

В. С. Білецький, професор, д.т.н., Полтавський національний технічний університет, м. Полтава

К. Л. Шпильовий, інж., ТОВ «Азов-Мінералтехніка», м. Волноваха

Л. В. Шпильовий, к.т.н., ТОВ «Азов-Мінералтехніка», м. Волноваха

ПІДВИЩЕННЯ ЯКОСТІ ПОЛЬОВОШПАТОВИХ МАТЕРІАЛІВ ДЛЯ КЕРАМІЧНОЇ ТА СКЛЯНОЇ ПРОМИСЛОВОСТІ

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями.

Проблема розвитку сировинної бази для керамічної промисловості та виробництва скла в Україні стає все гострішою в зв'язку з втратою іноземних джерел постачання нефелінового концентрату, сульфату натрію, соди. Тому сьогодні актуальним завданням стає пошук сировини вітчизняних родовищ та визначення можливості його використання для потреб промисловості будівельних матеріалів.

Дефіцит луговмісних матеріалів вимагає проведення пошуку вторинних відходів, що містять луги, визначення їх якості і придатності для використання на українських підприємствах.

Одним з таких видів сировини є нефелінова сировина. До нефелінової сировини відносяться ультраужні породи з високим вмістом глинозему та лугів, головним чином нефелінові сієніти – маріуполіти, фойяїти та інші. Єдиним в країні відомим родовищем нефелінових сієнітів є Мазурівське родовище (Донецька обл.), яке розроблялося до середини 60-х років минулого століття з метою вилучення циркону. «Хвости» збагачувальної фабрики накопичувалися у хвостосховищі. За роки експлуатації родовища обсяги укладених хвостів становили 1300 тис. м³.

Аналіз досліджень і публікацій. Мазурівське родовище нефелінових сієнітів та сховище відходів збагачення як джерело польовошпатової

сировини для керамічної промисловості вивчалось в роботах [1-5]. Геологорозвідувальними роботами були встановлені обсяги корисної копалини (близько 900 тис. т), досліджено мінералогічний та хімічний склад відходів [4-8]. Показано, що вміст оксидів та гідрооксидів заліза і титану в сировині (4,0-4,5 %) не відповідає сьогодні технічним вимогам промисловості до якості польовошпатових матеріалів [8]. Високий вміст цих оксидів призводить до надмірного забарвлення скла або керамічних мас.

Постановка задачі. Метою роботи є вивчення можливості підвищення якості польовошпатових матеріалів при переробці відходів збагачення руди Мазурівського родовища.

Викладення матеріалу та результати. Досліджувалася представницька проба масою 10 кг, відібрана на відвалі відходів, яка використовувалась як матеріал живлення для лабораторного тестування. Навіска масою 2 кг була розсіяна з застосуванням стандартних лабораторних сит. Отримані фракції направлені на повний хімічний аналіз та дослідження під мікроскопом. Результати ситового аналізу наведені в табл. 1.

Таблиця 1: Розширене грохочення матеріалу

Крупність (мікрони)	Залишок на ситі, мас. %
+ 2360	0,1
+ 1180	5,5
+ 850	6,5
+ 600	9,9
+ 300	20,7
+ 150	22,5
+ 50	18,6
- 50	16,2
Всього:	100,0

Результати хімічного аналізу, виконаному на рентгенівському спектрометрі Philips серії 2400, наведені в табл. 2.

Кожна фракція крупності вивчалася з використанням поляризаційного мікроскопу для визначення основних мінералів та їх різні форми. В табл. 3 наведена характеристика основних мінералів проби.

Хімічними аналізами та оптичною мікроскопією було встановлено, що насичені залізом мінерали в основному представлені егірином, лепідомеланом та комплексами глина/польовий шпат, які зустрічаються в усьому діапазоні крупності.

Таблиця 2: Хімічний аналіз вихідної проби та індивідуальних фракцій крупності

Хім. формула компонента	Всього	+ 1000	+ 500	+ 250	+ 125	- 125
SiO ₂	59.5	60.7	59.7	59.5	60.6	58.5
TiO ₂	0.38	0.14	0.31	0.38	0.41	0.47
ZrO ₂	0.43	0.19	0.35	0.54	0.47	0.42
Na ₂ O	4.91	3.75	3.76	4.20	5.97	5.57
K ₂ O	6.20	9.91	8.73	7.84	5.24	3.99
Rb ₂ O	0.05	0.07	0.04	0.07	0.05	0.04
CaO	0.61	0.46	0.55	0.52	0.45	0.69
MgO	0.35	0.11	0.23	0.25	0.27	0.51
BaO	0.05	0.05	0.05	0.06	0.04	0.05
Al ₂ O ₃	19.9	19.4	19.6	19.5	19.5	20.9
Fe ₂ O ₃	4.06	2.99	4.26	3.93	3.76	4.32
Cr ₂ O ₃	0.01	<0.01	<0.01	<0.01	0.01	0.02
Mn ₃ O ₄	0.16	0.09	0.19	0.17	0.15	0.17
Nb ₂ O ₅	0.096	0.044	0.033	0.062	0.087	0.15
Втрати при прокалюванні	3.46	1.76	2.81	2.71	2.66	4.75

Таблиця 3: Хімічні та фізичні характеристики матеріалу живлення

Хім. формула компонента	Масовий %	Мінерал	Хімічний аналіз	Питома вага г/см ³
Al ₂ O ₃	19-22	Пертит /мікроклін	(Na K)Si ₃ O ₈	2.55 - 2.65
SiO ₂	59-62	Альбіт	NaAlSi ₃ O ₈	2.6
K ₂ O	4.5-6.0	Нефелін	NaAlSiO ₄	2.55 - 2.65
Na ₂ O	4.0 – 6.0	Егірин (піроксен)	NaFe(SiO ₃) ₂	3.55
Fe ₂ O ₃	3.0 – 7.0	Лепідомелан (Fe біотит)	K ₂ (Mg,Fe) ₂ (OH) ₂ AlSi ₃ O ₁₀	3.1
		Гідроксиди заліза (гетит/ферогідрит)	FeO.OH	3.8
		Глинисті мінерали (каолініт/галуазит)	Al ₄ (Si ₄ O ₁₀)	~ 2.6
ZrO ₂	0.2 – 0.3	Циркон	ZrSiO ₄	4.6
Nb ₂ O ₅	0.2 – 0.3	Пірохлор	Nb/Ta/Fe/Ca Complex	5.27

Хімічний аналіз показав, що вміст (концентрація) Fe_2O_3 зростає з 2,99 % у класі +1,0 мм до 4,26 % у класі – 1,0... +0,5 мм. Потім вміст Fe_2O_3 падає до 3,76 % у класі – 0,250...+0,125 мм, а далі знову зростає до 4,45 % у класі – 0,05 мм. Вміст TiO_2 зростає з 0,14 % у фракції +1,0 мм до 0,50 % у фракції –0,05 мм.

На першому етапі проведена проста промивка та розділення у важких рідинах. Далі досліджувалась промивка і магнітна сепарація.

Проведеними нами фізико-механічними та хімічними аналізами встановлено, що найпростіший вид збагачення – промивка, – дозволяє знизити вміст оксидів заліза у польовошпатовій сировині майже на 1,0 % (абс.). Проба масою 1500 г (фракція 0,05 – 0,63 мм) спочатку була промита в лабораторній промивочній машині при концентрації твердого 25 % протягом двох хвилин при частоті обертання міксера 1500 хв^{-1} для моделювання стандартних промислових умов промивки. Отриманий в результаті промивки матеріал був знешламлений по класу 0,050 мм. Оскільки втрати складали приблизно 10 %, можна припустити, що деякі частинки глини/оксиду заліза були зруйновані на цій стадії, та перейшли в шлами.

Проба масою 50 г, відібрана з продукту промивки, була суспендійована в бромформі (питома маса 2,85) в розподільній лійці об'ємом 250 мл та залишена для відстоювання. Після чого з самого дна лійки видалили відстоюну фракцію.

Значна кількість матеріалу залишилась в завислому стані між фракцією осаду та поверхневим плаваючим шаром. Ці зерна найбільш вірогідно є лепідомеланом, який має різну густину в залежності від вмісту заліза в кристалічній ґратці. На цій стадії вони попали в плаваючу фракцію, і було очевидним, що ці частинки не будуть більше відділятися гравітаційними методами. Фракція осаду майже чорного кольору складала більше 8 % від маси проби.

Результати аналізу сплившої і потонувшої фракції наведені в табл. 4.

Результати виявили значні зміни між промитим матеріалом живлення та сплившою фракцією. Більше 85 % TiO_2 та цирконію було вилучено, хоча можна було очікувати результату в 90-95 %. Вилучено було також 75 % заліза та близько 50 % ніобію. Можна допустити, що частинки нижньої фракції випадково потрапили у фракцію, яка сплила, ймовірно завдяки агрегації частинок проміжної густини під час сепарації.

Таблиця 4: Вплив промивки і аналізу у важких рідинах на вихідний матеріал

Хім. формула компонента	Фракція 50-630 мікрон		
	Промитий матеріал	Потонувша фракція (2.85)	Спливша фракція (2.85)
SiO_2	61.9	41.9	64.1
TiO_2	0.46	3.39	0.06
ZrO_2	0.68	5.94	0.08
Na_2O	5.71	5.87	5.62
K_2O	6.13	1.91	6.50
Rb_2O	0.05	0.18	0.04
MgO	0.29	1.36	0.16
CaO	0.48	1.53	0.35
BaO	0.05	0.15	0.03
Al_2O_3	19.1	6.07	20.6
Fe_2O_3	3.76	26.9	0.93
Cr_2O_3	0.005	0.022	0.003
Mn_3O_4	0.18	1.31	0.028
SO_3	0.11	0.21	0.09
Nb_2O_5	0.106	0.89	0.087

Вміст залишкового заліза в легкій фракції залишався все ще високим – 0,9 %. Більша частина лепідомелану була захоплена у легку спливаючу фракцію і сумнівим є, що вилучення його можливе гравітацією. Потрібна магнітна сепарація.

Вивчення промитої фракції 0,63 – 0,05 мм (рис. 1) знову чітко показало переважання мікрокліну та альбітових польових шпатів разом з біотитовою слюдою (лепідомеланом). Частинки егірину також спостерігаються, але зустрічаються і зерна егірину з плівками оксидів/гідрооксидів заліза на поверхні. Ці частинки міцні і не піддаються промивці, тому необхідна їх інтенсивна відтирка.

Вилучення, як мінімум, деяких з плівок заліза з поверхні частинок польових шпатів, а також вилучення егірину і лепідомелану є необхідною умовою для зниження рівня заліза в польовошпатовому продукті до бажаного рівня. Викликає сумнів можливість вилучення присутнього заліза у важку фракцію при гравітаційному збагаченні.

Комплексні частинки глина/польовий шпат з плівками заліза зустрічаються рідше, очевидно через те, що багато з них дезінтегрувались під час промивки та попали до шламової фракції.

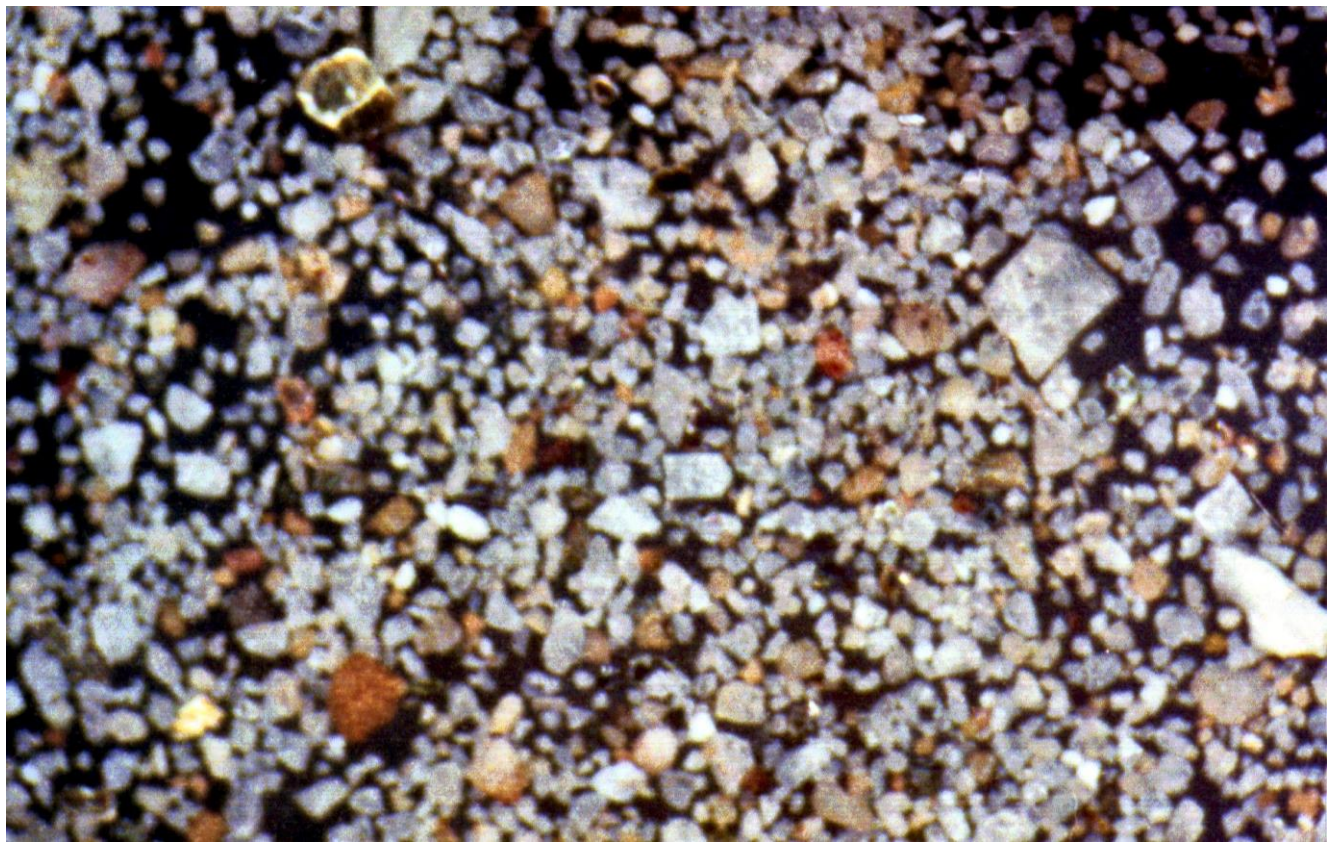


Рис. 1. Промита фракція 0,6 – 0,05 мм. Світлі частинки – польовий шпат. В центрі – єдине зерно нефеліну (сірого кольору). Також спостерігаються численні зелено-коричневі частинки егірину разом з озалізненими польовими шпатами – в основному з текстурою пертиту. Майже всі зерна дискретні і вільні (не зв'язані).

Основною метою виділення важкої фракції є вилучення залізовмісних мінералів свити егірину та лепідомелану, оскільки більша частина залізного забруднення ймовірно відноситься до цих фаз.

Більша частина зерен польових шпатів є чистою зі свіжими розломами, як і очікувалось під час подрібнення. Але деякі зерна все ще забруднені важкими мінералами і представлені як залізовмісний пертит. Ці мінерали широко розповсюджені, і їх необхідно враховувати як суттєве джерело. Це, очевидно, вторинні мінерали, які виникли в процесі геологічних перетворень, коли залізовмісні рідини проникали в природні фізичні тріщини польових шпатів та викристалізовувались оксиди-гідрооксиди заліза.

В деяких випадках на поверхні зерен в різній кількості присутні плівки чи нарости заліза. В основному вони представлені гетитом, іноді текстурами – лімонітом. Ступінь мінералізації змінюється від зерна до зерна, але найчастіше представлена значними вкрапленнями. Тому промивка на скрубєрі (так як і високоінтенсивна відтирка) лише частково дозволить видалити ці поверхневі плівки. Порівняння обробленого та необробленого матеріалу показує, що стадія промивки найбільш ефективна при вилученні з поверхні продуктів руйнування польових шпатів, в основному, каолініту.

Ця проба являє собою живлення сепарації важких мінералів та показує необхідність вилучення егірину і біотиту для зниження вмісту заліза в готовому продукті. В мінералізованих зернах польового шпату недостатня кількість заліза, щоб вилучити їх у важку фракцію гравітаційними методами.

Легка фракція значно світліша за кольором, ніж промитий матеріал живлення, але в ній присутні окремі темно-червоні частинки. Також спостерігалися видимі слюдяні забруднення. Подальше вивчення виявило присутність незначної кількості егірину, що свідчить про неповне гравітаційне розділення. Це може бути викликано ущільненням маси часинок. Можливо, для гравітаційної стадії потрібно буде більше одного пропуску матеріалу через сепаратор.

Спостерігалися також зерна польового шпату з плямистими включеннями заліза, що є свідченням недостатньої густини їх для вилучення лише гравітаційними методами. Неясним є, скільки залишкового заліза в цьому продукті обумовлено випадковим потраплянням егірину та лепідомелану у фракцію, а скільки – польовими шпатами із зернами-включеннями заліза.

Магнітною сепарацією можна вилучити деякі польові шпати із зернами-включеннями заліза, а також лепідомелан.

Мінералогічне дослідження, проведене розділенням промитої проби на важку та легку фракції показало, що деякі важкі мінерали потрапляють у легку фракцію, підвищуючи таким чином рівень вмісту в ній заліза. Також сепарація виявила, що мінералізовані залізом польові шпати складають значну частку залізних забруднень, які не були вилучені. Загальна питома вага мінералізованих польових шпатів дуже близька до питомої ваги чистих польових шпатів для їх успішного вилучення у важких рідинах.

Невідомо, яка частина заліза надходить з мінералізованих польових шпатів, та яка від егірину і біотиту, що випадково потрапили в легку фракцію.

Фракція 0,6 – 0,05 мм була виділена з вихідного матеріалу живлення і направлена на стадію промивки з отриманням продукту з вмістом 19,1 % Al_2O_3 , 11,8 % $(\text{Na}_2\text{O}+\text{K}_2\text{O})$, та 61,9 % SiO_2 , але при вмісті циркону 0,68 % та заліза – 3,76 %. Хоча вміст оксидів алюмінію та лугів майже відповідав нормативним вимогам, матеріал не підходить для керамічної або скляної промисловості через високий вміст заліза. Сепарація важких мінералів за густиною $2,85 \text{ г/см}^3$ значно покращила якість матеріалу. Вміст оксиду алюмінію та лугів зріс в порівнянні з їх мінімальними нормативними значеннями до 20,6 % та 12,1 %. Але вміст заліза (0,93 %) все ще перевищував цільовий рівень 0,2 % (табл. 4).

Для подальшого зниження вмісту заліза досліджувалася магнітна сепарація. Тестування проводилося із застосуванням високоградієнтних

роликових магнітних сепараторів на сухому матеріалі (вміст води – менше 1 %).

Через великий обсяг вихідного матеріалу підготовка матеріалу живлення для сепарації у важких рідинах була складною, тому спочатку проводили магнітну сепарацію, а потім на частині немагнітної фракції проводили розділення у важких рідинах. Також вивчалася можливість застосування високоінтенсивної відтирки після стадії промивки для додаткового зниження всіх забруднень на поверхні мінералів. При цьому виходили з того, що така відтирка буде неефективною на не знешамленому матеріалі, так як тонкі частинки і глина впливають на в'язкість пульпи та погіршують процес.

Проба матеріалу живлення спочатку класифікувалася (мокре грохочення) по класу 0,6 мм. Підрешітний продукт промивався при 35 % твердого. Потім матеріал класифікувався по класу 0,05 мм для вилучення шлаків, і піддавався високоінтенсивній відтирці при 70 % твердого протягом 6,0 хвилин. Матеріал знову піддавався грохоченню по класу 0,05 мм, і фракція + 0,05 мм ретельно висушувалася (до 1%) як живлення магнітної сепарації.

Сухий матеріал проходив три стадії магнітної сепарації. Отримана немагнітна фракція розділялася у важких рідинах при густині 2,85 г/см³.

Результати аналізів матеріалу по кожній стадії наведені в табл. 5. В табл. 6 наведені результати для фракцій відходів.

Таблиця 5: Вплив відтирки, магнітної сепарації та сепарації у важких рідинах на вихідний матеріал живлення

Хім. формула компонента	Для фракції 600 - 50 мікрон		
	Відтирка	Немагнітна фракція (3 стадії)	Немагнітна фракція продукт, що спливає
SiO ₂	63.2	65.5	65.0
TiO ₂	0.37	0.01	0.01
ZrO ₂	0.63	0.57	<0.01
Na ₂ O	5.80	5.27	5.49
K ₂ O	6.60	8.14	8.05

MgO	0.17	0.03	0.02
CaO	0.41	0.23	0.21
SrO	<0.01	<0.01	<0.01
BaO	0.05	0.04	0.03
Al ₂ O ₃	19.0	20.1	20.2
Fe ₂ O ₃	3.19	0.28	0.27
Cr ₂ O ₃	<0.001	<0.001	<0.001
Mn ₃ O ₄	0.15	0.01	0.01
SO ₃	0.11	0.10	0.11
Nb ₂ O ₅	0.092	0.028	0.028

Стадія відтирки та грохочення покращили якість матеріалу, зменшивши вміст заліза від 3,76 до 3,19 %. Вміст лугів при цьому зріс з 11,8 % до 12,4 %. Вміст оксиду алюмінію залишався приблизно на сталому рівні.

Таблиця 6: Вплив відтирки, магнітної сепарації та сепарації у важких рідинах на вихідний матеріал живлення

Хім. формула компонента	Тільки для фракції 600 - 50 мікрон		- 50 мікрон
	Немагнітна фракція продукт, що потонув	Магнітна фракція	
SiO ₂	35.8	56.7	48.9
TiO ₂	0.38	1.44	0.65
ZrO ₂	57.9	0.75	0.03
Na ₂ O	0.48	7.39	2.03
K ₂ O	0.45	3.74	4.06
MgO	<0.01	0.56	1.36
CaO	0.83	0.91	1.01
SrO	<0.01	0.01	0.01
BaO	0.11	0.08	0.06
Al ₂ O ₃	3.16	16.5	23.1
Fe ₂ O ₃	0.25	11.4	7.66
Cr ₂ O ₃	0.01	0.01	0.05
Mn ₃ O ₄	0.03	0.54	0.27
SO ₃	0.33	0.15	0.12
Nb ₂ O ₅	0.006	0.22	0.19

Результати магнітної сепарації показали, що вміст оксидів заліза знизився з 3,19 % до 0,28 %, вміст TiO₂ – до 0,02 %. Вміст оксиду алюмінію зріс до 20,1 %, а вміст лугів – до 13,4 %. Вміст оксиду алюмінію зріс, незважаючи на вилучення значної частини алюмінію у вигляді лепідомелану та інших слюд, які не були повністю вилучені на попередніх стадіях сепарації у важких рідинах.

Розділення у важких рідинах дозволило лише несуттєво знизити вміст оксидів заліза до 0,27 %, та підняти вміст оксиду алюмінію до 20,2 %, а оксидів лугів – до 13,5 %. Готовий немагнітний продукт можна вважати товарним продуктом без необхідності його подальшої доводки.

Разом з тим, існує досить широкий ринок польовошпатових матеріалів з досить низьким вмістом оксидів заліза – на рівні 0,10-0,15 %.

Для дослідження можливості подальшого зниження вмісту заліза в продукті матеріал після відтирки був дещо подрібнений в стрижневому млині, та направлений на високоградієнтну магнітну сепарацію.

Проба вихідного живлення масою 1500 г спочатку була промита водою при 35 % твердого, потім піддавалася мокрому грохоченню по класу 0,05 мм. Пісковий матеріал піддавався відтирці при 70 % твердого протягом 6 хвилин. Продукт відтирки знову направлявся на мокре грохочення по класу 0,05 мм. Піски (+0,05 мм) подрібнювалися в стрижневому млині для отримання матеріалу з номінальною крупністю –0,350 мм. Розгрузка млина направлялася на грохот 0,09 мм; пісковий продукт ретельно сушився та направлявся на магнітну сепарацію. Після трьох стадій магнітної сепарації немагнітна фракція (маса 50 г) розділялася у важких рідинах за густиною 2,85 г/см³. Нова отримана легка фракція аналізувалася на вміст заліза та лугів. Результати наведені в табл. 7.

Таблиця 7: Матеріал після відтирки, подрібнення, магнітної сепарації та сепарації у важких рідинах

Хім. формула компонента	Вміст компонента
Na ₂ O	5,31
K ₂ O	8,09
Al ₂ O ₃	20,1
Fe ₂ O ₃	0,21
SiO ₂	Інше

Для подальшого зниження вмісту оксидів заліза в польовошпатовому матеріалі розглянута можливість застосування методів кислотної обробки.

Літературні джерела дозволяють зробити висновок про доцільність застосування для цієї мети соляної кислоти [9].

Експериментальні дослідження, проведені з пробами легкої фракції, отриманої на попередніх стадіях збагачення, в яких містилося 0,21-0,28 % оксидів заліза, показали, що оптимальними умовами для проведення солянокислої обробки є відношення $T : P = 1 : 2$, температура – 70-80 °С, тривалість обробки – 3,2 години. Вміст Fe_2O_3 в польовому шпаті знижується до 0,12-0,15 %.

Висновки.

1. Відходи збагачення нефелінових сієнітів Мазурівського родовища можуть бути джерелом польовошпатової сировини для вітчизняної керамічної та скляної промисловості.

2. Шляхом промивки та знешламлювання вихідної сировини по класу – 0,05 мм можна отримати польовошпатовий матеріал з вмістом Fe_2O_3 2,0-2,5 %, придатний для виробництва кольорового скла.

3. Наступна стадія гравітаційного вилучення важкої фракції дозволяє знизити вміст оксидів та гідрооксидів в польовошпатовому продукті до 0,9-1,0 %.

Після високоградієнтної магнітної сепарації вміст Fe_2O_3 можна знизити до 0,27-0,28 %, що дозволяє використовувати польовошпатовий матеріал у виробництві кахлі, санітарно-технічної кераміки.

4. Високоякісний польовошпатовий продукт, придатний для виробництва прозорого скла, поливи, керамограніту можна отримати після солянокислої обробки сировини при відношенні $T:P = 1:2$, температурі – 70-80 °С протягом 3,2 години.

Подяка:

Автори висловлюють подяку фірмі «Intertek-Ukraine» за сприяння у проведенні експериментальних досліджень.

Література

1. Техничко – экономическое обоснование целесообразности переработки лежалых отходов ХМФ с целью получения редкометальных и нефелин- полевошатовых концентратов: Отчет УкрГИМР по теме № 827/392 / Попов Р. Л. и др. - Симферополь, 2000. - 95 с.
2. Розвідка відвалів відходів збагачення Мазурівського рідкіснометалевого родовища: Звіт про НДР / Ігнатович Л. І., Руєв С. С. - № У – 01 – 330/1. - Артемівськ, 2004. Кн.. 1. - 85 с.
3. Нефелиновые породы Украины – комплексные алюминий - глинозёмные и редкометальные руды. Донской А.Н., Кулиш Е. А., Донской Н. А.- Киев, 2004. - 222 с.
4. Тихонов С.А. и др. Изучение вещественного состава и технологических особенностей 25 малообъемных проб руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР по теме 59/80-8 / ИМР. - Симферополь, 1985. - 125 с.
5. 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.
6. Шпилевой К.Л., Мостика Ю.С. Технология переработки нефелин – полевошпатовых хвостов Мазуровского месторождения / 5 Конгресс обогатителей стран СНГ: Материалы конгресса. – М.: Альт екс, 2005. - т. 3. - С.167-168.
7. Попов Р. Л. Результати мінералогічних та технологічних досліджень руд Мазурівського родовища та рідкісноземельних руд України: Звіт про НДР / КВ УкрДГРІ. - № 343. держ рег. № 0197009822. – Симферополь, 2002. – 138 с.
8. Мостика Ю. С., Шпильовий К. Л., Мякишев В. М., Шпильовий Л. В. Обґрунтування геолого-економічних, технологічних та екологічних можливостей промислового освоєння техногенного родовища польвошпатової сировини с. 219-222
9. Ивасишин О. М., Ошкадеров С. П., Спиваковский В. Б., и др. Переработка лежалых хвостов ХМФ ОАО «ММК им. Ильича» / Сучасні економічні можливості розвитку та реалізації мінерально-сировинної бази України і Росії в умовах глобалізації ринку мінеральної сировини / Матеріали міжнародної науково-практичної конференції / зб. Наукових праць ІГН НАН України, Київ, 2005 С. 130-132.