

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک

رشته‌ی مهندسی معدن گرایش فرآوری مواد معدنی

پایان نامه کارشناسی ارشد

بررسی تأثیر سولفیداسیون مکانوشیمیایی بر بازیابی مس اکسیدی به روش

فلوتاسیون – مطالعه موردی: معدن مس عباس آباد

نگارنده:

مجتبی مصدریان

استاد راهنما:

دکتر اصغر عزیزی

استاد مشاور:

دکتر زهرا بهری

بهمن ۱۳۹۷

تقدیم به

پدر و مادر عزیزم

آنان که وجودم جز هدیه وجودشان نیست.

تقدیم به

همسر مهربانم

که مسیح‌وار با صبرش در تمامی لحظات رفیق راه بود.

تقدیم به

گل نازم محمد مهدی

که کودکی گمشده‌ام را در چهره معصومش پیدا کردم.

تقدیم به

نازنین خواهرم

که وجودش شادی‌بخش و صفایش مایه آرامش من است.

تشکر و قدردانی

با نام خالق گیتی آغاز کردم راهی را که پیمودن مسیرش میسر نبود جز با نام و یاد ازلی او و اکنون که به سر منزلگاه و پایان سفر می‌رسم، سر بر سجده شکر می‌نهم و بر خود لازم می‌دانم از تمام عزیزانی که مرا در انجام این تحقیق یاری نمودند، تشکر نمایم.

در ابتدا از اساتید ارجمندم، که در نهایت دوستی و بزرگواری در تمام مراحل انجام و نوشتار این پژوهش راهنمایم بوده‌اند صمیمانه سپاسگزارم. از جناب آقای دکتر عزیزی به‌عنوان استاد راهنما که در کمال حوصله، بارانمایی‌ها و پیشنهادهای ارزنده‌شان بنده را یاری نمودند، تشکر و قدردانی می‌نمایم، از سرکار خانم دکتر بهری استاد مشاور طرح که همواره تجربه علمی ایشان در تمامی مراحل پایان‌نامه کارگشا بود، نهایت تشکر و سپاس را دارم و توفیق ایشان را در عرصه علم و دانش از خداوند منان مسئلت می‌نمایم.

این نوشته فرصتی است تا از زحمتهای اساتید بزرگوارم در گروه فرآوری مواد معدنی دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود که تمام سعی‌شان پیشرفت ما بوده است، قدردانی نمایم.

از مدیرعامل محترم معدن مس عباس‌آباد جناب آقای مهندس بیطرف و کارشناسان محترم شرکت مس کاوان آقایان مهندس قربانی مقدم و مهندس مسکنی و مهندس بیکی که مرا در این تحقیق همراهی نمودند بسیار سپاسگزارم.

تعهد نامه

اینجانب **مجتبی صدریان** دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته‌ی **مهندسی معدن گرایش فرآوری مواد معدنی** دانشکده **معدن، نفت و ژئوفیزیک** دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه **بررسی تأثیر سولفیداسیون مکانوشیمیایی بر بازیابی مس اکسیدی به روش فلوتاسیون – مطالعه موردی:**

معدن مس عباس آباد تحت راهنمایی آقای **دکتر اصغر عزیزی** متعهد می شوم.

- تحقیقات در این پایان نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است.
- در استفاده از نتایج پژوهشهای محققان دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است.
- مطالب مندرج در پایان نامه تاکنون توسط خود یا فرد دیگری برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارائه نشده است.
- کلیه حقوق معنوی این اثر متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می باشد و مقالات مستخرج با نام « دانشگاه صنعتی شاهرود » و یا « Shahrood University of Technology » به چاپ خواهد رسید.
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج اصلی پایان نامه تأثیرگذار بوده اند در مقالات مستخرج از پایان نامه رعایت می گردد.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه ، در مواردی که از موجود زنده (یا بافتهای آنها) استفاده شده است ضوابط و اصول اخلاقی رعایت شده است.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه، در مواردی که به حوزه اطلاعات شخصی افراد دسترسی یافته یا استفاده شده است اصل رازداری ، ضوابط و اصول اخلاق انسانی رعایت شده است

تاریخ

امضای دانشجو

مالکیت نتایج و حق نشر

- کلیه حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات مستخرج، کتاب، برنامه های رایانه ای، نرم افزار ها و تجهیزات ساخته شده است) متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می باشد. این مطلب باید به نحو مقتضی در تولیدات علمی مربوطه ذکر شود.
- استفاده از اطلاعات و نتایج موجود در پایان نامه بدون ذکر مرجع مجاز نمی باشد.

چکیده:

کانسنگ مس عباس‌آباد شاهرود به دو صورت سولفیدی و اکسیدی است و فلوتاسیون هم‌زمان آن‌ها به دلیل رفتار متفاوت کانی‌های اکسیدی و سولفیدی کارآیی مناسبی ندارد. بنابراین، فرآیند سولفیداسیون مکانوشیمیایی بعنوان یک روش جدید برای سولفیدی کردن مس اکسیدی در مرحله‌ی خردایش مورد بررسی قرار گرفته است. در این تحقیق، تأثیر افزودن سولفور به آسیای گلوله‌ای بعنوان عامل سولفیداسیون مکانوشیمیایی و نقش افزودنی‌های کاهنده شامل نمک‌های نیترات منیزیم، نیترات آهن(III) و کلرید آلومینیوم و نیز پودر فلزی آهن و منیزیم به همراه سولفور در غلظت‌های مختلف بر فلوتاسیون مس بررسی و میزان بهینه‌ی آن‌ها تعیین شد. نتایج نشان داد که برای دستیابی به d_{80} مناسب (۹۰ میکرون)، زمان خردایش بهینه‌ی آسیا ۲۲ دقیقه است. افزودن سولفور به میزان ۰/۵ درصد وزن خوراک اولیه در آسیای گلوله‌ای در زمان بهینه‌ی خردایش بیشترین کارآیی جدایش و بازیابی مس (۷۵/۷۶ درصد) را دارد. همچنین بررسی‌ها نشان داد که بر اساس درصد وزن خوراک، ۰/۲ درصد نیترات منیزیم، ۰/۵ درصد نیترات آهن(III)، ۰/۵ درصد کلرید آلومینیوم و ۰/۲ درصد پودر فلزی منیزیم بهترین عملکرد فلوتاسیون را نسبت به دیگر مقادیر دارد. بطور کلی ترکیب ۰/۲ درصد نیترات منیزیم با ۰/۵ درصد سولفور بیشترین کارآیی جدایش (۶۲ درصد) و ترکیب ۰/۵ درصد نیترات آهن(III) به همراه ۰/۵ درصد سولفور بیشترین بازیابی مس (۸۳/۲۳ درصد) را داشته است. پس از تعیین شرایط مطلوب سولفیداسیون مکانوشیمیایی، مدل آماری سطح پاسخ برای بهینه‌سازی و ارزیابی پارامترهای مهم مؤثر بر فلوتاسیون مانند pH، سرعت همزدن و میزان مصرف مواد شیمیایی شامل کلکتور، کف‌ساز و بازداشت‌کننده استفاده شد. نتایج نشان داد که بازیابی مس به شدت به اثرات متقابل بین کف‌ساز و سرعت همزدن پالپ، pH و سرعت همزدن و کلکتور و کف‌ساز وابسته است. همچنین ماکزیمم بازیابی مس (۹۲/۷۵ درصد) در pH ۱۰، سرعت همزنی ۱۰۰۰ دور در دقیقه، میزان کلکتور ۷۰ گرم بر تن، سیلیکات سدیم ۹۰ گرم بر تن و کف‌ساز ۷ گرم بر تن به دست آمد.

کلمات کلیدی: سولفیداسیون مکانوشیمیایی، افزودنی‌های کاهنده، خردایش، فلوتاسیون، بازیابی

مس، کارآیی جدایش

لیست مقالات مستخرج از پایان نامه:

مصدریان م،، عزیزی ا. و بهری ز، " بررسی سولفیداسیون مکانوشیمیایی اکسید مس به کمک سولفور و تأثیر آن بر بازیابی مس اکسیدی به روش فلوتاسیون"، اولین کنفرانس ملی شیمی کاربردی و نانو شیمی، مجتمع آموزش عالی گناباد، ۲۴ آبان ماه ۱۳۹۷.

فهرست مطالب

صفحه	عنوان
۱	فصل اول: کلیات تحقیق
۱-۱-۱	مقدمه و بیان مسئله
۲	
۲-۱	معرفی معدن عباس آباد
۴	
۳-۱	ضرورت و اهمیت انجام تحقیق
۵	
۴-۱	روش سولفیداسیون در فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی
۶	
۵-۱	روش مکانوشیمیایی
۹	
۶-۱	ساختار پایان‌نامه
۱۲	
۱۳	فصل دوم: مروری بر تحقیقات پیشین
۱-۲	مقدمه
۱۴	
۲-۲	جمع‌بندی
۲۲	
۲۳	فصل سوم: روش‌ها، تجهیزات، مواد شیمیایی
۱-۳	مقدمه
۲۴	
۲-۳	تهیه و عملیات آماده‌سازی نمونه
۲۴	
۱-۲-۳	آنالیز شیمیایی نمونه XRF
۲۵	
۲-۲-۳	مطالعات کانی‌شناسی و درجه آزادی نمونه
۲۵	
۳-۲-۳	آنالیز سرنندی نمونه
۲۸	
۳-۳	وسایل و تجهیزات
۳۰	
۴-۳	مواد شیمیایی مورد استفاده
۳۰	
۵-۳	تعیین زمان بهینه خردایش آسیای گلوله‌ای آزمایشگاهی
۳۱	
۶-۳	شرایط ثابت آزمایشگاهی
۴۲	
۷-۳	روش انجام آزمایش‌ها
۴۲	
۸-۳	طراحی آزمایش‌ها
۴۳	
۴۵	فصل چهارم: ارائه یافته‌ها و تحلیل نتایج

فهرست مطالب

صفحه	عنوان
۴۶	۱-۴ مقدمه
۴۸	۲-۴ بررسی میزان مصرف عوامل سولفیداسیون در کانی‌های اکسیدی مس
۴۹	۱-۲-۴ بررسی تأثیر مقدار مصرف سولفور در حین خردایش بر فلوتاسیون مس
۵۱	۲-۲-۴ بررسی تأثیر مقدار مصرف منیزیم (نمک نیترات منیزیم و پودر فلزی منیزیم) در عملیات سولفیداسیون
۵۴	۳-۲-۴ بررسی تأثیر مقدار مصرف آهن (نمک نیترات آهن و پودر فلزی آهن) در عملیات سولفیداسیون
۵۶	۴-۲-۴ بررسی تأثیر مقدار مصرف پودر کلرید آلومینیم در عملیات سولفیداسیون
۵۸	۵-۲-۴ بررسی تأثیر pH خردایش بر عملکرد فلوتاسیون در عملیات سولفیداسیون
۵۹	۶-۲-۴ تأثیر زمان ماند در عملیات سولفیداسیون بر عملکرد فلوتاسیون
۶۱	۷-۲-۴ بررسی تأثیر ترکیبی عوامل مختلف احیاءکننده در عملیات سولفیداسیون بر عملکرد فلوتاسیون
۶۲	۸-۲-۴ بررسی تأثیر سولفید سدیم در عملیات سولفیداسیون و عملکرد فلوتاسیون
۶۳	۳-۴ بهینه‌سازی عملکرد فلوتاسیون مس اکسیدی بعد از سولفیداسیون مکانوشیمیایی
۶۴	۱-۳-۴ روش و طرح انجام آزمایش‌های فلوتاسیون
۶۵	۲-۳-۴ نتایج آنالیز آماری
۶۷	۳-۳-۴ آنالیز واریانس مدل
۷۰	۴-۳-۴ تأثیر پارامترهای عملیاتی مؤثر بر بازیابی مس
۷۴	۵-۳-۴ بهینه‌سازی شرایط انجام آزمایش فلوتاسیون در نرم‌افزار DX7
۷۵	فصل پنجم: نتیجه‌گیری و پیشنهاد
۷۶	۱-۵ مقدمه
۷۶	۲-۵ خلاصه و نتیجه‌گیری
۷۹	۳-۵ پیشنهادها
۸۱	منابع

فهرست جداول

صفحه	عنوان
۲۵	جدول ۱-۳: نتایج آنالیز XRF خوراک فلوتاسیون
۲۶	جدول ۲-۳: نتایج آنالیز میکروسکوپی
۲۹	جدول ۳-۳: نتایج آنالیز سردی خوراک ورودی آسیا به صورت تر
۳۱	جدول ۴-۳: نوع و مقدار مصرف مواد شیمیایی در انجام آزمایش
۳۴	جدول ۵-۳: آنالیز سردی خوراک فلوتاسیون تحت ۹ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای
۳۵	جدول ۶-۳: آنالیز سردی خوراک فلوتاسیون تحت ۱۲ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای
۳۶	جدول ۷-۳: آنالیز سردی خوراک فلوتاسیون تحت ۱۵ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای
۳۷	جدول ۸-۳: آنالیز سردی خوراک فلوتاسیون تحت ۲۲ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای
۳۸	جدول ۹-۳: آنالیز سردی خوراک فلوتاسیون تحت ۲۶ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای
۳۹	جدول ۱۰-۳: آنالیز سردی زمان‌های خردایش نمونه
۴۲	جدول ۱۱-۳: شرایط اعمال شده ثابت در انجام آزمایش‌های فلوتاسیون
۴۳	جدول ۱۲-۳: فاکتورهای مورد بررسی برای انجام آزمایش‌ها
۴۸	جدول ۱-۴: سطوح مواد شیمیایی اضافه شده به آسیای گلوله‌ای
۶۱	جدول ۲-۴: نحوه‌ی ترکیب مقادیر بهینه‌ی عوامل احیاء کننده جهت سولفیداسیون
۶۴	جدول ۳-۴: سطوح انتخاب شده فاکتورها بر حسب مقادیر واقعی
۶۵	جدول ۴-۴: شرایط پیشنهادی آزمایش‌ها طراحی شده همراه با پاسخ در فلوتاسیون
۶۶۶	جدول ۵-۴: خلاصه‌ی نتایج آنالیز آماری مدل‌ها و عدم برازش آن‌ها
۶۹	جدول ۶-۴: جدول ANOVA مدل درجه دوم برازش شده بر بازیابی مس

فهرست اشکال

صفحه

عنوان

- شکل ۱-۱: فلوشیت فرآوری کانسنگ‌های مخلوط مس اکسیدی - سولفیدی ۸
- شکل ۲-۱: فلوشیت مدار فلوتاسیون رافر و رمق‌گیر برای کانسنگ مخلوط مس ۹
- شکل ۳-۱: عوامل اصلی انجام واکنش شیمیایی در دمای محیط ۱۱
- شکل ۱-۳: کولیت آزاد در سایز ابعادی ۵۳- میکرون ۲۷
- شکل ۲-۳: کالکوسیت آزاد در سایز ابعادی ۵۳- میکرون ۲۷
- شکل ۳-۳: نمودار دانه‌بندی خوراک ورودی به آسیا ۲۹
- شکل ۴-۳: منحنی دانه‌بندی برای خوراک فلوتاسیون پس از ۹ دقیقه خردایش ۳۵
- شکل ۵-۳: منحنی دانه‌بندی برای خوراک فلوتاسیون پس از ۱۲ دقیقه خردایش ۳۶
- شکل ۶-۳: منحنی دانه‌بندی برای خوراک فلوتاسیون پس از ۱۵ دقیقه خردایش ۳۷
- شکل ۷-۳: منحنی دانه‌بندی برای خوراک فلوتاسیون پس از ۲۲ دقیقه خردایش ۳۸
- شکل ۸-۳: منحنی دانه‌بندی برای خوراک فلوتاسیون پس از ۲۶ دقیقه خردایش ۳۹
- شکل ۹-۳: تعیین زمان بهینه خردایش نمونه ۴۰
- شکل ۱۰-۳: سلول فلوتاسیون ۴۱
- شکل ۱۱-۳: تقسیم‌کننده پالپ ۴۱
- شکل ۱-۴: لایه‌های سولفیداسیون اولیه و ثانویه بر سطح مالاکیت ۴۶
- شکل ۲-۴: ضریب توزیع از گونه‌های مختلف در محلول Na_2S به عنوان تابعی از pH ۴۷
- شکل ۳-۴: نمودار تأثیر افزودن میزان سولفور در مرحله‌ی خردایش ۵۰
- شکل ۴-۴: نمودار تأثیر افزودن میزان نیترات منیزیم به همراه ۰/۵ درصد سولفور ۵۳
- شکل ۵-۴: نمودار تأثیر افزودن میزان پودر فلزی منیزیم به همراه ۰/۵ درصد سولفور ۵۳
- شکل ۶-۴: نمودار تأثیر افزودن میزان نیترات آهن به همراه ۰/۵ درصد سولفور ۵۵
- شکل ۷-۴: نمودار تأثیر افزودن میزان پودر فلزی آهن به همراه ۰/۵ درصد سولفور ۵۶
- شکل ۸-۴: نمودار تأثیر افزودن میزان پودر کلرید آلومینیوم به همراه ۰/۵ درصد سولفور ۵۸
- شکل ۹-۴: نمودار تأثیر تغییرات pH مرحله‌ی خردایش در سولفیداسیون مکانوشیمیایی ۵۹
- شکل ۱۰-۴: نمودار تأثیر زمان خردایش در سولفیداسیون مکانوشیمیایی کانسنگ مس ۶۰
- شکل ۱۱-۴: نمودار تغییرات مقادیر بهینه‌ی عوامل احیاء‌کننده - کارآیی جدایش و بازیابی ۶۲
- شکل ۱۲-۴: نمودار احتمال نرمال باقیمانده‌ها برای پیش‌بینی بازیابی مس ۷۰

فهرست اشکال

صفحه	عنوان
۷۱	شکل ۴-۱۳: نمودار سطح پاسخ (الف) و منحنی تراز (ب) تأثیر مقدار کلکتور و بازداشت کننده.
۷۲	شکل ۴-۱۴: نمودار سطح پاسخ (الف) و منحنی تراز (ب) تأثیر مقدار کلکتور و کف‌ساز.....
۷۳	شکل ۴-۱۵: نمودار سطح پاسخ (الف) و منحنی تراز (ب) تأثیر مقدار کف‌ساز و سرعت همزنی.
۷۳	شکل ۴-۱۶: نمودار سطح پاسخ (الف) و منحنی تراز (ب) تأثیر pH و سرعت همزنی.....
۷۴	شکل ۴-۱۷: نمودار حساسیت بازیابی مس به فاکتورهای مؤثر در شرایط بهینه.....

فصل اول:

کلیات تحقیق

۱-۱- مقدمه و بیان مسئله

مس، فلزی پایه با کاربردهایی گسترده در صنعت است که به دلیل موارد استفاده فراوان به عنوان یک فلز استراتژیک و مهم شناخته می‌شود و بیشترین کاربرد را بعد از آلومینیوم در گروه فلزات غیر آهنی دارا است. خواص عالی نظیر هدایت الکتریکی و حرارتی بالا، قابلیت ماشین‌کاری و شکل‌پذیری خوب و غیره، مس را به یک فلز اساسی در صنعت امروزی جهان مبدل کرده است. بدون شک این فلز در حال حاضر از مهم‌ترین فلزات مورد استفاده در صنعت در تمام دنیا به حساب می‌آید که بسیاری از صنایع به آن وابستگی مستقیم و غیرمستقیم دارند. مصرفی بودن این فلز در دنیا باعث شده که تأثیر مستقیمی از شرایط اقتصادی در دنیا گرفته و با هر تغییر کوچکی در شرایط اقتصادی و آمار اعلامی از اقتصاد جهان با نوسان روبه‌رو شود. کشور ایران نیز بر روی کمربند ذخایر جهانی مس قرار دارد. از طرفی کاهش منابع پر عیار مس و افزایش قیمت جهانی آن و نیز افزایش تقاضای جهانی برای فلز مس موجب شده که در چند دهه اخیر فرآوری کانه‌های کم‌عیار مورد توجه قرار گیرد. مهم‌ترین کانسنگ‌های اقتصادی مس، کانسنگ‌های سولفیدی، اکسیدی و کانسنگ‌های مخلوط اکسیدی-سولفیدی هستند و روش فلوتاسیون برای پرعیارسازی آن‌ها به کار می‌رود. فلوتاسیون یکی از مهم‌ترین و متداول‌ترین روش‌های آرایش مواد معدنی است که بر اساس خواص شیمی فیزیکی سطوح کانی‌ها در محیط پالپ استوار است و با استفاده از آن می‌توان کانه‌های پیچیده و کم‌عیار حتی در ابعاد ریز (۲۰ تا ۲۰۰ میکرون) را به‌طور انتخابی فرآوری نمود. لازم به ذکر است که امروزه بیش از ۹۰ درصد از سولفید فلزات پایه مانند مس به این روش پرعیارسازی می‌شوند. از طرفی با کاهش ذخایر فلزی عیار بالا و افزایش بهره‌برداری روزافزون منابع سولفیدی، استخراج فلز مس از ذخایر اکسیدی معادن و حتی ضایعات تولیدشده بیش‌ازپیش احساس می‌شود به طوری که بررسی فلوتاسیون کانی‌های اکسیده از جنبه‌های اقتصادی اهمیت ویژه‌ای پیدا کرده است. چراکه قسمتی از ذخایر معدنی موجود در سرتاسر دنیا از نوع اکسیده بوده و فلوتاسیون می‌تواند یک روش مؤثر برای فرآوری آن‌ها باشد.

کانی‌های اکسیدی شامل همه کانی‌های اکسیژن‌دار از قبیل اکسیدها، کربنات‌ها، سولفات‌ها و سیلیکات‌های فلزی و غیره می‌شوند. بسیاری از این کانی‌ها خاصیت شناور شدن نداشته و برای فلوتاسیون آن‌ها باید تدابیر خاصی به کاربرد. ضمناً فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس با کلکتورهای مورد استفاده برای کانی‌های سولفیدی، به دلیل اینکه یون‌های فلزی سنگین که از شبکه کریستالی کانی حل می‌شود ابتدا باید به صورت ترکیب گزنتات رسوب کند تا کلکتور بتواند با سطح کانی اکسیدی واکنش دهد و نیز به دلیل مصرف زیاد کلکتور در این حالت، کارآیی مناسبی ندارد [۱].

فلوتاسیون مس‌های اکسیدی معمولاً به چندین روش شامل الف) سولفیداسیون - فلوتاسیون، ب) فلوتاسیون صابونی، ج) لیچینگ - رسوب - فلوتاسیون، د) استفاده از اسید کربوکسیلیک به عنوان کلکتور ح) استفاده از معرف‌های کی‌لیت‌ساز به عنوان کلکتور، خ) استفاده از کلکتورهای سولفید ریلی بویژه مرکاپتو بنزو تیاژول و مرکاپتان‌ها قابل انجام است. در میان این روش‌ها، روش سولفیداسیون - فلوتاسیون روش اقتصادی و مؤثر برای جمع‌آوری ماده‌های معدنی مس اکسیدی در صنعت شناخته شده است [۲].

سولفیداسیون فرآیندی است که در آن کانی‌های اکسیدی در محلول سولفیدی پیش از شروع فلوتاسیون عمل‌آوری می‌شوند. این پیش‌عمل‌آوری تشکیل لایه سولفید مس بر سطح اکسید مس را افزایش می‌دهد. اما مشکل رایج در فرآیند سولفیداسیون، به دلیل غلظت ناکافی یا اضافی از معرف‌های سولفیداسیون است که تأثیر تعیین‌کننده بر عملکرد فلوتاسیون دارد. سولفیداسیون یک مرحله‌ی بسیار مهم در افزایش بازیابی فلز و کاهش مصرف کلکتور است. بنابراین، مطالعات بنیادی و علمی به منظور بهبود بازیابی مس اکسیدی به روش فلوتاسیون ضرورت دارد. اگر یک روش ساده و قابل‌اعتماد برای سولفیدی کردن فلزات توسعه داده شود، باعث افزایش بازیابی فلز مس از نظر فنی و اقتصادی خواهد شد. سولفیداسیون مکانوشیمیایی یکی از روش‌های جدید سولفیداسیون است که به طور گسترده در بازیابی زباله‌های الکتریکی، آلیاژهای فلزی و ترکیبات معدنی استفاده شده است. در

فرآیندهای مکانوشیمیایی از انرژی مکانیکی و تغییرات ساختاری برای فعال‌سازی و سولفیداسیون مواد معدنی استفاده می‌شود. در واقع سولفیداسیون مکانوشیمیایی شاخه‌ای از شیمی است که با مکانیزم شیمیایی و فیزیکی - شیمیایی مواد، ناشی از تأثیر انرژی مکانیکی مرتبط است. پژوهش‌های سال‌های اخیر نشان می‌دهد که در صورت خردایش مواد اولیه در یک آسیای پرانرژی، واکنش‌های شیمیایی در دماهایی به مراتب پایین‌تر و یا با سرعت بیشتری در مقایسه با مخلوط‌سازی فیزیکی انجام می‌شود. خردایش در آسیا منجر به افزایش انرژی داخلی ماده معدنی شده و شرایط را برای انجام یک واکنش شیمیایی یا یک دگرگونی فازی آسان‌تر می‌کند. بنابراین، این تحقیق بر سولفیداسیون مکانوشیمیایی اکسید مس و تأثیر آن بر عملکرد فلوتاسیون متمرکز گردید. در این تحقیق، سعی بر آن است که یک روش جدید برای سولفیدی کردن مس اکسیدی به وسیله آسیا کردن هم‌زمان ماده معدنی مس اکسیدی با گوگرد و مواد افزودنی احیاکننده ارائه شود. همچنین پارامترهای مؤثر بر فرآیند مکانوشیمیایی و تأثیر متعاقب آن بر فرآیند فلوتاسیون مس مورد بررسی قرار می‌گیرد. در این تحقیق از نمونه‌های مس اکسیدی معدن عباس‌آباد شاهرود به عنوان مطالعه موردی استفاده شده است.

۱-۲- معرفی معدن عباس‌آباد

مجموعه معادن مس عباس‌آباد در شمال شرقی استان سمنان، در شمال و جنوب روستای عباس‌آباد، حدفاصل شاهرود- سبزوار و ۱۲۷ کیلومتری شرق شاهرود واقع شده است. معادن مس عباس‌آباد در شمال جاده شاهرود- سبزوار از شمال شرقی تا جنوب غربی شامل معادن لب‌کال، آسیادیو، معدن بزرگ، دامن جلا و حمامی در شمال جاده شاهرود- سبزوار و معادن گورخان، گریک و چغندرسر (شمالی و جنوبی) در جنوب جاده شاهرود- سبزوار می‌باشد. کانسار معدن شامل چندین کارگاه استخراجی روباز و کشیده با طول حدود ۲۰۰ متر و عرض ۱۵ - ۱۰ متر می‌باشد. نوع کانه‌ها و کانی‌های اصلی، سولفید مس و اکسید مس می‌باشد. جنس سنگ میزبان در این معدن آندزیتی تا

تراکی آندزیتی می‌باشد. ضخامت ماده معدنی ۱۰ تا ۲۰ متر است که در منطقه اصلی کانه‌زایی دارای ۸ متر ضخامت بوده و بخشی از آن فرسوده است و فرآیند کانی‌سازی در بخش‌های زیرین و بالایی آن بیشتر است. عیار ماده معدنی کمتر از ۰/۵٪ در معدن عباس‌آباد می‌باشد. کانی‌سازی پراکنده مس همچنین به‌صورت محلی در لایه آندزیتی ناپیوسته بین معدن بزرگ و لب‌کال قرار گرفته است. احتمالاً بیشتر منطقه سولفید ثانویه فرسوده شده است که در حال حاضر به‌صورت اولیه بیرون زدگی دارد. در کل سنگ معدن، تقریباً شامل ۵۰٪ سولفید، ۵۰٪ اکسید مس - کربنات‌ها - سیلیکات‌ها و در حدود نیمی از آن کریزوکولا می‌باشد [۳].

۱-۳- ضرورت و اهمیت انجام تحقیق

در کارخانه فرآوری معدن مس عباس‌آباد، تغییرات کانی‌شناختی خاک معدن باعث می‌شود خوراک ورودی کارخانه فرآوری از نظر کانی‌شناسی تغییر کند. به این صورت که ممکن است در مناطق مختلف درصد انواع خاک‌های مس سولفیدی و اکسیدی تغییراتی داشته باشد. از طرفی با توجه به اینکه خوراک کارخانه فرآوری را درصد بالایی از کانی‌های اکسیدی را تشکیل می‌دهد و فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس با کلکتورهای مورد استفاده برای کانی‌های سولفیدی مس به‌طور هم‌زمان کارآیی مناسبی ندارد، ممکن است ائتلاف مس در باطله افزایش یابد و بازیابی مس کمتر شود. از این‌رو تمرکز این تحقیق بر سولفیدی کردن مس اکسیدی در مرحله خردایش و تأثیر آن بر عملکرد فلوتاسیون مس اکسیدی می‌باشد. تأثیر مقدار گوگرد در حین خردایش، تأثیر مواد افزودنی دیگر مانند پودر آهن، پودر منیزیم، نمک‌های آهن و منیزیم و آلومینیوم، pH و زمان خردایش بر سولفیداسیون مس اکسیدی مطالعه خواهد شد.

۴-۱- روش سولفیداسیون در فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی

در کانسنگ‌های مخلوط مس اکسیدی - سولفیدی معمولاً چندین کانی سولفیدی و اکسیدی مس مانند کالکوپیریت، کالکوسیت، کوپریت، مالاکیت و آزوریت وجود دارند. نوع مواد شیمیایی مورد استفاده در واحد صنعتی، بسته به نوع کانی مس موجود در کانسنگ و ترکیب کانی‌شناسی باطله متفاوت است. مدار فلوتاسیون این نوع کانسنگ‌ها عموماً از دو مرحله تشکیل شده است: در مرحله اول، مس سولفیدی شناور شده و جداسازی می‌شود، در مرحله دوم، مس اکسیدی با استفاده از روش سولفیداسیون فرآوری می‌شود. در شکل‌های ۱-۱ و ۲-۱ یک نمونه از فلوشیت فرآوری کانسنگ مخلوط مس اکسیدی - سولفیدی قابل مشاهده است [۴].

در فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی عموماً از عوامل سولفیداسیون برای فعال کردن سطح کانی استفاده می‌شود که استفاده از این مواد برای فعال کردن سطح کانی اکسیدی، با عنوان فرآیند سولفیداسیون شناخته می‌شود. این روش نسبت به روش‌های دیگر فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی، مانند استفاده از اسیدهای چرب، انتخابیت بیشتری دارد و نوع باطله موجود در کانسنگ محدودیتی در به کار بردن سولفیداسیون ندارد [۵].

سولفید سدیم ($\text{Na}_2\text{S} \cdot 9\text{H}_2\text{O}$)، هیدرو سولفید سدیم (NaHS) و سولفید آمونیوم ($(\text{NH}_4)_2\text{S}$) از مهم‌ترین عوامل سولفید کننده می‌باشند که در فلوتاسیون مس اکسیدی استفاده می‌شوند. این مواد به دلیل حلالیت نسبتاً بالای کانی‌های اکسیدی ممکن است تا مقداری ۱۰ کیلوگرم بر تن استفاده شود [۶].

در اثر واکنش سولفید سدیم در پالپ، گونه‌های سولفوکسی^۱ مانند یون‌های سولفات (SO_4) و سولفات هیدروژن (H_2SO_4) و گوگرد عنصری (S_0) تشکیل می‌شوند. گونه سولفوکسی و گوگرد عنصری به ترتیب به‌عنوان گونه‌های آب‌پذیر و آبران شناخته می‌شوند. برای فعال شدن و آبران کردن

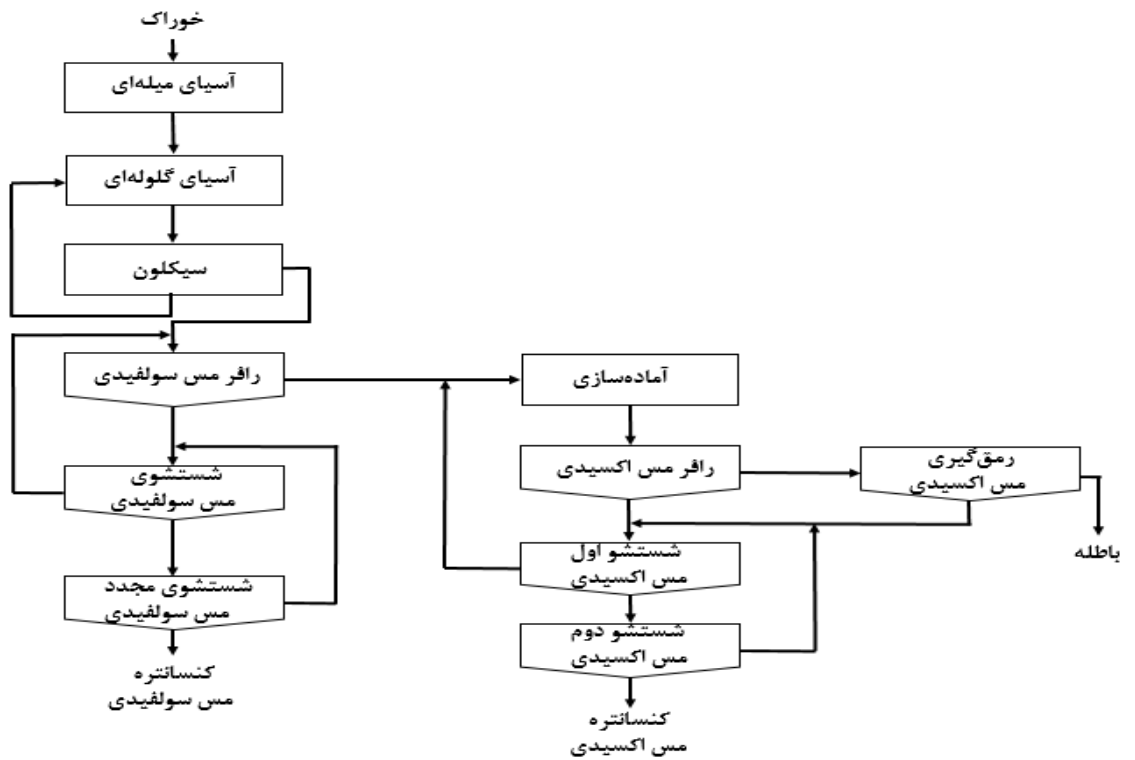
^۱ Sulfoxide

کانی‌های اکسیدی مس توسط عامل سولفیداسیون لازم است شرایطی در پالپ ایجاد شود که گونه‌های آبران ناشی از واکنش عامل سولفیداسیون بر روی سطح کانی ایجاد و گونه‌های آب‌دوست از سطح کانی حذف شود [۷].

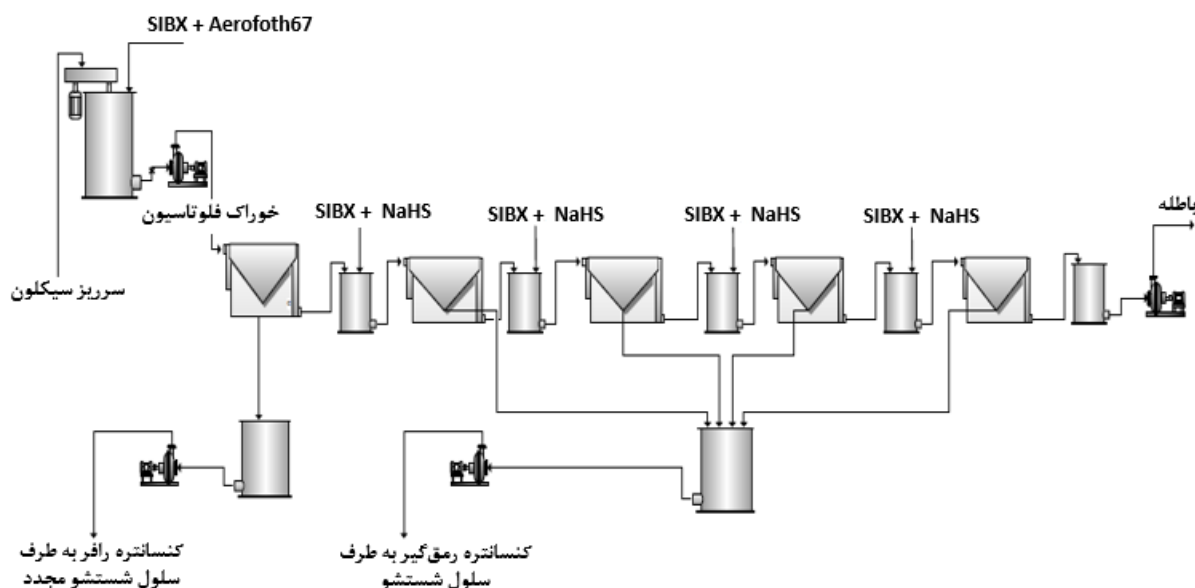
به‌طور کلی عوامل سولفیداسیون علاوه بر اینکه در زمینه‌ی فعال‌کنندگی کانی‌های اکسیدی استفاده می‌شوند، در بازداشت کانی‌های سولفیدی به‌ویژه مس و آهن به‌کاربرده می‌شوند. برای مثال یکی از کاربردهای صنعتی این مواد در فلوتاسیون مولیبدن برای بازداشت کانی‌های مس می‌باشد. در مورد نقش فعال‌کنندگی عوامل سولفیداسیون تحقیقات فراوانی انجام‌شده و مکانیسم‌های مختلفی ارائه‌شده است برخی از این مکانیسم‌ها شامل سولفیدی کردن مجدد سطح کانی، افزایش پایداری کف به دلیل کشش سطحی در فصل مشترک حباب - آب، حذف محصولات اکسیداسیون و پاک کردن سطح کانی، تشکیل گوگرد عنصری و ترسیب هیدروکسیدهای فلزی آب‌پذیر به‌صورت سولفیدهای فلزی نامحلول می‌باشد. تحقیقات مختلفی در زمینه‌ی فعال‌سازی سطح کانی اکسیدی صورت گرفته و دلایل مختلفی که باعث فعال شدن سطح کانی اکسیدی می‌شود، ذکر شده است. برای مثال، عمل سولفیداسیون باعث می‌شود که یون‌های گوگرددار به داخل شبکه بلور کانی‌های اکسیدی نفوذ کرده و یک پوشش سولفیدی کاذب نامحلول روی سطح کانی ایجاد کند. همچنین علت فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی در اثر سولفیداسیون، عدم توانایی یون‌های سولفیدی در شبکه سطح کانی در تشکیل پیوند هیدروژنی با مولکول‌های آب ذکر شده است [۲]. در مورد نقش بازداشت‌کنندگی عوامل سولفیداسیون نیز مکانیسم‌های مختلفی مطرح شده است. برای مثال، استفاده از این مواد باعث کاهش پتانسیل پالپ شده و لذا از اکسیداسیون کلکتور (گزنات) و تشکیل دیمر کلکتور (دی‌گزناتوزن) جلوگیری می‌شود که این شرایط مانع از فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی در حضور کلکتور می‌گردد. مکانیسم پیشنهادی دیگر در این زمینه، افزایش بار منفی سطح به دلیل جذب یون‌های HS^- روی سطح کانی بیان شده است که مانع از جذب کلکتور آنیونی می‌گردد. در حالت کلی مکانیسم با مقبولیت عام در رابطه با

نقش بازدارندگی عوامل سولفوراسیون، پدیده حذف کلکتور از سطح کانی می‌باشد [۷].

در فرآیند سولفیداسیون، نرخ افزودن عامل سولفیداسیون باید به‌دقت کنترل شود تا سولفیدی شدن سطح کانی اکسیدی به‌درستی انجام شود. اگر غلظت عامل سولفیداسیون کم باشد، فرآیند سولفیداسیون به‌صورت کامل صورت نمی‌گیرد و پیرو آن فلوتاسیون کانی اکسیدی صورت نمی‌گیرد. همچنین اگر غلظت عامل سولفیداسیون بیشتر از مقدار بهینه باشد، موجب بازداشت کانی‌های مس می‌شود [۴،۸].



شکل ۱-۱: شمای عملیات فرآوری کانسنگ‌های مخلوط مس اکسیدی - سولفیدی [۴]



شکل ۱-۲: شمای عملیات مدار فلوتاسیون رافر و رمق گیر برای کانسنگ مخلوط مس اکسیدی- سولفیدی معدن مس کانزانشی [۹]

۱-۵- روش مکانوشیمیایی

در فرآیندهای مکانوشیمیایی از انرژی مکانیکی برای فعال سازی و افزایش واکنش پذیری مواد به واسطه گسترش و تغییرات ساختمانی استفاده می شود. در واقع این روش، شاخه‌ای از شیمی است که با مکانیزم شیمیایی و فیزیکی- شیمیایی مواد، ناشی از تأثیر انرژی مکانیکی مرتبط است. فرآیند مکانوشیمیایی با جوش خوردن، تغییر شکل و شکست پی در پی ذرات با مخلوطی از واکنشگرها همراه است. واکنش‌های شیمیایی در فصل مشترک دانه‌هایی با ابعاد ریز که به‌طور پیوسته در مدت آسیا کاری در حال تولید می‌باشند، اتفاق می‌افتد. در نتیجه، آن دسته از واکنش‌های شیمیایی که در حالت معمول به دماهای بالا جهت انجام شدن نیاز دارند. جهت نفوذ و رشد فاز محصول می‌توانند در دماهای پایین‌تر، درون محفظه آسیا کاری و بدون نیاز به گرمای اضافی بیشتر، انجام شوند [۱۰]. بنابراین روش مکانوشیمیایی بر مبنای وقوع واکنش‌های شیمیایی در اثر فعال سازی مکانیکی در طول آسیا کاری بنانهاده شده است [۱۱].

در نتیجه، سولفیداسیون مکانوشیمیایی مواد معدنی نه تنها یک فرآیند فیزیکی کاهش اندازه ذرات به وسیله‌ی یک آسیای معمولی می‌باشد، که نیز یک فرآیند شیمیایی است که ناشی از افزودن سولفور به تنهایی یا به همراه مواد احیایی به مواد معدنی در حین خردایش است.

شکل کلی بیشتر واکنش‌های مکانوشیمیایی که مورد مطالعه قرار گرفته‌اند از نوع واکنش جابجایی، به صورت رابطه زیر بوده‌اند [۱۲].



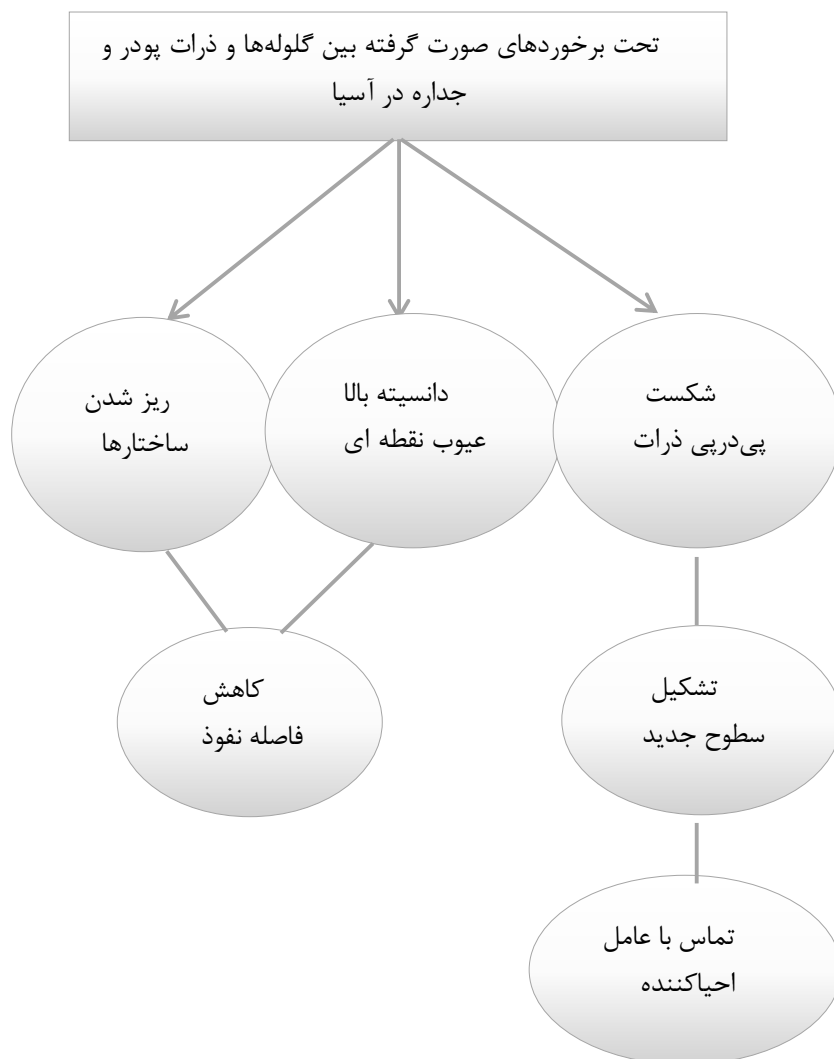
این واکنش در طول آسیا کاری^۱ اکسیدهای ساده فلزی و فلزاتی مثل Mg, Ti, Al و Ca که نقش احیاکننده را دارند رخ می‌دهد. این فرآیند تحت عنوان احیاء مکانیکی در حالت جامد^۲ (MSSR) نیز شناخته می‌شود در واقع آسیا کاری روشی است که جامد منجر به ایجاد مکرر سطوح تازه در هر زمانی می‌شود که این سطوح تازه ایجاد شده باعث تسریع واکنش‌های شیمیایی می‌گردند.

مکانیزم فرآیند مطابق شمای عملیاتی ارائه شده مطابق شکل ۱-۳ است، بدین صورت که تحت برخوردهای صورت گرفته بین گلوله‌ها و ذرات و جداره در آسیای گلوله‌ای، ذرات موجود دچار شکست پی‌درپی شده و سطوح تازه تشکیل شده به‌طور مداوم در معرض تماس با عامل احیاکننده قرار گرفته و احیا انجام می‌شود. از طرفی دیگر، دانسیته بالای عیوب نقطه‌ای^۳ به وجود آمده و ریز شدن ساختارها باعث کاهش فواصل نفوذ و انجام واکنش شیمیایی در دمای محیط می‌شود [۱۰].

^۱ Filling Process

^۲ Mechanical Solid State Reduction

^۳ عیوب نقطه‌ای به دسته‌ای از بلورهای ناکامل از نظر کریستالی گفته می‌شود که بسته به ماهیتشان منجر به وجود آمدن نقص در تعداد متناهی و کوچک اتم در شبکه بلوری می‌شوند. این تعداد مستقل از اندازه‌ی بلور و ریزساختار ماده است



شکل ۱-۳: عوامل اصلی انجام واکنش شیمیایی در دمای محیط طی فرآیند آسیا کاری مکانیکی [۱۰]

فرآیندهای مکانوشیمیایی جدید نبوده و تاریخچه آن‌ها به زمان پیدایش تمدن بشری برمی‌گردد. زمانی که انسان‌های اولیه یاد گرفتند که از سنگ چخماق برای روشن نمودن آتش استفاده کنند. سابقه استفاده از فرآیندهای مکانوشیمیایی به‌ویژه در اروپا قدمت طولانی داشته و به‌مرور زمان توسعه و پیشرفت‌های زیادی یافته است به‌طوری‌که امروزه از آن روش در آسیاهای گلوله‌ای برای تولید بسیاری از مواد پیشرفته استفاده می‌کنند. اولین مطالعات سیستماتیک در زمینه‌ی سولفیداسیون مکانوشیمیایی توسط کری لی انجام شده است. ایشان برای اولین بار نشان داد هالیدهای نقره، طلا، پلاتین و جیوه در حین خردایش در یک هاون به هالوژن‌ها و فلزات مربوطه تجزیه می‌گردند. در این

مطالعات برای اولین بار به نقش انرژی مکانیکی در حین خردایش به‌عنوان عاملی مؤثر در پیشرفت و انجام واکنش‌ها اشاره گردید. در سال‌های (۱۸۹۱) و (۱۹۱۹) استوالد عبارت مکانوشیمیایی را معرفی نمود و نشان داد که ذرات ریز دارای فعالیت و واکنش‌پذیری زیادی هستند. به‌علاوه او مکانوشیمی را بخشی از علم شیمی و فیزیک نظیر الکتروشیمی و گرمایشی معرفی کرد. هاتینگ در سال (۱۹۴۳) مکانوشیمیایی را فقط شامل آزادسازی پیوندها بدون تشکیل هرگونه ترکیب جامد جدید به روش خردایش تعریف نمود. در سال (۱۹۶۲) تأثیر خردایش و انرژی مکانیکی با در نظر گرفتن تغییرات رنگ آن‌ها توسط پیترس مطالعه شد. در این مطالعه از دلایل ترمودینامیکی برای تشریح و چگونگی انجام واکنش‌ها استفاده شد. گرلاچ و لاگ در سال (۱۹۷۳) از آسیا سایشی برای فعال‌سازی کالکوپیریت استفاده نمودند و نشان دادند که نرخ لیچینگ کالکوپیریت فعال‌شده نسبت به فعال نشده بسیار زیاد است [۱۳].

۱-۶- ساختار پایان‌نامه

این پایان‌نامه در پنج فصل به رشته تحریر درآمده است. در فصل اول به مقدمه‌ای از تحقیق، بیان مسئله، ضرورت انجام آن و معرفی مختصری از ماده معدنی مورد مطالعه پرداخته شد. به‌منظور دستیابی به بینشی دقیق‌تر و درکی روشن‌تر نسبت به مسئله و اهداف تحقیق نیاز به تئوری‌های تحقیق و مروری بر کارهای انجام‌شده قبلی است که در فصل دوم ارائه می‌شود. فصل سوم، مواد شیمیایی و تجهیزات موردنیاز و همچنین روش‌های آزمایشگاهی به‌کاربرده شده در این تحقیق را توصیف می‌کند. نتایج آزمایش‌های سولفیداسیون مکانوشیمیایی و فلوتاسیون و تجزیه و تحلیل آن‌ها در فصل چهارم شرح داده می‌شود و نهایتاً در فصل پنجم جمع‌بندی، نتیجه‌گیری و پیشنهادهای برای کارهای آتی بیان می‌گردد.

فصل دوم:

مروری بر تحقیقات پیشین

با توجه به اهداف تحقیق که سولفیدی کردن کانه‌ی مس اکسیدی در مرحله‌ی خردایش (سولفیداسیون مکانوشیمیایی) و تأثیر آن بر عملکرد فلوتاسیون و ارزیابی پارامترهای مؤثر بر عملکرد فرآیند است، تعدادی از مهم‌ترین پژوهش‌های مرتبط در ادامه معرفی می‌شوند.

جونز و وودکوک (۱۹۷۸)، در تحقیقی برای بازیابی کانی‌های اکسیدی سرب دو روش سولفیداسیون حلزونی و CPS^۱ را به کار بردند. در سولفیداسیون به روش حلزونی با استفاده از سولفید سدیم نشان دادند که به دلیل عدم کنترل پتانسیل پالپ بازیابی کانی‌های اکسیدی سرب نسبتاً ضعیف است و روش CPS به دلیل کنترل پتانسیل پالپ نتایج بهتری می‌دهد، به طوری که در پتانسیل ۶۰۰ میلی ولت و زمان آماده‌سازی بهینه ۳ دقیقه با مصرف کم سولفید سدیم به بهترین پاسخ دست یافتند. در روش CPS به دلیل حضور بیشتر یون S^{2-} و واکنش با سطح کانی اکسیدی شناورسازی کانی اکسیدی بهبود می‌یابد [۱۴].

راکوان و همکاران (۱۹۸۴)، در تحقیقی به بررسی بازیابی کانی‌های کریزوکولا و تنوریت با استفاده از فرآیند سولفیداسیون پرداختند. در این تحقیق از سولفید آمونیوم به عنوان عامل سولفیداسیون استفاده کردند و برای بهینه‌سازی فرآیند، پارامترهایی مانند pH، سرعت همزنی، زمان آماده‌سازی و غلظت سولفید آمونیوم را مورد بررسی قرار دادند. نتایج نشان داد که واکنش یون سولفید در pH های اسیدی با سطح کانی اکسیدی به شدت افزایش می‌یابد، در حالی که در pH های خنثی این واکنش کاهش می‌یابد. تأثیرگذاری فرآیند سولفیداسیون روی تنوریت بیشتر از کریزوکولا بود. به دلیل سطح متخلخل بیشتر کریزوکولا تأثیرگذاری فرآیند سولفیداسیون روی این کانی کمتر بوده اما در مقابل سطح کانی تنوریت با سولفید آمونیوم به راحتی فعال شد. فلوتاسیون با استفاده از گزنتات‌ها بعد از فرآیند سولفیداسیون بازیابی تنوریت را به مقدار قابل توجهی بهبود بخشید اما بازیابی کریزوکولا در این

^۱ Control potential sulphidization

شرایط نسبتاً کم بود و pH اسیدی در زمان آماده‌سازی سولفید آمونیوم در قابلیت شناورسازی کریزوکولا بیشترین تأثیر را داشت. همچنین نشان دادند که اندازه ذرات نقش مهمی در واکنش با مواد شیمیایی دارد، به طوری که با کاهش اندازه ذرات واکنش سریع‌تر رخ می‌دهد [۱۵].

هانسون و فیوریستینو (۱۹۹۱)، بر روی رفتار الکتروشیمیایی و شناورسازی کالکوسیت و مخلوطی از مواد معدنی سولفیدی و اکسیدی مطالعاتی انجام دادند. در این بررسی از هیدروکسیمات به‌عنوان کلکتور استفاده شد. این مطالعه نشان داد که هیدروکسیمات توانایی شناورسازی هم‌زمان کانی‌های سولفیدی، اکسیدی و سیلیکاته مس را دارد [۱۶].

کارگر و همکاران در (۱۹۹۵)، به بررسی عوامل مؤثر در کاهش درصد مس در باطله کارخانه تغلیظ مجتمع مس سرچشمه پرداختند و با انجام نمونه‌گیری‌های متعدد از مدار کارخانه و مطالعه آن‌ها نتیجه گرفتند که بخش قابل‌توجهی از مس اعم از مس اکسیدی و مس سولفیدی از بخش باطله مرحله‌ی رافر خارج می‌شود و هدرروی مس در بخش باطله مرحله‌ی رمق‌گیر ناچیز است. همچنین نشان دادند به‌غیر از عوامل تجهیزاتی و عملیاتی حاکم بر کارکرد کارخانه تغلیظ، سه عامل مهم که باعث تلفات مس در باطله و کاهش بازیابی کارخانه می‌شود، شامل کاهش درصد مس در خوراک کارخانه تغلیظ، افزایش نسبت مس اکسیدی به مس کل در خوراک و غالب شدن کانی کالکوپیریت بر کالکوسیت خوراک است. برای بهبود بازیابی مس اکسیدی در شرایطی که نسبت مس اکسیدی در خوراک ورودی بیشتر بود، فرآیند سولفیداسیون را به‌کاربردند. از سولفید سدیم به‌عنوان عامل سولفیداسیون و پتاسیم آمیل گزنتات به‌عنوان کلکتور استفاده شد و به نتایج قابل قبولی دست یافتند [۱۷].

شافر و مک کورمیک در سال (۱۹۹۸)، از فرآیند آسیا کاری در جهت انجام واکنش شیمیایی استفاده کردند. آن‌ها با استفاده از فرآیند آسیا کاری توانستند اکسید مس را به همراه یک فلز فعال

مانند کلسیم و یا منیزیم در دمای اتاق به فلز مس و اکسید فلز فعال احیاء کنند [۱۸].

کلارک و همکاران (۲۰۰۰)، تحقیقی در مورد بازیابی کانی‌های اکسیدی مس با استفاده از فرآیند سولفیداسیون انجام دادند. در این مطالعه برای افزایش بازیابی مس از گاز نیتروژن به جای هوا استفاده کردند. استفاده از گاز نیتروژن در غیاب حضور اکسیژن و با کنترل شرایط فرآیند سولفیداسیون، بازیابی کالکوسیت، کالکوپیریت و بورنیت را افزایش داد. آن‌ها گزارش دادند که حضور نیتروژن در پالپ دسترسی به یون سولفید را برای فرآیند سولفیداسیون راحت‌تر نموده و شکل‌گیری لایه سولفیدی روی سطح کانی را بهبود می‌بخشد و در این حالت با مصرف کم سولفید سدیم به حداکثر بازیابی برای کانی‌های اکسیدی مس می‌توان دست‌یافت [۱۹].

وانگ و همکاران در سال (۲۰۰۳)، مطالعاتی تحت عنوان، سولفیدیزاسیون مکانیکی-شیمیایی اکسیدهای فلزات غیر آهنی توسط خردایش با گوگرد و آهن انجام داده‌اند. آن‌ها گزارش دادند که فرآیند مکانیکی-شیمیایی به‌طور گسترده‌ای از تصفیه زباله‌ها تا سنتز مواد کاربردی نظیر ترکیبات معدنی و آلیاژهای فلزی به‌کاربرده شده است. آن‌ها در این تحقیق، یک فرآیند جدید را برای سولفیدی کردن اکسیدهای فلزی غیر آهنی به‌وسیله خردایش با پودرهای گوگرد و آهن ارائه نمودند. علاوه بر این، در این تحقیق شرایط لازم برای سولفیدی کردن اکسیدها با این فرآیند مورد بحث قرار گرفت [۲۰].

کونکولو و همکاران (۲۰۰۳)، بر روی بازیابی نمونه اکسیدی مس - کبالت با استفاده از فرآیند سولفیداسیون مطالعاتی به عمل آوردند. در این مطالعه از هیدروسولفید سدیم و سولفید آمونیوم به‌عنوان عامل سولفیداسیون استفاده شد. وقتی از ترکیب هیدرو سولفید سدیم و سولفید آمونیوم با نسبت ۱ به ۱ استفاده شد بهترین پاسخ به دست آمد [۲۱].

زیدان و گلری و آیدان در سال (۲۰۰۵)، مطالعاتی تحت عنوان یک برنامه جدید برای فلوتاسیون

معدن مس اکسید شده انجام دادند، که نتایج حاصل از آن در ترکیب فرآیند سولفوریزاسیون، تغییراتی ایجاد کرد که شامل تخریب در ساختار اسپیلار، کاهش یون‌ها در برخی از ذرات و تفاوت ساختار بلوری بود. آن‌ها گزارش دادند که در نتیجه آن ترکیبات سولفیدی تشکیل شد و درجه آزادی پس از آماده‌سازی افزایش یافت. همچنین بیان نمودند که ترکیبات سولفیدی تشکیل شده به این ترتیب به راحتی جذب کلکتور و شناور خواهند شد و به همین علت، فرآیند سولفوریزاسیون قبل از فلوتاسیون استفاده شد [۲۲].

وانگ و همکاران در سال (۲۰۰۷)، به بررسی بهبود قابلیت شناوری اکسید مس (CuO) با خردایش گوگرد پرداختند. در این تحقیق خردایش هم‌زمان یا هم‌سایش اکسید مس (CuO) با گوگرد و فلوتاسیون نمونه آسیا شده به منظور بهبود قابلیت شناوری اکسید انجام شد. نتایج نشان داد که بازیابی مس اکسیدی در فلوتاسیون با افزایش زمان خردایش و سرعت چرخش افزایش یافته است. مجموعه‌ای از روش‌های تحلیلی از جمله پراش اشعه ایکس، میکروسکوپ الکترونی روبشی، طیف‌نگاری فوتوالکترونی اشعه ایکس (XPS) و اندازه‌گیری پتانسیل زتا را برای توصیف نمونه‌های آسیا شده انجام دادند که نتایج تجزیه و تحلیل طیف‌نگاری فوتوالکترونی اشعه ایکس (XPS) و اندازه‌گیری پتانسیل زتا، جذب شیمیایی و اتصال سولفور بر روی سطح اکسید مس (CuO) را تأیید نمود [۲۳].

لی و همکاران (۲۰۰۹)، از هیدروکسیمات به عنوان کلکتور در فلوتاسیون مس اکسیدی که مخلوط با مس سولفیدی بود استفاده کردند. هیدروکسیمات بدون تأثیر منفی روی بازیابی مس سولفیدی، مس اکسیدی را به خوبی شناور کرد [۲۴].

مرعی و وحدتی در سال (۱۳۸۸)، مطالعاتی تحت عنوان احیاء مکانوشیمیایی اکسیدهای مس و روی در حضور کربن و آلومینیوم انجام داده‌اند. در این تحقیق تولید کامپوزیت نانو ساختار برنج - آلومینا به روش مکانوشیمیایی مورد بررسی قرار گرفته است. بدین منظور از عناصر کربن و آلومینیوم

به‌عنوان عوامل احیاء کننده اکسیدهای مس و روی استفاده شد. نمونه‌های آسیا شده در زمان‌های مختلف (۰ تا ۲۰ ساعت) تحت بررسی‌های XRD، DSC و TGA قرار گرفتند. نتایج نشان داد که بین ۲ تا ۳ ساعت آسیا کاری، واکنش‌های احیاء به‌طور کامل انجام می‌شوند و نتایج مطلوبی به دست می‌آید [۲۵].

عطفی و همکاران در (۱۳۸۸)، مطالعاتی روی پرعیارسازی کانسنگ سولفیدی-اکسیدی سرب کم‌عیار با استفاده از فرآیند سولفیداسیون انجام دادند. در این مطالعه از سولفید سدیم به‌عنوان عامل سولفیداسیون، از سیلیکات سدیم به‌عنوان متفرق کننده و از پتاسیم آمیل گزنتات به‌عنوان کلکتور استفاده کردند. آن‌ها نشان دادند بعد از سولفیدی شدن، سطح کانی خیلی کمتر آب‌پذیر شده و در نتیجه به‌صورت مؤثرتری شناور می‌گردد. همچنین تحت این شرایط مصرف کلکتور به‌صورت قابل‌ملاحظه‌ای کاهش می‌یابد. در این مطالعه مقدار بهینه سولفید سدیم، سیلیکات سدیم و پتاسیم آمیل گزنتات به ترتیب ۲۰۰۰ گرم بر تن، ۵۰۰ گرم بر تن و ۲۰۰ گرم بر تن تعیین شد [۲۶].

فتلا و موزندا (۲۰۱۰)، مطالعاتی روی فلوتاسیون مس اکسیدی انجام دادند. عیار مس کل ۴/۵ درصد و از این مقدار ۸۸ درصد آن‌ها مس اکسیدی و ۱۲ درصد را مس سولفیدی تشکیل می‌داد. از هیدرو سولفور سدیم به‌عنوان عامل سولفیداسیون، از اکتیل هیدروکسیمات، سدیم کربنات به‌عنوان کلکتور برای مس اکسیدی و از پتاسیم آمیل گزنتات به‌عنوان کلکتور برای مس سولفیدی استفاده کردند. عیار مس ۱۳ درصد و بازیابی ۴۸ درصد به دست آمد که علت عیار و بازیابی پایین، به دلیل وجود مس سیلیکاته به مقدار نسبتاً زیاد در نمونه بود [۲۷].

اویی و بین (۲۰۱۲)، بر روی فلوتاسیون نمونه‌ای که حاوی کبالت و مس (هم اکسیدی و هم سولفیدی) بود مطالعاتی را انجام دادند. از سولفید سدیم و هیدرو سولفید سدیم به‌عنوان عامل سولفیداسیون و از پتاسیم آمیل گزنتات به‌عنوان کلکتور در سلول‌های رافر، رمق گیر و شستشو استفاده شد. عیار مس در نمونه ۲/۶۳ و عیار کبالت ۰/۰۴ درصد و مقدار بازیابی و عیار به‌دست‌آمده

برای مس به ترتیب ۸۸/۵۵ و ۲۱/۲ درصد بود [۸].

یوان و همکاران (۲۰۱۲) سولفیداسیون مکانوشیمیایی اکسیدهای سرب توسط آسیا کردن با گوگرد را مورد مطالعه قرار دادند. آن‌ها به این نتیجه دست یافتند که سولفید سرب به راحتی از یک واکنش مکانیکی شیمیایی توسط آسیا کردن هم‌زمان اکسید سرب و گوگرد، حتی بدون افزودنی دیگری مانند پودر آهن به دست می‌آید که یک روش جدیدی را برای بازیافت شیشه‌های سرب‌دار ارائه می‌کند. در این تحقیق معلوم گردید که شرایط لازم برای سولفیدی کردن اکسیدها را می‌توان بر اساس ملاحظات ترمودینامیکی، یعنی یک تغییر منفی در انرژی آزاد گیبس توضیح داد [۲۸].

یانگ و همکاران (۲۰۱۳) سولفیداسیون فلزات سنگین (سرب) باقی‌مانده در فرآیند متالورژیکی به وسیله سولفیداسیون در آسیای تر که توسط کی و همکارانش مطالعه شده است را بررسی کردند. نتایج نشان داد که سولفیداسیون در آسیا بازیابی فلوتاسیون را بهبود می‌دهد. همچنین در مقایسه با سولفیداسیون با استفاده از سولفید سدیم، سولفید تشکیل شده توسط سولفیداسیون مکانوشیمیایی اندازه ذرات کوچک‌تر دارد که برای توانایی شناورسازی مفید نیست با این حال بهبود میزان سولفیداسیون منجر به افزایش بازیابی می‌شود [۲۹].

زونگ و همکاران (۲۰۱۳)، در مورد فلوتاسیون مس اکسیدی مربوط به نمونه‌ای که عیار مس کل ۱/۰۲ درصد و عیار مس اکسیدی ۰/۵۶ درصد بود، مطالعاتی را انجام دادند. از پتاسیم آمیل گزنتات و هیدروکسیمات به عنوان کلکتور استفاده شد و عیار و بازیابی به دست آمده به ترتیب ۳/۱۹ و ۳۸/۴ درصد بود [۳۰].

جی و همکاران در سال (۲۰۱۳)، بر روی فلوتاسیون مس اکسیدی با عیار مس ۰/۷۷ درصد مس، مطالعاتی به انجام رساندند. از سولفید سدیم به عنوان عامل سولفیداسیون، بوتیل گزنتات به عنوان کلکتور و روغن کاج به عنوان کف‌ساز استفاده شد که مقدار بازیابی ۸۰/۸۱ درصد با عیار ۱۸/۰۶ درصد

به دست آمده است [۳۱].

یان جی و همکاران در سال (۲۰۱۳)، مطالعاتی تحت عنوان سولفیداسیون مکانیکی-شیمیایی اکسید روی با استفاده از آسیا کردن با گوگرد و مواد افزودنی احیاکننده انجام دادند. فرآیند جدیدی برای سولفیداسیون اکسید روی (ZnO) با استفاده از خردایش با گوگرد و مواد افزودنی احیاکننده شامل فسفر، آهن، آلومینیوم و منیزیم توسعه داده شد. میزان سولفیداسیون اکسید روی با اضافه کردن فسفر، آهن، آلومینیوم و یا منیزیم پس از آسیا کردن به مدت ۴، ۶، ۱ و ۱ ساعت به ترتیب به ۸۵/۲٪، ۸۱/۶٪، ۹۶/۷٪ و ۹۲/۶٪ رسید. علاوه بر این، خاصیت شناوری محصولات سولفیده شده برای بهبود سولفید فلزی مورد بررسی قرار گرفت. آن‌ها گزارش دادند که سولفید روی (ZnS) می‌تواند با نسبت غلظت و درجه غلظت بالا تغلیظ گردد و با استفاده از فرآیند سولفیده کردن، انتظار می‌رود که بازیافت روی از ضایعات و یا تصفیه باقی‌مانده‌های خطرناک حاوی فلزات سنگین از لحاظ فنی امکان‌پذیر باشد [۳۲].

پاکوت و نولوب (۲۰۱۵)، برای بهینه‌سازی مدار فلوتاسیون- سولفیداسیون در معدن کانسانشی از هیدرو سولفید سدیم به‌عنوان عامل سولفیداسیون و از پتاسیم آمیل گزنتات و سدیم ایوبوتیل گزنتات به‌عنوان کلکتور استفاده کردند و به نتایج نسبتاً خوبی دست یافتند. معدن کانسانشی واقع در آمریکای جنوبی، حاوی کانی‌های سولفیدی و اکسیدی مس همراه با طلا می‌باشد. در این معدن تا سال ۲۰۰۹ مس سولفیدی و اکسیدی به‌صورت جداگانه مورد فرآوری قرار می‌گرفت. مس سولفیدی با استفاده از فلوتاسیون با گزنتات‌ها و مس اکسیدی با استفاده از لیچینگ فرآوری می‌شد. بخشی از کانسنگ که در آن مس اکسیدی و مس سولفیدی به‌صورت مخلوط بوده و قابل جدایش از هم نبودند به دلیل نبود روش فرآوری اقتصادی، ذخیره می‌شد. روش فلوتاسیون برای این نوع کانسنگ پاسخ ضعیف می‌داد و روش لیچینگ به دلیل مصرف بالای اسید غیراقتصادی بود. به همین دلیل از سال ۲۰۰۹ به بعد در این معدن برای فرآوری این نوع کانسنگ از فرآیند سولفیداسیون (CPS) استفاده گردید [۳۳].

کورین و همکاران در سال ۲۰۱۷، مطالعاتی روی نمونه خاک معدن کانسانشی که ترکیبی از مس اکسیدی و سولفیدی است انجام دادند. در این مطالعه برای فرآوری مس اکسیدی با استفاده از هیدرو سولفید سدیم از دو روش CPS و سولفیداسیون به روش حلزونی استفاده شد که روش CPS نسبت به روش حلزونی پاسخ بهتری داد [۳۴].

زارع (۱۳۹۶)، مطالعاتی تحت عنوان بررسی تأثیر کانی‌های اکسیدی مس بر بازیابی مدار فلوتاسیون کارخانه تغلیظ مس سونگون و ارائه راهکارهایی جهت افزایش بازیابی انجام دادند. در مرحله اول به ارزیابی عوامل مؤثر بر بازیابی مس اکسیدی در مراحل رافر و رمق‌گیر کارخانه تغلیظ ۱ پرداخته شد. برای این منظور نمونه‌هایی از نقاط مختلف مدار رافر و رمق‌گیر و همچنین خوراک، باطله و کنسانتره نهایی گرفته شد. در مرحله دوم به منظور ارائه راهکارهایی جهت بهبود بازیابی مس اکسیدی پارامترهای مختلفی مانند نوع و مقدار عامل سولفیداسیون، نوع و مقدار کلکتور، متفرق کننده‌ها، زمان آماده‌سازی، pH، سرعت همزنی و Eh مورد بررسی قرار گرفتند. نتایج نشان داد که بازیابی مس اکسیدی هم در مدار رافر و هم در مدار رمق‌گیر به دلیل قابلیت کم کلکتور و کف‌سازهای استفاده‌شده در شناورسازی کانی‌های اکسیدی مس، پایین است. برای بازیابی کانی‌های اکسیدی مس دو روش سولفیداسیون و استفاده از کلکتورهای آنیونی به‌کاربرده شد [۳۵].

ژالی و همکاران در سال (۲۰۱۷)، تحقیقاتی تحت عنوان تغییر سطح کربنات مس توسط روش فرآیند مکانیکی - شیمیایی با گوگرد و سولفات آمونیوم انجام داده‌اند. این پژوهش بر روی کنترل میزان عملیات مکانیکی - شیمیایی و مطالعه تغییرات در ترکیب شیمیایی، مورفولوژی، پیوند شیمیایی ذرات اصلاح‌شده متمرکز شد. وابستگی بین بهبود کارایی توسط شناورسازی با تغییرات به‌دست‌آمده مورد بررسی قرار گرفت و نتایج حاصل گزارش گردید. مفهوم پیشنهادشده نه تنها می‌تواند به‌عنوان مبنایی برای توسعه یک فرآیند جدید برای بازیافت مس و سایر فلزات از مواد معدنی اکسیدشده و زباله‌های جامد باشد، بلکه تحقیقات بنیادی را در زمینه ی مکانیکی - شیمیایی به سمت

یک برنامه گسترده‌تر با در نظر گرفتن هزینه‌های معقول پیش می‌برد [۳۶].

۲-۲- جمع‌بندی

بر اساس تحقیقات انجام‌شده مشخص گردید که در زمینه سولفیداسیون مکانوشیمیایی مس اکسیدی به‌وسیله خردایش با سولفور و ترکیباتی سولفیدی کار تحقیقاتی اندکی انجام شده است و بیشتر برای سولفیدی کردن اکسید روی، سرب و دیگر فلزات غیر آهنی از سنگ‌های معدنی و زباله‌های الکتریکی استفاده‌شده است که بیانگر نتایج مثبت این روش بود. بنابراین، هدف این تحقیق بر بهبود فرآیند فلوتاسیون مس اکسیدی با استفاده از سولفوراسیون مرحله خردایش متمرکز گردید.

فصل سوم:

روش‌ها، تجهیزات، مواد شیمیایی

۳-۱- مقدمه

در این فصل، به نحوه‌ی تهیه و عملیات آماده‌سازی نمونه‌ها پرداخته و مواد شیمیایی و تجهیزات استفاده‌شده در تحقیق پیش رو معرفی می‌شوند. در نهایت روش و شرایط انجام آزمایش‌ها و ملاحظات مربوط به آن ارائه می‌گردد.

۳-۲- تهیه و عملیات آماده‌سازی نمونه

نمونه‌ی کانه اکسیدی لازم برای مطالعات تعیین زمان ماند، سولفیداسیون و انجام فرآیند فلوتاسیون از معدن مس عباس‌آباد به وزن حدود ۲۰۰ کیلوگرم از خوراک آسیای گلوله‌ای کارخانه با دانه‌بندی ۰ تا ۱۰ میلی‌متر تهیه و به آزمایشگاه کانه‌آرایی دانشگاه صنعتی شاهرود انتقال داده شد.

خردایش ماده معدنی به‌وسیله‌ی یک مرحله سنگ‌شکنی فکی و چند مرحله سنگ‌شکنی مخروطی در معدن مس عباس‌آباد انجام شد، در مرحله‌ی اول توسط سنگ‌شکنی فکی کل نمونه به کمتر از ۱۰ میلی‌متر و در مرحله‌ی بعد توسط سنگ‌شکن غلتکی موجود در دانشگاه به کمتر از ۴ میلی‌متر رسانده شد. به‌منظور جلوگیری از ایجاد نرمة بیشتر، بعد از سنگ‌شکنی فکی، نمونه خردشده توسط سنگ‌شکن غلتکی ازسرنده کنترلی ۳۳۶۰ میکرون عبور داده شد. همچنین در ابتدای مرحله دوم سنگ‌شکنی توسط سنگ‌شکن غلتکی حدود ۵ کیلوگرم از نمونه نیز برای تمیز کردن دستگاه‌ها و سنگ‌شکن‌ها برداشته شد تا در ابتدای کار با دستگاه‌ها در مراحل آماده‌سازی از آن استفاده شود و از این بابت خطایی در مراحل آماده‌سازی ایجاد نشود. در ادامه، جهت انجام مطالعات جذب اتمی، نمونه‌ای معرف به وزن ۲۰ گرم و ابعاد زیر ۷۵ میکرون تهیه گردید. آنالیز جذب اتمی در آزمایشگاه عباس‌آباد انجام شده است.

۱-۲-۳- آنالیز شیمیایی نمونه XRF

درصد عناصر و برخی انواع ترکیبات موجود در نمونه به صورت اکسید به روش آنالیز XRF تعیین می‌شوند. نتایج آنالیز نمونه در جدول ۱-۳ آمده است.

جدول ۱-۳: نتایج آنالیز XRF خوراک فلوتاسیون

درصد	ترکیب یا عنصر	درصد	ترکیب یا عنصر
۱۷/۶۴	Al ₂ O ₃	۵۲/۱۰	SiO ₂
۰/۱۹	SO ₃	۶/۹۰	CaO
۰/۶۱	P ₂ O ₅	۶/۳۴	Fe ₂ O ₃
۲/۷۱	MgO	۴/۵۲	K ₂ O
۰/۴۲	Cu*	۰/۱۱	Sr
۴/۷۹	LOI	۰/۲۱	MnO
۲/۶۶	Na ₂ O	۰/۷۱	TiO ₂
		۰/۰۹	BaO

* CuO=۰/۲۱ و CuS=۰/۲۱

همان‌طور که از نتایج آنالیز XRF مشخص است، Si، AL، Fe، Ca مهم‌ترین عناصر ناخالصی موجود در کانسنگ هستند.

۲-۲-۳- مطالعات کانی‌شناسی و درجه آزادی نمونه

هدف از مطالعات کانی‌شناسی مرتبط با انجام فلوتاسیون را می‌توان به این ترتیب بیان نمود: الف) دستیابی به شناخت لازم در مورد کانی‌ها و مواد موجود، ب) توصیف بافت و همراهی‌های کانی‌ها با یکدیگر، ج) اندازه‌گیری درجه آزادی کانی‌های با ارزش با در نظر گرفتن کانی‌های متنوع همراه، د) در صورت امکان، دسترسی به اطلاعاتی همچون فراوانی کانی‌ها، میزان و نوع قفل‌شدگی کانی‌های مختلف

ه) بررسی امکان وجود اکسیداسیون و انحلال در پالپ فلوتاسیون [۳۷].

نمونه‌های دانه‌بندی شده در نه مقطع صیقلی مطالعه میکروسکوپی گردید. نتایج در جدول ۲-۳ به

شرح زیر می‌باشد:

جدول ۲-۳: نتایج آنالیز میکروسکوپی

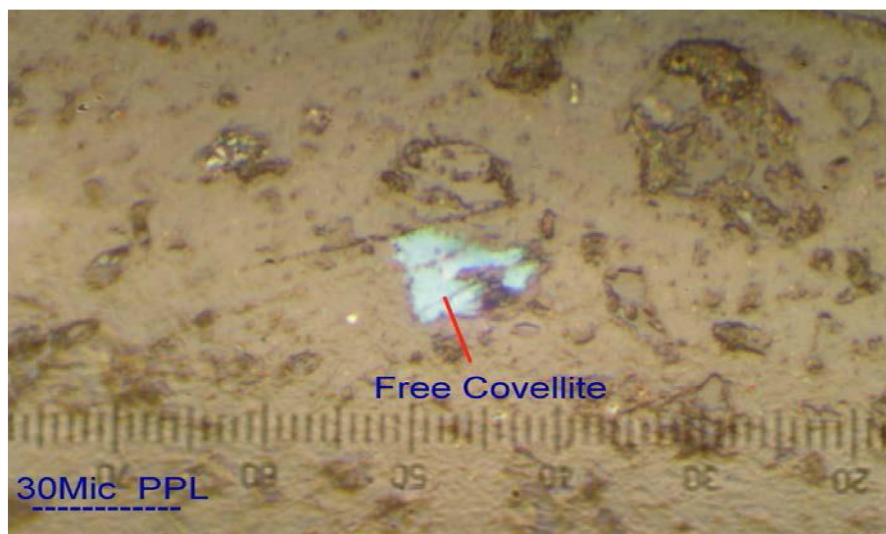
	-53BM ₁	+53BM ₁	+75BM ₁	+106BM ₁	+125BM ₁	+180BM ₁	+250BM ₁	+300BM ₁	+450BM ₁
% Free Chalcocite	۱/۰۱	۰/۸۶	۰/۱۶						
Free Chalcocite size	۵-۶۰	۲-۶۰	۲۰-۶۰						
% Interlocked Chalcocite	۰/۴۵	۰/۴۵	۰/۴۳	۰/۶۹	۰/۹۵	۱/۲۰	۲/۷۴	۳/۳۳	۳/۴۹
Interlocked Chalcocite size	۲-۲۰	۲۰-۳۰	۲۰-۴۰	۲-۴۰	۲۰-۴۰	۲-۱۰۰	۲-۱۰۰	۲-۱۰۰	۲-۱۰۰
Chalcocite Liberation Degree	۶۹/۲٪	٪۶۵	٪۳۰						
% Free Covellite	۰/۱۱	۰/۱۷	۰/۰۶						
Free Covellite size	۵-۳۰	۵-۳۰	۸۰						
% Interlocked Covellite	۰/۱۱	۰/۴۰	۰/۵۰	۰/۹۱	۰/۷۸	۱/۶۰	۱/۹۶	۱/۴۲	۲/۰۹
Interlocked Covellite size	۵-۱۰	۵-۱۰	۲-۳۰	۲-۳۰	۲-۸۰	۲-۱۰۰	۲-۱۰۰	۲-۱۰۰	۲-۱۰۰
Covellite Liberation Degree	٪۵۰	٪۳۰	٪۱۱						
% Free Magnetite	۱/۳۴	۵/۰	۵/۸۲	۴/۶۰	۱/۳۷	۰/۸۰			
% Interlocked Magnetite	۰/۷۳	۲/۱۳	۲/۱۳	۵/۷۴	۱۱	۹/۶	۲۰	۱۹/۰۴	۳۰/۷۶
% Malachite	Not Detected	۰/۱۱	۰/۱۱	۰/۱۱		۰/۲	۰/۳۹	۰/۴۷	۰/۵۲

در مطالعه فوق باید موارد زیر را در نظر گرفت:

- همانطور که در شکل (۱-۳) و (۲-۳) مشاهده می‌گردد کالکوسیت به صورت خالص و کوولیت به صورت خالص بسیار کم دیده می‌شوند. دانه‌های کالکوسیت درجاتی از جانشینی دارند. آنچه به عنوان کالکوسیت گزارش گردیده است، دانه‌هایی است که قسمت اعظم دانه از یکی از دو کانی ذکر شده تشکیل گردیده است.
- در فراکسیون‌هایی که فراوانی کالکوسیت و کوولیت آزاد گزارش نگردیده و در نتیجه درجه آزادی هم برای آنان ذکر نشده است، دانه‌های آزاد کالکوسیت به مقدار بسیار کم (در حد یک یا دو دانه)

وجود دارد و درجه آزادی آن‌ها کاملاً صفر نیست.

➤ در این نمونه مالاکیت به شکل آغشتگی در سطح گانگ‌ها دیده شده و حالت بلوری ندارد، بنابراین ذاتاً با گانگ درگیر بوده و نمی‌توان برای آن درجه آزادی تعیین کرد. آنچه به‌عنوان فراوانی مالاکیت ذکر شده، در واقع میزان گانگ‌هایی است که به این کانی آغشتگی دارد.



شکل ۱-۳: کوولیت آزاد در سایز ابعادی ۵۳- میکرون



شکل ۲-۳: کالکوسیت آزاد در سایز ابعادی ۵۳- میکرون

در فراکسیون بسیار ریز، به علت ریزی دانه‌ها احتمال خطا بالا می‌رود زیرا به دلیل اینکه شناسایی بر

اساس خصوصیات کانی‌شناسی نوری صورت می‌گیرد، کوچکی بیش از حد یا ساب میکروسکوپی^۱ بودن دانه‌ها مانع شناسایی دقیق آن‌ها می‌گردد (در مورد تفکیک دانه‌های منیتیت و کالکوسیت). در کوچک‌ترین فراکسیون به دلیل کوچکی زیاد یا به علت اینکه مالاکیت به شکل آغستگی یا یک فیلم نازک در سطح یا داخل حفرات و شکستگی‌های گانگ‌ها قرار دارد و ممکن است در فرآیندهای قالب‌گیری و صیقل از محیط خارج شده باشد، با اطمینان قابل‌شناسایی نیست.

۳-۲-۳- آنالیز سرنندی نمونه

یکی از متداول‌ترین روش‌های تعیین دانه‌بندی، روش تجزیه سرنندی است. به‌طور کلی انتخاب سرندها به‌گونه‌ای است که بیشتر از ۵٪ بار اولیه در سرندهای بزرگ‌تر باقی‌مانند و در صورت امکان همین میزان نیز در درصد عبور کرده از سرندهای آخر رعایت شود. باید توجه نمود که هر یک از روش‌های دانه‌بندی برای محدوده‌ی معینی از ابعاد کارآیی قابل‌قبول و سطح اعتماد مهندسی لازم را دارد. روش تجزیه سرنندی خشک برای ذرات زیر ۳۷ میکرون بدون استفاده از ابزار پیشرفته کارآیی مطلوب را ندارد. سرندهای استاندارد معمولاً دارای محدودیت ابعاد هستند و حد نهایی آن‌ها ۳۷ میکرون می‌باشد. سرندهای آزمایشگاهی در سری‌های مختلفی ساخته می‌شوند که رایج‌ترین آن‌ها سری استاندارد تیلور و ASTM است. در هر یک از این استانداردها، نسبت ثابتی بین دوسرندهای متوالی وجود دارد و معادل $\sqrt{2}$ یا $1/4$ است. از امتیازات این نسبت، آن است که سطح مقطع دهانه هر سرنده دو برابر مقدار آن در سرنده بعدی است که امکان نشان دادن نتایج را به شکل منحنی میسر می‌سازد. در این تحقیق، آنالیز سرنندی بر اساس سری استاندارد ASTM آمریکا انجام و میزان ۱۳۰۰ گرم از نمونه برای آنالیز سرنندی محصول سنگ‌شکن غلتکی استفاده شد. آنالیز سرنندی تر بدین‌صورت بود که ابتدا پالپ مواد خردشده بر روی سرندهای انتخابی ریخته شد و سپس مواد به‌طور کامل بر روی شیکر^۲ آزمایشگاه با حرکات دورانی و ضربه‌ای آن شسته شدند. بعد از آن مواد عبور کرده از هر فراکسیون و

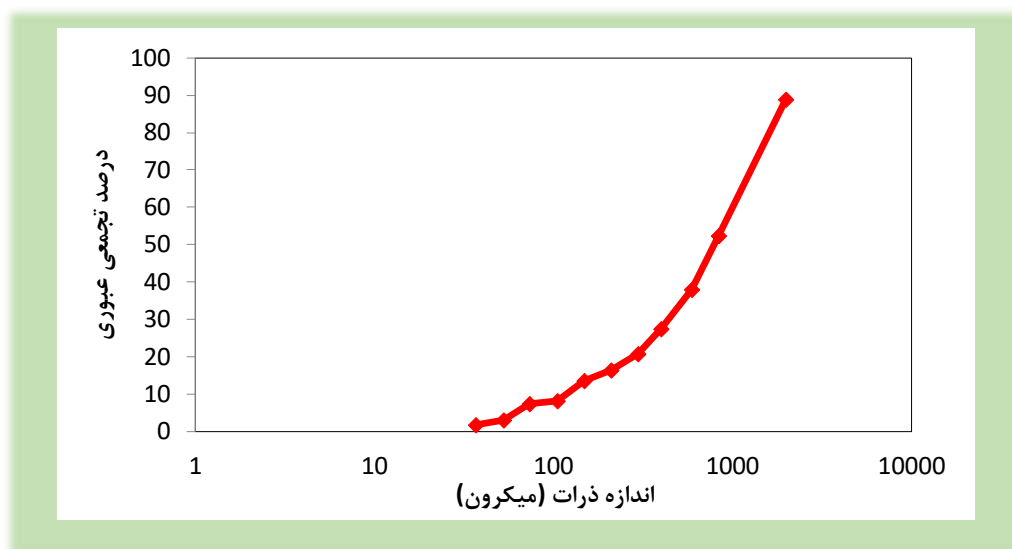
¹ Sub-Micros Copic

² Shaker

نیز مواد مانده روی هر سرنده به‌طور جداگانه فیلتر، خشک و وزن شدند. نتایج آنالیز به‌صورت جدول ۳-۱ تنظیم گردیده است. درروش تجزیه‌ی سرنده‌ی، توزیع ذرات برحسب درصد وزنی نشان داده می‌شود. نتایج حاصل از دانه‌بندی مواد معمولاً با رسم منحنی دانه‌بندی ارائه می‌شود.

جدول ۳-۳: نتایج آنالیز سرنده‌ی خوراک ورودی آسیا به صورت‌تر

اندازه سرنده (μm)	وزن باقی‌مانده روی سرنده (gr)	درصد وزنی باقی‌مانده روی سرنده (%)	درصد تجمعی باقی مانده روی سرنده (%)	درصد تجمعی عبوری سرنده (%)
۲۰۰۰	۱۳۴	۱۱/۰۸	۱۱/۰۸	۸۸/۹۲
۸۴۱	۴۴۲	۳۶/۵۶	۴۷/۶۴	۵۲/۳۶
۵۹۵	۱۷۳	۱۴/۳۱	۶۱/۹۵	۳۸/۰۵
۴۰۰	۱۲۸	۱۰/۵۹	۷۲/۵۴	۲۷/۴۶
۲۹۷	۸۱	۶/۷	۷۹/۲۴	۲۰/۷۶
۲۱۰	۵۴	۴/۴۷	۸۳/۷۱	۱۶/۲۹
۱۴۹	۳۳	۲/۷۳	۸۶/۴۴	۱۳/۵۶
۱۰۵	۶۵	۵/۳۸	۹۱/۸۱	۸/۱۹
۷۴	۹	۰/۷۴	۹۲/۵۶	۷/۴۴
۵۳	۵۵	۴/۵۵	۹۷/۱۱	۲/۸۹
۳۷	۱۵	۱/۲۴	۹۸/۳۵	۱/۶۵
-۳۷	۲۰	۱/۶۵	۱۰۰	۰
مجموع	۱۲۰۹	-	-	-



شکل ۳-۳: نمودار دانه‌بندی خوراک ورودی به آسیا

طبق قرارداد، همان‌طور که در شکل ۳-۳ نشان داده شده است. محور افقی نشان‌دهنده‌ی ابعاد ذرات، که مقیاس آن لگاریتمی می‌باشد و محور قائم نشان‌دهنده‌ی درصد تجمعی مواد عبوری است که خطی می‌باشد.

۳-۳- وسایل و تجهیزات

مهم‌ترین وسایل و تجهیزات آزمایشگاهی مورداستفاده به شرح ذیل است.

- ✓ سنگ‌شکن استوانه‌ای ساخت شرکت Denver Sala کشور انگلستان.
- ✓ آسیای گلوله‌ای ساخت شرکت Denver Sala با ظرفیت حدود یک کیلوگرم.
- ✓ دستگاه فلوتاسیون مکانیکی ساخت شرکت Denver Sala که دارای سلول‌های مختلف با گنجایش ۳ لیتر و همزنی با دور متغیر است.
- ✓ دستگاه آون برای کاهش رطوبت تا زیر ۵٪، ساخت شرکت Memmert کشور آلمان.
- ✓ شیکر برای تسهیل دردانه بندی که سازنده آن شرکت تکنو خاک ایران است.
- ✓ همزن پایه‌دار دور متغیر که شرکت سازنده آن IKA کشور آلمان است.
- ✓ ترازوی آزمایشگاهی با دقت ۰/۰۰۱ گرم

۳-۴- مواد شیمیایی مورداستفاده

برای انجام آزمایش‌ها سولفیداسیون و فلوتاسیون از مواد شیمیایی مشخص شده در جدول ۳-۴ استفاده شد.

جدول ۳-۴: نوع و مقدار مصرف مواد شیمیایی در انجام آزمایش

ردیف	نوع ماده شیمیایی	فرمول شیمیایی	نقش ماده شیمیایی	میزان مصرف (g/ton)
۱	سولفید سدیم	Na ₂ S	عامل سولفید کننده	۲۳۰
۲	سیلیکات سدیم جامد	Na ₂ O.nSxOy	عامل بازداشت کننده	۱۰۰
۳	دی تیو فسفات سدیم	Na ₃ PS ₂ O ₂	کلکتور	۸۰
۴	BK230	C10H18OC6H14O	کف‌ساز	۸
۵	سولفور	S	عامل سولفیداسیون	درصدی از خوراک
۶	نیتрат منیزیم	Mg(NO ₃) ₂	عامل احیاء کننده	درصدی از خوراک
۷	نیترات آهن (III)	Fe(NO ₃) ₃	عامل احیاء کننده	درصدی از خوراک
۸	کلرید آلومینیوم	AlCl ₃	عامل احیاء کننده	درصدی از خوراک
۹	پودر منیزیم	Mg	عامل احیاء کننده	درصدی از خوراک
۱۰	پودر آهن	Fe	عامل احیاء کننده	درصدی از خوراک

۳-۵- تعیین زمان بهینه خردایش آسیای گلوله‌ای آزمایشگاهی

بر اساس نتایج کارخانه فرآوری مس عباس‌آباد روی نمونه‌های مختلف، d₈₀ مناسب ۹۰ میکرون است. بنابراین برای رسیدن به خردایش ۸۰ درصد عبوری ازسرد ۹۰ میکرون حتماً نیاز است که زمان خردایش بهینه در آسیا گلوله‌ای آزمایشگاهی تعیین شود. درواقع، با دانستن میزان خردایش موردنیاز برای رسیدن به درجه آزادی مطلوب کانی‌های مس و تهیه خوراکی با ابعاد مشخص، کانسنگ در زمان‌های مختلف به‌وسیله‌ی آسیای آزمایشگاهی خرد و محصول خردایش، تجزیه سرنندی می‌شود و d₈₀ آن به دست می‌آید. با معلوم شدن تغییرات d₈₀ نسبت به زمان، می‌توان میزان نرمه تولیدی در هر روش و همچنین زمان بهینه آسیا را تعیین کرد. با توجه به اکسیدی بودن کانسنگ، به علت حساسیت زیاد فلوتاسیون این کانسنگ به نرمه، نرخ خردایش در آسیای میله‌ای، پایین بوده و نیاز به زمان‌های بالاتری برای رسیدن به درجه آزادی مطلوب است که این کار در عمل اقتصادی نیست. به همین دلیل، از آسیای گلوله‌ای استفاده شد که d₈₀ نمونه‌های خردشده به‌وسیله‌ی آن در مدت‌زمان‌های ۹، ۱۲، ۱۵، ۲۲، ۲۶ دقیقه یدست آورده شده است. در این مرحله برای به دست آوردن

زمان ماند لازم آسیای گلوله‌ای آزمایشگاهی با استفاده از ریفل، تعداد ۱۰ نمونه با وزن مشخص آماده شد. مراحل تعیین زمان بهینه خردایش به شرح ذیل است.

در مرحله اول، میزان ظرفیت آسیا و وزن نمونه خوراک و گلوله موردنیاز با توجه به مشخصات فنی آسیا گلوله‌ای آزمایشگاهی بایستی تعیین شود. میزان ظرفیت آسیای گلوله‌ای ۹/۵ لیتر به دست آمد. این حجم آسیا برای تعیین زمان ماند بهینه در مراحل بعد استفاده شد. برای تعیین میزان استفاده از گلوله‌های داخل آسیا باید به دو نکته اساسی توجه نمود:

(۱) تقریباً حجم نهایی گلوله‌ها در داخل آسیای گلوله‌ای آزمایشگاهی حدود ۳۰٪ است. یعنی ۳۰ درصد حجم داخل آسیا در چگالی گلوله‌ها ضرب می‌شود که برابر با میزان وزن کل گلوله‌ها است.

(۲) میزان نمونه داخل آسیاهای آزمایشگاهی معمولاً بین ۱۰-۵ درصد وزن گلوله‌ها یا میله‌ها است. این میزان بر روی کاتالوگ اکثر آسیاهای آزمایشگاهی بیان شده است.

با توجه به این دو نکته میزان وزن گلوله‌ها برابر با ۱۲/۸ کیلوگرم است و میزان نمونه داخل آسیا گلوله‌ای را اگر ۱۰ درصد وزن گلوله‌ها در نظر گرفته شود برابر با ۱/۲۸ کیلوگرم می‌شود.

در مرحله‌ی دوم دانسیته جامد خشک محاسبه گردید. محاسبه‌ی دانسیته خشک نمونه به دو صورت انجام گرفت، ابتدا با استفاده از رابطه‌ی ارشمیدوس مقداری از ماده خردشده به وزن ۶۰ گرم را توزین نموده و سپس در داخل استوانه مدرج به حجم ۵۰۰ میلی‌لیتر آب ریخته شد. نمونه را با دقت به استوانه مدرج ریخته و حجم آن ۵۲۱ میلی‌لیتر اندازه گرفته شد. خارج قسمت وزن نمونه بر اختلاف حجم به دست آمده، دانسیته‌ی ماده برابر با ۲/۸۵ گرم بر سانتیمتر مکعب به دست آمد. هنگام ریختن نمونه به داخل لوله مدرج می‌باید دقت کرد که مواد تا حد امکان به‌طور یکنواخت ریخته شود. همچنین باید از تکان دادن زیاد و شدید لوله اجتناب کرد. زیرا این کار باعث افتراق دانه‌ها و انتقال دانه‌های درشت‌تر به قسمت بالا و دانه‌های ریزتر به قسمت پایین لوله می‌شود و در نتیجه حجم

به دست آمده صحیح نخواهد بود. همچنین هنگام وزن کردن نمونه، باید به رطوبت موجود در آن دقت کرد و قبل از اندازه گیری آن را خشک کرد.

روش دیگری هم برای محاسبه دانسیته خشک مورد استفاده قرار گرفت. بدین صورت که ابتدا وزن چند نمونه سنگ درشت را به دست آورده که این وزن حقیقی نمونه است که برابر ۱/۱۱ گرم بود و با (w) نمایش داده شد. سپس نمونه را داخل حجم مشخصی از آب قرار داده و وزن ظاهری نمونه به دست می آید (برابر ۰/۶۹ گرم) و با (w') نمایش داده می شود. چگالی آب را ۱ گرم بر سانتیمتر مکعب در نظر گرفته و با استفاده از رابطه ۱-۳ دانسیته (ρ) نمونه ۲/۶۴ گرم بر سانتیمتر مکعب به دست آمد. با توجه به اینکه دانسیته خشک واقعی به دست آمده از معدن عباس آباد برابر با ۲/۶۴ گرم بر سانتیمتر مکعب بود، این میزان به عنوان دانسیته خشک انتخاب گردید.

$$\rho = \frac{\rho(w - w')}{w} \quad (1-3)$$

در مرحله بعد دانسیته و حجم پالپ و مقدار آب مورد نیاز آسیا تعیین شدند. برای محاسبه دانسیته پالپ از رابطه ۲-۳ استفاده شده است که X درصد جامد پالپ است که در آسیا گلوله ای با توجه به شرایط کارخانه درصد جامد پالپ داخل آسیا ۷۰ درصد در نظر گرفته شد. S دانسیته جامد خشک نمونه ها است که برابر با ۲/۶۴ گرم بر سانتیمتر مکعب و D دانسیته پالپ است که مجهول است. با جای گذاری X و S مقدار دانسیته پالپ نمونه داخل آسیا گلوله ای برابر ۱/۷۷ گرم بر سانتیمتر مکعب محاسبه شد.

$$X = \frac{100S(D - 1)}{D(s - 1)} \quad (2-3)$$

بعد از محاسبه دانسیته پالپ هر یک از نمونه ها، به روش زیر حجم پالپ (V) در آسیا گلوله ای از رابطه ۳-۳ برابر ۱۰۴۹ سانتیمتر مکعب اندازه گیری شد. (M_s جرم جامد)

$$M_s = \frac{XDV}{100} \quad (3-3)$$

بنابراین با توجه به رابطه ۳-۴، مقدار آب موردنیاز (M_w) در آسیای گلوله‌ای آزمایشگاهی برابر ۵۵۶/۷۳ سانتیمتر مکعب به دست آمد.

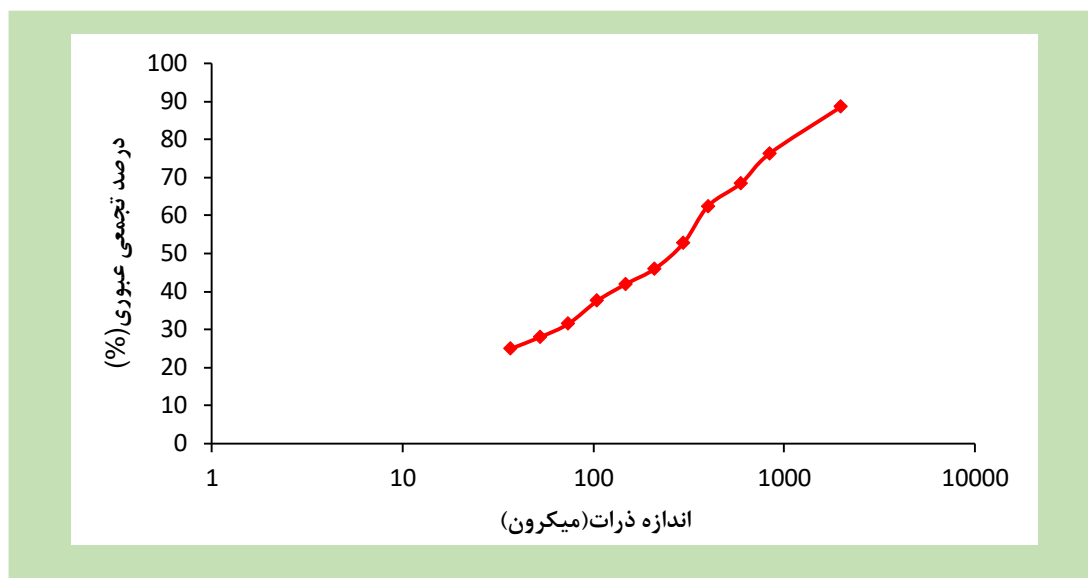
$$M_w = DV - \frac{XDV}{100} \quad (4-3)$$

در نهایت به منظور تعیین زمان بهینه خردایش، پالپی با درصد جامد ۷۰٪ با وزن نمونه ۱۳۰۰ گرم تهیه و به داخل آسیای گلوله‌ای منتقل شده و آسیا راه‌اندازی گردید. مدت‌زمان‌های خردایش ۹، ۱۲، ۱۵، ۲۲ و ۲۶ دقیقه در آسیای گلوله‌ای آزمایشگاهی در نظر گرفته شد. در مرحله اول پس از آماده‌سازی آسیا، خردایش نمونه در مدت‌زمان ۹ دقیقه انجام شد. پس از توقف، مواد نرم شده داخل آسیا تخلیه و برای انجام آنالیز سرندي آماده شد. در این مرحله آنالیز سرندي بر روی نمونه انجام گرفت که نتیجه آن در جدول ۳-۵ و شکل ۳-۴ آمده است.

جدول ۳-۵: آنالیز سرندي خوراک فلوتاسيون تحت ۹ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای

اندازه سرندي (μm)	وزن باقی‌مانده روی سرندي (gr)	درصد وزنی باقی‌مانده روی سرندي (%)	درصد تجمعی باقی‌مانده روی سرندي (%)	درصد تجمعی عبوری سرندي (%)
۲۰۰۰	۱۴۶/۹	۱۱/۳	۱۱/۳	۸۸/۷
۸۴۱	۱۶۰/۳۵	۱۲/۳۳	۲۳/۶۳	۷۶/۳۷
۵۹۵	۱۰۱/۴	۷/۸۰	۳۱/۴۳	۶۸/۵۷
۴۰۰	۷۷/۷	۵/۹۸	۳۷/۴۱	۶۲/۵۹
۲۹۷	۱۲۶/۹۳	۹/۷۶	۴۷/۱۸	۵۲/۸۲
۲۱۰	۸۷/۷۶	۶/۷۵	۵۳/۹۳	۴۶/۰۷
۱۴۹	۵۱/۱۵	۳/۳۹	۵۷/۸۶	۴۲/۱۴
۱۰۵	۵۷/۸۷	۴/۴۵	۶۲/۳۱	۳۷/۶۹
۷۴	۷۸/۸۲	۶/۰۶	۶۸/۳۸	۳۱/۶۲
۵۳	۴۴/۶۶	۳/۴۴	۷۱/۸۱	۲۸/۱۹
۳۷	۴۰/۲۰	۳/۰۹	۷۴/۹۰	۲۵/۱
-۳۷	۳۲۶/۲۶	۲۵/۱	۱۰۰	۰
مجموع	۱۳۰۰	۱۰۰	-	-

$d_{80} = 1182/52 \mu\text{m}$



شکل ۳-۴: منحنی دانه‌بندی برای خوراک فلوتاسیون پس از ۹ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای

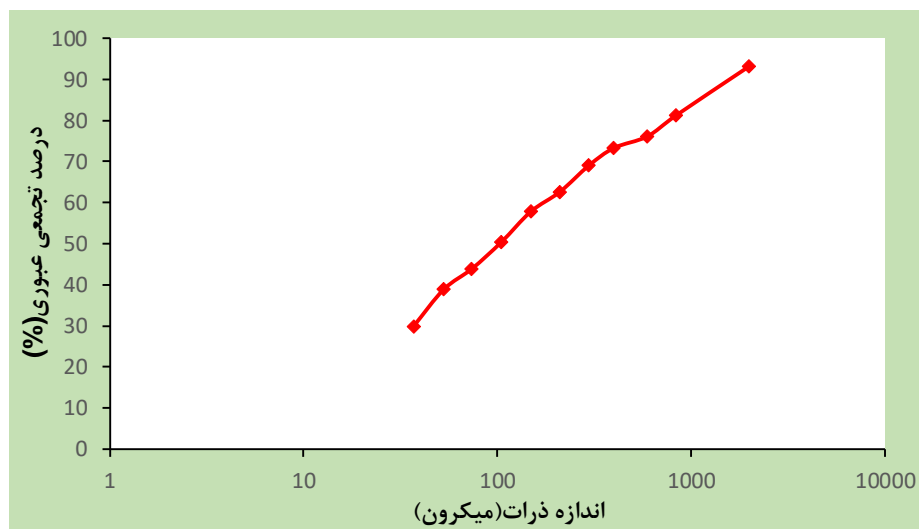
در مرحله‌ی دوم زمان ماند داخل آسیا به ۱۲ دقیقه افزایش یافت. نتیجه آنالیز سرندهی این مرحله

در جدول ۳-۶ و شکل ۳-۵ آمده است.

جدول ۳-۶: آنالیز سرندهی خوراک فلوتاسیون تحت ۱۲ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای

اندازه سرنده (μm)	وزن باقی‌مانده روی سرنده (gr)	درصد وزنی باقی‌مانده روی سرنده (%)	درصد تجمعی باقی‌مانده روی سرنده (%)	درصد تجمعی عبوری سرنده (%)
۲۰۰۰	۲۳/۴	۶/۸۷	۶/۸۷	۹۳/۲۲
۸۴۱	۴۱/۲	۱۱/۹۴	۱۸/۷۲	۸۱/۲۸
۵۹۵	۱۷/۹۵	۵/۲	۲۳/۹۲	۷۶/۰۸
۴۰۰	۹/۷۱	۲/۸۱	۲۶/۷۴	۷۳/۲۶
۲۹۷	۱۴/۷۴	۴/۲۷	۳۱/۰۱	۶۸/۹۹
۲۱۰	۲۲/۳	۶/۴۶	۳۷/۴۸	۶۲/۵۲
۱۴۹	۱۶/۴۶	۴/۷۷	۴۲/۲۵	۵۷/۷۵
۱۰۵	۲۵/۶۷	۷/۴۴	۴۹/۶۹	۵۰/۳۱
۷۴	۲۲/۴۸	۶/۵۲	۵۶/۲	۴۳/۸
۵۳	۱۷/۲۹	۵/۰۱	۶۱/۲۱	۳۸/۲۹
۳۷	۳۱/۰۷	۹/۰۱	۷۰/۲۲	۲۹/۸۸
-۳۷	۱۰۲/۷۳	۲۹/۸۷	۱۰۰	.
مجموع	۳۴۵	۱۰۰		

$d_{80} = 78.0/58 \mu\text{m}$



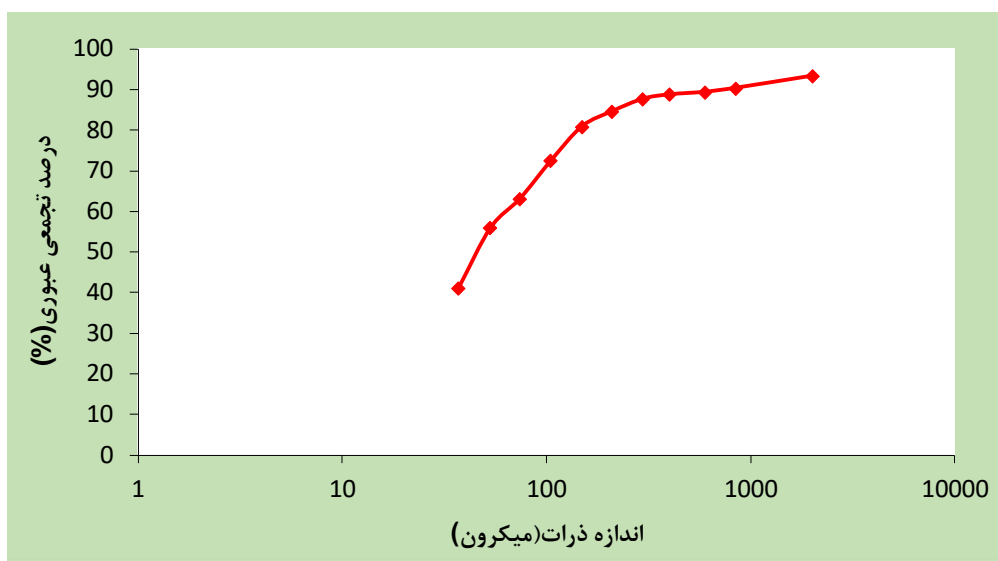
شکل ۳-۵: منحنی دانه‌بندی برای خوراک فلوتاسیون پس از ۱۲ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای

در مرحله‌ی سوم زمان ماند داخل آسیا را به ۱۵ دقیقه افزایش داده شد. نتیجه آنالیز سرنندی این مرحله در جدول ۳-۷ و شکل ۳-۶ آمده است.

جدول ۳-۷: آنالیز سرنندی خوراک فلوتاسیون تحت ۱۵ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای

اندازه سرنند (μm)	وزن باقی‌مانده روی سرنند (gr)	درصد وزنی باقی‌مانده روی سرنند (%)	درصد تجمعی باقی‌مانده روی سرنند (%)	درصد تجمعی عبوری سرنند (%)
۲۰۰۰	۱۸/۰۲	۶/۶۷	۶/۶۷	۹۳/۳۳
۸۴۱	۸/۰۵	۲/۹۸	۹/۶۵	۹۰/۳۵
۵۹۵	۲/۶۲	۰/۹۷	۱۰/۶۳	۸۹/۳۷
۴۰۰	۱/۷۲	۰/۶۴	۱۱/۲۶	۸۸/۷۴
۲۹۷	۲/۸۶	۱/۰۶	۱۲/۳۲	۸۷/۶۸
۲۱۰	۸/۲۴	۳/۰۵	۱۵/۳۷	۸۴/۶۳
۱۴۹	۱۰/۱۴	۳/۷۶	۱۹/۱۳	۸۰/۸۷
۱۰۵	۲۲/۷۵	۸/۴۳	۲۷/۵۶	۷۲/۴۴
۷۴	۲۵/۲۸	۹/۳۶	۳۶/۹۲	۶۳/۰۸
۵۳	۱۹/۵	۷/۲۲	۴۴/۱۴	۵۵/۸۶
۳۷	۳۹/۹۲	۱۴/۷۹	۵۸/۹۳	۴۱/۰۷
-۳۷	۱۱۰/۸۹	۴۱/۰۷	۱۰۰	.
مجموع	۲۷۰	۱۰۰		

$d_{80} = 144/45 \mu\text{m}$

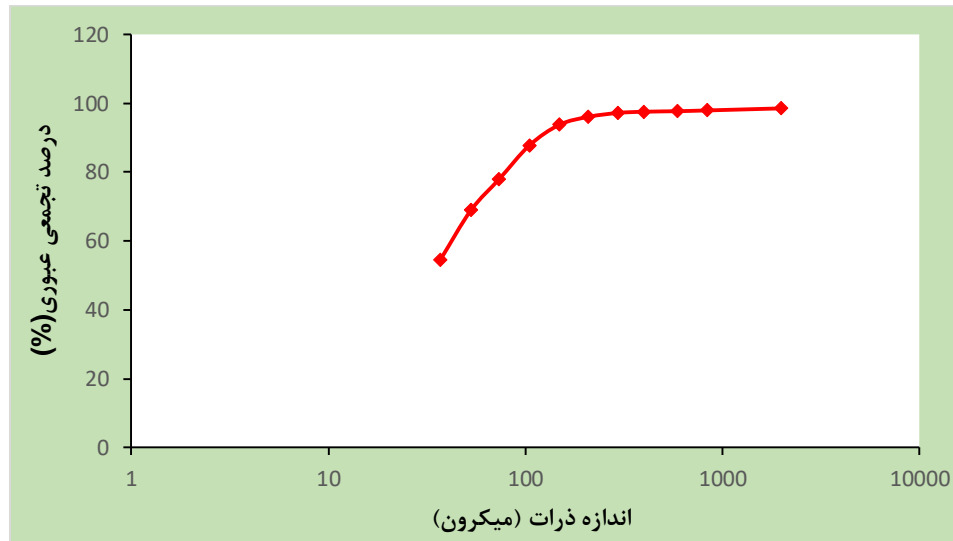


شکل ۳-۶: منحنی دانه بندی برای خوراک فلوتاسیون پس از ۱۵ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای در مرحله‌ی چهارم زمان ماند داخل آسیا ۲۲ دقیقه در نظر گرفته شد. نتیجه آنالیز سرندي این مرحله در جدول ۳-۸ و شکل ۳-۷ آمده است.

جدول ۳-۸: آنالیز سرندي خوراک فلوتاسیون تحت ۲۲ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای

اندازه سرندي (μm)	وزن باقی مانده روی سرندي (gr)	درصد وزنی باقی مانده روی سرندي (%)	درصد تجمعی باقی مانده روی سرندي (%)	درصد تجمعی عبوری سرندي (%)
۲۰۰۰	۴/۳۸	۱/۴۱	۱/۴۱	۹۸/۵۹
۸۴۱	۱/۸۵	۰/۵۹	۲/۰۰	۹۸/۰۰
۵۹۵	۰/۷۱	۰/۲۳	۲/۲۳	۹۷/۷۷
۴۰۰	۰/۵۰	۰/۱۶	۲/۳۹	۹۷/۶۱
۲۹۷	۱/۰۵	۰/۳۴	۲/۷۳	۹۷/۲۷
۲۱۰	۳/۵۰	۱/۱۲	۳/۸۵	۹۶/۱۵
۱۴۹	۷/۲۰	۲/۳۱	۶/۱۶	۹۳/۸۴
۱۰۵	۱۸/۶۰	۵/۹۷	۱۳/۱۳	۸۷/۸۷
۷۴	۳۰/۳۰	۹/۷۲	۲۱/۸۵	۷۸/۱۵
۵۳	۲۸/۵۰	۹/۱۴	۳۰/۹۹	۶۹/۰۱
۳۷	۴۵/۱۰	۱۴/۹۷	۴۵/۴۶	۵۴/۵۴
-۳۷	۱۷۰/۰۳	۵۴/۵۵	۱۰۰	۰
مجموع	۳۱۱/۷۲	۱۰۰		

$$d_{80} = 79/89 \mu\text{m}$$



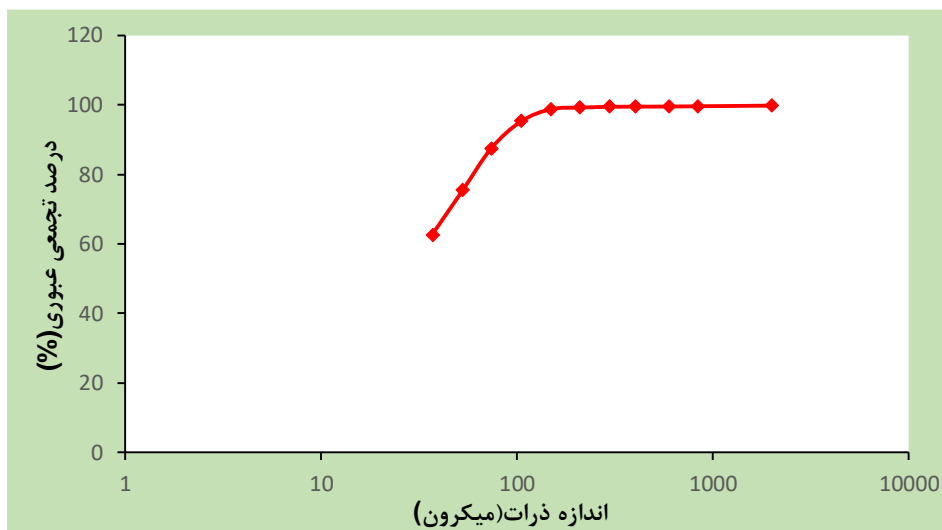
شکل ۷-۳: منحنی دانه‌بندی برای خوراک فلوتاسیون پس از ۲۲ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای

در مرحله‌ی پنجم زمان‌ماند داخل آسیا به ۲۶ دقیقه افزایش داده شد که نتایج در جدول ۳-۹ و شکل ۳-۸ آمده است.

جدول ۳-۹: آنالیز سرندهی خوراک فلوتاسیون تحت ۲۶ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای

اندازه سرنده (μm)	وزن باقی‌مانده روی سرنده (gr)	درصد وزنی باقی‌مانده روی سرنده (%)	درصد تجمعی باقی‌مانده روی سرنده (%)	درصد تجمعی عبوری سرنده (%)
۲۰۰۰	۰/۴۰	۰/۱۲	۰/۱۲	۹۹/۸۸
۸۴۱	۰/۶۰	۰/۱۸	۰/۳۰	۹۹/۷۰
۵۹۵	۰/۳۰	۰/۰۹	۰/۳۹	۹۹/۶۱
۴۰۰	۰/۱۰	۰/۰۳	۰/۴۲	۹۹/۵۸
۲۹۷	۰/۲۰	۰/۰۶	۰/۴۷	۹۹/۵۳
۲۱۰	۰/۷۰	۰/۲۱	۰/۶۸	۹۹/۳۲
۱۴۹	۱/۶۰	۰/۴۷	۱/۱۵	۹۸/۸۵
۱۰۵	۱۱/۸۰	۳/۴۸	۴/۶۴	۹۵/۳۶
۷۴	۲۶/۳۰	۷/۷۷	۱۲/۴۱	۸۷/۵۹
۵۳	۴۰/۸۰	۱۲/۰۵	۲۴/۴۵	۷۵/۵۵
۳۷	۴۳/۵۰	۱۲/۵۸	۳۷/۳۰	۶۲/۷۰
-۳۷	۲۱۲/۳۲	۶۲/۷۰	۱۰۰	.
مجموع	۳۳۸/۶۲	۱۰۰		

$$d_{80} = 60.76 \mu\text{m}$$

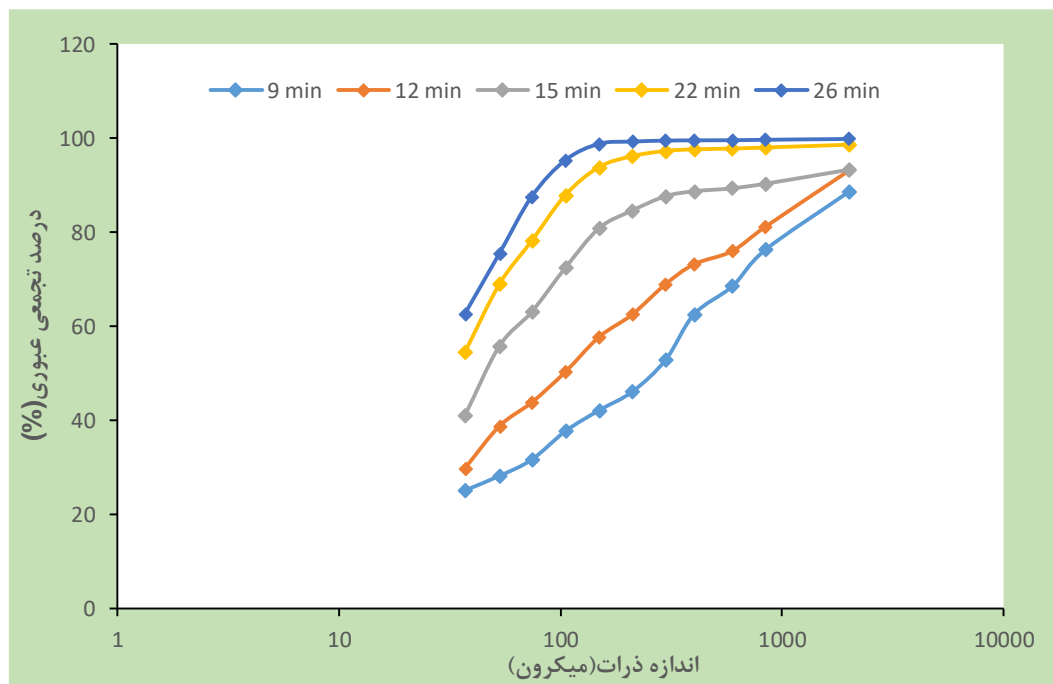


شکل ۳-۸: منحنی دانه‌بندی برای خوراک فلوتاسیون پس از ۲۶ دقیقه خردایش با آسیای گلوله‌ای

جدول ۳-۱۰: آنالیز سرندهی زمان‌های خردایش نمونه

اندازه سرنده (میکرون)	زمان ۹ دقیقه	زمان ۱۲ دقیقه	زمان ۱۵ دقیقه	زمان ۲۲ دقیقه	زمان ۲۶ دقیقه
	درصد تجمعی روی سرنده (%)	درصد تجمعی روی سرنده (%)	درصد تجمعی روی سرنده (%)	درصد تجمعی روی سرنده (%)	درصد تجمعی روی سرنده (%)
۲۰۰۰	۸۸/۷۰	۹۳/۲۲	۹۳/۳۳	۹۸/۵۹	۹۹/۸۸
۸۴۱	۷۶/۳۷	۸۱/۲۸	۹۰/۳۵	۸۰/۰۰	۹۹/۷۰
۵۹۵	۶۸/۵۷	۷۶/۰۸	۸۹/۳۷	۹۷/۷۷	۹۹/۶۱
۴۰۰	۶۲/۵۹	۷۳/۲۶	۸۸/۷۴	۹۷/۶۱	۹۹/۵۸
۲۹۷	۵۲/۸۲	۶۸/۹۹	۸۷/۶۸	۹۷/۲۷	۹۹/۵۳
۲۱۰	۴۶/۰۷	۶۲/۵۲	۸۴/۶۳	۹۶/۱۵	۹۹/۳۲
۱۴۹	۴۲/۱۴	۵۷/۷۵	۸۰/۸۷	۹۳/۸۴	۹۸/۸۵
۱۰۵	۳۷/۶۹	۵۰/۳۱	۷۲/۴۴	۸۷/۸۷	۹۵/۳۶
۷۴	۳۱/۶۲	۴۳/۸۰	۶۳/۰۸	۷۸/۱۵	۸۷/۵۹
۵۳	۲۸/۱۹	۳۸/۷۹	۵۵/۸۶	۶۹/۰۱	۷۵/۵۵
۳۷	۲۵/۱۰	۲۹/۷۸	۴۱/۰۷	۵۴/۵۴	۶۲/۷۰

همان‌طور که در جدول ۳-۱۰ و شکل ۳-۹ مشاهده می‌گردد، زمان بهینه خردایش برای نمونه موردنظر زمان‌های ۲۲ و ۲۶ دقیقه می‌باشد، اما با توجه به میزان نرمه در این شرایط (۵۰ درصد وزنی نرمه در زمان ۲۶ دقیقه)، زمان ۲۲ دقیقه خردایش به‌عنوان زمان بهینه خردایش آسیای گلوله‌ای انتخاب شد که d_{80} آن حدود ۸۰ میکرون بین ۷۸-۸۰ درصد می‌باشد. باید توجه داشت که در زمان‌های کمتر از ۲۲ دقیقه، اندازه ذرات بزرگ‌تر از اندازه معمول برای فلوتاسیون است.



شکل ۳-۹: تعیین زمان بهینه خردایش نمونه

برای تعیین میزان وزن نمونه برای انجام آزمایش فلوتاسیون همان‌طوری که قبلاً بیان شده است؛ مقدار نمونه داخل آسیا بین ۱۰ - ۵ درصد وزن گلوله‌ها داخل آسیا می‌باشد. که برای انجام آزمایش فلوتاسیون در این تحقیق مقدار نمونه‌ها ۸/۵ درصد وزن گلوله‌ها در نظر گرفته شده است. بنابراین وزن خوراک به آسیای گلوله‌ای آزمایشگاهی برابر با ۱۱۰۰ گرم می‌باشد. همچنین درصد جامد پالپ ۷۰٪ در نظر گرفته شده است. با توجه به رابطه (۳-۲) و انجام محاسبات، میزان دانسیته پالپ برابر با ۱/۷۷ گرم بر سانتیمتر مکعب به دست آمد. همچنین برای به دست آوردن حجم پالپ با خوراک ۱۱۰۰ گرم از رابطه (۳-۳) استفاده نموده و این حجم برابر است با ۸۸۸ میلی‌لیتر و برای محاسبه مقدار آب

موردنیاز در آسیا گلوله‌ای از رابطه (۳-۴) استفاده نموده و این میزان برابر است با ۴۷۱/۷۶ میلی‌لیتر می‌باشد. از آنجایی که درصد جامد در سلول فلوتاسیون ۳۰٪ در نظر گرفته شده است، با استفاده از رابطه (۳-۲) میزان دانسیته پالپ ۱/۲۳ گرم بر سانتیمتر مکعب محاسبه شد و میزان حجم پالپ داخل سلول از رابطه (۳-۳) ۲۹۸۱ میلی‌لیتر تعیین شد. حال میزان آب اضافه شده به پالپ حاصل از خردایش بعد از آسیا به منظور کاهش درصد جامد و رساندن آن به درصد جامد ۳۰٪، با استفاده از رابطه (۳-۴) میزان آب اضافه شده به آسیا برابر با ۲۵۶۶/۶۳ میلی‌لیتر می‌باشد. در نتیجه آب مورد نیاز برای اضافه کردن به پالپ ۱۶۷۸/۶۳ میلی‌لیتر محاسبه می‌شود.



شکل ۳-۱۱: تقسیم کننده پالپ



شکل ۳-۱۰: سلول فلوتاسیون

۳-۶- شرایط ثابت آزمایشگاهی

شرایط ثابت اعمال شده در کلیه آزمایش‌ها در جدول ۳-۱۱ خلاصه شده است.

جدول ۳-۱۱: شرایط اعمال شده ثابت در انجام آزمایش‌های فلوتاسیون

ماشین فلوتاسیون	سلول ۳ لیتری دنور
دور روتور	۱۲۰۰ دور بر دقیقه
درصد جامد	۳۰ درصد
وزن مخصوص ظاهری نمونه	۲/۶۴ گرم بر سانتیمتر مکعب
وزن نمونه لازم برای هر آزمایش	۱۱۰۰ گرم
زمان آماده‌سازی سیلیکات سدیم	۵ دقیقه
زمان آماده‌سازی دی تیو فسفات	۳ دقیقه
میزان کف‌ساز در هر آزمایش	۸ گرم بر تن
زمان آماده‌سازی کف‌ساز	۱ دقیقه
زمان کف‌گیری توسط اپراتور	۱۲ تا ۱۳ دقیقه
دما و فشار انجام آزمایش‌ها	محیط
آب مورد استفاده	آب لوله‌کشی شهری

۳-۷- روش انجام آزمایش‌ها

پس از روشن نمودن دستگاه فلوتاسیون و تنظیم دور روتور روی ۱۲۰۰ دور در دقیقه، ۱۱۰۰ گرم از نمونه‌ی خوراک آسیا شده پس از رساندن به درصد جامد ۳۰٪ به آرامی به سلول ۳ لیتری ریخته شد. پس از آن سلول موردنظر را در محل انجام آزمایش فلوتاسیون زیر دستگاه قرار داده. حال دستگاه را روشن کرده و بازداشت کننده و در صورت استفاده از عامل سولفیدی (داخل سلول) سولفید سدیم به سلول اضافه شد. بعد از آن کلکتور و کف‌ساز با زمان‌های آماده‌سازی مشخص به سیستم اضافه گردید. لازم به ذکر است که در همه مراحل کنترل pH صورت می‌گیرد. کف فلوتاسیون پس از جمع‌آوری توسط کاردک مخصوص، به همراه باطله فیلتر شده و توسط دستگاه خشک‌کن خشک و سپس توزین گردید. برای محاسبه بازیابی فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی و اکسیدی مس و کارآیی جدایش به صورت ترکیبی از رابطه ۳-۵ و ۳-۶ استفاده شد.

$$R = \frac{C c}{F f} \times 100 \quad (5-3)$$

$$SE = \frac{c(f-t)(c-f)(100-t)}{f(c-t)^2(100-f)} \times 100 \quad (6-3)$$

که C، F، c، f و t به ترتیب بیانگر وزن کنسانتره، وزن خوراک، عیار کنسانتره، عیار خوراک و عیار باطله می‌باشند که مقادیر موازنه شده آن‌ها استفاده شد.

۳-۸- طراحی آزمایش‌ها

به منظور ارزیابی پارامترهای مؤثر خود فرآیند فلوتاسیون، آزمایش‌ها بر اساس روش طراحی آماری آزمایش‌ها و با بهره‌گیری از نرم‌افزار Design Expert طراحی شدند که برای طراحی آزمایش‌ها به وسیله این نرم‌افزار از روش سطح پاسخ، روش ترکیب مرکزی استفاده شد؛ زیرا از بین روش‌های آماری روش سطح پاسخ بهترین و قوی‌ترین روش برای بهینه‌سازی است. در طراحی بعد از مشخص نمودن هدف از آزمایش‌ها (به دست آوردن بیشینه بازیابی فلوتاسیون مس)، با توجه به سابقه تحقیق و نتایج تست‌های موجود در معدن و انجام چند آزمایش مقدماتی، پارامترهای مؤثر و کلیدی pH، میزان سیلیکات سدیم، میزان کلکتور، میزان کف‌ساز و سرعت همزنی برای ارزیابی روی عملکرد فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس انتخاب شدند که در جدول ۳-۱۲ آورده شده‌اند. سطوح بالا و پایین موردنظر برای طراحی آزمایش‌ها بر اساس آزمایش‌های مقدماتی تعیین شده است.

جدول ۳-۱۲: فاکتورهای موردبررسی برای انجام آزمایش‌ها

سطح بالا	سطح پایین	فاکتور
۱۱	۸	pH
۱۲۰	۹۰	سیلیکات سدیم (گرم بر تن)
۱۰	۷	کف‌ساز (گرم بر تن)
۱۰۰	۷۰	کلکتور (گرم بر تن)
۱۳۰۰	۱۰۰۰	سرعت همزنی (دور در دقیقه)

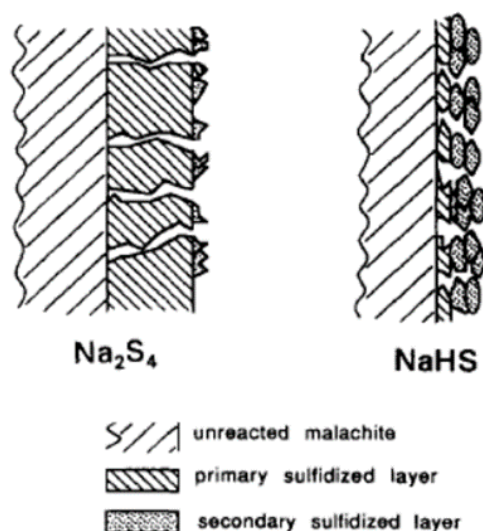
فصل چهارم:

ارائه یافته‌ها و تحلیل نتایج

۱-۴- مقدمه

سولفیداسیون، سولفیدی کردن سطح ماده معدنی مس اکسیدی با استفاده از معرف‌های سولفیداسیون مناسب برای انجام فلوتاسیون انتخابی با استفاده از کلکتورهای سولفید ریلی مانند گزنتات است. سولفیداسیون مرحله مهمی در افزایش بازیابی فلز و کاهش مصرف کلکتور است. سولفیداسیون فرآیندی است که ماده‌های معدنی اکسیدی در محلول سولفیدی آبی پیش از شروع فلوتاسیون عمل‌آوری می‌شوند. این پیش‌عمل‌آوری تشکیل لایه سولفید بر سطح اکسید مس را افزایش می‌دهد. ابتدا یک لایه سولفیدی اولیه تشکیل می‌شود. جذب سولفور به شکل لایه سولفیدی اولیه سریع رخ می‌دهد. این لایه به‌عنوان یون‌های سولفید در تماس با CuO و واکنش برای تشکیل سولفید مس تشکیل می‌شود (شکل ۱-۴).

سولفیداسیون بحرانی‌ترین مرحله برای فلوتاسیون ماده معدنی مس اکسیدی است. فرآیندهای سولفیداسیون ثانویه شامل تشکیل لایه سولفید مس ثانویه و تشکیل گونه‌های اکسی سولفید است. تشکیل لایه سولفیداسیون ثانویه در لایه سولفیدی اولیه رخ می‌دهد (شکل ۱-۴) [۳۸].



شکل ۱-۴: لایه‌های سولفیداسیون اولیه و ثانویه بر سطح مالاکیت [۳۸]

سولفیداسیون شامل جذب شیمیایی قوی از یون‌های سولفید (S^{2-}) یا یون‌های هیدرو سولفید

(HS⁻) بر سطح ماده معدنی اکسیدی است. بر این اساس، یون‌های سولفیدی جذب‌شده به‌طور

شیمیایی اجازه برای جذب کلکتور سولفیدی مانند گزنتات را می‌دهد [۷].

بنابراین فرآیند سولفیداسیون تبدیل سطح ماده‌های معدنی اکسیدی مانند (M)MCO₃: عنصر

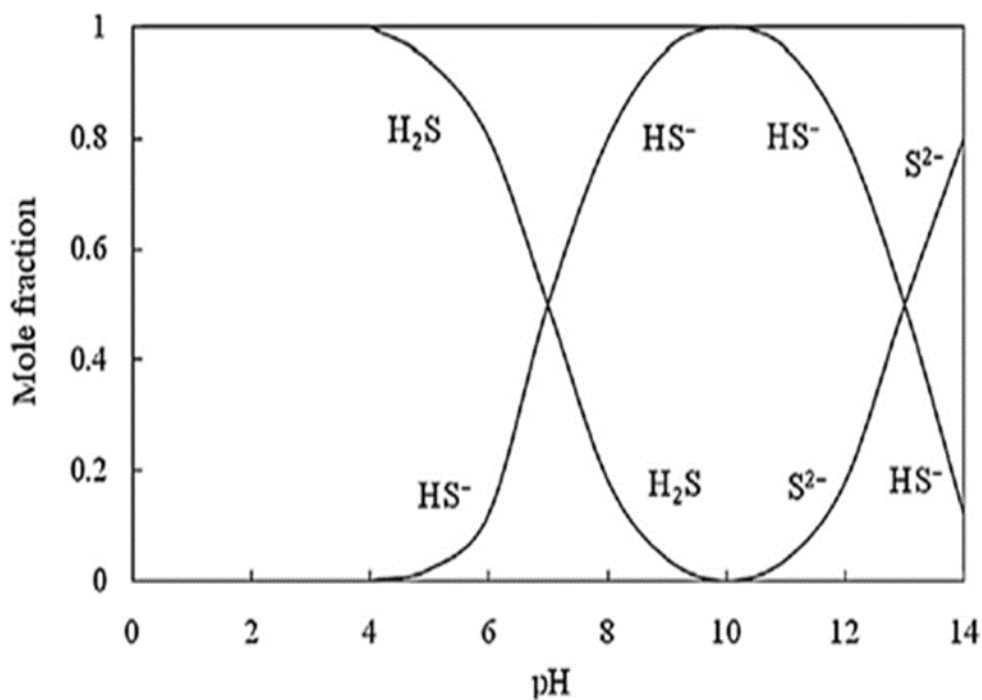
فلزی) به سطح سولفیدی است. که یون‌های S⁻² و یون HS⁻ بر سطح ماده معدنی تشکیل می‌شود و

واکنش‌های الکتروشیمیایی و یا شیمیایی رخ می‌دهد که MS (M: عنصر فلزی و S عنصر سولفور) در

سطح تشکیل می‌شود، و امکان انحلال برخی از گونه‌های سطح است [۳۹].

همان‌طور که در شکل ۲-۴ نشان داده شده است گونه‌های H₂S وقتی که pH < 7 است وجود دارد

درحالی‌که HS⁻ در pH > 7 و S⁻² در pH بیشتر از ۱۳/۹ تشکیل می‌شود [۴۰].



شکل ۲-۴: ضریب توزیع از گونه‌های مختلف در محلول Na₂S به‌عنوان تابعی از pH [۴۰]

۴-۲- بررسی میزان مصرف عوامل سولفیداسیون در کانی‌های اکسیدی مس

سولفیداسیون مکانوشیمیایی کانه مس اکسیدی به وسیله خردایش همراه با سولفور و عوامل کاهنده شامل نیترات منیزیم، پودر منیزیم، نیترات آهن، پودر آهن و کلرید آلومینیوم بر بازیابی مس در مرحله‌ی فلوتاسیون مورد بررسی قرار گرفت. بدین منظور مقدار اولیه افزودن هر یک از عوامل شیمیایی در مرحله خردایش (آسیای گلوله‌ای)، بر اساس روابط استوکیومتری ذیل و نیز عیار اولیه مس اکسیدی (۰/۲ درصد) مشخص گردید.



مقادیر میزان مواد شیمیایی مورداستفاده در مرحله‌ی خردایش برای بررسی سولفیداسیون مکانوشیمیایی در جدول (۱-۴) گزارش شده است. نتایج حاصل از بررسی تأثیر افزودن هر یک از مواد شیمیایی در مرحله خردایش آورده شده است که در ادامه به تحلیل هریک از نتایج پرداخته می‌شود. جدول ۱-۴: سطوح مواد شیمیایی اضافه شده به آسیای گلوله‌ای برای بررسی سولفیداسیون مکانوشیمیایی اکسید مس

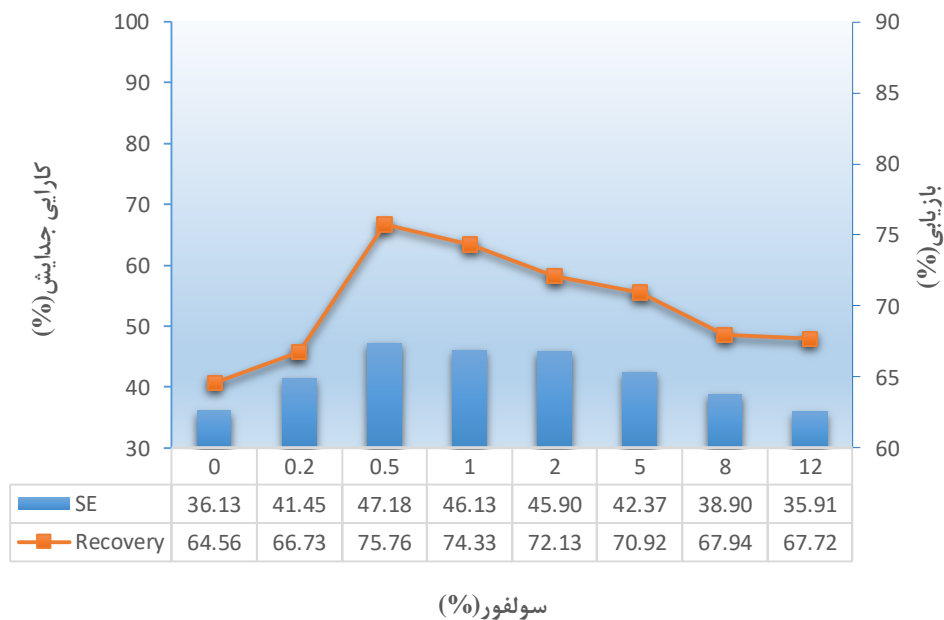
مواد شیمیایی	سطوح انتخابی بر اساس % خوراک اولیه						
سولفور	۰/۲	۰/۵	۱	۲	۵	۸	۱۲
نیترات منیزیم	۰/۲	۰/۵	۰/۷۵	۱	-	-	-
پودر منیزیم	۰/۲	۰/۵	۰/۷۵	-	-	-	-
نیترات آهن (III)	۰/۱۵	۰/۳	۰/۵	۱	-	-	-
پودر آهن	۰/۳	۰/۵	۱	-	-	-	-
کلرید آلومینیوم	۰/۱۵	۰/۳	۰/۵	۱	-	-	-

۴-۲-۱- بررسی تأثیر مقدار مصرف سولفور در حین خردایش بر فلوتاسیون مس

شکل (۳-۴) تأثیر میزان افزودن سولفور در مقادیر ۰/۲، ۰/۵، ۱، ۲، ۵، ۸ و ۱۲ درصد وزن خوراک اولیه به آسیای گلوله‌ای و همچنین حالت بدون افزودن سولفور بر فلوتاسیون مس را نشان می‌دهد. همان‌طور که مشاهده می‌شود، بازیابی و کارایی جدایش ابتدا با افزایش میزان سولفور از ۰ تا ۰/۵ درصد وزنی افزایش می‌یابد و سپس با افزایش بیشتر تا ۱۲ درصد وزنی، میزان عملکرد فلوتاسیون مس کاهش یافته است. این رفتار می‌تواند به این دلیل باشد که بر اثر خردایش اکسید مس با سولفور پیوند S-O و S-Cu به وجود می‌آید که نشان‌دهنده‌ی جذب شیمیایی بیشتر نمونه گوگرد در میزان ۰/۵ درصد سولفور بر روی سطح نمونه‌ی اکسید مس (CuO) است. در حقیقت در نتیجه این مکانیزم، خواص سطح نمونه‌های اکسید مس آسیا شده با گوگرد تغییر می‌یابد و پیوندهای شیمیایی بر روی سطوح شکل می‌گیرند [۲۴]. سطوح تغییر یافته از نظر شیمیایی اکسید را به شکل سولفید تبدیل می‌کند و سبب تغییرات پتانسیل در محدوده‌ی pH خنثی می‌شوند و در نتیجه اجازه‌ی جذب آسان‌تر دی تیو فسفات را در نقطه ۰/۵ درصد سولفور می‌دهند [۴۱]. در حالی که کاهش بعد از میزان بهینه سولفور (۰/۵ درصد) می‌تواند احتمالاً به این دلیل باشد که میزان مصرف سولفور باید به اندازه‌ای باشد که فقط لایه‌ای در سطح کانی تشکیل شود و مصرف بیش از حد آن ممکن است باعث بازداشت برخی از کانی‌های با ارزش مس گردد [۸]. در واقع افزایش سولفور در مرحله‌ی خردایش برای سولفیداسیون کانه اکسید مس، ممکن است اثر دوگانه یعنی بازداشت کننده در غلظت‌های بالا و فعال کننده در غلظت‌های پایین‌تر در رفتار فلوتاسیون کانی‌های مس داشته باشد.

مطالعات زیادی نشان داده است که با فعال‌سازی سطح (به‌عنوان مثال سولفیداسیون) نرخ بازیابی فلوتاسیون از هر دو ماده معدنی مس اکسیدی و مس سولفیدی بهبود می‌یابد [۴۲-۴۴]. با این حال روند مخالف نیز مشاهده شده است که در آن کارایی شناورسازی وقتی یون‌های سولفیدی بیش از حد استفاده شود کاهش می‌یابد [۱۵، ۴۵، ۴۶]. محققان نشان دادند که یون‌های سولفید اضافی در پالپ،

همچنین یون‌های سولفید جذب‌شده بر سطح ماده معدنی اکسیدی، اکسید و منجر به تشکیل گونه‌های اکسی-سولفور بر سطح ماده معدنی می‌شود که در نهایت منجر به کاهش شناورسازی از ماده معدنی می‌شوند [۴۵]. بنابراین مشکل رایج در فرآیند سولفیداسیون، به دلیل غلظت ناکافی یا اضافی از معرف‌های سولفیداسیون است که تأثیر تعیین‌کننده بر عملکرد فلوتاسیون دارد. اما معرف سولفیدی اضافی منجر به افزایش بازداشت‌کنندگی غیرقابل‌برگشت از مس اکسید خواهد شد. محصولات اکسیداسیون تشکیل‌شده در طول سولفیداسیون برای مثال تیوسولفات^۱ تأثیر مخرب دارد و حضور آن‌ها منجر به بازداشت غیرقابل‌برگشت از مس اکسیدی می‌شود [۴۷].



شکل ۳-۴: نمودار تأثیر افزودن میزان سولفور در مرحله خردایش بر کارایی جدایش و بازیابی مس بیش سولفیداسیون که منجر به کاهش جذب کلکتور بر ماده معدنی مس اکسیدی می‌شود به دلایل زیر است: اولاً سولفید سدیم به‌عنوان یک معرف کاهشی قوی است که یون‌های سولفید اضافی پتانسیل سطح محلول/ماده معدنی را به مقدار موردنیاز برای تشکیل کلکتور گزنتات فلز کاهش خواهد داد. ثانیاً وقتی که یون‌های سولفید و یون‌های گزنتات به‌طور رقابتی بر سطح ماده معدنی جذب

¹ Thiosulfate

می‌شوند، سولفید فلز آسان‌تر نسبت به گزنتات فلز تشکیل می‌شود. بعلاوه گزنتات فلز تشکیل شده بر روی سطح ماده معدنی ممکن است جایگزین یون‌های سولفید اضافه در محلول پالپ شود زیرا سولفید فلز نامحلول‌تر نسبت به گزنتات فلز است [۴۸].

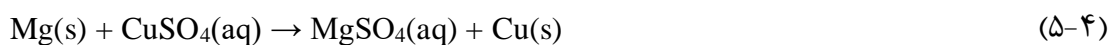
بنابراین با توجه به نتایج و بر اساس شکل ۴-۳، میزان بهینه‌ی کارآیی جدایش (۴۷/۱۸ درصد) و بازیابی مس (۷۵/۷۶ درصد)، در میزان سولفور ۰/۵ درصد به دست می‌آید.

۴-۲-۲- بررسی تأثیر مقدار مصرف منیزیم (نمک نیترات منیزیم و پودر فلزی منیزیم) در

عملیات سولفیداسیون

با توجه به نتیجه آزمایش مرحله قبل، از میزان سولفور بهینه ۰/۵ درصد در مرحله خردایش همراه با نمک نیترات منیزیم در غلظت‌های مختلف در این مرحله استفاده شد. از نیترات منیزیم در مقادیر ۰/۲، ۰/۵، ۰/۷۵ و ۱ درصد وزن خوراک اولیه به همراه ۰/۵ درصد سولفور در آسیا برای خردایش کانسنگ در زمان ماند خردایش بهینه ۲۲ دقیقه استفاده گردید. نتایج حاصل از تأثیر افزودن نیترات منیزیم در شکل (۴-۴) ارائه شده است. با توجه به شکل، با افزایش میزان نیترات منیزیم از مقدار ۰/۲ درصد، کارآیی جدایش به شدت کاهش می‌یابد، درحالی‌که میزان بازیابی مس افزایش یافته است. احتمالاً نمک نیترات منیزیم در واکنش با سولفور و اکسید مس قرار می‌گیرد و بر روی سطح اکسید مس تأثیر گذاشته و در نقطه ۰/۲ درصد بالاترین کارآیی جدایش (بهترین ترکیب عیار و بازیابی) را خواهد داشت، اما بعد از ۰/۲ درصد به علت حضور مقادیر اضافی نیترات منیزیم و انتقال آن به پالپ فلوتاسیون روی پتانسیل پالپ و کشش سطحی و عملکرد کلکتور تأثیر گذاشته و باعث کاهش شدید کیفیت کنسانتره از نظر عیار و متعاقباً کارآیی جدایش می‌گردد. از طرفی کاهش کارآیی جدایش با افزایش مقدار نیترات منیزیم ممکن است به علت فعال‌سازی ناخواسته از مواد گانگ همراه توسط منیزیم اضافه موجود در پالپ باشد [۴۹-۵۱].

با توجه به شکل (۴-۵) برای احیاء اکسید مس، کانسنگ مس عباس آباد با استفاده از پودر منیزیم به همراه ۰/۵ درصد سولفور در آسیا در مدت زمان ۲۲ دقیقه در مقادیر ۰/۲، ۰/۵ و ۰/۷۵ درصد وزن خوراک اولیه مورد خردایش قرار گرفت و تأثیر آن روی بازیابی و کارایی جدایش بررسی شد. همان طور که در شکل (۴-۵) مشاهده می شود، میزان کارایی جدایش همانند نیترات منیزیم و میزان بازیابی نیز در نقطه ۰/۲ درصد بیشترین بوده و بعد از آن کاهش یافته است. علت این امر را این گونه می توان بیان نمود که احتمالاً با توجه به اینکه سولفور موجود طبق معادله واکنش (۴-۱) $(\text{CuO} + 4\text{S} \rightarrow 3\text{CuS} + \text{CuSO}_4)$ باعث سولفیداسیون اکسید مس شده و تبدیل به سولفید مس و سولفات مس می شود. همچنین بعد از اضافه کردن پودر منیزیم به پالپ موجود در حین خردایش طبق رابطه (۴-۵) منیزیم با سولفات مس واکنش داده و تولید مس و سولفات منیزیم می نماید، که این امر در میزان ۰/۲ درصد پودر منیزیم اتفاق می افتد.

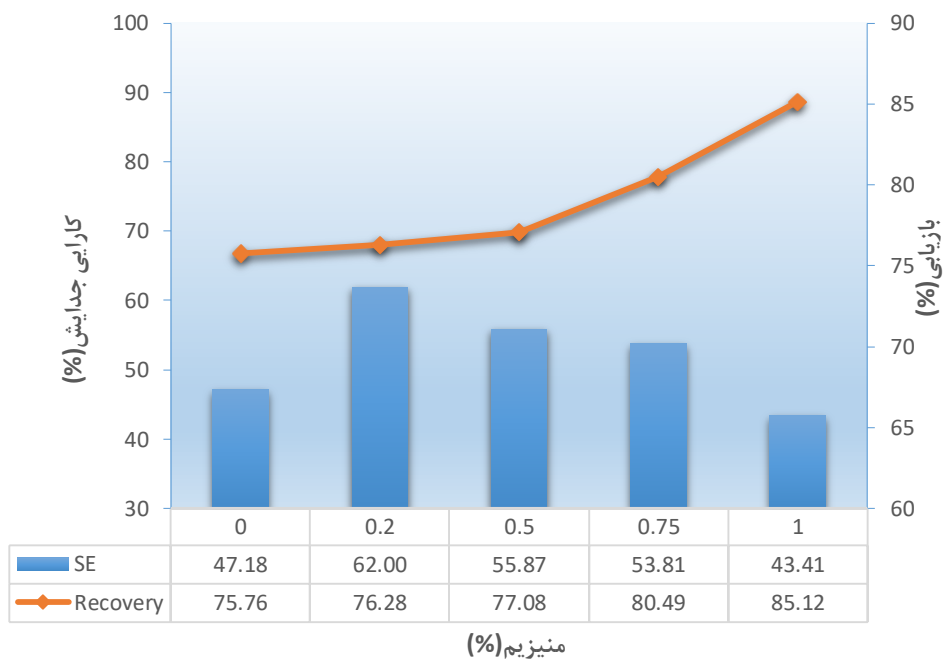


مطابق با لاسنت و همکاران (۲۰۱۲) و بوجونوی و همکاران (۲۰۱۵) مقادیر یون Mg اثر بازدارندگی بر فرآیند فلوتاسیون مس به علت تشکیل لایه های هیدروفلیلیکی از قبیل MgCO_3 روی سطوح کانی تحت شرایط قلیایی داشته و مانع جذب کلکتور روی سطوح کانی می گردد [۵۱، ۵۲].

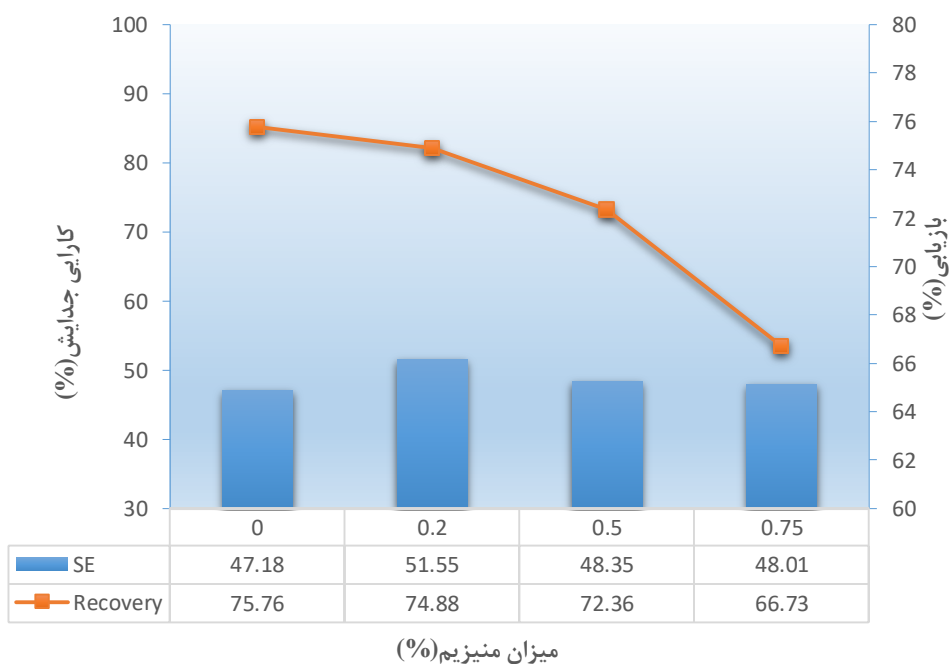
همچنین اسلاتر^۱ و همکارانش پیشنهاد نمودند که یون منیزیم موجود در پالپ خاصیت آب دوستی ماده های معدنی شناور شده را از طریق جذب بر روی سطح آنها افزایش می دهد [۵۰، ۵۱].

از طرفی همچنین تجمع یون های آلی و غیر آلی در پالپ ممکن است بر پایداری کف و در نهایت عملکرد فلوتاسیون تأثیر گذارد [۵۳]. یکی از دلایل دیگر در کاهش بازیابی ممکن است به دلیل اندرکنش بین کلکتور و منیزیم اضافه موجود در پالپ باشد که باعث هدر روی کلکتور شده و در نهایت منجر به کاهش بازیابی می شود [۵۴].

¹ slatter



شکل ۴-۴: نمودار تأثیر افزودن میزان نیترات منیزیم به همراه ۰/۵ درصد سولفور در مرحله‌ی خردایش بر کارایی جدایش و بازیابی مس



شکل ۴-۵: نمودار تأثیر افزودن میزان پودر فلزی منیزیم به همراه ۰/۵ درصد سولفور در مرحله‌ی خردایش بر کارایی جدایش و بازیابی مس

۴-۲-۳- بررسی تأثیر مقدار مصرف آهن (نمک نیترات آهن و پودر فلزی آهن) در عملیات

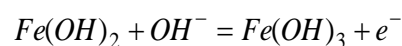
سولفیداسیون

تأثیر میزان پودر آهن و نمک نیترات آهن بر بازیابی مس و کارایی جدایش در مقادیر ۰/۱۵، ۰/۳، ۰/۵ و ۱ درصد وزن خوراک اولیه به همراه ۰/۵ درصد سولفور مورد بررسی قرار گرفت که نتایج در شکل‌های (۴-۶) و (۴-۷) آورده شده است. همان‌طور که مشاهده می‌شود، نمک نیترات آهن دارای عملکرد بسیار بهتر و بالاتری روی فلوتاسیون مس (بازیابی و کارایی جدایش) داشته است. همچنین نتایج نشان می‌دهد که میزان کارایی جدایش سولفیداسیون مخلوط اکسید مس-گوگرد-آهن به تدریج با افزایش میزان نیترات آهن تا ۰/۵ درصد، افزایش و بعداز آن کاهش می‌یابد. علاوه بر این، بازیابی سولفیداسیون با افزایش میزان درصد نیترات آهن ابتدا افزایش و به تدریج روند ثابتی دارد. در حقیقت در مقدار ۰/۵ درصد آهن و ۰/۵ درصد سولفور به‌طور مکانوشیمیایی واکنش (۴-۶) رخ می‌دهد و در نتیجه بازیابی و کارایی جدایش افزایش می‌یابد. در حالی که با افزایش بیشتر میزان پودر آهن، سولفور با آهن موجود واکنش داده و در حین خردایش سولفید آهن (FeS) و دی سولفید آهن (FeS₂) تشکیل می‌شوند که یک دلیل برای پدیدایش سولفید آهن ممکن است به علت گرمای واکنش حاصل از فرآیند خردایش و نیز واکنش بین نیترات آهن، گوگرد و همچنین خود آهن حاصل از لایه خارجی گلوله‌های فولادی باشد [۳۲].



مطابق با وانگ و همکاران (۲۰۰۳) با افزایش بیشتر میزان پودر آهن و در ناحیه‌ای از pH پالپ

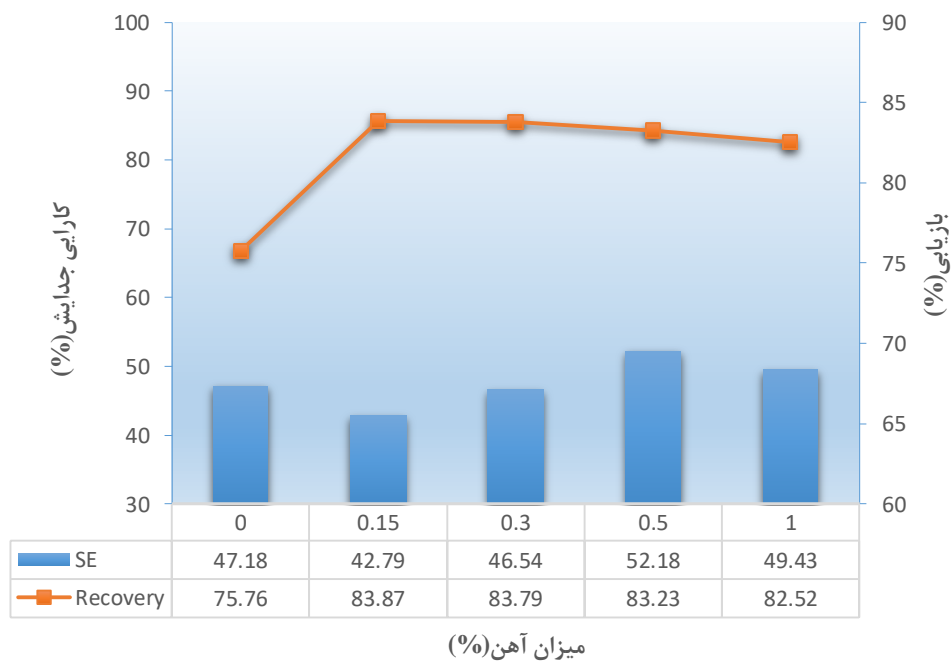
بشدت قلیایی، آهن می‌تواند به شکل فریک اکسید شده (رابطه ۴-۷)



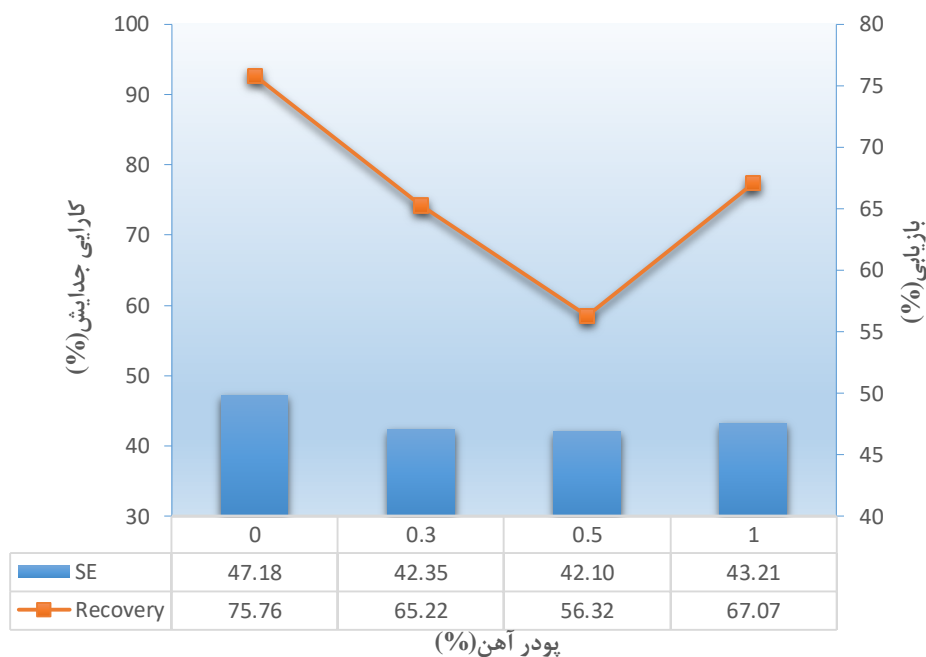
سرانجام این‌گونه اکسی هیدروکسیدها مانند Fe(OH)₂، FeOOH و Fe(OH)₃ در سطح ماده

معدنی رسوب می‌کنند. این هیدروکسیدهای آهن، که ممکن است هیدروفلیک باشند می‌توانند به‌طور کامل یا بخشی از سطح ماده معدنی را پوشش دهند و اندرکنش بین ماده معدنی و کلکتور را کاهش دهند و در نتیجه منجر به کاهش شناورسازی ماده معدنی شوند شکل‌های (۴-۶) و (۴-۷) [۵۵]. همچنین انحلال اکسیژن موجود در پالپ کمتر خواهد شد [۵۶].

از طرف دیگر یون آهن به‌عنوان یون فعال‌کننده برای شناورسازی ماده معدنی سیلیکاته مانند کوارتز در حضور کلکتور سدیم اولئات عمل نموده است بنابراین ممکن است علت کاهش کارایی جدایش فعال‌سازی سیلیکات‌های موجود در نمونه باشد [۵۷].



شکل ۴-۶: نمودار تأثیر افزودن میزان نیترات آهن به همراه ۰/۵ درصد سولفور در مرحله‌ی خردایش بر کارایی جدایش و بازیابی مس



شکل ۴-۷: نمودار تأثیر افزودن میزان پودر فلزی آهن به همراه ۰/۵ درصد سولفور در مرحله‌ی خردایش بر کارایی جدایش و بازیابی مس

۴-۲-۴- بررسی تأثیر مقدار مصرف پودر کلرید آلومینیم در عملیات سولفیداسیون

فرآیند سولفیداسیون مکانوشیمیایی کانسنگ مس اکسیدی با افزودن پودر کلرید آلومینیم به‌عنوان یک عامل احیایی به همراه ۰/۵ درصد سولفور انجام شد و تأثیر آن در چهار مقدار در محدوده‌ی بین ۰/۱۵ تا ۱ درصد وزن خوراک اولیه بر عملکرد فلوتاسیون (بازیابی مس و کارایی جدایش) مورد بررسی قرار گرفت. شکل (۴-۸) سولفیداسیون مخلوط اکسید مس-گوگرد-آلومینیم را برحسب بازیابی و کارایی جدایش نشان می‌دهد.

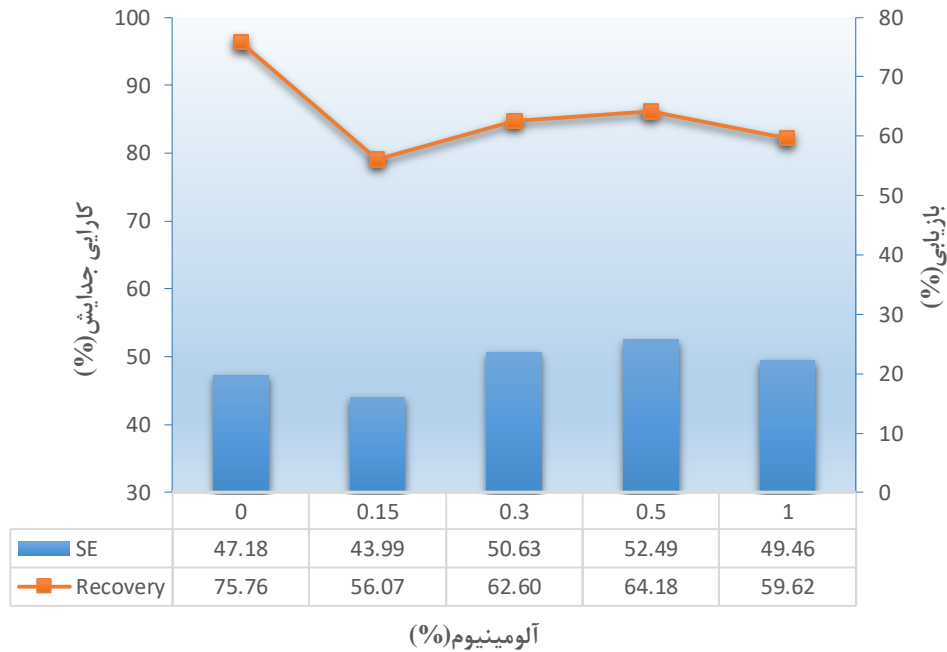
بار سطح ماده معدنی تحت تأثیر نوع الکترولیت و نیروی یونی یا غلظت آن است [۵۸]. این گونه‌ها می‌توانند تحت واکنش‌هایی بیشتر مانند هیدرولیز، کمپلکس، جذب و حتی رسوب سطحی و حجمی رخ دهد. ماهیت تعادل کمپلکس که شامل تمام این واکنش‌ها خواهد بود خواص سطحی از ذرات را تعیین می‌کند و در نتیجه رفتار فلوتاسیون را مشخص می‌کند [۵۹].

با توجه به شکل (۴-۸)، میزان کارآیی جدایش با افزودن پودر کلرید آلومینیوم به همراه ۰/۵ درصد سولفور به آسیای گلوله‌ای تا ۰/۵ درصد افزایش یافته و بعد از آن کاهش می‌یابد. همچنین با افزایش مقدار کلرید آلومینیوم تغییرات چندانی در میزان بازیابی مشاهده نشده است و در همه‌ی حالات از حالتی که ۰/۵ درصد سولفور به‌تنهایی به کانه اکسید مس اضافه می‌شود، کمتر است. این رفتار عامل حیاتی کلرید آلومینیوم با سولفور را می‌توان این‌گونه توجیه نمود که احتمالاً در شرایط مکانوشیمیایی در آسیا، کلر موجود در کلرید آلومینیوم جایگزین اکسیژن شده است و سپس CuS و Al_2O_3 پس از ۲۲ دقیقه آسیاب شدن با ۰/۵ درصد کلرید آلومینیوم تولید شدند و به‌تدریج با افزایش مقدار کلرید آلومینیوم میزان اکسید مس، گوگرد و آلومینیوم کاهش یافته که نشان‌دهنده آن است که واکنش سولفیدی شدن توسط نیروی مکانیکی در یک مدت‌زمان کوتاه القا شده است.

مواد خردایش شده همچنین با ماده‌های معدنی مختلف اندرکنش می‌دهند و منجر به تغییرات شیمیایی از سطح می‌شوند که همچنین به‌نوبه خود می‌توانند با معرف‌های فلوتاسیون (کلکتور) مختلف که اضافه‌شده‌اند نیز اندرکنش دهند. چنین فعل و انفعالاتی منجر به کاهش انتخابی در عملیات فلوتاسیون می‌شود [۶۰].

از طرف دیگر افزایش بازیابی با افزایش مقدار آلومینیوم ممکن است مربوط به پایداری حباب هوا در حضور این نمک باشد. برخی مطالعات انجام‌شده به هم‌پیوستگی حباب هوا را به‌جای خواص الکترواستاتیکی بحث کردند. یونها در محلول‌های الکترولیت مانع از به هم‌پیوستگی حباب‌ها می‌شوند و پایداری آنها را افزایش می‌دهند [۶۳-۶۱، ۴۹]. علاوه بر این، در یک قدرت یونی بالا، حباب‌ها حتی بدون اضافه نمودن یک معرف مثل کفساز پایدار می‌شوند، بنابراین حباب‌های کوچک‌تر می‌توانند تشکیل شوند [۶۴، ۶۵]. حباب‌های کوچک پایدار، احتمال برخورد حباب- ذرات ریز را افزایش می‌دهد و کارآیی اتصال حباب- ذرات را بهبود می‌دهد و منجر به افزایش توانایی شناورسازی می‌شود [۶۳، ۶۶، ۶۷]. مدار فلوتاسیون در شمال کبک در کانادا بدون اضافه کردن کفساز اجرا می‌شود، زیرا

درصد نمک آب برگشتی فرآیند بالا است و اندازه حباب هوا و پایداری لایه کف را کاهش می‌دهد. نتایج مشابه نشان داده است که حباب‌های ریز حتی بدون اضافه کردن کف‌ساز در آب دریا حاصل می‌شوند [۶۸].

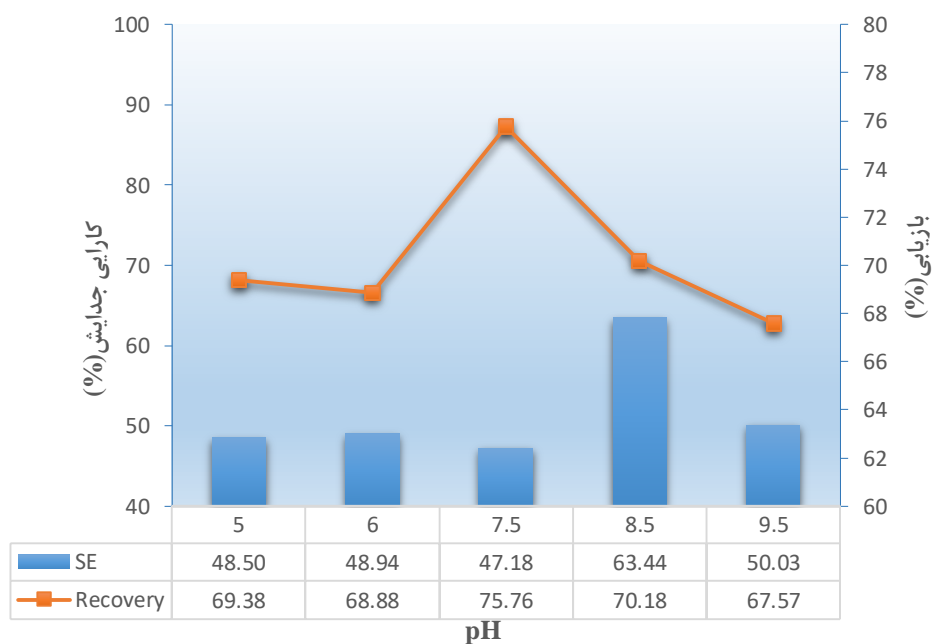


شکل ۴-۸: نمودار تأثیر افزودن میزان پودر کلرید آلومینیوم به همراه ۰/۵ درصد سولفور در مرحله‌ی خریدایش بر کارایی جدایش و بازیابی مس

۴-۲-۵- بررسی تأثیر pH آسیای گلوله‌ای بر عملکرد فلوتاسیون در عملیات سولفیداسیون

اثر و نقش pH مرحله‌ی سولفیداسیون نسبت به pH فلوتاسیون مهم‌تر است، به طوری که pH مراحل آماده‌سازی شدت در جذب سولفور بر سطح تأثیر می‌گذارد [۴۵،۷۰]. اگر سولفور خیلی کمی بر روی سطح ماده‌های معدنی اکسیدی جذب شود، لایه هیدروفوبیک تشکیل نخواهد شد. مطابق جرجانی و همکاران (۲۰۱۱)، بازیابی در مراحل فلوتاسیون شدت تحت تأثیر pH و مراحل آماده‌سازی است و در مقدار pH بالا، مقدار سولفیداسیون کم است [۶۹]. اگر هیچ واکنشی برای تشکیل لایه سولفیدی مس مصرف نشود فلوتاسیون ممکن نخواهد بود.

شکل ۴-۹ نمودار تأثیر pH بر سولفیداسیون مرحله خردایش را نشان می‌دهد. همان‌طور که مشاهده می‌شود pH در محیط قلیایی به‌خصوص در محدوده‌ی ۷ تا ۸/۵ (pH های خنثی) عملکرد بهتری داشته است. بیشترین کارایی جدایش در pH خردایش ۸/۵ و بازیابی در pH برابر ۷/۵ مشاهده شد. هنگامی که اکسید مس (CuO) با گوگرد آسیا می‌شود، پیوندهای شیمیایی بر روی سطوح شکل می‌گیرند. سطوح تغییر یافته از نظر شیمیایی اکسید را به شکل سولفید تبدیل می‌کند و تغییرات پتانسیل حتی در محدوده خنثی pH به مثبت تبدیل می‌شوند. تا حدودی دلیل آن را می‌توان این‌گونه عنوان کرد که سطوح تقریباً مثبت در pH قلیایی اجازه‌ی جذب آسان کلکتور را می‌دهند و بهبود فلوتاسیون به‌عنوان یک نتیجه به دست می‌آید [۲۳].



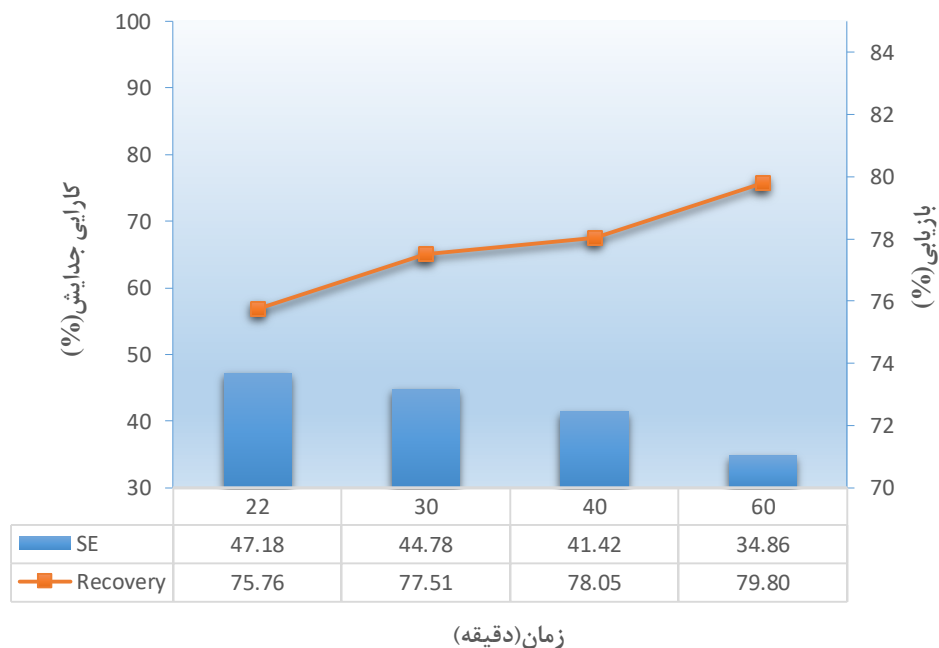
شکل ۴-۹: نمودار تأثیر تغییرات pH مرحله‌ی خردایش در سولفیداسیون مکانوشیمیایی کانسنگ مس اکسیدی با ۰/۵ درصد سولفور بر کارایی جدایش و بازیابی مس

۴-۲-۶- تأثیر زمان ماند در عملیات سولفیداسیون بر عملکرد فلوتاسیون

هدف از خردایش و آسیا کنی رساندن ماده معدنی به درجه آزادی مناسب و یا آزادسازی ماده

معدنی از گانگ همراه است که این زمان آسیا کنی به طور معنی داری برای مراحل پایین دستی از فرآوری مواد معدنی تأثیرگذار است. بنابراین انتخاب زمان آسیا بسیار مهم است. از طرف دیگر با توجه به اینکه در مطالعه حاضر عوامل احیاکننده به همراه عامل سولفیداسیون سولفور در مرحله خردایش اضافه می شود، بنابراین تأثیر هم زمان این دو عامل بر شناورسازی مس مطالعه شد.

شکل ۴-۱۰، میزان تأثیر زمان ماند خردایش بر عوامل سولفیدی رانشان می دهد که با افزایش زمان از ۲۲ دقیقه تا ۶۰ دقیقه میزان کارایی جدایش کاهش و بازیابی افزایش می یابد که این امر به دلیل وجود نرمه ی زیادی است که ایجاد می شود. یکی از دلایل مهم ایجاد نرمه، حضور آلومینا سیلیکات ها در ترکیب نمونه مورد مطالعه است.



شکل ۴-۱۰: نمودار تأثیر زمان خردایش در سولفیداسیون مکانوشیمیایی کانسنگ مس اکسیدی با ۰/۵ درصد سولفور بر کارایی جدایش و بازیابی مس

مطابق جرجانی و همکاران (۲۰۱۱) و برخورداری و همکاران (۲۰۰۹)، حضور این نوع گانگ در نمونه در اثر خردایش در مدت زمان طولانی، ذرات نرمه زیادی تولید می کند که به صورت لایه ای روی سطح ماده معدنی را می پوشانند و باعث مصرف کلکتور و ممانعت از اندرکنش بین ماده معدنی و

کلکتور می‌شوند [۷۰، ۷۱].

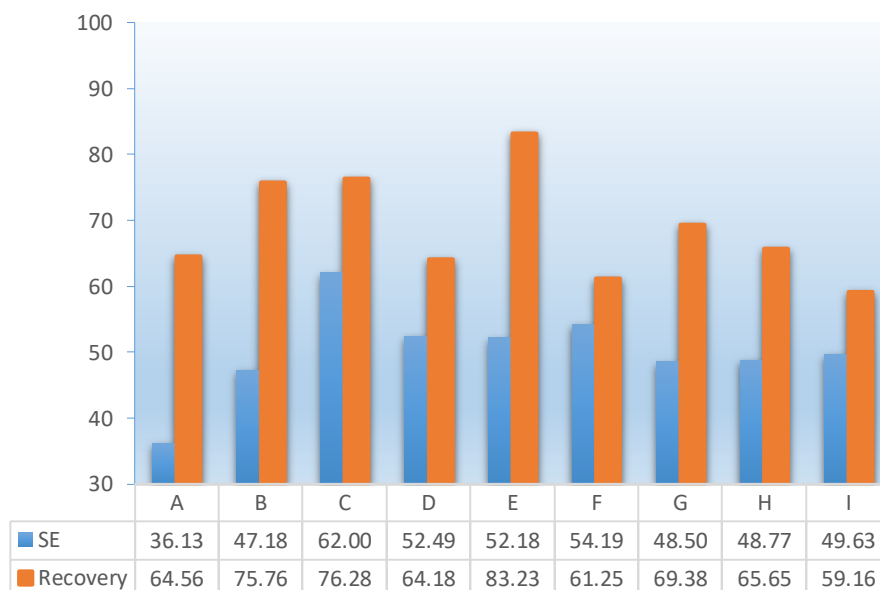
۷-۲-۴- بررسی تأثیر ترکیبی عوامل مختلف احیاء کننده در عملیات سولفیداسیون بر

عملکرد فلوتاسیون

تأثیر ترکیب فاکتورهای مختلف احیاء کننده در سولفیداسیون اکسید مس، پس از به دست آوردن مقدار مطلوب هر یک از عوامل احیاء کننده بررسی شد که نتایج در جدول ۲-۴ و شکل ۴-۱۱ مشاهده می‌شود. همان‌طور که از جدول و شکل ملاحظه می‌شود، میزان ۰/۵ درصد سولفور به همراه ۰/۲ درصد پودر نیترات منیزیم بهترین عملکرد را با کارایی جدایش ۶۲ درصد و بازیابی ۷۶/۲۸ درصد روی فلوتاسیون مس اکسیدی داشته است. هرچند بیشترین بازیابی (۸۳/۲۳ درصد) در میزان ۰/۵ درصد سولفور به همراه ۰/۵ درصد پودر نیترات آهن به دست آورده شد.

جدول ۲-۴: نحوه‌ی ترکیب مقادیر بهینه‌ی عوامل احیاء کننده جهت سولفیداسیون

R(%)	SE(%)	Mg(%)	Al(%)	Fe(%)	S(%)	Point
۶۴/۵۶	۳۶/۱۳	۰	۰	۰	۰	A
۷۵/۷۶	۴۷/۱۸	۰	۰	۰	۰/۵	B
۷۶/۲۸	۶۲/۰۰	۰/۲	۰	۰	۰/۵	C
۶۴/۱۸	۵۲/۴۹	۰	۰/۵	۰	۰/۵	D
۸۳/۲۳	۵۲/۱۸	۰	۰	۰/۵	۰/۵	E
۶۱/۲۵	۵۴/۱۹	۰/۲	۰/۵	۰	۰/۵	F
۶۹/۳۸	۴۸/۵۰	۰/۲	۰	۰/۵	۰/۵	G
۶۵/۶۵	۴۸/۷۷	۰	۰/۵	۰/۵	۰/۵	H
۵۹/۱۶	۴۹/۶۳	۰/۲	۰/۵	۰/۵	۰/۵	I



شکل ۴-۱۱: نمودار تغییرات مقادیر بهینه‌ی عوامل احیاء کننده - کارآیی جدایش و بازیابی

۴-۲-۸- بررسی تأثیر سولفید سدیم در عملیات سولفیداسیون و عملکرد فلوتاسیون

در این بخش از یکی دیگر از عوامل سولفیداسیون به نام سولفید سدیم (Na_2S) در مرحله‌ی خردایش و فلوتاسیون استفاده گردید و مشخص شد با اضافه کردن ۲۳۰ گرم بر تن، سولفید سدیم در آسیا به‌جای سولفور میزان کارآیی جدایش و بازیابی به ترتیب ۵۲/۲۸ درصد و ۵۹/۰۸ درصد شد. همچنین جهت سولفیداسیون اکسید مس در مرحله‌ی فلوتاسیون از سولفید سدیم به میزان ۲۳۰ گرم بر تن به همراه بازداشت کننده (سیلیکات سدیم) در سلول فلوتاسیون بدون اضافه کردن سولفور در مرحله‌ی خردایش استفاده شد که میزان کارآیی جدایش و بازیابی در این مرحله ۴۱/۶۸ درصد و ۷۱/۷۱ درصد شد. در مرحله‌ی بعد برای سولفیداسیون بهتر اکسید مس علاوه بر عامل سولفیداسیون که همان ۰/۵ درصد سولفور در آسیا بود از ۲۳۰ گرم بر تن سولفید سدیم به همراه سیلیکات سدیم در سلول فلوتاسیون استفاده شد. میزان کارآیی جدایش و بازیابی در این مرحله به ترتیب ۴۸/۶۷ درصد و ۶۵/۸۰ درصد گردید.

۳-۴- بهینه‌سازی عملکرد فلوتاسیون مس اکسیدی بعد از سولفیداسیون

مکانوشیمیایی

پس از تعیین شرایط مطلوب سولفیداسیون مکانوشیمیایی با عوامل احیایی، شرایط مطلوب فرآیند فلوتاسیون و پارامترهای مؤثر بر آن مورد ارزیابی قرار گرفت که بدین منظور از روش طراحی آماری آزمایش‌ها (روش سطح پاسخ) و نرم‌افزار 7 Design Expert (DX7) استفاده گردید.

طراحی آزمایش‌ها مدتی است که در تحقیقات مهندسی و بهینه‌سازی پارامترهای مؤثر در عملیات معدنی و از جمله فرآوری مواد معدنی مورد استفاده قرار می‌گیرد. در این روش ابتدا بر اساس تعداد عوامل متغیر و تعداد سطوح این عوامل، ماتریس انجام آزمایش‌ها طرح شده و پس از انجام آزمایش‌ها، داده‌های آزمایش‌ها تحلیل و بهترین حالت در مورد فرآیند مورد نظر انتخاب می‌شود. مزیت این روش کاهش تعداد آزمایش‌ها برای رسیدن به درصد اطمینان بالا و نیز در نظر گرفتن اثر متقابل پارامترها بر یکدیگر می‌باشد [۷۲]. معمول‌ترین روش‌های طراحی آزمایش‌ها، شامل روش‌های فاکتوریل کامل، جزئی، روش تاگوچی و روش سطح پاسخ می‌باشد.

روش سطح-پاسخ (RSM) مجموعه‌ای از تکنیک‌های ریاضی و آماری است که در بهینه‌سازی فرآیندهایی بکار می‌رود که پاسخ مورد نظر توسط تعدادی از متغیرها تحت تأثیر قرار می‌گیرد. شمای گرافیکی مدل ریاضی سبب تعریف واژه روش پاسخ-پاسخ شده است. در کاربرد این روش، توسعه یک مدل تخمینی برای سطح-پاسخ ضروری است. مدل بر اساس داده‌های مشاهده‌شده از فرآیند یا سیستم بوده و یک مدل تجربی است. مجموعه‌ای از روش‌های آماری مفید برای ساخت انواع مدل‌های تجربی مورد نیاز در روش سطح پاسخ به کار رفته است که مرسوم و پرکاربردترین آن‌ها طرح مرکب مرکزی^۱ (CCD) است. این طرح شامل سه بخش است: (۱) طرح فاکتوریل کامل یا جزئی، (۲) یک

¹ Central Composite Design

طرح محوری، و ۳) نقاط مرکزی [۷۳،۷۴].

۴-۳-۱- روش و طرح انجام آزمایش‌های فلوتاسیون

به منظور مدل‌سازی و بهینه‌سازی فاکتورهای مؤثر بر فلوتاسیون، پس از شناسایی فاکتورهای مؤثر و دامنه تغییرات فاکتورها، ۵ فاکتور مهم شامل مقدار کلکتور دی تیو فسفات سدیم، میزان سیلیکات سدیم (بازداشت کننده)، مقدار کف‌ساز، میزان pH و سرعت همزنی که قابل کنترل و به‌طور کمی قابل تغییر بودند، انتخاب شدند. سپس طرح‌ریزی انجام آزمایش‌ها با استفاده از روش سطح-پاسخ و طرح مرکب مرکزی انجام گرفت که عوامل مؤثر به همراه مقادیر آزمایشی آن‌ها در جدول (۴-۳) آورده شده‌اند. لازم به ذکر است که قبل از فلوتاسیون، آزمایش‌های سولفیداسیون مکانوشیمیایی با آسیای گلوله‌ای آزمایشگاهی به همراه ۰/۵ درصد سولفور روی نمونه‌های معرف (کانسنگ مس عباس‌آباد) انجام شد.

جدول ۴-۳: سطوح انتخاب‌شده فاکتورها بر حسب مقادیر واقعی و کد بر اساس طرح مرکب مرکزی

فاکتورها	علامت	سطح پایین محوری (-۲)	سطح پایین فاکتوریل (-۱)	سطح مرکزی (۰)	سطح بالای فاکتوریل (+۱)	سطح بالای محوری (+۲)
مقدار کلکتور (گرم بر تن)	A	۶۰	۷۰	۸۰	۹۰	۱۰۰
میزان سیلیکات سدیم (گرم بر تن)	B	۸۰	۹۰	۱۰۰	۱۱۰	۱۲۰
میزان کف‌ساز (گرم بر تن)	C	۶	۷	۸	۹	۱۰
pH	D	۷	۸	۹	۱۰	۱۱
سرعت همزنی (دور بر دقیقه)	E	۹۰۰	۱۰۰۰	۱۱۰۰	۱۲۰۰	۱۳۰۰

طرح انجام آزمایش‌ها با روش سطح-پاسخ و طرح مرکب مرکزی شامل ۱۶ آزمایش به‌صورت فاکتوریل جزئی، ۱۰ آزمایش محوری و ۳ آزمایش در نقطه مرکزی بود. ماتریس طرح آزمایش‌های انجام‌شده از ترکیب سطوح مختلف پارامترهای موردنظر (۲۹ آزمایش) و مقادیر محاسبه‌شده بازیابی مس در جدول (۴-۴) آورده شده‌اند. ترتیب انجام این آزمایش‌ها به‌صورت تصادفی بوده است.

جدول ۴-۴: شرایط پیشنهادی آزمایش‌ها طراحی شده همراه با پاسخ در فلوتاسیون توسط نرم‌افزار DX7

شماره آزمایش	کلکتور (گرم بر تن)	میزان سیلیکات سدیم (گرم بر تن)	میزان کف‌ساز (گرم بر تن)	pH	سرعت همزنی (دور بر دقیقه)	بازیابی مس (%)
۱	۷۰	۹۰	۷	۸	۱۲۰۰	۸۶/۵۵
۲	۹۰	۹۰	۷	۸	۱۰۰۰	۸۳/۴۷
۳	۷۰	۱۱۰	۷	۸	۱۰۰۰	۸۷/۲۱
۴	۹۰	۱۱۰	۷	۸	۱۲۰۰	۸۱/۰۰
۵	۷۰	۹۰	۹	۸	۱۰۰۰	۷۹/۱۷
۶	۹۰	۹۰	۹	۸	۱۲۰۰	۸۵/۷۴
۷	۷۰	۱۱۰	۹	۸	۱۲۰۰	۸۸/۳۴
۸	۹۰	۱۱۰	۹	۸	۱۰۰۰	۷۸/۳۵
۹	۷۰	۹۰	۷	۱۰	۱۰۰۰	۹۲/۴۰
۱۰	۹۰	۹۰	۷	۱۰	۱۲۰۰	۸۳/۷۱
۱۱	۷۰	۱۱۰	۷	۱۰	۱۲۰۰	۸۷/۶۴
۱۲	۹۰	۱۱۰	۷	۱۰	۱۰۰۰	۸۶/۹۰
۱۳	۷۰	۹۰	۹	۱۰	۱۲۰۰	۸۰/۹۰
۱۴	۹۰	۹۰	۹	۱۰	۱۰۰۰	۸۵/۰۳
۱۵	۷۰	۱۱۰	۹	۱۰	۱۰۰۰	۸۲/۱۹
۱۶	۹۰	۱۱۰	۹	۱۰	۱۲۰۰	۸۳/۵۳
۱۷	۶۰	۱۰	۸	۹	۱۱۰۰	۷۹/۶۰
۱۸	۱۰۰	۱۰۰	۸	۹	۱۱۰۰	۷۶/۸۸
۱۹	۸۰	۸۰	۸	۹	۱۱۰۰	۷۷/۴۵
۲۰	۸۰	۱۲۰	۸	۹	۱۱۰۰	۸۴/۳۲
۲۱	۸۰	۱۰۰	۶	۹	۱۱۰۰	۸۶/۲۷
۲۲	۸۰	۱۰۰	۱۰	۹	۱۱۰۰	۸۲/۱۴
۲۳	۸۰	۱۰۰	۸	۷	۱۱۰۰	۸۱/۷۴
۲۴	۸۰	۱۰۰	۸	۱۱	۱۱۰۰	۸۶/۵۱
۲۵	۸۰	۱۰۰	۸	۹	۹۰۰	۸۴/۶۴
۲۶	۸۰	۱۰۰	۸	۹	۱۳۰۰	۸۴/۹۸
۲۷	۸۰	۱۰۰	۸	۹	۱۱۰۰	۸۲/۲۸
۲۸	۸۰	۱۰۰	۸	۹	۱۱۰۰	۷۸/۹۸
۲۹	۸۰	۱۰۰	۸	۹	۱۱۰۰	۸۲/۳۲

۴-۳-۲- نتایج آنالیز آماری

نتایج آنالیز آماری انجام شده به وسیله نرم‌افزار برای انتخاب مدل در سطح اطمینان ۹۵ درصد در

جدول ۴-۵ آورده شده است. در جدول ۴-۵ مقادیر احتمال p کمتر از ۰/۰۵ اعتبار مدل را نشان می‌دهد. عدم برازش مدل هم معیاری است برای اینکه چگونه مدل مناسبی بر روی داده‌ها برازش شود.

جدول ۴-۵: خلاصه‌ی نتایج آنالیز آماری مدل‌ها و عدم برازش آن‌ها

معنادار بودن	میزان P	میزان F	میانگین مربعات	درجه آزادی	مجموع مربعات	منبع تغییرات
	۰/۱۹۸۵	۱/۶۰۵۰	۱۸/۹۶۲۵	۵	۹۴/۸۱۲۷	خطی (Linear)
	۰/۳۱۵۳	۱/۳۱۷۰	۱۳/۹۷۴۲	۱۰	۱۳۶/۷۴۲۷	2FI
Suggested	۰/۰۵۱۷	۳/۶۳۷۵	۱۸/۷۴۹۵	۵	۹۳/۷۴۷۷	درجه دو (Quadratic)
Aliased	۰/۶۹۲۵	۰/۶۳۷۷	۴/۲۴۹۵	۵	۲۱/۲۴۷۵	درجه سه (Cubic)
			۶/۶۶۳۰	۳	۱۹/۹۸۸۹	خطای خالص

آنالیز آماری عدم برازش داده‌ها

معنادار بودن	میزان P	میزان F	میانگین مربعات	درجه آزادی	مجموع مربعات	منبع تغییرات
	۰/۲۵۰۲	۳/۴۲۲۶	۱۲/۵۸۹۴	۲۱	۲۶۴/۳۷۸	خطی (Linear)
	۰/۲۶۵۰	۳/۱۵۷۷	۱۱/۶۰۳۲	۱۱	۱۲۷/۶۳۵۲	2FI
Suggested	۰/۴۴۵۰	۱/۵۳۷۰	۵/۶۴۸	۶	۳۳/۸۸۷۴	درجه دو (Quadratic)
Aliased	۰/۲۰۴۸	۳/۴۳۹۹	۱۲/۶۳۹۹	۱	۱۲/۶۳۹۹	درجه سه (Cubic)
			۳/۶۷۴۵	۲	۷/۳۴۹۰	خطای خالص

عدم برازش کمتر از ۰/۰۵ شاخص نامطلوبی است و نشان می‌دهد که مدل خوب بر داده‌ها برازش نشده است. عدم برازش بیشتر از ۰/۱ بسیار مناسب می‌باشد. همان‌طور که در جدول ملاحظه می‌شود با توجه به نتایج آنالیز آماری (p مدل ۰/۰۵۱۷ و p عدم برازش ۰/۴۴۵)، مدل مرتبه دوم (Quadratic) برای بازیابی مس پیشنهاد می‌گردد.

۴-۳-۳- آنالیز واریانس^۱ مدل

آنالیز واریانس (ANOVA) مدل تعیین شده برای تخمین پارامترهای آماری به وسیله نرم افزار DX7 انجام گرفت. در آنالیز واریانس هدف شناسایی عوامل مؤثر و همچنین ترتیب آن‌ها از نظر اهمیت در پاسخ آزمایش‌ها با انجام یک سلسله عملیات ریاضی است. نتایج حاصل از آنالیز واریانس برای انتخاب مدل باید به گونه‌ای باشد که مدل انتخابی معنی‌دار (میزان احتمال P کمتر از ۰/۰۵) باشد و همچنین عدم برازش نباید معنی‌دار تلقی گردد. ضمناً برای آن که یک مدل توانایی خوبی برای برازش اطلاعات داشته باشد لازم است که بالای ۰/۸ باشد. نتایج آنالیز واریانس به وسیله مدل سطح-پاسخ و طرح مرکب مرکزی با استفاده از مدل درجه‌ی دوم بعد از حذف متغیرهای غیر مهم در جداول (۴-۶) آورده شده است.

با توجه به نتایج جدول آنالیز واریانس، در بین اثرات خطی، به ترتیب میزان کف‌ساز، pH و میزان کلکتور بیشترین تأثیر و سرعت همزنی کمترین تأثیر را بر بازیابی مس داشته‌اند. در حالی که سرعت هم زنی بیشترین تأثیر را به صورت درجه دومی نشان داده است. همچنین نتایج نشان می‌دهد که اثرات متقابل بین کف‌ساز و سرعت هم زدن پالپ، pH و سرعت هم زدن و کلکتور و کف‌ساز به شدت بر بازیابی مس تأثیر داشته‌اند.

علاوه بر این، مدل درجه دوم که عموماً در مدل‌سازی به کمک روش سطح-پاسخ مورد استفاده قرار می‌گیرد به صورت زیر است:

$$Y = \beta_0 + \sum_{i=1}^k \beta_i x_i + \sum_{i=1}^k \beta_{ii} x_i^2 + \sum_{1 \leq i < j \leq k} \beta_{ij} x_i x_j + \varepsilon \quad (۴-۸)$$

که در آن β_0 ، β_i ، x_i ، β_{ii} ، x_j و β_{ij} و ε به ترتیب نشان‌دهنده تعداد متغیرها، یک حالت ثابت،

^۱ ANOVA

ضرایب پارامترهای خطی، متغیر، ضرایب پارامتر درجه دوم، ضرایب پارامترهای اثر متقابل و باقی مانده در ارتباط با آزمایش‌ها است [۷۵]. بنابراین با توجه به شناسایی پارامترهای مهم و مؤثر بر درصد بازیابی مس، مدل ریاضی پیشنهادی شامل پارامترهای مهم بر اساس مقادیر کد عبارت است از:

$$R_{Cu} = 80.512 - 0.921 \times A + 0.4971 \times B - 1.4121 \times C + 0.9171 \times D \quad (9-4)$$

$$+ 0.1404 \times E - 0.9081 \times A \times B + 1.2981 \times A \times C + 1.5531 \times C \times E$$

$$- 1.5106 \times D \times E + 1.1424 \times C^2 + 1.1224 \times D^2 + 1.2936 \times E^2$$

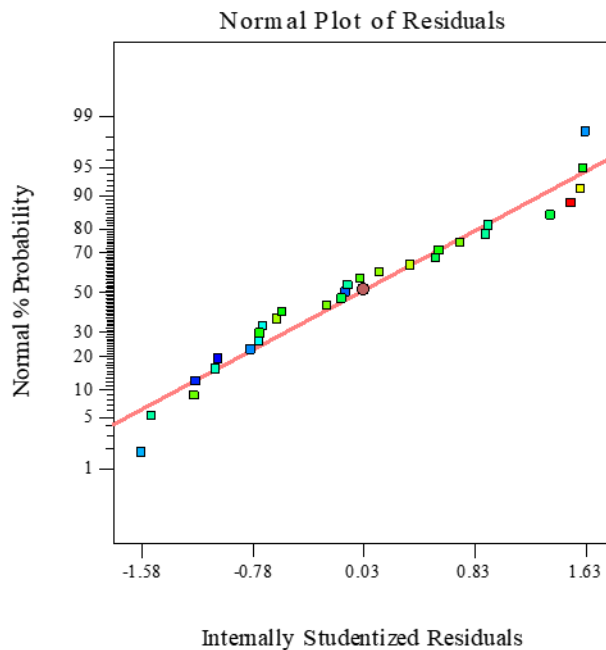
به منظور اعتبارسنجی مدل پیشنهادی می‌توان از نتایج جدول (۴-۶) استفاده نمود. همان‌طور که مشاهده می‌شود عدم برازش مدل پیشنهادی (معادله (۴-۹)) برابر ۰/۵۴۱۳ و بی‌اهمیت است و مدل می‌تواند برای تغییرپذیری داده‌ها مناسب باشد. علاوه بر این ضریب تعیین، برابر ۰/۸۰۹۷ به دست آمده. این امر نشان می‌دهد که مدل می‌تواند ۸۰/۹۷٪ تغییرپذیری در پاسخ (بازیابی مس) را بیان کند. معیار دیگر برای ارزیابی مدل، دقت کافی^۱ است که معیار نسبت سیگنال به نویز می‌باشد و میزان مطلوب آن باید بزرگ‌تر از ۴ باشد. در این مورد میزان دقت کافی حدود ۹/۵۷ به دست آمد که نشان‌دهنده سیگنال کافی و در نتیجه مناسب بودن مدل برای هدایت فضای طرح می‌باشد.

علاوه بر موارد فوق به منظور بررسی بیشتر صحت مدل برازش شده در پیش‌بینی مقادیر بازیابی مس به ازای سطوح مختلف فاکتورها، از نمودار احتمال نرمال باقیمانده‌ها (تفاوت مقادیر به دست آمده به وسیله مدل و مقادیر اندازه‌گیری شده در آزمایش‌ها) استفاده گردید. در این نمودار داده‌ها باید در امتداد یک خط راست و حول مقدار صفر متمرکز باشند. نمودار احتمال نرمال باقیمانده‌های حاصل از بازیابی مس، در شکل ۴-۱۲ آورده شده است. همان‌طور که مشاهده می‌شود که تقریباً تمام باقیمانده‌ها در امتداد یک خط راست واقع شده‌اند. بنابراین می‌توان ادعا نمود که مدل رگرسیون پیشنهادی، بازیابی مس را در محدوده پارامترهای مورد بررسی به خوبی پیش‌بینی می‌کند.

^۱ - Adequate Precision

جدول ۴-۶: جدول ANOVA مدل درجه دوم برازش شده بر بازیابی مس بعد از حذف متغیرهای بی‌اهمیت در روش سطح پاسخ

منبع تغییرات	مجموع مربعات	درجه آزادی	میانگین مربعات	مقدار F	مقدار P	معنادار بودن
مدل	۲۹۶/۷۹۴۱	۱۲	۲۴/۷۳۲۸	۵/۶۷۳۸	۰/۰۰۰۹	معنادار
A	۲۰/۳۶۸۸	۱	۲۰/۳۶۸۸	۴/۶۷۲۷	۰/۰۴۶۱	
B	۵/۹۳۰۲	۱	۵/۹۳۰۲	۱/۳۶۰۴	۰/۲۶۰۶	
C	۴۷/۸۵۵۵	۱	۴۷/۸۵۵۵	۱۰/۹۷۸۳	۰/۰۰۴۴	
D	۲۰/۱۸۵	۱	۲۰/۱۸۵	۴/۶۳۰۵	۰/۰۴۷۰	
E	۰/۴۷۳۱	۱	۰/۴۷۳۱	۰/۱۰۸۵	۰/۷۴۶۱	
AB	۱۳/۱۹۵۰	۱	۱۳/۱۹۵۰	۳/۰۲۷۰	۰/۱۰۱۱	
AC	۲۶/۹۶۲۰	۱	۲۶/۹۶۲۰	۶/۱۸۵۲	۰/۰۲۴۳	
CE	۳۸/۵۹۵۱	۱	۳۸/۵۹۵۱	۸/۸۵۴۰	۰/۰۰۸۹	
DE	۳۶/۵۱۱۸	۱	۳۶/۵۱۱۸	۸/۳۷۶۰	۰/۰۱۰۶	
C ²	۳۵/۱۱۵۲	۱	۳۵/۱۱۵۲	۸/۰۵۵۶	۰/۰۱۱۹	
D ²	۳۳/۸۹۶۴	۱	۳۳/۸۹۶۴	۷/۷۷۶۰	۰/۰۱۳۱	
E ²	۴۵/۰۲۹۸	۱	۴۵/۰۲۹۸	۱۰/۳۳۰۰	۰/۰۰۵۴	
باقی مانده	۶۹/۷۴۵۵	۱۶	۴/۳۵۹۰			
عدم در برازش	۶۲/۳۹۶۴	۱۴	۴/۴۵۶۹	۱/۲۱۲۹	۰/۵۴۱۳	غیر معنادار
خطای خالص	۷/۳۴۹۰	۲	۳/۶۷۴۵			
جمع کل	۳۶۶/۵۳۹۷	۲۸				
انحراف استاندارد	۲/۰۸۷۸۴۵					
R ²	۰/۸۰۹۷					
دقت کافی	۹/۵۷۳۱					



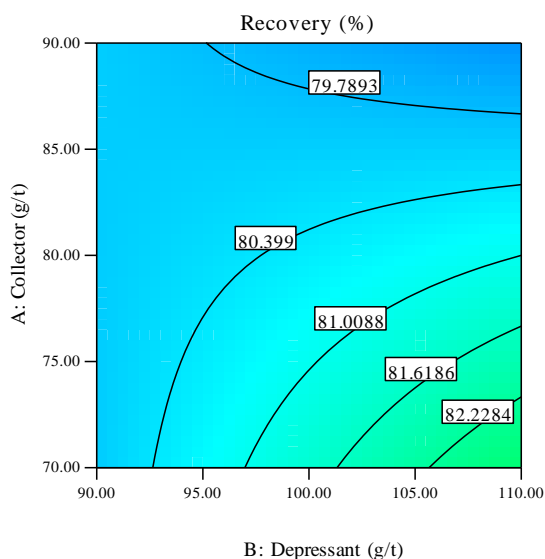
شکل ۴-۱۲: نمودار احتمال نرمال باقیمانده‌ها برای پیش‌بینی بازیابی مس به‌وسیله مدل سطح پاسخ

۴-۳-۴- تأثیر پارامترهای عملیاتی مؤثر بر بازیابی مس

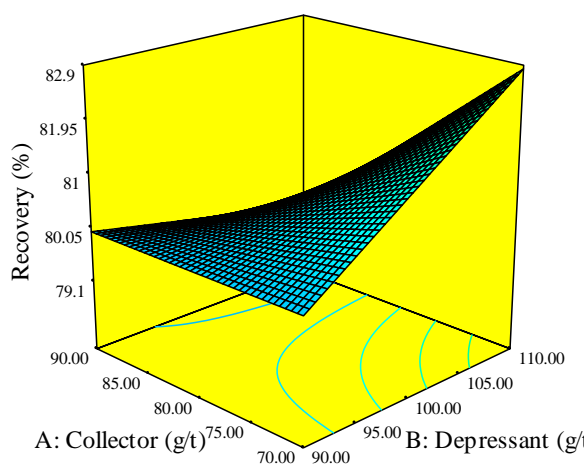
با توجه به انتخاب مدل ریاضی مناسب برای ارتباط بین بازیابی مس با پارامترهای مهم، اطمینان از برازش مناسب مدل، شناسایی پارامترهای مهم مؤثر از طریق آنالیز واریانس و توزیع مناسب باقیمانده‌ها، حال باید به بررسی چگونگی تأثیر این پارامترها پرداخت. بدین منظور از نمودار سطوح هم‌تراز که در آن دو فاکتور دوبه‌دو در مقابل پاسخ خروجی (بازیابی) رسم می‌شوند و تأثیر اثرات خطی و متقابل بین فاکتورها که روی بازیابی مس بیشتر قابل‌درک است، استفاده شد. شکل‌های ۴-۱۳ تا ۴-۱۶ نمایش دوبعدی و سه‌بعدی از تأثیر دو فاکتور روی بازیابی مس زمانی که فاکتورهای دیگر در سطوح مرکزی خود قرار دارند، است.

همان‌طور که در شکل ۴-۱۳ مشاهده می‌شود در سطوح پایین میزان کلکتور، افزایش مقدار بازداشت‌کننده، افزایش میزان بازیابی مس را به دنبال دارد. افزایش بازیابی کانی‌های مس با افزایش میزان بازداشت‌کننده (سیلیکات سدیم) به این دلیل است که سیلیکات سدیم در پالپ موجب افزایش

بار روی سطح ذرات می‌شود و در نتیجه باعث تفرق نرمه‌های روی ذرات می‌شود و ذرات با ارزش مس به راحتی شناور می‌شوند [۶،۳۵]. همچنین افزایش میزان کلکتور در محدوده‌ی مورد بررسی (۷۰-۹۰ گرم بر تن)، کاهش بازیابی را در پی دارد که این می‌تواند ناشی از پدیده میلسیزاسیون برای مقادیر اضافی کلکتور در محدوده‌ی مورد بررسی باشد [۷۶].



ب

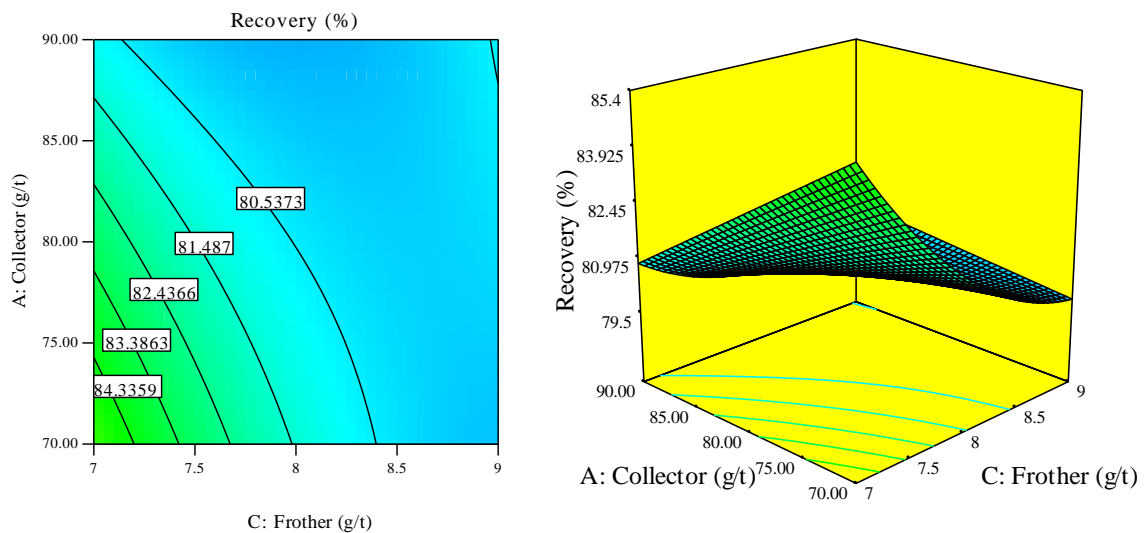


الف

شکل ۴-۱۳: نمودار سطح پاسخ (الف) و منحنی تراز (ب) نشان‌دهنده‌ی تأثیر مقدار کلکتور و بازداشت‌کننده بر بازیابی مس

شکل ۴-۱۴ نشان می‌دهد که در مقادیر بالای کف‌ساز، افزایش کلکتور سبب کاهش بازیابی مس می‌شود و برعکس در سطوح پایین کف‌ساز در محدوده‌ی مورد بررسی، افزایش کلکتور افزایش بازیابی را در پی خواهد داشت. ضمناً با توجه به شکل ۴-۱۴، بیشترین بازیابی مس در مقادیر ۷۰ گرم بر تن کلکتور و ۷ گرم بر تن کف‌ساز به دست می‌آید. همچنین نتایج نشان می‌دهد که تغییرات افزایش یا کاهش بازیابی مس با تغییر کلکتور و کف‌ساز بسیار کم بوده و افزایش این مواد شیمیایی در محدوده‌ی مورد بررسی تأثیر چندانی روی بازیابی مس ندارد. در واقع نتایج بیانگر اثر مثبت سولفیدی کردن کانی‌های اکسیدی با سولفور در مرحله خردایش را نشان می‌دهد که بعد از سولفیدی شدن،

سطحی که در اثر حضور یون سولفیدی جذب شیمیایی شده، خیلی کمتر آب پذیر می شود و در نتیجه به صورت مؤثرتری شناور می گردد و تحت چنین شرایطی مصرف کلکتور و کف ساز به صورت قابل ملاحظه ای کاهش می یابد [۷۷].



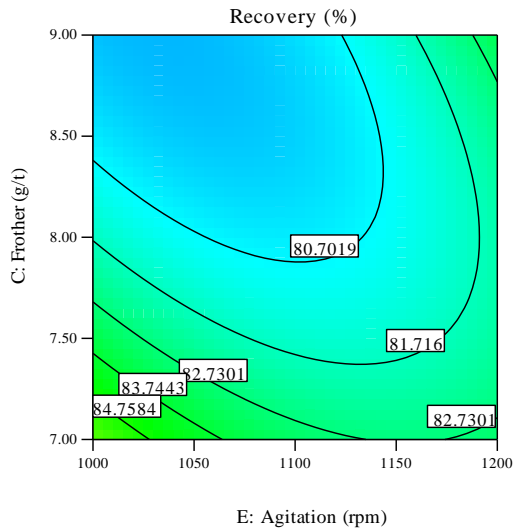
ب

الف

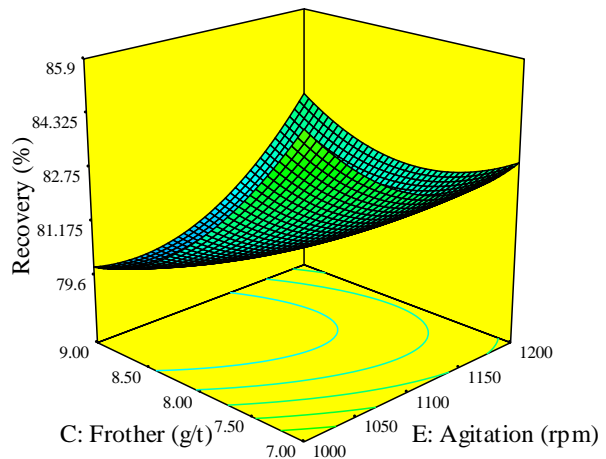
شکل ۴-۱۴: نمودار سطح پاسخ (الف) و منحنی تراز (ب) نشان دهندهی تأثیر مقدار کلکتور و کف ساز بر بازیابی مس

شکل های ۴-۱۵ و ۴-۱۶ منحنی های سطح پاسخ از اثرات متقابل بین سرعت هم زدن پالپ با کف ساز و pH را روی بازیابی مس نمایش می دهند. همان طور که ملاحظه می گردد، با افزایش میزان سرعت هم زدن (اغتشاش پالپ) از ۱۰۰۰ به ۱۲۰۰ دور بر دقیقه (شکل های ۴-۱۵ و ۴-۱۶) و افزایش pH از ۸ به ۱۰ (شکل ۴-۱۶)، میزان بازیابی مس افزایش می یابد. این امر احتمالاً به این دلیل است که با افزایش سرعت همزن پالپ، ذرات ریز انرژی بیشتری دریافت کرده و احتمال برخورد ذرات با یکدیگر افزایش می یابد. به عبارتی ذرات ریز آگلومره شده و در مرحله فلوتاسیون راحت تر به حباب هوا متصل می شوند و موجب افزایش بازیابی می شود. بعلاوه بدیهی است که pH های بالا به دلیل پایداری کف و بیشتر بودن قدرت حمل ذرات توسط حباب ها نرخ فلوتاسیون افزایش می یابد. از طرفی در مقادیر پایین سرعت هم زدن پالپ در محدودهی مورد بررسی (۱۰۰۰ دور بر دقیقه)، افزایش pH از ۸ به ۱۰، افزایش چشمگیر بازیابی مس و در سطوح بالای هم زدن کاهش ناچیز بازیابی را در پی دارد که

می‌تواند ناشی از اثر منفی مقادیر بالای هم زدن پالپ در pH های بالا باشد که احتمالاً اکسید شدن لایه سولفیدی و جدا شدن لایه از سطح کانی مس اکسیدی را به دنبال دارد.

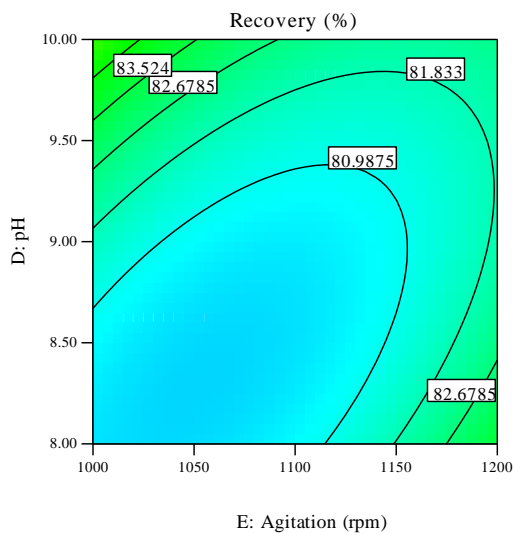


ب

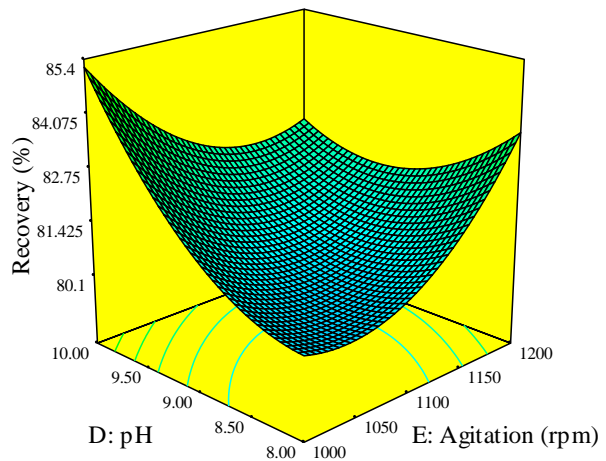


الف

شکل ۴-۱۵: نمودار سطح پاسخ (الف) و منحنی تراز (ب) نشان‌دهنده‌ی تأثیر مقدار کف‌ساز و سرعت هم زدن پالپ بر بازیابی مس



ب

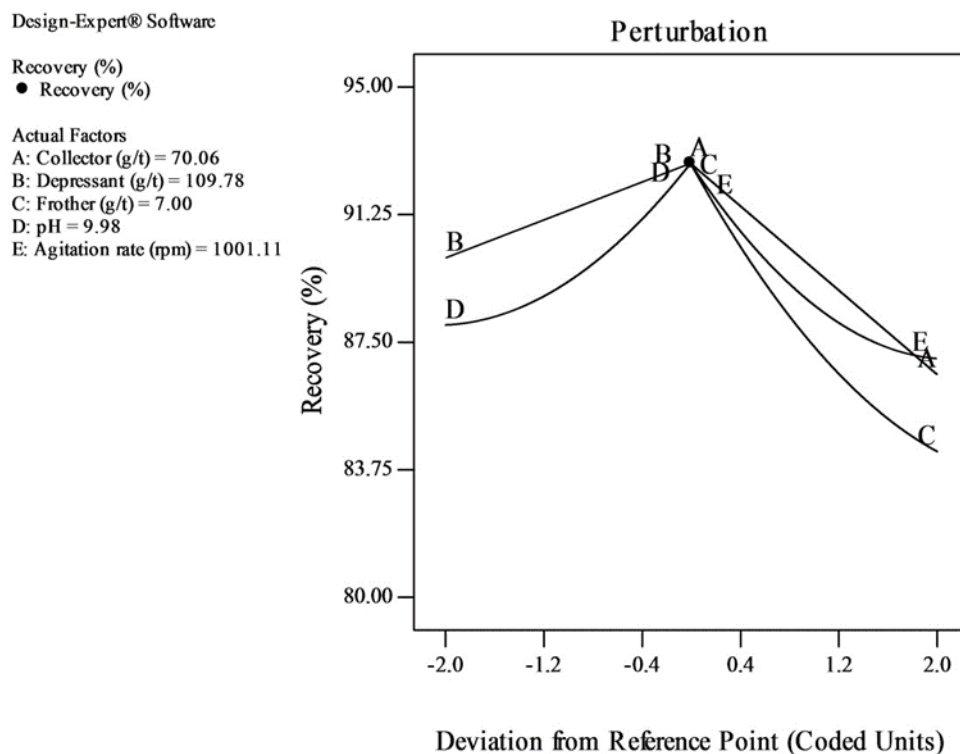


الف

شکل ۴-۱۶: نمودار سطح پاسخ (الف) و منحنی تراز (ب) نشان‌دهنده‌ی تأثیر pH و سرعت هم زدن پالپ بر بازیابی مس

۴-۳-۵- بهینه‌سازی شرایط انجام آزمایش فلوتاسیون در نرم‌افزار DX7

بهینه‌سازی پارامترها در مرحله‌ی رافر فلوتاسیون برای رسیدن به حداکثر بازیابی با استفاده از نرم‌افزار Design Expert انجام شد که نتایج در شکل ۴-۱۷ آورده شده‌اند. این شکل نحوه‌ی رفتار فاکتورها را نسبت به نقطه بهینه نشان می‌دهد. همان‌طور که ملاحظه می‌شود، بیشترین بازیابی مس (۹۲/۷۵ درصد) تحت شرایط میزان کلکتور ۷۰ گرم بر تن، مقدار بازداشت‌کننده ۱۱۰ گرم بر تن، میزان کف‌ساز ۷ گرم بر تن، pH ۱۰ و نرخ همزنی ۱۰۰۰ دور بر دقیقه به دست می‌آید. برای تأیید اعتبار مدل، ۲ آزمایش در شرایط بهینه پیش‌بینی‌شده انجام شد که متوسط بازیابی مس ۹۰/۱۶ درصد به دست آمد که بیانگر اعتبار مدل و شرایط بهینه پیشنهادی است.



شکل ۴-۱۷: نمودار حساسیت بازیابی مس به فاکتورهای مؤثر در شرایط بهینه (رفتار فاکتورها از نقطه بهینه)

فصل پنجم:

نتیجه گیری و پیشنهاد

۵-۱- مقدمه

چنانچه تشریح گردید کانسنگ مورد استفاده در مجتمع مس عباس آباد شاهرود از کانی‌های سولفیدی و اکسیدی مس همراه باهم تشکیل شده است و تنها سیستم فرآوری مورد استفاده در سایت معدن روش فلوتاسیون می‌باشد. این روش باعث شده بخش قابل توجهی از مس اکسیدی به بخش باطله انتقال یافته است. بنابراین در این تحقیق با توجه به اهمیت موضوع از نظر اقتصادی به مطالعه‌ی روشی برای بهبود بازیابی کانی‌های اکسیدی مس پرداخته شده است. برای دستیابی به شرایط بهینه بازیابی مس اکسیدی در ابتدا بررسی آنالیز دانه‌بندی، آنالیز شیمیایی، مطالعات کانی‌شناسی، انجام گردید. در این تحقیق سعی شده است که یک روش جدید برای سولفیدی کردن مس اکسیدی به وسیله آسیا کردن هم‌زمان ماده معدنی مس اکسیدی با گوگرد و مواد افزودنی احیاء کننده ارائه شود. همچنین پارامترهای مؤثر بر فرآیند مکانوشیمیایی و تأثیر متعاقب آن بر فرآیند فلوتاسیون مس مورد بررسی قرار گرفت. در ادامه به جمع‌بندی نتایج این بررسی‌ها که در فصل ۴ به‌طور کامل تجزیه و تحلیل شدند، اشاره می‌گردد و در انتها پیشنهاداتی برای کارهای آینده ارائه می‌شود.

۵-۲- خلاصه و نتیجه‌گیری

(۱) برای انجام عملیات خردایش برای دستیابی به درجه آزادی مطلوب، d_{80} ، ۹۰ میکرون، زمان بهینه‌ی خردایش در آسیای گلوله‌ای تعیین شد که خردایش در زمان‌های ۹، ۱۲، ۱۵، ۲۲ و ۲۶ دقیقه انجام شد و مشخص گردید زمان ماند بهینه در آسیای گلوله‌ای ۲۲ دقیقه است.

(۲) در این تحقیق از بین روش‌های سولفیداسیون، روش سولفیداسیون مکانوشیمیایی با استفاده از خردایش با سولفور برای دستیابی به حداکثر بازیابی مس و کارایی جدایش در فرآیند فلوتاسیون انجام شد. مقادیر سولفور مصرفی مورد بررسی بر اساس ضرایب استوکیومتری واکنش بین سولفور با اکسید

مس انتخاب گردید. نتایج نشان داد که میزان سولفور ۰/۵ درصد خوراک اولیه در آسیای گلوله‌ای بیشترین کارایی جدایش (۴۷/۱۸ درصد) و بازیابی مس (۷۵/۷۶ درصد) را تحت شرایط عملیاتی موردبررسی داشته است.

۳) نقش افزودن عوامل احیایی شامل نمک‌های نیترات منیزیم، نیترات آهن (III) و کلرید آلومینیوم و نیز پودر فلزی آهن و منیزیم به همراه سولفور در مرحله خردایش (سولفیداسیون مکانوشیمیایی) در غلظت‌های مختلف موردبررسی قرار گرفت. نتایج نشان داد که:

الف) میزان ۰/۲ درصد نیترات منیزیم در استفاده این عامل احیایی به همراه سولفور ۰/۵ درصد بیشترین کارایی جدایش (حدود ۶۲ درصد) را با بازیابی مس حدود ۷۶/۲۸ درصد داشته است.

ب) از دیگر عوامل احیاء کننده‌ی استفاده‌شده نیترات آهن (III) بود که مقدار ۰/۵ درصد آن به همراه ۰/۵ درصد سولفور بالاترین کارایی جدایش را با بازیابی مس ۸۳/۲۳ درصد نسبت به دیگر مقادیر حاصل نمود.

ج) استفاده ۰/۵ درصد نمک کلرید آلومینیوم به‌عنوان عامل احیایی به همراه ۰/۵ درصد سولفور نسبت به دیگر مقادیر این نمک عملکرد بهتری (ترکیب کارایی جدایش و بازیابی مس) را برای فلوتاسیون داشته است.

د) بیشترین کارایی جدایش و بازیابی برای پودر فلزی منیزیم همانند نیترات منیزیم در مخلوط ۰/۲ درصد منیزیم و ۰/۵ درصد سولفور در آسیا به دست آمد. درحالی‌که برای پودر فلزی آهن هر چه مقدار پودر آهن با ۰/۵ درصد سولفور بیشتر می‌شد، کارایی جدایش و بازیابی نیز افزایش می‌یافت.

ه) به‌طور کلی ترکیب ۰/۲ درصد نیترات منیزیم با ۰/۵ درصد سولفور بیشترین کارایی جدایش و ترکیب ۰/۵ درصد نیترات آهن (III) به همراه ۰/۵ درصد سولفور بیشترین بازیابی را خواهد داشت.

۴) نتایج این مطالعه نشان داد یکی از پارامترهای بسیار مهم که تأثیر فراوانی بر سولفیداسیون مس اکسیدی در مرحله خردایش می‌گذارد، pH پالپ در محیط آسیای گلوله‌ای است و بیشترین کارایی جدایش و بازیابی مس در محدوده pH، ۷/۵ تا ۸/۵ مشاهده می‌شود. بیشترین بازیابی در pH خردایش ۷/۵ و کارایی جدایش در pH برابر ۸/۵ به دست آمد.

۵) تأثیر زمان خردایش بر سولفیداسیون مکانوشیمیایی نشان داد که با افزایش زمان خردایش از زمان ماند بهینه (۲۲ دقیقه) به دلیل افزایش نرمه تولیدی در حین خردایش، میزان کارایی جدایش کاهش اما بازیابی مس افزایش یافت.

۶) بعد از تعیین شرایط مطلوب سولفیداسیون مکانوشیمیایی با سولفور، بهینه‌سازی و ارزیابی پارامترهای مؤثر بر مرحله فلوتاسیون برای رسیدن به حداکثر بازیابی مس با استفاده از روش طراحی آماری آزمایش‌ها، روش سطح پاسخ (طرح مرکب مرکزی) با به‌کارگیری نرم‌افزار Design Expert 7 انجام شد. نتایج نشان داد که:

الف) اثرات متقابل بین کف‌ساز و سرعت هم‌زدن پالپ، pH و سرعت هم‌زدن و کلکتور و کف‌ساز به‌شدت بر بازیابی مس تأثیر داشته‌اند.

ب) از بین اثرات خطی، به ترتیب مقدار کف‌ساز، pH و میزان کلکتور بیشترین تأثیر و سرعت هم‌زنی کمترین تأثیر را بر بازیابی مس نشان داده‌اند. همچنین سرعت هم‌زنی بیشترین تأثیر را به‌صورت درجه دومی داشته است.

ج) بیشترین بازیابی مس (حدود ۹۲/۷۵ درصد) تحت شرایط pH برابر ۱۰، سرعت هم‌زنی ۱۰۰۰ دور در دقیقه، میزان کلکتور ۷۰ گرم بر تن، سیلیکات سدیم ۹۰ گرم بر تن و کف‌ساز ۷ گرم بر تن به دست آمد. برای تأیید اعتبارسنجی مقادیر پیشنهادی نرم‌افزار هم، ۲ آزمایش در شرایط بهینه پیش‌بینی‌شده انجام شد که متوسط بازیابی مس ۹۰/۱۶ درصد به دست آمد که بیانگر اعتبار شرایط

بهینه پیشنهادی بود.

۵-۳- پیشنهادها

۱) با توجه به نتایج مثبت بدست آمده از افزودن سولفور و عوامل احیایی به مرحله‌ی خردایش (فرآیند سولفوراسیون مکانوشیمیایی) بر عملکرد فلوتاسیون کانه مس عباس‌آباد، پیشنهاد می‌گردد که شرایط مطلوب سولفیداسیون مکانوشیمیایی در مدار فرآوری معدن مس عباس‌آباد پیاده‌سازی و نتایج آن مقایسه گردد.

۲) در این تحقیق تعدادی از عوامل مانند سولفور، نیترات منیزیم، کلرید آلومینیوم و پودر فلزی آهن و منیزیم در سولفیداسیون مکانوشیمیایی کانه اکسید مس مورد بررسی قرار گرفت. پیشنهاد می‌شود که تعدادی از عوامل سولفیداسیون و احیاء کننده‌ی دیگر از جمله هیدروسولفید سدیم، سولفات آمونیوم، کربن و فسفر مورد بررسی و مطالعه قرار گیرد.

۳) از آنجایی که در فرآوری مس عباس‌آباد، فرآیند سولفوراسیون با سولفید سدیم انجام می‌گیرد و نیز در این تحقیق افزودن سولفید سدیم به آسیای گلوله‌ای قبل از فلوتاسیون نتیجه‌ی بسیار مثبتی داشته است، پیشنهاد می‌شود که تأثیر افزودن سولفید سدیم به آسیا بر عملکرد فلوتاسیون مورد بررسی قرار گیرد.

۴) تکنیک‌های سولفیداسیون دیگر مانند سولفیداسیون هیدروترمال، سولفیداسیون تشویه نیز در فرآوری مس عباس‌آباد به روش فلوتاسیون مطالعه شود و با نتایج سولفیداسیون مکانوشیمیایی مقایسه شود.

منابع

منابع و مأخذ

- [۱] رضایی ب.، (۱۳۷۵)، فلوتاسیون، تهران، انتشارات دانشگاه هرمزگان.
- [2] Davidson M.S., (2009), An investigation of copper recovery from a sulphide oxide ore with a mixed collector system, Queen's University Kingston, Ontario, Canada.
- [۳] حیدری م.، (۱۳۹۱)، مطالعه ژئوشیمی، ایزوتوپ‌های پایدار گوگرد و ژنز کانسار مس معدن بزرگ، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشکده علوم پایه، دانشگاه بوعلی سینا.
- [۴] بولاتویچ اس.م.، (۱۳۹۲)، راهنمای واکنشگرهای فلوتاسیون، جلد اول شامل شیمی، تئوری و عملیات، ترجمه: کلینی. سید محمدجواد، سلطانی. فراز، کیانی نیا. یاسر. چاپ اول سال.
- [5] Fuerstenau D.W., Herrera-Urbina R. and McGlashan D.W., (2000), Studies on the applicability of chelating agents as universal collectors for copper minerals, *International Journal of Mineral Processing*, 58 (1): 15-33.
- [۶] بنیسی ص.، (۱۳۸۸)، مسائل کاربردی فرآوری مواد معدنی، انتشارات دانشگاه هرمزگان.
- [۷] طاهری ب.، (۱۳۹۲)، "فلوتاسیون با کنترل پتانسیل کانی‌های سولفیدی مس با استفاده از واکنش‌گرهای گوگرددار" پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه تربیت مدرس تهران.
- [8] Ou L.M. and Yin B.Y., (2012), A Flotation Technique for a Sulfide-Oxidized Cu-Co Mixed Ore, *Advanced Materials Research*, 402: 564-571.
- [9] Kalichini, M. (2015), A study of the flotation characteristics of a complex copper ore, University of Cape Town, <http://hdl.handle.net/11427/16196>
- [10] Tsuzuki, T. and McCormick, P.G (2004), Mechanochemical synthesis of nanoparticles, *Journal of Materials Science*, 39: 5143-5146.
- [11] Suryanarayana C., (2001), Mechanical alloying and milling, *Progress in Materials Science*, 46: 1-184.
- [12] Benjamin J.S., (1970), Dispersion strengthened superalloys by mechanical alloying, *Metallurgical transactions*, 1(10): 2943-2951.
- [۱۳] پور قهرمانی ب.، (۱۳۸۸)، مکانوشیمی به‌عنوان شاخه‌ای از علم کانه‌آرایی و پتانسیل آن در تهیه مواد پیشرفته، هفتمین کنفرانس دانشجویی مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی سهند.
- [14] Jones M.H. and Woodcock J.T., (1978), Optimization and control of laboratory sulphidization of oxidized copper ores with an ion selective electrode, *Proceedings of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy*, 266: 11-19.
- [15] Raghavan S., Adamec E. and Lee L., (1984), Sulfidization and flotation of chrysocolla and brochantite, *International Journal of Mineral Processing*, 12(1-3): 173-191.
- [16] Hanson J.S. and Fuerstenau D.W., (1991), The electrochemical and flotation

behavior chalcocite and mixed oxide/sulfide ores, *International Journal of Mineral Processing*, 33(1-4): 33-47.

[۱۷] کارگر، ع. (۱۳۷۴)، شناسایی عوامل مؤثر در کاهش درصد مس در باطله تغلیظ مس سرچشمه و بازیابی این عنصر از باطله، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه علم و صنعت.

[18] McCormick P.G. and Froes F.H., (1998), The fundamentals of mechanochemical processing, *JOM*, 50(11): 61-65.

[19] Clark D., Newell J., Chilman G. and Capps P., (2006), Improving flotation recovery of copper sulphides by nitrogen gas and sulphidization conditioning, *Minerals Engineering*, 13: 1197-1206.

[20] Wang J., Lu J., Zhang Q. and Saito F., (2003), Mechanochemical sulfidization of nonferrous metal oxides by grinding with sulfur and iron, *Industrial & Engineering Chemistry Research*, 42: 5813-5818.

[21] Kongolo K., Kipoka M., Minanga K., Mpoyo M., (2003), Improving the efficiency of oxide copper-cobalt ores flotation by combination of sulphidisers, *Minerals engineering*, 16: 1023-1026.

[22] Ziyadanogullari R. and Aydin F., (2005), A New Application For Flotation Of Oxidized Copper Ore, *Journal of Minerals & Materials Characterization & Engineering*, 4(2): 67-73.

[23] Wang J., Zhang Q., Saito F., (2007), Improvement in the floatability of CuO by dry grinding with sulphur, *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*, 302: 494-497.

[24] Lee K., Archibald D., McLean J. and Reuter M.A., (2009), Flotation of mixed copper oxide and sulphide minerals with xanthate and hydroxamate collectors, *Minerals Engineering*, 22: 395-401.

[۲۵] مرعشی، م. (۱۳۸۸)، احیاء مکانوشیمیایی اکسیدهای مس و روی در حضور کربن و آلومینیوم، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه فردوسی مشهد.

[۲۶] عطفی آ و همکاران. (۱۳۸۸)، مطالعه و بررسی پریارسازی کانسنگ سولفیدی-اکسیدی سرب کم‌عیار به روش‌های فلوتاسیون و ثقلی، *مجله مهندسی معدن*، دوره ۴، شماره ۸، صفحه ۳۹-۴۹.

[27] Phetla T.P. and Muzenda E., (2010), A multistage sulphidisation flotation procedure for a low grade malachite copper ore. *World Academy of Science, Engineering and Technology*, 70: 255-261.

[28] Yuan W., Li J., Zhang Q. and Saito F., (2012), Mechanochemical sulfidization of lead oxides by grinding with sulfur, *Powder Technology*, 230; 63-66.

[29] Ke Y., Chai L.Y., Liang Y.J., Min X.B., Yang Z.H., Chen J. and Yuan S., (2013), Sulfidation of heavy-metal-containing metallurgical residue in wet-milling processing, *Minerals Engineering*, 53: 136-143.

[30] Xiong F., Li Y., Zhang Z. and Lan Y., (2013), Flotation response of the refractory yangle copper oxide ores with hydroxamate collectors, *Advanced Materials Research*, 803: 131-136.

[31] Ge B., Fu Y. and Li, Q., (2013), A copper oxide ore treatment by flotation. *Advanced Materials Research*, 813: 230-233.

[32] Chai L., Liang Y., Ke Y., Min X., Tang C., Zhang H, Xie X. and Yuan C., (2013), Mechano-chemical sulfidization of zinc oxide by grinding with sulfur and reductive additives, *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 231129_1138.

[33] Paquot F.X. and Ngulube C., (2015), Development and optimization of mixed sulphide/oxide copper ore treatment at Kansanshi, *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 115: 1253-1258.

[34] Corin K.C., Kalichini M., Connor C.T.O. and Simukanga S., (2017), The recovery of oxide copper minerals from a complex copper ore by sulphidisation, *Minerals Engineering*, 102: 15-17.

[۳۵] زارع، ا. (۱۳۹۶)، بررسی تأثیر کانی‌های اکسیدی مس بر بازیابی مدار فلوتاسیون کارخانه تغلیظ مس سونگون و ارائه راهکارهایی جهت افزایش بازیابی، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود.

[36] Zhao L., Min C., Xuwei L., Zhiwu L., Jun Q., Pengwu H., Qiwu Z. and Fumio S., (2017), Surface modification of basic copper carbonate by mechanochemical processing with sulfur and ammonium sulfate, *Advanced Powder Technology*, 28: 1877–1881.

[37] Adams R.W., (1986), *Mining Chemicals Handbook: Mineral Dressing Notes*, No. 26. American Cyanamid Company.

[38] Zhou R. and Chander S. (1993), Kinetics of sulfidization of malachite in hydrosulfide and tetrasulfide solutions, *International Journal of Mineral Processing*. 37: 257–272.

[39] Zhao G., Wang S. and Zhong H., (2015), Study on the activation of scheelite and wolframite by lead nitrate, *Minerals*, 5(2): 247–258.

[40] Sun W., Su J., Zhang G. and Hu Y., (2015), Separation of sulfide lead-zinc-silver ore under low alkalinity condition, *Journal of Central South University*, 19: 2307–2315.

[41] Katsuura H., Inoue T., Hiraoka M. and Sakai S., (1996), Full-scale plant study on fly ash treatment by the acid extraction process, *Waste Manage*, 16: 491-499.

[42] Bulatovic S.M. and Wyslouzil D.M., (1985), Selection of reagent scheme to treat massive sulfide ores. *Proc. Symp. TMS/AIME and CIM, San Diego*, 101–137.

[43] Malghan S.G., (1989), Treatment methods for difficult-to-float copper porphyry ores, *Mining Engineering, Sep.*, 905-910.

[44] Newell A.J.H. and Skinner W.M., (2007), D.J. Bradshaw, Restoring the floatability of oxidised sulfides using sulfidisation, *International Journal of Mineral Processing*, 84: 108–117.

- [45] Castro S., Soto H., Goldfarb J. and Laskowski J., (1974), Sulphidizing reactions in the flotation of oxidized copper minerals, II. Role of the adsorption and oxidation of sodium sulphide in the flotation of chrysocolla and malachite, *International Journal of Mineral Processing*, 1(2): 151–161.
- [46] Soto H. and Laskowski J. (1973), Redox conditions in the flotation of malachite with sulphidizing agent. *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy Section C (T I Min Metall C.)* 82: 153–157.
- [47] Laskowski J., Fuerstenau D.W., Gonzalez G. and Urbina R.H., (1985), Studies on the Flotation of Chrysocolla, *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 2: 135–155.
- [48] Feng Q., Wen S., Zhao W., Wang Y. and Cui C., (2015), Contribution of chloride ions to the sulfidization flotation of cerussite, *Minerals Engineering*, 83: 128–135.
- [49] Rao S. and Finch J. (1989), A review of water re-use in flotation, *Minerals Engineering*, 2: 65–85.
- [50] Slatter K.A., Plint N.D., Cole M., Dilsook V., De Vaux D., Palm N. and Oostendorp B., (2009), Water management in Anglo Platinum process operations: effects of water quality on process operations, *International Mine Water Management Conference*, At Pretoria, South Africa, 19th – 23rd October, Pretoria (South Africa), pp. 46–55
- [51] Lascelles D., Finch J.A. and Sui C., (2003), Depressant action of Ca and Mg on flotation of Cu activated sphalerite, *Canadian Metallurgical Quarterly*, 42: 133-140.
- [52] Boujounoui K., Abidi A., Bacaoui A., El Amari K. and Yaacoubi A., (2015) The influence of water quality on the flotation performance of complex sulphide ores: case study at Hajar Mine, Morocco, *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 115: 1243-1251.
- [53] Bıçak Ö., Ekmekçi Z., Can M. and Öztürk Y., (2012), The effect of water chemistry on froth stability and surface chemistry of the flotation of a Cu–Zn sulfide ore, *International Journal of Mineral Processing*, 102: 32-37.
- [54] Doyle F.M., (2003), Ion flotation its potential for hydrometallurgical operations, *International Journal of Mineral Processing*, 72(1-4): 387-399.
- [55] Bruckard W.J., Sparrow G.J. and Woodcock J.T., (2011), A review of the effects of the grinding environment on the flotation of copper sulphides, *International Journal of Mineral Processing*, 100(1-2): 1-13.
- [56] Muzenda E., (2010), An investigation into the effect of water quality on flotation Performance *World Academy of Science Engineering and Technology*, 45: 237–241.
- [57] Jie Z., Weiqing W., Jing L., Yang H., Qiming F. and Hong Z., (2014), Fe (III) as an activator for the flotation of spodumene, albite, and quartz minerals, *Minerals Engineering*, 61: 16-22.

- [58] Hirajima T., Suyantara G.P.W., Ichikawa O., Elmahdy A.M., Miki H. and Sasaki K., (2016), Effect of Mg^{2+} and Ca^{2+} as divalent seawater cations on the floatability of molybdenite and chalcopyrite, *Minerals Engineering*, 96–97: 83–93.
- [59] Ejtemaei M., Irannajad M. and Gharabaghi M., (2012), Role of dissolved mineral species in selective flotation of smithsonite from quartz using oleate as collector, *International Journal of Mineral Processing*, 114–117: 40–47.
- [60] Yu F.-S., Wang Y.-H., Wang J.-M., Xie Z.-F. and Zhang L., (2014), First-principle investigation on mechanism of Ca ion activating flotation of spodumene, *Rare Metals*, 33: 358–362.
- [61] Henry C.L., Dalton C.N., Scruton L. and Craig V.S.J., (2006), Ion-specific coalescence of bubbles in mixed electrolyte solutions, *Journal of Physical Chemistry C*, 11(2): 1015-1023.
- [62] Bournival G., Pugh R.J. and Ata S., (2012), Examination of NaCl and MIBC as bubble coalescence inhibitor in relation to froth flotation, *Minerals Engineering*, 25: 47–53.
- [63] Cho Y. and Laskowski J., (2002), Effect of flotation frothers on bubble size and foam stability, *International Journal of Mineral Processing*, 64: 69–80.
- [64] Laskowski J.S., Castro S. and Ramos O., (2014), Effect of seawater main components on frothability in the flotation of Cu-Mo sulfide ore, *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 50: 17-29.
- [65] Castro S., Miranda C., Toledo P. and Laskowski J.S., (2013), Effect of frothers on bubble coalescence and foaming in electrolyte solutions and seawater, *International Journal of Mineral Processing*, 124: 8–14.
- [66] Miettinen T., Ralston J. and Fornasiero D., (2010), The limits of fine particle flotation, *Minerals Engineering*, 23: 420–437.
- [67] Hewitt D., Fornasiero D. and Ralston J., (1994), Bubble particle attachment efficiency, *Minerals Engineering*, 7: 657–665.
- [68] Quinn J.J., Kracht W., Gomez C.O., Gagnon C. and Finch J.A., (2007), Comparing the effect of salts and frother (MIBC) on gas dispersion and froth properties, *Minerals Engineering*, 20: 1296–1302.
- [69] Castro S., Gaytan H. and Goldfarb J., (1976), The stabilizing effect of Na_2S on the collector coating of chrysocolla, *International Journal of Mineral Processing*, 3(1): 71-82.
- [70] Jorjani E., Barkhordari H.R., Tayebi Khorami M. and Fazeli A., (2011), Effects of aluminosilicate minerals on copper-molybdenum Flotation from Sarcheshmeh porphyry ores, *Minerals Engineering*, 24: 754–759.
- [71] Barkhordari H.R., Jorjani E., Eslami A. and Noaparast M., (2009), Occurrence mechanism of silicate and aluminosilicate minerals in Sarcheshmeh copper flotation concentrate, *International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials*, 16: 494–499.

[۷۲] شفائی س.ض.، (۱۳۸۳)، استفاده از طراحی آماری آزمایش‌ها در تحقیقات مهندسی، نخستین همایش فراوری مواد معدنی.

[73] Myers R.H. and Montgomery D.C. (2002), Response surface methodology: process and product optimization using designed experiments, 2nd Ed. John Wiley & Sons, New York.

[74] Montgomery D.C., (2001), Design and Analysis of Experiments, New York: John Wiley & Sons.

[75] Bezera M.A., Santelli R.E., Oliveira E.P., Villar L.S. and Escaleira L.A., (2008), Review response surface methodology (RSM) as a tool for optimization in analytical chemistry, Talanta, 76(5): 965-977.

[۷۶] شاه‌چراغی، س.ه.، عبداللهی، م.، خالصی، م. (۱۳۹۳)، بررسی تأثیر پارامترهای عملیاتی بر سینتیک فلوتاسیون مس در مرحله رافر، نشریه علمی پژوهشی مهندسی معدن، دوره نهم، شماره ۲۲، صفحه ۱ تا ۱۲.

[77] Fuerstenau M.C., Miller J.D. and Kuhn M.C., (1985), Chemistry of Flotation, American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc., New York, p. 132.

Abstract:

Abbas Abad copper ore is in both oxide and sulphide forms and their simultaneous flotation does not have suitable efficiency due to different behavior between oxide and sulphide minerals. Therefore, mechanochemical sulfidization process was used as a new method to sulfidize the oxide copper in the grinding stage. In this research, the influence of adding sulfur into ball mill as mechanochemical sulfidization agent and the role of reductive additives including magnesium nitrate, iron nitrate (III) and aluminum chloride salts as well as iron and magnesium metal powders in different concentrations were investigated on the copper flotation and the optimal values were determined. The results indicated to obtain the suitable d_{80} (90 microns), the optimum grinding time is 22 minutes. The addition of sulfur with 0.5% of feed weight into ball mill had the highest separation efficiency and copper recovery (75.76%) in the optimum time of grinding. Also, investigations showed that based on the feed weight percentage, 0.2% magnesium nitrate, 0.5% iron nitrate (III), 0.5% aluminum chloride and 0.2% magnesium metal powder had the best performance of flotation compared to other values. In general, 0.2% magnesium nitrate compounded with 0.5% sulfur had the most separation efficiency (62%) and the combination of 0.5% iron nitrate (III) with 0.5% sulfur had the highest copper recovery (83.23%). After determining the desirable condition of mechanochemical sulfidization, response surface statistical model (RSM) was applied to optimize and evaluate the important factors affecting the flotation such as pH, agitation speed and the consumption amount of chemicals including collector, frother and depressant. The results demonstrated that copper recovery depended strongly on the interactive effects between frother and pulp agitation speed, pH and agitation speed, and collector and frother. Also, the maximum copper recovery (92.75%) was obtained at the pH of 10, agitation speed of 1000 rpm, collector amount of 70 g/ton, sodium silicate value of 90 g/ton and frother amount of 7 g/ton.

Keywords: Mechanochemical sulfidization, Reductive additives, Grinding, Flotation, Copper recovery, Separation efficiency



Shahrood University of Technology
Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering

M.Sc. Thesis in Mineral Processing

**Investigating the Influence of Mechanochemical Sulfidization
on Oxide Copper Recovery by Flotation Method
Case Study: Abbas Abad Copper Mine**

By:

Mojtaba Masdarian

Supervisor:

Dr. Asghar Azizi

Advisor:

Dr. Zahra Bahri

January 2019