

В.С. БІЛЕЦЬКИЙ, д-р техн. наук

(Україна, Полтава, Державний ВНЗ "Полтавський національний технічний університет"),

П.В. СЕРГЄВ, д-р техн. наук

(Україна, Донецьк, Донецький національний технічний університет),

К.Л. ШПИЛЬОВИЙ,

(Україна, ТОВ "Азов-Мінералтехніка")

МАТЕМАТИЧНЕ МОДЕЛЮВАННЯ ПРОЦЕСУ ПОПЕРЕДНЬОГО ЗБАГАЧЕННЯ РІДКІСНОМЕТАЛІЧНОЇ РУДИ У ВІДЦЕНТРОВОМУ КОНЦЕНТРАТОРІ

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями. Загальна тенденція залучення до переробки бідної рідкіснометалічної сировини та зменшення розмірів вкрапленості цінних компонентів в ній вимагає вирішення проблеми переробки тонковкраплених руд та відвальних продуктів збагачення, накопичених за тривалий період роботи збагачувальних фабрик.

Державною програмою розвитку кольорової металургії України на період до 2020 року передбачено створення вітчизняної сировинної бази рідкіснометалевої галузі за рахунок першочергового освоєння Мазурівського родовища цирконій-тантало-ніобієвих руд (маріуполітів), які є важкозбагачуваними.

Незважаючи на загальний розвиток технології переробки руд до цього часу відсутні ефективні методи вилучення корисних компонентів з тонко вкрапленої сировини, що призводить до великих втрат мінералів зі шламами. Такий стан технології збагачення руд особливо характерний для рідкіснометалічних руд – ніобієвих, танталових та деяких інших, – мінеральні втрати яких при переробці сягають 50 %, що призводить до неефективного використання родовищ та зниження техніко-економічних показників їх розробки [1].

Зусилля вітчизняних та зарубіжних дослідників направлені на пошук та розвиток напрямків інтенсифікації процесів збагачення тонковкраплених руд, як в області вдосконалення існуючих методів – гравітаційного, флотації, магнітних та інших, – так і виявленню принципово нових підходів і методів переробки сировини, застосування нової, більш прогресивної техніки і технології. Одним з таких напрямків, який знайшов широке використання у збагаченні золотовмісної сировини, є концентрація мінеральних частинок у відцентрових полях [2]. Процес розділення мінералів в таких рудах досліджувався в багатьох роботах [3-5].

Проте цінні мінерали рідкіснометалічних руд (пірохлор, циркон) відрізняються значно меншою густиною в порівнянні із золотовмісними рудами, та близькою до густини породоутворюючих мінералів. Процес сепарації у відцентровому концентраторі в цьому випадку відбувається зовсім в інших умовах. Науковою та практичною проблемою є вивчення цих умов та управління ними, що дозволить визначити раціональні режими процесу сепарації у відцентрових полях, та оптимізувати технічні параметри концентраторів.

Аналіз досліджень і публікацій. Проблема оптимізації режиму розділення мінеральних часток у відцентровому полі відносно золотовмісної сировини розглядалася та в значній мірі вирішена [6, 7]. Разом з тим, сучасний рівень вивченості механізму такої концентрації [8] 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, дозволяли визначити раціональні технологічні режими процесу, що забезпечують високу ефективність збагачення. В дисертаційній роботі [9] досліджувався процес збагачення тантал-ніобієвих руд одного з російських родовищ на основі відцентрової сепарації. Вивчався вплив окремих технологічних факторів на ефективність вилучення рідкісних металів у важку фракцію. Обробка експериментальних даних дозволила підібрати відповідні математичні залежності. Недоліком є те, що вивчався вплив окремих факторів при фіксованих середніх значеннях інших технологічних факторів, а не комплексний їх вплив на ефективність збагачення.

Попереднє збагачення руд рідкісних металів Мазурівського родовища здійснювати у відцентровому сепараторі вперше запропоновано ще в [10]. В роботах [11, 12] нами досліджувався процес збагачення цих руд у лабораторному сепараторі КНЕЛЬСОН.

Але невирішеним на сьогодні залишається вивчення умов і визначення раціональних режимів розділення мінеральних зерен рідкіснометалічних руд Мазурівського родовища у відцентровому полі за спільного та одночасного впливу основних параметрів процесу на ступінь вилучення важкої фракції.

Постановка задачі. Метою даної роботи є дослідження впливу основних параметрів процесу сепарації рідкіснометалічної руди Мазурівського родовища на ступінь вилучення цінних компонентів у відцентровому полі, виявлення основних закономірностей, та побудова математичної моделі у вигляді рівняння регресії, придатної для визначення оптимальних режимів процесу. Стаття є продовженням комплексного дослідження сепарації мінеральних зерен рідкіснометалічних руд у відцентровому полі, започаткованого авторами в роботі [11].

Виклад основного матеріалу дослідження. Завдання вирішували методом активного експерименту на дослідній установці ІМР (м. Сімферополь). Дослідження проводили за відомою методикою [9] в безнапірному сепараторі СЦ-400.

Внутрішній конус (чаша) сепаратора діаметром 400 мм перфорований і виготовлений із зносостійкого поліуретану. На внутрішній поверхні чаші зроблені рифлі (ринвочки). Сепаратор розрахований на широкий діапазон крупності мінеральних зерен і їх густини. Продуктивність по твердому – до 1600 кг/год. Густина – до 30% твердого (за масою). Витрати води на розпушення важкої фракції у рифлях – 200-400 л/хв. Матеріал у вигляді пульпи із змішувача поступає в чашу сепаратора через центральну трубку. Вертикальні (знизу доверху) потоки пульпи створюються за допомогою води, яка подається для розрідження шару ущільненого осаду в рифлях чаші. Вода в чашу потрапляє через отвори (перфо-

Спеціальні та комбіновані методи

рацію) в її стінках. Важка фракція накопичується в рифлях за рахунок відцентрової сили. Вивантаження важкої фракції з апарата відбувається періодично при зупинці шляхом зняття чаші та її промивання. Тривалість безперервної роботи сепаратора – 40 хвилин, – визначалася попередніми дослідженнями. Легка фракція розвантажується через верхній зріз чаші в зливний приймач. Витрати води контролювали опосередковано за величиною тиску води, та змінювали для регулювання режимів збагачення. Частоту обертання чаші змінювали за допомогою частотного перетворювача. Перед включенням ротора чаша заповнювалася водою.

Об'єктом дослідження були штучні пульпи, які готували з мінеральної сировини техногенного родовища – "хвостів" колишньої збагачувальної фабрики, що переробляла руду Мазурівського родовища. Мінеральний склад, фізичні та хімічні характеристики руди наведено в табл. 1.

Таблиця 1

Характеристики рідкіснометалічних руд

Мінерал	K ₂ O	Na ₂ O	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	ZrO ₂	Nb ₂ O ₅	TiO ₂	Густина, г/см ³	Масова частка, %
Мікроклін-пертіт	12,88	1,8	65	0	18,6	0	0	0	2,55-2,58	38,00
Альбіт	0	10	69	0	19,4	0	0	0	2,60-2,62	31,20
Нефелін	3,62	4	42	0	35	0	0	0	2,60-2,62	19,50
Лепідомелан	7	0	32,1	25,1	13	0	0	0	2,70-2,90	4,80
Егірін	0	7	51,2	22,6	0	0	0	0	3,3-3,4	4,20
Циркон	0	0	32,1	0	0	65	0	0	4,6-4,8	0,38
Пірохлор	0	13,96	0	0	0	0	60	0	3,8-5,2	0,13
Гідроксиди Fe	0	0	0	74,77	0	0	0	0	4,0	1,00
Глинисті (шлам)	0	0	51	15	34	0	0	0	–	4,00
Інші (ільменіт)	0	0	0	52,63	0	0	0	47,37	–	0,63
Усього по хвостах	5,87	4,65	59,70	4,00	20,60	0,23	0,09	0,30	–	100

При плануванні експерименту на основі апріорної інформації та попередніх досліджень [11-14] за незалежні фактори приймали: концентрація твердої фази у пульпі C , витрати розріджувальної води Q_e на розпушення постілі у рифлях чаші, витрати пульпи Q_n , частота обертання n , крупність зерен d (вміст класу – 0,071 мм).

В якості цільової функції (E , %) прийнято ступінь вилучення пірохлору.

Експеримент поставлено за програмою центрального композиційного ротатбельного плану другого порядку Бокса-Хантера [15]. Ядро плану представлено напівреплікою 2^{5-1} ($1=X_1X_2X_3X_4X_5$). Реалізовані 16 дослідів на основних рівнях доповнені ще 10 дослідями в зіркових точках (величина зіркового плеча в цьому випадку дорівнює 2) та шістьма дослідями в центрі плану.

Основні рівні, інтервали варіювання факторів та межі області дослідження вибрані за результатами попередніх експериментів і на основі апріорної інформації (табл. 2).

Спеціальні та комбіновані методи

Таблиця 2

Основні рівні, інтервали варіювання факторів
та межі області дослідження

Фактор	Позначення	Код	Одиниця виміру	Інтервал зміни	Основні рівні				
					+2	+1	0	-1	-2
Концентрація твердої фази в пульпі	C	X_1	%, мас.	5,00	30,0	25,0	20,0	15,0	10,0
Витрати розріджувальної води	Q_v	X_2	л/хв	50	400	350	300	250	200
Витрати пульпи	Q_n	X_3	м ³ /год	1000	6000	5000	4000	3000	2000
Частота обертання	n	X_4	об ⁻¹	50	500	450	400	350	300
Крупність зерен (вміст класу -0,071мм)	d	X_5	%	20	100	80	60	40	20

Область зміни незалежних факторів відповідає діапазону змін технічних параметрів відцентрового сепаратора.

В табл. 3 наведена матриця планування та результати її реалізації.

Функція відгуків апроксимована поліномом другого порядку виду:

$$Y = b_0 + \sum_{1 \leq i \leq k} b_i X_i + \sum_{1 \leq i, l \leq k} b_{il} X_i X_l + \sum_{1 \leq i \leq k} b_{ii} X_i^2,$$

де k – число незалежних змінних.

Обробка результатів експерименту та аналіз регресійної моделі здійснено за допомогою модуля „Планування експерименту” статистичної програми Statgraphics 5.0 Plus.

Рівняння регресії з урахуванням значущості коефіцієнтів отримало вигляд:

$$E = 85,43 + 2,473X_1 + 0,823X_2 + 0,875X_3 - 1,68X_4 - 1,43X_5 - 11,238X_1^2 + 1,28X_1X_2 + 1,31X_1X_3 - 0,669X_1X_5 - 9,525X_2^2 + 1,11X_2X_3 - 6,85X_3^2 - 1,548X_3X_4 - 2,174X_3X_5 - 10,613X_4^2 + 2,277X_4X_5 - 1,525X_5^2. \quad (1)$$

Таблиця 3

Матриця планування і результати її реалізації

№ досліду	X_1	X_2	X_3	X_4	X_5	$E_{\text{екс.}}$	$E_{\text{розрах.}}$
1	2	3	4	5	6	7	8
1	+1	+1	+1	+1	+1	44,21	44,547
2	-1	+1	+1	+1	-1	46,62	46,627
3	+1	-1	+1	+1	-1	43,76	43,742
4	-1	-1	+1	+1	+1	44,24	44,8061
5	+1	+1	-1	+1	-1	50,20	49,7803
6	-1	+1	-1	+1	+1	43,80	43,9645

Спеціальні та комбіновані методи

Продовження табл. 3

1	2	3	4	5	6	7	8
7	+1	-1	-1	+1	+1	41,12	41,2595
8	-1	-1	-1	+1	-1	64,29	64,0995
9	+1	+1	+1	-1	-1	40,95	41,3095
10	-1	+1	+1	-1	+1	46,92	47,8636
11	+1	-1	+1	-1	+1	44,03	44,9486
12	-1	-1	+1	-1	-1	43,96	44,5486
13	+1	+1	-1	-1	+1	38,48	38,997
14	-1	+1	-1	-1	-1	45,53	45,717
15	+1	-1	-1	-1	-1	40,86	41,022
16	-1	-1	-1	-1	+1	46,80	47,5461
17	-2	0	0	0	0	35,90	35,5281
18	+2	0	0	0	0	46,30	45,4198
19	0	-2	0	0	0	46,10	45,6781
20	0	+2	0	0	0	49,80	48,9698
21	0	0	-2	0	0	57,50	56,2748
22	0	0	+2	0	0	59,80	59,7731
23	0	0	0	-2	0	46,00	46,3331
24	0	0	0	+2	0	41,20	39,6148
25	0	0	0	0	-2	81,90	82,1881
26	0	0	0	0	+2	78,00	76,4598
27	0	0	0	0	0	85,00	85,4253
28	0	0	0	0	0	84,40	85,4253
29	0	0	0	0	0	84,60	85,4253
30	0	0	0	0	0	86,00	85,4253
31	0	0	0	0	0	85,60	85,4253
32	0	0	0	0	0	85,70	85,4253

Коефіцієнти моделі наведено у нормованому (кодованому) вигляді.

Адекватність одержаної регресійної моделі підтверджується великим значенням коефіцієнта детермінації R-квадрат, який склав 99,85%.

Значимість коефіцієнтів моделі визначалася за допомогою *P*-рівня і наведено на стандартизованому Парето-графіку (рис. 1). Вертикальна лінія на рис. 1 відповідає 95% статистичній значущості коефіцієнтів.

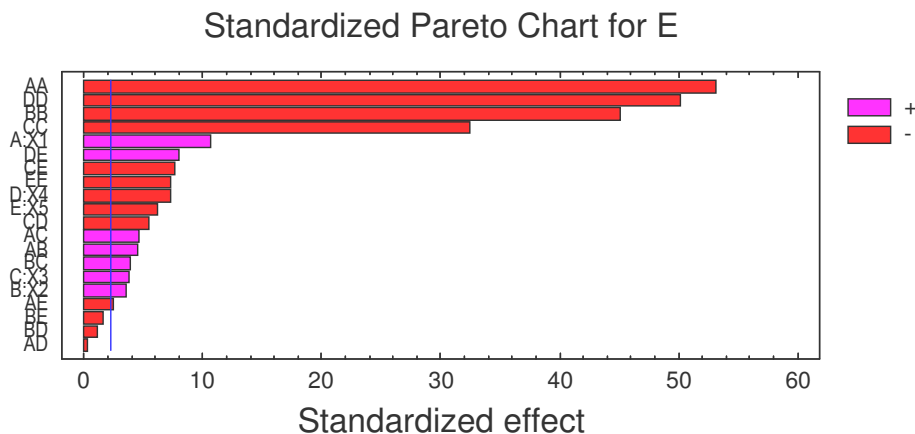


Рис. 1. Значимість коефіцієнтів моделі (1)

Спеціальні та комбіновані методи

Аналіз отриманої моделі показав, що залежність ступеню вилучення пірохлору від досліджуваних факторів у вибраному діапазоні їх зміни є екстремальною. Найвище вилучення – 86,5%, – досягається при наведених нижче значеннях факторів:

Factor	Low	High	Optimum
X_1	-2,0	2,0	0,153893
X_2	-2,0	2,0	0,0885945
X_3	-2,0	2,0	0,237942
X_4	-2,0	2,0	-0,186524
X_5	-2,0	2,0	-0,824019

На рис. 2-5 наведені найбільш характерні тривимірні перетини поверхні цільової функції та контурні криві цих поверхонь. Зупинимось на них докладніше.

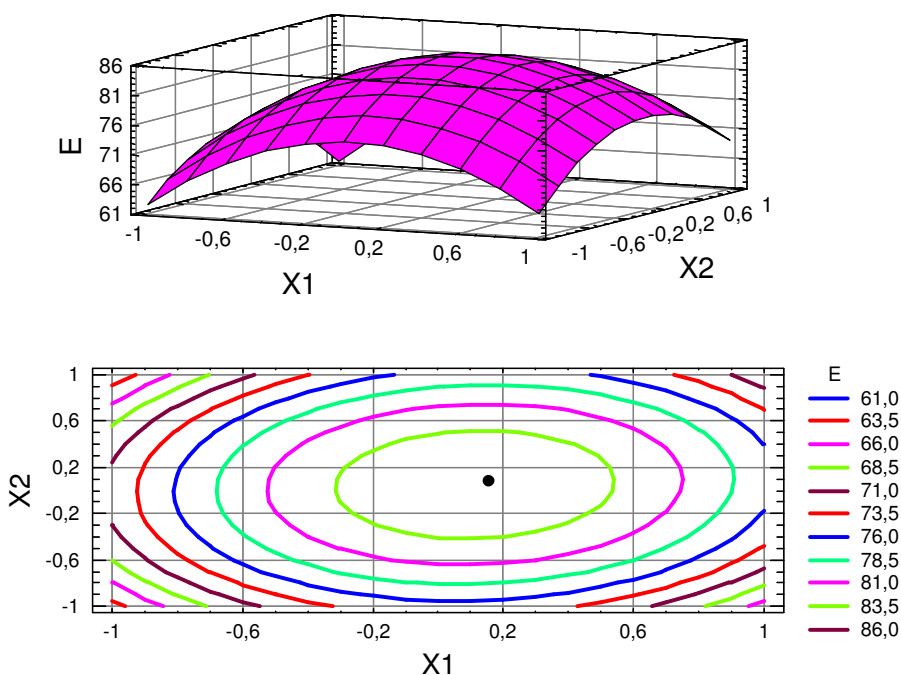


Рис. 2. Поверхня $E = f(X_1, X_2)$ та її контурні криві

Залежність $E = f(X_1, X_2)$ має екстремальний характер з 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 розрідження пульпи призводить до зростання гідравлічних потоків у апараті, зміни ламінарного потоку на турбулентний, та пов'язані з цим процеси виносу важких мінералів у хвости. Зростання концентрації твердого у вихідній пульпі в **Збагачення корисних копалин, 2014. – Вип. 58(99)-59(100)**

Спеціальні та комбіновані методи

свою чергу призводить до зростання в'язкості пульпи, зниження швидкості падіння мінеральних зерен в дисперсійному середовищі і, як наслідок, зниження ступеню вилучення цінних компонентів.

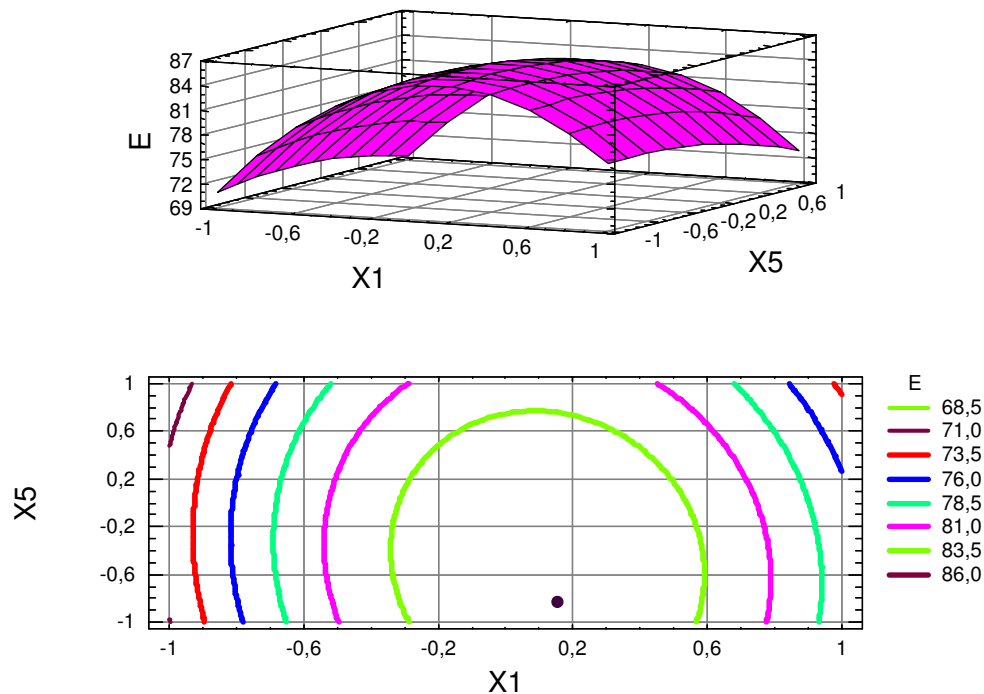


Рис. 3. Поверхня $E = f(X_1, X_5)$ та її контурні криві

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 вектора 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. При зменшенні витрат води зовнішній потік більше впливає на частинки і вони намагаються потрапити у постіль. Це призводить до швидкого стовщення та заповненню концентраційного шару не тільки важкими, а й легкими мінералами. Ефективність вилучення при цьому також знижується.

Наші експериментальні дослідження підтверджують теоретичні міркування авторів роботи [8] про можливість існування верхньої та нижньої межі, або оптимальних витрат води, що подається на розрідження середовища в рифлях чаші сепаратора.

Аналіз залежності $E = f(X_1, X_5)$ (рис. 3 а,б) показує, що у відцентрових сепараторах, як і в гідроциклонах, існує оптимальна область розрідження пульпи, яка залежить від крупності збагачуваного матеріалу.

На рис. 4 наведено тривимірні перетини поверхні цільової функції $E = f(X_3, X_5)$ та контурні криві цих поверхонь.

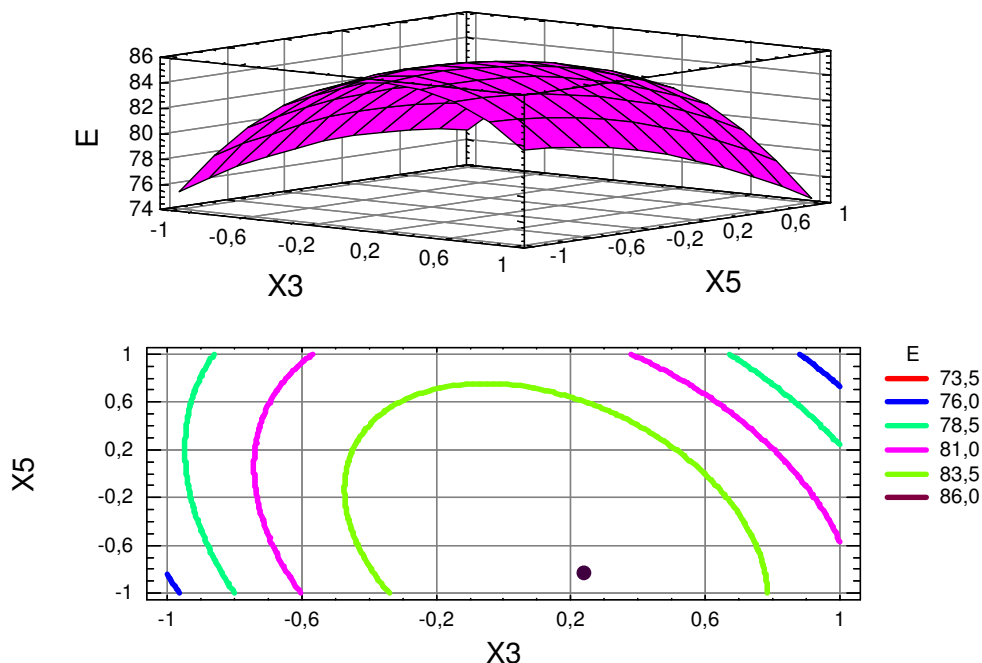


Рис. 4. Графік поверхні $E = f(X_3, X_5)$ та її контурні криві

В оптимальному режимі роботи апарата по пульпі течія в зонах накопичення концентрату є стійкою, ламінарною. При поступовому зростанні продуктивності сепаратора по пульпі (об'ємна продуктивність) відбувається утворення місцевих турбулентних вихорів з наступним руйнуванням структури потоку. Чим більше витрати вихідної пульпи перевищують оптимальний рівень, тим товщам є висхідний потік, тим сильнішим є утворення вихорів. Ефективність процесу сепарації при цьому різко падає.

Зростання продуктивності на 25-30% призводить до руйнування вільної поверхні висхідного потоку. Оскільки витрати пульпи (об'ємна продуктивність) в сепараторі мають оптимум, то відповідно з ним визначається і максимальна крупність збагачуваного матеріалу. Зростання крупності вимагає збільшення витрат води на транспортування матеріалу.

На рис. 5 проілюстровано вплив частоти обертання чаші сепаратора на ступінь вилучення пірохлору.

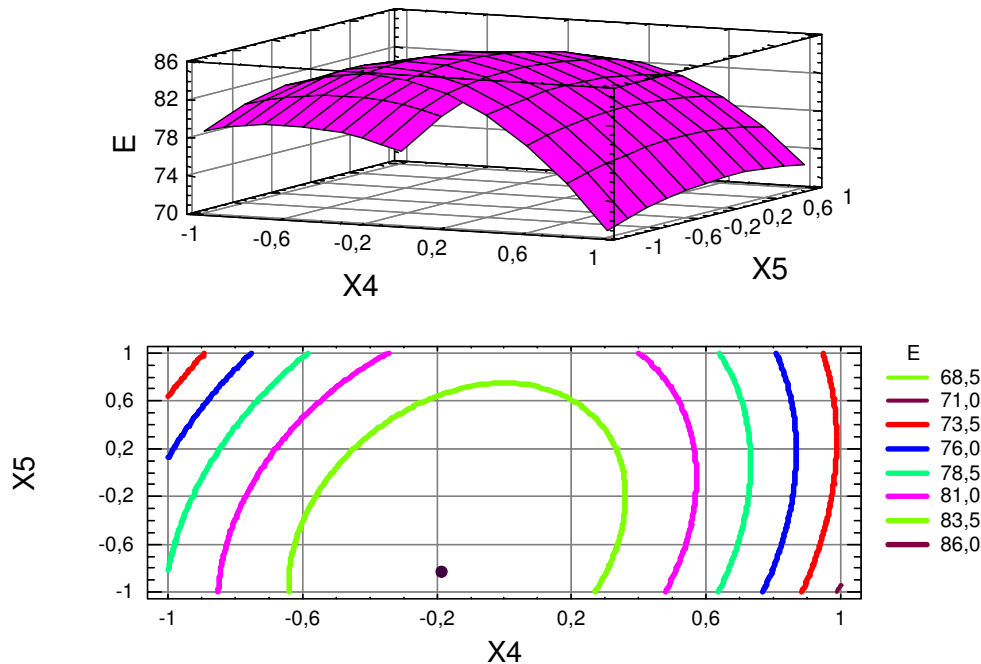


Рис. 5. Графік поверхні $E = f(X_4, X_5)$ та її контурні криві

Відцентрові сепаратори досить чутливі до відхилень частоти обертання чаші від оптимальної. Для нашого випадку відхилення частоти на 20-25 % призводить до зниження вилучення пірохлору на 18-20%.

Висновки і напрямки подальшої роботи. В результаті проведених досліджень розроблено регресійну математичну модель, яка адекватна процесу сепарації мінеральних зерен рідкіснометалічних руд Мазурівського родовища у відцентровому полі.

Встановлено, що залежність вилучення пірохлору у важку фракцію від основних технічних параметрів відцентрового безнапірного сепаратора носить екстремальний характер.

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 $Q_n - 4,24$ м³/год; частота обертання $n - 390$ об⁻¹; 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%). Це є ще одним свідченням адекватності одержаної регресійної моделі процесу, що досліджувався.

Таким чином, регресійна модель може бути застосована при розробці промислової технології збагачення та засобів управління безнапірним відцентровим сепаратором (концентратором).

В подальших дослідженнях необхідно перевірити і уточнити визначені значення режимних параметрів на промислових пульпах.

Список літератури

1. 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.: МГГУ, 2002. – 390 с.
2. Федотов К.В., Тютюнин В.В. Обогащение в центробежных концентраторах: монография. – Иркутск.: Изд-во Иркут. гос. техн. ун-та, 2008. – 115 с.
3. Богданович А.В. Разделение минеральных частиц в центробежных полях – обогатительные технологии будущего // Горный журнал. – 1997. – № 4. – С. 24-26.
4. Фалей Е.А. Исследование закономерностей и разработка технических решений турбулизационной центробежной сепарации минерального сырья: Дисс. ... канд. техн. наук. – Екатеринбург: Уральский ГГУ, 2014. – 175 с.
5. Koppalkar, S. Effect of Operating Variables in Knelson Concentrators: A Pilot-Scale Study. Ph.D Thesis / S. Koppalkar. – Mc Gill University, 2009. – Pp. 147.
6. Орлов Ю.А., Афонасенко С.И., Лазариди А.Н. Рациональное использование центробежных концентраторов при обогащении золоторудного сырья // Горный журнал. – 1997. – № 11. – С. 44-47.
7. Huang, L. Upgrading of Gold Gravity Concentrates a Study of the Knelson Concentrator. Ph.D Thesis / L. Huang. – Mc Gill University, 1999. – Pp. 319.
8. Федотов К.В., Романченко А.А. Механизм сепарации золотосодержащего минерального сырья в безнапорном сепараторе // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2003. – № 9. – С. 80-85.
9. Зяряный А.А. Повышение эффективности обогащения труднообогатимых тантал-ниобиевых руд на основе центробежной сепарации (на рудах месторождения "Липовый Лог"): Дисс. ... канд. техн. наук. – Чита: ЧГУ, 2004. – 160 с.
10. Спосіб попереднього збагачення бідних тонковкраплених рідкіснометалевих 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.
11. 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.
12. Білецький В.С., Шпильовий К.Л. Застосування відцентрового збагачення для вилучення рідкісних металів з відходів збагачення нефелінових сієнітів // Вісник Криворізького технічного університету: Зб. наук. пр. – 2007. – Вип. 17. – С. 62-65.
13. 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.
14. Романченко А.А. Моделирование процесса центробежной сепарации золотосодержащего сырья: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. – Иркутск: ИГУ, 2009. – 22 с.
15. Ахназарова С.Л., Кафаров В.В. Методы оптимизации эксперимента в химической технологии. 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Высш. шк., 1985. – 327 с.

© Білецький В.С., Сергєєв П.В., Шпильовий К.Л., 2014

*Надійшла до редколегії 17.09.2014 р.
Рекомендовано до публікації д.т.н. І.К. Младецьким*