

Sequential Leaching in Kalechoyeh Polymetallic Ore

Rouhollah Ghasemi¹, Sima Mohammadnejad² 

1. Mining Department, Faculty of Technology and Engineering, Tarbiat Modares University, Tehran, Iran. E-mail: rouhollah777@gmail.com.

2. Corresponding Author: Mining Department, Faculty of Technology and Engineering, Tarbiat Modares University, Tehran, Iran. E-mail: sima.mnejad@modares.ac.ir.

Article Info

Article type: research paper

Article history:

Received 2 December 2023

Received in revised form 18
May 2024

Accepted 9 July 2024

Published online 25 August
2024

Keywords:

Polymetallic ore
Sequential leaching
Lead leaching
Column leaching

ABSTRACT

Polymetallic deposits refer to deposits in which more than one metal has economic value. The decrease in cut-off grade and the increase in the value of metals has meant that some deposits, which were previously only economical to exploit one metal, are now classified as polymetal deposits. To extract the metals from this ore, a stepwise leaching process was used. Sulphuric acid was used to dissolve copper and zinc, chloride solution to dissolve lead and silver, and finally cyanide to dissolve gold and the remaining silver. To this end, preliminary experiments were carried out to investigate the effect of various operating parameters and then, using the optimal values obtained in the preliminary tests, the final tests were performed using the column leaching method. The amount of recovery of elements by column leaching method in dimensions smaller than 12.7 mm and in a period of 25 days for copper and zinc at pH equal to 1 is 73.2 and 70.5 % respectively, for lead and silver at pH equal to 1 and the NaCl concentration of 250 g/l was equal to 35.3 and 21.6 %, and for gold and silver at pH equal to 10.5 and the concentration of cyanide was 1 g/l equal to 23.2 and 7.2 %.

Cite this article: Ghasemi, Mohammadnejad (2024). Sequential Leaching in Kalechoyeh Polymetallic Ore, Journal of Separation Science and Engineering, 16 (1), 39-48. <http://doi.org/10.22103/JSSE.2024.4346>



© The Author(s).

Publisher: Shahid Bahonar University of Kerman

لیچینگ چند مرحله‌ای در کانسنگ پلی‌متال کالچویه

روح الله قاسمی^۱، سیما محمدنژاد^۲ ✉

۱. گروه فراوری مواد معدنی، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه تربیت مدرس، تهران، ایران. رایانامه: rouhollah777@gmail.com

۲. نویسنده مسئول، گروه فراوری مواد معدنی، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه تربیت مدرس، تهران، ایران. رایانامه: sima.mnejad@modares.ac.ir

اطلاعات مقاله

نوع مقاله: علمی پژوهشی

تاریخچه مقاله:

دریافت: ۱۴۰۲/۹/۲۱

دریافت پس از اصلاح: ۱۴۰۳/۲/۲۹

پذیرش نهایی: ۱۴۰۳/۴/۱۹

تاریخ انتشار: ۱۴۰۳/۶/۴

چکیده

ذخایر چندفلزی یا پلی‌متال به ذخایری اطلاق می‌شود که در آن‌ها بیش از یک فلز دارای ارزش اقتصادی است. کاهش عیار حد و افزایش ارزش فلزات منجر به آن شده است که برخی ذخایری که پیش از این تنها بهره‌برداری از یک فلز در آن‌ها اقتصادی بود، امروزه در زمره ذخایر پلی‌متال قرار گیرند. در کانسنگ چندفلزی کالچویه واقع در جنوب شهرستان نائین، استان اصفهان از روش لیچینگ چند مرحله‌ای با استفاده از اسید سولفوریک برای انحلال مس و روی، کلرید سدیم برای انحلال سرب و بخش قابل توجهی از نقره و بالاخره سیانور سدیم برای انحلال طلا و نقره باقیمانده استفاده شد. برای این منظور، ابتدا آزمایش‌های مقدماتی به روش همزنی جهت بررسی اثر پارامترهای عملیاتی مختلف انجام شد و سپس با استفاده از مقادیر بهینه به دست آمده در آزمایش‌های اولیه، آزمایش‌های نهایی به روش لیچینگ ستونی انجام شد. میزان بازیابی عناصر به روش لیچینگ ستونی در دانه‌بندی کوچکتر از ۱۲/۷ میلی‌متر و در مدت زمان ۲۵ روز برای مس و روی در pH برابر با ۱ به ترتیب ۷۳/۲ و ۷۰/۵ درصد، برای سرب و نقره در pH برابر با ۱ و غلظت نمک کلرید سدیم ۲۵۰ گرم بر لیتر برابر با ۳۵/۳ و ۲۱/۶ درصد و برای طلا و نقره در pH برابر با ۱۰/۵ و غلظت سیانور ۱ گرم بر لیتر برابر با ۲۳/۲ و ۷/۲ درصد به دست آمد. نتایج این مطالعات نشان می‌دهد روش هیپ لیچینگ مرحله‌ای می‌تواند آینده‌ای نویدبخش داشته و به عنوان روشی کارآمد در کانسنگهای چندفلزی مورد استفاده قرار گیرد.

کلمات کلیدی:

کانسنگ پلی‌متال

لیچینگ چند مرحله‌ای

هیپ لیچینگ

مس

سرب

روی

استناد: قاسمی و محمدنژاد (۱۴۰۳). لیچینگ چند مرحله‌ای در کانسنگ پلی‌متال کالچویه، نشریه علوم و مهندسی جداسازی، (۱) ۱۶، ۳۹-۴۸.

<http://doi.org/10.22103/JSSE.2024.4346>



© نویسندگان.

ناشر: دانشگاه شهید باهنر کرمان

۱- مقدمه

ذخایر چندفلزی یا پلی‌متال به کانسنگ‌هایی اطلاق می‌شود که در آنها بیش از یک فلز دارای ارزش اقتصادی است. ذخایر پلی‌متال منابع قابل توجهی از مس، سرب، روی، طلا، نقره و منگنز را در بر دارند. کاهش عیار حد و افزایش ارزش فلزات منجر به آن شده است که برخی ذخایری که پیش‌ازین تنها بهره‌برداری از یک فلز در آنها اقتصادی بود امروزه در زمره ذخایر چندفلزی قرار گیرند. این موضوع اهمیت بررسی دقیق‌تر ذخایر چندفلزی و روش‌های فرآوری آنها را در چند دهه اخیر دوچندان کرده است [۱-۳].

لیچینگ کانسنگ‌های مس اکسیدی در حال حاضر در محیط‌های اسیدسولفوریک انجام می‌شود. با این حال، لیچینگ با اسید سولفوریک قادر به بازیابی طلا و نقره و برخی فلزات همراه موجود در برخی از کانسنگ‌های معدنی نبوده و در نتیجه نمیتوان از مزایای اقتصادی آنها به عنوان عناصر همراه بهره‌مند شد. در روش لیچینگ مرحله‌ای، از عوامل لیچینگ مختلف به تناوب برای بازیابی عناصر مختلف استفاده شده و به عنوان ابزاری کارآمد برای دستیابی به بازیابی مطلوب در مواد معدنی با تنوع کانی‌شناسی پیچیده مس، طلا و سایر عناصر ارزشمند مطرح می‌باشد [۴، ۵].

مطالعات بسیار محدودی در زمینه لیچینگ مرحله‌ای کانسنگ‌های چندفلزی عمدتاً در مقیاس آزمایشگاهی و به ندرت پایلوت یا صنعتی انجام شده است. لیچینگ مرحله‌ای در برخی موارد به عنوان روش پیش‌فرآوری در کانسنگ‌های حاوی عناصر مزاحم مورد استفاده قرار گرفته است. مجتبی صبا و همکاران در سال ۲۰۱۱ [۶]، به مطالعه بررسی بهینه‌سازی انحلال هم‌زمان طلا و نقره از سنگ معدن طلای مقاوم از طریق پیش‌فرآوری به روش لیچینگ اسیدی پرداختند. پیش‌فرآوری با معرف‌های اسیدسولفوریک و کلرید آهن، بازیابی انحلال طلا را از ۵۴/۷ درصد در فرایند بدون آماده‌سازی به ۸۲ درصد و نقره را از ۳۷/۴ درصد به ۸۱/۶ درصد افزایش داد [۶].

یازیکی و همکاران در سال ۲۰۱۵ [۷]، از لیچینگ اسیدسولفوریک برای حذف مس به عنوان یک روش پیش‌فرآوری قبل از لیچینگ سیانیدی طلا در یک کانسنگ طلای حاوی سولفیدهای مس استفاده کردند. کانی‌های مس موجود در سنگ معدن طلا برای لیچینگ سیانیدی مشکل‌ساز هستند و با افزایش مصرف سیانید بر استخراج طلا تأثیر منفی می‌گذارند. پیش‌فرآوری انجام‌شده به‌طور قابل توجهی استخراج

طلا را در مرحله لیچینگ سیانیدی با افزایش بازیابی (حدود ۹۷ تا ۹۸ درصد) بهبود بخشید و باعث کاهش در مصرف سیانید پس از پیش‌فرآوری در مقایسه با سیانوراسیون مستقیم شد. میزان بازیابی نقره نیز پس از پیش‌فرآوری به‌طور قابل توجهی بهبود یافت [۷].

آنتونیو کلارته پریرا و همکاران در سال ۲۰۱۷ [۸]، اقدام به لیچینگ مرحله‌ای کانسنگ مس - طلا کرده‌اند. در مرحله اول فرآوری، لیچینگ اسید سولفوریک مس در دامنه ابعادی ۱ میلی‌متر با pH زیر ۱ صورت پذیرفت. پس از گذشت زمان لیچینگ، باطله فیلتر و خشک شد و سپس لیچینگ سیانیدی صورت گرفت. با توجه به مطالعات انجام شده طلای موجود در این نمونه‌ها بعد از پیش‌فرآوری با اسیدسولفوریک آزادشده و تماس آنها با سیانید بیشتر شده و همچنین نتایج نشان می‌دهد که بعد از پیش‌فرآوری با اسیدسولفوریک میزان مصرف سیانید سدیم ۲/۵ برابر کاهش داشته است. پیش‌فرآوری با اسیدسولفوریک موجب آزادسازی ذرات طلای محبوس شده در داخل کانسنگ شده است [۸].

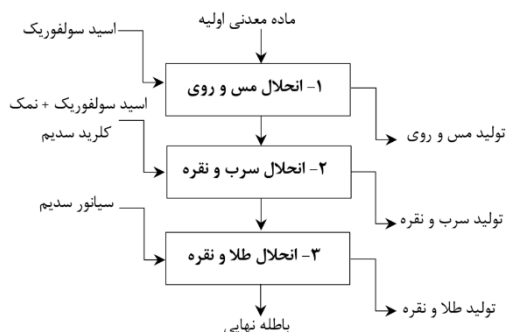
ژانگ و همکاران در سال ۲۰۱۹ [۹] از تشویه و لیچینگ استفاده کردند تا مس، سرب و روی موجود در کنسانتره فلوتاسیون یک کانسنگ چندفلزی با عیار پایین را استحصال کنند. این کنسانتره برای جداسازی مس، سرب و روی تحت لیچینگ اسیدسولفوریک قرار گرفت؛ یعنی مس و روی لیچ شدند و سرب در باطله باقی ماند. میزان لیچینگ مس و روی به ترتیب ۸۷/۴۳ درصد و ۶۴/۳۸ درصد بود [۹].

تامارا شولر و همکاران در سال ۲۰۲۱ [۱۰]، استخراج مس، روی و سرب از باطله سولفیدی در محیط‌های سولفاتی - کلریدی را مورد بررسی قرار دادند. بر اساس نتایج به دست آمده یک فرایند لیچینگ دو مرحله‌ای انجام شد. در مرحله اول لیچینگ حدود ۷۰/۶ درصد سرب از باطله لیچ شد، در حالی که میزان بازیابی برای مس و روی، به ترتیب حدود ۶/۱ درصد و ۸/۴ درصد بود. مرحله دوم منجر به بهبود قابل توجهی در نرخ استخراج مس و روی شد که در ۲۴ ساعت به ترتیب به حدود ۶۶/۸ و ۸۴/۱ درصد رسید. علاوه بر این، استخراج سرب نیز افزایش یافت که منجر به نرخ بازیابی نهایی ۹۳/۹ درصد شد. این مطالعه نشان داد که استفاده از محیط‌های سولفاتی - کلریدی در لیچینگ دو مرحله‌ای به‌طور قابل توجهی استخراج فلزات مورد نظر را بهبود می‌بخشد و بنابراین برای بازیابی آنها مناسب می‌باشد [۱۰].

AA240 ساخت شرکت واریان^۱ موجود در آزمایشگاه هیدرومتالورژی بخش مهندسی معدن دانشگاه تربیت مدرس استفاده شد و همچنین آنالیزهای ICP در شرکت مطالعات معدنی زرآما و با استفاده از دستگاه مدل اجیلنت^۲ ۷۳۵ انجام گردید. مطالعات کانی‌شناسی و آنالیز پراش اشعه ایکس در آزمایشگاه بنیاد علوم کاربردی رازی و دستگاه اسپلور ساخت شرکت GNR ایتالیا انجام شد. برای اعتبارسنجی نتایج کانی‌شناسی و همچنین تعریف درجه آزادی و همبستگی مواد معدنی، مطالعات میکروسکوپی نوری در مرکز تحقیقات فرآوری مواد معدنی ایران و با استفاده از دستگاه میکروسکوپ نوری زایس^۳ مدل آکسی پلن^۴ ۲ با نور عبوری و بازتابی آنالیز شد. به منظور انجام آزمایش‌های اولیه لیچینگ همزنی جهت بررسی پارامترهای طراحی لیچینگ و استحصال فلز، از دستگاه شیکر ارلن بالن دیجیتال استفاده شد و همچنین جهت انجام آزمایش‌های نهایی لیچینگ ستونی ستون‌هایی با طول ۱ متر، قطر ۱۴ سانتی‌متر و یک پمپ که محلول لیچینگ را با دبی معین و قابل تنظیم به داخل ستون تزریق کند، طراحی و ساخته شد.

۲-۲- روش‌ها

مطالعات آزمایشگاهی با هدف انجام مطالعات دقیق و جامع جهت بررسی پارامترهای عملیاتی لیچینگ کانسنگ پلی‌متال کالچویه در سه مرحله شامل انحلال مس و روی، انحلال سرب و نقره و انحلال طلا و نقره دسته‌بندی می‌شود. در هر مرحله پس انجام آزمایش‌های مقدماتی جهت امکان‌سنجی و بهینه‌سازی اولیه متغیرها، آزمایش‌های نهایی با استفاده از شرایط بهینه انجام شد. شکل ۱ نمایی کلی از مراحل انجام مطالعات آزمایشگاهی را نشان می‌دهد.



شکل ۱: نمایی کلی از مراحل انجام مطالعات آزمایشگاهی
Figure 1: Block diagram of the steps in laboratory studies

فاطمه گل‌آقایی و همکاران در سال ۲۰۲۱ [۱۱]، یک فرایند هیدرومتالورژیکی چهار مرحله‌ای جدید برای لیچینگ فلزات مس و طلا، از پسماند واحد غبار مجتمع مس سرچشمه در کرمان، ارائه کرده‌اند. در این مطالعه در قدم اول برای لیچینگ مس از اسیدسولفوریک استفاده شده است. اسید سولفوریک عاملی است که به طور قابل توجهی توانایی انحلال مس را در خود دارد، در حالی که طلا را در خود حل نمی‌کند. بنابراین؛ در مرحله پیش‌تغلیظ مس از طلا جدا می‌شود. در مرحله بعدی، از عامل لیچینگ مناسبی برای انحلال طلا استفاده شد. از میان این عوامل تیزاب سلطانی بیشترین سرعت انحلال طلا را دارد، اما چون بسیار خورنده است و به تجهیزات آسیب می‌رساند، مورد استفاده صنعتی قرار نمی‌گیرد [۱۱].

تیواوره یکی دیگر از عوامل لیچینگ است که برای انحلال طلا کاربرد دارد. این عامل چون در محیط اسیدی pH بین ۱ و ۳ عمل می‌کند، مورد توجه قرار گرفت [۱۲]. در این روش مس، طلا و آهن به ترتیب به میزان ۹۵/۴، ۴۴/۲ و ۹۰/۲ درصد به وسیله فرایند چندمرحله‌ای با استفاده از اسیدسولفوریک در حضور هیدروژن پراکسید و تیواوره برای استخراج طلا بازیابی شدند [۱۳].

در سال‌های اخیر نیز مطالعاتی در زمینه لیچینگ مرحله‌ای عناصر باارزش از منابع ثانویه نظیر باتری‌ها و موبایل‌ها انجام شده است [۱۵-۱۷]. در این مطالعه با انجام یک فرایند ساده و ارزان در چند مرحله عملیات لیچینگ متوالی، استحصال هر پنج عنصر مس، روی، سرب، طلا و نقره انجام و پارامترهای عملیاتی در هر مرحله بهینه‌سازی شده است. این روش می‌تواند به عنوان گزینه‌ای کارآمد چشم‌انداز روشنی را در زمینه استحصال کانسنگ‌های کم‌عیار چندفلزی فراهم کند.

۲- مواد، روش‌ها و تجهیزات

۲-۱- مواد و تجهیزات

جهت انجام مطالعات آزمایشگاهی نمونه به وزن تقریبی ۲۰۰ کیلوگرم از معدن تحویل گرفته شد و سپس آزمایش‌های مشخصه‌یابی بر روی این نمونه انجام شد. جهت انجام آزمایش‌ها از اسیدسولفوریک ۹۵-۹۸٪ دکتر مجلی، نمک کلرید سدیم خوراکی و سیانور سدیم صنعتی ۹۸ درصد استفاده شد. جهت انجام آنالیزهای شیمیایی از دستگاه آنالیز جذب اتمی مدل

⁴ Axiplan

¹ Varian
² Agilent
³ ZEISS

انحلال مس و روی

به منظور دستیابی به پارامترهای بهینه مربوط به انحلال فلزات مس و روی، آزمایش‌هایی با هدف تعیین ابعاد بهینه خردایش و تعیین غلظت اسید بهینه انجام شد. در آزمایش‌های مربوط به تعیین ابعاد بهینه خردایش میزان بازیابی انحلال فلزات مس و روی در سه محدوده دانه‌بندی زیر ۱، ۰/۵ و ۰/۲۵ اینچ با غلظت اسید سولفوریک ۲۹۴ گرم بر لیتر و برای تعیین غلظت اسید بهینه در دو محدوده دانه‌بندی زیر ۱ و ۰/۵ اینچ با غلظت اسید سولفوریک ۴۹ و ۹۸ گرم بر لیتر مورد بررسی قرار گرفت. جهت انجام آزمایش‌ها مقدماتی در هر مرحله، میزان ۲۵۰ گرم نمونه به همراه ۵۰۰ میلی‌لیتر محلول در یک بشر ریخته و به مدت ۴ ساعت روی شیکر قرار داده شد. در نهایت یک آزمایش نهایی لیچینگ ستونی برای مدت‌زمان ۲۵ روز انجام شد و شرایط انجام مرحله اول آزمایش نهایی لیچینگ ستونی در جدول ۱ نشان داده شده است.

۱۵۰ و ۲۵۰ گرم بر لیتر مشخص می‌شود. پس از مشخص شدن پارامترهای بهینه این مرحله، آزمایش نهایی لیچینگ ستونی مرحله دوم نیز مطابق شرایط ذکر شده در جدول ۲ بر روی باطله‌های مرحله قبل و به صورت پیوسته انجام شد.

جدول ۲: شرایط انجام مرحله دوم آزمایش لیچینگ ستونی
Table 2. Operating condition in the second step of column leaching

زمان (روز)	دانه‌بندی (میلی‌متر)	عامل لیچینگ	غلظت کلرید سدیم (گرم بر لیتر)	pH	دبی پاشش (لیتر بر مترمربع ساعت)	وزن خوراک (کیلوگرم)
۲۵	۱۲/۲+۷-	کلرید سدیم	۲۵۰	۱	۱۰	۱۰

جدول ۱: شرایط انجام مرحله اول آزمایش لیچینگ ستونی

Table 1. Operating condition in the first step of column leaching

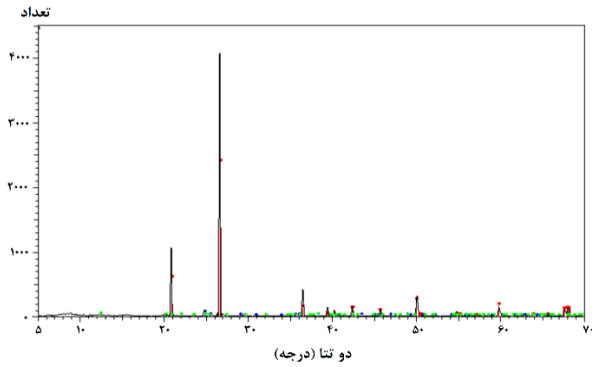
زمان (روز)	دانه‌بندی (میلی‌متر)	عامل لیچینگ	pH	دبی پاشش (لیتر بر مترمربع ساعت)	وزن خوراک (کیلوگرم)
۲۵	۱۲/۲+۷-	اسید سولفوریک	۱	۱۰	۱۰

انحلال طلا و نقره

پس از انجام دو مرحله لیچینگ اسیدی و انحلال فلزات مس، روی، سرب و بخش زیادی از نقره، در مرحله آخر به بررسی پارامترهای مربوط به انحلال فلزات طلا و بخشی از نقره باقی‌مانده پس از لیچینگ مرحله دوم، پرداخته شد. در این آزمایش میزان انحلال فلزات طلا و نقره با استفاده از سیانید سدیم مورد بررسی قرار گرفت. در آزمایش شماره یک میزان ۲۰۰ گرم نمونه حاصل از مراحل قبلاز عناصر مس، روی و سرب به همراه ۴۰۰ میلی‌لیتر محلول با غلظت ثابت سیانید سدیم ۱۰۰۰ ppm و در آزمایش شماره دو میزان ۵۰۰ گرم نمونه ماده معدنی اولیه به همراه ۱۰۰۰ میلی‌لیتر محلول با غلظت ثابت سیانید سدیم ۲۰۰۰ ppm در یک بشر ریخته و به مدت ۲۴ ساعت روی شیکر قرار داده شد. لازم به ذکر است خنثی‌سازی و تنظیم pH با هیدروکسید سدیم انجام شد. در نهایت آزمایش نهایی لیچینگ ستونی بر روی باطله‌های دو مرحله قبل مطابق شرایط جدول ۳ انجام شد.

انحلال سرب و نقره

با توجه به آن که این روش لیچینگ مرحله‌ای به صورت پیوسته انجام می‌شود؛ بنابراین در مرحله دوم با استفاده از باطله لیچینگ مرحله قبل به بررسی پارامترهای بهینه برای انحلال سرب و بخش قابل توجهی از نقره پرداخته می‌شود و با استفاده از ابعاد بهینه مرحله قبل، به تعیین غلظت نمک کلرید سدیم بهینه و تعیین غلظت اسید بهینه پرداخته شد. برای تعیین غلظت نمک بهینه از سه غلظت مختلف ۱۰۰، ۱۵۰ و ۲۵۰ گرم بر لیتر استفاده و برای تنظیم pH برابر با ۰/۵ از اسید سولفوریک استفاده شد و همچنین در مرحله بعد غلظت اسید سولفوریک بهینه در pH برابر با ۱ و ۱/۵ و غلظت‌های نمک کلرید سدیم



شکل ۲: نمودار پراش اشعه ایکس نمونه

Figure 2: XRD of the sample

جدول ۳: شرایط انجام مرحله سوم آزمایش لیچینگ ستونی

Table 3. Operating condition in the third step of column leaching

وزن خوراک (کیلوگرم)	دبی پاشش (لیتر بر مترمربع ساعت)	pH	غلظت سیانید سدیم (میلی گرم بر لیتر)	دانه بندی (میلی متر)	زمان (روز)
۱۰	۱۰	۱۰/۵	۱۰۰۰	-۱۲/۲+۷	۲۵

۳- نتایج و بحث

۳-۱- خصوصیات نمونه

نتایج آنالیز شیمیایی ۵ عنصر مورد مطالعه در نمونه در جدول ۴ نشان داده شده است.

جدول ۴: نتایج آنالیز شیمیایی

Table 1. Chemical analysis results

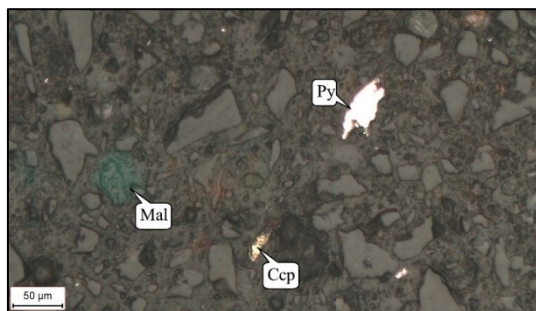
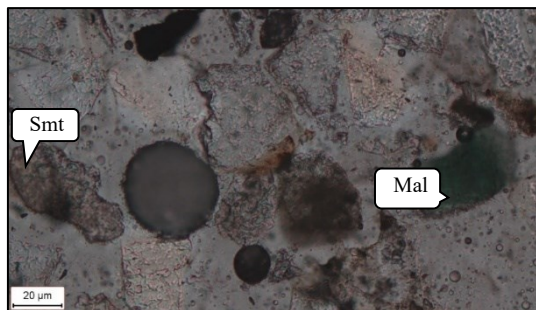
عنصر	مس (درصد)	سرب (درصد)	روی (درصد)	طلا (گرم در تن)	نقره (گرم در تن)
عیار	۰/۸	۱/۹	۱/۴	۰/۷۶	۱۶

نتایج XRD نمونه در جدول ۵ و نمودار پراش اشعه ایکس نمونه در شکل ۲ نشان داده شده است. مطالعات میکروسکوپی نوری بر روی نمونه در ۵ طبقه ابعادی ریزتر از ۷۵ میکرون مورد مطالعه قرار گرفت. در نمونه مورد مطالعه اسمیت زونیت و مالاکیت به ترتیب با عیار ۲ تا ۴ درصد و ۱ تا ۲ درصد کانی های فلزی (کربناتی) اصلی نمونه هستند. کوارتز با فراوانی ۸۵ تا ۹۰ درصد، فراوان ترین کانی باطله غیرفلزی در نمونه است. تصاویر مربوط به مطالعات میکروسکوپی نوری انجام شده در شکل ۳ نشان داده شده است.

جدول ۵: نتایج XRD

Table 5. XRD results

ردیف	۱	۲	۳
نام فاز	کوارتز	سروزیت	کائولینیت
ترکیب فاز	SiO ₂	PbCO ₃	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄

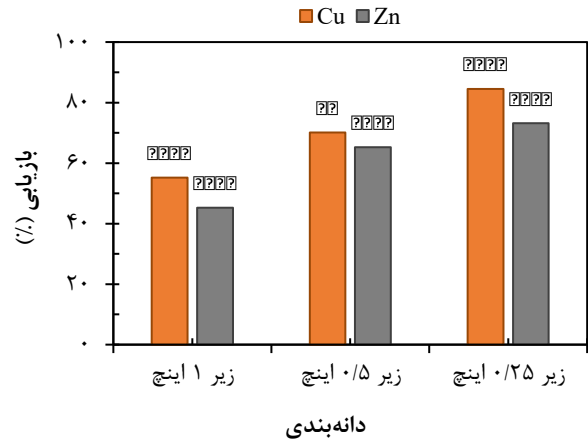
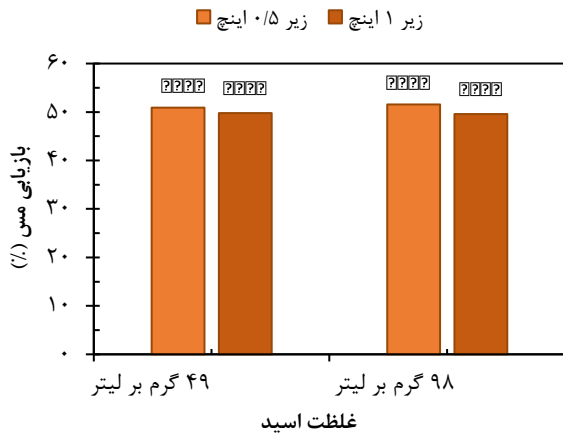


شکل ۳: تصاویر مربوط به مطالعات میکروسکوپی نوری (بالا): کانی اسمیت زونیت به صورت آزاد و مالاکیت به صورت درگیر با کوارتز، ۶۳+۷۵- میکرون، نور عبوری. (پایین): بلورهای مالاکیت، پیریت و کالکوپیریت، ۷۵- میکرون، نور انعکاسی)

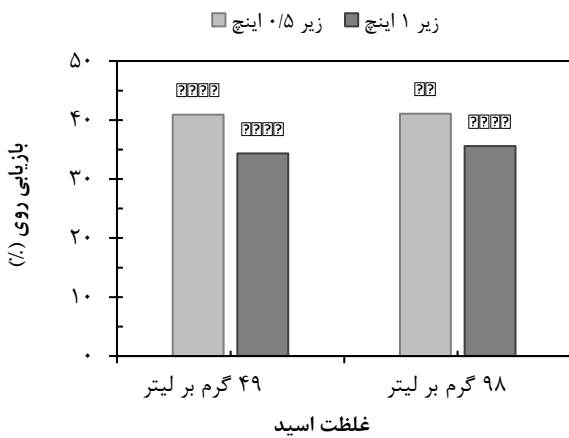
Figure 3: Optical microscopy images (Top): free smithsonite and malachite associated with quartz -75+63 micron, transmitted light. (Bottom): malachite grains, pyrite and chalcopyrite, -75 micron, reflected light.

۳-۲- انحلال مس و روی

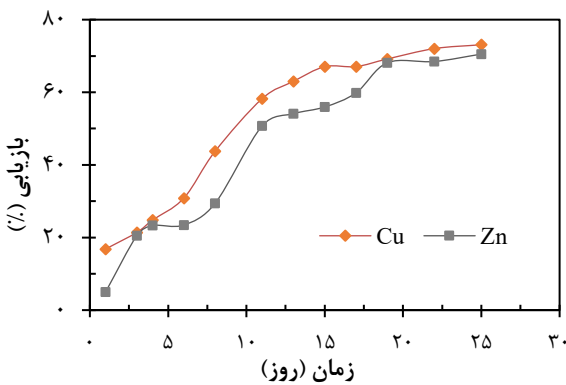
نتایج آزمایش های تعیین ابعاد بهینه خردایش در شکل ۴ نشان می دهد که میزان بازیابی انحلال مس و روی با کاهش دانه بندی افزایش یافته است.



شکل ۴: میزان بازیابی انحلال مس و روی در دانه بندی های مختلف
Figure 4: Recovery values of copper and zinc in different size fractions



شکل ۵: میزان بازیابی انحلال مس و روی در غلظت های اسید مختلف
Figure 5: Recovery values of copper and zinc leaching in different acid concentrations



شکل ۶: بازیابی لیچینگ ستونی در طول آزمایش مرحله اول
Figure 6: Recovery of column leaching in the first step test

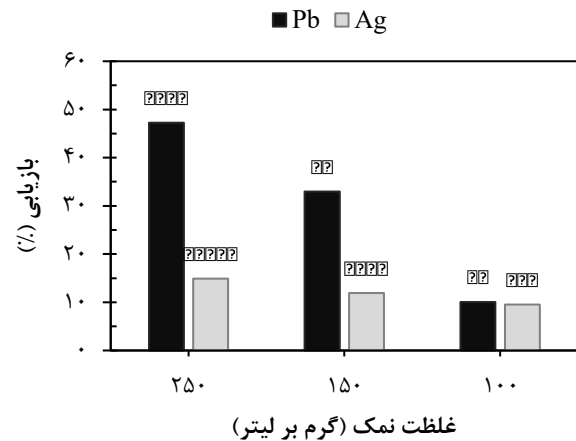
نتایج آزمایش های تعیین غلظت اسید در شکل ۵ نشان می دهد در غلظت های مختلف اسید، میزان بازیابی انحلال مس در دانه بندی زیر ۰/۵ اینچ و ۱ اینچ تقریباً ثابت بوده و میزان بازیابی در دانه بندی زیر ۰/۵ اینچ مقداری بیشتر است؛ اما در مورد فلز روی دانه بندی خوراک بر روی میزان بازیابی تأثیرگذار بوده و میزان بازیابی روی در دانه بندی زیر ۰/۵ اینچ بیشتر است. آزمایش نهایی لیچینگ ستونی مرحله اول در مدت زمان ۲۵ روز انجام شد که به بازیابی ۷۳/۲ درصد برای مس و ۷۰/۵ درصد برای روی دست یافت. بازیابی لیچینگ ستونی در طول آزمایش مرحله اول در شکل ۶ نشان داده شده است.

۳-۳- انحلال سرب و نقره

نتایج آزمایش های تعیین غلظت نمک کلرید سدیم بهینه در شکل ۷ نشان می دهد در غلظت ۲۵۰ گرم بر لیتر نمک، میزان بازیابی سرب و نقره بیشتر از غلظت های ۱۵۰ و ۱۰۰ گرم بر لیتر نمک می باشد. همچنین نتایج آزمایش های تعیین غلظت اسید بهینه در شکل ۸ نشان می دهد میزان بازیابی سرب در غلظت ۲۵۰ گرم بر لیتر نمک و pH برابر با ۱ بیشترین میزان می باشد. در مرحله دوم برای بررسی میزان انحلال فلزات سرب و نقره یک آزمایش نهایی لیچینگ ستونی به صورت پیوسته و با استفاده از باطله های لیچینگ مرحله قبل و برای مدت زمان ۲۵ روز طراحی و انجام شد که به بازیابی ۳۵/۳ درصد برای سرب و ۲۱/۶ درصد برای نقره دست یافت. شکل ۹ بازیابی لیچینگ ستونی در طول آزمایش مرحله دوم را نشان می دهد.

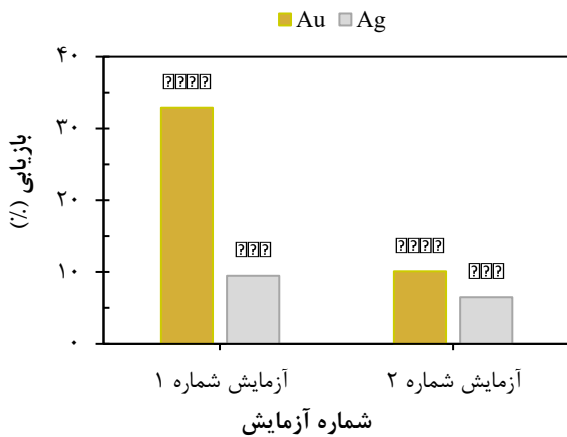
۳-۴- انحلال طلا و نقره

نتایج آزمایش انحلال طلا و نقره با استفاده از سیانید سدیم در شکل ۱۰ نشان می‌دهد که با انجام دو مرحله لیچینگ اسیدسولفوریک و لیچینگ کلریدی، شرایط انحلال بهتر طلا فراهم شده و میزان بازیابی طلا به میزان قابل توجهی افزایش پیدا کرده است. آزمایش نهایی لیچینگ ستونی مرحله سوم برای انحلال طلا و میزان نقره باقی مانده انجام شد و همانطور که در شکل ۱۱ نشان داده شده است، در مدت زمان ۲۵ روز به بازیابی طلا و نقره به ترتیب ۲۳/۲ و ۷/۲ درصد دست یافت که با توجه به آن که در مرحله دوم نیز در حدود ۲۱/۶ درصد نقره انحلال یافته بود؛ بنابراین می‌توان گفت که در مجموع ۲۸/۸ درصد نقره بازیابی شده است.



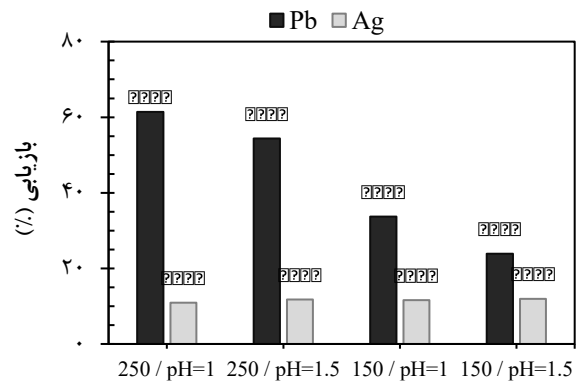
شکل ۷: میزان بازیابی انحلال سرب و نقره در غلظت‌های مختلف نمک کلرید سدیم

Figure 7: Recovery value of lead and silver leaching in different sodium chloride concentrations



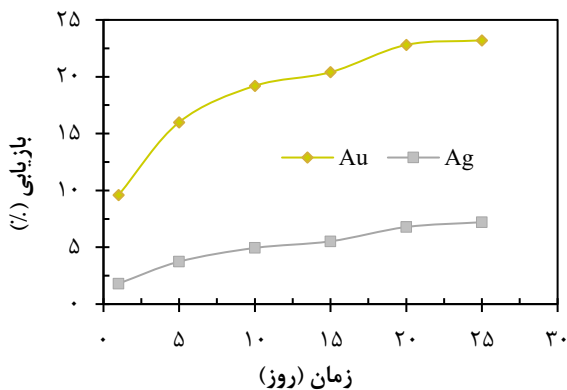
شکل ۱۰: بازیابی لیچینگ طلا و نقره با استفاده از سیانید سدیم

Figure 10: Block diagram of the steps in laboratory studies



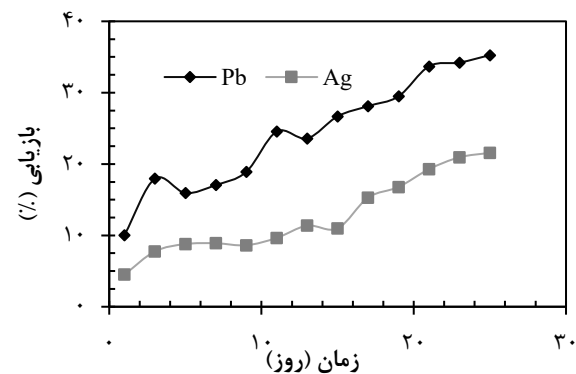
شکل ۸: بازیابی انحلال سرب و نقره در غلظت‌های اسید و نمک کلرید سدیم (گرم بر لیتر) مختلف

Figure 8: Recovery of lead and silver leaching in different acid and sodium chloride concentrations (g/L)



شکل ۱۱: بازیابی لیچینگ ستونی در طول آزمایش مرحله سوم

Figure 11: Recovery in column leaching in the third step test



شکل ۹: بازیابی لیچینگ ستونی در طول آزمایش مرحله دوم

Figure 9: Recovery in column leaching in the second step test

۴- نتیجه‌گیری

در این تحقیق یک فرایند لیچینگ سه مرحله‌ای به صورت پیوسته برای لیچینگ عناصر مس، روی، سرب، طلا و نقره مورد مطالعه و بررسی قرار گرفته است. مطالعات نشان داد که کانسنگ ماهیت اکسیدی دارد و در دانه‌بندی‌های محدوده هیپ لیچینگ امکان فرآوری فلزات وجود دارد.

از سه مرحله لیچینگ اسیدسولفوریکی برای بازیابی مس و روی، کلریدی برای انحلال سرب و در نهایت سیانیدی جهت بازیابی طلا و نقره باقی‌مانده استفاده شد. نتایج نشان داد که انجام دو مرحله اسیدشویی قبل از لیچینگ سیانیدی طلا باعث آزادسازی ذرات طلای محبوس در نمونه شده و با افزایش میزان دسترسی سیانید به طلا باعث افزایش بازیابی سیانوراسیون طلا

و همچنین کاهش مصرف سیانید سدیم می‌شود؛ بنابراین روش لیچینگ سه‌مرحله‌ای می‌تواند گزینه مناسبی برای این نوع از کانسنگ‌های پلی‌متال باشد. هرچند میزان بازیابی به ویژه در مرحله لیچینگ سیانوری بسیار پایین بوده که نیازمند بهینه‌سازی و بهبود است.

تشکر و قدردانی

بدینوسیله از حمایت مالی و در اختیار قراردادن نمونه ماده معدنی توسط شرکت نازپارسیان کانی کمال تشکر و قدردانی را داریم.

References

- [1]. Megaw, P.K., J. Ruiz, and S.R. Titley, High-temperature, carbonate-hosted Ag-Pb-Zn (Cu) deposits of northern Mexico. *Economic Geology*, 1988. 83(8): p. 1856-1885. <https://doi.org/10.2113/gsecongeo.83.8.1856>.
- [2]. Morris, H.T. and D.P. Cox, Descriptive model of polymetallic replacement deposits. *Mineral deposit models: US Geological Survey Bulletin*, 1986. 1693: p. 99-100.
- [3]. Rendu, J.-M., An introduction to cut-off grade estimation. 2014: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- [4]. Deschenes, G., Advances in the cyanidation of gold. *Developments in Mineral Processing*, 2005. 15: p. 479-500. [https://doi.org/10.1016/S0167-4528\(05\)15020-0](https://doi.org/10.1016/S0167-4528(05)15020-0).
- [5]. Estay, H., Carvajal, P., Gonzalez, K., Yanez, H., Bustos, W., Castro, S. and Arriagada, F. 2013 Cyanide leaching of copper-gold-silver ores. 5 th International Seminar on Process Hydrometallurgy, Santiago, Chile, July 10-12, 2013, 153-160.
- [6]. Saba, M., et al., Diagnostic pre-treatment procedure for simultaneous cyanide leaching of gold and silver from a refractory gold/silver ore. *Minerals Engineering*, 2011. 24(15): p. 1703-1709. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2011.09.013>.
- [7]. Yazıcı, E., Ahlatci, F., Yilmaz, E., Celep, O., Deveci, H. Pre-treatment of a copper-rich gold ore for elimination of copper interference. in 8th European Metallurgical Conference (EMC), Dusseldorf. 2015. <https://doi.org/10.13140/RG.2.1.4186.7362>.
- [8]. Pereira, A.C. and V.d.S.B. Barbosa, Effectiveness acidic pre-cleaning for copper-gold ore. *REM-International Engineering Journal*, 2017. 70: p. 445-450. <https://doi.org/10.1590/0370-44672016700126>.
- [9]. Zhang Q, Feng Q, Wen S, Cui C, Liu J. A Novel Technology for Separating Copper, Lead and Zinc in Flotation Concentrate by Oxidizing Roasting and Leaching. *Processes*. 2019; 7(6):376. <https://doi.org/10.3390/pr7060376>.
- [10]. Schueler, T.A., de Aguiar, P.F., Vera, Y.M. et al. Leaching of Cu, Zn, and Pb from Sulfidic Tailings Under the Use of Sulfuric Acid and Chloride Solutions. *J. Sustain. Metall.* 7, 1523–1536 (2021). <https://doi.org/10.1007/s40831-021-00446-z>.
- [11]. Fatemeh Golaghaei, A.M., Seyed Ahmad Ataei, Mohamad Ali Karimi, Masoumeh Torabi, A multistage process for copper and gold leaching from the residue of dust unit in sarcheshmeh copper complex using thiourea method. *Journal of Separation Science and Engineering*, 2021. Vol. 13, No. 1: p. 71-84. <https://doi.org/10.22103/JSSE.2021.2928>.
- [12]. Das, S. and Y.P. Ting, Improving gold (bio) leaching efficiency through pretreatment using hydrogen peroxide assisted sulfuric acid. *CLEAN-Soil, Air, Water*, 2017. 45(6): p. 1500945.
- [13]. Behnamfard, A., M.M. Salarirad, and F. Veglio, Process development for recovery of copper and precious metals from waste printed circuit boards with emphasize on palladium and gold leaching and precipitation. *Waste management*, 2013. 33(11): p. 2354-2363. <https://doi.org/10.1002/watm.201500945>.
- [14]. Sparrow, G.J. and J.T. Woodcock, Cyanide and other lixiviant leaching systems for gold with some practical applications. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 1995. 14(3-4): p. 193-247. <https://doi.org/10.1080/08827509508914125>.
- [15]. Zhang, Z.Y., Wu, L., He, K. and Zhang, F.S., A sequential leaching procedure for efficient recovery of gold and silver from waste mobile phone printed circuit boards. *Waste Management*, 2022. 153: p. 13-19. <https://doi.org/10.1016/j.wasman.2022.08.011>.
- [16]. Pathak, P., Singh, V.K. & Chabhadiya, K. Sequential Leaching of Strategic Metals from Exhausted LNCM-Cathode Batteries Using Oxalic and Sulfuric Acid Lixiviants. *JOM* 73, 1386–1394 (2021). <https://doi.org/10.1007/s11837-021-04631-z>.