

صلى الله عليه وسلم



دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک

رشته‌ی مهندسی معدن گرایش فرآوری مواد معدنی

پایان نامه کارشناسی ارشد

تأثیر نسبت عیاری کانی‌های سولفیدی به اکسیدی در فرآیند فلوتاسیون بر

عملکرد جدایش (مطالعه موردی معدن مس نسیم بردسکن)

نگارنده:

سید علیرضا رضوی

استاد راهنما:

دکتر محمد کارآموزیان

بهمن ۱۳۹۷

شماره: ۲۴۹۷/۶۵۵۴
تاریخ: ۹۵/۱۲/۲۰

باسمه تعالی



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 آقای سید علیرضا رضوی با شماره دانشجویی ۹۵۰۷۱۰۴ رشته مهندسی معدن گرایش فرآوری مواد معدنی تحت عنوان تاثیر نسبت عیاری کانی‌های سولفیدی به اکسیدی در فرآیند فلوتاسیون بر عملکرد جدایش (مطالعه موردی معدن مس نسیم بردسکن) که در تاریخ ۹۷/۱۱/۸ با حضور هیأت محترم داوران در دانشگاه صنعتی شاهرود برگزار گردید به شرح ذیل اعلام می‌گردد:

☐ مردود ☒ قبول (با درجه: <u>تمیز</u>)			
☐ عملی ☒ نظری: نوع تحقیق:			
عضو هیأت داوران	نام و نام خانوادگی	مرتبه علمی	امضاء
۱- استاداراهنمای اول	محمد کاراموزیان	دانشیار	
۲- استاداراهنمای دوم	—	—	—
۳- استاد مشاور	—	—	—
۴- نماینده تحصیلات تکمیلی	مهدی نوروزی	استادیار	
۵- استاد ممتحن اول	محمد جهانی چگنی	استادیار	
۶- استاد ممتحن دوم	اصغر عزیزی	دانشیار	



نام و نام خانوادگی رئیس دانشکده:

تاریخ و امضاء و مهر دانشکده:

تبصره: در صورتی که کسی مردود شود حداکثر یکبار دیگر (در مدت مجاز تحصیل) می‌تواند از پایان نامه خود دفاع نماید (دفاع

مجدد نباید زودتر از ۴ ماه برگزار شود).

تقدیم به:

پدر، مادر و همسر مهربان و عزیزم

و تمامی دوستانی که در این مسیر مرا یاری نمودند.

تقدیر و تشکر

سپاس و ستایش خدای را جل و جلاله که آثار قدرت او بر چهره روز روشن، تابان است و انوار حکمت او در دل شب تار، درفشان. آفریدگاری که خویشتن را به ما شناساند و درهای علم را بر ما گشود و عمری و فرصتی عطا فرمود تا بدان، بنده ضعیف خویش را در طریق علم و معرفت بیازماید.

بر خود لازم می‌دانم که از زحمات عزیزانی که در مدت انجام پروژه مرا یاری نمودند، تشکر و قدردانی نمایم. از استاد راهنمایم، جناب آقای **دکتر محمد کارآموزیان** و مدیر اجرایی شرکت کومه معدن پارس جناب آقای **مهندس حامد دهقانی** به خاطر حمایت‌ها و راهنمایی‌های ارزشمندشان صمیمانه سپاس‌گزاری می‌نمایم.

تشکر و سپاس فراوان از جناب آقای **مهندس زادعسگر** که کمک‌های بی‌دریغ ایشان حمایتی بسیار گرانبه‌تر برای به سرانجام رساندن این پایان‌نامه بوده است.

سپاس‌گزارم از **دکتر اصغر عزیزی** که راهنمایی‌های ایشان همیشه راهگشای بسیاری از مسائل بوده است. همچنین از توجه، راهنمایی و کمک‌های همکارانم در شرکت کومه معدن پارس سپاس‌گزاری کنم بویژه مدیر مجتمع معدن مس نسیم جناب آقای **مهندس هادی علیزاده**، مدیر کارخانه فلوتاسیون معدن مس نسیم جناب آقای **مهندس جلال رسولی** و مهندس کاظم نعیمی فر، مهندس موسی قربانی، دکتر بهمن محمدی، مهندس ابوالفضل عبادنژاد، مهندس سید احمد رضوی سایر کارکنان محترم این شرکت که حمایت‌ها و پشتیبانی ایشان، سبب به سرانجام رساندن این پایان‌نامه شده است.

این پایان‌نامه با حمایت مالی شرکت کومه معدن پارس انجام شده است.

تعهدنامه

اینجانب سید علیرضا رضوی دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته‌ی مهندسی معدن گرایش فرآوری مواد معدنی دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه با موضوع تأثیر نسبت عیاری کانی‌های سولفیدی به اکسیدی در فرآیند فلوتاسیون بر عملکرد جدایش (مطالعه موردی معدن مس نسیم بردسکن) تحت راهنمایی دکتر محمد کارآموزیان متعهد می‌شوم:

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

تاریخ :

امضاء دانشجو

مالکیت نتایج و حق نشر

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

چکیده

مس از مهم‌ترین عناصر فلزی غیر آهنی است که دارای مصارف فراوانی می‌باشد. از جمله منابع عمده آن، سولفیدی، اکسیدی و مخلوط سولفیدی-اکسیدی است. با توجه به نوع کانسار، روش‌های فرآوری متفاوتی پیشنهاد شده است. این تحقیق بر روی خاک معدن مس نسیم، که طبق مطالعات کانی‌شناسی، کالکوسیت و مالاکیت مهم‌ترین کانی‌های آن می‌باشد، با روش فلوتاسیون انجام می‌شود. در این پروژه، علاوه بر بررسی تأثیر نسبت کانی‌های سولفیدی به اکسیدی، یافتن حالت‌های بهینه برای نسبت‌های عیاری مس سولفیدی به اکسیدی ۰/۳۳، ۱، ۳ با عیار کل ۰/۸ درصد مدنظر قرار گرفت. بدین منظور، نسبت عیاری مس سولفیدی به اکسیدی، نوع کلکتور قوی (کلکتورهای Z6، AM24 و C7240)، مقدار کلکتور Z11، عامل‌های سولفیداسیون (سولفید سدیم و سولفید آمونیوم) و مقدار pH جزء پارامترهای متغیر قرار داده شدند و عیار کل، مقدار و نوع کف‌ساز، زمان ماند و سرعت همزدن ثابت نگه داشته شدند و توسط نرم افزار DX10 سه طراحی آزمایش تاگوچی (L9) طراحی شد. پس از انجام آزمایش‌ها، برای یک مرحله رافر، شرایط بهینه برای هر نسبت عیاری به‌دست آمد و در آخر با وارد کردن اطلاعات به‌دست‌آمده در نرم افزار DX10 با بیشینه کردن عیار و بازیابی و کمینه نمودن نسبت عیاری کانی‌های سولفیدی به اکسیدی با مدل داده‌های قبلی (Historical Data) در روش سطح پاسخ مقادیر بهینه شده برای نسبت عیاری و مواد مورد استفاده در کارخانه فلوتاسیون مجتمع مس نسیم به‌دست آمد. بهترین شرایط و مقادیر کلکتورهای به‌دست آمده برای عیارهای مختلف امتحان شد و از طریق مقایسه نتیجه این آزمایش‌ها و با در نظر گرفتن مباحث اقتصادی تست صنعتی با کلکتورهای Z6=۱۰۰ و Z11=۷۵ به همراه ۲ کیلوگرم بر تن سولفید سدیم در کارخانه مجتمع مس نسیم اجرایی شد که باعث بهبود راندمان کارخانه تا ۱۰ درصد گردید.

کلمات کلیدی: معدن مس نسیم، فلوتاسیون، سولفیداسیون، نسبت عیاری، کانی‌های اکسیدی و

سولفیدی مس

"لیست مقالات مستخرج از پایان نامه"

• کنفرانس

۱. سید علیرضا رضوی، محمد کارآموزیان، حامد دهقانی، " تعیین بهترین شرایط عملیاتی فلوتاسیون در سه نسبت عیاری کانی‌های سولفیدی به اکسیدی " چاپ شده در پنجمین کنگره بین المللی معدن و صنایع معدنی ایران و هفتمین کنفرانس مهندسی معدن ایران، آبان ۱۳۹۷.

فهرست مطالب

۱ فصل اول: کلیات	۱
۱-۱ مقدمه	۲
۲-۱ موقعیت جغرافیایی و راه‌های دسترسی	۴
۳-۱ زمین‌شناسی ناحیه‌ای	۷
۴-۱ زمین‌شناسی منطقه‌ای	۹
۵-۱ زمین‌شناسی اقتصادی	۱۰
۶-۱ معرفی کارخانه فلوتاسیون مجتمع مس نسیم	۱۲
۷-۱ ارزش مس	۱۴
۸-۱ انواع کنسارهای مس	۱۵
۹-۱ فلوتاسیون	۱۷
۱-۹-۱ فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی مس	۱۸
۲-۹-۱ فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس	۱۹
۳-۹-۱ انواع روش‌های فلوتاسیون مس اکسیدی	۲۱
۱-۳-۹-۱ استفاده از کلکتورهای کاتیونی برای فلوتاسیون مس اکسیدی	۲۱
۲-۳-۹-۱ استفاده از اسیدهای چرب برای فلوتاسیون مس اکسیدی	۲۲
۳-۳-۹-۱ استفاده از گزنتاتها با زنجیر کربنی بلند برای فلوتاسیون مس اکسیدی	۲۲
۴-۳-۹-۱ استفاده از یک عامل کی‌لیتی مانند هیدروکسیمات‌ها برای فلوتاسیون مس	
اکسیدی	۲۳

۱-۳-۹-۵ استفاده از روش سولفیداسیون در فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی	۲۴
۱۰-۱ عملیات صنعتی فلوتاسیون مخلوط مس اکسیدی و سولفیدی	۲۶
۲ فصل دوم: مروری بر مطالعه‌های انجام شده	۳۱
۱-۲ مقدمه	۳۲
۲-۲ پریارسازی به روش فلوتاسیون	۳۲
۳-۲ فلوتاسیون کانیهای اکسیدی	۳۳
۱-۳-۲ فلوتاسیون بدون سولفیداسیون کانیهای اکسیدی	۳۳
۲-۳-۲ فلوتاسیون کانیهای اکسیدی به کمک سولفیداسیون	۳۴
۴-۲ پژوهش‌های صورت گرفته روی فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس	۳۸
۳ فصل سوم: مواد و روش‌ها	۴۷
۱-۳ مقدمه	۴۸
۲-۳ نمونه برداری	۴۸
۳-۳ خردایش، آسیاکنی و آماده‌سازی نمونه	۴۸
۴-۳ اندیس کار آسیاکنی نمونه	۴۹
۱-۴-۳ توزیع ابعادی محصول سنگ‌شکنی	۴۹
۲-۴-۳ توزیع ابعادی محصول آسیاکنی	۵۱
۳-۴-۳ محاسبه وزن مخصوص ظاهری	۵۳
۴-۴-۳ شرح روال آزمایش جهت تعیین اندیس کار	۵۴
۵-۳ مواد و تجهیزات مورد استفاده	۵۷

۵۷	۳-۶ مطالعات جذب اتمی.....
۵۹	۳-۶-۱ دستورالعمل آنالیز مس اکسیده به روش جذب اتمی.....
۵۹	۳-۶-۲ دستورالعمل آنالیز مس کل به روش جذب اتمی.....
۶۰	۳-۷ روش فلوتاسیون.....
۶۰	۳-۷-۱ طراحی آزمایش.....
۶۳	۳-۷-۲ انجام آزمایش‌ها.....
۶۵	۳-۷-۳ تعیین مدل.....
۶۷	۴ فصل چهارم: نتایج تحقیق.....
۶۸	۴-۱ مقدمه.....
۶۸	۴-۲ بررسی و ارائه نتایج.....
۷۱	۴-۳ تعیین مدل انجام آزمایشات.....
۷۲	۴-۴ تعیین مدل عیار و بازیابی.....
۷۴	۴-۴-۱ سنجش صحت مدل.....
۷۴	۴-۴-۱-۱ آنالیز واریانس.....
۷۹	۴-۴-۱-۲ آنالیز مانده‌ها.....
۸۲	۴-۵ بررسی پارامترهای تأثیرگذار روی پاسخ‌ها.....
۸۳	۴-۵-۱ تأثیر pH.....
۸۳	۴-۵-۲ تأثیر سولفید سدیم.....
۸۵	۴-۵-۳ تأثیر مقدار کلکتور Z6.....

۴-۵-۴	تأثیر نسبت عیاری کانیه‌ای سولفیدی به اکسیدی	۸۶
۶-۴	بهینه‌سازی به کمک DX10	۸۸
۱-۶-۴	بررسی و تحلیل نتایج ناشی از بهینه‌سازی نرم‌افزار DX10	۹۰
۲-۶-۴	سنجش نتایج بهینه‌سازی با انجام آزمایش مجدد	۹۱
۷-۴	نتایج حاصل از تست صنعتی در کارخانه مجتمع مس نسیم	۹۳
۵	فصل پنجم: نتیجه‌گیری و پیشنهادها	۹۵
۱-۵	مقدمه	۹۶
۲-۵	نتایج	۹۶
۳-۵	پیشنهادها	۹۷
منابع		۹۸

فهرست شکل‌ها

- شکل ۱-۱ موقعیت محدوده مس نسیم [۶] ۵
- شکل ۲-۱ مسیر دسترسی به محدوده مس نسیم [۶] ۷
- شکل ۳-۱ موقعیت محدوده نسیم در پهنه‌های ساختاری ایران ۹
- شکل ۴-۱ نقشه زمین‌شناسی محدوده نسیم بر اساس نقشه‌های ۱:۱۰۰۰۰۰ ۱۰
- شکل ۵-۱ نقشه گسل‌های منطقه بر اساس نقشه‌های ۱:۱۰۰۰۰۰ بردسکن و درونه ۱۰
- شکل ۶-۱ تصاویر میکروسکوپی کالکوسیت در نور انعکاسی و نمونه ماکروسکوپی کالکوسیت (الف) جانشینی کالکوسیت توسط مالاکیت. (ب) کالکوسیت به صورت رگچه ای و پرکننده فضای خالی، مقطع NSM- BH5- P5 . پ وت) تبدیل کالکوسیت به مالاکیت در مقطع NSM-126P . پ) در نور XPL و ت) در نور PPL ج) ساخت داربستی کالکوسیت در سنگ درونگیر آندزیتی [۶] ۱۲
- شکل ۷-۱ فلوشیت کلی کارخانه فلوتاسیون مجتمع مس نسیم ۱۴
- شکل ۸-۱ روند تغییرات مس در بازارهای جهانی در ۵ سال اخیر [۸] ۱۵
- شکل ۹-۱ مکانیزم عملکرد سلول فلوتاسیون [۱۲] ۱۸
- شکل ۱۰-۱ تأثیر طول زنجیر کربنی گزنتات‌ها در بازیابی اکسید نیکل [۳۵] ۲۳
- شکل ۱۱-۱ تأثیر افزایش غلظت اوکتیل گزنتات بر مقدار بازیابی اکسیدهای مختلف [۳۵] ۲۳
- شکل ۱۲-۱ ساختارهای اصلی سازنده هیدروکسیمات‌ها [۱۰] ۲۴
- شکل ۱۳-۱ ساختار مولکولی پتاسیم اکتیل هیدروکسیمات [۱۹] ۲۴
- شکل ۱۵-۱ فلوشیت مدار فلوتاسیون رافر و رمق‌گیر برای کانسنگ مخلوط مس اکسیدی- سولفیدی معدن مس کانزانشی [۳۷] ۲۷
- شکل ۱-۲ تغییرات جذب آمیل گزنتات سدیم بر روی کریزوکولا با تغییرات pH [۱۳] ۳۷
- شکل ۲-۲ میزان تغییرات بازیابی کریزوکولا در برابر pH در دو غلظت متفاوت سولفید کننده- ۲۰۰ گرم بر تن ۲- ۹۶۰ گرم بر تن [۱۳] ۳۷

- شکل ۳-۲ تأثیر غلظت هیدروکسیمات در بازیابی مس [۹]..... ۴۲
- شکل ۴-۲ تأثیر انواع کلکتورها روی بازیابی مس اکسیدی [۹]..... ۴۳
- شکل ۵-۲ تأثیر غلظت سولفید سدیم بر بازیابی مس اکسیدی [۹]..... ۴۳
- شکل ۱-۳ نمودار منحنی توزیع ابعادی محصول سنگ شکنی..... ۵۰
- شکل ۲-۳ نمودار منحنی توزیع ابعادی محصول سنگ شکنی (d_{80})..... ۵۱
- شکل ۳-۳ نمودار منحنی توزیع ابعادی محصول آسیاکنی..... ۵۲
- شکل ۴-۳ نمودار منحنی توزیع ابعادی محصول آسیاکنی (d_{80})..... ۵۳
- شکل ۵-۳ نتایج پراش اشعه X در آنالیز XRD مس..... ۵۸
- شکل ۶-۳ نتایج کانی های شاخص آنالیز XRD مس..... ۵۸
- شکل ۷-۳ سلول فلوتاسیون آزمایشگاهی شرکت دانش فرآوران..... ۶۴
- شکل ۱-۴ توزیع احتمال نیمه نرمال تأثیرات برای پاسخ های بازیابی و عیار در نسبت عیاری ۰/۳۳..... ۷۳
- شکل ۲-۴ توزیع احتمال نیمه نرمال تأثیرات برای پاسخ های بازیابی و عیار در نسبت عیاری ۱..... ۷۳
- شکل ۳-۴ توزیع احتمال نیمه نرمال تأثیرات برای پاسخ های بازیابی و عیار در نسبت عیاری ۳..... ۷۴
- شکل ۴-۴ نمودار نرمال مانده ها برای پاسخ بازیابی..... ۸۰
- شکل ۵-۴ نمودار نرمال مانده ها برای پاسخ عیار..... ۸۰
- شکل ۶-۴ نمودار مقادیر پاسخ واقعی نسبت به مقادیر پاسخ های پیش بینی شده برای پاسخ بازیابی..... ۸۱
- شکل ۷-۴ نمودار مقادیر پاسخ واقعی نسبت به مقادیر پاسخ های پیش بینی شده برای پاسخ عیار..... ۸۲
- شکل ۸-۴ تأثیر pH بر عیار مس..... ۸۳
- شکل ۹-۴ تأثیر سولفید سدیم بر عیار مس..... ۸۴
- شکل ۱۰-۴ تأثیر مقدار سولفید سدیم..... ۸۵

- شکل ۴-۴۱۱ تأثیر مقدار کلکتور Z6 ۸۶
- شکل ۴-۱۲ تأثیر نسبت عیاری بر بازیابی ۸۷
- شکل ۴-۱۳ تأثیر نسبت عیاری بر عیار مس ۸۷
- شکل ۴-۱۴ مقایسه بازیابی در سه نسبت عیاری با شرایط یکسان ۸۸
- شکل ۴-۱۵ مقایسه عیار در سه نسبت عیاری با شرایط یکسان ۸۸
- شکل ۴-۱۶ مقایسه عیار فراکسیون‌های باطله برای سه نمونه : مخلوط، اکسیدی و سولفیدی ۹۳

فهرست جدول‌ها

- جدول ۱-۱ مختصات رئوس پروانه بهره‌برداری محدوده مس نسیم به وسعت ۱۸ کیلومتر مربع [۶] ۶
- جدول ۲-۱ مشخصات بزرگ‌ترین معادن مس ایران [۸] ۱۶
- جدول ۳-۱ مشخصات کانی‌های اقتصادی مس [۱۰] ۱۷
- شکل ۱-۱۴ فلوشیت فرآوری کانسنگ‌های مخلوط مس اکسیدی - سولفیدی [۱۰] ۲۷
- جدول ۴-۱ ترکیب مواد شیمیایی مورد استفاده در فرآوری کانسنگ مخلوط مس اکسیدی - سولفیدی در معدن مختلف [۷] ۲۸
- جدول ۵-۱ نتایج واحدهای صنعتی فرآوری کانسنگ مس مخلوط اکسیدی- سولفیدی [۷] ۲۹
- جدول ۱-۲ خلاصه‌ای از مرور بر تحقیقات پیشین ۴۵
- جدول ۱-۳ توزیع ابعادی محصول سنگ‌شکنی ۵۰
- جدول ۲-۳ توزیع ابعادی محصول آسیا کنی ۵۲
- جدول ۳-۳ نتایج اندیس کار آسیاکنی باند آسیای استاندارد معدن مس نسیم ۵۶
- جدول ۴-۳ نتایج اندیس کار آسیاکنی باند آسیای استاندارد دانشگاه تهران ۵۶
- جدول ۵-۳ نتایج آنالیز جذب اتمی برای تعیین درصد مس کل و مس اکسیده نمونه معرف ۶۰
- جدول ۶-۳ فاکتورها و سطوح آن‌ها برای طراحی آزمایش فلوتاسیون ۶۲
- جدول ۷-۳ طراحی آزمایش انجام توسط نرم‌افزار DX10 ۶۳
- جدول ۸-۳ زمان‌بندی انجام آزمایشهای فلوتاسیون ۶۵
- جدول ۱-۴ نتایج و شرایط آزمایش‌های مربوط به نسبت عیاری سولفید به اکسید ۰,۳۳ ۶۹
- جدول ۲-۴ نتایج و شرایط آزمایش‌های مربوط به نسبت عیاری سولفید به اکسید ۱ ۷۰
- جدول ۳-۴ نتایج و شرایط آزمایش‌های مربوط به نسبت عیاری سولفید به اکسید ۳ ۷۱
- جدول ۴-۴ آنالیز واریانس برای پاسخ عیار ۷۶
- جدول ۵-۴ آنالیز واریانس برای پاسخ بازیابی ۷۶

جدول ۶-۴ مدل‌های ریاضی برای پیش‌بینی پاسخ‌ها	۷۷
جدول ۷-۴ آنالیز مدل انتخابی برای محاسبه عیار	۷۷
جدول ۸-۴ آنالیز مدل انتخابی برای محاسبه	۷۷
جدول ۹-۴ نتایج آزمایش‌های با نسبت عیاری 0.33 برای مقادیر مختلف سولفید سدیم	۸۴
جدول ۱۰-۴ نتایج آزمایش‌های با نسبت عیاری 3 برای مقادیر مختلف Z6	۸۵
جدول ۱۱-۴ مقدار پارامترها و پاسخ‌های پیش‌بینی‌شده توسط نرم‌افزار برای نسبت عیاری ۰/۳۳	۸۹
جدول ۱۲-۴ مقدار پارامترها و پاسخ‌های پیش‌بینی‌شده توسط نرم‌افزار برای نسبت عیاری ۱	۸۹
جدول ۱۳-۴ مقدار پارامترها و پاسخ‌های پیش‌بینی‌شده توسط نرم‌افزار برای نسبت عیاری ۳	۹۰
جدول ۱۴-۴ مقدار پارامترها و پاسخ‌های پیش‌بینی‌شده توسط نرم‌افزار از مدل داده قبلی (Historical Data)	۹۰
جدول ۱۵-۴ شرایط انجام آزمایش‌ها اختلاط دو نمونه سولفیدی و اکسیدی	۹۲
جدول ۱۶-۴ نتایج اختلاط دو نمونه سولفیدی و اکسیدی	۹۲
جدول ۱۷-۴ نتایج بهبود بازیابی کارخانه	۹۳

فصل اول

کلیات

۱-۱ مقدمه

کانی های مس دار شناخته شده بیش از ۱۷۰ نوع بوده که ۱۰ تا ۱۵ نوع آن ها برای استخراج مس اقتصادی می باشد. پروسه فرآوری و تعیین فرآیند استحصال نیازمند مطالعات پایه، تست های آزمایشگاهی و پایلوت می باشد که پس از مطالعات اصولی و اساسی شامل بررسی های ژئولوژی، مینرالورژی، متالورژی و بحث های زیست محیطی، جانمائی و اقتصادی، نوع و روش پرعیارسازی و استحصال ماده معدنی مورد نظر مشخص می شود. روش های استحصال مواد معدنی بسته به نوع و عیار ماده معدنی به دو دسته کلی پیرومتالورژی و هیدرومتالورژی تقسیم می شود. که با توجه به نوع ماده معدنی و کانی های دربرگیرنده آن، روش کلی فرآوری آن تعیین می شود که در برخی از موارد از هر دو روش برای استحصال ماده معدنی استفاده شود. فلوتاسیون یک فرایند انتخابی بوده که بسته به ویژگی های سطوح مواد برای بازیابی کانی های مختلفی مورد استفاده قرار می گیرد. بیش از ۹۰ درصد از کانی های سولفیدی توسط فرآیند فلوتاسیون فرآوری می شود. پیش از این استفاده از منابع کانی های اکسیدی مس به دلیل وجود منابع بسیار زیاد کانی های سولفیدی مس و استخراج راحت مس محتوی ، غیراقتصادی به حساب می آمد؛ اما در حال حاضر با افزایش تقاضا و کاهش منابع سولفیدی استخراج از منابع مس اکسیدی جنبه اقتصادی به خود گرفته است و برای اینکه بتوان حد بهینه ای برای استخراج مس سولفیدی همراه با مس اکسیدی با استفاده از فلوتاسیون داشت نسبت عیار سولفیدی به اکسیدی باید مورد بررسی قرار گیرد تا نسبتی را که در آن فلوتاسیون بهتر از لیچینگ عمل می کند یافت شود. جدایش کانی های سولفیدی مبتنی بر دو اصل بسیار مهم است: ۱- شناخت کاملی از ترکیب کانی شناختی کانی ها، درجه آزادی و حد جدایش. ۲- کنترل شیمی پالپ. که لازمه آن تسلط کامل بر ماهیت واکنش ها از دو دیدگاه ترمودینامیکی و سینتیکی است. کانی های سولفیدی معمولاً نیمه هادی هستند و هدایت الکتریکی نسبتاً اندکی دارند که نشان دهنده آن است که تا حدودی منابع الکترون هستند و واکنش های الکتروود را در سطح کانی فراهم می سازد. تشکیل سطوح آبران در سطح کانی های سولفیدی، ناشی از واکنش های سطحی است که طی مراحل مختلف پدیده های

الکتروشیمیایی صورت می‌گیرد. کانی با ارزش، تحت چندین واکنش شیمیایی و فیزیکی قرار می‌گیرد. فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس با کلکتورهای مورد استفاده برای کانی‌های سولفیدی مس کارایی مناسبی ندارد. به دلیل اینکه یون‌های فلزی سنگین که از شبکه کریستالی کانی حل می‌شود ابتدا باید به صورت ترکیب گزنتات رسوب کند تا کلکتور بتواند با سطح کانی اکسیدی واکنش دهد. در این حالت مقدار مصرف کلکتور زیاد می‌شود. همچنین در این حالت جذب سطحی کلکتور نیز قوی نیست و ممکن است در اثر برخورد با ذرات دیگر از سطح جدا شود. روش‌های مختلفی برای جداسازی مواد معدنی اکسیدی با استفاده از فلوتاسیون وجود دارد. در حالت کلی از دو روش برای جداسازی این مواد وجود دارد که شامل: استفاده از اسیدهای چرب یا آمین‌ها به عنوان کلکتور (بدون واکنش فعال سازی)، روش دوم فعال سازی است به این صورت که از مواد مختلفی مانند سولفید سدیم، سولفید آمونیوم، سولفید سیانور و هیدرو سولفید سدیم استفاده می‌شود، یعنی یک لایه نازک سولفیدی روی سطح کانی اکسیدی تشکیل می‌یابد که این فرآیند اصطلاحاً سولفیداسیون نام دارد. روش اول یعنی فلوتاسیون با استفاده از اسیدهای چرب انتخاب پذیری خوبی ندارد و تنها می‌تواند برای تعداد اندکی از مواد استفاده شود. روش دوم یعنی سولفیداسیون سطح نسبت به روش اول مؤثرتر است. اما نقاط ضعف این روش به این صورت است: ۱- به دلیل حلالیت بالای کانی‌های اکسیدی مصرف مواد سولفید کننده سطح کانی به مقدار قابل توجهی افزایش می‌یابد. ۲- از طرفی افزایش این مواد در پالپ، موجب مصرف اکسیژن محلول شده و کمبود اکسیژن موجب می‌شود کارایی جذب کلکتور کاهش پیدا کند. فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس با کلکتورهای مورد استفاده برای کانی‌های سولفیدی مس کارایی مناسبی ندارد. به دلیل اینکه یون‌های فلزی سنگین که از شبکه کریستالی کانی حل می‌شود ابتدا باید به صورت ترکیب گزنتات رسوب کند تا کلکتور بتواند با سطح کانی اکسیدی واکنش دهد. در این حالت مقدار مصرف کلکتور زیاد می‌شود. همچنین در این حالت جذب سطحی کلکتور نیز قوی نیست و ممکن است در اثر برخورد با ذرات دیگر از سطح جدا شود. در فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی باید به مواردی همچون بار الکتریکی سطحی، خواص الکتریکی بین فصل مشترک، ماهیت کلکتور، ظرفیت و

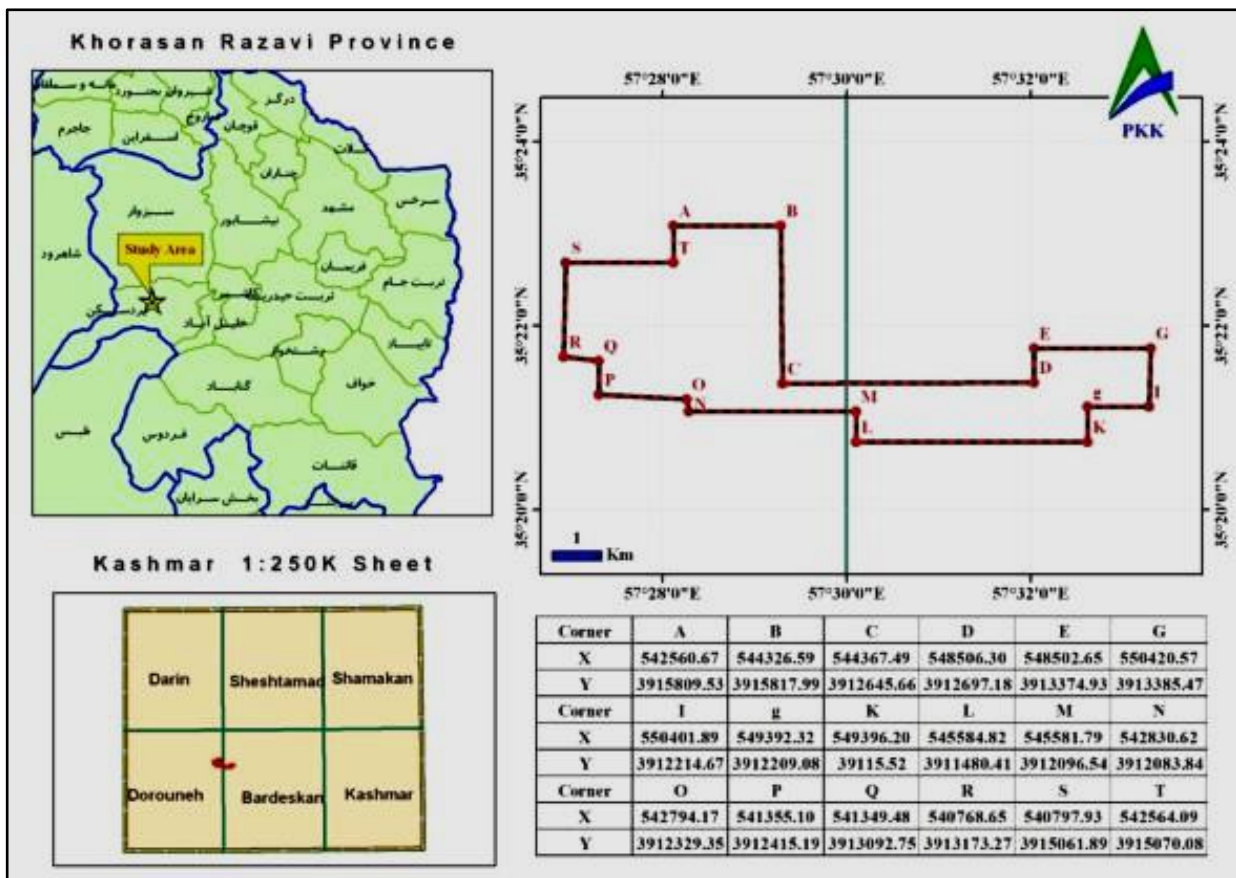
وضعیت حلالیت سطحی کانی توجه شود. پیچیدگی و درگیری کانی‌های با ارزش و گانگ با یکدیگر باعث می‌شود در اندازه‌های بسیار کوچک به درجه آزادی برسند که این حالت موجب ایجاد نرمه می‌شود و در زمان فلوتاسیون مشکلاتی به وجود می‌آورد. منابع سولفیدی مس در سلول‌های فلوتاسیون رفتار متفاوتی از منبع اکسیدی دارند. رفتار فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس وابسته به ترکیب مواد معدنی، ساختار کریستالی و ترکیب یونی پالپ است. هدف از انجام این پایان‌نامه، بررسی و بهینه‌سازی روش مناسب فرآوری در نسبت‌های عیاری مختلف با توجه به اینکه تغییرات کانی-شناختی خاک معدن و همچنین توسعه پیت معدن، باعث می‌شود خوراک کارخانه تغلیظ از نظر کانی‌شناسی تغییر کند. به این صورت که ممکن است در مناطق مختلف درصد انواع خاک‌های مس سولفیدی و اکسیدی تغییراتی داشته باشد. در کارخانه تغلیظ معدن مس نسیم نیز با توسعه پیت، کانی‌های اکسیدی بیشتر نسبت به کانی‌های سولفیدی پیدا کرده است، و در اثر تغییرات مینرالوژیکی دیگر همان شرایط قدیم کار آبی مناسب را برای بالا بردن عیار کارخانه ندارد و با توجه به اینکه مس سولفیدی معدن غالباً کالکوسیت می‌باشد، با انتخاب مواد و روش مناسب در فلوتاسیون هم‌زمان کانی‌های اکسیدی و سولفیدی مس می‌توان بدون تأثیر منفی روی شناورسازی کانی‌های سولفیدی مس، بازیابی و عیار کانی‌های سولفیدی مس را بالا برد تا فرایند فلوتاسیون بهتر صورت بگیرد.

۲-۱ موقعیت جغرافیایی و راه‌های دسترسی

محدوده مورد مطالعه با مساحتی برابر با ۱۸ کیلومتر مربع (۱۷۹۷ هکتار) در بخش غربی استان خراسان رضوی و در فاصله تقریبی ۱۲۰ کیلومتری جنوب شهر سبزوار واقع شده است. محدوده در دست مطالعه از سوی شمال به شهرستان سبزوار، از غرب به شهر سمنان، از شرق به شهرستان کاشمر و از جنوب به شهرستان طبس محدود می‌باشد. مهمترین مرکز جمعیتی نزدیک به محدوده، شهرستان برداسکن با پهنه ای حدود ۸۰۰۰ کیلومتر مربع بوده که تا محدوده موردنظر حدود ۴۶ کیلومتر فاصله دارد. بخش کوچکی به نام انابد نیز در حدفاصل محدوده معدنی و برداسکن قرار دارد[۶].

نزدیکترین مناطق مسکونی نیز روستاهای قاسم آباد، محمدآباد، چشمه حاج سلیمان و دهانه قلعه میباشد که محدوده در ۵ کیلومتری شمال باختر روستای قاسم آباد واقع شده است [۶].

منطقه مورد مطالعه که در حد فاصل $57^{\circ} 27'$ تا $57^{\circ} 33'$ طول شرقی و $35^{\circ} 20'$ تا $35^{\circ} 23'$ عرض شمالی قرار گرفته، به لحاظ جغرافیایی نیز در چهارگوش ۱:۲۵۰۰۰۰ کاشمر و برگه‌های ۱:۱۰۰۰۰۰ درونه و بردسکن قرار دارد (شکل ۱-۱). محدوده مذکور به صورت ۲۰ ضلعی است که مختصات گوشه‌های آن در جدول شماره (۱-۱) آورده شده است [۶].

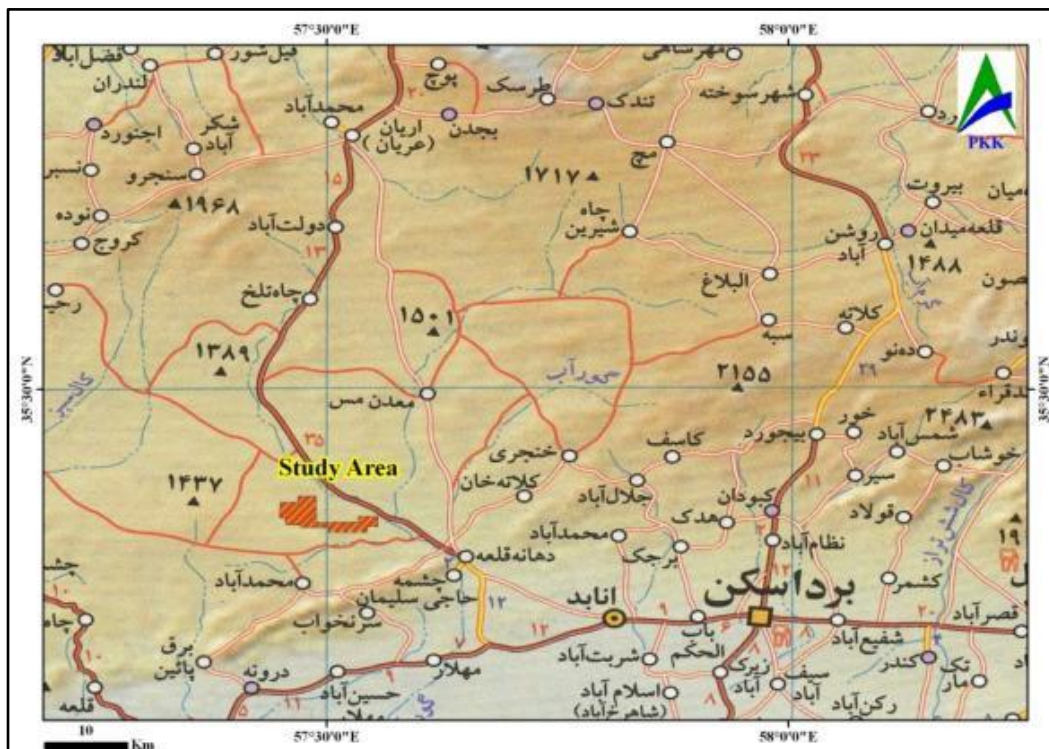


شکل ۱-۱ موقعیت محدوده مس نسیم [۶]

جدول ۱-۱ مختصات رئوس پروانه بهره برداری محدوده مس نسیم به وسعت ۱۸ کیلومتر مربع [۶]

Corner	X	Y	Lon	Lat
A	542560.67	3915809.53	57° 28' 7.0" E	35° 23' 5.0" N
B	544326.59	3915817.99	57° 29' 17.0" E	35° 23' 5.0" N
C	544367.49	3912645.66	57° 29' 18.0" E	35° 21' 22.0" N
D	548506.30	3912697.18	57° 32' 2.0" E	35° 21' 23.0" N
E	548502.65	3913374.93	57° 32' 2.0" E	35° 21' 45.0" N
G	550420.57	3913385.47	57° 33' 18.0" E	35° 21' 45.0" N
I	550401.89	3912214.67	57° 33' 17.0" E	35° 21' 7.0" N
g	549392.32	3912209.08	57° 32' 37.0" E	35° 21' 7.0" N
K	549396.20	39115.52	57° 32' 37.0" E	35° 20' 44.0" N
L	545584.82	3911480.41	57° 30' 6.0" E	35° 20' 44.0" N
M	545581.79	3912096.54	57° 30' 6.0" E	35° 21' 4.0" N
N	542830.62	3912083.84	57° 28' 17.0" E	35° 21' 3.999" N
O	542794.17	3912329.35	57° 28' 15.6" E	35° 21' 12.1" N
P	541355.10	3912415.19	57° 27' 18.6" E	35° 21' 15.0" N
Q	541349.48	3913092.75	57° 27' 18.5" E	35° 21' 37.1" N
R	540768.65	3913173.27	57° 26' 55.5" E	35° 21' 39.7" N
S	540797.93	3915061.89	57° 26' 57.0" E	35° 22' 41.0" N
T	542564.09	3915070.08	57° 28' 7.0" E	35° 22' 41.0" N

دسترسی به محدوده معدنی با استفاده از جاده بردسکن به طرف غرب و پس از گذر از شهرستان انابد به طرف روستای دهانه قلعه و سپس قاسم آباد امکان پذیر می باشد. به طور کلی، پس از پیمودن جاده آسفalte از بردسکن تا سه راهی دهان قلعه به طول ۲۶ کیلومتر و پس از گذر از روستای دهان قلعه و طی مسافت ۲۳ کیلومتر جاده خاکی درجه ۲ می توان به محل مجتمع معدنی دسترسی پیدا کرد.



شکل ۱-۲ مسیر دسترسی به محدوده مس نسیم [۶]

۱-۳ زمین شناسی ناحیه‌ای

به لحاظ ساختاری، محدوده مورد مطالعه در زون ایران مرکزی (میانی) گسترده شده است (شکل ۱-۳). در این بخش به زمین شناسی عمومی زون مورد نظر، برگرفته از کتاب زمین شناسی ایران دکتر آقاباتی می پردازیم. از نگاه زمین ساخت صفحه‌ای، ایران میانی بخشی از ابرورقی است که تا فراسوی مرزهای شرقی و غربی ایران ادامه دارد. به سوی شمال غربی گستره‌های وسیعی از ترکیه، به ویژه پهنه‌های آناتولی و تورید، به این صفحه تعلق دارند. ادامه شرقی صفحه ایران را می‌توان تا جنوب کوه‌های پامیر، هندوکش، قره‌قوروم و حتی تا سرزمین‌های مرتفع تراهیمالیا (Trans – Himalaya) و تبت دنبال کرد. گسترش زیاد ورق ایران سبب شده تا مطالعات و دیدگاه‌ها در این ورق درخور توجه باشد. حقی‌پور (۱۹۸۴) در نقشه لرزه‌زمین ساخت ایران - افغانستان - پاکستان، با توجه به ویژگی‌های سنگ‌های پالئوزوییک، ایران میانی را به دو بخش تقسیم کرده، که در یکی (سنندج - سیرجان) سنگ‌های پالئوزوییک در حوضه‌های گرابنی و در دومی (ایران مرکزی) توالی‌های رسوبی پالئوزوییک ضمن کامل تر بودن، بر روی سکوها انباشته شده‌اند [۶].

خرد قاره ایران مرکزی بخشی از ایران میانی است که با زمیندرزهای افیولیتی سیستان، نائین، بافت، غسل دورونه و افیولیت‌های کاشمر - سبزوار احاطه شده و توسط غسل‌های طویلی که به سمت باختر خمیدگی دارند و از نوع امتدادلغز راستگرداند، قابل تقسیم به بلوک لوت، فرازمین شتری، فرونشست طبس، فرازمین کلمرد، بلوک پشت‌بادام، فروافتادگی بیاضه - بردسیر و بلوک یزد است [۶].

در یک نگاه کلی واحدهای چینه‌شناختی - ساختاری ایران میانی عبارتست از:

۱- پی‌سنگ دگرگونی پرکامبرین

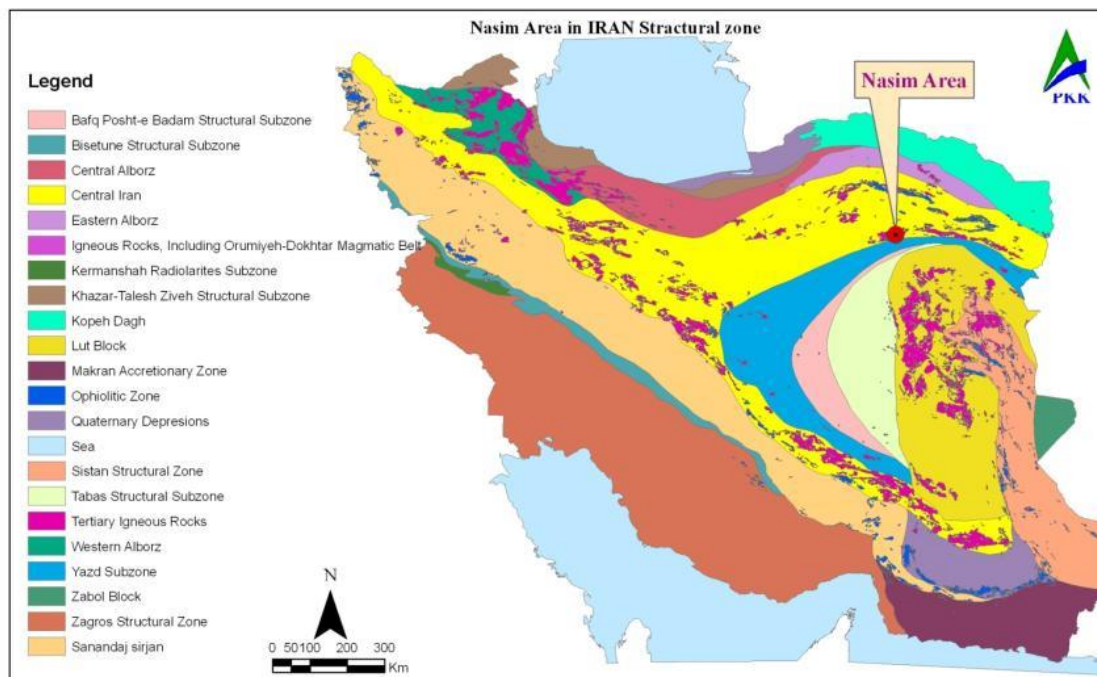
۲- ردیف‌های سکویی پرکامبرین پسین - تریاس میانی

۳- انباشته‌های زغالدار تریاس پسین - ژوراسیک میانی

۴- رسوب‌های دریایی ژوراسیک میانی - کرتاسه به همراه تکاپوهای آتشفشانی

۵- تکاپوهای ماگمایی دریایی و رسوب‌های همزمان با کوهزایی پالئوژن

۶- تکاپوهای ماگمایی خشکی و رسوب‌های قاره‌ای نئوژن - کواترنر



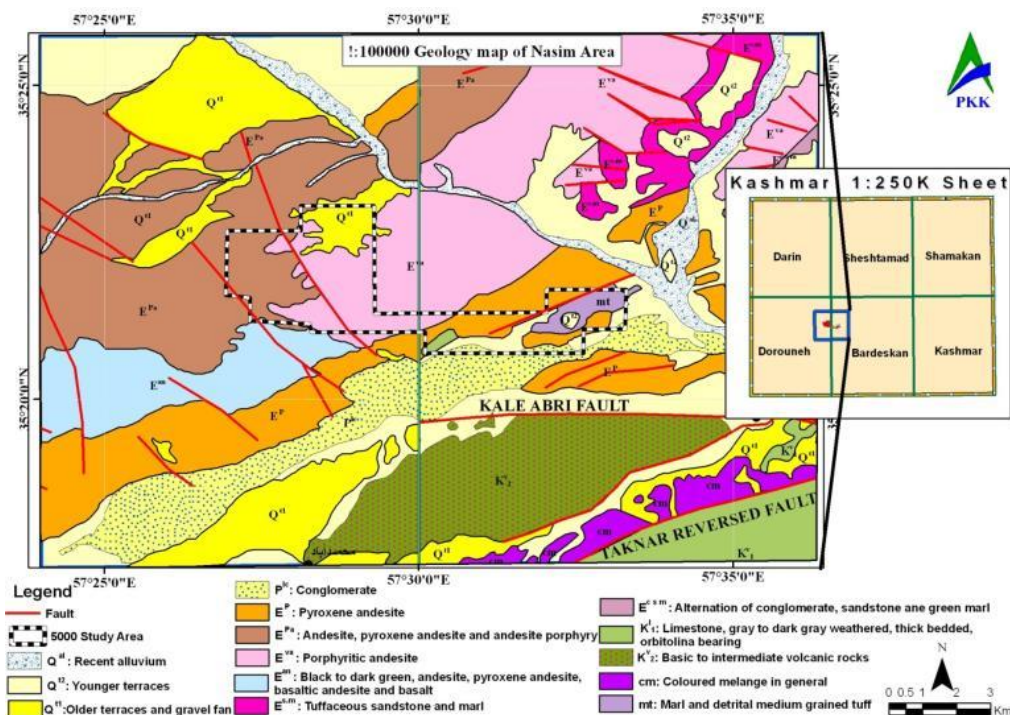
شکل ۱-۳ موقعیت محدوده نسیم در پهنه های ساختاری ایران

۱-۴ زمین شناسی منطقه ای

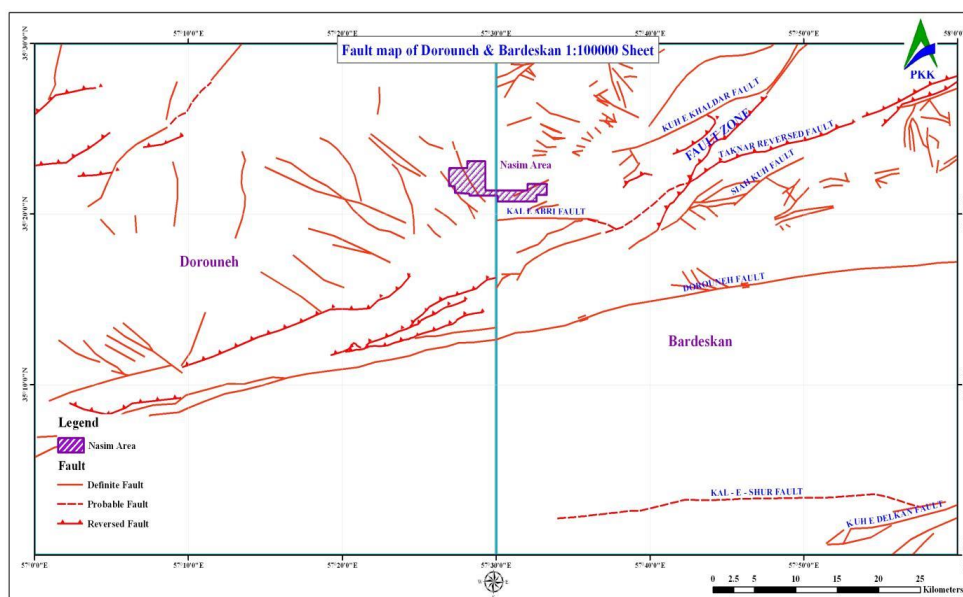
محدوده مس نسیم در جنوب باختری چهار گوش ۱:۲۵۰۰۰۰ کاشمر در حد فاصل برکه های ۱:۱۰۰۰۰۰ بردسکن و درونه واقع شده؛ بطوری که نیمه خاوری محدوده در ورقه بردسکن و نیمه باختری آن در ورقه درونه جای گرفته است (شکل ۱-۴). لذا در این بخش، از گزارشات نقشه های مذکور استفاده گردیده است [۶].

گستره ورقه بردسکن که تقریباً در ۲۰۰ کیلومتری جنوب شهرستان مشهد و در محدوده ۵۷ درجه و ۳۰ دقیقه تا ۵۸ درجه طول خاوری و ۳۵ درجه تا ۳۵ درجه و ۳۰ دقیقه عرض شمالی واقع شده، توسط گسل درونه به دو بخش کاملاً متمایز در شمال و جنوب تقسیم میگردد. در بخش شمالی، اغلب سنگهای آذرین و بعضاً رسوبی دیده میشود [۶].

ورقه درونه در محدوده ۵۷ درجه تا ۵۷ درجه و ۳۰ دقیقه طول خاوری و ۳۵ درجه تا ۳۵ درجه و ۳۰ دقیقه عرض شمالی واقع شده است. و به دلیل قرار گرفتن در حاشیه شمالی ایران مرکزی و جنوب زون سبزوار و با وجود فعالیت های ماگمایی شدید در سنوزوئیک و همچنین گسل فعال درونه در جنوب آن، از جایگاه ویژه ای برخوردار است [۶].



شکل ۴-۱ نقشه زمین شناسی محدوده نسیم بر اساس نقشه های ۱:۱۰۰۰۰۰

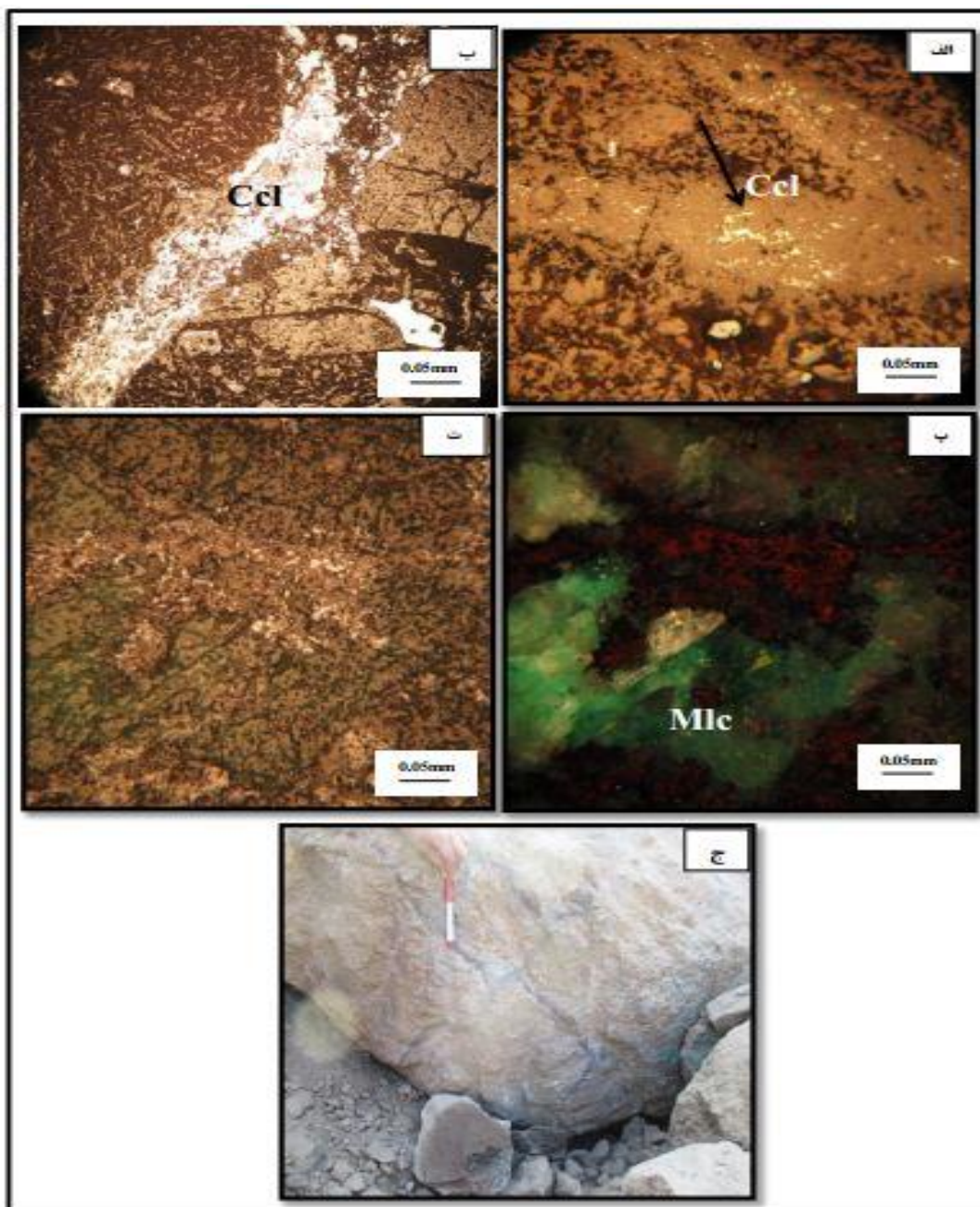


شکل ۵-۱ نقشه گسل های منطقه بر اساس نقشه های ۱:۱۰۰۰۰۰ بردسکن و درونه

۵-۱ زمین شناسی اقتصادی

بر اساس مطالعات میکروسکوپی و نتایج حاصل از XRF و MS-ICP سنگ‌های آتشفشانی این محدوده شامل آندزیت، تراکی آندزیت، پیروکسن آندزیت، آندزیت بازالت، تراکی آندزیت بازالت و بازالت

است. این سنگها، ماهیت شوشونیتی تا پتاسیم بالا دارند و از نظر جایگاه زمین‌ساختی در موقعیت کمان حاشیه فعال قاره‌های قرار می‌گیرند. سنگ‌های آتشفشانی نسیم تحت تاثیر محلول هیدروترمال قرار گرفته و در مواردی دگرسان شده‌اند. دگرسانی سنگ‌های منطقه شامل دگرسانی کلریتی، کربناتی، سیلیسی، آرژلیکی و ایدینگزیتی شدن می‌باشد. کانه‌زایی مس ساده و چینه‌کران بوده و بافت کانسنگ، به صورت دانه‌پراکنده و رگه رگچه‌های و پرکننده آمیگدال‌ها است. بر اساس مطالعات کانه‌نگاری، کانه‌های سولفیدی شامل کالکوسیت، کوولیت، کالکوپیریت و پیریت می‌باشد. مطالعات مینرالوگرافی بر روی تعداد زیادی از مقاطع صیقلی حاکی از حضور کالکوسیت به عنوان مهمترین کانی سولفیدی مس به صورت پرکننده درز و شکاف‌ها و پراکنده‌دانه در متن است. کانیهای اکسیدی مس شامل مالاکیت، آزوریت و اکسیدها و هیدروکسیدهای آهن می‌باشد. و کانی‌های کوارتز، کلریت، کلسیت و کالسدونی کانی‌های غیر فلزی هستند. به علت وجود کانی کلسیت به عنوان باطله اصلی در رگه‌های سولفیدی، بررسی میکروترمومتری میانبارهای سیال روی این کانی صورت گرفته است. میانبارهای دو فازی غنی از مایع دارای بیشترین فراوانی هستند. دمای همگن شدگی این میان بارها بین ۱۴۰ تا ۲۸۰ درجه سانتیگراد متغیر است، دامنه تغییرات شوری نیز بین ۱۶/۰۷ تا ۱۷/۲۳ درصد وزنی نمک طعام می‌باشد. چگالی سیال بین ۰/۸ تا ۱/۱ است. عمق به دام افتادن میانبارهای سیال کمتر از ۲۰۰ متر است و فشار حاکم کمتر از ۱۰۰ بار می‌باشد مهمترین عامل نهشت کانسار مس نسیم را میتوان آمیخته شدن سیال با شوری زیاد، با آب زیرزمینی دانست. بر اساس ویژگی‌های زمین‌شناسی، زمین‌شیمیایی، دگرسانی و کانه‌سازی و داده‌های حاصل میان بارهای کانسار مس نسیم قابل مقایسه با کانسار تیپ مانتو است [۶].



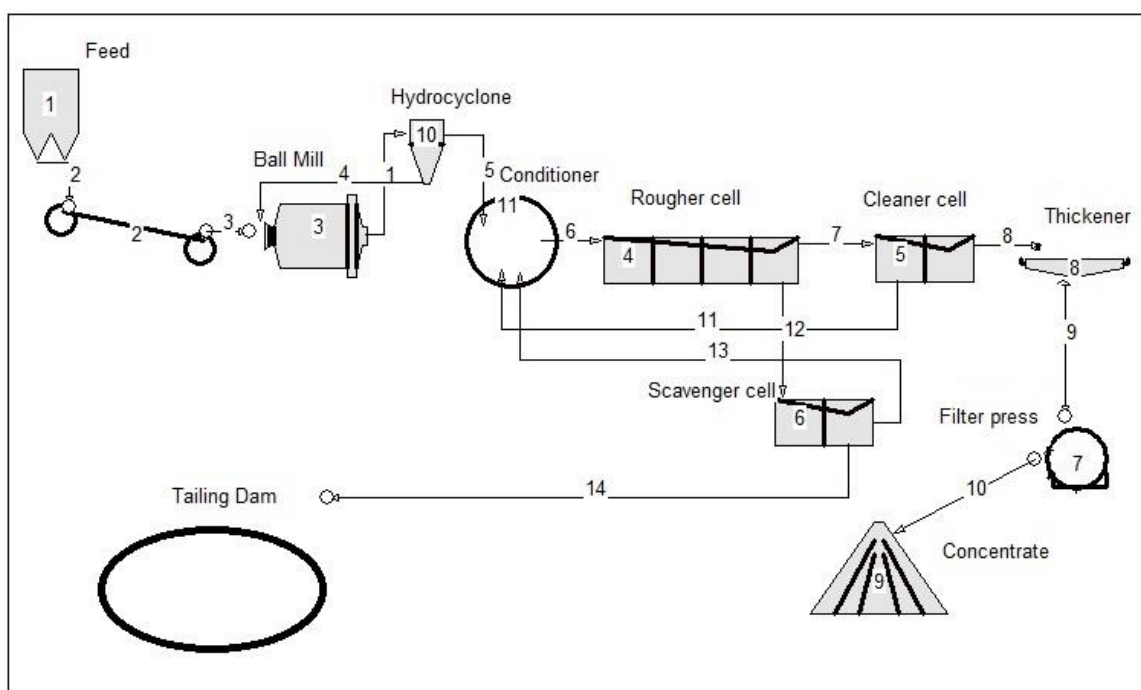
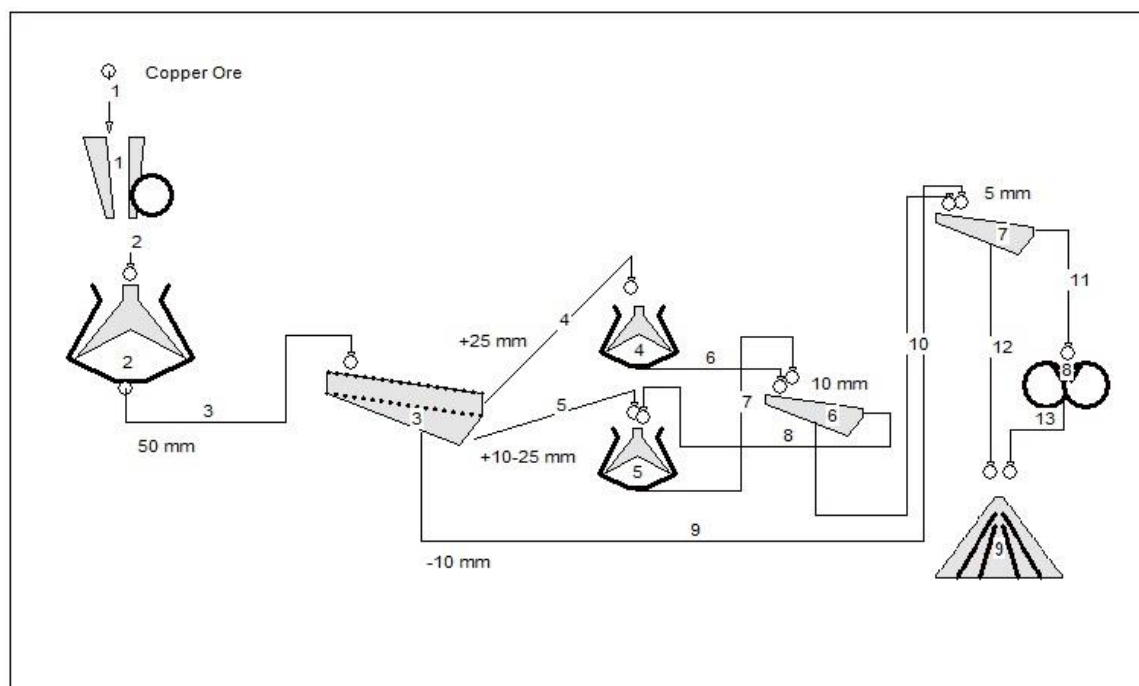
شکل ۱-۶ تصاویر میکروسکوپی کالکوسیت در نور انعکاسی و نمونه ماکروسکوپی کالکوسیت. الف) جانشینی کالکوسیت توسط مالاکیت. ب) کالکوسیت به صورت رگچه‌ای و پرکننده فضای خالی، مقطع. پ) تبدیل کالکوسیت به مالاکیت در مقطع NSM-126P. ت) در نور XPL و ت در نور PPPL) ساخت داربستی کالکوسیت در سنگ درونگیر آندزیتی [۶]

۱-۶ معرفی کارخانه فلوتاسیون مجتمع مس نسیم

کارخانه فلوتاسیون مس نسیم در چهار خط و هرکدام با ظرفیت حدوداً ۲۵۰ هزار تن خوراک در سال ۱۵ هزار تن کنسانتره با عیار ۲۰ درصد در سال تولید می‌نماید. فرآیند تغلیظ مس در مجتمع مس

نسیم، به این صورت است که سنگ معدن پس از خردایش اولیه با سنگ شکن فکی و خردایش ثانویه با هیدروکن وارد سنگ شکن غلتکی شده و ذخیره می شود و سپس با تناژ ۱۱۰ تن در ساعت وارد کارخانه تغلیظ می شود. در کارخانه تغلیظ پس از طی فرآیند آسیاکنی با آسیاهای گلوله ای اولیه، عملیات پرعیارسازی در سلول های فلوتاسیون انجام و در نهایت کنسانتره مس با عیار ۲۰ درصد به عنوان محصول نهایی به انبار کنسانتره ارسال می گردد. باطله نیز به سد باطله منتقل می شود. خوراک ورودی به کارخانه تغلیظ مس نسیم پس از آسیاکنی وارد هیدروسیکلون ها می شود. سرریز هیدروسیکلون ها که دانه ریز می باشد وارد مخزن آسیا می شود. در داخل مخزن، شیر دارو (کلکتورها) و کف ساز مورد نیاز در باطله اسکونجر به محلول اضافه می گردد. خروجی مخزن آماده سازی وارد ۴ عدد سلول فلوتاسیون اولیه (رافر) از نوع FC-SA2800 می شود. در این نوع سلول ها سطح پالپ و همچنین میزان هوا به صورت خودکار کنترل می گردد. این سلول ها به صورت سری کار می کنند و باطله آخرین سلول رافر به ۴ سلول فلوتاسیون رمق گیر (اسکونجر) از نوع FC-SA2800 هدایت می گردد و کنسانتره آنها دوباره به اول خط یعنی مخزن آماده سازی سلول های رافر برگردانده می شود و کنسانتره سلول های رافر به سمت ۲ سلول فلوتاسیون ثانویه (کلینر) که از نوع FC-SA1400 هستند، جریان می یابد. باطله سلول های کلینر نیز به مخزن آماده سازی سلول های فلوتاسیون اولیه (رافر) هدایت می گردد. باطله سلول های رمق گیر باطله نهایی را تشکیل و به سمت سد باطله فرستاده می شود. کنسانتره حاصل از سلول دوم کلینر به عنوان کنسانتره نهایی به داخل تیکنر کنسانتره جریان می یابد. در شکل ۱-۷ فلوشیت کارخانه تغلیظ ۱ مجتمع مس نسیم قابل مشاهده است.

مواد شیمیایی مورد استفاده در کارخانه شامل دو نوع کلکتور Z11 (سدیم ایزوپروپیلین گزنات) و Z6 (پتاسیم امیل گزنات) و همچنین کف ساز MIBC (متیل ایزوبوتیل کاربونیل) در نظر گرفته شده است.



شکل ۷-۱ فلوشیت کلی کارخانه فلوتاسیون مجتمع مس نسیم

۷-۱ ارزش مس

عنصر مس بیست و چهارمین عنصر فراوان پوسته زمین و فراوانی آن در پوسته زمین ۰/۰۱٪ هست. این عنصر از مهم‌ترین عناصر فلزی غیر آهنی بوده و به علت ویژگی‌های خاص از جمله هدایت الکتریکی و حرارت بالا، شکل‌پذیری، چکش‌خواری و مقاومت در برابر خوردگی، پس از آهن و

آلومینیوم، سومین فلز پرمصرف در صنعت امروزی محسوب می‌شود. پس از پشت سر گذاشتن بحران اقتصادی جهان (۲۰۰۷-۲۰۰۸) بازارهای جهانی با افزایش تقاضا و قیمت برای فلزات پایه همچون مس مواجه شد (شکل ۸-۱) که توجه بیش از پیش تولیدکنندگان و مسئولین برای توجه به این صنعت را ضروری می‌گرداند [۸].



شکل ۸-۱ روند تغییرات مس در بازارهای جهانی از سال ۲۰۱۳ تا ۲۰۱۷ [۸]

به‌طور کلی استخراج مس از کانه‌های آن به سه روش پیرومتالورژی، هیدرومتالورژی و بیولیچینگ انجام می‌شود. کانه‌های سولفیدی مس مانند کالکوپیریت، بورنیت و کالکوسیت به روش پیرومتالورژی فرآوری می‌شوند و روش هیدرومتالورژی برای استخراج مس از کانه‌های اکسیدی به‌ویژه کربنات‌ها، سیلیکات‌ها و سولفات‌ها به کار می‌رود، اما در بعضی مواقع و با توجه به شرایط موجود از روش بیولیچینگ برای استخراج کانی‌های سولفیدی و اکسیدی استفاده می‌شود [۲].

۸-۱ انواع کانسارهای مس

مس در طبیعت به‌صورت مس خالص، سولفیدی یا اکسیدی موجود است که از این بین بیشتر به حالت کانی‌های سولفیدی چون کالکوپیریت، بورنیت و کالکوسیت یافت می‌شود. مس طبیعی در حالت آزاد به‌صورت توده‌های بزرگ یا به شکل ذرات پراکنده در سنگ‌های آذرین در قشر زمین به وجود آمده است. در واقع این نوع مس در طبیعت زیاد نیست و فقط در بعضی نقاط دنیا مانند نواحی

دریاچه‌ی سوپریور در ایالات متحده آمریکا، در کشور بولیوی، چین، شیلی و ایران دیده شده است. عیار چنین مسی اگر به صورت توده‌ای باشد بیش از ۹۲٪ و اگر به صورت ذرات پراکنده باشد در حدود ۱ تا ۱/۵٪ می‌باشد [۸].

مهم‌ترین کانسارهای این فلز شامل کانسارهای پورفیری، ماگمایی، کانسارهای با سنگ میزبان رسوبی، کانسارهای نوع ماسیوسولفاید و نوع اسکارن هست. در حدود ۴۵ درصد منابع مس موجود در جهان به صورت پورفیری (مخلوط سولفیدی- اکسیدی) می‌باشند. ذخایر قطعی مس کشور حدود ۲ میلیارد تن برآورد گردیده است، که با مدنظر قرار دادن عیار محتوای مس در این ذخایر، محتوای مس موجود، حدود ۸۱ میلیون تن برآورد گردیده است، که در مقیاس جهانی حدود ۴ درصد ذخایر مس جهان را شامل می‌شود. در جدول ۱-۲ برخی از معادن ایران آورده شده است [۸].

جدول ۱-۲ مشخصات بزرگ‌ترین معادن مس ایران [۸]

نام معدن	میزان ذخایر قطعی و احتمالی (میلیون تن)	عیار متوسط (درصد)
سرچشمه	۱۵۳۸	۰/۵۸
میدوک	۱۷۶	۰/۶۱
سونگون	۸۴۶	۰/۶۰
درآلو	۱۸۶	۰/۳۶
چاه فیروز	۱۴۹	۰/۴۱
ایجو	۷۳/۸۶	۰/۳
دره زار	۱۳۴/۳	۰/۴۲
دره زرشک	۱۳۰	۰/۴
نوچون	۵۲۷	۰/۲۶
مسجد داغی	۲۰۴	۰/۳
هفت چشمه	۱۵۵	۰/۲۳

تاکنون بیش از ۱۷۰ کانی مس دار در جهان شناخته شده است که تنها ۱۰-۱۵ کانی ارزش اقتصادی دارند. اقتصادی‌ترین کانی‌های مس در جدول ۱-۳ آورده شده است [۱۰].

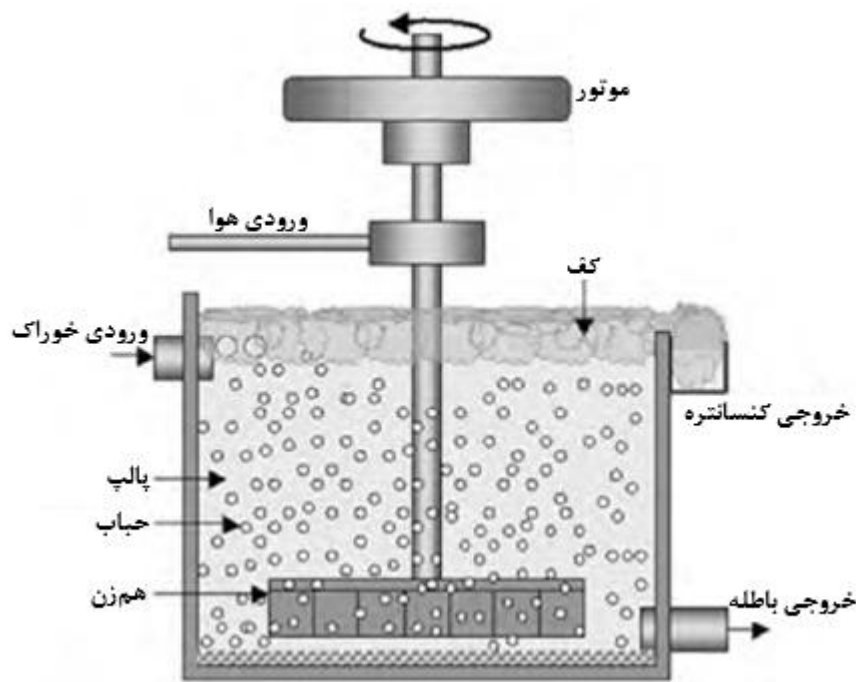
جدول ۱-۳ مشخصات کانی‌های اقتصادی مس [۱۰]

کانی	فرمول شیمیایی	درصد مس (% Cu)	وزن مخصوص (g/cm^3)
مس خالص	Cu	۱۰۰	۸/۸
بورنیت	Cu_5FeS_4	۶۳/۳	۵
کلکوزیت	Cu_2S	۷۹/۸	۵/۷
کالکوپیریت	CuFeS_2	۳۴/۶	۴/۲
کولیت	CuS	۶۶/۴	۴/۶
دیژنیت	Cu_2S	۷۹/۸	۵/۷
انارژیت	Cu_3AsS_4	۴۸/۳	۴/۴
تناتیت	$3\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{As}_2\text{S}_3$	۵۷/۵	۴/۴
کوپریت	Cu_2O	۸۸/۸	۵/۹
تنوریت	CuO	۸۰	۶/۵
مالاکیت	$\text{Cu}_2(\text{OH})\text{CO}_3$	۵۷/۴	۳/۹
آزوریت	$\text{Cu}_3(\text{OH})_2(\text{CO}_3)_2$	۵۵/۳	۳/۷
بروچانتیت	$\text{Cu}_4(\text{OH})_6\text{SO}_4$	۵۶/۶	۳/۹
آتاکامیت	$\text{Cu}_2(\text{OH})_2\text{Cl}$	۴۴/۶	۳/۸
آنتلریت	$\text{Cu}_3(\text{OH})_2\text{SO}_4$	۵۴	۳/۹
کریزوکولا	$\text{CuO} \cdot \text{SiO}_2$	۱۰-۳۶	۲-۲/۴
چیکنتایت	$\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$	۲۵/۵	۲/۲

۹-۱ فلوتاسیون

فلوتاسیون یکی از روش‌های رایج فرآوری موادمعدنی است که مبنای آن خصوصیات شیمی فیزیک سطوح کانی در یک محیط سیال و جریان هوا، برای ایجاد حباب‌های مناسب، بنا شده است. در این روش دانه‌های جامد پس از خرد شدن تا ابعاد مناسب، در آب به حالت تعلیق درمی‌آیند و پالپی با رقت ۲۵ تا ۴۵ درصد جامد را تشکیل می‌دهند. پالپ به‌دست‌آمده، توسط مواد شیمیایی خاصی که نقش آبران کردن سطح کانی را دارند تحت تأثیر قرار می‌گیرد. مواد شیمیایی که دارای چنین خاصیتی هستند، کلکتور نامیده می‌شوند. به موازات کلکتور، از مواد شیمیایی دیگری به نام

تنظیم‌کننده‌ها که نقش آن‌ها سرعت بخشیدن به اثر کلکتور روی یک کانی یا جلوگیری از این اثر است. همچنین برای پایداری و کنترل اندازه حباب‌ها از کف‌ساز استفاده می‌شود. مطابق شکل ۹-۱ پس از انتقال پالپ موردنظر به داخل سلول فلوتاسیون، با ورود جریان هوا به داخل سلول حباب‌های هوا تولید می‌شود. ذرات بارزش که آبران شده‌اند به این حباب‌ها چسبیده و به سطح پالپ منتقل می‌شوند. بدین ترتیب کانی یا کانی‌های با ارزش از کانی‌های باطله جدا می‌شوند [۱].



شکل ۹-۱ مکانیزم عملکرد سلول فلوتاسیون [۱۲]

۱-۹-۱ فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی مس

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 فرایند بسیار پیچیده است. کانی بارزش، تحت چندین واکنش شیمیایی و فیزیکی قرار می‌گیرد. جدایش کانی‌های سولفیدی مبتنی بر دو اصل بسیار مهم هستند؛ 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 به عوامل مختلف نسبت داد. 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 [۱].

بیشتر کانی‌های سولفیدی مس مثل 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 گزنتات‌های 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 بازداشت کننده پیریت ($pH = 10$) می‌باشد. از کف‌سازهای روغن کاج، اسید کریزیلیک، کف‌سازهای الکلی و پلی گلیکول برای فلوتاسیون این کانی‌ها استفاده می‌شود [۱].

۱-۹-۲ فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس

انتخاب ترکیب واکنش‌گرها برای فلوتاسیون مس اکسیدی به عوامل مختلفی بستگی دارد که مهم‌ترین آن‌ها به صورت زیر است:

- نوع کانی مس اکسیدی
- نوع کانی‌های باطله همراه مس اکسیدی: برخی کانسنگ‌ها که حاوی باطله سیلیکاته بوده و بدون نرمه هستند، قابلیت فلوتاسیون مناسبی دارند. کانسنگ‌هایی که باطله دولومیتی دارند را صرفاً به روش سولفیداسیون می‌توان فرآوری کرد. برخی از کانسنگ‌های اکسیدی، حاوی

تالک، هیدروکسید و اکسید آهن هستند. در حالت کلی هر نوع کاسنگ، به ترکیب واکنشگرهای خاصی نیاز دارد.

- درجه آزادی: در کانسنگ‌هایی که حاوی مس ریزدانه‌اند، نسبت به کانسنگ‌هایی که در آن‌ها کانی‌های مس به صورت پراکنده هستند، فلوتاسیون بهتر انجام می‌شود؛ زیرا پراکنده بودن کانی‌های مس مستلزم انجام خردایش بیشتر است.
- ترکیب شیمیایی و ساختار فیزیکی کانی‌های مس، اثر مهمی در قابلیت فلوتاسیون مس اکسیدی دارد. کانی‌های مس اکسیدی غالباً متخلخل بوده و در آب حل می‌شوند. به همین دلیل، در مراحل آسیا کنی، کانی‌های مس اکسیدی تبدیل به نرمه می‌شوند [۱۰].

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 قابل توجهی باهم متفاوت می‌باشد که در این میان کانی‌های مس اکسیدی انحلال‌پذیری بیشتری دارند [۳۰]. 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 [۱۴]. مقاومت مکانیکی پایین سطح این کانی‌ها را می‌توان با شناورسازی مالاکیت با استفاده از گزنتات نشان داد. در این حالت مقدار بازیابی مالاکیت بسیار پایین است. البته برای این کار باید تلاطم در داخل سلول فلوتاسیون حداقل باشد [۲۹]. فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی به پارامترهای زیادی مثل خواص الکتریکی سطح کانی، وزن مولکولی کلکتور، حلالیت کانی، امکان تشکیل نمک کلکتور و حلالیت این نمک، بستگی دارد [۱۵]. 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، قابلیت فلوتاسیون آن‌ها پایین است. یکی از مهم‌ترین مشکلات فلوتاسیون مس اکسیدی در مقیاس صنعتی این است که قابلیت شناورسازی این کانی‌ها وابستگی شدیدی به مینرالوژی 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 [۳۱].

۱-۹-۳ انواع روش های فلوتاسیون مس اکسیدی

۱- فلوتاسیون با کلکتورهای کاتیونیک

- فلوتاسیون با آمین ها

۲- فلوتاسیون با کلکتورهای آنیونیک

- فلوتاسیون با اسیدهای چرب

- فلوتاسیون با گزنتات ها

- فلوتاسیون با یک عامل کی لیتی مانند هیدروکسیمات ها

۳- سولفیدی کردن سطح کانی های اکسیدی و سپس فلوتاسیون با گزنتات ها [۷].

- سولفیداسیون حلزونی^۱

- کنترل پتانسیل سولفیداسیون^۲ (CPS)

- استفاده از گاز نیتروژن در طول سولفیداسیون^۳

۱-۹-۳-۱ استفاده از کلکتورهای کاتیونی برای فلوتاسیون مس اکسیدی

مهم ترین مواردی که در فلوتاسیون کاتیونی اکسیدها و سیلیکات ها باید در نظر گرفته شود شامل:

۱- نیروی الکترواستاتیکی اصلی ترین عامل در واکنش بین کلکتور و کانی است.

۲- از کلکتورها با طول زنجیر کربنی بزرگ تر از ۱۰ باید استفاده شود.

۳- غلظت کلکتور باید متوسط باشد.

۴- اتصال بین کانی و کلکتور بسیار ضعیف است.

۵- زمان آماده سازی قبل از فلوتاسیون، کم است.

۶- حساست به نرمه زیاد است.

۷- کلکتورهای مورد استفاده قدرت کف سازی دارند.

مهم ترین کلکتورهای مورد استفاده در فلوتاسیون اکسیدها، آمین ها هستند. این کلکتورها از مشتقات

^۱ Slug sulphidisation

^۲ Control potential sulphidization

^۳ MaxifloatTM

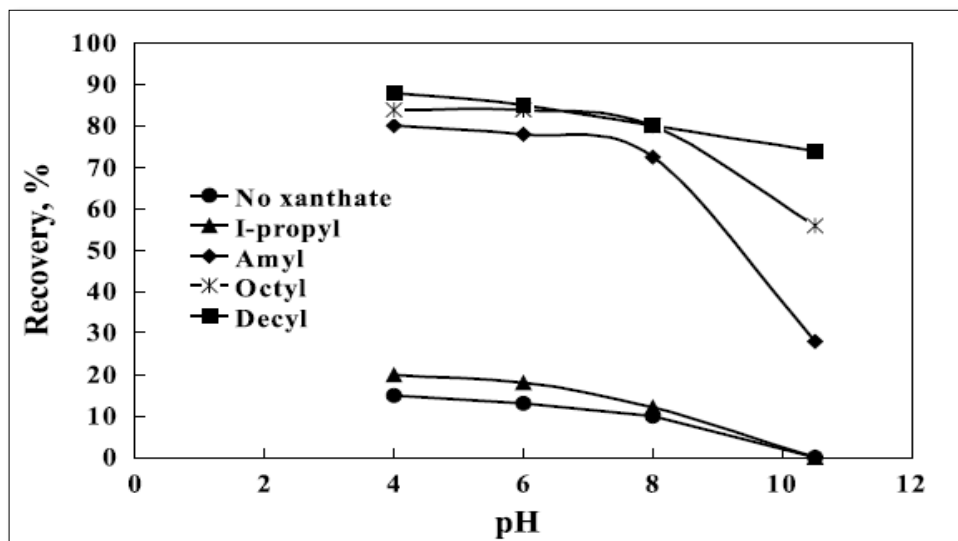
آمونیاک‌اند. از مهم‌ترین ویژگی آمین‌ها تشکیل میسل است. در محدوده pH ۹ تا ۱۱ آمین‌ها خاصیت کف‌سازی دارند، با این حال در محیط اسیدی و قلیایی قوی، فعال نیستند. در حالت کلی این کلکتورها خاصیت انتخابی پایینی دارند [۱].

۱-۹-۳ استفاده از اسیدهای چرب برای فلوتاسیون مس اکسیدی

کربوکسیلات‌ها که با عنوان اسیدهای چرب شناخته می‌شود، به‌طور طبیعی از روغن‌های گیاهی و چربی‌های حیوانی به دست می‌آید. نمک‌های اسید اولئیک مانند سدیم اولئات و لینولئیک اسید از رایج‌ترین اسیدهای چرب هستند. از این کلکتورها برای فلوتاسیون باریم، استرانسیوم، منیزیم، جداسازی کربنات‌ها از فلزات غیر آهنی، جداسازی نمک‌های محلول از فلزات قلیایی و فلزات قلیایی خاکی استفاده می‌شود. در pH ۴ تا ۸ کربوکسیلات‌ها، هم خاصیت کف‌سازی و هم خاصیت کلکتوری دارند [۳۴]. اسیدهای کربوکسیلیک، بیش از ۵۰ سال است که در آفریقا با عنوان، فرآیند روغن پالم، استفاده می‌شود. حدود ۵ میلیون تن سنگ معدن مس اکسیدی سالانه توسط این فرآیند مورد فرآوری قرار می‌گیرد و کنسانتره مس، با عیار ۲۵ درصد تولید می‌شود. کلکتورهای کربوکسیلات انتخابیت پایینی دارند، بویژه زمانی که سنگ معدن حاوی باطله کربناته مانند کلسیت و دولومیت باشد. این کلکتورها علاوه بر کانی‌های کربناته مس مانند مالاکیت و آزوریت، باطله‌های کربناته را نیز شناور می‌کند؛ بنابراین از اسیدهای چرب زمانی می‌توان استفاده کرد که باطله اصلی سنگ معدن سیلیکاته باشد و یا به مقدار جزئی، باطله کربناته وجود داشته باشد [۲۷].

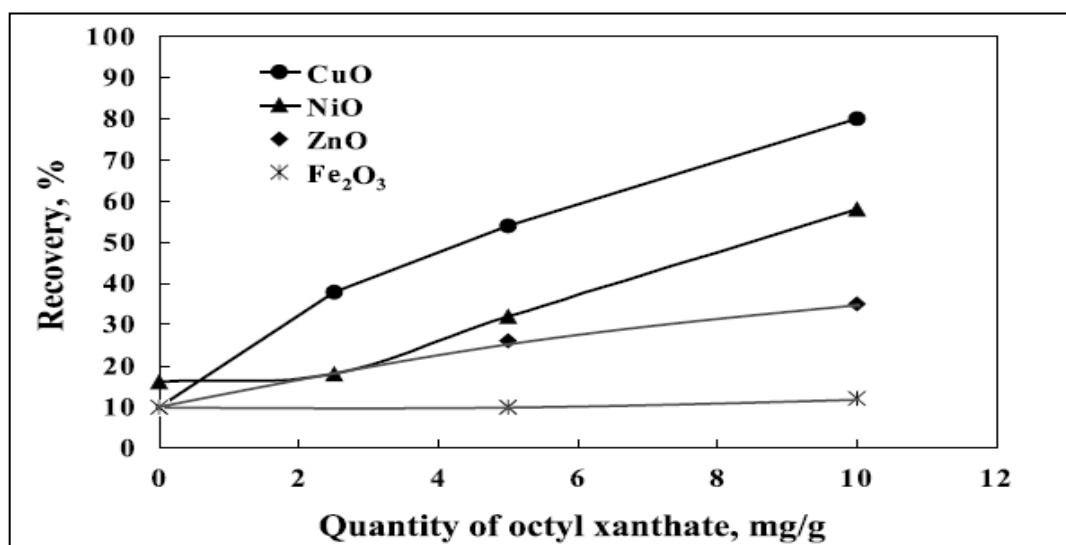
۱-۹-۳ استفاده از گزنتات‌ها با زنجیر کربنی بلند برای فلوتاسیون مس اکسیدی

استفاده از گزنتات‌ها با طول زنجیر کوتاه (اتیل، ایزوپروپیل)، پاسخ مناسبی در بازیابی کانی‌های اکسیدی ندارد؛ بنابراین استفاده از گزنتات‌ها با زنجیر کربنی طولانی، می‌تواند در بازیابی این کانی‌ها مؤثر باشند. شکل ۱-۱۰ تأثیر گزنتات‌های مختلف در بازیابی اکسید نیکل را نشان می‌دهد. با توجه به شکل ۱-۱۰ هرچه از گزنتات با طول زنجیر کربنی بلند استفاده می‌شود، مقدار بازیابی بیشتر می‌شود.



شکل ۱۰-۱ تأثیر طول زنجیر کربنی گزنتات‌ها در بازیابی اکسید نیکل [۳۵]

غلظت گزنتات‌ها با طول زنجیر کربنی بلند، رابطه مستقیمی با مقدار بازیابی کانی‌های اکسیدی دارند. شکل ۱۱-۱ نشان می‌دهد که با افزایش غلظت اوکتیل گزنتات، مقدار بازیابی اکسیدهای مختلف در $\text{pH}=10$ افزایش می‌یابد. مقدار افزایش بازیابی برای اکسید مس بیشتر از سایر اکسیدها می‌باشد.

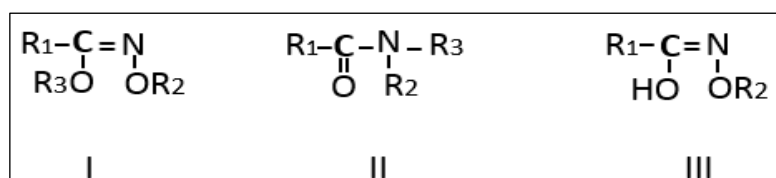


شکل ۱۱-۱ تأثیر افزایش غلظت اوکتیل گزنتات بر مقدار بازیابی اکسیدهای مختلف [۳۵]

۴-۳-۹-۱ استفاده از یک عامل کی‌لیتی مانند هیدروکسیمات‌ها برای فلوتاسیون مس اکسیدی

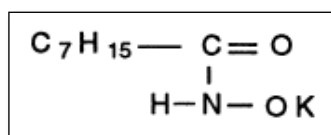
عامل کی‌لیتی می‌تواند بدون نیاز به فعال‌کننده، سطح کانی‌های اکسیدی، بویژه اکسیدهای مس را آبران کرده و موجب شناور شدن این کانی‌ها شود. همچنین توانایی شناورسازی هم‌زمان کانی‌های اکسیدی و سولفیدی را دارد [۱۹]. هیدروکسیمات‌ها با اینکه متعلق به گروه کلکتورهای کی‌لیت‌ساز

هستند، اما در گروه کلکتورهای اکسیدریل دسته‌بندی می‌شوند. کلکتورهای نوع هیدروکسیمات با سنتز آلکیل هیدروکسیمات تهیه می‌شوند. شکل ۱-۱۲ ساختارهای اصلی که هیدروکسیمات‌ها از آن‌ها ساخته شده‌اند را نشان می‌دهد.



شکل ۱-۱۲ ساختارهای اصلی سازنده هیدروکسیمات‌ها [۱۰]

R1 معمولاً لیگاند آلی است (آلکیل، استیل و بنزوئیل)، درحالی‌که R2 و R3 ممکن است آلی یا غیر آلی باشند. آلکیل هیدروکسیمات اسید که در ساختار (III) نمایش داده است در سنتز هیدروکسیمات‌ها استفاده گسترده‌ای دارد. این اسیدها می‌توانند به‌عنوان محصول جانبی در طی سنتز اسیدهای کربنیک، در طی اکسیداسیون پارافین‌ها به‌وسیله اکسیژن نیز تولید شوند. هیدروکسیمات‌ها در فلوتاسیون کانی‌های مس اکسیدی توانایی بسیار خوبی دارند. در شکل ۱-۱۳ ساختار مولکولی پتاسیم اکتیل هیدروکسیمات قابل‌مشاهده می‌باشد.



شکل ۱-۱۳ ساختار مولکولی پتاسیم اکتیل هیدروکسیمات [۱۹]

۱-۹-۳-۵ استفاده از روش سولفیداسیون در فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی

در فلوتاسیون اگر یک کانی به هر دلیلی توسط کلکتوری آبران نشود و یک ماده شیمیایی به‌منظور آماده‌سازی کانی، به محیط اضافه شود و سپس توسط همان کلکتور آبران شود، در این صورت گفته می‌شود که سطح کانی فعال‌شده است. فعال‌کننده‌ها موادی هستند که خاصیت شناور شدن بعضی از مواد معدنی را تقویت می‌کنند [۱۹].

در فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی عموماً از عوامل سولفیدکننده مثل سولفید سدیم، هیدروسولفید سدیم و سولفید آمونیوم برای فعال کردن سطح کانی استفاده می‌شود که استفاده از این مواد برای فعال کردن سطح کانی اکسیدی، با عنوان فرآیند سولفیداسیون شناخته می‌شود. عوامل سولفیداسیون علاوه بر اینکه در زمینه فعال‌کنندگی کانی‌های اکسیدی استفاده می‌شوند در بازداشت کانی‌های سولفیدی به‌ویژه مس و آهن به‌کاربرده می‌شوند. برای مثال یکی از کاربردهای صنعتی این مواد در

فلوتاسیون مولیبدن برای بازداشت کانی‌های مس می‌باشد. در مورد نقش فعال‌کنندگی عوامل سولفیداسیون تحقیقات فراوانی انجام شده و مکانیسم‌های مختلفی ارائه شده است برخی از این مکانیسم‌ها شامل سولفیدی کردن مجدد سطح کانی، افزایش پایداری کف به دلیل کشش سطحی در فصل مشترک حباب - آب، حذف محصولات اکسیداسیون و پاک کردن سطح کانی، تشکیل گوگرد عنصری و ترسیب هیدروکسیدهای فلزی آب‌پذیر به صورت سولفیدهای فلزی نامحلول می‌باشد. تحقیقات مختلفی در زمینه فعال‌سازی سطح کانی اکسیدی صورت گرفته و دلایل مختلفی که باعث فعال شدن سطح کانی اکسیدی می‌شود، ذکر شده است. برای مثال، عمل سولفیداسیون باعث می‌شود که یون‌های گوگرددار به داخل شبکه بلور کانی‌های اکسیدی نفوذ کرده و یک پوشش سولفیدی کاذب نامحلول روی سطح کانی ایجاد کند. همچنین علت فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی در اثر سولفیداسیون، عدم توانایی یون‌های سولفیدی در شبکه سطح کانی در تشکیل پیوند هیدروژنی با مولکول‌های آب ذکر شده است.

در مورد نقش بازداشت‌کنندگی عوامل سولفیداسیون مکانیسم‌های مختلفی مطرح شده است برای مثال، استفاده از این مواد باعث کاهش پتانسیل پالپ شده و لذا از اکسیداسیون کلکتور (گزنتات) و تشکیل دیمر کلکتور (دی گزنتوژن) جلوگیری می‌شود که این شرایط مانع از فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی در حضور کلکتور می‌گردد. مکانیسم پیشنهادی دیگر در این زمینه، افزایش بار منفی سطح به دلیل جذب یون‌های HS^- روی سطح کانی بیان شده است که مانع از جذب کلکتور آنیونی می‌گردد. در حالت کلی مکانیسم با مقبولیت عام در رابطه با نقش بازدارندگی عوامل سولفوراسیون، پدیده حذف کلکتور از سطح کانی می‌باشد [۵].

سولفیداسیون رایج‌ترین روش فرآوری کانی‌های اکسیدی است. این روش برای اولین بار برای فلوتاسیون سرب کربناته به کار برده شد و هم‌اکنون به طور گسترده در فلوتاسیون مس اکسیدی به کار می‌رود. این روش نسبت به روش‌های دیگر فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی، مثل استفاده از اسیدهای چرب، انتخابیت بیشتری دارد و نوع باطله موجود در کانسنگ محدودیتی در به کار بردن سولفیداسیون ندارد [۲۷].

از معایب روش سولفیداسیون می‌توان موارد زیر را ذکر کرد [۱۷]:

- سولفیداسیون در مورد کانسنگ‌های اکسیدی مختلف، پاسخ متفاوتی می‌دهد.
- به دلیل حلالیت بالای کانی‌های اکسیدی، مصرف عامل سولفید کننده سطح کانی، به مقدار قابل توجهی افزایش می‌یابد. از طرفی افزایش این مواد، موجب مصرف اکسیژن محلول در پالپ شده و کمبود اکسیژن موجب می‌شود کارایی جذب کلکتور روی سطح کانی کاهش پیدا کند.

- مشکل اصلی فرآیند سولفیداسیون این است که غلظت مناسب و بهینه عامل سولفیداسیون وابستگی شدیدی به زمان آماده‌سازی، روش‌های مخلوط کردن و متغیرهای دیگر دارد.

بوی نامطبوع عوامل سولفیداسیون

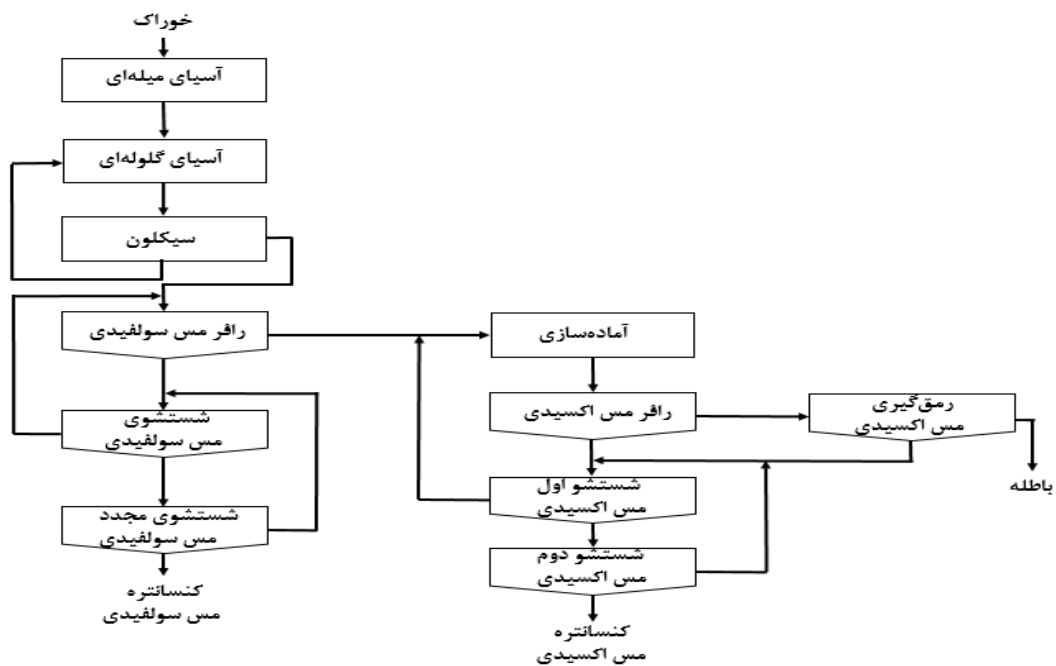
در فرایند سولفیداسیون هر یک از کانی‌های مس اکسیدی به دلیل متفاوت بودن ساختار سطح کانی، رفتار متفاوتی در مقابل عامل سولفیداسیون دارد. مطالعات روی ناحیه سطح بروچانتیت و کریزوکولا نشان می‌دهد که مساحت سطح بروچانتیت در حضور عامل سولفیداسیون کاهش می‌یابد و موجب بهبود شناورسازی این کانی می‌شود. در مورد سولفیداسیون کریزوکولا خصوصیات سطح تأثیر کمتری در فلوتاسیون این کانی دارد [۲۸].

سولفید سدیم ($\text{Na}_2\text{S} \cdot 9\text{H}_2\text{O}$)، هیدروسولفید سدیم (NaHS) و سولفید آمونیوم ($(\text{NH}_4)_2\text{S}$) از مهم‌ترین عوامل سولفیدکننده می‌باشند که در فلوتاسیون مس اکسیدی استفاده می‌شوند. این مواد به دلیل حلالیت نسبتاً بالای کانی‌های اکسیدی ممکن است تا مقادیر ۱۰ کیلوگرم بر تن استفاده شود [۲۷].

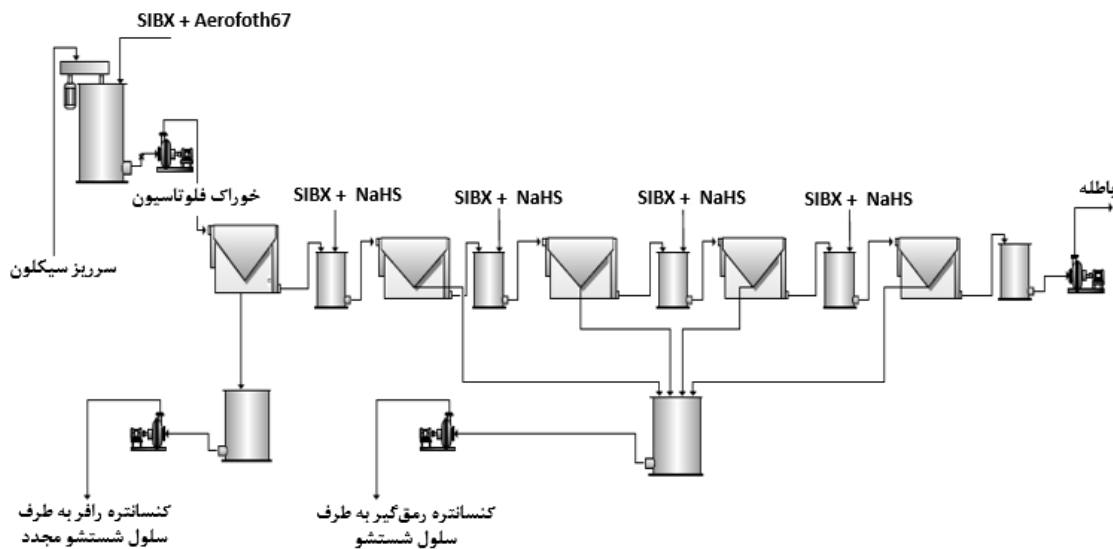
مصرف سولفید سدیم به pH پالپ بستگی دارد و وقتی pH زیاد شود، یون‌های HS^- و S^{2-} در محیط نیز زیاد شده در نتیجه هیدرولیز می‌شود و pH را بالا می‌برد. به همین دلیل در بعضی مواقع به جای سولفید سدیم از هیدروسولفید سدیم یا سولفید آمونیوم استفاده می‌شود.

۱-۱۰ عملیات صنعتی فلوتاسیون مخلوط مس اکسیدی و سولفیدی

در کانسنگ‌های مخلوط مس اکسیدی و سولفیدی معمولاً چندین کانی سولفیدی و اکسیدی مس مثل کالکوپیریت، کالکوسیت، کوپریت، مالاکیت و آزوریت وجود دارند. نوع مواد شیمیایی مورد استفاده در واحد صنعتی، بسته به نوع کانی مس موجود در کانسنگ و ترکیب کانی‌شناسی باطله متفاوت است. مدار فلوتاسیون این نوع کانسنگ‌ها عموماً از دو مرحله تشکیل شده است. در مرحله اول مس سولفیدی شناور شده و جداسازی می‌شود و در مرحله دوم مس اکسیدی با استفاده از روش سولفیداسیون فرآوری می‌شود. در شکل‌های ۱-۱۴ و ۱-۱۵ فلوشیت فرآوری کانسنگ مخلوط مس اکسیدی-سولفیدی قابل مشاهده می‌باشد.



شکل ۱-۱۴ فلوشیت فرآوری کانسنگ های مخلوط مس اکسیدی - سولفیدی [۱۰]



شکل ۱-۱۵ فلوشیت مدار فلوتاسیون رافر و رمق‌گیر برای کانسنگ مخلوط مس اکسیدی - سولفیدی معدن مس کازانشی [۳۷]

در اکثر موارد قابلیت فلوتاسیون مس اکسیدی در کانسنگ مخلوط مس اکسیدی - سولفیدی، بهتر از قابلیت فلوتاسیون آن در کانسنگ مس اکسیدی است. تفاوت کمی بین مواد شیمیایی مورد استفاده در فلوتاسیون کانسنگ های مخلوط اکسیدی- سولفیدی وجود دارد. نوع عامل سولفیداسیون

و نوع کلکتور از مهمترین تغییرات ترکیب مواد شیمیایی هستند. ترکیب مواد شیمیایی مورد استفاده و نتایج حاصل چند واحد صنعتی مهم که کانسنگ‌های مخلوط مس اکسیدی - سولفیدی را فرآوری می‌کنند، در جدول ۴-۱ و ۵-۱ نشان داده شده است.

جدول ۴-۱ ترکیب مواد شیمیایی مورد استفاده در فرآوری کانسنگ مخلوط مس اکسیدی - سولفیدی در معدن مختلف [۷]

مدار اکسیدی		مدار سولفیدی		واحد صنعتی
مصرف (g/t)	ماده شیمیایی	مصرف (g/t)	ماده شیمیایی	
۲۰۰	Na ₂ CO ₃	300	Na ₂ SiO ₃	کوموتو، کنگو
۱۳۵۰	NaHS	100	اتیل گزنتات	
۵۰	نفت خام	460	CaO	
۲۱۰	پتاسیم آمیل گزنتات	15	کفساز 41G	
۲۰	کفساز 41G			
۶۰۰	Na ₂ SiO ₃	۶۰	پتاسیم آمیل گزنتات	دیما، کنگو
۳۰۰۰	NaHS	۲۰۰	Na ₂ SiO ₃	
۹۰	روغن معدنی	۳۰۰	Na ₂ CO ₃	
۱۵	کفساز 41G	۱۰	کفساز 41G	
۳۰۰	Na ₂ CO ₃	۱۵	PM290	چانگا، زامبیا
۱۲۰۰	Na ₂ S	۳۰	سدیم آمیل گزنتات	
۴۰	PM290	۱۰	روغن کاج	
۱۰۰	سدیم آمیل گزنتات			
۱۰۰	کروزین			

جدول ۵-۱ نتایج واحد های صنعتی فرآوری کانسنگ مس مخلوط اکسیدی - سولفیدی [۷]

واحد صنعتی		محصول	وزن (%)	عیار (%)		توزیع (%)	
			(	Cu	CO	Cu	C O
کوموتو کنگو، آفریقا	کنسانتره مس سولفیدی	۷/۱۱	۴۳/۶	۳/۶۱	۶۸/۸۳	۲ ۷۴/۶	
	کنسانتره مس اکسیدی	۲/۵۷	۲۲	۱/۵۲	۱۲/۵۵	۳ ۱۱/۰	
	باطله فلوتاسیون مس	۹۰/۳۲	۰/۹۳	۰/۰۶	۱۸/۶۲	۴ ۱۲/۴	
	خوراک (محاسباتی)	۱۰۰	۴/۵۰	۰/۳۵	۱۰۰	۱ ۰۰	
دیما کنگو، آفریقا	کنسانتره مس سولفیدی	۲/۷۸	۳۱ ۵۵	۲/۲۳	۳۷/۶۵	۲ ۱۸/۴	
	کنسانتره مس اکسیدی	۸/۵۹	۲۴ ۲۱	۱/۵۸	۴۴/۶۴	۸ ۳۹/۴	
	باطله فلوتاسیون مس	۸۸/۶۳	۰/۸۲	۰/۱۶	۱۷/۷۱	۹ ۴۱/۳	
	خوراک (محاسباتی)	۱۰۰	۴/۰۹	۰/۳۴	۱۰۰	۱ ۰۰	
چنگا ZCCM، زامبیا	کنسانتره مس سولفیدی	۱/۸۲	۴۷/۵	-	۳۰/۳	-	
	کنسانتره مس اکسیدی	۳/۵۳	۳۷	-	۴۵/۸	-	
	باطله فلوتاسیون مس	۹۴/۶۵	۰/۷۲	-	۲۳/۹	-	
	خوراک (محاسباتی)	۱۰۰	۲/۸	-	۱۰۰	-	

فصل دوم

مروری بر مطالعاتی انجام شده

۲-۱ مقدمه

روش فراآوری کانی‌های اکسیدی و سولفیدی مس با توجه به ماهیت آنها متفاوت است و در حالت مخلوط بستگی به مقدار و نوع کانی‌های اکسیدی موجود دارد که بیشتر از روش فلوتاسیون استفاده می‌شود. در این حالت از کلکتورهای خاصی استفاده می‌شود که توانایی شناورسازی همزمان کانی اکسیدی و سولفیدی را داشته باشد، همچنین برای فعال‌سازی سطح کانی اکسیدی از فعال‌کننده‌های خاصی با عنوان عوامل سولفیدکننده استفاده می‌شود تا کلکتورهای مورد استفاده برای فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی بتواند کانی اکسیدی را نیز شناور کند.

در این فصل تحقیقات صورت گرفته را در دو بخش ابتدا فلوتاسیون به صورت کلی و سپس فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی که این بخش خود به دو قسمت شامل فلوتاسیون بدون سولفیداسیون و در قسمت بعدی با سولفیداسیون آورده شد.

۲-۲ پرمیارسازی به روش فلوتاسیون

در سال ۱۹۰۵ برای اولین بار استفاده از فلوتاسیون بصورت تجاری در **بروکن هیل**^۱ انجام شد. از آن زمان تاکنون توسعه و پیشرفت فلوتاسیون ادامه داشت، تا به امروز که اصلی‌ترین روش فراآوری برای تغلیظ کانی‌ها به شمار می‌رود. روش فلوتاسیون عملیات تفکیک کانی‌ها را براساس اختلاف خواص سطوح آن‌ها انجام می‌دهد. امروزه کانه‌های سولفیدی مس کم‌عیارتر از آن هستند که به صورت مستقیم ذوب شوند. گرمایش و ذوب حجم بزرگی از مواد باطله همراه این کانه‌ها نیازمند مقدار چشمگیری انرژی است. خوشبختانه کانی‌های سولفیدی مس موجود در معدن را می‌توان به روش‌های فیزیکی پرمیارسازی و به گونه‌ای اقتصادی ذوب کرد. موثرترین روش پرمیارسازی اولیه، فلوتاسیون است که در آن کانی‌های سولفیدی مس به گونه‌ای انتخابی به حباب‌های هوایی که از میان پالپ بالا می‌آیند، متصل می‌شوند، انتخابی بودن فلوتاسیون به دلیل استفاده از معرف‌هایی است که کانی‌های سولفیدی مس را آب‌گریز می‌کند، در حالی که کانی‌های باطله آب‌گریز باقی می‌مانند. کانی‌های شناور شده در کف پایداری در بالای سلول فلوتاسیون گردآوری می‌شوند. به طور معمول کنسانتره مس پرمیارسازی به دست آمده از این مرحله شامل ۲۰ تا ۳۰٪ مس است [۸].

^۱ Broken hill

۳-۲ فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی

اکسیدها دارای تمایل به انحلال، مقاومت مکانیکی کم و دارای سطوح به شدت آب‌پذیر هستند که نمی‌توان به سطوح آب‌گریز تبدیل شوند. کلکتورهای معمول سولفیدهای مس نمی‌تواند به سطح کانی‌های اکسیدی بچسبند و در نتیجه، میزان انتخابی بودن کم و بازیابی ضعیف را در پی خواهد داشت. تجمع کانی در منطقه اکسیده شده، شامل باطله‌ای است که باعث تولید نرمه می‌شود که اثرات زیان‌باری بر بازیابی، عیار و خواص کف‌سازی دارد. یکی از مشکلات عمده در فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس در مقیاس صنعتی این است که قابلیت شناورسازی آن‌ها تا حد زیاد بستگی به ترکیب کانی‌شناسی کانسار و ترکیب باطله دارد.

قابلیت شناورسازی کانه‌های اکسیدی مس که شامل باطله‌های دولومیتی و کربناتی هستند به‌طور معنادار با خواص شناورسازی کانی‌های حاوی سیلیس تفاوت دارد. همچنین حضور انواع مختلف نرمه‌های رسی در کانسار، تأثیر قابل توجهی در خواص شناورسازی کانه‌های اکسیدی مس دارد.

گاهی اوقات، باطله‌ها در تعیین عوامل موثر در انتخاب روند فرآوری از سنگ معدن اکسیدی مس نقش مهمی دارند. در کانسارهای شدیداً هوازده، معمولاً در خلال معدنکاری و خردایش نرمه بیشتری تولید می‌شود که نقش منفی در قابلیت شناورسازی کانی‌های اکسیدی مس دارد. همچنین تفاوت قابل ملاحظه‌ای در شناورسازی کانسارهای حاوی کربنات‌ها و سیلیکات‌ها می‌باشد.

مقاومت مکانیکی لایه‌های سطحی اکثر کانی‌های مس ضعیف است. بنابراین سولفید کردن سطح این کانی‌ها می‌تواند با کاهش تلاطم و سایش در داخل سلول فلوتاسیون، شناورسازی را بهبود بخشد [۲۲].

۳-۳-۱ فلوتاسیون بدون سولفیداسیون کانی‌های اکسیدی

تاکنون چند کلکتور برای فلوتاسیون اکسیدهای مس بدون نیاز به سولفیداسیون عرضه شده است. این کلکتورها شامل کمپلکس‌های مواد آلی، اسیدهای چرب، آمین‌های چرب و سولفونات‌های پترولیوم می‌باشند. همه این کلکتورها در مقیاس آزمایشگاهی کارایی قابل قبولی دارند. اما در مقیاس صنعتی با توجه به حساسیت بالا و عوامل زیادی که در فلوتاسیون به کمک این کلکتورها موثر هستند، کمتر مورد استفاده قرار گرفته‌اند. از محدودیت‌های این کلکتورها، گانگ کربناته و انتخاب‌پذیری آن‌هاست که حتی تحقیقات حکایت از آن دارد که مواد کربناته نسبت به اکسیدهای مس در فلوتاسیون ترجیح

داده شده است [۲۳].

لی^۱ و همکاران در سال ۱۹۹۸ بر روی گستره‌ای از سنگ معدن‌های متفاوت از سراسر جهان قرار گرفته است، آلکیل هیدروکسامات به‌خوبی بیشتر کانی‌های قابل شناور شونده مس را بازیابی کردند. این کلکتورها بصورت تجاری در دسترس هستند و مزایای بسیاری را در مقابل فناوری‌های جایگزین برای بازیابی کانی‌های اکسیدی مس ارائه دادند. اما این کلکتورها در مقیاس صنعتی مورد استفاده قرار نگرفته اند [۱۷].

پویرل^۲ در سال ۱۹۴۰، برای اولین بار استفاده از اسیدهای هیدروکسامیک یا نمک‌های آن‌ها به عنوان کلکتور برای فلوتاسیون کانی‌های مس را معرفی کرد [۸].

فورستینو^۳ در سال ۱۹۶۹، از آلکیل هیدروکسامات برای شناورسازی کریزوکولا استفاده کرد و پیشنهاد کرد که عمل شناورسازی با توجه به تشکیل یک کمپلکس غیر قابل حل بین یون‌های سطحی فلز و هیدروکسامات صورت می‌گیرد. آنان همچنین مروری بر منابع استفاده از آلکیل هیدروکسامات و مکانیزم‌های جذب آن‌ها بر روی کانی‌های اکسیدی انجام دادند [۱۹].

ادوارد دی کوی پر^۴ در سال ۱۹۷۵، استفاده از آلکیل هیدروکسامات برای شناورسازی کانسنگ اکسیدی مس - کبالت را مناسب دانست [۸].

داتیلو^۵ و همکاران در سال ۱۹۷۵، به مزایای استفاده از آلکیل هیدروکسامات برای بازیابی کریزوکولا بدون استفاده از روش سولفیدی کردن سطح، اشاره کردند [۳۸].

لنورمند^۶ و همکاران در سال ۱۹۷۹ در مورد مکانیزم‌های جذب پتاسیم اکتیل هیدروکسامات بر روی مالاکیت بحث کردند [۸].

۲-۳-۲ فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی به کمک سولفیداسیون

این روش معمول ترین روش برای استخراج کانی‌های اکسیدی مس است. این روش برای کانی‌های

^۱ Lee

^۲ Poyrel

^۳ Forestina

^۴ Edvard Di Kouper

^۵ Datilve

^۶ Lenormend

اکسیدی مس، کانی‌های اکسیدی- سولفیدی مس و کانی‌های اکسیدی مس- کبالت استفاده می‌شود. در این روش یک فاز آماده‌سازی قبل از فلوتاسیون موردنیاز است که در این فاز با اضافه کردن ماده سولفیدکننده، سطح کانی اکسیدی را به سولفید مس تغییر می‌دهند، تا در نهایت بتوان به کمک کلکتورهای کانی‌های سولفیدی مس، کانی را جدا نمود. وجود لایه سولفید مس پس از سولفیداسیون به کمک مطالعات پرتو ایکس و همچنین تغییر زاویه تماس ناشی از آبران شدن سطح به اثبات رسیده است [۸].

کونگو^۱ و همکاران در سال ۲۰۰۳، تأثیر سولفیدی کردن را در فلوتاسیون مس و کبالت از گانگ- های همراه آن‌ها در یک کانه اکسیدی مس- کبالت مورد بررسی قرار دادند. آن‌ها متوجه شدند که هیدروسولفید سدیم باعث جدایش انتخابی اکسیدهای مس و کبالت از کانی‌های گانگ همراه در فلوتاسیون می‌شود. در حالی که استفاده از سولفید آمونیوم، خاصیت انتخابی کمتر و بازیابی بیشتر فلز را در پی دارد. به این منظور آن‌ها از $NaSH$ و $(NH_4)_2S$ با نسبت یک‌به‌یک استفاده کردند. کلکتور مورد استفاده آمیل گزنات پتاسیم بود [۴۸].

لی و همکاران در سال ۲۰۰۹، مطالعه‌ای برای فلوتاسیون کانسنگ معدن مینتو که متشکل از ۷۰ کانی سولفیدی - اکسیدی مس بوده، به دو روش انجام دادند. روش پتانسیل سولفوراسیون کنترل‌شده، در این روش از یک عامل سولفید کننده مانند NaS یا $NaSH$ برای سولفیدی کردن سطح کانی‌های اکسیدی مس استفاده و سپس توسط کلکتورهایی مثل گزنات‌ها فلوته شد. روش مستقیم کلکتورهای دیگری نیز برای کانی‌های اکسیدی مس توسعه یافته‌اند که بدون نیاز به سولفیدی کردن سطح، آن‌ها را شناور می‌کنند، که شامل اسیدهای چرب، آمین‌های چرب، عامل‌های مرکب آلی و پترونیوم سولفات هستند که اکثر آن‌ها معمولاً در مقیاس آزمایشگاهی استفاده می‌شوند. محدودیت این کلکتورها، قدرت انتخابی کم آن‌ها وقتی است که باطله کربناتی مثل کلسیت یا دولومیت در نمونه وجود داشته باشد، برای کانسنگ معدن مینتو متشکل از کانی‌های سولفیدی و اکسیدی مس که کانه- های همراه آن کوارتز، فلدسپار و باطله سیلیسی بود. دو روش فوق انجام شد، نتایج نشان داد که استفاده از روش سولفیدی کردن سطح، قابلیت شناورسازی کانه‌های سولفیدی مثل کالکوپیریت را کاهش داده و بازیابی را کاهش می‌دهد. این در صورتی است که کلکتورهای هیدروکسامات مثل AM28 بدون کاهش دادن بازیابی کانی‌های سولفیدی، کانی‌های اکسیدی را شناور می‌کند [۳۳].

^۱ Kongo

تیگو^۱ و همکاران در سال ۲۰۱۰، مشخص گردید به علت وجود باطله‌های کربناتی و سیلیکاتی در نمونه مربوط به ریگوی در آمریکا، استفاده از روش لیچینگ اسیدی، مصرف اسید را بالا می‌برد، به همین دلیل یک مرحله پری‌عیارسازی قبل از آن ترجیح داده شد که این مرحله با انجام فلوتاسیون صورت گرفت. عیار مس در خوراک ۴ درصد بود که پس از انجام فلوتاسیون به ۱۸ درصد رسید. در این مطالعه به علت قدرت انتخابی کم اسیدهای چرب و همچنین هزینه‌های بالا (به خصوص در مورد کانی‌های کربناتی مثل مالاکیت) از روش سولفیدی کردن سطح استفاده شده است که در آن عامل سولفید کننده مثل NaS یا $NaSH$ به صورت چند مرحله‌ای به سیستم اضافه شد و از سیلیکات سدیم به عنوان بازداشت کننده کانی‌های باطله استفاده شد [۸].

سولفیداسیون برای ابعاد ریز اکسیدهای مس سریع رخ می‌دهد اما سولفیداسیون ذرات درشت و حد واسط به کندی انجام می‌شود و نیاز به زمان بیشتری برای سولفیداسیون دارد.

سر^۲ و همکارانش (۱۹۷۰) به این نتیجه رسیدند که سولفیداسیون چند مرحله‌ای اثر بهتری در سولفیداسیون دارد. این عمل همچنین باعث کنترل مقدار سولفید کننده مورد نیاز می‌شود و از استفاده بیش از حد آن جلوگیری می‌کند [۸].

روش فلوتاسیون تجمعی^۳ روشی است که برای فلوتاسیون اکسیدهای مس توسط **روبی و فیل^۴** (۱۹۷۴) ابداع شده است. در این روش ابعاد ریز کریزوکولا با غلظت بالای کلکتور پتاسیم آمیل گزنات در شدت بالا هم زده می‌شوند که این فرآیند موجب آگلومره شدن این ذرات و فلوتاسیون آن‌ها می‌شود. تاکنون ابعاد علمی این روش تجربی کشف نشده است [۸].

کاسترو^۵ در سال ۱۹۷۴ دریافت که مقدار pH در سولفیداسیون با اهمیت‌تر از pH پالپ است. با افزایش pH میزان سولفیداسیون و ماده سولفیدکننده به شدت کاهش می‌یابد و این کاهش از $pH = 6$ شدت بیشتری می‌یابد (شکل ۲-۱) و از $pH = 6$ تقریباً هیچ کلکتوری مصرف نمی‌شود. این بدان معنا است که فلوتاسیون انجام نخواهد شد چون لایه سولفید در سطح کانی تشکیل نشده است. در شکل ۲-۲ میزان بازیابی نسبت به pH در دو غلظت متفاوت سولفید کننده نشان داده شده است [۱۳].

^۱ Tigo

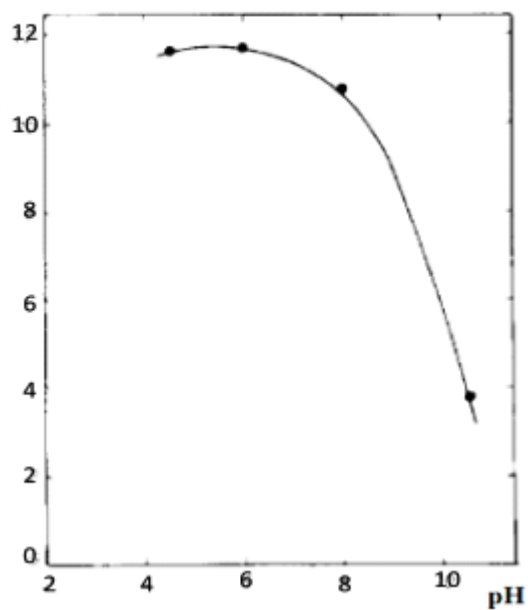
^۲ Ser

^۳ Floc flotation

^۴ Rubio and phih

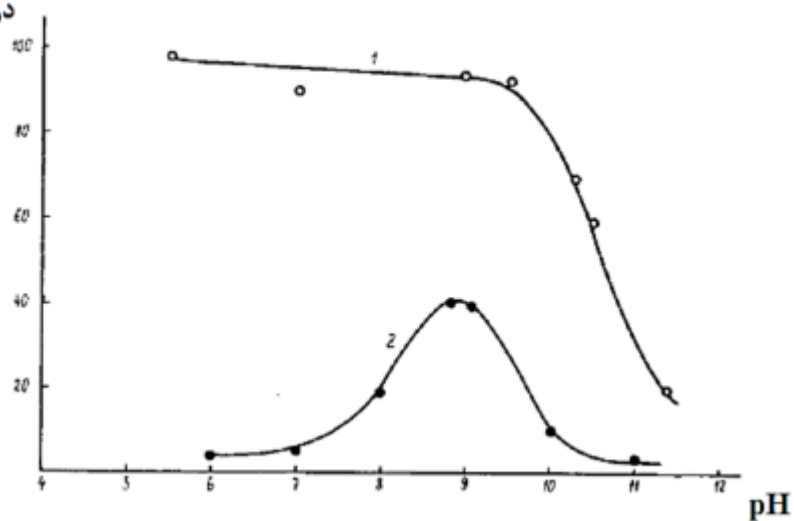
^۵ castro

میزان جذب (mg/g)



شکل ۴-۱ تغییرات جذب آمیل گزنتات سدیم بر روی کریزوکولا با تغییرات pH [۱۳]

درصد بازیابی



شکل ۴-۲ میزان تغییرات بازیابی کریزوکولا در برابر pH در دو غلظت متفاوت سولفید کننده ۱-۲۰۰ گرم بر تن ۲-۹۶۰ گرم بر تن [۱۳]

۲-۴ پژوهش‌های صورت گرفته روی فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس

دانیلوا^۱ و همکاران (۱۹۷۵) از آلکیل هیدروکسیمات به‌عنوان کلکتور برای فلوتاسیون مس اکسیدی (کریزوکولا) استفاده کردند. این بررسی نشان داد که با استفاده مستقیم از این کلکتور می‌توان کریزوکولا را به راحتی بازیابی کرد [۱۳].

جونز^۲ و وودکوک (۱۹۷۹) در تحقیقی برای بازیابی کانی‌های اکسیدی سرب دو روش سولفیداسیون حلزونی و CPS به کار بردند. در سولفیداسیون به روش حلزونی با استفاده از سولفید سدیم نشان دادند که به دلیل عدم کنترل پتانسیل پالپ بازیابی کانی‌های اکسیدی سرب نسبتاً ضعیف است. در روش CPS به دلیل کنترل پتانسیل پالپ به نتایج بهتری دست یافتند به طوری که در پتانسیل ۶۰۰- میلی ولت و زمان آماده سازی بهینه ۳ دقیقه با مصرف کم سولفید سدیم به بهترین پاسخ دست یافتند. در روش CPS بدلیل حضور بیشتر یون S^{2-} و واکنش با سطح کانی اکسیدی شناور سازی کانی اکسیدی بهبود می‌یابد [۳۹].

راکوان^۳ و همکاران (۱۹۸۴) در تحقیقی به بررسی بازیابی کانی‌های کریزوکولا و تنوریت با استفاده از فرآیند سولفیداسیون پرداختند. در این تحقیق از سولفید آمونیوم به عنوان عامل سولفیداسیون استفاده کردند و برای بهینه سازی فرآیند، پارامترهایی همچون pH، سرعت همزنی، زمان آماده سازی و غلظت سولفید آمونیوم مورد بررسی قرار دادند. نتایج نشان داد که واکنش یون سولفید در pHهای اسیدی با سطح کانی اکسیدی به شدت افزایش می‌یابد در حالی که در pHهای خنثی این واکنش کاهش می‌یابد. تاثیرگذاری فرآیند سولفیداسیون روی تنوریت بیشتر از کریزوکولا بود. به دلیل سطح متخلخل بیشتر کریزوکولا تاثیرگذاری فرآیند سولفیداسیون روی این کانی کمتر بوده ولی در مقابل سطح کانی تنوریت با سولفید آمونیوم به راحتی فعال می‌شود. فلوتاسیون با استفاده

^۱ Danilova

^۲ Jones

^۳ Raghavan

از گزنتات‌ها بعد از فرآیند سولفیداسیون بازیابی تنوریت را به مقدار قابل توجهی بهبود بخشید ولی بازیابی کریزوکولا در این شرایط نسبتاً کم بود. pH اسیدی در زمان آماده‌سازی سولفید آمونیوم در قابلیت شناور کریزوکولا بیشترین تاثیر را داشت. همچنین نشان دادند که اندازه ذرات نقش مهمی در واکنش با مواد شیمیایی دارد به طوری که با کاهش اندازه ذرات واکنش سریع تر رخ می‌دهد [۱۴].

هانسون^۱ و فیوریستینو (۱۹۹۱) بر روی رفتار الکتروشیمیایی و شناورسازی کالکوسیت و مخلوطی از مواد معدنی سولفیدی و اکسیدی مطالعاتی انجام دادند. در این بررسی از هیدروکسیمات به‌عنوان کلکتور استفاده شد. این مطالعه نشان داد که هیدروکسیمات توانایی شناورسازی هم‌زمان کانی‌های سولفیدی، اکسیدی و سیلیکاته مس را دارد [۱۶].

کارگر و همکاران (۱۹۹۵) به بررسی عوامل موثر در کاهش درصد مس در باطله کارخانه تغلیظ مجتمع مس سرچشمه پرداختند که با انجام نمونه‌گیری‌های متعدد از مدار کارخانه و مطالعه آنها نتیجه گرفتند که بخش قابل توجهی از مس اعم از مس اکسیدی و مس سولفیدی از بخش باطله مرحله رافر خارج می‌شود و هدر روی مس در بخش باطله مرحله رمق‌گیر ناچیز است. همچنین نشان دادند که غیر از عوامل تجهیزاتی و عملیاتی حاکم بر کارکرد کارخانه تغلیظ، سه عامل مهم که باعث تلفات مس در باطله و کاهش بازیابی کارخانه می‌شود شامل کاهش درصد مس در خوراک کارخانه تغلیظ، افزایش نسبت مس اکسیدی به مس کل در خوراک و غالب شدن مینرال کالکوپیریت بر کالکوسیت خوراک است. برای بهبود بازیابی مس اکسیدی در شرایطی که نسبت مس اکسیدی در خوراک ورودی بیشتر بود، فرآیند سولفیداسیون را به کار بردند. از سولفید سدیم به عنوان عامل سولفیداسیون و پتاسیم آمیل گزنتات به عنوان کلکتور استفاده شد و به نتایج قابل قبولی دست یافتند [۸].

کلارک^۲ و همکاران (۲۰۰۰) تحقیقی در مورد بازیابی کانی‌های اکسیدی مس با استفاده از فرآیند سولفیداسیون انجام دادند در این مطالعه برای افزایش بازیابی مس از گاز نیتروژن به جای هوا استفاده

^۱ Hanson

^۲ clarke

کردند. استفاده از گاز نیتروژن در غیاب حضور اکسیژن و با کنترل شرایط فرآیند سولفیداسیون بازیابی کالکوسیت، کالکوپیریت و بورنیت را افزایش داد. حضور نیتروژن در پالپ دسترسی به یون سولفید را برای فرآیند سولفیداسیون راحت‌تر نموده و شکل‌گیری لایه سولفیدی روی سطح کانی را بهبود می‌بخشد در این حالت با مصرف کم سولفید سدیم به حداکثر بازیابی برای کانی‌های اکسیدی مس دست یافتند [۳۲].

کونگولو^۱ و همکاران (۲۰۰۳) بر روی بازیابی نمونه اکسیدی مس- کبالت با استفاده از فرآیند سولفیداسیون مطالعاتی به عمل رساندند. در این مطالعه از هیدروسولفید سدیم و سولفید آمونیوم به عنوان عامل سولفیداسیون استفاده شد وقتی از ترکیب هیدروسولفید سدیم و سولفید آمونیوم با نسبت ۱/۱ استفاده شد بهترین پاسخ به دست آمد [۴۸].

لی و همکاران (۲۰۰۸) از هیدروکسیمات به عنوان کلکتور در فلوتاسیون مس اکسیدی که مخلوط با مس سولفیدی بود استفاده کردند. هیدروکسیمات بدون تأثیر منفی روی بازیابی مس سولفیدی، مس اکسیدی را به خوبی شناور کرد [۳۳].

عطرفی و همکاران (۲۰۰۹) مطالعاتی روی پرعیارسازی کانسنگ سولفیدی- اکسیدی سرب کم عیار با استفاده از فرآیند سولفیداسیون انجام دادند. در این مطالعه از سولفید سدیم به عنوان عامل سولفیداسیون، از سیلیکات سدیم به عنوان متفرق کننده و از پتاسیم آمیل گزنات به عنوان کلکتور استفاده کردند. آنها نشان دادند بعد از سولفیدی شدن، سطح کانی خیلی کمتر آب‌پذیر شده و در نتیجه بصورت موثرتری شناور می‌گردد. همچنین تحت این شرایط مصرف کلکتور بصورت قابل ملاحظه‌ای کاهش می‌یابد. در این مطالعه مقدار بهینه سولید سدیم، سیلیکات سدیم و پتاسیم آمیل گزنات به ترتیب ۲۰۰ گرم بر تن، ۵۰۰ گرم بر تن و ۲۰۰ گرم بر تن تعیین شد [۱].

فتلا^۲ و موزندا (۲۰۱۰) مطالعاتی روی فلوتاسیون مس اکسیدی انجام دادند. عیار مس کل ۴/۵

^۱ Kongolo

^۲ Phetla

درصد و از این مقدار ۸۸ درصد آن‌ها مس اکسیدی و ۱۲ درصد را مس سولفیدی تشکیل می‌داد. از هیدروسولفور سدیم به‌عنوان عامل سولفیداسیون، از اکتیل هیدروکسیمات، سدیم کربنات به‌عنوان کلکتور برای مس اکسیدی و از پتاسیم آمیل گزنات به‌عنوان کلکتور برای مس سولفیدی استفاده کردند. عیار مس ۱۳ درصد و بازیابی ۴۸ درصد به دست آمد که علت عیار و بازیابی پایین، به دلیل وجود مس سیلیکاته به مقدار نسبتاً زیاد در نمونه بود [۲۷].

اوی^۱ و یین (۲۰۱۲) بر روی فلوتاسیون نمونه‌ای که حاوی کبالت و مس (هم اکسیدی و هم سولفیدی) بود مطالعاتی را انجام دادند. از سولفید سدیم و هیدروسولفید سدیم به‌عنوان عامل سولفیداسیون و از پتاسیم آمیل گزنات به‌عنوان کلکتور در سلول‌های رافر، رمق‌گیر و شستشو استفاده شد. عیار مس در نمونه ۲/۶۳ و عیار کبالت ۰/۰۴ درصد بود و مقدار بازیابی و عیار به‌دست‌آمده برای مس به ترتیب ۸۸/۵۵ و ۲۱/۲ درصد بود [۴۱].

هوپ^۲ و همکاران (۲۰۱۲) مطالعاتی روی فلوتاسیون کریزوکولا با استفاده از کلکتور اکتیل هیدروکسیمات انجام دادند که نتایج حاصل نشان داد اکتیل هیدروکسیمات به خوبی کریزوکولا را شناور کرده و بازیابی به ۹۰ درصد رسیدند [۴۲].

زونگ^۳ و همکاران (۲۰۱۳) در مورد فلوتاسیون مس اکسیدی مربوط به نمونه‌ای که عیار مس کل ۱/۰۲ درصد و عیار مس اکسیدی ۰/۵۶ درصد بود مطالعاتی را انجام دادند. از پتاسیم آمیل گزنات و هیدروکسیمات به‌عنوان کلکتور استفاده شد و عیار و بازیابی به‌دست‌آمده به ترتیب ۳/۱۹ و ۳۸/۴ درصد بود [۴۳].

جی^۴ و همکاران (۲۰۱۳) بر روی فلوتاسیون مس اکسیدی با عیار ۰/۷۷ درصد مس، مطالعاتی انجام دادند. از سولفید سدیم به‌عنوان عامل سولفیداسیون، بوتیل گزنات به‌عنوان کلکتور و روغن کاج

^۱ Ou

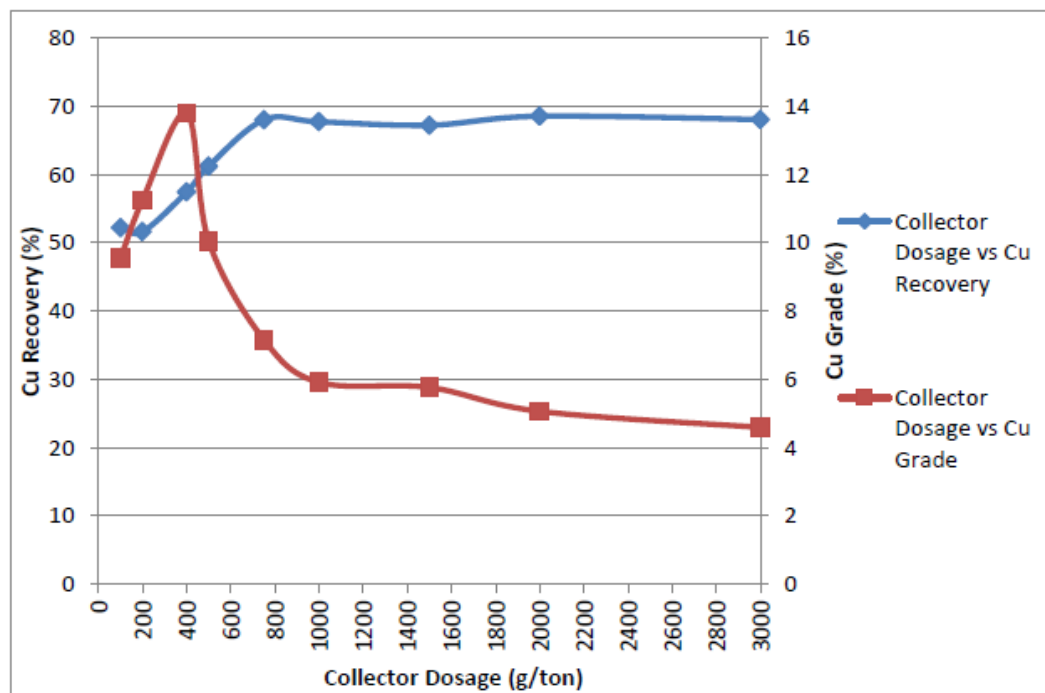
^۲ Hoop

^۳ Xiong

^۴ Ge

به عنوان کف ساز استفاده شد. مقدار بازیابی به دست آمده ۸۰/۸۱ درصد و با عیار ۱۸/۰۶ درصد بود [۴۴].

کایراز^۱ (۲۰۱۴) در تحقیقی به بررسی بازیابی مس اکسیدی با استفاده از دو روش فلوتاسیون و لیچینگ پرداخت. در روش فلوتاسیون از سولفیداسیون، هیدروکسیمات و پتاسیم آمیل گزنات استفاده شد. در نمونه مورد استفاده عیار مس اکسیدی ۴/۲۱ درصد بوده و حاوی کانی های با ارزش کوپریت، تنوریت، مالاکیت و مس طبیعی بوده و کانی های کوارتز، کلسیت، ایلیت، کلریت و پلاژیوکلاز مهمترین کانی های باطله موجود در نمونه بود. از هیدروکسیمات در مقادیر مختلف استفاده شد که نتایج آن در شکل ۲-۳ نشان داده شده است [۹].

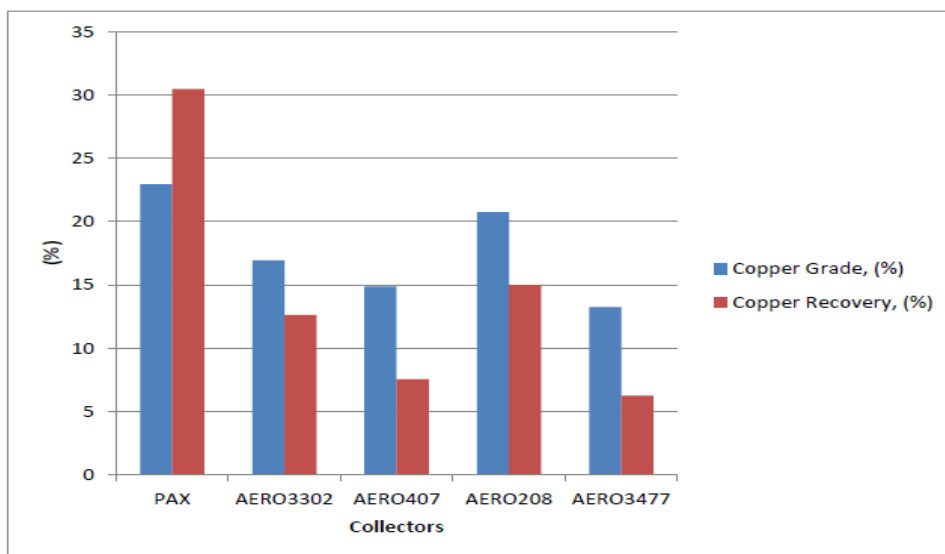


شکل ۲-۳ تاثیر غلظت هیدروکسیمات در بازیابی مس [۹]

در این تحقیق از ۵ نوع کلکتور رایج برای فلوتاسیون مس استفاده شد که مطابق شکل ۲-۴

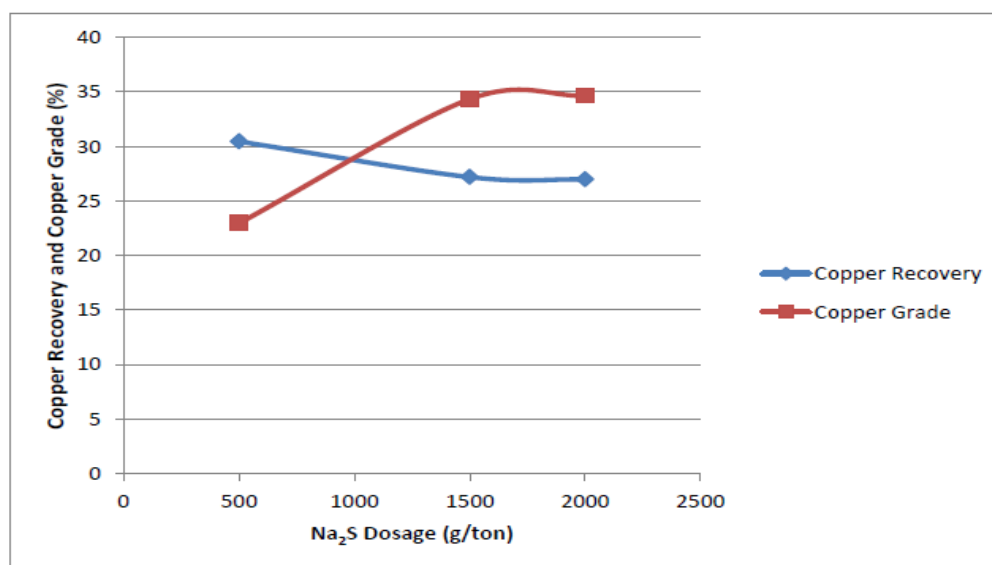
^۱ KIRAZ

کارآمدترین آن‌ها PAX (پتاسیم آمیل گزنتات) می‌باشد.



شکل ۲-۴ تاثیر انواع کلکتورها روی بازیابی مس اکسیدی [۹]

برای سولفیداسیون از سولفید سدیم استفاده شد که نتایج آن در شکل ۲-۵ نشان داده شده است. در آزمایش های سولفیداسیون از پتاسیم آمیل گزنتات به عنوان کلکتور، روغن کاج به عنوان کف‌ساز استفاده شد. زمان آماده سازی سولفیداسیون و زمان آماده سازی کلکتور هر دو ۵ دقیقه بود [۹].



شکل ۲-۵ تاثیر غلظت سولفید سدیم بر بازیابی مس اکسیدی [۹]

معدن کانسانشی واقع در آفریکای جنوبی، حاوی کانی‌های سولفیدی و اکسیدی مس همراه با طلا می‌باشد. تا سال ۲۰۰۹ مس سولفیدی و اکسیدی به صورت جداگانه مورد فرآوری قرار می‌گرفت. مس سولفیدی با استفاده از فلوتاسیون با گزنتات‌ها و مس اکسیدی با استفاده از لیچینگ فرآوری می‌شد. بخشی از کانسنگ که در آن مس اکسیدی و مس سولفیدی به صورت مخلوط بوده و قابل جدایش از هم نبود دلیل نبود روش فرآوری اقتصادی، ذخیره می‌شد. روش فلوتاسیون برای این نوع کانسنگ پاسخ ضعیف می‌دهد و روش لیچینگ به دلیل مصرف بالای اسید غیر اقتصادی می‌باشد. از سال ۲۰۰۹ به بعد در این معدن برای فرآوری این نوع کانسنگ از فرآیند سولفیداسیون (CPS) استفاده شده است [۹].

پاگوت^۱ و نولوب (۲۰۱۵) برای بهینه سازی مدار فلوتاسیون- سولفیداسیون در معدن کانسانشی از هیدروسولفید سدیم به عنوان عامل سولفیداسیون و از پتاسیم آمیل گزنتات و سدیم ایوبوتیل گزنتات به عنوان کلکتور استفاده کرده و به نتایج نسبتاً خوبی دست یافتند [۴۵].

کورین^۲ و همکاران (۲۰۱۶) مطالعاتی روی نمونه خاک معدن کانسانشی که ترکیبی از مس اکسیدی و سولفیدی است انجام دادند. در این مطالعه برای فرآوری مس اکسیدی با استفاده از هیدروسولفید سدیم از دو روش CPS و سولفیداسیون به روش حلزونی استفاد شد که روش CPS نسبت به روش حلزونی پاسخ بهتری داد [۴۶].

ماریون^۳ و همکاران (۲۰۱۷) تحقیقی در مورد ارزیابی انواع کلکتورهای هیدروکسیمات روی فلوتاسیون مالاکیت انجام دادند. در این تحقیق از ۷ نوع هیدروکسیمات در آزمایش‌ها به کار بردند که مشخصات آن‌ها در جدول ۱-۲ آورده شده است. در این تحقیق برای بررسی جذب کلکتور روی سطح کانی مالاکیت پتانسیل زتا اندازه‌گیری شده است که نشان می‌دهد هر ۷ نوع هیدروکسیمات روی سطح مالاکیت جذب می‌شود. هیدروکسمات نوع بنزو و پتاسیم اکتیل نسبت به سایر

^۱ Paquot

^۲ Corin

^۳ Marion

هیدروکسیمات‌ها انتخاب‌پذیری بیشتری داشته و بیشترین بازیابی مالاکیت در حضور این نوع کلکتورها بوده است [۴۷].

جدول ۲-۱ خلاصه ای از مرور بر تحقیقات پیشین

نویسنده	سال	موضوع
سر و همکاران	1970	سولفیداسیون چند مرحله ای
کاسترو	1974	تاثیر مقدار pH در سولفیداسیون و پالپ
روبی و فیل	1974	روش فلوتاسیون تجمعی
دانیلوا و همکاران	1975	بازیابی کریزوکولا با هیدروکسیمات
جونز و وودکوک	1979	بازیابی کانی‌های اکسیدی سرب با سولفیداسیون
راکوان و همکاران	1984	بررسی بازیابی کریزوکولا و تنوریت با استفاده از فرآیند سولفیداسیون
هانسون و فیورستینو	1991	بررسی رفتار کانی-های مخلوط مس اکسیدی و سولفیدی با استفاده از هیدروکسیمات‌ها
کارگر و همکاران	1995	بررسی عوامل موثر در کاهش درصد مس در باطله کارخانه تغلیظ مجتمع مس سرچشمه
کلارک و همکاران	2000	بررسی تاثیر گاز نیتروژن در فرآیند سولفیداسیون
کونگولو و همکاران	2003	بازیابی نمونه اکسیدی مس- کبالت با استفاده از فرآیند سولفیداسیون
کونگو و همکاران	2003	تاثیر سولفیدی کردن در فلوتاسیون مس و کبالت
لی و همکاران	2008	بازیابی مس اکسیدی با استفاده از هیدروکسیمات
لی و همکاران	2009	فلوتاسیون معدن مینتو با سولفیداسیون و اسید چرب
عطرفی و همکاران	2009	بازیابی کانی‌های سرب با استفاده از فرآیند سولفیداسیون
تیگو و همکاران	2010	پرعیار سازی با فلوتاسیون قبل از عملیات لیچینگ
فتلا و موزندا	2010	بررسی بازیابی مس اکسیدی با استفاده از فرآیند سولفیداسیون و کلکتور هیدروکسیمات
اویی و یین	2012	بازیابی نمونه اکسیدی مس و کبالت با استفاده از فرآیند سولفیداسیون
هوپ و همکاران	2012	فلوتاسیون کریزوکولا با هیدروکسامات
زونگ و همکاران	2013	بازیابی مس اکسیدی با استفاده از فرآیند سولفیداسیون
جی و همکاران	2013	تاثیر سولفیداسیون، گزنتات‌ها روی بازیابی مس اکسیدی
کایراز	2014	بازیابی مس اکسیدی با استفاده از سولفیداسیون، هیدروکسیمات‌ها و لیچینگ
پاکوت و نولوب	2015	بهینه سازی فرآیند سولفیداسیون در کارخانه تغلیظ معدن کانسانشی
کویرن و همکاران	2016	بررسی سولفیداسیون حلزونی و CPS در معدن کانسانشی
ماریول و همکاران	2017	بررسی تاثیر انواع کلکتورهای هیدروکسیمات روی بازیابی مس اکسیدی

فصل سوم

مواد و روش‌ها

۳-۱ مقدمه

برای انجام آزمایش فلوتاسیون باید خوراک و مواد مورد استفاده در فلوتاسیون و تجهیزات لازم را در اختیار داشت که این موارد را شرکت مس نسیم در آزمایشگاه خود برای انجام عملیات فلوتاسیون فراهم نموده است و حال در این فصل به توصیف عملیات نمونه برداری، عملیات خردایش، آماده سازی نمونه جهت انجام آزمایش ها و روش های مورد استفاده برای عیار سنجی نمونه، پرداخته می شود. همچنین نوع مواد و روش هایی که در انجام آزمایش ها، از آن ها استفاده شده است و پارامترهای مورد بررسی و پارامترهای پاسخ و نحوه محاسبه ی هر یک از آن ها مشخص می شود.

۳-۲ نمونه برداری

با توجه به اینکه عیار خوراک کارخانه فلوتاسیون متغیر است و نسبت های عیاری کانی های سولفیدی و اکسیدی مختلفی وارد کارخانه می شود در طول یک ماه هر یک ساعت یک بار از روی نوار خوراک ورودی کارخانه، نمونه برداشته شد تا عیار میانگین کارخانه و نسبت های عیاری تعیین شود که پس از بررسی نمونه ها این نتیجه دریافت شد که کارخانه به طور میانگین با عیار کل ۰/۸ کار می کند و تنها درصد سولفید و اکسید متغیر است که با نمونه های روزهای مختلف در سه نسبت عیاری ۰/۳۳، ۱، ۳ خوراک ها تقسیم شد. به منظور دستیابی به یک نمونه همگن در هر سه نسبت عیاری همگن سازی انجام شد و چندین بار عیار آنها گرفته شد و از هر نسبت عیاری در حدود ۲۰ کیلو گرم نمونه برداشته شد تا عملیات خردایش و آسیا بر روی آنها صورت گیرد.

۳-۳ خردایش، آسیا و آماده سازی نمونه

نمونه ابتدا توسط سنگ شکن فکی خردایش شد تا به ابعاد ۱۰ میلی متر برسد و پس از آن داخل سنگ شکن غلتکی ریخته و از سرند ۳/۳۶ میلی متر عبور داده شد. سپس مواد خرد شده بر روی سطحی صاف همگن شده و با استفاده از روش تقسیم مخروط دو قسمتی، مقدار ۵ کیلوگرم از نمونه برای آسیا برداشته شد و با گلوله های مناسب وارد آسیای گلوله ای داخل آزمایشگاه (به ابعاد ۵۷/۵ سانتی متر در ۲۹/۵ سانتی متر در مقیاس آزمایشگاهی) به یک نسبت مشخص از آسیای صنعتی مورد استفاده

در کارخانه را کوچک شده و برای باردهی در فرکانس ۶۵ و ۸۶ دور بر دقیقه در سه مرتبه به زمان ۱۵ دقیقه انجام می شود و مقدار خوراکی که در آن ریخته می شود باید تقریباً یک سوم حجم آن را با گلوله ها پر کرده باشد، که این مقدار خوراک تقریباً ۵ کیلوگرم می باشد. این سه بار آسیا برای خوراک کارخانه می باشد تا در مرحله سوم روی سرند به مقدار ۲۰ درصد کل بار ورودی باشد. در صورتی که سنگ سخت باشد برای جلوگیری از تولید نرمه زیاد باید تعداد دفعات آسیا را افزایش و زمان را کاهش داد و بالعکس برای خوراک نرم تر تعداد را کاهش و زمان را افزایش داد. برای فهمیدن سختی سنگ از اندیس باند استفاده شد که برای به دست آوردن مقدار اندیس کار آسیای باند از آسیای استاندارد موجود در معدن استفاده شد که نتایج آن در زیر تشریح شده است.

۳-۴ اندیس کار آسیا نمونه

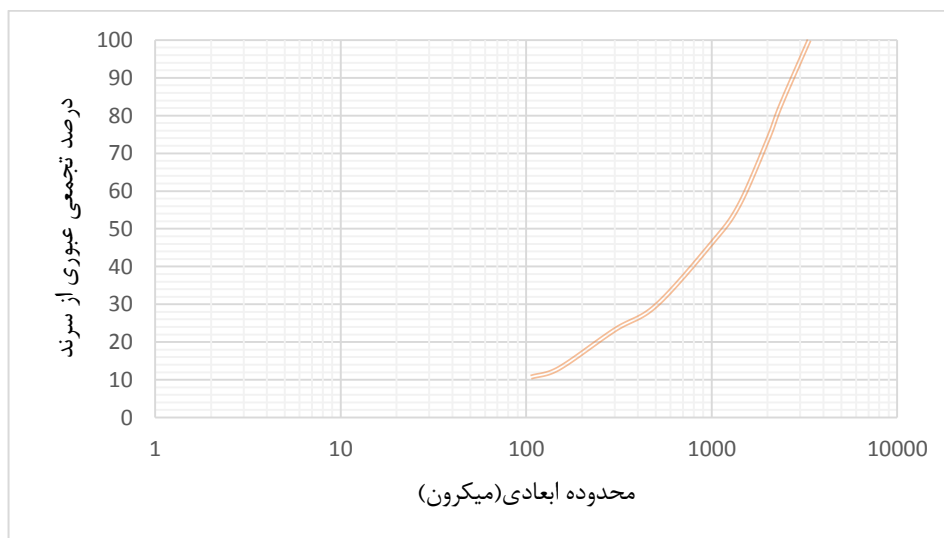
در آزمایشگاه مس نسیم از اندیس کار آسیای باند استفاده شد که برای به دست آوردن آن باید توزیع دانه بندی خوراک و محصول و همینطور وزن مخصوص ظاهری سنگ را در اختیار داشت که در ادامه به شرح آن ها پرداخته شده است.

۳-۴-۱ توزیع ابعادی محصول سنگ شکنی

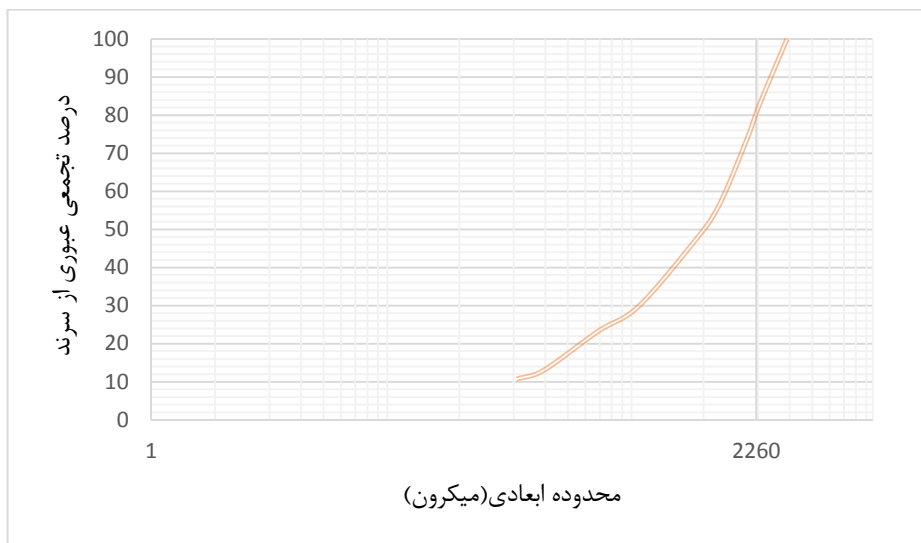
یک نمونه از محصول سنگ شکن تجزیه سرنندی شد که نتایج تجزیه سرنندی در محدوده ابعادی مختلف در جدول ۳-۱ و منحنی دانه بندی آن در شکل های ۳-۱ و ۳-۲ آورده شده است. همان طور که ملاحظه می شود در این مرحله d_{80} بدست آمده، ۲۲۶۰ میکرون می باشد.

جدول ۳-۱ توزیع ابعادی محصول سنگ شکنی

محدوده ابعادی		وزن مانده روی سرنده (gr)	درصد مانده روی سرنده %	درصد تجمعی باقی مانده %	درصد تجمعی عبور کرده %
mesh	μ m				
6	350	0	0	0	100
8	360	321	17.17	17.17	82.83
10	2000	175	9.36	26.54	73.46
14	400	324	17.34	43.87	56.13
18	1000	186	9.95	53.83	46.17
35	500	309	16.53	70.36	29.64
50	300	120	6.42	76.78	23.22
100	150	191	10.22	87.00	13.00
140	106	43	2.30	89.30	10.70
-140	-106	200	10.70	100	0
جمع		1869			



شکل ۳-۱ نمودار منحنی توزیع ابعادی محصول سنگ شکنی



شکل ۲-۳ نمودار منحنی توزیع ابعادی محصول سنگ شکنی (d_{80})

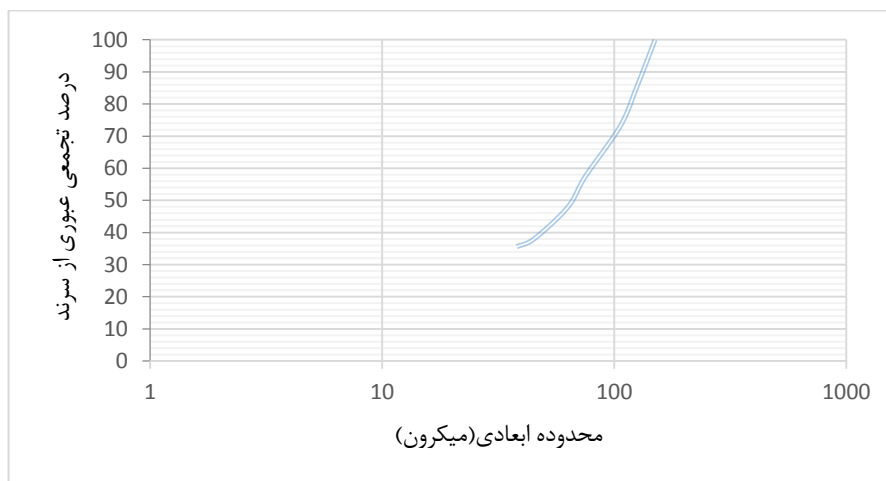
با توجه به نتایج بدست آمده از تجزیه سرنندی و نمودار لگاریتمی ۱۳٪ درصد مواد ریزتر از سرنند کنترل ۱۵۰ میکرون یا ۱۰۰ مش می باشند.

۲-۴-۳ توزیع ابعادی محصول آسیا

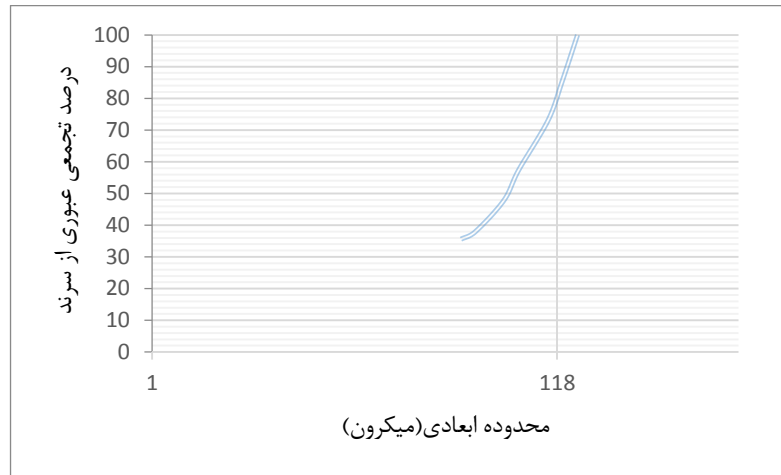
یک نمونه از محصول آسیای استاندارد تجزیه سرنندی شد که نتایج تجزیه سرنندی در محدوده ابعادی مختلف در جدول ۲-۳ و منحنی دانه بندی آن در شکل های ۳-۳ و ۴-۳ آورده شده است. همان طور که ملاحظه می شود در این مرحله d_{80} بدست آمده، ۱۱۸ میکرون می باشد.

جدول ۳-۲ توزیع ابعادی محصول آسیا

محدوده ابعادی (mm)		وزن مانده روی سرنده (gr)	درصد مانده روی سرنده	درصد تجمعی باقی مانده	درصد تجمعی عبور کرده
mesh	μ				
100	150	0	0.00	0.00	100.00
120	125	27.2	14.78	14.78	85.22
140	106	22.4	12.17	26.96	73.04
170	75	28.8	15.65	42.61	57.39
200	63	17.6	9.57	52.17	47.83
250	55	18.2	9.89	62.07	37.93
325	38	4.3	2.34	64.40	35.60
-325	-38	65.5	35.60	100.00	0.00
جمع		184			



شکل ۳-۳ نمودار منحنی توزیع ابعادی محصول آسیا



شکل ۳-۴ نمودار منحنی توزیع ابعادی محصول آسیا (d₈₀)

۳-۴-۳ محاسبه وزن مخصوص ظاهری

همان گونه که مشخص است هر ماده معدنی دارای دو نوع وزن مخصوص (واقعی و ظاهری) می باشد. وزن مخصوص واقعی در شرایط تر و وزن مخصوص ظاهری در شرایط خشک مطرح بوده و بکار برده می شود.

به منظور اندازه گیری چگالی ظاهری نمونه مورد بررسی در آزمایشگاه، مقداری از ماده خرد شده پس از توزین به داخل یک استوانه مدرج ریخته شد و حجم آن تعیین گردید (حجم ظاهری). خارج قسمت وزن نمونه بر حجم بدست آمده نشان دهنده چگالی ظاهری نمونه است. البته هنگام ریختن نمونه به داخل استوانه مدرج باید دقت شود که مواد حتی المقدور به طور یکنواخت ریخته شوند و سپس بودن تکان دادن استوانه (که باعث پر شدن فضاهای خالی بین ذرات می شود) حجم آن قرائت می گردد. برای دستیابی به دقت قابل این عمل را ۳ بار (برای به حداقل رساندن خطا) تکرار که با میانگین گیری بدست آمده و با کمک فرمول زیر محاسبه می شود [۳].

$$V = \frac{V_1 V_2 V_3}{n} \quad (۱-۳)$$

$$\rho = \frac{W}{V} \quad (۲-۳)$$

که در آن V ، W و ρ به ترتیب وزن نمونه (گرم)، حجم نمونه خشک (سی سی) و چگالی ظاهری (گرم

بر سانتی متر مکعب) می باشد.

۳-۴-۴ شرح روش آزمایش جهت تعیین اندیس کار

۱. ۸ تا ۱۰ کیلوگرم از ماده معدنی تا ابعاد ریزتر از ۳۳۵۰ میکرون خرد شد.

۲. دانه بندی ماده معدنی توسط سرندهای آزمایشگاهی تعیین می شود و از روی آن مقدار F (اندازه سرند ۸۰٪ ماده معدنی از آن عبور می کند) و همچنین A (درصد مواد ریزتر از سرند کنترل) بدست آمد.

۳. چگالی ظاهری ماده معدنی (ρ) بر حسب گرم بر لیتر تعیین شد.

۴. وزن مقدار ماده ای که حجم آن ۲۰۷ سانتی متر مکعب است، تعیین می شود:

$$A = \rho \times (207) \quad (3-3)$$

۵. مقدار ایده آل دانه های ریزتر از سرند کنترل برای دستیابی به بار در گردش معادل ۲۵۰٪ محاسبه می شود:

$$P = \frac{A}{3/5} \quad 4 \quad (4-3)$$

۶. یک نمونه به وزن A و ۸ تا نمونه به وزن تقریبی P از ماده معدنی تهیه می گردد.

۷. نمونه به وزن A به داخل آسیا ریخته و آسیا n دور گردش می کند. تعداد دور آسیا متناسب با اندیس کار پیش بینی شده انتخاب می شود. این مقدار برای مواد مختلف معمولاً بین ۵۰ تا ۲۰۰ دور است.

۸. آسیا به طور کامل تخلیه می شود و محصول خرد شده توسط سرند کنترل طبقه بندی می شود.

سپس بخش باقی مانده بر روی سرند توزین می شود (C_i) و آنگاه مقادیر زیر محاسبه می شود [۳]:

• وزن مواد عبور کرده از سرند (f_i):

$$f_i = A - C_i \quad (5-3)$$

• وزن نرمه تولید شده در اثر آسیا کردن (S_i):

$$S_i = f_i - Af_i \quad (6-3)$$

- وزن نرمه تولیدشده در یک دور گردش آسیا (G_i):

$$G_i = \frac{S_i}{n_i} \quad (۷-۳)$$

- به بخش باقیمانده بر روی سرند(بار در گردش)، مقداری از ماده معدنی اولیه(از نمونه‌های به وزن تقریبی P) افزوده می‌شود به ترتیبی که وزن کل آن معادل A می‌شود[۳].

۹. وزن نرمه جدیدی که در مرحله بعدی باید تولید شود برابر است با:

$$h_{j+1} = p - Af_i \quad (۸-۳)$$

۱۰. تعداد دور گردش آسیا در مرحله بعد برابر است با:

$$n_{i+1} = \frac{h_{i+1}}{G_i} \quad (۹-۳)$$

۱۱. زمان آسیا کردن را می‌توان از تقسیم کردن تعداد دور گردش آسیا بر سرعت گردش آسیا (rpm) بدست آورد:

$$t = \frac{n_i}{N} \quad (۱۰-۳)$$

۱۲. آزمایش به همین منوال تکرار می‌شود تا مقدار G_i به حد تعادل برسد (طی سه آزمایش متوالی تغییرات آن کمتر از ۵٪ باشد).

۱۳. با تعیین دانه‌بندی محصول‌های عبور کرده از سرند کنترل در طی سه آزمایش آخر، دهانه سرندهای که ۸۰٪ مواد از آن عبور می‌کند تعیین می‌شود (P).

۱۴. با استفاده از فرمول باند، اندیس کار بدست می‌آید (برای آسیای گلوله‌ای ۲۰۰×۲۰۰) [۳]:

$$W_i = \frac{11/76}{p_i^{0.73}} \times \frac{1}{G_i^{0.75}} \times \frac{1}{\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}}} \quad (۱۱-۳)$$

که نتایج حاصل از اندیس کار انجام شده توسط آسیای استاندارد معدن مس نسیم در جدول ۳-۳ و

نتایج حاصل از اندیس کار محاسبه شده توسط دانشگاه تهران در جدول ۳-۴ آمده است که همانطور

که دیده می‌شود، اندیس کار آسیای دانشگاه تفاوتی با معدن ندارد و در نتیجه می‌توان به آسیای

استاندارد معدن اطمینان نمود.

جدول ۳-۳ نتایج اندیس کار آسیای باند استاندارد معدن مس نسیم

نمونه معدن مس نسیم														فرکانس		29.1
نوع ماده معدنی		cu		وزن 207 cm3 از بار اولیه (gr)		295	295	سرعت گردش آسیا (rpm/min)		86						
چگالی ظاهری gr/cm3		1.42		دهانه سرنده کنترل (میکرون)		0.15		وزن ایده آل ذرات کوچکتر از سرنده کنترل برای دستیابی به		84						
میزان خرد کردن اولیه		3.35		درصد مواد عبور کرده از سرنده کنترل در بار اولیه		13.00		بار در گردش 250% (gr)								
		کل مواد وارد شده به آسیا		محصول خرد شده		نرمه تولید شده		محاسبه تعداد دور لازم برای آزمایش بعدی								
شماره آزمایش	تعداد دور گردش آسیا	بار اولیه		وزن مواد درشت برگشتی	وزن مواد باقیمانده بر روی سرنده	وزن مواد عبور کرده از سرنده	وزن نرمه تولید شده	وزن نرمه تولید شده در یک دور	بار اولیه لازم برای آسیا		وزن نرمه تولیدی برای رسیدن به شرایط تعادل	تعداد دور پیشبینی شده	زمان پیش بینی شده			
		وزن بار اولیه	وزن بار کوچکتر از سرنده													
1	258.00	295	38.35	0	191	104	65.65	0.25	104	13.52	70.63	277.60	3.23			
2	277.60	104	13.52	191	203	92	78.48	0.28	92	11.96	72.19	255.37	2.97			
3	255.37	92	11.96	203	208	87	75.04	0.29	87	11.31	72.84	247.90	2.88			
4	247.90	87	11.31	208	202	93	81.69	0.33	93	12.09	72.06	218.70	2.54			
5	218.70	93	12.09	202	212	83	70.91	0.32	83	10.79	73.36	226.27	2.63			
6	226.27	83	10.79	212	212	83	72.21	0.32	83	10.79	73.36	229.89	2.67			
7	229.89	83	10.79	212	210	85.0	74.21	0.32	85	11.05	73.10382	226.47	2.63			
8	226.47	85	11.05	210		295.0	283.95	1.25	295	38.35	45.80045	36.53	0.42			
9	36.53	295	38.35	0		295.0	256.65	7.03	295	38.35	45.80045	6.52	0.08			
10	6.52	295	38.35	0		295.0	256.65	39.37	295	38.35	45.80045	1.16	0.01			
	86	226.47	226.47	تعداد دور پیشبینی شده		pi	150				1	11.76				
	2.633319	2	2	دقیقه زمان پیش بینی		gi	0.32				0.920574618	0.430	3.16593			
	37.99914539	0.633319	38	ثانیه زمان پیش بینی		P	118				1.40801	2.32700	3.71455			
						F	2260									

جدول ۳-۴ نتایج اندیس کار آسیای باند آسیای استاندارد دانشگاه تهران



تعیین اندیس کار توسط آسیای گلوله ای BOND



نوع ماده معدنی:		کومعه معدن پارس		وزن ۲۰۷ سانتی متر مکعب از بار اولیه (گرم):		۳۰۰.۱۵		سرعت گردش آسیا (دور در دقیقه):		۸۶			
چگالی ظاهری (gr/cm3):		۱.۴۵		دهانه سرنده کنترل (میکرون):		۱۵۰		وزن ایده آل ذرات کوچکتر از سرنده کنترل برای دستیابی به		۸۵.۸			
میزان خرد کردن اولیه:		۱ mesh		درصد مواد عبور کرده از سرنده کنترل در بار اولیه:		۱۳.۵		بار در گردش ۲۵۰٪ (گرم):					
شماره آزمایش	تعداد دور گردش آسیا	کل مواد وارد شده به آسیا		محصول خرد شده		نرمه تولید شده توسط آسیا		محاسبه تعداد دور لازم برای آزمایش بعدی					
		بار اولیه		وزن مواد باقیمانده بر روی سرنده	وزن مواد عبور کرده از سرنده	وزن نرمه تولید شده	وزن نرمه تولید شده در یک دور	بار اولیه لازم برای آسیا		وزن نرمه تولیدی برای رسیدن به شرایط تعادل	تعداد دور پیش بینی شده	زمان پیش بینی شده	
		وزن بار اولیه	وزن مواد کوچکتر از سرنده					وزن بار اولیه	وزن مواد کوچکتر از سرنده				
		gr	gr	gr	gr	gr	gr	gr	gr	gr	gr		
i	ni	fi-1	afi-1	Ci-1	Ci	fi=A-Ci	Si=fi-afi	Gi= Si /ni	fi	afi	hi+1=pi-afi/Gi	ri	ti=ni+1/N
1	215	300.15	40.52	-	204.8	95.35	54.83	0.26	95.35	12.87	72.89	3.16	280.34
2	286	95.35	12.87	204.8	204.9	95.25	82.38	0.29	95.25	12.86	72.90	2.55	251.37
3	254	95.25	12.86	204.9	209.2	90.95	78.09	0.31	90.95	12.28	73.48	2.45	237.02
4	239	90.95	12.28	209.2	210.2	89.95	77.67	0.33	89.95	12.14	73.62	2.36	223.08
5	231	89.95	12.14	210.2	211.2	88.95	76.81	0.33	88.95	12.01	73.75	2.36	223.48
6	222	88.95	12.01	211.2	212.2	87.95	75.94	0.34	87.95	11.87	73.89	2.32	217.32
7	219	87.95	11.87	212.2	213.2	86.95	75.08	0.34	86.95				

$$W_i = \frac{11.76}{P_i^{0.23}} * \frac{1}{G_i^{0.75}} * \frac{1}{\sqrt{P} - \sqrt{F}}$$

Gi 0.34 gr/rev
 F 2093 μ
 P 122 μ
 Pi 150 μ
 Wi 12.24 Kwh/st

و حال با دانستن میزان سختی سنگ دفعات و زمان آسیا تعیین شد تا d80 نمونه برای آزمایش

فلوتاسیون مطابق کارخانه حدود ۱۰۶ میکرون باشد.

اولین گام جهت مطالعه ماده معدنی مورد نظر برای تعیین قابلیت فرآوری، تعیین پارامترهای

فیزیکی ماده معدنی و ترسیم منحنی‌های دانه‌بندی، انجام آزمایش‌های مختلفی از قبیل اندیس کار، چگالی ظاهری و واقعی است که به تفصیل بیان شد.

۳-۵ مواد و تجهیزات مورد استفاده

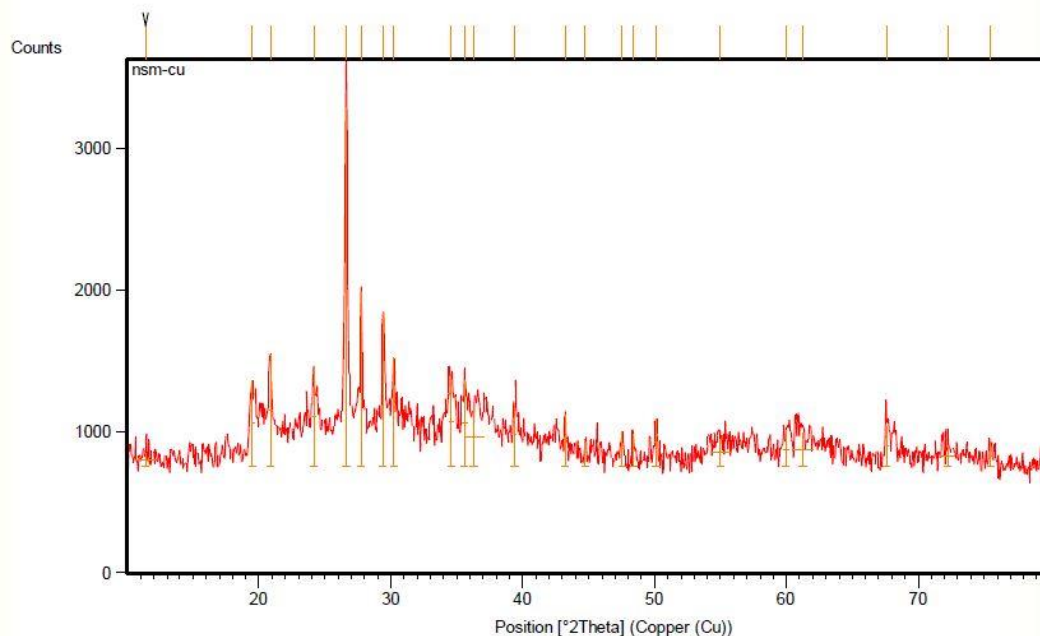
مواد مورد استفاده شامل: سدیم ایزوپروپیل گزنتات (Z11)، پتاسیم امیل گزنتات (Z6)، دی تیوفسفات (C7240)، پتاسیم اکتیل هیدروکسامات (AM24)، متیل ایزوبوتیل کربونیل (MIBC)، سولفید سدیم (Na₂S)، سولفید آمونیوم (NH₄S)، سدیم هیدروکسید (NaOH) و آهک دستگاه‌ها و تجهیزات اصلی مورد استفاده در آزمایش‌ها به شرح زیر می‌باشند:

- سنگ‌شکن فکی آزمایشگاهی: به منظور خردایش نمونه‌ها، سنگ‌شکن فکی آزمایشگاهی به کار گرفته شد؛
 - سنگ‌شکن غلتکی آزمایشگاهی: به منظور خردایش ثانویه نمونه‌ها، سنگ‌شکن غلتکی آزمایشگاهی به کار گرفته شد؛
 - سرندهای استاندارد و لرزاننده آزمایشگاهی: پس از عملیات خردایش برای دانه‌بندی، با استفاده از لرزاننده و سرندهای استاندارد (ASTM) محدوده ابعادی مورد نظر برای ذرات نمونه به دست آمد؛
 - ماشین فلوتاسیون مکانیکی شرکت دانش فراوران: برای انجام آزمایش‌ها از سلول مکانیکی با حجم سلول سه لیتری استفاده شد؛
- سایر تجهیزات آزمایشگاهی: کرنومتر، ترازوی دیجیتالی با دقت ۰/۰۰۰۱ و ۰/۰۱ گرم، فیلتر پرس، آون، لوله مزور، بشر آزمایشگاهی.

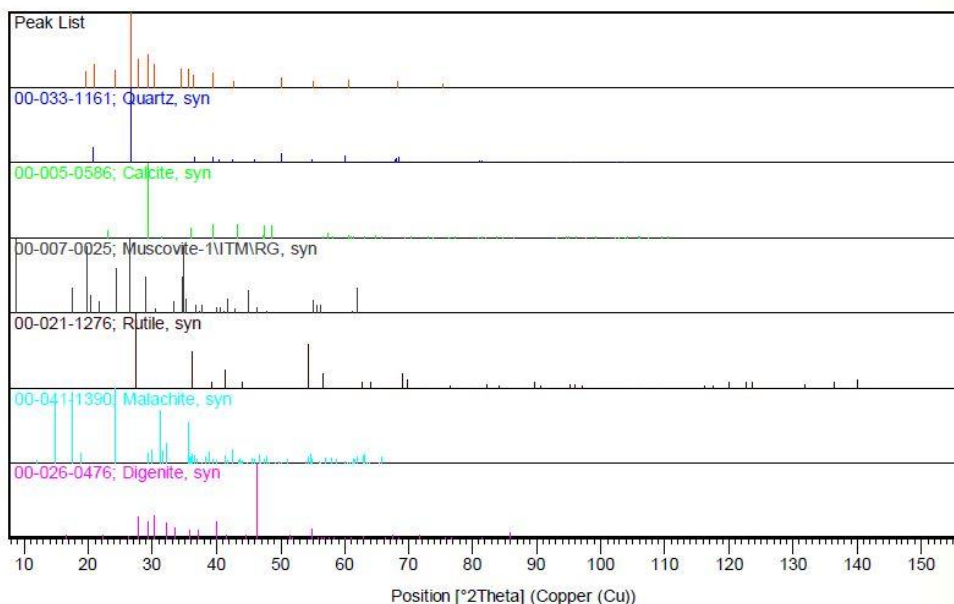
۳-۶ مطالعات جذب اتمی

در ابتدا برای مشخص کردن کانی‌های موجود در معدن یک نمونه برای انجام آنالیز XRD تهیه شد و به شرکت نوین شیمی یار ارسال گردید که نتایج آن در شکل‌های ۳-۵ و ۳-۶ دیده می‌شود،

کانی‌های کوارتز و کلسیت درصد بالاتری را نسبت به کانی‌های دیگر دارا بودند و برای کانی‌های مس دار مالاکیت و دیژنیت در آنالیز XRD جزو کانی‌های شاخص آن بوده است.



شکل ۳-۵ نتایج پراش اشعه X در آنالیز XRD مس



شکل ۳-۶ نتایج کانی‌های شاخص آنالیز XRD مس

برای پیدا نمودن پاسخ‌های عیار در آزمایش فلوتاسیون از آنجا که آنالیز XRD فراوانی کانی‌ها را

به صورت نسبی ارائه می دهد، و از طرفی آنالیز XRF نیز مقدار مس اکسید را نشان نمی دهد، بنابراین برای به دست آوردن مقدار دقیق کانی های مس اکسیدی و سولفیدی از دستگاه جذب اتمی استفاده شد و برای خوراک ۶ نمونه معرف تهیه و بعد از آماده سازی محلول، ۳ نمونه برای آنالیز کانی های اکسیدی و ۳ نمونه برای آنالیز مس کل به آزمایشگاه جذب اتمی معدن مس نسیم فرستاده شد که روش آماده سازی و انحلال مس اکسیده و مس کل در زیر آورده شده است.

۳-۶-۱ دستورالعمل آنالیز مس اکسیده به روش جذب اتمی

- مقدار ۱ گرم از نمونه را وزن کرده و به یک ارلن 250cc منتقل نمائید.
- ۳۰ CC اسید سولفوریک رقیق (۶۰ گرم بر لیتر) به نمونه اضافه کنید.
- محلول را به مدت ۴۵ دقیقه روی شیکر با دور ۱۲۵ دور بر دقیقه قرار دهید.
- محلول را در بالن حجمی ۱۰۰۰ CC به حجم برسانید.
- حدود ۱۵۰ CC از محلول را جهت عیارسنجی با دستگاه در ظروف مخصوص بریزید.
- با استفاده از دستگاه جذب اتمی ، عیار محلول های آماده شده را تعیین کنید.
- در صورتی که عیار خوانده شده بالاتر از رنج کالیبراسیون دستگاه باشد با توجه به میزان جذب خوانده شده ، متناسب با آن رقیق سازی را انجام دهید.

۳-۶-۲ دستورالعمل آنالیز مس کل به روش جذب اتمی

- مقدار ۱ گرم از نمونه را وزن کرده و به یک ارلن 250^{cc} منتقل نمائید.
- ۳۰ ^{cc} تیازاب (مخلوط ۳ به ۱ اسید کلریدریک و اسید نیتریک) به نمونه اضافه کنید.
- محلول را به مدت ۴۵ دقیقه و تا خروج کامل اکسیدهای نیتروژن به ملایمت بجوشانید.
- پس از خنک شدن محلول آنرا را در بالن حجمی ۱۰۰۰ ^{cc} به حجم برسانید.
- حدود ۱۵۰ ^{cc} از محلول را جهت عیارسنجی با دستگاه در ظروف مخصوص بریزید.
- با استفاده از دستگاه جذب اتمی ، عیار محلول های آماده شده را تعیین کنید.
- در صورتی که عیار خوانده شده بالاتر از رنج کالیبراسیون دستگاه باشد با توجه به میزان جذب خوانده شده ، متناسب با آن رقیق سازی را انجام دهید.

پس از انجام آنالیز جذب اتمی برای ۶ نمونه آماده شده، نتایج در جدول ۳-۵ ارائه شده است.

جدول ۵-۳ نتایج آنالیز جذب اتمی برای تعیین درصد مس کل و مس اکسید شده نمونه معرف

مس کل	مس اکسید شده	نسبت (مس سولفید به مس اکسید)	درصد (مس اکسید به مس کل)
نمونه شماره ۱	۰/۸	۰/۶	۰/۳۳
نمونه شماره ۲	۰/۸	۰/۴	۱
نمونه شماره ۳	۰/۸	۰/۲	۳

با توجه به نتایج جذب اتمی، عیار مس نمونه های موجود برای سه نسبت عیاری برابر ۰/۸ درصد هست که از این مقدار حدود ۲۵، ۵۰، ۷۵ درصد آن مس موجود در کانی های اکسید شده است.

۷-۳ روش فلوتاسیون

در این روش که معمولی ترین روش پر عیار کردن مواد معدنی مخصوصاً مس است، روش های متنوعی برای فلوتاسیون کانی های اکسیدی و سولفیدی وجود دارد که در فصل دوم به آن ها اشاره شده است. روش استفاده شده برای فلوتاسیون نمونه مورد نظر، روش سولفیداسیون - فلوتاسیون است. طبق طراحی آزمایشی که برای سه نسبت عیاری انجام شده است ابتدا عامل سولفیداسیون به مدت ۲۰ دقیقه در سلول فلوتاسیون سطح اکسیدهای مس سولفیدی می شود و سپس توسط کلکتورها به مدت ۷ دقیقه آماده سازی، فلوت می شود و بعد از آن به مدت ۱۰ دقیقه کف گیری به صورت سنیتیکی انجام می شود. برای انجام تست های فلوتاسیون، ابتدا فاکتورهای مهم و سطح های آن ها شناسایی شده و سپس به وسیله نرم افزار DX10 طراحی آزمایش شده تا نتیجه بهینه برای سه نسبت عیاری توسط نرم افزار تعیین شود و دو آزمایش تکرار برای صحت انجام آزمایش ها قرار داده شد.

۷-۳-۱ طراحی آزمایش

برای رسیدن به مناسب ترین شرایط هر فرآیند، انجام آزمایش و شبیه سازی آن فرآیند ضروری

است. در این آزمایش‌ها فاکتورهای تأثیرگذار در فرآیند و مقدار (نوع) مناسب آن‌ها تشخیص داده می‌شود. در گذشته روش‌های سنتی در بهینه‌سازی شرایط آزمایش استفاده می‌شد. در این حالت با ثابت نگه‌داشتن تمام پارامترها یک پارامتر تغییر داده می‌شد تا در خصوص شرایط استفاده از آن تصمیم‌گیری شود. این عمل برای تمام پارامترها انجام می‌شد تا نقطه بهینه هر یک حاصل شود که این روش نیاز به وقت و هزینه زیادی است و بعلاوه در این روش اثر متقابل پارامترها بر روی یکدیگر مشخص نمی‌شد و بنابراین نقطه بهینه به دست آمده مقبولیت کلی نداشت. در مقابل روش‌های سنتی روش‌های طراحی آزمایش به وجود آمد که با انجام تعداد آزمایش کمتر و جهت‌دهی به روند، آزمایش‌ها نقطه بهینه قابل قبول‌تری نتیجه می‌دهد.

با توجه به اینکه بررسی فرآوری بر روی نمونه مس انجام شده است و کارخانه فرآوری فلوتاسیون بر همین پایه دایر گشته است بنابراین سعی بر آن شد تا با در نظر گرفتن ترکیب کانی‌شناسی نمونه، مهم‌ترین پارامترهای تأثیرگذار بر کارخانه فلوتاسیون که تا به حال به بررسی آن پرداخته اند مشخص شود. به همین دلیل، ۴ فاکتور متغیر که شامل ۱- کلکتور قوی شامل کلکتور آمیل گزنتات پتاسیم (Z6)، کلکتور دی تیوفسفاتی (C7240)، پتاسیم اکتیل هیدروکسامات (AM24)، ۲- مقدار کلکتور ایزوپروپیل گزنتات سدیم (Z11)، ۳- عامل سولفیداسیون شامل سولفید آمونیوم (NH_4S) و سولفید سدیم (Na_2S)، ۴- pH و فاکتورهای ثابت شامل درصد جامد، d80، مقدار کفساز (MIBC)، دور همزن، دما و دیگر فاکتورهای آزمایش فلوتاسیون را ثابت نگه داشته شده است. که همه فاکتورهای متغیر در سه سطح انتخاب شدند که مقدار سطوح انتخاب‌شده فاکتورها در جدول ۳-۶ آورده شده است.

جدول ۸-۶ فاکتورها و سطوح آنها برای طراحی آزمایش فلوتاسیون

سطوح			
سطح بالا	سطح متوسط	سطح پایین	فاکتور
۱۲	۱۰	۸	pH
۱۵۰	۷۵	۰	Z11(g/t)
AM24(100g/t)	C7240(100g/t)	Z6(100g/t)	کلکتور قوی (g/t)
NH ₄ S (2kg/t)	Na ₂ S (2kg/t)	۰	عامل سولفیداسیون (kg/t)
۱۰۶	۱۰۶	۱۰۶	d80(mic)
۲۵	۲۵	۲۵	دما (c)
۲۵	۲۵	۲۵	درصد جامد (%)
۴۰	۴۰	۴۰	MIBC(g/t)

با توجه به اینکه تعداد نسبت عیاری یکی از پارامترهای متغیر می باشد برای هر نسبت عیاری به طور جداگانه با استفاده از روش تاگوچی (۳^۴) آزمایش فلوتاسیون طراحی شد، که فاکتورهای مؤثری بر عملیات فلوتاسیون در کارخانه هستند، سپس بازیابی و عیار مس به عنوان دو پاسخ این طراحی در نظر گرفته شدند. بعد از وارد کردن پارامترها و سطوح آنها، نرم افزار تعداد ۹ آزمایش را برای هر سه نسبت عیاری طبق طرح تاگوچی طراحی کرد و سپس تمام آزمایشات انجام شده را با هم به نرم افزار داده شد تا مقدار بهینه نسبت عیاری را به دست بیاوریم. این آزمایشها با تمام جزئیات در جدول ۳-۷ نشان داده شده است.

جدول ۷-۳ طراحی آزمایش انجام توسط نرم افزار DX10

number	1	2	3	4	5	6	7	8	9
pH	8	8	10	10	12	12	12	10	8
z6 (g/ton)	0	0	0	100	0	0	100	0	10 0
z11 (g/ton)	150	75	15 0	75	0	75	150	0	0
AM24(g/ton)	100	0	0	0	0	10 0	0	100	0
C7240 (g/ton)	0	100	10 0	0	100	0	0	0	0
Na2S (g/ton)	2000	0	0	2000	2000	0	0	0	0
(NH4)2S (g/ton)	0	2000	0	0	0	0	2000	2000	0

۲-۷-۳ انجام آزمایش ها

پس از طراحی آزمایش به وسیله نرم افزار DX10، این آزمایش ها در یک ماشین فلو تاسیون آزمایشگاهی شرکت دانش فراوران به صورت سنتیکی در چهار بازه زمانی انجام شد (شکل ۷-۳).

حجم محفظه پالپ این ماشین ۳ لیتر بود که مقدار ۸۰۰ گرم از نمونه خاک را با ۲۴۰۰ میلی لیتر آب وارد سلول فلو تاسیون می شود تا به درصد جامد ۲۵ برسد. سرعت همزن ۵۰۰ دور بر دقیقه (۲۵ هرتز) تنظیم شد و برای تنظیم pH از سود استفاده شد. مراحل انجام هر آزمایش فلو تاسیون به طور مختصر در جدول ۸-۳ نشان داده شده است.



شکل ۷-۸ سلول فلوتاسیون آزمایشگاهی شرکت دانش فرآوران

جدول ۸-۸ زمان بندی انجام آزمایش های فلوتاسیون

مرحله	کار انجام گرفته در هر مرحله	زمان اختلاط (دقیقه)
۱	آمده سازی پالپ با درصد جامد معین	۲
۲	تنظیم pH	۳
۳	افزودن فعال کننده (عامل سولفیداسیون) به پالپ	۲۰
۴	افزودن کلکتور به پالپ	۵
۵	افزودن کف ساز به پالپ	۲
۶	انجام کف گیری شماره ۱	۱
۷	انجام کف گیری شماره ۲	۲
۸	انجام کف گیری شماره ۳	۳
۹	انجام کف گیری شماره ۴	۴
۱۰	فیلتر کردن کنسانتره و باطله فلوتاسیون	-
۱۱	گرفتن نمونه معرف از کنسانتره ها و باطله و آماده سازی آن برای تعیین عیار مس	-

۳-۷-۳ تعیین مدل

پس از انجام آزمایش های طراحی شده به وسیله نرم افزار DX10، بازیابی و عیارهای به دست آمده، به عنوان پاسخ در نرم افزار وارد شد. برای آنالیز پاسخ ها، ابتدا مدل یا همان پارامترهای مؤثر تعیین شد. در ادامه مراحل آنالیز پاسخ ها و ارزیابی مدل آن ها به کمک ابزارهای مختلف نرم افزار DX10 شرح داده خواهد شد.

فصل چهارم

نتایج تحقیق

۴-۱ مقدمه

عوامل متعددی بر بهبود فلوتاسیون مس اکسیدی تاثیر دارند که شناخت، تعیین و میزان تأثیر آن-ها می‌تواند اطلاعات زیادی درباره عملکرد خط فلوتاسیون بدهد. بدین منظور در این تحقیق تأثیر نسبت عیاری کانی‌های سولفیدی به اکسیدی مورد بررسی قرار گرفت تا خط فلوتاسیون کارخانه تغلیظ مس نسیم در سه نسبت عیاری مورد بررسی بهترین راندمان کاری را دارا باشد و برای تحقق این منظور پارامترهای عملیاتی موثر بر فلوتاسیون مس اکسیدی در مقیاس آزمایشگاهی ارزیابی و بهینه و با نتایج کارخانه مقایسه شدند.

۴-۲ بررسی و ارائه نتایج

پس از انجام آزمایش‌ها به صورت سینتیکی در چهار بازه زمانی ۱، ۲، ۳ و ۴ دقیقه طبق طرح تاگوچی (L9) برای سه نسبت عیاری تعریف شده، نتایج با دو پاسخ عیار و بازیابی محاسبه شد که پاسخ بازیابی را به دو روش وزنی (R_w) طبق فرمول: $R = \frac{100 * Cc}{Ff}$ و عیاری (R_g) طبق فرمول: $R = \frac{100 * c(f-t)}{f(c-t)}$ به دلیل صحت بیشتر آزمایشات و پاسخ عیار را از میانگین وزنی عیارهای کنسانتره در بازه های ۱، ۲، ۳ و ۴ دقیقه (مجموع ۱۰ دقیقه) محاسبه گردید که نتایج و شرایط آزمایش‌ها در جداول ۴-۱، ۴-۲ و ۴-۳ در زیر آورده شده است.

جدول ۴-۱ نتایج و شرایط آزمایش‌های مربوط به نسبت عیاری سولفید به اکسید ۳۳/۰

number	1	2	3	4	5	6	7	8	9
CuT%	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8
CuO%	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6
CuS%	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2
CuS/CuO	0.33	0.33	0.3 3	0.33	0.33	0.3 3	0.33	0.33	0.3 3
pH	8	8	10	10	12	12	12	10	8
z6 (g/ton)	0	0	0	100	0	0	100	0	100
z11 (g/ton)	150	75	150	75	0	75	150	0	0
AM24 (g/ton)	100	0	0	0	0	100	0	100	0
C7240 (g/ton)	0	100	100	0	100	0	0	0	0
Na2S (g/ton)	200 0	0	0	200 0	200 0	0	0	0	0
(NH4)2S (g/ton)	0	200 0	0	0	0	0	200 0	200 0	0
RgT	52.6	53.3	39. 4	57.2	36	45. 3	53.3	42.3	50. 3
RgO	46.9	50.5	27. 2	47.3	21.2	38. 6	49.6	39.8	44. 9
RgS	73.9	73.6	79. 7	95.6	86.9	63. 4	64.6	49.5	80. 8
RwT	41.5	44.1	35. 9	44.8	33.9	46. 2	53.6	36.3	44. 8
RwO	31.9	29.8	23. 2	28.3	17	40. 9	49.6	34.6	32. 4
RwS	70.2	87	74. 1	94.2	84.6	62. 1	65.5	41.5	82
Grade	2.67	2.51	1.6 4	3.17	2.18	1.4	1.44	1.55	1.5 3

جدول ۲-۴ نتایج و شرایط آزمایش‌های مربوط به نسبت عیاری سولفید به اکسید ۱

number	10	11	12	13	14	15	16	17	18
CuT%	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8
CuO%	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4
CuS%	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4	0.4
CuS/CuO	1	1	1	1	1	1	1	1	1
pH	8	8	10	10	12	12	12	10	8
z6 (g/ton)	0	0	0	100	0	0	100	0	10 0
z11 (g/ton)	150	75	15 0	75	0	75	150	0	0
AM24 (g/ton)	100	0	0	0	0	10 0	0	100	0
C7240 (g/ton)	0	100	10 0	0	100	0	0	0	0
Na2S (g/ton)	200 0	0	0	200 0	200 0	0	0	0	0
(NH4)2S (g/ton)	0	200 0	0	0	0	0	200 0	200 0	0
RgT	75. 2	70. 7	71	74	79. 7	72. 9	74. 7	54. 6	66. 8
RgO	65. 3	47. 8	47	50. 1	62. 8	58. 8	62. 2	52. 6	55
RgS	86. 3	93. 9	94. 4	97. 9	96. 6	86. 2	87	56. 7	79. 5
RwT	76. 8	72. 3	71. 6	74. 5	80. 4	76	78. 2	55. 1	63. 4
RwO	58. 3	47. 8	49. 1	50. 9	63. 3	65. 1	67. 1	57. 6	48. 9
RwS	95. 3	96. 8	94	98. 1	97. 5	86. 9	89. 4	52. 7	78
grade	2.5 5	2.9 3	2.2 6	3.5	1.9 7	1.9 4	2.3 8	1.9 2	2.0 4

جدول ۳-۴ نتایج و شرایط آزمایش‌های مربوط به نسبت عیاری سولفید به اکسید ۳

number	19	20	21	22	23	24	25	26	27
CuT%	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8
CuO%	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2
CuS%	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6
CuS/CuO	3	3	3	3	3	3	3	3	3
pH	8	8	10	10	12	12	12	10	8
z6 (g/ton)	0	0	0	10 0	0	0	10 0	0	10 0
z11 (g/ton)	15 0	75	15 0	75	0	75	15 0	0	0
AM24 (g/ton)	10 0	0	0	0	0	10 0	0	10 0	0
C7240 (g/ton)	0	10 0	10 0	0	10 0	0	0	0	0
Na2S (g/ton)	20 00	0	0	20 00	20 00	0	0	0	0
(NH4)2S (g/ton)	0	20 00	0	0	0	0	20 00	20 00	0
RgT	84. 7	80. 5	79. 8	86. 4	85. 8	83. 6	76. 9	74. 3	82. 8
RgO	46. 4	56. 1	45. 7	56. 4	56. 7	64	61. 3	59. 3	64. 6
RgS	97. 3	88. 3	89. 9	96. 1	95	89. 2	81. 6	79. 1	88. 5
RwT	86. 7	85. 9	83. 6	86. 9	87. 5	85. 6	77. 9	65. 8	89. 3
RwO	50. 1	65. 1	67. 2	61. 1	66. 5	84. 8	93. 9	82. 2	80. 3
RwS	98. 9	92. 8	89	95. 5	94. 5	85. 8	72. 6	60. 3	92. 3
grade	3.6 5	2.9 4	2.7 7	3.1	2.8 1	1.9 5	1.8 1	2.2 3	2.8 2

۳-۴ تعیین مدل انجام آزمایش‌ها

مدل تاگوچی L9 برای هر نسبت عیاری تعیین شد و بعد از تحلیل و بهینه‌سازی هر نسبت عیاری

برای بهینه سازی کل آزمایش‌های انجام شده از روش داده‌های قبلی^۱ در سطح پاسخ وارد نرم‌افزار DX10 شد، با توجه به نتایجی که از آزمایش‌ها به دست آمده در جداول بالا برای عیارهای اکسید، سولفید و توتال به طور جداگانه بازیابی وزنی و عیاری حساب شده است و در نرم‌افزار DX10 بازیابی عیاری توتال و عیار میانگین به عنوان پاسخ وارد شدند. برای آنالیز پاسخ‌ها، ابتدا مدل یا همان پارامترهای مؤثر تعیین شد و برای درک تأثیر پارامترهایی نظیر مقدار کلکتور قوی و مقدار عامل سولفیداسیون از روش سنتی انجام آزمایش‌ها به این صورت که بقیه پارامترها ثابت و تنها مقادیر آنها تغییر کردند استفاده شد و در انتها آزمایشی با اختلاط دو نسبت عیاری انجام گرفت تا تاثیر نسبت عیاری بر فرآیند فلوتاسیون بهتر مشاهده شود. در ادامه مراحل آنالیز پاسخ‌ها توسط نرم‌افزار و ارزیابی مدل آن‌ها به کمک ابزارهای مختلف نرم‌افزار DX10 شرح داده خواهد شد.

۴-۴ تعیین مدل عیار و بازیابی

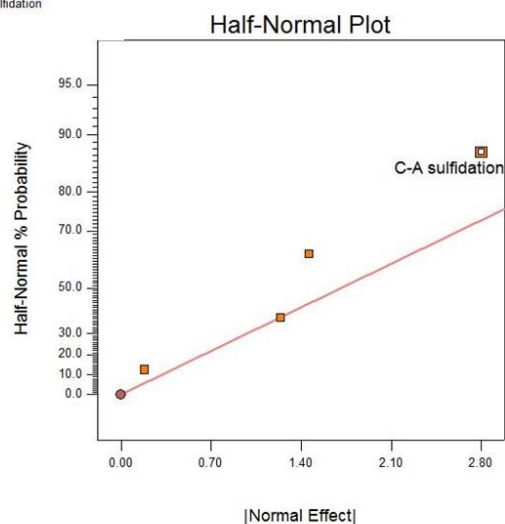
در ابتدا برای آنالیز پاسخ بازیابی و عیار برای نسبت عیاری‌های مختلف طبق طرح تاگوچی L9 از نمودار احتمال توزیع نیمه نرمال^۲ استفاده شد. این نمودار در شکل‌های ۴-۱، ۴-۲ و ۴-۳ برای عیار و بازیابی نشان داده شده است. محور افقی این نمودار قدر مطلق تأثیرات پارامترها و محور عمودی آن احتمال تجمعی پارامترها است. با حرکت از چپ به راست روی محور افقی، تأثیر پارامترها بیشتر می‌شود و در واقع احتمال اینکه پارامتر بر روی فرآیند فلوتاسیون مؤثر بوده است، بیشتر می‌شود. در این نمودار تأثیرات با مقدار زیاد به عنوان خارج از محدوده در بخش سمت راست و بالایی نمودار ظاهر می‌شوند. در حقیقت، نقاط واقع در این محدوده، مربوط به پارامترهایی هستند که با تغییر در مقدار آن‌ها، تغییرات متغیر با احتمال ۹۵٪ اطمینان معنادار خواهد بود.

^۱ Historical Data

^۲ Half Normal Probability Plot

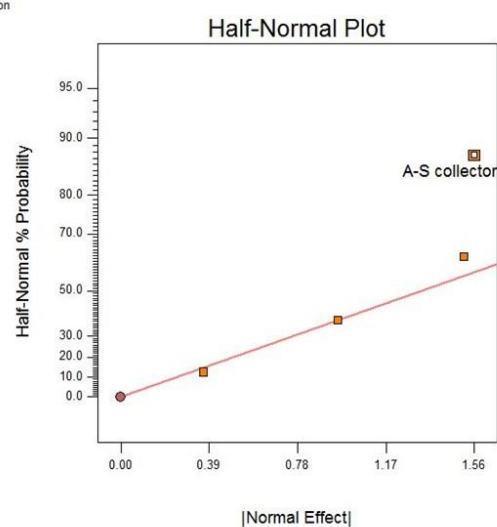
Design-Expert® Software
Grade

A: S collector
B: Z11
C: A sulfidation
D: pH



Design-Expert® Software
Recovery

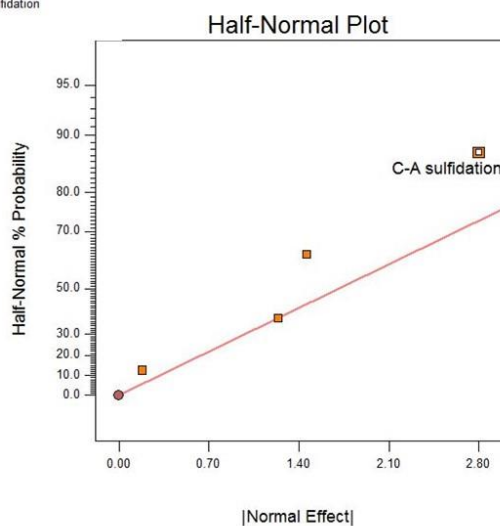
A: S collector
B: Z11
C: A sulfidation
D: pH



شکل ۱-۴ توزیع احتمال نیمه نرمال تأثیرات برای پاسخ های بازیابی و عیار در نسبت عیاری ۰/۳۳

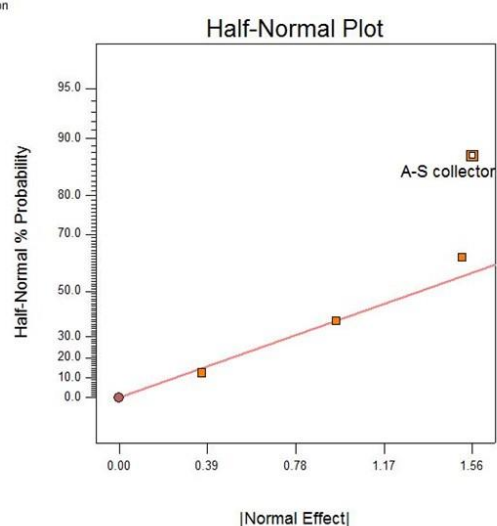
Design-Expert® Software
Grade

A: S collector
B: Z11
C: A sulfidation
D: pH



Design-Expert® Software
Recovery

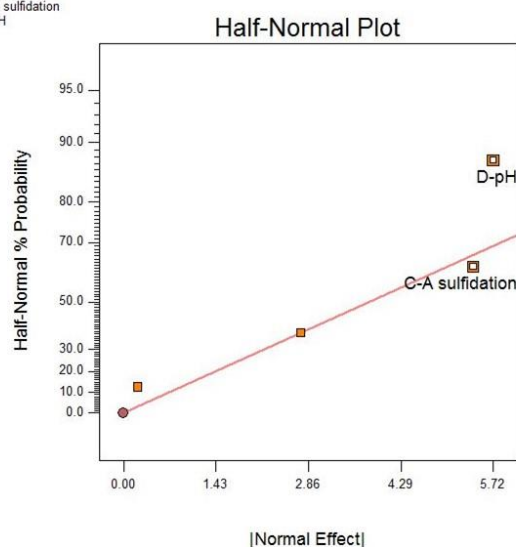
A: S collector
B: Z11
C: A sulfidation
D: pH



شکل ۲-۴ توزیع احتمال نیمه نرمال تأثیرات برای پاسخ های بازیابی و عیار در نسبت عیاری ۱

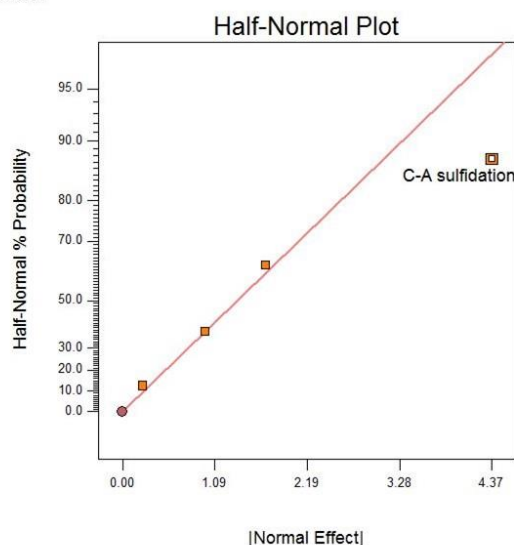
Design-Expert® Software
Grade

A: S collector
B: Z11
C: A sulfidation
D: pH



Design-Expert® Software
Recovery

A: S collector
B: Z11
C: A sulfidation
D: pH



شکل ۴-۳ توزیع احتمال نیمه نرمال تأثیرات برای پاسخ های بازیابی و عیار در نسبت عیاری ۳

۴-۴-۱ سنجش صحت مدل

پس از تعیین مدل داده های قبلی (Historical Data) در قسمت سطح پاسخ برای کل داده ها به کمک نرم افزار نوبت به ارزیابی مدل توسط ابزارهای موجود در نرم افزار است. در ادامه به این ابزارها اشاره می شود.

۴-۴-۱-۱ آنالیز واریانس

آنالیز واریانس یک روش آماری بر اساس تست فیشر است که اهمیت نتایج آزمایش را تعیین می کند. این روش واریانس کل مجموعه ای از داده ها را بین مؤلفه های تشکیل دهنده تقسیم می کند. جدول های ۴-۴ و ۴-۵ آنالیز واریانس برای پاسخ ها را نشان می دهد. معادله های مربوط به هر یک از این اصطلاحات این جدول در زیر شرح داده شده است [۸].

• مجموع مربعات^۱ (SS):

$$SS = \frac{N}{4} E_i^2 \quad (1-4)$$

^۱ Sum of Sqares

که در آن N ، تعداد آزمایش‌ها و E_i تأثیر هر پارامتر است که بیانگر تفاوت میان پاسخ متوسط در سطح بالای پارامتر i و پاسخ در سطح پایین پارامتر i است که از معادله زیر به دست می‌آید [۸].

$$E_i = \frac{\sum Y_i^+}{n_i^+} - \frac{\sum Y_i^-}{n_i^-} \quad (2-4)$$

در این معادله $\frac{\sum Y_i^+}{n_i^+}$ پاسخ متوسط در سطح بالای پارامتر i و $\frac{\sum Y_i^-}{n_i^-}$ پاسخ متوسط در سطح پایین پارامتر i هستند [۸].

- **درجه آزادی^۱ (DF):** برای پارامترهای اصلی برابر با یکی کمتر از تعداد سطوح پارامترها و برای برهمکنش بین پارامترهای اصلی برابر با حاصل ضرب یکی کمتر از تعداد سطوح هر پارامتر است.
- **میانگین مربعات^۲ (MS):** از تقسیم مجموع مربعات بر درجه آزادی مطابق معادله زیر به دست می‌آید [۸].

$$MS = \frac{SS}{Df} \quad (3-4)$$

- **F Value:** از تقسیم مربعات هر جزء از مدل بر میانگین مربعات باقیمانده مطابق معادله زیر به دست می‌آید. اگر F Value محاسبه شده از مقدار بحرانی F (به وسیله درجه آزادی صورت کسر یا همان درجه آزادی مدل (df_{num}) و درجه آزادی مخرج کسر یا همان درجه آزادی باقی مانده ها (df_{den}) در جدول مربوطه تعیین می‌شود) بیشتر باشد، نشان‌دهنده معنی‌دار بودن مدل انتخابی است [۸].

$$F.Value = \frac{MS}{MS_{Residual}} \quad (4-4)$$

- **P-Value:** احتمال دیدن F Value مشاهده شده است، اگر فرض صفر درست باشد (تأثیرات پارامتر وجود ندارد). مقادیر احتمال کوچک نشان‌دهنده عدم پذیرش فرض صفر هستند. این احتمال برابر است با بخشی از سطح زیر نمودار توزیع F که آن‌سوی F Value

^۱ Degree of freedom

^۲ Mean of Square

مشاهد ه‌شده، قرار می‌گیرد. هر واژه‌ای که P Value کمتر از ۰/۰۵ دارد، به‌عنوان یک تأثیر معنی‌دار در نظر گرفته شود. مقادیر بیش از ۰/۱ معنی‌دار نیست [۸].

جدول ۴-۴ آنالیز واریانس برای پاسخ عیار

منبع	مجموع مربعات (SS)	درجه آزادی (DF)	میانگین مربعات (MS)	F value	P-Value Prop>F
مدل	7.45	7	1.06	6.97	0.0003
A-CuS/CuO	1.76	1	1.76	11.51	0.0031
B-pH	1.84	1	1.84	12.07	0.0025
D-Z11	0.25	1	0.25	1.64	0.2158
E-AM24	0.25	1	0.25	1.67	0.2120
G-Na2S	2.92	1	2.92	19.11	0.0003
H-NH4S	0.11	1	0.11	0.69	0.4168
Residual	2.90	19	0.15		
Cor Total	10.34	26			

جدول ۵-۴ آنالیز واریانس برای پاسخ بازیابی

منبع	مجموع مربعات (SS)	درجه آزادی (DF)	میانگین مربعات (MS)	F value	P-Value Prop>F
مدل	4509.96	7	644.28	6.55	0.0005
A-CuS/CuO	4197.65	1	4197.65	42.66	< 0.0001
B-Ph	4.19	1	4.19	0.043	0.8387
C-Z6	37.98	1	37.98	0.39	0.5418
D-Z11	68.21	1	68.21	0.69	0.4154
E-AM24	6.45	1	6.45	0.066	0.8007
G-Na2S	88.52	1	88.52	0.90	0.3548
H-NH4S	6.80	1	6.80	0.069	0.7954

		98.41	19	1869.77	Residual
			26	6379.73	Cor Total

همان‌طور که مشخص است برای بازیابی و عیار پارامترها و مدل انتخاب‌شده، با توجه به مقدار P معنی‌دار است. پس از تعیین پارامترهای مؤثر نرم‌افزار، یک مدل پیش‌بینی پاسخ تشکیل می‌دهد. این مدل ریاضی تشکیل‌شده از جمع پارامترهای مؤثر در پاسخ به همراه ضریبی که از تأثیر هر پارامتر در پاسخ به دست می‌آید. مدل‌های ریاضی محاسبه‌شده توسط نرم‌افزار برای پیش‌بینی پاسخ‌های آزمایش در جدول ۴-۶ نشان داده‌شده است.

جدول ۴-۶ مدل‌های ریاضی برای پیش‌بینی پاسخ‌ها

پاسخ	مدل ریاضی
بازیابی	$\text{بازیابی} = +70/08 + 14/68(\text{CuS/CuO}) - 0/48(\text{pH}) + 1/45(\text{Z6}) + 1/95(\text{Z11}) - 0/60(\text{AM24}) + 2/22(\text{Na}_2\text{S}) - 0/61(\text{NH}_4\text{S})$
عیار	$\text{عیار} = +2/52 + 0/30(\text{CuS/CuO}) - 0/32(\text{pH}) - 0/012(\text{Z6}) + 0/12(\text{Z11}) - 0/12(\text{AM24}) + 0/40(\text{Na}_2\text{S}) + 0/076(\text{NH}_4\text{S})$

در ادامه آنالیز واریانس جدول بررسی می‌شود که مربوط به مدل انتخابی است. (جدول‌های ۴-۷ و ۴-۸).

جدول ۴-۷ آنالیز مدل انتخابی برای محاسبه عیار

Std. Dev.	0.39	R-Squared	0.7198
Mean	2.36	Adj R-Squared	0.6165
C.V. %	16.57	Pred R-Squared	0.4489
PRESS	5.70	Adeq Precision	10.173

جدول ۱۰-۸ آنالیز مدل انتخابی برای محاسبه بازیابی

Std. Dev.	9.92	R-Squared	0.7069
Mean	66.83	Adj R-Squared	0.5989
C.V. %	14.84	Pred R-Squared	0.4098
PRESS	3765.31	Adeq Precision	7.605

- **Std.Dev**: اندازه‌ای از واریانس است که از معادله زیر به دست می‌آید [۸].

$$Std.Dev. = \sqrt{MS_{residual}} \quad (۵-۴)$$

- **Mean**: میانگین کل پاسخ‌ها است. با توجه به این مقدار می‌توان بر روی نتایج نظری و عملی قضاوت نمود. در این حالت، در صورتی که پاسخ آزمایشگاهی در محدوده $\pm 2\sigma$ مقدار پیش‌بینی شده قرار داشته باشد، نشانگر کارایی مدل انتخاب شده است [۸].

- **C.V**: ضریب پراکندگی، اندازه‌ای از پراکندگی باقی‌مانده داده‌ها متناسب با اندازه میانگین است و از معادله زیر به دست می‌آید:

$$\%C.V = \frac{std.Dev.}{Mean} \times 100 \quad (۶-۴)$$

- **Peress**: مجموع مربعات خطای باقی‌مانده‌های پیش‌بینی شده و معیاری برای نشان دادن چگونگی برازش مدل به هر نقطه از آزمایش است که از معادله زیر به دست می‌آید [۸].

$$PRESS = \sum_{i=1}^n (e_{i,-i})^2 = \sum_{i=1}^n \left(\frac{e_i}{1-h_{ij}} \right)^2, e_{i,-i} = y_i - \hat{y}_{i,-i} \quad (۷-۴)$$

- **R-squared**: مجذور ضریب همبستگی و اندازه‌ای از مقدار پراکندگی پیرامون میانگین است و از معادله زیر به دست می‌آید [۸].

$$R^2 = 1 - \left[\frac{SS_{residual}}{SS_{model} - SS_{residual}} \right] \quad (۸-۴)$$

- **Adj R-Squared**: اندازه‌ای از مقدار پراکندگی پیرامون میانگین است که برای تعداد واژه‌های مدل تنظیم شده است. اگر از واژه‌های افزوده شده مقداری به مدل اضافه نکنند آنگاه R-squared تنظیم شده با افزایش تعداد واژه‌ها در مدل افزایش می‌یابد [۸].

$$R_{Adj}^2 = 1 - \left[\frac{\frac{SS_{Error}}{df_{Error}}}{\frac{SS_{Model} + SS_{Error}}{df_{Model} + df_{Error}}} \right] = 1 - \frac{n-1}{n-p} \left[\frac{SS_{Error}}{SS_{Real}} \right] = \left[\frac{n-1}{n-p} \right] (1 - R^2) \quad (۹-۴)$$

که در آن n تعداد آزمایش‌ها و p تعداد واژه‌های مدل است.

- **Pred R-Squared**: مجذور ضریب همبستگی پیش‌بینی شده و معیاری برای سنجش مدل در پیش‌بینی مقدار پاسخ است [۸].

$$R_{Pred}^2 = 1 - \frac{PRESS}{SS_{total}} \quad (۱۰-۴)$$

- **Adeq Precision**: نسبت سیگنال به نویز است. این نسبت محدوده مقادیر پیش‌بینی‌شده را با نقاط طراحی برای میانگین خطای پیش‌بینی‌شده مقایسه می‌کند. بزرگ‌تر از ۴ نشان‌دهنده کفایت مدل است [۸].

$$Adeq.Precision = \frac{\max(Y) - \min(\hat{Y})}{\sqrt{V(\hat{Y})}} \geq 4, V(\hat{Y}) = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n V(Y) = \frac{P\sigma^2}{n} \quad (4-11)$$

که در آن n تعداد آزمایش‌ها، P تعداد واژه‌های مدل و σ^2 مربع میانگین باقی‌مانده‌ها است [۸].

۴-۱-۴-۲ آنالیز مانده‌ها

یکی از روش‌های کنترل دستی مدل‌ها، محاسبه اختلاف بین مقادیر پیش‌بینی‌شده^۱ (به‌دست‌آمده از معادلات مدل) و مقادیر واقعی^۲ (به‌دست‌آمده از انجام آزمایش‌ها) است که مانده نامیده می‌شود. از نظر آماری فرض بر این است که مانده‌ها مقادیر مستقل با واریانس ثابت می‌باشند. برای کنترل توزیع نرمال مانده‌ها از چندین نمودار استفاده می‌شود که برخی از آن‌ها در زیر آورده شده است [۸].

نمودار توزیع نرمال مانده‌ها^۳: اگر مانده‌ها توزیع نرمال داشته باشند، به‌طور تقریبی در این نمودار روی یک خط قرار می‌گیرند. این نمودار برای پاسخ‌بازایی در شکل ۴-۴ و برای پاسخ‌عیار در شکل ۴-۵ نشان داده شده است. با توجه به اینکه مانده‌ها در مقیاس احتمال نرمال بر روی یک خط قرار گرفته‌اند، بنابراین فرض نرمال بودن مانده‌ها تأیید می‌شود.

^۱ Predicate Value

^۲ Actual Value

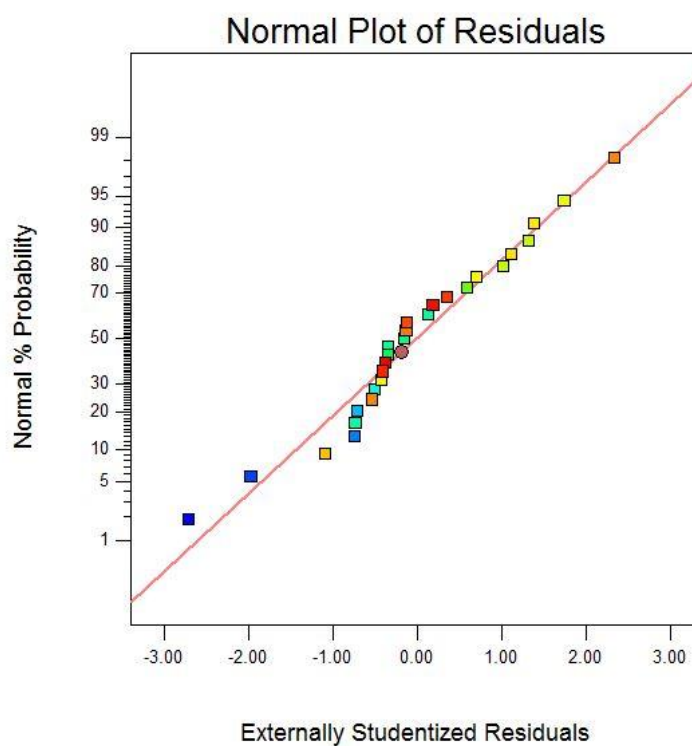
^۳ Residual

^۴ Normal Plot of Residuals

Design-Expert® Software
Recovery

Color points by value of
Recovery:

86.4028
36.0004

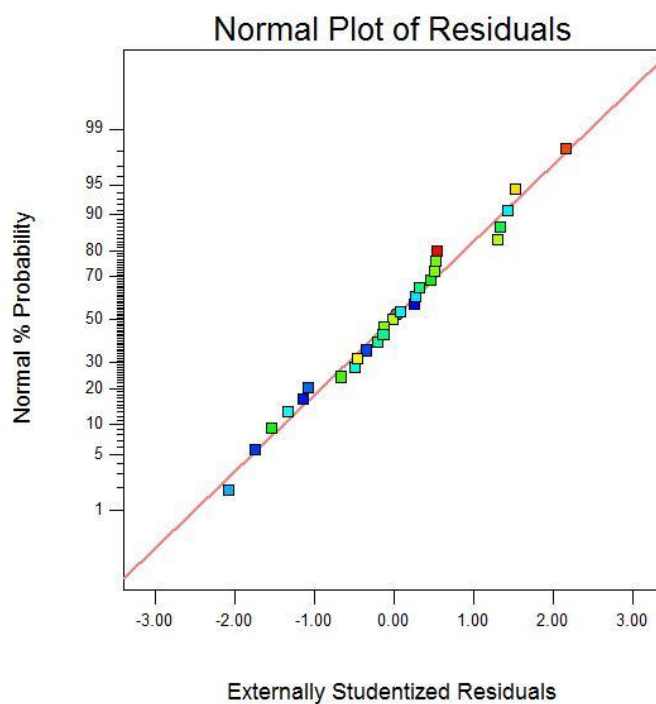


شکل ۱۰-۴ نمودار نرمال مانده‌ها برای پاسخ بازیابی

Design-Expert® Software
Grade

Color points by value of
Grade:

3.65377
1.40465

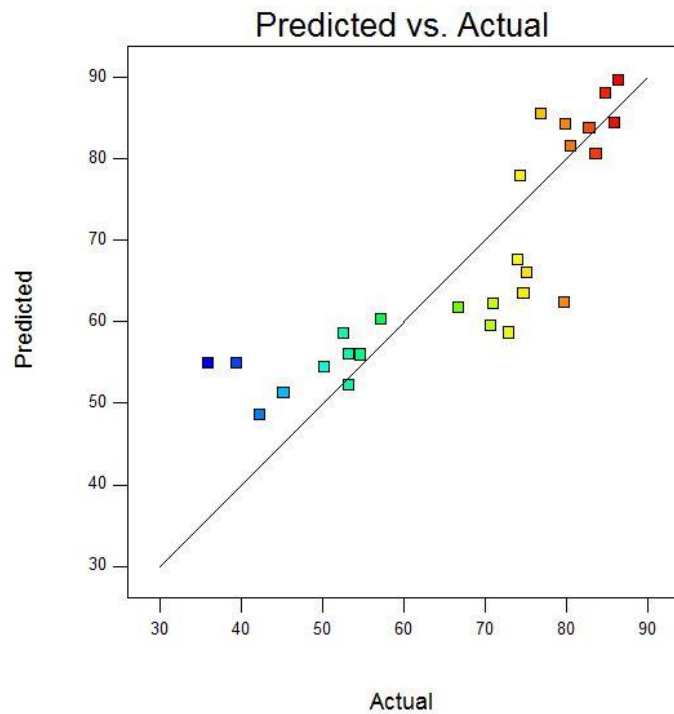


شکل ۴-۵ نمودار نرمال مانده‌ها برای پاسخ عیار

نمودار مقادیر پاسخ واقعی نسبت به مقادیر پاسخ‌های پیش‌بینی شده^۱: از این نمودارها برای شناسایی مقدار یا مقادیری استفاده می‌شود که به‌آسانی به‌وسیله مدل پیش‌بینی نمی‌شوند. این نمودار برای پاسخ بازیابی در شکل ۴-۶ و برای پاسخ عیار در شکل ۴-۷ نشان داده شده است. شرط صحت مدل قرار داشتن نقاط در یک خط است و به اصطلاح، با قرار دادن یک مداد در طول خط نقطه‌ای دیده نشود همان‌طور که مشخص است این شرایط برای دو پاسخ صادق است.

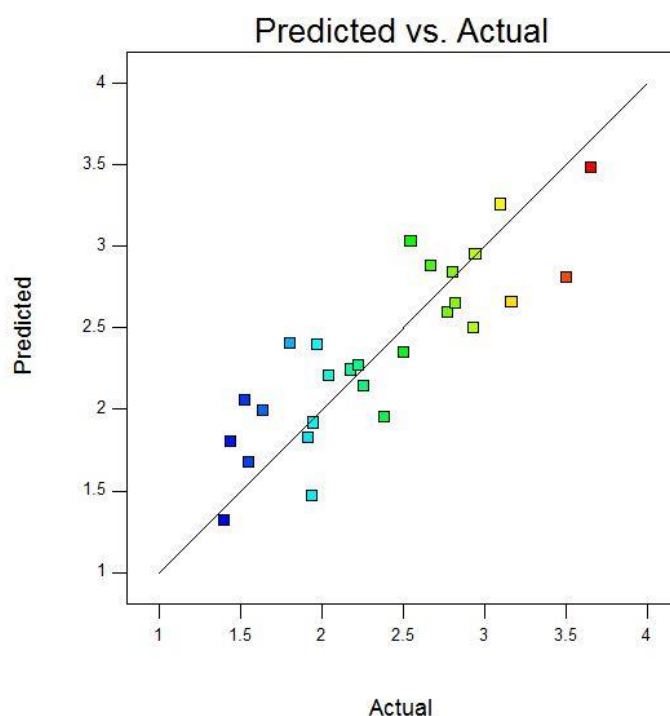
Design-Expert® Software
Recovery

Color points by value of
Recovery:
86.4028
36.0004



شکل ۴-۶ نمودار مقادیر پاسخ واقعی نسبت به مقادیر پاسخ‌های پیش‌بینی شده برای پاسخ بازیابی

^۱ Actual vs Predicated



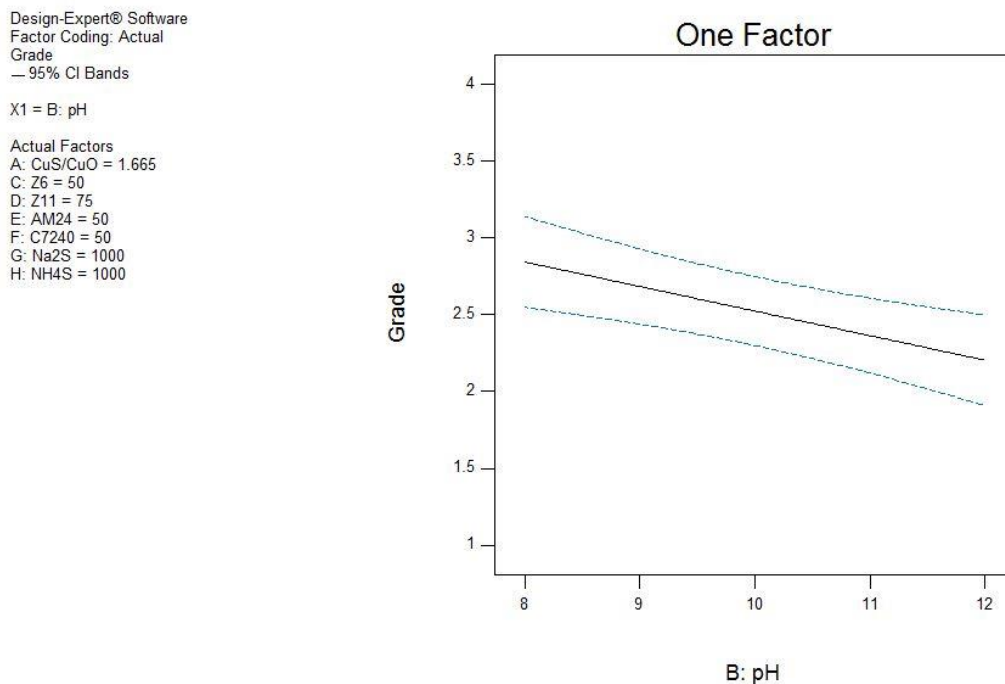
شکل ۷-۱۰ نمودار مقادیر پاسخ واقعی نسبت به مقادیر پاسخ‌های پیش‌بینی شده برای پاسخ عیار

۴-۵ بررسی پارامترهای تأثیرگذار روی پاسخ‌ها

با استفاده از جدول‌های آنالیز واریانس و نمودارهای مدل به دست آمده از نرم‌افزار DX10 می‌توان پارامترهای تأثیرگذار و مقدار تأثیر آن‌ها بر روی پاسخ‌ها را بررسی کرد که با توجه به نتایج به دست آمده پارامتر نسبت عیاری کانی‌های سولفیدی به اکسیدی یکی از پارامترهایی است که از دیگر پارامترها بیشتر تأثیرگذار بوده است، به طوری که برای پاسخ بازیابی تنها پارامتر تأثیرگذار نسبت عیاری است و بقیه پارامترها معنا دار نیستند و در مورد پاسخ عیار نسبت عیاری، pH و Na_2S تأثیرگذار بوده است و در ادامه تأثیر این سه پارامتر توسط نرم‌افزار DX10 بر پاسخ‌ها مورد بررسی قرار خواهد گرفت و برای تعیین میزان تأثیر مقدار کلکتور قوی چهار آزمایش در مقادیر مختلفی از کلکتور قوی Z6 انجام گرفت و در انتها آزمایشی با اختلاط دو نسبت عیاری انجام گرفت تا تأثیر نسبت عیاری بر فرآیند فلوئاسیون بهتر مشاهده شود و نتایج آزمایش‌ها در زیر آورده شده است.

۴-۵-۱ تأثیر pH

شکل ۴-۸ تأثیر pH بر عیار مس را نشان می‌دهد که نشان از تأثیر معکوس آن بر عیار مس دارد. با توجه به این که در کانی های موجود در معدن پیریت به ندرت پیدا می شود و pH عملکردی بازداشت‌کنندگی ندارد بنابراین رابطه منطقی به نظر می‌رسد و تأثیر pH را می توان در مقدار مصرف مواد شیمیایی در نظر گرفت که تنها به مصرف کمتر از کلکتور و عامل سولفیداسیون و همینطور بهبود بازیابی کمک می نماید.



شکل ۴-۸ تأثیر pH بر عیار مس

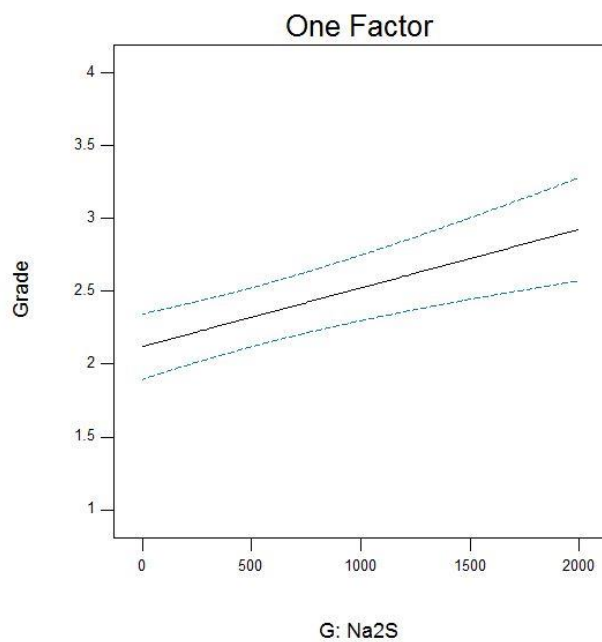
۴-۵-۲ تأثیر سولفید سدیم

تأثیر سولفید سدیم بر عیار مس در شکل ۴-۹ نشان داده شده است. با توجه به شکل، مقدار بالای سولفید سدیم باعث افزایش عیار می‌شود، چون در آزمایش‌ها انجام شده تنها مقدار ۲ کیلوگرم بر تن استفاده شده است می توان از این آزمایش‌ها به این نتیجه رسید که وجود سولفید سدیم به بهبود عیار مس کمک می نماید و در مورد مقدار آن آزمایش‌هایی در نسبت عیاری ۰/۳۳ انجام شده است که در شکل ۴-۱۰ قابل مشاهده است و مقدار عامل سولفیداسیون در حد متوسط خوب عمل نموده است و در مقادیر بالا به صورت عامل بازداشت‌کننده مس تأثیر منفی داشته است که برای انجام آزمایش‌ها مقدار ۲ کیلوگرم بر تن که عیار و بازیابی بهتری داشته باشد انتخاب شد.

Design-Expert® Software
Factor Coding: Actual
Grade
— 95% CI Bands

X1 = G: Na2S

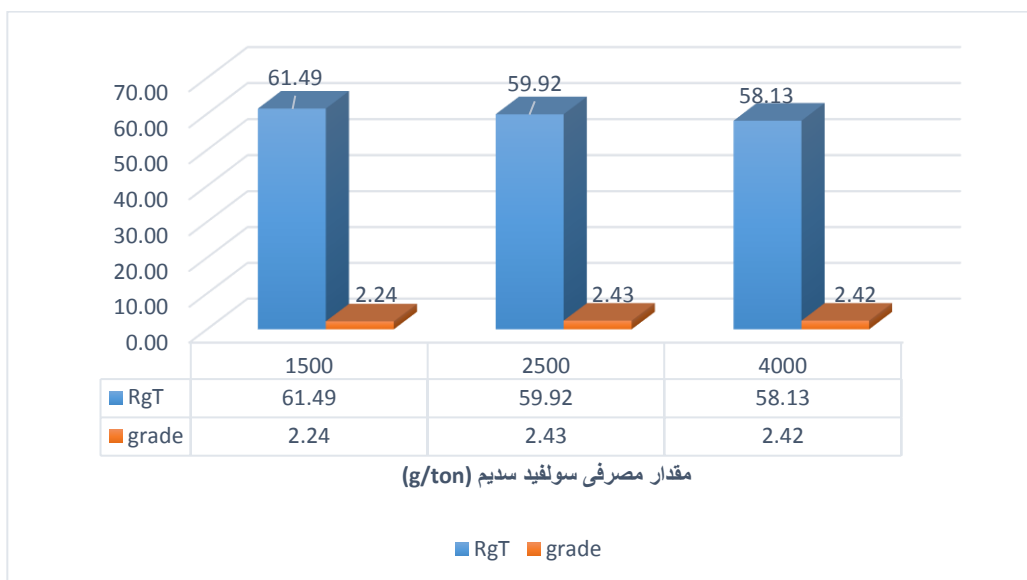
Actual Factors
A: CuS/CuO = 1.665
B: pH = 10
C: Z6 = 50
D: Z11 = 75
E: AM24 = 50
F: C7240 = 50
H: NH4S = 1000



شکل ۹-۴ تأثیر سولفید سدیم بر عیار مس

جدول ۹-۴ نتایج آزمایش‌ها با نسبت عیاری ۰/۳۳ برای مقادیر مختلف سولفید سدیم

Number	1	2	3
CuT%	0.8	0.8	0.8
CuO%	0.6	0.6	0.6
CuS%	0.2	0.2	0.2
CuS/CuO	0.33	0.33	0.33
pH	8	8	8
z6 (g/ton)	50	50	50
z11 (g/ton)	150	150	150
Na2S (g/ton)	1500	2500	4000
RgT	61.49	59.92	58.13
RgO	58.25	51.71	54.36
RgS	74.28	87.22	86.26
RwT	54.02	52.43	50.56
RwO	47.49	44.82	38.12
RwS	75.46	77.43	80.01
Grade	2.24	2.43	2.42



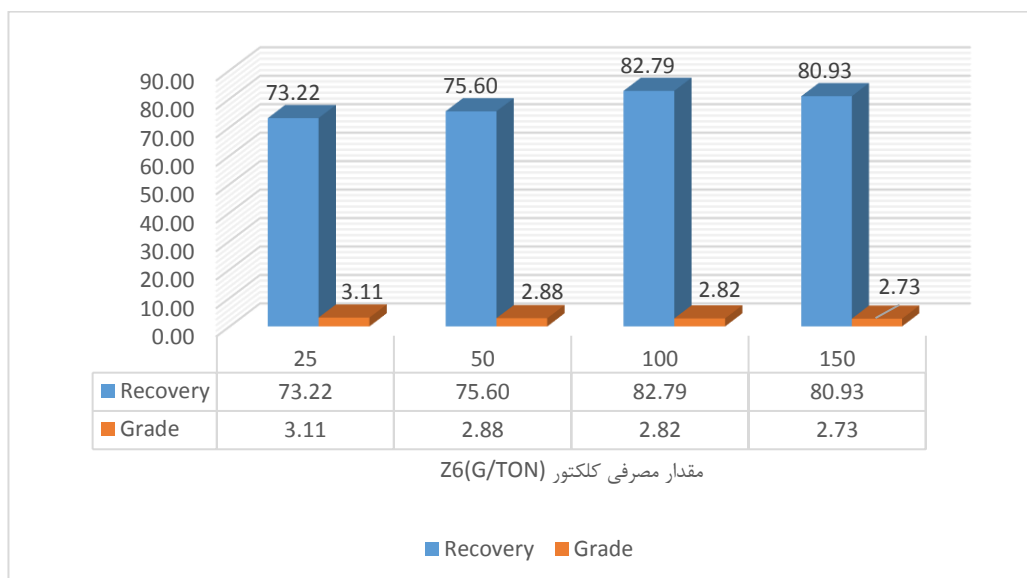
شکل ۴-۱۰ تأثیر مقدار سولفید سدیم

۴-۵-۳ تأثیر مقدار کلکتور Z6

با توجه به اینکه در طراحی آزمایش‌های انجام شده فقط نوع کلکتور قوی شامل Z6، C7240، AM24 مورد بررسی قرار گرفت و مقدار آن ۱۰۰ گرم بر تن ثابت بوده است، چهار آزمایش با شرایط ثابت در نسبت عیاری ۳ و مقادیر مختلفی از کلکتور Z6 انجام گرفت و از نتایج به دست آمده که در شکل ۴-۱۱ و جدول ۴-۱۰ آورده شده است، اینطور برداشت می‌شود که در مقادیر بالاتر از ۱۰۰ گرم بر تن کلکتور قوی به خوبی عمل نکرده است، بنابراین مقدار انتخاب شده مورد قبول می‌باشد.

جدول ۴-۱۰ نتایج آزمایش‌ها با نسبت عیاری ۳ برای مقادیر مختلف Z6

Cu T%	Cu O%	CuS %	pH	Z6(g/t on)	Recov ery	Grad e
0.8	0.2	0.6	8	25	73.22	3.11
0.8	0.2	0.6	8	50	75.60	2.88
0.8	0.2	0.6	8	100	82.79	2.82
0.8	0.2	0.6	8	150	80.93	2.73



شکل ۱۰-۱۱ تأثیر مقدار کلکتور Z6

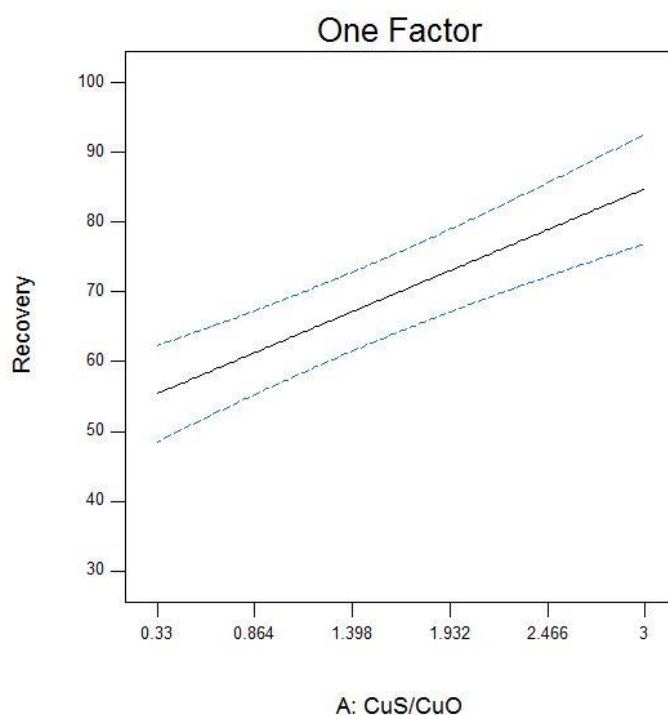
۴-۵-۴ تأثیر نسبت عیاری کانی‌های سولفیدی به اکسیدی

تأثیر نسبت عیاری کانی‌های سولفیدی به اکسیدی برای پاسخ بازیابی در شکل ۴-۱۲ و برای پاسخ عیار در شکل ۴-۱۳ دیده می‌شود که در هر دو پاسخ افزایش آن باعث بیشینه نمودن پاسخ‌ها شده است. برای فهمیدن این موضوع که تأثیر این نسبت بر فرآیند فلوتاسیون با شرایط مختلف چگونه است، به طور جداگانه سه سری از آزمایش‌ها که در سه نسبت عیاری طبق طرح تاگوچی انجام شدند نمودارهایی برای مقایسه بازیابی با یکدیگر در شکل ۴-۱۴ و برای مقایسه عیارها با یکدیگر در شکل ۴-۱۵ رسم شد که در آنها تأثیر نسبت عیاری با شرایط یکسان آزمایشگاهی برای پاسخ‌ها دیده می‌شود و در ادامه برای درک این موضوع که کارخانه مجتمع مس نسیم در هر نسبت عیاری چگونه می‌تواند بهینه کار نماید به طور جداگانه طبق طرح تاگوچی یک شرایط بهینه برای هر نسبت عیاری از نرم افزار گرفته شد و برای درک این موضوع که کارخانه مجتمع مس نسیم در چه نسبت عیاری می‌تواند بهینه کار نماید تمام آزمایش‌ها در مدل داده‌های قبلی (Historical Data) و با فرض کمینه نمودن این نسبت و بیشینه نمودن پاسخ‌ها از نرم افزار گرفته شد که در ادامه به تشریح بهینه سازی‌ها پرداخته خواهد شد.

Design-Expert® Software
Factor Coding: Actual
Recovery
— 95% CI Bands

X1 = A: CuS/CuO

Actual Factors
B: pH = 10
C: Z6 = 50
D: Z11 = 75
E: AM24 = 50
F: C7240 = 50
G: Na2S = 1000
H: NH4S = 1000

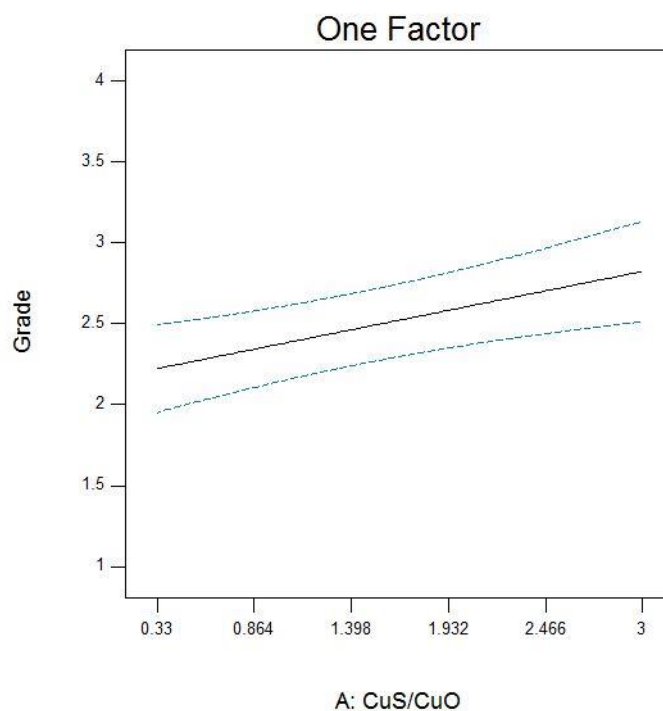


شکل ۴-۱۲ تأثیر نسبت عیاری بر بازیابی

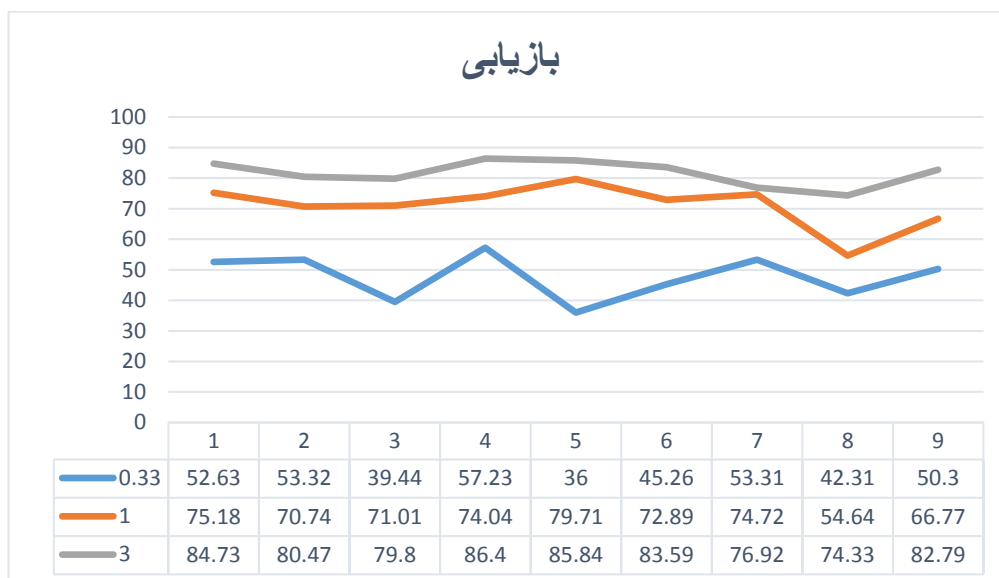
Design-Expert® Software
Factor Coding: Actual
Grade
— 95% CI Bands

X1 = A: CuS/CuO

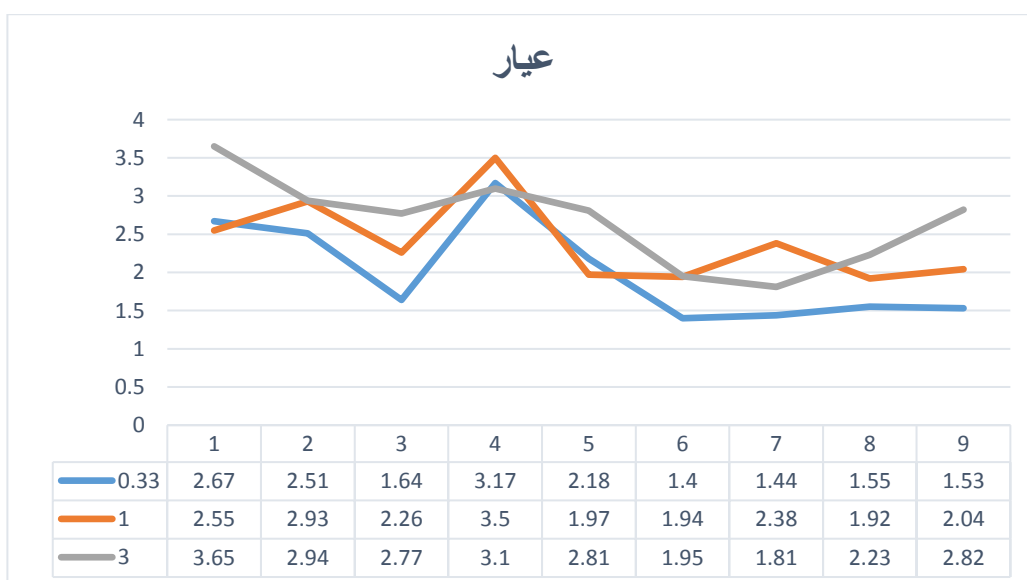
Actual Factors
B: pH = 10
C: Z6 = 50
D: Z11 = 75
E: AM24 = 50
F: C7240 = 50
G: Na2S = 1000
H: NH4S = 1000



شکل ۴-۱۳ تأثیر نسبت عیاری بر عیار مس



شکل ۴-۱۴ مقایسه بازیابی در سه نسبت عیاری با شرایط یکسان



شکل ۴-۱۵ مقایسه عیار در سه نسبت عیاری با شرایط یکسان

۴-۶ بهینه‌سازی به کمک DX10

بعد از تعیین مدل و بررسی صحت آن، نوبت به مرحله بهینه‌سازی و تلفیق مدل پاسخ‌ها است. در نرم‌افزار DX10 از روش وزن دهی به فاکتورها و پاسخ‌ها استفاده می‌شود. برای بهینه‌سازی سه طرح تاگوچی توسط نرم‌افزار DX10 از معادله‌ای به نام معادله مطلوبیت می‌توان استفاده کرد که در این معادله با توجه به پاسخ‌ها، هدف بیشینه کردن جواب معادله است. چون دو پاسخ موجود در نرم‌افزار، عیار و بازیابی هستند و از طرفی این دو پارامتر با یکدیگر رابطه معکوس دارند. بنابراین معادله

مطلوبیت در این مورد، مجذور حاصل ضرب این دو پاسخ است. بطوریکه بهترین حالت برای بیشینه کردن عیار و بازیابی به دست آید. بعد از اجرای نرم افزار، مقدار بهینه پارامترها و در نتیجه بهترین جواب بهینه سازی سه طرح تاگوچی برای نسبت های عیاری مختلف در جداول ۴-۱۱، ۴-۱۲ و ۴-۱۳ قابل مشاهده است.

و در ادامه برای بهینه سازی کل داده ها و اجرای آن در کارخانه مجتمع مس نسیم که از مدل داده های قبلی (Historical Data) در سطح پاسخ وارد نرم افزار DX10 استفاده شده بودند. هدف بیشینه نمودن مقادیر پاسخ عیار و بازیابی و کمینه کردن نسبت عیاری کانی های سولفیدی به اکسیدی قرار داده شد تا بهترین نسبت عیاری را که می توان در کارخانه اجرایی کرد به دست آورد. بهترین جواب بهینه سازی مدل Historical Data در جدول ۴-۱۴ مشاهده می شود.

جدول ۴-۱۱ مقدار پارامترها و پاسخ های پیش بینی شده توسط نرم افزار برای نسبت عیاری ۰/۳۳

Factor	Name	Level	Low Level	High Level
A	S collector	C7240	Z6	AM24
B	Z11	150	0	150
C	A sulfidation	Na2S	none	NH4S
D	pH	8	8	12
Predicted				
Response	Mean		Median	
Recovery	47.7444		47.7444	
Grade	2.01		2.01	

جدول ۴-۱۲ مقدار پارامترها و پاسخ های پیش بینی شده توسط نرم افزار برای نسبت عیاری ۱

Factor	Name	Level	Low Level	High Level
A	S collector	Z6	Z6	AM24
B	Z11	75	0	150
C	A sulfidation	Na2S	none	NH4S
D	pH	10	8	12
Predicted				
Response	Mean		Median	
Recovery	71.0667		71.0667	
Grade	2.38778		2.38778	

جدول ۴-۱۳ مقدار پارامترها و پاسخ‌های پیش‌بینی‌شده توسط نرم‌افزار برای نسبت عیاری ۳

Factor	Name	Level	Low Level	High Level
A	S collector	AM28	Z6	AM24
B	Z11	150	0	150
C	A sulfidation	Na2S	none	NH4S
D	pH	8	8	12
Predicted				
Response	Mean		Median	
Recovery	85.6333		85.6333	
Grade	2.67556		2.67556	

جدول ۴-۱۴ مقدار پارامترها و پاسخ‌های پیش‌بینی‌شده توسط نرم‌افزار از مدل داده‌های قبلی (Historical Data)

Factor	Name	Level	Low Level	High Level
A	CuS/CuO	0.87	0.33	3
B	pH	8	8	12
C	Z6	98.82	0	100
D	Z11	150	0	150
E	AM28	0.053	0	100
F	C7240	0.2	0	100
G	Na2S	2000	0	2000
H	(NH4)2S	1726.12	0	2000
Predicted				
Response	Mean		Median	
Recovery	67.5329		67.5329	
Grade	3.34642		3.34642	

۴-۶-۱ بررسی و تحلیل نتایج ناشی از بهینه‌سازی نرم‌افزار DX10

شرایط بهینه بدست آمده توسط نرم افزار، برای هر نسبت عیاری ۳۳/۰ ، ۱ ، ۳ به ترتیب برای

نسبت عیاری ۰/۳۳ از نتایج به دست آمده و آنچه از مقادیر بهینه طرح تاگوچی به دست آمد نتیجه می شود، برای این نسبت عیاری به دلیل اکسید بالا و سولفید پایین با همین وضعیت فعلی کارخانه از سولفید سدیم و کلکتور قوی برای دی تیو فسفات برای بالا بردن بازیابی استفاده شود و برای اینکه مقادیر کلکتور در حد پایین تری نسبت به کارخانه باشد باید pH را تا ۱۰ بالا ببریم که $c7240=100$ و $z11=75$ به همراه ۲ کیلوگرم بر تن سولفید سدیم در کارخانه برای این نسبت عیاری مورد استفاده قرار گیرد، برای نسبت عیاری ۱ از نتایج به دست آمده و آنچه از مقادیر بهینه طرح تاگوچی به دست آمد نتیجه می شود، برای این نسبت عیاری کلکتورهای گزنتات به همراه سولفید سدیم استفاده شود و برای اینکه مقادیر کلکتور در حد پایین تری نسبت به کارخانه باشد باید pH را تا ۱۰ بالا ببریم که $z6=100$ و $z11=75$ به همراه ۲ کیلوگرم بر تن سولفید سدیم در کارخانه برای این نسبت عیاری مورد استفاده قرار گیرد و برای نسبت عیار سولفید به اکسید ۳ از نتایج به دست آمده و آنچه از مقادیر بهینه طرح تاگوچی به دست آمد نتیجه می شود، برای این نسبت عیاری به دلیل سولفید بالا تنها کلکتورهای $z11$ و $AM24$ که کلکتور هیدروکسامات است بدون سولفیداسیون استفاده شود تا راندمان و عیار بالاتری را داشته باشد و در صورت اقتصادی بودن با اضافه کردن سولفید سدیم فرار اکسیدی ها را به حداقل برساند و در آخر بهترین شرایط و مقادیر کلکتورهای به دست آمده را برای عیار های مختلف امتحان شد، که از طریق مقایسه این تست ها و با در نظر گرفتن مباحث اقتصادی با مقادیری از کلکتورهای $z6=100$ و $z11=75$ به همراه ۲ کیلوگرم بر تن سولفید سدیم در کارخانه مجتمع مس نسیم اجرایی شد که در ادامه نتایج آن آورده شده است.

۴-۶-۲ سنجش نتایج بهینه سازی با انجام آزمایش مجدد

با توجه به نتایج به دست آمده از بهینه سازی مدل داده تاریخی در نرم افزار DX10، نسبت عیاری در کارخانه باید ۰/۸۷ باشد که برای سنجش آن از اختلاط دو نمونه مختلف استفاده شد تا تقریباً به شرایط کارخانه نزدیک باشد که ابتدا یک نمونه اکسیدی از معدن با عیار ۰/۴۹ و یک نمونه سولفیدی با عیار ۰/۶۴ را با یکدیگر به صورت ۵۰ درصد از هر نمونه مخلوط شد و عیار ۰/۵۳ تولید گردید که با نسبت عیاری ۱/۱۲ در حدود نسبت عیاری بهینه واقع شد و هر کدام را به طور جداگانه در آزمایشگاه با شرایطی که در جدول ۴-۱۵ دیده می شود، مورد آزمایش قرار گرفت که بعد از عیار گیری کنسانتره و باطله، بازیابی ها محاسبه گردید که در جدول ۴-۱۶ آورده شده است، با توجه به نتایج مشخص

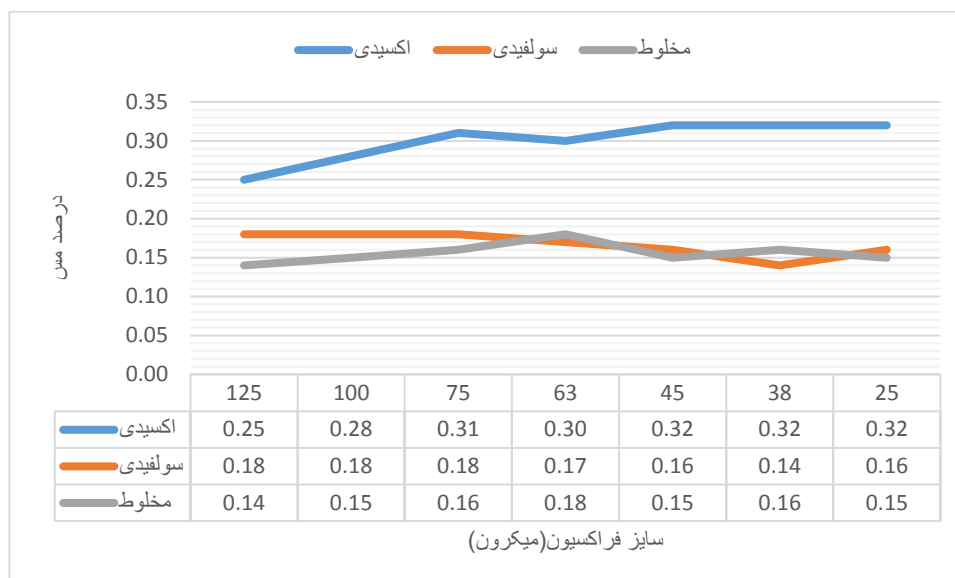
گردید که بازیابی در زمانی که اختلاط انجام شده (مخلوط سولفیدی با اکسیدی) نسبت به حالت اکسیدی بهبود چشم گیری داشته است و همچنین نسبت به زمانی که خوراک سولفیدی بوده است بازیابی مشابه بود.. در نسبت عیاری به وجود آمده از اختلاط دو نمونه سولفیدی و اکسیدی نتیجه بازیابی از حالتی که دو نمونه به صورت جدا از هم فلوتاسیون شود بهتر بوده است و لذا برای اطمینان از کم عیار بودن عیار مس در باطله فلوتاسیون، باطله برای آنالیز سرنندی و سپس عیار گیری از هر فراکسیون آماده شد که نتایج آن در شکل ۴-۱۶ آورده شده است.

جدول ۴-۱۵ شرایط انجام آزمایش های اختلاط دو نمونه سولفیدی و اکسیدی

	درصد جامد	pH	MIBC	Na ₂ S (g/ton)	z11 (g/ton)	z6 (g/ton)
اکسیدی	25	10	40	2000	100	100
سولفیدی	25	10	40	0	100	100
مخلوط	25	10	40	2000	100	100

جدول ۴-۱۶ نتایج اختلاط دو نمونه سولفیدی و اکسیدی

	Feed				Cocentrate	Recovery		
	CuT%	CuO%	CuS%	CuS/CuO	CuT%	CuT%	CuO%	CuS%
اکسیدی	0.49	0.40	0.09	0.23	2.18	36.27	26.65	79.55
سولفیدی	0.64	0.20	0.44	2.20	2.48	76.15	35.95	94.52
مخلوط	0.53	0.25	0.28	1.12	2.69	67.26	58.57	75.13



شکل ۴-۱۶ مقایسه عیار فراکسیون های باطله برای سه نمونه : مخلوط، اکسیدی و سولفیدی

۴-۷ نتایج حاصل از تست صنعتی در کارخانه مجتمع مس نسیم

همانطور که در جدول ۴-۱۷ مشاهده می شود، در تست ۱ کارخانه فلوتاسیون خط ۴ بدون عامل سولفیداسیون با مقادیری از کلکتورهای $z6=100$ و $z11=75$ و در تستهای ۲ و ۳ با ۲ کیلوگرم برتن سولفید سدیم و با همان شرایط تست ۱ انجام شد که منجر به افزایش بازیابی کارخانه حدود ۱۰٪ گردیده است.

جدول ۴-۱۷ نتایج بهبود بازیابی کارخانه

	Feed			Cocentrate			Recovery		
	CuT%	CuO%	CuS%	CuT%	CuO%	CuS%	CuT%	CuO%	CuS%
Test 1	0.46	0.34	0.12	17.55	5	12.55	46.3	42.9	58.6
Test 2	0.55	0.38	0.17	17.99	11.33	6.66	62.6	56.1	76.9
Test 3	0.55	0.42	0.13	18	3.73	14.27	57.1	50.6	84.7

فصل پنجم

نتیجه گیری و پیشنهادها

۵-۱ مقدمه

در این فصل ابتدا به بیان نتایج به دست آمده از این تحقیق پرداخته شده است، سپس به پیشنهادهایی برای ادامه تحقیقات در آینده اشاره می‌شود.

۵-۲ نتایج

مهم‌ترین نتایج حاصل از این تحقیق را می‌توان در موارد زیر خلاصه کرد:

۱. از این پژوهش بدست آمد که پارامتر pH تأثیری بر روی میزان بازیابی ندارد زیرا مقادیر پیریت بسیار اندک است و نیازی به بازداشت آنها نیست اما با بالا بردن pH پایداری کف بهبود یافت.
۲. کلکتور دی تیوفسفات می‌تواند به همراه گزنتات‌ها در فرآیند فلوتاسیون به بهبود بازیابی کانی-های سولفیدی کمک نماید.
۳. سدیم سولفید در مقایسه با آمونیوم سولفید در فعالسازی سطح کانی‌های اکسیدی مس بهتر عمل نموده است.
۴. عامل سولفیداسیون در بالا بردن بازیابی و عیار برای زمانی که خوراک، مخلوطی از کانی‌های سولفیدی و اکسیدی بوده است نقش چشمگیری داشت ولی منجر به کاهش بازیابی کانی‌های سولفیدی گردید که نسبت عیاری بهینه یعنی ۰/۸۷ برای استفاده از عامل سولفیداسیون مشخص گردید.
۵. مقدار عامل سولفیداسیون مصرفی در فلوتاسیون ۲ کیلوگرم بر تن مشخص گردید و همچنین بدست آمد که در مقادیر بیشتر از مقدار فوق نقش بازداشت‌کنندگی کانی‌های مس را ایفا نموده است.
۶. با توجه به نتایج بدست آمده مشخص گردید زمان تأثیر عامل سولفیداسیون ۲۰ دقیقه جهت فعالسازی سطح کانی‌اکسیدی بوده است.
۷. در زمانی که خوراک کارخانه سولفیدی باشد مقدار مصرف کلکتورها کاهش می‌یابد و نیازی به

سولفیداسیون نیز نمی باشد که به دلیل آبرانی بهتر کانی های سولفیدی می باشد ولی زمانی که حدوداً مقدار نسبت عیاری کانی سولفید به اکسید کمتر از ۱ می شود به سولفیداسیون با سولفید سدیم و استفاده از کلکتورهای قوی مانند دی تیو فسفات به همراه گزنتات نیاز است و زمانی که مقدار نسبت عیاری کانی سولفید به اکسید بین ۱ تا ۳ باشد می توان از کلکتور هیدروکسامات برای جذب بهتر کانی های اکسیدی استفاده نمود تا در هزینه های سولفیداسیون و زمان ماند آن صرفه جویی شود.

۸. استفاده بیشتر از ۲۰۰ گرم برتن از کلکتورهای مصرفی در فلوتاسیون موجب افت عملکرد و بازیابی شد.

۹. نتایج تست صنعتی انجام شده، نشان داد که اختلاط کانی های اکسیدی با سولفیدی برای رسیدن به نسبت عیاری بهینه همراه با فعال کننده سولفید سدیم در صنعت تأثیر چشمگیری بر روی بازیابی کانی های اکسیدی داشته است.

۳-۵ پیشنهادها

۱. بررسی پارامترها برای عیارهای پایین با توجه به شرایط اقتصادی.
۲. بهینه نمودن مقادیر کلکتور و عامل سولفیداسیون برای عیار های پایین تر از ۰/۴ درصد مس کل و بالاتر از ۰/۸ درصد مس کل.
۳. بررسی مکان های ورودی عامل سولفیداسیون در مدار فلوتاسیون.
۴. بررسی درجه آزادی کانی های مختلف مس با بررسی میکروسکوپی و همچنین محاسبه بازیابی کانی های مختلف در کنسانتره نسبت به باطله فلوتاسیون.
۵. امکان سنجی لیچینگ و بیو لیچینگ، در زمانی که نسبت عیاری کانی های سولفید به اکسید پایین تر ۰/۳۳ باشد.

منابع

- ۱) رضائی ب. (۱۳۸۵). "فلوتاسیون". دانشگاه هرمزگان.
- ۲) حبشی، فتحی، ترجمه، شفائی تنکابنی، سید ضیاءالدین، عبدالهی، محمود "هیدرو متالورژی"، انتشارات دانشگاه شاهرود، ۱۳۷۸.
- ۳) بنیسی ص. (۱۳۸۸). "مسایل کاربردی فرآوری مواد معدنی". دانشگاه هرمزگان.
- ۴) خیرآبادی و همکاران. (۱۳۸۸). "تاثیر شرایط مختلف فلوتاسیون بر بازیابی کانه های اکسیده سرب و روی معدن گوشفیل" نشریه دانشکده فنی دانشگاه تهران.
- ۵) طاهری، ب. "فلوتاسیون با کنترل پتانسیل کانی های سولفیدی مس با استفاده از واکنش گرهای گوگرددار" پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه تربیت مدرس تهران، ۱۳۹۲.
- ۶) میلانلو، فاطمه. (۱۳۹۵)، "کانی سازی مس در کانسار مس نسیم بردسکن"، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه شهید بهشتی.
- ۷) زارع ورزقان، احد. (۱۳۹۶)، "بررسی تاثیر کانی های اکسیدی مس بر بازیابی مدار فلوتاسیون کارخانه تغلیظ مس سونگون و ارائه راهکارهایی جهت افزایش بازیابی"، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- ۸) موسی زاده، حسن. (۱۳۹۶)، "ارزیابی ژئومتالورژیکی و توسعه فرآیند به منظور فرآوری ذخیره معدنی بالانک"، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی امیر کبیر.
- 9) Kiraz, emirhan. Recovery of copper from oxide copper ore by flotation And leaching. Diss. Middle east technical university, 2014.
- 10) S. Bulatovic, Handbook of Flotation Reagents Chemistry, no. April. 2007.
- 11) Parekh, B. K., and J. D. Miller. Advances in flotation technology. SME, 1999.
- 12) Jacobs, Tamzon Talisa. Process mineralogical characterisation of the Kansanshi copper ore, nw zambia. diss. university of cape town, 2016.

- 13) E.V. Danilova, L.A. Otrozhdenova and I.V. Mikheeva, *Obogashchenie Rud*, 20 5 (1975).
- 14) Raghavan, S., and D. W. Fuerstenau. "Characterization and pore structure analysis of a copper ore containing chrysocolla." *International Journal of Mineral Processing* 4.4 (1977): 381-394.
- 15) Wen, Ya, et al. "Flotation of a refractory copper oxide ore using ammonium bicarbonate as activator." *Advanced Materials Research*. Vol. 581. Trans Tech Publications, 2012.
- 16) Hanson, James S., and Douglas W. Fuerstenau. "The electrochemical and flotation behavior of chalcocite and mixed oxide/sulfide ores." *International journal of mineral processing* 33.1-4 (1991): 33-47.
- 17) Lee, K., et al. "Flotation of mixed copper oxide and sulphide minerals with xanthate and hydroxamate collectors." *Minerals Engineering* 22.4 (2009): 395-401.S.
- 18) P. K. Ackerman, G. H. Harris, R. R. Klimpel, and F. F. Aplan, "Use of Xanthogen Formates as Collectors in the Flotation of Copper Sulfides and Pyrite," *Int. J. Miner. Process.* vol. 58, no. 1–4, pp. 1–13, Feb. 2000.
- 19) D. Fuerstenau, R. Herrera-Urbina, and D. McGlashan, "Studies on the Applicability of Chelating Agents as Universal Collectors for Copper Minerals," *Int. J. Miner. Process.* vol. 58, no. 1–4, pp. 15–33, Feb. 2000.
- 20) I. N. Babich, E. V. Adamov, and V. V. Panin, "Effect of Alkalinity of a Pulp on Selective Flotation of Sulfide and Oxide Copper Minerals from the Udokan Deposition Ore," *Russ. J. Non-Ferrous Met.*, vol. 48, no. 4, pp. 252–255, Aug. 2007.
- 21) M. S. Davidson, "An Investigation of Copper Recovery from a Sulphide Oxide Ore With a Mixed Collector System," pp. 1–258, 2009.
- 22) R. Ziyadanogullari and F. Aydin, "A New Application For Flotation Of Oxidized Copper Ore," *J. Miner. Mater. Charact. Eng.*, vol. 4, no. 2, pp. 67–73, 2005.
- 23) G. A. Hope, A. Numprasanthai, A. N. Buckley, G. K. Parker, and G. Sheldon, "Bench-Scale Flotation of Chrysocolla With n-Octanohydroxamate," *Miner. Eng.*, vol. 36–38, pp. 12–20, Oct. 2012.
- 24) K. Lee, D. Archibald, J. McLean, and M. A. Reuter, "Flotation of Mixed Copper Oxide and Sulphide Minerals With Xanthate and Hydroxamate Collectors," *Miner.*

- Eng., vol. 22, no. 4, pp. 395–401, Mar. 2009
- 25) S. Prabhakar, G. Bhaskar Raju, V. N. Misra, and P. R. Khangaonkar, "Studies on the Flotation of Mixed Oxide-Sulphide Ores of Copper from Malanjkhand Deposit India," 1990.
 - 26) G. K. Parker, A. N. Buckley, R. Woods, and G. A. Hope, "The Interaction of the Flotation Reagent, n-Octanohydroxamate, With Sulfide Minerals," *Miner. Eng.*, vol. 36–38, pp. 81–90, Oct. 2012.
 - 27) Phetla, Tebogo P., and Edison Muzenda. "A multistage sulphidisation flotation procedure for a low grade malachite copper ore." *World Academy of Science, Engineering and Technology* 70 (2010): 255-261.
 - 28) Zhou, R., and S. Chander. "Kinetics of sulfidization of malachite in hydrosulfide and tetrasulfide solutions." *International journal of mineral processing* 37.3-4 (1993): 257-272.
 - 29) Numprasanthai, A. २०१३." an investigation of chrysocolla flotation using n-octanohydroxamate collector". Phd diss. , griffith university.
 - 30) Miller, J. D., et al. "'Flotation chemistry and technology of nonsulfide minerals." *Froth Flotation: A Century of Innovation*, (MC Fuerstenau, G. Jameson, and RH Yoon, Eds.), New York: SME (२००४): ४६६–४६९
 - 31) Chen, Dai-xiong, et al. "Copper Oxide Flotation using Collector Mixture of Benzohydroxamic Acid and Butylxanthate: Fundamentals to Application.(२०११)".
 - 32) Clark, D. W., et al. "Improving flotation recovery of copper sulphides by nitrogen gas and sulphidisation conditioning." *Minerals Engineering* १३,१२(२०००): –१११४. १२०६
 - 33) Lee, J. S., D. R. Nagaraj, and J. E. Coe. "Practical aspects of oxide copper recovery with alkyl hydroxamates." *Minerals Engineering* ११,१०(१९९८): ९३९–९४९
 - 34) Wills, Barry A., and Tim Napier-Munn. *Wills' mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*. Butterworth-Heinemann, २०१९
 - 35) Rao, S. R., and J. A. Finch. "Base metal oxide flotation using long chain xanthates."

International Journal of Mineral Processing 69,1(2003): 258-251

- 36) Chowdhury, Ratan, and Frank Antolasic. "Structural analysis of hydroxamate reagents by X-ray diffraction." Journal of Earth Science and Engineering 2,1 (2012)
- 37) Kalichini, Monica Shamvuse. A study of the flotation characteristics of a complex copper ore. Diss. University of Cape Town, 2015
- 38) Danilova, E. V., L. A. Otrozhdenova, and I. V. Mikheeva. "Flotation of oxidized copper minerals by hydroxamic acids." Obogashchenie Rud 20(1995): 8-5
- 39) Jones, M.H. and Woodcock, J.T. 1978. Optimization and control of laboratory sulphidization of oxidized copper ores with an ion selective electrode. Proceedings of the Australasian Institute of Mining and Metallurgy, no. 266. pp. 17-11
- 40) Raghavan, Srini, E. Adamec, and L. Lee. "Sulfidization and flotation of chrysocolla and brochantite." International Journal of Mineral Processing 3-12,1(1984): 191-173.
- 41) Ou, L.-m., & Yin, B.-y. (2012). A Flotation Technique for a Sulfide-Oxidized Cu-Co Mixed Ore. Advanced Materials Research , 251-264
- 42) Hope, Gregory Alan, et al. "Bench-scale flotation of chrysocolla with n-octanohydroxamate." Minerals Engineering 36(2012): 20-12
- 43) Xiong, F., Li, Y., Zhang, Z., & Lan, Y. (2013). Flotation Response of the Refractory Yangla Copper Oxide Ores with Hydroxamate Collectors. Advanced Materials Research, 136-131
- 44) Ge, B., Fu, Y., & Li, Q. (2013). A Copper Oxide Ore Treatment by Flotation. Advanced Materials Research, 233-230
- 45) Paquot, F. X., and C. Ngulube. "Development and optimization of mixed sulphide/oxide copper ore treatment at Kansanshi." Journal of the Southern African

Institute of Mining and Metallurgy 115,12(2015): .1258-1253

- 46) Corin, K. C., et al. "The recovery of oxide copper minerals from a complex copper ore by sulphidisation." Minerals Engineering 102(2017): .17-15
- 47) Marion, Christopher, et al. "An evaluation of hydroxamate collectors for malachite flotation." Separation and Purification Technology 183(2017): 269-258.
- 48) K. Kongolo, M. Kipoka, K. Minanga, and M. Mpoyo, "Improving the Efficiency of Oxide Copper-Cobalt Ores Flotation by Combination of Sulphidisers," Miner. Eng., vol. 16, no. 10, pp. 1023-1026, 2003.

Abstract

The copper element is one of the most important non-ferrous metal elements that is costly. One of its major sources is sulfide, oxide and sulfide-oxide mixture. Depending on the type of deposit, different processing methods have been proposed. This research is based on the copper mineral field of Nasim which according to mineralogical studies, calcocite and malachite is the most important of its minerals and was carried out using flotation processing method. In this project, the authors sought to find optimal conditions for the sulfide / The oxide is 0.33, 1, 3 with total grade 0.8%. For this urpose, the sulfide&oxide ratio, the strong type of collector (hydroxamate and z6 and thiophosphate collectors), the amount of z11 collector, the sulfidation factors (sodium sulfide and ammonium sulfide) and the amount The pH was determined by the variable parameters, and the total grade, the amount and type of foaming agent, the remaining time, and the rate of stirring were kept constant by the software DX10 Designed Three Taguchi Test Designs (L9). After performing the experiments, for one rupture stage, the optimal conditions were obtained for each grade ratio, and finally by entering the information obtained in the DX10 software with a maximum Quality and recovery and minimization of the grade ratio of sulfide to oxide minerals in the method of historical data. Optimized values for grade ratio and the materials used in flotation were obtained at the copper factory of Nasim and then, they tested the best conditions and values of the collectors for different grades, by comparing these tests and taking into account Economical issues with collectors z6=100 and z11=75 with 2 kg / ton of sodium sulfide were carried out at the copper plant complex, which improved the efficiency of the plant by up to 10%.

Keywords: Copper mine Nasim, Flotation, Copper oxide and sulfide minerals, Sulfidation, Grade ratio, Taguchi, historical data



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

MSc Thesis in Mineral Processing

**Effect of Grade Ratio of Sulfide-Oxide Minerals in Flotation
Process on Separation Function (Case Study of Nasim
Bardsan Copper Mine)**

By:

Seyed Alireza Razavi

Supervisor:

Dr. Mohammad Karamoozian

January 2019