مقاله پژوهشی

علوم و تکنولوژی محیط زیست، دوره بیست و سوم، شماره نه، آذرماه ۱۴۰۰(۲۸-۱۹)

بررسی آزمایشگاهی لیچینگ باطله‌های فلوتاسیون جهت بازیابی مس در یک مخزن اختلاط ناپیوسته

جلیل پژوهان[۱]

حسین بیکی[۲*]

hbeiki@qiet.ac.ir

تاریخ دریافت: ۹۶/۲/۱۹ **تاریخ پذیرش: ۹۶/۸/۳**

چکیده

زمینه و هدف: با توجه به نیاز صنایع به فلز مس و کاهش منابع با عیار بالا در این پژوهش بازیابی مس از باطله‌های فلوتاسیون به صورت آزمایشگاهی مورد بررسی قرار گرفته است. انباشتگی باطله‌های حاصل از فرآیندهای صنعتی از جمله فلوتاسیون و آثار مخرب این باطله‌ها بر محیط زیست از دیگر ضروریات استفاده از باطله‌های فلوتاسیون می‌باشد.

روش بررسی: آزمایش‌های لیچینگ در یک تانک استیل همزن‌دار در دمای ثابت $25^{o}C$ انجام شده است. از اسید سولفوریک ٪۹۸ به عنوان حلال در فرآیند لیچینگ استفاده شده است. در آزمایش‌ها kg ۱۸ از باطله فلوتاسیون وارد تانک می‌شود و دانسیته‌های مختلف پالپ با تغییر در اندازه آب حاصل می‌شود. آزمایش‌ها با درصدهای وزنی ٪۳۰، ٪۳۵، ٪۴۰ و ٪۴۵ جامد در آب انجام شده است.

یافته‌ها: نتایج بدست آمده از این پژوهش نشان داد که افزودن ناگهانی اسید به تانک به دلیل ایجاد تغییر ناگهانی در غلظت اسید کارایی فرآیند لیچینگ را بالا می‌برد. افزودن ناگهانی اسید نسبت به افزودن تدریجی آن، موجب انحلال کم‌تر آهن موجود در باطله‌ها، به دلیل زمان اقامت کم‌تر ذرات جامد می‌شود.

بحث و نتیجه‌گیری: مقدار مصرف اسید در تست‌ها از ۳۱ کیلوگرم بر تن خوراک تا ۵۴ کیلوگرم بر تن خوراک متغیر بود. همچنین مشخص شد که با توجه به شرایط آزمایش، نمونه ٪۴۰، به عنوان خوراک مناسب جهت بازیابی مس پیشنهاد می‌شود. برای جامد ٪۴۰ زمان اقامت ۱۵ دقیقه و میزان بازیابی مس ٪۹۲/۶۷ می باشد.

واژه های کلیدی: بازیابی مس، باطله‌های فلوتاسیون، محیط زیست، فرآیند لیچینگ.

۱- دانشجوی کارشناسی ارشد، گروه مهندسی شیمی، دانشگاه صنعتی قوچان، قوچان، ایران.

۲- استادیار گروه مهندسی شیمی، دانشگاه صنعتی قوچان، قوچان، ایران. *(مسوول مکاتبات)

J. Env. Sci. Tech., Vol 23, No. 9, December, 2021

Experimental investigation of flotation tailing leaching for copper recovery by using a batch mixing tank

Jalil Pazhoohan[1]
Hossein Beiki[2]*
hbeiki@qiet.ac.ir

Admission Date: October 25, 2017 Date Received: May 9, 2017

Abstract

Background and objectives: According to increase in copper demand and reduce high-grade resources, in this research, copper recovery from flotation tailings have been studied in a laboratory mixing tank experimentally. Flotation tailing should be reused judiciously because of its negative effects on the environment caused by building up of these industrial wastes in surroundings.

Material and Methodology: The leaching experiments have been carried out in a stirred stainless-steel tank, at a constant temperature of 25^{o}C. Sulfuric acid with 98% purity was used as a solvent in the leaching process. The weight of flotation tailings used in experiments was 18 kg. Using various amount of water, different pulp density was achieved. The experiments were done with solid weight percentages of 30%, 35%, 40% and 45% in water.

Findings: The results of this study revealed that suddenly addition of acid to the tank due to sudden change of acid concentration caused to increase the efficiency of the leaching process. When acid was added to pulp suddenly, dissolution of iron from tailings was lower than that in gradual addition of acid condition. Solid particles residence time are less due to sudden addition of acid condition.

Discussion and Conclusion: The amount of consumed acid in the experiments varied from 31 to 54 kg/t with respect to pulp density. According to experimental conditions, sample contained 40% solid, as appropriate feed for recovery of copper from flotation tailing was recommended. For a solid percent of 40wt% and residence time 15 minutes, copper recovery reached 92.67%.

Keywords: Copper Recovery, Flotation Tailing, Environment, Leaching Process.

1- MSc. Student, Department of Chemical Engineering, Quchan University of Technology, Quchan, Iran.
2- Assistant Prof., Department of Chemical Engineering, Quchan University of Technology, Quchan, Iran.
*(*Corresponding Author*)

مقدمه

در سرتاسر جهان، مقادیر زیادی از باطله‌های حاصل از فرایندهای صنعتی و از جمله عملیات های فرآوری مس به مقدار زیاد وجود دارد که این انباشتگی علاوه بر آثار مخرب زیست محیطی از لحاظ اقتصادی نیز دارای اهمیت زیادی است. بازسازی آثار مخرب زیست محیطی معمولا هزینه بر و زمان بر است. اکثر معادن در جهان (فعال، بسته یا رها شده) بوسیله فرسایش ناشی از آب و هوا و فعالیت‌های معدنی تحت تاثیر قرار گرفته‌اند و فقط تعداد محدودی معدن وجود دارند که از این لحاظ تثبیت شده‌اند (۳-۱). با توجه به آلایندگی گسترده فلزات سنگین حاصل از فعالیت‌های معدنی در چین و مجاورت باطله-ها با محیط اطراف و زمین‌های کشاورزی، لی[1] و همکاران نشان دادند که مصرف گیاهانی که در این مناطق رشد می‌کنند برای انسان سالم نیست و بایستی در این مناطق الگوهای کشاورزی اصلاح شوند (۴).

استخراج و فراوری مواد معدنی به خصوص معادن فلزی نقش مهمی در تخریب و آلودگی محیط زیست دارند. انباشت باطله-های فرآیندی حاصل از استحصال مواد معدنی که به طور معمول در داخل دریاچه‌ها و رودخانه‌ها تخلیه می‌شوند، نقش جدی در آلودگی آب دارند. همچنین به دلیل اثرات مخرب بر روی خاک در مناطق آلوده، رشد گیاهان با مشکل مواجه می‌شود و به تبع آن بر سلامت حیوانات و انسان‌ها تاثیر گذار است. پساب‌های اسیدی معادن نیز جزء مخرب‌ترین مواد الاینده محیط زیست به-شمار می‌روند، به طوری که بر روی خاک، هوا و آب‌های سطحی و زیر زمینی اثرات منفی دارند. یکی از جدی ترین مسایل در مورد استخراج مس، انتشار گاز دی اکسید گوگرد و فلزات تبخیر شونده مانند آرسنیک و جیوه می‌باشد، که در طی فرآیند استخراج و فرآوری مس از کارخانه‌ها متصاعد می‌شود. آلودگی حاصل از فعالیت‌های معادن و کارخانه‌های استحصال مس، بر روی گیاهان و آبزیان بیش‌ترین تاثیر را دارد.

مس اغلب اوقات به صورت سولفیدی یافت می‌شود و استخراج از سنگ معدن‌های سولفیدی یک روش مرسوم است (۵). با این وجود به صورت اکسیدی و به شکل کربنات‌ها، سیلیکات‌ها و سولفات‌ها نیز وجود دارد. کانی‌های اکسیدی زمانی که به مقدار کافی در سنگ معدن وجود داشته باشند، می‌توانند به روش‌های پیرومتالورژی به مس ناخالص تبدیل شوند. اما کانی‌های اکسیدی که در حال حاضر از معادن استخراج می‌شوند برای احیای مستقیم به روش پیرومتالورژی بیش از حد کم عیارند. به علاوه اغلب کانی‌های اکسیدی نمی‌توانند به نحو موثری توسط فلوتاسیون پرعیار شوند. بنابراین به طریق موثرتری تحت عملیات هیدرومتالورژی یعنی انحلال در اسید سولفوریک و به دنبال آن رسوب یا استخراج الکترولیتی مس از محلول قرار می-گیرند (۶). بین ٪۲۰ تا ٪۳۰ مس تصفیه شده در جهان به وسیله روش های هیدرومتالورژی تولید می شود (۷). انحلال مواد معدنی اکسیدی و سولفیدی در حوزه‌های وسیعی از علوم از جمله هیدرومتالورژی، علم مواد و شیمی خاک مورد بررسی قرار می‌گیرد (۸). روش مرسومی که برای استخراج مس و اکسیداسیون کالکوپیریت در فرایند های هیدرومتالورژی به کار گرفته می‌شود استفاده از اسید سولفوریک است (۹).

مواد معدنی اکسیدی حاوی مس در حالت دوظرفیتی، آزوریت $Cu_3(OH)_2(CO_3)_2$، مالاکیت $Cu_2(OH)_2CO_3$، تنوریت CuO و کریسوکولا $CuSiO_3.2H_2O$ می باشند که در دمای اتاق به طور کامل در اسید سولفوریک حل می‌شوند. واکنش-های مرسومی که سنگ معدن‌های اکسیدی با اسید سولفوریک انجام می‌دهند به صورت زیر می‌باشد (۱۰):

1- Li et al.

$$Cu_3(OH)_2(CO3)_2 + 3H_2SO_4 \rightarrow 3CuSO_4 + 2CO_2 + 4H_2O \quad (۱)$$

$$Cu_2(OH)_2CO3 + 2H_2SO_4 \rightarrow \quad 2CuSO_4 + CO_2 + 3H_2O \quad (۲)$$

$$CuO + H_2SO_4 \rightarrow CuSO_4 + H_2O \quad (۳)$$

$$CuSiO_3.2H2O + H_2SO_4 \rightarrow \quad CuSO4 + SiO2 + 3H2O \quad (۴)$$

یکی از مهم‌ترین فاکتور های اقتصادی در لیچینگ سنگ‌های اکسیدی مس، هزینه اسید سولفوریک است. سنگ‌های کربناتی مثل لیموستن و دولومیت اغلب به طور قابل توجهی در سنگ

$$CaCO3 + H2SO4 + H2O \rightarrow CaSO4.2H2O + CO2 \quad (۵)$$

باطله های مس می‌توانند بوسیله لیچینگ با اسید (۱۱) یا بیولیچینگ (۱۲) دوباره مورد استفاده قرار بگیرند.

از آنجا که سیستم‌های فرآوری به روش فلوتاسیون تنها قادرند محتوای سولفیدی کانسنگ مس را جداسازی نمایند، مشخصا در باطله حاصل از عملیات فلوتاسیون، کانی‌های اکسیدی وجود دارند و در برخی موارد عیار این کانی‌ها به نحوی است که از لحاظ اقتصادی برای ما حایز اهمیت است. انتخاب روش فراوری باطله‌ها و شرایط بهینه انجام فراوری به کمک مرجع (۱۳) و براساس اطلاعات بدست آمده از آنالیز نمونه به کمک دستگاه جذب اتمی و ترکیب تشکیل دهنده باطله از XRD بدست آمده است.

با توجه به اهمیت حفظ محیط زیست و بازیابی مس از باطله-های با ارزش فلوتاسیون، در این پژوهش امکان بهره برداری از باطله فلوتاسیون با شرایط خاص به روش لیچینگ تانکی با تاثیر عواملی همانند مقدار اسید مصرفی، درصد وزنی جامد، زمان همزدن و نحوه اضافه کردن اسید برای رسیدن به بازیابی حداکثری مس مورد بررسی قرار گرفته است. از طرفی با توجه به تاثیر آهن در فرایند الکتروونینگ و بازیابی مس (۱۴) مقدار آهن در مراحل مختلف آزمایش اندازه گیری شده است. با توجه به این‌که تقاضای جهانی در خصوص فلزات در حال افزایش است، صنایع معدنی به شدت با کاهش منابع با عیار بالا رو به رو می‌باشند و نیاز جدی به فراوری منابع کم عیار می‌باشد (۱۵). از طرفی مطالعات کمی در زمینه بازیابی فلزات از باطله‌ها انجام شده است (۵، ۱۶). در این پژوهش با توجه به اهمیت و کاربرد فلز مس در صنایع مختلف، بازیابی مس از باطله فلوتاسیون به روش لیچینگ تانکی به صورت آزمایشگاهی مورد بررسی قرار گرفته است.

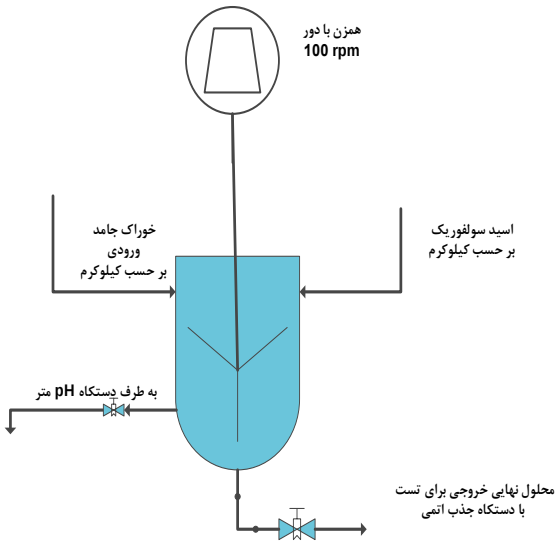
معدن یافت می‌شوند و مصرف اسید را با توجه به واکنش زیر بالا می‌برند (۱۰):

روش بررسی

انجام آزمایش

فرآیند لیچینگ، یکی از فرآیندهای شناخته شده در استخراج فلزات از سنگ معدن آن‌ها به کمک حلال مایع می‌باشد. جهت طراحی و ساخت دستگاه آزمایشگاهی و شرایط آزمایش از مراجع (۹، ۱۷) استفاده شده است. در شکل ۱ نمای شماتیک دستگاه آزمایش نشان داده شده است. آزمایش‌های لیچینگ هم‌زنی باطله فلوتاسیون در یک تانک استیل ۳۴ لیتری به قطر ۴۰ سانتی متر و ارتفاع ۵۰ سانتی متر از جنس استیل ۳۱۶ و در دمای $۲۵^{o}C$ انجام می‌شود (۱۷). سرعت هم‌زدن ثابت و ۱۰۰ دور بر دقیقه می‌باشد. هر آزمایش ۹۰ دقیقه طول می-کشد. در هر آزمایش عوامل مختلفی مثل زمان همزدن، مقدار اسید مصرفی و درصد وزنی جامد بررسی شده است (۱۷). در ابتدا پالپ که شامل باطله و آب می‌باشد تهیه می‌شود. درصد وزنی جامد در نمونه‌های پالپی ۳۰، ۳۵، ۴۰ و ۴۵ می‌باشد. در هر نمونه پالپی از kg ۱۸ باطله استفاده می‌شود. از اسیدسولفوریک ۹۸ درصد (شرکت کندر شیمی، مشهد) به عنوان عامل لیچینگ استفاده شده است (۹). در هر آزمایش ابتدا پالپ مربوطه در هم‌زن ریخته می‌شود و سپس در حالی که محلول در حال همزدن می‌باشد اسید به محتویات تانک اضافه می‌شود. با استفاده از آنالیز سرندی در نمونه باطله توزیع اندازه

ذرات ۱۰۰ و زیر ۱۰۰ میکرون می‌باشد. در واقع D80 نمونه، ۱۰۰ میکرون می‌باشد، یعنی ۸۰ درصد نمونه از سرند ۱۰۰ میکرون عبور می‌کند. آنالیز باطله واحد فلوتاسیون در جدول ۱ نشان داده شده است. در هر نمونه گیری cc ۱۰۰ از محتویات تانک برداشته می‌شود و پس از فیلتر شدن با آب به حجم cc ۱۰۰۰ می‌رسد و با استفاده از دستگاه جذب اتمی (Specter AA 240 شرکت Varian، استرالیا)، مقدار مس و آهن در هر نمونه به دقت اندازه گیری می‌شود (مقدار خطا کم‌تر از 10^{-4} است).



شکل ۱- نمای شماتیک دستگاه آزمایش

Figure 1. Experimental Setup

جدول ۱- آنالیز انجام شده XRD مربوط به باطله واحد فلوتاسیون

Table 1. XRD analysis of flotation tailing

اجزاء	ترکیب درصد اجزاء (٪)
Cu_{ox}	./۶۲
Fe	۳/۴۴
Al_2O_3	۱۰/۳۶
SiO_2	۴۷/۲۶
CaO	۷/۸
S	۹/۴

روند محاسبات

در آزمایش‌ها kg ۱۸ از باطله فلوتاسیون وارد تانک می‌شود و دانسیته‌های مختلف پالپ با تغییر در اندازه آب حاصل می‌شود. برای انجام آزمایش‌ها درصدهای جامد ۳۰، ۳۵، ۴۰ و ۴۵ تهیه شده است.

با توجه به آنالیز نمونه باطله فلوتاسیون که در جدول ۱ ارایه شده است، حداکثر میزان مس و آهن در باطله فلوتاسیون به ترتیب ۱۱۱/۶ و ۶۱۹/۲ گرم می‌باشد. به کمک نتایج حاصله از دستگاه جذب اتمی، مقدار بازیابی مس و آهن در هر مرحله تعیین و در انتهای هر آزمایش با تیتراسیون پالپ باقی‌مانده مقدار اسید آزاد در پالپ مشخص می‌شود. با کم کردن این مقدار از میزان اسید اولیه مقدار اسید مصرف شده محاسبه می‌شود.

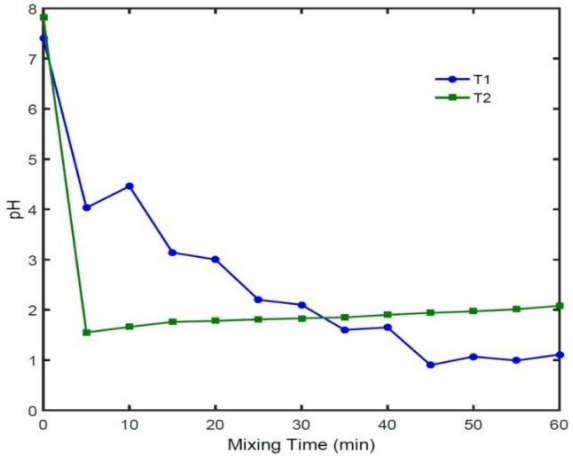
نتایج

اسید به دو طریق به محتویات داخل تانک اضافه می‌شود. در روش اول اسید به صورت تدریجی در زمان‌های مختلف جهت پایین آوردن pH محلول تا زیر ۱/۵ به محتویات تانک اضافه می‌شود. نتایج حاصل نشان دادند که ٪۹۰ مس موجود در ۴۰ دقیقه اول انحلال، قابل استحصال خواهد بود. همچنین میزان استحصال آهن نیز حدود ٪۱۲ می‌باشد. در روش دوم، اسید به صورت یکجا (ناگهانی) به محتویات داخل تانک اضافه می‌شود. با افزودن اسید به صورت یک‌جا در مدار شوکی ایجاد می‌شود که در نتیجه آن سرعت انحلال به دلیل افزایش دما و کاهش آنی pH افزایش می‌یابد. نتایج حاصله نشان می‌دهند که ٪۹۰ مس در ۱۵ دقیقه اول انحلال قابل استحصال خواهد بود. همچنین میزان استحصال آهن نیز ٪۱۱ می‌باشد. شرایط انجام این آزمایش‌ها برای جامد ٪۴۰ در جدول ۲ نشان داده شده است.

جدول ۲- شرایط انجام تست T1 و T2

Table 2. Condition of tests T1 and T2

شماره تست	نحوه افزایش اسید	اسید آزاد (kg/ton)	مصرف اسید (kg/ton)
T1	تدریجی	۶۸	۵۲
T2	یکجا	۷۳/۶	۳۶/۴

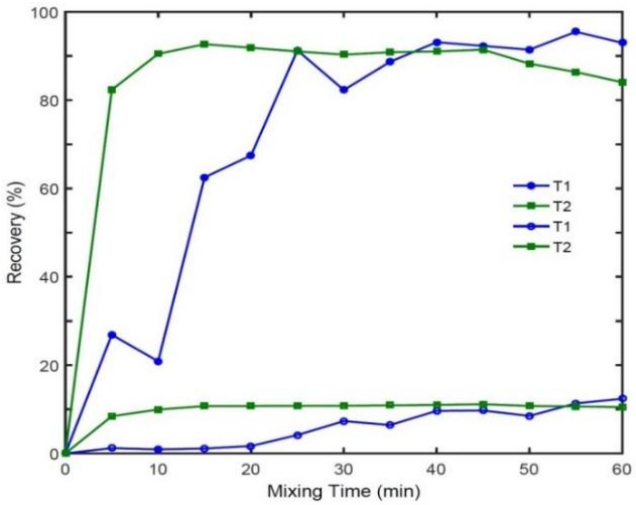


شکل ۲ - تغییرات pH در آزمایش‌های نحوی افزودن اسید

Figure 2. The effect of the acid addition methods on pH changes

روند تغییرات pH ، میزان بازیابی مس و آهن به ترتیب در شکل های ۲ و ۳ نشان داده شده است.

با توجه به شکل ۳، با افزایش ناگهانی اسید به دلیل ایجاد شوک در مدار در زمان کم‌تر، مصرف اسید کم‌تر و با مقدار اسید آزاد کم‌تر در آزمایش، می‌توان به بازیابی مشابه در مورد مس و حتی انحلال پایین‌تری از آهن (به دلیل زمان اقامت کم‌تر ذرات) دست یافت. لذا تحت این شرایط می‌توان هزینه های عملیاتی را کاهش داد و در زمان کم‌تر به میزان تولید بیش‌تر دست یافت. با توجه به این شرایط مابقی تست ها به روش افزودن ناگهانی اسید انجام شده است.

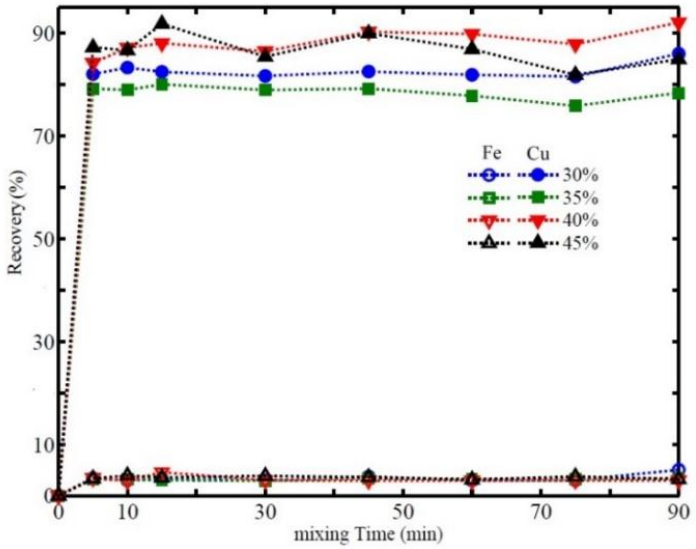


شکل ۳ - تغییرات درصد بازیابی مس و آهن در آزمایش‌های نحوی افزودن اسید

Figure 3. Recovery of Cu and Fe respect to acid addition methods

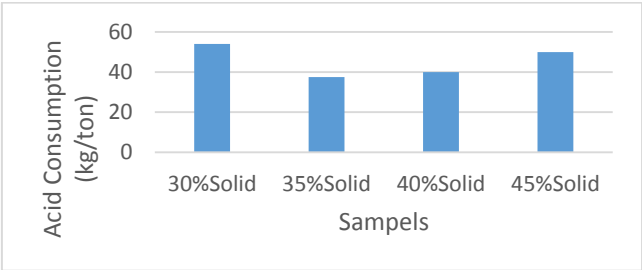
جهت تعیین شرایط مناسب بازیابی، آزمایش‌های تکمیلی جهت بررسی اثر درصد جامدهای مختلف بر بازیابی مس و آهن و میزان مصرف اسید انجام شده است. نتایج بازیابی مس و آهن نمونه‌های مختلف در شکل ۴ نشان داده شده است. نتایج حاکی از آن است که با توجه به ریز بودن کانسنگ و بالا بودن نسبت اکسید به مس کل، واکنش دارای سرعت انحلال بالایی برای مس در تمامی نمونه‌ها می‌باشد. این در حالی است که به‌دلیل اقامت کم‌تر ذرات در داخل هم‌زن، زمان کافی برای انحلال زیاد آهن وجود نداشته و در شرایط بهینه تقریبا ٪۳ از کل محتوای آهن وارد محلول می-شود، که برای فرآیندهای پایین دستی بسیار مفید می‌باشد. میزان اسید مصرفی نمونه‌ها در شکل ۵ ارایه شده است. با توجه به مصرف اسید نمونه‌ها و میزان بازیابی مس، نمونه ٪۴۰، با زمان

اقامت کم‌تر از ۲۰ دقیقه در داخل همزن بهترین شرایط را داراست و برای فرآیند لیچینگ باطله‌های فلوتاسیون پیشنهاد می‌شود. در جدول ۳ نتایج مربوط به شرایط مناسب فرآیند لیچینگ و جداسازی فلز از باطله‌ها جهت مقایسه با کار حاضر، ارایه شده است. در تمامی این پژوهش‌ها از اسید سولفوریک (با غلظت‌های بین ۳۵٪ تا ۹۸٪) یا اسید کلریدریک به عنوان حلال استفاده شده است. همچنین افزودن اسید جهت پایین و ثابت نگهداشتن pH به صورت تدریجی بوده است.



شکل ۴-روند تغییرات بازیابی مس و آهن برای درصدهای جامد مختلف

Figure 4. Cu and Fe recovery for different solid concentrations



شکل ۵- مصرف اسید برای درصد جامدهای مختلف بر حسب کیلوگرم بر تن نمونه

Figure 5. Acid consumption at various solid content (kg/ton sample)

جدول ۳-مقایسه شرایط مناسب جداسازی بین کارحاضر با مراجع

Table 3. Comparison of appropriate conditions between present work and the literature

نام پژوهشگر	نوع نمونه جامد	شرایط مناسب لیچینگ							
		نوع دستگاه	فلز بازیافتی	دور همزن (دور بر دقیقه)	دما(°C)	زمان	حجم مخزن (لیتر)	نسبت جامد به مایع	میزان بازیابی
موارایو و همکاران [۱۸]	باطله‌های فلوتاسیون	تانک	مس روی آهن	۷۶۰	۷۰	۱/۵ ساعت	۲	٪۳۰	۸۱/۶٪ ۳۷/۷٪ ۲۶/۲٪
چن و همکاران [۱۹]	باطله‌های مس سولفیدی	تانک	مس	۴۰۰	۳۰	۲ ساعت	۰/۵	۱ به ۲	۹۷/۴۷٪
مین و همکاران [۲۰]	فاضلاب معدنکاری خشک شده	اتوکلاو	روی	---	۲۶۰	۴ ساعت	۱	۱ به ۳	۴۵/۳۴٪
احمد و همکاران [۲۱]	سرباره فرآیند استخراج برنج	ارلن	مس روی	۱۵۰	۳۵	۱۰ دقیقه	۰/۲۵	۱ به ۵	٪۹۹ ٪۹۵
لیو و همکاران [۲۲]	پسماند آلونیت	تانک	آلومینیوم		۱۰۰	۴۰ دقیقه	۰/۵	۱ به ۳	٪۸۵

بحث و نتیجه گیری

فعالیت‌های معدنی، جهت استخراج مواد، فراوری آن‌ها و همچنین انباشت باطله‌های فرآیندی (و معمولا تخلیه آن‌ها در داخل دریاچه‌ها و رودخانه‌ها) حاصل از استحصال نقش جدی در آلودگی محیط زیست (خاک، آب و هوا) دارند. علاوه بر اثرات مخرب زیست محیطی معدن‌کاری، فعالیت‌های معدنی موجب آلودگی صوتی نیز می‌شود. به طور کلی می‌توان گفت فعالیت‌های معدنی، بر مسایل حفاظتی محیط زیست بسیار تاثیر گذارند. استخراج فلزات از سنگ معدن و به تبع آن تولید باطله‌هایی که حاوی فلزات باقی‌مانده نیز می‌باشند، موجب آلودگی خاک‌های اطراف معادن و محل انباشت باطله‌ها می‌شود، این‌گونه فعالیت‌ها، آلوده کننده محیط زیست می‌باشند. باطله‌های حاصل از فعالیتهای معدنی، به شدت خاک منطقه را آلوده می‌کنند و اثرات مخرب زیست محیطی بر خاک منطقه، رشد گیاهان و زندگی حیوانات و به تبع آن زندگی انسان‌ها دارند. با توجه به اهمیت حفظ محیط زیست و بازیابی مس موجود در باطله های فرآیندی استحصال مس، در این پژوهش بازیابی مس از باطله‌های خط فلوتاسیون با استفاده از یک روش ساده و ارزان قیمت در یک تانک همزن‌دار مورد بررسی آزمایشگاهی قرار گرفت. با توجه به ترکیب درصد نمونه باطله‌های حاصل از استخراج، روش‌های بازیابی مختلفی مانند لیچینگ، بیولیچینگ و غیره، استفاده می‌شود. لیچینگ تانکی یکی از ساده ترین و در عین حال کم هزینه‌ترین روش‌های بازیابی فلزات از باطله‌ها می‌باشد. در این پژوهش، فرآیند بازیابی، با استفاده از یک تانک همزن‌دار، به دو شیوه متفاوت افزودن اسید انجام شده است. با توجه به آنالیز باطله‌ها، بیش از ٪۹۵ مس موجود در آن‌ها به صورت اکسیدی است و توزیع اندازه ذرات جامد کم‌تر از ۱۰۰ میکرون می‌باشد. نتایج حاکی از آن بود که افزودن اسید به صورت ناگهانی به تانک، نسبت به افزودن تدریجی آن، باعث کاهش زمان واکنش، کاهش

انحلال آهن، کاهش مصرف اسید و افزایش سرعت انحلال به دلیل ایجاد شوک در مدار می‌شود. لذا تحت این شرایط می‌توان هزینه های عملیاتی را کاهش داد و در زمان کم‌تر به میزان تولید بیش‌تر دست یافت. همچنین مقدار مصرف اسید در تست‌ها از ۳۱ کیلوگرم بر تن خوراک تا ۵۴ کیلوگرم بر تن خوراک متغیر بود. همچنین مشخص شد که در آزمایش‌های لیچینگ هم‌زنی، درصد جامد مناسب جهت بازیابی مس، ٪۴۰ می‌باشد. برای جامد ٪۴۰ زمان اقامت ۱۵ دقیقه و میزان بازیابی مس ٪۹۲/۶۷ می باشد. نتایج پژوهش‌های مشابه انجام شده در جدول۳ ارایه شده است. با توجه به اطلاعات ارائه شده روش افزدون اسید در این پژوهش موجب کاهش زمان عملیاتی و بازیابی مناسب مس شده است.

References

1. Dold B., Fontbote L., 2001. Element cycling and secondary mineralogy in porphyry copper tailings as a function of climate. primary mineralogy, and mineral processing, J. Geochem. Explor, Vol. 74, pp. 3-35.
2. Bryan C.G., Hallberg K. B., Johnson D.B., 2006. Mobilisation of metals in mineral tailings at the abandoned Sao Domingos copper mine (Portugal) by indigenous acidophilic bacteria, Hydrometallurgy, Vol. 83, pp. 184-194.
3. Andrade S., Moffett J., Correa J.A., 2006. Distribution of dissolved species and suspended particulate copper in an intertidal acosystem affected by copper mine tailings in Northern Chile, Mar. Chem, Vol. 101, pp. 203-212.
4. Li M. S., Luo Y. P., Su Z. Y., 2007 Heavy metal concentrations in soils and plant accumulation in a restored manganese mineland in Guangxi, South China, Environmental Pollution, Vol. 147, pp. 168-175.
5. Antonijevica M. M., Dimitnijevic M.D., Stevanovic Z.O., Serbula S. M., Bogdanovic G. D., 2008. Investigation of the possibility of copper recovery from the flotation tailings by acid leaching. Hazardous Materials, Vol. 158, pp. 23-34.
6. Davenport W.G., 2002, Extractive Metallurgy of Copper, 4th ed. PERGAMON.
7. Seetharaman, S., 2014, Treatise on Process Metallurgyreatise Volume 3: Industrial Processes. Elsevier.
8. Crundwell, F.K., 2014. The mechanism of dissolution of minerals in acidic and alkaline solutions: Part III. Application to oxide, hydroxide and sulfide minerals, Hydrometallurgy, Vol. 149, pp. 71-81.
9. Watling, H.R., 2013. Chalcopyrite hydrometallurgy at atmospheric pressure: 1. Review of acidic sulfate, sulfate–chloride and sulfate– nitrate process options, Hydrometallurgy, Vol. 140, pp. 163-180.
10. Bingol D., Canbazoglu M., 2004. Dissolution kinetics of malachite in sulphuric acid. Hydrometallurgy, Vol. 72 : pp. 159-165.
11. Hansen H. K., Rojo A., Ottosen L.M., 2005. Electrodialytic remediation of copper mine tailings, J. Hazard. Mater. Vol. 177, pp. 179-183.
12. Gericke M., Pinches A., Van Rooyen J., 2001. Bioleaching of a chalcopyrite concentrate using an extremely thermophilic culture, International Journal of Mineral Processing, Vol. 62, pp. 243-255.
13. Towler, G., Sinnott R., 2013, *Chapter 17 - Separation Columns (Distillation, Absorption, and Extraction)*, in *Chemical Engineering Design (Second Edition)*, G. Towler and R. Sinnott, Editors.,

Butterworth-Heinemann: Boston. pp. 807-935.

14. Canterford J. H., Davey P.T., Tsambourakis G., 1985. The Influnce Of Ferric iron On The Dissolution Of Copper From Lump Oxide Ore : Implication In Solution Mining, Hydrometallurgy, Vol. 15, pp. 93-112.
15. Muñoz J. A., Dreisinger D. B., Cooper W. C., Young S. K., 2007. Silver-catalyzed bioleaching of low-grade copper ores. Part II: Stirred tank tests, Hydrometallurgy, Vol. 88, pp. 19-34.
16. Yang X., Huang X., Qiu T., 2015. Recovery of zinc from cyanide tailings by flotation, Minerals Engineering, Vol. 84, pp.100–105.
17. Treybal, R.E., 1968. Mass-transfer operations, McGraw-Hill New York.
18. Muravyov, M. I., Fomchenko, N. V., Usoltsev, A. V., Vasilyev, E. A., Kondrat'eva, T. F., 2012. Leaching of copper and zinc from copper converter slag flotation tailings using H2SO4 and biologically generated $Fe_2(SO_4)_3$, Hydrometallurgy, Vol. 119-120, pp. 40–46
19. Chen, T., Lei, C.,Yana, B., Xiao, X., 2014. Metal recovery from the copper sulfide tailing with leaching and fractional precipitation technology, Hydrometallurgy, Vol. 147–148, pp.178–182.
20. Min, X., Yuan, C., Liang, Y., Chai, L., Kea, Y., 2012, Metal recovery from sludge through the combination of hydrothermal sulfidation and flotation, The 7th International Conference on Waste Management and Technology, Procedia Environmental Sciences, Vol. 16, pp. 401 – 408.
21. Ahmed, I. M., Nayl, A. A., Daoud, J. A., 2016, Leaching and recovery of zinc and copper from brass slag by sulfuric acid, Journal of Saudi Chemical Society, Vol. 20, pp. S280–S285.
22. Mengjie Luo, M., Liu, C., Jiang, Y., Xue, J., Li, P., Yu, J., 2017 Green recovery of potassium and aluminum elements from alunite tailings using gradient leaching process, Vol. 168, pp. 1080-1090.