізнені, і мають неправильно-плямисту та плямисто-смукасту форми. Падіння і простягання їх досить нестійкі, часто дискордантні стосовно вмісних порід. За простяганням і падінням рядові руди більш стійкі, багаті – швидко і незакономірно виклинюються. Границі руд визначаються умовно і корегуються за даними аналітичних досліджень. Відзначаються поступові переходи ділянок, збагачених пірохлором і цирконом, у безрудні, або слабко рудні ділянки таких же порід. Кількість ділянок, що швидко виклинюються, у межах одного рудного тіла досить мінливе і змінюється від 1-2 до 8-12.

Усього в межах рудних тіл вузла виявлено 754 промислово цінних ділянок, та 270 ділянок бідних руд. Потужності їх вкрай невитримані, і варіюють у широких межах – від декількох до перших десятків метрів. Із потужністю до 1 м виявлено 5,3 % від загальної кількості ділянок; 1,0-1,4 м – 20,6 %; 1,5-2,4 м – 23,6 %; 2,5-3,4 м – 10 %; 3,5-3,9 м – 12 %; 4,0-9,9 м – 16,8 %; 10-50 м – 9,4%; більше 50 м – 2,1 %. При цьому потужність інтервалів бідних руд складає: до 1 м – 10,7 %; 1,0-1,4 м – 36,7 %; 1,5-2,4 м – 27,4 %; 2,5-3,4 м – 11,1 %; 3,5-3,9 м – 2,6 %; 4,0-9,9 м – 10 %; 10-50 м – 1,5 %; більш 50 м – 0,0 %. Потужність інтервалів багатих руд змінюється від перших сантиметрів до перших метрів, при цьому частіше відзначається класи потужностей 1,0-1,4 м (40 %) і 1,5-2,5 м (30 %).

Вміст основних рудних компонентів у природних різновидах руд мінливий і варіює в широких межах. Найбільш однорідний розподіл вмісту ніобію відзначається в нефелінових пегматитах (коефіцієнт варіації – 49 %), найбільш неоднорідний він у маріуполітах (94 %). Коефіцієнт варіації ніобію в польовошпатових метасоматитах складає 54 %. Коефіцієнти варіації пентаоксиду танталу і діоксиду цирконію, відповідно, складають (%): 40 і 81; 81 і 96; 57 і 71.

У породах чітко спостерігається загальне закономірне збільшення вмісту ніобію, танталу і цирконію в ряді (%), відповідно): нефеліновий пегматит (0,080; 0,002; 0,27), маріуполіт (0,11; 0,0079; 0,37), польовошпатовий метасоматит (0,13; 0,009; 0,93). Причому, у всіх типах порід розподіл вмісту цирконію більш нерівномірний, ніж розподіл вмісту ніобію і танталу.

Розподіли вмісту основних корисних компонентів ніобію, цирконію, танталу тісно пов'язані один із одним. Зі збільшенням вмісту одного з компонентів збільшується вміст інших. Найбільш тісні зв'язки відзначаються між вмістом ніобію і танталу (від 0,38 у пегматитах до 0,77

у польовошпатових метасоматитах). Між ніобієм і танталом, з одного боку, і цирконієм, з іншого, зв'язок менш виразний, але у всіх випадках статистично значимий (лінійний). Такий розподіл вмісту основних корисних компонентів може бути обумовлений зв'язком зруденіння з єдиним процесом рудоутворення.

Вміст пентаоксиду ніобію в природних різновидах руд вкрай нерівномірний і варіює в широких межах – від 0,01 до 1,0-1,8 %. Частіше зустрічаються проби з вмістом ніобію, що відповідає рядовим пробам – 56,9 %, бідним – 23,2 %, багатим – 17,3 %, дуже багатим – 2,6 %. Середньоарифметичний вміст пентаоксиду ніобію складає 0,118 %, середньозважене – 0,117 %, середньоквадратичне відхилення – 0,11; коефіцієнт варіації – 93 %. Аномальний (ураганний) вміст  $Nb_2O_5$  складає 0,667 %, що в 5,7 рази перевищує середньозважений вміст.

Вміст танталу варіює від 0,0005 до 0,075 %, і більше. Розподіл рядових проб, що беруть участь у підрахунку запасів по Мазурівському рудному вузлу, по класах вмісту пентаоксиду танталу показує, що найбільша кількість проб відповідає вмісту, характерному для рядових руд – 55,7 %, бідним – 27,2 %, багатим – 14,6 %, дуже багатим – 2,5 %. Середньоарифметичний вміст пентаоксиду танталу склав 0,0057 %, середньозважений – 0,0058 %, середньоквадратичне відхилення – 0,0059, коефіцієнт варіації – 101 %. Ураганний вміст складає 0,0368 %, що в 6,3 рази перевищує середньозважений по родовищу.

Середній вміст діоксиду цирконію в пробах варіює від 0,2 до 5,0-6,0 %. Середній вміст цирконію складає 0,470 %, середньозважений по родовищу – 0,436 %, середньоквадратичне відхилення – 0,62; коефіцієнт варіації – 132 %. Найбільш поширеними є проби з рядовим вмістом цирконію (57,6 %). Проби зі вмістом цирконію, що відповідає бідним рудам, складають 18,2 %, багатим – 21,2 %, дуже багатим – 3 %. Ураганний або більш високий складає 3,57 %, що в 7,5 разів перевищує середньозважений по родовищу.

Так само, як і для окремих природних різновидів руд, в цілому для рудного вузла характерна більш висока варіабельність вмісту цирконію в порівнянні з вмістом ніобію і танталу. Ця тенденція характерна і для середньозваженого вмісту по пластах.

Аналізуючи розподіл рудних пластів за вмістом пентаоксиду ніобію, танталу, а також діоксиду цирконію слід зазначити, що тільки 1-2 % проб, які характеризуються граничним вмістом пентаоксиду танталу і діоксиду цирконію (при вмісті пентаоксиду ніобію 0,075; 0,15 і 0,45 %), не потрапляють до типів руд (бідні, рядові, багаті, дуже багаті), прийнятих для їхнього виділення.

Таким чином, промислово цінні ділянки (рядові, багаті, дуже багаті руди) продуктивних порід, які надійно візуально виділені за керном свердловин, у переважній більшості випадків характеризуються вмістом, прийнятим для виділення типів руд за ступенем рудоносності.

Характеризуючи співвідношення пентаоксиду танталу до пентаоксиду ніобію, слід зазначити, що ця величина завжди більша 1, і лише у 0,2 % проб це співвідношення менше 1.

Отримане середнє відношення танталу до ніобію складає 20,1; цирконію до ніобію – 3,7.

Таким чином, з огляду на співвідношення вмісту компонентів та їх варіабельність у природних різновидах руд, окремих рудних тілах і рудному вузлі в цілому, руди відносяться до тантал-ніобій-цирконієвого типу: по ніобію і танталу – з нерівномірним характером розподілу корисного компоненту; по цирконію – з досить нерівномірним розподілом (по В. І. Смирнову при нерівномірному характері розподілу коефіцієнт варіацій вмісту змінюється від 40 до 100 %, при досить нерівномірному – більше 100 %) [6, 28].

З огляду на геометричні параметри рудних тіл Мазурівське родовище відноситься до безперервного за кондиціями і нерівномірного за вмістом корисних компонентів.

Рудні тіла Мазурівського вузла в більшості випадків виклинюються «тупо», без зменшення потужності тіла. Підтвердженням цього служить наступне: "тупий" («горцевий») характер виклинювання рудних тіл, встановлений у процесі відпрацювання кори вивітрювання рудного тіла першого покладу (відкритим способом); відповідність потужності навколорудних метасоматитів і геохімічних ореолів ніобію потужності продуктивних тіл на їхньому виклинюванні.

Вологість маріуполітів коливається від 0,02 до 1,29 %, при середній – 0,1%, нефелінових пегматитів – від 0,03 до 0,62 %, середня – 0,2 %, польвошпатових метасоматитів – від 0,03 до 0,35 %, середня – 0,18 %, сієніт-пегматитів – від 0,02 до 2,95 %, при середній – 0,14 %.

Середня вологість природних різновидів руд по рудному вузлу складає 0,167 %; вмісних порід, включених у підрахунок запасів – 0,167 %.

**Кора вивітрювання порід Мазурівського рудного поля.** Кора вивітрювання кристалічних порід має площинне поширення. Потужність її коливається від 5,3-6,0 до 62,1-79,7 м, що пов'язано з різним мінеральним складом і характером поверхні корінних порід. Найбільш піддатливі вивітрюванню основні-ультраосновні породи, що утворюють потужну кору вивітрювання зональної будови. Зона дезінтеграції поширена повсюдно. Потужність її змінюється від 3,8 до 59,3 м. Мінеральний склад порід цієї зони збігається зі складом корінних порід. Вміст глинистих мінералів у зоні дезінтеграції не перевищує 10 % (в середньому – 5-6 %). Глинисті мінерали представлені, головним чином, каолінітом, галуазитом (у продуктивних породах) і монтморилонітом – в основних-ультраосновних породах [6, 21, 28].

До зони дезінтеграції кори вивітрювання приурочена частина рудних тіл першого покладу, ступінь вивітрювання їх значно нижчий, ніж вмісних порід. Практично їх можна віднести до міцних порід, порушених

вивітрюванням. У рудних тілах зони дезінтеграції вміст рідкісних металів не змінюється і статистично відповідає вмісту в корінних породах.

Перехідна і глиниста зони кори вивітрювання розвинуті практично повсюдно по всій площі рудного вузла. Ці зони відсутні лише в його північно-східній частині, тобто в межах власне Мазурівського родовища, де вивітрені пухкі породи першого рудного тіла майже цілком відпрацьовані в процесі експлуатації. Сумарна потужність зон змінюється від 0 до 53,4 м. Породи зони представлені майже вивітряними породами, у яких всі первинні мінерали заміщені глинистими.

Корінні породи по всій площі родовища, за винятком кар'єру, що розкрив перше рудне тіло, перекриті товщею суглинків потужністю до 15-20 м.

**Таким чином, Мазурівський рудний вузол (блок основних-ультраосновних порід) за природними факторами розташування рудних тіл характеризується наступними особливостями.**

1. Продуктивні поклади витягнуті лінійно в широтному напрямку згідно з простяганням блоку основних-ультраосновних порід, що є локальним відображенням широтних зон активізації Центрально-Української мегазони активізації.

2. Розвиток блокової тектоніки сприяв утворенню пологих порожнин відшарування (тріщин відриву), що служили рудоконтролюючими і рудокалізуючими каналами для пологих тіл продуктивних порід. Рудопровідними і рудорозподіляючими зонами були крутоспадні системи тріщин.

3. Морфологічно рудні поклади являють собою пологозалегли плитоподібні жильні тіла, ускладнені численними роздувами і перетисками.

Підтвердженням даних особливостей є наступне:

- результати розвідки і відпрацювання (відкритим способом) кори вивітрювання першого рудного тіла, що виходить у районі Мазурівської балки на денну поверхню (розвідувальними роботами встановлене субгоризонтальне залягання як верхньої, так і нижньої границі рудного тіла);

- характер, особливості та інтенсивність геохімічних аномалій ніобію та інших елементів-індикаторів, які разом із навколорудними метасоматитами знаходяться в пологих, майже горизонтальних, структурах, успадкувавши пологу систему тріщинуватості габро-піроксенітів;

- результати буріння свердловин у межах блоків із щільністю спостережень 100x100 м і 50x50 м та 25x25 м і 12,5x12,5м – при вивченні першого рудного тіла на цирконієве зруденіння;

- підтвердження субгоризонтального поверхневого залягання рудних тіл у профілях кущових технологічних свердловин, де відстань між свердловинами зменшувалася до 1-10 м;

- наявність пологоспадних, майже горизонтальних, тіл рудних метасоматитів у межах екзоконтактової частини родовища, відкартованих у процесі маршрутів в межах Дмитрівського кар'єру і бурових робіт на Північному рудопрояві, та рудних тіл, які є продовженням Мазурівського родовища, та на породах обрамлення;

- наявність подібних пологозалеглих рудних тіл у межах Калиново–Шевченківського родовища та інших рудопроявів масиву (Західний, Східний та ін.), що також підтверджено бурінням пошуково-розвідувальних свердловин;

- встановлення розвідувальними і пошуковими свердловинами численних контактів рудних тіл із вмісними породами, субперпендикулярних осі керна (як у межах Мазурівського родовища, так і на численних рудопроявах).

4. При загальній кількості рудних тіл – 44, їх довжина понад 1 км складає – 34 %; від 500 до 1000 м – 27 %; менше 500 м – 39 %.

5. Близько 88 % запасів руд сконцентровано у великих і середніх тілах.

6. Середні потужності рудних тіл варіюють від 1,1 до 14,6-19,3 м. Частіше зустрічаються тіла, потужності яких відповідають за параметрами середнім і потужним пластам – 62,9 %. Тонкі і досить потужні пласти складають 37,1 %. Коефіцієнт варіації потужності по родовищу – 128 %.

7. Більшість рудних тіл мають безперервний робочий контур. Порожні непродуктивні породи – габро, піроксеніти, метасоматити по них, але в конкретних рудних тілах їхній вміст не перевищує 1 %, *тобто всі рудні тіла відносяться до стійких*, що мають безперервну робочу потужність у межах всього контуру рудного тіла.

8. Контакти рудних тіл із вмісними породами чіткі, різкі, візуально надійно відбиваються за керном свердловин.

9. Згідно варіабельності вмісту пентаоксиду ніобію, пентаоксиду танталу і діоксиду цирконію як у природних різновидах руд, окремих рудних тілах, так і по рудному вузлу в цілому, руди Мазурівського родовища відносяться:

- по ніобію і танталу – до руд з нерівномірним характером розподілу корисного компоненту;

- по цирконію – з досить нерівномірним розподілом, причому, розподіл вмісту цих компонентів тісно корелює один з одним, утворюючи тісні позитивні значимі лінійні зв'язки.

10. Рудні тіла Мазурівського рудного вузла за усіма параметрами відповідають родовищам третьої групи по класифікації ДКЗ. В основному – це середні за розмірами рудні тіла складної морфології з нерівномірним розподілом пентаоксидів танталу і ніобію.

Центральний блок основних-ультраосновних порід, який був виділений при проведенні попередньої розвідки, характеризується: максимальними концентраціями рудних тіл в об'ємі порід; найбільш

високим вмістом в них корисних компонентів; більш простою будовою і морфологією рудних тіл.

### 3.4. Геологічна будова Мазурівського родовища

Границями Мазурівського родовища є границі центрального блоку основних-ультраосновних порід. Родовище являє собою частину жильного поля, у межах якого розташовуються скупчення субпаралельних пологозалеглих рудних тіл, що складають продуктивні поклади. Продуктивні поклади утворюють витримані за простяганням і падінням ділянки надр, що надійно ув'язуються по свердловинах. Місцями вони впритул зближаються між собою, так що розмежування їх умовне.

Рудні тіла представлені маріуполітами, мікроклін-нефеліновими пегматитами, польвошпатовими метасоматитами. Іноді в тілах відзначаються блоки змінених вмісних порід. Потужність рудних тіл змінюється від 0,5 м до перших десятків метрів, коефіцієнт варіації потужностей перевищує 100 %. Усі виявлені тіла належать до стійких покладів, що мають робочу потужність, яка простягається безперервно в межах усього контуру рудного тіла. Контакти рудних тіл із боковими породами чіткі, різкі, візуально надійно картуються за кернами свердловин. У місцях контактів рудних тіл з боковими породами і на їхньому виклинюванні формуються змінені породи. Виклинювання рудних тіл у більшості випадків «тупе» («торцеве»). Внутрішня будова рудних тіл відрізняється значною сталістю, практично в усіх тілах присутні три природні різновиди руди, проте, співвідношення цих різновидів у рудних тілах різне. Тобто, тіла характеризуються складним і незакономірним сполученням і чергуванням різновидів як по вертикалі, так і по латералі.

Вміст ніобію, танталу і цирконію у виявлених рудних тілах вкрай нерівномірний (коефіцієнт варіації близький або більший за 100 %) і варіює в широких межах, але в цілому відповідає вмісту цих компонентів у пластах, виявлених при попередній розвідці. Отриманий середньоарифметичний вміст головних рудних компонентів по Мазурівському родовищу складає (з урахуванням ураганного вмісту):

- у контурах геологічних тіл: середній вміст пентоксиду ніобію – 0,115 %; пентоксиду танталу – 0,0056 % ; діоксиду цирконію – 0,431 %;

- відношення середнього вмісту ніобію до танталу – 20,5; цирконію до ніобію – 3,7;

- у контурах промислово цінних ділянок: ніобію – 0,12 %, танталу – 0,0058 %, цирконію – 0,444 %, відношення ніобію до танталу – 20,7, цирконію до ніобію – 3,7;

- у контурах ділянок багатих руд: ніобію – 0,16 %, танталу – 0,0074 %, цирконію – 0,527 %, відношення ніобію до танталу – 21,6, цирконію до ніобію – 3,3.

Ділянки багатих руд у тілах розрізнені і мають неправильно плямисту форму, падіння і простягання їх дуже мінливі і часто дискордантні стосовно вмісних слабкорудних порід. Породи швидко і незакономірно виклинюються, границі їх умовні і визначаються тільки за результатами хімічних аналізів.

Усього в межах Мазурівського родовища свердловинами виявлено 293 рудних пласта, оконтурені у 14 рудних тіл. Розмах зруденіння складає 189,3 метрів, максимальна висотна відмітка покрівлі верхнього рудного тіла +196,9 м, мінімальна висотна відмітка підшви останнього тіла +7,6 м. Рудні тіла розподілені компактно. У більшості свердловин відзначається від 3 до 5 рудних пластів, причому, у межах блоку деталізації частота зустрічі свердловин з максимальною кількістю рудних пластів найбільша. Потужність рудних пластів у свердловинах змінюється від 2,0 до 88,2 м, при середньому арифметичному – 32,4 м.

Значення сумарного метропроценту танталу умовного в свердловинах змінюється від 0,0112 до 0,835 %, при середньому – 0,301 % і коефіцієнті варіації – 61%; сумарного метропроценту ніобію – від 0,19 до 9,380 %, середнє – 3,71 %, коефіцієнт варіації – 59 %. Розподіл значень метропроцентів  $Ta_{ум}$  по класах вмісту дуже витриманий, і в цілому перевищує 10 %, за винятком класу вмісту до 0,0339 % (4,8 %) і класу більше 0,67 % (1,2 %); для сумарного метропроценту ніобію – переважно від 4,5 до 5,5 % (23,8 %). Сумарний метропроцент танталу в свердловинах змінюється від 0,0054 до 0,482 %, при середньому – 0,1446 % і коефіцієнті варіації – 69 %; цирконію – змінюється від 0,44 до 36,54 %, при середньому – 14,75 % і коефіцієнті варіації – 65 %. У свердловинах переважають значення сумарного метропроценту танталу від 0,0175 до 0,1236 % (42,8 % від кількості свердловин). Розподіл сумарних значень метропроценту цирконію по свердловинах рівномірний; перевага якого-небудь класу не відзначається.

У плані розподіл основних оціночних параметрів зруденіння наступний:

- найменший розмах зруденіння характерний для північної і північно-східної частин родовища, де він не перевищує 100-130 м;
- у південній і південно-західній частинах він збільшується до 130-207 м.

Сумарна потужність рудних пластів у свердловинах найбільша в центральній і північній частинах родовища і коливається від 30 до 60 м – у центрі, до 60-70 м – на півночі. Цей блок зі сходу, півдня і заходу облямовується свердловинами з потужністю рудних пластів до 30 м. Подібна картина відзначається і для розподілу коефіцієнта насичення, тобто максимальні значення його – від 0,36 до 0,62 і більше, – характерні для тих же ділянок, де відзначається максимальна потужність.

Сумарний метропроцент умовного танталу коливається від 0,30 до 0,66 % і більше, і розподілений по площі наступним чином: відзначається нібито

дві смуги його максимального нагромадження, що простягаються в північно-західному напрямку; південна смуга простягається між свердловинами №№732 і 937, максимальна ширина смуги відзначається в області першочергового блоку, займаючи практично всю його площу (240-250 м). Довжина смуги – 760-800 м. Північна смуга має довжину не більше 500 м, при ширині від 100 до 152 м. Рівень вмісту сумарного метропроценту Та<sub>ум</sub> відповідає такому в південній смузі.

Аналогічний розподіл характерний для сумарного метропроценту ніобію і танталу, при цьому збіжність контурів виділених смуг за вмістом ніобію є більш близькою, ніж за вмістом танталу. Слід зазначити, що розподіл сумарного метропроценту танталу в південній смузі менш стійкий і більш мозаїчний; характеризується коливаннями вмісту танталу від 0,008-0,061 % до 0,200-0,380 %. У північній зоні розподіл цих компонентів більш стійкий.

У полі розподілу сумарного метропроценту цирконію виділені смуги зливаються, утворюючи один блок підвищеного вмісту (від 12 до 40 %), що займає практично 70 % площі об'єкту дослідження. Зі східної, південної і західної сторін блок облямовується смугою низького вмісту сумарного метропроценту цирконію, що не перевищує 10 %. Велику частину площі займають руди рядові за середнім вмістом умовного пентаоксиду танталу. Багаті руди займають тільки 5 % площі.

У загальному плані багаті і рядові руди утворюють смугу північно-західного напрямку, що простягається через весь об'єкт дослідження довжиною 800-1000 м і шириною 300-350 м, та розташовується в центральній частині ділянки в контурах, близьких до контуру блоку деталізації. На південь і північ від даної смуги переважають бідні руди, серед яких відзначаються блоки з рядовим вмістом. Ще більш чіткий розподіл характерний для середнього вмісту ніобію. За вмістом танталу виділена смуга характеризується в більш мозаїчному малюнку, коли на тлі рядових і багатих руд виявляються "вікна" з бідним вмістом, що складають до 30-40 % площі смуги. За середнім вмістом цирконію такого розподілу не виявлено; уся площа ділянки характеризується рівномірним стійким середнім вмістом цирконію, що відповідає рядовій і багатій руді. Слід зазначити, що при загальному північно-західному простяганні ділянки смуги рядового вмісту мають поперечне північно-східне простягання.

**Таким чином, в цілому для Мазурівського родовища характерні наступні особливості:**

- північно-західне простягання рудних концентрацій;
- у центральній частині ділянки виявляється смуга, що характеризується максимальними значеннями сумарних метропроцентів умовного танталу, ніобію, цирконію і танталу, а також максимально високим середнім вмістом ніобію і танталу (до цієї смуги приурочений блок деталізації, по якому виконувався підрахунок запасів по категорії С<sub>1</sub>);

- у північній частині ділянки виявлена смуга максимальних сумарних метроцентів головних рудних компонентів, яка характеризується рівнями їхнього середнього вмісту, що відповідають бідним рудам;

- практичний інтерес являють південно-східне і північно-західне закінчення цієї смуги, розвинуті у центральній частині (тобто, розвиток буріння деталізаційного блоку до граничних свердловин №№ 732 -719 і 937-727).

Статистичні параметри розподілу конкретних значень потужностей рудних тіл, виявлених на родовищі, складають:

- мінімальна потужність – 1,0 м;
- максимальна потужність – 46,9 м;
- медіана – 5,0 м;
- середнє арифметичне – 9,4 м;
- стандартне відхилення – 9,85;
- коефіцієнт варіації – 105 %

За потужністю рудні пласти розподілені наступним чином:

- тонкі пласти (менше 2,0 м) складають 18,8 % від загальної кількості пластів;

- середні (2,0-4,0 м) – 24,9 %;
- потужні (4,0-10,0 м) – 25,9 %;
- дуже потужні (10-50 м) – 30,4 %;
- надто потужні – не виявлено.

Максимальна кількість виявлених пластів, потрапляє в інтервал 2,0-4,0 м (24,9 %). Пласти потужністю до 2,0 м складають 18,8 % від загальної кількості (283 пласта); 4,0-7,0 м – 15 %; 7,0-10,0 м – 10,9 %; 10,0-15,0 м – 9,6 %; 15,0-20,0 м – 7,5 %. Інтервали потужністю понад 20 метрів складають тільки 13,4 %.

Рудні тіла мають безперервний робочий контур, частка вмісних порід (габро, піроксеніти і т.д.) не перевищує 1,5 %. Отже, рудні тіла відносяться за характером відпрацювання до стійких покладів.

У цілому по родовищу співвідношення різновидів руд у рудних тілах наступне:

- маріуполіти – 51,8 %;
- нефелінові пегматити – 16,6 %;
- польовошпатові метасоматити – 29,4 %;
- сієніт-пегматити – 0,7 %;
- породи, що вміщують рудні поклади, і продукти їхньої зміни – 1,5 %.

Практично у всіх рудних тілах відзначається переважання нефелінових різновидів над безнефеліновими, що характерно і для рудного вузла в цілому. Однак, роль польовошпатових метасоматитів тут вища, ніж у середньому по вузлу. З нефелінових сієнітів найбільш поширені маріуполіти.

У виявлених пластах вміст пентаоксиду ніобію змінюється від 0,012 до 0,583 %. Бідні за вмістом ніобію руди складають 27,3 % пластів; рядові – 50,9 %; багаті – 21,2 %; дуже багаті – 0,7 %.

Вміст пентаоксиду танталу варіює від 0,0005 до 0,0254 %. Бідні за вмістом танталу руди складають 43,3 %; рядові – 49,5 %; багаті – 6,8 %; дуже багаті – 0,3 %.

Відношення ніобію до танталу варіює від 5,9 до 194,77. Розподілено відношення наступним чином: до 1 – 0 %; до 10 – 0,7 %; до 20 – 18,1 %; до 50 – 60,4 %; до 100 – 17,1 %; до 150 – 2,4 %; більше 150 – 1,4 %.

Коефіцієнт кореляції Пірсона між ніобієм і танталом статистично значимий і дорівнює 0,707; кореляційне відношення ніобію до танталу – 0,81; танталу до ніобію – 0,72, і також значимо. Значимий нелінійний взаємозв'язок між ознаками правдоподібніший лінійного.

Вміст діоксиду цирконію змінюється від 0,021 до 2,06 %. Бідні за вмістом циркону руди складають 20,8 %, рядові – 57,0 %, багаті – 21,5 %, дуже багаті – 0,7 %. За цими параметрами значення дуже близькі до розподілу руд по ступеню вмісту пентаоксиду ніобію.

Відношення цирконію до ніобію змінюється від 0,25 до 19,1; медіанне значення – 3,71; середньоарифметичне – 4,51; стандартне відхилення – 2,98; коефіцієнт варіації – 66 %. Відношення розподілені наступним чином: до 1 – 2,7 %; до 5 – 61,4 %; до 10 – 31,1 %; більше 10 – 4,8 %.

Коефіцієнт кореляції Пірсона між ніобієм і цирконієм – 0,40; кореляційне відношення ніобію до цирконію – 0,51; цирконію до ніобію – 0,48. Усі показники статистично значимі. Між ознаками існує лінійний взаємозв'язок.

Коефіцієнт кореляції Пірсона між відношеннями цирконію до танталу – 0,46; танталу до цирконію – 0,48. Всі ознаки статистично значимі. Між ознаками існує лінійний взаємозв'язок.

Вміст умовного пентаоксиду танталу коливається від 0,0012 до 0,0435 %; медіанне значення – 0,0079 %; середнє арифметичне – 0,0091 %; стандартне відхилення – 0,0056; коефіцієнт варіації – 62 %.

Бідні за складом умовного танталу руди складають 27,6 %, рядові – 62,1 %, багаті – 9,9 %, дуже багаті – 0,3 %.

Коефіцієнт кореляції Пірсона умовного танталу з вмістом ніобію – 0,91; танталу – 0,94; цирконію – 0,39.

Усі значення коефіцієнтів кореляції статистично значимі. Нелінійний взаємозв'язок між ознаками правдоподібніший лінійного.

В цілому всі рудні поклади в плані і розрізі утворюють жильні тіла, витягнуті в північно-західному напрямку. Рівень вмісту основних рудних компонентів та відсотковий вміст природних різновидів руд у них близькі.

### 3.5. Характеристика рудних тіл ділянки деталізації Мазурівського родовища

**Геологічна будова блоку деталізації.** Блок деталізації розташований у південно-західній частині Мазурівського родовища. Його геологічна будова ідентична геологічній будові Мазурівського родовища. Вмісними породами для рудних тіл є габро та іноді піроксеніти. Речовинний склад габро і піроксенітів блоку деталізації цілком тотожний подібним породам родовища в цілому. В контактах з рудними тілами в габро і піроксенітах утворюються польвошпат-слюдисті, карбонат-біотит-амфіболові породи і слюдити. У віддаленні від рудних тіл ступінь зміни вмісних порід різко зменшується: породи зберігають риси первинних порід, відрізняючись підвищеним вмістом біотиту, амфіболу, сульфідів. Усі ці породи чітко виділяються візуально за керном свердловин, а також картуються специфічними геофізичними (підвищена гамма-активність) і геохімічними (ореоли ніобію, цирконію, рідких земель, флюориту і т.п.) ознаками. Їхнє структурне положення і речовинний склад однозначно дозволяє віднести їх до навколорудних метасоматитів. У структурному відношенні блок деталізації, як і все Мазурівське родовище, являє собою жильне поле, у межах якого розташовуються 10 субпаралельних положозалеглих рудних тіл з поверховим розподілом по вертикалі. Рудні тіла лінійно витягнуті в широтному напрямку згідно з простиранням блоку габроїдів.

Вертикальний розмах рудних тіл до підшови 5-го, самого нижнього рудного тіла, складає 200-280 м. Відстань між сусідніми тілами змінюється від перших метрів до 100-150 м. Місцями сусідні тіла зближуються між собою так, що розмежування їх в певній мірі умовне. Рудні тіла нумеруються від 1 до 10.

У межах блоку деталізації рудні тіла підрозділяються на головні і супроводжуючі. Головні тіла відрізняються максимальними потужностями, довжиною і площею поширення. Супровідні їхні тіла з меншими геометричними параметрами розташовуються субпаралельно головним, нерідко, очевидно, являючи собою їхні апофізи. До головних рудних тіл віднесені тіла 1, 4, 5, до супровідних – 2, 3, 6, 7, 8, 9, 10.

Форма рудних тіл жилоподібна, плитоподібна, часто ускладнена перетисками і роздувами, рідше флексурними вигинами. Часто відзначається повне виклинювання рудного тіла (на відстані 1-5 м від опорної свердловини), різка зміна розташування покрівлі або підшови тіла (флексурний вигин) зі збереженням потужності тіла, зміна потужності тіла, фаціальне заміщення рудного тіла боковими метасоматитами. У більшості випадків виклинювання рудних тіл «тупе». Контакти рудних тіл з вмісними породами чіткі, різкі, візуально надійно відслідковуються за керном свердловин. У контактах рудних тіл часто, а на їхньому виклинюванні повсюдно, формуються навколорудні змінені породи (на виклинюванні

утворюють шлейфи, що нагадують смолоскипи, причому потужність зон поблизурудних змін відповідає потужності рудних тіл. У їхніх межах майже завжди спостерігаються окремі малопотужні (до перших см і більше) прожилки або серії прожилків рудних порід, що є надійним критерієм ув'язування їх у рудні тіла.

Внутрішня будова рудних тіл характеризується сталістю речовинного складу. В усіх тілах присутні три природні різновиди руд. За мінеральним складом вони розділяються на маріуполіти, нефелінові пегматити і польовошпатові метасоматити. По складу фемічних мінералів у межах кожної породи виділяються біотитові, егіринові і біотит-егіринові або егірин-біотитові різновиди. Усі природні мінералогічні різновиди руд (порід) пов'язані взаємними переходами і складають єдині тіла. Часто рудні тіла характеризуються складним та незакономірним сполученням і чергуванням різновидів, як по вертикалі, так і за простяганням. Детальною розвідкою не встановлені закономірності або тенденції до зональності. Границі природних різновидів руд у межах рудного тіла умовні. Текстурно-структурні особливості порід у край невитримані. В цілому в блоці деталізації співвідношення природних різновидів руд у тілах відповідає в цілому по родовищу. Практично у всіх рудних тілах нефеліновмісні різновиди переважають над безнефеліновими; з нефелінових сієнітів найбільш поширені маріуполіти, що особливо домінують у головних рудних тілах.

Як зазначалося вище, всього в межах ділянки деталізації Мазурівського родовища до глибини поширення 5-го рудного тіла оконтурено 10 рудних тіл. Усі вони є частинами рудних тіл, що картуються в об'ємі всього Мазурівського родовища, і простеженими в межах блоку деталізації.

**Рудне тіло 1.** У плані має овальну форму, простягаючись у вивченій частині родовища з південного сходу на північний захід на 1100 м при максимальній ширині 470 м. Характеризується високим ступенем вивченості. Розкрите свердловинами, шурфами і кар'єром. Форма тіла куляста, з численними перетисками і роздувами. Потужність нерівномірна – 15-25 м, дуже мінлива в цих інтервалах у межах всього тіла: на флангах – знижується до нульової, а в центральній частині – зростає до 46 м. На сході виходить на денну поверхню, або під суглинки, у центральній частині – розкрите канавами. Залягання тіла субгоризонтальне з хвилеподібними контактами покрівлі і подошви, що веде до зміни напрямку падіння тіла від південно-східного під кутами 5-15° і до північно-західного з кутами до 30°. У північно-західній частині родовища тіло занурюється в західному напрямку. Характер занурення – східчастий, до утворення флексурних малоамплітудних складок із зануренням під кутами 5-10°; на ділянках спокійного залягання – до 40-45° східчастого занурення. Висота подошви при цьому коливається в межах 15-45 м на відстані до 50 м. У складі тіла переважають маріуполіти та пегматити з різним вмістом нефеліну і

мікрокліну, що змінені процесами метасоматозу до утворення альбітизованих різновидів маріуполітів та пегматитів, польовошпатових метасоматитів і альбітитів. Іноді зустрічаються дрібні ксеноліти вмісних «порожніх» порід – габро і піроксенітів. Потужність їх звичайно менше 2 м, і тільки в окремих випадках вони оконтурені при потужності більше 2 м.

**Рудне тіло 2.** Розкрито свердловинами, шурфами і кар'єром у межах розвідувальних ліній 16, 16а і 17. Залягає на 2-15 м вище рудного тіла 1. На окремих ділянках ці тіла зливаються, утворюючи одне тіло із загальними елементами залягання. Рудне тіло 2 має лінзоподібну форму і невелике поширення. Найбільша потужність відзначається по свердловинах РЛ16 і 16а, де потужність тіла досягає 23,6 м (св. № 82). При падінні на північний захід під кутами 5-15° тіло різко виклинюється за падінням, на південному сході зливається з тілом 1. Розміри тіла за простяганням складають 240-250 м, за падінням 100-170 м. Тіло складене в основному рядовими рудами, представленими альбітизованими маріуполітами і польовошпатовими метасоматитами.

**Рудне тіло 3.** Знаходиться в північно-західній частині деталізаційної ділянки, має лінзоподібну з переривчастим заляганням форму, з характерним для родовища «тупим» вклинюванням (тіло, при збереженні потужності, виклинюється на відтинку 1-2 м). Рудне тіло 3 в розрізі залягає вище тіла 2 на відстані по вертикалі від 10-15 м до 40 м. Падіння тіла на північний захід під кутами 5-15°. Розміри тіла в блоці деталізації складають за простяганням 200-240 м, за падінням – 90-120 м.

**Рудне тіло 4.** Займає проміжне положення в розрізі між першими і п'ятим рудними тілами, будучи апофізою останнього. Має площинне розповсюдження. Розміри тіла в плані 260x280 м. Розвідане 49 свердловинами. Потужність тіла коливається від 1,0 м до 17,0 м при середньому 4,5 м. Залягання тіла хвилясто-субгоризонтальне. Тіло складене в основному убогими рудами і лише в південно-західній частині оконтурено блок довжиною 260 м і шириною 40-115 м з кондиційними рудами, представленими польовошпатовими лейкократовими метасоматитами і маріуполітами, що містять від 0,0040 % до 0,0555 %  $Ta_2O_5$  умов. при середньозваженому – 0,0105 %  $Ta_2O_5$  умов.

**Рудне тіло 5.** Розкрито 41 свердловиною, які розташовані одна від одної в плані на відстані від 1-2 до 140 м (переважно 40-60 м між свердловинами), що дозволило виявити геологічні особливості тіла з достатнім ступенем достовірності для оконтурювання і підрахунку запасів. У структурі родовища тіло 5 займає особливе положення, являючись з'єднувальною ланкою між субгоризонтально залягаючими великими покладами, з утворенням похилої частини латинської літери «зет». Основна частина рудного тіла 5 розміщена між позначками +185 м ... -50 м. Падіння тіла північно-західне, під кутами 25-35°; довжина 420 м, ширина на заході 320 м, у південно-східній частині 140 м. Характер контактів подошви і покрівлі – слабо хвилястий при субпаралельному заляганні. Тіло є

найбільш витриманим за потужністю. Зміна потужності коливається в межах 10,5-32,5 м. У складі тіла виявлені всі типи руд, як за речовинним складом, так і за якістю. Переважають альбітизовані різновиди маріуполітів і нефелін-мікроклінових пегматитів. Від рудного тіла 5 відгалужуються численні малопотужні апофізи субгоризонтального залягання з подібними якісними показниками руд, що їх складають.

**Рудні тіла 6, 7, 8**, як і рудне тіло 4 є апофізами рудного тіла 5, які утворюють пачку зближених лінзоподібних малопотужних субпаралельних тіл, розділених лінзами і тілами габроїдів та піроксенітів. Максимальні потужності рудних тіл складають: тіла 6 – 15,6 м, тіла 7 – 8,5 м, тіла 8 – 7,9 м при середніх значеннях 4,0 м, 4,2 м, 2,8 м, відповідно. Більш зближеними до злиття є дві пари тіл 6, 8 та 4, 7. Потужність розділяючих тіл габроїдів і піроксенітів у парах коливається від 0 до 20 м (при середній 6-8 м), між парами – від 5 до 50 м. Падіння тіл хвилясто-пологе, північно-західне, під кутом 1-5°. Внутрішня будова тіл складна, зумовлена поєднанням незакономірно розподіленими на родовищі різновидами руд з переважанням польвошпатових метасоматитів при підлеглий кількості маріуполітів.

Верхнє положення в розрізі займає рудне тіло 6, пробурене 47 свердловинами в деталізаційному блоці. Це тіло в північно-західній половині блоку поширене по всій площі; у південно-східній – частково з виклинюванням на флангах. Складене тіло 6 бідними й убогими рудами; лише в північно-східній частині блоку виділяється ділянка розміром 100x40 м, складена кондиційними рудами.

Нижче розташовується рудне тіло 8, що повторює в плані поширення тіла 6. Характеризується нерівномірним порушенням суцільності з появою безрудних "вікон" розміром 40-100 м у поперечнику, і бідним та убогим складом руд.

Рудне тіло 7 залягає нижче рудного тіла 4, і також характеризується дуже нерівномірним зруденінням, та порушеннями суцільності.

За даними буріння 32 свердловин у північно-східній частині блоку оконтурена ділянка суцільного зруденіння розміром 310x120 м, складена рядовими і бідними рудами, представленими метасоматитами і маріуполітами.

**Рудні тіла 9 і 10** приурочені до апофізу у підшві 1-го рудного тіла, зі збереженням елементів залягання. Тіла 9 і 10 утворюють лінзи з максимальними потужностями 11,5 м і 5,4 м, відповідно. Тіло 9 – це лінза подовженої форми, розташована між розвідувальними лініями 16-19, з розмірами 270x30-90 м і середньою потужністю 2,5 м. Складене тіло убогими рудами з підвищеним вмістом корисних компонентів на окремих ділянках (від 0,0057 %  $Ta_2O_5$  умов. до 0,0381 %  $Ta_2O_5$  умов.), представлених маріуполітами, сієніт-пегматитами і метасоматитами. Тіло 10 має ізометричну форму розміром 50x50 м, середню потужність 3,1 м, і метасоматит-маріуполітовий склад руд невисокої якості. Характеристика параметрів, які оцінюються (потужність, співвідношення продуктивних

порід в тілах, розподіл корисних компонентів, та інше), наведена в табл. 3.1, 3.2.

**Таблиця 3.1**– Статистичні параметри розподілу потужностей по рудних тілах блоку детальної розвідки

№ тіла	м. п., проб, %	Тонкі до 2 м	Середні 2-4 м	Потужні 4-10 м	Досить потужні 10-50 м	Над- потужні >50
1	2	3	4	5	6	7
Всього по блоку	2253,5	58,5	176,4	462,2	1389,1	167,3
	100	2,60	7,83	20,51	61,64	7,42
Тіло1	654,2	0	2	25,2	627	0
	100	0,00	0,31	3,85	95,84	0,00
Тіло2	131,7	2,2	2,3	47,7	79,5	0
	100	1,67	1,75	36,22	60,36	0,00
Тіло3	54,7	1	12	31,3	10,4	0
	100	0,00	1,24	5,22	93,54	0,00
Тіло4	170,9	15,3	32,9	81,3	41,4	0
	100	8,95	19,25	47,57	24,22	0,00
Тіло5	769,4	0	3,6	12,6	585,9	167,3
	100	0,00	0,61	2,15	68,76	28,49
Тіло6	162	7,3	45,4	80,4	28,9	0
	100	4,51	28,02	49,63	17,84	0,00
Тіло7	150,7	7,8	46,3	96,6	0	0
	100	5,33	28,69	65,98	0,00	0,00
Тіло8	88,4	16,4	12,9	59,1	0	0
	100	18,55	14,59	66,86	0,00	0,00
Тіло9	57,2	8,7	14,4	22,6	11,5	0
	100	14,91	25,26	39,65	20,18	0,00
Тіло10	14,3	0	8,9	5,4	0	0
	100	0,00	62,24	3,76	0,00	0,00

Таблиця 3.2 – Розподіл природних різновидів руд по тілах

№ тіла	М. п. проб %	Маріуполіг	піроксені альбігізований	мікроклінефеліновий пегматит	мікроклінефеліновий пегматит альбігізований	Піроксеніт	Польовшпатовий метасоматит лейкократовий	сіеніт-пегматит	метасоматит по габро польовшпат-слюдисто-го складу	метасоматит по піроксеніту карбонат-флогопіт-амфіболового складу	габро альбігізоване
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Всього по блоку детальної розвідки	2253,5	247	871,8	107,4	141,3	13,5	648,5	165,9	45	5,1	8
	100	10,96	38,69	4,77	6,27	0,60	28,78	7,36	2,00	0,23	0,36
	2045	248	828	72	129	12	579	154	21	2	
	100	12,13	40,49	3,52	6,31	0,59	28,31	7,53	1,03	0,10	0,00
Тіло 1	654,2	70,4	346,2	16,5	13	8,1	168,8	19,7	11,5		
	100	10,76	52,92	2,52	1,99	1,24	25,80	3,01	1,76	0,00	0,00
	663	75	366	11	10	6	167	21	7	0	0
	100	11,31	55,20	1,66	1,51	0,90	25,19	3,17	1,06	0,00	0,00
Тіло 2	131,7	23,60	58,50	0,00	0,00	0,00	20,90	17,90	10,80	0,00	0,00
	100	17,92	44,42	0,00	0,00	0,00	15,87	13,59	8,20	0,00	0,00
	120	24	59	0	0	0	21	16	0	0	0
	100	20,00	49,17	0,00	0,00	0,00	17,50	13,33	0,00	0,00	0,00
Тіло 3	54,7	1,50	24,80		5,60		15,60	2,80	4,40	0,00	0,00
	100	2,74	45,34	0,00	10,24	0,00	28,52	5,12	8,04	0,00	0,00
	45	1	26	0	4	0	11	3	0	0	0
	100	2,22	57,78	0,00	8,89	0,00	24,44	6,67	0,00	0,00	0,00

## Продовження таблиці 3.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Тіло 4	170,9	18,90	28,10	2,80	0,00	0,00	81,60	37,50	2,00	0,00	0,00
	100	11,06	16,44	1,64	0,00	0,00	47,75	21,94	1,17	0,00	0,00
	164	21	25	2	0	0	78	36	2	0	0
	100	12,80	15,24	1,22	0,00	0,00	47,56	21,95	1,22	0,00	0,00
Тіло 5	769,4	84,5	279,7	71	117,3	3,4	201,9	11,2	0	1,8	0
	100	10,98	36,35	9,23	15,25	0,44	26,24	1,46	0,00	0,23	0,00
	629	78	233	44	106	4	155	7	2	0	0
	100	12,40	37,04	7,00	16,85	0,64	24,64	1,11	0,32	0,00	0,00
Тіло 6	162	17,2	60,4	0	0	0	40,9	26,9	8,6	0	8
	100	10,62	37,28	0,00	0,00	0,00	25,25	16,60	5,31	0,00	4,94
	133	17	49	0	0	0	39	26	0	2	0
	100	12,78	36,84	0,00	0,00	0,00	29,32	19,55	0,00	1,50	0,00
Тіло 7	150,7	21,4	29,2	15,6	5,4	2	56,7	20,4	0	0	0
	100	14,20	19,38	10,35	3,58	1,33	37,62	13,54	0,00	0,00	0,00
	140	21	26	15	6	2	49	21	0	0	0
	100	15,00	18,57	10,71	4,29	1,43	35,00	15,00	0,00	0,00	0,00
Тіло 8	88,4	0	14,2	0	0	0	45,3	23,3	3,3	2,3	0
	100	0,00	16,06	0,00	0,00	0,00	51,24	26,36	3,73	2,60	0,00
	77	0	14	0	0	0	42	18	2	1	0
	100	0,00	18,18	0,00	0,00	0,00	54,55	23,38	2,60	1,30	0,00
Тіло 9	57,2	5,80	26,30	1,50	0,00	0,00	12,20	6,20	4,20	1,00	0,00
	100	10,14	45,98	2,62	0,00	0,00	21,33	10,84	7,34	1,75	0,00
	60	6	26	0	3	0	14	6	4	1	0
	100	10,00	43,33	0,00	5,00	0,00	23,33	10,00	6,67	1,67	0,00
Тіло 10	14,3	3,70	4,40	0,00	0,00	0,00	4,60	0,00	1,60	0,00	0,00
	100	25,87	30,77	0,00	0,00	0,00	32,17	0,00	11,19	0,00	0,00
	14	5	4	0	0	0	3	0	2	0	0
	100	35,71	28,57	0,00	0,00	0,00	21,43	0,00	14,29	0,00	0,00

### 3.6. Мінеральний та хімічний склад руд Мазурівського родовища

Середній мінеральний та хімічний склад різновидів руд кожної з вивчених проб представлені в табл. 3.3 та 3.4.

Порівняння мінералогічних і хімічних характеристик показує значну відмінність речовинного складу природних різновидів руд. Наприклад, маріуполіти та нефелін-мікроклінові пегматити в своєму складі мають нефелін і егірин, які відсутні в інших породах. Є різниця також у співвідношенні польових шпатів. У маріуполітах, альбіт-біотитових метасоматитах і рудних сієнітах переважає альбіт; у нефелін-мікроклінових пегматитах та більшій частині польовошпатових метасоматитів – мікроклін. Інколи в польовошпатовому метасоматиті переважає альбіт – таку різновидність прийнято називати альбітитом.

Хімічний склад рудних порід змінюється відповідно до зміни мінерального складу. Природні різновиди порід різняться, перш за все, співвідношенням оксидів лужних металів. У маріуполітах, рудних сієнітах і альбітитах переважає оксид натрію. У польовошпатових, альбіт-біотитових метасоматитах та нефелін-мікроклінових пегматитах співвідношення оксидів калію і натрію є досить близьким. Середнє співвідношення  $K_2O/Na_2O$  в маріуполітах – 0,31; польовошпатових метасоматитах – 0,9; альбітитах – 0,12; пегматитах – 1,03; рудних сієнітах – 0,44; альбіт-біотитових контактних метасоматитах – 0,75.

Маріуполіти найбільш розповсюдженні серед руд, в яких альбіт різко переважає над калієвим польовим шпатом (КПШ). До складу маріуполітів входять альбіт, мікроклін, нефелін, егірин, біотит, амфібол; із другорядних – кальцит, канкриніт, цеоліти, флюорит. Акцесорні представлені цирконом, пірохлором, бритолітом, магнетитом, сульфідами.

*Нефелінові пегматити* – це породи, у яких розмір кристалів до 10 дм і більше. Як правило, між великими кристалами польового шпату і нефеліну знаходиться дрібнозернистий агрегат тих же мінералів. Серед польових шпатів переважає мікроклін. Інші мінерали пегматитів такі ж, як і в маріуполітах.

*Польовошпатові метасоматити* складаються з польового шпату, біотиту і егірину. Співвідношення польових шпатів у породі широко варіює. Іноді породи складені переважно великими зернами мозаїчного КПШ, іноді лейстовим альбітовим агрегатом.

*Промисловими* мінералами руд є пірохлор, циркон, нефелін і супутні йому фельдшпатоїди, польові шпати, ільменіт, титаномagnetит, бритоліт. Головними рудними мінералами є пірохлор і циркон.

*Пірохлор* поширений у вигляді тонкого вкраплення. Поряд з рівномірним вкрапленням має місце концентрація його у виді струменів, ланцюжків. Характерно, що пірохлор присутній в альбітовій частині тіл, а в мікрокліновій – ільменіт і піротин.

**Таблиця 3.3** – Мінеральний склад природних різновидів рудних порід родовища (за результатами технологічних досліджень)

Природні різновиди рудних порід	Кількість проб	Мінерали, мас. частка %									
		альбіт	мікроклін	нефелін	каолін	лепідомелан	егірин	амфібол	магнетит	шпркон	пірохлор
Маріуполіт	40	56,0	10,9	19,2	1,5	4,80	5,65	5,0	0,25	0,75	0,20
Польовошпатовий метасоматит	7	50,3	38,7	0,01	4,1	3,15	0,01	0,01	0,15	1,20	0,245
Альбіт-біотитовий метасоматит	3	46,4	10,5	1,4	7,8	30,3	0,01	2,8	0,2	0,61	0,37
Нефелін-мікрокліновий пегматит	28	24,0	42,7	21,1	2,3	4,2	3,4	0,01	0,1	0,45	0,10
Рудний сієніт	8	63,5	21,4	0,01	1,6	5,1	0,01	4,1	0,41	0,63	0,27
Композитні	24	43,3	18,5	16,05	8,3	8,45	4,27	0,01	0,12	0,76	0,25

**Таблиця 3.4** – Хімічний склад природних різновидів рудних порід родовища за результатами технологічних досліджень

Природні різновиди рудних порід	Мас. частка, %													
	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ZrO <sub>2</sub>	UO <sub>2</sub>	ThO <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	MgO	CaO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O/Na <sub>2</sub> O
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
Маріуполіт	0,114	0,008	0,44	0,002	0,002	57,37	21,00	2,17	1,70	0,42	1,57	8,98	2,80	0,31
Польовошпатовий метасоматит	0,14	0,0073	0,773	0,002	0,002	61,61	18,00	1,78	1,29	0,41	0,88	6,25	5,13	0,90
Альбіт-біотитовий метасоматит	0,212	0,010	0,368	0,001	0,001	50,14	15,92	4,72	7,56	1,96	2,60	5,50	4,11	0,75
Нефелін-мікрокліновий пегматит	0,060	0,0028	0,270	0,002	0,002	57,35	20,66	1,87	1,28	0,24	1,35	6,16	6,36	1,03
Рудний сієніт	0,151	0,0127	0,380	0,003	0,0015	59,59	17,58	2,08	2,90	0,99	2,17	7,24	3,22	0,44
Композитні	0,146	0,0076	0,457	0,002	0,001	56,27	20,80	2,24	2,12	0,67	1,78	8,18	3,66	0,45

Величина кристалів коливається від 0,01 мм до 0,90 мм, причому, більшість їх має розмір в інтервалі 0,08-0,15 мм (до 80 %). Модальний розмір зерен пірохлору в польовошпатових метасоматитах 0,1 мм, маріуполітах і пегматитах – від 0,25 мм до 0,35 мм.

За формою кристалів переважають октаедри, перекручені октаедри; зустрічаються ізометричні зерна й агрегати зерен. Задовільне розкриття (до 80%) досягається при подрібнюванні пірохлору до крупності 0,06 мм.

*Циркон* поширений у вигляді біпірамідальних кристалів величиною від 0,1 до 15 мм, звичайно 3 мм. Добре виділяється із зростків при подрібненні руди. Задовільне розкриття відбувається при крупності помелу 2 мм.

*Нефелін* утворює кристали від кількох мм до кількох дециметрів, добре збагачується. Мінерал нестабільного хімічного складу. Найбільш мінливий склад лугів. Кількість оксидів натрію змінюється від 3 % до 17 %, оксидів калію – від 4 % до 7 %. Вміст глинозему практично не змінюється: 32-33 %.

*Ільменіт-титаномagnetитове* зруденіння приурочене до поля розвитку габроїдів. Рудні тіла уявляють собою тіла неправильної форми з вкрапленням, лінзоподібними відокремленнями ільменіту і титаномagnetиту.

Контакти між рудними відокремленнями поступові, нечіткі; у контурах видимого зруденіння часто відзначаються некондиційні (безрудні) ділянки, близькі за масштабами з промислово-цінними. Виявлено 6 інтервалів з вмістом діоксиду титану вище 7 % і 16 інтервалів з вмістом пентаоксиду ванадію вище 0,1 %. Потужність інтервалів з високим вмістом ванадію коливається від 5,0 м до 35,7 м; з високим вмістом титану від 5,0 м до 64,3 м.

В процесі детальної розвідки речовинний склад як руд, так і вмісних порід (габроїдів) вивчався на двох укрупнених та двох малих лабораторно-технологічних пробах.

Укрупнена проба рідкіснометалічної руди відібрана з першого (верхнього) покладу. В пробі, пропорційно своєму поширенню на родовищі, представлені три природні різновиди руд: маріуполіти (50 % маси проби), польовошпатові метасоматити (25 %) та нефелін-мікроклінові пегматити (25 %). Для лабораторних досліджень в кар'єрі були відібрані дві малі проби маріуполітів. Мінеральний та хімічний склад проб представлені в табл. 3.5 та 3.6.

**Таблиця 3.5** – Мінеральний склад досліджених проб рідкіснометалічної руди (масова частка мінералу, %)

Мінерали	Проба 1	Проба 2	Укрупнена проба
1	2	3	4
Альбіт	48	52	42
Мікроклін	19	11,5	28
Нефелін	16	14,3	15,2
Каолін	3	2	3

Продовження таблиці 3.5

Кальцит	1,2	0,7	1,6
Лепідомелан	3,6	2,8	4,1
Егірин	6,8	14	3,1
Магнетит	0,1	0,05	0,05
Гідрооксиди заліза	0,8	0,6	0,9
Сульфіди	0,1	0,1	0,05
Сфен, ільменіт	0,2	0,15	0,15
Ільменорутит	0,1	0,1	0,1
Флюорит	0,4	0,2	0,4
Циркон	0,8	1,0	0,98
Пірохлор	0,15	0,2	0,15

**Таблиця 3.6** – Хімічний склад досліджених проб рідкіснометалічної руди (масова частка, %)

Компонент	№ 1	№ 2	Укрупнена	Комп.	№ 1	№ 2	Укрупнена
1	2	3	4	5	6	7	8
Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,098	0,138	0,10	MgO	0,13	0,15	0,13
Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,005	0,006	0,006	CaO	0,7	0,4	0,92
ZrO <sub>2</sub>	0,488	0,647	0,610	Na <sub>2</sub> O	8,9	9,63	7,73
SiO <sub>2</sub>	59,8	59,0	60,65	K <sub>2</sub> O	3,9	2,7	4,67
TiO <sub>2</sub>	0,22	0,18	0,21	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,05	0,05	0,05
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	19,58	19,00	20,25	CO <sub>2</sub>	0,53	0,32	0,70
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,84	5,60	2,86	SO <sub>3</sub>	0,05	0,05	0,03
FeO	0,5	0,3	0,58	H <sub>2</sub> O+	0,43	0,40	0,42
MnO	0,06	0,09	0,07	H <sub>2</sub> O-	0,6	0,65	0,4

### 3.7. Характеристика порід Мазурівського родовища за даними геофізичних досліджень

Геофізичні дослідження в свердловинах виконувалися на всіх стадіях вивчення родовища. Задача полягала в розподілі розрізів за складом, оцінці гамма-активності порід з елементами кількісної інтерпретації, випробуванні аномальних зон на вміст основних радіонуклідів, визначенні просторового положення свердловин, контролю за технічним станом свердловин, оцінці можливості кількісного визначення вмісту танталу, ніобію, цирконію в рідкіснометалічних рудах, виділення рудних зон.

Для вирішення поставлених задач були застосовані методи геофізичних досліджень в свердловинах:

- каротаж магнітної сприйнятливості порід (КМС);
- гамма-каротаж (ГК);
- вимірювання удаваного питомого опору порід ( $U_{O_{ГЗ}}$ ,  $U_{O_{ПЗ}}$ );
- кавернометрія;
- інклінометрія;
- спектрометричний гамма-каротаж (СГК);
- спектрометричний нейтронний гамма-каротаж (СНГК);
- нейтрон-нейтронний каротаж (ННК).

Дані СГК показують, що основним джерелом випромінювання гамма-аномалій є уран. Проведена оцінка кореляційного зв'язку вмісту рідкісних металів з показниками вимірів гамма-випромінювання по інтервалах свердловин. По кожному інтервалу визначався середній вміст рідкісних металів за геологічними даними і даними ГК та СГК. Найбільш тісний кореляційний зв'язок простежується між вмістом в рудах  $Nb_2O_5$ ,  $Ta_2O_5$  і вмістом урану, а для  $ZrO_2$  – незначний. Коефіцієнти кореляції між  $Nb_2O_5$  і ГК,  $Nb_2O_5$  і СГК (U) майже однакові, але при врахуванні додаткового впливу ГК (Th) на СГК (U) коефіцієнт кореляції підвищується з 0,735 до 0,790. Кореляційної залежності між вмістом рідкісних металів і торію не виявлено.

*Всі рудні породи* виділяються підвищеною інтенсивністю гамма-випромінювання за рахунок радіоактивного пірохлору. Водночас, спостерігається низьке значення магнітної сприйнятливості руд (дані КМС).

*Вмісні породи* навпаки за даними ГК відрізняються низькими значеннями, а по КМС – високими. Так, маріуполіти характеризуються слабо порізаною кривою ГК, інтенсивність гамма-випромінювання слабкорудних маріуполітів – до 126 мкР/год (середнє – 33 мкР/год), за даними КМС – нульовими значеннями. Маріуполіти альбітизовані та інтенсивно альбітизовані відзначаються підвищеним значенням гамма-активності – до 500 мкР/год (середнє – 56 мкР/год), а також нульовими значеннями по КМС. Мікроклін-нефелінові пегматити за даними гамма-каротажу також мають слабо порізаною кривою ГК, інтенсивність гамма-випромінювання слабкорудних порід – до 70 мкР/год (середня – 30 мкР/год); альбітизовані породи мають більш високу інтенсивність гамма-випромінювання – до 130

мкР/год (середня – 50 мкР/год), і нульові значення – за даними КМС. За даними ГК маріуполіти і мікроклін-нефелінові пегматити практично не відрізняються. Альбітити характеризуються найбільш високою гамма-активністю – до 500 мкР/год (середнє значення – 165 мкР/год). Польовошпатові метасоматити мають також високу гамма-активність – до 470 мкР/год (середня – 70 мкР/год). Значення КМС – нульові. Сієніт-пегматити відрізняються сильно порізаною кривою ГК з інтенсивністю від 8 до 175 мкР/год, і підвищеними значеннями КМС – від  $7 \cdot 10^{-3}$  од. СГС. Криві ГК, що характеризують метасоматити по габро і піроксенітах, відрізняються порізаністю за рахунок перешарування рудних і вмісних порід. Значення ГК змінюються від 6 до 160 мкР/год, а за даними КМС – від 0 до  $10 \cdot 10^{-3}$  од. СГС.

*Габро і піроксеніти* серед рудних порід відрізняються низькими значеннями ГК (середнє значення – 12 мкР/год) і підвищеними значеннями КМС – до  $18 \cdot 10^{-3}$  од. СГС. Зустрічаються породи з частим перешаруванням малопотужних прошарків габро і піроксенітів з рудними різновидами, що характеризуються дуже порізаною кривою по ГК, інтенсивністю від 5 до 130 мкР/год, і показниками КМС від 0 до  $18 \cdot 10^{-3}$  од. СГС. Породи кори вивітрювання відрізняються від міцних різновидів помітним зниженням гамма-активності за рахунок руйнування і вилуговування радіоактивного пірохлору.

Будова Мазурівської ділянки чітко простежується у фізичних полях. За поєднанням магнітних і гравітаційних полів виділено дві ділянки: Північно-Мазурівська і Південно-Мазурівська. Північно-Мазурівська ділянка характеризується наявністю негативних магнітних аномалій, значення  $T_a$  досягає 1200 нТл. Локальні аномалії утворюють два ланцюжки: північний і південний. Кількісними розрахунками визначена межа густини порід ( $t/m^3$ ), а з огляду на характер полів, тут припускається наявність крутоспадного тектонічного контакту. Південно-Мазурівська ділянка, на відміну від Північної, представлена лише позитивними магнітними аномаліями  $T_a$ . У південній частині ділянки магнітне поле має відносно невелику інтенсивність – 500 нТл. Розрахункові тіла мають різну густину – 2,65-2,96  $t/m^3$ .

За геологічними даними Жовтневий (Октябрський) лужно-ультраосновний масив складений, в основному, габро-піроксенітами, лужними сієнітами, маріуполітами. Найбільший розвиток габро-піроксеніти і поширені серед них маріуполіти мають у районі Мазурівського родовища. За даними магніторозвідки піроксеніти найбільш поширені в північній частині родовища в позитивних полях  $T_a$ . У центральній частині за рахунок розвитку серед габро і піроксенітів, маріуполітів і лужних сієнітів спостерігається зниження напруженості магнітного поля. У гравітаційному полі тіла Мазурівського родовища відзначаються зниженими значеннями густини. Усе це підтверджується численними свердловинами Приазовської ГРЕ КП «Південукргеологія».

Глибина до нижнього краю основних об'єктів, що утворюють аномалії, прийнята рівною 3 км, що є, ймовірно, мінімальною глибиною поширення

основних і ультраосновних порід. Маріуполіти Мазурівської ділянки залягають практично горизонтально серед основних порід, їм притаманна полого тріщинуватість (10-18°) основних порід [33]. У нижній частині розрізу, не розкритій свердловинами, на глибині 300-800 м у товщі основних порід встановлено низку тіл заниженої густини. За аналогією з верхньою частиною розрізу можна припустити наявність на Мазурівській ділянці на глибині 300-800 м нових тіл маріуполітів.

За результатами радіометричної зйомки на родовищі, у межах діючого кар'єру, чітко виділяються відслонення рудних порід, потужність експозиційної дози яких складає 40 і вище мкР/год. Також чітко відбиваються рудні породи, перекриті техногенними утвореннями невеликої потужності. Гамма-активність цих порід складає 30-40 мкР/год. У процесі гамма-каротажу в 40 свердловинах (85 % випадків) встановлена аномальна радіоактивність інтенсивністю до 100-600 мкР/год (як правило, інтенсивністю в межах 100-350 мкР/год; в 10 свердловинах вона перевищує 500 мкР/год). У кожній аномальній свердловині встановлено від 2-х до 22-х рудних перетинів, частіше – 5-12 перетинів. Потужності рудних перетинів невеликі, частіше – десятки сантиметрів, іноді – 1,5-3,5 м, вміст радіоактивних елементів за даними ГК в еквіваленті урану 0,006-0,052 % (по св. № 861 вміст – 0,126 %). За даними лабораторних досліджень Приазовської ГРЕ та КП «Кіровгеологія» природа радіоактивності змішана, з переважанням в одних випадках урану, в інших – торію; приурочені аномалії до сієніт-пегматитів, маріуполітів, піроксенітів, альбітитів, що несуть акцесорії циркону, пірохлору, піриту, магнетиту, карбонатів, хлориту. Всі аномалії Мазурівської ділянки, виявлені на стадіях пошукових і розвідувальних робіт, поєднуються в один радіоактивний об'єкт (РАО), який характеризується наявністю рідкісноземельно-тантало-ніобієвої мінералізації метасоматичних утворень і не має пошукового інтересу по урановій проблемі.

### **3.8. Резюме результатів досліджень Мазурівського родовища**

Мазурівське родовище належить до геолого-промислового типу рідкіснометалічних альбітитів, пов'язаних з нефеліновими сієнітами [6, 21, 32, 36]. Основний промисловий тип руд – дрібноокраплений, комплексний тантал-ніобій-цирконовий. Головним носієм ніобію і танталу є пірохлор, цирконію – циркон. Середній вміст корисних компонентів у рудах (в %): Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 0,135; Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 0,0045; ZrO<sub>2</sub> – 0,6; Σ TR<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 0,398 (за даними ФГУП «Гіредмет», Москва). Родовище відрізняється низьким вмістом ніобію і танталу. За даними ФГУП «Гіредмет», розробка Мазурівського родовища, виключно як рідкіснометалічного об'єкту, буде збитковою. У зв'язку з цим подальші дослідження мають бути спрямовані на вишукування раціональної технології збагачення, що забезпечить рентабельність розробки родовища. Необхідно взяти до уваги фактори, які сприятимуть підвищенню рентабельності розробки родовища: наявність в рудах родовища якісних польових шпатів, нефеліну, значні їх запа-

си, вигідне розташування родовища, наявність кар'єру на площі робіт, можливість відкритого способу розробки, наближеність до потенційних споживачів.

Мазурівське родовище генетично пов'язане зі становленням Октябрського лужного масиву. У структурному відношенні родовище до глибини 600 м являє собою серію субпаралельних пологих рудних тіл, представлених маріуполітами, мікроклін-нефеліновими пегматитами, польовошпатовими метасоматитами, рідше – сієніт-пегматитами.

В цілому на родовищі (Мазурівський рудний вузол) виявлено 44 рудних тіла, у т.ч. в межах ділянки деталізації – 10 (в границях проектного кар'єру).

По рудному вузлу співвідношення природних різновидів руд у тілах наступне: маріуполіти – 54 %; нефелінові пегматити – 24 %; польовошпатові метасоматити – 20 %; вмісні породи і продукти їхньої зміни – 1,6-2 %.

Рудні тіла простежені на значні відстані (для потужних тіл часто понад 1000 м). Ширина їх переважно понад 300 м, а потужність коливається від 1 до 45-80 м. Контакти рудних тіл з вмісними породами чіткі, різкі, в керні свердловин добре картуються візуально.

Родовище належить до геолого-промислового типу рідкіснометалічних альбітитів, пов'язаних з нефеліновими сієнітами. Основний промисловий тип руд – дрібновкраплений, комплексний тантал-ніобій-цирконовий. Головним носієм ніобію і танталу є пірохлор, цирконію – циркон. За вмістом умовного пентаоксиду танталу – узагальнюючого показника, що враховує внесок кожного основного компонента у вартість продукції, – на родовищі виділені бідні (зустрічаються в різних тілах від 16 до 33 %), рядові (28-58 %), багаті (15-55 %) і дуже багаті руди (до 2 %). Розподіл оксидів ніобію, танталу та цирконію в промислових тілах нерівномірний, та дуже нерівномірний.

**Рудоносність та промислова перспективність родовища зумовлені кількома факторами:**

- *металогенічні*: розташування родовища в межах трансрегіональної субширотної Центральньо-Української мезозони активізації; продуктивні поклади лінійно витягнуті в широтному напрямку згідно з простяганням блоку основних-ультраосновних порід, що є локальним відображенням зони, яка є рудоконцентруючою;

- *тектонічні регіонального рівня*: приуроченість Мазурівського родовища до Жовтневого (Октябрського) лужного масиву нефелінових сієнітів, що знаходиться у вузлі перетину різнонаправлених зон розломів – північно-західного Криворізько-Павлівського, субмеридіонального Володарсько-Донського, субширотного Конкського, – які відповідають за кількаразову тектоно-магматичну активізацію, що сприяла металогенічній спеціалізації родовища на РМ;

- *тектонічні локального рівня*: розвиток блокової тектоніки сприяв утворенню пологих порожнин відшарування (тріщин відриву), що слугували рудоконтролюючими і рудолокалізуючими каналами для пологих тіл продуктивних порід; рудопровідними і рудорозподіляючими зонами були крутоспадні системи тріщин;

- *субгоризонтальна розшированість* Октябрського масиву нефелінових сіенітів, розвиток тріщин відриву зумовили похиле залягання рудних покладів, що дозволяє підвищити вірогідність визначення параметрів промислових запасів родовища при його геолого-економічній оцінці та визначає більш сприятливі гірничо-геологічні умови відпрацювання родовища;

- *літолого-геохімічні*: широкий розвиток основних-ультраосновних порід, які служили геохімічним бар'єром для рудоносних розчинів у межах родовища, що забезпечило його максимальну продуктивність в північно-східній частині Октябрського масиву. Така контрастна геохімічна обстановка сприяла посиленню метасоматичних та рудотвірних процесів.

Назагал, враховуючи роль рідкісних і рідкісноземельних металів у сучасних техніці і технологіях, освоєння Мазурівського родовища є актуальним [37].

### ***Література до розділу 3:***

1. Галецкий Л. С. Картирование региональных сквозных структур – глубинных зон аномальных концентраций металлов / Л. С. Галецкий, Т. П. Шевченко, Н. Н. Черниенко // Регіональні геологічні дослідження в Україні і питання створення Держгеолкарти – 2001. Тези доповідей I Науково-виробничої наради геологів-зйомщиків 17-22 вересня. Гурзуф. Мінекоресурсів України. – Київ 2001. – С. 142–147.
2. Галецкий Л. С. Трансрегиональные рудоконцентрирующие мегазоны активизации Украины / Л. С. Галецкий, Т. П. Шевченко, Н. Н. Черниенко // Зб. наук. праць ІГН НАНУ. Рідкісні метали України – погляд у майбутнє / Під ред. Л. С. Галецького – К.: Ін-т геол. наук НАН України, «Карбон Лтд», 2001. – С. 33-34.
3. Галецький Л. С. Нові аспекти структури та металогенії території України / Л. С. Галецький, Т. П. Шевченко, Н. М. Чернієнко // Геологія та питання геологічного картування і вивчення докембрійських утворень Українського щита. – Дніпропетровськ: ПП «Союз», 2007. – С. 108-113.
4. Бородиня Б. В., Князькова І. Л. та ін. Геологічне довивчення площ масштабу 1:200 000 південних половин аркушів L-37-II (Донецьк), L-37-III (Іловайськ) в межах України та аркушів L-37-VIII (Маріуполь) і L-37-IX (Таганрог) в межах України за виліком акваторії Азовського моря (Східноприазовська площа) в 1998-2007»: Звіт ГДП в 10 кн. / Приазовська КГП. – У-98-102/40. – Волноваха, 2008. – Кн.2. – С. 311-317, 482-491, 491-494, Кн. 3 – С. 285-294.
5. Раздорожный В. Ф., Нелюбин А. Г. и др. Отчет о результатах среднемасштабного глубинного геологического картирования Восточного Приазовья на площади листов / 37-15, 37-16, 37-17-А,Б(а,б), 37-28-А-Б, 37-29-А (Октябрьская ГСП, 1981-1985). – Волноваха, 1985. – 1370 с.
6. Стрекозов С. Н., Галицкий В. В. Отчет о результатах детальной разведки Мазуровского месторождения комплексных полевошпат-нефелин-циркон-

- тантал-ниобиевых руд, проведенной в 1994-2003: Отчет / ПГРЭ КП «Южукргеология». – Волноваха, 2003. – 256 с.
7. Царовский И. Д. О характеристике остаточной кристаллизации Октябрьского (Мариупольского) щелочного массива / И. Д. Царовский // Докл. АН СССР, 1947. – Т. 57. – № 5. – С. 489-491.
  8. Осокин Е. Д. Метасоматиты Октябрьского щелочного массива / Е. Д. Осокин // Редкоземельные метасоматиты щелочных массивов. – М.: Наука, 1967. – С. 95-133.
  9. Елисеев Н. А. Проторозойский интрузивный комплекс Восточного Приазовья / Н. А. Елисеев, В. Г. Кушев, Д. П. Виноградов. – Л.: Из-во «Наука», 1965. – 204 с.
  10. Донской А. Н. Нефелиновый комплекс Октябрьского щелочного массива / А. Н. Донской – К.: Наук. думка, 1982. – 148 с.
  11. Морозевич И. Об одном крайнем члене семейства сиенитов – мариуполите, – и связанных с ним породах / Записки С-Петербургского минералогического общества. Вып. 2, т. 39, 1902. – С. 44-52.
  12. Айнберг А. Ф. Роговые обманки Мариупольского щелочного массива / Изв. Геол.- развед. Управления, 1930. – № 5. – С. 75-102.
  13. Коваль Е. М. Карбонатные породы Октябрьского щелочного массива (Украинский щит) / Е. М. Коваль, С. Н. Стрекозов, В. Н. Загнитко, И. П. Луговая // Изв. АН СССР. Сер. геол. 1981. – № 7. – С. 128-133.
  14. Щербаков І. Б. Петрологія Українського щита / І. Б. Щербаков. – Львів: ЗУКЦ, 2005. – 366 с.
  15. Щербаков І. Б. Гранитоїдні формації Українського щита / І. Б. Щербаков, К. Е. Есипчук, В. І. Орса. – К.: Наук. думка, 1984. – 192 с.
  16. Васильченко В. В., Киселев В. А. и др. Отчет Донского ГСО о результатах глубинного геологического картирования м-ба 1: 50 000, проведенного в 1985-1989 гг. на Октябрьской площади: Отчет / ПГРЭ КП «Южукргеология». – Волноваха, 1989. – 241 с.
  17. Коваль Е. М., Павлюченко Р. А., Стрекозов С. Н. и др. Отчет о результатах общих поисков редких металлов на Октябрьском массиве, проведенных в 1980-1981 гг.: Отчет / ПГРЭ КП «Южукргеология». – Волноваха, 1981. – 261 с.
  18. Коваль Е. М., Павлюченко Р. А., Стрекозов С. Н. и др. Отчет о результатах поисков редких металлов в зоне восточного контакта Октябрьского массива в 1981-1983 гг.: Отчет / ПГРЭ КП «Южукргеология». – Волноваха, 1983. – 282 с.
  19. Коваль Е.М., Павлюченко Р.А., Стрекозов С.Н. и др. Отчет о результатах предварительной разведки Мазуровского месторождения редких металлов, проведенной в 1984-1991 гг. с подсчетом запасов на 01.01.1991 г.: Отчет / ПГРЭ КП «Южукргеология». – Волноваха, 1991. – 344 с.
  20. Коваль Е.М., Стрекозов С.Н. и др. Отчет о результатах поисков редких металлов в центральной и южной частях Октябрьского массива, проведенных в 1983-1987 гг.: Отчет / ПГРЭ КП «Южукргеология». – Волноваха. – 1987. – 247 с.

21. Прогнозирование рудопроявлений редких элементов Украинского щита / Е.М. Шеремет, С.Н. Стрекозов, С.Г. Кривдик и др.; под ред С.Г. Кривдика. – Донецк: «Вебер» (Донецкое отд-е), 2007. – 220 с.
  22. Царовский И.Д. О зональности в мариуполизированных щелочных породах / И.Д. Царовский // Докл. АН СССР, 1960. – Т. 130. – № 6. – С. 1341-1344.
  23. Царовский И.Д. Критерии различия явлений метасоматоза и магматизма в щелочных породах / И.Д. Царовский // Происхождение щелочных пород – М.: Наука, 1964. – С. 70-78.
  24. Царовский И.Д. О магматизме и метасоматозе щелочных пород Украинского щита / И.Д. Царовский // Петрография докембрия Русской платформы. – К.: Наук. думка, 1970. – С. 280-292.
  25. Есипчук К.Е. Возрастное и формационное расчленение бывшего Восточноприазовского комплекса щелочных и субщелочных пород / К.Е. Есипчук, Л.С. Галецкий, В.В. Васильченко. – К.: 1992. – 55 с.
  26. Пожарицкая Л.К., Стрекозов С.Н. Особенности петрологии и металлогении пород Октябрьского массива и его обрамления: Информ. Отчет / КПП КП «Южургеология». – Волноваха, 1988. – 172 с.
  27. Кривдик С.Г. Петрология щелочных пород Украинского щита / С.Г. Кривдик, В.И. Ткачук. – К.: Наук. думка, 1990. – 406 с.
  28. Галецкий Л.С., Когон Л.С., Черниенко Н.М., Козар М.А., Стрекозов С.М. та ін. Науково-технологічне забезпечення промислового освоєння Мазурівського родовища та комплекс досліджень з підготовки до дослідно-промислової розробки Азовського родовища: Звіт про НДР / ІГН НАН України. Від.геол.кор.коп. – № 0105V006535. – Київ, 2005. – 214 с.
  29. Русин А.И. Проблема генезиса щелочных пород Ильмено-Вишневогорской зоны (Южный Урал) / А.И. Русин, А.А. Краснобаев // Щелочной магматизм Земли и его рудоносность. – К.: Логос, 2007. – С. 211-215.
  30. Левин В.Я. Карбонатит-миаскитовый петрогенез и оруденение в Ильмено-Вишневогорском комплексе / В.Я. Левин // Щелочной магматизм Земли и его рудоносность. – К.: Логос, 2007. – С. 150-153.
  31. Черниенко Н.Н. Геолого-технологические особенности освоения Мазуровского месторождения Приазовья / Н.Н. Черниенко // Геологический журнал. – 2006. – № 2-3. – С. 191-197.
  32. Черниенко Н.Н. Мазуровское месторождение редкометальных нефелин-полевошпатовых руд – проблемы и перспективы освоения / Н.Н. Черниенко // Сучасні економічні можливості розвитку та реалізації мінерально-сировинної бази України і Росії в умовах глобалізації ринку мінеральної сировини / За ред. Л.С. Галецького – К.: Ін-т геол.наук НАН України, СПД Москаленко, 2005. – С. 280-286.
- Чернов Б.И. Отчет о геолого-поисковых, разведочных и ревизионных работах, проведенных в районе Октябрьского щелочного массива Мариупольской партией в 1945-1948 годах: Отчет / Жданов, 1949. – 180 с.

33. Исследование и разработка технологии комплексной переработки коренных руд Мазуровского месторождения с получением полевошпатового и цирконового концентратов, технических оксидов редких металлов, РЗЭ технической чистоты и сырья для производства поликремния: Тех. отчет о НИР по договору № 4135 от 11.09.2003 / ФГУП «Гиредмет», УИЦПТ «Геос-XXI столетие», ОАО «ММК им. Ильича». – Киев–Москва. – 2004. – 164 с.
34. Лапин А.В. Томторское месторождение редкометальных кор выветривания карбонатитов результат многостадийного природного обогащения / А.В. Лапин, А.В. Толстов // Щелочной магматизм Земли и его рудоносность. – К.: Логос, 2007. – С. 146-150.
35. Чернієнко Н.М. Геолого-економічні критерії комплексного освоєння Мазурівського родовища польвошпат-нефелін-рідкіснометалевих руд Приазов'я / Н.М. Чернієнко // Геолог України, 2008. – № 3. – С. 32-43.
36. Л.Шпильовий, В.Білецький. Роль рідкісних і рідкісноземельних металів у 5-6 технологічних устроях: перспективи України // Геотехнології. № 5. 2022. С. 40–44.

## РОЗДІЛ 4. ЗБАГАЧЕННЯ І ПЕРЕРОБКА РІДКІСНОМЕТАЛІЧНОЇ РУДИ

### 4.1. Характеристика речовинного складу руди Мазурівського родовища

Вище, в п.3.6, показано, що на Мазурівському родовищі виявлені основні природні різновиди руд, генетично пов'язаних між собою: маріуполіт, польовошпатовий метасоматит та нефелін-мікрокліновий пегматит. За даними роботи [1] на родовищі серед природних різновидів домінують маріуполіти, які складають 50–55 %, мікроклін-нефелінові пегматити – 20-25 %, та польовошпатові метасоматити – до 20 %.

Порівняння мінералогічних та хімічних властивостей показує (див. розділ 3.6) певну різницю речовинного складу природних різновидів руд Мазурівського родовища.

Мінеральний склад досліджуваних проб, відрізняється кількісним співвідношенням мінералів.

Хімічний склад рудних порід змінюється відповідно до зміни мінерального складу. Природні різновиди порід відрізняються перш за все співвідношенням вмісту оксидів лужних металів. У маріуполіті, польовошпатовому метасоматиті та нефелін-мікрокліновому пегматиті сума оксидів калію і натрію є близькою. Середнє співвідношення  $K_2O/Na_2O$  у маріуполіті – 0,31; польовошпатовому метасоматиті – 0,9; нефелін-мікрокліновому пегматиті – 1,03. Масова частка пентоксиду ніобію коливається від 0,053 % до 0,104 %, пентоксиду танталу – від 0,006 % до 0,014 %; діоксиду цирконію – від 0,449 % до 0,570 %. Найбільший вміст ніобію в маріуполітах; цирконію дещо більше в мікроклін-нефелінових пегматитах і польовошпатових метасоматитах. Масова частка діоксиду кремнію складає в пробах 55,0-56,0 %; глинозему – 19,6-21,3 %.

Результати напівкількісного спектрального аналізу проб показують вміст в рудах невеликої кількості ванадію, нікелю, міді, олова, барію, галію, ітрію, ітербію, рубідію (табл. 4.1).

Фізичні та фізико-механічні властивості руд наведені в табл. 4.2. Як видно з наведених даних, тривкість руд коливається в широких межах – 5...19 за шкалою Протод'яконова. Істинна (справжня) та позірна густина руд практично однакові для всіх руд. Пористість (шпаруватість) руд коливається в межах від 2,6 до 4,9 %.

Нижче наведені деякі специфічні властивості промислово-цінних мінералів в рудах родовища, які мають значення для їх діагностики, збагачення та подальшої переробки.

Пірохлор – єдиний, власне, носій ніобію та танталу на родовищі. В технологічних пробах він знаходиться в незначній кількості (0,08-0,17 %) і спостерігався у спеціально виділених фракціях при мінералогічних аналізах в петрографічних шліфах [2]. Він утворює невеликі гніздові скупчення з дрібних

зерен в альбіті, рідше – в лепідомелані та егірині. Пірохлор має вигляд ідіо-морфних ізометричних зерен та дрібних кристалів октаедричного обрису (габітусу) бурого, рожевого, червонувато-коричневого або медово-жовтувато-коричневого кольору (рис. 4.1а). Іноді дрібні зерна концентруються в ланцюжки або струминки. Прозорий, блиск скляний із смоляним відливом.

В альбіті зерна пірохлору оточені дрібними тріщинками і тонкою (0,01-0,02 мм) оболонкою з найдрібніших частинок слюдopodobного мінералу та кальциту, в лепідомелані – плеохроїчними ореолами. Розміри зерен пірохлору звичайно знаходяться в межах 0,005-0,100 мм, в маріуполітах – до 0,15 мм і лише в поодиноких випадках відмічаються зерна, що досягають 0,2 мм (рис. 4.1 б). Внаслідок цього розкриття пірохлору відбувається тільки при тонкому подрібненні. Спайність відсутня, ізотропний. Іноді містить дрібні вкраплення анізотропних мінералів.

Кристали пірохлору місцями містять вкраплення скелетного циркону. Пірохлор часто відрізняється зниженою прозорістю при зовсім непрозорій зовнішній облямівці, що зумовлено вторинними його змінами. Особливо це характерно для проби № 2. Вкрапленість пірохлору частіше спостерігається в зернах альбіту, але зустрічається і в зернах егірину (рис. 4.1в), біотиту, нефеліну, мікрокліну.

**Таблиця 4.1** – Результати напівкількісного спектрального аналізу проб

Проба	Компоненти, %												
	U	Pb	Ni	Ga	Ag	Sn	Be	Sr	Cu	Ba	Y	Yb	La
№ 1	0,002– –0,005	0,005	0,001– –0,002	0,005– –0,010	сліди	0,002– –0,005	сліди	сліди	0,002	0,030	0,005	< 0,001	сліди
№ 2	0,005– –0,010	0,002	0,005	0,005	сліди	0,002– –0,005	сліди	сліди	0,002	0,030	0,010	≤ 0,001	сліди
№ 3	0,005– –0,010	0,002	≤ 0,005	0,005– –0,010	сліди	0,005	сліди	сліди	0,002	0,030	0,005 – – 0,010	≤ 0,001	сліди
Межа чутливості	0,002	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,001	0,005	0,001	0,030	0,001	0,001	0,020

**Таблиця 4.2** – Фізичні та фізико-механічні властивості руд Мазурівського родовища

Природні різновиди рудних порід	Істинна густина, кг/м <sup>3</sup> ·10 <sup>3</sup>	Позірна густина, кг/м <sup>3</sup> ·10 <sup>3</sup>	Шпаруватість, %	Подрібнюваність, %	Робота руйнування, МДж/м <sup>3</sup>	Тривкість за Протод'яконовим
Маріуполіт (проба № 1)	2,66	2,59	2,6	72–96	46–273	6–19
Польовошпатовий метасоматит (проба № 2)	2,65	2,53	4,9	60–82	59–153	7–14
Нефелін–мікрокліновий пегматит (проба № 3)	2,66	2,55	3,8	76–92	35–110	5–11

Густина пірохлору  $4,5 \text{ г/см}^3$  [3], він має слабкі магнітні властивості та вилучається в електромагнітні фракції при високій напруженості електромагнітного магнітного поля (приблизно 10–14 тис. ерстед).

Хімічний склад різновидів пірохлору з різних технологічних проб подібний, і характеризується підвищеним вмістом титану, заліза, урану та більш низьким вмістом ніобію (табл. 4.3).

Вміст рідкісноземельних елементів, переважно церієвої групи, в пірохлорі невеликий – 1,9-2,0 %, але відмічається високий вміст  $\text{U}_3\text{O}_8$  – 0,6-1,1 %.

Розподіл ніобію по мінералах технологічної проби оцінено орієнтовно (табл. 4.4), так як через складнощі виділення мономінеральних фракцій тонкого матеріалу вміст  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  в польових шпатах і нефеліні прийнято за результатами рентген-флюоресцентного аналізу нефелін-польовошпатових фракцій (0,05 %) для егірину та лепідомелану, для пірохлору – дані досліджень **Гиредмету** [4].

Тантал. Кількість пентоксиду танталу у вихідній пробі не перевищує 0,005 %, але в пірохлорвмісних продуктах збагачення вона зростає, досягаючи 0,9 % в отриманих концентратах. Співвідношення  $\text{Nb}_2\text{O}_5:\text{Ta}_2\text{O}_5$  в цих продуктах коливається несуттєво, і складає в середньому 20 : 1.

Циркон є основним носієм цирконію в досліджуваних пробах. Масова частка його в пробах змінюється від 0,74 % (проба № 1) до 0,88 % (проба № 3). Утворює невеликі гніздові скупчення із тісно зрощених зерен ізометричних, або дипірамідальних кристалів розміром 0,04-3,0 мм. Густина циркону –  $4,2 \text{ г/см}^3$ .

**Таблиця 4.3** – Хімічний склад пірохлору з маріуполітів, за даними [4]

Оксиди	Вміст, %			
	Багаті маріуполіти	Рядові маріуполіти	Бідні маріуполіти	Середнє по маріуполітах
$\text{Ta}_2\text{O}_5$	3,2	3,0	3,0	3,6
$\text{Nb}_2\text{O}_5$	50,5	48,5	46,5	48,5
$\text{TiO}_2$	5,1	5,6	4,2	5,0
$\text{Fe}_2\text{O}_3$	0,7	1,1	2,4	1,4

**Таблиця 4.4** – Розподіл  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  по мінералах технологічної проби

Мінерали	Вміст мінералу в пробі, %	Вміст $\text{Nb}_2\text{O}_5$ в мінералі, %	Розподіл, %
Пірохлор	0,18	48,5	69,39
Егірин	7	0,07	3,89
Лепідомелан			
Альбіт	92	0,034	24,81
Мікроклін			
Нефелін			
Циркон	1,0	0,24	1,91
ВСЬОГО:		0,1	100,0

У шліфах нерідко спостерігаються скелетні метакристали, які пророщують нефелін та польові шпати, та мікрровключення у метакристаллах. Іноді циркон знаходиться у вигляді поодиноких зерен або зростків двох і більше кристалів (рис. 4.1). Часто зерна циркону знаходяться в асоціації з пірохлором. Колір мінералу коричневий або блідно-рожевий; після обробки кислотою HF стає безбарвним. Більшість зерен циркону немагнітні, але частині їх притаманна слабка магнітна сприйнятливість. В кислотах мінерал нерозчинний. Містить домішки  $\text{HfO}_2$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{Y}_2\text{O}_3$  та  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  (табл. 4.5).

При подрібненні руди циркон розколюється на гострокутні уламки, але внаслідок своєї твердості не переподрібнюється, і рівномірно розподіляється по всіх класах. В процесах збагачення циркон накопичується в концентратах гравітації, слабomagнітних продуктах електромагнітної сепарації та ефективно вилучається.

Нефелін є породотвірним мінералом маріуполітів та мікроклін-нефелінових пегматитів. Масова частка його в пробах коливається від 1,8 % до 15,4 %. Утворює ідіоморфні виділення та зерна неправильної форми в маріуполіті розміром від 0,5 мм до 16 мм, і більш крупні виділення в пегматиті. Інколи перевищують 7-10 см. По периферії кристалів нефеліну розвиваються содалітові, цеолітові та канкринітові облямівки.

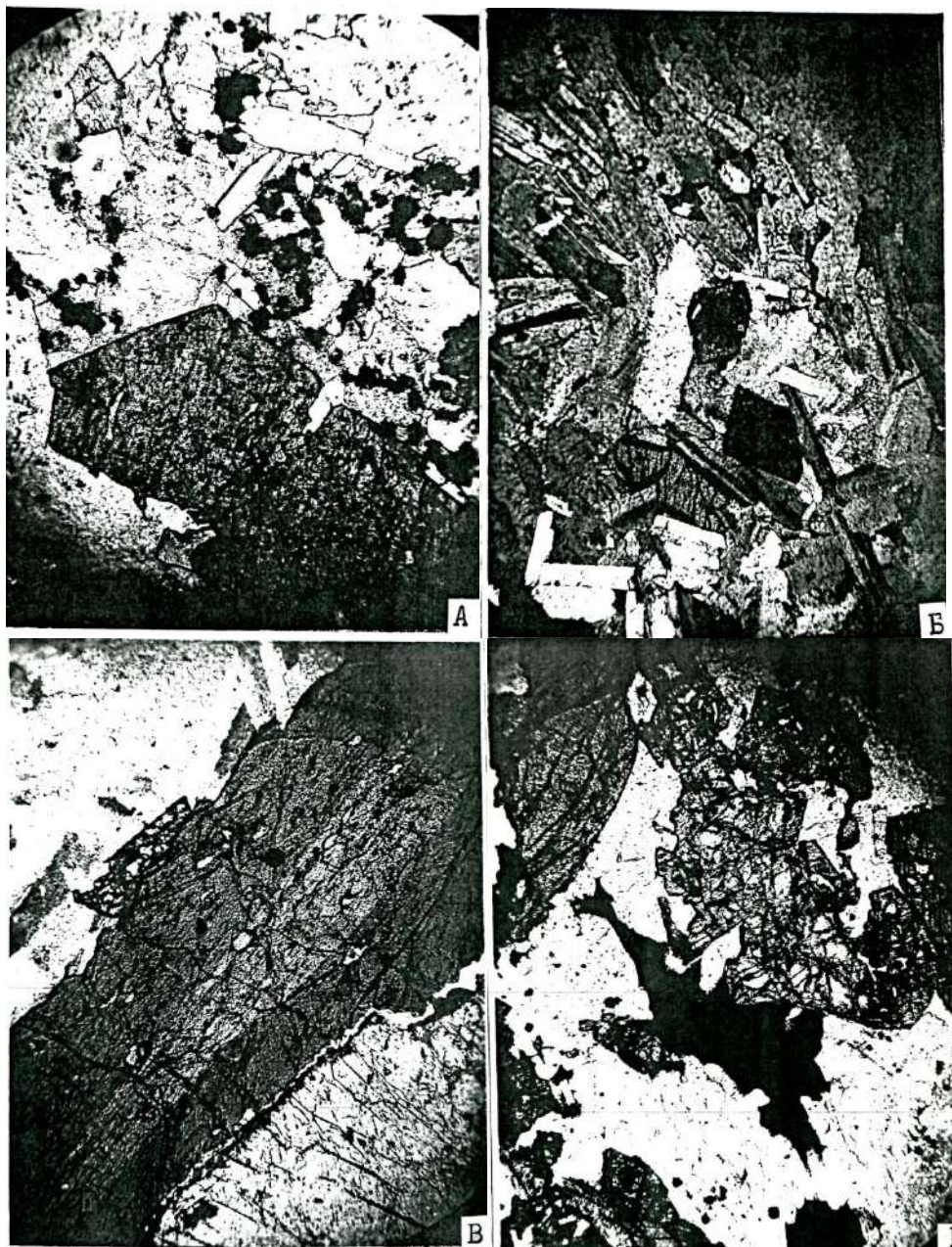
В зернах спостерігається велика кількість вкраплень альбіту, мікрокліну, егірину, біотиту, магнетиту розміром 0,01-0,07 мм.

Іноді в шліфах ідіоморфний нефелін має кристалографічні обриси і тоді він різко відрізняється від інших мінералів породи. Але частіше зерна його мають нерівні краї і він тісно зростається з мікрокліном, лепідомеланом та іншими мінералами породи. В шліфах з верхнього рудного покладу нефелін звичайно каламутний від безлічі найдрібніших частинок вторинних мінералів (канкриніту та інших), які розвиваються по нефеліну. В шліфах з нижнього покладу він частіше чистий, прозорий. Як у верхньому, так і нижньому покладах, нефелін містить дрібні вclusions лепідомелану та рудних мінералів, які повністю не вивільнюються навіть при подрібненні руди до -0,2 мм. Густина нефеліну – 2,6 г/см<sup>3</sup>, мінерал немагнітний, розкладається в кислотах (HCl, HF).

**Мікроклін.** Основний породотвірний мінерал мікроклін-нефелінових пегматитів та один з головних породотвірних мінералів польовошпатових метасоматитів. Масова частка його в пробах коливається від 8,7 до 47,3 %. Він також утворює правильні досить крупні кристали ізометричного або короткостовбчатого обрису розміром від десятих часток до кількох міліметрів у нефеліновому сієніті, і до кількох сантиметрів – у керні пегматитів. Як і нефелін, він тісно зростається з іншими мінералами породи, і також містить дрібні – в соті та десяті частки міліметра, – вclusions лепідомелану, які важко вивільнюються лише при тонкому подрібненні. Для мікрокліну характерні пертитові виділення розміром 0,001–0,01 мм. Інколи трапляються виділення гратчастого мікрокліну без пертитів. Місцями зерна мікрокліну містять вclusions альбіту, біотиту, егірину, магнетиту, гематиту, сульфідів

заліза. Зрідка по мікротріщинах у мікрокліні спостерігається його карбонатизація (рис. 4.2е).

Густина мікрокліну – 2,6 г/см<sup>3</sup>, мінерал немагнітний, непровідник струму; в кислотах, окрім HF, не розкладається.

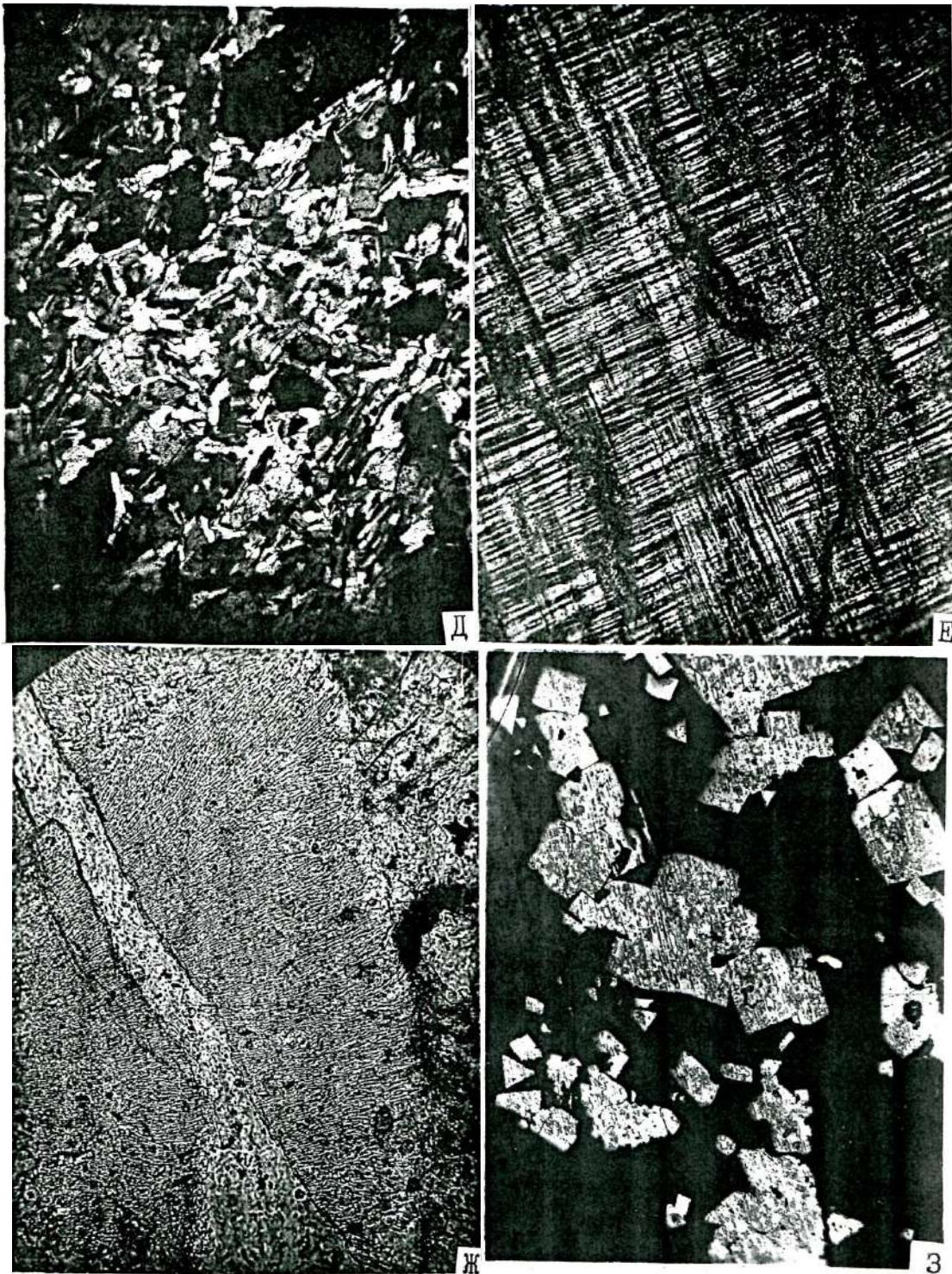


**Рис. 4.1.** Форми знаходження пірохлору та циркону у вихідній руді [2]:

прохідне світло, з аналізатором (Б,В) та без аналізатора (А,Г). Збільшення x112 (Б,Г) та x250 (А,В). А,Б,В – пірохлор – чорне, А,В,Г – виділення циркону – кристали з високим рельєфом. А,Б,В,Г – польові шпати, нефелін – світле, егірин (В,Г) – темно-сіре.

Альбіт є головним породоутворюючим мінералом для маріуполіту та польовошпатових метасоматитів. Масова частка його в пробах коливається від 27,02 до 66,64 %. У породі альбіт утворює невеликі виділення – від 0,06 мм (рис. 4.2д) до 16,3 мм (рис. 4.1б), – і прожилки, які складаються з видовжених

призматичних зерен, серед яких знаходяться гніздові скупчення дрібних кристалів та зерен циркону, пірохлору, біотиту, егірину. Звичайно зерна альбіту видовжено-пластинчатої (листовидної) форми. Місцями зерна альбіту карбонатизовані, серицитизовані.



**Рис. 4.2.** Структурні особливості породотвірних та акцесорних мінералів вихідної руди [2]: прохідне світло (Д,Е,Ж), з аналізатором (Д,Е) та без нього (Ж). Збільшення  $\times 37$  (Д) та  $\times 112$  (Е,Д). Д – агрегати альбіту; Е – мікроклін з прожилками карбонатів, Ж – тонкоголчасті агрегати цеолітів, що розвинені по нефеліну. Відбите світло (З), без аналізатора, збільшення  $\times 100$ , ідіоморфні кристали піриту (світле) у польвошпатовій масі (темне).

**Таблиця 4.5** – Хімічний склад монофракції циркону

Компоненти	Вміст, %	Компоненти	Вміст, %
ZrO <sub>2</sub>	61,20	SrO <sub>2</sub>	сліди
HfO <sub>2</sub>	1,22	Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,12
SiO <sub>2</sub>	29,80	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,24
TiO <sub>2</sub>	0,80	CeO	сліди
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,80	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	сліди
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,55	ThO <sub>2</sub>	сліди
Na <sub>2</sub> O	1,06	U <sub>3</sub> O <sub>8</sub>	сліди
K <sub>2</sub> O	0,35		

В шліфах альбіт безбарвний, прозорий з чітко вираженими типовими для цього мінералу двійниками. Кородує та заміщує нефелін і калішпат, а також утворює в них дрібні ідіоморфні пойкилітові включення.

Лепідомелан (біотит шаруватої будови) має вигляд невеликих тонких лусочок неправильної форми, розмір яких коливається від 10 мкм до 30 мкм. Звичайно ці лусочки утворюють невеликі гнізда та витягнуті скупчення, а також тонку розсіяну вкрапленість. Лепідомелан міцно зростається з польовими шпатами, головним чином з мікрокліном та нефеліном, від яких не відділяється повністю навіть при подрібненні до – 0,2 мм, та зберігається у вигляді зростків.

При подрібненні проби мінералів лепідомелан легко переподрібнюється, шламується і в результаті накопичується переважно в тонких класах. У мікроскоп видно чіткий плеохроїзм від зеленувато-бурого кольору до світлого жовтувато-зеленого.

Густина лепідомелану 3,0-3,1 г/см<sup>3</sup>; має слабку магнітну сприйнятливості і легко розкладається соляною кислотою. В процесі збагачення лепідомелан разом з егірином зосереджується в магнітних продуктах.

У відібраних мономінеральних фракціях лепідомелану з маріуполітом міститься від 0,07 % Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> і 0,036 % ZrO<sub>2</sub> (у бідних маріуполітах) до 0,13 % Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> і 0,023 % ZrO<sub>2</sub> (у багатих маріуполітах). Вміст у пробах – від 1,1 % до 5,7 %.

Егірин є одним з основних темнокольорових породотвірних мінералів досліджуваних проб. Масова частка в руді коливається від 3,2 % до 5,5 %. У маріуполітах утворює дрібні ідіоморфні видовжено-призматичні голчасті кристали розміром 0,8–1,5 см. У пегматитах для егірину характерні більш крупні кристали розміром 1,5–5,0 мм. У подрібненій руді знаходиться у вигляді призматичних спайних уламків, часто прямокутних, з чітко помітними тріщинами спайності, темно-зеленого кольору розміром 0,1–1,8 мм. Під мікроскопом прозорий, спостерігається плеохроїзм у жовтувато-зелених кольорах. При подрібненні руди накопичується, на відміну від лепідомелану, переважно в більш грубих класах. Мінерал характеризується слабкою магнітною сприйнятливості, і разом з лепідомеланом концентрується в магнітних фракціях густиною від 2,9 до 3,6 г/см<sup>3</sup>. Чисто відібрані

мономінеральні фракції егірину з маріуполітів містять  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  від 0,06 % (бідні маріуполіти) до 0,137 % (багаті маріуполіти),  $\text{ZrO}_2$  до 0,027 %.

У проміжних за густиною фракціях технологічної проби (від 2,9 до 3,6 г/см<sup>3</sup>), що містять егірін та біотит, хімічними аналізами визначено вміст  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  від 0,36 % до 0,40 %, очевидно, за рахунок мікровключень пірохлору.

Канкриніт та содаліт присутні у невеликій кількості в асоціації з нефеліном. Вони розвиваються переважно по периферії кристалів нефеліну або заповнюють мікротріщини в ньому. Під мікроскопом колір канкриніту найчастіше жовтий, а содаліту – безбарвний. У польовошпатових метасоматитах ці мінерали практично відсутні.

Цеоліти в пробах складають 0,3-0,4 %. Під мікроскопом вони безбарвні. Присутні у вигляді облямівки навколо зерен нефеліну та по периферії мікротріщин в ньому (рис. 4.2ж). Обрис кристалів стовпчастий, голчастий. За даними рентгенофазового аналізу цеоліти в пробах представлені натролітом. Розмір зерен натроліту – від 0,01 до 0,1 мм.

Кальцит в пробах міститься в кількості 0,4-1,2 %, як другорядний мінерал. Найчастіше він розвивається по альбіту, місцями повністю заміщуючи його. Кальцит також заповнює мікротріщини в альбіті та мікрокліні.

Лужна рогова обманка у невеликій кількості присутня в усіх типах руд, а в пробі № 3 складає 2,2 %. Під мікроскопом спостерігається плеохроїзм від оливково-коричнювато-зеленого до синього. Рогова обманка утворює неправильні зерна та взаємні пророщення з егірином, іноді повністю заміщуючи останній.

Магнетит, гематит, ільменіт, гідроксиди заліза, сульфід заліза присутні у кількості 0,35-0,14 %. Вкрапленість їх зерен та агрегатів зустрічається в усіх породотвірних мінералах. Зерна часто ізометричні, інколи неправильні, розміром від 0,01 до 0,15 мм. Місцями гематит розвивається по ільменіту, заміщуючи його повністю. Сульфід заліза представлений піротином та піритом. Відмічаються у вигляді невеликих скупчень в польовошпатовій породі (рис. 4.2з).

Таким чином, руди родовища характеризуються складним речовинним складом з вмістом мінералів від 0,09 % (пірохлор) до 67 % (альбіт), крупністю зерен від 0,007 мм (пірохлор) до 20 мм (нефелін).

За своїми фізичними особливостями руда розпушується. Найбільш зруйнованою є структура пірохлору, який при подрібненні руди розпорошується і залишається у вигляді примазок на поверхні породотвірних мінералів-алюмосилікатів. У зв'язку з цим гравітаційно-магнітними методами із зернистої частини подрібненої руди неможливо вилучити більше, ніж (30-32) % ніобію. Для підвищення вилучення пірохлору необхідно застосовувати спеціальні технічні методи і засоби для вилучення найбільш тонких частинок руди, а також вдосконалювати методи рудопідготовки для забезпечення селективного розкриття мінералів.

## 4.2 Характеристика руди як об'єкта збагачення гравітаційними методами

### Фракційний аналіз проб руди, подрібненої у кульовому млині до різної крупності.

Для визначення можливості збагачення руди гравітаційними методами в роботах [2, 5] виконаний гравітаційний аналіз вихідної руди, подрібненої до різної крупності (від 4–0 до 0,044–0 мм). Подрібнену руду збагачували у важких рідинах при густині розділення від 2400 кг/м<sup>3</sup> до 4200 кг/м<sup>3</sup>. За результатами гравітаційного аналізу побудовані графіки 4.3-4.5.

Аналіз результатів гравітаційного розділення руди за густиною показав, що при подрібненні руди до 4–0 мм розділення руди за якістю не відбувається: вміст Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> і ZrO<sub>2</sub> по фракціях близький до вмісту його у вихідній руді, тобто розподіляється рівномірно. Деяке підвищення вмісту ZrO<sub>2</sub> спостерігається у фракціях густиною більше 3600 кг/м<sup>3</sup>. Це пояснюється тим, що пірохлор і циркон представлені у вигляді зростків з нерудними (альбітом, мікрокліном, нефеліном). Спостерігалось деяке тяжіння рудних до альбіту.

Аналіз результатів гравітаційного розділення руди, подрібненої до крупності 0,5–0 мм та менше, показав можливість зосередження основної частини вільних зерен пірохлору та циркону у фракції густиною вище 4200 кг/м<sup>3</sup>. Частина рудних зерен відмічена у фракції 4200–3600 кг/м<sup>3</sup>. Крім вільних рудних зерен у фракціях важче 3600 кг/м<sup>3</sup> зосереджуються багаті зростки рудних з нерудними, а також зерна та зростки ільменіту, магнетиту, гематиту і сульфідів заліза. Зростки пірохлору та циркону спостерігаються практично у всіх фракціях.

Більш багаті зростки переважають у важких фракціях (більше 3600 кг/м<sup>3</sup>). Підвищений їх вміст відмічається у фракції 4200–3600 кг/м<sup>3</sup>. Крім перерахованих мінералів до важкої фракції входять вільні зерна та зростки нерудних мінералів.

Найбільш високий вміст Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> і ZrO<sub>2</sub> відмічається у фракції, важчої 4200 кг/м<sup>3</sup> – 3,35–5,941 та 37,200–55,061 % відповідно.

Залежності в розподілі Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> і ZrO<sub>2</sub> по фракціях 3600–2600 кг/м<sup>3</sup> не спостерігається. В той же час відмічається деяке підвищення якості у фракціях 2800–2600 кг/м<sup>3</sup>, що можна пояснити тяжінням рудних до альбіту.

У легких фракціях (менше 2600 кг/м<sup>3</sup>), представлених в основному зернами і зростками нефеліну, мікрокліну та альбіту, вміст Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> і ZrO<sub>2</sub> дещо нижчий: масова частка Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> складає 0,023 % (проби № 2, № 3) – 0,037 % (проба № 1), ZrO<sub>2</sub> – 0,045–0,080 (проба № 1) – 0,125–0,348 % (проби № 2, № 3). Підвищена якість легких фракцій пояснюється не лише присутністю в них зростків рудних з нерудними, але й за рахунок плівок та примазок пірохлору та циркону на нерудних мінералах. Такі ж плівки та примазки помічені у всіх фракціях, окрім важких.

Вихід важких фракцій (більше 3600 кг/м<sup>3</sup>) залежить від крупності подрібнення вихідної руди та зростає із зниженням крупності. Різке зростання виходу відмічається при крупності вихідної руди 0,5–0 мм – 70–80 відносних

% у порівнянні з класом 4–0 мм; 90–98 % – при крупності подрібнення руди до 0,074–0 мм (за 100 % прийнято максимально можливий вихід важкої фракції, отриманий із руди, подрібненої до 0,044–0 мм) (рис. 4.3).

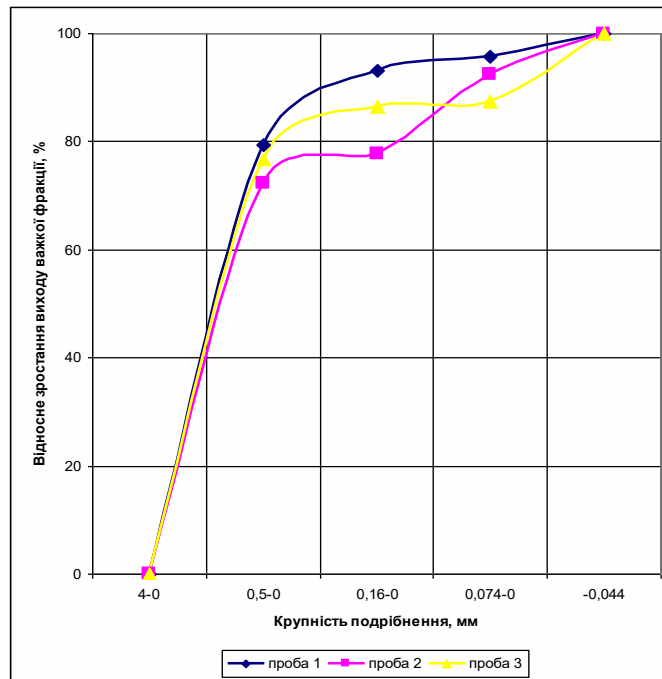


Рис. 4.3. Зміна виходу важкої фракції (>3600 кг/м<sup>3</sup>) в залежності від крупності подрібнення вихідної руди

Зміни вилучення Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> і ZrO<sub>2</sub> до важкої фракції графічно представлено на рис. 4.4. Із зниженням крупності вихідного продукту в усіх пробах відмічається підвищення вилучення Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> і ZrO<sub>2</sub> у важку фракцію, отже зниження втрат з легкою.

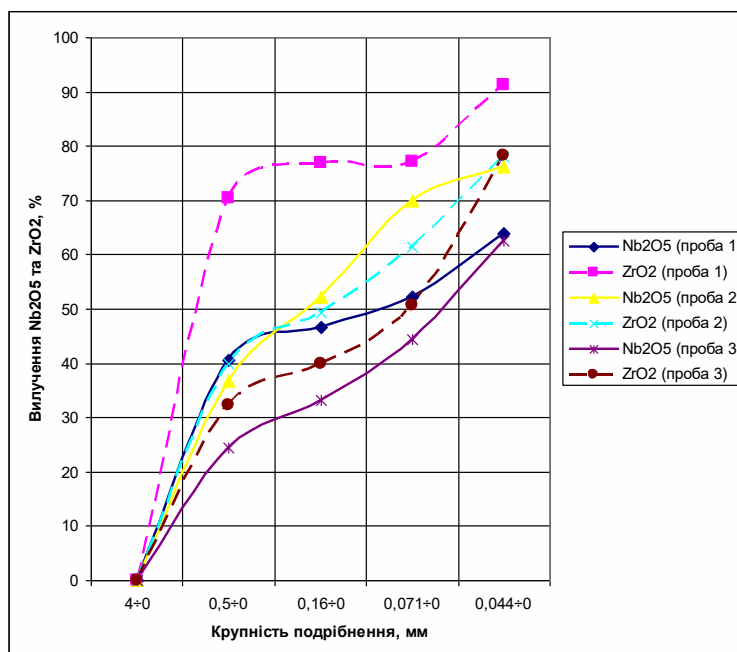


Рис. 4.4. Зміна вилучення Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> та ZrO<sub>2</sub> у важку фракцію в залежності від ступеню подрібнення вихідної руди

Розподіл вилучення  $Nb_2O_5$  по фракціях графічно представлено на рис. 4.5. Різке підвищення вилучення спостерігається при густині менше  $2800 \text{ кг/м}^3$ . Тобто втрати  $Nb_2O_5$  з легкою фракцією складають 50–35 %, причому із зниженням крупності втрати зменшуються приблизно на 10 %.

Таким чином, фракційний аналіз проб руди, подрібненої у кульовому млині до різної крупності, показав можливість збагачення руди крупністю менше 0,5 мм гравітаційним методом, з отриманням чорнового концентрату (більше  $3600 \text{ кг/м}^3$ ) з вмістом  $Nb_2O_5$  – 1,509–4,153 %,  $ZrO_2$  – 19,832–27,456 %. При цьому вилучення складає: з руди крупністю 0,5–0 мм  $Nb_2O_5$  – 24,49–40,66 %,  $ZrO_2$  – 32,18–70,31 %; при подрібненні до 0,044 – 0 мм – 62,45–76,32 та 77,93–91,15 % відповідно.

### **Закономірності розкриття рідкіснометалічних руд при їх подрібненні у кульовому млині.**

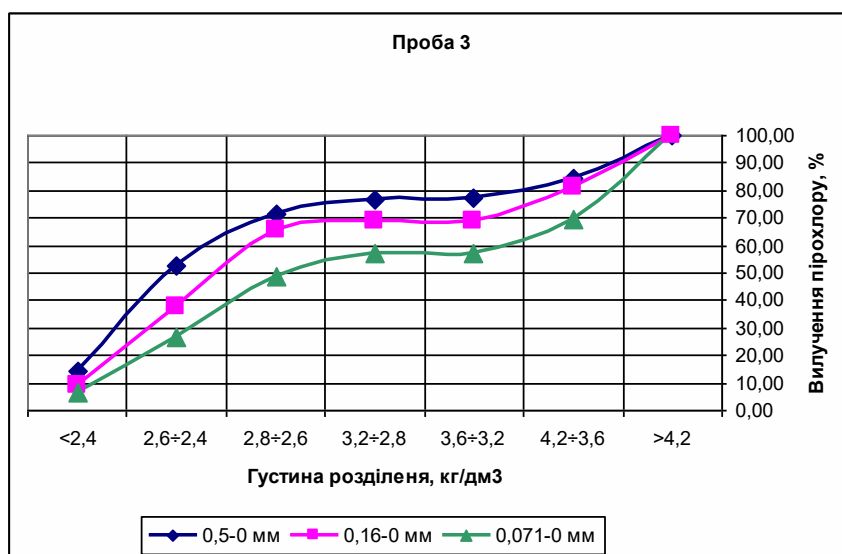
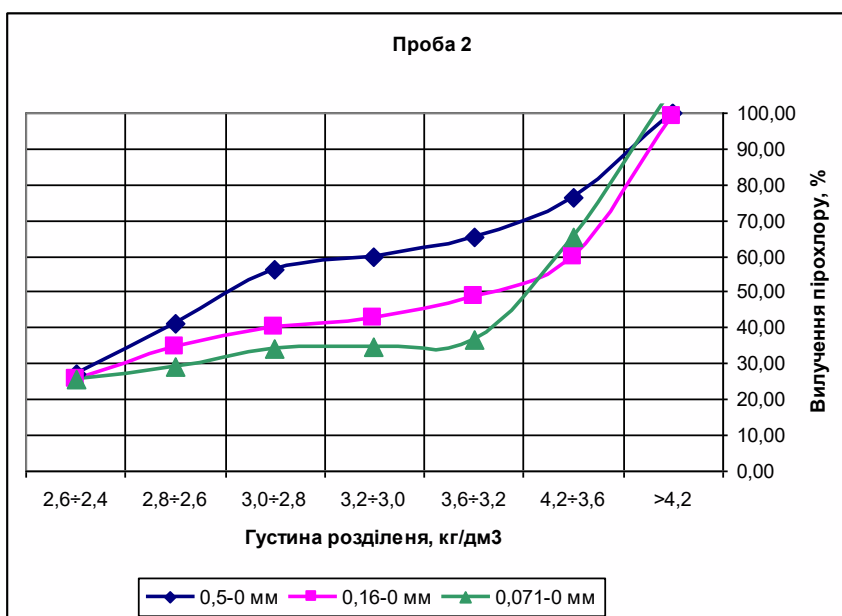
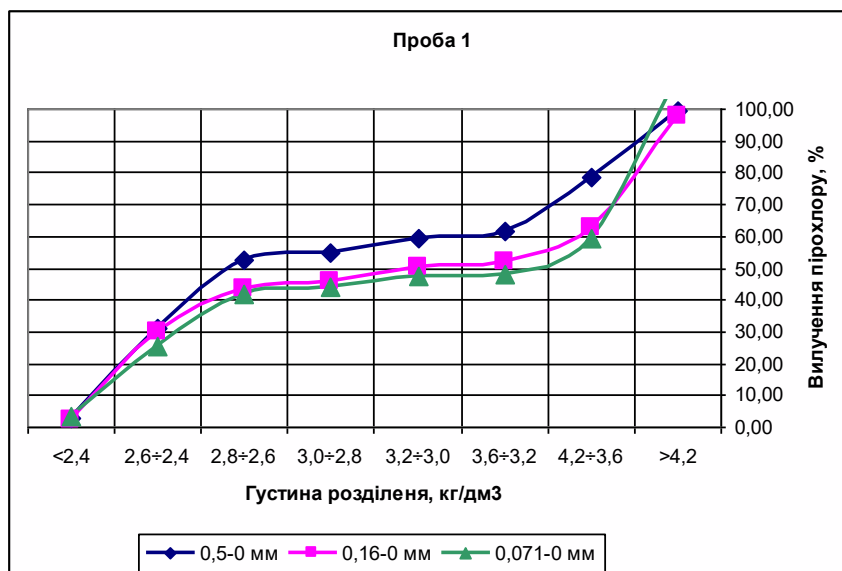
За результатами аналізу гранулометричного складу руди з масовою часткою  $Nb_2O_5$  – 0,104...0,050 % та  $ZrO_2$  – 0,570...0,449 %, подрібненої до різної крупності, побудовані графіки динаміки розкриття зерен пірохлору і циркону в залежності від крупності подрібнення вихідної руди [6]. Аналіз результатів показав, що закономірності в розподілі  $Nb_2O_5$  і  $ZrO_2$  по класах крупності не спостерігається. В той же час відмічається деяке зниження вмісту цих компонентів у класі – 0,044 мм, вихід якого із зниженням крупності вихідної руди з 4–0 мм до 0,071–0 мм зростає з десятих часток відсотка до 23,87 % (проба № 1) – 14,76 % (проба № 3).

При подрібненні руди до 4–0 мм основна частина пірохлору зосереджена в зростках з пустою породою. Непомітно зростання кількості вільних зерен пірохлору і при подрібненні руди до 2–0 мм та 1–0 мм. Зерна циркону спостерігаються при подрібненні до 1–0 мм. Це пояснюється тим, що зерна пірохлору більш дрібні (0,2–0,003 мм), ніж зерна циркону (1,0 –0,07 мм). Більш тонке подрібнення (менше 0,5–0 мм) призводить до зростання вільних рудних зерен та зниження кількості зростків. Практично повне розкриття рудних зерен спостерігається при подрібненні руди до 0,044–0 мм. При цьому слід відмітити, що кількість видимих зерен пірохлору не перевищує 0,17 % (проба № 1) – 0,09 % (проби № 2, № 3); циркону – 0,74–0,88 %.

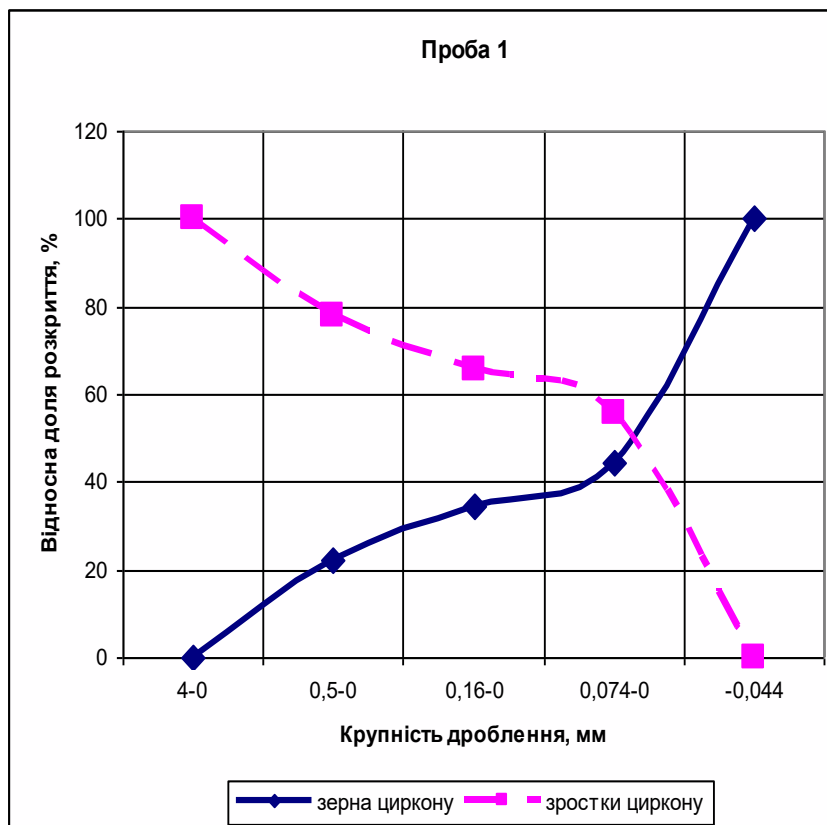
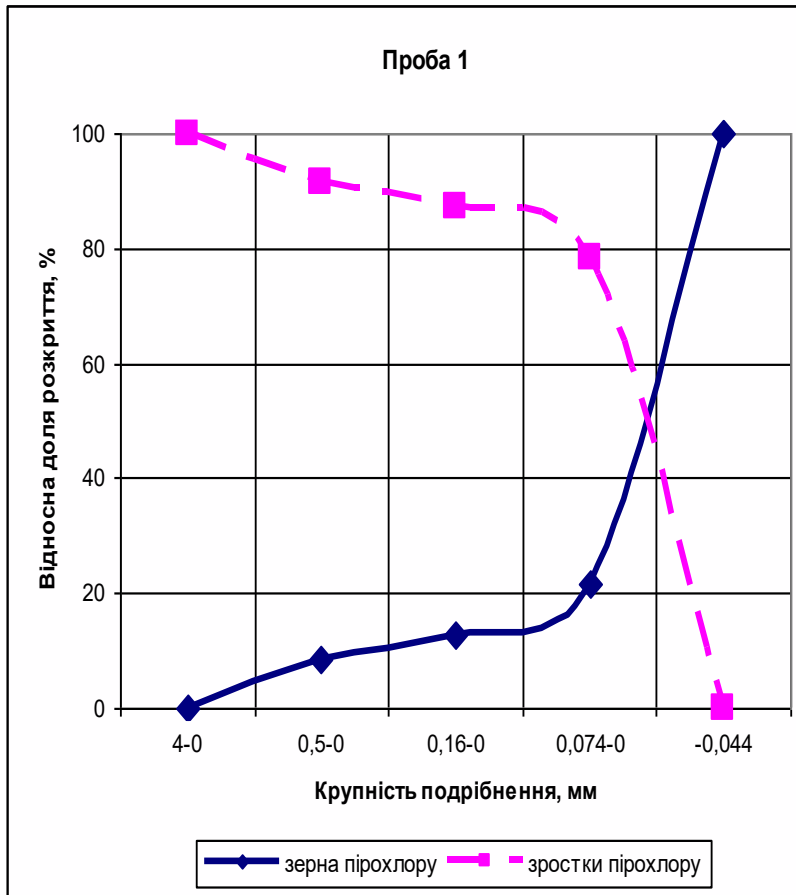
Графічно відносна залежність розкритих зерен пірохлору і циркону від крупності подрібнення наведена на рис. 4.6.

Так, при подрібненні руди до 0,5–0 мм кількість вільних зерен зросла на 20–37 % (якщо за 100 % прийняти кількість вільних зерен у руді, подрібненої до 0,04 –0 мм), до 0,16–0 мм – на 32–58 %, до 0,071–0 мм – на 50–80 %. Така ж залежність спостерігається і з вільними зернами циркону.

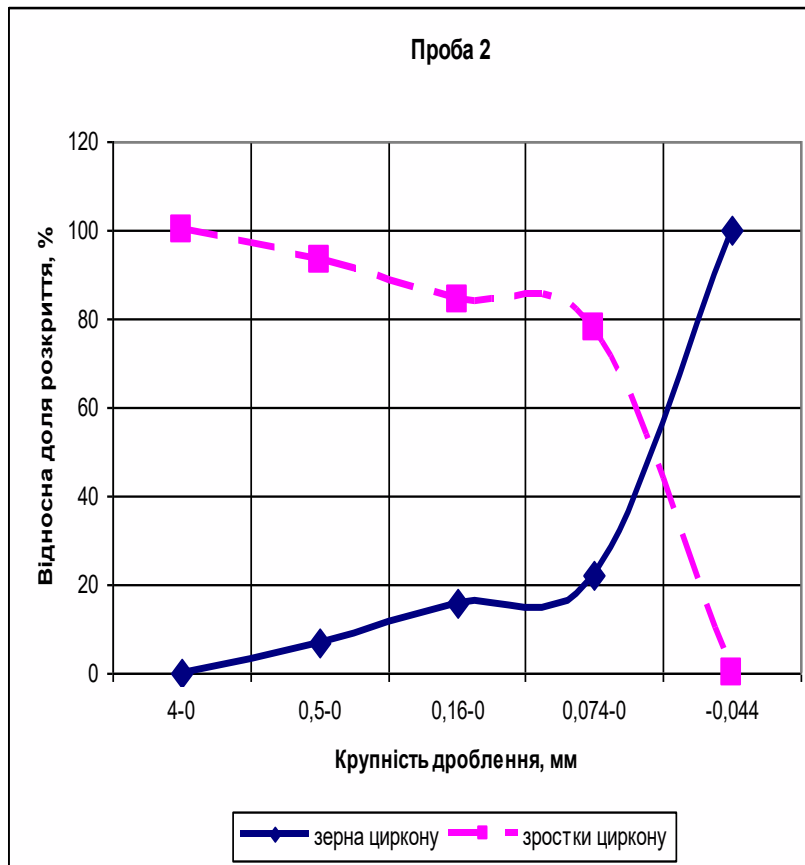
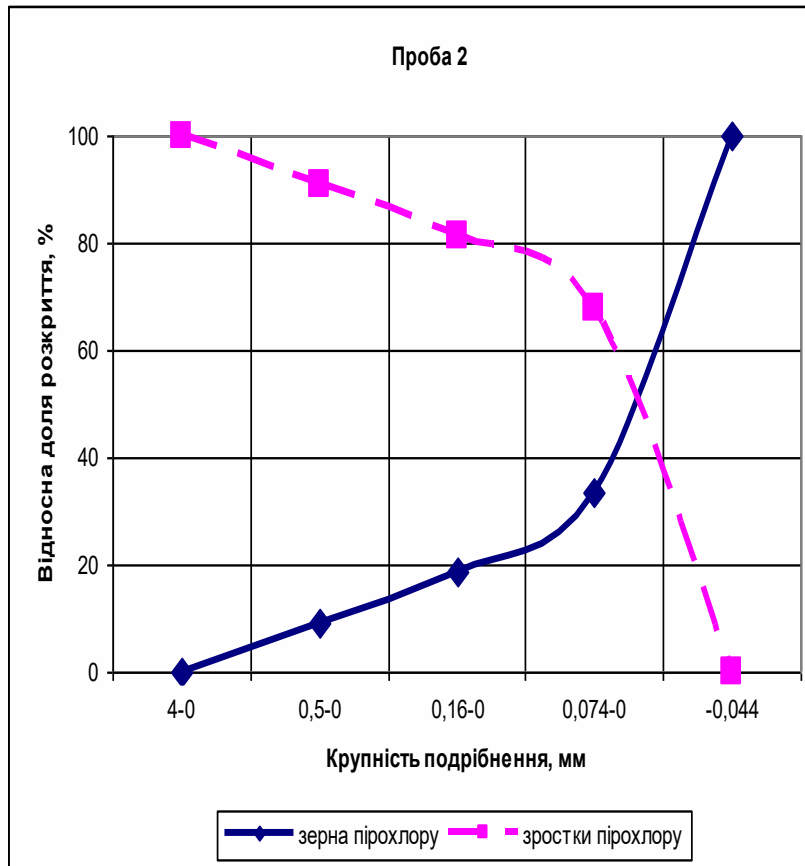
Кількість класу мінус 0,044 мм із зниженням крупності вихідної руди підвищується: у пробі № 1 зростає від 15,66 до 23,87 %, у пробі № 2 та № 3 – від 7,30 до 14,76 %. У той же час вміст  $Nb_2O_5$  і  $ZrO_2$  в пробах № 1 та № 3 знижується, в пробі № 2 зростає, що пояснюється наявністю великої кількості біотиту в пробах № 1 та № 3, і зміненого вилуженого пірохлору та циркону у пробі № 2.



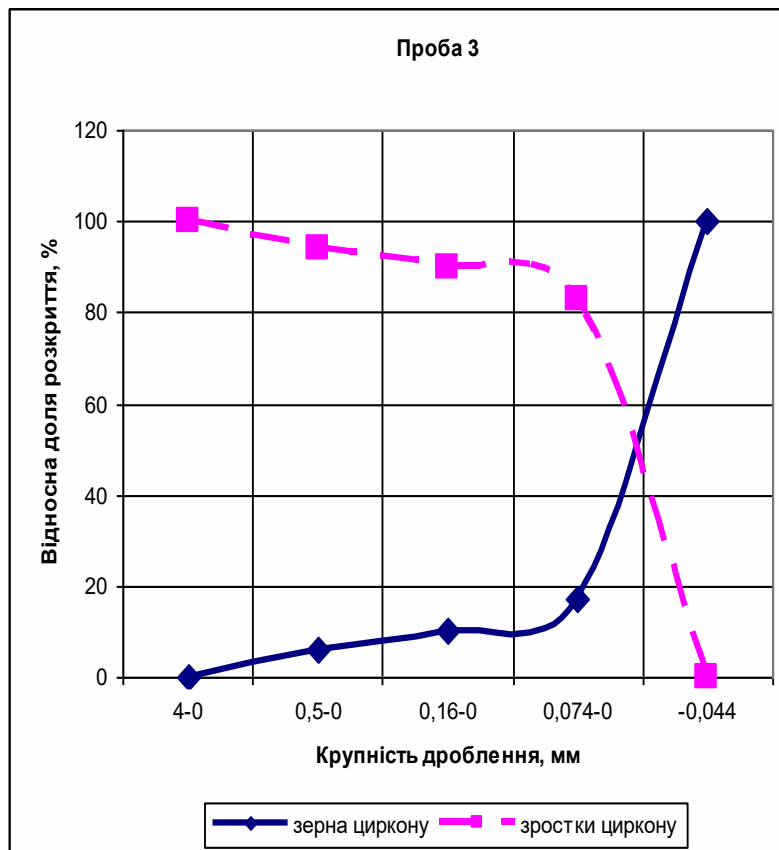
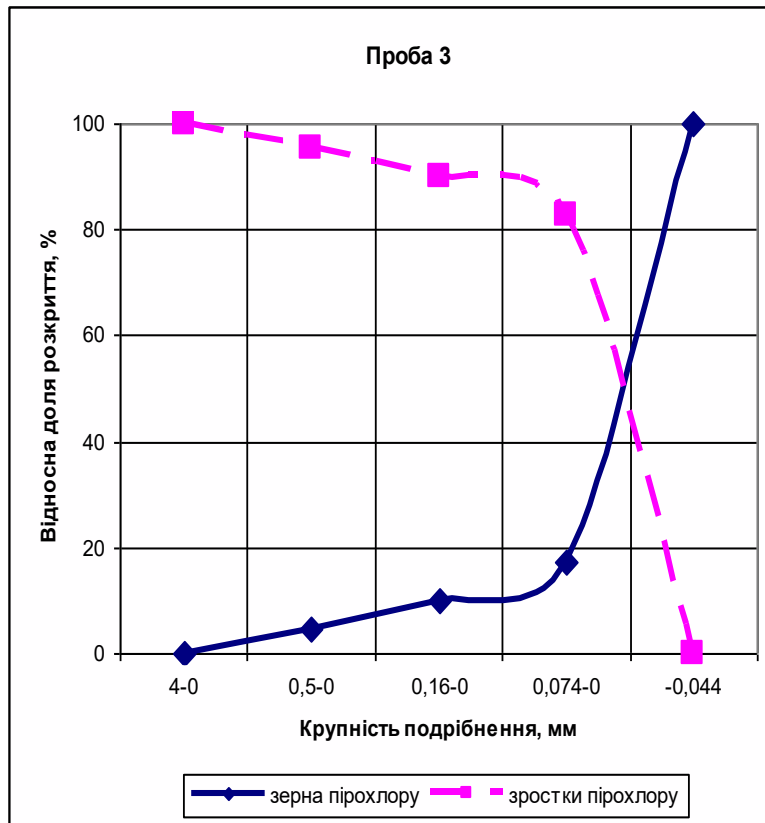
**Рис. 4.5.** Розподіл вилучення Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> за густиною



**Рис. 4.6а.** Динаміка розкриття зерен пірохлору та циркону в залежності від крупності подрібнення вихідної руди (проба № 1, маріуполіт)



**Рис. 4.6б.** Динаміка розкриття зерен пірохлору та циркону в залежності від крупності подрібнення вихідної руди (проба № 2, пегматит)



**Рис. 4.6в.** Динаміка розкриття зерен пірохлору та циркону в залежності від крупності подрібнення вихідної руди (проба № 3, метасоматит)

Результати седиментаційного аналізу класу 0,044–0 мм показали, що в ньому близько 35–40 % класу мінус 0,02 мм, в якому на частку класу мінус 0,01 мм припадає 6,98–21,9 %. Виявлена закономірність росту кількості тонкого класу із зниженням крупності подрібнення руди. У більшості випадків відмічається деяке зниження вмісту  $Nb_2O_5$  і  $ZrO_2$  в тонких класах.

Таким чином, подрібнення руди до різної крупності показало, що починаючи тільки з крупності мінус 0,5 мм відбувається розкриття зерен пірохлору та циркону. Суттєве розкриття пірохлору настає при крупності мінус 0,044 мм.

### **4.3. Порівняльні дослідження збагачуваності руд Мазурівського родовища різними методами**

Для збагачення руд рідкісних металів застосовуються, в основному, складні технологічні схеми переробки, які включають методи гравітації, флотації, магнітної та електричної сепарації, хімічної доводки концентратів [6-11]. Руди більшості промислових родовищ цих металів важко збагачуються, що зумовлено низьким вмістом металів у вихідній руді; тонкою вкрапленістю рудотвірних мінералів; гіпергенними змінами мінералів, що нівелюють відмінності в їх фізичних властивостях [12-15].

Гравітація є основним методом збагачення рідкіснометалічних руд. Первинний (чорновий) гравітаційний концентрат піддають доводці до кондиційного флотогравітацією, флотацією, магнітною, електромагнітною та електростатичною сепарацією, іноді в поєднанні з різними хімічними способами.

Рідкіснометалічні тантал-ніобій-цирконієві руди складаються зазвичай з легких мінералів густиною менше  $3,0 \text{ г/см}^3$  (кварц, польовий шпат, нефелін, кварцит і т. п.) та важких мінералів густиною більше  $4,0 \text{ г/см}^3$  (тантало-ніобати, пірохлор, циркон, ільменіт, каситерит та інші) [16-17]. Значна відмінність в густині мінералів та пустої породи дозволяє ефективно застосувати для первинного збагачення крупновкраплених руд відсаджувальні машини, концентраційні столи та гвинтові сепаратори. Іноді успішно застосовують пневматичне збагачення [18].

Промислове освоєння Мазурівського родовища комплексних руд рідкісних металів розпочато у 1939 році з переробки за простою гравітаційно-магнітною схемою пухких руд кори вивітрювання, та отримання цирконового концентрату (масова частка в ньому діоксиду цирконію (58-59) %, вилучення (60-65) % [19]. В подальшому схема була вдосконалена інститутами *Уралмеханобр* (Свердловськ), *Иргиредмет* (Іркутськ), *ЦНИГРИ* (Москва): впроваджена гідравлічна класифікація, роздільне збагачення класів на концентраційних столах, доподрібнення промпродуктів при доводці чорнових концентратів. Вилучення циркону у товарний концентрат в результаті зросло до 68 %.

З кінця 1950-х років руди Мазурівського родовища почали розглядати як джерело отримання, крім цирконового, також пірохлорового та польвошпатового (або нефелін-польвошпатового) концентратів [20].

Питаннями розробки технології комплексного збагачення руд займалися протягом тривалого часу *Уралмеханобр* (м. Свердловськ), *Механобр* (м. С.-Петербург), *ЦНИГРИ* (м. Москва), *Иргиредмет* (м. Іркутськ), *Гиредмет* (м. Москва), *КазПТИ* (м. Алма-Ата), *ІМР* (м. Сімферополь) [21-27].

При дослідженні вивітрених і щільних руд родовища застосовувались гравітаційні, флотаційні, магнітні та хімічні методи збагачення. Вивчення збагачуваності руди гравітаційними методами при подрібненні руди до (0,2-0,1) мм показало, що основна частина пірохлору (до 80 %) губиться з хвостами. Після доведення чорнових гравітаційних концентратів магнітною сепарацією був отриманий колективний концентрат з масовою часткою пентаоксиду ніобію (1,2-1,6) % і діоксиду цирконію (54-60) % при вилученні відповідно (9-10) % і (63-77) % (табл. 4.6) [28].

**Таблиця 4.6 - Результати гравітаційного збагачення руд**

Найменування, установа	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>			ZrO <sub>2</sub>		
	мас. частка, %		вилу- чення, %	мас. частка, %		вилу- чення, %
	в руді	в кон- центра- ті		в руді	в кон- центра- ті	
<i>Механобр</i> (відсадка, столи з доподрібненням до 0,5-0,2-0,1 мм) (доводка гравітац. концентр., магн. сепарацією)	0,077	0,33	20,4	0,48	8,73	85,76
		1,23	9,75		60,12	76,66
<i>Иргиредмет</i> (ВС і концентр. столи)	0,075	0,33	18,0	0,43	7,63	72,48
<i>ЦНИГРИ</i> (кл. –1мм, доподрібнення, збагачення на столах)		0,16- 0,395	26,8- 23,61		3,95- 8,96	
<i>Механобр</i> (подрібнення до 2 мм, збагачення на концентр. столах) (доводка концен- трату після доподріблення до 0,071 мм на магн. сепар. і концентр. столах)	0,091	0,42	45,45	0,48	4,3	88,56
		1,63	9,32		53,6	62,55
<i>Иргиредмет</i> (концентр. на столах 2-0,5 – 0,2-0,1 мм)	0,10	0,28	29,8	0,45	3,53	79,16
<i>Уралмеханобр</i>	0,090		61,7	0,30		70,54
	0,065	0,294	20,53	0,30	5,67	87,64

У зв'язку з низьким вилученням пірохлору у гравітаційному циклі в подальшому за основу було прийнято флотаційне збагачення руди і флотаційна селекція пірохлор-цирконових концентратів. Зведені результати досліджень по флотації, які були проведені в інститутах Росії (*Уралмеханобр*, *ЦНИГРИ*, *Иргиредмет*), Казахстану (*КазПТИ*), наведені в табл. 4. 7[29].

**Таблиця 4.7** – Результати флотаційних досліджень руди різними інститутами

Найменування установи	Пентаоксид ніобію			Діоксид цирконію		
	мас. частка, %		вилучення, %	мас. частка, %		вилучення, %
	в руді	в концентраті		в руді	в концентраті	
<i>Уралмеханобр</i>	0,12	1,0-1,2 11,1	29 36,7	0,29	7,0	85,8
<b><i>ЦНИГРИ</i></b>		5,3	40,0			
<i>Иргиредмет</i>	0,09	1,4	22,4	0,45	7,4	20,2
<b><i>ЦНИГРИ</i></b>	0,08	4,0-4,5	39,0			
<i>Уралмеханобр</i>	0,14	2,38	49,1	0,51	11,0	72,4
<i>Уралмеханобр</i>	0,09	0,54	81,0	0,36	2,4	88,0
<b><i>ЦНИГРИ</i></b>	0,09	1,16-1,60	30-46	0,46	5,4-8,4	35,0-43
<b><i>ЦНИГРИ</i></b>	0,07	4-5 4-6	36-48 53,7	0,3-0,6	38,1	56,8
<i>КазПТИ</i>	0,11	3,9 4,5-5,0	72 55,7	0,27	9,3 16-26	72,5 65,8

Слід підкреслити, що за флотаційними схемами збагачення в жодній з раніше виконаних робіт не був отриманий якісний пірохлоровий концентрат.

Починаючи з 1960-х років дослідженням руд родовища займався лише *ІМР (Сімферополь)*; при цьому головна увага дослідників була зосереджена як на покращенні показників збагачення в рідкіснометалічному циклі, так і на можливості отримання нефелін-польовошпатового концентрату з низьким вмістом заліза. У результаті виконаних *ІМРом* робіт в 1960-ті роки були отримані і прийняті на майбутнє режими флотації руд – вивітрених, змішаних і щільних, що сприяло підвищенню технологічних показників.

Встановлено, що руди важкозбагачувані через тонку вкрапленість рідкіснометалічних мінералів, в першу чергу пірохлору. Останній вивільнюється, в основному, при крупності 0,05 мм, а повністю – при крупності 0,03 мм. Циркон знаходиться повністю у розкритому стані при крупності менше 0,2 мм. У вивітрених рудах пірохлор зазнав гіпергенної зміни, через що він легко переподрібнюється, а це приводить до суттєвого зростання його втрат.

При флотації руди були отримані колективні концентрати з вмістом 2,5-4,2 мас. % пентаоксиду ніобію при його вилученні 34-37 % (для вивітрених руд). Для змішаних і щільних руд отримані колективні концентрати з вмістом 4-7 мас. % пентаоксиду ніобію, вилучення його складало 61-85 % [30].

Показники розділення колективного концентрату:

- пірохлоровий концентрат містить 7 мас. % пентаоксиду ніобію при вилученні 34,7 %; цирконовий мав масову частку  $ZrO_2$  32,4 % при вилученні 86,5 %; останній можна довести до вмісту діоксиду цирконію більше 60 %;

- хвости основної флотації після знезалізнення методом флотації і магнітної сепарації можуть знайти застосування у скляній і керамічній промисловості як нефелін-польовошпатовий концентрат.

Флотаційна технологія була перевірена при проведенні напівпромислових випробувань у 1964 році на дослідній фабриці Донецького хіміко-металургійного заводу (ДХМЗ) продуктивністю 50 т/добу (дві проби змішаної руди масою 1000 т та 2000 т, і проба вивітрених руд масою 2000 т). Технологічна схема флотаційного збагачення руди наведена на рис. 4.7. Зроблено висновок про те, що за схемами збагачення руд, в яких передбачається доводка чорнових концентратів із застосуванням їх кислотної обробки і відмивання шламів, неможливо отримати прийнятне вилучення ніобію в концентрат [31].

Техніко-економічними розрахунками доведена можливість і доцільність переробки руд за розробленою флотаційною технологією з отриманням пірохлорового і нефелін-польовошпатового концентратів (1968) [32].

При дослідженні нових проб руди (1981) вказаний режим було спрощено, а в якості збирача запропонована емульсія кубових залишків синтетичних жирних кислот (КОСЖК) – замітник олеїнової кислоти, – і талактаму. При цьому був отриманий колективний пірохлор-цирконовий концентрат з 2,3 % пентаоксиду ніобію і 9,6 % діоксиду цирконію при вилученні (66-76) %  $Nb_2O_5$  та (60-65) %  $Zr_2O_5$  (від операції). З хвостів флотації після флотаційного знезалізнення отримали кондиційний нефелін-польовошпатовий концентрат марки ПШС. Циркон пропонувалося вилучати із кеків вилуговуванням [33].

Аналіз виконаних робіт по флотаційному збагаченню руди показав, що флотацією можна отримати продукти – бідний пірохлоровий концентрат (вміст  $Nb_2O_5$ , до 21-26 %, звичайно 7-13 %, цирконовий концентрат ( $ZrO_2$  60-61 мас.%), і нефелін-польовошпатовий концентрат, у т.ч. придатний для використання в скляній і керамічній промисловості (вихід до 45-52 %) [34].

При флотаційному збагаченні для отримання пірохлорового і цирконового концентрату необхідне застосування складного реагентного режиму, особливо при селекції колективного пірохлор-цирконового концентрату (щавлева і сірчана кислоти, екзотичний реагент купферон і т.п.), а витрати реагентів є значними; проблематична організація ефективної очистки стічних вод у зв'язку з таким же складним реагентним режимом, у т.ч. присутність жирних органічних кислот.

У 1980-х роках *ІМР* зосередив зусилля на дослідженні комбінованих гравітаційно-магнітних методів збагачення руд Мазурівського родовища. У

1981 році із застосуванням методів гравітації, магнітної та електричної сепарації була показана можливість отримання якісного цирконового концентрату з вмістом діоксиду цирконію до 60,3 % при вилученні корисного компонента 74 %, і відносно багатого ніобієвого продукту, що містив 13,5-20,4 мас. % пентаоксиду ніобію при вилученні 22-24 % [35].

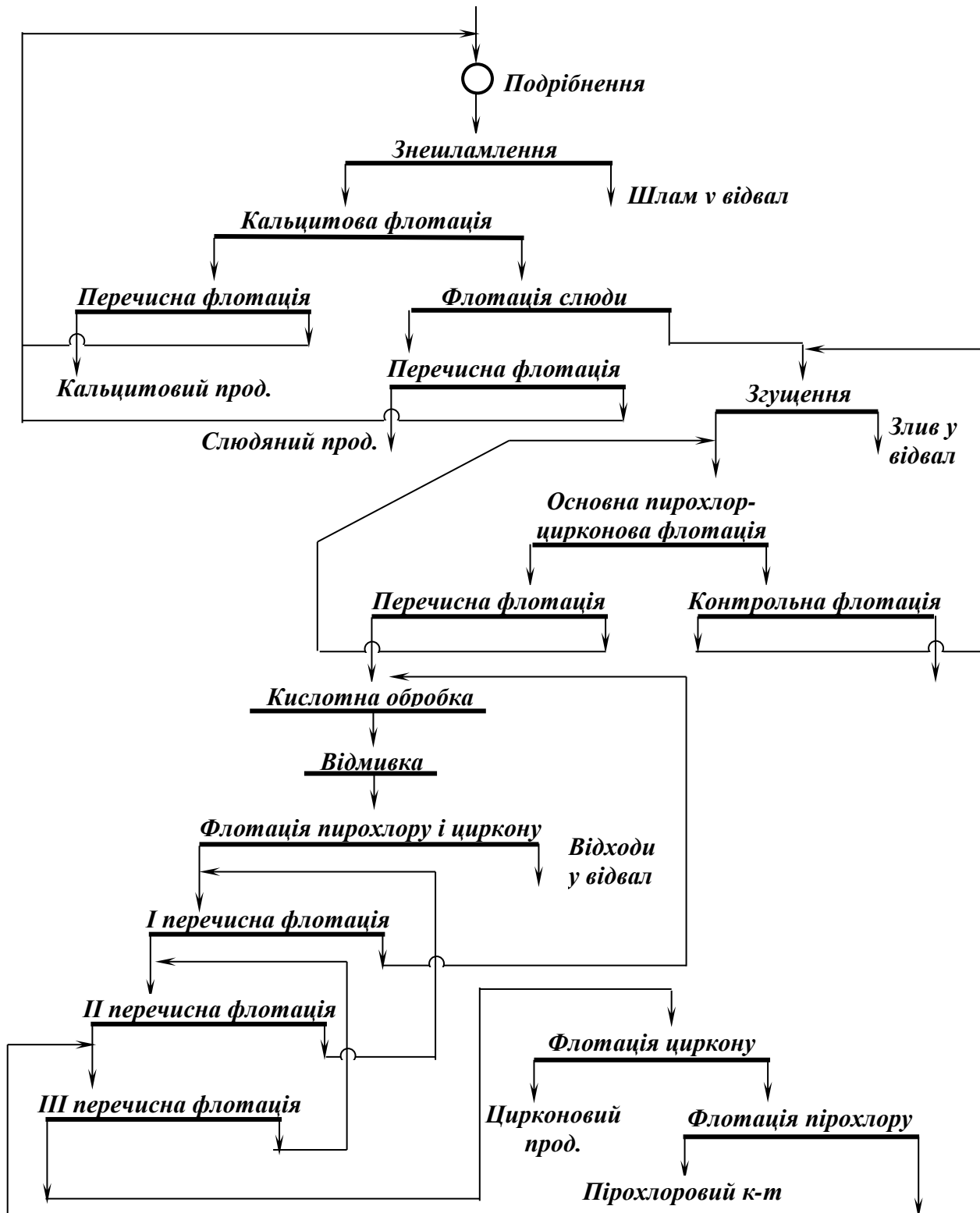


Рис. 4.7. Схема флотації пірохлор-циркон-польовошпатової руди

У 1987-1989 роках *ІМР* розробив технологію збагачення руд родовища, принципово відмінну введенням збагачення у важких середовищах (як попереднього збагачення), що дозволяє підвищити ефективність основного циклу переробки і суттєво зменшити експлуатаційні та капітальні витрати майбутнього підприємства, а також отримати додатково нову товарну продукцію – нефеліновий і якісний польовошпатовий концентрат марки ПШМ-2-0,2. Як супутні продукти – щебінь і будівельний пісок.

Розглядалися два варіанти попереднього збагачення:

- з попереднім збагаченням у важких середовищах (4 операції розділення руди крупністю  $-4 +0,5$  мм по густині 2,70; 2,62; 2,57 і 2,52 г/см<sup>3</sup>);
- з комбінуванням радіометричного збагачення рудного класу  $-70...+30$  мм і збагачення у важких середовищах рудного класу  $-30$  мм після його доподрібнення, та подрібнення до  $-4$  мм (фракція  $-4...+0,5$  мм), при цьому гранична густина складала 2,70; 2,62 і 2,52 г/см<sup>3</sup> [36].

За однією із схем з попереднім збагаченням у важких суспензіях (рис. 4.8) із руди з масовою часткою Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 0,142 % і ZrO<sub>2</sub> 0,484 % отримані:

- тантал-ніобієвий продукт, вихід 0,807 %, масова частка Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 10,19 %, вилучення Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 57,90 %;
- цирконовий концентрат, вихід 0,572 %, масова частка ZrO<sub>2</sub> 63,15 %, вилучення ZrO<sub>2</sub> 74,63 %;
- нефелін-польовошпатові концентрати марок:
  - ПШМ 2-02, вихід 13,1 %,
  - ПШС 0,25-20, вихід 11,5 %,
  - ПШС 0,30-20, вихід 8,4 %.

Відходи гравітації (вихід 50 %) розглядалися як сировина для отримання будівельного піску і щебеню. Ця схема була визначена як найбільш перспективна.

У 2003-2004 роках підприємством «*Гиредмет*» (м. Москва) розроблена технологія комплексної переробки руд Мазурівського родовища. Для проведення дослідження була відібрана технологічна проба, що характеризує комплексні ніобій-цирконові корінні руди. Вміст у пробі Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> становив 0,11-0,12 %, та ZrO<sub>2</sub> – 0,62-0,65 %.

Була підтверджена можливість комплексної переробки руд родовища і розроблено два варіанти технологічної схеми: гравітаційно-магнітна та гравітаційно-магнітно-флотаційна [4].

В основу гравітаційно-магнітної схеми переробки цієї сировини (рис. 4.9) закладено використання різниці у фізичних властивостях мінералів рідкісних металів, польових шпатів та супутніх їм мінералів (густина, магнітні властивості, флотаційні властивості).

Визначальними технологічними операціями схеми були двостадійне гравітаційне збагачення, магнітна сепарація чорного гравітаційного концентрату, доводка ніобієвого продукту як методами флотації, так і традиційними способами, а також цикли отримання цирконового концентрату та польовошпатового концентрату.

Принципова схема збагачення руди по гравітаційно-магнітному варіанту з доводкою чорного концентрату без використання флотації пірохлору наведена на рис. 4.9. На схемі вказані можливі варіанти повернення проміжних продуктів збагачення в попередні операції.

У результаті реалізації схеми збагачення було отримано пірохлоро-цирконовий концентрат 1 з вмістом 9,61%  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  та підвищеним вмістом діоксиду цирконію – 31,14 %, а також більш бідний другий рідкіснометалічний концентрат (вміст  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  – 4,53 %,  $\text{ZrO}_2$  – 5,81 %). Вилучення пентаоксиду ніобію в колективний Nb-Zr концентрат склало 21,03 % від вихідної руди. Крім того, в цьому продукті зосереджено 9,4 %  $\text{ZrO}_2$  від руди.

Розподіл пентаоксиду ніобію по продуктах збагачення виглядає наступним чином: 33 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  пов'язано з польовошпатовими концентратами, 2 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  зосереджено в колективному проміжному продукті збагачення, який є реальним резервом підвищення вилучення ніобію, та 16 % пентаоксиду ніобію втрачається з відвальними продуктами (сульфіди та магнітні фракції).

Крім комплексного пірохлоро-цирконового концентрату було виділено товарний цирконовий концентрат з виходом 0,83 % від руди з вмістом 60,82 %  $\text{ZrO}_2$ , 0,39 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  та 0,22 %  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , з вилученням 75,34 %  $\text{ZrO}_2$  від вихідної руди. 9,4 %  $\text{ZrO}_2$  зосереджено в Nb-Zr концентраті, 4,44 % діоксиду цирконію міститься в колективному промпродукті схеми, біля 6 %  $\text{ZrO}_2$  від руди пов'язано з нефелін-польовошпатовими концентратами та ~5 %  $\text{ZrO}_2$  з відвальними продуктами.

Основними продуктами схеми збагачення є нефелін-польовошпатові концентрати. Було отримано польовошпатовий концентрат (зернистий) з виходом 64,23 % від вихідної руди, з вмістом 0,33 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ , 0,031 %  $\text{ZrO}_2$ , 0,2 %  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Вилучення в цей продукт оксиду натрію склало 67,44 % та оксиду калію – 68,17 %. Польовошпатовий концентрат відповідає технічним вимогам до польовошпатової сировини (ПШС 0,2-16 (20)). Крім того, при реалізації схеми збагачення було виділено шламовий низькосортний польовошпатовий концентрат 4 з виходом ~15 % від вихідної руди, вилучення в який оксидів натрію та калію відповідно 15,39 % і 15,83 %.

Втрати  $\text{Na}_2\text{O}$  та  $\text{K}_2\text{O}$  з відвальними продуктами схеми збагачення склали 7-8 % кожного компоненту. Відвальні продукти схеми являють собою магнітні фракції сепарації чорного гравітаційного концентрату, хвостів і шламів гравітації, а також об'єднаних хвостів цирконієвого циклу. Ці продукти збагачені оксидом заліза (19,21%  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ); з ними пов'язано біля 70 %  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  від вихідної руди. Ще 17 % оксиду заліза зосереджено в загальному промпродукті збагачення.

На рис. 4.10 наведена принципова схема збагачення руди Мазурівського родовища, подрібненої до крупності –0,2 мм, за гравітаційно-магнітним варіантом з флотаційною доводкою ніобієвого продукту. Флотаційна доводка ніобієвого продукту включає флотаційне вилучення слюди та сульфідів у відвальний продукт, цикл селективної флотації пірохлору, очисну магнітну сепарацію флотаційного пірохлорового концентрату та концентрацію на столі

хвостів флотації з вилученням циркону. Все інше в схемі збагачення з флотаційною доводкою ніобієвого продукту не відрізняється від описаного вище варіанту схеми збагачення..

У результаті магнітної сепарації вміст пентаоксиду ніобію у магнітній фракції зріс у понад 2 рази – до 0,282 %  $Nb_2O_5$ , з вилученням 51,52 % від вихідної руди, що можна порівняти з показниками по вилученню ніобію за гравітаційною схемою, де вміст в концентраті складає 0,3 % при вилученні 40 % пентаоксиду ніобію від вихідної руди.

Втрати зі шламами при збагаченні склали 15,63 %  $Nb_2O_5$  при вмісті в них 0,15 %  $Nb_2O_5$ , і є практично неминучими.

У результаті флотації сульфідів і слюди вилучали продукт з підвищеним вмістом в ньому заліза, втрати з яким складають 2,8 %  $Nb_2O_5$  від вихідної руди.

Основна і контрольна флотації дозволили виділити відвальні хвости з вмістом 0,07 %  $Nb_2O_5$ , втрати ніобію склали 6,34 %  $Nb_2O_5$ .

Вміст ніобію в пінному продукті склав 0,614 %  $Nb_2O_5$  при вилученні >78 % від операції або 40,38 % від вихідної руди.

Перечисні операції пінного продукту дозволили збільшити вміст Nb в концентраті до 4,38 % при вилученні 31,58 %  $Nb_2O_5$  від вихідної руди.

Подальше підвищення якості концентрату з використанням магнітної сепарації за аналогією з попередніми дослідженнями по доводці не дали позитивних результатів. Підвищення якості за рахунок наступних перечисток до 7-10 %  $Nb_2O_5$  приводить до зниження вилучення до 26-27 %, що характерно для досліджуваних руд і за іншими варіантами їх збагачення.

Концентрація на столі немагнітної фракції і наступна електросепарація концентрату стола дозволила авторам отримати Zr-концентрат з вмістом  $ZrO_2$  58,0 %,  $Nb_2O_5$  0,26 %,  $Fe_2O_3$  0,3 % з вилученням 69,7 %  $ZrO_2$  від вихідної руди.

Хвости стола 1 являють собою польовошпатовий концентрат з виходом 60,4 % від вихідної руди, з вмістом  $Nb_2O_5$  0,049 %,  $ZrO_2$  0,05 %,  $Fe_2O_3$  0,2 %.

У результаті додаткового вилучення циркону з хвостів та проміжних продуктів флотації отриманий Zr-концентрат з вмістом  $ZrO_2$  58,0 %,  $Nb_2O_5$  0,27 %,  $Fe_2O_3$  1,3 %, з вилученням 7,79 %  $ZrO_2$  від вихідної руди.

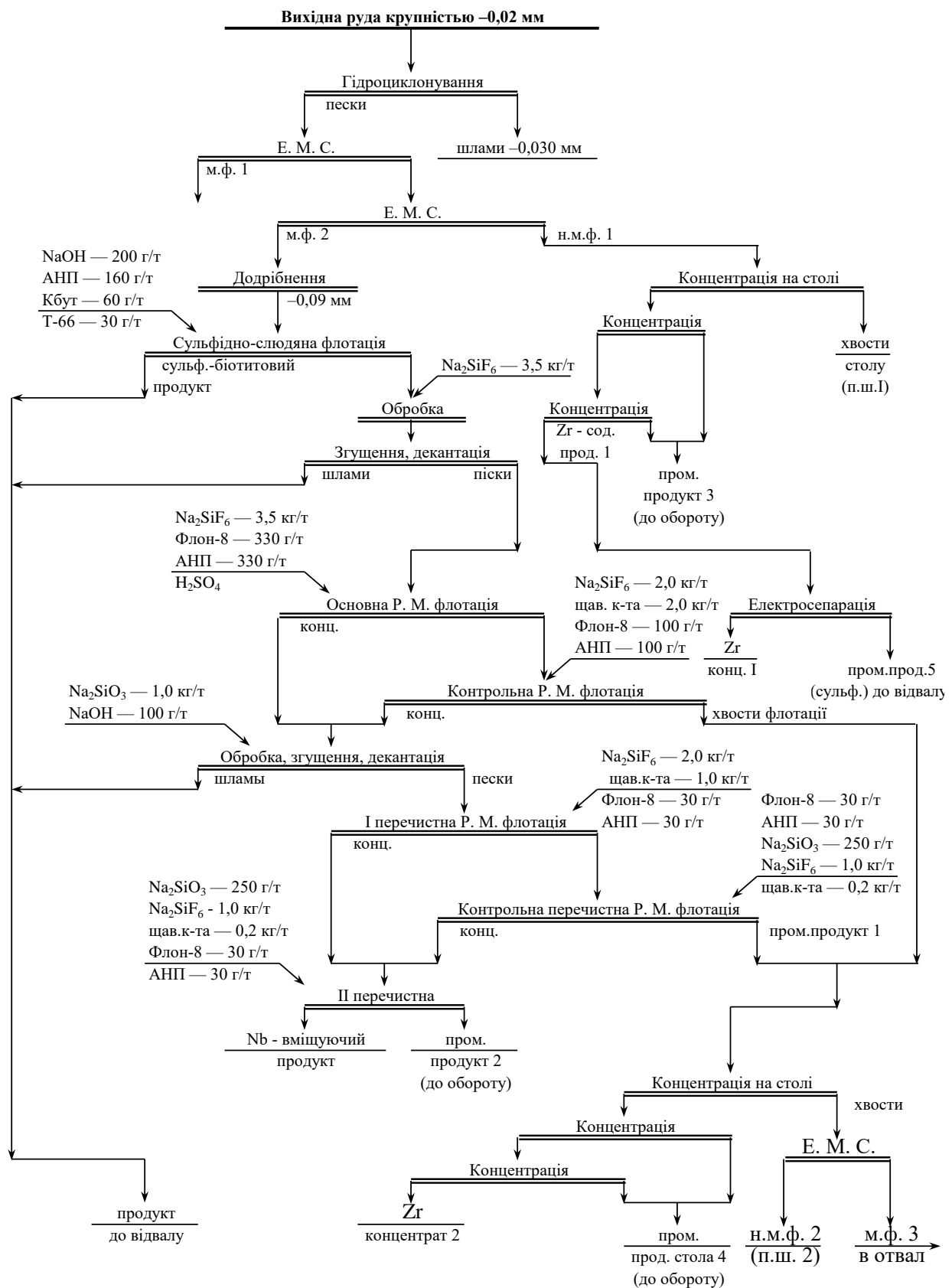
Додатково отримано польовошпатовий продукт з вмістом  $Nb_2O_5$  0,03 %,  $ZrO_2$  0,01 %,  $Fe_2O_3$  0,2 % при виході його 7,0 % від вихідної руди.

Ще одну комбіновану схему збагачення руди Мазурівського родовища запропоновано інститутом *Механобрчермет* (м. Кривий Ріг) в роботі [2]. Розроблена гравітаційно-магнітно-флотаційна схема збагачення, яка забезпечує отримання пірохлорового продукту (8,215 %  $Nb_2O_5$ ) при вилученні 39,4 % та цирконового концентрату (44,25 мас. %  $ZrO_2$ ) при вилученні 61,1 %. Вихід польовошпатового продукту становив 76 %.

Технологічною схемою передбачалося гравітаційне збагачення подрібненої до 0,5 мм руди з використанням конусних сепараторів та концентраційних столів. При цьому у важкій фракції (промпродукті) відмічаються, окрім зерен пірохлору, циркону та їх зростків з нерудними, також біотит, егірін, залізо-вмісні мінерали, а також частково польовошпатові.







**Рис. 4.10.** Схема магнітно-флотаційного збагачення вихідної руди крупністю - 0,2 мм

Легка фракція представлена в основному польвошпатовими мінералами. Колективний чорновий концентрат містить 1,445 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  і 8,972 %  $\text{ZrO}_2$ .

Магнітне збагачення дозволяє вилучити сильномагнітні мінерали при низькій індукції магнітного поля (0,3 Тл). Підвищення індукції до 1,6 Тл дозволяє вилучити в магнітний продукт (колективний концентрат) пірохлор (до 4,05 %  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ ) і частину циркону (9,5 %  $\text{ZrO}_2$ ); в немагнітний – циркон (цирконовий концентрат) з масовою часткою  $\text{ZrO}_2$  до 17,939 %.

Флотаційна доводка колективного концентрату, домеленого до крупності 0,16-0,044 мм, дозволяє селективно розділити пірохлор і циркон, та отримати пірохлоровий концентрат з масовою часткою  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  8,215 %, та цирконовий, з масовою часткою  $\text{ZrO}_2$  – 44,25 %.

Встановлено, що пірохлоровий та цирконовий концентрати придатні для металургійної або гідрометалургійної переробки; польвошпатовий концентрат – для використання у скляній та керамічній промисловості.

У 1988-1989 рр. *ІМРОМ* проведені роботи по гідрометалургійному розділенню бідних тантал-ніобієвих концентратів (7-10 мас. %  $\text{Nb}_2\text{O}_5 + \text{Ta}_2\text{O}_5$ ) з використанням сульфат-піроксидного і сульфат-флуоридного методів. В результаті було отримано технічний пентаоксид ніобію, гідроксид танталу і рідкісноземельний продукт із задовільними технологічними показниками [37]. Сульфатно-пероксидний спосіб запропонований Черняком А.С. [38]. Цей спосіб розроблено та перевірено у напівпромисловому масштабі для різних тантал-ніобієвих промпродуктів збагачення, в тому числі бідного пірохлорового концентрату, отриманого із руд Мазурівського родовища [39]. Основні стадії цього процесу та результати дослідження описані нижче, в підрозділі 4.5.

У 1990 році *ВИМС* виконана оцінка радіометричного збагачення руди Мазурівського родовища в статичних умовах, а потім проведені укрупнені випробування радіометричного сортування руди на стадії її попереднього збагачення. Встановлено, що радіометрична сепарація дозволяє з матеріалу крупністю  $-70...+30$  мм виділити відвальну фракцію (щебінь) з виходом 29,7 % від руди при вмісті в цій фракції 0,05 мас.% пентаоксиду ніобію і 0,14 % діоксиду цирконію [40, 41].

У роботі [2] можливість успішної радіометричної сепарації руди Мазурівського родовища заперечується через низьку радіоактивність руди.

Більш перспективним методом попереднього збагачення бідних рідкіснометалічних руд [42] є високопродуктивний метод поліхромної фотометричної сепарації. Нами виконані експериментальні дослідження на сенсорному фотометричному сепараторі мінералів, в якому ознака розділення визначається за допомогою поліхромної RGB моделі, здатної розрізняти до 500 000 кольорів. У порівнянні з рентгенорадіометричними ці сепаратори мають вищу продуктивність, та дозволяють розділяти матеріал ширшого діапазону крупності.

Фотометричною сепарацією класів крупності  $-100+70$ ;  $-70+50$ ;  $-50+20$ ;  $-20+10$ ;  $-10+5$  мм рядових та бідних руд (вихідний вміст пентаоксиду ніобію 0,20 % та 0,08 % відповідно) були виділені хвости з вмістом 0,033 %  $Nb_2O_5$  для рядових та 0,024 %  $Nb_2O_5$  для бідних руд (при їх виході 48,8 % та 69,6 % відповідно), та концентрати в сумі з відсівом ( $-5$  мм) з вмістом 0,34 % і 0,18 %  $Nb_2O_5$  (при вилученні 92,3 % та 81,6 % відповідно).

Великий обсяг науково-дослідних робіт з вивчення збагачуваності бідних тонковкраплених руд рідкісних металів Мазурівського родовища, проведений в попередні роки, не призвів до створення раціональної, економічно вигідної технології переробки, яка забезпечила б високе вилучення пірохлору.

Традиційні гравітаційні методи збагачення бідних тонковкраплених пірохлорових руд не забезпечують достатньо високого вилучення металів у чорнові концентрати; якість концентратів залишається низькою, а втрати металу досить значними. Однією з основних причин високих втрат пірохлору з хвостами гравітаційного збагачення є схильність мінералів до переподрібнення та перехід зерен в дрібні класи. Втрати танталу і ніобію за рахунок тонких класів сягають 30 %, і більше.

Флотаційні методи збагачення тонких класів пірохлорових руд добре вивчені, але також не забезпечують високих показників вилучення пірохлору. При флотаційному збагаченні для отримання пірохлорового концентрату необхідне застосування складного реагентного режиму, особливо при селекції колективного пірохлор-цирконового концентрату (щавлева і сірчана кислоти, екзотичний реагент купферон і т.п.), а витрати реагентів є досить значними; досить проблематична організація ефективної очистки стічної води у зв'язку з таким же складним реагентним режимом, у т.ч. присутність жирних органічних кислот. Ускладнення в застосуванні флотації викликані підвищеною кількістю гідроксидів заліза та глинистих мінералів на поверхні часток пірохлору.

Аналіз відомих робіт по збагаченню руд Мазурівського родовища показує, що показники збагачення є досить низькими: вилучення пірохлору, як правило, не перевищує 25-40 %, а при напівпромислових випробуваннях флотаційної технології склало всього 9 %. Застосування традиційних методів підготовки руди до збагачення призводить як до значних енергетичних витрат, так і до утворення великої кількості рудних шламів, що втрачаються під час подальшого збагачення. Для рідкіснометалічних руд, які належать до тонковкрапленої сировини, така технологія у багатьох випадках є непридатною, так як навіть при дуже тонкому подрібненні вона не забезпечує необхідного розкриття мінералів. Вилучення циркону при гравітаційному збагаченні було досить високим (до 75 %), але в деяких випадках складало лише 45-50 %. Стандартний вміст діоксиду цирконію (60-61) % досягнуто тільки при збагаченні окремих проб.

Враховуючи зростаюче погіршення якості сировини, підготовка руди стає стримуючою ланкою в освоєнні переробки тонковкраплених руд (у тому

числі рідкіснометалічних) [43, 44]. Вдосконалення рудопідготовки для важкозбагачуваних рідкіснометалічних руд дає можливість отримати економічний ефект завдяки застосуванню селективних способів розкриття руд.

Основним критерієм інтенсифікації підготовки рідкіснометалічної руди до збагачення є підвищення подальшого вилучення металів. Крім того, розробка оптимального способу підготовки руди повинна забезпечити зменшення шламоутворення та підвищення концентрації супутніх компонентів у товарних концентратах, що є додатковим критерієм ефективної переробки мінеральної сировини.

До перспективних гравітаційних методів збагачення тонкозернистих рідкіснометалічних руд можна віднести метод відцентрового збагачення, який широко застосовується у світовій золотовидобувній промисловості.

#### **4.4. Підвищення ефективності переробки і комплексного використання рідкіснометалічної сировини**

##### ***Аналіз втрат ніобію на різних стадіях технологічної переробки.***

Постійне зниження вмісту металу в рудах, що видобуваються, призводить до зростання його втрат, отже, нераціонального використання природних ресурсів. За даними роботи [45, 46] від 20 до 50 % запасів різних металів не вилучається із сировини, залишаючись у надрах, концентруючись у хвостах, шламах та інших відходах переробки. Особливо високим при цьому є рівень втрат супутніх компонентів, що знаходяться у руді. Їх вилучення в кольоровій металургії складає найчастіше 10-30 %, і лише зрідка сягає рівня 50 %. Втрати супутніх компонентів зумовлені тим, що існуючі схеми збагачення і металургійної переробки зорієнтовані на отримання основного продукту, і не передбачають вилучення супутніх компонентів, особливо рідкісних металів.

У роботах [45-50] узагальнені численні дані по вилученню різних металів в концентрати при збагаченні руд на діючих підприємствах. Низький рівень вилучення характерний і для більшості вітчизняних та зарубіжних гірничо-збагачувальних підприємств з переробки рідкіснометалічних руд, що містять ніобій, тантал, титан, цирконій, рідкісноземельні метали. За даними роботи [51] найчастіше він складає 28-40 %.

Таким чином, загальна тенденція зниження вилучення металів з мінеральної сировини при її переробці зумовлена зростанням обсягів переробки тонковраплених і бідних руд, що містять мінерали, які не піддаються ефективному розділенню механічними методами збагачення.

Проведений аналіз втрат рідкісних металів показав, що при збагаченні рідкіснометалічних руд вони визначаються низькою селективністю розкриття цінних мінералів при подрібненні руди, переподрібненням і переходом цінних компонентів в шлами, низькою селективністю розділення рудних і нерудних мінералів в процесі збагачення, особливо в циклі доводки бідних чорнових концентратів.

Низька селективність розкриття в процесі подрібнення рідкіснометалічних руд детально розглянута в роботі [52]. При цьому було показано, що процеси дезінтеграції рідкіснометалічної сировини характеризуються утворенням великої кількості шламів, з якими втрачається велика кількість рідкісних металів. Наприклад, для руд Мазурівського родовища – 55-58 % [53].

Як було показано вище, рідкіснометалічні руди є складними з точки зору збагачуваності сировинні об'єкти з ряду причин: різний мінеральний склад, низький вміст цінних компонентів (ніобію, танталу, цирконію, гафнію, інших рідкісних елементів), близькість технологічних властивостей цінних компонентів, їх тонка вкрапленість. Аналіз технологічних показників відомих схем збагачення, розроблених для руд різних родовищ, показує, що вилучення пентаоксидів ніобію і танталу в кондиційний пірохлоровий концентрат з вмістом пентаоксидів ніобію і танталу не менше 37 % не перевищує 55 %. Для руд вітчизняного Мазурівського родовища цей показник є ще нижчим – 25-32 % [53, 54].

Втрати на цій стадії пов'язані в основному з металом, який практично не вилучається, і знаходиться в тонких зростках пірохлору з вмісними породами, у вигляді «примазок» на поверхні частинок породи, або шламистих частинок пірохлору.

При подальшій концентрації пентаоксиду ніобію від 5-10 % до 18-22 % (для різних проб) його вилучення знижується несуттєво. Це пояснюється тим, що в схемі доводки використовуються достатньо ефективний метод збагачення – магнітна сепарація, – який дозволяє вилучити послідовно мінерали групи амфіболів (при індукції магнітного поля 0,3 Тл), та немагнітних мінералів (циркону, кварцу, польових шпатів) при індукції 1,0-1,1 Тл. При достатньому розкритті руди в крупності –0,2 мм ці операції не призводять до суттєвих втрат пірохлору.

Подальша переробка чорного концентрату різними методами (гравітація, флотація, магнітна та електрична сепарація) ускладнюється через близькі властивості цінних мінералів, наявністю їх тонких зростків з породотвірними мінералами, присутність інших супутніх мінералів, у тому числі польових шпатів з домішками залізовмісних мінералів та кварцу.

Все це призводить до різкого зниження вилучення пентаоксиду ніобію та танталу в пірохлоровий концентрат. В процесі доводки також виділяються проміжні продукти з низьким вмістом цінних компонентів, які не піддаються в подальшому механічному збагаченню. Динаміка зміни вилучення показує, що при доведенні вмісту пентаоксиду ніобію в концентраті до 36-37 мас.% (кондиційного вмісту) рівень вилучення знижується для різних проб в середньому на 10-15 абс.% [52].

Слід відмітити, що при гідрометалургійній переробці кондиційного пірохлорового концентрату, окрім ніобію і танталу, здійснюється вилучення рідкісноземельних металів, які містяться в пірохлорі. При цьому, РЗМ вилучаються також безпосередньо із рідкісноземельного концентрату, який отримують на останніх стадіях доводки для покращення якості пірохлорового

концентрату. Це призводить до зростання витрат на отримання товарного продукту.

Разом з тим, дослідження показали можливість ефективної переробки відносно бідних (в порівнянні з кондиційними) рідкіснометалічних (пірохлор-рідкісноземельних) концентратів гідрометалургійними методами [55-57]. При цьому досягається висока ефективність вилучення всіх цінних компонентів, що містяться в таких концентратах. Гідрометалургійна переробка рідкіснометалічних концентратів методом сірчаноокислотного розкриття дозволяє досягти вилучення пентаоксиду ніобію і танталу в товарну продукцію на рівні 90-92 %, оксидів РЗМ – на рівні 84-85 %.

Таким чином, аналіз втрат металів при переробці рідкіснометалічної руди показує, що існують резерви підвищення ефективності та комплексності використання рідкіснометалічної сировини.

Характерним для переробки руд рідкісних металів є використання традиційних схем рудопідготовки – складних громіздких технологічних схем, що поєднують збагачення на гравітаційних, магнітних, електричних сепараторах, та часткове використання флотації. У цих схемах відсутня хімічна доводка проміжних продуктів. Тому застосуванням нових технологій можна поліпшити економічні показники переробки рідкіснометалічних руд.

Серед перспективних напрямків підвищення ефективності збагачення рідкіснометалічних руд необхідно назвати попередню радіометричну крупногрудкову сепарацію руди [58]; процеси рудопідготовки, засновані на селективному розкритті мінералів [59-61]; нові гравітаційні апарати (типу відцентрових концентраторів Нельсона [62, 63]; високоградієнтну магнітну сепарацію для вилучення слабomagнітних рідкіснометалічних мінералів [64-66]; хімічні [67, 56, 57] та пірометалургійні методи доводки некондиційних рідкіснометалічних концентратів і промпродуктів [68-71]; направлену зміну властивостей мінералів, що розділяються, шляхом відповідної їх обробки [72-74] для підвищення контрастності.

Технологічні рішення для процесів переробки сировини рідкісних металів та можливий ефект від їх застосування наведено в табл. 4.8.

### ***Підвищення ефективності розкриття руд рідкісних металів***

Застосування традиційних методів підготовки руди до збагачення призводить як до значних енергетичних витрат, так і до утворення великої кількості рудних шламів, що втрачаються під час подальшого збагачення. Для руд рідкісних металів, які належать до тонковкрапленої сировини, така технологія у багатьох випадках є непридатною, так як навіть при дуже тонкому подрібненні вона не забезпечує необхідного розкриття мінералів.

Підготовка руди сьогодні залишається найбільш енергоємною, витратною та погано керованою операцією в технології переробки руд [59, 75]. Тривалий час підготовці руди не приділяли уваги, так як інтенсифікація процесів розкриття завдяки зниженню крупності подрібнення у більшості випадків дозволяла успішно вирішувати поставлені перед збагаченням завдання.

На сьогодні крупність подрібнення в широко розповсюджених кульових млинах майже сягнула своєї межі та складає менше 0,044 мм. Вдосконалення та розробка нових конструкцій дезінтеграторів з метою подальшого зниження крупності подрібнення уявляється безперспективним шляхом [52]. При збільшенні питомої поверхні подрібненого матеріалу відбувається коагуляція частинок, з одного боку, а з іншого – виникають значні сили молекулярної взаємодії, які починають перевищувати сили розділення, що призводить до зниження селективності збагачення.

Пріоритетність такого напрямку досліджень, як вдосконалення рудопідготовки для важкозбагачуваних рідкіснометалічних руд зумовлена можливістю одержання економічного ефекту завдяки застосуванню селективних способів розкриття руд. Подібним дослідженням тривалий час не приділяли належної уваги, оскільки розкриття руд здійснювалось та продовжує здійснюватися методами, які засновані на подрібненні мінералів, а не на руйнуванні їх по площинах спайності мінералів [76].

**Таблиця 4.8** – Напрями підвищення ефективності переробки руд рідкісних металів [52].

№	Напрямок	Приклад застосування	Досягнутий ефект
1	Оптимізація рудопідготовки	Для тонковкраплених рідкіснометалічних руд, схильних до утворення шламів	Покращення розкриття, зниження шлакоутворення, підвищення технологічних показників подальшого збагачення
2	Застосування нових процесів та обладнання	Використання радіометричної сепарації, високоградієнтних магнітних сепараторів, концентраторів відцентрової дії, і т.п.	Виведення з технологічного процесу відвальних хвостів на перших стадіях переробки, зниження капітальних витрат, підвищення показників переробки та якості продукції
3	Вплив на мінеральну сировину і продукти переробки різними методами з метою спрямованої зміни властивостей мінералів	Використання реагентної, ультразвукової та інших видів спрямованої обробки для рідкіснометалічних руд	Підвищення контрастності властивостей мінералів, що розділяються, покращення їх розділення
4	Прогресивні методи організації виробництва	Застосування пересувних технологічних модулів для відпрацювання розсипів, свердловинне гідровидобування	Залучення до експлуатації об'єктів з невеликими запасами руди
5	Широке застосування гідро- і пірометалургійних методів	Переробка бідних (некондиційних) рідкіснометалічних продуктів та концентратів	Підвищення технологічних показників і комплексності використання руд

Основними напрямками інтенсифікації процесів підготування руди можуть бути:

- встановлення способів дезінтеграції, заснованих на методах селективного руйнування та випробування на рідкіснометалічних рудах нових типів подрібнювальних апаратів;

- раціональна організація технологічного процесу розкриття корисних компонент руди шляхом синтезу найбільш досконалих схем підготування руди.

Перший напрямок належить до теоретичної області та може кардинально вирішити проблему розкриття руд, але потребує фундаментальних розробок та тривалого часу для пошуку і освоєння апаратів. Другий напрямок хоча й поступається за ефективністю першому, але він заснований на використанні вже відомих способів підготування руди та освоєного промислового обладнання.

З врахуванням викладеного вище, поставлені завдання з інтенсифікації підготування руд рідкісних металів до збагачення вирішуються наступними шляхами:

- виявлення структурних характеристик мінеральної сировини та прогнозування розкриття їх компонентів;

- визначення закономірностей розкриття руд та розробка на їх основі більш ефективних схем підготування руди;

- випробування моделей різних дезінтегруючих пристроїв з метою виявлення можливості їх ефективного використання.

Основним критерієм інтенсифікації підготування руд рідкісних металів до збагачення є підвищення вилучення металів. Крім того, визначення оптимального способу підготування руди (або раціональної її схеми) повинне призводити до зменшення утворення шламів та підвищенню концентрації супутніх компонентів у товарних концентратах, що є додатковим критерієм ефективної дезінтеграції мінеральної сировини.

### ***Визначення раціонального способу дезінтеграції руди.***

Селективна дезінтеграція різних руд в апаратах відцентрово-ударної дії досліджувалася в багатьох роботах [52, 60, 77, 78]. У роботі [52] вперше були виявлені закономірності подрібнення рідкіснометалічних руд кількох родовищ. Зроблено висновок, що при цих способах дезінтеграції основна маса вмісної породи руйнується по площинах спайності. Характер руйнування руд і мінеральних зерен в результаті подрібнення значною мірою визначається структурними особливостями. Навіть при однакових стискаючих, розтяжних чи зсувних навантаженнях напружений стан і деформації грудки руди та окремих зерен будуть складними.

В роботі [53] досліджувався основний різнотип руд Мазурівського родовища – маріуполіт, – мінеральний та хімічний склад якого наведено в роботі [79]. Для зерен пірохлору в альбіті характерними є дрібні тріщинки і

тонка (0,01–0,02 мм) оболонка з найдрібніших частинок слюдоподібного мінералу та кальциту; для зерен лепідомелану – плеохроїчні ореоли.

Розміри зерен пірохлору звичайно знаходяться в межах 0,005–0,030 мм, інколи – до 0,05 мм, і лише в поодиноких випадках відмічаються зерна, що досягають 0,07–0,20 мм. Внаслідок цього розкриття пірохлору відбувається тільки при тонкому подрібненні. В матеріалі крупніше 0,125 мм пірохлор знаходиться у вигляді включень, здебільшого в альбіті, в класі  $-0,125+0,063$  мм близько 27 % його виділяється у вільному вигляді, в класі  $-0,063+0,032$  мм – близько 60 %, а в класах дрібніше 0,032 мм він розкривається достатньо повно і його вільні зерна суттєво домінують над зростками.

Експериментальні дослідження подрібнення руд і визначення оптимального способу дезінтеграції включали вивчення кінетики подрібнення та розкриття рідкіснометалічних руд в млинах, які реалізують різні фізичні принципи подрібнення. Було випробувано кульове, стрижневе подрібнення, подрібнення у млинах ударно-відцентрового типу.

Наявність тонких вкраплень рудних мінералів (пірохлору) в рудах Мазурівського родовища вимагає подрібнення руди до 0,063 мм або й 0,044 мм для повнішого розкриття зростків. З іншого боку таке тонке подрібнення призводить до утворення великої кількості шламів (до 27 % від вихідної руди), з якими втрачається щонайменше 15–20 %  $Nb_2O_5$ . Вилучення цінних компонентів із шламів є досить проблематичним. Тому основним завданням є визначення такого способу рудопідготовки, при якому забезпечується низький рівень втрат цінних компонентів із шламами в результаті подрібнення, та високий ступінь розкриття по контактах спайності мінералів.

При дослідженні різних способів дезінтеграції первинна оцінка ефективності дезінтеграції руди у відповідності з першим критерієм (зниження втрат зі шламами) здійснювалася шляхом порівняння ситового складу подрібнених продуктів та розподілу цінного компоненту по класах крупності. Ці дані представлені на рис. 4.11–4.13.

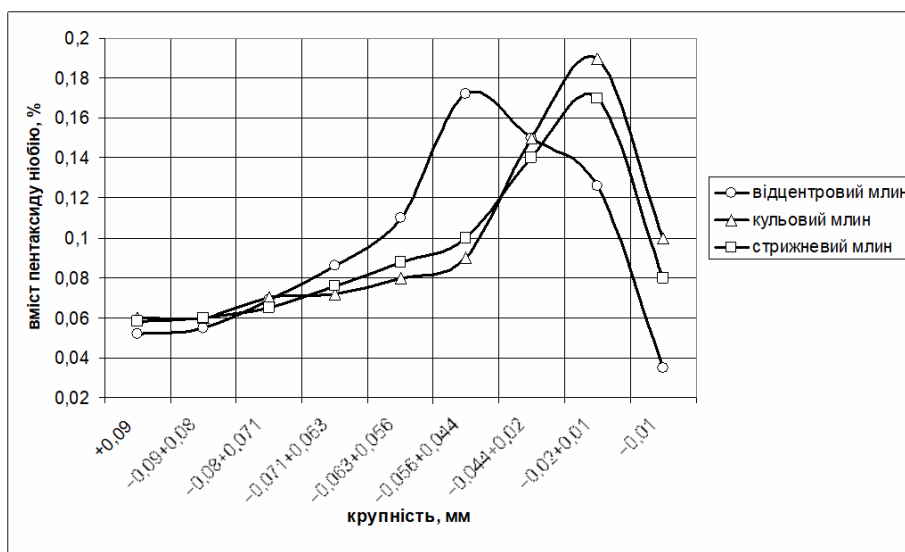
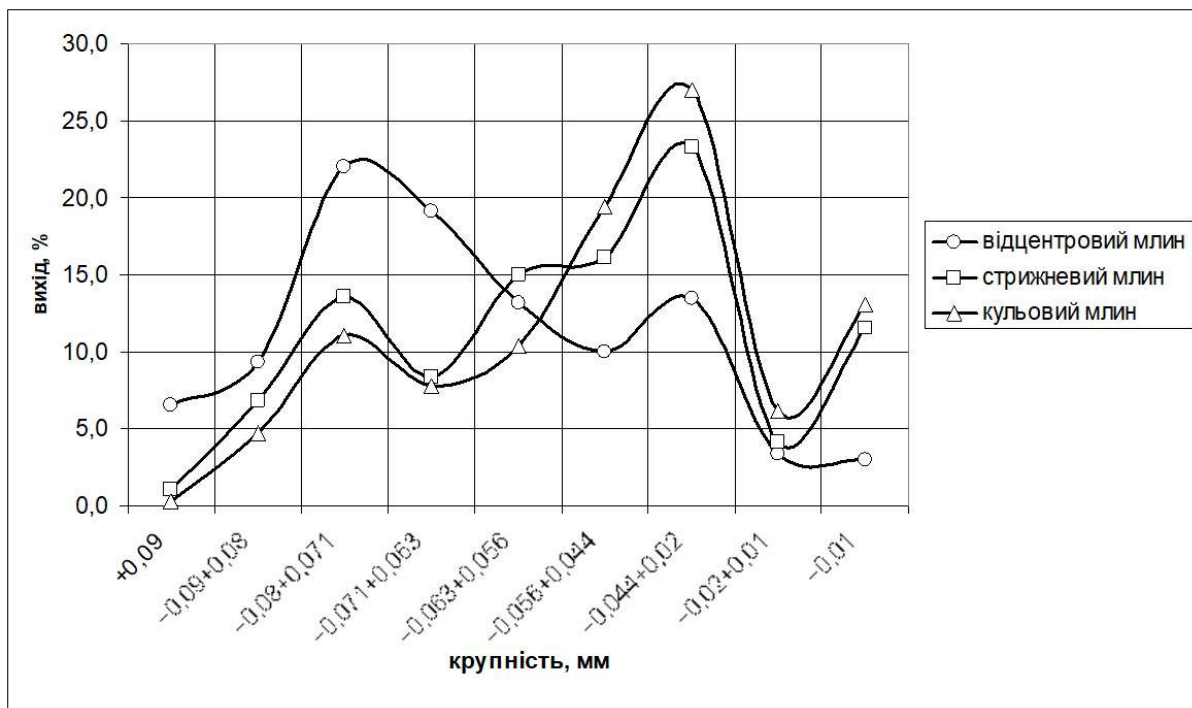


Рис. 4.11. Залежність вмісту пентаоксиду ніобію від крупності частинок подрібненого продукту та способу дезінтеграції

Із наведених даних витікає, що для основного типу руд Мазурівського родовища – маріуполіту, – для способів подрібнення у кульовому та стрижневому млинах спостерігалось зростання вмісту пентаоксиду ніобію в подрібнених продуктах в інтервалі крупності  $-0,090 + 0,010$  мм (максимум – в інтервалі  $-0,02 + 0,01$  мм). Для ударно-відцентрового способу подрібнення максимум вмісту пентаоксиду ніобію в подрібненому продукті спостерігався вже в інтервалі  $-0,056 + 0,044$  мм (рис. 4.11).

Максимуми виходу подрібненого матеріалу для способів подрібнення у кульовому та стрижневому млинах припадають на клас  $-0,044 + 0,02$  мм (рис. 4.12). Для відцентрового подрібнення максимум припадає на клас  $-0,08 + 0,071$  мм. Це, ймовірно, пояснюється різною міцністю пірохлору та вмісних порід.

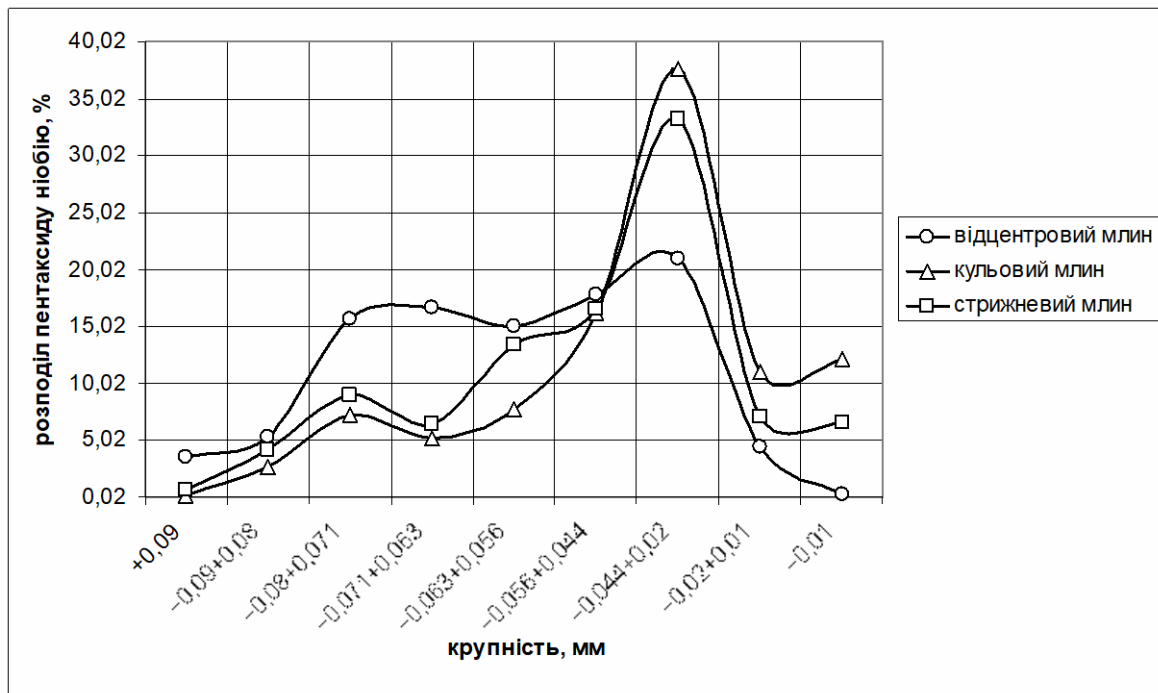


**Рис. 4.12.** Залежність виходу класів від крупності частинок та способу дезінтеграції

Аналіз розподілу пентаоксиду ніобію по класах крупності (рис. 4.13) показує, що його вихід в шлами ( $-0,01$  мм) є найнижчим при відцентровому подрібненні – не вище 0,03 відн. %, найвищим – до 12 % пентаоксиду ніобію, – при подрібненні у кульовому млині.

Виявилось, що найбільш «чутливим» до структурних особливостей нефелінових сієнітів Мазурівського родовища є метод подрібнення у відцентровому млині. При його використанні спостерігається високий рівень інтеркристалітного (міжзеренного) подрібнення (вище 85 %), що є однією з переваг даного процесу перед іншими традиційними способами подрібнення. Підвищена селективність подрібнення у млинах відцентрового типу дозволяє при збагаченні вилучити у відходи значну частину породотвірних складових.

Незважаючи на те, що вихід дрібних класів ( $-0,02$  мм) достатньо високий, втрати корисного компоненту з ними при відцентровому подрібненні складають лише 4–5 %.



**Рис. 4.13.** Залежність розподілу пентаоксиду ніобію від крупності частинок подрібненого продукту та способу дезінтеграції

Результати фракційного аналізу подрібненого матеріалу, виконаного за методикою [80], наведені на рис. 4.14, показують, що на відміну від інших способів дезінтеграції максимальне значення вилучення пентаоксиду ніобію у важку фракцію густиною вище  $4,2$  г/см<sup>3</sup> має місце в крупності  $-0,071$ – $0,050$  мм при подрібненні у млині ударно-відцентрової дії. При цьому ж способі дезінтеграції втрати пентаоксиду ніобію є мінімальними.

Дані по розкриттю досліджуваного різновиду руди – маріуполіту, – при дезінтеграції в різних апаратах наведені в табл. 4.9 (оцінка розкриття проводилася по нерудній складовій). Як бачимо, ступінь його розкриття при різних способах подрібнення коливається в широких межах. Оцінку результатів проводили за допомогою показника ефективності рудопідготовки по розкриттю руди, запропонованому Петровим [52]:

$$i = w / g * r,$$

де  $g$  – питома продуктивність подрібнювального обладнання по готовому класу крупності;

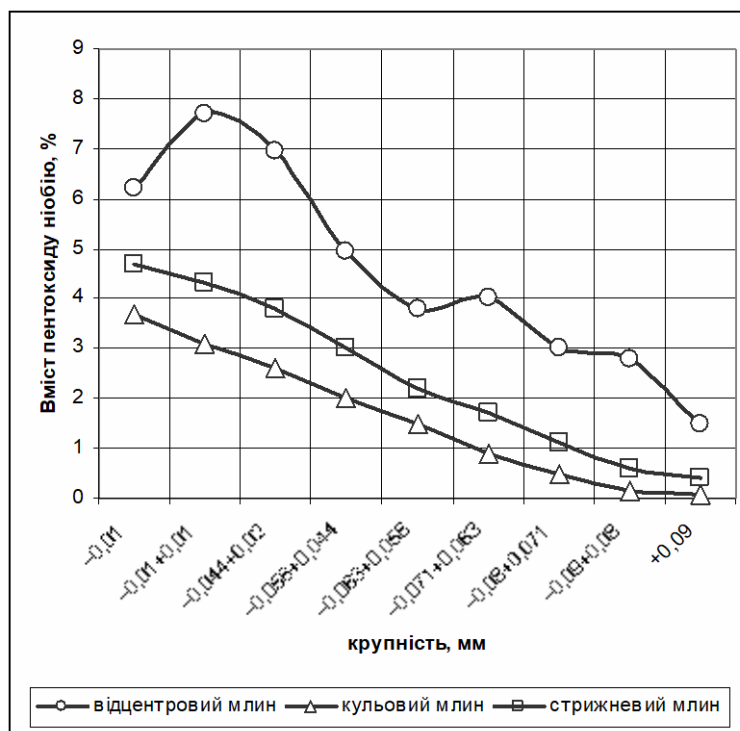
$w$  – питома продуктивність подрібнювального обладнання по розкритому рудному і нерудному продуктах;

$r$  – вміст нерудних мінералів у вихідній руді, частки од.

Сутність методу полягає в оцінці ефективності подрібнення руди до одного і того ж класу крупності в різних млинах за величиною істинної питомої продуктивності подрібнювального обладнання по готовому класу крупності ( $g$ ) та розкритому рудному і нерудному продуктах ( $w$ ). Показник ефективності рудопідготовки найбільш повно характеризує можливості інтеркристалітного руйнування різних режимів і апаратів для дезінтеграції з точки зору руйнування сировини по площинах спайності. Чим вище його значення, тим більшу перевагу слід надати прийнятому способу руйнування.

Розрахована величина цього показника  $i$  для кожного способу дезінтеграції також наведена в табл. 4.9. На основі такого порівняння найбільш прийнятним виявилось відцентрово-ударне подрібнення, яке суттєво перевищує найближче до нього за ефективністю подрібнення у млині стрижневого типу. Характерно, що величина показника ефективності рудопідготовки по розкриттю руди для цього способу дезінтеграції близька до одиниці, що свідчить про переважне розкриття руд по площинах спайності.

На рис. 4.14 та рис. 4.15 наведено залежність вмісту пентаоксиду ніобію у важкій фракції (більше  $4200 \text{ кг/м}^3$ ) та гравітаційному промпродукті (більше  $3600 \text{ кг/м}^3$ ) для подрібненого матеріалу Мазурівського родовища. З наведених даних витікає, що подрібнення у відцентровому млині характеризується максимальним рівнем вилучення пентаоксиду ніобію у важку фракцію при «технологічному» класі крупності  $-0,071 \text{ мм}$  та мінімальному його вмісті у відвальному продукті.



**Рис. 4.14.** Залежність вмісту  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  у важкій фракції ( $\rho > 4,2 \text{ г/см}^3$ ) від крупності частинок та способу дезінтеграції

Порівнюючи результати оцінки селективності розкриття руд різними методами, треба сказати, що для руд Мазурівського родовища подрібнення у млині відцентрово-ударного типу дає найкращі результати. При цьому відбувається вибіркове руйнування як рудних, так і нерудних (альбіту, мікрокліну, нефеліну) мінералів. Ступінь руйнування визначається характеристикою руд і способами дезінтеграції. Дані, які підтверджують наявність селективного руйнування руд, наведені на рис. 4.11–4.15, та в табл. 4. 9.

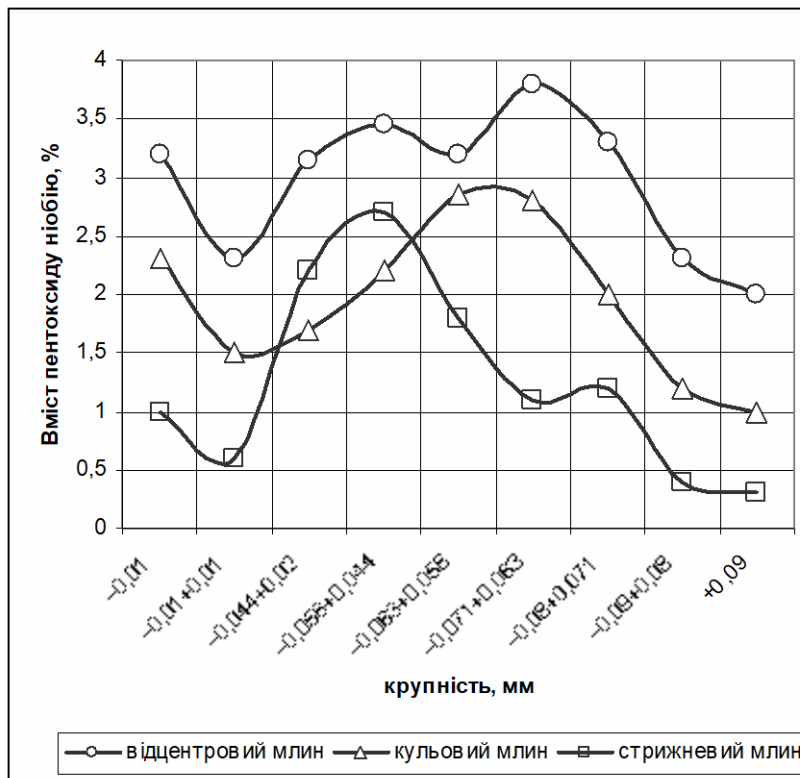


Рис. 4.15. Залежність вмісту  $Nb_2O_5$  у важкій фракції ( $3,6 < \rho < 4,2 \text{ г/см}^3$ )

При подрібненні основного різновиду руд Мазурівського родовища – маріуполіту, – відбувається суттєвий приріст масової частки пентаоксиду ніобію в тонких класах. Такий приріст можна використати для фракціонованого збагачення крупних та дрібних класів після подрібнення. Але таке фракціонування має передбачати високу ефективність технології вилучення пентаоксиду ніобію з тонких класів. Для досягнення кращого розкриття руд Мазурівського родовища оптимальним є подрібнення у апараті *відцентрово-ударного типу*. Цей метод забезпечує мінімум втрат зі шламами та краще розкриття. Вихід «технологічного» (найбільш розкритого) класу при цьому суттєво вищий (табл. 4. 9).

Таблиця 4.9 – Оцінка результатів подрібнення маріуполіту

Способи подрібнення	Крупність подрібнення (% класу 0,1 мм)	Вихід класу, %				Вміст Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , %				Ступінь розкриття нерудного матеріалу, %	Показник інтеркристалічного руйнування ( <i>i</i> ), частка од.
		-0,044 мм		+0,044 мм		-0,044 мм		+0,044 мм			
		<2,8	>2,8	<2,8	>2,8	<2,8	>2,8	<2,8	>2,8		
Кульовий млин	96,3	43,84	0,96	51,77	3,43	0,070	2,95	0,040	0,59	77,4	0,38
Стрижневий млин	94,8	37,68	1,22	56,87	4,23	0,068	3,01	0,038	0,82	71,2	0,48
Млин ударно-відцентровий	93,5	18,30	1,60	74,16	5,94	0,027	0,92	0,023	4,70	93,7	0,87

### Збагачення тонковкрапленої ніобійвмісної руди із застосуванням відцентрових концентраторів

На зарубіжних збагачувальних фабриках для переробки рідкіснометалічних руд сьогодні застосовують відцентрові концентратори, в яких розділення компонентів за густиною відбувається в полі відцентрових сил. Останні діють на шар (постіль) матеріалу, яка розпушується механічно або струменями води. Значною перевагою цих апаратів перед іншими гравітаційними апаратами є можливість вилучення більш дрібних частинок важких мінералів та управління виходом концентрату (від 0,01 до 30 %).

У відцентровому потоці відбувається так зване «псевдоукрупнення» частинок, яке залежить від інтенсивності відцентрового поля. При накладанні відцентрових сил швидкість падіння твердих частинок у рідких середовищах значно зростає. Це призводить до того, що дрібні частинки поводитися себе як більш крупні, тобто «псевдоукрупнюються». Це дозволяє суттєво інтенсифікувати процес гравітаційного розділення, підвищити його точність, та призводить до зростання продуктивності сепараторів. Розрахунки показують, що для тонких частинок, швидкість вільного падіння яких відповідає закону Стокса, «псевдоукрупнення» буде пропорційним кореню квадратному з фактора розділення  $\Phi$ . Із зростанням розміру частинок псевдоукрупнення буде ще більш вираженим. Таким чином, у відцентровому сепараторі, де  $\Phi = 50$ , частинки розміром 0,01 та 0,04 мм будуть поводитися, як частинки 0,07 та 0,35 мм (відповідно) при розділенні під дією лише сили тяжіння [81].

При гравітаційному збагаченні в статичних умовах ефективно виділяються у важку фракцію мінерали крупністю більше 0,15-0,20 мм з густиною 5-7 г/см<sup>3</sup> (колумбіт, танталіт), та крупністю більше 0,07-0,10 мм з густиною 15-17 г/см<sup>3</sup> (золото), якщо форма зерен наближається до кулястої або кубічної. Подальше зниження крупності (до 0,05-0,07 мм) зерен, що розділяються, неминуче призводить до падіння ефективності їх гравітаційного збагачення.

Богданович А. В. прийшов до висновку [82]:

- у відцентрових полях відбувається різке зростання швидкості падіння мінеральних зерен у воді, що призводить до їх гідравлічного укрупнення. Вони починають поводитися як частинки такої крупності, для яких методи розділення успішно вирішені в статичних умовах;
- необхідна величина відцентрового прискорення для успішного збагачення рудних частинок крупністю 0,01 мм та менших складає декілька десятків g; верхньою межею доцільно вважати 100 g.

Основними факторами, що впливають на ефективність гравітаційного збагачення суміші частинок, є їх густина, розмір та форма. Велику роль при розділенні у відцентрових апаратах відіграє сегрегація частинок мінералів за крупністю, особливо в концентраторах з механічним розпушуванням постілі, які добре уловлюють та утримують тонкі важкі частинки. В зв'язку з цим гранулометричний склад постілі в процесі накопичення концентрату стає все тоншим. У концентраторах, в яких розпушування постілі здійснюється шляхом її здійснення висхідним потоком води, сегрегація відіграє другорядну роль. Натомість, в цих апаратах відбувається класифікація зерен за крупністю, вимивання з постілі найбільш тонких важких частинок.

Визначальними параметрами процесу розділення у відцентрових концентраторах є також властивості середовища, в якому відбувається розділення. Механізм розділення частинок у відцентровому концентраторі вивчений слабо. Раніше в роботах [82, 83] було показано, що ефективність гра вітаційного збагачення визначається різницею потенційної енергії мінеральної зависі до і після процесу розділення, а зміна потенційної енергії, в свою чергу, пропорційна відцентровому прискоренню, прикладеному до зависі (так звана «енергетична гіпотеза», що пояснює також механізм відсадки<sup>6</sup>).

Найбільш відомими виробниками відцентрових концентраторів на сьогодні є канадські фірми «*Knelson Concentrators*» та «*Falcon Concentrators Inc.*». Концентратори «*Knelson*» працюють з конусними чашами, обладнаними рифлями, та мають періодичне розвантаження. Компанія «*Falcon Concentrators Inc.*» виробляє концентратори безперервної дії з чашею без рифлів. Саме такі концентратори успішно працюють при збагаченні танталових руд на канадській фабриці «*Танко*» та австралійській «*Уоджіна*» [84, 85].

На фабриці «*Танко*» у відцентрові концентратори подається матеріал двох потоків крупністю – 0,045 мм, що складає 80 мас. %, із загальним вилученням вільного танталу 54 %. Матеріал подається після проведеної рідкіснометалічної флотації в одному потоці, а в інший подавалися хвости гвинтових сепараторів. На фабриці «*Уоджіна*» відцентрові концентратори

---

<sup>6</sup> Смирнов В. О. Гравітаційні процеси збагачення корисних копалин / В. О. Смирнов, В. С. Білецький ; Донец. нац. техн. ун-т, Донец. від-ня Наук. т-ва ім. Шевченка. – Донецьк : Сх. вид. дім, 2005. – 300 с.

працюють на хвостах флотації крупністю  $-0,075$  мм (80 мас. %). Загальне вилучення складає 30 %. Застосування відцентрових концентраторів дозволило підвищити вилучення танталу і, тим самим, частково вирішити проблему втрат в шламах тонких танталових мінералів.

У Росії прикладом вдалого застосування відцентрової сепарації є одержання танталового концентрату із тонковкраплених руд на **ВАТ «Малишівське рудоуправління»** [86].

### ***Підвищення контрастності технологічних властивостей компонентів руди перед розділенням у відцентровому полі.***

Подрібнені тонковкраплені руди та продукти їх збагачення, а також піски розсипних родовищ, які не пройшли природну гідравлічну класифікацію, є найбільш придатним матеріалом для збагачення у відцентрових апаратах. Такі концентратори добре зарекомендували себе при збагаченні тонкого золота, густина якого в кілька разів перевищує густину пустої породи [87–90]. Відмінності у густині мінеральних зерен цінних компонентів та породи для рідкіснометалічних руд є менш значними, ніж для золотовмісних руд. З огляду на це для рідкіснометалічних руд доцільним було б перед збагаченням у відцентровому полі провести попереднє вилучення мінералів проміжної густини – егірину, біотиту, гетиту/ферогідриту, та інших, – одним із відомих методів збагачення. Виходячи із загальних закономірностей гравітаційного збагачення це мало б призвести до підвищення ступеня контрастності розділюваних мінеральних зерен.

Руди рідкісних металів містять значну частку важких зерен проміжної густини. В роботі [91] відмічається, що збагачення таких матеріалів проходить з малою ефективністю. Але повна відсутність важких зерен проміжної густини, як стверджується в [92], також є несприятливою для розділення мінералів у відцентровому полі.

У роботах [93,95] вивчалися особливості вилучення важких мінералів (пірохлору, циркону) у відцентровому полі з рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища, що містить мінерали проміжної густини. Мінеральний склад технологічної проби (в %):

- *легкі мінерали* ( $<2,9$  г/см<sup>3</sup>): нефелін – 18,5; мікроклін – 36,8; альбіт – 30,2; содаліт – 0,3; канкриніт – 0,6; карбонат – 1,33;

- *мінерали проміжної густини* (2,9–3,6 г/см<sup>3</sup>): лепідомелан (біотит) – 4,8; егірін – 4,2; апатит – 0,1; флюорит – 0,1; гетит/ ферогідрит – 2,2;

- *важкі мінерали* ( $>3,6$  г/см<sup>3</sup>): циркон – 0,38; пірохлор – 0,13; магнетит – 0,15; ільменіт – 0,11; сульфід (пірит) – 0,10.

Деякі фізичні властивості мінералів Мазурівського родовища наведені в табл. 4.10.

**Таблиця 4.10** – Фізичні характеристики матеріалу

Мінерал	Хімічна формула	Густина, г/см <sup>3</sup>	Магнітна сприйнятливість, м <sup>3</sup> /кг.10 <sup>-8</sup>
Пертит /мікроклін	(Na, K)Si <sub>3</sub> O <sub>8</sub>	2,55 – 2,65	Немагнітний
Альбіт	Na,Al,Si <sub>3</sub> O <sub>8</sub>	2,6	Немагнітний
Нефелін	Na,Al,SiO <sub>4</sub>	2,45 – 2,55	Немагнітний
Содаліт		2,13–2,29	Немагнітний
Канкриніт		2,3–2,5	Немагнітний
Кальцит		2,72	<u>0,38 10–6</u>
Егірін (піроксен)	Na,Fe(SiO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>	3,4–3,5	<u>3–11</u>
Лепідомелан (Fe–біотит)	K <sub>2</sub> (Mg,Fe) <sub>2</sub> (OH) <sub>2</sub> Al,Si <sub>3</sub> O <sub>10</sub>	3,1	4–12
Гідроксиди заліза (гетит/ферогідрит)	FeO,OH	3,8	<u>20–30</u>
Апатит		3,1–3,2	<u>0,1–0,4</u>
Флюорит		3,15	<u>0,36 10–6</u>
Циркон	ZrSiO <sub>4</sub>	4,6	<u>M 1</u>
Пірохлор	Nb/Ta/Fe/Ca Complex	5,27	<u>M 2,7</u>
Магнетит		5,1	25–50
Ільменіт		4,6	30–120
Пірит		5,1	0,5–4,0

Як показали мінералогічні дослідження просіяного матеріалу при подрібненні до –1 мм циркон розкривається достатньо повно і може ефективно вилучатися існуючими методами гравітаційного збагачення. Пірохлор, навпаки, розкривається лише частково, і головним чином в класі крупності –0,063 мм. Тому для проведення технологічних досліджень по збагаченню проба була домелена до –0,2 мм (табл. 4.11). Але і при такому тонкому подрібненні переважна частина матеріалу (66,0 %) залишалася в класах крупніше 0,063 мм. В цьому ж матеріалі залишилось майже 60 % загальної кількості Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> та 72 % ZrO<sub>2</sub>.

Вміст Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в цих класах знаходиться на рівні вмісту у вихідній руді або дещо нижчому, і зберігається переважно у вигляді включень пірохлору в породотвірних мінералах.

Вихід класів дрібніше 0,063 мм складає 34 %, в тому числі 11,98 % шламів. Вони помітно збагачені Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> і в них зосереджено близько 43 % його загальної кількості.

Оксид цирконію розподіляється досить рівномірно по всіх класах, як при подрібненні до –1 мм, так і до –0,2 мм. На відміну від пірохлору циркон достатньо повно розкривається вже у класі –1+0,5 мм.

Аналіз фізичних властивостей мінералів, які складають руди Мазурівського родовища, показав, що перспективним методом попереднього вилучення мінералів проміжної густини може бути магнітна сепарація.

Звичайно магнітні властивості мінералів різних родовищ суттєво відрізняються. Так, з більш ранніх робіт [94] відомо, що пірохлору Мазурівського родовища притаманні магнітні властивості завдяки чорній цупкій рудній «сорочці» на поверхні зерен.

**Таблиця 4.11** – Вміст цінних компонентів у класах крупності подрібненої технологічної проби

Класи крупності, мм	Вихід, %	Вміст, %		Розподіл, %	
		Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ZrO <sub>2</sub>	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	ZrO <sub>2</sub>
Подрібнення до –1 мм					
–1+0,5	39,56	0,10	0,55	35,74	33,73
–0,5+0,25	19,32	0,10	0,82	17,60	25,50
–0,25+0,125	14,53	0,11	0,82	13,99	18,42
–0,125+0,063	11,41	0,11	0,72	11,55	12,57
–0,063+0,032	6,15	0,13	0,64	7,22	6,06
–0,032	9,03	0,17	0,34	13,90	4,72
вихідна руда	100,00	0,11	0,65	100,00	100,00
Подрібнення до –0,2 мм					
+0,2	0,72	0,08	0,47	0,53	0,51
–0,2+0,125	30,81	0,10	0,70	27,01	35,03
–0,125+0,063	34,45	0,10	0,65	30,18	36,44
–0,063+0,032	15,55	0,13	0,70	17,75	17,52
–0,032	6,49	0,17	0,50	9,65	5,25
ВСЬОГО: піски	88,02	0,117	0,71	85,12	94,75
шлами	11,98	0,15	0,27	14,88	5,25
вихідна руда	100,00	0,12	0,62	100,00	100,00

Визначальним фактором для показників магнітної сепарації важкозбагачуваних руд рідкісних металів є ступінь розкриття сировини та її цінних компонентів, яка в свою чергу залежить від крупності подрібнення руди.

Як показано в роботі [96], розкриття зерен пірохлору – найбільш цінного компоненту руди, – відбувається в основному при подрібненні руди до 0,10–0,09 мм (60–70 % вмісту класу –0,074 мм). Але при цьому утворюється значна кількість шламів, ефективне вилучення цінних компонентів з яких є проблематичним. Тому магнітну сепарацію такої сировини пропонується розпочинати не із зазначеної оптимальної крупності, а тієї, яка характеризується наявністю вже достатньої кількості розкритих зерен пірохлору.

Таким чином, сировиною для магнітної сепарації був широко класифікований матеріал з крупністю від 0 до 0,2 мм, в якому частка розкритих зерен пірохлору складала близько 60 %. Виявлення початкової і кінцевої крупності магнітної сепарації здійснювалося за рекомендаціями роботи [97].

За мінеральним складом руда Мазурівського родовища є комплексною мінеральною сировиною. В ній встановлено близько 20 мінералів, що зумовлює необхідність отримання широкого спектру товарної продукції. При цьому можливим є виділення з руди концентратів основних компонентів: ніобію та танталу (пірохлоровий), цирконію та гафнію (цирконовий), рідкісних земель. Крім того, доцільним є отримання концентратів (продуктів) з супутніх мінералів – польовошпатового, магнетитового, ільменітового, егіринового, біотитового, та інших.

Діапазони коливань значень магнітної сприйнятливості мінералів руди наведено вище, в табл. 4.11. Як бачимо, такі мінерали проміжної густини, як

егірин, біотит, гетит – частка яких в руді є досить високою, – мають помітну магнітну сприйнятливість і відносяться до класу слабomagнітних матеріалів. При відповідній напруженості магнітного поля промислового сепаратора вони можуть бути вилучені з руди. Інші мінерали проміжної густини – апатит і флюорит, – є немагнітними. Але їх вміст у руді зовсім незначний, і тому на результати розділення мінералів у відцентровому полі практично не впливають.

Важкі мінерали – магнетит та ільменіт, – мають високу магнітну сприйнятливість і можуть бути вилучені у магнітну фракцію. Їх вміст у руді також є невисоким; вилучення цих мінералів перед сепарацією у відцентровому полі не позначиться суттєво на результатах розділення важких та легких мінералів.

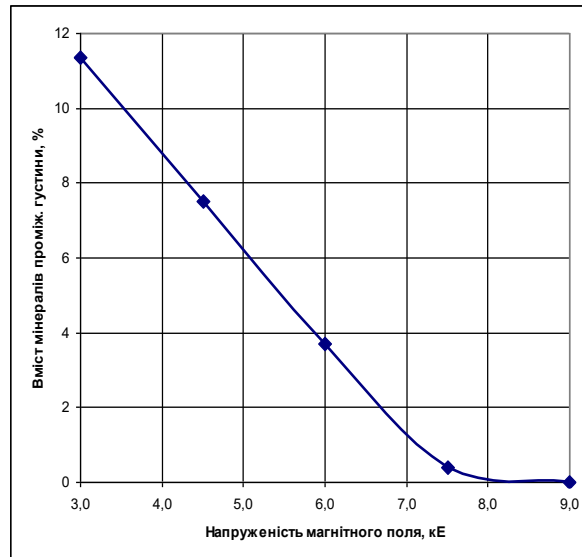
Результати магнітного фракціонування вихідної руди наведені в табл. 4.12.

На рис. 4.16 наведені графічні залежності вмісту мінералів проміжної густини в немагнітній фракції від величини напруженості магнітного поля, з яких видно, що пірохлор переходить до магнітної фракції, починаючи з напруженості магнітного поля  $8,0 \div 8,5$  кЕ.

Оцінка ефективності збагачення проб руди на концентраторі Нельсона здійснювалася за даними хімічного та мінералогічного аналізів.

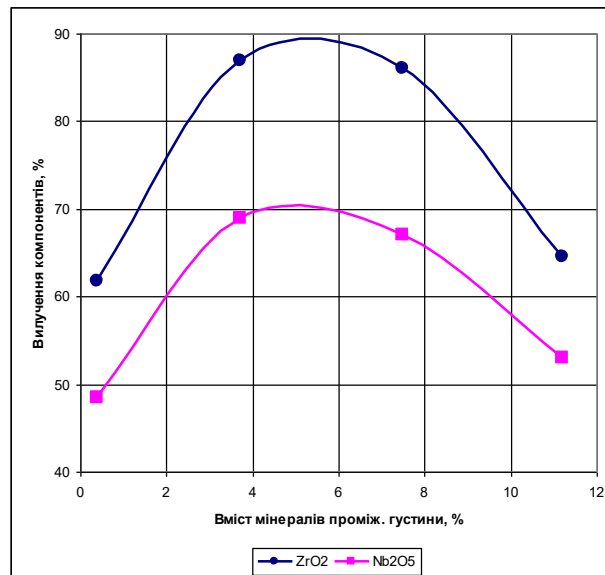
**Таблиця 4.12** – Результати магнітного фракціонування вихідної руди – 0,2 мм, знешламленої по класу –0,032 мм

Найменування продукту	Вихід, %	Вміст мінералів проміжної густини, %			Вміст важких мінералів, %		
		егірин	Біотит	гетит	Пірохлор	циркон	Магнетит, ільменіт
Магнітна фракція 1 H=3,0 кЕ	1,45	–	–	–	–	–	27,58
Немагнітна фракція 1	98,55	4,26	4,87	2,23	0,132	0,36	–
Магнітна фракція 2 H=4,5 кЕ	4,92	23,57	19,72	35,16	–	–	–
Немагнітна фракція 2	95,08	3,1	3,9	0,5	0,138	0,377	–
Магнітна фракція 3 H=6,0 кЕ	12,56	21,97	22,85	16,16	–	–	–
Немагнітна фракція 3	87,44	1,5	2,0	0,2	0,150	0,41	–
Магнітна фракція 4 H=7,5 кЕ	25,18	16,12	18,55	8,64	–	–	–
Немагнітна фракція 4	74,82	0,2	0,2	–	0,176	0,48	–
Магнітна фракція 5 H=9,0 кЕ	27,8	15,32	17,52	–	0,023	–	–
Немагнітна фракція 5 H=9,0 кЕ	72,2	–	–	–	0,174	0,50	–
вихідна руда –0,2 мм	100,0	4,2	4,8	2,2	0,13	0,38	0,4



**Рис. 4.16.** Графічна залежність вмісту мінералів проміжної густини в немагнітній фракції (егірин, біотит, гетит) від величини напруженості магнітного поля

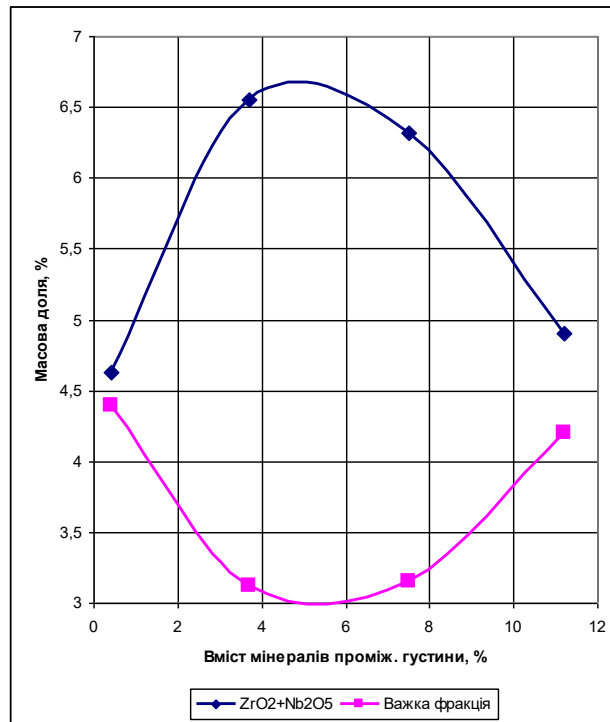
На рис. 4.17 наведено графічні залежності ступеню вилучення  $Nb_2O_5$  та  $ZrO_2$  у важку фракцію; на рис. 4.18 – масової частки  $ZrO_2 + Nb_2O_5$  у важкій фракції, та виходу важкої фракції (пірохлору+циркону) від вмісту мінералів проміжної густини у руді.



**Рис. 4.17.** Графічна залежність ступеню вилучення  $Nb_2O_5$  та  $ZrO_2$  у важку фракцію від вмісту мінералів проміжної густини у руді

Магнітне фракціонування вихідної тонковкрапленої руди виявилось перспективною технологічною операцією, яка дозволяє підвищити ефективність вилучення важких мінералів – пірохлору та цирконію, – у відцентровому полі.

**Обґрунтування оптимальних параметрів процесу розділення мінералів у відцентровому полі.** Цінні мінерали рідкіснометалічних руд (пірохлор, циркон) відрізняються значно меншою густиною в порівнянні із золотовмісними рудами, та близькою до густини породотвірних мінералів. Процес сепарації у відцентровому концентраторі у цьому випадку відбувається зовсім в інших умовах. Вивчення цих умов та управління ними дозволяє визначити раціональні режими процесу сепарації у відцентрових полях, та оптимізувати технічні параметри концентраторів.



**Рис. 4.18.** Графічна залежність масової частки суми оксидів цирконію та ніобію і виходу важкої фракції (пірохлору + циркону) від вмісту мінералів проміжної густини у руді

Проблема оптимізації режиму розділення мінеральних частинок у відцентровому полі золотовмісної сировини розглядалася та в значній мірі вирішена [99,100]. Разом з тим, сучасний рівень вивченості механізму такої концентрації [101] хоч і дає якісну характеристику процесу, та не дає кількісних залежностей, які для конкретного типу мінеральної сировини характеризували б вплив основних технологічних її параметрів на ступінь вилучення цінних компонентів, та дозволяли б визначити раціональні технологічні режими процесу, що забезпечують високу ефективність збагачення.

Попереднє збагачення руд рідкісних металів Мазурівського родовища здійснювати у відцентровому сепараторі вперше запропоновано в [93]. В роботах [102, 103] досліджувався процес збагачення цих руд у лабораторному сепараторі КНЕЛЬСОН. Вивчався вплив основних параметрів процесу

сепарації рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища на ступінь вилучення цінних компонентів у відцентровому полі для виявлення основних закономірностей, побудови математичної моделі у вигляді рівняння регресії, придатної для визначення оптимальних режимів процесу.

Завдання вирішували методом активного експерименту за відомою методикою [104].

При плануванні експерименту на основі апріорної інформації та попередніх досліджень [102, 103] за незалежні фактори приймали: концентрація твердої фази у пульпі  $C$  ( $X_1$ ), витрати води  $Q_e$  ( $X_2$ ) на розпушення постілі у рифлях чаші, витрати пульпи  $Q_n$  ( $X_3$ ), частота обертання  $n$  ( $X_4$ ), крупність зерен  $d$  (вміст класу – 0,071 мм,  $X_5$ ).

В якості цільової функції ( $E$ , %) прийнято ступінь вилучення пірохлору. Експеримент поставлено за програмою центрального композиційного ротатабельного плану другого порядку Бокса–Хантера [105].

Рівняння регресії з урахуванням значущості коефіцієнтів у нормованому (кодованому) вигляді отримало вигляд:

$$E = 85,43 + 2,473X_1 + 0,823X_2 + 0,875X_3 - 1,68X_4 - 1,43X_5 - 11,238X_1^2 + 1,28X_1X_2 + 1,31X_1X_3 - 0,669X_1X_5 - 9,525X_2^2 + 1,11X_2X_3 - 6,85X_3^2 - 1,548X_3X_4 - 2,174X_3X_5 - 10,613X_4^2 + 2,277X_4X_5 - 1,525X_5^2 \quad (4.1)$$

Аналіз отриманої моделі показав, що залежність ступеню вилучення пірохлору у важку фракцію від досліджуваних факторів у вибраному діапазоні їх зміни є екстремальною. Найвище вилучення – 86,5 %, – досягається при наведених нижче значеннях факторів:  $X_1 = -0,153893$ ;  $X_2 = 0,0885945$ ;  $X_3 = 0,237942$ ;  $X_4 = -0,186524$ ;  $X_5 = -0,824019$ .

Залежність  $E = f(X_1, X_2)$  має екстремумом-максимумом в області  $X_1 = 0,150 \dots 0,154$ ;  $X_2 = 0,088 \dots 0,090$  (у кодованому вигляді). Екстремальна залежність вилучення пірохлору у важку фракцію від концентрації твердого у вихідній пульпі може пояснюватися тим, що надмірне зрідження пульпи призводить до зростання гідравлічних потоків у апараті, до зміни ламінарного потоку на турбулентний, та пов'язані з цим процеси виносу важких мінералів у хвості. Зростання концентрації твердого у вихідній пульпі в свою чергу призводить до зростання в'язкості пульпи, зниження швидкості падіння мінеральних зерен в дисперсійному середовищі і, як наслідок, зниження ступеню вилучення цінних компонентів. В залежності від витрат води на розрідження та витрат вихідної пульпи змінюються інтенсивність збурення і товщина зони зіткнення потоків. Чим вищі витрати води, тим більше величина вектору швидкості і розміри пограничного шару вихорів, направлено до осі обертання чаші сепаратора, і тим більший вплив його на висхідний потік. Це сприяє винесенню у хвості не тільки легких мінеральних частинок, але й більш важких: вилучення пірохлору падає.

Виконані експериментальні дослідження підтверджують теоретичні міркування авторів роботи [62] про можливість існування верхньої та нижньої межі, або оптимальних витрат води, що подається на розрідження середовища в рифлях чаші сепаратора.

Отримана модель дозволяє визначити раціональні параметри роботи відцентрового сепаратора: концентрація твердої фази в пульпі  $C - 20,77 \%$ ; витрати розріджувальної води  $Q_v - 304,45$  л/хв; витрати пульпи  $Q_n - 4,24$  м<sup>3</sup>/год; частота обертання  $n - 390$  об<sup>-1</sup>; вміст класу  $-0,071$ мм  $- 43,5 \%$ . Реалізація експерименту з раціональними значеннями вказаних параметрів дозволяє одержати вилучення пірохлору на рівні  $86 \%$ , яке незначно відрізняється від розрахункового значення ( $86,5 \%$ ).

Регресійна модель може бути застосована при розробці промислової технології збагачення та засобів управління безнапірним відцентровим сепаратором (концентратором).

#### ***Вплив методів дезінтеграції на показники збагачення руди у сепараторах відцентрової дії.***

У напівпромислових умовах збагачувальної фабрики «Азов–Мінералтехніка» проводилися дослідження впливу методів дезінтеграції на показники збагачення руди у сепараторі відцентрового типу. Вихідна руда була розділена на дві частини, одна з яких подрібнювалася у традиційному кульовому млині, інша – у спеціальному відцентрово-ударному млині. Обидва подрібнювальні апарати працювали в замкненому циклі з сепаратором циклонного типу. Подрібнення здійснювалося до крупності  $0,10$  мм.

Готовий подрібнений матеріал після кожного з апаратів подрібнення знову ділили на дві партії, одна з яких використовувалася безпосередньо для приготування пульпи та подавалася у відцентровий концентратор СЦ–400. Інша партія піддавалася магнітній сепарації на барабанних магнітних сепараторах типу СБ–25–100/0,25 та СБ–25–100/0,6 для забезпечення оптимального вмісту в руді мінералів проміжної густини; після чого також подавалася для приготування пульпи. Магнітна сепарація здійснювалася при індукції на поверхні барабанного сепаратора  $0,15$  Тл та  $0,55$  Тл.

Порівнювалися результати розділення мінералів у відцентровому полі, при різних способах подрібнення та різному вмісті мінералів проміжної густини в руді. Зокрема, досліджувався характер розкриття зерен пірохлору при вибраних способах подрібнення, характер розподілу зерен пірохлору по крупності, та вміст пентаоксиду ніобію в різних класах крупності, а також вплив знеміцнювальної дії відцентрового млина на процес наступного вилучення пірохлору при гравітаційному збагаченні руди у відцентровому концентраторі.

Результати аналізу класів крупності руди наведені в табл. 4.13.

Результати розділення мінералів руди на важку та легку фракції без попереднього часткового вилучення мінералів проміжної густини наведені в табл. 4. 14; з попереднім вилученням – в табл. 4. 15.

Аналіз результатів досліджень показує, що застосування селективного подрібнення у відцентрово-ударному млині дозволяє досягти більш повного розкриття пірохлору в грубих класах крупності. Відцентровий концентратор дозволяє підвищити при такому подрібненні вміст пентоксиду ніобію в чорновому концентраті до 2,03 мас.% при вилученні 65,37 %.

**Таблиця 4.13** – Розподіл  $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$  по класах крупності в маріуполітах, подрібнених до 0,1 мм

Класи крупності, мм	Подрібнення у кульовому млині			Подрібнення у відцентрово-ударному млині		
	Вихід, %	Вміст $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ , мас.%	Розподіл $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ , %	Вихід, %	Вміст $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ , мас. %	Розподіл $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ , %
+0,074	6,4	0,060	3,84	16,3	0,052	8,48
-0,071+0,063	19,3	0,070	13,51	27,2	0,066	17,95
-0,063+0,050	29,5	0,080	23,60	20,1	0,095	19,00
-0,050+0,040	15,0	0,090	13,50	17,7	0,150	26,55
-0,040+0,020	10,5	0,101	11,36	8,9	0,170	15,13
-0,020+0,010	6,2	0,150	9,30	4,1	0,126	5,20
-0,01	13,1	0,190	24,89	5,7	0,135	7,69
Вихідний матеріал	100,0	0,100	100,00	100,0	0,100	100,00

**Таблиця 4.14** – Показники збагачення руди в концентраторі Нельсона без попереднього вилучення мінералів проміжної густини

Продукти збагачення	Подрібнення у кульовому млині			Подрібнення у відцентрово-ударному млині		
	Вихід, %	Вміст $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ мас.%	Вилучення $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ %	Вихід, %	Вміст $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ мас.%	Вилучення $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ %
Важка фракція	4,39	1,110	48,52	3,22	2,030	65,37
Легка фракція	95,61	0,054	51,48	96,78	0,036	34,63
ВСЬОГО:	100,0	0,1000	100,00	100,0	0,100	100,0

**Таблиця 4.15** – Показники збагачення руди в концентраторі Нельсона з попереднім вилученням мінералів проміжної густини

Продукти збагачення	Подрібнення у кульовому млині			Подрібнення у відцентрово-ударному млині		
	Вихід, %	Вміст $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ мас.%	Вилучення $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ %	Вихід, %	Вміст $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ мас.%	Вилучення $(\text{Nb,Ta})_2\text{O}_5$ %
Важка фракція	3,79	1,36	55,54	2,52	3,22	77,25
Легка фракція	96,21	0,049	44,46	97,48	0,028	22,75
ВСЬОГО:	100,0	0,1000	100,00	100,0	0,100	100,0

Часткове вилучення мінералів проміжної густини перед гравітаційним збагаченням у відцентровому полі призводить до суттєвого зростання ступеню вилучення пірохлору, особливо у випадку подрібнення руди у відцентрово-ударному млині. Вміст пентаоксиду ніобію у цьому випадку складає 3,22 мас.% при вилученні 77,25 %.

Підготовлена таким способом руда збагачується у відцентровому гравітаційному сепараторі з високим вилученням – на 35 % (відн.) вищим за вилучення пірохлору з руди, підготовленої у кульовому млині. При цьому вміст пентаоксиду ніобію у чорновому концентраті (2,03 мас.%) майже в два рази перевищує його значення при подрібненні руди у кульовому млині (1,11 %).

Попереднє вилучення з руди мінералів проміжної густини призводить до ще більшого зростання вилучення пірохлору при відцентровому подрібненні – на 39,1 % (відн.), – у порівнянні з подрібненням у кульовому млині.

#### **4.5. Сучасні тенденції переробки бідних рідкіснометалічних руд, чорнових концентратів та промпродуктів**

Основні втрати рідкісних металів відбуваються на стадії механічного збагачення рідкіснометалічних руд. Подальше підвищення ефективності переробки бідних руд можливе за рахунок комплексного використання вихідної сировини та зниження втрат корисних компонентів у хвостах, підвищення вилучення рідкісних металів.

Більш високе вилучення забезпечується при застосуванні хімічних, гідрометалургійних та пірометалургійних методів збагачення – понад 90 % (іноді – 98-99 %).

Бідні і тонковкраплені цирконій-тантал-ніобієві руди важко піддаються збагаченню. З метою забезпечення задовільного вилучення ніобію з руди (не нижче 70 %) на стадії збагачення механічними методами запропоновано обмежуватися одержанням чорнових концентратів і промпродуктів, які містять лише 2-15 %  $(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_5$  [106]. Продукти подібного складу отримують шляхом збагачення пірохлорових, мікролітових, гатчетолітових, воджинітових та деяких інших руд. Такі продукти відрізняються своїм складом, та містять також титан, рідкісноземельні метали, цирконій, іноді ванадій, олово і вольфрам.

Вибір технологічної схеми збагачення і переробки бідних рідкіснометалічних руд, промпродуктів та чорнових концентратів зумовлюється їх мінералогічним та хімічним складом; сполуками, які необхідно отримати в результаті переробки, та вимогами до їх чистоти [8]. Серед вивчених способів подальшої переробки чорнових концентратів і промпродуктів можна виділити хімічні методи, гідрометалургійні та пірометалургійні.

Вирішення проблеми переробки бідних (менше 8 % Nb+Ta) тантал-ніобієвих концентратів (за виключенням лопаритових [107]) шляхом прямого гідрохімічного розкриття мінеральними кислотами і лугами [108-110]

виявилось нерентабельним внаслідок високого вмісту у сировині оксидів кремнію та алюмінію і, відповідно, необхідних для переведення цих оксидів в легкорозчинну форму великих витрат дорогих реагентів. Крім того, низький вміст танталу і ніобію у сировині ускладнює наступну переробку розчинів (пульп) екстракцією.

Виключенням є запропонований Черняком А.С. [67] сульфатно-пероксидний спосіб. Цей спосіб розроблено та перевірено у напівпромисловому масштабі для різних тантал-ніобієвих промпродуктів збагачення, в тому числі бідного пірохлорового концентрату, отриманому із руд Мазурівського родовища [39]. Основні стадії цього процесу:

а) сульфатизація вихідного продукту концентрованою сірчаною кислотою при температурі 200-300 °С протягом 1-2 годин при витратах кислоти 1-2 т  $H_2SO_4$  на тонну промпродукту;

б) вилуговування продукту сульфатизації розчинами сірчаної кислоти (150-300 г/л) з додаванням перекису водню (10-30 г/л) за умови Т:Р = 1:(3-5) протягом однієї години. Сенс додавання  $H_2O_2$  полягає в утворенні танталом і ніобієм розчинних перекисних комплексів, наприклад  $H_2(Nb,Ta)O_2(O_2)$ . Титан також утворює пероксокомплекс, наприклад  $H_4TiO_3(O_2)$ . У присутності йонів флуору утворюються пероксо-флуоридні комплекси. Крім танталу, ніобію і титану, у розчині з продукту сульфатизації переходять також залізо та інші домішки, в осад – циркон, кварц;

в) осадження гідроксидів ніобію і танталу. При нагріванні розчину протягом 2-3 годин при температурі 90-98 °С внаслідок розкладання перекисних комплексів осаджуються гідроксиди  $(Nb,Ta)_2O_5 \cdot nH_2O$ . Більша частина титану, перекисний комплекс якого є більш міцним, залишається у розчині. Термічно оброблений (пропечений) осад містить приблизно 50-90 мас. %  $(Nb,Ta)_2O_5$  в залежності від складу вихідного концентрату. Вилучення у хімічний концентрат складає 85-90 %. Замість осадження гідроксидів запропоновано і перевірено варіант вилучення та розділення танталу і ніобію із сульфатно-флуоридних розчинів методом екстракції триоктиламином [39].

Показники розділення тантал-ніобієвого продукту наведені в табл. 4.16. Застосування до бідних концентратів та промпродуктів хіміко-металургійних способів переробки, що включають стадії спікання з вапняком [111, 112], сульфатними [113, 114] або кремнефлуоридними добавками [115], і наступного водного вилуговування є економічно більш привабливим, але з різних причин теж не отримало широкого промислового використання. Наприклад, технологія, що передбачає сульфатизацію сировини, освоєна промисловістю лише для переробки лопаритового концентрату [108].

Основні недоліки технології – багатостадійність, громіздкість апаратурного оформлення, низьку стійкість апаратури до високоагресивного середовища, чутливість температурних режимів до типу породотвірних мінералів і мінералізації ніобію; труднощі, пов'язані з підготовкою спеченого продукту до вилуговування, та вилучення радіоактивних елементів з продукту.

**Таблиця 4.16** – Результати гідрометалургійного методу розділення тантал-ніобієвого продукту (дані *ВИМС*)

Продукт	Вихід, %	Вміст, мас.%		Вилучення, %	
		Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>
<b>Сульфат-пероксидний метод</b>					
Технічний Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,082	98,0	0,20	56,6	2,34
Технічний Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,003	0,24	95,0	0,005	40,71
Розчин рідкісних земель	0,016	0,0	0,0	0,0	0,0
Нефеліновий шлам	0,13	0,8	0,04	0,73	0,74
Кек	0,576	0,25	0,013	0,565	1,07
<b>Всього:</b>	<b>0,807</b>	<b>10,19</b>	<b>0,5</b>	<b>57,90</b>	<b>44,86</b>
<b>Сульфат-фторидний метод</b>					
Технічний Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,082	98,0	0,20	56,6	2,34
Флуортанталат калію	0,005	0,50		0,03	41,18
Розчин рідкісних земель		0,0	0,0	0,0	0,0
Нефеліновий шлам	-	-	-	-	-
Кек	0,720	0,25	0,013	1,27	1,34
<b>Всього:</b>	<b>0,807</b>	<b>10,19</b>	<b>0,5</b>	<b>57,90</b>	<b>44,86</b>

*Технологічна схема вилучення цінних компонентів за методом електрогідролізу.* Нефелін-польовошпат-рідкіснометалічні руди Мазурівського родовища стали об'єктом досліджень з метою одержання рідкісних металів і польовошпатових концентратів з використанням процесу електролізу в роботах [116-119].

Технологія відпрацьовувалась на відходах збагачення – хвостах збагачувальної фабрики ДХМЗ. Головним завданням на цьому етапі була розробка технологічної схеми, яка б дозволила отримати товарний нефелін-польовошпатовий концентрат з вмістом Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> ≤ 0,2 мас. %. Для стабільного отримання високоякісних польовошпатових продуктів необхідно було забезпечити, у першу чергу, більш глибоке їхнє очищення від оксидів заліза, що досягалося кислотною обробкою. За хімічним та мінералогічним складом відходи збагачення та руди корінного Мазурівського родовища принципово не відрізняються. Більш низький вміст ZrO<sub>2</sub> у відходах пояснюється частковим вилученням циркону з руди при її збагаченні.

Процес гідролізу солей металів (рис. 4.19) широко використовується в аналітичній і неорганічній хімії, хімічній технології, гідрометалургії та інших галузях промисловості. Проведені авторами дослідження показали, що оптимальними умовами для проведення солянокислої обробки відходів збагачення є співвідношення Т:Р = 1:2, температура 70-80 °С, тривалість обробки – 3 години. При цьому 98 % нефеліну розкладається; вміст Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в польовому шпаті знижується до 0,15-0,17 %. У відповідності з наведеною технологічною схемою пісок обробляють розчином соляної кислоти в режимі протитоку. Переходячи в розчин, нефелін утворює колоїдний діоксид кремнію, який виноситься соляно-кислотним розчином у відстійник.

На стадії електрогідролізу отримують гідроксиди заліза (III), алюмінію, магнію, карбонат кальцію і розчин гідроксидів калію та натрію.

Одночасно отримують хлор та водень, з яких виробляють хлороводень, який направляється в голову процесу хімічної очистки пісків. Це дозволяє забезпечити замкнений ресурсозберігаючий процес (цикл) очищення польового шпату і переробки нефеліну.

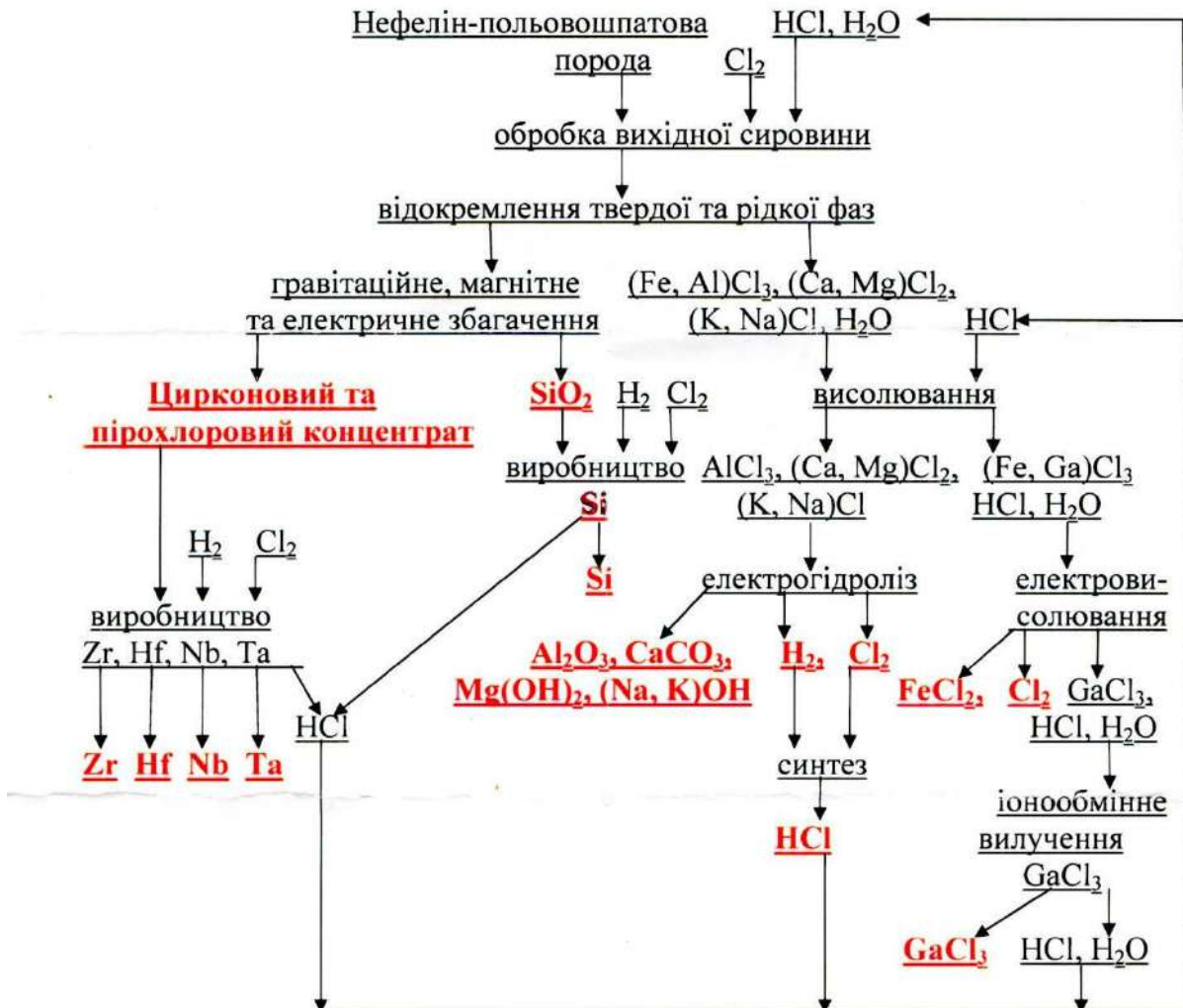


Рис. 4.19. Технологічна схема вилучення цінних компонентів методом електрогідролізу за [116].

Отже, технологія вилучення цінних компонентів за методом електрогідролізу забезпечує вирішення проблеми переробки лежалих відходів та корінних руд, і є достатньо універсальною. Це робить кислотну переробку руди перспективною, тому що вона дозволяє отримувати не тільки глибоко очищений від заліза польовий шпат, але і високодисперсний діоксид кремнію, глинозем, луѓи, деякі інші товарні продукти, та забезпечує організацію практично безвідходного виробництва.

Застосування методу електрогідролізу дозволяє вирішити кілька важливих проблем переробки нефелін-польовошпатових руд після вилучення з них  $ZrO_2$ . До таких проблем відносяться:

1. *Ресурсозбереження.* Єдиним реагентом, використаним для очищення польового шпату від заліза, є соляна кислота (яку може замінити хлорид натрію).

2. *Утилізація відходів.* Практично всі речовини, що вводяться в процес, виводяться з нього у вигляді товарних продуктів чи використовуються як оборотні реагенти.

3. *Забезпечення водного балансу* за рахунок безперервного повернення в основний технологічний процес солянокислого промивного розчину.

Досліджена та випробувана на лежалих відходах збагачення руд Мазурівського родовища технологія виробництва високоякісного польовошпатового продукту (вміст  $Fe_2O_3 \sim 0,16-0,18$  мас.%), та інших цінних компонентів методом електрогідролізу, є практично безвідходною.

***Хлорування рідкіснометалічних руд.*** З інших методів переробки бідної ніобієвої сировини особливої уваги заслуговують способи хлорування [120,121].

Із світової практики відомо три способи промислової реалізації процесу хлорування: хлорування брикетованої шихти в хлораторах шахтного типу, хлорування в розплаві, та хлорування в киплячому шарі. Перед хлоруванням сировина може піддаватися попередній хіміко-металургійній підготовці: обробці кислотами або лугами, плавлі з отриманням багатих рідкісними металами шлаків, або сумішей металів, їх карбідів та нітридів.

Один зі способів хлорування застосовується у промисловій практиці для переробки лопаритових концентратів, що містять, мас. %: 8,5-9,0  $(Nb,Ta)_2O_5$  (при відношенні Nb:Ta = 15-17); 34,0-36,5  $TiO_2$ ; 28,0-31,0  $(La,Ce...)_2O_3$ ; 6,0-8,0 CaO; 7,0-8,0  $Na_2O$ ; в невеликій кількості оксиди K, Sr, Al, Fe, а також 0,2-0,7  $ThO_2$ . Хлорування проводять в хлораторах шахтного типу з брикетованою шихтою або хлораторах з соляним розплавом [122].

У першому випадку відновлювачем слугує нафтовий кокс, який подрібнюють, змішують з концентратом з додаванням у суміш в'язучих речовин – нафтового або кам'яновугільного пеку або сульфітно-целюлозного луку, та брикетують. Брикети пропікають без доступу повітря при температурі 800-900 °C для вилучення вологи, летких складових, підвищення шпаруватості, та надання міцності. Далі брикети завантажують в хлоратор та подають хлор. Парогазова суміш (ПГС), що містить леткі хлориди ніобію, танталу, цирконію, гафнію, титану, кремнію, частково заліза та алюмінію, з хлоратора потрапляє в пилові камери, в яких підтримують температуру на рівні 160-180 °C. В камерах конденсуються хлориди ніобію, танталу, цирконію, гафнію, заліза та алюмінію. Далі ПГС надходить у перший зрошувальний скруббер, де

зрошується чотирихлористим титаном. У скрубєрі уловлюються, в основному, тверді хлориди, які пройшли пилові камери.

Пульпа з першого скрубєра направляється на відстоювання. Прояснена частина пульпи повертається на зрошування, а ущільнений осад направляють в піч переробки пульпи. В печі відбувається відгонка хлоридів титану і кремнію, які подаються далі на операції розділення і очищення. В другому скрубєрі відбувається конденсація хлоридів титану і кремнію.

Таким чином, в процесі хлорування утворюються: непрохлорований залишок (суміш оксидів та хлоридів), осад пилових камер, осад після печі переробки пульпи, суміш хлоридів титану і кремнію.

У другому випадку тонкоподрібнений концентрат у суміші з коксом подається в розплав киплячих хлористих солей. У нижню частину хлоратора через фурми надходить хлор, який барботує через розплав. Хлорування проводять безперервно при температурі 950-1000 °С. Під час процесу хлорування зайвий розплав безперервно зливається через спеціальний канал та збирається у накопичувачі, звідки прямує на вилучення рідкісноземельних металів. Перевага способу хлорування у соляному розплаві у порівнянні з хлоруванням брикетованих шихт полягає у виключенні трудомісткого процесу приготування брикетів та їх пропікання, а також високій швидкості хлорування та, відповідно, високій питомій продуктивності хлоратора [122,123].

Парогазова суміш (ПГС), що утворюється в процесі хлорування, містить хлориди ніобію і танталу, титану, заліза, алюмінію, кремнію, а також  $\text{CO}_2$ ,  $\text{CO}$ ,  $\text{SOCl}_2$  (фосген),  $\text{Cl}$ ,  $\text{HCl}$ . На виході з хлоратора ПГС має температуру близько 750-800 °С. Для охолодження хлоридів застосовують розподільну систему, в якій послідовно здійснюється конденсація твердих хлоридів ніобію і танталу у пилових камерах при температурі 140-200 °С, а потім рідких хлоридів титану і кремнію у зрошувальних конденсаторах із зрошенням охолодженим  $\text{TiCl}_4$ . Існує багато методів доводки отриманих хлоридних продуктів до товарної продукції, два з яких являють найбільший інтерес для переробки руд Мазурівського родовища [121]. Перший з них полягає в тому, що хлориди пилової камери і непрохлорований залишок печі переробки пульп повторно хлорують для переведення оксихлоридів у хлориди. Далі здійснюють переведення легко леткого заліза у формі  $\text{FeCl}_3$  в  $\text{FeCl}_2$ . Після цього проводиться фракційна перегонка хлоридів з розділенням їх на хлориди ніобію, танталу та інші. В цьому випадку спочатку отримують чисті хлоридні сполуки, які потім переводять в оксиди (наприклад, паровим гідролізом). Ця схема дозволяє отримати хлорид алюмінію як товарний продукт або напівпродукт для виробництва первинного алюмінію за технологіями, економічно більш вигідними, ніж традиційні.

Інший метод є чисто гідрометалургійним. При вилуговуванні водою, наприклад, осаду пилової камери, всі хлориди за виключенням хлоридів ніобію і танталу, перейдуть у розчин. Хлориди ніобію і танталу гідролізуються і залишаються в осаді у вигляді гідратів. Після фільтрації і промивки осад

направляють на прожарювання з метою отримання суміші оксидів для виробництва феронію або подальшу переробку відомими методами з наступним розділенням сполук ніобію і танталу з отриманням оксидів цих елементів або інших сполук. В останньому випадку розчин обробляється сірчаною кислотою при нагріванні. В залежності від кінцевої кислотності і кількості кислоти з розчину виділяються відповідні сульфатні сполуки цирконію, прожарюванням яких буде отримано двоокис цирконію. Із залишків розчину після його нейтралізації отримують кек, який містить залізо та алюміній, та може використовуватися у виробництві фероалюмінію.

Осад після відстоювання пульпи першого зрошувального скрубера може бути переробленим по описаній вище схемі.

Суміш хлоридів титану і кремнію розділяють ректифікацією з наступною доочисткою хімічними та ректифікаційними методами. Хлориди титану і кремнію можуть бути товарною продукцією або перероблені в продукцію більш високого ступеню готовності. Зокрема, чотирихлористий кремній можна перевести в трихлорсилан – сировину для виробництва полікристалічного кремнію напівпровідникової чистоти.

Незважаючи на універсальність хлорного способу, який дозволяє відділити низькокиплячі хлориди ніобію і танталу від багатьох компонентів пустої породи, у ряді випадків його використання є економічно невиправданим (великі витрати хлору), або пов'язане з труднощами у розділенні компонентів парогазової суміші. Зокрема, це стосується продуктів з високим вмістом мінералів цирконію (бадделейт, циркон). Промпродукти, які містять лужні та лужноземельні елементи, що утворюють легкоплавкі хлориди, доцільно хлорувати у соляному розчині. Якщо основна частина породотвірних мінералів представлена кварцом або польвошпат-амфіболітовими породами, треба віддати перевагу хлоруванню брикетованих шихт [120].

Способи хлорування дозволяють при відносно низьких температурах (673-1223 К) селективно переводити із сировини в газову фазу до 98-99 % ніобію і танталу. Але серйозним недоліком їх є складність апаратурного оформлення та висока його вартість, а також труднощі, пов'язані з утилізацією радіоактивних і хлористих відходів.

### ***Прометалургійні способи переробки руд і чорнових концентратів***

Сьогодні вимогам економічної і екологічної доцільності найбільше відповідає технологія, що передбачає на стадії збагачення концентрування ніобію і танталу в сплаві на основі заліза при відновлювальній плавці бідної сировини з вмістом  $Nb_2O_5$  нижче 7-8 % [106]. Наступна окиснювальна обробка рідкіснометалічного феросплаву передбачає переведення рідкісних металів в хімічний (оксидний) концентрат, придатний для переробки відомими гідрохімічними способами на дорогі тантал-ніобієві продукти – пентаоксида, флуорніобати, карбіди, чисті метали, сплави і т.п., або безпосереднє його використання у чорній металургії для легування сталі. Відновлювальна плавка

є найбільш екологічно безпечним способом переробки ніобієвих промпродуктів, тому що використання агресивних хімічних реагентів у цьому випадку є мінімальним, або зовсім відсутнє. Крім того, під час плавлення утворюється мінімальна кількість відходів.

Однією з головних переваг такої технології є її нечутливість до мінералогічного складу сировини і висока екологічна безпека за рахунок виведення в голову технологічної схеми основної частини кремнезему і радіонуклідів (якщо такі є в сировині) в шлак – компактний продукт, зручний для захоронення або подальшого використання. Спосіб полягає в концентруванні ніобію і танталу в сплаві з залізом (реально в чавуні), який отримують в результаті відновлення оксидів вуглецем (коксом) у електродуговій печі. Відновлення проводять при температурі 1500 °С. Якщо вихідний продукт не є самоплинним, то до шихти для одержання плинного шлаку додають флюси, наприклад, вапняк. Спосіб придатний для переробки бідних промпродуктів або шлаків збагачення, що містять менше 2,0 мас. %  $(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_5$ . Додаткове збагачення досягається конвертуванням чавуну при 1250-1350 °С. В результаті продування розплаву повітрям можна одержати шлаки, що містять 6-12 %  $(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_5$ , які є придатними для вилучення ніобію і танталу іншими способами хімічної переробки.

Напрямо по вилученню ніобію і танталу з бідної сировини з використанням методу плавки розвивається за кордоном [124-126]. Зокрема, ніобійвмісний чавун вперше було отримано з бідних перовськітових концентратів В. А. Резніченко і І. П. Бардіним [126], «карботермічний» і «алюмотермічний» фероніобій з некондиційних пірохлорових концентратів – Н. П. Лякішевим, Ю. Л. Плінером і Н. І. Суботіним [127]. В цих роботах було показано, що ніобій не тільки достатньо повно вилучається в чавун чи феросплави, але й може бути вилучений з них конвертуванням в збагачений продукт – шлак. Пірометричне отримання концентратів із шлаків і продуктів збагачення пірохлорових руд за схемою: плавка на чавун – конвертування чавуну досліджували Зверев Л. В., Сутирін Ю. Е., [128, 129], і Развозжаєв Ю. І. [130]. Досягнуте в цих роботах вилучення ніобію в чавун складало 95-98 %. Вилучення ніобію з чавуну в шлаки (з вмістом  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  від 1 до 64 мас.%) складало 97 % [128].

У промисловому масштабі високотемпературне збагачення рідкісно-металічної сировини реалізоване сьогодні лише небагатьма зарубіжними фірмами [131,132]. Деталі технології, що включає відновлювальну плавку сировини на феросплави, зарубіжні фірми не розкривають.

Відомим є електрометалургійний спосіб дефосфорації пірохлор-апатитового промпродукту, який містить, %: 15,5  $\text{Nb}_2\text{O}_5$ ; 14,9  $\text{P}_2\text{O}_5$ ; 8,0  $\text{SiO}_2$ ; 26,2  $\text{CaO}$ ; 25,4  $\text{FeO}$ . Даний спосіб полягає у селективному відновленні фосфору сумісно з залізом вуглецем коксу. В результаті плавки з напівпродукту одержують багатий ніобієвий шлак. Ступінь дефосфорації складає 50-70 %. Для отримання ніобієвих феросплавів з задовільним вмістом фосфору з пірохлор-апатитових концентратів застосовують

вуглецевотермічний спосіб виплавки сплаву з високим вмістом кремнію та алюмінію. За цим способом фосфор виділяється у газову фазу [130].

Відомі різновиди селективної плавки бідних тантал-ніобієвих руд родовища *Crevir* (Канада). Руду (0,17 %  $Nb_2O_5$  і 0,02 %  $Ta_2O_5$ ) спочатку збагачують гравітаційним способом і магнітною сепарацією. Ніобій і тантал концентрують у немагнітній фракції. Концентрат містить 21 % пірохлору, 18 % циркону, 18 % ільменіту, 16 % апатиту, 12 % альбіту, 18 % піриту та 5 % магнетиту. Шихту, яка складається з концентрату, коксу і залізної стружки плавлять при 1550-1700 °С, та одержують фероніобій з 20 %-им вмістом карбідів ніобію і танталу. В якості флюсу використовують кварцит (для зниження активності цирконію) та вапно. Обробкою такого попередньо подрібненого сплаву сірчаною кислотою у розчин переводять залізо, а карбіди ніобію і танталу залишаються у нерозчиненому осаді. Потім проводять окиснювальне випалювання карбідів при 800 °С протягом 30 хвилин та одержують штучний концентрат (80 %  $Nb_2O_5$  і 8 %  $Ta_2O_5$ ) [133].

Для Білозимінського рідкіснометалічного родовища в Іркутській області (Росія) розроблено проект переробки багатих ділянок апатит-ніобієвих руд, яким передбачається двостадійна металургійна переробка руди. Це дозволяє звільнитися від фосфору, та перевести радіоактивні елементи в нерозчинні шлаки з наступним захороненням їх під відвалами кар'єру. Цим забезпечується збереження природного радіоактивного фону [134].

Перспективність використання пірозбагачення бідної танталової сировини була показана в спільних розробках Інституту металургії *УрВ РАН* і *ВНИИХТ* [135]. Перевірка технології в лабораторних, напівпромислових і промислових умовах показала, що при карботермічній плавці деяких видів бідних (0,3-1,5 мас.% Та) російських і казахських рудних концентратів та промпродуктів, представлених мінералами колумбіт-мікролітового і колумбіт-танталітового рядів, та наступної окиснювальної обробки рідкіснометалічного сплаву на основі заліза сумішами карбонатів і сульфатів натрію в хімічні концентрати вилучається більше 90 % танталу і ніобію. При цьому передбачається супутнє вилучення й інших цінних елементів.

#### 4.6. Комбінована технологія переробки рідкіснометалічних руд

*Плазмово-дуговий метод переробки концентрату.* Промислова переробка рідкіснометалічної руди вітчизняного Мазурівського родовища розпочата ще в кінці 30-х років минулого століття, але до цього часу залишається актуальною проблема створення ефективної, рентабельної та екологічної технології комплексного вилучення цільових компонентів з цієї цінної сировини.

Як згадувалося вище, одним з перспективних методів переробки бідних рідкіснометалічних руд, проміжних продуктів збагачення та чорнових концентратів є пірометалургійна плавка, що в багатьох випадках дозволяє відмовитися від застосування кислот, хлору та інших активних і екологічно небез-

печних речовин, спростити технологічну схему. Прикладом ефективного застосування металургійної переробки є метод відновлювальної плавки, що полягає в концентруванні рідкісних металів у сплаві із залізом (чавуні), який отримують в результаті відновлення оксидів рідкісних металів вуглецем (коксом) в електродуговій печі при температурі процесу 1500-1800 °С. Цей метод є придатним для переробки сировини з вмістом рідкісних металів менше 2 %. Додаткове збагачення досягається конвертуванням чавуну при 1250-1350 °С. В результаті продування повітрям вдається отримати шлаки з вмістом 6-12 % оксидів рідкісних металів, придатні для наступної гідрометалургійної переробки, та досягти високого вилучення металів – 95,0 – 99,0 % [136].

Але проблем екології та охорони праці цей метод переробки бідних концентратів повністю не вирішує, а лише зменшує масштаб їх шкідливого впливу.

У роботі [71] запропоновано застосувати плазмово-дуговий метод переробки бідного пірохлор-цирконового концентрату, отриманого при збагаченні руди Мазурівського родовища. Цей метод на відміну від попереднього, має перевагу в швидкості нагрівання шихти та допускає можливість перегрівання металічної фази вище температури кипіння окремих елементів. Це дозволяє знизити вміст деяких елементів в металічному розплаві, наприклад алюмінію, магнію, кремнію; відповідно підвищується концентрація заліза та рідкісних металів.

Плазмово-дуговий нагрів дозволяє суттєво підвищити швидкість відновлювальних реакцій в печі в порівнянні із звичайною електричною дугою, та швидкість протікання відновлювальних реакцій не лише за рахунок підвищення температури розплаву, але і в результаті перемішування рідких металу та шлаку плазмовим струменем. Аргон, крім функції несучого газу плазми, виконує також роль утворювача нейтрального середовища по відношенню до газоподібного SiO, що міститься в газовій фазі. При звичайній електродуговій плавці монооксид кремнію, що утворюється при цьому, окиснюється в робочій зоні печі та конденсується на поверхні шлаку. При плазмово-дуговому нагріванні значна кількість кремнію з концентрату може вилучатися з печі у вигляді леткої сполуки – монооксиду кремнію, та збиратися як додатковий супутній товарний продукт плавки.

В роботі [71] здійснювалася практична перевірка вилучення кремнію з рідкіснометалічного концентрату у вигляді SiO, а також випарювання металічного кремнію під час відновлюваної плавки, та досліджувалася кінетика нагрівання робочого простору, горіння дуги змінного і постійного струму з подачею інертного газу (аргону), або без нього, через порожнистий електрод. Встановлено, що використання змінного струму забезпечує більш стабільне горіння дуги, а подача аргону в зону горіння дуги дозволяє суттєво збільшити довжину дуги, створюючи тим самим в робочій зоні печі плазмовий потік, що призводить до зростання швидкості нагрівання тиглю.

Процес знекремнювання вивчався на прикладі відновлювальної плавки цирконового концентрату. Були виготовлені котуни, які склалися з цирконового концентрату та графітового порошку. Проведено дві порівняльні плавки на шихті однакового складу: 2,0 кг котунів та 1,0 кг феросиліцію. Обидві плавки починалися з розтоплення феросиліцію в електродуговому режимі роботи пічної установки. Потім в рідкий метал невеликими порціями завантажувалися котуни. Відновлення здійснювалося в першому випадку у звичайному електродуговому режимі печі, а в другому варіанті – в плазмодуговому режимі. Під час першої плавки відновлювальні процеси, що супроводжувалися кипінням ванни з металом, завершувалося за 40 хвилин. Під час плазмодугової плавки тривалість кипіння скоротилася до 20 хвилин, а кипіння було більш інтенсивним.

Результати хімічного аналізу металу, отриманого в результаті відновлювальних плавок цирконового концентрату, наведені в табл. 4. 17, показують, що плавка із застосуванням плазмодугового нагрівання дозволяє отримати більш високий вміст цирконію в металі, та більш низький вміст кремнію. Вилучення цирконію у сплав для першої плавки – 76 %, для другої – 85 %.

**Таблиця 4.17** – Хімічний склад сплавів, отриманих в результаті відновлюваної плавки цирконового концентрату

Номер плавки	Вміст, мас.%							
	Zr	Si	Fe	Ti	Mg	Al	Ca	C
Плавка 1	23,84	28,73	39,77	0,19	2,1	3,7	0,16	0,32
Плавка 2	38,66	16,10	26,92	0,23	4,2	4,8	0,5	0,16

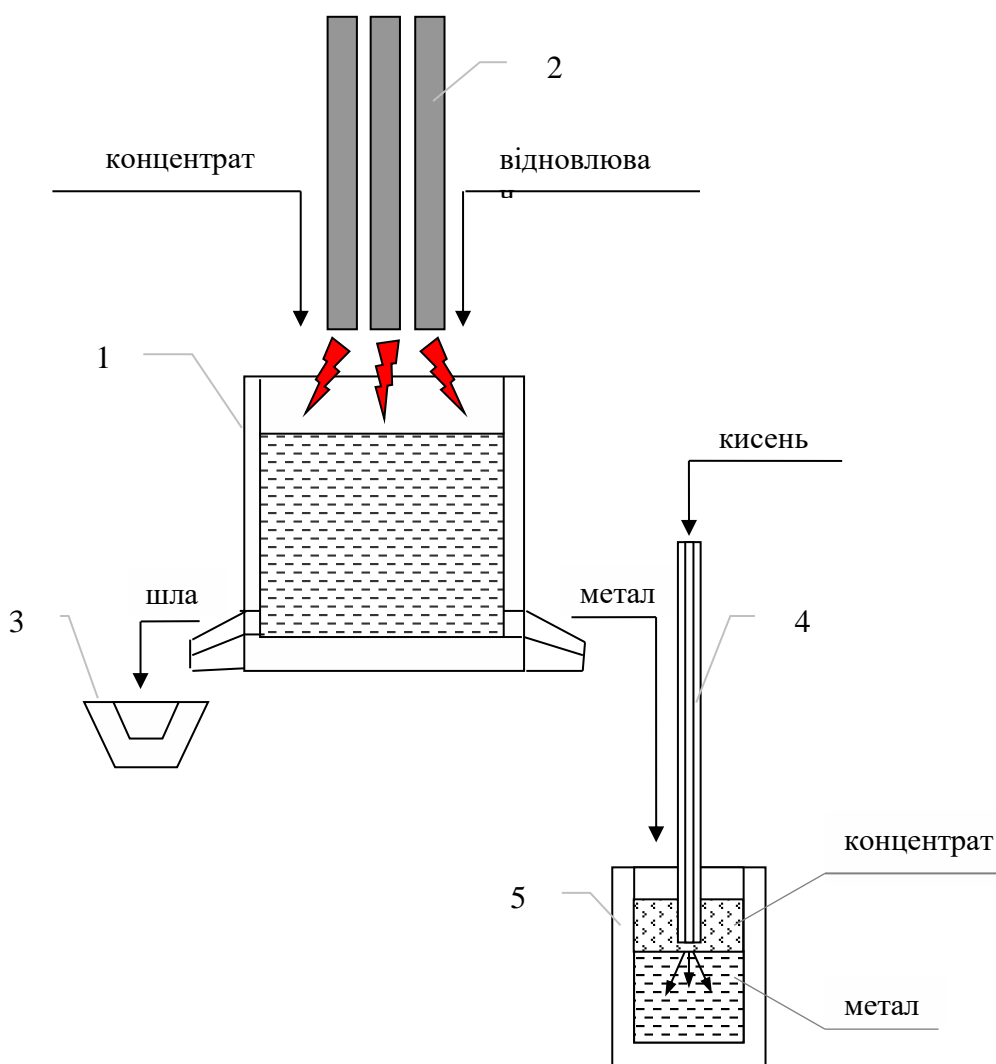
Незважаючи на високий вміст кремнезему та низький вміст рідкісних металів для безпосереднього використання феросплаву у чорній металургії, з бідних рідкіснометалічних концентратів можна отримати феросплави з достатньо високим вмістом рідкісних металів, який досягається за рахунок скорочення кількості шлаку та, очевидно, випаровування відновлених металевих алюмінію і кремнію. При відповідних умовах значну частину кремнезему можна вилучити шляхом сублимації монооксиду кремнію. Отриманий дрібнодисперсний діоксид кремнію  $SiO_2$  в результаті окиснювання  $SiO$  киснем повітря, після уловлення його в спеціальному циклоні та очищенні, може бути ще одним супутнім продуктом комплексної переробки руди.

Використання плазмодугового джерела тепла дозволяє достатньо просто переробляти дрібнодисперсну сировину, організувавши її подачу в потоці плазмодуговувального газу. Чим більше диспергована речовина, тим більш ефективною є переробка, адже нагрівання та випарювання більш дрібних частинок відбувається швидше, і з меншими витратами енергії.

Схема процесу відновлювальної плавки пірохлорового концентрату наведена на рис. 4.20.

Дрібнодисперсна сировина разом з відновлювачем (вугільний пил) подається у високотемпературну реакційну зону в потоці плазмовоутворюючого газу. Висока температура (близько 3000 °С) забезпечує швидке й найбільш повне відновлення оксидів всіх металів, що входять до складу концентрату (Nb, Ta, Zr, Fe, Al, Si). При цьому кремній та алюміній переходять у газову фазу і виводяться із реакційної зони в спеціальну камеру-кондесатор, де охолоджуються, переходять у рідкий стан та випускаються у виливницю. Тугоплавкі рідкісні метали та залізо залишаються в рідкій фазі і накопичуються на дні реакційної камери, з якої періодично випускаються.

Даний процес моделювався за допомогою програми термодинамічних розрахунків **Oracle**. Отримані результати моделювання високотемпературних відновлюваних процесів дозволяють зробити висновки про принципову можливість їх реалізації.



**Рис. 4. 20.** Схема процесу відновлювальної плавки пірохлорового концентрату: 1 – ванна дугової електричної печі; 2 – графітові електроди; 3 – шлакова виливниця; 4 – киснева фурма; 5 – футерований ківш.

**Раціональна глибина механічного збагачення тонковкрапленої рідкіснометалічної руди.** Застосування хімічних, гідрометалургійних та пірометалургійних методів переробки чорнових концентратів та промпродуктів дозволяє суттєво підвищити ефективність використання бідної рідкіснометалічної сировини, досягти набагато вищого вилучення металів в порівнянні з механічними методами збагачення.

Тож виникає питання про оптимізацію межі механічного збагачення та інших методів переробки чорнових концентратів для досягнення високих техніко-економічних показників роботи єдиного гірничо-металургійного комплексу.

До 90 % ніобієвої сировини використовується для виробництва фероніобію. В основному це бразильські та канадські концентрати з вмістом суми пентаоксиду ніобію і танталу 64-70 %. В Росії на Ключевському заводі для виробництва фероніобію методом алюмотермічного відновлення використовується пірохлоровий концентрат з вмістом пентаоксиду ніобію не менше 37-38 %. Аналіз відомих досліджень збагачуваності рідкіснометалічних руд Мазурівського родовища [137, 138], та наші дослідження [102,139] показують, що отримати пірохлоровий концентрат відповідної якості з високими техніко-економічними показниками з бідної, тонковкрапленої та важкозбагачуваної сировини методами механічного збагачення досить складно.

У роботах [69,140] для забезпечення прийняттого вилучення ніобію з руди при механічному збагаченні пропонується обмежитися отриманням промпродуктів (або чорнових концентратів) з досить низьким вмістом  $(\text{Nb}, \text{Ta})\text{O}_5$ , а наступну переробку їх здійснювати гідрометалургійними, хімічними або пірометалургійними методами, які забезпечують високі показники вилучення металу.

В цьому випадку виникає проблема обґрунтування раціональної глибини механічного збагачення тонковкрапленої рідкіснометалічної руди, або визначення оптимального вмісту рідкісних металів у чорнових концентратах збагачення. Означена проблема має вирішуватися з врахуванням прийнятої технології наступної переробки чорнових концентратів іншими методами.

У роботі [52] Петровим для деяких родовищ рідкіснометалічних руд запропоновано визначати раціональну межу механічних та гідрометалургійних методів переробки на основі оптимізації параметрів розкриття, сепарації мінеральних компонентів, та рівня цін на товарні продукти, що вилучаються з руди. Автором встановлені закономірності зміни вартості товарних продуктів, що вилучаються з руди, та собівартості переробки рідкіснометалічних руд при зростанні вмісту пентаоксиду ніобію в концентраті з врахуванням його наступної гідрометалургійної переробки.

У роботах [13, 35, 70] для забезпечення прийняттого вилучення ніобію з руди запропоновано обмежитися при механічному збагаченні руди отриманням промпродуктів (або чорнових концентратів) з досить низьким

вмістом  $(\text{Nb}, \text{Ta})\text{O}_5$ , а наступну переробку їх здійснювати відновлювальною плавкою, концентруючи ніобій та тантал у сплаві з залізом (реально в чавуні).

Відновлення оксидів при цьому здійснюється вуглецем або алюмінієм в електродуговій печі при  $1500\text{ }^\circ\text{C}$ . Додаткове збагачення досягається конвертуванням чавуну при  $1250\text{-}1350\text{ }^\circ\text{C}$ . В результаті продування розплаву повітрям можна отримати шлаки з вмістом  $6\text{-}12\%$   $(\text{Nb}, \text{Ta})\text{O}_5$  [71], які придатні для вилучення ніобію і танталу іншими способами хімічної переробки, наприклад способом хлорування або сульфатно-пероксидним способом. Ці способи переробки характеризуються дуже високою селективністю, та забезпечують вилучення ніобію на рівні  $90\text{-}99\%$  [67].

Застосування такої комбінованої технології переробки бідної важкозбагачуваної сировини дозволяє досягти значно вищого наскрізного вилучення пентаоксидів ніобію та танталу. Залишається визначити ступінь збагачення, до якого економічно доцільним є концентрувати пірохлор механічними методами збагачення – гравітаційними, магнітними, флотаційними.

Аналіз втрат металів при збагаченні та переробці рідкіснометалічної сировини, наведений вище, показує, що значне зниження вилучення корисних компонентів з руди відбувається, як правило, при доводці чорнових концентратів і промпродуктів механічними методами збагачення. Така доводка супроводжується значним шламоутворенням та попаданням у хвости бідних зростків.

Застосування у циклі доводочних операцій пірометалургійної переробки значно знижує втрати рідкісних металів. При цьому суттєво зростає сумарне вилучення металу в загальному комплексі переробки мінеральної сировини: «видобування – збагачення – транспортування – металургійна переробка».

Вміст металу у концентратах вирішальним чином впливає на наскрізне вилучення, а також питомі експлуатаційні та капітальні витрати на виробництво товарної продукції. Намагання досягти більш високого вмісту металу в концентратах збагачення призводить, з одного боку, до зниження витрат на металургійну переробку, але з іншого – до зниження наскрізного вилучення металу в готову товарну продукцію (феросплави, метал, та інше). Метал втрачається як при доводці чорнового концентрату механічним збагаченням (через низьке вилучення в гравітаційних, флотаційних та магнітних процесах), так і при металургійній плавці надто бідних концентратів (через зростання виходу шлаку).

Таким чином, загальний напрямок підвищення ефективності переробки бідних рідкіснометалічних руд полягає у визначенні оптимального співвідношення між механічним збагаченням руд та металургійною доводкою чорнових концентратів.

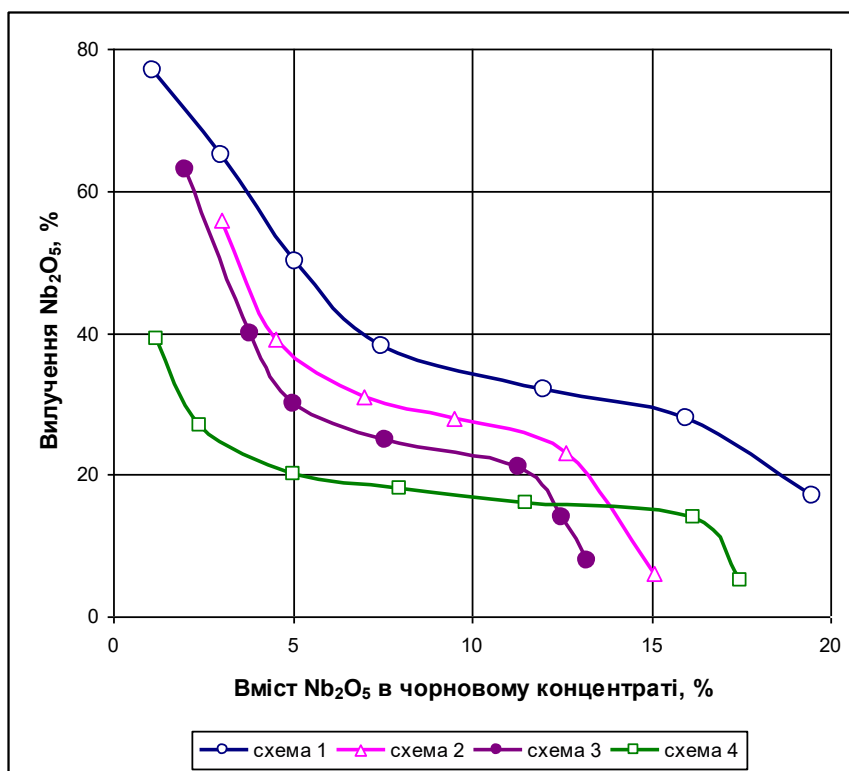
Вирішення питання про оптимальну глибину збагачення пов'язане з максимізацією вартості мінералів, що вилучаються при переробці руди; отже, з повнотою комплексного використання мінеральної сировини за умови мінімізації витрат на переробку. Такий підхід забезпечує розгляд і оптимізацію всього виробничого циклу, та визначається максимальним

прибутком від реалізації товарної продукції (а не проміжної, якими є чорнові концентрати).

Основною характеристикою оптимальної глибини збагачення є вміст металів у концентраті механічного збагачення. Для руд Мазурівського родовища підвищення вмісту пентаоксиду ніобію і танталу призводить до зниження витрат на металургійну переробку пірохлорового концентрату. Але при цьому значно знижується сумарне вилучення цих компонентів в товарні продукти (фероніобій, діоксид цирконію) за рахунок втрат у збагачувальному циклі. Таким чином, відбувається суттєве зниження вартості компонентів, що вилучаються з руди. І навпаки: зниження вмісту рідкісних металів в чорновому концентраті дозволяє зменшити витрати на його отримання, але приводить до зростання обсягів матеріалу, що надходить на металургійну переробку, отже зростання енергетичних витрат. Тому виникає необхідність проведення техніко-економічних розрахунків для оптимізації різниці цих показників (вартість металів, що вилучаються – витрати на переробку руди).

В [141] проведено комплекс техніко-економічних досліджень по визначенню оптимального вмісту рідкісних металів у чорнових концентратах збагачення рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища, і його впливу на наступну металургійну переробку. Концентрати отримували з нефелін-сієнітової сировини (маріуполітів), яка містить ніобій, тантал, цирконій, польові шпати та інші елементи. Цінні мінерали мали близькі технологічні властивості, тонку вкрапленість та схильність до ошламування. Тому для збагачення різних проб руди застосовувались складні розгалужені гравітаційно-магнітно-флотаційні та магнітно-гравітаційно-флотаційні схеми. Незважаючи на це, спроби отримати кондиційний концентрат (з вмістом  $\text{Nb}_2\text{O}_5 + \text{Ta}_2\text{O}_5 \geq 37\%$ ) виявилися марними. Вилучення основного цінного компоненту ( $\text{Nb}_2\text{O}_5$ ) в пірохлоровий концентрат з вмістом 16-19 % не перевищувало 25-26 % (рис. 4.21). Воно помітно знижувалося на стадії первинного збагачення при отриманні чорнового концентрату з вмістом 2,5-3,5 % ( $\text{Nb}_2\text{O}_5 + \text{Ta}_2\text{O}_5$ ), а потім на стадії доводки концентрату, передбаченої в схемі для забезпечення кондиційного вмісту в ньому цінних компонентів.

Варіанти технології переробки руд родовища з різною масовою часткою металів в проміжних чорнових концентратах складені на основі результатів досліджень інститутів *Механобрчермет* (м. Кривий Ріг), *ГИРЕДМЕТ* (м. Москва), *УкрДІМР* (м. Сімферополь), та наших досліджень по розробці технологічних схем збагачення руд Мазурівського родовища. Розроблена авторами гравітаційно-магнітна схема збагачення (схема 1) із застосуванням відцентрових сепараторів [6] порівнювалась з технологіями гравітаційно-флотаційно-магнітного (схема 2) збагачення [2]; флотаційно-магнітного (схема 3) збагачення [4], та гравітаційно-магнітного (схема 4) збагачення [1].



**Рис. 4. 21.** Залежність вилучення Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в готовий концентрат від його вмісту в руді для різних технологічних схем:

1- гравітаційно-магнітна із застосуванням відцентрових сепараторів [6]; 2 - гравітаційно-флотаційно-магнітна [2]; 3 - флотаційно-магнітна [4]; 4 - гравітаційно-магнітна [1].

Аналіз продуктів збагачення показав, що втрати металу на першій стадії пов'язані в основному з тонковкрапленими зростками цінних мінералів та вмісних порід, а також з наявністю шламистих частинок корисних компонентів, ефективне вилучення яких не досягалося навіть із застосуванням сучасних методів механічного збагачення (відцентрової сепарації). Однак, починаючи з вмісту пентаоксиду ніобію в чорновому концентраті на рівні 5-7 % і до 13-15 %, вилучення для різних схем зменшується несуттєво. Це пояснюється тим, що в схемі доводки чорнового концентрату магнітною сепарацією здійснюється послідовне відділення від пірохлору в магнітну фракцію темноколірних мінералів (біотиту, егірину), а потім в немагнітну – циркону та основної маси польових шпатів. При достатньо повному розкритті в крупності менше 0,2 мм ці операції є ефективними, і не призводять до значних втрат (Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub>+Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub>).

Отриманий рідкіснометалічний продукт при напруженості магнітного поля 1,1-1,2 Тл містить переважно пірохлор (як концентратор ніобію і танталу). Інша частина представлена в основному польовим шпатом, нефеліном, цирконом.

Подальше розділення ускладнене наявністю різних генерацій пірохлору, в тому числі дуже слабкомагнітного, та пірохлору зі зниженою густиною, а також присутністю зерен польового шпату з тонкою плівкою оксидів заліза на поверхні. Все це знижує вилучення пентаоксиду ніобію в пірохлоровий

концентрат, починаючи з його вмісту на рівні 12-16 %. Крім того, при механічній доводці пірохлорового концентрату отримуємо промпродукти з низьким вмістом цінних компонентів, довилучення яких необхідно проводити хімічними або гідрометалургійними методами.

З врахуванням цих обставин були проведені техніко-економічні розрахунки для визначення оптимальної глибини збагачення рідкіснометалічних руд з отриманням концентратів з різним вмістом  $Nb_2O_5 + Ta_2O_5$ , виходячи з того, що в якості товарної ніобієвої продукції прийнято фероніобій. За вихідні дані прийняті техніко-економічні показники алюмотермічного способу виробництва фероніобію на Донецькому ДХМЗ з концентратів збагачення, та пентаоксиду ніобію технічної чистоти.

За основний показник порівняльної економічної ефективності рекомендується [142] прийняти мінімум приведених витрат, які є сумою поточних витрат (собівартості) та одноразових капітальних витрат на видобування і переробку руди, приведених до однієї розмірності. Варіант технології, що забезпечує мінімальні приведені витрати, вважаємо кращим для даних умов виробництва. Основним критерієм вибору оптимальної глибини збагачення вибрали прибуток від реалізації товарної продукції, отриманої при металургійній переробці чорнових концентратів збагачення. Він визначається як різниця між вартістю продукції (отриманої з 1 т руди) та повною собівартістю її виробництва:

$$P = (C - C_n) * A, \quad (4.2)$$

де  $P$  – річний прибуток від реалізації продукції, тис. грн;  
 $C$  – сумарна вартість товарної продукції з 1 т руди, грн;  
 $C_n$  – повна собівартість переробки 1 т руди, грн;  
 $A$  – річна продуктивність підприємства по руді, тис. т.

Вартість однієї тонни руди визначається сумарною вартістю отриманої з неї товарної продукції. Вона залежить від вмісту металів у руді, ступеню їх вилучення та ціни товарної продукції. При цьому у більшості випадків методика підрахунку цінності компонентів руди, які вилучаються, передбачає використання ціни металів в отриманих концентратах [142]. У нашому випадку розглядався комплекс виробництва (збагачення – металургійна переробка), тому в розрахунок вартості компонентів введено вилучення металів при пірометалургійній переробці концентратів, та ціна металу в товарній продукції, отриманій за цією технологією:

$$BC = \sum_{i=1}^N \alpha_i \varepsilon_{oi} \varepsilon_{mi} C_{npi} K_{pi} + \sum_{j=1}^M \alpha_j \varepsilon_{oj} C_{kj} K_{pj}, \quad (4.3)$$

де:  $\alpha$  – вміст цінного компоненту у руді, частки од.;

$\varepsilon_o, \varepsilon_m$  – вилучення компонента (металу) при збагаченні та металургійній переробці, відповідно, частки од.;

$c_{np}, c_k$  – ціна компонента (металу) в товарній продукції та товарному концентраті, відповідно, грн/кг;

$N$  – число компонентів, що вилучаються в процесі збагачення та металургійної переробки;

$M$  – число компонентів, що вилучаються лише в процесі збагачення;

$K_p$  – коефіцієнт реалізації продукції (в розрахунках  $K_p = 1$ ).

Таким чином, вартість багату в чому визначається ціною металу в товарній продукції.

Як товарну продукцію для ніобію та танталу прийнято фероніобій, для цирконію – товарний діоксид цирконію; для калію, натрію та алюмінію – польвошпатовий концентрат.

Оптимізація здійснювалася за максимальним значенням функції прибутку від вмісту основного цінного компонента (пентаоксиду ніобію) у пірохлоровому концентраті:

$$\Pi = ВЦ(\beta_{Nb_2O_5}) - [c_6 + c_3(\beta_{Nb_2O_5}) + c_m(\beta_{Nb_2O_5})] \Rightarrow \max, \quad (4.4)$$

де  $\Pi$  – прибуток від реалізації товарної продукції;

$ВЦ$  – вартість вилучених продуктів;

$c_6$  – собівартість видобутку руди;

$c_3$  – собівартість збагачення руди;

$c_m$  – собівартість металургійної переробки продуктів збагачення.

Основним продуктом для розрахунків вартості компонентів руди та собівартості її переробки прийнято пірохлоровий концентрат, що вміщує головні цінні компоненти руди – ніобій та тантал. Для кожної стадії отримання пірохлорового концентрату, яка характеризується відповідним вмістом у ньому пентаоксиду ніобію, визначалась:

- собівартість збагачення руди (з врахуванням сталих витрат на видобування руди);
- собівартість металургійної переробки концентрату;
- сумарна (загальна) собівартість отриманої товарної продукції;
- ціна металів, що вилучаються з руди;
- прибуток від реалізації товарної продукції.

По кожному варіанту технології переробки руди проведено розрахунок витрат на збагачення та металургійну переробку чорного концентрату за умови сталих витрат на видобування і транспортування руди та продуктів збагачення; розрахунок вартості корисних компонентів, які вилучаються з руди; розрахунок прибутку. В умовних одиницях основні економічні показники представлені на рис. 4.22.

Рівень вартості компонентів, які вилучаються з руди, розраховано на базі середніх світових цін на рідкіснометалічну продукцію у 2019 році [143]:

- 15 тис. дол. США за тону ніобію у фероніобії;
- 1000 дол. США за тону цирконового концентрату;
- 30 дол. США за тону польвошпатового концентрату.

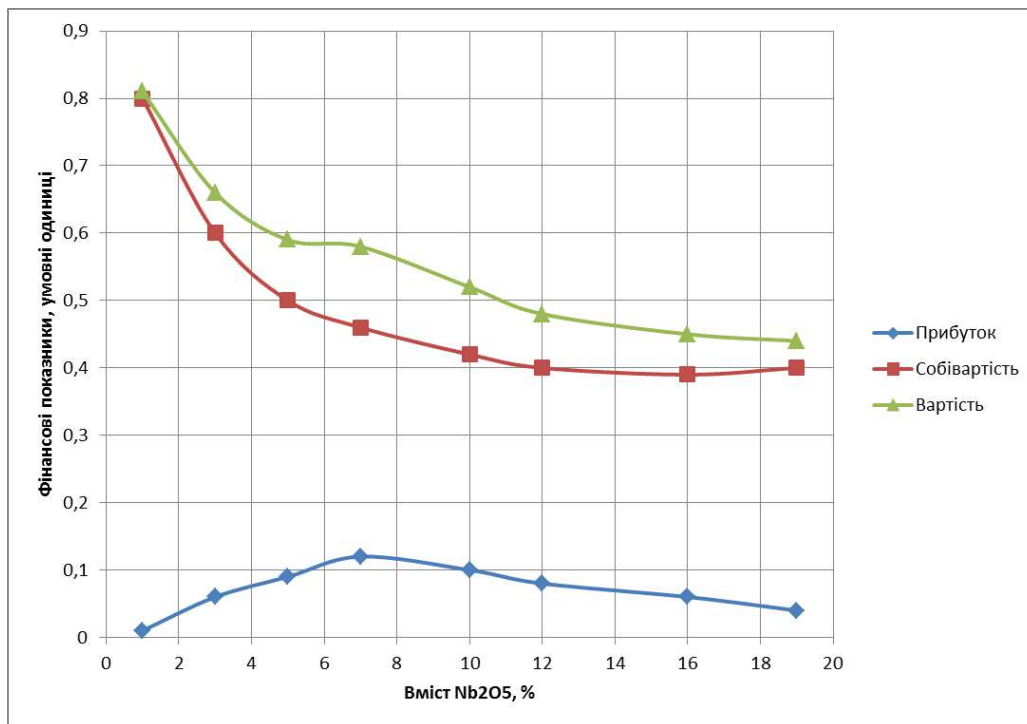
Із аналізу даних витікає, що із зростанням вмісту пентаоксиду ніобію в чорновому концентраті сумарна (загальна) собівартість переробки руди падає за рахунок зниження витрат на металургійну переробку менших обсягів концентрату. Це відбувається незалежно від зростання витрат безпосередньо на збагачення сировини.

При зростанні якості рідкіснометалічного чорнового концентрату, вартість компонентів руди, які вилучаються, падає за рахунок зниження ступеню вилучення пентаоксиду ніобію та танталу. Для бідних концентратів собівартість знижується більш стрімко, ніж вартість вилучених компонентів. Але вже при вмісті пентаоксиду ніобію близько 5 % зниження собівартості відбувається менш помітно. Як видно з рис. 4.22, максимальний прибуток від реалізації товарної продукції відповідає вмісту пентаоксиду ніобію в чорновому концентраті на рівні 7-8 %.

Таким чином, оптимальна глибина збагачення руд Мазурівського родовища визначається вмістом пентаоксиду ніобію у чорновому пірохлоровому концентраті на рівні 7,0-7,5 % (або сумарним вмістом пентаоксиду ніобію та танталу близько 8,0 %). При цьому наскрізне вилучення пентаоксиду ніобію в концентрат складає 60-61 % (проти 26 % при механічних методах збагачення), вилучення танталу – 74 %. Схема доводки чорнового рідкіснометалічного концентрату при цьому спрощується – з неї будуть виключені останні стадії доводки (рис. 4.23).

Операція магнітного збагачення є дуже витратною через низьку продуктивність сепараторів, високу їх вартість та значні витрати на обслуговування. Застосування в технології переробки чорнового концентрату відновлювальної плавки дозволяє отримати ніобієвий продукт відповідних кондицій, придатний для подальшої металургійної переробки, вже при напруженості магнітного поля 9,7-11,0 кЕ (0,97-1,1 Тл), та відмовитися від застосування високоградієнтних сепараторів.

При цьому прибуток від реалізації готової продукції додатково зростає на 375 дол. США на кожній тонні руди.



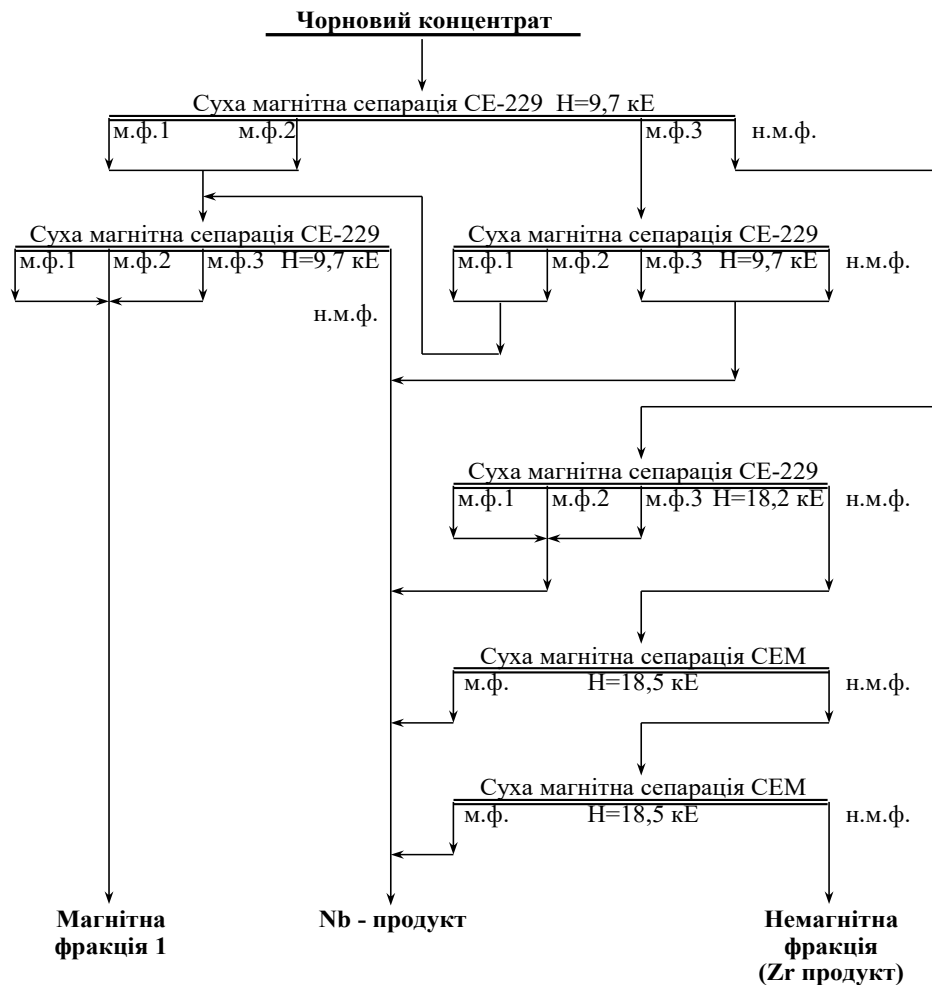
**Рис. 4.22.** Залежність собівартості переробки руди, вартості вилучених компонентів руди, та прибутку від прийнятого вмісту Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в чорновому концентраті

Проведені техніко-економічні дослідження дозволили виявити діапазони оптимальної глибини збагачення рідкіснометалічних руд Мазурівського родовища на основі критерію максимального прибутку від реалізації кінцевої товарної продукції.

Зниження глибини механічного збагачення (до вмісту пентаоксиду ніобію 7-8 % в чорновому концентраті) призводить до зростання загального сумарного (наскрізного) вилучення в 2,3 рази у порівнянні із збагаченням руди механічними методами та металургійною переробкою більш багатих чорнових концентратів (з сумарним вмістом пентаоксиду ніобію та танталу близько 16-19 %).

Виконані розрахунки показують, що оптимізація співвідношення механічного та пірометалургійного збагачення в комбінованих схемах переробки бідної руди є досить ефективним напрямком вдосконалення виробництва рідкіснометалічної продукції.

Аналогічні розрахунки мають бути виконані і в тому разі, коли в якості готової продукції прийнято не фероніобій, а оксиди ніобію, танталу, цирконію, гафнію чи інших металів, або флуорніобати, танталати чи цирконати калію, технології виробництва яких добре відомі.



**Рис. 4. 23.** Схема доводки чорнового концентрату магнітною сепарацією

Але робота гірничо-переробного підприємства на основі використання критерію «оптимальної глибини збагачення» можлива лише у випадку, коли гірничо-збагачувальне виробництво знаходиться в єдиному комплексі з металургійним цехом у складі одного підприємства.

В умовах повного циклу переробки руди на гірничо-металургійному заводі можлива і необхідна оптимізація співвідношення механічного збагачення та металургійної обробки продуктів збагачення на основі критерію «максимальний прибуток від реалізації кінцевої товарної продукції».

**Концепція раціональної технологічної схеми комплексної переробки рідкіснометалічних руд.** Пірохлорові руди вітчизняних родовищ, як показано в попередніх розділах, характеризуються низьким вмістом ніобію (0,09-0,15 %), та дрібною вкрапленістю (до 70 % класу – 0,05 мм), що вимагає застосування багатостадійних схем гравітаційного збагачення з використанням таких гравітаційних апаратів, як відсаджувальні машини та концентраційні столи. Зарубіжна практика та відомі дослідження вітчизняних пірохлорових руд показують, що отримати високі показники збагачення за такого підходу не вдається – вилучення ніобію навіть в бідні чорнові концентрати не перевищує 25-30 %. При подрібненні таких руд в традиційних

дезінтегруючих апаратах – кульових або стрижневих млинах, – пірохлор, як дуже крихкий мінерал, ще більше розтирається та утворює «примазки» на поверхні зерен більш міцних мінералів. Тому суттєвого зростання вилучення не вдається досягти навіть при застосуванні більш досконалих гравітаційних апаратів – відцентрових концентраторів, - або флотаційних та магнітних методів збагачення.

Побудова для таких руд ефективних схем збагачення, які б забезпечували високе вилучення ніобію у кондиційні концентрати, є досить складним завданням.

Наведені в роботах [2, 6, 103] закономірності подрібнення, розкриття та відцентрової сепарації важкозбагачуваної рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища можуть слугувати підґрунтям для розробки раціональної технології, яка дозволяє здійснювати переробку цієї сировини з високими техніко-економічними показниками.

Одним із шляхів є оптимізація рудопідготовки, яка полягає як в попередній крупногрудковій радіометричній сепарації, так і застосуванні відповідних методів дроблення та подрібнення руди, що забезпечують найкраще розкриття мінералів та мінімальне шламоутворення. Як показано в роботі [40], попередня радіометрична сепарація рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища крупністю –30 мм дозволяє майже на 30 % скоротити обсяги руди, яка подається на подальшу переробку.

Іншим перспективним методом попереднього збагачення бідних рідкіснометалічних руд [42] є високопродуктивний метод поліхромної фотометричної сепарації. Нами виконані експериментальні дослідження на сенсорному фотометричному сепараторі мінералів, в якому ознака розділення визначається за допомогою поліхромної RGB моделі, здатної розрізняти до 500 000 кольорів. У порівнянні з рентгенорадіометричними ці сепаратори мають вищу продуктивність, та дозволяють розділяти матеріал ширшого діапазону крупності. Сепаратори мають високу роздільну здатність, чутливість, та можуть використовувати декілька роздільних ознак. Були встановлені тісні кореляційні залежності між вмістом ніобію, та альбіту і нефеліну на Мазурівському рідкіснометалічному родовищі. Встановлена можливість розділення трьох основних порід на родовищі: мікрокліну, альбіту та нефеліну (два останні – основні носії ніобію), – за допомогою поліхромних фотометричних сепараторів при граничній відносній площі альбіту – 1 %, нефеліну – 2,5 %.

В результаті досліджень фотометричної сепарації на класах крупності - 100+70; –70+50; –50+20; – 20+10; – 10+5 мм рядових та бідних руд (вихідний вміст пентаоксиду ніобію 0,20 % та 0,08 % відповідно) були виділені хвости з вмістом 0,033 %  $Nb_2O_5$  для рядових та 0,024 %  $Nb_2O_5$  для бідних руд (при їх виході 48,8 % та 69,6 % відповідно), та концентрати в сумі з відсівом (–5 мм) з вмістом 0,34 % і 0,18 %  $Nb_2O_5$  (при вилученні 92,3 % та 81,6 % відповідно).

Таким чином, застосування попередньої концентрації на основі фотометричної сепарації на комплексних рідкіснометалічних рудах Мазурівського родовища дозволяє:

- підвищити рентабельність переробки рядових руд за рахунок зростання якості гірничої маси, що надходить на наступне основне збагачення;
- залучити до переробки бідні руди з низьким вмістом пірохлору (менше 0,08 %) і, тим самим, знизити бортовий вміст пірохлору на родовищі;
- за рахунок вилучення хвостів зменшити обсяги гірничої маси, яка направляється на глибоке збагачення на 40-45 %.

Для тонковкраплених рідкіснометалічних руд, схильних до шламоутворення, важливим є метод раціонального подрібнення, правильний вибір якого дозволяє покращити розкриття, знизити шламоутворення, підвищити технологічні показники подальшого збагачення. В роботі [102] описані результати селективної дезінтеграції рідкіснометалічних руд Мазурівського родовища з метою вибору оптимального типу дробарки та млина, які забезпечують найбільш повне розкриття пірохлору при мінімальному переподрібненні руди, а також мінімальні втрати його у вигляді шламів (0,01 мм) та примазок на частинках маріуполіту, альбіту, нефеліну. Встановлено, що підготовка руди до гравітаційного збагачення шляхом подрібнення її у відцентровому млині металевих типу дозволяє підвищити масову частку ніобію в чорновому концентраті майже в два рази – до 2,03 %, – при вилученні 65,37 %, в той час як при подрібненні в кульовому млині вміст пентаоксиду ніобію 1,1 % при вилученні 24,2 %.

Основним завданням первинного збагачення для такої руди є максимальне відділення основної маси руди від пустої породи з мінімальним вмістом в ній цінних компонентів.

Традиційними методами для відділення супутніх мінералів від цінних компонентів є гравітаційні способи розділення – відсадка та сепарація на концентраційних столах. При цьому виділені цінні мінерали (пірохлор, циркон, титаномagnetит) мають найвищу густину. Подальші дослідження були направлені на оптимізацію режиму збагачення подрібненої до 0,20 мм руди у відцентровому концентраторі KNELSON, та вивчення впливу мінералогічного складу руди (вмісту мінералів проміжної густини) на ефективність її збагачення.

Результати досліджень, наведені в [96], свідчать про можливість та ефективність застосування відцентрової сепарації для відділення цінних мінералів від супутніх компонентів руди. Концентрація пірохлору у відцентровому полі є основною операцією в технологічній схемі збагачення руди, яка дозволяє досягти значно кращих показників збагачення в порівнянні з традиційними гравітаційними апаратами.

Для підвищення контрастності властивостей мінералів, що розділяються, покращення їх розділення доцільним було б попередньо вилучити з гірничої маси мінерали проміжної густини. Але, як показано в роботі [103], кращі результати концентрації отримують в тих випадках, коли вихідний матеріал все ж містить певну невелику частку мінералів проміжної густини – егірину, біотиту, гетиту. Найбільш прийнятні показники збагачення руди Мазурівського родовища у відцентровому безнапірному концентраторі (вилучення  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  та  $\text{ZrO}_2$ , масова частка  $\text{ZrO}_2 + \text{Nb}_2\text{O}_5$ ) досягаються при вмісті в руді мінералів проміжної густини (біотиту, егірину, гетиту) на рівні 4,8-5,2 %.

Подальші дослідження показали, що ці мінерали проміжної густини є слабкомагнітними, тобто проміжними за своїми магнітними властивостями між пірохлором та мікрокліном, альбітом і нефеліном. При проведенні магнітної сепарації вони виділяються у другу магнітну фракцію при індукції магнітного поля 0,6-0,8 Тл. Змінюючи напруженість магнітного поля можна регулювати вміст мінералів проміжної густини в промпродукті, який направляється на подальше збагачення у відцентрових сепараторах. Вміст мінералів проміжної густини (біотиту, егірину, гетиту) на рівні 4,8-5,2 % забезпечується попередньою магнітною сепарацією руди, доподрібненої до крупності менше 0,2 мм, при напруженості магнітного поля 0,54-0,55 Тл.

Магнітне фракціонування вихідної тонковкрапленої руди є перспективною технологічною операцією, яка дозволяє підвищити ефективність вилучення важких мінералів (пірохлору та цирконію) у відцентровому полі.

Попередньою оцінкою доцільності та переваг застосованого методу є результати гравітаційного та магнітного аналізу руди, наведені вище.

Результати циклу робіт по гравітаційному аналізу руди свідчать про те, що фракція густиною  $\leq 2,62$  для всіх класів крупності характеризується мінімальним вмістом  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  (0,06 %) серед інших фракцій. Але вихід цієї фракції в кожному класі крупності відносно невеликий і складає від 4 до 16 %, зростаючи із зниженням крупності руди. Основна маса мінералів вмісних порід зосереджена, як видно з результатів гравітаційного аналізу, у фракції густиною 2,6-2,9 г/см<sup>3</sup>. Вихід цієї фракції складає 60-86 % від загального виходу класу крупності при зниженні крупності. Це узгоджується з літературними даними по густині цих мінералів.

У фракціях густиною 2,6-2,9 г/см<sup>3</sup> вміст  $\text{Nb}_2\text{O}_5$  значно вищий, ніж у фракції  $\leq 2,62$ , та змінюється від 0,36 до 0,098 % при різній крупності, що свідчить про наявність в цій фракції як розкритих мінералів пустої породи, так і їх бідних зростків з цінними мінералами.

Спроби отримати більш багаті чорнові пірохлорові концентрати шляхом введення додаткових стадій гравітаційної або магнітної сепарації призводять до значного зниження вилучення ніобію, і його втрат з хвостами збагачення.

В практиці збагачення бідних тонковкраплених руд інколи обмежуються отриманням чорнових концентратів або проміжних продуктів з низьким, – одиниці та перші десятки відсотків, – вмістом рідкісних металів для забез-

печення більш високого їх вилучення. Наступна переробка таких чорнових концентратів та промпродуктів на зарубіжних підприємствах здійснюється різними гідрометалургійними методами: спіканням з лугами, обробкою кислотами або хлоруванням. Такі методи характеризуються не лише складністю багатостадійної технології гідрометалургійної переробки, але й є екологічно небезпечними для довкілля та персоналу цих виробництв.

Подальше підвищення ефективності переробки бідних рідкіснометалічних руд можливе за рахунок комплексного використання всіх корисних компонентів руди, що є можливим при широкому використанні пірометалургійних методів доводки чорнових концентратів.

Чорновий гравітаційний пірохлоровий концентрат переробляли методом відновлюваної алюмотермічної плавки в дуговій печі постійного струму малої потужності (200 кВА), з наступним окисненням сплаву. Доводка чорнового пірохлорового концентрату прийнята на основі досліджень Інституту титану (м. Запоріжжя) та наших досліджень [144].

Алюмотермічний процес з огляду на екологічну безпеку є більш привабливим [69]. В якості відновлювача використовували порошок вторинного алюмінію. В шихту додавали вапно в якості флюсу, та залізорудні котуни (ЗРК) – для внесення заліза до складу сплаву для утворення рідкоплинного розплаву. Крупність алюмінієвого порошку і вапна – менше 1,0 мм, а ЗРК – менше 5,0 мм. Приблизний склад шихти: концентрат – 70-75 %, вапно – 14-15 %, ЗРК – 6-7 %.

Піч футерована магнезитом або електродним графітом. Завантаження шихти здійснювали порціями, по мірі проплавлення. Температура шлаку складала 1823-1923 К [69].

Алюмотермічна плавка в печі з магнезитовою футеровкою характеризувалася витратами електроенергії 1200-1400 кВт·год/т концентрату (при тривалості циклу 65-75 хвилин). При використанні графітової футеровки тривалість циклу плавки та витрати електроенергії були в 1,2-1,5 разів нижчими, вихід металу складав 15-18 %, а шлаку – 100-125 % (від маси шихти).

Вилучення Nb та Ta у сплав складало не менше 92 %. У шлак переходило від 75 до 96 % кремнію та до 98 % радіонуклідів. В порівнянні з карботермією тривалість плавки та витрати електроенергії скорочувалися в 2-3 рази.

Отриманий метал випускали в ківш, футерований магнезитом. За результатами кількох укрупнених лабораторних плавок було встановлено, що отриманий метал має наступний хімічний склад: Fe – 70-80 %; Nb – 5-10 %; Ta – 0,1-0,5 %; Mn – 1-2; C – 0,7-10,0 %; Si – 5-6 %.

В розплавлений метал вводили кисневу фурму та проводили продувку (конвертування). Мета конвертування – окиснити металевий ніобій і тантал, які містяться у розплаві заліза, та перевести їх у вторинний шлак – синтетичний концентрат з вмістом  $Nb_2O_5+Ta_2O_5$  близько 40-44 %, 26-30 % заліза, 1,2-1,5 % фосфору, 0,8-1,0 сірки та 15 % титану. Такий концентрат

придатний для отримання фероніобію за стандартною технологією [127]. Витрати кисню розраховуються в залежності від вмісту рідкісних металів у сплаві, який необхідно окиснити.

Застосування комбінованої технології переробки руди, яка включає інноваційні процеси підготовки і збагачення, пірометалургійної доводки чорного концентрату, дозволяє досягти загального вилучення пентаоксидів ніобію і танталу – 61,8 % (проти 26 % при застосуванні традиційної гравітаційної технології у відсаджувальних машинах з доводкою на концентраційних столах).

Крім того, перевагами запропонованої схеми збагачення бідних рідкіснометалічних руд є скорочення витрат хімічних реагентів та зменшення кількості відходів.

Таким чином, раціональна схема переробки рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища має включати наступні технологічні операції:

- попередня крупногрудкова сепарація руди крупністю –30 мм фотометричним методом для відділення ніобій- і цирконійвмісних порід – альбіту та маріуполіту, – від мікрокліну та інших порід, що на 45-50 % зменшує обсяги перероблюваної руди;
- подрібнення руди у відцентрово-ударній дробарці та відцентрово-ударному млині до крупності –1 мм, що дозволяє досягти більш повного розкриття пірохлору в грубих класах крупності;
- мокра магнітна сепарація (в слабкому і високоградієнтному полях) подрібненої руди для вилучення магнетиту, та часткового вилучення егірину і біотиту, з метою створення оптимальних умов для наступного гравітаційного збагачення у відцентровому концентраторі, за яких досягається вилучення пентаоксиду ніобію в чорновий концентрат 3,0-3,5 %;
- гравітаційне збагачення у відцентрових концентраторах, що дозволяє підняти вміст пентаоксиду ніобію і танталу в чорновому концентраті до 7-8 % при вилученні 77,25 %;
- пірометалургійна переробка бідного чорного концентрату з сумарним вмістом пентаоксидів ніобію і танталу 7-8 %.

#### *Література до розділу 4:*

1. Попов Р. Л. Результати мінералогічних та технологічних досліджень руд Мазурівського родовища та рідкісноземельних руд України: Звіт про НДР по темі № 343 / КВ УкрДГРІ. – Держ рег. № 0197009822. – Сімферополь, 2002. – 138 с.
2. Воробьев Н.К., Лободина З.В. Разработка технологии обогащения комплексных руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР по теме 086311/17-93 / Механобрчермет. – № ГР 0193017475. – Кривой Рог, 1994. – 100 с.
3. Зубков Л.Б., Прозорова М.В., Акоева Е.К. и др. Оценка минерально-технологических перспектив комплексной переработки ниобий-

- циркониевых руд Октябрьского месторождения: Отчет о НИР / Гиредмет. – М., 1984. – 124 с.
4. Чистов Л.Б. Исследование и разработка технологии комплексной переработки коренных руд Мазуровского месторождения с получением полевошпатового и циркониевого концентратов, технических оксидов редких металлов, РЗЭ технической чистоты и сырья для производства поликремния: Отчет о НИР / ФГУП ГИРЕДМЕТ. – Москва, 2004. – 126 с.
  5. Чернієнко Н.М. Комплексне використання руд Мазурівського родовища Приазов'я / Н.М. Чернієнко // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: «Гірничо-геологічна». – Випуск 8 (136). – Донецьк.: ДонНТУ, 2008. – С. 215-222.
  6. Шпильовий Л.В., Білецький В.С., Шпильовий К. Л. Збагачення ніобієвих руд (монографія) / За ред. В.С. Білецького. – К.: Видавництво ФОП Халіков Р.Х., 2021. – 160 с.
  7. Білецький В.С., Смирнов В.О. Технологія збагачення корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2003. – 272 с.
  8. Польшин С.И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов. М.: Недра, 1987. – 434 с.
  9. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полевых ископаемых: учебник для вузов. В 2 т. / В.В. Кармазин, В.И. Кармазин. – М.: Издательство государственного горного университета, 2005. – Т. 1. Магнитные и электрические методы обогащения полезных ископаемых. – 669 с.
  10. Шпильовий К.Л. Сучасний стан теорії і практики збагачення та переробки бідних ніобієвих руд // Збагачення корисних копалин. – Дніпропетровськ, 2016. – № 63(104). – С. 1–14.
  11. Зубынин Ю.Л., Чистов Л.Б., Охрименко В.Е., Юфряков В.А., Акоева Е.К. Комбинированные химико-обогащительные методы – главное направление комплексной переработки редкометалльных руд / В кн.: Новые процессы в комбинированных схемах обогащения полезных ископаемых. – М.: Наука, 1989. – С. 59–68.
  12. Охрименко В.Е., Зубынин Ю.Л., Ветров И.С., Шипова Г.Ф., Юшко Н.Г. Разработка технологии извлечения ниобиевых минералов из коренных вкрапленных карбонатитов / В кн.: Вещественный состав, добыча и обогащение руд редких металлов. – М., 1985. – С.101–110.
  13. Соколов Ю.Ф., Волова М.Л., Быков Ю.А. и др. Полупромышленные технологические испытания редкометалльных руд месторождения Белая Зима (смешанная проба зоны 9, проба зоны 14): Отчет о НИР / ВИМС. – М.: Наро-Фоминск, 1988. – 503 с.
  14. Соколов Ю.Ф., Тютюнник Н.Д., Быков Ю.А. и др. Полупромышленные технологические испытания редкометалльных руд месторождения Улуг-Танзек (проба УТ–30): Отчет / ВИМС. – М.: Наро-Фоминск, 1988. – 451 с.

- 15.Эпштейн Е.М., Данильченко Н.А., Постников С.А. Геология Томторского уникального месторождения редких металлов (север Сибирской платформы) // Геология рудных месторождений. – Т. 36. – М., 1994. – № 2. – С. 83–110.
- 16.Зубков Л.Б., Прозорова М.В. Технологическая минералогия редкометалльных руд, приуроченных к зонам метасоматоза щелочных гранитоидов / В кн.: Проблемы направленного изменения технологических и технических свойств минералов. – Л., 1985. – С. 55–67.
- 17.Чистов Л.Б., Михейкин В.И., Милованова Л.А., Кондратьев СИ. Технологические свойства редкометалльных минералов одного из пегматитовых месторождений Африки / В кн.: Вещественный состав, добыча и обогащение руд редких металлов. – М., 1985. – С. 36–43.
- 18.Самилін В., Білецький В. Спеціальні методи збагачення корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2003. – 116 с.
- 19.Сурнин И.И. Получение цирконового концентрата // Цветные металлы. – 1940. – № 3. – С. 50–52.
- 20.Зив Е.Ф., Мамонтова Л.Н. Изучение вещественного состава и разработка схемы обогащения крепких комплексных руд Ждановского месторождения: Отчет о НИР / Гиредмет. – М., 1957. – 68 с.
- 21.Зубков Л.Б., Прозорова М.В., Акоева Е.К. и др. Оценка минерально-технологических перспектив комплексной переработки ниобий-циркониевых руд Октябрьского месторождения: Отчет о НИР / Гиредмет. – М., 1984. – 124 с.
- 22.Смирнов В.К., Развозжаев Ю.И., Михайлова Г.А. Технологические исследования рыхлых руд Ждановского месторождения: Отчет о НИР / ИрГиредмет. – № 1–12–57. – Иркутск, 1958. – 92 с.
- 23.Лавринович М.И. Разработка технологической схемы комплексного обогащения крепких руд Ждановского месторождения: Отчет о НИР / Механобр. – № 61. – Л., 1957. – 112 с.
- 24.Кропанев С.И. Клячин В.В. Изучение обогатимости ильменитсодержащих руд Ждановского месторождения с целью их технологической оценки: Отчет о НИР / Уралмеханобр. – № 277. – Свердловск, 1955. – 76 с.
- 25.Бажанова А.П., Пономарев В.Д., Фатеева З.Т., Кабульникова С.Л., Писмарева В.А. О способах химического разделения богатого коллективного циркон-ниобий-танталового концентрата // Сб. трудов «Металлургия и обогащение» / КазПТИ. – вып. 2. – Алма-Ата.: 1966. – С. 69-74.
- 26.Попов Р.Л. и др. Технологическая и экономическая оценка получения нефелин-полевошпатовых и полевошпатовых концентратов из руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР / ИМР. – № 091. – Симферополь, 1992. – 37 с.

27. Шаповалов Г.М. и др. Изучение обогатимости выветрелых и смешанных руд балки Мазурова Ждановского месторождения: Отчет о НИР / ИМР. – Симферополь, 1964. – 283 с.
28. Кропанев С.И. Клячин В.В. Уточнение технологии обогащения крепких ниобиево-циркониевых руд Ждановского месторождения на пробе из глубоких горизонтов: Отчет о НИР / Уралмеханобр. – № 23–57. – Свердловск, 1957. – 135 с.
29. Чернієнко Н.М. Геолого-економічні критерії комплексного освоєння Мазурівського родовища польвошпат-нефелін-рідкіснометалічних руд Східного Приазов'я / Дис. ... канд. геол. наук: 04.00.19 . – К., 2011. – 177 с.
30. Тихонов С.А. и др. Усовершенствование схемы флотационного обогащения тонковкрапленных пирохлоро-цирконовых руд: Отчет о НИР / ИМР. – № 3.1/400(28); ГР 168–4/84. – Симферополь, 1972. – 86 с.
31. Шаповалов Г.М., Быков Ю.А. и др. Изучение вещественного состава и разработка схемы обогащения пирохлоро-цирконовых руд Октябрьского месторождения: Отчет о НИР / ИМР. – Симферополь, 1968. – 155 с.
32. Попов Р.Л. Технологический регламент для составления ТЭО временных кондиций по Мазуровскому месторождению: Отчет о НИР / ИМР. – № 111. – Симферополь, 1988. – 175 с.
33. Тихонов С.А. и др. Изучение вещественного состава и технологических особенностей 25 малообъемных проб руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР / ИМР. – № 59/80–8. – Симферополь, 1985. – 125 с.
34. Шпильовий К.Л. Обґрунтування напрямків технологічних досліджень по збагаченню бідної руди Мазурівського рідкіснометалічного родовища // Збагачення кориних копалин . – Вип. 61(102). – 2015. – С. 29-37.
35. Тихонов С.А. Изучение вещественного состава и обогатимости двух технологических проб руд Октябрьского массива: Отчет о НИР / ИМР. – Симферополь, 1981. – 105 с.)
36. Попов Р. Л., Тихонов С. А., и др. Изучить вещественный состав и разработать принципиальную схему переработки руд Мазуровского месторождения после их предварительного обогащения с получением пирохлорового, цирконового и полевошпатового концентратов: Отчет о НИР / ИМР. – № 020. – Симферополь, 1987. – 237 с.
37. Гамалинский А. И., Ивашутин Д.Д. Техничко – економічний доклад о целесообразности детальной разведки на Мазуровском месторождении с обоснованием временных кондицій: Отчет о НИР / ИМР ДОМП. – Донецк, 1990. – 242 с.
38. Черняк А.С., Масленников Р.Д., Бацуев А.А. Изучение условий сульфатно-пероксидной переработки пирохлоровых продуктов // Научные труды Гиредмета. – М.: Недра, 1965. – Вып. 12. – С. 283-294.
39. Попов Р.Л., Овчаренко В.К. Техничко-економічне обоснование целесообразности переработки лежалых отходов ХМФ с целью

- получения редкометалльных и нефелин-полевошпатового концентратов: Отчет о НИР / ИМР. – № 827.392. – Симферополь, 2000. – 59 с.
40. Литвинцев Э.Г. Результаты исследований радиометрической обогатимости редкометалльных руд Мазуровского месторождения. – М.: ВИМС, 1988. – 34 с.
  41. Требования к изучению радиометрической обогатимости минерального сырья при разведке месторождений металлических и неметаллических полезных ископаемых / ГКЗ. – Москва, 1993. – 26 с.
  42. Білецький В.С., Шпильовий К.Л., Шпильовий Л.В. Підвищення ефективності розробки родовища за рахунок попереднього збагачення руди / 12 міжнародна науково-практична конференція «Школа підзеної розробки» // Бердянськ, 04 – 08 вересня 2018 р. – 2 с.
  43. Ватолин Н. А., Моисеев Г. К., Б. Г. Трусов. Термодинамическое моделирование в высокотемпературных неорганических системах. – М.: Metallurgy, 1994. – 352 с.
  44. Krasikov S., Lyamkin S. The hydrogen reduction of nonferrous metal oxides from liquid silicates // Abstr. VIII Intern. Conf. On the Physics of Non-Crystalline Solids. Turku, Finland, 1995. –P.95.
  45. Веденяпин А.А., Шаумян Л.В., Батурова М.Д. О проблемах загрязнения природы России металлами и их соединениями // Вестник Комитета Российской Федерации по металлургии. – 1996. – № 1-2. – С. 38-48.
  46. Свод показателей работы горных предприятий металлургической промышленности за 1990-1997 г.г. / Справочник. – Екатеринбург: УрО РАН, 1998. – 279 с.
  47. Мизерницкий Л.А., Тищенко К.И., Тимофеева М.Х., и др. Технология глубокого обогащения карбонатных марганцевых руд // [http://www.sgb.com.ua/index.php?option=com\\_content&view=article&id=183:ryda&catid=2:gornoe-delo&Itemid=4](http://www.sgb.com.ua/index.php?option=com_content&view=article&id=183:ryda&catid=2:gornoe-delo&Itemid=4).
  48. Губіна В. Г., Горлицький Б. О. Проблема залізовмісних відходів гірничо-металургійного комплексу України – системний підхід // Зб. наук. праць Інституту геохімії навколишнього середовища . – К.: Інститут геохімії навколишнього середовища НАН України. – Вип. № 17. – С. 79-92.
  49. Білецький В. С. Смирнов В. О. Переробка і якість корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2005. – 324 с.
  50. Мала гірничо-енциклопедія, т.1 / За редакцією В.С. Білецького. – Донецьк: Донбас, 2004. – 640 с.
  51. Петрова Н.В., Быховский Л.З., Остроумов Г.В. и др. Приоритетные направления в развитии химико-металлургических процессов применительно к комплексному сложному тантал-ниобиевому сырью // Минеральное сырье. – 2000. – № 7. – С. 149-159.
  52. Петров И.М. Повышение эффективности переработки и извлекаемой ценности редкометалльных руд на основе оптимизации параметров и глубины обогащения минеральных компонентов: Дисс. ...д-ра техн. наук. – М.: МГТУ, 2002. – 390 с.

53. Мостика Ю.С. Совершенствование рудоподготовки при обогащении нефелиновых сиенитов для повышения извлечения пирохлора / Ю. С. Мостика, К. Л. Шпилевой, Л. В. Шпилевой // зб. наук. праць Вісник НТУ«ХПІ». – Харків, 2013. – № 57 (1030). – С. 85-89.
54. Шпильовий К.Л., Шпильовий Л.В. Удосконалення рудопідготовки при збагаченні нефелінових сієнітів для підвищення вилучення пірохлору // Качество минерального сырья. Сб научных трудов КТУ, Кривой Рог, 2014. – С. 166-170.
55. Комаров О.К., Чистов Л.Б., Потехина М.П., Доронин Н.А., Иванушкина И.К., Барсукова Н.Е. Перспективы комплексной переработки редкометалльных апатит-магнетит-форстеритовых руд / В кн.: Комбинированные методы обогащения при комплексной переработке минерального сырья. – М.: Наука, 1977. – С. 86-89.
56. Муленко В.Н., Петрова Н.В., Сутырин Ю.Е., и др. Создание новых технологических решений при переработке бедных и труднообогатимых руд // Цветные металлы. – 1993. – № 9. – С. 56-59.
57. Троянкер Л.С., Акоева Е.К., Никонов В.Н., Юшко Н.Г. Переработка черновых ниобиевых концентратов комбинацией методов азотнокислого выщелачивания и обогащения / В кн.: Вещественный состав, добыча и обогащение руд редких металлов. – М., 1985. – С. 138-143.
58. Рябкин В.К. Крупнопорционная сортировка как ключевой процесс высокоэффективных технологий // Разведка и охрана недр. – 1998. – № 11. – С. 22–24.
59. О развитии работ по созданию новых способов дробления и измельчения твердых материалов и оборудования для этих способов / Доклад Временной научно-технической комиссии Государственного комитета СССР по науке и технике. – М., 1985. – 136 с.
60. Ревнивцев В.И. О рациональной организации процесса раскрытия минералов в соответствии с современными представлениями физики твердого тела / В кн.: Совершенствование и развитие процесса подготовки руд к обогащению. – Л., 1975. – С. 153-169.
61. Хопунов Э.А. Некоторые методологические аспекты изучения процессов раскрытия руд / В кн.: Совершенствование процессов рудоподготовки. – Л.: Изд. Механобр, 1980. – С. 116-120.
62. Фалей Е.А. Исследование закономерностей и разработка технических решений турбулизационной центробежной сепарации минерального сырья: Дисс. ... канд. техн. наук: 25.00.13. – Екатеринбург, 2014. – 175 с.
63. Shpylovyi K.L. Technique and technology of rare-metal ores desintegration and gravity-based beneficiation / K.L. Shpylovyi, L.V. Shpylovyi, V.S. Biletskyi, O.I. Komarova // Збірник наукових праць. Серія: Галузеве машинобудування, будівництво / ПолтНТУ ім. Юрія Кондратюка; голов. ред. С.Ф. Пічугін. – Полтава : ПолтНТУ, 2017. – Вип. 1 (48). – С. 273-289.

64. Ангелова С.М., Гондаревская Г.Д., Левченко Е.Н. Магнитная сепарация тонких классов слабомагнитных минералов / В кн.: Комплексная переработка и обогащение минерального сырья. – М., 1986. – С. 61-63.
65. Воликов Ю.А. Повышение эффективности процесса высокоградиентной мокрой магнитной сепарации тонкоизмельченных слабомагнитных минералов: Автореф. дис. канд. техн. наук / Л., 1984. – 26 с.
66. Петров И.М. Магнитный анализ слабомагнитных руд и продуктов обогащения / Методические указания. – М.: ВИМС. – 1990. – 32 с.
67. Черняк А.С. Химическое обогащение руд. – М.: Недра, 1987. – 224 с.
68. The Interactions between Ta-Nb Ferroalloys and Sulfate-Carbonate Melts / V. Chumarev, S. Krasikov, M. Timofeev, O. Savushkina, V. Maryevich, // Z. Naturforsch, 2001. – V. 56 a. – P. 725-729.
69. Красиков С.А. Физико-химические свойства и процессы в оксидных и металлических системах, содержащих тантал, ниобий, олово: Дисс. д-ра техн. наук: 02.00.04. – Екатеринбург, 2005. – 281 с.
70. Шпилевой К.Л. Разработка принципов технологии плазменно-дуговой переработки бедных редкометаллических концентратов // Вісник Криворізького технічного університету. Збірник наукових праць. Випуск 18. – Кривий Ріг, 2007. – С. 109-112.
71. Шпилевой К.Л., Костецкий Ю.В. Переработка некондиционных редкометалльных продуктов // Научно-технический сборник «Разработка рудных месторождений». Выпуск №1(90). – Кривой Рог, 2006. – С. 122-124.
72. Акопова К.С., Солнцева Л.С., Лихонина Е.В., Солнцев Б.П. Направленное изменение технологических свойств минералов путем воздействия на них ультразвука и радиации / В кн.: Исследования по интенсификации процессов обогащения оловянных и редкометалльных руд: Сб. научн. трудов. – М., 1983. – С. 98-117.
73. Добровольская Н.В., Петров И.М. и др. Разработка оптимальных режимов термического и химического воздействия на магнитные характеристики минералов с целью направленного изменения их технологических свойств (на примере редкометалльных месторождений): Отчет о НИР / ВИМС. – М., 1988. – 279 с.
74. Чантурия Е.Л., Тютюнник Н.Д., Богидаев С.А. Влияние электрохимической обработки на физико-химические, флотационные и магнитные свойства минералов редкометалльных руд // Обогащение руд. – 1988. – № 3. – С. 52-56.
75. Районов Г.В., Ревнивцев В.И. К вопросу об оптимизации процессов измельчения // Обогащение руд. – 1985. – № 2. – С. 2-5.
76. Ревнивцев В.И. О фундаментальных исследованиях в области обогащения полезных ископаемых. – В кн.: Переработка труднообогатимых руд. Теория и практика. – М.: Наука, 1987. – С. 4-16.
77. Ревнивцев В.И. Селективное измельчение минералов. – М.: Недра, 1988. – 328 с.

78. Мохначев М.П., Присташ В.В. Динамическая прочность горных пород. – М., Наука, 1982, 141 с.
79. Попов Р.Л. Укрупненные испытания в непрерывном режиме технологии переработки фосфоритов и полевошпатового сырья Украины (раздел полевошпатовое сырье): Отчет о НИР / ИМР. – № ГР 01950025080; Инв. № У-95-80/10. – Симферополь, 1996. – 88 с.
80. Леонов С.Б., Белькова О.Н. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. М.: Интермет Инжиниринг, 2001. – 631 с.
81. Богданович А.В., Федотов К.В. Основные тенденции развития техники и технологии гравитационного обогащения песков и тонковкрапленных руд // Горный журнал. – 2007. – № 2. – С. 51- 57.
82. Богданович А.В. Разделение минеральных частиц в центробежных полях – обогатительная технология будущего // Горный журнал – 1997. – № 4. – С. 43–48.
83. Богданович А.В., Базилевский А.М. Разделение в центробежном поле взвешенных в жидкости частиц в псевдостатических условиях // Обогащение руд. – 1992. – № 3–4. – С. 61-69.
84. Burt R. O. Tantalum Mining Corporations gravity concentrator Resent Developments. Bull. Can. Inst. Min. and Metall, 1979. – 72 Sept. v. – 103-108.
85. Cetco Capital Equipment and Technology Corporation. January 31.2001. Datny Ashfond. Stc. 470-Houston, Texas 77077 - USA.
86. Заярный А.А., Костромин М.В. Промышленные испытания центробежных сепараторов в условиях ОАО «Малышевское рудоуправление» / Экологические проблемы и новые технологии комплексной переработки минерального сырья (Плаксинские чтения): Международное совещание. Часть 4. – Москва-Чита: 2002. – С. 181-182.
87. Clarkson G., Clarkson R., Hitch M. Exploiting the malleability of gold for placer concentrate extraction and recovery // Minerals Engineering. – 2016. – Vol. 94. – P. 38-40.
88. Анциферова С. А., Маркосян С. М. Центробежная концентрация и флотация при извлечении золота из руды Воронцовского месторождения // Современные проблемы науки и образования. – 2015. – № 2–2. – С. 97.
89. Солоденко А.А. Испытания на эффективность центробежных концентраторов Falcon при обогащении золотосодержащей руды коренного месторождения // Цветная металлургия. – 2012. – № 6. – С. 39-41.
90. Ofori–Sarpong G., Amankwah R. K. Comminution environment and gold particle morphology: Effects on gravity concentration // Minerals Engineering. – 2011. – Vol. 24. – Iss. 6. – P. 590-592.
91. Федотов К.В., Тютюнин В.В. Обогащение в центробежных концентраторах: монография. – Иркутск.: Изд-во Иркут. Гос. Техн. ун-та, 2008. – 115 с.

- 92.Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения. – М.: Недра, 1993. – 350 с.
- 93.Шпилевой К.Л., Белецкий В. С., Попов Р.Л., Маклакова Л.А. Разработка технологии извлечения редких металлов из отходов обогащения мариуполитов // Благородные и редкие металлы: Труды Четвертой Международной конференции «Благородные и редкие металлы. БРМ–2003». – Донецк, 2003. – С. 257-259.
- 94.Попов Р.Л. и др. Нарботка опытной партии пирохлорового концентрата и его гидрометаллургическое разделение: Отчет о НИР / УкрГИМР. – Симферополь, 1989. – 30 с.
- 95.Спосіб попереднього збагачення бідних тонковкраплених рідкіснометалічних руд: Пат. 65233 А Україна: В03В7/00/ Шпильовий К.Л., Крамаренко С.О., Шпильовий Л.В. – № 2003065729; Заявл. 20.06.2003; Опубл. 15.03.2004. – Бюл. № 3. – 4 с.
- 96.Білецький В.С., Шпильовий К.Л. Застосування відцентрового збагачення для вилучення рідкісних металів з відходів збагачення нефелінових сієнітів // Вісник Криворізького технічного університету. Вип. 17: Зб. Наук. Пр. – Кривий Ріг: КТУ, 2007. – С. 62-65.
- 97.Мостика Ю.С. Развитие научных основ кинетики мокрої високоградієнтної магнітної сепарації слабомагнітних руд [Текст]: автореф. Дис... д-ра техн. наук: 05.15.08 / Мостика Юрій Сергійович ; Національний гірничий ун-т. – Д., 2005. – 35 с.
- 98.Huang, L. Upgrading of Gold Gravity Concentrates a Study of the Knelson Concentrator. Ph.D Thesis / L. Huang. – Mc Gill University, 1999. – Pp. 319.
- 99.Орлов Ю.А., Афонасенко С.И., Лазариди А.Н. Рациональное использование центробежных концентраторов при обогащении золоторудного сырья // Горный журнал. – М., 1997. – № 11. – С. 44-47.
- 100.Федотов К.В., Романченко А.А. Механизм сепарации золотосодержащего минерального сырья в безнапорном сепараторе // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – Иркутск, 2003. – № 9. – С. 80-85.
- 101.Заярный А.А. Повышение эффективности обогащения трудно-обогатимых тантал–ниобиевых руд на основе центробежной сепарации (на рудах месторождения «Липовый Лог»): Дисс. канд. техн. наук: 25.00.13 / ЧГУ. – Чита, 2004. – 160 с.: иллюстр., табл.
- 102.Шпилевой К.Л., Шпилевой Л.В. Повышение извлечения пирохлора за счет совершенствования рудоподготовки // IX Конгресс обогатителей стран СНГ. 26–28 февраля 2013 г. Сб. материалов в 2–х томах. Т. 11. – М.: МИСиС, 2013. – С. 679-681.
- 103.Білецький В. С., Шпильовий К. Л. Вилучення важких мінералів з рідкіснометалічної руди у відцентровому полі // Вісник Криворізького національного університету. Вип. 40: Зб. наук. пр. – Кривий Ріг: КНУ, 2015. – С. 68–73.

104. Білецький В.С., Смирнов В.О. Моделювання процесів збагачення корисних копалин. – Донецьк: Східний видавничий дім, 2013. – 304 с.
105. Білецький В.С., Смирнов В.О., Сергєєв П.В. Моделювання процесів переробки корисних копалин: Посібник / За ред. І.М.Фика. НТУ «Харківський політехнічний інститут», Львів: «Новий Світ-2000», 2020. – 399 с.
106. Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г. Металлургия редких и цветных металлов. – М.: Металлургия, 1991. – 432 с.
107. Химическая технология лопаритового концентрата. – Апатиты, 1997. – № 3. – 65 с.
108. Калинин В.Т., Николаев А.И., Склокин Л.И. Гидрометаллургическая переработка лопаритового концентрата // Цветные металлы. – 2001. – № 12. – С. 96-98.
109. Переработка сырья и производство основных видов редкометаллической продукции: Обзорная информация / Цыганкова Г.В., Рубайлова К.М. // Сер. «Пр-во редких металлов и полупроводн. материалов». – М.: ЦНИИ цветмет экономики и информации, 1988. – Вып. 3. – 64 с.
110. Крошина А.Б., Черникова С.М., Матиас В.В. Изучение действия растворов кислот и щелочей на пирохлор и колумбит-танталит // Минеральное сырье. – М.: Недра, 1970. – Вып. 19. – С. 41-48.
111. Сажин В.С. Новые гидрохимические способы получения глинозема. – Киев: Наукова думка, 1979. – 208 с.
112. Приоритетные направления в развитии химико-металлургических процессов применительно к комплексному сложному танталониобиевому сырью / Петрова Н.В., Быховский Л.З., Остроумов Г.В. и др. // Минеральное сырье. – 2000. – № 7. – 149-160.
113. Петрова Н.В., Кострыкин В.М., Мираль Г.Н. Сернокислое разложение «трудновскрываемых» тантал-ниобиевых концентратов // Минеральное сырье. – М.: Недра, 1970. – вып. 19. – С. 35-40.
114. Промышленные испытания и внедрение сульфатно-экстракционной технологии переработки бедных танталониобиевых концентратов / Карпухин П.И., Ильина Г.И., Харлов В.Т. и др. // Цветные металлы. – 1986. – № 11. – С. 54-56.
115. Шарова А.К., Бамбуров В.Г., Степанов И.С. Изучение условий вскрытия лопаритового концентрата спеканием с кремнефторидом калия // Тр. Института химии УФАН СССР. – Вып. 11. – Свердловск: УФАН СССР, 1969. – С. 156-164.
116. Ивасишин О.М. Переработка лежалых хвостов ХМФ ОАО «ММК им. Ильича» / О.М. Ивасишин, С.П. Ошкадеров, Б.В. Спиваковский та ін. // Сучасні економічні можливості розвитку та реалізації мінерально-сировинної бази України і Росії в умовах глобалізації ринку мінеральної сировини / Під ред. Л.С. Галецького – К.: Ін-т геол.наук НАН України, СПД Москаленко, 2005. – С. 130-132.

117. Галецький Л.С., Петрова Л.О. та ін. Вивчення та оцінка перспектив використання техногенних родовищ України: Звіт про НДР за 2002-2006рр. / ІГН НАН України. – № 0103U003929. – Київ, 2006. – 443 с.
118. Галецький Л.С., Чернієнко Н.М., Когон Л.С. та ін. Геологічне обґрунтування раціонального видобування рідкіснометалевих руд на Азовському та Мазурівському родовищах Приазов'я, 2004-2006.: Звіт про НДР / ІГН НАН України. – № 0104V006533. – Київ, 2006. – 109 с.
119. Галецький Л.С., Когон Л.С., Чернієнко Н.М., Козар М.А., Стрекозов С.М. та ін. Науково-технологічне забезпечення промислового освоєння Мазурівського родовища та комплекс досліджень з підготовки до дослідно-промислової розробки Азовського родовища: Звіт про НДР / ІГН НАН України. – № 0105V006535. – Київ, 2005. – 214 с.
120. Кострикин В.М., Петрова Н.В. Хлорирование различных концентратов редких металлов // Анализ и технология благородных металлов. – М.: Металлургия, 1970. – С. 313-317.
121. Крамаренко С.А. Переработка пироклорового концентрата методом хлорирования. – Благородные и редкие металлы: Труды Четвёртой Международной конференции «Благородные и редкие металлы. БРМ – 2003. – Донецк, 2003. – С. 254-257.
122. Калинин В.Т., Николаев А.И., Склокин Л.И. Гидрометаллургическая переработка лопаритового концентрата // Цветные металлы. – 2001. – № 12. – С. 96-98.
123. Беренгард А.С. и др. Исследования хлорирования лопаритового концентрата // Цветные металлы. – 1962. – № 4. – С. 56-61.
124. Gustison R.A. and Cenerazzo J.A. Exothermic fusion of eastern tin slag carbides to a tantalum-columbium concentrate // J. of Metals, 1971. – V. 23. – N 8. – P.45-48.
125. Nagamori M. and Plumpton A.J. High-temperature beneficiation of a tantalum-niobium concentrate by selective ferroalloying // Canad. Min. Metal. Bull., 1985. – V. 78. – N 874. – P. 92-98.
126. Результаты укрупненно-лабораторных исследований по продувке ниобиевых сплавов / И.П. Бардин, В.А. Резниченко, Г.Д. Сидоренко и др. // Титан и его сплавы / Вып. 2. М.: АН СССР, 1959. – С. 35-40.
127. Лякишев Н.П., Плинер Ю.Д., Субботин Н.И. Некоторые особенности алюмотермического восстановления ниобия из пироклоровых концентратов // Сб. трудов Ключевского завода ферросплавов, 1967. – Вып. 3. – С. 119-124.
128. Зверев Л. В., Сутырин Ю. Е. Изучение поведения ниобия в пирометаллургическом переделе // Научные труды Иргиредмета. – М.: Недра, 1968. – Вып. 19. – С.255-269.
129. Сутырин Ю. Е. Исследование восстановительной плавки ниобийсодержащих шламов // Сб. «Минеральное сырье». – М.: Недра, 1970. – Вып. 19. – С. 68-73.

130. Развозжаев Ю. И. Пирометаллургическая доводка бедного пирохлорового продукта // «Разработка и исследование металлургических процессов извлечения благородных и редких металлов из руд и концентратов» / Научные труды Иргиредмета. – Иркутск: Восточно-Сибирское книжное изд-во, 1972. – Вып. 27. – С. 159-165.
131. Tantal- und Niobgehalten auf synthetische Konzentrate und Tantal-Niob-Produkte // Metal & W. Berlin, 1984. – V. 38. – No. 2. – P. 156-159.
132. Jorge Jose Carreia Salles. Production of Niobium and Tantalum from the Pitinga Hard Rock Tin Mine // T.I.C. Bulletin, 2000. – N 101. – P. 4-7.
133. Tantalum: Canadian mine officially opened // Mining J., 1969. – V. 273. – N6997. – P. 271.
134. Швейкин Г.П. Кинетика восстановления пятиоксида ниобия углеродом в вакууме // Химия и технология редких элементов. – Свердловск, 1958. – Вып. 2. – С. 57-63.
135. Чумарев В.М., С.А. Окунев С.А., Красиков С.А., Федоров В.Д., Сафонов А.В. Технология комплексной переработки оловянно-редкометалльного сырья // Цветные металлы. – 1995. – № 2. – С. 22-24.
136. Гасик М.И., Лякишев Н.П. Теория и технология электрометаллургии ферросплавов. – М.: СП Интермет Инжиниринг, 1999. – 764 с.
137. Чернієнко Н.М. Комплексне використання руд Мазурівського родовища Приазов'я // Наукові праці Донецького НТУ. Серія: «Гірничо-геологічна». Вип. 8(136). – Донецьк, ДонНТУ, 2008. – С. 215-222.
138. Макрушин А.С., Георгиади Е.К., Михайкин В.И. Комплексное использование бедных редкометалльных руд Мазуровского месторождения / 5 Конгресс обогатителей стран СНГ: Материалы конгресса. – М.: Альтекс, 2005. – т. 3. – С. 297- 298.
139. Шпилевой К.Л., Мостика Ю.С. Технология переработки нефелин-полевошпатовых хвостов Мазуровского месторождения / V Конгресс обогатителей стран СНГ: Материалы конгресса. – М.: Альтекс, 2005. – т. 3. – С.167-168.
140. Зеликман А. Н., Коршунов Б. Г., Елютин А.В., и др. Ниобий и тантал. – М.: Металлургия, 1990. – 296 с.
141. Шпильовий К. Л., Білецький В.С., Шпильовий Л.В. Обґрунтування раціональної глибини механічного збагачення тонковкрапленої рідкіснометалічної руди / Збагачення корисних копалин. – Дніпро, 2016. – № 64 (105).
142. Экономическая оценка технологических схем обогащения руд цветных металлов. – Методические рекомендации № 21 / Научный Совет по методам технологических исследований. – Москва: ВИМС, 1982. – 32 с.
143. Боярко Г.Ю. Динамика мирового производства и товарных потоков ниобиевого сырья //
144. Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2019. – Т. 330. – № 10. – С. 216-229.

145.Сидоренко С.А. Розробити основи технології хіміко-металургійного отримання збагачених ніобієво-танталових та кремнієвих продуктів з вітчизняних сировинних матеріалів: Звіт з НДР / ДНДПІ титану. – Запоріжжя, 2005. – 48 с.

## РОЗДІЛ 5. ГЕОЛОГО-ПРОМИСЛОВА ОЦІНКА РОЗРОБКИ МАЗУРІВСЬКОГО РОДОВИЩА

### 5.1. Результати підрахунку запасів комплексних руд Мазурівського родовища

Загальні перспективні запаси і ресурси Мазурівського рудного вузла (табл. 5.1) складають 211 945 тис. т руди, або 228 338 т оксиду ніобію; запаси і ресурси Октябрського рудного поля – відповідно 394 595 тис. т і 476 770 т. Усього в межах об'єкту детальної розвідки блоку деталізації [1-3] виділено 49 блоків (табл. 5.2), у т. ч. балансові промислові запаси категорії  $C_1$  сконцентровані у 7 блоках, забалансові запаси тієї ж категорії – в 13 блоках, балансові запаси категорії  $C_2$  – в 7, а забалансові запаси тієї ж категорії – в 22 блоках.

Балансові розвідані промислові запаси категорії  $C_1$  спираються в кожному блоці на 5-30 свердловин. Запаси руди в блоках коливаються від 37,8 тис. т (блок 20  $C_1$ ) до 2409,2 тис. т (блок 1  $C_1$ ). Середньозважена потужність рудної товщі в блоках коливається від 4,1 м (блок 20  $C_1$ ) до 30,4 м (блок 17  $C_1$ ); у середньому по об'єкту 12,7 м. Середньозважений вміст пентаоксиду ніобію в блоках коливається від 0,095 до 0,166 %, модальний інтервал вмісту від 0,118 % до 0,162 %. Середньозважене його значення по всіх блоках дорівнює 0,135 %. Вміст пентаоксиду танталу змінюється від 0,0037 до 0,0091 %, при середньозваженому 0,0045 %; діоксиду цирконію – від 0,48 до 0,63 %, при середньому 0,60 %.

Підраховані запаси категорії  $C_1$  віднесені до балансових [2]. Загальні запаси руди складають 4486,1 тис. т, запаси пентаоксиду ніобію – 6 038,3 т, пентаоксиду танталу 202,5 т, діоксиду цирконію – 26 762,2 т. При цьому, більше 93 % запасів ніобію, цирконію і танталу зосереджені в тілах першого і п'ятого покладів, головним чином, у блоці 1  $C_1$  (тіло 1) і 16  $C_1$  (тіло 5). При річному видобутку руди 150 тис. т це дасть змогу підприємству працювати близько 30 років.

До позабалансових розвіданих (доведених) запасів віднесені запаси блоків 2  $C_1$ , 3  $C_1$ , 21  $C_1$ , та інших (всього 13), які не відповідають вимогам кондицій, і видобуток та використання яких на момент оцінки є економічно недоцільним.

Балансові запаси категорії  $C_2$  оцінені в 7 блоках в обсязі 1924,9 тис. т руди. Всього балансові і позабалансові запаси категорій  $C_1+C_2$  в блоці деталізаційних робіт складають 11 830,3 тис. т руди.

Нижче приводиться коротка характеристика блоків з балансовими запасами категорії  $C_1$  за даними Приазовської КГП.

**Рудне тіло 1.** Блок 1  $C_1$  сформований на запасах тіла 1 між розвідувальними лініями (РЛ) 16-18, з екстраполяцією контуру за зовнішні опорні свердловини на 12,5 м. Площа блоку – 48 229 м<sup>2</sup>, в т.ч. 35835 м<sup>2</sup> в

межах контуру, що спирається на свердловини. Потужність рудних пластів від 2,0 до 46,5 м при середній величині 19,3 м і коефіцієнті варіації 53 %. В 94 % перетинів величина рудного інтервалу складала від 10 до 50 метрів. За товщиною рудне тіло належить до потужних, а за стійкістю робочого контуру – до стійкого. Максимальна потужність тіла спостерігається в районі свердловини 961 РЛ18, зменшуючись на північний схід та південний захід. Руди блоку в східній і центральній частинах площі розкриті кар'єром. Їх вивітрена частина відпрацьована в 1939-1967 рр. Покрівля тіла залягає на глибинах від 0 до 79 м; підшва – від 2 до 100 м. Тіло корисної копалини, починаючи від РЛ 17<sup>а</sup> та подовжнього профілю 8 (ПП 8), має полого (до 25°) залягання, занурюючись (за межами ділянки робіт) на глибини до 100 м в північно-західному напрямку. До вказаних меж поклад практично горизонтальний. Гіпсометричні відмітки покрівлі тіла коливаються від 190 до 150 метрів, підшви – від 180 до 140 метрів. Відстань між свердловинами в профілях змінюється від 16,5 до 61,5 м, у середньому складає 47,9 м. Відстань між профілями коливається від 37 до 58 м. Площа впливу виробок змінюється від 1112 м<sup>2</sup> до 2549 м<sup>2</sup>, і в середньому складає 1855 м<sup>2</sup>. Корисна копалина характеризується одним технологічним типом комплексних руд (пірохлорциркон-нефелін-польовошпатові) з кількома природними різновидами: нефеліновими (маріуполіти та нефелін-мікроклінові пегматити) та безнефеліновими (польовошпатові метасоматити, біотит-альбітові метасоматити, сієніт-пегматити, рудні сієніти).

Найпоширеніші породи в блоці – рудні маріуполіти: вони складають 56 % об'єму всіх зустрінутих порід. Майже на половину менше від них розвинуті польовошпатові метасоматити (30 %). Безрудні маріуполіти та альбітити складають відповідно 7 % і 2 %. В цілому руди блоку мають переважно рядовий (69 % проб по пентаоксиду ніобію, 41 % – по пентаоксиду танталу), або ще нижчий вміст корисних компонентів. Коливання концентрацій діоксиду цирконію в пробах складає від 0,06 % до 3,50 % при середньому – 0,63 %; пентаоксиду ніобію – від 0,071 % до 0,319 %, в середньому – 0,132 %; пентаоксиду танталу – від 0,005 до 0,0115 %, в середньому – 0,0037 %. Величини коефіцієнтів варіації для зазначених компонентів лежать у межах 76 – 144 %, що характеризує розподіл параметрів у блоці як нерівномірний, і досить нерівномірний. У 58 % випадків співвідношення пентаоксиду ніобію до пентаоксиду танталу в пробах лежать в межах (20-50):1, що в цілому відповідає середньому їх співвідношенню (27:1), встановленому **УкрДГРІ, ГИРЕДМЕТ**, та ін. Геологічна будова блоку характеризується простотою гідрогеологічних і інженерно-геологічних умов.

У блоці 1С<sub>1</sub> зосереджено 53,7 % (2409,2 тис. тонн) запасів руди блоку детальної розвідки; запаси Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 3169,5 т (52,5 %), запаси Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 88,2 т, запаси ZrO<sub>2</sub> – 15148,2 т.

**Рудне тіло 2.** В рудному тілі 2 блоків з балансовими запасами С<sub>1</sub> не виділено.

**Таблиця 5.1 – Запаси і ресурси рідкіснометалічних руд в межах Жовтневого (Октябрського) рудного поля**

№ п/р	Найменування родовищ, рудних полів	Одиниці виміру	Компонент	Всього по об'єкту	ЗАПАСИ								Ресурси за контуром кар'єру	
					категорія С <sub>1</sub>				категорія С <sub>2</sub>					
					у т.ч. в контурах кар'єру		у тому числі позабал.		у тому числі позабал.		у тому числі позабал.		Р <sub>1</sub>	Р <sub>2</sub>
					всього	баланс.	у тому числі	всього	баланс.	у тому числі	всього	баланс.		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13		
1	Ділянка руднізації-них робіт	тис. т	руда	11904,7	6350,7	4484,3	1866,4	5554,0	1924,9	3629,1	-	-		
		тонн	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	13110,1	7819,8	6035,3	1784,5	5290,2	2249,7	3040,5	-	-		
		тонн	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	435,4	253,2	202,4	50,8	182,2	86,3	95,9	-	-		
		тонн	ZrO <sub>2</sub>	56725,7	33204,1	26751,8	6452,3	23521,5	9584,5	13937,0	-	-		
2	Мазурівський рудний вузол (без ділянки деталізації)	тис. т	руда	200040,0	-	-	-	11887,2	9864,4	2022,8	188153,8	-		
		тонн	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	215278	-	-	-	202167,9	200891,9	1276	13010	-		
		тонн	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	11767	-	-	-	11331,6	11279,6	52	435	-		
		тонн	ZrO <sub>2</sub>	753954	-	-	-	697228,3	689727,3	7501	56726	-		
3	Всього по Мазурівському рудному вузлу	тис. т	руда	211944,9	6350,7	4484,3	1866,4	17441,2	11789,3	5651,9	188153,8	-		
		тонн	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	228338	7819,8	6035,3	1784,5	207458,2	203141,7	4316,5	13060	-		
		тонн	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	12202	253,2	202,4	50,8	11513,8	11365,9	147,9	435	-		
		тонн	ZrO <sub>2</sub>	810680	33204,1	26751,8	6452,3	720749,9	699311,9	21438	56726	-		

Продовження таблиці 5.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	
4	Східна ділянка	тис. т	руда	-	-	-	-	-	-	-	-	34123	
		тонн	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	38900
		тонн	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1800
		тонн	ZrO <sub>2</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	136400
5	Централь-на ділянка	тис. т	руда	-	-	-	-	-	-	-	-	35546	
		тонн	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	52608
		тонн	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	2950
		тонн	ZrO <sub>2</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	152137
6	Північна ділянка	тис. т	руда	-	-	-	-	-	-	-	-	15902	
		тонн	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	19401
		тонн	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	986
		тонн	ZrO <sub>2</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	128496
7	Південна ділянка	тис. т	руда	-	-	-	-	-	-	-	-	9059	
		тонн	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	15128
		тонн	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	906
		тонн	ZrO <sub>2</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	55259
8	Західна ділянка	тис. т	руда	-	-	-	-	-	-	-	-	37306	
		тонн	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	55959
		тонн	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4290
		тонн	ZrO <sub>2</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	127960
9	Калініно-Шевченківське родовище	тис. т	руда	-	-	-	-	-	-	-	-	50714	
		тонн	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	66436
		тонн	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	4970
		тонн	ZrO <sub>2</sub>	-	-	-	-	-	-	-	-	-	268769
10	Октябрське рудне поле (всього)	тис. т	руда	394595	6350,7	4484,3	1866,4	17441,2	11789,3	5651,9	188153,8	182650	
		тонн	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	476770	7819,8	6035,3	1784,5	207458,2	203141,7	4316,5	13060	248432	
		тонн	Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	15902	253,2	202,4	50,8	11513,8	11365,9	147,9	435	15902	

**Таблиця 5.2** – Підрахунок запасів рідкіснометалічних руд в межах блоку деталізаційних робіт

№ тіла	№ блоку	Серед. потужність, м	S блок м <sup>2</sup>	V блок 10 <sup>3</sup> м <sup>3</sup>	Серед. густина т/м <sup>3</sup>	Запаси руди, 10 <sup>3</sup> т	Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>		ZrO <sub>2</sub>		Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub> умовне	
							%	Запаси, т	%	Запаси, т	%	Запаси, т	%	Запаси, т
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1	1C <sub>1</sub> бал.	19,3	48229	930,2	2,59	2409,2	0,132	3169,5	0,0037	88,2	0,63	15148	0,0094	226,7
1	2C <sub>1</sub> заб.	19,9	5194	103,2	2,59	267,3	0,111	296,5	0,0025	6,8	0,40	1078,5	0,0072	19,2
1	3C <sub>1</sub> заб.	22,9	6539	150,0	2,59	388,5	0,101	390,9	0,0030	11,6	0,49	1888,5	0,0074	28,8
1	39C <sub>2</sub> бал	21,4	4883	104,5	2,59	270,7	0,118	319,5	0,0030	8,1	0,57	1549,8	0,0082	22,1
1	40C <sub>2</sub> заб	15,8	5155	81,5	2,59	211,1	0,104	220,3	0,0029	6,1	0,67	1410,8	0,0078	16,4
2	4C <sub>1</sub> заб.	10,3	5746,8	59,5	2,59	154,1	0,098	151,5	0,0025	3,8	0,42	640,4	0,0067	10,3
2	5C <sub>2</sub> заб.	6,6	17310	114,1	2,59	295,5	0,097	285,6	0,0025	7,5	0,39	1138,0	0,0066	19,6
3	6C <sub>1</sub> бал.	5,2	3294,8	17,2	2,59	44,5	0,148	65,7	0,0066	3,0	0,57	252,7	0,0129	5,7
3	7C <sub>1</sub> заб.	5,4	7479,8	40,1	2,59	103,9	0,094	97,3	0,0042	4,4	0,44	457,7	0,0083	8,6
3	8C <sub>2</sub> заб.	4,4	5359	23,4	2,59	60,6	0,050	30,5	0,0018	1,1	0,31	187,1	0,0041	2,5
3	41C <sub>2</sub> бал	5,6	2285	12,8	2,59	33,2	0,159	52,6	0,0075	2,5	0,61	200,6	0,0142	4,7
4	9C <sub>1</sub> бал.	6,1	16090	97,7	2,59	253,0	0,145	367,4	0,0044	11,2	0,48	1213,8	0,0105	26,5

Продовження таблиці 5.2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
6	44С <sub>2</sub> бал.	4,1	4887	20	2,59	51,8	0,161	83,6	0,0068	3,5	0,58	299,4	0,0135	7,0
6	45С <sub>2</sub> заб.	2,9	3331	9,7	2,59	25,1	0,047	11,7	0,0009	0,2	0,17	42,5	0,0029	0,7
6	46С <sub>2</sub> заб.	3,5	1412	4,9	2,59	12,7	0,047	6,0	0,0009	0,1	0,22	27,7	0,0029	0,4
7	24С <sub>1</sub> бал.	8,5	2320	19,8	2,59	51,3	0,142	72,7	0,0049	2,5	0,49	252,5	0,0109	5,6
7	25С <sub>1</sub> заб.	4,3	28760	123,9	2,59	320,9	0,096	308,6	0,0025	8,1	0,30	968,5	0,0065	20,8
7	26С <sub>2</sub> бал.	5,0	5261	26,5	2,59	68,6	0,135	92,3	0,0040	2,8	0,41	282,0	0,0096	6,6
7	27С <sub>1</sub> заб.	4,4	2356	10,3	2,59	26,7	0,111	29,6	0,0041	1,1	0,38	101,2	0,0088	2,3
7	28С <sub>2</sub> заб.	7,2	4225	30,6	2,59	79,3	0,107	84,6	0,0042	3,4	0,49	385,8	0,0089	7,0
7	29С <sub>2</sub> заб.	3,7	12020	44,4	2,59	115,0	0,087	100,1	0,0022	2,6	0,25	292,8	0,0058	6,7
7	47С <sub>2</sub> заб.	4,2	4292	18,0	2,59	46,6	0,049	22,8	0,0008	0,4	0,26	123,3	0,0030	1,4
8	30С <sub>1</sub> заб.	2,8	17510	48,2	2,59	124,8	0,105	130,9	0,0035	4,4	0,38	475,9	0,0079	9,9
8	31С <sub>2</sub> заб.	4,2	32359	134,9	2,59	349,4	0,078	273,5	0,0022	7,8	0,28	972,1	0,0055	19,2
8	48С <sub>2</sub> заб.	1,3	807,5	1,1	2,59	2,8	0,020	0,6	0,0009	0,0	0,06	1,7	0,0017	0,0
8	38С <sub>2</sub> заб.	3,2	1417	4,5	2,59	11,7	0,159	18,5	0,0030	0,4	0,10	11,7	0,0091	1,1
9	32С <sub>1</sub> заб.	3,0	16800	49,6	2,59	128,5	0,122	156,4	0,0039	5,0	0,28	355,0	0,0088	11,3

**Рудне тіло 3.** Блок 6C<sub>1</sub> займає північно-західний фланг площі досліджень і розкритий 5 свердловинами. Його площа складає 3295 м<sup>2</sup>. Площа впливу виробок змінюється від 417 до 929 м<sup>2</sup>, і в середньому складає 659 м<sup>2</sup>. Потужність рудного перетину коливається від 2,0 до 9,2 м, при середньому 5,2 метри, що відповідає потужним рудним тілам (79 % всіх перетинів). Максимальна потужність тіла спостерігається в західній частині ділянки, зменшуючись на північний і південний схід. Абсолютні відмітки покрівлі тіла корисної копалини змінюються від 175 м до 199 м; підосви – від 173 м до 196 м.

Поклад залягає практично горизонтально. Глибина залягання поверхні руди в межах 0-32 м, в середньому 10-15 м. Рудні тіла на 71 % представлені рудними маріуполітами та мікроклін-нефеліновими пегматитами (23 %), з переважно бідною та рядовою концентрацією корисних компонентів. Коливання вмісту пентаоксиду ніобію в блоці – від 0,0 % до 0,24 %, при середньому – 0,098 %; пентаоксиду танталу – від 0,0 % до 0,0068 %, при середньому 0,0025 %; діоксиду цирконію – від 0,0 % до 0,96 %, при середньому 0,42 %. Запаси руди в блоці 44,5 тис. т; запаси Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 65,7 т, запаси Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 3,0 т, запаси ZrO<sub>2</sub> – 252,7 т.

**Рудне тіло 4.** Блок 9C<sub>1</sub> розташований між РЛ 16-19 і спирається на 16 поодиноких, та 4 куці виробок. Площа блоку 16 080 м<sup>2</sup>. Площа впливу свердловини змінюється від 661 м<sup>2</sup> до 2081 м<sup>2</sup>. Потужність рудних перетинів коливається від 1,1 м до 17,0 м, при середній для блоку 6,3 метра. У 82 % випадків (від загальної кількості спостережень) рудне тіло відноситься до могутнього і дуже могутнього.

Максимальна потужність тіла спостерігається в західній частині ділянки, зменшуючись на північний і південний схід. Поверхня рудного тіла полого нахилена в північно-східному напрямку, і залягає на глибинах 80-152 м. Абсолютні відмітки покрівлі коливаються від 58 до 102 метрів. Відстань між виробками в профілях складає від 38 м до 60 м, при середній 53 м; відстань між профілями – 38 метрів. Якість руд представлена одним технологічним типом. В літологічному складі переважають польовошпатові метасоматити (59 %), маріуполіти (20 %).

У рудному тілі 4 найбільш поширені мінералізовані сієніт-пегматити (15 %). У 80-85 % проб вміст корисних компонентів на рівні бідних і рядових руд. Концентрація пентаоксиду ніобію коливається від 0,074 % до 0,31 % , при середній по блоку 0,145 %; пентаоксиду танталу – від 0,0014 % до 0,0086 %, при середній 0,0044 %, і діоксиду цирконію – від 0,11 % до 1,60 % при середній – 0,48 %. Загальні запаси руд блоку складають 253,0 тис. т; запаси Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 367,4 т, запаси Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 11,2 т, запаси ZrO<sub>2</sub> – 1213,8 т.

**Рудне тіло 5.** Блок 16C<sub>1</sub> розкритий 18 поодинокими та 5 кущами свердловин. Додатково підтверджений 6 виробками сторонніх організацій. Його площа складає 24 533 м<sup>2</sup>. Коливання площі впливу свердловин – від 538 м<sup>2</sup> до 3115 м<sup>2</sup>, в середньому 1363 м<sup>2</sup>. Відстань між виробками в профілях коливається від 50,0 м до 64,0 м, при середній – 58 метрів. Потужність

рудного тіла змінюється від 3,6 м до 30,4 м (середня – 15,3 м). В 96 % випадків перетини відносяться до потужних і дуже потужних. Максимальна потужність тіла спостерігається в східній частині ділянки, зменшуючись на південний захід. Південніше ділянки робіт рудне тіло виходить на денну поверхню, занурюючись на глибину після РЛ 22. Для блоку характерні пологий (до 10 - 25°) у північно-західному напрямку кут нахилу, і падіння тіла на південний захід під кутами 5-15°. Глибини залягання покрівлі тіла в межах блоку лежать в інтервалі 56-283 м; підосви – 73-318 м.

Рудні тіла складаються з польовошпатових метасоматитів (47 %), маріуполітів (23 %) та мінералізованих мікроклін-нефелінових пегматитів (22 %). Якість корисних копалин характеризується коливанням вмісту пентаоксиду ніобію – від 0,075 % до 0,308 % при середньому 0,166 %; пентаоксиду танталу – від 0,0021 % до 0,0168 % при середньому 0,0069 %; діоксиду цирконію – від 0,17 % до 1,40 % при середньому 0,64 %. Запаси руди в блоці складають 972 тис. т; запаси  $Nb_2O_5$  – 1616,5 т, запаси  $Ta_2O_5$  – 66,7 т, запаси  $ZrO_2$  – 6254,2 т.

Блок 17C<sub>1</sub> рудного тіла 5 розкритий 13 свердловинами. Його площа складає 9115 м<sup>2</sup>, а площі впливу окремих виробок змінюються від 652 м<sup>2</sup> до 1419 м<sup>2</sup>. За потужністю 26 % всіх перетинів рудного тіла відносяться до надпотужних, всі інші – до потужних і дуже потужних при стійкому безперервному робочому контурі. Потужність рудних інтервалів у блоці коливається від 14,4 м до 60,1 м при середньому – 30,4 м. Велика потужність рудних тіл (11-20 м) характерна для північної частини блоку (РЛ 16, 17); при переході через середину блоку і далі на південь – вона стає стійкою на рівні 3-6 м (РЛ).

Рудне тіло полого нахилене в південному, південно-західному напрямку. Абсолютні відмітки покрівлі змінюються від +122,9 м до –70,8 м. Відстань між виробками в профілях від 26 м до 66 м при середньому 39,7 м. Руди на 53 % представлені альбітизованими маріуполітами, на 18 % мінералізованими мікроклін-нефеліновими пегматитами, на 10 % – польовошпатовими метасоматитами. Вони концентрують в собі від 13 % до 24 % ділянок багатих і дуже багатих за вмістом корисних компонентів.

Вміст пентаоксиду ніобію коливається від 0,075 % до 0,22 % при середньому 0,111%; пентаоксиду танталу – від 0,0021 % до 0,0076 % при середньому 0,0042 %; діоксиду цирконію – від 0,23 % до 0,78 % при середньому – 0,48 %. Запаси руди в блоці складають 718 тис. тонн, що становить 16 % від загальних по ділянці робіт; запаси  $Nb_2O_5$  – 685,5 т, запаси  $Ta_2O_5$  – 28,4 т, запаси  $ZrO_2$  – 3422,3 т.

**Рудне тіло 6.** Блок 20C<sub>1</sub> розкритий 8 свердловинами та 3 виробками (додаток М.3). Характеризується середнім (32 %) і потужним (68 %) за товщиною рудним тілом, з майже горизонтальним його заляганням. Середня потужність тіла трохи перевищує 4,0 м. Межі її коливання – від 2,2 м до 7,8 м; коефіцієнт варіації потужності – 50 %, що свідчить про нерівномірний характер розподілу параметру. Площа блоку 3552 м<sup>2</sup>, площа впливу виробок коливається від 261 м<sup>2</sup> до 1224 м<sup>2</sup>. Відстань між свердловинами в профілях –

40-52 м при середній 44 м. Рудні тіла представлені альбітизованими маріуполітами (64 %), польовошпатовими метасоматитами (28 %), сієніт-пегматитами (3 %). Для них характерні найбільш високі концентрації корисних компонентів, порівняно з іншими тілами ділянки робіт. Так, багаті і дуже багаті за вмістом пентаоксиду ніобію руди складають 55 % в об'ємі мінералізованих порід; ділянки з аналогічними рудами за вмістом пентаоксиду танталу – 34 %; діоксиду цирконію – 39 %.

Середній вміст пентаоксиду ніобію і танталу, а також діоксиду цирконію складає відповідно 0,161 %; 0,0068 % і 0,58 %. Коефіцієнти варіації розподілу корисних компонентів близькі між собою, лежать в межах 55-74 %, і свідчать про нерівномірний характер їх концентрації в рудах. Між вмістом пентаоксиду ніобію і танталу існує лінійний взаємозв'язок (коефіцієнт кореляції Пірсона між ознаками значимий і дорівнює 0,85). При цьому, взаємозв'язки між діоксидом цирконію і іншими основними компонентами – відсутні, що повністю відповідає різним мінеральним формам існування цих оксидів, та їх незалежному один від одного розподілу. Середнє співвідношення між  $Nb_2O_5/Ta_2O_5$  за 25 аналізами близьке до значення 30:1, і відповідає загальноприйнятому для родовища. Запаси руди в блоці – 37,8 тис. тонн, або 0,9 % від загальних; запаси  $Nb_2O_5$  – 61,0 т, запаси  $Ta_2O_5$  – 2,6 т, запаси  $ZrO_2$  – 218,5 т.

**Рудне тіло 7.** Блок 24C<sub>1</sub> спирається на 5свердловин і куц із двох виробок. Його площа складає 2320 м<sup>2</sup>; площі зон впливу виробок коливаються від 416 м<sup>2</sup> до 639 м<sup>2</sup>, в середньому 580 м<sup>2</sup>. Потужність рудних перетинів коливається від 5,6 м до 13,0 м, при середній 8,5 м, і коефіцієнті варіації 61%. За товщиною рудне тіло належить до потужного і досить потужного, а за стійкістю робочого контуру – до відносно стійкого.

За умовами залягання корисної копалини в блоці може бути виділена південно-східна частина площі (між свердл. 134 і 13/9), де тіло має круте (до 60°) падіння в північному, північно-західному напрямку, і частина площі з пологим заляганням руди. Глибина залягання рудного тіла в напрямку південь-північ змінюється від 64,8 (св. 134) до 99,3 м (св. 946). Рудні тіла представлені маріуполітами (44 %), польовошпатовими метасоматитами (39 %), альбітитами та сієніт-пегматитами (по 7 %).

Якість рудного тіла характеризується одним технологічним типом. Співвідношення ділянок багатих, бідних і рядових руд для корисних компонентів близькі між собою (приблизно по 1/3), але мають нерівномірний розподіл. Вміст пентаоксиду ніобію і танталу змінюються, відповідно, від 0,119 % до 0,168 % (при середньому 0,142 %), і від 0,0064 % до 0,0151 % (при середньому 0,0081%), а концентрація діоксиду цирконію коливається від 0,35 % до 0,86 % (при середньому 0,49 %).

Значення коефіцієнта варіації цих параметрів лежать у межах 49-76 %; між ними існує прямий лінійний зв'язок (коефіцієнт кореляції 0,53-0,96). У блоці 24C<sub>1</sub> зосереджено 51,3 тис. тонн ніобію, що складає 1,1 % від загальних балансових запасів ділянки категорії C<sub>1</sub>; запаси  $Nb_2O_5$  – 72,7 т, запаси  $Ta_2O_5$  – 2,5 т, запаси  $ZrO_2$  – 252,5 т.

Узагальнюючи, можна констатувати, що у виділених блоках з балансовими промисловими запасами корисних компонентів рудні тіла, що мають субгоризонтальне або полого залягання, за середньою товщиною належать переважно до потужних (4 блоки) і досить потужних (3 блоки). Вони мають нерівномірну ступінь мінливості потужності (коефіцієнт варіації на рівні 50-61%), а також нерівномірний та досить нерівномірний розподіл корисних компонентів у рудах.

Запаси металу, перераховані на ніобій, на 92 % зосереджені в рудних тілах 1 (54 %) і 5 (38 %).

Основна концентрація запасів відбувається між РЛ16-18, де при розробці можуть видобуватися руди тіл 1-4, та частково 5-го. Ця площа характеризується простими гірничотехнічними й інженерно-геологічними умовами, а самі тіла мають полого залягання, причому, тіло 1 оголюється на дні існуючого кар'єру.

У південній частині площі видобуток руд може бути пов'язаний лише з тілом 5, де сконцентровано близько 38 % запасів.

**Запаси категорії  $C_2$**  укладені в 29 блоках. До балансових запасів віднесені запаси руди в контурах 7 блоків, що спираються кожний на 3-37 свердловин (блоки 14 $C_2$ бал., 39 $C_2$ бал., 41-44 $C_2$ бал.). Вони смугою шириною приблизно 25 м (на половину відстані між найближчими свердловинами) займають проміжне положення між блоками з промисловими балансовими і позабалансовими запасами категорії  $C_1$ ,  $C_2$ .

Запаси руди в блоках коливаються від 33,2 тис. тонн (рудне тіло 3) до 1070,2 тис. тонн (тіло 5).

Мінімальна середня потужність тіл у блоках 4,1 м, максимальна – 31,8 м при середній 13,3 м. Запаси руди в блоках цієї категорії складають 1924,9 тис. тонн.

Максимальні запаси руди характерні для тіл п'ятого, четвертого і першого покладів, що складають більше 83 % від загальних запасів цієї категорії.

Перспективними запасами для переведення їх у промислові категорії є запаси блоків 42 $C_2$ бал., 43 $C_2$ бал. (тіло 5) і 26  $C_2$ бал. (тіло 7).

Віднесення їх до непромислової категорії запасів пояснюється тільки відсутністю розвідувальної мережі необхідної щільності. Усунення цієї перепони дозволить наростити промислові запаси руди до рівня 1297,1 тис. тонн.

Сумарні перспективні запаси руди категорії  $C_1$ бал. і  $C_2$ бал. в цьому випадку складуть 5781,4 тис. тонн, а всього балансові запаси по категорії  $C_1+C_2$  на ділянці детальних робіт становлять 6409,2 тис. тонн.

Збільшення ресурсних показників родовища можливе за рахунок флангів і глибоких горизонтів, що підтверджується даними геофізичних робіт.

## 5.2. Гірничо-геологічні умови розробки родовища

Один із варіантів розробки родовища, що розглядався в техніко-економічній доповіді (ТЕД) на стадії попередньої геологічної розвідки Мазурівського родовища – це відкритий спосіб розробки [4].

За генезисом та фізико-механічним властивостям породи Мазурівського родовища діляться на два інженерно-геологічних комплекси порід: пухкі та скельні. Пухкі породи – це суглинки четвертинного віку, розповсюджені на всій площі родовища за виключенням схилів балок та безпосередньо кар'єру. Їх потужність від 0 до 16 м, і в середньому становить 6,5 м. Скельні породи розвинуті на всій території. Представлені в основному габро, метасоматитами, маріуполітами та піроксенітами. У верхній частині розрізу породи вивітрені. Потужність кори вивітрювання становить 55 м. З глибиною процеси вивітрювання поступово затухають. На родовищі вивітрена товща поділяється на три зони. Перша, монолітна, частково порушена вивітрюванням, але практично зберегла властивості материнської породи. Друга – глибинна зона, де відбувся поділ материнської породи тріщинами на окремі брили. Тут спостерігається знижена міцність порід і висока водопроникність. Третя зона – зона, де відбулося подрібнення брил на щебінь та жорству. Ця зона характеризується низькою міцністю, підвищеним стисненням та дуже неоднорідною водопроникністю.

Також на родовищі визначено три основні системи тріщин. Це круто спадні на південний захід тріщини північно-західного простягання, пологі тріщини північно-східного простягання, та круто спадні, близькі до широтного простягання. По відношенню до осі керну їх можна розділити на вертикальні подовжні, діагональні та поперечні. Поперечні тріщини досить часто утворюють ділянки підвищеної їх концентрації. Вертикальні подовжні складають 27,3 % від загальної кількості тріщин. Тріщини завжди рівні, з більш-менш гладкими поверхнями, у більшості випадків з примазками гідрооксидів заліза, карбонатами та хлоритом. Кути падіння таких тріщин складають 80-90°. Ширина тріщин, звичайно, не перевищує 1,0 мм. Діагональні тріщини відмічаються дуже рідко і складають 9,8 % від загальної кількості. Морфологічно вони близькі до подовжніх, характеризуються кутами падіння 40-80°, більшою шириною – 1,3 мм. Найчастіше зустрічаються пологі тріщини – 62,9 % від загальної кількості. Стінки тріщин нерівні, у більшості випадків залічені лейстовим альбітом, збагаченим пірохлором та цирконом. Дуже часто відзначається, що їх розташування має східчастий або переривчато-східчастий характер. Ці тріщини характеризуються дуже невтриманою потужністю, від одного до 3-6 мм, іноді більше. Тріщини, розвинуті у рудних породах, дуже часто залічені карбонатно-силікатним натрієм із значним вмістом піриту, рідше магнетиту. Тріщини вмісних порід часто заповнені матеріалом, що за складом відповідає дрібнозернистим маріуполітам та польвошпатовим метасоматитам. Отже, характер основних

систем тріщин безпосередньо вказує на значну роль тріщинної тектоніки у формуванні Мазурівського родовища при утворенні «тріщин відриву»<sup>7</sup> [5].

### 5.3. Параметри проєктного кар'єру за техніко-економічними даними

Згідно ТЕД, граничний коефіцієнт розкриття Мазурівського родовища становить 3,2 м<sup>3</sup>/т. Порівняння середніх коефіцієнтів розкриття для різних глибин розробки з граничним дозволило встановити доцільну глибину кар'єру – 280 м від поверхні землі. Це дозволяє залучити в експлуатацію десять рудних тіл і обґрунтовує відкритий спосіб розробки ділянки надр. Нижче наведені основні показники кар'єру, прийняті в ТЕД (табл. 5.3, рис. 5.1).

**Таблиця 5.3** – Параметри проєктного кар'єру

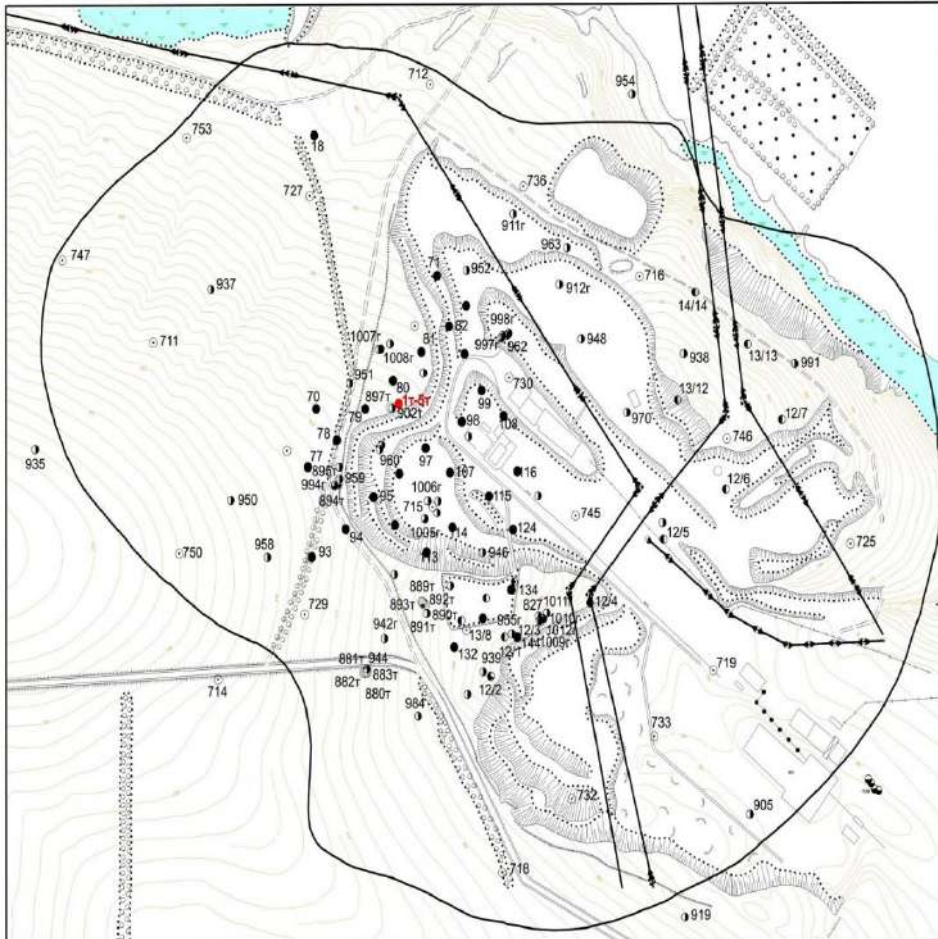
№	Назва параметрів	Одиниця виміру	Показник
1	2	3	4
1	Глибина розробки родовища	м	280,0
2	Розміри кар'єру по поверхні: - довжина - ширина	м м	1 200,0 775,0-950,0
3	Площа кар'єру по поверхні	Га	83,4
4	Об'єм гірської маси	тис. м <sup>3</sup>	143 725
5	Балансові (геологічні) запаси руди в контурах	тис. т	44 316
6	Кількість пустих порід у контурах кар'єру, всього	тис. м <sup>3</sup> тис. т	<u>125 631</u> 371 831
	у тому числі – наносів	тис. м <sup>3</sup> тис. т	<u>4 329</u> 7 792
	- вивітрених скельних порід	тис. м <sup>3</sup> тис. т	<u>19 996</u> 49 990
	- скельних порід	тис. м <sup>3</sup> тис. т	<u>101 306</u> 314 049
7	Середній коефіцієнт розкриття	м <sup>3</sup> /т т/т	<u>2,84</u> 8,39

Східна межа по дну (підшві) кар'єра проведена з врахуванням 300-метрової запобіжної зони на поверхні від західної межі підприємства. Границя кар'єру на поверхні встановлена з врахуванням кутів погашення постійних бортів у скельних породах, які дорівнюють 45°, у пухких породах і наносах – 30°.

Розрахунковий термін роботи кар'єру складе 29,5 років. Розробку кар'єру проєктується розпочати з борту кар'єра, який раніш розроблявся

<sup>7</sup> системи тріщин, які виникають при деформаціях розтягування.

ДХМЗ. Розкриття кожного наступного уступу передбачається тимчасовими з'їздами, які по мірі просування фронту видобувних та розкривних робіт переміщуються до бортів кар'єру, і облаштовуються як капітальні.



**Рис. 5.1.** Проектуємий кар'єр Мазурівського родовища (за даними Приазовської КГП):

- 18 Свердловини детальної розвідки пробурені у 1994-1996 р.р.
- 712 Пошукові свердловини пробурені в 1981-1983 р.р.
- 937 Розвідувальні свердловини пробурені у 1984-1991 р.р.
- 14/14 Пошукові свердловини пробурені в 1980-1981р.р.
- 902т Технологічні свердловини пробурені 1985-1986 р.р.
- Зовнішній контур кар'єру
- 1т-5т Місце закладання куща технологічних свердловин

Виходячи з умов залягання покладів корисної копалини, значної глибини кар'єру, та порівняно невеликих розмірів кар'єру у плані прийнята транспортна система розробки із зовнішнім розташуванням відвалів розкривних порід.

Висота уступу по вивітрених скельних та пухких породах – 12 м, скельних – 15 м. Ширина робочих майданчиків прийнята 30-80 м. Річне зниження гірничих виробок складе 9-11 м. Відвали пустих порід передбачається розташувати на північно-західному борту кар'єра. В результаті обстеження кар'єру, що знаходиться в межах ділянки, яскраво виражених екзогенних процесів не виявлено. Висота уступів кар'єру 2, 5 та 8 м. Кут укосів складає 65-70°. По суглинках висота уступів складає 2 та 8 м. За даними розробки кар'єру в минулий період суглинки можуть утворювати невеликі зсуви при постійному насиченні їх водою. Згідно інженерно-геологічного районування родовище відноситься до простих.

Згідно санітарних правил забезпечення радіаційної безпеки [6] по всіх апробованих інтервалах була проведена експрес-оцінка класу сировини за потужністю дози гама-випромінювання. Визначено, що потужність експозиційної дози гама-випромінювання фонових ділянок вмисних порід та руд складає 12-14 мкР/год, а в інтервалах з природною радіоактивністю до 150-200 мкР/год потужність експозиційної дози не перевищує 21-25 мкР/год при допустимому рівні для будівель, приміщень – 30-50 мкР/год. Отримані показники гама-радіоактивності вмисних порід та руд дозволяють попередньо рекомендувати їх як будівельні матеріали з радіаційними параметрами першого класу, тобто вони можуть використовуватись для усіх видів будівництва.

#### **5.4. Гідрогеологічна та еколого-геологічна характеристика родовища**

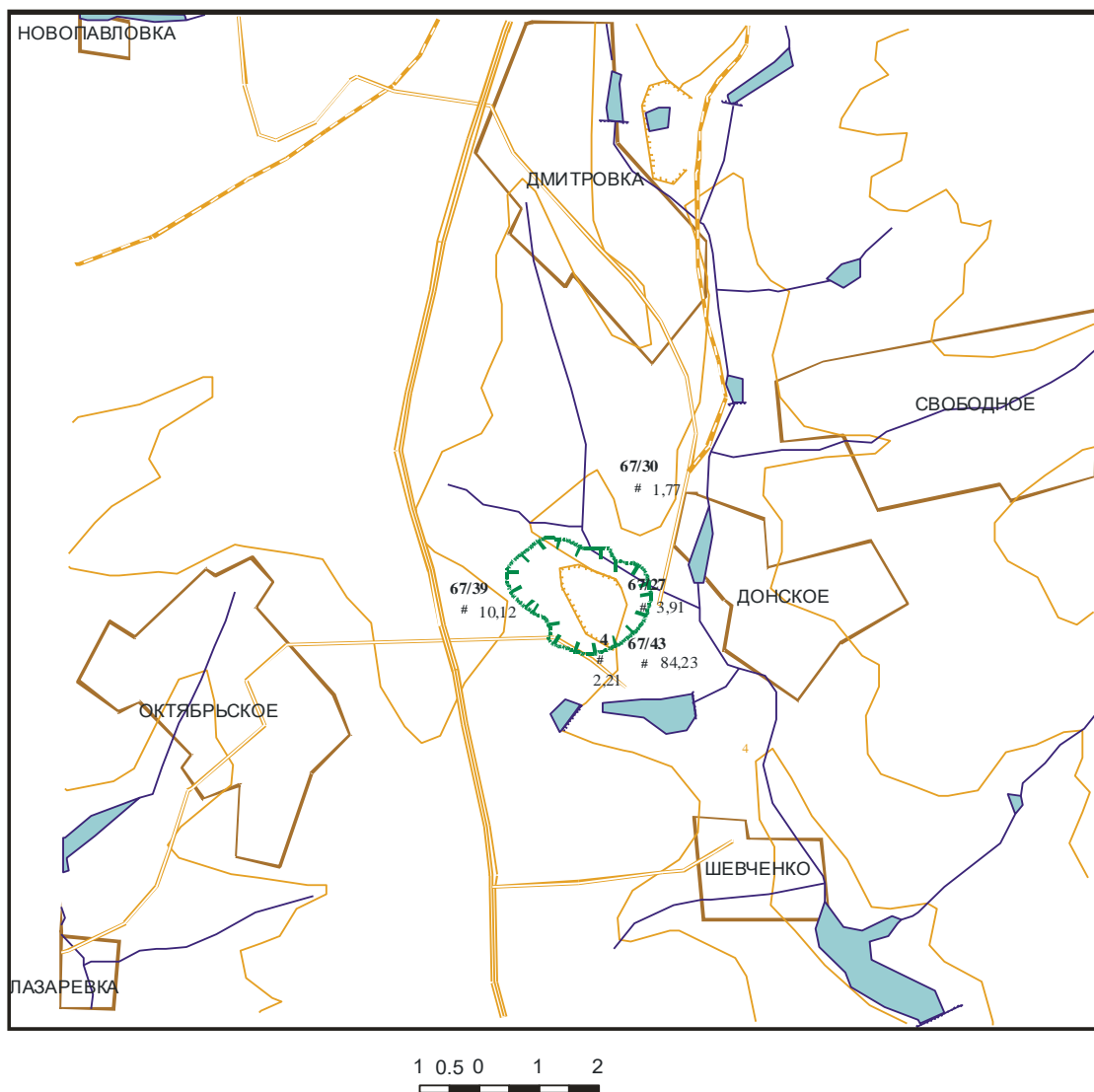
Мазурівське родовище за гідрогеологічними, інженерно-геологічними умовами та геолого-структурними особливостями відноситься до III типу родовищ – родовища в масивах магматичних та метаморфічних (переважно скельних) порід щитів з тріщинними та тріщинно-жильними водами (у верхній частині щита та зонах розломів). За ступенем складності вивчення родовище відноситься до родовищ середньої складності, так як воно характеризується розвитком порід з літологічним складом, фільтраційними та фізико-механічними властивостями, що помітно змінюються, а морфологія покладів та тектонічна будова ускладнені [7]. На території родовища розвинуті два водоносних горизонти: алювіальних відкладів та тріщинуватої зони кристалічних порід нижнього протерозою. Вони характеризуються, в цілому, низькими фільтраційними властивостями кристалічних утворень і малими витратами (від 0,008 л/с до 0,8 л/с) свердловин. За хімічним складом води переважно сульфатні, жорсткі, з високим (до 5,3 г/л) вмістом солей. Води непридатні для зрошення.

Водоносний горизонт нижньо-верхньочетвертинних відкладів в межах родовища відсутній. Водоносний горизонт алювіальних відкладів розповсюджений у долині Мазурівської балки, яка розташована на півночі родовища, та балки Красна, яка простягнулася на північний захід від родовища. Гідрогеологічні властивості цього горизонту, а також взаємозв'язок з основним водоносним горизонтом, та роль його у обводненні родовища, не вивчалися. Основним водоносним горизонтом, який братиме участь у обводненні родовища, є водоносний горизонт тріщинуватої зони кристалічних порід нижнього протерозою. Горизонт розповсюджений на всій території родовища. Водовмісні породи представлені, в основному, габро. Породи різного ступеню тріщинуватості. Тріщини заповнені гідроксидами заліза, хлоритом. Тріщини закритого та відкритого типу. У верхній частині розрізу породи вивітрені. Потужність водоносного горизонту визначається глибиною розвитку відкритої тріщинуватості вивітрювання. Нижче зони вивітрювання підземні води циркулюють окремими відкритими тріщинами ендегенного походження, та системами тріщин, які супроводжують розривні тектонічні порушення. Максимальна глибина, на якій проводилось дослідження водоносного горизонту, становить 501,5 м (свердл. 896). Глибина залягання рівня підземних вод змінюється від 3,3 м (свердл. 960) до 14,9 м (свердл. 1010). Абсолютні відмітки рівня підземних вод коливаються від 176,8 м (свердл. 1003) до 179,3 м (свердл. 946). Рівні підземних вод знижуються у бік р. Калки (М. Кальчик). Схил поверхні підземних вод складає 0,020 – 0,027 [8].

**Питання охорони навколишнього середовища.** На півночі родовище обмежене Мазурівською балкою. Балка простяглася з північного заходу на схід і впадає у балку Кальчик, яка знаходиться на схід та північний схід від родовища. Мазурівська балка має постійний водостік, середні витрати якого становлять близько 2,1 л/с. Вода водотоку має сульфатний магнієво-кальцієво-натрієвий склад та мінералізацію 3,5 г/дм<sup>3</sup>. Поруч з родовищем (поблизу кар'єру, що проектується) розташовані об'єкти ХМЗ ДУ «НІОХІМ». На південь від ХМЗ, у Деменніківській балці, розташоване хвостосховище заводу, а у верхів'ї цієї балки – шламонакопичувач. Хвостосховище утворилося в результаті складування відходів збагачення руд Мазурівського родовища рідкісних металів. За даними екологічних досліджень, які були проведені у 1991-1999 роках, стан навколишнього середовища близько хвостосховища незадовільний за деякими параметрами (рис. 5.2). Так, у ґрунтах навколо хвостосховища відсутнє перевищення граничнодопустимих концентрацій елементів, але в поверхневих водах, зокрема у хвостосховищі, куди спрямовувалися відходи збагачення руди у вигляді пульпи, відмічається підвищений вміст хлоридів (10,249 г/дм<sup>3</sup>), що у 23 рази перевищує максимальний природний вміст їх у навколишніх водотоках [9]. Дані про межі впливу хвостосховища та шламонакопичувача на хімічний стан підземних вод, відсутні.

На сьогодні невідомо, наскільки інтенсивним є гідравлічний зв'язок поверхневих вод хвостосховища з підземними водами. Враховуючи, що

водоносні горизонти ділянки робіт гідравлічно між собою зв'язані, виникає необхідність вивчення підземних та поверхневих вод в районі розташування хвостосховища та шламонакопичувача з метою визначення впливу останніх на забруднення навколишнього середовища. Для цього необхідно виконати спеціальний комплекс робіт.



**Рис. 5.2.** Схематична карта забруднення флуором району Мазурівського родовища

67/43  
# 84,23

**Точка відбору проби ґрунта. Зверху - її номер, праворуч - сумарний показник концентрації (СПК) фтору.**



**Контур проектуемого кар'єру**

Спектральним аналізом проб ґрунтів встановлено, що на ділянці Мазурівського родовища вміст цинку та молібдену перевищує фонові концентрації. Коефіцієнт концентрації цинку становить 3,0-8,7 практично на всій ділянці родовища. Вміст молібдену в ґрунтах в деяких точках перевищує

гранично допустиму концентрацію в 3,6 рази, а на території кар'єру – в 10,7 разів. В окремих точках випробування перевищують ГДК більш ніж у три рази такі елементи, як хром ( $K_c = 3-5$ ), свинець ( $K_c = 3,9-11$ ), нікель ( $K_c = 3-10$ ), ніобій ( $K_c = 3,7$ ). Слід відзначити, що походження цих елементів є техногенним, і пов'язане з наслідками роботи ДХМЗ. Із рухомих елементів у ґрунтах перевищують ГДК флуор та нікель. Нікель визначено лише у двох точках вздовж р. Калка (М. Кальчик), вище та нижче водосховища, яке розташоване у селищі Донське. Забруднення флуором має площинний характер. Максимальна (ураганна) кількість флуору встановлена в районі розташування заводу. Коефіцієнт концентрації цього елементу становить тут 85,23. Праворуч від траси Маріуполь-Донецьк коефіцієнт концентрації флуору становить 11,12, а на схід від кар'єру – 4,9. На вододілі балки Красна та р. Калка вміст флуору перевищує ГДК майже у 3 рази, на захід від кар'єру – у 2-3 рази. Наявність флуору у ґрунтах також пов'язана з технологічним циклом хіміко-металургійного заводу, а високий вміст цього елементу на схід від підприємства – з переважаючим напрямком вітрів.

У пробах донних відкладів ріки Калка, які відібрані на північ від селища Донське, в 1,5 км від родовища, гранично-допустимі і фонові концентрації перевищують такі елементи, як молібден та цинк. У донних відкладах Мазурівської балки гранично-допустимі та фонові концентрації перевищує вміст цинку. В донних відкладах Красної балки на північ від родовища ГДК перевищують концентрації цинку та молібдену, а на гирлі балки – цинк. Мідь, що присутня в усіх пробах донних відкладів, перевищує ГДК лише в 1,2 рази і суттєвої ролі в забрудненні природного середовища не відіграє. Хром перевищує ГДК в 1,5-2,0 рази, свинець – у два рази, ці елементи знаходяться в пробах, відібраних на півночі району. Можна допустити, що джерело хрому і свинцю техногенного походження і знаходиться на значній відстані. Молібден може мати як природне походження, так як на території Мазурівського родовища зустрічаються руди цього елементу, так і техногенне. У пробі, яка була відібрана на дні кар'єру, ніобій, нікель та цинк присутні в концентраціях, у декілька разів перевищуючих ГДК. Зокрема, цинк перевищує ГДК у 6,5 разів, нікель у 3,7 рази, ніобій у 10,5 раз. Присутність цинку у пробах донних відкладів можливо є результатом роботи рудозбагачувальної фабрики. Максимальна кількість цинку визначена в гирлі балки Красна –  $K_c = 21,7$ .

Як зазначено вище, у верхів'ї Деменніківської балки розташований шламонакопичувач. Тут зібрані відходи гідрометалургійної переробки рідкіснометалічних концентратів (цирконового та лопаритового), що представлені глинистою фракцією. Тому у пробах, відібраних зі шламонакопичувача, встановлений підвищений вміст таких елементів як цинк ( $K_c = 8,7$ ), цирконій ( $K_c = 35$ ), титан ( $K_c = 1,5$ ), молібден ( $K_c = 50$ ), лантан ( $K_c = 2,5$ ), ніобій ( $K_c = 10,5$ ), цезій ( $K_c = 2,3$ ). У підземних водах свердловини, пробуреної поблизу греблі шламонакопичувача, отримані максимально-аномальні концентрації хлоридів кальцію, магнію, натрію, калію. Вони перевищують природний (фоновий) вміст елементів у підземних водах

району, відповідно, у 32, 63, 6, та 10 раз. Сухий залишок становить 24,4 г/дм<sup>3</sup>, що перевищує максимальну мінералізацію у підземних водах свердловин у 6 разів [10].

Як вже зазначалося, в 1992 році ДКГЕ «Укргеобудм» виконала геологічну оцінку відвалу відходів збагачення Мазурівського рідкіснометалічного родовища як можливого джерела нефелін-польовошпатової сировини для виробництва скла і кераміки [11].

У 2003-2004 рр. ДРГП «Донецькгеологія» проведено попередню розвідку відвалу відходів збагачення Мазурівського рідкіснометалічного родовища. Було встановлено, що хвостосховище ХМЗ містить не лише нефелін та польові шпати, а й циркон, пірохлор, інші рідкіснометалічні та рідкісноземельні мінерали, і являє собою техногенне родовище [12]. Пробурено додатково 5 свердловин, в тому числі одна гідрогеологічна. Визначено місце закладання промислового кар'єру. Дослідженнями встановлено, що відвали відходів за гранулометричним складом являють собою три типи накопичень, які представлені у розрізі (зверху до низу): пісками (середня потужність 7,5 м), піщано-алевритовими відкладами (3,9 м), та суглинками (3,9 м). Головні мінеральні складові відходів: мікроклін (35,0-38,5 %), альбіт (30-38 %), фельдшпатоїди та глинисті мінерали (14,5-20,1%). Темноколірні мінерали (лепідомелан, егірін, амфібол) у сумі становлять 8,30-9,15 %. Підрахунок запасів виконувався методом геологічних блоків. Експлуатаційні запаси польовошпатової сировини визначені в 1180 тис. т. Запаси супутніх компонентів в контурі підрахунку запасів польовошпатової сировини становили: ZrO<sub>2</sub> – 1073 т; Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> – 634 т. Потужність покладу корисної копалини на техногенному родовищі коливається від 6-8 м до 12-14 м (середня 12 м), а по руслу балки сягає 20-25 м.

У 2017 році ТОВ «Азов-Мінералтехніка» провело переоцінку запасів корисної копалини у верхньому шарі родовища – пісках [13].

Національним гірничим університетом (нині НТУ «Дніпровська політехніка», м. Дніпро) за участю фахівців ТОВ «Азов-Мінералтехніка» розроблено технологію збагачення відходів з отриманням високоякісного нефелін-польовошпатового концентрату, а також супутньої продукції – цирконового концентрату та пірохлорового промпродукту. Проведені розрахунки за прийнятих показників обсягів виробництва, ціни на готову продукцію, та витрат на її виробництво, підтвердили економічну доцільність переробки відходів збагачення. Термін окупності капітальних інвестицій становить 4,3 роки [14].

Інститутом УкрНІПромтехнології (м. Жовті Води) розроблено проект гірничо-збагачувального підприємства на техногенному родовищі [15]. Проектом передбачалося повне відпрацювання родовища в межах мінімальної потужності залягання «хвостів». В межах кар'єру прийнята транспортна система розробки уступами висотою до 5,5 м [15]. Умови залягання відходів у родовищі сприятливі для їх розробки відкритим способом. Водоприплив у гірничі виробки передбачається 45-55 м<sup>3</sup>/добу.

Освоєння родовищ рідкіснометалічних руд з комплексною переробкою сировини, використання сучасних технологій збагачення є цілком виправданим, і повинно стати пріоритетним напрямком розвитку мінерально-сировинної бази нашої держави, що, в свою чергу, сприятиме вирішенню регіональних проблем промислових та гірничопромислових районів, покращенню екологічного стану навколишнього середовища.

З цієї причини дуже важливим є комплексне відпрацювання руд родовища на основі замкнутого технологічного циклу, який охарактеризовано вище, в розділі 4.

Переробка відходів дозволить звільнити значні площі хвостосховища та ліквідувати джерело потенційної екологічної небезпеки з огляду на існуючий зв'язок хвостосховища з басейном ріки Калки.

Разом з тим, досить швидко і без значних інвестицій може бути створена база польвошпатової сировини для керамічної та скляної галузей промисловості. Таке виробництво стане полігоном для підготовки до комплексного освоєння Мазурівського родовища. В існуючих економічних і екологічних умовах промислове освоєння Мазурівського родовища рідкісних металів є доцільним.

#### **Література до розділу 5:**

1. Галецький Л.С., Когон Л.С., Чернієнко Н.М., Козар М.А., Стрекозов С.М. та ін. Науково-технологічне забезпечення промислового освоєння Мазурівського родовища та комплекс досліджень з підготовки до дослідно-промислової розробки Азовського родовища. 2005 р.: Звіт про НДР / ІГН НАН України. – № 0105V006535. – К., – 2005. – 214 с.
2. Стрекозов С.Н., Галицкий В.В. Отчет о результатах детальной разведки Мазуровского месторождения комплексных полевошпат-нефелин-циркон-тантал-ниобиевых руд, проведенной в 1994-2003: Отчет о НИР / ПГРЭ КП «Южургеология». – Волноваха, 2003. – 256 с.
3. Бородиня Б.В., Князькова І.Л. та ін. Геологічне довивчення площ масштабу 1:200 000 південних половин аркушів L-37-II (Донецьк), L-37-III (Гловайськ) в межах України та аркушів L-37-VIII (Маріуполь) і L-37-IX (Таганрог) в межах України за виліком акваторії Азовського моря (Східноприазовська площа) в 1998-2007»: Звіт ГДП в 10 кн. / Приазовська КГП КП «Південьургеологія». – У-98-102/40. – Волноваха, 2008. – Кн.2. – С. 311-317, 482-491, 491-494, Кн. 3. – С. 285-294.
4. Гамалинский А.И., Ивашутин Д.Д., Фрикова З.С. и др. Технико-экономический доклад о целесообразности детальной разведки на Мазуровском месторождении с обоснованием временных кондиций: Отчет о НИР / ИМР. – Симферополь. – 1990. – 242 с.

5. Волкова Т.П. Критерии продуктивности редкометальных месторождений и рудопроявлений Октябрьского массива // Наукові праці ДонДТУ, серія гірничо-геол. – Донецк, 2001. – Вып. 36. – С. 63-69.
6. Основні санітарні правила забезпечення радіаційної безпеки України: / Офіційний вісник України, 2005. – № 23. – С. 197-278.
7. Организация производства полевошпатовой и редкометальной подукции. Площадка хвостохранилища: Моделирование гидрогеологических процессов в период производственной деятельности: Технический отчет о комплексных инженерных изысканиях / УкрНИПИпромтехнологии. – Кн. 2. – Ж. Воды, 2006. – 28 с.
8. Организация производства полевошпатовой и редкометальной подукции. Площадка хвостохранилища: Инженерно-геологические изыскания : Технический отчет о комплексных инженерных изысканиях / УкрНИПИпромтехнологии. – Кн. 1. – Ж. Воды, 2006. – 131 с.
9. Подготовка документации для предварительной оценки экологического воздействия на природную среду водопонижения в хвостохранилище в п. Донское: Отчет / ПЭС «Донбасс-Азовье, 21 век». – Донецк, 2003. – 29 с.
10. Заключение о выполненных работах по созданию наблюдательной сети на участке Донском в 1990–1991г.г.: Звіт про НДР / Приазовська геолого-розвідувальна експедиція КП «Південьукргеологія». – Волноваха, 1991. – 23 с.
11. Баранова Е.М. Про результати попередньої оцінки відходів збагачення нефелінових сієнітів Донського родовища (Балка Мазурова) Волноваського району Донецької області для використання їх у скляній промисловості: Звіт про ГРР / ГКГЕ "Укргеолстром". – № М-37-П. – К., 1993. – 73 с.
12. Ігнатович Л. І. Розвідка відвалів збагачення Мазурівського рідкіснометалевого родовища: Звіт про ГРР / ДДРГП «Донецькгеологія». – Кн. 1. – Артемівськ, 2004. – 85 с.
13. Шпильовий Л.В. Попередня геолого-економічна оцінка (переоцінка) запасів верхнього горизонту (пісків) Східної ділянки сховища відходів збагачення вивітрилих руд Мазурівського рідкіснометального родовища (як окремого об'єкту надрокористування): Звіт про НДР / № держ. реєстр. У-17-282/1, інв. № 65874. – Донське, 2017. – 244 с.
14. Мостика Ю.С., Шпилевой К.Л., Шпилевой Л.В. Комплексная технология переработки отходов обогащения циркониевых руд // Современные методы комплексной переработки руд и нетрадиционного минерального сырья: Материалы международного совещания «Плаксинские чтения-2007». – Ч. 1. – 1-7 октября 2007 г. – Апатиты: Издательство КНЦ РАН. – 2007. – (РЖ, № 1, 2008) – С. 200-204.
15. ОАО «ММК им. Ильича». Горно-обогащительное производство по переработке лежалых хвостов Мазуровского месторождения мощностью 150 тыс. т в год. Проект. Пояснительная записка. Горное производство. ММК-01-ГОР-ПЗ / УкрНИПИпромтехнологии. – Том 2. – Ж. Воды, 2006. – 29 с.

## РОЗДІЛ 6. ЕКОНОМІЧНА ДОЦІЛЬНІСТЬ ТА ЕФЕКТИВНІСТЬ РОЗРОБКИ МАЗУРІВСЬКОГО РОДОВИЩА

### 6.1. Оцінка ефективності розробки Мазурівського родовища

Економічна ефективність розробки Мазурівського родовища комплексних нефелін-польовошпат-цирконій-тантал-ніобієвих руд визначалася в 1990 році в ТЕД про доцільність проведення детальної розвідки на Мазурівському родовищі, та в звіті 2002 року про детальну розвідку Мазурівського родовища (блок деталізації) [1-2].

Підрахунок запасів нефелін-польовошпат-рідкіснометалічних руд в блоці деталізації був виконаний по перших п'яти продуктивних покладах до глибини 280 м по категорії  $C_1$  і  $C_2$ . Запаси промислової категорії  $C_1$ , віднесені до балансових, складають 4 486,10 тис. т руди. Всього в блоці деталізаційних робіт зосереджено 11 242 тис. т руди [3].

Відзначено також наявність у балансових запасах ресурсів супутніх корисних копалин у кількості: пентаоксиду ніобію – 6 038,3 т (при середньому вмісті  $Nb_2O_5$  в корисній копалині 0,118 %), пентаоксиду танталу – 202,5 т (при середньому вмісті  $Ta_2O_5$  в корисній копалині 0,0057 %), діоксиду цирконію – 26 762,2 т (при середньому вмісті  $ZrO_2$  в корисній копалині 0,47 %).

Оцінка ефективності розробки родовища є актуальним завданням з огляду на те, що за 16 років, з моменту останньої оцінки Мазурівського рідкіснометалічного родовища в 2002 році, відбулися суттєві зміни соціально-політичної та економічної ситуації в Україні. За цей час значно зросли ціни на енергоносії, паливо-мастильні матеріали, матеріальні та трудові ресурси, продукцію машинобудування; зросла вартість будівельних робіт. Відбулася суттєва девальвація національної валюти. Техніко-економічні показники, визначені в ТЕО на той час, не відповідають реаліям сьогодення.

Основними завданнями оцінки є визначення геолого-економічної доцільності промислового відпрацювання запасів нефелін-польовошпат-рідкіснометалічних руд родовища в сучасних економічних умовах.

Роботи з геолого-економічної оцінки (переоцінки) промислового об'єкту виконані нами шляхом камеральної обробки звітних геологічних матеріалів попередників з визначенням доцільності подальшого промислового освоєння зазначеної корисної копалини у якості сировини для виробництва польовошпатових концентратів відповідно до вимог підприємств керамічної та скляної промисловості (ТУ У 23.9-38996146:2014 «Плавень лужний алюмосилікатний»), а також цирконового концентрату – відповідно до ТУ У 14-10-015-98 «Концентрат цирконовий».

Оцінка (переоцінка) запасів руд родовища виконана в контурах їхнього розповсюдження, в межах площі деталізаційних робіт, з урахуванням параметрів тимчасових кондицій. Вихідними даними для техніко-економічної переоцінки Мазурівського рідкіснометалічного родовища прийняті запаси корисних копалин, оцінені при попередніх геологорозвідувальних роботах, а

також гірничотехнічні, технологічні і економічні показники тимчасових кондицій, та техніко-економічні показники виробничої діяльності проєктуємого гірничодобувного підприємства, що були визначені в ТЕД про доцільність проведення детальної розвідки на Мазурівському родовищі з обґрунтуванням тимчасових кондицій [1], у тому числі: втрати при видобутку, вихід при збагаченні, продуктивність підприємства з видобутку, розміри капітальних вкладень та експлуатаційних витрат. Гірничотехнічні, технологічні і економічні показники гірничого обладнання, технологій видобутку і переробки сировини, прийняті в ТЕД, що не відповідають сучасним умовам гірничодобувної діяльності, змінені відповідно до показників прогресивної техніки і технології, які забезпечують раціональне використання надр і охорону навколишнього середовища.

При уточненні величини капітальних вкладень враховані істотні зміни економічних умов району, в тому числі автотранспортні та залізничні зв'язки родовища з районами розміщення споживачів корисних копалин. Скориговані також капіталовкладення шляхом врахування зміни вартості будівельних матеріалів, гірничо-збагачувального обладнання, енергоресурсів та трудових ресурсів; витрат, що передують промислому періоду і не враховані раніше, в тому числі: вартість відчуження земель, ціну спеціального дозволу на право користування надрами.

Експлуатаційні витрати на видобування і переробку корисних копалин скориговані з врахуванням ціни на матеріали і електроенергію, рівень заробітної плати, що склався на поточний час, а також встановлених норм амортизаційних відрахувань.

Враховані також чинні на момент оцінки податки і збори, у тому числі плата за користування надрами для видобування корисних копалин, плата за забруднення навколишнього середовища.

Відпускна ціна одиниці продукції для визначення валового доходу підприємства з видобування та переробки корисних копалин прийнята без ПДВ за даними підприємств-аналогів на підставі аналізу ринку збуту.

Виробнича продуктивність гірничодобувного підприємства з видобутку і збагачення руди визначена із можливостей реалізації на початку ХХІ ст. всього нефелін-польовошпатового матеріалу на внутрішньому ринку (з врахуванням його виходу з руди при збагаченні – 69,84 %).

Експлуатаційні витрати на видобування і переробку корисних копалин визначалися прямим розрахунком (заробітна плата працівників, зайнятих у виробничому процесі і керуванні ним, включаючи витрати по соціальному страхуванні; вартість витратних матеріалів, вартість спожитої електроенергії, відрахування на погашення вартості гірничо-капітальних і підготовчих виробок, інших основних фондів, витрати на утримання адміністративно-управлінського апарату, поточні витрати на природоохоронні заходи, податки).

Рівень заробітної плати працівників у розрахунках прийнятий відповідним рівню середньої заробітної плати на підприємствах гірничого комплексу України станом на квітень 2019 року.

Переоцінка родовища здійснювалася виходячи із капіталовкладень, експлуатаційних витрат, вартості продукції гірничого підприємства на підставі належного обґрунтування.

Переробці підлягали руди перших п'яти покладів Мазурівського рідкіснометалічного родовища, які залягають на глибину до 280 м. Загальна кількість руди у контурах кар'єру розвіданих геологічних запасів оцінюється у 4 486,1 тис. т. Відповідно до розрахунків експлуатаційних запасів, обсяг руди, що підлягає переробці, прийнятий 4 148,3 тис. т.

По супутніх компонентах прийнята технологія збагачення дозволяє одержати товарний продукт по  $ZrO_2$  за умови, що його вміст у вихідній сировині буде вищим 0,2 % [2]. Запаси  $ZrO_2$  в такій сировині становлять – 26 762,2 т.

При переробці руди за прийнятою технологією передбачається також отримання чорного пірохлорового концентрату з вмістом  $Nb_2O_5+Ta_2O_5$  – 7,5 % в кількості 6038,3 т  $Nb_2O_5$ , та 202,5 т  $Ta_2O_5$ . На сьогодні в Україні відсутні виробничі потужності з переробки бідного (чорного) пірохлорового концентрату з отриманням оксидів або інших хімічних сполук ніобію і танталу, фероніобію тощо.

Життєвий цикл проекту, виходячи з обсягу експлуатаційних запасів та ємності внутрішнього ринку нефелін-польовошпатових матеріалів, становить 30 років.

Якість вихідної сировини, що подається на збагачення, має відповідати вимогам, наведеним в табл. 6.1.

Сировина має бути придатною для випуску польовошпатових концентратів відповідно до ТУ У 23.9-38996146:2014 «Плавець лужний алюмосилікатний», а також цирконового концентрату – відповідно до ТУ У 14-10-015-98 «Концентрат цирконовий».

Сировина має забезпечувати випуск польовошпатової продукції, що відповідає вимогам НРБУ-97 до матеріалів I класу (ефективна питома активність польовошпатового концентрату – до 370 Бк/кг) [4].

Підрахунок запасів сировини зроблено у відповідності з вимогами [5] у звіті про детальну розвідку блока деталізації Мазурівського родовища у 2002 році [2].

Геолого-економічна оцінка здійснена в стандартному варіанті [6].

Для розрахунку техніко-економічних показників гірничо-збагачувального комплексу нами прийняті технічні рішення по кар'єру та збагачувальній фабриці разом із допоміжними об'єктами, закладеними УкрНІППромтехнології в Проект ГЗК потужністю 150 тис. т руди/рік [9].

*Режим роботи підприємства і штати.* Для розрахунків обліковий штат робітників і керівників у кар'єрі та на збагачувальній фабриці визначений

виходячи із запроєктованої технології виробництва, розміщення робітників на робочих місцях, і кількості робочих змін на добу.

Чисельність працівників рудоуправління визначається виходячи з обсягів робіт, річного фонду робочого часу, з врахуванням прийнятої виробничої структури і діючих нормативних матеріалів.

**Таблиця 6.1** – Вимоги кондицій до руди за технологічними сортами польовошпатової сировини

Вихідна сировина	Технологічні сорти	Компоненти	Вміст компонентів, %
Руда	Сорт А	K <sub>2</sub> O+Na <sub>2</sub> O	11,0 і більше
		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	20,0 і більше
		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	менше 3,8
	Сорт Б	K <sub>2</sub> O+Na <sub>2</sub> O	9,0 і більше
		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	18,0 і більше
		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,8 – 6,0
	Сорт В	K <sub>2</sub> O+Na <sub>2</sub> O	7,0 і більше
		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	18,0 і більше
		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	не регламент.
По всіх сортах	SiO <sub>2</sub>	не більше 62,0 %	

Для виконання річної виробничої програми передбачається наступний режим роботи:

а) кар'єр:

- перервний робочий тиждень;
- кількість робочих днів на рік – 254;
- кількість робочих змін на добу – 1;
- тривалість робочого тижня, годин – 40.

б) збагачувальна фабрика:

- безперервний робочий тиждень;
- кількість робочих днів на рік – 330;
- кількість робочих змін на добу – 3;
- тривалість робочого тижня, годин – 40.

Обліковий склад персоналу визначено в кількості 103 чоловік.

Для виконання окремих робіт (вибухових, низки ремонтних робіт, геологорозвідувальних, охорони і т. п.) передбачається залучення спеціалізованих підприємств і організацій.

*Капітальні вкладення. Основні виробничі фонди.* Капітальні витрати на будівництво рудоуправління визначені зведеним кошторисом в сумі 82 347,443 тис. грн.

Розрахунки складені в поточних цінах станом на 1 травня 2019 року згідно ДБН Д.1.1-1-2013 (зі змінами) [7].

Структура капітальних витрат зумовлена методичним підходом визначення вартості будівництва, специфікою гірничого виробництва, існуючою інфраструктурою промислового майданчика, і представлена в табл. 6.2 [8].

**Таблиця 6.2** – Структура капітальних витрат

№	Види робіт і витрат	Кошторисна вартість, тис. грн.	Процент
1	Кошторисна вартість будівництва, всього, в т.ч.:	82 347, 443	100,0
1.1	- будівельних робіт	24 837,319	30,16
1.2	- монтажних робіт і обладнання	57 050,561	69,28
1.3	- інших витрат	1 474,362	1,79

Кар'єр розміщується на північній стороні промислового майданчика колишнього ДДХМЗ. Кар'єр передбачається розробляти екскаватором, з транспортуванням руди на збагачувальну фабрику самоскидами [9].

У складі гірничого виробництва не передбачається будівництво нових будівель і споруд. Планується винесення за межі кар'єру чотирьох опор лінії електромережі 110 кВ, яка проходять через ділянку Мазурівського родовища. Проектуєма збагачувальна фабрика розташовується на промисловому майданчику, що прилягає до промислового майданчика колишнього хіміко-металургійного заводу, поруч з існуючим недіючим хвостосховищем [10]. Проектуєму фабрику передбачається поєднати з хвостосховищем і кар'єром автомобільною дорогою, вздовж якої прокладаються водогони освітленої води, водовідливу і відходів збагачення.

Архітектурно-будівельна частина розроблена на основі технологічних завдань, генерального плану з врахуванням природно-кліматичних, інженерно-геологічних та гідрогеологічних умов майданчика будівництва.

Комплекс виробництва включає наступні споруди:

- збагачувальна фабрика;
- силосний склад з навісом;
- витратний склад руди;
- транспортна галерея подачі руди;
- транспортна галерея подачі відходів;
- склад готової продукції;
- автомобільна дорога;
- адміністративно-побутовий комбінат;

- майданчик допоміжних об'єктів.

Вертикальне планування території виконується в поєднанні з існуючою забудовою і рельєфом промислового майданчика ХМЗ. Система відведення дощових стоків передбачається відкритою. Відвід стоків здійснюватиметься по спланованій поверхні в лотки автомобільних проїздів, і далі в зливову каналізацію.

Технологія переробки руди включає: дроблення і подрібнення, гравітаційне збагачення на гідрокласифікаторах, гідроциклонах та гвинтових сепараторах, магнітне збагачення в слабких та сильних полях, згущення, зневоднення та сушку концентрату. Збагачувальне виробництво розташовується в нових будівлях.

Прирейдковий силосний склад готової продукції складається з 4 силосів ємністю по 300 м<sup>3</sup> кожен. Запас концентрату у силосах – на 9 діб.

При збагаченні руди використовується близько 150 м<sup>3</sup>/год води. Забезпечення водою здійснюється за рахунок оборотного водозабезпечення. Для подавання оборотної води на фабрику передбачається плавуча насосна станція.

Для перекачування хвостів фабрики у хвостосховище, а також для доставки оборотної води з хвостосховища до будівлі фабрики передбачається технологічна естакада, прокладена на низьких опорах. Для перекачування хвостової пульпи передбачено два сталевих трубопроводи діаметром 200 мм, а для подачі оборотної води – один водогін діаметром 200 мм.

Передбачається відвід земельної ділянки під кар'єр, збагачувальну фабрику, хвостосховище і автомобільну дорогу для технологічного транспорту.

Передбачається зберігання пірохлорового промпродукту з перспективою подальшої переробки після визначення раціональної технології. Для складування відходів збагачення передбачається використання існуючого хвостосховища у Деменніківській балці.

Джерелом електрозабезпечення є існуюча на промисловому майданчику ХМЗ підстанція 110/10/6 кВ, що належить ДТЕК. В будівлі збагачувальної фабрики запроектована трансформаторна підстанція 10/0,4 кВ типу 2КТП-1600/10/0,4 УЗ, яка живиться двома кабельними лініями 10 кВ від резервних комірок підстанції. В кар'єрі розміщується комплектна трансформаторна підстанція КТП1-630/10/0,4-92 У1.

Джерелом теплозабезпечення проектуємого підприємства слугує власна модульна котельня. Теплоносій – перегріта вода. Працює котельня на природному газі.

Газозабезпечення об'єктів промислового майданчика передбачається від ГРП хіміко-металургійного заводу (ХМЗ).

Витрати газу – 540 м<sup>3</sup>/год.

Проектуємий газопровід середнього тиску діаметром 76 мм прокладається наземно, на естакаді.

Джерело питної води та технічної води – існуюча система водозабезпечення Південного Донбасу. Водогін діаметром 300 мм, яким вода

подається на водоочисні споруди смт. Донське, знаходиться на балансі Воноваського «Райводоканалу».

Допоміжне джерело технічної води – Малокальчикське водосховище ємністю 640 тис. м<sup>3</sup>.

Проектуєма збагачувальна фабрика забезпечується водою від існуючої внутрішньомайданчикової мережі ХМЗ.

Побутові стоки фабрики відводяться самопливом в існуючі мережі побутової каналізації та очисні споруди селища Донське.

Виробничі стоки скидаються в хвостовий зумпф фабрики і використовуються у технологічному процесі.

Дощові стоки фабрики скидаються в існуючі мережі дощової каналізації, далі на локальні очисні споруди. Після очищення на піщаних фільтрах дощові води направляються в р. Малий Кальчик.

Передбачається автоматизована система управління, яка виконує функції збору і первинної обробки інформації, відображення інформації, технологічний захист, дистанційне керування приводами технологічного обладнання, технологічну сигналізацію, а також необхідні види зв'язку і сигналізації.

Санітарно-побутове і медичне обслуговування працівників рудоуправління, побутове обслуговування та громадське харчування буде здійснюватися з використанням існуючих споруд і служб ХМЗ, а також проектуемого адміністративно-побутового комбінату [11].

Капітальні інвестиції в будівництво кар'єру (річна потужність кар'єру – 150 тис.т/рік) та збагачувальної фабрики визначені в 82,35 млн. грн.

Для розрахунків техніко-економічних показників кар'єру обрано варіант відкритої розробки західної частини родовища (ділянка деталізаційних геологорозвідувальних робіт), що зумовлено зосередженням основних запасів руди, представлених більш потужними рудними тілами з більш високим вмістом корисних компонентів, а також тією обставиною, що коефіцієнт розкриття родовища на цій ділянці значно менший, ніж на інших ділянках.

Граничний коефіцієнт розкриття визначений рівним 2,8 м<sup>3</sup>/т. Доцільна глибина розробки кар'єра – 280 м від поверхні. При цьому до експлуатації залучаються 5 покладів рідкіснометалічних руд. Межі кар'єру на поверхні визначені з врахуванням кутів погашення постійних бортів в скельних породах в 45°, у крихких – 30°.

Експлуатаційні запаси руди (кількість товарної руди) – 4 148,3 тис. тонн, – визначені шляхом виключення з геологічних запасів загальнокар'єрних втрат та експлуатаційних втрат при добуванні і транспортуванні корисної копалини, а також включення в запаси частини пустих порід, що домішуються при видобуванні руди (6 %).

Продуктивність кар'єру по видобутку руди – 150 тис. т на рік, – прийнята з врахуванням потреб промисловості в нефелін-польовошпатових матеріалах (100,00 тис. т на рік). Руда буде видобуватися 254 дні на рік, в одну зміну тривалістю 8 годин, загальна кількість годин роботи кар'єру на рік –

2 032. Кількість сировини, що видобувається, на добу - 590,6 тонни. Прийнята в розрахунках відстань від кар'єру до збагачувальної фабрики (в обидва кінці) – 2,0 км.

Доставка руди на збагачувальну фабрику – автотранспортом.

Строк експлуатації кар'єру – 27,6 років.

Розкриття Мазурівського родовища намічається з боку цирконового кар'єру колишнього Донецького ХМЗ. Враховуючи, що перший поклад родовища практично повністю розкритий виробками минулих років, розкриття полягає в проходці в'їзної траншеї з похилом 80 %, та рознесенні розкривних уступів до положення, що забезпечує необхідні 3-х місячні готові до виїмки запаси руди. Обсяги гірничо-капітальних робіт при цьому складуть 60,3 тис. м<sup>3</sup>. Розкриття наступних уступів передбачається тимчасовими з'їздами, які у відповідності з переміщенням фронту видобувних і розкривних робіт переміщуються до бортів кар'єру, і облаштовуються як капітальні.

Виходячи з умов залягання корисної копалини та значної глибини кар'єра, і відносно невеликих його розмірів в плані, прийняли транспортну систему розробки із зовнішнім розташуванням відвалів розкривних порід. По м'яких та вивітрених скельних породах родовище відпрацьовується уступами висотою до 12 м, по скельних – висотою до 15 м. Ширина робочих площадок прийнята рівною 30-50 м. Щорічне зниження (опускання) горизонту гірничих виробок складе 9-11 м.

Транспортні роботи на кар'єрі передбачаються із застосуванням автосамоскидів. В якості навантажувальних механізмів передбачаються на розкривних та видобувних роботах екскаватори. Буро-підривні роботи планується виконувати із залученням спеціалізованих організацій.

Розкривні породи доставляються автотранспортом безпосередньо до відвалів пустих порід, що розташовуються на північно-західному борту кар'єра. Видобута руда транспортується автосамоскидами на збагачувальну фабрику, що розташовується на території ХМЗ. Відстань транспортування – до 2 км.

Гідрогеологічні умови Мазурівського родовища сприятливі для ведення гірничих робіт. Відсутність багатководних водоносних горизонтів і, відповідно, незначні очікувані водопріпливи в кар'єр (до 113,4 м<sup>3</sup>/год без врахування водопріпливу за рахунок атмосферних опадів та зливових вод, і біля 2400 м<sup>3</sup>/год з врахуванням зливових вод) дозволяють вести розробку родовища без попереднього його осушення.

Для відкачування підземних, а також зливних вод і атмосферних опадів передбачається відкритий кар'єрний водовідлив. Для цього на нижніх горизонтах кар'єру передбачається будівництво водозбірників (зумпфів) і монтаж водовідливних установок.

Для відкачування підземних і зливних вод приймаються автоматизовані насосні станції пересувного типу з насосами продуктивністю 860-1700 м<sup>3</sup>/год, напором 145-105 м.

Скидання кар'єрної води передбачається в існуючій ставок-випарник.

Для захисту кар'єра від поверхневого стоку на його бортах передбачається проходка нагорних каналів, вода з яких буде направлятися в існуючу ярово-балочну систему.

Розкривні породи родовища представлені крихкими породами (грунтово-рослинний шар, суглинки з окремими включеннями уламкового матеріалу, та скельними породами (габро, піроксеніти, діабазити, карбонат-амфіболові породи). Передбачається розміщення цих порід в зовнішніх відвалах. Пухкі розкривні породи планується складувати в окремий відвал (12,0 Га) з наступним використанням для рекультивації земель. Частина скельних порід розкриття за своїми фізико-механічними властивостями придатна для виробництва щебеню і знайде застосування в промисловості. За способом відвалоутворення передбачаються бульдозерні відвали. Розміщення порід прийнято в три яруси висотою по 10 м кожен. Відстань транспортування розкривних порід з кар'єру до відвалу – 2 км.

Кількість необхідного гірничо-транспортного обладнання для виконання планованих гірничих робіт по всіх елементах технологічного процесу визначена на підставі проведених розрахунків.

Електрозабезпечення проєктуємого кар'єру передбачається здійснювати від підстанції 110/35/10 кВ ДЕТЕК на промисловому майданчику хіміко-металургійного заводу ДУ «НІОХІМ».

Водозабезпечення кар'єру планується здійснювати від Південно-Донбаського водоводу, з використанням мереж хіміко-металургійного заводу.

Рівень заробітної плати прийнято згідно середньої зарплати для працівників гірничорудних підприємств; нарахування на зарплату включають збори до ЄСВ.

Амортизаційні відрахування розраховані на основі «Бухгалтерського обліку «Основні засоби», затвердженого наказом Міністерства України № 92 від 27.04.2000 р., згідно п.26, методом, передбаченим Податковим законодавством [12].

Річні витрати палива та мастил для гірничотранспортного обладнання прийняті за даними проєкта УкрНДІПромтехнології [9]. Витрати допоміжних матеріалів по кар'єру прийняті виходячи із прямих розрахунків з врахуванням діючих норм.

Витрати на бурові та підривні роботи, які проводяться підрядними організаціями, визначені з розрахунку 70 грн/м<sup>3</sup> гірської маси (46,7 грн/т).

Загальнопромислові витрати (управління виробництвом, збір за геологорозвідувальні роботи, збір за забруднення навколишнього середовища, плата за користування надрами для видобутку корисних копалин) визначені прямими розрахунками. Плата за користування надрами для видобутку корисних копалин визначена, виходячи з базового нормативу 17 грн/т.

Собівартість видобутку і транспортування руди до збагачувальної фабрики визначена на підставі калькуляції в 106,89 грн. Калькуляційною одиницею є одна тонна видобутої руди.

Для розрахунків техніко-економічних показників збагачувальної фабрики обрано технологічну схему, розроблену фахівцями Національного гірничого університету (м. Дніпро) [13].

Метою збагачення руди є одержання нефелін-польовошпатового концентрату марки ПШС, цирконового концентрату марки КЦП та чорного пірохлоррового концентрату (промпродукту). Промпродукт з вмістом оксидів цирконію, танталу та ніобію складається на зберігання з метою його гідрометалургійної переробки в майбутньому для отримання оксидів рідкісних металів.

Підґрунтям для визначення технологічних показників – вилучення, виходу і якості продуктів переробки руди, – є дані, отримані в результаті проведених технологічних досліджень [13].

В основі технологічної схеми – методи гравітаційної та магнітної сепарації. Виходячи із прийнятої технологічної схеми, вихід нефелін-польовошпатового концентрату становить – 69,84 %, вихід цирконового концентрату – 0,716 %, вихід тантал-ніобієвого продукту 0,49 %, хвостів у відвал – 30,16 % від вихідної руди.

Перелік устаткування та іншого обладнання, закладеного в розрахунки, прийнятий на основі переліку, наведеного в технічному проекті (технологічна частина), виконаного Українським науково-дослідним і проектним інститутом промислової технології (УкрНДППромтехнології), за винятком частини устаткування, задіяного у рідкіснометалічному циклі [10]. Основою визначення економічних показників переробки руди є питомі витрати сировини, допоміжних матеріалів, енергоресурсів, а також капітальні інвестиції. Норми витрат основних і допоміжних матеріалів, енергоресурсів, палива прийняті за проектними даними УкрНДППромтехнології [11]. Ціни на енергоресурси й ГСМ прийняті по їхній ринковій вартості на квітень 2019 року.

Потужність збагачувальної фабрики по сировині (руда) прийнята 150,00 тис.т/рік.

Річні експлуатаційні витрати розраховані на підставі наступних вихідних даних:

- витрати матеріальних, енергетичних и трудових ресурсів прийняті по технологічній частині проекту;
- вартість матеріальних ресурсів прийнята за поточними ринковими цінами (перший кв. 2019 р.);
- вартість енергетичних ресурсів прийнята по вихідним даним ХМЗ;
- промислово-виробничий персонал рудоуправління згідно вимог НРБУ-97 відноситься до категорії «Працівники».

Рівень заробітної плати прийнято згідно середньої зарплати для працівників гірничорудних підприємств.

Нарахування на зарплату включають збори до ЄСВ.

Амортизаційні відрахування розраховані на основі «Бухгалтерського обліку «Основні засоби», затвердженого наказом Міністерства фінансів України № 92 від 27.04.2000 р. згідно п.26, методом, передбаченим Податковим законодавством.

Загальновиробничі витрати визначені прямим розрахунком, та віднесені на види продукції пропорційно заробітній платі виробничих робітників.

Адміністративні витрати і витрати на збут продукції прийняті за даними підприємства.

Платежі в бюджети всіх рівнів і позабюджетних фондів розраховані відповідно до діючого законодавства.

Товарною продукцією підприємств (в натуральних показниках) є:

- нефелін-польовошпатовий концентрат – марка НПС-0,5-20 в кількості 104 760 т на рік;

- цирконовий концентрат в кількості 1074 т на рік з вмістом в ньому двоокису цирконію 62,2 %.

Окрім товарної продукції буде отримано некондиційний пірохлоровий продукт в кількості 735 т на рік.

Річна сума реалізації товарної продукції складає 118 557,00 тис. грн. Розрахунки наведено в табл. 6.3.

**Таблиця 6.3 – Реалізація товарної продукції**

Види продукції	Одиниця виміру	Ціна за од., грн	Кількість, т	Сума реалізації, тис. грн
Нефелін-польовошпатовий к-т	т	700,0	104 760	73 332,00
Цирконовий к-т	т	25 000,00	1074	26 850,00
Пірохлоровий промпродукт	т	25 000,00	735	18 375,00

Повні витрати на виробництво продукції визначені в обсязі **79 705,60** тис. грн.

Найбільш вагому частку у загальних витратах складають енергетичні витрати, зумовлені, в значній мірі, витратами електроенергії і газу.

Значні витрати на видобування руди і її транспортування до збагачувальної фабрики зумовлені високою вартістю буро-підривних робіт.

Високі витрати амортизаційних відрахувань будівель і споруд пояснюються як новим будівництвом, так і прийнятим методом нарахування амортизації.

Враховуючи, що реалізація бідного чорного пірохлорового промпродукту на сьогодні викликає сумніви, витрати на виробництво розподілені умовно між нефелін-польовошпатовим і цирконовим концентратами, пропорційно розподілу загальновиробничих витрат на нефелін-польовошпатовий і рідкіснометалічний цикли (3:1).

Таким чином, загальні річні експлуатаційні витрати на переробку руди з врахуванням видобутку, транспортування й збагачення (собівартість реалізації) – **79 705,60** тис. грн, розподілені:

- на виробництво нефелін-польовошпатового концентрату – 59 779,20 тис. грн (570,60 грн/т);
- на виробництво цирконового концентрату – 19 926,40 грн (18 553,40 грн/т).

Собівартість однієї тонни нефелін-польовошпатового концентрату з врахуванням видобутку руди, транспортування до фабрики і збагачення, становить 570,60 грн/т, цирконового концентрату – 18 553,40 грн/т.

Пірохлоровий промпродукт при такому підході приймається умовно з нульовою вартістю, що відкриває перспективу рентабельної його переробки в майбутньому, після розробки відповідної технології.

Основні показники збагачувальної фабрики визначені детальними прямими розрахунками.

## **6.2. Основні техніко-економічні показники ефективності освоєння Мазурівського родовища**

Прибуток гірничозбагачувального комплексу на Мазурівському родовищі визначений на рік освоєння проектної потужності, як різниця між вартістю товарної продукції й повною собівартістю виробництва цієї продукції.

Реалізація продукції розглянута в повному обсязі встановленої потреби в ній.

Проведені розрахунки показали, що повна собівартість переробки однієї тонни руди з врахуванням видобутку, транспортування й збагачення становитиме орієнтовно 619,00 грн/т. Питомі капітальні вкладення в будівництво гірничозбагачувального комплексу, розраховані на тонну руди, що переробляється за рік, становитимуть 549,00 грн. При цьому загальна сума капітальних вкладень становить 82,35 млн. грн.

Вартість одержаної продукції розрахована з врахуванням цін, сформованих в Україні, та на світовому ринку.

З врахуванням проведених маркетингових досліджень, ціна і потенційний обсяг споживання нефелін-польовошпатового концентрату на ринку України прийняті в розрахунках відповідно – 700 грн /т без ПДВ, і 104,76 тис. т/рік.

Основні техніко-економічні показники виробництва наведені в табл. 6.4.

Фінансовий план реалізації проєкту по переробці руди наведено в табл.

6.5.

**Таблиця 6.4 – Основні показники ефективності розробки родовища**

№ п/п	Найменування показників	Одиниці виміру	Значення (тис. грн.)
1	2	3	4
1	Річний видобуток руди	тис. т	150,00
2	Балансові запаси руди	тис. т	4486,1
3	Проектні втрати	%	7,53
4	Експлуатаційні запаси руди	тис. т	4148,30
5	Термін експлуатації	років	27,6
6	Вихід нефелін-польовошпатового концентрату	%	69,840
	Вихід цирконового концентрату	%	0,716
	Вихід чорного пірохлорового концентрату	%	0,490
7	Річна продуктивність:		
	- по нефелін-польовошпатовому концентрату	тис. т/рік	104,76
	- по цирконового концентрату	тис. т/рік	1074,00
	- по пірохлоровому промпродукту	тис. т/рік	735,0
8	Залишкові вкладення минулих років	тис. грн.	-
9	Всього капітальних вкладень	тис. грн.	82 347,44
10	Амортизаційні відрахування	тис. грн.	12158,20
11	Ціна 1 т нефелін-польовошпатового концентрату	грн/т	700,00
	Ціна цирконового концентрату	грн/т	25 000,00
	Ціна пірохлорового чорного концентрату	грн/т	25 000,0
12	Річна вартість товарної продукції		
	- нефелін-польовошпатовий концентрат	тис.грн	73 332,0
	- цирконовий к-т	тис. грн	26 850,0
	- пірохлоровий чорновий концентрат	тис. грн	18 375,0
13	Податок на надра (5 %)	тис. грн	5009,1
14	Експлуатаційні витрати (з амортизаційними відрахуваннями):		
	- виробництво нефелін-польовошпатового концентрату	тис. грн	59 779,2
	- виробництво цирконового концентрату	тис. грн	19 926,4
15	Прибуток річний	тис. грн	15 467,3

16	Податок на прибуток (18 %)	тис. грн.	2 784,11
17	Чистий річний прибуток	тис. грн.	12 683,19
18	Термін окупності витрат, рік	років	4,3
19	ЧДГП (чистий дисконтований грошовий потік)	тис. грн	57 12,65
20	Індекс прибутковості капіталовкладень		1,70

В таблиці наведений розрахунок доходу від реалізації товарної продукції, прибутку та чистого прибутку, чистих грошових потоків ЧДГП.

Порівняння різночасових витрат і показників здійснюється шляхом приведення (дисконтування) їх до моменту оцінки – нульового року, шляхом їхнього множення на коефіцієнт дисконтування:

$$\alpha_t = \frac{1}{(1 + E)^t},$$

де  $t$  – число років;  $E$  – норма дисконтування.

Норма дисконту, що застосовується для визначення вартості запасів і ресурсів, приймається рівною до поточної облікової ставки НБУ України на квітень 2019 р. – 17,5 %.

Допоміжні розрахунки по визначенню амортизаційних відрахувань за кожний рік життєвого циклу проекту опущені.

Величина річного валового прибутку ( $P_p$ ) визначалася за формулою:

$$P_p = C_p - (C_{pe} + H_{п});$$

де:  $C_p$  – середньорічна вартість продукції;

$C_{pe}$  – річні експлуатаційні витрати, включаючи амортизаційні відрахування;

$H_{п}$  – величина податків, платежів, зборів, що враховуються в структурі експлуатаційних витрат.

Накопичений дисконтований дохід від виробничої діяльності визначається як різниця між притоками грошових коштів від реалізації товарної продукції та експлуатаційними витратами, податками й платежами (стовбець 13, табл. 6.5).

Обґрунтування доцільності розробки Мазурівського родовища виконано за показником чистого дисконтованого грошового потоку (ЧДГП), який являє собою суму дисконтованих фінансових результатів за всі роки функціонування проекту, починаючи з дати початку інвестування. ЧДГП

визначається як сума ефектів за весь розрахунковий період, приведений до початкового кроку, за формулою:

$$ЧДГП = \sum_{t=0}^T \frac{[(D_t - B_t) - P_t] + A_t}{(1 + E)^t} - \sum_{t=0}^T \frac{K_t}{(1 + E)^t},$$

де ЧДГП – чистий дисконтований грошовий потік;

$E$  – норма дисконту;

$D_t$  – річний дохід від реалізації продукції в  $t$ -му році;

$B_t$  – експлуатаційні витрати в  $t$ -му році, включаючи амортизаційні відрахування;

$P_t$  – розмір податків і обов'язкових платежів в  $t$ -му році, що не входять до експлуатаційних витрат;

$A_t$  – амортизаційні відрахування в  $t$ -му році;

$K_t$  – капітальні вкладення в промислове будівництво в  $t$ -му році;

$T$  – розрахунковий період діяльності підприємства.

Проект вважається ефективним, якщо ЧДГП має позитивне значення. Термін окупності капітальних витрат – це мінімальний період часу від початку реалізації проекту, за межами якого величина накопленого грошового потоку стане позитивною. Термін окупності визначається з використанням процедури дисконтування. Ставка дисконту, з врахуванням поправки на ризик неотримання передбачених проектом доходів, в розрахунках прийнята 17,5 %. Якщо припустити, що темпи інфляції будуть однаковими для різних складових затрат і доходів, то інфляція буде впливати лише на проміжні значення розрахунків, але не буде впливати на кінцевий результат і висновок відносно ефективності проекту.

Розрахунки ЧДГП для прийнятої технології:

$$ЧДГП = 139\,860,09 - 82\,3477,44 = 57\,512,65 \text{ тис. грн.}$$

Чистий дисконтований грошовий потік: ЧДГП = 57512,65 тис. грн.

Розрахунки показують, що ЧДГП позитивний, отже реалізація проекту доцільна.

Терміном окупності капіталовкладень приймається найбільш ранній крок у розрахунковому періоді діяльності підприємства, після якого поточний чистий грошовий потік стає позитивним і надалі залишається таким. Термін окупності проекту  $T_e = 4,3$  роки.

Індекс прибутковості капіталовкладень визначається як частка від ділення приведенного до початкового розрахункового кроку шляхом дисконтування накопиченого доходу від виробничої діяльності на приведені до початкового розрахункового кроку капітальні вкладення:

$$PI = \frac{\sum_{t=0}^T \frac{[(D_t - B_t) - \Pi_t] + A_t}{(1 + E)^t}}{\sum_{t=0}^T \frac{K}{(1 + E)^t}} ;$$

Індекс прибутковості капіталовкладень:  $PI = 139860,09 / 82347,44 = 1,70$ .

Коефіцієнт рентабельності підприємства визначається як величина, що є співвідношенням фінансового результату операційної діяльності до виробничої собівартості продукції:

$$K_p = \frac{\sum_{t=0}^T \frac{[(D_t - B_t) - \Pi_t] + A_t}{(1 + E)^t}}{\sum_{t=0}^T \frac{B_t}{(1 + E)^t}}$$

Коефіцієнт рентабельності:  $K_p = [(2770566,6 - 2204282,28) - 101930,52] + 336238,67 / 2204282,28 = 0,363$ .

Враховуючи, що коефіцієнт рентабельності підприємства ( $K_p = 0,363$ ) перевищує ставку рефінансування Національного банку України (17,5 %), а накопичений чистий дисконтований грошовий потік є позитивний, створення гірничодобувного підприємства є доцільним.

Потенційним резервом підвищення техніко-економічних показників роботи рудоуправління є пошук ринків збуту на бідний пірохлоровий продукт, реалізація якого може дати додатково 18 млн. грн доходу, або доведення пірохлорового продукту до кондиційних параметрів, та його реалізація за більш високою ціною.

Таблиця 6.5 - Фінансовий план реалізації проєкту по переробці руди (розрахунок дисконтованих грошових потоків)

Роки розрах. період, t	Річна реалізація, Дт, тис. грн.	Річні експлуат. витрати, включаючи Ат, тис.грн	Оплатков. прибуток, тис. грн	Податки Лт, тис. грн	Чистий прибуток, тис. грн	Амортиза ція, Ат, тис. грн	Дохід, тис. грн	Капітал, вкладен., тис. грн	Грошовий потік, тис. грн	Коефіц. дисконт. Е=17,5 %	Дисконт. грошовий потік, тис. грн	Накопич. дисконт. грош. потік, тис. грн	Диск. дохід, тис. грн	Диск. кап. вклад., тис. грн
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
0					к4-к5		к6+к7	82 347,44	к8-к9		к10*к11		к8*к11	
1	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,8511	- 82347,44	-57709,07	24638,37	0
2	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,7243	24638,37	- 36741,42	20967,65	0
3	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,6164	17844,07	-18897,35	17844,07	0
4	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,5246	15186,57	-3710,78	15186,57	0
5	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,4465	12925,66	9214,88	12925,66	0
6	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,2551	7384,85	16599,73	7384,85	0
7	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,2171	6284,80	22884,53	6284,80	0
8	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,1848	5349,75	28234,28	5349,75	0
9	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,1573	4553,65	32787,93	4553,65	0
10	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,1339	3876,25	36664,18	3876,25	0
11	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,1139	3297,27	39961,45	3297,27	0
12	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0969	2805,14	42766,59	2805,14	0
13	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0825	2388,28	45154,87	2388,28	0
14	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0702	2032,21	47187,08	2032,21	0
15	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0598	1731,14	48918,22	1731,14	0
16	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0509	1473,50	50391,72	1473,50	0
17	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0433	1253,49	51645,21	1253,49	0
18	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0368	1065,32	52710,53	1065,32	0
19	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0314	908,99	53619,52	908,99	0
20	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0267	772,93	54392,45	772,93	0
21	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0227	657,14	55049,59	657,14	0
22	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0193	558,71	55608,30	558,71	0
23	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0164	474,76	56083,06	474,76	0
24	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0140	405,28	56488,34	405,28	0
25	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0119	344,49	56832,83	344,49	0
26	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0101	292,38	57125,21	292,38	0
27	100 182,0	79 705,60	20 476,40	3 685,75	16 790,65	12 158,2	28 948,85	0	28 948,85	0,0086	248,96	57374,17	248,96	0
28	65652,604	52231,08	13418,18	2415,27	11002,91	7967,27	18970,18	0	18970,18	0,0073	138,48	57512,65	138,48	0
Разом	2770566,6	2204282,28	566280,98	101930,52	464350,5	336238,67	800589,13	82347,44			57512,65		139860,09	82347,44

Відповідно до Класифікації запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр (1997 р.) Мазурівське рідкіснометалічне родовище можна віднести до об'єктів складної геологічної будови (2 група), та визнати підготовленим до дослідно-промислової розробки [14].

На підставі аналізу та узагальнення всіх наявних результатів попередніх геологічних досліджень, проведених в 1990-2002 роках на Мазурівському родовищі, має бути визнана геолого-економічна доцільність промислового відпрацювання запасів корисних копалин в сучасних економічних умовах (станом на квітень 2019 року).

### **6.3. Економічна доцільність та інвестиційна привабливість створення гірничорудного вузла по видобутку і комплексній переробці рідкіснометалічної, рідкісноземельної та польвошпатової сировини на південному сході України**

Станом на 2020-і роки в Приазов'ї відомі кілька родовищ рідкісних та рідкісноземельних металів, найбільш вивченими та підготовленими до експлуатації з яких є Мазурівське комплексне родовище тантал-ніобій-цирконій-нефелін-польвошпатових руд (сmt. Донське, Волноваський р-н), техногенне родовище відходів збагачення вивітрених руд Мазурівського родовища, Азовське родовище цирконій-рідкісноземельних руд (сmt. Нікольське). Довивчення потребує Анадольський рідкіснометалічний рудопрояв (с. Анадоль, Волноваський р-н).

Економічна доцільність промислового освоєння перших трьох з них обґрунтована раніше [15-17]. При цьому автори виходили з того, що переробка руд Мазурівського родовища та техногенного родовища відходів збагачення мала б здійснюватися на місці, у сmt. Донське Волноваського району; збагачення руд Азовського родовища – на самому родовищі, а гідрометалургійна переробка напівпродуктів та чорнових концентратів Азовського родовища – на «СхідГЗК» (м. Жовті Води). При глибокій переробці продуктів збагачення Мазурівського родовища з отриманням оксидів чи інших сполук рідкісних металів як альтернатива «СхідГЗК» має розглядатися також колишній Донецький державний хіміко-металургійний завод (ДДХМЗ), ліквідований Постановою КМУ у 1999 році. Майно ДДХМЗ передано у 2015 році на баланс Харківського інституту НІОХІМ.

Враховуючи, що Мазурівське комплексне родовище тантал-ніобій-цирконій-нефелін-польвошпатових руд та техногенне родовище відходів збагачення вивітрених руд Мазурівського родовища знаходяться поруч з ДДХМЗ, Анадольський рудопрояв – на відстані 6-7 км, а Азовське родовище – на відстані 35-40 км, тобто вигідну логістику, а також збережену інфраструктуру заводу (із хвостосховищем і шламонакопичувачами) доцільно аналізувати інвестиційну привабливість Мазурівського родовища у складі гірничорудного

вузла з використанням існуючої інфраструктури колишнього ДДХМЗ, та залученням до переробки руд інших рідкіснометалічних родовищ Приазов'я.

Державними програмами розвитку мінерально-сировинної бази для задоволення потреб нашої країни в РМ і РЗМ планувалося освоєння ряду нових великих об'єктів, в першу чергу Мазурівського родовища комплексних руд, однак постійна зміна як політичної, так і економічної ситуації, відволікання уваги на боротьбу за владу, бездіяльність, ставали на заваді реалізації намічених планів.

Проте підготовка й створення власної мінерально-сировинної бази РМ та РЗМ повинні бути продиктовані не тимчасовими обставинами, а розрахунками на тривалу перспективу [18, 19] та відповідати національним інтересам держави [20]. Слід зауважити, що політичні міркування нерідко переважають економічну доцільність та диктують свої умови гри.

Згідно з ТЕД Мазурівське родовище рідкіснометалічне [21, 22]. Та особливий промисловий інтерес до нього зумовлений комплексним характером руд. Останнім часом спостерігається поживлення господарської діяльності підприємств керамічної та скляної галузі, які мають значну потребу в польовошпатовому концентраті, яку тривалий час задовольняли імпортом із Росії та Туреччини. Комплексне використання корисних копалин Мазурівського родовища значно підвищує перспективи його освоєння.

З практичної точки зору можливість суттєвого зниження залежності від імпорту концентратів *Nb* і *Ta* та зменшення собівартості феросплавної продукції, інших видів легованих металів, створення вітчизняної сировинної бази польовошпатових матеріалів обумовлює доцільність вивчення геолого-економічних, технологічних, інженерно-геологічних та екологічних параметрів Мазурівського родовища до рівня промислового освоєння як «еталонного комплексного пілотного об'єкту» і зміцнення на цій основі рідкіснометалічної та польовошпатової сировинної бази в Україні. Обидва напрямки надзвичайно важливі та актуальні з огляду на гостру потребу економіки держави в цих матеріалах для послаблення її залежності від імпорту, забезпечення внутрішнього ринку та зміцнення експортного потенціалу [23].

З огляду на вищевикладене, створення власної МСБ, у тому числі такої стратегічно важливої сировини як рідкісні й рідкісноземельні метали, сьогодні набуває особливої актуальності. Позитивні результати геологорозвідувальних робіт у межах Східно-Приазовського регіону (Мазурівське родовище комплексних польовошпат-нефелін-цирконій-тантал-ніобієвих руд і Азовське родовище комплексних цирконій-рідкісноземельних руд) та економічні розрахунки останніх років показали можливість суттєвого розширення вітчизняної рідкіснометалічної-рідкісноземельної МСБ. Тим більше, що сировинний потенціал зазначених родовищ може бути розширений за рахунок інших відомих, до певної міри вивчених, перспективних об'єктів Східно-Приазовського регіону. Оскільки власна база РМ та РЕЕ в Україні до теперішнього часу повністю не реалізована, саме цей факт викликає необхідність розробки збалансованої та ефективної державної програми створення стратегічно

важливої для економіки країни галузі, яка базується на комплексному підході до вивчення та освоєння родовищ рідкісних металів та рідкісних земель з використанням сучасних технологій.

Мазурівське родовище можна розглядати як еталонний пілотний об'єкт для розробки системного підходу у вирішенні проблеми вивчення і раціонального промислового освоєння рідкіснометалічних родовищ України.

*Регіональні чинники інвестиційної привабливості Мазурівського родовища.* При оцінці інвестиційної привабливості родовищ рідкісних та рідкісноземельних металів необхідно виходити з того, що інвестиційно-привабливим родовище корисних копалин або ділянка надр може бути тоді, коли в процесі надрокористування вектор інтересів приватного бізнесу і держави співпадають, тобто економічні інтереси інвестора мають гармонійно взаємодіяти з інтересами власника надр.

При експертній оцінці здійснюється вибір родовищ, характеристики яких мають як найповніше сприяти вирішенню двоєдиної задачі. У загальних рисах вони зводяться до двох пріоритетів: 1) розвиток і освоєння МСБ з метою задоволення потреб економіки за рахунок нарощування виробництва мінерально-сировинної продукції; 2) освоєння МСБ з метою підвищення рівня соціально-економічного розвитку.

В ідеалі найпривабливішим є родовище, яке максимально відповідає критеріям обох пріоритетів. Але можливі варіанти:

а) значимість родовища для задоволення потреб (або вирішення інших державних завдань) суттєво перевищить соціально-економічний ефект від його освоєння;

б) в інтересах підняття рівня соціально-економічного розвитку окремого регіону державі доведеться виставляти на аукціон родовища з числа приблизно рівних за своїми техніко-економічними показниками об'єктів (однієї корисної копалини), розташованих в різних регіонах.

Іншими словами, в одному випадку жорстка державна необхідність дозволяє в певній мірі знехтувати потребами соціально-економічного плану, в іншому – при виборі об'єктів надрокористування, наприклад, у депресивному регіоні (яким сьогодні є Приазов'я) змушує керуватися в першу чергу необхідністю вирішення завдань соціально-економічної і екологічної направленості. Обов'язковим є врахування того, що перехідний період у соціально-економічному розвитку України вимагає посилення уваги до проблем формування і вдосконалення системи ефективного управління раціональним надрокористуванням і охороною навколишнього середовища.

Для успіху освоєння перспективних ділянок необхідною є значна підтримка держави.

У регіонах з достатнім мінерально-сировинним потенціалом кожна ділянка надр з промисловими запасами, введена в експлуатацію, є стимулом промислового росту. Чим більше буде введено в промислове освоєння таких об'єктів, тим далі територія просунеться у вирішенні проблеми бюджетного забезпечення власними доходами. Зростання ВВП, підтримка високих темпів

його росту та скорочення кількості дотаційних територій найбільш реальним є на основі зміцнення природоресурсних секторів регіональної економіки шляхом створення нових виробничих потужностей або суттєвого розширення діючих гірничозбагачувальних і переробних промислових підприємств.

При оцінці інвестиційної привабливості важливе значення мають такі регіональні чинники як привабливість продукції підприємства та територіальна привабливість.

Аналіз привабливості продукції підприємства для будь-якого інвестора – це її конкурентоспроможність на внутрішньому і зовнішньому ринках. Конкурентоспроможність продукції – це багатоаспектний показник, який складається з таких чинників:

- аналіз рівня якості продукції, тобто її відповідності вітчизняним і міжнародним стандартам, наявність міжнародних сертифікатів якості продукції, надійність, довго тривалість тощо;

- аналіз рівня цін на продукцію, його співвіднесення з цінами конкурентів і цінами на товари-замінники;

- аналіз рівня диверсифікації, тобто багатопрофільність організації, її здатність виживати в умовах різної рентабельності продукції.

При переробці руд Мазурівського родовища (в т.ч. техногенного родовища) в якості товарної продукції будуть отримані нефелін-польовошпатований концентрат, цирконовий та тантал-ніобієвий концентрати; подальшою переробкою останнього можна отримати оксиди або хімічні сполуки *Ta* і *Nb*. Переробка руд Азовського і Анадольського родовищ дозволяє додатково отримати REE-концентрати.

*Територіальна привабливість Мазурівського родовища.* Територіальна привабливість родовища корисних копалин для інвесторів визначається такими факторами:

- віддаленість родовища від основних транспортних магістралей, які зв'язують родовище з іншими регіонами, наявність під'їзних шляхів;

- віддаленість родовища від міста, де зосереджені установи місцевої влади, організації ринкової інфраструктури та ін.;

- ціна землі, яка багато в чому диференціюється залежно від названих вище критеріїв (вартісна оцінка землі в Донецькій області – 180 тис. грн за 1 га).

Характеристика територіальної привабливості Мазурівського родовища наведена вище, в розд. 2.1.

## 6.4. Техногенне родовище

Техногенне родовище було утворене у 1950-60 рр. при розробці Маріупольським цирконовим рудоуправлінням кори вивітрювання Мазурівського рідкіснометалічного родовища. На збагачувальній фабриці рудоуправління з руди вилучали за гравітаційно-магнітною схемою збагачення циркон, а відходи у вигляді пульпи («хвости») направляли у хвостосховище (рис. 6.1). З 1967 р. хвостосховище не експлуатується. За даними паспорта сховища відходів було закладовано 1,3 млн. м<sup>3</sup> (2 млн. т) відходів збагачення руд Мазурівського родовища.

Східна ділянка сховища відходів знаходиться у Деменніківській балці – правій притоці р. Калки, що простягається із заходу на схід на 2,5 км. В її розгалуженому верхів'ї розташовано шламовідстійник, відокремлений поперечною греблею (рис. 6.2). Ще один шламовідстійник знаходиться на лівому борту балки за штучним насипом прямокутної форми (рис. 6.2). Ця ділянка вивчалася експедицією «Укргеолбудм» у 1992-1993 рр. та ДРГП «Донецькгеологія» у 2003 році.

Сховище простягається вздовж балки на 1 км. При його закладанні була побудована гребля з відміткою підшови 155,5 м і гребеня 165,0 м. Довжина греблі становить 118,0 м, а об'єм – 8,9 тис. м<sup>3</sup>. Будівельним матеріалом греблі були природні суглинки, які уклались шарами 10-15 см та ущільнювались катками. Будова сховища відходів зумовлена умовами його утворення.



**Рис. 6.1.** Східна ділянка сховища відходів збагачення вивітрілих руд Мазурівського родовища (на космознімку) – техногенне родовище (жовта лінія – контур Східної ділянки техногенного родовища)

Відходи збагачення руд у вигляді пульпи подавалися пульпогоном від збагачувальної фабрики на гребінь греблі.

Термін використання сховища визначала намота гребля до відмітки 184 м «хвостами» збагачувальної фабрики – відходами збагачення. Загальний нахил рельєфу місцевості спостерігається до центральної частини дамби, де потужність відвалів сягає 25,3 м. Спочатку пульпу розміщували з боку дамби, і розподіл матеріалу відбувався за класичною схемою: від крупних до дрібніших (від центру дамби до озера).



**Рис. 6.2.** Промисловий майданчик ХМЗ (праворуч на світлині), техногенне родовище (хвостосховище в центрі), шламонакопичувачі (у верхній частині знімку та нижче)

Цей матеріал являє собою рівновеликі (від 0,1 до 1,0 мм) уламки польового шпату, нефеліну, біотиту, егірину та ін. У залежності від розміру уламків товщу відходів можна розділити на піски, піщано-алевритові відклади та суглинки.

У нижній частині сховища, на заході від намотої греблі, знаходяться відкриті піски («пляж») шириною вздовж сховища 220 м, довжиною – 500 м. На захід від відкритих пісків утворилося штучне водоймище, подошва якого у природному стані складається (зверху вниз) з рослинно-грунтового шару потужністю до 0,6 м та шару суглинків потужністю до 20 м. На окремих ділянках відзначено піщані утворення з уламками кристалічних порід.

Всі відклади підстилаються кристалічними породами.

У вертикальному розрізі Східної ділянки сховища спостерігається розшарування матеріалу відходів збагачення рідкіснометалічних руд. Верхній шар складається із уламків розміром понад 0,1 мм (до 82 %). Дрібніші уламки («піски») складають 18 %. Колір цих утворень світло-жовтий. На ділянці вони зустрічаються дуже часто, утворюючи плащеподібний поклад. Максимальна потужність «пісків» спостерігається у східній частині сховища (в середній частині балки) – 25,3 м. У західному напрямку та бортовій частині балки вона зменшується до 4,5-4,0 м. Середня потужність «пісків» – 8,41 м.

Середній шар складається з більш дрібнозернистих уламків. Частка уламків розміром 0,8-0,1 мм менша; частинки розміром менше 0,1 мм складають у середньому 35,6 %. Ці утворення отримали назву «піщано-алевритові відклади». Вони розкриті у 9 свердловинах в центрі на площі, суміжній з водоймищем. Потужність їх значно менша, ніж у «пісків» і дещо зростає біля дзеркала води (до глибини 7,8 м).

Накопичення погано відсортовані і досить неоднорідні за складом як за мінералогічним, так і за гранулометричним. Це пов'язано зі способом намивання матеріалу відходів на сховищі. Тому в товщі піску зустрічаються ділянки, за вмістом близькі як до алевритів, так і до суглинків. Про це свідчать коливання хімічного і гранулометричного складу у всіх шарах техногенних накопичень.

У 2017 р. запаси корисних копалин у хвостосховищі відходів збагачення – пісків польвошпатових та цирконію й ніобію – оцінені ТОВ «Азов-Мінералтехніка» та апробовані в ДКЗ України.

У техногенному родовищі балансові запаси польвошпатової сировини визначені і затверджені Протоколом ДКЗ України № 4176 від 30.11.2017 р. в обсязі 825 тис. т, запаси  $Nb_2O_5$  – 283,3 т;  $ZrO_2$  – 510,8 т [20].

Згідно зі звітом про попередню геолого-економічну оцінку запасів верхнього горизонту («пісків») Східної ділянки сховища відходів збагачення вивітрених руд Мазурівського рідкіснометалічного родовища, виконану станом на 01.08.2017 р. [24], розробка техногенного родовища є доцільною:

- чистий дисконтований грошовий потік (ЧДГП) – 10 670,9 тис. грн;
- індекс прибутковості капіталовкладень (ІП) – 1,536;
- коефіцієнт рентабельності (Кр) – 0,144;
- внутрішня норма прибутковості (ВНП) – 30 %.

Основні показники ефективності розробки техногенного родовища наведено в табл. 6.6; фінансовий план реалізації проекту – в табл. 6.7.

Використання ресурсів техногенного родовища дозволяє суттєво розширити сировинну базу Мазурівського родовища, та головне, на першому етапі забезпечити прибуткову господарську діяльність з одночасним відпрацюванням технології збагачення та переробки комплексних руд.

**Таблиця 6.6** – Основні показники ефективності розробки техногенного родовища [24]

№ п/п	Показники	Одиниці виміру	Значення (тис. грн.)
1	Річний видобуток	тис. т	134,13
2	Балансові запаси	тис. т	825,743
3	Проектні втрати	%	2,53
4	Експлуатаційні запаси	тис. т	804,000
5	Термін експлуатації	років	6
6	Вихід польовошпатового концентрату	%	63,00
7	Річна потужність по концентрату	тис. т/рік	84,50
8	Залишкові вкладення минулих років	тис. грн	10 800,0
9	Всього капітальних вкладень	тис. грн	19 890,0
10	Амортизаційні відрахування	тис. грн	3 315,00
11	Ціна 1 т польовошпатового концентрату	грн/т	700,00
12	Річна вартість товарної продукції (польовошпатовий концентрат)	тис. грн/рік	59 150,00
13	Податок на надра (5 %*0,5)	тис. грн	1 478,75
14	Експлуатаційні витрати (з амортизаційними відрахуваннями)	тис. грн	53 738,29
15	Прибуток річний	тис. грн	5 411,71
16	Податок на прибуток (18 %)	тис. грн	974,11
17	Чистий річний прибуток	тис. грн	4 437,6
18	Термін окупності витрат, рік	років	3,4
19	Рентабельність до собівартості ( $P_e$ )	%	8,26
20	Рентабельність до виробничих фондів ( $P_\phi$ )	%	22,31

**Таблиця 6.7. – Фінансовий план реалізації Проєкту по переробці відходів збагачення (розрахунок дисконтованих грошових потоків)**

Роки розрах. періоду, t	Річна реалізація, Д <sub>t</sub> , тис. грн	Річні експлуат. витрати, включаючи А <sub>t</sub> , тис. грн	Оплатков. прибуток тис. грн	Податки П <sub>t</sub> , тис. грн	Чистий прибуток, тис. грн	Амортизація, А <sub>t</sub> , тис. грн	Дохід, тис. грн	Капітал. вкладен., тис. грн	Грошовий потік, тис. грн	E=13,5 % Коефіц. дисконт.	Дисконт. грошовий потік, тис. грн	Накопич. дисконт. грош. потік, тис. грн	Дискон. дохід, тис. грн	Диск. кап. вклад., тис. грн
			к2-к3	к4*0,18	к4-к5		к6+к7		к8-к9		к10*к11		к8*к11	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
0								19 890,0	-19 890,0	1,0000	-19 890,0			19 890,0
1	59 150,0	53 738,29	5 411,71	974,11	4 437,6	3 315,0	7 752,6	0	7 752,6	0,88106	6 830,51	-13 059,5	6 830,51	0
2	59 150,0	53 738,29	5 411,71	974,11	4 437,6	3 315,0	7 752,6	0	7 752,6	0,77626	6 018,03	-7041,46	6 018,03	0
3	59 150,0	53 738,29	5 411,71	974,11	4 437,6	3 315,0	7 752,6	0	7 752,6	0,68395	5 302,39	-1739,07	5 302,39	0
4	59 150,0	53 738,29	5 411,71	974,11	4 437,6	3 315,0	7 752,6	0	7 752,6	0,60259	4 671,64	2 932,57	4 671,64	0
5	59 150,0	53 738,29	5 411,71	974,11	4 437,6	3 315,0	7 752,6	0	7 752,6	0,53039	4 111,90	7044,47	4 111,90	0
6	59 150,0	53 738,29	5 411,71	974,11	4 437,6	3 315,0	7 752,6	0	7 752,6	0,46777	3 626,43	10 670,9	3 626,43	0
Разом	354 900	322 429,74	32 470,26	5 844,65	26 625,6	19 890,0	46 515,6	19 890,0			10 670,9		30 560,9	19 890,0

## 6.5. Інвестиційна привабливість Мазурівського родовища в складі єдиного гірничорудного вузла

Техніко-економічна доцільність розробки Мазурівського родовища нефелін-польовошпат-рідкіснометалічних руд визначена нами вище.

Враховуючи, що поруч з родовищем знаходиться хіміко-металургійний завод ДУ «НІОХІМ» (колишній Донецький ХМЗ), виробничі потужності та інфраструктура якого сьогодні в повній мірі не використовуються, та техногенне родовище відходів збагачення руд Мазурівського родовища, запаси корисних копалин якого оцінені та апробовані в ДКЗ України в 2017 р.; враховуючи також, що в Приазов'ї, на відстані 10-35 км від хіміко-металургійного заводу знаходяться інші родовища рідкісних та рідкісноземельних металів – Анадольське і Азовське, що відкриває перспективу розширення сировинної бази рідкіснометалічної галузі промисловості, – доцільно оцінити інвестиційну привабливість освоєння Мазурівського родовища в складі єдиного гірничорудного вузла.

При цьому поглиблену переробку руди Анадольського і Азовського родовища можна здійснювати на існуючому хіміко-металургійному заводі, що дозволяє ввести в експлуатацію нові родовища без значних обсягів інвестицій на будівництво деяких основних та допоміжних об'єктів, хвостосховищ, шламонакопичувачів, створення інфраструктури.

Залучення до переробки руд Анадольського та Азовського родовищ на єдиному хіміко-металургійному заводі є доцільним ще й з огляду на те, що на сьогодні Мазурівське родовище обмежене частково у використанні в зв'язку із частковою забудовою території в минулі роки.

Мазурівське родовище, як джерело цирконової руди, розроблялося до кінця 1960-х років минулого століття.

Розробку було зупинено у зв'язку з появою привабливіших джерел сировини *Zr*, а саме Самотканського (Малишівського) в Дніпропетровській області, багатшого за вмістом *Zr*, а головне, родовища розсипних руд. Але на сьогодні запаси руд цього родовища світового значення практично вичерпані. Пошук і введення в експлуатацію нових родовищ *Zr* є актуальною проблемою.

Розробку Мазурівського родовища припинено через низькі техніко-економічні показники його експлуатації, в першу чергу зумовлені некомплексним використанням мінеральних ресурсів. Адже 99 % мінеральної сировини направлялося у відвали, при тому, що до 70 % в її складі – це нефелін-польовошпатові матеріали.

Геологорозвідувальними роботами 1980-2003 рр. на Мазурівському родовищі були встановлені балансові запаси руд *Nb* і *Ta*. За їх вмістом родовище відноситься до бідних, але залишається на сьогодні єдиним з розвіданих в Україні.

Одночасно родовище вивчалось як нефелін-польовошпатовий об'єкт. Як позабалансові підраховані запаси титанової сировини (ільменіт, титаномagnetит), встановлені у минулі роки.

Як зазначено вище, серед локальних чинників інвестиційної привабливості родовища чільне місце займають геологічні, гірничо-геологічні, технологічні, техніко-економічні та екологічні. Достовірна інформація про особливості будови об'єкту, склад вмісних порід, тип і характеристику покладу, обсяг ресурсів, глибину залягання покладу, хімічний склад, наявність супутніх компонентів, технології видобутку й підготовки продукції, коефіцієнт вилучення корисних компонентів, способи і систему розробки родовища, собівартість продукції, капітальні та експлуатаційні витрати, розмір прибутків, рівень рентабельності розроблення родовища, ризиковий капітал (вартість випереджувальних геологорозвідувальних робіт), господарську цінність відчужуваних ділянок, можливі екологічні наслідки від порушення цілісності надр, водного режиму та ін., витрати на мінімізацію негативних екологічних наслідків розробки родовища, є важливою для інвестора з огляду на ризик через існування факторів невизначеності (висока невизначеність у результатах геологічних і технологічних робіт).

У цьому плані Мазурівське родовище є найпривабливішим серед відомих рідкіснометалічних родовищ країни з огляду на те, що за період проведення геологорозвідки з 1934 року пройдено більше тисячі свердловин на глибину до 600 м, та гірничих виробок. На родовищі було закладено кілька кар'єрів, які розроблялися до 1967 р. з одночасним проведенням експлуатаційної розвідки. Верхній поклад родовища розкрито практично на всій площі кар'єром, що дозволяє сьогодні відновити видобувні роботи без попередніх досить витратних гірничо-капітальних робіт.

На початку 1960-х років було збудовано дослідну збагачувальну фабрику, де у напівпромислових умовах перероблено понад 5 000 т руди з метою опробування технології комплексної переробки сировини з вилученням пірохлору, циркону, ільменіту, титанмагнетиту та нефелін-польовошпатового концентрату.

Тривала розробка родовища і переробка руди на збагачувальній фабриці дають повну і достовірну інформацію як про будову родовища і особливості технології його розробки, так і про мінералогічний, хімічний склад руд та вмісних порід, збагачуваність руд, особливості гідрометалургійної та хімічної переробки концентратів і промпродуктів. Звіти про багаторічну діяльність гірничо-збагачувального і металургійного підприємства дають цінний матеріал про технологічні, технічні, економічні показники видобування і переробки руд. Аналіз цієї інформації дозволяє інвестору до мінімуму знизити фінансові ризики як на стадії прийняття рішення про доцільність інвестування, так і при виборі технологій розробки родовища, збагачення руди та подальшої переробки концентратів.

*Оптимізація капітальних витрат.* Як показує світовий досвід, для збагачення руд рідкісних і рідкісноземельних металів, зазвичай бідних і

тонковкраплених, застосовуються переважно складні технологічні схеми переробки, які включають методи гравітації, флотації, магнітної та електричної сепарації, хімічної доводки концентратів [25].

Руди більшості промислових родовищ цих металів важко збагачуються, що зумовлено низьким вмістом металів у вихідній руді; тонкою вкрапленістю рудотвірних мінералів; змінами мінералів, що нівелюють відмінності в їх фізичних властивостях [26].

Гравітація є основним методом збагачення цирконових, тантало-ніобієвих та рідкісноземельних руд. Первинний (чорновий) гравітаційний концентрат доводять до кондиції флотогравітацією, флотацією, магнітною, електромагнітною та електростатичною сепарацією, іноді в поєднанні з різними хімічними способами. У багатьох випадках в циклі збагачення рідкіснометалічних руд застосовується комплекс методів гідрометалургійної переробки, що забезпечує отримання як рідкіснометалічного, так і рідкісноземельного продукту, який містить лантаноїди, скандій, ітрій.

Доводка чорнових рідкіснометалічних концентратів здійснюється поєднанням різних видів механічного збагачення, гідрометалургійних та біохімічних процесів вилуговування, а також методів відновлювальної плавки. Застосування до бідних концентратів та промпродуктів хіміко-металургійних способів переробки, що включають стадії спікання з вапняком, сульфатними або кремнефлуоридними добавками [27], і водного вилуговування економічно більш привабливе, але з різних причин теж не отримало широкого промислового використання. З інших методів переробки бідної ніобієвої сировини заслуговує уваги хлорування [28].

Сьогодні вимогам економічної і екологічної доцільності в найбільшій мірі відповідає технологія, що передбачає на стадії збагачення концентрацію рідкісних металів у сплаві на основі заліза при відновлювальній плавці бідної сировини з вмістом металу, нижчим за 7-8 %. Наступна окислювальна обробка рідкісно-металічного феросплаву передбачає переведення рідкісних металів у хімічний (оксидний) концентрат, придатний для переробки відомими гідрохімічними способами на дорогі рідкіснометалеві продукти – пентоксиди, флуорніобати, карбіди, чисті метали, сплави і т.п. або безпосереднє його використання у чорній металургії для легування сталі. Відновлювальна плавка є найбезпечнішим способом переробки рідкіснометалічних промпродуктів, тому що використання агресивних хімічних реагентів у цьому випадку мінімальне або зовсім відсутнє. Крім того, під час плавки утворюється мінімальна кількість відходів. Головними перевагами такої технології є нечутливість до мінералогічного складу сировини і висока екологічна безпека за рахунок виведення основної частини кремнезему і радіонуклідів (якщо такі є в сировині) в шлак – компактний продукт, зручний для захоронення або подальшого використання [29].

Аналіз світового досвіду збагачення рідкіснометалічної і рідкісноземельної сировини показав, що технологія переробки руд (гравітаційна чи флотаційна) Мазурівського, Азовського чи інших родовищ Приазов'я неминуче потребує джерела технічної води та хвостосховища для прояснення

промислової води і організації оборотного водозабезпечення. Необхідно враховувати, що Приазов'я бідне водними ресурсами, тому існують реальні інвестиційні ризики при будівництві збагачувальної фабрики в районі Азовського родовища або Анадольського рудопрояву. Не менші ризики пов'язані з облаштуванням хвостосховища, відведенням земельної ділянки, враховуючи рівнинний рельєф в районі Азовського родовища та землі у приватній власності.

Переробка бідних чорнових концентратів або промпродуктів хімічними, гідрометалургійними (хлорування) або пірометалургійними методами вимагає створення на промисловому майданчику базисних складів кислот або лугів, інших реагентів, хлорного господарства, а також шламонакопичувачів промислових відходів, в тому числі радіоактивних відходів. Облаштування шламонакопичувачів в районі Азовського родовища передбачає вирішення тих же складних проблем, що виникають і при будівництві хвостосховища.

Використання прогресивного пірозбагачення потребує будівництва потужної електричної мережі та електропідстанцій, відсутніх у районі Азовського родовища.

Розкриття рідкісних металів методом спікання з вапняком або крейдою потребує доставки (підвозу) у великому обсязі цих матеріалів залізницею. Залізничним транспортом має відвантажуватися також готова продукція – польовий шпат і пісок. Найближчі залізничні станції до Азовського родовища знаходяться на відстані 25 км (м. Маріуполь) та 30 км (смт. Розівка).

Значні інвестиційні кошти необхідні для будівництва водогрійної та парової котельні, компресорної, газорозподільних пунктів, станції очищення побутових та промислових відходів, насосних станцій, ремонтних механічних та електромеханічних майстерень, електроцеху.

Будівництво на кожному із згаданих родовищ гірничо-збагачувального комплексу та хіміко-металургійного заводу вимагає значних інвестицій. Капітальні витрати на будівництво рудника, збагачувальної фабрики з хвостосховищем та створення необхідної інфраструктури на Азовському родовищі для видобування і переробки 800 тис. т руди на рік складають 68,032 млн. дол [30]. Це негативно впливає на інвестиційну привабливість родовищ, перспективи їх промислового освоєння. Виконані нами розрахунки показують, що за умови існування у районі Азовського родовища необхідної інфраструктури, хвостосховища та необхідних промислових будівель і споруд необхідний обсяг інвестицій зменшиться до 22-23 млн. дол; рівень рентабельності відносно капітальних вкладень зросте від 26,7 % до 74-75 %.

Треба врахувати також, що техногенне родовище має незначні запаси корисних копалин, а Анадольський рудопрояв потребує детальнішого вивчення як у геологічному, так і в технологічному плані.

Результати розрахунку капітальних витрат на освоєння Мазурівського родовища з урахуванням існуючої інфраструктури і незадіяних виробничих приміщень хіміко-металургійного заводу наведені вище, у табл. 6.2.

Розрахунки показують, що для створення необхідної інфраструктури з «нуля» та будівництва основних виробничих і допоміжних об'єктів кар'єру і збагачувальної фабрики сьогодні потрібно інвестувати близько 47 млн. дол.

Існування промислового майданчика з незадіяною інфраструктурою поруч з Мазурівським рідкіснометалічним родовищем та техногенним родовищем є визначальним фактором інвестиційної привабливості освоєння родовищ у складі єдиного гірничорудного вузла. При цьому саме на цьому майданчику доцільною є подальша переробка чорнових рідкіснометалічних та рідкісноземельних концентратів, в тому числі Азовського родовища.

При транспортуванні залізницею РЕЕ-концентрату від збагачувальної фабрики до «СХІД ГЗК» (м. Жовті Води), де сьогодні можна здійснити переробку чорнових РЕЕ-концентратів або напівфабрикатів, затрати складуть 7 дол/т, або = 343 тис. доларів на рік. При транспортуванні автотранспортом РЕЕ-концентрату від збагачувальної фабрики на Азовському родовищі до гідрометалургійного цеху в смт. Донське затрати складуть 3,2 дол/т, або 156,8 тис. дол на рік, що дає річну економію в 186,2 тис. дол.

У разі застосування при переробці руд Азовського родовища попереднього радіометричного погрудкового збагачення обсяги руди для подальшого магнітно-гравітаційного збагачення можуть скоротитися в 2-3 рази. У цьому випадку можливою є подальша переробка збагаченої руди Азовського родовища на фабриці у смт. Донське. Таке рішення дозволить знизити інвестиції в будівництво збагачувальної фабрики на Азовському родовищі, а спільна переробка руд двох родовищ в одному виробничому ланцюгу за однією технологічною схемою призведе до кращих техніко-економічних показників роботи фабрики (враховуючи вищу якість руди Азовського родовища).

## **6.6. Концепція плану реалізації інвестиційного проєкту освоєння Мазурівського родовища у складі гірничорудного вузла**

Незважаючи на значні балансові запаси рідкіснометалічних та рідкісноземельних руд в Приазов'ї при освоєнні існуючої мінерально-сировинної бази виникають проблеми:

– Мазурівське родовище частково обмежене у використанні в зв'язку із забудовою території родовища у минулі роки;

– освоєння Азовського родовища пов'язане із суттєвими витратами на транспортування продукції до найближчої залізничної станції та РЗМ-концентрату – на переробку до «СХІД ГЗК»; необхідні значні інвестиції на будівництво хвостосховищ, шламонакопичувачів та інших об'єктів інфраструктури;

– Анадольське родовище потребує довивчення та апробації запасів;

– можливе значне зростання екологічних витрат в процесі будівництва і експлуатації родовищ у зв'язку з постійним зростанням вимог до охорони навколишнього середовища.

У табл. 6.8 наведені дані по родовищах рідкісних і рідкіснометалічних руд Приазов'я.

**Таблиця 6.8** – Запаси руди та корисних компонентів у родовищах Приазов'я

Показники	Родовище			
	Мазурівське	техногенне	Азовське	Анадольське
Балансові запаси руди, тис.т	4 486,1	825,740	9 995,0	207,34
оксидів Zr, тис.т	26,76	0,857	550,0	-
оксидів РЗМ, тис.т	-	-	361,0	14,23
оксидів Nb, тис.т	6,04	0,713	-	-
оксидів Ta, т	202,50	-	-	-
польовошпатової сировини, тис.т	2 990,80	825,740	6 685,0	-
Середній вміст, %: ZrO <sub>2</sub>	0,60	0,11	2,33	-
Nb <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,135	0,09	-	-
Ta <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,0045	-	-	-
сума Т R <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	-	-	1,48	6,86

Враховуючи комплексний характер руд Мазурівського та Азовського родовищ, низьку економічну ефективність або й збитковість експлуатації родовищ без повної реалізації всіх корисних копалин, включаючи нефелін-польовошпатові матеріали, пісок та щєбінь, загальні обсяги щорічного видобутку і переробки руд (по двох родовищах), як і проєктна потужність збагачувальних фабрик, мають визначатися залежно від перспектив збуту польовошпатових концентратів.

Виходячи з аналізу ринків його збуту на сьогодні, обсяг виробництва і реалізації польового шпату на внутрішньому ринку прогнозується на рівні 160-170 тис. т на рік. Перспективи реалізації цього продукту на зовнішніх ринках досить сумнівні.

Такого обсягу товарної продукції можна досягнути при сумісній переробці 150 тис. т на рік руди Мазурівського (або техногенного) родовища та 400 тис. т на рік руди Азовського родовища. Як показують техніко-економічні розрахунки, одночасна експлуатація двох родовищ при таких обсягах виробництва буде економічно вигідною [30].

Одночасна переробка руд Азовського і Мазурівського родовищ дозволить знизити щорічні обсяги видобування і переробки руд на кожному окремому родовищі, отже техногенне навантаження на навколишнє природне середовище в районах їх розташування (сmt. Нікольське та сmt. Донське).

Враховуючи відносно незначні запаси сировини у техногенному родовищі (5-6 років роботи при потужності фабрики 150 тис. т руди на рік), відсутність необхідності виконання гірничо-капітальних та розкривних робіт, існування проєкту розробки кар'єру і збагачувальної фабрики, який пройшов державну експертизу, та наявність необхідної інфраструктури і незадіяних виробничих приміщень на промисловому майданчику хіміко-металургійного заводу, що дає змогу суттєво знизити обсяги необхідних інвестицій на першому етапі освоєння родовищ, доцільно провести першочергове відпрацювання саме техногенного родовища. Це дасть змогу:

- відпрацювати у промислових умовах технологію збагачення рідкіснометалічних руд та отримати додаткову інформацію для проєктування збагачувальної фабрики на Азовському родовищі;

- отримати значний обсяг цирконового та пірохлорового концентратів для науково-дослідних та дослідно-промислових робіт по технології гідрометалургійної, хімічної або пірометалургійної переробки чорнових концентратів та напівпродуктів;

- отримати необхідну інформацію для проєктування гідрометалургійного цеху;

- напрацювати зв'язки з потенційними споживачами польовошпатової та рідкіснометалічної продукції та освоїти ринки збуту;

- очистити хвостосховище, вивільнивши його для відходів нової збагачувальної фабрики при переробці руд Мазурівського родовища;

- за рахунок реалізації польовошпатових концентратів накопичити фінансові ресурси для проєктування і будівництва гідрометалургійного цеху, виконання підготовчих робіт на Мазурівському родовищі, проведення додаткових геологорозвідувальних робіт на Анадольському родовищі.

Враховуючи незначні запаси рідкісноземельної сировини на Анадольському родовищі, та близькість його до Мазурівського родовища, доцільно переробку рідкісноземельних руд здійснювати на хіміко-металургійному заводі, створивши для цього дослідно-промислому лінію. Це дозволить напрацювати дослідні партії чорнових концентратів, напівпродуктів та провести дослідні роботи по отриманню мішметалу і розділенню його на окремі оксиди REE. В результаті робіт будуть отримані необхідні дані для проєктування і будівництва ГЗК на Азовському родовищі. Фактично Анадольське родовище стане пілотним об'єктом для створення виробництва REE.

Таким чином, протягом 5-6 років будуть створені передумови для одночасного введення в експлуатацію двох основних родовищ Приазов'я – Мазурівського рідкіснометалічного та Азовського РЗМ-цирконієвого. Якщо на перших етапах робіт кінцева переробка РЗМ-концентратів може здійснюватися на «СхідГЗК» (м. Жовті Води), то надалі доцільно її здійснювати в смт. Донське. Це дозволить знизити витрати на перевезення чорнових концентратів вдвічі – з 343,0 тис. дол. до 156,8 тис. дол. на рік.

Покроковий план дій для реалізації інвестиційного проєкту освоєння Мазурівського родовища у складі гірничорудного вузла на нашу думку має виглядати так:

1-й рік – оформлення спецдозволів на користування надрами, землевідведення; проєктування кар'єру і збагачувальної фабрики в с.м.т. Донське продуктивністю 150 тис. т руди на рік, яка забезпечить переробку 825 тис. т польовошпатової сировини техногенного родовища протягом 6 років (150 тис. т щорічно). Пошук інвестора.

2-й рік – будівництво збагачувальної фабрики в смт. Донське. Проведення підготовчих та гірничо-капітальних робіт на техногенному родовищі.

3-й ...7-й роки – видобування і збагачення польовошпатової сировини, випуск і реалізація польовошпатових концентратів необхідної якості.

Проведення геологорозвідувальних робіт на Анадольському родовищі, Проєктування та організація дослідного кар'єру на Анадольському родовищі.

За цей час в промислових умовах буде відпрацьована технологія збагачення руди, напрацьовані зв'язки з основними споживачами цієї продукції та завойовані ринки збуту.

До кінця 3-го року буде довилучено 206 т концентрату *Zr* та 792 т пірохлорового бідного чорного концентрату для проведення дослідно-промислових робіт з розробки ефективної технології подальшої переробки рідкіснометалічних концентратів і випуску продукції високого ступеню готовності (оксидів, хімічних сполук і т.п.).

4-й...5-й роки – проведення необхідних НДР за рахунок прибутків від реалізації польовошпатового концентрату. Переробка руди Анадольського родовища, напрацювання чорнових РЗМ-концентратів для дослідних робіт з їх переробки. Оформлення дозвільної документації по Азовському родовищу.

5-й рік – проєктування дослідно-промислового гідрометалургійного і хімічного цеху. Дослідні роботи з гідрометалургійної та хімічної переробки РЗМ-концентратів. Проєктування ГЗК на Азовському родовищі.

6-й рік – будівництво промислового гідрометалургійного цеху. Будівництво ГЗК на Азовському родовищі. Виконання підготовчих та гірничо-капітальних робіт на Мазурівському родовищі.

7-й рік – завершення підготовчих та гірничо-капітальних робіт на Мазурівському родовищі. Будівництво другої черги збагачувальної фабрики в смт. Донське.

Завершення будівництва збагачувальної фабрики для попереднього збагачення руди з крупногрудковою радіометричною сепарацією на Азовському родовищі. Гірничокапітальні роботи на Азовському родовищі.

Після відпрацювання техногенного родовища з'явиться можливість використання хвостосховища у системі оборотного водозабезпечення збагачувальної фабрики, а також для складування відходів збагачення руд Мазурівського та інших родовищ.

8-й рік – розробка Мазурівського родовища корінних руд та Азовського цирконій-РЗМ родовища.

Для підвищення інвестиційної привабливості розробки Мазурівського родовища у складі гірничорудного вузла доцільним було б, на наш погляд, проведення деяких організаційних заходів, зокрема:

1. Постановою КМУ відновити Донецький державний хіміко-металургійний завод як окремий суб'єкт господарювання, передавши йому на баланс незадіяне у виробничому процесі майно від ДУ «НІОХІМ» (м. Харків).

2. Створити на базі заводу та окремих наукових установ НАН України науково-технологічний центр розвитку рідкіснометалічної галузі промисловості.

3. Керівництву новоствореного центру доручити розробку програми заходів по відновленню виробництва РЗМ в країні, розвитку виробництва рідкісних металів, та першочерговому введенню в експлуатацію Мазурівського рідкіснометалічного родовища.

4. Керівництву Донецького ДХМЗ та НТЦ рідкіснометалічної промисловості розробити інвестиційний план освоєння сировинної бази рідкіснометалічної галузі в Приазов'ї для пошуку інвесторів.

5. Враховуючи високі ризики ГРП на родовищах рідкісних та рідкісноземельних металів, КМУ передбачити податкові пільги при виконанні таких робіт та знизити платежі за видобування руд рідкісних та рідкісноземельних металів. Держгеонадра передати інвестору на безоплатній основі геологічну інформацію по Азовському, Мазурівському та Анадольському родовищам.

6. Відповідним інститутам НАН України та галузевим інститутам включити до перспективних планів НДР теми по технології збагачення РМ і РЗМ руд, технологіях гідрометалургійної, хімічної переробки чорнових концентратів, та виробництву продукції високого ступеню готовності.

7. Органам виконавчої влади сприяти надрокористувачам у вирішенні земельних питань при проведенні ГРП та проектуванні і будівництві ГЗК, враховуючи, що освоєння МСБ рідкісних металів у депресивному регіоні, яким є сьогодні Приазов'я, призведе до зростання рівня соціально-економічного розвитку місцевих громад, вирішення проблеми бюджетного забезпечення власними доходами, та створення робочих місць.

8. Міністерству енергетики та захисту навколишнього середовища та Державній службі геології та надр внести зміни до законодавчих актів, які регламентують процедуру надання спеціальних дозволів на вивчення та розробку родовищ рідкіснометалічних руд, з метою спрощення процедури отримання права розробки таких родовищ.

### *Література до розділу 6:*

1. Гамалинский А.И., Ивашутин Д.Д., Фрикова З.С., и др. Технико-экономический доклад о целесообразности детальной разведки на Мазуровском месторождении с обоснованием временных кондиций: Отчет о НИР / ИМР. – Симферополь, 1990. – 242 с.

2. Стрекозов С.Н., Галицкий В.В. Отчет о результатах детальной разведки Мазуровского месторождения комплексных полевошпат-нефелин-циркон-тантал-ниобиевых руд, проведенной в 1994-2003: Отчет о НИР / ПГРЭ КП «Южургеология». – Волноваха, 2003. – 256 с.
3. Стрекозов С. Н. Промежуточный отчет о детальной разведке редкометальных руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР по договору № 39-92-89/1 / ГПП КП «Южургеология». – Волноваха, 1997. – кн. 1. – 141 с.
4. Нормы радиационной безопасности Украины (НРБУ-97). Министерство здравоохранения Украины. – Киев, 1998. – 134 с.
5. Інструкція із застосування Класифікації запасів і ресурсів корисних копалин державного фонду надр до родовищ піску і гравію: Затв. наказом ДКЗ України № 182 від 07.06.07. – К., 2007. – 12 с.
6. Інструкція про зміст, оформлення і порядок подання на розгляд Державної комісії України по запасах корисних копалин при Державному комітеті України о геології і використанню надр матеріалів геолого-економічних оцінок родовищ металічних і неметалічних корисних копалин: Затв. наказом ДКЗ України № 35 від 04.09.95. – К., 1995. – 24 с.
7. Правила визначення вартості будівництва: ДБН Д.1.1-1-2013. – К.: Держстандарт України, 2013. – 32 с.
8. Нормы технологического Проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки месторождений полезных ископаемых. Часть 1. Горные работы. Ликвидация горнодобывающих предприятий. Технично-экономическая оценка и показатели / СОУ-Н МПП 73.020-078-1:2007. – К., 2007. – 282 с.
9. Горно-обогатительное производство по переработке лежалых хвостов Мазуровского месторождения мощностью 150 тыс. т в год. Проект / Пояснительная записка: Горное производство. – т. 2. – Ж. Воды, 2006. – 29 с.
10. Горно-обогатительное производство по переработке лежалых хвостов Мазуровского месторождения мощностью 150 тыс. т в год. Проект / Пояснительная записка: Обоганительное производство. Хвостохранилище. – т. 3. – Ж. Воды, 2006. – 82 с.
11. Горно-обогатительное производство по переработке лежалых хвостов Мазуровского месторождения мощностью 150 тыс. т в год. Проект / Пояснительная записка: Экономика производства и строительства. – т. 1. – Ж. Воды, 2006. – 34 с.
12. Національні положення (стандарт) бухгалтерського обліку. Основні засоби: Наказ Міністерства України № 92 від 27.04.2000 р. – К., 2000. – 7 с.
13. Мостыка Ю.С. Комплексное технологическое задание. Горно-обогатительное производство лежалых хвостов Мазуровского месторождения мощностью 150 тыс. т/год: Отчет о НИР по договору № 311/0205105 / Национальный горный университет. – Днепропетровск, 2005. – 20 с.

14. Хмара А.Я. Методика определения группы месторождения твердых полезных ископаемых по сложности геологического строения // *Мінеральні ресурси України*. – 1999. – № 2. – С. 22-25.
15. Стрекозов С.Н. Перспективы геолого-промышленной переоценки месторождений и рудопроявлений редких металлов и редких земель Приазовья в новых экономических условиях / С.Н. Стрекозов, Н.А. Козарь, В.В. Груба // *Сучасні економічні можливості розвитку та реалізації мінерально-сировинної бази України і Росії в умовах глобалізації ринку мінеральної сировини* / Під ред. Л.С. Галецького – К.: Ін-т геол.наук НАН України, СПД Москаленко, 2005. – С. 259-261.
16. Мостика Ю.С. Обгрунтування геолого-економічних, технологічних та екологічних можливостей промислового освоєння техногенного родовища польовошпатової сировини / Ю.С. Мостика, В.М. Мякішев, К.Л. Шпильовий // *Сучасні економічні можливості розвитку та реалізації мінерально-сировинної бази України і Росії в умовах глобалізації ринку мінеральної сировини* / Під ред. Л.С. Галецького – К.: Ін-т геол.наук НАН України, СПД Москаленко, 2005. – С. 219-222.
17. Геологічне обгрунтування раціонального видобування рідкіснометалічних руд на Азовському та Мазурівському родовищах Приазов'я, 2004–2006. Галецький Л.С., Чернієнко Н.М., Когон Л.С. та ін. Звіт про НДР. – ІГН НАН України. – № 0104V006533. – Київ. – 2006. – 109 с.
18. Анциферов А.В. Перспективы расширения редкометально-редкоземельной сырьевой базы Украины / А.В. Анциферов, Е.М. Шеремет, А.А. Глухов, И.Ю. Николаев // *Благородные и редкие металлы*. – Донецк: ДонНТУ, ООО «Норд Компьютер», 2003. – С. 174-176.
19. Шпилевой К.Л. Разработка технологии извлечения редких металлов из отходов обогащения мариуполитов / К.Л. Шпилевой, В.С. Белецкий, Р.Л. Попов, Л.А. Маклакова // *Благородные и редкие металлы*. – Донецк: ДонНТУ, ООО «Норд Компьютер», 2003. – С. 257-259.
20. Прогнозирование рудопроявлений редких элементов Украинского щита / Е.М. Шеремет, С.Н. Стрекозов, С.Г.Кривдик и др.; под ред С.Г.Кривдика. – Донецк: «Вебер» (Донецкое отд-е), 2007. – 220с.
21. Чернієнко Н.М. Геолого-економічні критерії комплексного освоєння Мазурівського родовища польовошпат-нефелін-рідкіснометалічних руд Приазов'я / Н.М. Чернієнко // *Геолог України*. 2008. – № 3. – С. 32-43.
22. Черниенко Н.Н. Геолого-технологические особенности освоения Мазуровского месторождения Приазовья / Н.Н. Черниенко // *Геол. журн*. 2006. – № 2–3. – С. 191-197.
23. Крамаренко С.А. Перспективы комплексного решения проблемы редкометальной и полупроводниковой сырьевой базы ХМФ ОАО «ММК им. Ильича» / С.А. Крамаренко, Л.В. Шпилевой, Ю.В. Трубицин // *Благородные и редкие металлы*. – Донецк: ДонНТУ, ООО «Норд Компьютер», 2003. – С. 106-108.

24. Шпильовий К. Попередня геолого-економічна оцінка (переоцінка) запасів верхнього горизонту («пісків») Східної ділянки сховища відходів збагачення вивітрилих руд Мазурівського рідкіснометалльного родовища (станом на 2017.08.01): Звіт про НДР / Волноваха. – 2017. – 124 с.
25. Зубков Л.Б., Прозорова М.В., Акоева Е.К. и др. Оценка минерально-технологических перспектив комплексной переработки ниобий-циркониевых руд Октябрьского месторождения: Отчет о НИР / Гиредмет. – М., 1984. – 124 с.
26. Когон Э.Ш. Особенности технологической минералогии редкометалльной и редкоземельной сырьевой базы Приазовья / Э.Ш. Когон, Н.Н. Черниенко // Геол. журнал. 2006. – № 4. – С. 87-90.
27. Технология минерального сырья на перепутье. Проблемы и перспективы. Сб. под ред. Б.А. Цилса и Р.В. Барлея. М., Недра. – 1992. – С. 112.
28. Чистов Л. Б. Исследование и разработка технологии комплексной переработки коренных руд Мазуровского месторождения с получением полевошпатового и циркониевого концентратов, технических оксидов редких металлов, РЗЭ технической чистоты и сырья для производства поликремния: Отчет о НИР / ФГУП «ГИРЕДМЕТ» – Москва, 2004. – 126 с.
29. Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г. Металлургия редких металлов. – М.: Metallurgy, 1991. – 432 с.
30. Шеремет Є.М. Обґрунтування інвестиційної привабливості родовищ рідкіснометалічно-рідкісноземельних елементів України: Звіт про НДР / Інститут геохімії, мінералогії та рудоутворення ім. М. П. Семененка, НАН України. – № 0117U004094. – К., 2019. – 72 с.

## ВИСНОВКИ

Ефективна політика в сфері національної мінерально-сировинної безпеки вимагає врахування наслідків глобалізації, визначення ролі нашої країни в майбутньому світовому мінерально-сировинному забезпеченні, відстоюванні власних інтересів. Мінерально-сировинна база країни є потужною виробничою силою України, одним із головних важелів виходу із тривалої кризи, серед яких рідкісні та рідкісноземельні метали мають відігравати провідну роль в переході до новітніх технологій.

Мазурівське родовище нефелінових сієнітів, верхній поклад якого розроблявся промисловістю майже до кінця 1960-х років минулого століття як джерело лише цирконію, було законсервоване після відкриття та освоєння Самотканського розсипного родовища циркон-ільменітових руд в Дніпропетровській області. Геологорозвідувальними роботами 1980-90-х років на глибину до 600 м встановлено існування 16 основних субгоризонтальних рудних тіл різної потужності, більш пологими, ніж це вважалося раніше, що відповідає уявленням про магматичний масив центрального типу з субгоризонтальним розшаруванням, та обґрунтовано можливість вилучення й інших корисних копалин – пірохлору, нефеліну, польового шпату.

Аналіз розробленої нової геолого-структурної моделі родовища показав, що існують геологічні передумови подальшого освоєння Мазурівського родовища, значного зростання ресурсних показників родовища за рахунок залучення до розробки флангів та глибоких горизонтів.

Сприятливі гірничо-геологічні, гідрогеологічні умови розробки родовища, відсутність розкриву на значній його площі завдяки попередній експлуатації, збережена розвинута інфраструктура в районі робіт – все це дає можливість знизити витрати та скоротити терміни освоєння родовища.

Мазурівське родовище слід відносити до комплексного рудного об'єкту, який є перспективним джерелом отримання рідкісних металів (цирконій, гафній, ніобій, тантал), якісних нефелін-польовошпатових концентратів для виробництва скла і кераміки. Глибока і комплексна переробка концентратів та напівпродуктів дозволяє додатково отримувати тетрахлорид кремнію для виробництва полікристалічного кремнію або тонкодисперсного оксиду кремнію, фєроалюмінієвих продуктів, коагулянтів, та іншої продукції.

В зв'язку з цим родовище слід вважати нефелін-польовошпат-рідкіснометалічним, а не лише рідкіснометалічним, як затверджено в ДКЗ України. У відповідності з новим «статусом» родовища, необхідно перезатвердження його запасів як комплексного об'єкту.

Попередні розрахунки ТЕО освоєння Мазурівського родовища показують наступні показники його рентабельності:

- як рідкіснометалічного об'єкту – 10 %;
- за рахунок вдосконалення технологічної переробки в сучасних умовах – 21,3 %;

- при рекомендуємому комплексному підході – до 40 %, що вказує на значні потенційні ресурси родовища.

Це дає можливість обґрунтувати родовище у якості «еталонного комплексного пілотного об'єкту» для створення вітчизняної сировинної бази з повним циклом виробництва: від його розробки до створення високоякісної продукції нового покоління.

Поновлення розробки Мазурівського родовища доцільне за умови комплексної переробки руди, яка забезпечить отримання нефелін-польовошпатової продукції для вітчизняної керамічної та скляної промисловості, та супутнє вилучення інших корисних копалин і компонентів – оксидів цирконію, гафнію, ніобію, танталу, – що дозволить створити відносно дешеву вітчизняну сировинну базу для виробництва фероніобію, феросилікоцирконію, фероцирконію та напівпровідникового кремнію, що сприятиме реальному зниженню собівартості їхнього виробництва. Останній фактор є вкрай важливим для реанімації існуючих потужностей ХМЗ ДУ «НІОХІМ». Враховуючи, що вихід нефелін-польовошпатових продуктів складе 70-80 %, витрати на їх збагачення можуть бути перерозподілені таким чином, що цирконовий і пірохлоровий концентрати будуть умовно безкоштовними. Реалізація всього об'єму нефелін-польовошпатової продукції забезпечить низький рівень цін на рідкіснометалічну продукцію і чотирихлористий кремній, що виробляються при додатковій переробці цирконового і пірохлорового концентрату.

Першим етапом в освоєнні родовища має бути промислова розробка відвалу відходів колишньої збагачувальної фабрики – «лежалих хвостів», – запаси яких затверджені в ДКЗ України в кількості 825 тис. т, що дозволить протягом кількох років відпрацювати технологію збагачення та комплексної переробки сировини, обґрунтувати вихідні дані для Проектування гірничо-збагачувального підприємства на родовищі корінних руд.

Залучення коштів приватного інвестора до розробки родовища можливе за умови скорішої приватизації окремих об'єктів ХМЗ ДУ «НІОХІМ», що забезпечить йому зниження інвестиційних витрат та фінансових ризиків.

На сьогодні існує необхідність прискореного розвитку вітчизняної мінерально-сировинної бази промисловості рідкісних металів, що дасть поштовх для створення нових видів високотехнологічної продукції. Для підприємств України, які займаються виробництвом феросплавів, жаротривких і спеціальних сплавів та матеріалів, створення власної сировинної бази є визначальним фактором зниження ризиків на ринку, сталого розвитку виробництва, забезпечення високої рентабельності виробленої продукції. Зазначені фактори виводять Мазурівське родовище у категорію рентабельних рудних об'єктів в Україні і забезпечують його промислове освоєння.

Мазурівське родовище доцільно розглядати в якості «еталонного комплексного пілотного об'єкту» для розширення існуючої МСБ рідкіснометалічної галузі країни, створення вітчизняного виробництва нефелін-польовошпатової сировини для розвитку керамічної і скляної промисловості.

Освоєння мінерально-сировинної бази рідкісних, рідкісноземельних металів та польвошпатової сировини є вигідним і перспективним як для приватних інвесторів, так і для держави як на регіональному рівні, так і на рівні територіальних громад.

Відпрацювання родовищ рідкісних та рідкісноземельних металів позитивно вплине на соціально-економічний стан територіальних громад, на землях яких вони знаходяться, а також (меншою мірою) і суб'єктів України в цілому. В першу чергу мова йде про створення додаткових робочих місць, необхідних у зв'язку з організацією нових гірничо-збагачувальних підприємств, що позитивно вплине на зміну ситуації в сфері зайнятості, а також призведе до загального підвищення рівня життя місцевого населення.

Використання існуючих об'єктів колишнього ДДХМЗ при будівництві збагачувальної фабрики, гідрометалургійного цеху та інших цехів глибокої переробки сировини дозволить суттєво знизити капітальні витрати при освоєнні Мазурівського родовища і підвищити його інвестиційну привабливість.

Відновлення Донецького ХМЗ та виробництва рідкіснометалічної продукції на базі Мазурівського Та-Nb-Zr-нефелін-польвошпатового родовища, інших родовищ Приазов'я, дасть поштовх до економічного зростання депресивного регіону.

**МОНОГРАФІЯ**

**Шпильовий Леонід Вікторович  
Білецький Володимир Стефанович  
Чернієнко Наталія Миколаївна  
Стрекозов Сергій Микитович**

**МАЗУРІВСЬКЕ  
РІДКІСНОМЕТАЛІЧНЕ  
РОДОВИЩЕ**

Комп'ютерна верстка  
Редактор  
Дизайн обкладинки

*П.О. Бойко  
В.С. Білецький  
К.А. Краснощок*

Підписано до друку 20.01.2023 р.  
Формат 60x84/16. Гарнітура Times New Roman.  
Папір офсетний. Ум.-друк. арк. 16,2.  
Обл.-вид. арк. 15,6.  
Наклад 100 прим.  
Зам. № 2023-05

Видавець ФОП Піча С. В.  
а/с 5026, м. Львів-53, 79053, Україна  
068-978-94-42 / 050-337-58-46  
e-mail: novcv2016@ukr.net

Свідоцтво про внесення суб'єкта видавничої справи  
до Державного реєстру видавців, виготівників і розповсюджувачів  
видавничої продукції серія: ДК № 5069 від 22.03.2016 року, видане  
Державним комітетом інформаційної політики, телебачення та  
радіомовлення України