

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد مهندسی فرآوری مواد معدنی

بهبود بازیابی فرآوری کانی‌های مس اکسیدی به روش فلو تاسیون در مجتمع مس سرچشمه

نگارنده فاطمه کریم‌نژاد

اساتید راهنما

دکتر محمد کارآموزیان

دکتر محمد جهانی چگنی

مشاور صنعتی

مهندس محمد محمودی میمند

مهر ۱۴۰۰

شماره: ۴۰۴۲۱۴۴
تاریخ: ۱۴۰۲/۰۹/۲۴
ویرایش:

باسمه تعالی
فرمهای ارزشیابی پایان نامه کارشناسی ارشد
مربوط به ورودی‌های ۹۴ به بعد

مدیریت تحصیلات تکمیلی



فرم شماره (۳) صورتجلسه نهایی دفاع از پایان نامه دوره کارشناسی ارشد

با نام و یاد خداوند متعال، ارزیابی جلسه دفاع از پایان نامه کارشناسی ارشد خانم / آقای فاطمه کریم نژاد با شماره دانشجویی ۹۸۱۰۰۶۴ رشته مهندسی معدن گرایش فراوری مواد معدنی تحت عنوان .. بهبود بازیابی فرآوری کانی‌های مس اکسیدی به روش فلوتاسیون در مجتمع مس سرچشمه.. که در تاریخ ۱۴۰۰/۷/۲۶ با حضور هیأت محترم داوران در دانشگاه صنعتی شاهرود برگزار شد به شرح ذیل اعلام می‌گردد:

الف) درجه عالی: نمره ۱۹-۲۰ ☒ ب) درجه خیلی خوب: نمره ۱۸/۹۹ - ۱۸ ☐ ج) درجه خوب: نمره ۱۷/۹۹ - ۱۶ ☐ د) درجه متوسط: نمره ۱۵/۹۹ - ۱۴ ☐ ه) کمتر از ۱۴ غیر قابل قبول و نیاز به دفاع مجدد دارد ☐ نوع تحقیق: نظری ☐ عملی ☒			
عضو هیأت داوران	نام و نام خانوادگی	مرتبه علمی	امضاء
۱- استاد راهنمای اول	دکتر محمد کارآموزیان	دانشیار	
۲- استاد راهنمای دوم	دکتر محمد جهانی چگنی	استادیار	
۳- استاد مشاور	-	-	-
۴- استاد داور اول	دکتر اصغر عزیزی	دانشیار	
۵- استاد داور دوم	دکتر کیومرث سیف پناهی	دانشیار	
۶- نماینده تحصیلات تکمیلی	دکتر رامین رفیعی	استادیار	

نام و نام خانوادگی رئیس دانشکده:
تاریخ و امضاء و مهر دانشکده:

تقدیم به خانواده عزیزم که همیشه یاری دهنده و همراه من بوده‌اند.

تشکر و قدردانی

سرانجام این پروژه به پایان رسید و من از اساتید بزرگوام جناب دکتر محمد کارآموزیان و جناب دکتر محمد جهانی چگنی که در طول این تحقیق راهنما و راهگشای اینجانب بوده‌اند نهایت تشکر و قدردانی را دارم.

از جناب دکتر اصغر عزیزی به خاطر راهنمایی‌های ارزنده ایشان در طول انجام پروژه نهایت تشکر را دارم. از جناب آقای مهندس محمد محمودی میمند مشاورصنعتی بنده به خاطر تمام راهنمایی‌هایی که در طول تحقیق انجام داده‌اند و از هیچ تلاشی جهت کمک به بنده فروگذار نکرده‌اند و در تمام مدت انجام پایان‌نامه لطف ایشان شامل حالمان بود تشکر می‌کنم.

همچنین از آقای مهندس عیسی حیدرزهی، آقای مهندس حسن مومنی و خانم مهندس عالمه حیدری دوستان گرامیم که در طول انجام تحقیق و انجام تست‌های فلوتاسیون و نمونه‌گیری‌های انجام‌شده کمک و همراه بنده بوده‌اند تشکر می‌کنم.

در پایان از پدر و مادر عزیزم و خواهرهای نازنینم مرضیه، فریده و شکری به خاطر تمام همراهی‌ها و دلگرمی‌هایی که در طول انجام پروژه برای من داشته است صمیمانه تشکر می‌کنم.

تعهدنامه

اینجانب **فاطمه کریم‌نژاد** دانشجوی کارشناسی‌ارشد رشته مهندسی فرآوری مواد معدنی دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده رساله **بهبود بازیابی فرآوری کانی‌های مس اکسیدی به روش فلوتاسیون در مجتمع مس سرچشمه تحت راهنمایی دکتر محمد کارآموزیان و دکتر محمد جهانی چگنی** متعهد می‌شوم:

- تحقیقات این پایان‌نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است.
- در استفاده از نتایج پژوهش‌های محقق‌های دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است.
- مطالب مندرج در پایان‌نامه تاکنون توسط خود یا افراد دیگر برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارائه نشده است.
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج پایان‌نامه تأثیرگذار بوده‌اند رعایت شده است.
- در کلیه مراحل انجام این پایان‌نامه، در مواردی که به حوزه اطلاعات شخصی افراد دسترسی یافته یا استفاده شده است اصل رازداری، ضوابط و اصول اخلاق انسانی رعایت شده است.

امضاء:

تاریخ:

مالکیت نتایج و حق نشر

کلیه حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات مستخرج، کتاب، برنامه‌های رایانه‌ای، نرم‌افزارها و تجهیزات ساخته شده است) متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می‌باشد. این مطلب باید به نحو مقتضی در تولیدات علمی مربوطه ذکر شود. استفاده از اطلاعات و نتایج موجود در پایان‌نامه بدون ذکر مرجع مجاز نمی‌باشد.

چکیده:

در مطالعه انجام شده با شناسایی کانسنگ‌های اکسیدی مس موجود در نمونه‌های تهیه شده از سه معدن مس سرچشمه، درآلو و دره‌زار روش فرآوری مس اکسیدی با استفاده از فلوتاسیون بررسی شد، هدف از این کار بهبود بازیابی فرآوری کانی‌های مس اکسیدی به روش فلوتاسیون است که با استفاده از روش‌های متفاوت و همچنین استفاده از انواع مواد شیمیایی از جمله PAX و هیدروکسیمات موجود برای این نمونه‌ها با دستورکارهای متفاوت بوده و در شرایط آزمایشی مشخص با ارزیابی جداسازی مس اکسیدی با استفاده از آزمایش‌ها انجام شده می‌باشد.

در این تحقیق آزمایش‌های اولیه با شرایط معمول کارخانه انجام شدند و سپس با استفاده از دستورکارهای آماده شده در متن روش‌های گوناگونی برای جداسازی مس اکسیدی و بهبود بازیابی آن بررسی شد و نتایج آن‌ها با شرایط اولیه کارخانه مقایسه شدند. در ادامه با محاسبه بازیابی به دست آمده از هر روش و آزمایش‌های انجام شده و همچنین تحلیل نتایج و ارائه آن‌ها با استفاده از نمودارهای ستونی برای هر کدام از نمونه‌ها نمایش داده شد که بیشترین مقدار بازیابی کلی مس برای نمونه دره‌زار با مقدار ۹۱/۵ مس و ۸۳/۸ برای بخش اکسیدی نمونه بود و نمونه خاک درآلو با بیشترین بازیابی کلی ۷۹/۸۹ و بازیابی بخش اکسیدی ۴۴/۹ و همچنین نمونه سرچشمه با بازیابی کلی مس ۵۷ درصد و بازیابی مس اکسیدی ۵۵ درصد ارائه شد.

کلمات کلیدی: کانسنگ مس اکسیدی، فلوتاسیون، بهبود بازیابی مس، PAX و هیدروکسیمات،

سرچشمه، دره‌زار و درآلو

فهرست مطالب:

۱- فصل اول کلیات تحقیق.....	۱
۱-۱- مقدمه	۲
۱-۱-۱- مس در طبیعت	۲
۲-۱- مشخصات عمومی مجتمع مس سرچشمه	۲
۱-۲-۱- موقعیت جغرافیایی، آب و هوایی و مورفولوژی معدن مس سرچشمه	۲
۳-۱- کانی‌های اقتصادی مس	۳
۴-۱- روش‌های فرآوری کانسنگ‌های مس	۵
۱-۴-۱- فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی	۶
۲-۴-۱- فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس	۷
۵-۱- خواص شناورسازی کانی‌های اکسیدی مس	۸
۱-۵-۱- استحصال مس از کانه‌های سولفیدی با روش پیرومتالورژی	۹
۲-۵-۱- استحصال مس از کانه‌های اکسیدی با روش هیدرومتالورژی	۱۰
۳-۵-۱- روش مکانوشیمیایی	۱۱
۶-۱- بیان مسئله	۱۱
۷-۱- اهداف و ضرورت تحقیق	۱۲
۸-۱- ساختار پایان‌نامه	۱۳
۲- فصل دوم مروری بر تحقیقات گذشته.....	۱۵
۱-۲- مقدمه	۱۶
۲-۲- مروری بر تحقیقات پیشین	۱۶
۳-۲- کارهای انجام‌شده در این تحقیق	۲۶
۳- فصل سوم روش‌ها، تجهیزات و مواد شیمیایی.....	۲۷
۱-۳- مقدمه	۲۸
۲-۳- تهیه و آماده‌سازی نمونه	۲۸
۳-۳- آنالیز شیمیایی نمونه XRD، XRF	۳۰
۴-۳- محاسبه چگالی جامد	۳۱
۵-۳- محاسبه زمان خردایش آسیای گلوله‌ای آزمایشگاهی	۳۳

۳-۶- مواد شیمیایی مصرف شده در آزمایش های فلوتاسیون	۳۶
۳-۷- روش انجام آزمایش ها	۳۶
۳-۸- روش های استفاده شده برای فلوتاسیون مس اکسیدی	۳۷
۳-۸-۱- استفاده از هیدروکسیمات برای بهبود فراوری مس اکسیدی	۳۸
۳-۸-۲- استفاده از روش های مکانوشیمیایی	۳۹
۳-۸-۳- استفاده از فرآیند سولفیداسیون	۴۱
۳-۸-۴- استفاده از ترکیب روش های ذکر شده و امتحان مواد شیمیایی متفاوت	۴۲
۴- فصل چهارم تحلیل نتایج.....	۴۳
۴-۱- مقدمه	۴۴
۴-۲- دستورالعمل آزمایش های انجام شده	۴۴
۴-۲-۱- انجام تست های اولیه با شرایط معمول کارخانه	۴۴
۴-۲-۲- فلوتاسیون مکانوشیمیایی	۴۵
۴-۲-۳- فلوتاسیون با استفاده از هیدروکسیمات و Z_{11}	۴۷
۴-۲-۴- فلوتاسیون با استفاده از هیدروکسیمات و Z_6	۴۹
۴-۲-۵- فلوتاسیون با استفاده از سولفیدسديم، هیدروکسیمات و Z_6	۵۱
۴-۲-۶- آزمایش های بهینه سازی انجام شده روی خاک دره زار	۵۳
۴-۲-۷- آزمایش سنتیکی انجام شده روی نمونه های سرچشمه و دره زار	۵۶
۴-۲-۸- نرمه گیری	۵۸
۴-۲-۹- آزمایش های بررسی شده روی خاک در آلو	۵۹
۵- فصل پنجم خلاصه، نتیجه گیری و پیشنهادها.....	۶۵
۵-۱- مقدمه:	۶۶
۵-۲- خلاصه	۶۶
۵-۳- نتیجه گیری:	۶۹
۵-۱- پیشنهادها	۷۰
منابع:	۷۱

فهرست جداول:

جدول ۱-۱- برخی از کانی‌های اقتصادی مس [۱].....	۴
جدول ۱-۲- خلاصه‌ای از مرور بر تحقیقات پیشین.....	۲۵
جدول ۱-۳- آزمون صحت تقسیم نمونه خاک سرچشمه.....	۲۹
جدول ۲-۳- آزمون صحت تقسیم خاک دره‌زار.....	۳۰
جدول ۳-۳- نتایج آنالیز XRF خوراک فلوتاسیون.....	۳۰
جدول ۴-۳- نتایج آنالیز XRD خوراک فلوتاسیون.....	۳۱
جدول ۵-۳- محاسبه چگالی نمونه خاک دره‌زار.....	۳۲
جدول ۶-۳- محاسبه چگالی نمونه سرچشمه.....	۳۲
جدول ۷-۳- درصد عبوری مواد از سرنده ۲۰۰ مش نمونه خاک سرچشمه.....	۳۴
جدول ۸-۳- درصد عبوری مواد از سرنده ۲۰۰ مش نمونه خاک دره‌زار.....	۳۵
جدول ۹-۳- مشخصات مواد شیمیایی مورد استفاده در آزمایش‌ها.....	۳۶
جدول ۱۰-۳- شرایط استفاده از هیدروکسیمات‌ها برای بهبود بازیابی مس اکسیدی.....	۳۹
جدول ۱۱-۳- شرایط اعمال شده ثابت در انجام آزمایش‌های فلوتاسیون.....	۴۰
جدول ۱۲-۳- نوع و مقدار مصرف مواد شیمیایی در انجام آزمایش.....	۴۱
جدول ۱-۴- اسامی و مقدار مواد شیمیایی مورد استفاده در آزمایش‌ها مربوط به شرایط کارخانه.....	۴۴
جدول ۲-۴- مواد افزودنی احیاکننده جهت سولفیداسیون در آسیا.....	۴۶
جدول ۳-۴- مواد شیمیایی و زمان ماند مورد نیاز جهت انجام تست فلوتاسیون.....	۴۶
جدول ۴-۴- نحوه ترکیب مقادیر بهینه عوامل احیاکننده جهت سولفیداسیون.....	۴۶
جدول ۵-۴- شرایط استفاده از هیدروکسیمات برای بهبود بازیابی مس اکسیدی.....	۴۷
جدول ۶-۴- نوع و مقدار مواد شیمیایی موردنظر.....	۵۰
جدول ۷-۴- شرایط انجام آزمایش و نوع و مقدار مواد شیمیایی موردنظر در این قسمت.....	۵۱
جدول ۸-۴- نوع و مقدار مواد شیمیایی مصرف شده.....	۵۲
جدول ۹-۴- نوع و مقدار مواد شیمیایی استفاده شده در آزمایش‌ها بهینه‌سازی دره‌زار.....	۵۴
جدول ۱۰-۴- نوع و مقدار مواد شیمیایی مصرفی در آزمایش‌های مرحله دوم.....	۵۵
جدول ۱۱-۴- شرایط انجام آزمایش‌ها سنتیکی و مقدار و نوع مواد شیمیایی.....	۵۶
جدول ۱۲-۴- محاسبه چگالی ذرات کوچکتر از ۲۵ میکرون.....	۵۹

جدول ۴-۱۳- شرایط انجام آزمایش و نوع و مقدار مواد شیمیایی موردنظر روی خاک درآلو..... ۶۰

جدول ۴-۱۴- آزمایش‌های مرحله دوم روی نمونه خاک معدن درآلو..... ۶۱

جدول ۴-۱۵- آزمایش‌های مرحله سوم روی نمونه خاک معدن درآلو..... ۶۲

فهرست شکل‌ها:

- شکل ۳-۱- درصد عبوری مواد از سرند ۷۴ میکرون در خاک سرچشمه ۳۵
- شکل ۳-۲- درصد عبوری مواد از سرند ۷۴ میکرون در نمونه خاک دره‌زار ۳۵
- شکل ۳-۳- سلول فلوتاسیون مورد استفاده در آزمایش‌ها ۳۷
- شکل ۴-۱- مقایسه بازیابی مس در دو نمونه خاک موجود ۴۵
- شکل ۴-۲- مقدار بهبود بازیابی مس با استفاده از روش مکانوشیمیایی در شرایط بهینه ۴۷
- شکل ۴-۳- مقایسه بازیابی مس در آزمایش‌های انجام‌شده با هیدروکسیمات، سولفید سدیم و Z_{11} در خاک سرچشمه ۴۸
- شکل ۴-۴- مقایسه بازیابی مس در آزمایش‌های انجام‌شده با هیدروکسیمات، هیدرو سولفید سدیم و Z_{11} در خاک سرچشمه ۴۹
- شکل ۴-۵- مقدار بهبود بازیابی مس با استفاده از فلوتاسیون با استفاده از هیدروکسیمات و Z_6 در نمونه خاک سرچشمه ۵۰
- شکل ۴-۶- مقدار بهبود بازیابی مس با استفاده از فلوتاسیون با استفاده از هیدروکسیمات و Z_6 در نمونه خاک دره‌زار ۵۱
- شکل ۴-۷- مقدار بهبود بازیابی مس در صورت وجود سولفید سدیم ۵۲
- شکل ۴-۸- نتایج حاصل از آزمایش‌ها مرحله دوم با استفاده از سیلیکات سدیم و سدیم هیدروکسید سولفید ۵۳
- شکل ۴-۹- مقایسه نتایج به دست آمده در آزمایش‌های انجام‌شده روی خاک دره‌زار در مرحله اول ۵۴
- شکل ۴-۱۰- نتایج حاصل از آزمایش‌های فلوتاسیون مرحله دوم در نمونه خاک دره‌زار ۵۵
- شکل ۴-۱۱- مقادیر بازیابی مشاهده‌شده در آزمایش سنتیکی در نمونه خاک دره‌زار ۵۷
- شکل ۴-۱۲- مقادیر بازیابی مشاهده‌شده در آزمایش سنتیکی در نمونه خاک دره‌زار ۵۷
- شکل ۴-۱۳- مقادیر بازیابی محاسبه‌شده در مرحله نرمه‌گیری ۵۹
- شکل ۴-۱۴- مقایسه نتایج به دست آمده روی خاک درآلو و مقدار بهبود بازیابی مس در این نمونه ۶۰
- شکل ۴-۱۵- مقایسه نتایج به دست آمده روی خاک درآلو در مرحله دوم از آزمایش‌ها ۶۲
- شکل ۴-۱۶- مقایسه نتایج به دست آمده روی خاک درآلو در مرحله سوم از آزمایش‌ها ۶۳

فصل اول

کلیات تحقیق

۱-۱-مقدمه

۱-۱-۱-مس در طبیعت

مس در طبیعت به صورت خالص، سولفیدی یا اکسیدی موجود است که بیشتر به صورت کانی‌های سولفیدی مانند کالکوپیریت، بورنیت و کالکوسیت یافت می‌شود. مس طبیعی در حالت آزاد به صورت توده‌های بزرگ یا به شکل ذرات پراکنده در سنگ‌های آذرین در قشر زمین به وجود آمده است. مقدار این نوع مس در طبیعت زیاد نیست و فقط در بعضی از نقاط دنیا مانند نواحی دریاچه‌ی سوپریور در ایالات متحده آمریکا، در کشور بولیوی، چین، شیلی و ایران دیده شده است. عیار آن ۵/۱٪ اگر به صورت توده‌ای باشد، و اگر به صورت ذرات پراکنده باشد، در حدود ۱ می‌باشد.

کانه‌های اکسیدی مس بیشتر در قشری از زمین که نزدیک به سطح است، یافت می‌شوند و در اثر تغییرات جوی و واکنش‌های شیمیایی که در رگه‌های سولفیدی مس صورت می‌گیرد، به وجود می‌آیند، بر روی کان‌های سولفیدی اثر کرده CuO به وجود می‌آید. از طرف دیگر، آب‌های طبیعی به تدریج آن‌ها را به کربنات، اکسید، سولفات و گاهی اوقات آن‌ها را به سیلیکات مس تبدیل می‌کند. کان‌های سولفیدی مس که مهم‌ترین بخش مربوط به کان‌سنگ‌های مس را تشکیل می‌دهند، در حدود ۸۰٪ از کانی‌های مس دنیا را شامل می‌شوند. بیشترین تجمعات کانی‌زایی مس جهان، در میشیگان و آریزونا، آمریکا، آلمان، روسیه و استرالیا دیده می‌شود [۱].

۱-۲-مشخصات عمومی مجتمع مس سرچشمه

۱-۲-۱-موقعیت جغرافیایی، آب و هوایی و مورفولوژی معدن مس سرچشمه

معدن مس سرچشمه یکی از مهم‌ترین معادن مس - مولیبدن پورفیری در سطح جهان می‌باشد. این معدن در ۱۶۰ کیلومتری جنوب غرب کرمان و ۵۰ کیلومتری جنوب غرب رفسنجان و در مجموعه ارتفاعات بند ممراز پاریز از توابع این شهرستان و در طول جغرافیایی 55° و 53° و شرقی به عرض

جغرافیایی ۵۸' و ۲۹° شمالی و در ارتفاع ۲۶۰۰ متری از سطح دریا واقع گردیده است. راه‌های دسترسی به معدن از طریق جاده‌های آسفalte کرمان- رفسنجان - شهر بابک و کرمان- رفسنجان- پاریز- سیرجان می‌باشد و فاصله آن تا بندرعباس ۴۳۷ کیلومتر است. ارتفاع این ناحیه از سطح دریا به طور متوسط ۲۶۲۰ متر است و بلندترین نقطه آن از سطح دریا ۳۲۸۰ متر ارتفاع دارد. معدن مس سرچشمه به علت قرارگرفتن در مناطق کوهستانی، منطقه‌ای سردسیر و معتدل محسوب می‌شود. طول دوره سرما در منطقه، طولانی همراه با بارش برف، باران و وزش بادهای سرد می‌باشد و تابستان ملایم و معتدل دارد. تغییرات سالیانه درجه حرارت از ۱۵- تا ۳۲+ درجه سانتی گراد می‌باشد.

۱-۳- کانی‌های اقتصادی مس

بیش از ۱۲۰ نوع کانی مس تا به حال شناخته شده است اما کانی‌هایی که اهمیت اقتصادی دارند بیش از ۱۷ مورد نمی‌باشند. برخی از کانی‌های اقتصادی مس در جدول ۱-۱ آورده شده‌اند.

از مهم‌ترین این کانی‌ها می‌توان مس فلزی، کالکوپیریت، بورنیت، کالکوسیت، کوولیت، مالاکیت و آزوریت را نام برد. کانی‌های ثانویه در کانسنگ سولفیدی و نزدیک سطح زمین، در دو منطقه یافت می‌شوند. در زون اکسیده، آب حاوی اکسیژن، اکسیدهای مس، نمک‌های نیم محلول (کربنات‌ها و سولفات‌ها) و سیلیکات‌ها را تشکیل می‌دهد. در منطقه عمیق‌تر، محلول‌های حاوی مس به دست آمده از این نمک‌ها، به سولفیدهای ثانویه مس (کالکوسیت و کوولیت) تبدیل می‌شود.

جدول ۱۰۰- برخی از کانی‌های اقتصادی مس [۱].

نوع ترکیب	نام کانی	فرمول شیمیایی	محتوی مس (%)
کربنات	آزوریت	$\text{Cu}_2(\text{OH})_2(\text{CO}_3)_2$	۵۵/۳
	مالاکیت	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	۵۷/۴
هیدروکسی کلرید	آتاکامیت	$\text{Cu}_2\text{Cl}(\text{OH})_3$	۴۴/۶
هیدروکسی سیلیکات	کریزوکلا	$\text{CuO} \cdot \text{SiO}_2$	۱۰-۳۶
اکسید	کوپریت	Cu_2O	۸۸/۸۸
	تنوریت	CuO	۸۰
سولفات	آنتلریت	$\text{Cu}_3(\text{OH})_2\text{SO}_4$	۵۴
	بروکانتیت	$\text{Cu}_4(\text{OH})_6\text{SO}_4$	۵۶/۶
سولفید	کالکوسیت	Cu_2S	۷۹/۹
	کالکوپیریت	CuFeS_2	۳۴/۶
	بورنیت	Cu_5FeS_4	۶۳/۳
	کولیت	CuS	۶۶/۵
مس طبیعی	مس خالص	Cu	۹۲-۱۰۰

در اکثر موارد، کانسنگ‌های اکسیدی مس شامل بیش از یک کانی مس می‌باشند و معمولاً همراه با کانی‌های سولفیدی مس یافت می‌شوند. از دید فرآوری کانسارهای اکسیدی مس به پنج دسته زیر تقسیم می‌شوند:

- کانسارهای اکسیدی مس که در این کانسارها عمدتاً مالاکیت با مقادیر زیاد اکسید کبالت وجود دارد. براساس ترکیب کانی‌شناسی، این کانسارها به دو زیر مجموعه تقسیم می‌شوند: الف) کانسارهای اکسیدی حاوی باطله دولومیت و کربنات با مقادیر بسیار جزیی سیلیس و ب)

کانسارهای اکسیدی که عمدتاً شامل باطله سیلیسی هستند. در این نوع کانسنگ، ترکیب باطله نقش بسیار مهمی در انتخاب واکنشگرها برای کانه‌آرایی کانسنگ دارد.

■ کانسارهای اکسیدی مس مرکب نوع ۱، کانی‌های مس که در این نوع کانسار وجود دارند شامل مالاکیت، کریزوکلا و مقدار کمی تنوریت می‌باشند و آن‌هایی که شامل باطله کربناتی هستند دارای نرمه رسی هستند.

■ کانسارهای اکسیدی مس مرکب-نوع ۲، در مقابل تیپ ۱، این تیپ کانساری به طور عمده شامل کانی‌های اکسیدی کوپریت، مالاکیت و آزوریت و حاوی باطله کربناتی و معمولاً مقادیر زیادی نرمه رسی می‌باشند.

■ کانسارهای سولفیدی - اکسیدی مرکب مس: این نوع کانسارها که هم شامل اکسیدهای مس و هم شامل سولفیدهای مس هستند از نظر استحصال جزء پیچیده‌ترین کانسارها می‌باشند. کانی‌های حاوی مس عمده در این نوع کانسارها شامل بورنیت، کالکوسیت، کوولیت، مالاکیت، کوپریت و کریزوکلاست و در بعضی مواقع ممکن است مقادیری هم کبالت داشته باشد.

■ کانسارهای اکسیدی طلا - مس: معمولاً این کانسارها فراوان نیستند اما به علت حضور طلا از ارزش زیادی برخوردار می‌باشد. مس در این نوع کانسارها معمولاً به شکل کوپریت، مس خالص، آنتلریت و تنوریت ظاهر می‌شود. مشکل عمده این نوع کانسارها وجود مقادیر زیادی نرمه رسی در فرم هیدروکسید آهن و ایلیت می‌باشد.

اکثر کانسارهای ذکرشده در زامبیا و کاتانگا و برخی از آن‌ها نیز در شیلی، پرو، کانادا و ایالات متحده یافت شده است [۲].

۱-۴- روش‌های فرآوری کانسنگ‌های مس

بطور کلی، برای استخراج فلزات از روش‌های کانه‌آرایی، پیرومتالورژی و هیدرومتالورژی استفاده می‌شود. روش پیرومتالورژی برای استخراج فلزات از سنگ‌های سولفیدی و پرعیار بکار می‌رود. این روش قدیمی

بوده و امروزه به دلیل ۱- کمیاب شدن سنگ‌های پر عیار ۲- هزینه‌های بالا به علت انرژی مصرفی بالا ۳- مشکلات زیست‌محیطی، مورد استفاده صنعت قرار نمی‌گیرد. هیدرومتالورژی، تکنولوژی استخراج فلزات از سنگ معدن توسط محلول آبی می‌باشد. این محلول آبی، توانایی حل کردن فلز در کانی موردنظر را دارد. سنگ‌های مورد استفاده در این روش، می‌توانند کم عیار یا پرعیار باشند. این روش از نقطه نظر زیست‌محیطی نسبت به روش‌های دیگر از مزایای بیشتری برخوردار است [۳].

۱-۴-۱- فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی

فلوتاسیون به عنوان یک فرآیند انتخابی برای بازیابی کانی‌های سولفیدی مورد استفاده قرار گرفته است. بیش از ۹۰ درصد کانی‌های سولفیدی با استفاده از روش فلوتاسیون فرآوری می‌شود. باین حال فرآیند فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی، یک فرآیند بسیار پیچیده. کانی باارزش، تحت چندین واکنش شیمیایی و فیزیکی قرار می‌گیرد. جدایش کانی‌های سولفیدی مبتنی بر دو اصل بسیار مهم است؛ ۱- شناخت کامل از ترکیب کانی‌شناسی، درجه آزادی مطلوب و حد جدایش. ۲- کنترل شیمی پالپ. لازمه کنترل شیمی پالپ، تسلط کامل بر ماهیت واکنش‌ها از دو دیدگاه ترمودینامیکی و سینتیکی است. کانی‌های سولفیدی توسط کلکتورهای سولفیدریلی که ممکن است زنجیر کربنی کوتاهی داشته باشند، قابلیت شناور شدن را دارند. علت آن را می‌توان در اثر عوامل مختلفی دانست. نخست آنکه یون سولفور موجود در سطح، در زمان آماده‌سازی و فلوتاسیون، کمتر توسط اکسیژن اکسید می‌شود. در این حالت آبرانی این کانی‌ها بیشتر از کانی‌های اکسیدی می‌شود. همچنین بین یون‌های فلزات سنگین و کلکتورهای سولفیدریلی با زنجیر کربنی کوتاه، در غلظت‌های کم، نمک‌های نامحلولی ایجاد می‌گردد. سرانجام بعضی از کلکتورهای سولفیدریلی در اثر واکنش اکسیداسیون، تشکیل ترکیباتی مثل دی گزنتوژن و دی فسفاتوژن را در سطح بعضی از کانی‌های سولفیدی می‌دهند. مکانیزم جذب کلکتور روی سطح سولفیدها جذب شیمیایی و الکتروشیمیایی است.

بیشتر کانی‌های سولفیدی مس مانند کالکوپریت و کالکوسیت به راحتی به روش فلوتاسیون قابل جدایش هستند. کانی‌های بورنیت، انارژیت و کوولیت که جزو کانی‌های مس می‌باشند، نسبت به کانی‌های اصلی مس یعنی کالکوپریت و کالکوسیت کمتر در سنگ معدن مس دیده می‌شوند. کانی‌های سولفیدی مس معمولاً با پیریت همراه بوده و گانگ همراه سیلیس، کلسیت و انواع کانی‌های سیلیکاته می‌باشد. روش جدایش این کانی‌ها از باطله همراه و بویژه از پیریت، از مهم‌ترین مراحل جدایش مس است. برای پرعیارسازی کانی‌های سولفیدی مس از کلکتورهای سولفیدریلی استفاده می‌شود و گزینت‌های سدیم‌ایزوبوتیل و پتاسیم‌آمیل از بهترین نوع کلکتورهای مس می‌باشند. برای فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی مس pH باید قلیایی ($pH > 8$) باشد. برای تنظیم pH بیشتر از آهک استفاده می‌شود. نقش دیگر آهک بازداشت‌کننده پیریت ($pH = 10$) می‌باشد. از کف‌سازهای روغن کاج، اسید کریزلیک، کف‌سازهای الکلی و پلی گلیکول برای فلوتاسیون این کانی‌ها استفاده می‌شود [۴،۵].

۱-۴-۲- فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس

کانی‌های مس اکسیدی در مقابل مواد شیمیایی مورد استفاده برای جدایش کانی‌های سولفیدی مس پاسخ مناسبی نمی‌دهند. در این حالت مقدار مصرف کلکتور بالا بوده و انتخابیت و بازیابی پایین است. انحلال‌پذیری کانی‌های مس اکسیدی و سولفیدی به‌طور قابل‌توجهی باهم متفاوت می‌باشد که در این میان کانی‌های مس اکسیدی انحلال‌پذیری بیشتری دارند [۹،۸]. ساختار کریستالی بر قابلیت شناورسازی کانی‌های اکسیدی تأثیر می‌گذارد. مقاومت مکانیکی، نسبت انحلال‌پذیری، هیدراتاسیون و قابلیت دسترسی به یون مس، مشتقات ساختار کریستالی کانی‌ها هستند [۱۰]. مقاومت مکانیکی پایین سطح این کانی‌ها را می‌توان با شناورسازی مالاکیست با استفاده از گزینتات نشان داد. در این حالت مقدار بازیابی مالاکیست بسیار پایین است. البته برای این کار باید تلاطم در داخل سلول فلوتاسیون حداقل باشد [۸]. فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی به پارامترهای زیادی مانند خواص الکتریکی سطح کانی، وزن مولکولی کلکتور، حلالیت کانی، امکان تشکیل نمک کلکتور و حلالیت این نمک، بستگی دارد [۷،۱۱]. این کانی‌ها

به دلیل همراه بودن با مقادیر بالای رس، تولید نرمه زیاد، همراه بودن با اکسیدهای آهن و در تماس بودن با ذخایر سولفیدی، دارای قابلیت فلوتاسیون پایینی هستند. یکی از مهم‌ترین مشکلات فلوتاسیون مس اکسیدی در مقیاس صنعتی این است که قابلیت شناورسازی این کانی‌ها وابستگی شدیدی به کانی‌شناسی کانسار و ترکیب باطله دارد. قابلیت شناورسازی مس اکسیدی که دارای باطله کربناته و دولومیتی هستند به‌طور قابل ملاحظه‌ای با مس اکسیدی که دارای باطله سیلیکاته هستند، متفاوت است. با وجود این مشکلات، در سال‌های اخیر به دلیل کاهش منابع مس، استفاده از ذخایر اکسیدی مس مورد توجه قرار گرفته است.

۱-۵- خواص شناورسازی کانی‌های اکسیدی مس

شرایط فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس به چند عامل بستگی دارد که در زیر برخی از آن‌ها آورده شده است:

ترکیب شیمیایی و ساختار فیزیکی کانی‌های اکسیدی مس و ترکیب یونی فاز پالپ نقش مهمی در قابلیت شناورسازی انواع کانی‌های اکسیدی مختلف بازی می‌کند. با توجه به این که کانی‌های اکسیدی مس، متخلخل و در برخی موارد در آب محلول هستند و این که در حین خردایش تمایل به ایجاد نرمه دارند، فلوتاسیون آن‌ها نسبتاً مشکل است. [۱۱،۴].

اجزای تشکیل‌دهنده باطله و طبیعت آن‌ها گاهی اوقات در تعیین عوامل موثر در انتخاب روند فرآوری از سنگ معدن اکسید مس نقش مهمی بازی می‌کنند. کانسارهای شدیداً هوازده معمولاً حاوی مقادیر زیادی نرمه هستند که نقش منفی در قابلیت شناورسازی کانی‌های اکسیدی مس دارد. همچنین تفاوت قابل ملاحظه‌ای در قابلیت شناورسازی کانسارهای حاوی کربنات و سیلیکات می‌باشد.

مقاومت مکانیکی لایه‌های سطحی اکثر کانی‌های اکسیدی مس ضعیف است بنابراین سطح این نوع کانی‌ها می‌تواند با ایجاد تلاطم و سایش در داخل سلول فلوتاسیون، شناورسازی را دچار مشکل کند [۱۲].

خواص شناورسازی کانی‌های اکسیدی با هم تفاوت‌هایی دارند که در زیر به برخی از آن‌ها اشاره شده است:

گونه‌های مختلفی از مالاکیت وجود دارند. این کانی به سختی شناور می‌شود و به خوبی شناخته شده است که می‌تواند با کلکتورهای آنیونی شناور شود، اما پاسخ ضعیفی به روش سولفیدی کردن می‌دهد.

کوپریت با ۸۸٪ مس، ممکن است در برخی کانسنگ‌ها همراه با مالاکیت و تنوریت یافت شود. کوپریت می‌تواند با روش سولفیدی کردن یا فلوتاسیون آنیونی شناور شود. خواص شناورسازی کوپریت اندکی متفاوت از مالاکیت است، به طور مثال، در استفاده از روش سولفیدی کردن برای شناورسازی کوپریت به غلظت‌های بالاتری از عامل سولفیدی‌کننده نیاز است. در برخی از کانسنگ‌ها، کوپریت به عنوان کانی اصلی است. معمولاً این کانسنگ‌ها حاوی مقادیر قابل ملاحظه‌ای نرمة و کانی‌های رسی هستند.

آزوریت با محتوی ۵۵/۳٪ مس، معمولاً در مقادیر کم همراه با مالاکیت در برخی کانسارهای زامبیا و کنگو یافت می‌شود. در مقیاس‌های آزمایشگاهی و صنعتی، خواص شناورسازی آزوریت مشابه با مالاکیت است [۱۳].

۱-۵-۱- استحصال مس از کانه‌های سولفیدی با روش پیرومتالورژی

تقریباً ۸۰٪ کانی مس اولیه دنیا به صورت کانه‌های سولفیدی است. سولفیدها به سهولت تحت عملیات هیدرومتالورژیکی قرار نمی‌گیرند، زیرا به راحتی حل نمی‌شوند. بنابراین قسمت اعظم استخراج مس

توسط روش‌های پیرومتالورژی یا حرارتی با کانی پرعیار شده مس انجام می‌شوند. عمل استحصال فلز شامل مراحل زیر می‌باشد:

۱- پرعیار کردن به روش فلوتاسیون، ۲- تشویه (مرحله اختیاری)، ۳- ذوب به صورت مات (در کوره‌های دمشی، شعله‌ای، الکتریکی یا تشعشی)، ۴- مرحله تبدیل به مس حفره‌دار، محصول نهایی این مراحل متوالی مس ناخالص حفره‌دار است که باید قبل از ساخت و کاربرد، پالایش گرمایی (شعله‌ای) و الکترولیتی شود.

۱-۵-۲- استحصال مس از کانه‌های اکسیدی با روش هیدرومتالورژی

اگر چه مس اغلب اوقات به شکل سولفیدی یافت می‌شود، به شکل کربنات‌ها، اکسیدها، سیلیکات‌ها و سولفات‌ها، به ویژه در آفریقا، نیز وجود دارد. اغلب کانی‌های اکسیدی به طریقه موثرتری تحت عملیات هیدرومتالورژیکی، یعنی انحلال در اسید سولفوریک و به دنبال آن رسوب یا استخراج الکتریکی مس از محلول، قرار می‌گیرند.

در صنعت مس، برای فروشویی، عمدتاً از اسید سولفوریک در مقیاس وسیع استفاده می‌شود، زیرا این نوع اسید، به مقدار زیاد در کارخانه‌های ذوب کانسنگ‌های مس سولفیدی تولید می‌شود. استفاده از اسید سولفوریک به عنوان عامل انحلال، بشرطی توجیه‌پذیر است که باطله، کانسنگ کربناتی نباشد زیرا در غیر این صورت، مصرف اسید بالا رفته و پروژه را غیر اقتصادی می‌سازد. در این شرایط می‌توان از عوامل انحلال دیگر مانند بازها استفاده کرد. فروشویی قلیایی نسبت به نوع اسیدی انتخابی‌تر عمل کرده و روی باطله‌ها اثر کمتری می‌گذارد اما بدلیل نبود اطلاعات کافی در این زمینه و همچنین نحوه حمل و نقل و بازیافت عامل انحلال کمتر مورد توجه قرار گرفته است [۱۴].

۱-۵-۳-روش مکانوشیمیایی

در فرآیندهای مکانوشیمیایی از انرژی مکانیکی برای فعال‌سازی و افزایش واکنش‌پذیری مواد به واسطه گسترش و تغییرات ساختمانی استفاده می‌شود. 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 پی‌درپی 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. بنابراین روش مکانوشیمیایی بر مبنای وقوع واکنش‌های شیمیایی در اثر فعال‌سازی مکانیکی در طول آسیا کاری بنا نهاده شده است [۱۵ و ۱۶].

۱-۶-بیان مسئله

کانسارهای اکسیدی مس اغلب در مناطق هوازده ذخایر سولفیدی یافت می‌شوند و بخش قابل‌توجهی از ذخایر حاوی مخلوطی از کانی‌های سولفیدی و اکسیدی است.

اکنون در فرآوری ذخایر کوچک بسته به فراوانی کانی‌های اکسیدی و سولفیدی، یکی از روش‌های هیدرومتالورژی - الکترووینینگ یا فلوتاسیون - پیرومتالورژی استفاده می‌شود و در مواردی که کانسنگ حاوی عناصر باارزش به ویژه طلا باشد، روش فلوتاسیون با توجه به پتانسیل بازیابی عناصر با ارزش از اولویت برخوردار است. علاوه بر این کانسنگ‌های اکسیدی مس با گانگ کربناته، مصرف‌کننده مقادیر زیادی اسید بوده و فرآیند استحصال هیدرومتالورژیکی آن‌ها با چالش اقتصادی مواجه است. بنابراین استحصال مس از آن‌ها در مرحله اول نیازمند پری‌ارسازی کانی‌های مس به روش فلوتاسیون است.

بنابراین موثرترین و کم‌هزینه‌ترین روش برای فرآوری کانسنگ‌های مس اکسیدی حاوی عناصر با ارزش و کانسنگ‌های مس سولفیدی - اکسیدی، فلوتاسیون می‌باشد. بنابراین بازیابی همزمان کانی‌های سولفیدی و اکسیدی مس به روش فلوتاسیون می‌تواند منجر به پایین آمدن هزینه‌های سرمایه‌گذاری و عملیاتی شود [۱۷].

۱-۷- اهداف و ضرورت تحقیق

کانی‌های اکسیدی بخشی از کانسارهای مس را تشکیل می‌دهند که نمی‌توان با کلکتورهای مرسوم فلوتاسیون مانند گزنتات‌ها آن‌ها را جداسازی کرد. در دهه‌های گذشته کلکتورهای بسیار زیادی برای فلوتاسیون مستقیم (بدون سولفیداسیون) کانی‌های مس اکسیدی مورد ارزیابی قرار گرفته است، که بیشترین مورد بررسی شده آلکیل‌هیدروکسیمات (AHX) است. در حالی که مقالات بسیار زیادی در مورد اثر متقابل هیدروکسیمات با تک کانی وجود دارد، تحقیقات اندکی در مورد جنبه‌های عملی استفاده از هیدروکسیمات‌ها در فلوتاسیون سنگ معدن انجام شده است، که هدف از این تحقیق بررسی عملکرد انواع کلکتورها و بررسی و به دست آوردن شرایط بهینه و بهبود بازیابی موردنظر در این فرآیندها می‌باشد. در همین راستا با مشخص کردن مقادیر بهینه از کلکتورهای گزنتات و هیدروکسیمات و مقدار جذب گزنتات در سطح کانی‌های اکسیدی موجود بوده و می‌توان شرایط بهینه‌ای در این رابطه پیدا کرده و مقدار بازیابی را بهبود بخشید.

پس از بررسی تحقیقات صورت گرفته در رابطه با فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس، در نظر است که از کلکتورهای مختلف برای استفاده در فلوتاسیون مس اکسیدی در نمونه‌های موردنظر استفاده کرده و با بهینه‌سازی شرایط، فرآوری کانی‌های اکسیدی را بهبود بخشید. به این منظور از سنگ معادن مختلف با درصد مس اکسیدی متفاوت نمونه آزمایشگاهی تهیه و جهت انجام آزمون‌های فلوتاسیون خردایش و آماده‌سازی می‌گردد. در این راستا نمونه‌های موردنظر برای تعیین درصد عناصر در خوراک آنالیز

می‌شوند. از این‌رو برای انجام تست فلوتاسیون باید ابتدا اندازه‌های ذرات را کنترل کرد و سپس با به‌دست آوردن حجم آب و درصد جامد و مقدار مواد شیمیایی مربوطه به مقدار بازیابی بهینه دست یافت.

۸-۱- ساختار پایان‌نامه

این تحقیق در ۵ فصل ارائه می‌شود. در فصل اول، مقدمه‌ای در ارتباط با مس و روش‌های فرآوری آن و اهداف کلی از اجرای این تحقیق ارائه شده است. در فصل دوم، با مروری بر تحقیقات انجام‌شده، تعدادی از آن‌ها مورد بحث و بررسی قرار گرفته و نقاط ضعف و قوت آن‌ها بیان گردیده است. مواد و روش‌های بکار گرفته شده در این تحقیق در فصل سوم مطرح می‌شوند. در این فصل، به معرفی مختصر معدن، نمونه‌گیری، خردایش، آنالیز سرنندی، توزیع عیار مطالعات میکروسکوپی مقاطع نازک، XRF و XRD در طبقات ابعادی مختلف، اشاره شده است که نتیجه این مطالعات، شناخت صحیح از کانسنگ اکسیدی می‌باشد و در پایان این فصل به واکنشگرهای مورد استفاده و نحوه انجام آزمایش‌های فلوتاسیون اشاره می‌شود. در فصل چهارم، نتایج آزمایش‌های فلوتاسیون جهت به دست آوردن شرایط بهینه آورده شده است. این نتایج به صورت منحنی‌های بازیابی بر حسب تک‌تک پارامترها و همچنین اثرات تداخلی آن‌ها در صورت امکان ترسیم و در نهایت تحلیل‌های آماری آن‌ها مورد بررسی قرار گرفته است. خلاصه نتایج حاصل از این تحقیق به همراه پیشنهادها و صورت‌گرفته جهت تحقیقات بعدی در فصل پنجم اشاره شده است.

فصل دوم

مروری بر تحقیقات گذشته

۲-۱- مقدمه

روش فرآوری کانی‌های اکسیدی و سولفیدی مس با توجه به ماهیت آن‌ها متفاوت است اما در حالت مخلوط بیشتر از روش فلوتاسیون استفاده می‌شود. در این حالت از کلکتورهای خاصی استفاده می‌شود که توانایی شناورسازی همزمان کانی اکسیدی و سولفیدی را داشته باشند، همچنین برای فعال‌سازی سطح کانی اکسیدی از فعال‌کننده‌های خاصی با عنوان عوامل سولفیدکننده استفاده می‌شود تا کلکتورهای مورد استفاده برای فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی بتوانند کانی اکسیدی را نیز شناور کنند. در این بخش از پایان‌نامه به مرور کارهای انجام گرفته از ابتدای شروع فرآیند فلوتاسیون مس اکسیدی در ایران و خارج از کشور، پرداخته می‌شود.

۲-۲- مروری بر تحقیقات پیشین

وان ژونگ^۱ و همکاران در مورد مکانیسم و کاربرد فلوتاسیون سولفیدکننده‌های اکسید مس با کلکتورهای ترکیبی بررسی انجام دادند که اثر سدیم بوتیل گزانتات (NaBX) و دودسیلامین (DDA) به عنوان کلکتور ترکیبی در شناورسازی سولفیدکننده اکسید مس با تست فلوتاسیون بررسی شد، پروب پیرن فلورسنت^۲، پتانسیل زتا و تجزیه و تحلیل طیف‌سنجی مادون قرمز نتایج میکرو فلوتاسیون نشان می‌دهد که استفاده ترکیبی از NaBX + DDA اثر بهتری نسبت به استفاده از NaBX در pH ۷-۱۱ دارد و همین طور نشان داده شد که جذب شیمیایی، پیوند هیدروژن و اثر متقابل الکترواستاتیکی می‌تواند به جذب DDA NaBX در سطح مالاکیت کمک کند. در ضمن ممکن است در طی فرآیند جذب، کمپلکس‌های گزانتات مس و مس آمین تولید شوند [۱۸].

مجتبی مصدریان و همکاران سولفیداسیون مکانیکی شیمیایی سنگ معدن سولفید / اکسید مخلوط با هم زنی با گوگرد و مواد افزودنی از جمله نمک‌های $Mg(NO_3)_2$ و $Fe(NO_3)_3$ و پودرهای آهن،

¹ Wan-zhong

² Pyrene fluorescent probe

آلومینیوم و منیزیم برای اولین بار مورد بررسی قرار دادند. همچنین، تأثیر سولفیداسیون در طی فرآیند آسیاکنی مرطوب بر روی راندمان جداسازی و بازیافت مس به تفصیل مورد بررسی قرار گرفت. نتایج نشان داد که همبستگی با گوگرد صرفاً بهترین عملکرد شناورسازی را در مقدار ۰/۵ درصد وزنی داشت و این امر به وجود پیوند S-O در سطوح اکسیدهای مس نسبت داده شد. اثر زمان آسیاشدن و pH سولفیداسیون فقط با ۰/۵ درصد وزنی گوگرد تعیین شد و pH های ۷/۵ تا ۸/۵ بهترین نتیجه را به دست آورد. بیشترین بازیابی (۷۵/۷۶ درصد) و بازده جدایش (۶۳/۴۴ درصد) به ترتیب در pH ۷/۵ و ۸/۵ بدست آمد [۱۹].

کی لی^۱ و همکاران در سال ۲۰۰۹ بر روی شناورسازی مواد معدنی اکسید مس و سولفید مخلوط با گزانتات و کلکتورهای هیدروکسامات مطالعه‌ای انجام دادند، که در طی این مطالعه سنگ معدن استخراج شده از یک رسوب اولیه سولفید مس با ذخایر اضافی جداگانه اکسیدهای مس بود. همراه با Ausmelt، Minto در حال بررسی گزینه‌های بازیابی مواد معدنی اکسید مس و سولفید با استفاده از شناورسازی با ترکیب سنگ سولفید اولیه آن‌ها با سنگ معدن اکسید F,N. ترکیبی که در این تحقیق در مقیاس آزمایشگاهی مورد استفاده قرار گرفت ۷۰٪ سنگ سولفید و ۳۰٪ سنگ اکسید بر اساس وزن بود. سولفیدهای مس موجود در ترکیب، بورنیت و کالکوپیریت بودند، در حالی که اکسیدها مالاکیت و آزوریت جزئی بودند. در نهایت بازیابی که در فرآوری این ترکیب مس به دست آمد به ۹۵/۵ درصد رسید که در آن بازیابی مس از سنگ معدن با استفاده از مخلوطی از کلکتورها نسبت به بازیابی حاصل با استفاده از فقط گزانتات پس از کنترل سولفیداسیون نتیجه بهتری داد [۲۰].

رنفینگ^۲ و همکاران در سال ۲۰۱۹ بر روی یک کلکتور جدید برای افزایش موثر بازیابی در فلوتاسیون مرحله‌ای سنگ اکسید مس تحقیقاتی انجام دادند، که طی آن شناورسازی مرحله‌ای برای افزایش اثر بازیابی سنگ معدن اکسید مس فوق‌العاده ریز با نوع جدیدی از کلکتورها (C3-5، ZH-1) برای اولین بار

¹ K. Lee

² Renfeng Zhu

ارائه شد. روند و مکانیزم فلوتاسیون با استفاده از آزمون‌های فلوتاسیون، تجزیه و تحلیل سرعت جداسازی، آزمایش اندازه ذرات لیزر و تصاویر میکروسکوپی و همچنین تجزیه و تحلیل امکان‌سنجی اقتصادی مورد بررسی قرار گرفت. نشان داده شد که کلکتور ایزوآمیل سدیم گزانتات (ISX) توانایی جمع‌آوری خوبی را نشان می‌دهد (بازیابی برای آזורیت از ۹۵٪ فراتر رفت)، اما بهبودی برای ملاکیت (فقط نزدیک به ۸۰) بود، به دلیل توزیع اندازه ذرات مختلف نسبتاً پایین‌تر بود. نوع جدید گزانتات ZH-1 عملکرد جمع‌آوری بالایی را برای ملاکیت ریز دانه نشان داده است [۲۱].

محرم اسدی و همکاران توانستند طی یک اقدام عملیاتی موفق در فلوتاسیون با اکسید مس روش سولفیداسیون متوالی - فلوتاسیون، به نتایج جالبی دست پیدا کنند. یکی از چالش‌های اصلی در صنعت فرآوری اکسید مس اجرای روش شناورسازی برای کاهش هزینه‌های عملیاتی است. شناورسازی سولفیدکننده رایج‌ترین تکنیک مورد استفاده است که در آن از یک عامل سولفیداسیون برای سولفیداسیون سطح مواد معدنی اکسید استفاده می‌شود. در این تحقیق، از روش مذکور به ترتیب برای غلظت سنگ سیلیکات - کربنات حاوی ۳/۱٪ مس (ملاکیت) استفاده شد. افزودن سولفید سدیم و شناورسازی بعدی در سه مرحله متوالی به عنوان یک اقدام عملیاتی موفقیت‌آمیز برای حل این مشکل در آزمایش‌ها مشخص شد. در نهایت کنسانتره‌ای با عیار ۹/۲۸ و ۸۱/۱۵ درصد بهبودی تحت این شرایط بدست آمد. عیار کنسانتره بدست آمده در مرحله کلینر به ۲۴٪ رسید. بهبود کلی هر دو مرحله بیش از ۷۴ درصد بود [۲۲].

پیلن‌شن^۱ و همکاران اثر اتیلن دی آمین فسفات بر روی فلوتاسیون سولفیداسیون کریزوکلا بررسی کردند که در این مطالعه، اتیلن دی آمین فسفات EDP به عنوان یک فعال‌کننده برای بهبود سولفیداسیون و شناورسازی کریزوکلا استفاده شد. نتایج آزمایش میکرو فلوتاسیون نشان داد که EDP می‌تواند بازیابی فلوئاسیون کریزوکلا را تا حد زیادی افزایش دهد. اندازه‌گیری‌های BET و TEM تأیید کردند که ساختار

¹ Peilun Shen

متخلخل سطح کریزوکلا منجر به مصرف مقدار زیادی معرف می شود. در نهایت اندازه گیری های پتانسیل زتا بیشتر نشان داد که سطوح کریزوکلا فعال شده با EDP، گونه های سولفید و گونه های گزانتات بیشتری را جذب می کنند، در نتیجه قابلیت شناورسازی کریزوکلا را بهبود می بخشد [۲۳].

احمد و همکاران در رابطه با فلوتاسیون سنگ معدن سولفید مس اکسید شده تحقیقی انجام دادند، تحقیقات کانی شناسی نشان داد که سطح معدنی کالکوپیریت تحت اکسیداسیون و / یا تغییر شکل قرار گرفته است. بررسی میکروسکوپی نشان داد که درجه آزادسازی مواد معدنی مس در حدود ۱۵۰ میکرومتر بدست آمد. برای بررسی میزان قابلیت انباشت این سنگ معدن از یک روش سولفیداسیون، در مقیاس آزمایشگاهی استفاده شد. نتایج امیدوارکننده ای در pH ۱۲، کلکتور ۱۶ گرم در میلی گرم پتاسیم آمیل گزانتات، ۱۶ گرم در میلی گرم سولفید سدیم به عنوان عامل سولفیدکننده و درصد جامد ۲۰٪ با استفاده از روغن کاج به عنوان کف ساز به دست آمد. از سنجش خوراک فلوتاسیون ۲/۷٪ مس، یک کنسانتره مس با سنجش حدود ۲۳/۵٪ مس با بازیابی ۹۱/۵٪ فقط در یک مرحله رافر و یک مرحله کلینر به دست آمد [۲۴].

فیورستینا^۱ و همکاران مطالعاتی درباره کاربرد عوامل کلات^۲ به عنوان کلکتورهای جهانی برای مواد معدنی مس انجام دادند که اثر عوامل شیمیایی مس به عنوان کلکتور برای مواد معدنی اکسید مس و سولفید از طریق اندازه گیری زاویه تماس ارزیابی شده است. به دلیل ماهیت نامحلول بسیاری از این معرفهای آلی، استفاده از یک حلال مناسب برای تهیه محلول های آبی ضروری بود. نتایج زاویه تماس محدود به عنوان مقادیر متوسط برای محدوده pH که در آن فقط تماس محدود مشاهده شد. معرف های کلات مورد آزمایش با توجه به نوع اتم هایی که کاتیون فلزی را بهم پیوند می دهند و در بسته شدن حلقه کلات شرکت می کنند طبقه بندی شدند. N-O، O-O، S-N، S-S و N-N پنج نوع مختلف از عوامل

^۱ D.W. Fuerstenau

^۲ chelating agents

کلات مشخص شد. ثابت شد که این آخرین معرف خاصیت جمع‌آوری بسیار خوبی برای مواد معدنی اکسید مس و مس ناتئو دارد که دلیل اصلی آن طول زنجیره آلکیل آن است [۲۵].

تبوگو^۱ و همکاران یک روش فلوتاسیون چندمرحله‌ای سولفیداسیون برای سنگ معدن مس مالاکیت با عیار پایین را بررسی کردند که این مطالعه برای ایجاد یک روش فلوتاسیون برای یک سنگ معدن اکسید مس از یک منطقه در آفریقای مرکزی برای تولید کنسانتره مس ۱۸ درصد برای فرآوری با عیار پایین در حداکثر بازیابی از درجه خوراک مس ۴ درصد انجام شده است. بازیافت مس حاصل از کار آزمون با وجود تغییر در شرایط معرف (سولفیداسیون چند مرحله‌ای، استفاده از امولسیون و مخلوط RCA، استفاده از AM ۲۸ و غیره) کمتر از ۵۰٪ بود. بازیابی‌های ضعیف به کانی‌شناسی سنگ معدن نسبت داده می‌شود که سیلیکات‌های مس تقریباً ۷۰٪ (جرم) مواد معدنی مس موجود در آن را تشکیل می‌دهند. فلوتاسیون با استفاده از روش‌های معمول آن می‌تواند پیچیده و دشوار باشد. بهترین نتایج با استفاده از روش‌های اساسی سولفیداسیون، در دما و مدت زمان ماند بالا در فلوتاسیون به دست آمد [۲۶].

چین‌مینگ‌هی^۲ و همکاران در رابطه با فلوتاسیون اکسید مس با استفاده از مخلوط کلکتور اسید بنزوهیدروکسامیک و بوتیل گزنتات و اصول استفاده آن‌ها تحقیقی انجام دادند که اسید بنزوهیدروکسامیک با دندانه مضاعف می‌تواند با مس واکنش داده و کلات مس اسید هیدروکسیل اکسیم حلقوی تشکیل دهد، که نشان دهنده انتخاب خوب برای فلوتاسیون مواد معدنی اکسید مس، به ویژه برای مالاکیت بود. نتایج شناورسازی ماده معدنی خالص مالاکیت اثر جمع‌آوری هم افزایی قوی بین اسید هیدروکسیمیک و گزنتات با نسبت ۳/۵:۱ را نشان می‌دهد، هنگامی که از سولفید سدیم خاص به عنوان یک ماده جوشان در محدوده pH مطلوب استفاده شد، بازیابی مالاکیت ۹۵/۵ به دست آمد. با توجه به اثر جمع‌آوری هم افزایی، بازیابی شناور مالاکیت از فلوتاسیون سنگ معدن نسوز واقعی می‌تواند در شرایط مطلوب به بیش از ۹۲ درصد برسد، ۱۲ درصد بیشتر از بازیابی با کلکتورهای معمولی در تولیدات

¹ Tebogo

² Chun-ming He

صنعتی، شاخص‌های شناور کنسانتره مس بالا هستند، که منجر به بهره‌وری بالا از منابع اکسید مس می‌شود [۲۷].

رولینسون^۱ و همکاران بر روی فلوتاسیون مواد معدنی اکسید سولفید مس-کبالت با استفاده از گزنتات، دیتیوفسفات، تیوکاربامات و کلکتورهای مخلوط بررسی‌هایی انجام دادند که این مطالعه رفتار شناورسازی سنگ معدن اکسید - سولفید مخلوط را در جایی که مس در فازهای سولفیدها مانند بورنیت، کالکوپیریت و کالکوسیت و مراحل اکسید مانند مالاکیت و تا حدودی کریزوکلا میزبانی می‌کند، بررسی شد. سه ماده معدنی اکسید کبالت‌دار در سنگ معدن مخلوط مشاهده می‌شود، یعنی هتروژنیت، کلوزیت و کاپروآسبولان، در حالی که کارولیت تنها ماده معدنی سولفید کبالت است. از یک فرآیند فلوتاسیون دو مرحله‌ای رافر - اسکونجر استفاده شد که در آن ابتدا سولفیدها از سنگ معدن استخراج می‌شوند. در مرحله دوم، اکسیدها با استفاده از سولفیداسیون پتانسیل کنترل شده و پس از بازیابی آن‌ها فعال می‌شوند. آزمایش‌ها با طیف وسیعی از کلکتورهای از جمله گزنتات، فسفوردیتیوات، دیتیوفسفات، تیوکاربامات و نوع ترکیبی انجام می‌شود. یک کلکتور دیتیوفسفات با دستیابی به بازیابی ۹۴٪ کارولیت، بیش از ۹۰٪ سولفیدهای مس و ۷۰٪ مواد معدنی اکسید مس، موفق‌ترین مورد را نشان داد. بازیابی اکسیدهای کبالت با بازیابی تقریباً نیمی از کلوزیت و تنها ۲۰٪ هتروژنیت و کاپروآسبولان، موفقیت کمتری داشت. با وجود بهبودهایی که به طور کلی امیدوار کننده است، انتخاب فرآیند فلوتاسیون با تمام کنسانتره‌های حاوی مقدار قابل توجهی مواد معدنی کربنات و سیلیکات نسبتاً کم است [۲۸].

ویتیکا^۲ و همکاران در مورد بهینه‌سازی تراکم عملکرد و توزیع اندازه ذرات سرریز سیکلون برای افزایش بازیابی فلوتاسیون مواد معدنی سولفید مس و اکسید تحقیق کردند که در عملیات خود، معدن در تعیین عیار بهینه و چگالی عملکرد سرریز هیدروسیکلون برای دستیابی به عملکرد شناورسازی، دچار مشکل شده است. در تلاش برای بهبود این عملیات، تصمیم بر این شد که کار آزمایشی روی هیدروسیکلون‌های

¹ G.K. Rollinson

² L.K. Witika

مختلف با اندازه‌های ۰/۳۸۸ متر، ۰/۴۵۵ متر و ۰/۵۰۸ متر انجام شود. بعداً نتایج مطلوبی به دست آمد و روی دستگاه نصب شد. با وجود دادن نتایج رضایت بخش، نیاز به بررسی بیشتر برای تعیین تراکم و اندازه کار بود.

افزایش تراکم سرریز سیکلون، درصد عبور ۷۵ میکرومتر حداقل در محدوده ۱۰۸۰-۱۱۵۰ گرم در لیتر را کاهش می‌داد. علاوه بر این، هیدروسیکلون‌ها در چگالی کم خوراک، جداسازی بهتری ایجاد می‌کردند و از این رو در چگالی کم خوراک، بازده بالا بود. بار گردشی با افزایش تراکم خوراک و کاهش آسیاب افزایش یافته و عملکرد فلوتاسیون در هر دو مرحله رافر کانی‌های سولفید و اکسید مس با افزایش درجه ظرافت آسیا افزایش یافت، در شرایطی که چگالی ۱۵۰ گرم در لیتر و ۸۱/۴ درصد از ۷۵ میکرومتر بدست آمد [۲۹].

لی^۱ و همکاران بررسی بر روی جنبه‌های عملی بازیابی مس اکسید با هیدروکسیمات‌های آلکیل انجام دادند که نتایج قابل توجهی به دست آوردند از جمله اینکه هیدروکسیمات‌های آلکیل کلکتورهای خوبی برای مواد معدنی اکسید مس هستند که توسط مقالات زیادی منتشر شده است. مطالعات آن‌ها در مورد طیف گسترده‌ای از سنگ‌های معدنی مس از سراسر جهان نشان داد که هیدروکسیمات‌های آلکیل بسیاری از مواد معدنی اکسید مس را از یک سنگ معدن بازیابی می‌کنند. آن‌ها از نظر تجاری در دسترس هستند و مزایای بسیاری نسبت به فن‌آوری‌های جایگزین بازیابی مس اکسید دارند. با این وجود، از ظرفیت بالقوه هیدروکسیمات در صنعت استفاده نشده است. هدف از این مقاله ارائه جنبه‌های عملی و راهنمای مربوطه برای تسهیل کاربرد موفقیت آمیز هیدروکسیمات در کارخانه‌های بهره‌بردار بود.

تجزیه و تحلیل مهم اطلاعات و داده‌های موجود، بر اساس چندین مطالعه موردی، آزمایش فلوتاسیون و تجزیه و تحلیل میکروسکوپی، نشان داد که هیدروکسیمات‌های آلکیل می‌توانند به طور موثری مواد معدنی اکسید کاملاً مغذی مس را بازیابی کنند، از جمله مس، گوتیت با مس کوپریت که به عنوان مس

¹ J.S. LEE

محلول در اسید در سنجش های شیمیایی گزارش شد. قبل از انجام هرگونه آزمایش فلوتاسیون با هیدروکسیمات، ارزیابی حالت های مختلف وقوع مس محلول در اسید با استفاده از تجزیه و تحلیل میکروسکوپی ضروری است [۳۰].

فیورستینا و همکاران بر روی پتانسیل های زتا در فلوتاسیون مواد معدنی اکسید و سیلیکات تحقیقی انجام دادند که جذب کلکتورها و واکنش دهنده های اصلاح کننده در فلوتاسیون مواد معدنی اکسید و سیلیکات توسط دوتایی الکتریکی در رابط آب معدنی و آب کنترل می شود. در سیستم هایی که کلکتور از نظر جسمی جذب می شود، فلوتاسیون با کلکتورهای آنیونی یا کاتیونی بستگی به این دارد که سطح معدنی به طور مخالف شارژ شود. تنظیم pH سیستم می تواند باعث افزایش یا جلوگیری از شناورسازی یک ماده معدنی شود. بنابراین، نقطه بار صفر ZPC ماده معدنی مهم ترین خاصیت یک ماده معدنی در چنین سیستم هایی است. طول زنجیره هیدروکربن کلکتور مهم است زیرا ارتباط زنجیره ای جذب را افزایش می دهد هنگامی که یون های سطح ساز جمع شوند و به صورت همی میسل^۱ در سطح تشکیل شوند. کلکتورهای شیمیایی قوی قادر به القای شناورسازی هستند حتی در صورت اضافه کردن کلکتور و سطح مواد معدنی، اما بالا بردن pH به اندازه کافی بالاتر از ZPC می تواند کلکتور شیمیایی را از سطح مواد معدنی دفع کند. از پتانسیل های زتا می توان برای ترسیم پدیده های سطحی در این سیستم های مختلف استفاده کرد [۳۱].

سرجیو کاسترو^۲ و همکاران واکنش های سولفیدکننده در مواد معدنی مس اکسید شده، نقش جذب و اکسیداسیون سولفیدسديم در فلوتاسیون کریزوکلا و مالاکیت را مورد بررسی قرار دادند که نتایج به دست آمده حاکی از میزان مصرف سولفید در واکنش های سولفیدکننده مالاکیت و کریزوکلا اندازه گیری شد. اکسیداسیون یون های سولفید در سطح کریزوکلا ی سولفید شده نشان داده شده است. تأثیر آنیون های تیوسولفات بر روی شناورسازی گزنتات از مالاکیت سولفید شده و کریزوکلا مورد بررسی

¹ hemimicell

² SERGIO CASTRO

قرار گرفت و نشان داده شد که شناور کریزوکلا را به شدت کاهش می دهد. نتایج حاکی از آن است که وجود تیوسولفات به عنوان محصولی از اکسیداسیون همزمان می تواند یکی از دلایل دشوارتر بودن شناورسازی کریزوکلائی سولفید شده باشد [۳۲].

جان^۱ و همکاران در رابطه با فلوتاسیون انتخابی از مواد معدنی اکسید مس با یک سطح ساز جدید آمینو تریازول-تیون: مقایسه ای با کلکتور اسید هیدروکسیمیک بررسی انجام دادند که توسعه کلکتورهای مخصوص شناورسازی برای بهبود جداسازی و غنی سازی مواد معدنی اکسید مس از سنگ معدن آنها هنوز یک کار چالش برانگیز است. در این مقاله، یک کلکتور کلات جدید، ۵- (۲،۴،۴) تری متیل پنتیل) - ۴-آمینو-۱،۲،۴-تریازولیدین-۳-تیون (TMATT)، برای جداسازی و بازیابی مواد معدنی اکسید مس، و پاسخ فلوتاسیون آن در مالاکیت، کلسیت و کوارتز با اسید هیدروکسامیک به عنوان کلکتور n-octyl (OHA) مقایسه شد. یافته های میکرو فلوتاسیون نشان داد که TMATT نسبت به OHA آبگریزی قوی تر و عملکردهای شناورسازی بهتری را به مالاکیت نشان داد، و همچنین دارای انتخاب شناورسازی بالا در برابر کوارتز و کلسیت است. نتایج شناورسازی در مقیاس معیار نشان داد که TMATT به تفکیک شناورسازی و غنی سازی مواد معدنی اکسید مس از سنگ معدن مس سولفید اکسید مخلوط با کارآیی بالایی دست یافت [۳۳].

باربارو^۲ و همکاران بر روی شناورسازی مواد معدنی اکسید شده مس با استفاده از یک معرف جدید کلات مصنوعی به عنوان کلکتور تحقیق کردند که ثابت شد یک معرف جدید مصنوعی حاوی یک ساختار آلیفاتیک - معطر مخلوط، با یک زنجیره هیدروکربنی و یک گروه کلات آمینوتیو فنل، یک کلکتور موثر برای فلوتاسیون مواد معدنی کریزوکلا است. شناورسازی در محدوده pH پایین ۵/۵ تا ۶ بهینه بود، در pH مساوی ۵ به شدت کاهش می یابد و در محدوده pH ۷ تا ۱۱ متوسط است. طیف های مادون

¹ Jun Liu

² M. Barbaro

قمرز نشان داد که کلات های آمینوتیوفنولات مس در سطح گل کریزوکلا تحت شرایط حداکثر تشکیل شدند [۳۴]. جدول ۱-۲ خلاصه ای از کارهای انجام شده مرتبط با تحقیق صورت گرفته را نشان می دهد.

جدول ۱-۲ - خلاصه ای از مرور بر تحقیقات پیشین

سال	نویسنده	پارامترهای مورد بررسی
۱۹۷۴	SERGIO CASTRO	نقش جذب و اکسیداسیون سولفید سدیم در فلوتاسیون کریزوکلا و مالاکیت
۱۹۹۷	M. Barbaro	فلوتاسیون مواد معدنی اکسید شده مس با استفاده از یک کلکتور جدید
۱۹۹۸	J.S. LEE	جنبه های عملی بازیابی مس اکسید با هیدروکسیمات های آلکیل
۱۹۹۹	Fuerstenau	کاربرد عوامل کلات به عنوان کلکتور برای مواد معدنی مس
۲۰۰۰	Chun-ming He	فلوتاسیون اکسید مس با استفاده از مخلوط کلکتور اسید بنزوئیدروکسامیک و بوتیل گزانتات
۲۰۰۵	Fuerstenau	تاثیر پتانسیل زتا در فلوتاسیون مواد معدنی اکسید و سیلیکات
۲۰۰۹	Lee	فلوتاسیون مواد معدنی اکسید مس
۲۰۱۰	Tebogo	روش فلوتاسیون چند مرحله ای سولفیداسیون برای سنگ معدن مس مالاکیت
۲۰۱۱	L.K. Witika	افزایش بازیابی فلوتاسیون مواد معدنی سولفید مس و اکسید
۲۰۱۷	Ahmed	فلوتاسیون سنگ معدن سولفید مس اکسید شده
۲۰۱۸	Wan-zhong	کاربرد در فلوتاسیون سولفید کننده های اکسید مس با کلکتورهای ترکیبی
۲۰۱۸	Moharram Asadi	شناور سازی با اکسید مس روش سولفیداسیون متوالی - فلوتاسیون
۲۰۱۸	Peilun Shen	اثر اتیلن دی آمین فسفات بر روی فلوتاسیون سولفیداسیون کریزوکلا
۲۰۱۹	Mojtaba Masdarian	سولفیداسیون مکانیکوشیمیایی سنگ معدن مس اکسید - سولفید
۲۰۱۹	Renfeng Zhu	استفاده از یک کلکتور جدید برای افزایش موثر بازیابی در فلوتاسیون مرحله ای سنگ اکسید مس
۲۰۱۹	Rollinson	شناور سازی مواد معدنی اکسید سولفید مس - کبالت با استفاده از گزانتات، دیتیوفسفات، تیوکاربامات و کلکتورهای مخلوط

۲-۳- کارهای انجام شده در این تحقیق

در این تحقیق روش‌های متفاوتی بررسی شد که آزمایش‌های اولیه با استفاده از روش‌های معرفی شده در مقالات مطالعه شده انجام شد و سپس آزمایش‌هایی با ترکیب مواد شیمیایی نامبرده شده و امتحان کردن روش‌های متفاوت انجام شد، از جمله ترکیب استفاده همزمان از هیدروکسیمات و روش مکانوشیمیایی، هیدروکسیمات و Z_6 و کمک کلکتورها، عمل سولفیداسیون به صورت چندمرحله‌ای و روش‌های دیگر که در فصل‌های ۳ و ۴ بیشتر به آن‌ها اشاره شده است.

فصل سوم

روش‌ها، تجهیزات و مواد شیمیایی

۳-۱- مقدمه

در این فصل به بررسی نحوه آماده‌سازی نمونه، از جمله خردایش و سرند کردن نمونه و کنترل ابعاد تا اندازه موردنظر پرداخته شده است. در ادامه بررسی نمونه‌های ارسالی به آزمایشگاه جهت تعیین عیار و کانی‌های تشکیل‌دهنده با استفاده از XRD، XRF و کانی‌شناسی مورد ارزیابی قرار گرفته و با توجه به عیار و درصد کانی‌های عناصر و همچنین درجه‌آزادی نمونه‌ها روش فرآوری مناسب انتخاب شده و روند کلی آزمایش‌ها، تعیین زمان خردایش، محاسبه چگالی خاک و آزمایش‌های فلوتاسیون بیان گردیده است.

۳-۲- تهیه و آماده‌سازی نمونه

نمونه‌های موردنظر از معادن سرچشمه، دره‌زار و درآلو در ابعاد متفاوت تهیه شدند و به آزمایشگاه فرآوری مواد معدنی واقع در واحد پایلوت معدن مس سرچشمه انتقال داده شده و سپس عملیات خردایش طبق توضیحات زیر روی آن‌ها انجام شد:

ابتدا نمونه‌ها با سنگ‌شکن فکی با ابعاد ۲۵-۱۲/۵ میلی‌متر خرد شده و سپس خروجی این سنگ‌شکن با یک سنگ‌شکن فکی دیگر که دارای ابعاد ۱۲/۵-۸ میلی‌متر می‌باشد خرد شده‌اند که ۸ میلی‌متر اندازه موردنظر نبوده و مواد باید تا ابعاد ۲ میلی‌متر خرد شوند، در همین راستا با استفاده از یک سنگ‌شکن فکی که خروجی آن قابل تنظیم شدن است مواد تا اندازه مطلوب موردنظر خرد شده سپس با استفاده از سرند لرزان ۲ میلی‌متر ابعاد مربوطه کنترل شده و وزن باقیمانده روی سرند به سنگ‌شکن برگردانده شده تا تمام مواد به ابعاد زیر ۲ میلی‌متر رسانده شده و به این ترتیب کل نمونه مربوطه به اندازه زیر ۱۰ مش یا همان ۲ میلی‌متر رسانده شدند.

بعد از اینکه نمونه‌های موردنظر به زیر ۱۰ مش رسید، هر کدام را همگن کرده و سپس با ریفل‌های موجود در آزمایشگاه فرآیند تقسیم نمونه تا جایی که هر کدام از آن‌ها به مقادیر حدود ۱/۵ کیلوگرم برسد ادامه پیدا می‌کند.

سپس برای برای اطمینان از صحت تقسیم نمونه‌ها آزمون صحت تقسیم برای هر سه خاک انجام شده است. در همین راستا دو نمونه از هر کدام از خاک‌ها به صورت اتفاقی انتخاب کرده و با استفاده از ریفل شانه‌ای تقسیم می‌شوند، سپس از هر کدام حدود ۲۰۰ گرم برداشته و با یک سری سرنندی و با استفاده از دستگاه لرزاننده دانه‌بندی بر روی آن‌ها انجام شده و وزن‌های باقیمانده بر روی سرندها اندازه‌گیری شده، سپس اگر اختلاف درصد تجمعی عبوری هر کدام از ابعاد کمتر از ۱/۵ باشد آزمون موردنظر صحیح ارزیابی شده است که نتایج مربوطه در جدول ۱-۳ و جدول ۲-۳ آورده شده است.

جدول ۱-۳- آزمون صحت تقسیم نمونه خاک سرچشمه

Screen size		Retained on Screen				Cum. Passing(%)		Difference (1&2)
		(g)		(%)				
Mesh	Micron	sample 1	sample 2	sample 1	sample 2	sample 1	sample2	
10	2000	0	0	0	0	100	100	0.00
12	1680	7.14	7.42	3.44	3.67	96.56	96.33	0.23
14	1410	35.22	32.25	16.96	15.94	79.61	80.40	-0.79
20	841	24.78	23.95	11.93	11.83	67.67	68.56	-0.89
30	595	33.44	32.48	16.10	16.05	51.57	52.51	-0.94
40	420	7.99	7.99	3.85	3.95	47.73	48.56	-0.84
50	297	14.78	14.72	7.12	7.27	40.61	41.29	-0.68
70	210	16.71	17.58	8.05	8.69	32.57	32.60	-0.04
100	149	11.41	10.91	5.49	5.39	27.07	27.21	-0.14
140	105	7.85	7.87	3.78	3.89	23.29	23.32	-0.03
200	74	6.17	5.50	2.97	2.72	20.32	20.61	-0.28
270	53	4.52	5.60	2.18	2.77	18.15	17.84	0.31
325	44	3.09	2.99	1.49	1.48	16.66	16.36	0.30
-325	-44	0.67	0.70	0.32	0.35	16.34	16.02	0.32
-	Sum	207.7	202.37	83.66394	83.98478	-	-	-

جدول ۳-۲- آزمون صحت تقسیم خاک دره زار

Screen size		Retained on Screen				Cum. Passing(%)		Difference (1&2)
		(g)		(%)				
Mesh	Micron	sample 1	sample 2	sample 1	sample 2	sample 1	sample2	
10	2000	0	0	0	0	100	100	0.00
12	1680	7.91	6.60	4.09	3.38	95.91	96.62	-0.71
14	1410	28.16	29.01	14.56	14.87	81.35	81.75	-0.40
20	841	20.10	20.37	10.39	10.44	70.96	71.31	-0.35
30	595	26.86	27.22	13.88	13.95	57.08	57.36	-0.28
40	420	6.61	6.46	3.42	3.31	53.66	54.05	-0.39
50	297	12.14	12.18	6.28	6.24	47.39	47.81	-0.42
70	210	15.50	14.70	8.01	7.53	39.37	40.27	-0.90
100	149	10.38	11.57	5.37	5.93	34.01	34.34	-0.33
140	105	8.39	8.60	4.34	4.41	29.67	29.94	-0.26
200	74	7.57	7.31	3.91	3.75	25.76	26.19	-0.43
270	53	5.67	5.54	2.93	2.84	22.83	23.35	-0.52
325	44	5.47	5.42	2.83	2.78	20.00	20.57	-0.57
-325	-44	38.69	40.14	20.00	20.57	0.00	0.00	0.00
-	Sum	193.45	195.12	100	100	-	-	-

۳-۳- آنالیز شیمیایی نمونه XRF، XRD

درصد عناصر و برخی انواع ترکیبات موجود در نمونه به روش آنالیز XRF تعیین می‌شوند. نتایج آنالیز XRF نمونه در جدول ۳-۳ آمده است و همچنین آنالیزهای XRD نمونه‌ها نیز در جدول ۴-۳ زیر آمده است.

جدول ۳-۳- نتایج آنالیز XRF خوراک فلوتاسیون

MEASURING UNIT		%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%
SAMPLE NO.	SAMPLE NAME	Cu	CuO	*Fe2O3	*S	*K2O	*MgO	*SiO2	*Al2O3	*CaO	*Na2O	*TiO2	*BaO
1	نمونه دره زار	1.34	0.48	7.61	2.29	4.77	4.71	56.19	16.14	1.36	2.69	1.10	0.11
2	نمونه سرچشمه	1.01	0.59	8.88	0.74	59.95	12.34	3.70	2.19	0.63	1.10	6.85	0.07
3	نمونه درآلو	0.46	0.07	9.87	1.21	2.78	3.62	55.54	17.96	4.04	2.74	0.15	0.92

جدول ۳-۴- نتایج آنالیز XRD خوراک فلوتاسیون

درصد موجود در نمونه سرچشمه	درصد موجود در نمونه خاک درآلو	درصد موجود در نمونه اکسیدی درهزار	فرمول شیمیایی	ترکیبات موجود در نمونه
-	-	1.3	$KAl_3(SO_4)_2(OH)_6$	Alunite
17	16.6	11.7	SiO_2	Quartz
6.8	12.3	2.9	$(Fe^{2+}, Mg)_5 Al(AlSi_3O_{10})(OH)_8$	Chamosite
37.5	16.3	19.6	$NaAlSi_3O_8$	Albite
8.8	17.8	60.6	$Al_9FFeHK_3MgO_{41}Si_{14}^{+8}$ $(K, H_3O)(Al, Mg, Fe)_2(Si, Al)_4O_{10}[(OH)_2 \cdot (H_2O)]$	Illite
12.9	9.7	-	$(Mg, Fe^{2+})_5 Al(Si_3Al)O_{10}(OH)_8$	Clinochlore
9.6	23.3	-	$KAl_2(AlSi_3O_{10})(Fe, OH)_2$	Muscovite
7.5	3.9	3.8	-	Amorph

با توجه به جدول‌های بالا می‌توان گفت که اولین تفاوت نمونه خاک سرچشمه با نمونه خاک درهزار این است که آلونیت نمونه درهزار بسیار کمتر است، مقدار کوارتز که کانی سختی می‌باشد در دو نمونه سرچشمه و درآلو تقریباً برابر و در نمونه درهزار کمتر است. تفاوت اصلی سه نمونه در مقدار شاموسیت می‌باشد که در نمونه درهزار بسیار کمتر از دو نمونه دیگر می‌باشد، همچنین در مقدار کانی آلینیت که یک کانی نسبتاً سخت می‌باشد تفاوت چشم‌گیری دارند که این مقدار برای سرچشمه بیشتر است، تفاوت بارز دیگر در مقدار ایلینیت است که در نمونه درهزار فراوان‌تر از نمونه‌های دیگر بوده و باعث نرمی نمونه می‌شود و این می‌تواند دلیلی برای زمان خردایش کمتر برای این نمونه خاک باشد، در حالت کلی می‌توان گفت نمونه سرچشمه و درآلو شبیه هم‌دیگر بوده و تفاوت زیادی با نمونه خاک درهزار دارند و نسبتاً سخت‌تر می‌باشند و نمونه سرچشمه سخت‌تر از نمونه درآلو می‌باشد.

۳-۴- محاسبه چگالی جامد

برای محاسبه چگالی از پیکنومتر استفاده شده است که وسیله‌ای نسبتاً دقیق می‌باشد، ابتدا وزن پیکنومتر خالی و خشک اندازه‌گیری شد (M_1)، سپس حدود ۵ گرم خاک از نمونه تقسیم شده را برداشته و داخل

پیکنومتر ریخته و وزن شد (M_2)، و همین طور پیکنومتر با آب (M_4) و پیکنومتر با آب و خاک وزن شده (M_3) و با استفاده از فرمول‌های زیر چگالی محاسبه شد.

$$M = M_2 - M_1$$

$$V = (M_4 - M_1) - (M_3 - M_2)$$

$$D_w = M/100$$

$$D_s = M/V * D_w$$

به این صورت چگالی نمونه خاک‌های موردنظر محاسبه شده و همان طور که مشاهده می‌شود باید این محاسبات چند مرحله تکرار شوند تا عدد موردنظر قابل اعتماد باشد که مقادیر مربوطه در جدول ۳-۵ و جدول ۳-۶ مشاهده می‌شود.

جدول ۳-۵- محاسبه چگالی نمونه خاک دره‌زار

وزن پیکنومتر	47.895		
وزن پیکنومتر و آب	147.384		
وزن خاک	3.025	3.026	3.024
وزن پیکنومتر و آب و خاک	149.333	149.339	149.335
دانسیته	2.73	2.75	2.74

جدول ۳-۶- محاسبه چگالی نمونه سرچشمه

وزن پیکنومتر	47.808		
وزن پیکنومتر و آب	147.381		
وزن خاک	3.014	3.014	3.016
وزن پیکنومتر و آب و خاک	149.273	149.261	149.264
چگالی	2.61	2.58	2.59

سپس با استفاده از درصد جامد و چگالی خاک داخل آسیا مقدار جامدی که برای هر تست فلوتاسیون مورد استفاده قرار می‌گیرد، با استفاده از فرمول زیر محاسبه می‌شود.

$$M = \frac{\text{حجم ظرف}}{\frac{100-X}{X} + \frac{1}{\text{چگالی خشک}}}$$

در نتیجه بعد از به دست آمدن چگالی برای هر نمونه و جایگذاری آن مقدار مواد ورودی به آسیا به دست آمد که برای نمونه‌های سرچشمه ۱۴۵۳ گرم، برای نمونه‌های دره‌زار ۱۴۶۳ و برای درآلو ۱۹۲۸ گرم می‌باشد.

۳-۵- محاسبه زمان خردایش آسیای گلوله‌ای آزمایشگاهی

در این قسمت بر اساس شرایط معمول کارخانه‌های مربوطه d_{80} برای هر کدام از نمونه‌ها متفاوت است و با توجه به این باید زمان خردایش مطلوب برای هر کدام از نمونه خاک‌های موجود به دست آید. بنابراین برای رسیدن به خردایش ۷۰ درصد عبوری ازسرنند ۷۴ میکرون برای سرچشمه و ۸۰ درصد عبوری برای خاک دره‌زار حتماً نیاز است که زمان خردایش بهینه در آسیا گلوله‌ای آزمایشگاهی تعیین شود. در واقع، با دانستن میزان خردایش مورد نیاز برای رسیدن به درجه آزادی مطلوب کانی‌های مس و تهیه خوراکی با ابعاد مشخص، کانسنگ در زمان‌های مختلف به‌وسیله آسیای آزمایشگاهی خرد و محصول خردایش، تجزیه سرنندی می‌شود و d_{80} آن به دست می‌آید. با معلوم شدن تغییرات d_{80} 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 d_{80} نمونه‌های خردشده به‌وسیله آن در مدت

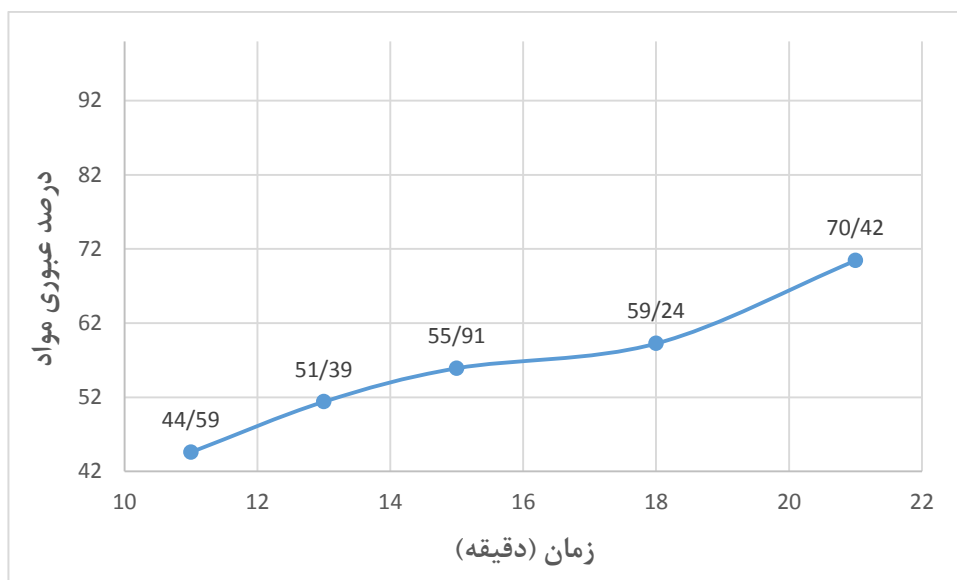
زمان‌های ۱۱، ۱۳، ۱۵، ۱۸ و ۲۱ دقیقه برای خاک سرچشمه و ۱۵، ۱۳، ۱۱ برای خاک دره‌زار آورده شده است.

آسیای گلوله‌ای موجود در آزمایشگاه دارای ۱۰ کیلوگرم گلوله با اندازه بزرگترین گلوله ۱ اینچ و ۱۰۶ دور بر دقیقه می‌باشد. میزان نمونه داخل آسیا نیز که قبلاً تعیین شده است، برای خاک سرچشمه مقدار ۱۴۵۹ گرم و برای خاک دره‌زار مقدار ۱۴۶۳ گرم می‌باشد.

بعد از آماده‌سازی نمونه را داخل آسیا ریخته و به همان مقدار آب داخل آسیا اضافه کرده سپس به ترتیب و اول از زمان ۱۱ دقیقه شروع کرده و آسیا روی ۱۱ دقیقه تنظیم شده و سپس مواد نرم شده داخل آسیا را فیلتر کرده، سپس نمونه موردنظر را در خشک‌کن حرارتی خشک کرده و بعد از رل کردن آن حدود ۱۵۰ گرم از نمونه را به صورت مطلوب و با تقسیم نمونه توسط ریفل‌های شانه‌ای برداشته و با سرنده ۷۴ میکرون شسته می‌شود، بعد از خشک شدن با استفاده از دستگاه لرزاننده سرنده شده و این امر برای زمان‌های دیگر تکرار می‌شود، نتایج موجود و مقدار مواد عبوری از سرنده ۷۴ میکرون در جدول ۳-۷، جدول ۳-۸ و همچنین در شکل ۳-۱ و ۳-۲ آمده است.

جدول ۳-۷- درصد عبوری مواد از سرنده ۲۰۰ مش نمونه خاک سرچشمه

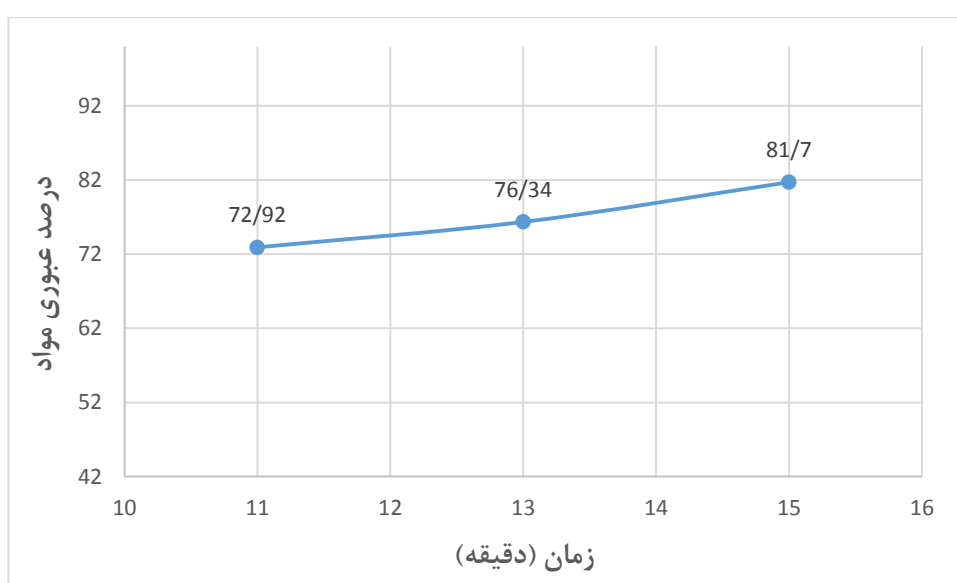
درصد عبوری(%)	وزن باقیمانده(گرم)	وزن عبوری(گرم)	وزن کل (گرم)	زمان (دقیقه)
۴۴/۵۹	۶۴/۶۸	۲/۳۲	۱۱۶/۷۵	۱۱
۵۱/۳۹	۵۶/۹۳	۲/۴۱	۱۱۷/۱۳	۱۳
۵۵/۹۱	۵۰/۸۶	۲/۸۸	۱۱۵/۳۶	۱۵
۵۹/۲۴	۴۰/۴۹	۱۰/۹۷	۱۲۳/۸۹	۱۸
۷۰/۴۲	۳۵/۹۲	۱۱/۵۳	۱۲۱/۴۴	۲۱



شکل ۳-۱- درصد عبوری مواد از سرنده ۷۴ میکرون در خاک سرچشمه

جدول ۳-۸- درصد عبوری مواد از سرنده ۲۰۰ مش نمونه خاک دره زار

درصد عبوری (%)	وزن باقیمانده (گرم)	وزن عبوری (گرم)	وزن کل (گرم)	زمان (دقیقه)
۷۲/۹۲	۴۱/۲۲	۱۲/۸۱	۱۵۲/۲۵	۱۱
۷۶/۳۴	۳۶/۲۰	۱۴/۵۰	۱۵۳/۰۴	۱۳
۸۱/۷۰	۲۸/۲۱	۱۱/۵۴	۱۵۴/۲۰	۱۵



شکل ۳-۲- درصد عبوری مواد از سرنده ۷۴ میکرون در نمونه خاک دره زار

همان طور که مشاهده می‌شود، نتایج نشان دهنده زمان خردایش مناسب برای خاک سرچشمه ۲۱ دقیقه و برای دره‌زار حدود ۱۵ دقیقه می‌باشد، همچنین زمان خردایش مطلوب برای خاک درآلو حدودا ۲۶ دقیقه و ۳۰ ثانیه می‌باشد.

۳-۶- مواد شیمیایی مصرف‌شده در آزمایش‌های فلوتاسیون

در این تحقیق برای انجام آزمایش‌های فلوتاسیون از مواد شیمیایی مشخص‌شده در جدول ۳-۹ استفاده شد که همه آن‌ها از واحد مواد شیمیایی مجتمع مس سرچشمه تهیه شده است.

جدول ۳-۹- مشخصات مواد شیمیایی مورد استفاده در آزمایش‌ها

نقش ماده شیمیایی	فرمول	ماده شیمیایی
تنظیم‌کننده pH	CaCO ₃	آهک
کلکتور	C ₄ H ₇ NaOS ₂	سدیم ایزوپروپیل گزنات (SIPX)
کمک کلکتور		نمک دی تیوفسفات در آب (Flomin C _{۷۲۴۰})
کف‌ساز	H[OCH(CH ₃)CH ₂] _n OH	پلی پروپیلین گلیکول (A _{۶۵})
کف‌ساز	(CH ₃) ₂ CH.CH ₂ CH(OH)CH ₃	متیل ایزوبوتیل کربونیل (A _{۷۰})
عامل سولفیدکننده	Na ₂ S	سولفید سدیم
عامل سولفیدکننده	NaHS	هیدروسولفید سدیم
عامل سولفیدکننده	(NH ₄) ₂ S	سولفید آمونیوم
کلکتور	C ₆ H ₁₁ KOS ₂	پتاسیم آمیل گزنات (Z ₆)
متفرق کننده	Na ₂ SiO ₃	سیلیکات سدیم
کلکتور	(C ₈ H ₁₇ O ₂ N) ₂ (H,Na)	سدیم اکتیل هیدروکسیمات

۳-۷- روش انجام آزمایش‌ها

همه آزمایش‌ها در آزمایشگاه پایلوت مجتمع مس سرچشمه و با استفاده از سلول فلوتاسیون مدل دنور، با حجم ۴/۳ لیتری که در شکل ۳-۳ قابل مشاهده است، انجام شد. برای آگیری نمونه‌ها از دستگاه فیلترپرس، برای اندازه‌گیری pH، از pH متر مدل Metrohm و برای خشک کردن نمونه‌ها از دستگاه

خشک کن حرارتی موجود در آزمایشگاه پایلوت مجتمع مس سرچشمه استفاده گردید. وزن نمونه مورد استفاده در هر آزمایش مشخص بوده و با درصد جامد ۲۸ بود.



شکل ۳-۳- سلول فلوتاسیون مورد استفاده در آزمایش ها

۳-۸- روش های استفاده شده برای فلوتاسیون مس اکسیدی

در این تحقیق برای بهبود بازبایی مس اکسیدی، از روش های مختلف فلوتاسیون با استفاده از گزنتات ها، فلوتاسیون با استفاده از هیدروکسیمات ها ، فلوتاسیون همراه با فرآیند سولفیداسیون و روش های مکانوشیمیایی به کار برده شد. مخلوط بودن مس اکسیدی با مس سولفیدی در خوراک ورودی کارخانه تغلیظ، به دلیل متفاوت بودن رفتار فلوتاسیون کانی های اکسیدی با کانی های سولفیدی مس، همچنین نوع مدار طراحی شده و مواد شیمیایی مورد استفاده در مدار، عملیات فلوتاسیون هم زمان مس اکسیدی و مس سولفیدی را پیچیده تر می کند؛ بنابراین مهم ترین مسئله در همه روش های مورد استفاده برای بهبود

بازیابی مس، افزایش بازیابی مس اکسیدی و جلوگیری از افت بازیابی مس سولفیدی می‌باشد. برای جلوگیری از افت بازیابی مس سولفیدی در آزمایش‌های فلوتاسیون، همه پارامترها، اعم از نوع و مقدار مواد شیمیایی، درصد جامد، pH و سرعت همزن در شرایط کارخانه در نظر گرفته شد و برای بهبود بازیابی مس اکسیدی، هم‌زمان از مواد شیمیایی دیگر استفاده شد. مواد شیمیایی مورد استفاده در کارخانه که در آزمایش‌ها نیز استفاده شد، عبارت‌اند از: (Z₁₁ سدیم ایزوپروپیل گزنات) و فلومین (C₇₂₄₀)، به‌عنوان کلکتور و (A₆₅ پلی پروپیلین گلیکول) و (A₇₀ یا MIBC متیل ایزوبوتیل کربونیل) به‌عنوان کف‌ساز از آهک نیز برای تنظیم pH استفاده شد.

آزمایش‌های فلوتاسیون در این تحقیق بر روی سه نمونه خاک تهیه شده از معادن سرچشمه، درآلو و دره‌زار انجام شده است که بیشتر آزمایش‌های اولیه بر روی خاک سرچشمه می‌باشد و هدف این بود که روی این خاک نتایج مناسبی به دست آورده سپس روی نمونه‌های دیگر امتحان کرد که این امر میسر نشده و بعد از امتحان کردن چندین روش و مقادیر مختلف مواد، نتایج مطلوبی برای این نمونه‌ها به دست نیامده و ناچار به امتحان روش‌ها بر روی خاک دره‌زار شدیم، بعد از انجام چند آزمایش نتایج مطلوبی مشاهده شد و این امر ما را به مطالعه بیشتر در مورد خاک سرچشمه انداخت که در ادامه‌ی تحقیق به این مبحث بیشتر پرداخته شده است.

۳-۸-۱- استفاده از هیدروکسیمات برای بهبود فرآوری مس اکسیدی

سدیم اکتیل هیدروکسیمات (AM₂₈) به‌عنوان کلکتور برای فلوتاسیون مس اکسیدی مورد استفاده قرار گرفت. مقدار مصرف این کلکتور بین ۱۰ تا ۵۰ گرم بر تن (با توجه به مقدار مصرف‌شده در تحقیقات گذشته) بود. شرایط استفاده از هیدروکسیمات‌ها مطابق جدول ۳-۱۰ می‌باشد.

جدول ۳-۱۰- شرایط استفاده از هیدروکسیمات‌ها برای بهبود بازیابی مس اکسیدی

MIBC, A ₆₅ (g/t)	(g/t) C ₇₂₄₀	(g/t) Z ₁₁	هیدروکسیمات (g/t)	آهک	زمان	
-	-	-		مقدار لازم	۰	تنظیم pH
-	۵	۶	۳۰		۱/۵	آماده‌سازی
۱۵	-	-	-	-	۲/۵	آماده‌سازی
					۵-۲/۵	کفگیری ۱
۱۰	۵	۶	۲۰	-	۶	آماده‌سازی
					۸/۵-۶	کفگیری ۲
۵	۳	۴	۱۰	-	۹/۵	آماده‌سازی
					۱۵-۹/۵	کفگیری ۳
۵	۳	۴	۱۰	-	۱۶/۵	آماده‌سازی
-	-	-	-	-	۲۱/۵-۱۶/۵	کفگیری ۴

با توجه به اینکه در هر نمونه خاک و خصوصیات متفاوت آن‌ها مقدار مصرف و نوع آزمایش موجود متفاوت بوده و رفتار خاک موردنظر ما را وادار به سعی و خطا در مورد مقدار مواد شیمیایی مصرف‌شده و همچنین اضافه یا کم کردن آن‌ها و امتحان شرایط مختلف کرده است.

۳-۸-۲- استفاده از روش‌های مکانوشیمیایی

در این قسمت از مواد شیمیایی متفاوت جهت سولفید کردن بخش اکسیدی نمونه استفاده‌شده که رفتار این مواد در آزمایش‌های متفاوت مورد ارزیابی قرار گرفت، شرایط ثابت اعمال‌شده در کلیه آزمایش‌ها در جدول ۳-۱۱ خلاصه شده است.

جدول ۳-۱۱- شرایط اعمال شده ثابت در انجام آزمایش های فلوتاسیون

ماشین فلوتاسیون	سلول ۴ لیتری دنور
دور روتور	۱۴۰۰ دور بر دقیقه
درصد جامد	۲۸ درصد
وزن مخصوص ظاهری نمونه	بسته به نمونه معادن
وزن نمونه لازم برای هر آزمایش	ذکر شده
زمان آماده سازی سیلیکات سدیم	۵ دقیقه
زمان آماده سازی دی تیو فسفات	۳ دقیقه
میزان کف ساز در هر آزمایش	۱۵ گرم بر تن
زمان آماده سازی کف ساز	۱ دقیقه
زمان کف گیری توسط اپراتور	۱۲ تا ۱۳ دقیقه
دما و فشار انجام آزمایش ها	محیط
آب مورد استفاده	آب لوله کشی شهری

در انجام آزمایش پس از روشن نمودن دستگاه فلوتاسیون و تنظیم دور موتور روی ۱۴۰۰ دور در دقیقه، ۱۴۵۹ گرم از نمونه خوراک آسیا شده پس از رساندن به درصد جامد ۲۸٪ به آرامی به سلول ۴/۳ لیتری ریخته شد. پس از آن سلول مورد نظر را در محل انجام آزمایش فلوتاسیون زیر دستگاه قرار داده و دستگاه را روشن کرده و سپس بازداشت کننده و در صورت استفاده از عامل سولفیدی، سولفید سدیم به سلول اضافه شد. بعد از آن کلکتور و کف ساز با زمان های آماده سازی مشخص به سیستم اضافه گردید. لازم به ذکر است که در همه مراحل کنترل pH صورت می گیرد. کف فلوتاسیون پس از جمع آوری توسط کاردک مخصوص، به همراه باطله فیلتر شده و توسط دستگاه خشک کن حرارتی خشک و سپس توزین گردید. نوع و مقدار مصرف مواد شیمیایی در انجام آزمایش در جدول ۳-۱۲ آمده است و مقدار مصرف مواد شیمیایی بر اساس شرایط بهینه تحقیق های گذشته است.

جدول ۳-۱۲- 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	Sodium Sulfide	عامل سولفیدکننده	۲۳۰
۲	سیلیکات سدیم جامد	Na ₂ O.nSxOy	عامل بازداشت کننده	۱۰۰
۳	دی تیو فسفات	Dithiophosphate	کلکتور	۸۰
۴	MIBC, A ₆₅	H[OCH(CH ₃)CH ₂]nOH	کف ساز	۱۵
۵	سولفور	S	عامل سولفیداسیون	درصدی از خوراک
۶	نیتрат منیزیم	Mg(NO ₃) ₂	عامل احیاکننده	درصدی از خوراک
۷	نیترات آهن (III)	Fe(NO ₃) ₃	عامل احیاکننده	درصدی از خوراک
۸	کلرید آلومینیوم	AlCl ₃	عامل احیاکننده	درصدی از خوراک
۹	پودر منیزیم	Mg	عامل احیاکننده	درصدی از خوراک
۱۰	پودر آهن	Fe	عامل احیاکننده	درصدی از خوراک

۳-۸-۳- استفاده از فرآیند سولفیداسیون

ترکیب واکنشگرها در فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی، اکسیدی-سولفیدی با توجه به نوع کلکتور و عامل سولفیداسیون، برای کانسنگ‌های مختلف، متفاوت است. فرآیند سولفیداسیون در حضور کلکتور گزینات، به عوامل زیر بستگی دارد:

- نرخ افزودن عامل سولفیداسیون باید به دقت کنترل شود تا سولفیدی شدن سطح کانی اکسیدی به درستی انجام شده و حضور مقدار اضافی عامل سولفیداسیون، موجب بازداشت کانی مطلوب نشود.
- در برخی موارد، اضافه کردن بیشتر عامل سولفیداسیون مفید است، مخصوصاً اگر مقدار نرمه در کانسنگ زیاد باشد که در این حالت به دلیل سطح مخصوص زیاد، مصرف عامل سولفیداسیون نیز بیشتر می‌شود.

مقدار مصرف عامل سولفیداسیون به نوع کلکتور مورد استفاده نیز بستگی دارد. زمانی که تنها از گزنتات استفاده می‌شود، میزان مصرف عامل سولفیداسیون بسیار بیشتر از زمانی است که علاوه بر گزنتات از کلکتور ثانویه یا کمک کلکتور هم استفاده می‌شود.

۳-۸-۴- استفاده از ترکیب روش‌های ذکرشده و امتحان مواد شیمیایی متفاوت

در این تحقیقی که صورت گرفت از روش‌های متفاوتی برای کمک بهبود بازیابی مس اکسیدی استفاده شد، در این قسمت روش‌های متفاوتی امتحان شده و نتایج آن‌ها در فصل چهار آورده شده است.

این روش‌ها شامل استفاده از هیدروکسیمات‌ها با سولفیداسیون به صورت همزمان، مکانوشیمیایی و هیدروکسیمات، استفاده از کلکتورهای Z_{11} و Z_6 به همراه هیدروکسیمات و تفاوت در مصرف این مواد در کنار همدیگر و تاثیر آن‌ها بر بهبود بازیابی بررسی شده است.

فصل چہارم

تحلیل نتائج

۴-۱- مقدمه

برای مطالعه جذب کلکتورهای گزنتات و هیدروکسیمات بر سطح کانی‌های موجود در نمونه‌های اکسیدی و بررسی تاثیر متقابل آن‌ها در جذب سطحی و قابلیت شناورسازی این کانی‌ها پس از شناسایی نمونه‌ها آزمایش‌های مختلفی انجام شد. در این راستا آزمایش‌ها با استفاده از سولفیداسیون، هیدروکسیمات، گزنتات‌ها انجام شدند و نتایجی که از این آزمایش‌ها به دست آمد مورد بررسی و مقایسه قرار گرفت.

۴-۲- دستورالعمل آزمایش‌های انجام شده

دستورالعمل‌هایی کلی از آزمایش‌های انجام شده در این تحقیق استفاده شده‌اند در این قسمت به صورت خلاصه آورده شده‌اند.

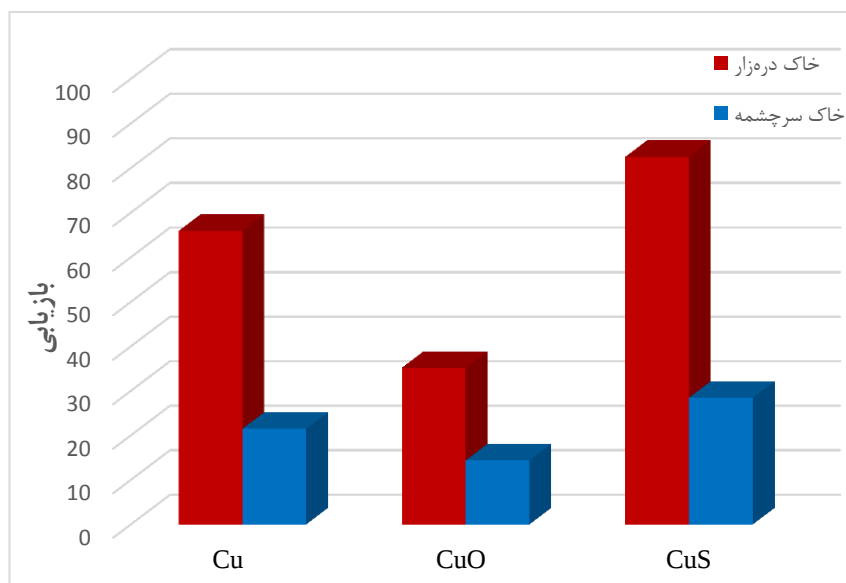
۴-۲-۱- انجام تست‌های اولیه با شرایط معمول کارخانه

این آزمایش در شرایط معمول کارخانه با درصد جامد ۲۸ درصد و آسیای گلوله‌ای موجود در آزمایشگاه و وزن‌های معلوم به دست آمده با مواد و شرایط موجود در جدول ۴-۱ انجام شده‌اند. میزان خردایش ۷۰ درصد زیر ۷۴ میکرون بوده و مقدار pH بر روی ۱۱/۸ بوده که با استفاده از آهک تنظیم شده است.

جدول ۴-۱- اسامی و مقدار مواد شیمیایی مورد استفاده در آزمایش‌ها مربوط به شرایط کارخانه

نوع ماده شیمیایی	نقش ماده شیمیایی	میزان مصرف (g/t)
C ₇₂₄₀	کلکتور	۲۵
ایزوپروپیل گزنتات سدیم (Z ₁₁)	کلکتور	۱۵
Methylisobutyl Carbinol (MIBC)	کفساز	۱۵
پلی پروپیلن گلیکول (A ₆₅)	کفساز	۱۵
آهک	تنظیم pH	مقدار لازم

نتایج آزمایش‌های انجام شده در شکل ۴-۱ آمده است.



شکل ۴-۱- مقایسه بازیابی مس در دو نمونه خاک موجود

با توجه به ترکیبات دو نمونه خاک موجود می‌توان گفت خاک سرچشمه بخاطر اینکه مقدار رس و نرمه بیشتری دارد، به این روش پاسخ خوبی نداده است ولی نمونه خاک دره زار نسبت به نمونه دیگر نتیجه بهتری دارد، هر چند این تست مربوطه در شرایط کارخانه و برای نمونه‌های سولفیدی طراحی شده است و در ادامه روش‌های مختلفی جهت فلوتاسیون نمونه‌های اکسیدی بررسی شده است که نتایج آنها را نیز بررسی خواهیم کرد.

۴-۲-۲- فلوتاسیون مکانوشیمیایی

در این قسمت تأثیر ترکیب فاکتورهای مختلف احیاکننده در سولفیداسیون اکسید مس، پس از به دست آوردن مقدار مطلوب هر یک از عوامل احیاکننده بررسی شد، مقادیر استفاده شده و شرایط آزمایش‌ها در جدول ۴-۲ و جدول ۴-۳ آمده است. این آزمایش‌ها با سلول دنور ۴/۳ لیتری با دور موتور ۱۴۰۰ و درصد جامد ۲۸ و pH ۸/۵ می باشد و مقدار وزن خاک و شرایط دیگر آزمایش برای هر نمونه قبلاً مورد بحث قرار گرفته است.

جدول ۲-۴- مواد افزودنی احیاکننده جهت سولفیداسیون در آسیا

آزمایش	نمک نیترات منیزیم	پودر منیزیم	نمک نیترات آهن	کلرید آلومینیوم	سولفور (%)
۱	۰/۲	-	-	-	۰/۵
۲	-	۰/۲	-	-	۰/۵
۳	-	-	۰/۵	-	۰/۵
۴	-	-	-	۰/۵	۰/۵

جدول ۳-۴- مواد شیمیایی و زمان ماند مورد نیاز جهت انجام تست فلوتاسیون

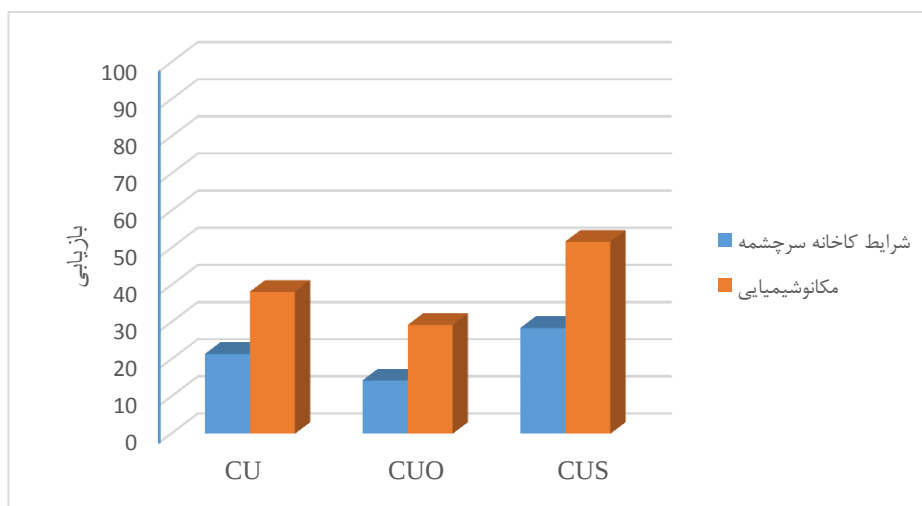
زمان	سیلیکات سدیم (g/t)	سولفید سدیم (g/t)	دی تیوفسفات (g/t)	MIBC (g/t)
۰	۱۰۰	۲۳۰	-	-
۵	-	-	۸۰	-
۸	-	-	-	۱۵

بعد از آماده سازی و اضافه کردن مواد به سلول آزمایش در دقیقه ۹ هوادهی شروع شده و کف در طی ۱۳ دقیقه و هر ۱۰ ثانیه یکبار جمع آوری می شود.

در این قسمت چندین آزمایش فلوتاسیون با شرایط و مقادیر مواد متفاوت انجام شد که شرایط نسبتا بهتری از آن با استفاده از مقدار معلوم سولفور و نیترات منیزیم به دست آمد که نتایج حاصل از آن ها در جدول ۴-۴ و شکل ۲-۴ آمده است.

جدول ۴-۴- نحوه ترکیب مقادیر بهینه عوامل احیاکننده جهت سولفیداسیون

آزمایش	نمک نیترات منیزیم (%)	پودر منیزیم (%)	نمک نیترات آهن (%)	کلرید آلومینیوم (%)	سولفور (%)	بازیابی Cu	بازیابی CuO	بازیابی CuS
۱	۰/۲	-	-	-	۰/۵	۳۸/۲۷	۲۹/۲۸	۵۱/۷۵
۲	-	۰/۲	-	-	۰/۵	۲۴/۲۶	۲۲/۲۵	۵۲/۴۴
۳	-	-	۰/۵	-	۰/۵	۲۳/۰۲	۲۳/۲۳	۴۷/۴۵
۴	-	-	-	۰/۵	۰/۵	۲۶/۶۲	۱۶/۷۴	۵۵/۳۶
۵	-	۰/۲	۰/۵	-	۰/۵	۲۴/۹۷	۱۷/۸۱	۴۵/۴۱
۶	۰/۲	-	-	۰/۵	۰/۵	۲۰/۵۲	۱۳/۹۳	۳۸/۲۰



شکل ۴-۲- مقدار بهبود بازیابی مس با استفاده از روش مکانوشیمیایی در شرایط بهینه

با توجه به نتایج حاصل از شکل ۴-۲ می توان گفت با استفاده از روش مکانوشیمیایی شرایط فلوتاسیون این نمونه بهتر شده است و سولفیدی شدن سطح تا حدی میسر شده است ولی در حالت کلی این مقدار بهبود مطلوب نیست.

۴-۲-۳- فلوتاسیون با استفاده از هیدروکسیمات و Z_{11} :

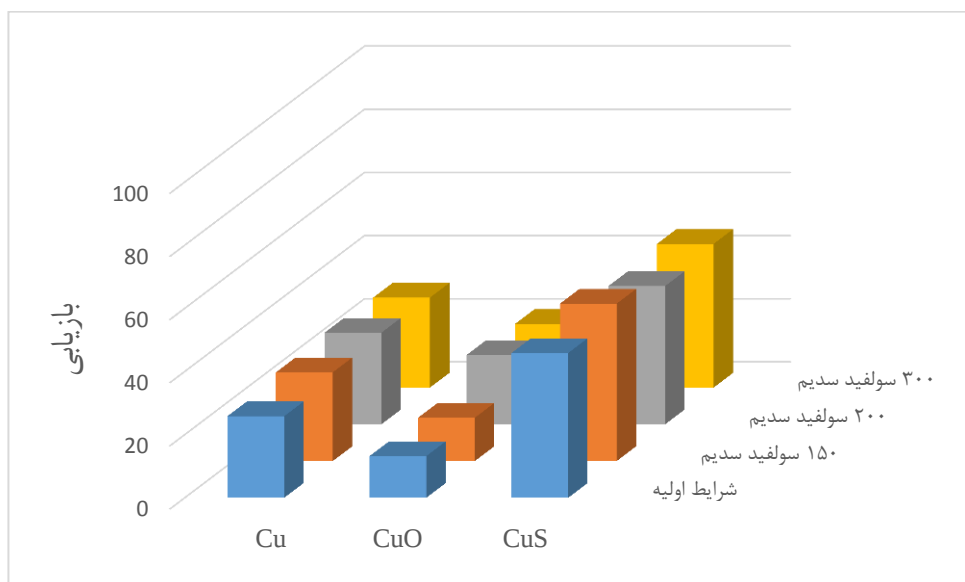
در این قسمت آزمایش‌هایی با دستورالعمل آمده شده در جدول ۴-۵ انجام شدند و عملکرد دو کلکتور Z_{11} و هیدروکسیمات مورد بررسی قرار گرفت، همچنین دو سولفیدکننده به عنوان سولفید سدیم با مقدار ۱۰۰، ۱۵۰ و ۲۰۰ و همین طور هیدروسولفید سدیم با مقدار ۱۰۰ و ۲۰۰ گرم بر تن اضافه شدند. این آزمایش‌ها در ظرف ۴/۳ لیتری و سلول دنور با دور موتور ۱۴۰۰ دور بر دقیقه در pH ۱۱ با درصد جامد ۲۸ و وزن نمونه مشخص انجام شدند.

جدول ۴-۵- شرایط استفاده از هیدروکسیمات برای بهبود بازیابی مس اکسیدی

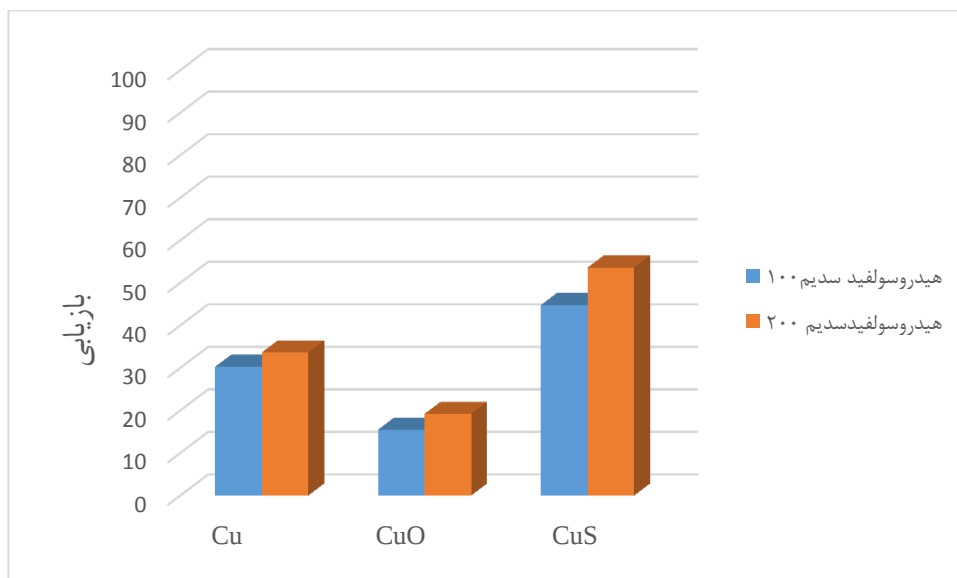
MIBC, A_{65} (g/t)	(g/t) C_{7240}	(g/t) Z_{11}	هیدروکسیمات (g/t)	آهک	زمان	
-	-	-		مقدار لازم	۰	تنظیم pH
-	۵	۶	۳۰		۱/۵	آماده‌سازی
۱۵	-	-	-	-	۲/۵	آماده‌سازی
					۵-۲/۵	کفگیری ۱

آماده سازی	۶	-	۲۰	۶	۵	۱۰
کفگیری ۲	۸/۵ - ۶					
آماده سازی	۹/۵	-	۱۰	۴	۳	۵
کفگیری ۳	۱۵ - ۹/۵					
آماده سازی	۱۶/۵	-	۱۰	۴	۳	۵
کفگیری ۴	۲۱/۵ - ۱۶/۵					

همان طور که در شکل ۳-۴ و شکل ۴-۴ مشاهده می شود عملکرد هیدروسولفید سدیم از سولفید سدیم بهتر است اما در حالت کلی نمونه خاک موردنظر نسبت به این روش نیز بهبود چندانی نداشته است.



شکل ۳-۴- مقایسه بازیابی مس در آزمایش های انجام شده با هیدروکسیمات، سولفید سدیم و Z_{11} در خاک سرچشمه



شکل ۴-۴- مقایسه بازیابی مس در آزمایش‌های انجام‌شده با هیدروکسیمات، هیدروسولفید سدیم و Z_{11} در خاک سرچشمه

با توجه به نتایج آمده شده در شکل ۴-۳ و ۴-۴ می‌توان گفت که عملکرد هیدروسولفید سدیم جهت سولفیدی کردن سطح کانی‌های اکسیدی بهتر از سولفید سدیم می‌باشد.

۴-۲-۴- فلوتاسیون با استفاده از هیدروکسیمات و Z_6 :

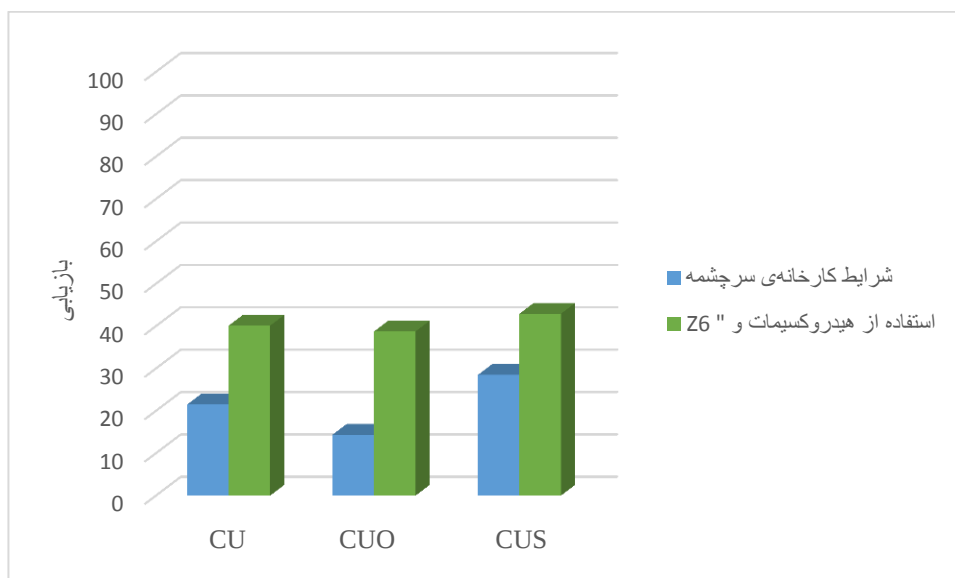
در این قسمت آزمون‌ها با استفاده از دو کلکتور به طور همزمان در یک آزمایش که هیدروکسیمات به عنوان کلکتور مورد استفاده به عنوان کلکتور کانی‌های اکسیدی مس و Z_6 برای فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی می‌باشد که این روش نسبت به سایر روش‌های امتحان شده عملکرد نسبتاً بهتری داشته است. بعد از انجام چندین آزمایش و به دست آوردن مقدار بهینه مصرف مواد موردنظر به شرایط زیر دست یافته شد. این آزمایش در pH ۸-۹ انجام‌شده که در سلول فلوتاسیون دنور ۴/۳ لیتری با دور موتور ۱۴۰۰ rpm و درصد جامد ۲۸ با مقدار مشخص نمونه می‌باشد، شرایط آزمایش‌ها در جدول ۴-۶ آمده است.

جدول ۴-۶

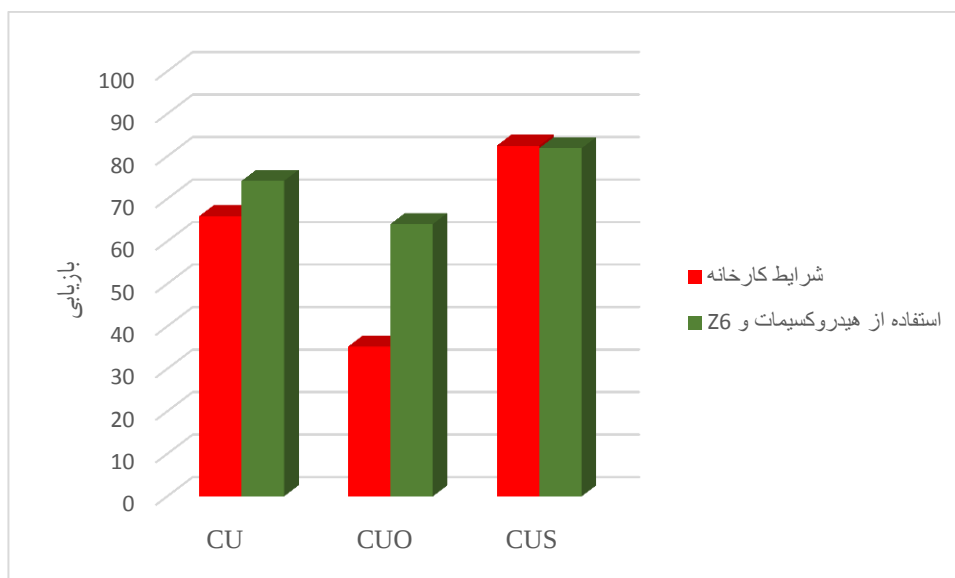
جدول ۴-۶- نوع و مقدار مواد شیمیایی موردنظر

زمان (دقیقه)	مواد مورد استفاده	نقش	مقدار (g/t)
قبل از شروع	آهک	تنظیم pH	مقدار لازم
۰	پتاسیم آمیل اگزانتات (Z ₆)	کلکتور	۵۰
۲	هیدروکسیمات	کلکتور	۵۰۰
۵	MIBC, A ₆₅	کفساز	۱۵

نتایج بهینه به دست آمده در نمودارهای زیر برای دو نمونه خاک موردنظر و مقدار بهبود بازیابی مربوطه در نمودارهای موجود در شکل ۴-۵ و شکل ۴-۶ قابل مشاهده است.



شکل ۴-۵- مقدار بهبود بازیابی مس با استفاده از فلوتاسیون با استفاده از هیدروکسیمات و Z₆ در نمونه خاک سرچشمه



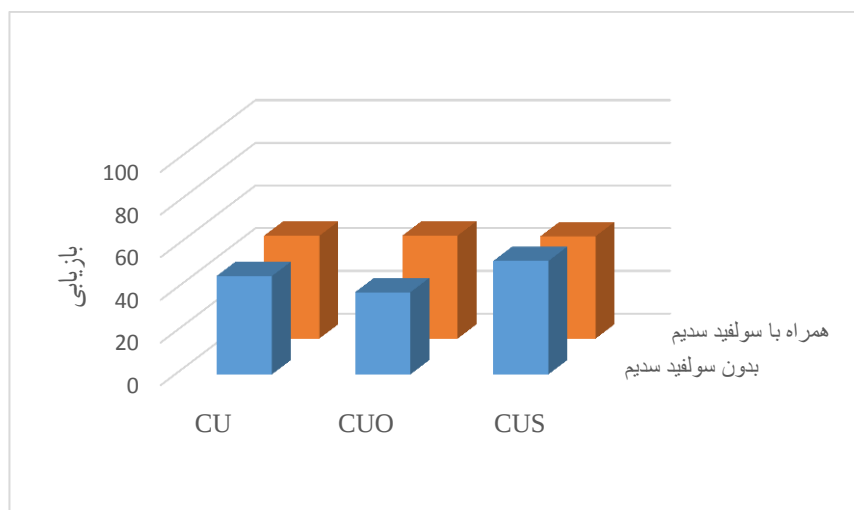
شکل ۴-۶- مقدار بهبود بازیابی مس با استفاده از فلوتاسیون با استفاده از هیدروکسیمات و Z6 در نمونه خاک دره‌زار

۴-۲-۵- فلوتاسیون با استفاده از سولفید سدیم، هیدروکسیمات و Z₆:

این آزمایش‌ها با شرایط عملیاتی قسمت ۴-۲-۴ با تفاوت اضافه کردن سولفید سدیم جهت سولفیداسیون بخش اکسیدی نمونه بوده و شرایط نسبتاً بهتر موجود در جدول ۴-۷ و نمودار شکل ۴-۷ ارائه شده است.

جدول ۴-۷- شرایط انجام آزمایش و نوع و مقدار مواد شیمیایی موردنظر در این قسمت

زمان (دقیقه)	مواد مورد استفاده	نقش	مقدار (g/t)
قبل از شروع	آهک	تنظیم pH	مقدار لازم
۰	سولفید سدیم	سولفید کننده	۳۰۰
۳	Z ₆	کلکتور	۵۰
۵	هیدروکسیمات	کلکتور	۱۵۰
۸	MIBC, A ₆₅	کفساز	۱۵

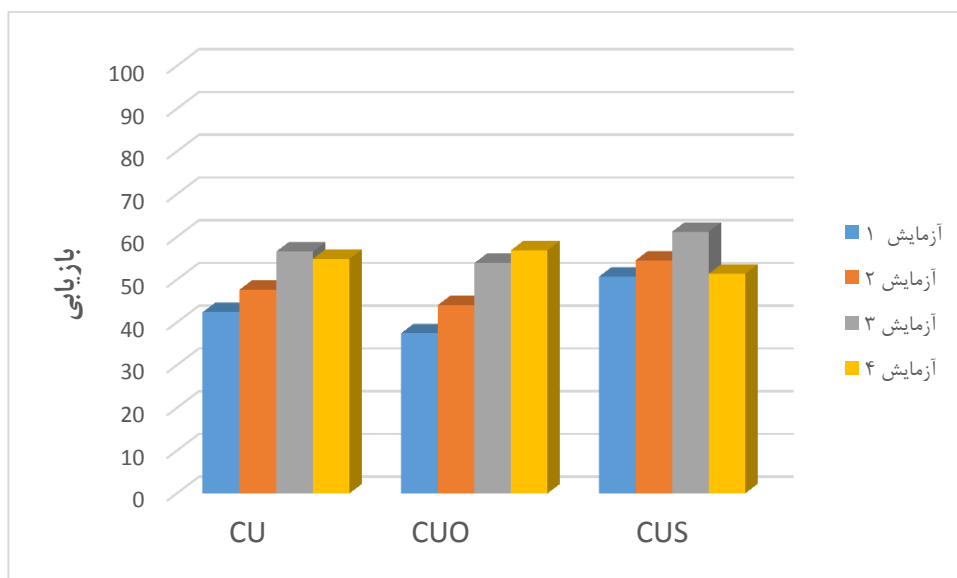


شکل ۴-۷- مقدار بهبود بازایی مس در صورت وجود سولفید سدیم

در مرحله دوم به جای سولفید سدیم از سدیم هیدروکسید سولفید (NaHS) و همچنین اضافه کردن سیلیکات سدیم به عنوان متفرق کننده در سه آزمایش انجام شده و بهبود بازایی مورد ارزیابی قرار گرفت، دستور کار آزمایش های انجام شده در جدول ۴-۸ آمده است، همچنین نتایج حاصل از آزمایش ها در شکل ۴-۸ قابل مشاهده است.

جدول ۴-۸- نوع و مقدار مواد شیمیایی مصرف شده

زمان (دقیقه)	آهک	سیلیکات سدیم (g/t)	سدیم هیدروکسید سولفید (g/t)	Z ₆ (g/t)	هیدروکسیمات (g/t)	MIBC, A ₆₅ (g/t)
۱	مقدار لازم	۲۰۰	۳۰۰	۵۰	۱۵۰	۱۵
۲	مقدار لازم	۳۰۰	۳۰۰	۵۰	۱۵۰	۱۵
۳	مقدار لازم	۳۰۰	۴۰۰	۵۰	۱۵۰	۱۵
۴	مقدار لازم	۴۰۰	۴۰۰	۵۰	۱۵۰	۱۵



شکل ۴-۸- نتایج حاصل از آزمایش‌ها مرحله دوم با استفاده از سیلیکات سدیم و سدیم هیدروکسید سولفید

با توجه به شکل می‌توان گفت که استفاده از سدیم هیدروکسید سولفید جهت سولفیدی کردن سطح بهتر از سولفید سدیم می‌باشد و بیشترین بازیابی به دست آمده در این قسمت برای نمونه خاک سرچشمه حدود ۵۶ درصد می‌باشد که این نتیجه نسبت به سایر روش‌های استفاده‌شده بهتر است.

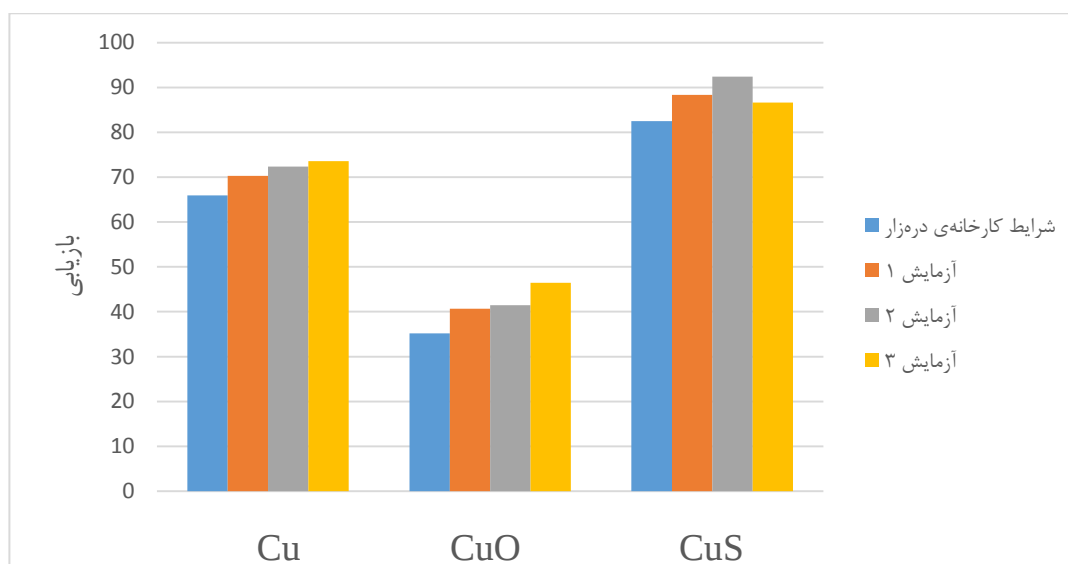
۴-۲-۶- آزمایش‌های بهینه‌سازی انجام‌شده روی خاک دره‌زار

بعد از پی بردن به این که هیدروکسیمات و Z_{11} عملکرد نسبتاً خوبی بر روی نمونه خاک دره‌زار دارد، با طراحی چندین آزمایش رفتار این خاک در واکنش با این مواد شیمیایی مورد ارزیابی بیشتری قرار گرفت، همچنین جایگزینی Z_6 به جای Z_{11} نیز در این آزمایش‌ها بررسی شد. شرایط عملیاتی این آزمایش‌ها مطابق سایر آزمایش‌های انجام‌شده یعنی با تنظیم دور موتور دستگاه روی ۱۴۰۰ دور بر دقیقه، در سلول ۴۳۰۰ میلی‌لیتری، تنظیم pH روی ۱۱/۸ درصد جامد ۳۵ درصد برای این نمونه خاک با وزن مشخص شده در بخش‌های قبل انجام شدند که مقدار و نوع مواد شیمیایی مصرفی در جدول ۴-۹ قابل مشاهده است.

جدول ۹-۴- نوع و مقدار مواد شیمیایی استفاده شده در آزمایش‌ها بهینه‌سازی دره‌زار

آزمایش	آهک	C ₇₂₄₀ (g/t)	Z ₁₁ (g/t)	Z ₆ (g/t)	هیدروکسیمات (g/t)	MIBC, A ₆₅ (g/t)
۱	مقدار لازم	۲۵	۱۵	-	۸۰	۱۵
۲	مقدار لازم	۲۵	-	۱۵	۸۰	۱۵
۳	مقدار لازم	۲۵	-	۳۰	۸۰	۱۵

نتایج حاصل از این سه آزمایش در نمودار شکل ۹-۴ قابل مشاهده که با شرایط اولیه کارخانه که برای این خاک قبلاً به دست آمده بود قابل مقایسه است.

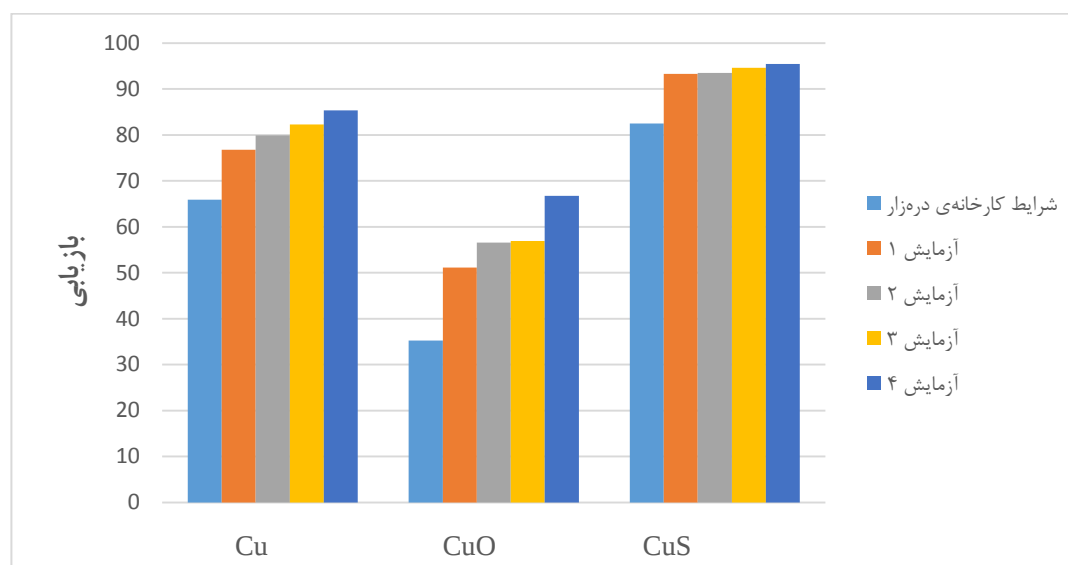


شکل ۹-۴- مقایسه نتایج به دست آمده در آزمایش‌های انجام شده روی خاک دره‌زار در مرحله اول

همان طور که مشاهده می‌شود، هر سه آزمایش بازیابی بهتری نسبت به شرایط اولیه کارخانه داشته‌اند، که در آزمایش ۲ این بهبود حدود ۷ درصد بوده و نسبت به آزمایش‌ها دیگر نسبتاً بهتر می‌باشد، با توجه به نتایج حاصله در این آزمایش‌ها می‌توان نتیجه گرفت که عملکرد Z₆ با هیدروکسیمات نسبت به Z₁₁ بهتر می‌باشد، در همین راستا آزمایش‌های مرحله دوم با همین رویکرد طراحی شدند و میزان تاثیر این دو ماده بیشتر بررسی شد. جدول ۱۰-۴ نوع و مقدار مواد شیمیایی آمده است و همچنین می‌توان نتایج به دست آمده از این آزمایش‌ها را در شکل ۱۰-۴ مشاهده کرد.

جدول ۱۰-۴- نوع و مقدار مواد شیمیایی مصرفی در آزمایش‌های مرحله دوم

آزمایش	آهک	C ₇₂₄₀ (g/t)	Z ₆ (g/t)	هیدروکسیمات (g/t)	MIBC, A ₆₅ (g/t)
۱	مقدار لازم	۲۵	۲۰	۸۰	۱۵
۲	مقدار لازم	۲۵	۲۰	۱۶۰	۱۵
۳	مقدار لازم	۲۵	۳۰	۱۶۰	۱۵
۴	مقدار لازم	۲۵	۴۰	۲۰۰	۱۵



شکل ۱۰-۴- نتایج حاصل از آزمایش‌های فلوتاسیون مرحله دوم در نمونه خاک دره‌زار

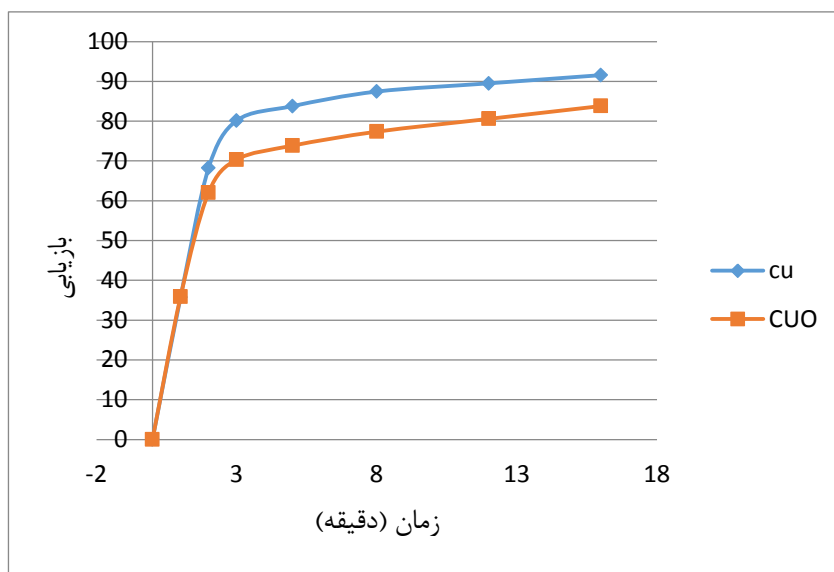
با توجه به نتایج بالا عملکرد خوب Z₆ با هیدروکسیمات روی نمونه خاک دره‌زار قابل مشاهده است، این بهبود برای بازیابی کلی مس حدود ۲۰ درصد و برای مس اکسیدی حدود ۳۰ درصد و همچنین برای مس سولفیدی حدود ۱۳ درصد می‌باشد، با این حال می‌توان گفت نتایج خوبی در این نمونه خاک به دست آمده است در همین راستا تصمیم بر دو تست سنتیکی گرفته شد که مقادیر مواد اضافه شده طی چند مرحله در طول انجام آزمایش و چند مرحله کف‌گیری می‌باشد که در قسمت بعد بیشتر توضیح داده شده‌اند.

۴-۲-۷-آزمایش سنتیکی انجام شده روی نمونه های سرچشمه و دره زار

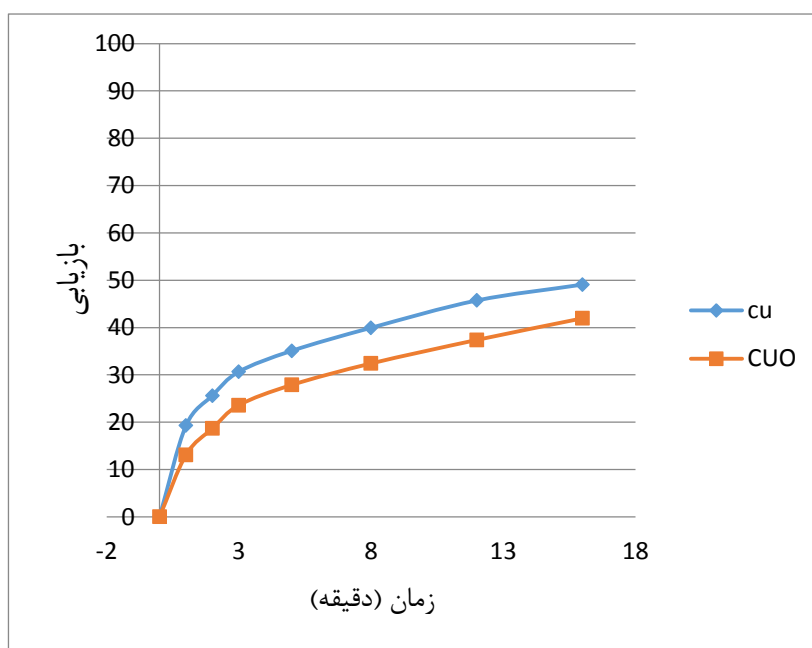
در این قسمت دو آزمایش طراحی شد که شرایط انجام آن ها یکسان با تفاوت این که در این آزمایش ها در چند زمان متفاوت کف گیری داشته و همچنین نحوه اضافه کردن مواد شیمیایی نسبت به آزمایش های دیگر نسبتا متفاوت است، به این گونه که مواد طی چند مرحله و بعد از هر کف گیری اضافه می شود، شرایط انجام آزمایش و همچنین مقدار و نوع مواد شیمیایی اضافه شده در جدول ۴-۱۱ آمده است. سایر شرایط مانند آزمایش های دیگر می باشد. همچنین مقدار بازیابی به دست آمده در آزمایش ها را می توان در شکل ۴-۱۱ و شکل ۴-۱۲ مشاهده کرد.

جدول ۴-۱۱- شرایط انجام آزمایش ها سنتیکی و مقدار و نوع مواد شیمیایی

سیلیکات سدیم (g/t)	MIBC, A ₆₅ (g/t)	Z ₆ (g/t)	هیدروکسیمات (g/t)	آهک	زمان (دقیقه)	
	-	-	-	مقدر لازم	۰	تنظیم pH
۲۰۰	۱۵	۳۰	۸۰	-	۲	آماده سازی
-	-	-	-	-	۳	کف گیری ۱
-	-	-	-	-	۴	کف گیری ۲
-	-	-	-	-	۵	کف گیری ۳
-	۵	۱۰	۳۰	-	۷	آماده سازی
-	-	-	-	-	۱۰	کف گیری ۵
-	۵	۱۰	۲۰	-	۱۲	آماده سازی
-	-	-	-	-	۱۵	کف گیری ۶
-	-	-	-	-	۱۹	کف گیری ۷
-	-	-	-	-	۲۳	کف گیری ۷



شکل ۴-۱۱- مقادیر بازیابی مشاهده شده در آزمایش سنتیکی در نمونه خاک دره زار



شکل ۴-۱۲- مقادیر بازیابی مشاهده شده در آزمایش سنتیکی در نمونه خاک دره زار

با توجه به نمودارهای موجود در شکل‌های بالا می‌توان مشاهده کرد که مقدار بازیابی به دست آمده برای نمونه خاک دره زار حدود ۹۱ درصد و بازیابی مس اکسیدی آن ۸۳ درصد می‌باشد که نتایج قابل قبولی می‌باشند و همچنین برای خاک سرچشمه بازیابی کلی حدود ۴۹ و بازیابی مس اکسیدی حدود ۴۲ می‌باشد که نسبت به آزمایش‌های انجام شده روی این خاک شرایط نسبتاً بهتری را داشته است.

۴-۲-۸-نرمه گیری

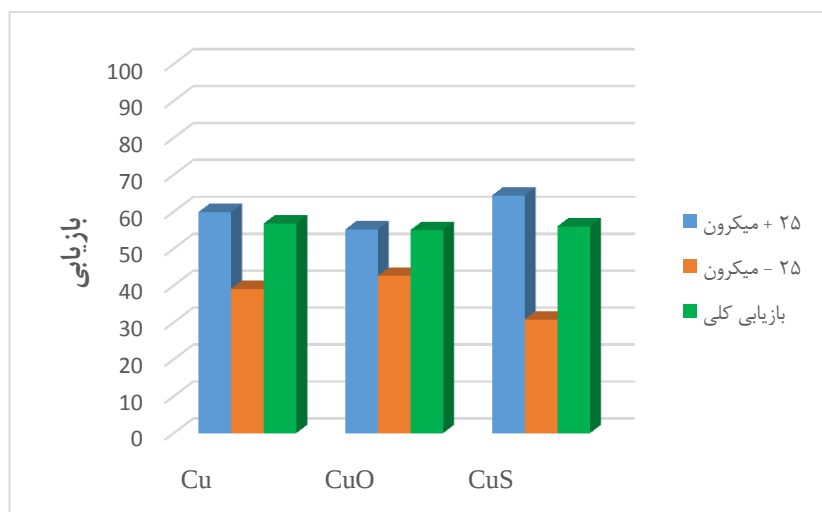
در این بخش از تحقیق با توجه به اینکه نمونه سرچشمه بازیابی مطلوبی نداده است، ما با احتمال این که ممکن است این خاک حین خردایش نرمه زیادی تولید کند که به خاطر سختی خاک و وجود رس می باشد، تصمیم بر یک مرحله نرمه گیری روی خاک گرفته شد، مراحل انجام کار به صورت زیر می باشد:

ابتدا نمونه را وزن کرده و برای خردایش در داخل آسیا ریخته می شود و روند خردایش با همان شرایط و زمان قبلی که برای سرچشمه ۲۱ دقیقه بود انجام می شود، سپس نمونه را فیلتر کرده و در این قسمت از کار بعد از فیلترشدن نمونه آن را با استفاده از کوچک ترین سرنده موجود در آزمایشگاه که ۲۵ میکرون می باشد شسته و به این ترتیب مقادیر کوچک تر از ۲۵ میکرون و بزرگتر از این مقدار جداسازی می شوند، سپس با استفاده از دستور موجود در بخش ۴-۲-۵ روی مقادیر بزرگتر از ۲۵ میکرون آزمایش انجام داده، که نتایج آن در شکل زیر قابل مشاهده است. هم چنین با توجه به اینکه بعد از عیارسنجی معلوم شد مقادیر کوچک تر از ۲۵ میکرون دارای عیار مس نسبتا بالایی می باشند روی این مقادیر نیز آزمایش انجام شد منتهی به خاطر اینکه این مقادیر دارای نرمه بیشتری می باشد درصد جامد داخل سلول را از ۲۸ به ۱۸ کاهش داده و سپس بعد از محاسبه چگالی نرمه ها طبق روند قبلی و با استفاده از پیکنومتر مطابق جدول ۴-۱۲ وزن نمونه را محاسبه کرده و آزمایش موردنظر با همان دستورکار انجام شده و با استفاده از نتایج به دست آمده بازیابی کلی محاسبه شده است.

جدول ۴-۱۲- محاسبه چگالی ذرات کوچکتر از ۲۵ میکرون

وزن پیکنومتر	47.947		
وزن پیکنومتر و آب	147.379		
وزن خاک	4.069	4.076	4.025
وزن پیکنومتر و آب و خاک	149.927	149.924	149.894
دانسیته	2.61	2.60	2.60
محاسبات	1.55	1.56	1.54

سپس با استفاده از چگالی محاسبه شده در جدول بالا و درصد جامد ۱۸ می توان مقدار نمونه خاک ورودی به سلول محاسبه شده که این مقدار حدود ۴۸۵ گرم می باشد، سپس با استفاده از سلول ۲۳۰۰ میلی لیتری و دور موتور ۱۱۰۰ دور بر دقیقه آزمایش موردنظر انجام شده که نتایج به دست آمده در هر قسمت در شکل ۴-۱۳ قابل مشاهده است.



شکل ۴-۱۳- مقادیر بازیابی محاسبه شده در مرحله نرمه گیری

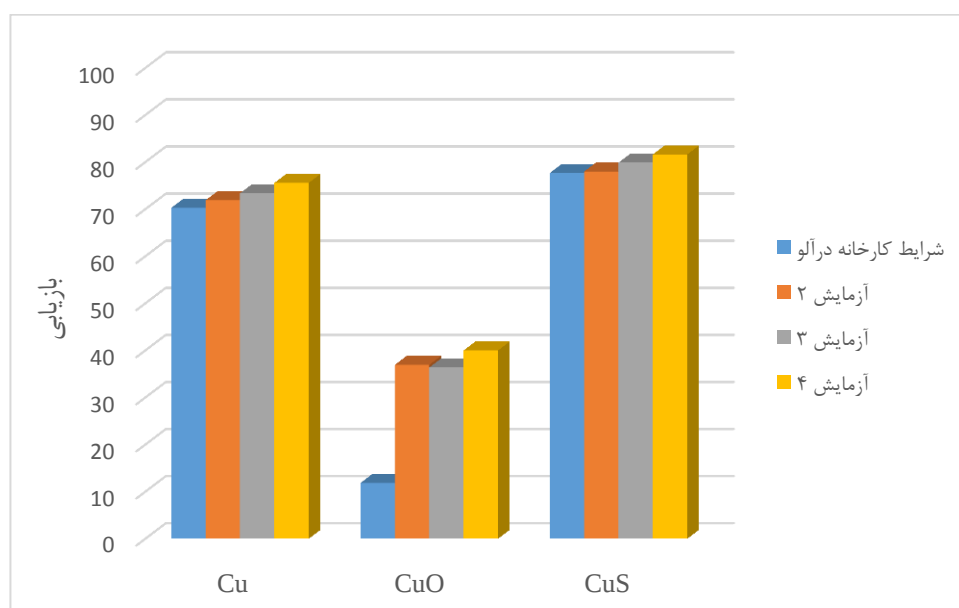
۴-۲-۹- آزمایش های بررسی شده روی خاک درآلو

در این بخش از تحقیق نمونه سوم که خاک معدن درآلو می باشد مورد بررسی و آزمون قرار گرفت، این خاک دارای زمان خردایش ۲۶ دقیقه و ۳۰ ثانیه می باشد و خاکی نسبتا سخت با زمان خردایش بالا

می‌باشد، همچنین با عیار مس ۰/۴۶ و عیار مس اکسیدی ۰/۰۷ نسبت به نمونه‌های دیگر دارای عیار نسبتاً پایین‌تری می‌باشد، آزمایش‌های انجام‌شده با خردایش نمونه برابر ۸۰ درصد کوچکتر از ۷۰ میکرون و در صد جامد سلول برابر ۳۵ و pH موردنظر بر روی ۱۲ با استفاده از آهک تنظیم شده است، این آزمایش‌ها در سلول دنور با دور همزن ۱۴۰۰ دور بر دقیقه و در ظرف ۴/۳ لیتری انجام‌شده که نوع و مقدار مواد شیمیایی در جدول ۴-۱۳ آمده است.

جدول ۴-۱۳- شرایط انجام آزمایش و نوع و مقدار مواد شیمیایی موردنظر روی خاک درآلو

آزمایش	Z _{۱۱}	C ₄₁₃₂	AM ₂₈	MIBC	Z ₆
۱	۵	۴۰	۰	۴۵	۰
۲	۵	۴۰	۶۵	۴۵	۰
۳	۰	۴۰	۶۵	۴۵	۵
۴	۰	۴۰	۶۵	۴۵	۱۰



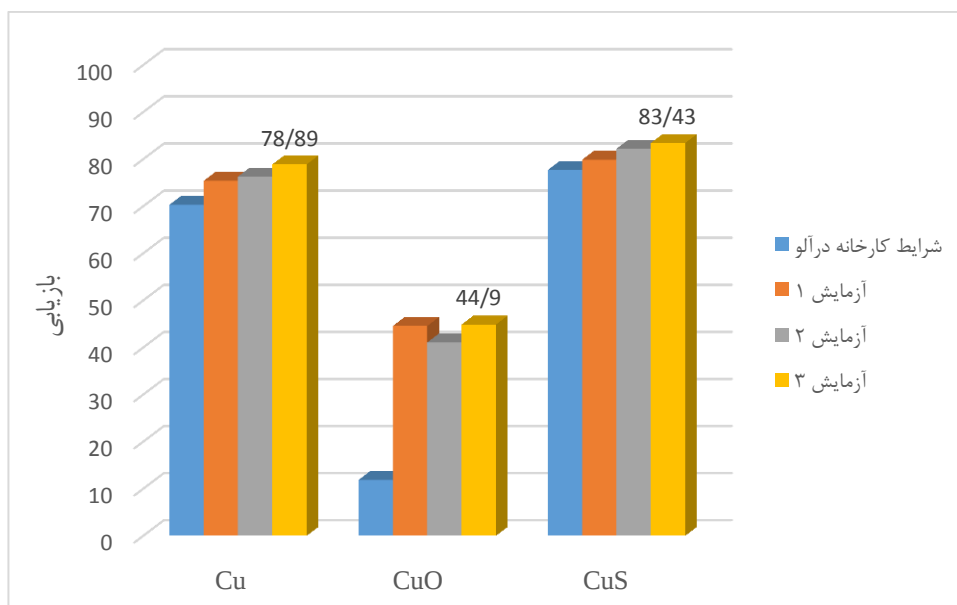
شکل ۴-۱۴- مقایسه نتایج به دست آمده روی خاک درآلو و مقدار بهبود بازیابی مس در این نمونه

نتایج و مقدار بهبودی که در بازیابی به دست آمد در نمودارهای زیر قابل مشاهده است در این قسمت شرایط آزمایشی اول مربوط به شرایط کارخانه بوده که در نمودارهای موجود در شکل ۴-۱۴ آزمایش‌های دیگر با آن مقایسه شده‌اند.

همان طور که مشاهده می‌شود، بازیابی مس اکسیدی نسبت به شرایط اولیه کارخانه حدود ۳۰ درصد در آزمایش ۴ افزایش یافته است، ولی با توجه به اینکه درصد مس اکسیدی در این خاک خیلی کم می‌باشد درصد بازیابی کلی افزایش چشم‌گیری نداشته است و این بهبود در حدود ۴ الی ۵ درصد می‌باشد. این امر با اضافه کردن کلکتور هیدروکسیمات به مقدار ۶۵ گرم برتن بوده و همچنین در آزمایش ۳ و ۴ با تغییر Z_6 به جای Z_{11} مشاهده می‌شود که بازیابی مس سولفیدی نیز بهبود ۲ الی ۳ درصدی داشته است. در همین راستا آزمایش‌های دیگر با جایگزینی Z_6 به عنوان کلکتور کانی‌های سولفیدی طراحی شده‌اند، به همین دلیل در این بخش از کار چند آزمایش دیگر طراحی شد که جدول ۴-۱۴ و شکل ۴-۱۵ شرایط آزمایشی و نتایج به دست آمده را نشان می‌دهد، که در آن‌ها مقدار کلکتورها را نسبت به طراحی‌های قبلی مقداری افزوده شده است.

جدول ۴-۱۴- آزمایش‌های مرحله دوم روی نمونه خاک معدن درآلو

آزمایش	C_{4132}	AM_{28}	MIBC	Z_6
۱	۴۰	۱۰۰	۴۵	۵
۲	۴۰	۱۰۰	۴۵	۱۰
۳	۴۰	۱۵۰	۴۵	۱۰

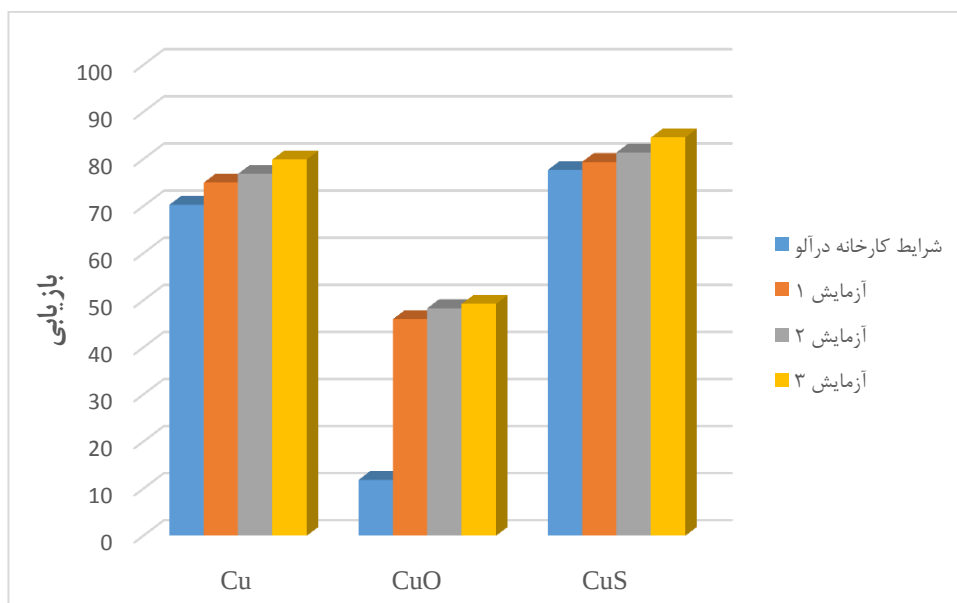


شکل ۴-۱۵- مقایسه نتایج به دست آمده روی خاک درآلو در مرحله دوم از آزمایش‌ها

نمودار موجود در شکل ۴-۱۵ نشان می‌دهد که با افزایش کلکتورها بهبود بازیابی میسر شده است و این بهبود برای مس اکسیدی حدود ۴ درصد و برای مس سولفیدی ۳ درصد و همچنین بازیابی کلی مس را حدود ۳ الی ۴ درصد بهبود داده است. در این جهت ما سه آزمایش دیگر با شرایط مشابه اما با افزایش دو کلکتور که مقادیر آن‌ها در جدول ۴-۱۵ قابل مشاهده است، افزایش این دو کلکتور را تا حد بیشتری مورد ارزیابی قرار دادیم.

جدول ۴-۱۵- آزمایش‌های مرحله سوم روی نمونه خاک معدن درآلو

آزمایش	C ₄₁₃₂	AM ₂₈	MIBC	Z ₆
۱	۴۰	۱۰۰	۴۵	۲۰
۲	۴۰	۱۵۰	۴۵	۳۰
۳	۴۰	۲۵۰	۴۵	۴۰



شکل ۴-۱۶- مقایسه نتایج به دست آمده روی خاک درآلو در مرحله سوم از آزمایش‌ها

با توجه به نمودار رسم شده در شکل ۴-۱۶ می‌توان مشاهده کرد که بازایی مس اکسیدی حدود ۲ الی ۳ درصد بهبود داشته است اما این بهبود با اضافه کردن هیدروکسیمات به مقادیر ۱۵۰ و ۲۵۰ گرم بر تن بوده است و همچنین بازایی کلی حدود ۱ الی ۲ درصد بهبود داشته که نسبت به اضافه شدن کلکتورها این بهبود قابل قبول نمی‌باشد، و همچنین افزایش هیدروکسیمات باعث افزایش وزن کنسانتره نیز شده و در حالت کلی مصرف این مقادیر کلکتور باعث دستیابی به شرایط مطلوب‌تری نشده است، در نتیجه می‌توان گفت بهترین بازایی کلی که در این قسمت به دست آمد حدود ۷۹ برای نمونه خاک درآلو می‌باشد.

فصل پنجم

خلاصه، نتیجه‌گیری و پیشنهادها

۵-۱- مقدمه:

همان طور که بحث شد در این تحقیق به صورت کلی سه نمونه خاک مورد ارزیابی قرار گرفتند که نمونه خاک اول مربوط به معدن مس سرچشمه با عیار کلی مس ۱/۰۱ و عیار مس اکسیدی ۰/۵۹، نمونه دوم مربوط به معدن دره زار با عیار کلی مس ۱/۳۴ و مس اکسیدی ۰/۴۸ و همچنین معدن درآلو با عیار کلی مس ۰/۴۶ و مس اکسیدی ۰/۰۷ می باشد، این نمونه ها تحت آزمایش های متفاوت بررسی شدند و رفتار خاک های مربوطه مورد ارزیابی قرار گرفت. با توجه به این که این نمونه ها دارای ترکیبی از مس سولفیدی و اکسیدی می باشند، در نتیجه روشی که وجود دارد ابتدا باید بازایی مس سولفیدی را در اولویت قرار داده و با جلوگیری از افت بازایی آن مس اکسیدی را نیز بهبود بخشید. در این تحقیق با بررسی سه نمونه خاک و شناسایی ویژگی های آن ها روش ها و مواد شیمیایی متفاوتی بررسی شده که در ادامه ی این فصل نتایج به دست آمده به صورت کلی مورد بحث قرار می گیرد. روش های بررسی شده و نتایج به دست آمده در فصل ۴ به طور کامل مورد تحلیل قرار گرفتند که خلاصه ای از نتایج به دست آمده در ادامه ی این فصل ارائه می گردد.

۵-۲- خلاصه

در این قسمت به صورت کلی روش ها و مواد شیمیایی که در این تحقیق استفاده شد به صورت خلاصه و کوتاه آورده شده است.

ابتدا در فصل اول مفاهیم اولیه و معرفی از معادن مربوطه، مس، مس اکسیدی و مس سولفیدی و همچنین روش های استفاده شده برای فرآوری آن ها آمده است، در فصل دوم پیشینه ای از تحقیق و کارهایی که در این مورد انجام شده است آورده شده است، سپس در ابتدای فصل سوم چگونگی نمونه گیری و آماده سازی آن ها، دستگاه های مورد استفاده برای این امر از جمله سنگ شکن های فکی آورده شدند، در ادامه با ارائه آنالیزهای شیمیایی نمونه ها و معلوم شدن عیار آن ها، آزمون های صحت

تقسیم انجام شدند و سپس با محاسبه چگالی و مقدار وزن مورد استفاده در آسیای گلوله‌ای برای هر یک از نمونه‌ها زمان خردایش با تکرار فرآیند بحث شده در فصل محاسبه شد که این زمان برای نمونه خاک سرچشمه ۲۱ دقیقه، نمونه خاک دره‌زار ۱۵ دقیقه و نمونه خاک درآلو ۲۶ دقیقه و ۳۰ ثانیه بود، در ادامه مطلب این بخش مواد شیمیایی مصرف‌شده در آزمایش‌های فلوتاسیون آورده شده و سپس روش آزمایش‌های مربوط به این تحقیق به صورت کلی و همچنین شرایط انجام آن‌ها و دستگاه‌های استفاده‌شده برای انجام این کار آورده شدند، که این روش‌ها عبارت‌اند از راه‌کارهای استفاده‌شده برای فلوتاسیون مس اکسیدی از جمله استفاده از هیدروکسیمات برای بهبود فرآوری مس اکسیدی، استفاده از روش‌های مکانوشیمیایی، استفاده از فرآیند سولفیداسیون و استفاده از ترکیب روش‌های ذکرشده و امتحان مواد شیمیایی متفاوت به صورت کلی بحث شد و سپس در فصل ۴ این روش‌ها به صورت جزئی‌تر آمده و نتایج حاصل از آن‌ها مورد بحث و بررسی قرار گرفت که خلاصه‌ای کلی از این فصل در ادامه‌ی این بخش آورده شده است.

ابتدا روی دو نمونه دره‌زار و سرچشمه در شرایط معمول کارخانه آزمایش‌هایی انجام شد، که مقدار بازیابی محاسبه‌شده برای نمونه سرچشمه ۲۱ و برای نمونه دره‌زار حدود ۶۵ درصد بود، با توجه به این نتیجه می‌توان گفت خاک دره‌زار واکنش نسبتاً خوبی به مواد مصرفی در این قسمت داده است ولی بازیابی ۲۱ درصد برای خاک سرچشمه بسیار پایین است. در ادامه روش‌های متفاوتی بررسی شد.

در ابتدا تأثیر ترکیب فاکتورهای مختلف احیا کننده در سولفیداسیون اکسید مس، پس از به دست آوردن مقدار مطلوب هر یک از عوامل احیاکننده در روش مکانوشیمیایی بررسی شد، که جزئیات این روش و شرایط آن در متن آورده شده است، بیشترین بازیابی که در این قسمت برای خاک سرچشمه به دست آمد حدود ۳۸ درصد بوده و ۱۷ درصد بازیابی این نمونه خاک را بهبود داد، هر چند این مقدار کم نیست اما به صورت کلی می‌توان گفت بازیابی ۳۸ درصد نیز برای یک نمونه خاک مطلوب نمی‌باشد. آزمایش‌های بیشتری در روش مکانوشیمیایی انجام نشد چرا که این روش مستلزم اضافه کردن سولفور در

آسیا و کل فرآیند می‌باشد و انجام آزمایش‌ها در شرایط اسیدی باعث خوردگی تجهیزات شده و در مقیاس صنعتی مقرون به صرفه نمی‌باشد، در ادامه فلوتاسیون با استفاده از هیدروکسیمات و Z_{11} همراه با سولفیدی کردن بخش اکسیدی نمونه با استفاده از سولفید سدیم و هیدروسولفید سدیم انجام شد که بیشترین بازیابی به دست آمده حدود ۳۴ درصد برای نمونه خاک سرچشمه با استفاده از ۲۰۰ گرم برتن هیدروسولفید سدیم بود، در ادامه فلوتاسیون با استفاده از هیدروکسیمات و Z_6 و همچنین با اضافه کردن سولفید سدیم آزمایش‌هایی طراحی و انجام شدند که بازیابی نمونه خاک سرچشمه را تا حدود ۴۸ درصد بهبود داده است که همراه با ۱۵۰ گرم برتن هیدروکسیمات و ۳۰۰ گرم برتن سولفید سدیم می‌باشد، این روش روی خاک دره‌زار نیز ارزیابی شد که بازیابی آن حدود ۷۴ درصد بود. در همین قسمت با جایگزینی هیدروسولفید سدیم به جای سولفید سدیم و امتحان مقادیر متفاوت آن مقدار بازیابی نمونه خاک سرچشمه را تا حدود ۵۶ درصد بخشید که نسبت به شرایط اولیه کارخانه سرچشمه این بهبود حدود ۳۵ درصد می‌باشد.

در ادامه با به دست آوردن بازیابی ۷۴ برای نمونه خاک دره‌زار چندین آزمایش دیگر برای این نمونه خاک طراحی و انجام شدند که در مرحله اول با استفاده از دو کلکتور هیدروکسیمات و Z_6 بازیابی حدود ۷۸ درصد به دست آمد و در مرحله دوم از آزمایش‌ها با افزایش مقدار کلکتورها این بازیابی تا حدود ۸۵ درصد برای نمونه خاک دره‌زار رسید، در قسمت بعدی از این فصل دو تست سنتیکی انجام شد که بازیابی نهایی به دست آمده برای خاک دره‌زار حدود ۹۱ درصد با بازیابی اکسیدی ۸۳ و همچنین بازیابی به دست آمده برای خاک سرچشمه در این قسمت حدود ۴۹ با بازیابی اکسیدی ۴۲ درصد می‌باشد.

بعد از انجام این مراحل و به دست آوردن بازیابی نه چندان مطلوبی برای نمونه خاک سرچشمه یک مرحله نرمه‌گیری روی این خاک انجام دادیم که با شستن نمونه بعد از خردایش به وسیله سرنده ۲۵ میکرون بود که بازیابی کلی که به دست آمد حدود ۵۷ درصد بود.

روی نمونه خاک درآلو نیز در سه مرحله آزمایش‌هایی طراحی و انجام شد، با مقادیر مشخص هیدروکسیمات، Z_6 و C_{4132} بودند که مقادیر دقیق آن‌ها در هر یک از آزمایش‌ها در بخش ۴-۲-۹ آمده است و بیشترین بازیابی که در شرایط مطلوب برای این نمونه خاک به دست آمد حدود ۷۹ درصد بود که نتیجه قابل قبولی می‌باشد.

۵-۳- نتیجه‌گیری:

در مطالعه انجام‌شده کانسنگ‌های اکسیدی مس موجود در نمونه‌های تهیه‌شده از سه معدن مس سرچشمه، درآلو و دره‌زار شناسایی شد، هدف از این کار بهبود بازیابی فرآوری کانی‌های مس اکسیدی به روش فلوتاسیون بود که با استفاده از روش‌های متفاوت و همچنین استفاده از انواع مواد شیمیایی از جمله PAX و هیدروکسیمات انجام‌شد، در شرایط آزمایشی مشخص جداسازی مس اکسیدی مورد ارزیابی قرار گرفت که از بین مواد شیمیایی مصرفی برای بخش سولفیدی Z_6 بهتر از Z_{11} و سولفید کننده‌ها هیدروسولفید سدیم بهتر از سولفید سدیم بود.

همچنین بازیابی‌های مطلوب در قسمتی از آزمایش‌ها بود که Z_6 به عنوان کلکتور بخش سولفیدی نمونه و هیدروکسیمات به عنوان بخش اکسیدی نمونه استفاده شدند.

بیشترین مقدار بازیابی کلی مس برای نمونه دره‌زار با مقدار ۹۱/۵ مس و ۸۳/۸ برای بخش اکسیدی نمونه بود. نمونه خاک درآلو با بیشترین بازیابی کلی ۷۹/۸۹ و بازیابی بخش اکسیدی ۴۴/۹ و همچنین نمونه سرچشمه با بازیابی کلی مس ۵۷ درصد و بازیابی مس اکسیدی ۵۵ درصد به دست آمد.

۵-۱-پیشنهاده‌ها

۱- بررسی عملکرد انواع سولفیدکننده‌ها از جمله هیدروسولفید سدیم و سولفید آمونیوم جهت

چگونگی سولفیدی کردن سطح انواع کانی‌های اکسیدی مس

۲- بررسی نرمه‌ها و تاثیر آن‌ها بر جداسازی مس در آزمایش‌های فلوتاسیون و ارائه راهکار مناسب

جهت حذف کردن آن‌ها

۳- بررسی سینیتیک و مکانیزم سولفیدی شدن کانی‌های اکسیدی

منابع:

- ۱- ویسکرمی (۱۳۸۹)، زمین شناسی اقتصادی مس از کانه تا فرآورده ،
<http://saeedveis.blogfa.com/post/25>
- 2- S. M. Bulatovic, (2007) "Handbook of flotation reagents, Chemistry, Theory and Practice: Flotation of Sulfide Ores," Retrieved, vol. 4, No. 12,.
- 3- Z.-F. Cao, H. Zhong, G.-Y. Liu, and S.-J. Zhao(2009) "Techniques of copper recovery from Mexican copper oxide ore," Mining Science and Technology (China), vol. 19, no. 1, pp. 45–48.
- ۴- بولاتویچ، س.(۲۰۰۷). راهنمای واکنش‌گرهای فلوتاسیون. ترجمه کلینی، م. ۱۳۹۲. انتشارات دانشگاه صنعتی امیر کبیر.
- ۵- رضائی، ب.«فلوتاسیون». دانشگاه هرمزگان، ۱۳۸۵.
- ۶- نعمت الهی، ح.«کانه‌آرایی». دانشگاه تهران، ۱۳۷۱.
- 7-Numprasanthai, A. (2013)'' an inevestigation of chrysocolla flotation using n-octanohydroxamate collector''. Phd diss. griffith university.
- 8- Miller, J. D., et al. (2007) "'Flotation chemistry and technology of nonsulfide minerals." Froth Flotation: A Century of Innovation, (MC Fuerstenau, G. Jameson, and RH Yoon, Eds.), New York: SME (2007): 465-466.
- 9- Raghavan, S., and D. W. Fuerstenau.(1977) "Characterization and pore structure analysis of a copper ore containing chrysocolla." International Journal of Mineral Processing 381-394.
- 10- Wen, Ya, et al. (2012) "Flotation of a refractory copper oxide ore using ammonium bicarbonate as activator." Advanced Materials Research. Vol. 581. Trans Tech Publications.
- 11- Chen, Dai-xiong, et al (2012) "Copper Oxide Flotation using Collector Mixture of Benzohydroxamic Acid and Butylxanthate: Fundamentals to Application".

- 12- A. M. Gaudin(1957), Flotation. McGraw-Hill.
- 13- S. Bulatovic, (1996) “The Investigation into Recovery of Gold Containing Cuprite Ores using Sulphidization with Ester Modified Xanthate,”.
- ۱۴- فتحی. حبشی, «هیدرومتالورژی- جلد اول» ترجمه, شفائی. سید ضیالالدین, عبدالهی . محمود انتشارات دانشگاه شاهرود, چاپ دوم سال ۱۳۹۱.
- 15- Tsuzuki, T. and McCormick, P.G, (2004) Mechanochemical synthesis of nanoparticles, Journal of Materials Science, 39: 5143-5146.
- 16- Suryanarayana C (2001) Mechanical alloying and milling, Progress in Materials Science46: 1-184.
- 17 - Xu, L., Tian, J., Wu, H., Lu, Z., Sun, W., & Hu, Y. (2017) The flotation and adsorption of mixed collectors on oxide and silicate minerals. Advances in colloid and interface science, 250, 1-14.
- 18- Wan-zhong YIN^{1,2}, Qian-yu SUN¹, Dong LI¹, Yuan TANG¹, Ya-feng FU¹, Jin YAO¹(2018). Mechanism and application on sulphidizing flotation of copper oxide with combined collectors. 1. College of Resources and Civil Engineering, Northeastern University.
- 19- Mojtaba Masdarian a, Asghar Azizia*, Zahra Bahri b- (2019). Mechanochemical Sulfidization of a Mixed Oxide-Sulphide Copper Ore by Co grinding with Sulfur and Its Effect on the Flotation Efficiency. Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics.
- 20- K. Lee, D. Archibald, J. McLean, M.A. Reuter. (2009) Flotation of mixed copper oxide and sulphide minerals with xanthate and hydroxamate collectors. Minerals Engineering 395–401.
- 21- Renfeng Zhu, Guohua Gu, Zhixiang Chen, Yanhong Wang and Siyu Song. (2019). A New Collector for Effectively Increasing Recovery in Copper Oxide Ore-Staged Flotation. School of Minerals Processing and Bio-Engineering.
- 22- Moharram Asadi, Faraz Soltani, Mohammad Reza Tavakoli Mohammadi, AhmadKhodadadi Darban, Mahmoud Abdollahy. (2019) A successful operational

initiative in copper oxide flotation: Sequential sulphidisation-flotation technique. *Physicochem. Probl. Miner. Process.*, 55(2), 356-369.

23- Peilun Shen, Dianwen Liu, Xiaohui Xu, Xiaodong Jia, Xiaolin Zhang, Dan Liu and Ruizeng Liu. (2018). Effect of Ethylene Diamine Phosphate on the Sulfidization Flotation of Chrysocolla. *Faculty of Land Resource Engineering*.

24- Ahmed A. Seifelnasr, Ghorashi Z. Zain, Abdel-Zaher M. Abouzeid (2017). Flotation of an Oxidized Copper Sulfide Ore. *Journal of Mining World Express (MWE) Volume 6*.

25- D.W. Fuerstenau, R. Herrera-Urbina, D.W. McGlashan (2000). Studies on the applicability of chelating agents as universal collectors for copper minerals. *Int. J. Miner. Process.* 58 15–33.

26- Tebogo P. Phetla and Edison Muzenda, (2010). A Multistage Sulphidisation Flotation Procedure for a Low Grade Malachite Copper Ore. *World Academy of Science, Engineering and Technology International Journal of Chemical, Molecular, Nuclear, Materials and Metallurgical Engineering Vol:4, No:9*.

27- Dai-xiong Chen, Chun-ming He, Jun Xiao, Xiaodong L. Copper Oxide Flotation using Collector Mixture of Benzohydroxamic Acid and Butylxanthate: Fundamentals to Application.

28- L.T. Tijsseling, Q. Dehaine, G.K. Rollinson, H.J. Glass. Flotation of mixed oxide sulphide copper-cobalt minerals using xanthate, dithiophosphate, thiocarbamate and blended collectors. *Minerals Engineering*.

29- F. Ntengwe and L.K. Witika (2011). Optimization of the operating density and particle size distribution of the cyclone overflow to enhance the recovery of the flotation of copper sulphide and oxide minerals. *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*.

30- J.S. LEE, D.R. NAGARAJ and J.E. COE, (1998). PRACTICAL ASPECTS OF OXIDE COPPER RECOVERY WITH ALKYL HYDROXAMATES. *Minerals Engineering*, Vol. 11, No. 10, pp. 929-939.

31- D.W. Fuerstenau, Pradip (2005). Zeta potentials in the flotation of oxide and silicate minerals. *Advances in Colloid and Interface Science* 114–115 9 – 26.

- 32- SERGIO CASTRO, JORGE GOLDFARB and JANUSZ LASKOWSKI (1974). SULPHIDIZING REACTIONS IN THE FLOTATION OF OXIDIZED COPPER MINERALS, I. CHEMICAL FACTORS IN THE SULPHIDIZATION OF COPPER OXIDE. *International Journal of Mineral Processing*, 141-149.
- 33- Jun Liu, Zhe Hu, Guangyi Liu, Yaoguo Huang & Zhiyong Zhang (2019). Selective Flotation of Copper Oxide Minerals with A Novel Amino-Triazole-Thione Surfactant: A Comparison to Hydroxamic Acid Collector. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*.
- 34- M. Barbaro, R. Herrera Urbina. Cozza. Fuerstenau. Marabini (1997). Flotation of oxidized minerals of copper using a new synthetic chelating reagent as collector. *Int. J. Miner. Process.* 50 275-287.

Abstract:

In the study, by identifying copper oxide ores in samples prepared from three copper mines Sarcheshmeh, Darloo mine and Darrehzar mine, the method of oxidized copper processing using flotation was investigated, the aim of which was to improve recovery of copper oxide mineral processing by flotation method using different methods as well as the use of various chemicals including PAX and hydroxymate available for these samples with different agendas in specific experimental conditions and evaluation of oxide copper separation with use of experiments performed.

In this research, initial tests were performed under normal factory conditions and then, using the instructions given in the text, various methods for oxidized copper separation and its recovery were investigated and the results were compared with the initial conditions of the factory. Then, by calculating the recovery obtained from each method and experiments performed, as well as analyzing the results and presenting them using bar charts for each sample, it was shown that the maximum amount of total recovery copper for the Darezar sample was 91.5% for copper and 83.8% for the oxide part. Overall copper recovery was 57% and oxide copper recovery was 55%.

Keywords: Oxide copper ore; Flotation; Improved copper recovery; PAX and hydroxymate; Sarcheshmah; Darezar; Daraloo



Shahrood University of Technology

Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics Engineering

Thesis Submitted for the Degree of M.Sc. on Mineral Processing Engineering

Improving the recovery of oxide copper processing by flotation method in Sarcheshmeh copper complex

By: Fatemeh Karimnejad

Supervisors

Dr. Mohammad Karamouzian

Dr. Mohammad Jahani Chegni

industrial advisor

Mohammad Mahmoudi Meymand

Octobre 2021