

لیچینگ چند مرحله ای مس و طلا از پسماند واحد غبار مجتمع مس سرچشمه با استفاده از روش تیواوره

فاطمه گل آقایی^۱، علیرضا محدثی^{۱*}، سید احمد عطایی^۲، محمد علی کریمی^۱، معصومه ترابی^۳

۱. گروه شیمی، دانشگاه پیام نور مرکز کرمان، کرمان، ایران
۲. گروه مهندسی شیمی، دانشگاه شهید باهنر کرمان، کرمان، ایران
۳. مجتمع مس سرچشمه، کرمان، ایران

چکیده

یک فرایند هیدرومتالورژیکی چند مرحله ای جدید برای لیچینگ فلزات مس و طلا، از پسماند واحد غبار مجتمع مس سرچشمه در کرمان، ارائه شده است. در این روش مس و آهن به ترتیب به میزان ۹۵/۴ و ۹۰/۲ درصد به وسیله فرآیند سه مرحله ای با استفاده از اسید سولفوریک در حضور هیدروژن پراکسید، حل شدند. پسماند لیچینگ سه مرحله ای، بوسیله تیواوره اسیدی برای استخراج طلا بکار گرفته شد. برای درک بهتر از چگونگی اثرگذاری عوامل مختلف بر لیچینگ طلا بوسیله تیواوره و بدست آوردن بیشترین میزان استخراج، از طراحی آزمایش با طرح ترکیب مرکزی با روش پاسخ سطح استفاده شد. شرایط بهینه برای لیچینگ طلا عبارتند از: غلظت تیواوره ۲۰ گرم بر لیتر، دما ۸۰ درجه سانتیگراد و زمان ۸ ساعت. تحت این شرایط بیشترین میزان استخراج طلا ۴۴/۲ درصد می باشد. مدل ریاضی ارائه شده با ضریب همبستگی ۹۲/۱۱٪، به خوبی داده های تجربی را تفسیر میکند.

مشخصات مقاله

تاریخچه مقاله:
دریافت: ۹ آبان ۱۳۹۹
دریافت پس از اصلاح: ۱۷ اردیبهشت ۱۴۰۰
پذیرش نهایی: ۱ تیر ۱۴۰۰

کلمات کلیدی:

طلا
مس
تیواوره اسیدی
روش پاسخ سطح
لیچینگ چند مرحله ای

* عهده دار مکاتبات

mohadesi_a@yahoo.com

حقوق ناشر محفوظ است.

۱ - مقدمه :

دو نوع سیانیداسیون طلا همراه با نیترات سرب مقایسه شده است: (۱) سیانیداسیون مستقیم طلا (۲) سیانیداسیون طلا همراه با یک لیچینگ اکسنده آمونیاکی. در زمانیکه از سیانیداسیون مستقیم استفاده شده است، اضافه کردن نیترات سرب اثر بیشتری روی درصد انحلال طلا دارد و باعث افزایش ۱۰ درصدی آن میشود. دانگ و همکارانش در سال ۲۰۲۰ میلادی [۲۲] از اسید سولفوریک و آب اکسیژنه برای لیچینگ مس و از محلول $NaClO_3 - H_2SO_4 - NaCl$ برای لیچینگ طلا، از لجن آندی استفاده کردند. آنها موفق شدند ۹۹/۳٪ طلا را لیچ کنند. علامه و همکارانش در سال ۲۰۲۰ میلادی [۲۳] بر روی نمونه سنگ معدن دارای مس و طلا کار کردند. آنها از آمونیاک بیوژنیک در مرحله اول برای لیچینگ مس استفاده کردند. در مرحله دوم طلا را بوسیله فرآیند بیوسیانیداسیون تا ۹۷٪ لیچ کردند. ژائو و همکارانش در سال ۲۰۲۰ میلادی [۲۴] از بیو اکسیداسیون برای آزاد سازی طلای به دام افتاده در آرسنوپیریت و پیریت استفاده کردند و سپس لیچینگ طلا را با تیوسولفات آمونیاکی در حضور مس انجام دادند.

در این مطالعه در قدم اول برای لیچینگ مس از اسید سولفوریک استفاده شده است. اسید سولفوریک عاملی است که به طور قابل توجهی توانایی انحلال مس را در خود دارد، در حالیکه طلا را در خود حل نمی کند [۳]. بنابراین در مرحله پیش تغلیظ، مس از طلا جدا می شود. پس از اینکه با تنظیم شرایط واکنش بیشترین مقدار استخراج مس از پسماند اتفاق افتاد در مرحله بعدی لیچینگ، باید از عامل لیچینگ مناسبی برای انحلال طلا استفاده شود. عامل لیچینگ مورد استفاده در این مرحله باید قابلیت عمل در شرایط اسیدی، pH حدود یک را داشته باشد (چون pH پسماند در این مرحله در حدود یک است). عوامل لیچینگ مختلفی برای لیچینگ طلا مورد استفاده قرار گرفته اند (سیانید [۸، ۱۰، ۱۳، ۲۱، ۲۳]، گلاسیسین [۶، ۱۴، ۲۵]، تیوسولفات [۲۶-۲۹]، تیزاب سلطانی [۲۷، ۲۹]، تیواوره [۳۰-۳۳]، هالیدها [۲۷، ۲۹]). از میان این عوامل تیزاب سلطانی بیشترین سرعت انحلال طلا را دارد، اما چون بسیار خورنده است و به تجهیزات آسیب می رساند، مورد استفاده صنعتی قرار نمی گیرد [۲].

منابع ثانویه بسیاری وجود دارند که در آنها طلا به همراه درصد بالایی از مس یافت می شود. از جمله این منابع می توان به پسماند های حاصل از لیچینگ مس و یا تخته های مدار چاپی (PCB ها) اشاره کرد که حاوی مقادیر کمی طلا هستند [۱-۴]. از لحاظ اقتصادی، استخراج فلزات از پسماند طی یک فرآیند موثر می تواند یک منبع درآمد پایدار باشد [۳]. چون در اکثر موارد مس درصد بسیار بیشتری نسبت به طلا دارد و از آن مهمتر اینکه فعالیت مس بسیار بیشتر از طلاست، باید برای جداسازی، ابتدا مس را از محیط خارج کرد و سپس به طلا پرداخت [۲-۵].

در مقالات قبلی پیش تغلیظ های متفاوت پیرومتالورژیکی و یا هیدرومتالورژیکی برای جداسازی فلزات از پسماند انجام شده است. از جمله روشهای پیش تغلیظ که قبلا مورد استفاده قرار گرفته است می توان به این موارد اشاره کرد: بیولیچینگ، تشویه، لیچینگ اسیدی، اکسیداسیون تحت فشار و فرآیندهای پیش تغلیظ مکانیکی [۵-۱۷]. نهایتا روشهای هیدرومتالورژیکی دقیق تر، قابل پیش بینی تر، قابل کنترل تر و سازگارتر با محیط زیست هستند [۲].

از لیچینگ اسیدی به دفعات به عنوان مرحله پیش تغلیظ برای استخراج فلزات از پسماند استفاده شده است [۲-۴، ۱۳، ۱۶، ۱۸-۲۰]. بهنام فرد و همکارانش در سال ۲۰۱۳ میلادی [۲] از یک لیچینگ اکسیدی چند مرحله ای برای استخراج مس و از تیواوره برای استخراج طلا و نقره استفاده کردند. باس و همکارانش در سال ۲۰۱۵ میلادی [۷] یک مرحله لیچینگ با آمونیاک برای استخراج مس و سپس لیچینگ با سیانید را برای استخراج طلا مورد استفاده قرار دادند. یازیکی و همکارانش در سال ۲۰۱۵ میلادی [۱۶] از یک لیچینگ اسیدی برای استخراج مس و از محلول سیانید سدیم برای استخراج طلا استفاده کردند. ایسلدار و همکارانش در سال ۲۰۱۷ میلادی [۲۰] از لیچینگ اسیدی برای انحلال مس و از تیوسولفات به همراه آمونیاک برای انحلال طلا استفاده کردند. سلطانی و همکارانش در سال ۲۰۱۹ میلادی [۲۱] از نیترات سرب برای بیشتر شدن انحلال طلا استفاده کردند. در این مقاله

این مطالعه روی پسماند لیچینگ واحد غبار مجتمع مس سرچشمه انجام گرفته است. اسید سولفوریک (۹۸٪)، هیدروژن پراکسید (۳۰٪) و تیواوره با خلوص تجزیه ای از شرکت مرک (Merck) آلمان تهیه گردید.

برای اندازه گیری مقدار طلا در نمونه اولیه جامد از روش ASTM E1805 - 13 Fire Assay، و برای اندازه گیری مس و آهن در نمونه جامد از روش تیتراسیون یدومتری استفاده شد. برای اندازه گیری طلا، مس و آهن در محلول لیچینگ از دستگاه جذب اتمی (GBC-SavantAA, Melbourne, Australia)، برای تخمین اندازه ذرات از دستگاه آنالیز کننده ذرات (Retsch, AS 200, Germany)، برای مطالعه مینرالوژیکی پسماند از میکروسکوپ نوری (Leitz, Ortholux, Wetzlar, Germany) و برای آنالیز شیمیایی نمونه از روش XRF (Rigaku ARL 9900, Austin, Texas, USA) استفاده شد. برای انجام هر یک از تست های مرحله لیچینگ از یک بشر دو جداره درب دار با حجم ۲ لیتر به همراه یک همزن مکانیکی با سرعت ۱۵۰ دور بر دقیقه استفاده شد. در قسمت دو جداره این بشر آب به وسیله یک سرکولاتور (JULABO-F12-ED, Germany) گردش کرده و دما را با دقت یک دهم درجه ثابت نگه می داشت.

برای ایجاد طرح، برای بدست آوردن شرایط بهینه برای لیچینگ طلا، از نرم افزار Minitab 17 استفاده شد.

۲-۲ - روشها:

۲-۲-۱ - پیش تغلیظ با اسید سولفوریک:

با استفاده از روش بهینه سازی ارائه شده در کار دیگری از همین گروه تحقیقاتی [۳۵] مرحله پیش تغلیظ، با استفاده از روش پاسخ سطح بهینه شد. نتایج مربوط به این بهینه سازی در جدول ۱ ارائه شده است. با توجه به اینکه اسید سولفوریک مصرفی کل برای هر تست ۲ لیتر در نظر گرفته شده است، درصد پالپ ۲۹٪ منطبق با ۴ مرحله، درصد پالپ ۲۳٪ منطبق با ۳ مرحله و درصد پالپ ۱۷٪ منطبق با ۲ مرحله اضافه کردن اسید سولفوریک می باشد. با استفاده از نرم افزار مینی تب، شرایط بهینه برای مرحله

استفاده از عامل لیچینگ کلرید بدلیل وجود نقره در پسماند امکان پذیر نیست چون باعث تشکیل رسوب نقره کلرید و خروج کلرید از محیط عمل می شود و در نتیجه مصرف این ماده به شدت بالا میرود. 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 می کند مورد توجه قرار گرفت [۳۴]. از مزایای تیواوره می توان به سرعت واکنش بالا و اثرات مخرب کم زیست محیطی اشاره کرد [۲]. بقیه عوامل لیچینگ یا در pH های خنثی و یا قلیایی کار می کنند که تغییر pH پسماند، مثلاً با سود، مقرون به صرفه نیست. در نتیجه مرحله دوم لیچینگ، یعنی استخراج طلا با استفاده از تیواوره انجام شد.

نهایتاً برای درک بهتر لیچینگ طلا با تیواوره و بدست آوردن بهترین شرایط برای بیشترین درصد استخراج طلا، فاکتورهای موثر بر لیچینگ شناسایی شد و با استفاده از روش پاسخ سطح میزان اثرگذاری این فاکتورها در لیچینگ و برهم کنش بین آنها بررسی شد و مدل ریاضی برای لیچینگ طلا با عامل لیچینگ تیواوره پیشنهاد شد.

به دلیل اتمام خاکهای اکسیدی در معدن مس سرچشمه و برای به ظرفیت رساندن تولید مس کاندی، واحد لیچینگ کارخانه غبار راه اندازی شده است. در این واحد تولیدی، از غبار برگشتی کوره های ریورب و کنورتوربه عنوان خوراک استفاده میشود. به دلیل بومی بودن کارخانه و بهینه نشدن پارامترهای دخیل در انحلال، راندمان انحلال این واحد حدود ۵۸٪ می باشد. در نتیجه لجن حاصل دارای مقادیر زیادی مس می باشد. علاوه بر این خوراک ورودی به کارخانه غبار دارای ۱/۲ ppm طلاست که پس از انجام عملیات لیچینگ این مقدار در پسماند کارخانه به حدود ۲/۸ ppm میرسد. با توجه به حجم پسماند تولیدی در کارخانه غبار و با توجه به ارزش فلزات باقیمانده در این لجن از جمله طلا و مس، لزوم بازیابی این فلزات مشخص میشود. در مقاله حاضر سعی شده است که با یک روش ارزان طلای باقیمانده در پسماند بازیابی شود.

۲ - مواد و روشها:

۲-۱ - مواد و دستگاه ها:

جدول ۱ طرح CCD تعریف شده برای مرحله پیش تغلیظ و نتایج اجرای آن (درصد استخراج مس و آهن)

تست	غلظت اسید سولفوریک (g/L)	حجم هیدروژن پراکسید (mL)	زمان لیچینگ (h)	دمای لیچینگ (°C)	درصد پالپ (v/v)	درصد استخراج مس	درصد استخراج آهن	تست	غلظت اسید سولفوریک (g/L)	حجم هیدروژن پراکسید (mL)	زمان لیچینگ (h)	دمای لیچینگ (°C)	درصد پالپ (v/v)	درصد استخراج مس	درصد استخراج آهن
۱	۲۵	۱۵۰	۴	۴۰	۲۹	۸۰/۷۷	۸۰/۲۱	۱۶	۱۵۰	۳۵۰	۸	۸۰	۲۹	۹۵/۴۱	۹۰/۲۵
۲	۱۵۰	۱۵۰	۴	۴۰	۱۷	۸۱/۹۵	۷۹/۳۰	۱۷	۲۵	۲۵۰	۶	۶۰	۲۳	۸۱/۱۸	۷۵/۷۷
۳	۲۵	۳۵۰	۴	۴۰	۱۷	۷۹/۱۹	۷۶/۶۶	۱۸	۱۵۰	۲۵۰	۶	۶۰	۲۳	۸۵/۸۸	۸۲/۹۳
۴	۱۵۰	۳۵۰	۴	۴۰	۲۹	۸۱/۳۰	۷۷/۴۵	۱۹	۸۷/۵	۱۵۰	۶	۶۰	۲۳	۸۲/۶۷	۷۹/۳۰
۵	۲۵	۱۵۰	۸	۴۰	۱۷	۷۷/۴۷	۷۷/۴۸	۲۰	۸۷/۵	۳۵۰	۶	۶۰	۲۳	۸۳/۸۶	۷۸/۹۵
۶	۱۵۰	۱۵۰	۸	۴۰	۲۹	۸۱/۲۰	۷۷/۴۲	۲۱	۸۷/۵	۲۵۰	۴	۶۰	۲۳	۸۲/۴۳	۷۹/۷۶
۷	۲۵	۳۵۰	۸	۴۰	۲۹	۷۹/۹۳	۷۵/۶۲	۲۲	۸۷/۵	۲۵۰	۸	۶۰	۲۳	۸۲/۵۲	۸۰/۱۵
۸	۱۵۰	۳۵۰	۸	۴۰	۱۷	۸۰/۹۶	۸۰/۹۱	۲۳	۸۷/۵	۲۵۰	۶	۴۰	۲۳	۷۹/۲۹	۷۴/۷۰
۹	۲۵	۱۵۰	۴	۸۰	۱۷	۷۹/۷۴	۷۶/۲۰	۲۴	۸۷/۵	۲۵۰	۶	۸۰	۲۳	۸۷/۶۰	۸۱/۷۲
۱۰	۱۵۰	۱۵۰	۴	۸۰	۲۹	۸۹/۰۹	۸۳/۲۸	۲۵	۸۷/۵	۲۵۰	۶	۶۰	۱۷	۸۲/۸۳	۷۹/۵۴
۱۱	۲۵	۳۵۰	۴	۸۰	۲۹	۷۹/۵۵	۷۴/۰۳	۲۶	۸۷/۵	۲۵۰	۶	۶۰	۲۹	۸۳/۱۵	۷۷/۰۰
۱۲	۱۵۰	۳۵۰	۴	۸۰	۱۷	۹۱/۲۵	۸۷/۰۳	۲۷	۸۷/۵	۲۵۰	۶	۶۰	۲۳	۸۱/۷۳	۷۵/۶۹
۱۳	۲۵	۱۵۰	۸	۸۰	۲۹	۷۹/۴۵	۷۷/۱۱	۲۸	۸۷/۵	۲۵۰	۶	۶۰	۲۳	۸۳/۳۹	۷۶/۵۱
۱۴	۱۵۰	۱۵۰	۸	۸۰	۱۷	۹۲/۸۰	۸۹/۴۴	۲۹	۸۷/۵	۲۵۰	۶	۶۰	۲۳	۸۲/۹۵	۷۶/۵۴
۱۵	۲۵	۳۵۰	۸	۸۰	۱۷	۸۲/۰۹	۷۶/۲۶	۳۰	۸۷/۵	۲۵۰	۶	۶۰	۲۳	۸۲/۶۷	۷۶/۳۲

۲-۲-۲ - لیچینگ با تیواوره:

در این مرحله ۲۵ میلی لیتر آب اکسیژنه به پسماند اضافه شد. سپس بر اساس آزمایشهای اولیه، پارامترهای تاثیر گذار بر لیچینگ طلا بوسیله تیواوره تشخیص داده شد که عبارتند از: غلظت تیواوره، دمای لیچینگ و زمان لیچینگ. برای هر پارامتر سه سطح در نظر گرفته شد. سطوح و عوامل اثرگذار برای لیچینگ تیواوره در جدول ۲ آمده است. با توجه به عوامل و سطوح در نظر گرفته شده و با استفاده از روش پاسخ سطح و نرم افزار Minitab، طرح ترکیب مرکزی (CCD) نوشته شد. سپس طبق طرح نوشته شده، ۵۰۰ میلی لیتر محلول تیواوره با غلظت مشخص به پسماند اضافه شد و با دما و زمان مشخص شده در طرح، لیچینگ انجام شد. پس از انجام این مراحل، پالپ به مدت ۲ ساعت ساکن نگه داشته شد، آنگاه محلول رویی از لجن ته نشین شده جدا شد و مقدار مس، آهن و طلا آن با دستگاه جذب اندازه گیری شد. طرح نوشته شده در جدول ۳ آمده است (سرعت همزدن ثابت و ۱۵۰ دور بر دقیقه است).

جدول ۳ طرح CCD بدست آمده برای لیچینگ طلا با تیواوره

تست	A ₁	A ₂	A ₃	تست	A ₁	A ₂	A ₃
۱	۲	۳۰	۲	۱۰	۲۰	۵۵	۵
۲	۲۰	۳۰	۲	۱۱	۳۰	۵۵	۵
۳	۲	۸۰	۲	۱۲	۱۱	۸۰	۵
۴	۲۰	۸۰	۲	۱۳	۱۱	۵۵	۲
۵	۲	۳۰	۸	۱۴	۱۱	۵۵	۸
۶	۲۰	۳۰	۸	۱۵	۱۱	۵۵	۵
۷	۲	۸۰	۸	۱۶	۱۱	۵۵	۵
۸	۲۰	۸۰	۸	۱۷	۱۱	۵۵	۵
۹	۲	۵۵	۵	۱۸	۱۱	۵۵	۵

۳ - نتایج و بحث:

۳-۱ - خصوصیات نمونه:

آنالیز اندازه ذرات نشان داد که حدود ۸۰٪ ذرات ریزتر از ۱۰ میکرومتر بوده اند (شکل ۱). آنالیز شیمیایی

پیش تغلیظ، بصورت غلظت اسید سولفوریک (g/L) ۱۵۰، حجم آب اکسیژنه (mL) ۱۵۰، زمان لیچینگ (h) ۸، دمای لیچینگ (°C) ۸۰، درصد پالپ (v/v) ۲۳ تشخیص داده شد. با توجه به نتایج بدست آمده، اگر لیچینگ در سه مرحله و در هر مرحله با حلال تازه انجام گیرد، درصد استخراج مس و آهن به بیشترین مقادیر خود میرسد. در نتیجه پیش تغلیظ در سه مرحله و با شرایط بدست آمده انجام شد.

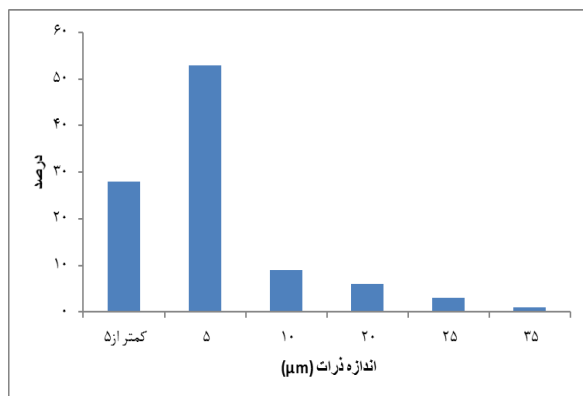
مرحله اول: به ۳۵۰ گرم پسماند، ۱۵۰ میلی لیتر آب اکسیژنه به عنوان اکسنده کمکی اضافه شد و زیر هود گذاشته شد تا بخارات تا حدودی خارج شوند. سپس محلول اسید سولفوریک ۱۵۰ g/L به آن اضافه شد به جمعی که درصد پالپ مخلوط ۲۳٪ شود (بر اساس یافته های پیشین و با استفاده از روش پاسخ سطح شرایط لیچینگ با اسید سولفوریک از جمله غلظت اسید سولفوریک، زمان و دمای لیچینگ، حجم آب اکسیژنه مصرفی و درصد پالپ بهینه شده است). سپس پالپ داخل بشر ریخته شد و با دمای ثابت ۸۰°C همزده شد. پس از ۱۶۰ دقیقه همزدن، موتور خاموش شد. سپس پالپ فیلتر شد و پسماند باقیمانده با آب مقطر شسته شد.

مرحله دوم: به لجن باقیمانده از مرحله اول، دوباره محلول اسید سولفوریک ۱۵۰ g/L اضافه شد به جمعی که درصد پالپ مخلوط ۲۳٪ شود. سپس دوباره به مدت ۱۶۰ دقیقه و با همان شرایط مرحله اول همزده شد و مانند مرحله اول پس از همزدن، پالپ فیلتر شد و پسماند باقیمانده با آب مقطر شسته شد.

مرحله سوم: همانند مرحله دوم تکرار شد. کل محلول اسید سولفوریک مصرفی در سه مرحله ۲ لیتر می باشد. بعد از فیلتر شدن پسماند در مرحله سوم و شسته شدن با آب مقطر، پسماند برای لیچینگ با تیواوره آماده است [۳۵].

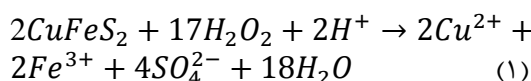
جدول ۲ عوامل و سطوح تعریف شده برای لیچینگ طلا

نام عامل اثر گذار	متغیرها	سطوح		
		۱	۰	-۱
غلظت تیواوره (g/L)	A ₁	۲۰	۱۱	۲
دمای لیچینگ (°C)	A ₂	۸۰	۵۵	۳۰
زمان لیچینگ (h)	A ₃	۸	۵	۲



شکل ۱ آنالیز اندازه ذرات

را کم میکند [۵]. انحلال کالکوپیریت در سیستم $H_2SO_4 - H_2O$ برطبق معادله ۱ اتفاق می افتد [۳۶]:



بدلیل درصد بالای آهن غلظت اسید سولفوریک از ۱۵۰ g/L بیشتر نشد. چون لیچینگ بیش از حد آهن برای مراحل بعدی بازیابی مس، یعنی استخراج با حلال، مشکل ایجاد خواهد کرد. انحلال آهن قویا وابسته به pH محلول است. در $pH < 2$ آهن بصورت محلول باقی می ماند. این خصوصیت آهن میتواند به عنوان یک مزیت در لیچینگ در نظر گرفته شود چون تنظیم pH میتواند انتخاب پذیری بین مس و آهن را افزایش دهد [۳۷]. برای رسیدن به سرعتهای بالاتر لیچینگ کالکوپیریت، پتانسیل اکسایش-کاهش محلول باید پایینتر از پتانسیل بحرانی باشد. اندازه گیریها نشان می دهد که پتانسیل ردوکس هر ۱۸ آزمایش بین ۰/۵-۰/۳ ولت است که پایینتر از پتانسیل بحرانی (۰/۶ ولت) است [۳۸]. بعد از لیچینگ با اسید سولفوریک، درصد آهن و مس و طلا در لجن های خشک شده به روشهای گفته شده اندازه گیری شد. شکل ۲ غلظت مس و آهن و طلا در لجن خشک شده اولیه و همچنین در لجن خشک شده باقیمانده بعد از لیچینگ با اسید سولفوریک را نشان میدهد. محاسبات انجام شده نشان می دهد آهن و مس به ترتیب ۲/۹۰٪ و ۹۵/۴٪ استخراج شدند. درصد طلا از ppm ۹/۹ در لجن خشک شده باقیمانده رسیده است. یعنی حدود ۴ برابر

در جدول ۴ ارائه شده است. آهن و مس موجود در نمونه، با توجه به مطالعات مینرالوژی، بیشتر به صورت مگنتیت ۳۱/۱۷٪ (Fe_3O_4)، پیریت ۱۶/۳۹٪ (FeS_2) و کالکوپیریت ۱۰/۸۷٪ ($CuFeS_2$) می باشد.

جدول ۴ آنالیز شیمیایی پسماند به روش XRF

عنصر/ترکیب	درصد وزنی
Fe_2O_3	۵۳/۰۰
CuO	۱/۶۳
SiO_2	۱۱/۳۹
As_2O_3	۰/۵۵
Al_2O_3	۴/۹۹
MoO_3	۰/۱۲
PbO	۳/۱۹
SO_3	۱۶/۱۴
ZnO	۳/۶۰
TiO_2	۰/۱۹
CaO	۱/۰۱

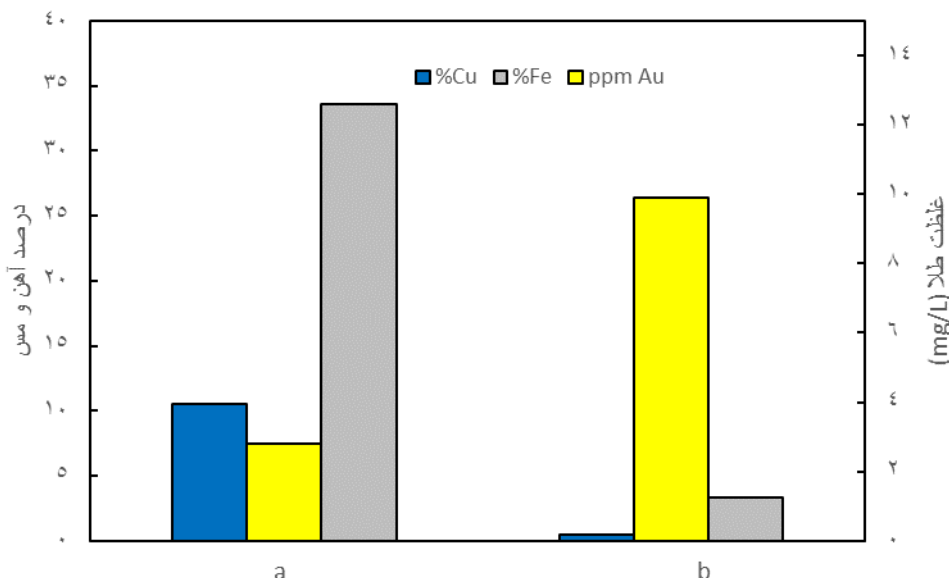
۳ - ۲ - مرحله پیش تغلیظ: لیچینگ سولفوریک اسید و آب اکسیژنه با هدف استخراج مس

ابتدا لیچینگ مس با اسید سولفوریک با غلظت g/L ۱۵۰ بدون اکسنده کمکی انجام شد. اما مس به مقدار بسیار کمی استخراج شد. سرعت واکنش باید افزایش داده میشد چون کالکوپیریت در بین سولفید های مس بسیار مقاوم است. بنابراین، هیدروژن پراکسید بدلیل خاصیت اکسندگی زیاد، به عنوان عامل لیچینگ کمکی مورد استفاده قرار گرفت. در این تحقیق حجم آب اکسیژنه نمیتواند بیش از ۱۵۰ mL باشد چون استفاده بیش از حد از آب اکسیژنه منجر به تولید یک لایه پسیو روی سطح ذرات میشود [۳۶]. حضور این لایه پسیو دسترسی عامل لیچینگ به فلز هدف

لیچینگ چند مرحله ای مس و طلا از پسماند واحد غبار مجتمع مس سرچشمه با استفاده از روش تیواوره

میزان ۲۵/۵ درصد مقدار اولیه، باعث بالا رفتن غلظت طلا در لجن باقیمانده شده، که امکان استخراج طلا با کارایی بهتر را در مرحله بعدی یعنی لیچینگ با تیواوره امکان پذیر خواهد ساخت.

تغلیظ شده است. این نتایج به این معنی است که پسماندی که بعد از پیش تغلیظ برای لیچینگ با تیواوره مهیا شده است، دارای ۹/۹ ppm طلاست. واضح است که حذف عناصر مزاحم در پیش تغلیظ و کاهش وزن لجن به



شکل ۲ محتوای مس، آهن و طلای نمونه (a) قبل (b) بعد از لیچینگ سه مرحله ای، شرایط هر مرحله: ۱۵۰ mL آب اکسیژنه به عنوان اکسنده کمکی، اسید سولفوریک ۱۵۰g/L، درصد پالپ ۲۳٪، ۸۰°C، ۱۶۰min

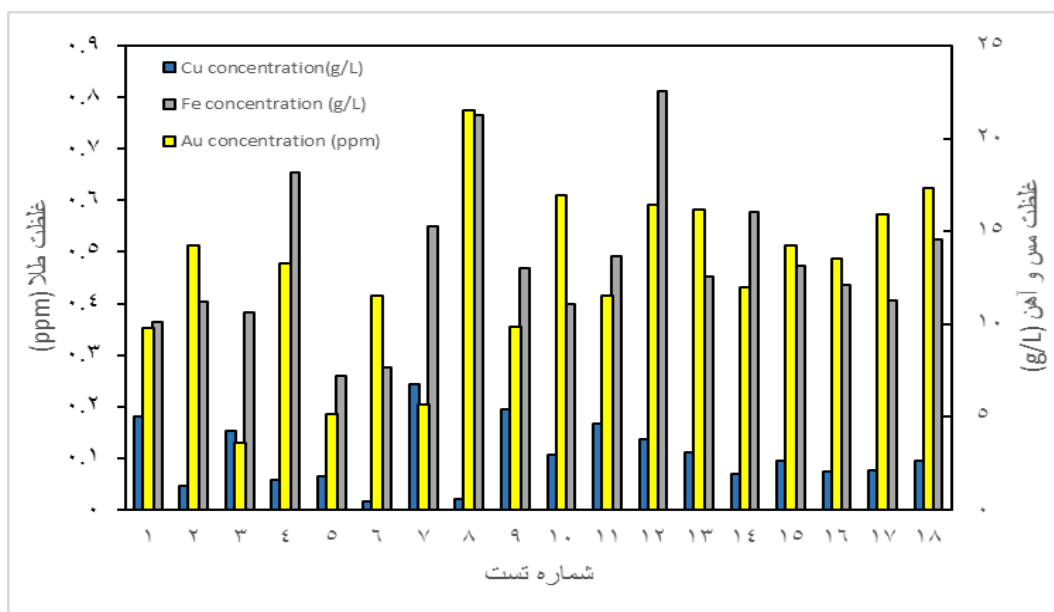
جدول ۵ نتایج بدست آمده برای لیچینگ طلا با تیواوره

درصد استخراج طلا	تست	درصد استخراج طلا	تست
۳۴/۸۷	۱۰	۲۰/۱۶	۱
۲۳/۷۰	۱۱	۲۹/۲۳	۲
۳۳/۸۰	۱۲	۷/۳۹	۳
۳۳/۳۲	۱۳	۲۷/۳۴	۴
۲۴/۶۴	۱۴	۱۰/۵۷	۵
۲۹/۲۶	۱۵	۲۳/۶۷	۶
۲۷/۸۸	۱۶	۱۱/۷۰	۷
۳۲/۶۸	۱۷	۴۴/۲۴	۸
۳۵/۷۱	۱۸	۲۰/۳۴	۹

شماره ۷ و ۸ عامل زمان ۸ h و دما ۸۰°C ثابت است، تنها عامل غلظت تیواوره است که در تست ۷ در کمترین سطح (۲۰g/L) و در تست ۸ در بیشترین سطح (۲۰g/L)

۳-۳ - لیچینگ با تیواوره:

بر اساس طرح بدست آمده از روش پاسخ سطح، ۱۸ آزمایش با شرایط متفاوت انجام شد. نتایج حاصل از لیچینگ طلا با تیواوره در جدول ۵ آمده است. همانطور که در شکل ۳ نشان داده شده است، آزمایش شماره ۸ بیشترین میزان استخراج طلا را داشته است. با توجه به شکل ۳ میتوان رقابت مس و طلا را برای انحلال با تیواوره مشاهده کرد. در تست ۷ که مس با بیشترین مقدار استخراج شده است، استخراج طلا بسیار کم است، اما در تست ۸ که بیشترین میزان استخراج طلا را داریم، انحلال مس در کمترین حالت خود است. مقایسه بین تست شماره ۷ که بیشترین میزان انحلال مس و تست شماره ۸ که بیشترین میزان انحلال طلا را دارد نشان می دهد که عامل غلظت تیواوره اثر خیلی مهمی روی میزان استخراج طلا دارد (در قسمت بعدی از لحاظ آماری هم اثبات شده است). در تست



شکل ۳ میزان طلا، مس و آهن استخراج شده توسط تیواوره در طرح CCD تعریف شده برای بیشترین انحلال طلا

برای بررسی بیشتر شرایط حاکم بر لیچینگ تیواوره از تحلیل واریانس ANOVA استفاده شد. نتایج حاصل از این تحلیل در جدول ۶ آمده است. همانطور که مشاهده می شود از بین سه فاکتور در نظر گرفته شده، فقط فاکتور غلظت تیواوره با $P\text{-value} < 0.05$ ، اثر مشخص دارد. دو فاکتور زمان و دما و همچنین مربعات هیچ یک از فاکتورها تاثیر بسزایی در استخراج طلا ندارند.

برای بررسی برهم کنشها نمودارهای پاسخ سطح برای طلا رسم شد (شکل ۴). با افزایش غلظت تیواوره، افزایش در استخراج طلا مشاهده شد. توضیح این پدیده می تواند این باشد که تیواوره در محلول به راحتی میتواند به فرمامیدین دی سولفید، که نمیتواند با طلا کمپلکس کند، اکسید شود. در نتیجه با افزایش غلظت تیواوره، کمپلکس کننده در دسترس برای طلا نیز افزایش می یابد و میزان انحلال بالا می رود. علت پر کاربرد نبودن تیواوره در صنعت، علیرغم سرعت بالای واکنش با طلا و سمیت کم، همین مصرف بالای آن می باشد. با اضافه کردن SO_2 شاید بتوان مصرف تیواوره را کاهش داد [۵].

می باشد. دیده می شود با افزایش غلظت تیواوره میزان استخراج طلا افزایش و انحلال مس کاهش می یابد.

۳-۴ - ارزیابی مدل و صحت:

سه پارامتر اعمال شده، غلظت تیواوره، دما و زمان برای بدست آوردن یک مدل ریاضی برای لیچینگ طلا مورد استفاده قرار گرفت. مدل بدست آمده به شرح زیر است:

$$Z = 20.6 + 78.6 \times 10^{-2} A_1 + 0.96 \times 10^{-1} A_3 - 1.26 A_2 - 5.03 \times 10^{-2} A_1^2 - 4.69 \times 10^{-3} A_3^2 - 0.30 A_2^2 + 16.84 \times 10^{-3} A_1 * A_3 + 0.77 \times 10^{-1} A_1 * A_2 + 6.06 \times 10^{-2} A_3 * A_2$$

میزان R^2 و R_{adj}^2 برای این مدل به ترتیب ۹۲/۱۱ و ۸۳/۲۳ می باشد. این مقدار بالای R^2 نشان دهنده این است که این مدل با احتمال ۹۲٪ می تواند نتایج حاصل از داده های تجربی را پیشگویی کند. در این معادله Z درصد طلای استخراج شده می باشد.

لیچینگ چند مرحله ای مس و طلا از پسماند واحد غبار مجتمع مس سرچشمه با استفاده از روش تیواوره

محصولات نامحلول مثل سولفور عنصری و یا Au_2S باشد [۳۹]. در نتیجه اگر غلظت تیواوره و زمان لیچینگ به طور همزمان افزایش یابد می تواند درصد استخراج طلا را بهبود دهد.

در نمودار رسم شده برای برهم کنش بین غلظت تیواوره و زمان، F_a ، مشاهده می شود که در بازه زمانی حدود ۲ ساعت برای لیچینگ اگر غلظت تیواوره را از 5 g/L به حدود 12 g/L افزایش دهیم باعث افزایش درصد استخراج طلا خواهد شد، اما با افزایش غلظت از 12 g/L تا غلظت 20 g/L کاهش در درصد استخراج طلا مشاهده می شود. از طرفی، اگر همین روند افزایش غلظت از 5 g/L تا 20 g/L در زمانهای بالای استخراج (A_h) انجام شود، افزایش شدیدی در درصد استخراج طلا خواهیم داشت. این تناقض نشان دهنده برهم کنش بین دو عامل غلظت تیواوره و زمان است. داده های جدول ۶ (ANOVA) نیز این وابستگی و برهم کنش بین دو فاکتور غلظت تیواوره و زمان را تأیید می کنند ($P\text{-value}=0.026$).

با افزایش دما در بازه دمایی انتخاب شده اثر مشخصی روی درصد انحلال طلا مشاهده نمی شود. ($P\text{-value}=0.204 > 0.05$) در مورد فاکتور زمان نیز در بازه زمانی انتخاب شده (۲ تا ۸ ساعت) بر اساس نتایج آماری ($P\text{-value}=0.839 > 0.05$) نتایج مشابه است. نتایج بررسی برهم کنش دو به دوی این سه پارامتر در شکل ۴ نشان می دهد در حالیکه جفت پارامتر غلظت-دما برهم کنشی روی یکدیگر ندارند، جفت پارامتر دما-زمان با یکدیگر برهم کنش دارند.

در مورد برهم کنش غلظت تیواوره و زمان، می توان گفت با افزایش همزمان غلظت تیواوره و زمان لیچینگ، افزایش شدیدی در درصد استخراج طلا مشاهده میشود. لیگاندهای حاوی سولفور، از جمله تیواوره، به محیط های اکسند حساس هستند و تجزیه میشوند که باعث کاهش سرعت و افزایش زمان انحلال طلا در لیچینگ میشود. این مسئله باعث مصرف بالاتر لیگاند از یک سو و کاهش سرعت فرآیند لیچینگ و در نتیجه افزایش زمان لیچینگ از سوی دیگر می شود. علت این کاهش سرعت می تواند تشکیل

جدول ۶ نتایج تست ANOVA برای درصد استخراج طلا

منبع	درجه آزادی	جمع مربعات	میانگین مربعات	F-Value	P-Value
مدل	۹	۱۴۳۵/۵۵	۱۵۹/۵۰۵	۱۰/۳۷	۰/۰۰۲
غلظت تیواوره (A_1)	۱	۷۹۵/۵۳	۷۹۵/۵۳	۵۱/۷۴	۰/۰۰۰
دما (A_2)	۱	۲۹/۴۰	۲۹/۴۰	۱/۹۱	۰/۲۰۴
زمان (A_3)	۱	۰/۶۸	۰/۶۷۹	۰/۰۴	۰/۸۳۹
A_1^2	۱	۴۴/۹۷	۴۴/۹۶۹	۲/۹۲	۰/۱۲۶
A_3^2	۱	۲۳/۲۶	۲۳/۲۶۰	۱/۵۱	۰/۲۵۴
A_2^2	۱	۱۹/۷۸	۱۹/۷۸۲	۱/۲۹	۰/۲۹۰
$A_1 * A_3$	۱	۱۱۴/۸۸	۱۱۴/۸۸۲	۷/۴۷	۰/۰۲۶
$A_1 * A_2$	۱	۳۴/۵۶	۳۴/۵۶۰	۲/۲۵	۰/۱۷۲
$A_3 * A_2$	۱	۱۶۵/۲۷	۱۶۵/۲۷۵	۱۰/۷۵	۰/۰۱۱
خطا	۸	۱۲۲/۹۹	۱۵/۳۷۴		
عدم برازش	۵	۸۵/۷۵	۱۷/۱۵۱	۱/۳۸	۰/۴۲۰
خطای خالص	۳	۳۷/۲۴	۱۲/۴۱۳		
کل	۱۷	۱۵۵۸/۵۴			

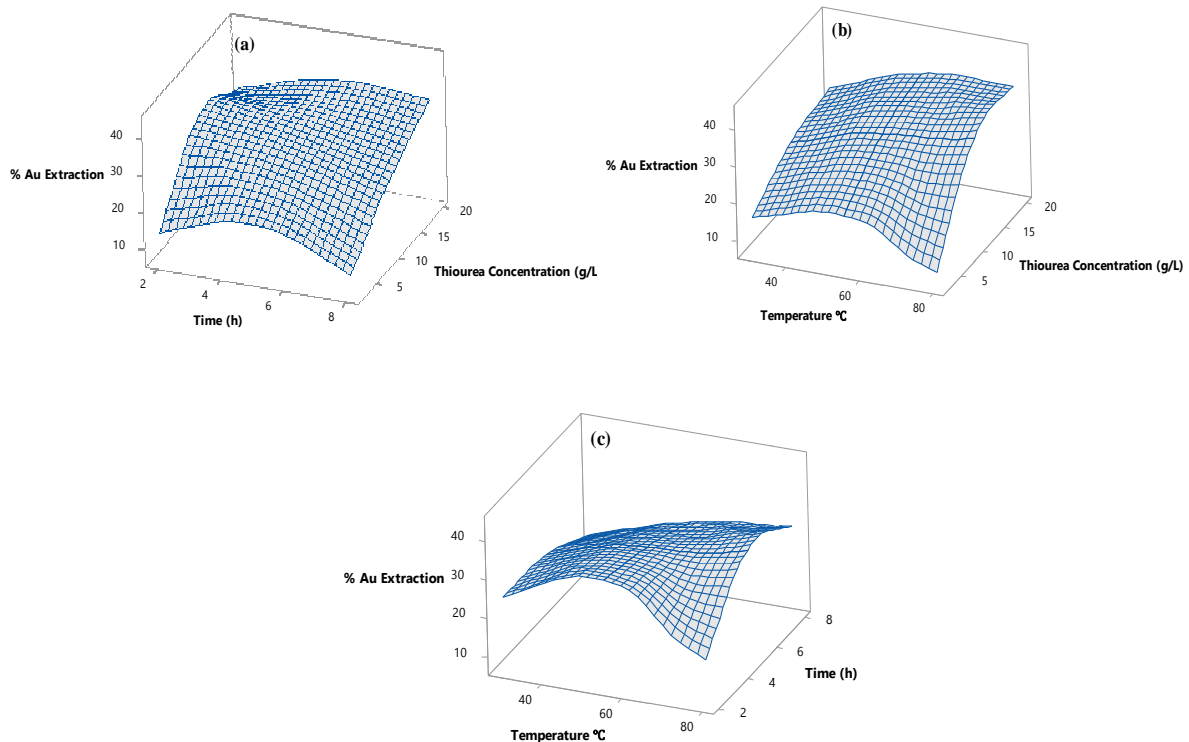
است. همچنین، در سنگ معدن پیچیده ای مانند نمونه پسماند مورد نظر، کانیهای فعال (مانند مس) میتوانند از طریق واکنشهای جانبی باعث مصرف عامل لیچینگ شوند و در نتیجه عامل لیچینگ کافی برای لیچینگ طلا وجود نداشته باشد. علاوه بر این، احتمال اینکه اجزای سنگ معدن، کمپلکس طلای تشکیل شده در محلول را جذب سطحی کرده و یا باعث رسوب آن شوند وجود دارد [۵].

اگر خطاها به صورت نرمال توزیع شده باشند، تقریباً ۹۵٪ باقیمانده های استاندارد باید در بازه (۲-۲) قرار بگیرند شکل (۵) خطی بودن تقریبی نمودار نشان میدهد که داده ها نرمالند. هیچ حالت S شکلی ایجاد نشد [۴۰].

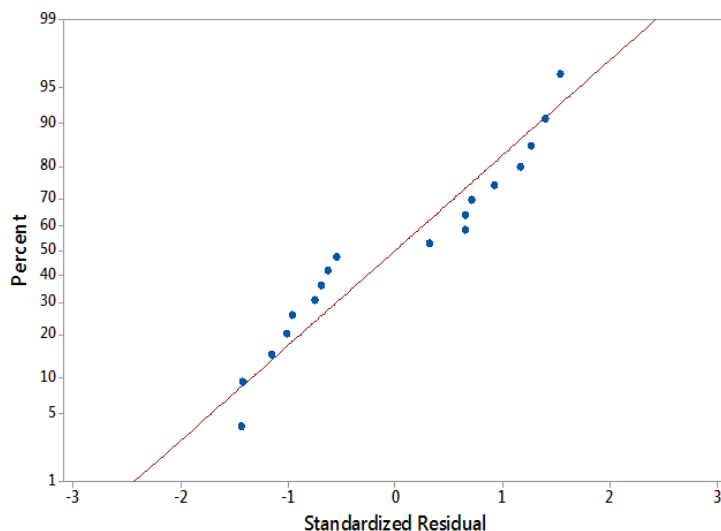
در مورد دما و غلظت تیواوره، داده های جدول ۵ دلالت بر این موضوع دارند که این دو فاکتور مستقل از هم هستند (P-value=0.172).

دو فاکتور دما و زمان نیز بر هم کنش موثری دارند (P-value=0.011 < 0.05). از نتایج بدست آمده می توان بهترین شرایط برای بدست آوردن بیشترین درصد استخراج طلا را بدست آورد. این شرایط عبارتند از: غلظت تیواوره ۲۰ g/L، دما ۸۰°C و زمان ۸ h. اگر این شرایط همراه با پیش تغلیظ انجام شود می توان طلا را در حدود ۴۴,۲۴٪ استخراج کرد.

درصد پایین انحلال طلا را میتوان به دلایل زیر نسبت داد: احتمالاً طلا در ماتریکس معدنی به گونه ای محصور شده است که عامل لیچینگ امکان تماس با آن را نداشته



شکل ۴ نمودار پاسخ سطح برای درصد استخراج طلا: بر هم کنش بین (a) غلظت تیواوره (A_1) و زمان (A_3) (b) غلظت تیواوره (A_1) و دما (A_2) (c) دما (A_2) و زمان (A_3)



شکل ۵ منحنی نرمال برای درصد استخراج طلا

۴ - نتیجه گیری:

یک فرآیند چهار مرحله ای برای لیچینگ مس و طلا از پسماند ارائه شد. در این روش مس ۹۵/۴٪ و طلا ۴۴/۲٪ استخراج شدند. چون در مقاله حاضر فقط سه فاکتور از فاکتورهای موثر در انحلال بهینه شده است، پیشنهاد میشود بهینه سازی بقیه فاکتورهای موثر بر انحلال از جمله درصد پالپ لیچینگ و یا مقدار اکسنده (آب اکسیژنه) مصرفی مورد بررسی قرار گیرد تا بتوان درصد انحلال طلا را افزایش داد. برای درک بهتر شرایط لیچینگ طلا و عوامل موثر از روش پاسخ سطح برای آنالیز داده ها استفاده شد و مدلی برای استخراج طلا با تیواوره با درصد تطابق ۹۲٪ با نتایج تجربی ارائه شد. در نهایت بهترین شرایط برای استخراج طلا بصورت: غلظت تیواوره ۲۰ g/L ، دما ۸۰°C و زمان ۸ h تشخیص داده شد. از میان سه فاکتور بررسی شده، تنها عامل موثر روی درصد استخراج طلا، فاکتور غلظت تیواوره است.

تشکر و قدردانی:

این پروژه تحت حمایت واحد تحقیق و توسعه صنایع ملی مس ایران انجام شده است. نویسندگان کمال تشکر و قدردانی خود را از مدیریت و پرسنل محترم مجتمع مس سرچشمه اعلام میدارند.

مراجع

- [2] A. Behnamfard, 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 Manag.*, vol. 33, no. 11, pp. 2354–2363, 2013, doi: 10.1016/j.wasman.2013.07.017.

- [1] I. Birloaga, I. De Michelis, F. Ferella, M. Buzatu, and F. Vegliò, "Study on the influence of various factors in the hydrometallurgical processing of waste printed circuit boards for copper and gold recovery," *Waste Manag.*, vol. 33, no. 4, pp. 935–941, 2013, doi: 10.1016/j.wasman.2013.01.003.

- [14] S. Syed, "Recovery of gold from secondary sources-A review," *Hydrometallurgy*, vol. 115–116, pp. 30–51, 2012, doi: 10.1016/j.hydromet.2011.12.012.
- [15] Y. Wang, L. Xiao, H. Liu, P. Qian, S. Ye, and Y. Chen, "Acid leaching pretreatment on two-stage roasting pyrite cinder for gold extraction and co-precipitation of arsenic with iron," *Hydrometallurgy*, vol. 179, no. January, pp. 192–197, 2018, doi: 10.1016/j.hydromet.2018.06.008.
- [16] E. Y. Yazici, F. Ahlatci, E. Koc, O. Celep, and H. Deveci, "Pre-treatment of a Copper-rich Gold Ore for Elimination of Copper Interference," *Proc. EMC*, no. June, p. 601, 2015, doi: 10.13140/RG.2.1.4186.7362.
- [17] P. Altinkaya, J. Mäkinen, P. Kinnunen, E. Kolehmainen, M. Haapalainen, and M. Lundström, "Effect of biological pretreatment on metal extraction from flotation tailings for chloride leaching," *Miner. Eng.*, vol. 129, no. July, pp. 47–53, 2018, doi: 10.1016/j.mineng.2018.09.012.
- [18] I. Birloaga and F. Vegliò, "Study of multi-step hydrometallurgical methods to extract the valuable content of gold, silver and copper from waste printed circuit boards," *J. Environ. Chem. Eng.*, vol. 4, no. 1, pp. 20–29, 2016, doi: 10.1016/j.jece.2015.11.021.
- [19] L. . Iao *et al.*, "An environmentally friendly process to selectively recover silver from copper anode slime," *J. Clean. Prod.*, vol. 187, pp. 708–716, 2018, doi: 10.1016/j.jclepro.2018.03.203.
- [20] A. Isildar, E. R. Rene, E. D. van Hullebusch, and P. N. L. Lens, "Two-Step Leaching of Valuable Metals from Discarded Printed Circuit Boards, and Process Optimization Using Response Surface Methodology," *Adv. Recycl. Waste Manag.*, vol. 02, no. 02, 2017, doi: 10.4172/2475-7675.1000132.
- [21] F. Soltani, M. Marzban, H. Darabi, M. Aazami, and M. Hemmati Chegeni, "Effect of Oxidative Pretreatment and Lead Nitrate Addition on the Cyanidation of Refractory Gold Ore," *Jom*, vol. 72, no. 2, pp. 774–781, 2020, doi: 10.1007/s11837-019-03859-0.
- [22] Z. Dong *et al.*, "Comprehensive recoveries of selenium, copper, gold, silver and lead from a copper anode slime with a clean and economical hydrometallurgical process," *Chem. Eng. J.*, vol. 393, no. December 2019, p. 124762, 2020, doi: 10.1016/j.cej.2020.124762.
- [23] M. Allameh, M. R. Hosseini, and E. Azimi, "Development of a Sustainable Alternative for the Ammoniacal Cyanidation of Copper–Gold Ores Through a Biological Approach," *J. Sustain. Metall.*, vol. 6, no. 4, pp. 796–808, 2020, doi: 10.1007/s40831-020-00316-0.
- [3] S. Das and Y. P. Ting, "Improving Gold (Bio)Leaching Efficiency Through Pretreatment Using Hydrogen Peroxide Assisted Sulfuric Acid," *Clean - Soil, Air, Water*, vol. 45, no. 6, pp. 2–9, 2017, doi: 10.1002/clen.201500945.
- [4] R. Torres and G. T. Lapidus, "Copper leaching from electronic waste for the improvement of gold recycling," *Waste Manag.*, vol. 57, pp. 131–139, 2016, doi: 10.1016/j.wasman.2016.03.010.
- [5] S. R. La Brooy, H. G. Linge, and G. S. Walker, "Review of gold extraction from ores," *Miner. Eng.*, vol. 7, no. 10, pp. 1213–1241, 1994, doi: 10.1016/0892-6875(94)90114-7.
- [6] M. G. Aylmore, "Alternative lixiviants to cyanide for leaching gold ores" *Gold Ore Processing, Project Development and Operations*, vol. 15, no. C. Elsevier B.V., 2005.
- [7] A. D. Bas, E. Koc, Y. E. Yazici, and H. Deveci, "Treatment of copper-rich gold ore by cyanide leaching, ammonia pretreatment and ammoniacal cyanide leaching," *Trans. Nonferrous Met. Soc. China (English Ed.)*, vol. 25, no. 2, pp. 597–607, 2015, doi: 10.1016/S1003-6326(15)63642-1.
- [8] E. Bidari and V. Aghazadeh, "Alkaline leaching pretreatment and cyanidation of arsenical gold ore from the Carlin-type Zarshuran deposit," *Can. Metall. Q.*, vol. 57, no. 3, pp. 283–293, 2018, doi: 10.1080/00084433.2018.1444931.
- [9] J. Brent Hiskey and V. P. Atluri, "Dissolution Chemistry of Gold and Silver in Different Lixiviants," *Miner. Process. Extr. Metall. Rev.*, vol. 4, no. 1–2, pp. 95–134, 1988, doi: 10.1080/08827508808952634.
- [10] X. E. Dang, W. S. Ke, C. Tang, J. Lv, X. Zhou, and C. P. Liu, "Increasing leaching rate of gold cyanide of two-stage calcination generated from refractory ore containing arsenopyrite and pyrrhotite," *Rare Met.*, vol. 35, no. 10, pp. 804–810, 2016, doi: 10.1007/s12598-015-0470-0.
- [11] T. L. Deng, M. X. Liao, M. H. Wang, Y. W. Chen, and N. Belzile, "Enhancement of gold extraction from biooxidation residues using an acidic sodium sulphite-thiourea system," *Miner. Eng.*, vol. 14, no. 2, pp. 263–268, 2001, doi: 10.1016/S0892-6875(00)00181-3.
- [12] H. Li, S. Yin, S. Li, L. Zhang, J. Peng, and K. Yang, "Investigation on the recovery of gold from pretreated cyanide tailings using chlorination leaching process," *Sep. Sci. Technol.*, 2019, doi: 10.1080/01496395.2019.1708108.
- [13] Y. Lu, Q. Song, and Z. Xu, "Integrated technology for recovering Au from waste memory module by chlorination process: Selective leaching, extraction, and distillation," *J. Clean. Prod.*, vol. 161, pp. 30–39, 2017, doi: 10.1016/j.jclepro.2017.05.033.

- Karimi and M. Torabi (2021) "Optimization of the leaching conditions of chalcopyrite/pyrite concentrate in "Sarcheshmeh Copper Complex" using responsesurface methodology" 3rd Applied Chemical Science and Technology Conferences Geochemistry and Environmental Chemistry (geconf 2021). Kerman. Iran.
- [36] M. M. Antonijević, Z. D. Janković, and M. D. Dimitrijević, "Kinetics of chalcopyrite dissolution by hydrogen peroxide in sulphuric acid," *Hydrometallurgy*, vol. 71, no. 3–4, pp. 329–334, 2004, doi: 10.1016/S0304-386X(03)00082-3.
- [37] U. Mohanty, L. Rintala, P. Halli, P. Taskinen, and M. Lundström, "Hydrometallurgical Approach for Leaching of Metals from Copper Rich Side Stream Originating from Base Metal Production," *Metals (Basel)*, vol. 8, no. 1, p. 40, 2018, doi: 10.3390/met8010040.
- [38] N. Hiroyoshi, S. Kuroiwa, H. Miki, M. Tsunekawa, and T. Hirajima, "Effects of coexisting metal ions on the redox potential dependence of chalcopyrite leaching in sulfuric acid solutions," *Hydrometallurgy*, vol. 87, no. 1–2, pp. 1–10, 2007, doi: 10.1016/j.hydromet.2006.07.006.
- [39] Senanayake G. "Gold leaching in non-cyanide lixiviant systems: Critical issues on fundamentals and applications. " *Miner Eng.* 2004;17(6):785–801
- [40] D. C. Montgomery and G. C. Runger (2002), *Applied Statistics and probability for engineers*. John Wiley & Sons, Inc. United States of America.
- [24] H. fei Zhao, H. ying Yang, L. lin Tong, Q. Zhang, and Y. Kong, "Biooxidation-thiosulfate leaching of refractory gold concentrate," *Int. J. Miner. Metall. Mater.*, vol. 27, no. 8, pp. 1075–1082, 2020, doi: 10.1007/s12613-020-1964-9.
- [25] B. C. Tanda, "Glycine as a lixiviant for the leaching of low grade copper-gold ores," no. February, 2017. Available: <https://espace.curtin.edu.au/bitstream/handle/20.500.11937/56525/Tanda Bennson 2017>.
- [26] A. C. Grosse, G. W. Dicoski, M. J. Shaw, and P. R. Haddad, "Leaching and recovery of gold using ammoniacal thiosulfate leach liquors (a review)," *Hydrometallurgy*, vol. 69, no. 1–3, pp. 1–21, 2003, doi: 10.1016/S0304-386X(02)00169-X.
- [27] G. Hilson and A. J. Monhemius, "Alternatives to cyanide in the gold mining industry: what prospects for the future?," *J. Clean. Prod.*, vol. 14, no. 12-13 SPEC. ISS., pp. 1158–1167, 2006, doi: 10.1016/j.jclepro.2004.09.005.
- [28] S. Kotova, B. Follink, L. Del Castillo, and C. Priest, "Leaching gold by reactive flow of ammonium thiosulfate solution in high aspect ratio channels: Rate, passivation, and profile," *Hydrometallurgy*, vol. 169, pp. 207–212, 2017, doi: 10.1016/j.hydromet.2017.01.015.
- [29] J. Cui and L. Zhang, "Metallurgical recovery of metals from electronic waste: A review," *J. Hazard. Mater.*, vol. 158, no. 2–3, pp. 228–256, 2008, doi: 10.1016/j.jhazmat.2008.02.001.
- [30] L. Jing-ying, X. Xiu-li, and L. Wen-quan, "Thiourea leaching gold and silver from the printed circuit boards of waste mobile phones," *Waste Manag.*, vol. 32, no. 6, pp. 1209–1212, 2012, doi: 10.1016/j.wasman.2012.01.026.
- [31] P. Lacoste-Bouchet, G. Deschênes, and E. Ghali, "Thiourea leaching of a copper-gold ore using statistical design," *Hydrometallurgy*, vol. 47, no. 2–3, pp. 189–203, 1998, doi: 10.1016/S0304-386X(97)00043-1.
- [32] S. Ubaldini, P. Fornari, R. Massidda, and C. Abbruzzese, "An innovative thiourea gold leaching process," *Hydrometallurgy*, vol. 48, no. 1, pp. 113–124, 1998, doi: 10.1016/S0304-386X(97)00076-5.
- [33] J. Li and J. D. Miller, "Reaction kinetics of gold dissolution in acid thiourea solution using ferric sulfate as oxidant," *Hydrometallurgy*, vol. 89, no. 3–4, pp. 279–288, 2007, doi: 10.1016/j.hydromet.2007.07.015.
- [34] G. J. Sparrow and J. T. Woodcock, "Cyanide and Other Lixiviant Leaching Systems for Gold with Some Practical Applications," *Miner. Process. Extr. Metall. Rev.*, vol. 14, no. 3–4, pp. 193–247, 1995, doi: 10.1080/08827509508914125.
- [35] F. Golaghaei, A. Mohadesi, S. A. Ataei, M.

A Multistage Process for Copper and Gold Leaching from the Residue of Dust Unit in Sarcheshmeh Copper Complex using Thiourea Method

Fatemeh Golaghaei ¹, Alireza Mohadesi ^{1,*}, Seyed Ahmad Ataei ², Mohamad Ali Karimi ¹, Masoumeh Torabi ³

1. Chemistry Department, Payam-e-Noor University, Kerman, Iran

2. Chemical Engineering Department, Shahid Bahonar University of Kerman, Kerman, Iran

3. Sarcheshmeh Copper Complex, National Iranian Copper Industries Company, Kerman, Iran

ABSTRACT

This paper presents a novel multistage hydrometallurgical process for copper and gold leaching from Sarcheshmeh Copper Complex (in Kerman, Iran) dust unit residue. To this end, 95.4% of copper and 90.2% of iron were leached in a three-step process using sulfuric acid in the presence of hydrogen peroxide, as the pretreatment. The solid residue from sulfuric acid pretreatment was applied to extract gold into the solution using acidic Thiourea leaching. To better understand the influence of different parameters on gold leaching using Thiourea and to reach maximum extraction, central composite design (CCD) was used through response surface methodology (RSM). The optimum conditions for gold leaching are as follows: Thiourea concentration = 20 g/L; temperature of leaching = 80 °C; and leaching time = 8 h. Under these conditions, the experimental leaching efficiency of gold was 44.2%. The presented mathematical model in the current study well explained the experimental data with the correlation coefficient value of 92.11% (R^2).

ARTICLE INFO

Article history:

Received: October 30, 2020

Received in revised form: May 7, 2021

Accepted: June 22, 2021

Key words:

Gold

Copper

Acidic Thiourea

Response Surface Methodology

Multistage Leaching

All right reserved.

* Corresponding author
mohadesi_a@yahoo.com