УДК 669.712

Ю.П. Насекан, професор, к.т.н.
В.М. Очинський, ст. викладач
В.М. Голубцов, професор, д.т.н.
Г.В. Дадашева, магістрант

ДО ПЕРЕРОБКИ АЛЮМІНІЄВОЇ СИРОВИНИ УКРАЇНИ

Запорізька державна інженерна академія

Выполнен анализ базы глиноземсодержащего сырья Украины. Рассмотрены основные методы переработки этого сырья и описаны основные преимущества и недостатки существующих методов. Показаны перспективы использования фторидной технологии для переработки алюминиевого сырья.

Ключевые слова: бокситы, нефелины, алуниты, методы переработки

Виконано аналіз бази глиноземвмістної сировини України. Розглянуто головні методи переробки такої сировини й описано головні переваги та недоліки існуючих методів. Показано перспективи використання фторидної технології для переробки алюмінієвої сировини.

Ключові слова: боксити, нефеліни, алуніти, методи переробки

It is executed the analysis of base for aluminouscontaining raw material of Ukraine. The basic methods of processing for this raw material are considered and principal advantages and limitations of existent methods are described. There are shown prospects of the fluoride technology use for processing of aluminium raw material.

Key words: bauxites, nephelines, alunites, methods of processing

Мінеральна база алюмінійвмістної сировини України, головним чином, складається з нефелінових руд, алунітів, каолінів і глин. Запаси родовищ бокситів в Україні є вкрай незначними та за основними показниками не відносяться до категорії промислових. У перспективі промислове значення має лише Високопільське родовище залізистих бокситів із беміт-гібсит-шамозитовим складом, запаси якого сягають 18,9 млн. т. Середній хімічний склад бокситів становить, %: 38 Al_2O_3; 35 Fe_2O_3; 9 SiO_2; до 1 % CaO, кремнієвий модуль μ_{Si} = 4…5. Головним породоутворюючим мінералом бокситової сировини служить гібсит, разом з ним є присутнім і беміт [1,2].

Для створення в Україні надійної сировинної бази алюмінієвої промисловості слід ефективно використовувати місцеву низькоякісну алюмінійвмістну сировину: нефелінвмістні породи, низькосортні боксити, алуніти, каоліни, глини, анортозити та давсоніти. Розвідані запаси зазначеної сировини в Україні є досить великими.

Першим за значенням типом алюмінієвої сировини України є нефелінові руди (маріуполіти). Їх головні мінерали – нефелін $Na_2O{\cdot}Al_2O_3{\cdot}2SiO_2$ і каліофіліт $K_2O{\cdot}Al_2O_3{\cdot}\ 2SiO_2$, що знаходяться в ізоморфній суміші з переважною більшістю нефеліну. Знач-ний інтерес із нефелінової сировини мають також урити та сієніти. Нефелінові урити містять 60…90 % нефеліну, егірин $Na_2O{\cdot}Fe_2O_3{\cdot}4SiO_2$, а також егірин-авгіт $mCaO{\cdot}\ (Mg,Fe)O{\cdot}2SiO_2{\cdot}n[Na_2O{\cdot}Fe_2O_3{\cdot}4SiO_2]$. Нефелінові сієніти складаються з 10…30 % нефеліну та 70…90 % лужних польових шпатів $(Na,K)_2O{\cdot}Al_2O_3{\cdot}mSiO_2$, де $m > 2$.

Найбільш важливими в Україні є поклади нефелінових руд Жовтневого масиву Приазов'я, які складаються з маріуполітів балки Мазурівського родовища, а також

© Насекан Ю.П., Очинський В.М., Голубцов В.М., Дадашева Г.В., 2014
маріуполітів та фоянитів Калініно-Шевченківського родовища загальний обсяг яких становить близько 2,9 млрд. т. За даними усередненого хімічного аналізу, руда містить, %: 55,4…53,2 SiO_2; 19,9…22,5 Al_2O_3; 10,0…12,0 R_2O (Na_2O+K_2O); 6,8…5,5 Fe_2O_3; 2,4…4,4 CaO. Нефелінові породи Жовтневого масиву мають значний вміст рідкісних і рідкісноземельних елементів таких як тантал, ніобій, цирконій та деякі інші метали, що підвищує їх цінність і дозволяє розглядати такі породи як комплексну сировину для одержання рідкісних металів [3-5].

На заході України також знаходяться значні запаси нефелінової породи, які розташовуються в Проскурівському масиві Придністров'я, Антонівському масиві у верхньому Побужжі та у районі міста Вінниця [6,7]. Нефелінові сієніти Проскурівського масиву вміщують 51...58 % SiO_2; 19...21 % Al_2O_3; 6,4...8,8 % Na_2O; 3,0...4,1 % K_2O. Проте, в цілому, нефелінові породи Західної України за якістю та кількістю поступаються рудам Жовтневого масиву.

Другий за значенням тип алюмінійвмістної сировини України представляють алуніти $KAl_3[SO_4]_2(OH)_6$: основний сульфат алюмінію та калію, – які зустрічається у вигляді тонкозернистих і землистих мас та дрібних кристалів. Алуніти мають хімічний склад, %: SO_3 – 38,66; Al_2O_3 – 36,92; H_2O – 13,05; K_2O – 11,37 [8]. У Закарпатті є декілька великих родовищ алунітових руд: Біганське (290,3 млн. т), Берегівське (51,4 млн. т.), Добросільське та Лопушнянське [3,9]. Недоліком українських алунітових руд є незначний вміст алуніту (близько 30 %), що призводить до необхідності їх збагачення.

Україна також дуже багата каолінами та глинами. Каолін ($H_4Al_2Si_2O_9$ або $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$) є головною складовою частиною звичайної глини. Хімічний склад каоліну на різних родовищах коливається в широкому діапазоні. Каолін як гірська порода є одним з різновидів глини (якщо у глині знаходиться понад 50 % каоліну, вона називається каоліновою глиною). Каоліни від глин відрізняються мірою дисперсності часток. У глинах переважають частки розміром менше ніж 2,0 мкм, а в каолінах – частки розміром менше ніж 5,0 мкм. До складу каоліну можуть входити й інші глинисті мінерали: накрит, дикіт, галуазит, гідрослюда [8]. Зазвичай каолін містить різні домішки – кварцовий пісок, карбонати кальцію й магнію та звичайно буває забарвленим оксидами заліза у жовтий колір (жовта глина).

На території України відомо близько тисячі родовищ і проявів первинних і вторинних каолінів [10]. Вони розташовані у Вінницькій, Дніпропетровській, Запорізькій, Сумській, Черкаській і Донецькій областях. До найбільш значних покладів первинних каолінів можна віднести родовища Великогадоменецьке, Біла Балка, Біляєвське, Глухівецьке, Новогупалівське, Просянівске, Турбівське й Екатеринівське. Середній хімічний склад збагаченого каоліну Великогадоменецького родовища,%: SiO_2 – 47,0; Al_2O_3 – 38,2; H_2O – 13,2.

Найпоширенішим і найдешевшим методом одержання глинозему є гідрохімічний спосіб Байєра, але його можна застосувати тільки для переробки високоякісної сировини з мінімальним вмістом домішок. Такий спосіб досить ефективний та простий в реалізації і досі є основним у світовій алюмінієвій промисловості [11].

Головна ідея способу полягає у тому, що боксити розкладають лужно-алюмінатними розчинами, з яких потім потрібно виділяти витягнутий з бокситів оксид алюмінію. При цьому каустичний луг, витрачений на вилуговування, звільнюється та у складі розчину, одержаного після знекремлення оксиду алюмінію, знову повертаєть-

ся на вилуговування. Для компенсації втрат лугу в циклі Байєра до обігового розчину додають свіжий каустик.

Широкого поширення для переробки низькоякісної алюмінієвої сировини набули способи спікання. Основа спікальних способів: утворення алюмінатів натрію під час нагрівання із содою та зв'язування двооксиду кремнію за його взаємодії з вапняком у двокальцієвий силікат.

В порівнянні із способом Байєра способи спікання потребують значних енергетичних витрат, але вони є більш універсальними, тому що мають нижчі вимоги до якості сировини. Такі способи дозволяють переробляти на глинозем з досить високим витягянням Al_2O_3 практично будь-яку сировину, що містить алюміній, у тому числі відходи. Переробка сировини способом спікання на глинозем є цілком доцільною, тому що, окрім глинозему, за таким способом як побічні продукти утворюються сода, поташ, цемент, що в підсумку знижує шкідливий вплив і навантаження на довкілля [11,12].

З урахуванням наявності в Україні поблизу каолінів значних запасів нефелінових руд і вапняків, було запропоновано та досліджено ряд схем, що передбачають їх об'єднану переробку методом спільного спікання [13]. За одним з варіантів каолінові концентрати Володимирського родовища, що містять, %: 48,1 SiO_2; 35,8 Al_2O_3; 1,2 Fe_2O_3; 0,6 CaO; 0,4 Na_2O, випалювали протягом двох годин за температури 1100...1200 °С і вилуговували содо-лужним розчином, що містить, г/дм^3: 110... 120 Na_2O и 10...15 K_2O за температури 95...105 °С протягом однієї години. До розчину переходив у вигляді силікату двооксид кремнію, а в залишку одержували збагачений каолін, %: 55...65 Al_2O_3; 24...34 SiO_2; 17...20 $Na(K)_2O$; 1,5...2,0 Fe_2O_3. З розчину виділяються різні корисні продукти: силікат натрію, аморфний кремнезем та інші. Збагачений каолін разом з нефеліном піддавали спіканню із вапняком та додаванням содового розчину за температури 1150...1250 °С з метою повного утворення в спіку алюмінатів і феритів натрію (калію) та двохкальцієвого силікату. Для одержання однієї тонни глинозему витрачають 2,1 т нефелінів, 2,1 т каоліну та 6,8 т вапняку. Під час вилуговування спіків витягання глинозему складає 88...92 % і лугів – 87...90 %. Нефеліновий шлам використовують для виробництва цементу [14].

Особливості технологій виробництва глинозему з використанням низькоякісної сировини наведено у роботах [1,15,16]. Для зниження втрат лугів під час переробки нефелінів було запропоновано використовувати комбінацію класичного гідрохімічного методу із способом спікання каоліну або каолінових концентратів. Мета такого комбінування – компенсувати втрати коштовних лугів під час переробки каолінів та одержати з них глиноземисті концентрати з використанням слабких лужних розчинів, що утворилися після переробки нефелінів. Це дозволяє поліпшити технологічні показники гідрохімічного способу, а також одержати з каолінів концентрати, що містять до 70 % Al_2O_3, які можна переробляти на ділянці спікання з меншими матеріальними потоками. Спік, одержаний з каолінового концентрату, запропоновано вилуговувати промивними водами як на спікальній, так і гідрохімічній ділянках. У розчині алюмінату, одержаному після вилуговування спіку, розчиняють алюмінати гідрохімічної ділянки. Витягання глинозему на ділянці спікання складає 84 %, а загальне витягання глинозему на обох ділянках перевищує 85 %. Схема передбачає також переробку лужно-кремнієвих розчинів і шламів на хімічні продукти та силікатні будівельні матеріали.

Для переробки алюмінієвої сировини з високим вмістом SiO_2 і малим вмістом

Fe_2O_3 (каоліни, глини, нефеліни, алуніти) можна використовувати кислотні способи витягання глинозему. На відміну від лужних способів за кислотної обробки SiO_2 до розчину практично не надходить, але Fe_2O_3 реагує у значній мірі. Це дає змогу відділити значну частину кремнезему на стадії вилуговування, але потребує додаткових заходів щодо очищення розчинів від сполук заліза та інших металів.

Як кислотний агент використовують соляну, азотну та сірчану кислоти або їх суміші. Природні алуніти та каоліни у кислотах розчиняються повільно та потребують температури 150...200 °С. Після прожарювання за температури 600...700 °С вони активно реагують з кислотами за температури 90...100 °С. Напроти, нефелін реагує з розчинами кислот навіть без підігрівання. Силікатна складова сировини утворює в кислих розчинах аморфну кремнієву кислоту ($SiO_2 \cdot H_2O$) у вигляді шламу (сиштоф), який є дуже гідратованим і погано відділяється від розчину. З розчинів глинозем виділяють кристалізацією $Al_2(SO_4)_3 \cdot 24H_2O$ або галунів складу $P_2SO_4 \cdot Al_2(SO_4)_3 \cdot 4Al(OH)_3$, які висаджують за температури 30 °С. Глинозем одержують прожарюванням сульфату алюмінію або галунів за температури 1100...1200 °С або нейтралізацією розчинів аміачною водою NH_4OH з подальшим одержанням лугу $Al(OH)_3$ та добрива $(NH_4)_2SO_4$.

Практичному застосуванню кислотних методів переробки заважає ряд істотних недоліків. У першу чергу, йдеться про значні обсяги реагентів порівняно з лужними способами, складність технологічних операцій, низька якість одержаного глинозему та необхідність спеціальної кислотостійкої апаратури у зв'язку з високою агресивністю кислих розчинів.

Алунітові руди можна переробляти відновно-лужним методом [17]. Підприємство за такою технологією працювало тривалий час в Азербайджані (м. Кіровабад).

Сутність відновно-лужного способу полягає в наступному: розмолоту руду піддають дегідратуючому випаленню у печах киплячого шару за температури 500... 520 °С з наступним відновним випаленням у зазначених печах за температури 560... 580 °С. Як відновник використовують елементарну сірку. Випалення за такої температури дозволяє зберегти активність глинозему та здатність його взаємодіяти з лужними розчинами за атмосферним тиском. Як результат лужного вилуговування прожареного продукту приблизно за температури 70 °С впродовж години одержували розчин алюмінату з високим вмістом сульфатів калію та натрію. Такий розчин після відділення шламу знекремнювали за температури 105 °С та направляли на декомпозицію. Після відділення гідроксиду алюмінію обіговий розчин упарювали, відділяли від сульфатів і повертали на вилуговування. Одержану суміш сульфатних солей калію та натрію переробляли на сульфат калію методом конверсії. Сульфат калію після сушіння прямував споживачам, а розчин їдкого натру використовували для компенсації втрат лугу в циклі.

До відносно нових способів виробництва глинозему, що дозволяють переробляти низькоякісну сировину, яка містить алюміній, можна віднести спосіб Пономарьова-Сажина та гідрогранатовий метод [8,15].

Спосіб Пономарьова-Сажина передбачає зв'язування силікатної складової алюмінієвої сировини під час вилуговування в натро-кальцієвий гідросилікат (НКГС) складу $Na_2O \cdot 2CaO \cdot 2SiO_2 \cdot H_2O$. Для цього вапно дозують у молярному співвідношенні CaO/SiO_2 = 1,0...1,1. Вміст каустика в обіговому розчині складає 400...500 г/дм^3 за каустичним модулем $\alpha_к > 15$, а температура вилуговування сягає 280...320 ºС. Вилуговування здійснюють до одержання каустичного модуля алюмінатного розчину не ме-

нше ніж 9,0. За таким способом можна вилучати 85...92 % Al_2O_3 під час вилуговування нефелінів, каоліну та інших алюмосилікатів. Вилучення Na_2O з НКГС (шлам) здійснюють шляхом обробки $Ca(OH)_2$, слабкими розчинами $NaOH$ чи карбонізацією шламу.

До переваг способу Пономарьова-Сажина можна віднести відсутність енерговитратного переділу спікання, низькі витрати вапна (у два рази менше ніж під час спікання) та високу швидкість вилуговування, а до недоліків – необхідність використання висококонцентрованих агресивних лужних розчинів, значну кількість обігової луги, необхідність швидкого виділення автоклавного шламу та високі вимоги до реакційної апаратури (агресивне лужне середовище і високі температури) [8].

Гідрогранатовий спосіб ґрунтується на формуванні гідрогранатів заліза складу $3CaO{\cdot}Fe_2O_3{\cdot}2SiO_2{\cdot}2H_2O$ під час вилуговування алюмінійвмістної сировини. Для цього необхідно у пульпі забезпечити молярне співвідношення $3CaO : Fe_2O_3 = 3 : 1$, а спів-відношення $3CaO : SiO_2 = 1 : 2$. Вилуговування потребує використання обігових лужних розчинів з каустичним модулем $\alpha_к > 15$. З підвищенням значень $\alpha_к$ алюмінатних розчинів частка SiO_2, яка міститься у складі гідрогранатів заліза, зростає та відповідно зменшується частка SiO_2 у складі $3CaO{\cdot}Al_2O_3{\cdot}xSiO_2{\cdot}(6\text{-}2x)H_2O$. Для вилуговування застосовують лужні розчини концентрацією від 200 до 400 г/дм^3 Na_2O за температури 240...300 ºС. З підвищенням температури ефективність вилуговування зростає.

Переваги способу: відсутність енерговитратного переділу спікання та можливість переробки силікатної сировини, у тому числі червоних шламів. До недоліків можна віднести необхідність введення значної кількості вапна та використання високомодульних лужних розчинів [18].

Потенційні внутрішні ресурси алюмінієвої сировини України (залізисті боксити Високопільського родовища у Дніпропетровській області, нефелінові руди Приазов'я, закарпатські алуніти, каоліни та ін.), згідно попереднім техніко-економічним розрахункам, не є конкурентоспроможними порівняно з імпортною сировиною та не можуть бути рентабельно переробленими на вітчизняних підприємствах методом спікання, що пов'язано зі значними енергетичними витратами [13]. Ще більша частка енергетичних витрат є притаманною для варіантів переробки нефелінової сировини. Зокрема, коли сумарні витрати на паливо, пару та електроенергію у способі Байєра прийняти за 1,0, то витрати у способі Байєр-спікання - паралельний варіант - становлять 1,82; у способі Байєр-спікання - послідовний варіант – 2,52; у способі спікання – 4,15; переробка нефелінового концентрату – 5,14; нефелінової руди – 5,64.

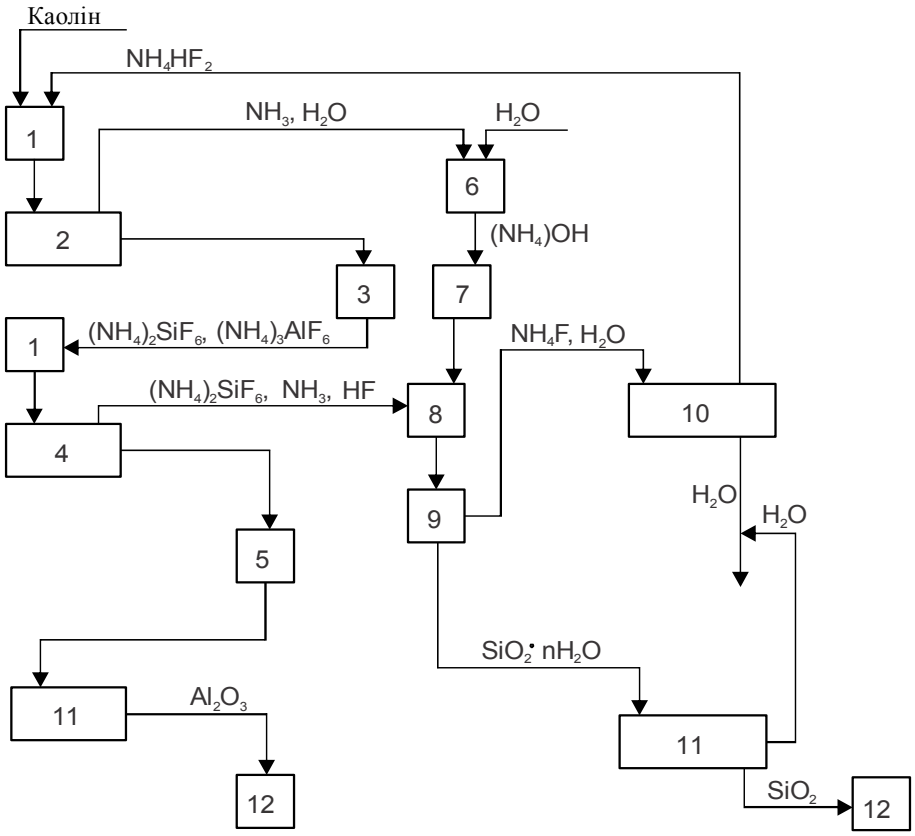
Повертаючись до бокситів України, слід згадати, що боксити Високопільського родовища піддавали електроплавленню на феросиліцій або чавун і глиноземисті шлаки різного складу, з яких тим або іншим способом витягали глинозем. Залишок (шлам) є доброю сировиною для виробництва цементу [19]. Проте зазначена технологія поки не може ефективно конкурувати із переробкою високоякісних імпортних бокситів на заводах України через високу вартість електроенергії.

Значний інтерес для переробки алюмосилікатних руд України має фторидна технологія, яка є універсальним методом переробки оксидних руд і відходів. Суть методу полягає у первинній взаємодії фториду (NH_4F) чи біфториду амонію (NH_4HF_2) з компонентами руди.

Біфторид амонію є білим порошком (безбарвні кристали), що не має запаху та за нормальних умов не представляє істотної екологічної небезпеки. За температури вище 126 °С за хімічною активністю дана сполука перевершує газоподібний фтор. Під час нагрівання, вже за температури 130…200 °С, відбувається його взаємодія практично з усіма компонентами, що становлять гірську породу. Як результат взаємодії можуть утворюватися фторметалати амонію, гідрофториди або відбуватися реакції фторування. Фторметалати та фториди, які утворюються як результат взаємодії з NH_4HF_2, мають різні фізико-хімічні властивості, що дозволяє підібрати режими їх розподілу та власне спростити відділення SiO_2.

Наприклад, в результаті фторування (спікання) будь-яких алюмосилікатів з NH_4F або NH_4HF_2 за температури 200 °С протягом однієї години створюються $(NH_4)_2SiF_6$ і $(NH_4)_3AlF_6$. Міра перетворення перевищує 90 %. Якщо одержану суміш нагрівати до температури 350…400 °С, то $(NH_4)_2SiF_6$ легко сублімується й відділяється від нелеткого осаду $(NH_4)_3AlF_6$ та інших важколетючих фторидів і їх сполук, які утворюються, та знаходилися у початковій сировині. Легколетючий $(NH_4)_2SiF_6$ уловлюється й обробляється NH_4OH з одержанням гелю SiO_2 та розчину NH_4F. Фторид амонію повертається на початок процесу.

Згідно до схеми переробки способом фторидної металургії (рис. 1) каолінові концентрати з фторуючим реагентом через завантажувальний бункер 1 поступають до реактора 2, де відбувається їх термічна обробка за температури 170…200 °С.



1 - *завантажувальний бункер;* 2 - *термічний реактор для спікання* (*ТРС*)*;* 3 - *бункер прийому порошкоподібного спека;* 4 – *термічний реактор, що обертається* (*ТОР*)*;* 5 - *бункер прийому глинозему або фториду алюмінію;* 6 - *установка для регенерації аміачної води;* 7 - *бак зберігання* NH_4OH*;* 8 - *апарат абсорбції;* 9 - *вакуумний нутч-фільтр;* 10 – *випаровувач-кристалізатор;* 11 - *електропечі для кальцинації* Al_2O_3 *і прожарення аморфного* SiO_2*;* 12 - *бункер прийому* Al_2O_3 *чи аморфного* SiO_2

Рисунок 1 – *Апаратурно-технологічна схема переробки каолінових концентратів способом фторидної металургії*

Порошкоподібний спік, який утворився, завантажують у бункер 3, звідки за допомогою шнекового живильника подають до робочої зони реактора 4, де за дією температури (300…550 °С) відбувається хімічна реакція з утворенням летючого гексафторсилікату амонію [$(NH_4)_2SiF_6$] та нелетючого осаду – глинозему. Глинозем через вивантажну голівку, поступає до бункера 5. Після заповнення бункера глинозем очищають від домішкових компонентів і направляють на подальшу кальцинацію 11 за температури вище 1000 °С.

Пара води та газоподібний аміак, які виділяються, поступають до установки регенерації аміачної води 6, що з бака зберігання 7 прямує на стадію гідролізації 8 $(NH_4)_2SiF_6$.

За даними рентгенофазового аналізу, очищений продукт, що витягнуто з реактора 4, є білим кристалічним порошком, який складається з α- та γ-модифікацій глинозему, і за даними хімічного аналізу, містить 99 % Al_2O_3. Відсоток витягання глинозему дорівнює 98,7 %.

Одержаний глинозем відповідає маркам Г0 и Г1, під час електролітичного відновлення з нього витягають первинний технічний алюміній марок А5-А85. Вироблюваний глинозем також можна застосовувати для одержання спеціальних видів кераміки й електрокераміки.

Суміш газів, що виділяється з реактора 4, через трубу відведення, поступає у апарат абсорбції 8, де відбувається утворення гелю аморфного кремнезему під час взаємодії осадженого гексафторсилікату амонію з аміачною водою. Пульпа, яку одержано в результаті реакції, прямує з куба абсорбційної колони на розподіл твердої та рідкої фази у вакуумному нутч-фільтрі 9, де відділяється твердий осад аморфного кремнезему, а розчин фториду амонію (NH_4F) профільтровується до нижньої частини фільтру та поступає на регенерацію у випаровувач-кристалізатор 10.

Після термічної обробки одержують леткий продукт (гексафторсилікат амонію) високої хімічної чистоти, що має значні бактерицидні та вогнетривкі властивості, якого широко застосовують у меблевій промисловості, під час фторування питної води, для одержання аморфного кремнезему та інших цілей.

В результаті прожарення в електропечі 12 утворюється нанодисперсний аморфний кремнезем високої хімічної чистоти, який широко використовують як наповнювач під час виробництва гуми, текстилю, паперу, виготовлення косметичної продукції та лікарських засобів, як основа під час виробництва оптоволоконного кабелю телекомунікації та в інших галузях промисловості. З високочистого аморфного кремнезему із застосуванням хімічно чистих відновників витягають напівпровідниковий кремній.

За термічної обробки каолінів у відновних або інертних умовах в нелеткому залишку створюється фторид алюмінію (AlF_3), що використовують як компонент електролітичного розплаву для одержання кріоліту, флюсів, емалей та інших цілей.

Вживані додаткові компоненти (NH_4HF_2, NH_4OH) легко відновлюються з відсутністю твердих, рідких і газоподібних відходів, що забезпечує їх багатократне використання у замкнутих технологічних процесах і гарантує повну екологічну безпеку довкілля.

Дослідженням фторидної технології активно займається ряд організацій Ро-

сійської Федерації, зокрема частина наукових центрів ДСВ РАН, Томський політехнічний університет, Кольський науковий центр РАН.

В Україні у Запорізькій державній інженерній академії було проведено дослідження фторування каолініту Пологівського родовища (Запорізька обл.) з одержанням нанокристалічного діоксину кремнію (біла сажа) та глинозему [20,21]. Показано, що фторидна технологія дозволяє одержувати готові продукти із вмістом не менше ніж 95 % корисного компонента досить низької собівартості та забезпечує комплексне безвідходне використання сировини.

Висновки.

1. Розглянуто переваги та недоліки існуючиїх способів переробки алюмінійвмісної сировини на глинозем.

2. Для комплексної переробки низькоякісної алюмінієвої сировини запропоновано фторидний спосіб, який значно вигіднішій ніж спікальні та навіть може конкурувати з витяганням глинозему із високоякісних бокситових руд способом Байєра.

3. Фторидний спосіб можна застосовувати для витягання глинозему з низькоякісних висококремнієвих бокситів, концентратів з андалузит-кіаніт-силіманітових сланців і з різної алюмосилікатної породи та техногенних відходів, а також для переробки поліметалічних руд.

ПЕРЕЛІК ЛІТЕРАТУРИ

1. Алюминиевое сырье Украины и пути его использования [Текст] : монография / А. И. Иванов, В. П. Иващенко, А. А. Полещук, Л. П. Иванова. – Днепропетровск. : РИА «Днепр-VAL», 2003. – 105 с. : Библиогр. : с. 86-103. – ISBN 966-7616-52-5.
2. *Сапожников, Д. Г.* Бокситы Украины. Закономерности размещения бокситовых месторождений СССР [Текст] / Д. Г. Сапожников, А. П. Никитина. – М. : Наука, 1978. – 256 с. – Библиогр. : с. 254-255.
3. *Егоров*, *Н. А*. Рудные ресурсы Украины [Текст] / Н.А. Егоров, А.А. Ковшуля, В.И. Печковский. – Киев : Наукова думка,1964. – 190 с. – Библиогр. : с. 178-189.
4. *Абрамов*, *В. Я*. Комплексная переработка нефелино-апатитового сырья [Текст] / В. Я. Абрамов, А. И. Алексеев, Х.А. Бадальянц. – М. : Металлургия, 1990. – 392 с. – Библиогр. : с. 382-392. – ISBN 5-229-00824-5.
5. *Махрачев*, *А. Я*. Комплексное использование нефелинов УССР [Текст] / А. Я. Махрачев // Металлургическая и горнорудная промышленность. – 1965. – № 5 (35). – С. 60-62.
6. *Царовский, Н. Д*. Нефелиновые породы западного склона Украинского щита [Текст] / Н. Д. Царовский, Брацлавский П. Ф. // Доклады АН УССР. – 1978. – Серия Б. – № 3. – С. 227-229.
7. *Царовский, Н. Д*. Нефелиновые породы Верхнего Побужья [Текст] / Н. Д. Царовский, П. Ф. Брацлавский // Доклады АН СССР. – 1980. – Т. 225, № 2. – С. 424-427.
8. *Сажин*, *В. С*. Новые гидрохимические способы комплексной переработки алюмосиликатов и высококремнистых бокситов [Текст] / В. С. Сажин. – М. : Металлургия. 1988. – 213 с. – Библиогр. : с. 210-212.
9. *Аграновский*, *А. А*. Алуниты - комплексное сырье алюминиевой промышленности [Текст] / А. А. Аграновский, Л. А. Ключанов, Г. З. Насыров. – М. : Металлургия, 1989. – 146 с. Библиогр. : с. 143-145. – ISBN 5-229-00317-0.
10. Состояние и пути развития минерально-сырьевой базы Украины [Текст] / *П. Н. Сторчак*, Л. С. Галецкий, Ю. Н. Теодорович и др. // Геологический журнал. – 1982. – № 6. – С. 6-7.
11. Производство глинозема [Текст] : учеб. пособие / *А. И. Лайнер*, Н. И. Еремин, Ю. А. Лайнер, И. З. Певзнер. – 2-е изд., перераб. и доп. – М. : Металлургия, 1978. – 344 с. – Библиогр. : с. 331-344.

12. *Еремин*, *Н. И.* Процессы и аппараты глиноземного производства [Текст] : учебник / Н. И. Еремин, А. Н. Наумчик, В. Г. Казаков ; под. ред. Н. И. Еремина. – М. : Металлургия, 1980. – 360 с. – Библиогр. : с. 353-356.
13. *Киселев*, *И. М.* Производство глинозема и химических продуктов при совместном спекании мариуполитов и каолиновых концентратов [Текст] / И. М. Киселев // Цветная металлургия. – 1969. – № 16. – С. 19-25.
14. Совершенствование техники и технологии переработки бокситовых, нефелиновых и алунитовых руд с целью снижения энергетических затрат [Текст] / М. Н. Смирнов, В. Г. Черкашина, А. С. Смирнов, Н. С. Волкова // Научные труды ВАМИ. – Л. : ВАМИ, 1983. – С. 62-68.
15. *Иванов*, *А. И.* Технология производства глинозема [Текст] : монография / А. И. Иванов, Ю. П. Насекан, Л. П. Иванова. – Запорожье : ЗГИА, 2005. – 261 с. – Библиогр. : с. 255-298. – ISBN 966-7101-73-8.
16. *Лайнер*, *Ю. А.* Комплексная переработка алюминийсодержащего сырья кислотными способами [Текст] / Ю. А. Лайнер. – М. : Наука, 1982. – 208 с. – Библиогр. : с. 194-206.
17. *Лабутин*, *Г. В.* Алуниты [Текст] / Г. В. Лабутин. – М. : Металлургия, 1965. – 99 с. – Библиогр. : с. 96-98.
18. Гидрогранатовая технология переработки бокситового сырья как современная альтернатива способу Байер-спекание / *В. В. Медведев*, С. Н. Ахмедов, В. М. Сизяков и др. // Цветные металлы. – 2004. – № 11. – С. 58-61.
19. Использование бокситов Высокопольского месторождения в производстве глинозема [Текст] / *М. И. Гасик*, Л. В. Венцковский, В. С. Игнатьев, С. Е. Сулименко // Состояние, проблемы и направления развития производства цветных металлов в Украине : сб. научн. тр. – Запорожье : РИО ЗГИА, 1997. – С. 36-37.
20. Перспективы использования фторидной технологии для переработки небокситового сырья [Текст] / *Ю. П. Насекан*, В. П. Коляда, Е. В. Мезенцева, Д. А. Листопад // Металургія : наукові праці Запорізької державної інженерної академії. – Запоріжжя : РВВ ЗДІА, 2010. – Вип. 22. – С. 31-39.
21. О гидрохимическом вскрытии кремнезема из каолина фторидным методом [Текст] / *Ю. П. Насекан*, И. Ф. Червоный, В. П. Коляда, Е. В. Мезенцева // Металургія : наукові праці Запорізької державної інженерної академії. – Запоріжжя : РВВ ЗДІА, 2010. – Вип. 23. – С. 30-36.

Стаття надійшла до редакції 28.12.2013 р.
Рецензент, проф. Г. О. Колобов

Текст даної статті знаходиться на сайті ЗДІА в розділі Наука
http://www.zgia.zp.ua