

الحمد لله رب العالمين



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد فرآوری مواد معدنی

توسعه مدار فرآوری سنگ آهن سنگان با تمرکز بر طراحی بخش فلوتاسیون به منظور

کاهش گوگرد کنسانتره مغناطیسی

نگارنده: محمد صالحی سلامی

استاد راهنما:

دکتر محمد کارآموزیان

شهریور ۱۳۹۹

تقدیم بہ

پدر و مادر م
پ

تقدیر و مشکر

جناب آقای دکتر محمد کارآموزیان استاد راهنما:

شما روشنائی بخش تاریکی جان هستی و عظمت اندیشه را نور می بخش. چگونه پاس گویم مهربانی و لطافت را که سرشار از عشق و یقین است. چگونه پاس گویم تأثیر علم آموزی شما که چراغ روشن هدایت را بر کلبه‌ی محقر وجودم فروزان ساخته است. آری در مقابل این همه عظمت و سکوته شما راه نه توان پاس است و نه کلام وصف.

همچنین از آقایان دکتر اصغر غزیزی، کیومرث سیف پناهی و محمد جهانی که افتخار نگاردی و کسب فیض از محضرشان نصیب اینجانب شد کمال تقدیر و مشکر را به جامی آورم، باشد که این خردترین، بخشی از زحمات و دلسوزی های ایشان را پاس گوید.

در پایان از همه دوستان و عزیزانی که در انجام این پژوهش مرا یاری نمودند و دکنا را این حقیر بودند کمال تقدیر و مشکر را به عمل می آورم.

تعهدنامه

اینجانب محمد صالحی سلامی دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی معدن گرایش فرآوری مواد معدنی دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه توسعه مدار فرآوری سنگ آهن سنگان با تمرکز بر طراحی بخش فلوتاسیون به منظور کاهش گوگرد کنسانتره مغناطیسی تحت راهنمایی دکتر محمد کارآموزیان متعهد می شوم:

- تحقیقات این پایان نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است.
- در استفاده از نتایج پژوهش های محقق های دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است.
- مطالب مندرج در پایان نامه تاکنون توسط خود یا افراد دیگر برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارائه نشده است.
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج پایان نامه تأثیرگذار بوده اند 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.

امضاء:

تاریخ:

مالکیت نتایج و حق نشر

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

چکیده

کانی‌های اکسیدی آهن عموماً همراه با مقادیری پیریت یافت می‌شوند. حضور پیریت موجب می‌شود بازیابی کانی‌های آهن‌دار مانند مگنتیت و هماتیت، با استفاده از جداکننده‌های مغناطیسی به طور کامل صورت نگیرد. لذا در صنایع فولادسازی به عنوان کانی باطله و مزاحم در نظر گرفته می‌شود. لذا در این پروژه از قابلیت شناور شدن پیریت در حضور گزنتات‌ها برای حذف آن از کنسانتره سنگ آهن حاصل از جدایش مغناطیسی استفاده شد. عیار گوگرد در محصول کارخانه کنسانتره آهن بیش از حد مجاز برای مصرف واحدهای گندله‌سازی می‌باشد. بنابراین کاهش میزان گوگرد ناشی از پیریت کنسانتره مغناطیسی سنگ آهن سنگان ضروری می‌باشد که با روش فلوتاسیون صورت می‌پذیرد. بدین منظور تأثیر پارامترهای مختلفی مانند نوع و میزان مصرف کلکتور، نوع و میزان مصرف کفساز، میزان درصد جامد و مقدار pH مورد بررسی قرار گرفت. بهینه‌سازی این پارامترها در عملیات فلوتاسیون به منظور دسترسی به عیار گوگرد مجاز در کنسانتره آهن ضروری می‌باشد. با کمک نرم‌افزار طراحی آزمایش Design Expert، تأثیر عوامل عملیاتی مورد بررسی قرار گرفت و ۲۳ آزمایش طراحی شد. نتایج حاکی از آن بود که با افزایش غلظت کلکتور و کفساز می‌توان به حداکثر بازیابی گوگرد دست یافت. بدیهی است که این افزایش تا مقداری بهینه موجب افزایش می‌گردد و افزایش بیش از حد آن موجب کاهش بازیابی گوگرد می‌شود. کاهش میزان pH باعث افزایش بازیابی گوگرد و بهبود نرخ شناورسازی ذرات گردید. در غلظت کلکتور ۱۲۵ گرم بر تن، غلظت کفساز ۱۰۵ گرم بر تن، درصد جامد ۳۲ درصد و pH=۸ تولید محصولی با عیار گوگرد ۰/۲۵ درصد و بازیابی گوگرد ۶۸/۹ درصد قابل دستیابی است. همچنین سیستم توزیع کلکتور در سه حالت مختلف در ابتدای مدار رافر، کلینر، رمق‌گیر به صورت ۰:۱۰۰:۵۰، ۰:۵۰:۵۰، ۲۰:۳۰:۵۰ مورد بررسی قرار گرفت که نتیجه نشان داد زمانی که از سیستم ۲۰:۳۰:۵۰ استفاده می‌شود، بازیابی گوگرد در بیشترین حالت حاصل می‌گردد.

واژه‌های کلیدی: سنگ آهن، کنسانتره مغناطیسی، فلوتاسیون، گوگردزایی، مجتمع سنگ آهن سنگان

فهرست مطالب

فصل اول

۱-۱- مقدمه	۲
۱-۲- ناخالصی‌های سنگ آهن	۲
۱-۳- کانی‌های اقتصادی آهن	۴
۱-۴- ترکیب شیمیایی مورد قبول در صنایع ذوب آهن و فولاد	۵
۱-۵- روش‌های فرآوری سنگ آهن	۶
۱-۶- فلوتاسیون	۸
۱-۷- ارتباط خردایش و فلوتاسیون	۲۰
۱-۸- معرفی معدن سنگ آهن سنگان	۲۱
۱-۹- ضرورت و هدف تحقیق	۲۸
۱-۱۰- طراحی آزمایش‌ها	۲۸
۱-۱۱- ساختار پایان‌نامه	۳۱

فصل دوم

۲-۱- مروری بر مطالعه‌های گذشته	۳۴
--------------------------------------	----

فصل سوم

۳-۱- مقدمه	۴۶
۳-۲- روش انجام تحقیق	۴۶
۳-۳- نمونه‌برداری	۴۷
۳-۴- آماده‌سازی نمونه	۴۷
۳-۵- آنالیز سرندي و تعیین دانه‌بندی	۴۸
۳-۶- مطالعه‌های XRF	۵۰
۳-۷- مطالعه‌های XRD	۵۰
۳-۸- انتخاب عوامل مؤثر و محدوده آن‌ها	۵۲
۳-۹- انتخاب متغیر پاسخ	۵۲
۳-۱۰- لیست تجهیزات آزمایشگاه مورد استفاده برای آزمایش جدایش مغناطیسی	۵۳
۳-۱۱- مواد مورد استفاده در انجام آزمایش فلوتاسیون	۵۳

فصل چهارم

۴-۱- مقدمه	۵۶
۴-۲- مطالعه‌های کانی‌شناسی نمونه خوراک و کنسانتره	۵۶
۴-۳- مطالعات تکمیلی کانی‌شناسی نمونه کنسانتره مرحله کلینر	۶۵
۴-۴- بررسی شرایط قبل از اعمال تغییرات مدار فرآوری	۷۲
۴-۵- آزمایش‌های فرآوری	۷۴
۴-۶- آزمایش‌های ناپیوسته گوگردزدایی به‌روش فلوتاسیون معکوس	۸۶
۴-۷- مواد و روش انجام آزمایش‌های فلوتاسیون	۸۸
۴-۸- اثر نحوه توزیع کلکتور در مدار فلوتاسیون	۸۹
۴-۹- شناسایی نمونه خوراک مدار فلوتاسیون	۹۲
۴-۱۰- تست‌های فلوتاسیون آزمایشگاهی	۹۳
۴-۱۱- تست‌های فلوتاسیون صنعتی	۱۰۳
۴-۱۲- نحوه توزیع کلکتور در مدار و اثر آن	۱۰۴
۴-۱۳- اثر غلظت کلکتور	۱۰۶
۴-۱۴- اثر غلظت کفساز	۱۰۸
۴-۱۵- تأثیر درصد جامد پالپ	۱۱۰

فصل پنجم

۵-۱- نتیجه‌گیری	۱۱۴
۵-۲- پیشنهادها	۱۱۵
منابع	۱۱۶

فهرست شکل‌ها

- شکل ۱-۱: ارتباط ثابت سرعت فلوتاسیون و ابعاد ذرات..... ۲۱
- شکل ۱-۲: توزیع آنومالی کانسار سنگان..... ۲۲
- شکل ۱-۳: موقعیت جغرافیایی معدن سنگان..... ۲۵
- شکل ۱-۴: فلوشیت کارخانه‌ی تولید کنسانتره‌ی سنگ آهن..... ۲۷
- شکل ۱-۳: فلوشیت آماده‌سازی نمونه..... ۴۸
- شکل ۲-۳: نمودار توزیع دانه‌بندی..... ۴۹
- شکل ۳-۳: طیف پراش پرتو ایکس نمونه معرف..... ۵۱
- شکل ۱-۴: مقطع صیقلی فراکسیون ۲۰۰-۱۰۰۰ میکرون زیر میکروسکوپ نوری..... ۵۸
- شکل ۲-۴: مقطع صیقلی (۱۰۰-۵۰۰) میکرون..... ۵۹
- شکل ۳-۴: مقطع صیقلی فراکسیون (۵۰-۳۰۰) میکرون..... ۵۹
- شکل ۴-۴: مقطع صیقلی فراکسیون (۳۰-۱۰۶) میکرون..... ۶۱
- شکل ۵-۴: مقطع صیقلی فراکسیون (۱۰۶-۶۳) میکرون..... ۶۱
- شکل ۶-۴: مقطع صیقلی فراکسیون (۶۳-) میکرون..... ۶۲
- شکل ۷-۴: تیغه نازک فراکسیون ۵۰-۳۰ میکرون..... ۶۳
- شکل ۸-۴: تیغه نازک فراکسیون ۳۰-۱۰۶ میکرون..... ۶۴
- شکل ۹-۴: فراکسیون ۱۵۰+ (نور انعکاسی PPL)..... ۶۷
- شکل ۱۰-۴: فراکسیون ۱۵۰+ (نور عبوری XPL)..... ۶۸
- شکل ۱۱-۴: فراکسیون ۹۰+، ۱۵۰- (نور انعکاسی PPL)..... ۶۸
- شکل ۱۲-۴: فراکسیون ۹۰+، ۱۵۰- (نور عبوری XPL)..... ۶۹
- شکل ۱۳-۴: فراکسیون ۵۳+، ۹۰- (نور انعکاسی PPL)..... ۶۹
- شکل ۱۴-۴: فراکسیون ۵۳+، ۹۰- (نور عبوری XPL)..... ۷۰
- شکل ۱۵-۴: فراکسیون ۳۸+، ۵۳- (نور انعکاسی PPL)..... ۷۰
- شکل ۱۶-۴: فراکسیون ۳۸+، ۵۳- (نور انعکاسی PPL)..... ۷۱
- شکل ۱۷-۴: فراکسیون ۳۸- (نور انعکاسی PPL)..... ۷۱
- شکل ۱۸-۴: فراکسیون ۳۸- (نور انعکاسی PPL)..... ۷۲
- شکل ۱۹-۴: دانه‌بندی نمونه آماده‌سازی شده برای انجام آزمایش جدایش مغناطیسی مرحله کوپر..... ۷۸
- شکل ۲۰-۴: دانه‌بندی نمونه آماده‌سازی شده برای انجام جدایش مغناطیسی مرحله کلینر..... ۸۱

- شکل ۴-۲۱: نحوه‌ی توزیع ۱۰۰ درصدی کلکتور در ابتدای مدار رافر..... ۹۰
- شکل ۴-۲۲: توزیع کلکتور به‌صورت ۵۰ درصد در ابتدای مدار رافر و ۵۰ درصد در ابتدای مدار کلینر..... ۹۱
- شکل ۴-۲۳: توزیع کلکتور به‌صورت ۵۰ درصد در ابتدای مدار رافر، ۳۰ درصد در ابتدای مدار کلینر و ۲۰ درصد در ابتدای مدار رمق‌گیر..... ۹۱
- شکل ۴-۲۴: عیار آهن نمونه‌های گرفته شده از خوراک مدار فلوتاسیون..... ۹۲
- شکل ۴-۲۵: عیار گوگرد نمونه‌های گرفته شده از خوراک مدار فلوتاسیون..... ۹۳
- شکل ۴-۲۶: منحنی پارتو تأثیر پارامترهای متغیر روی بازیابی گوگرد در فرآیند فلوتاسیون..... ۹۹
- شکل ۴-۲۷: منحنی سه‌بعدی تأثیر غلظت کلکتور و کف‌ساز بر بازیابی گوگرد..... ۱۰۰
- شکل ۴-۲۸: تأثیر غلظت کلکتور و کف‌ساز بر ثابت نرخ شناورسازی ذرات..... ۱۰۰
- شکل ۴-۲۹: تأثیر pH و میزان غلظت کف‌ساز بر بازیابی گوگرد..... ۱۰۱
- شکل ۴-۳۰: تأثیر pH و غلظت کف‌ساز بر ثابت سینتیک فلوتاسیون..... ۱۰۲
- شکل ۴-۳۱: تأثیر درصد جامد و غلظت کلکتور بر بازیابی گوگرد..... ۱۰۳
- شکل ۴-۳۲: تأثیر درصد جامد و غلظت کلکتور بر ثابت سینتیک فلوتاسیون..... ۱۰۳
- شکل ۴-۳۳: نحوه‌ی توزیع کلکتور و میزان بازیابی گوگرد..... ۱۰۶
- شکل ۴-۳۴: تأثیر غلظت کلکتور بر بازیابی گوگرد..... ۱۰۷
- شکل ۴-۳۵: تأثیر غلظت کلکتور بر بازیابی وزنی کنسانتره..... ۱۰۸
- شکل ۴-۳۶: تأثیر غلظت کف‌ساز بر بازیابی گوگرد..... ۱۰۹
- شکل ۴-۳۷: تأثیر غلظت کف‌ساز بر بازیابی وزنی کنسانتره..... ۱۰۹
- شکل ۴-۳۸: تأثیر میزان درصد جامد بر بازیابی گوگرد..... ۱۱۰
- شکل ۴-۳۹: تأثیر میزان درصد جامد بر بازیابی وزنی کنسانتره..... ۱۱۱

فهرست جداول

جدول ۱-۱: کانی‌های اقتصادی آهن	۴
جدول ۱-۲: محصولات حاصل از واکنش کلکتور و کانی با توجه به پتانسیل آزاد	۱۵
جدول ۱-۳: توزیع ذخیره کانسار سنگان	۲۳
جدول ۱-۳: نتایج آنالیز سرندي	۴۹
جدول ۲-۳: نتیجه آنالیز XRF از نمونه اولیه	۵۰
جدول ۳-۳: سطوح پارامترهای مؤثر برای آزمایش‌های فلوتاسیون	۵۲
جدول ۱-۴: درجه آزادی ذرات در فراکسیون ابعادی مختلف	۶۷
جدول ۲-۴: مشخصات نمونه‌های متوسط آنومالی‌های A و B معدن سنگ آهن سنگان	۷۳
جدول ۳-۴: نتایج آزمایش دیویس تیوب بر روی نمونه مخلوط آنومالی A و B (شدت میدان ۱۰۰ گوس)	۷۴
جدول ۴-۴: نتایج آزمایش دیویس تیوب بر روی نمونه مخلوط آنومالی A و B (شدت میدان ۲۷۰۰ گوس)	۷۵
جدول ۵-۴: نتایج حاصل از یک مرحله جدایش مغناطیسی با جداکننده نواری خشک (شدت میدان ۱۱۰۰ گوس)	۷۶
جدول ۶-۴: آنالیز سرندي نمونه آماده‌سازی شده برای انجام آزمایش جدایش مغناطیسی مرحله کوپر	۷۸
جدول ۷-۴: یک مرحله جدایش مغناطیسی با درام تر شدت متوسط (۲۷۰۰ گوس)	۸۰
جدول ۸-۴: یک مرحله جدایش مغناطیسی با درام تر شدت پایین (۱۱۰۰ گوس)	۸۰
جدول ۹-۴: آنالیز سرندي نمونه آماده‌سازی شده برای انجام جدایش مغناطیسی مرحله کلینر	۸۱
جدول ۱۰-۴: آزمایش‌های دیویس تیوب بر روی نمونه کنسانتره حاصل از آزمایش‌های جدایش مغناطیسی مرحله کوپر در شدت میدان‌های ۱۱۰۰ و ۲۷۰۰ گوس	۸۲
جدول ۱۱-۴: مشخصات کنسانتره آماده‌سازی شده مرحله کوپر	۸۳
جدول ۱۲-۴: مرحله رافر: MIMs تر ۲۷۰۰، سایز < ۶۳ میکرومتر، $K_{80} \approx 38 \mu m$ ، سرعت درام: ۱/۳۳ متر بر ثانیه	۸۴
جدول ۱۳-۴: مرحله نهایی کلینر: MIMs تر ۲۷۰۰، سایز < ۶۳ میکرومتر، $K_{80} \approx 38 \mu m$ ، سرعت درام: ۱/۳۳ متر بر ثانیه	۸۶
جدول ۱۴-۴: جدول آزمایش‌های طراحی شده و مقادیر پارامترهای آن	۸۷
جدول ۱۵-۴: پارامترهای حاکم بر شرایط آزمایش فلوتاسیون	۸۹
جدول ۱۶-۴: نتیجه آزمایش فلوتاسیون در شرایط مختلف و میزان بازیابی آن	۹۵
جدول ۱۷-۴: آنالیز واریانس متغیرهای مؤثر بر فلوتاسیون پیریت	۹۸
جدول ۱۸-۴: پارامترهای مؤثر بر فلوتاسیون و محدوده تغییرات در نظر گرفته شده برای آن‌ها	۱۰۴

فصل اول:

مقدمه و بیان مسأله

۱-۱- مقدمه

سنگ آهن یکی از فراوان‌ترین عناصر پوسته‌ی زمین است که اکسید آن حدود ۵ درصد پوسته زمین را شامل می‌شود. از نظر فراوانی، آهن چهارمین عنصر تشکیل دهنده‌ی پوسته جامد زمین می‌باشد. آهن به صورت فلز طبیعی تشکیل نمی‌شود و منبع آن شهاب‌سنگ‌ها می‌باشد. عموماً کانسنگ‌های آهن به صورت اکسیدی وجود دارند، کانسنگ‌های کربناته و همچنین درصد ناچیزی به صورت سولفید آهن نیز موجود می‌باشد. این فلز بیشترین کاربرد را در صنعت امروزه دارد و پرمصرف‌ترین فلز می‌باشد [۱].

کانسنگ‌های آهن برای این که به عنوان کانسار در نظر گرفته شوند عموماً باید حاوی بیش از ۲۵ درصد آهن باشند، مگر در حالتی که ذخیره آن زیاد و فرآیند فرآوری آن ارزان باشد. تبدیل سنگ آهن به فلز آهن نیاز به حذف اکسیژن دارد که بدین منظور دو روش ذوب در کوره‌های بلند و روش احیای مستقیم استفاده می‌شود. این روش نیاز به عیار بالایی از آهن (۶۸ درصد به بالا) دارد [۱].

۱-۲- ناخالصی‌های سنگ آهن

هم اکنون چندین روش تولید آهن خام در مقیاس‌های آزمایشگاهی، نیمه‌صنعتی و صنعتی در حال انجام است. هدف از انجام کلیه این روش‌ها، حذف اکسیژن اکسیدهای آهن و پالایش ناخالصی‌های همراه با سنگ آهن است [۲].

مهم‌ترین ناخالصی‌های همراه سنگ آهن عبارتند از:

۱- گوگرد: وجود گوگرد موجب شکنندگی و تردی فولاد در حرارت‌های بالا، کاهش خاصیت جوش خوردگی فولاد، غیر فعال کردن کاتالیزورها و در نتیجه، کاهش بازیابی وزنی، آلودگی هوا ناشی از پخت گندله، افزایش نیاز به دمش، افزایش مصرف سنگ آهک و افزایش تولید سرباره در بخش فولادسازی، اتلاف زمان و کاهش تولید در

اثر افزایش سرباره می‌شود [۲]. بنابراین مقدار گوگرد فولاد اضافی بر کیفیت محصولات فولادی تأثیر می‌گذارد. بر اساس مطالعات گذشته و تجارب، گوگرد باعث عدم کارایی فولاد در محیط بسیار گرم می‌شود و همچنین باعث افزایش میزان خوردگی سازه‌های فلزی شده و بر کاهش رفتار مواد سنگین آهن تأثیر می‌گذارد [۳و۴]. میزان مجاز گوگرد مواد اولیه برای تولید فولاد به کاربرد فولاد تولیدی بستگی دارد. وقتی از حد مجاز (۰/۰۱ درصد) فراتر رود، باید در حین عملیات کوره بلند کاهش یابد؛ این امر باعث بهبود کیفیت و خلوص فولاد تولیدی تعیین شده برای ساخت تجهیزات پزشکی می‌شود [۵]. علاوه بر این، اگر سنگ آهن به موقع سولفورزدایی نشود، اکسیدهای گوگرد در تشویه سنگ آهن و فرآیند ذوب فولاد، آزاد شد می‌شوند و احتمالاً باعث آلودگی محیط می‌شوند [۶]. در واقع، سنگ آهن با محتوای گوگرد بیش از ۴ درصد در یک منطقه معدنی مشخص، قادر به برآورده کردن نیاز فعلی کاربرد صنعتی نیست و منجر به ائتلاف منابع زیادی می‌شود [۷]. با این حال، میزان گوگرد کم کنسانتره آهن برای صنعت فولادسازی مورد نظر است، درحالی‌که رسیدن به این هدف دشوار است [۸]. بنابراین، کاهش محتوای گوگرد سنگ آهن حائز اهمیت است و با توجه به مشکلات موجود، از روش‌های مختلف سولفورزدایی برای کاهش گوگرد در سنگ معدن آهن یا کنسانتره استفاده شده است. حذف گوگرد عموماً با استفاده از روش‌های فیزیکی، فیزیکی- شیمیایی، شیمیایی یا حرارتی انجام می‌شود. کاهش میزان گوگرد سنگ آهن معمولاً توسط روش فلوئاسیون، پس از آسیاکنی انجام می‌شود [۹]. این فرآیند به توانایی حباب در چسبندگی انتخابی به کانی‌های سولفیدی بستگی دارد و سپس با انتقال به سطح، این کانی‌ها (کانی‌های سولفیدی) انجام می‌شود، درحالی‌که اکسید آهن در فاز محلول باقی می‌ماند.

۲- فسفر: کانی آپاتیت به عنوان منبع فسفر، عنصری مضر است. با جداسازی این کانی به عنوان یک محصول فرعی از سنگ‌های آهن، می‌تواند در تولید کودهای فسفاته و همچنین بازیابی عناصر کمیاب از آپاتیت به کار رود.

فسفر، نقطه ذوب آهن را کاهش و موجب افزایش شکنندگی فولاد می‌شود. خوردگی فولاد را افزایش می‌دهد و FeP_3 را تولید می‌کند که ترکیبی مشکل‌ساز است [۲].

۱-۳- کانی‌های اقتصادی آهن

همان‌گونه که ذکر شد در طبیعت آهن معمولاً به صورت ترکیب‌های اکسیدی، تا حدودی کربناتی و درصد ناچیزی سولفیدی ظاهر می‌گردد که در این بین کانه‌های اقتصادی آن عموماً به صورت ترکیب‌های اکسیدی و در مواردی کربناتی است. کانه‌های سولفیدی آهن مانند پیریت و پیروتیت، در بیشتر اوقات به عنوان کانی‌هایی مزاحم شناخته می‌شوند که سعی بر حذف آن‌ها می‌باشد. کانی‌های اقتصادی سنگ آهن در جدول ۱-۱ نمایش داده شده است.

همان‌طور که در جدول ۱-۱ مشاهده می‌شود، از میان کانی‌های آهن، مگنتیت و هماتیت به دلیل درصد بالای آهن و آسان بودن روش‌های فرآوری از اهمیت بیشتری نسبت به سایر کانی‌ها برخوردار می‌باشند.

جدول ۱-۱: کانی‌های اقتصادی آهن [۲].

نام کانی	ترکیب	وزن مخصوص (gr/cm^3)	درصد آهن
مگنتیت	Fe_3O_4	۵/۲	۷۱/۴
هماتیت	Fe_2O_3	۵/۱	۷۱
لیمونیت	$Fe_2O_3 \cdot H_2O$	۳/۷	۶۰-۶۳
سیدریت	$FeCO_3$	۳/۸	۴۸
شاموزیت	$3FeO \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 3H_2O$	۳/۲	۳۳
تورنژیت	$8(Fe, Mg)O \cdot 4(Al, Fe)_2O_3 \cdot 6SiO_2 \cdot 4H_2O$	۳/۲	۲۹-۳۱

۱-۴- ترکیب شیمیایی مورد قبول در صنایع ذوب آهن و فولاد

سنگ آهن مورد قبول برای صنایع ذوب و فولاد باید ویژگی‌ها و شرایط مشخصی از نظر میزان درصد آهن، عناصر و ترکیب‌های مزاحم از جمله فسفر و گوگرد، اکسید پتاسیم و غیره داشته باشد. نوع کانسنگ و باطله‌های همراه تعیین کننده انتخاب و مسیر فرآیند می‌باشند. در ادامه به طور مختصر توضیحی درباره‌ی شرایط مجاز نوع و ترکیب عناصر در سنگ آهن مورد استفاده در صنایع ذوب و فولاد ارائه شده است [۲].

در احیای مستقیم و کوره‌های بلند عیار کلی آهن به ترتیب نباید از ۶۸ و ۶۱ درصد کمتر باشند. کانسنگ‌های کم عیار آهن به کانسنگ‌هایی گفته می‌شود که میزان عیار آهن آن‌ها کمتر از ۵۰ درصد باشد و برای رسیدن به کنسانتره مورد نظر باید ابتدا توسط روش‌های فرآوری پری‌عیارسازی شوند. برای کنسانتره‌های با درصد آهن بسیار بالا و همچنین به منظور کنترل و تنظیم مقاومت مکانیکی گندله، مقداری کوارتزیت و آهک به کنسانتره افزوده می‌شود. شایان ذکر است که میزان آهن موجود در هماتیت و مگنتیت به ترتیب در حدود ۷۰ و ۷۲/۴ درصد است [۲]. فسفر و گوگرد به عنوان عوامل مزاحم در احیای مستقیم نباید به ترتیب بیش از ۰/۰۴ و ۰/۲ درصد باشد. در فرآیند کوره بلند نباید میزان آن‌ها بیش از ۰/۱ تا ۰/۲ درصد باشد. تاثیرات منفی فسفر و گوگرد در فرآیند بالا توضیح داده شده است. آرسنیک بیش از ۰/۷ درصد باعث شکنندگی چدن و فولاد می‌شود. میزان اکسیدهای پتاسیم و سدیم بیش از ۰/۱ درصد موجب کاهش مقاومت مکانیکی گندله و تورم آن در احیای مستقیم می‌شوند. وجود این مواد رس موجود در نمونه را مشخص می‌کند. عناصر روی بیش از ۰/۲ درصد، سرب و مس بیش از ۰/۱ درصد نیز مضر می‌باشند، حضور برخی عناصر همراه آهن نیز مفید می‌باشد. برای نمونه، منگنز خواص فیزیکی و مکانیکی چدن و فولاد را بهبود می‌دهد (فولادهای پرمنگنز دیرتر فرسوده می‌شوند). میزان ۰/۲ تا ۰/۵ درصد از عناصر نیکل و کروم نیز موجب افزایش خواص فیزیکی و مکانیکی محصول می‌شود [۲].

نسبت $\frac{Fe}{FeO}$ تعیین کننده‌ی درجه‌ی اکسایش کانسنگ‌های آهن می‌باشد، میزان نسبت بیش از ۷، نشان دهنده‌ی اکسیدی بودن کانسنگ و مقادیر کمتر از آن نشان دهنده‌ی غیر اکسیدی بودن کانسنگ است. FeO با مقادیر بالا در گندله، استحکام آن را کاهش می‌دهد [۲].

عدم کنترل گانگ باعث بروز مشکلاتی خواهد شد. به عنوان مثال در صورتی که درصد گانگ اسیدی (SiO_2) و Al_2O_3 بالا باشد، نیازمند به کار بردن مقادیر بالایی از سنگ آهن و یا دولومیت با ابعاد ریزتر از ۴۵ میکرون است که باعث افزایش قابل توجهی در هزینه می‌باشد. نسبت $\frac{CaO+MgO}{SiO_2+Al_2O_3}$ در گندله پخته شده باید بین ۰/۳ تا ۱ باشد. مقدار این ترکیب‌ها نشان دهنده‌ی میزان تقریبی سرباره می‌باشد. مقدار سرباره نباید بیش تر از ۱۵۰ تا ۲۰۰ کیلوگرم بر تن از چدن باشد [۲].

۱-۵- روش‌های فرآوری سنگ آهن

با توجه به خصوصیات فیزیکی و شیمیایی معدنی با ارزش و گانگ همراه با آن، روش فرآوری انتخاب می‌شود. براساس وجود اختلاف بین وزن مخصوص روش ثقلی، با توجه به خواص مغناطیسی روش مغناطیسی، خاصیت الکتریکی روش الکتریکی، خواص سطحی روش فلوئتاسیون و حلالیت کانی‌های با ارزش و گانگ روش لیچینگ انتخاب می‌شود [۱۰]. در ادامه متداول‌ترین روش‌های فرآوری سنگ آهن به اختصار توضیح داده شده‌اند:

۱-۵-۱- روش ثقلی

در مواردی که اختلاف وزن مخصوص بین کانی با ارزش و کانی‌های باطله زیاد باشد، کاربرد دارد. اکسیدهای آهن مانند هماتیت با وزن مخصوص $(\frac{5}{1} \frac{gr}{cm^3})$ ، مگنتیت $(\frac{5}{17} \frac{gr}{cm^3})$ ، گوتیت $(\frac{4}{2} \frac{gr}{cm^3})$ و سیدریت $(\frac{3}{85} \frac{gr}{cm^3})$ بسیار سنگین‌تر از کانی‌های باطله مانند کوارتز و کلسیت با وزن مخصوص‌های ۲/۶۵ و ۲/۷ گرم بر سانتی متر مکعب می‌باشد. بنابراین در این موارد می‌توان با استفاده از روش‌های ثقلی، اکسیدهای آهن را از باطله همراه جدا کرد.

برای ذرات با اندازه‌ی درشت (۱ تا ۲ سانتی‌متر)، معمولاً از جداکننده‌های واسطه سنگین همراه با سوسپانسیون فرومگنتیت و جیگ استفاده می‌شود. در مورد ذرات حد متوسط (۶ میلی‌متر تا ۸۵۰ میکرون)، علاوه بر جیگ و میز لرزان از جدا کننده‌های واسطه سنگین با سوسپانسیون مگنتیت در هیدروسیکلون نیز می‌توان استفاده کرد. برای ذرات ریزتر (زیر ۲ میلی‌متر)، علاوه بر میز لرزان می‌توان ماریچ همفری نیز به کار برد [۱۱].

۱-۵-۲- روش مغناطیسی

کانی‌ها با توجه به خاصیت مغناطیسی به سه دسته عمده فرومگنتیت، پارامگنتیت و دیامگنتیت تقسیم می‌شوند که به ترتیب به مواد دارای خاصیت مغناطیسی بالا، متوسط تا ضعیف و بدون خاصیت مغناطیسی اطلاق می‌شوند. در زیر انواع روش‌های مغناطیسی به همراه موارد کاربرد بیان شده است [۱۱].

۱-۵-۳- روش مغناطیسی شدت پایین

مگنتیت کانی‌ای با خاصیت مغناطیسی بسیار بالا می‌باشد. در نتیجه با به‌کارگیری جداکننده‌های مغناطیسی با شدت پایین، به راحتی با صرف هزینه کم و به نحو مؤثر می‌توان آن را از کانی‌های غیرمغناطیسی جدا نمود. این روش در دو حالت خشک و تر انجام می‌شود. از روش خشک برای جدایش ذرات درشت با اندازه‌ی بزرگتر از ۷۵ میکرون و از روش تر برای جدایش ذرات کوچک‌تر از این اندازه استفاده می‌شود. محدوده‌ی جدایش مغناطیسی با شدت پایین تا ۲۰۰۰ گوس است. [۱۱].

۱-۵-۴- روش مغناطیسی با شدت بالا

کانی‌های آهن با خاصیت مغناطیسی متوسط تا ضعیف مانند هماتیت و ایلمنیت، با استفاده از جداکننده‌های مغناطیسی شدت بالا از کانی‌های فاقد این خاصیت جدا می‌شود. این روش نیز شامل دو روش خشک و تر می‌باشد. روش خشک برای ذرات درشت‌تر از ۷۵ میکرون و روش تر برای ذرات کوچک‌تر از این حد استفاده می‌شود. روش خشک به دلیل گرانی، ظرفیت پایین و تولید گرد و غبار از مطلوبیت کمتری نسبت به روش تر برخوردار است.

محدوده‌ی کارآیی این روش مغناطیسی ۷۰۰۰ تا ۲۰۰۰۰ گوس است [۱۱]. همچنین کانی‌های با خاصیت مغناطیسی ضعیف مانند هماتیت، لیمونیت یا سیدریت را به راحتی با تشویه می‌توان به مگنتیت تبدیل نمود که به راحتی با جداکننده‌ی مغناطیسی شدت پایین قابل جدایش می‌باشد.

۱-۶- فلوتاسیون

با توجه به افزایش روزافزون نیاز به مواد معدنی بیشتر، بهره‌برداری از ذخایر معدنی نیز روز به روز افزایش پیدا کرده است. بنابراین با افزایش تولید مواد معدنی، معادن بزرگ‌تر و در نتیجه کم عیارتر شده‌اند. کاهش ذخایر معدنی عیار بالا موجب شده است که معادن با عیار پایین‌تر و ترکیب‌های کانی شناختی پیچیده‌تر مورد استفاده قرار گیرند، در نتیجه، فرآوری مواد معدنی با روش فلوتاسیون به عنوان روشی مناسب در جدایش کانی‌ها، به‌ویژه سولفیدهای پایه، اهمیت می‌یابد [۱].

فلوتاسیون به عنوان پرکاربردترین روش برای پریارسازی کانسنگ (سنگ آهن) و جدایش مواد معدنی از باطله شناخته شده است [۱۲]. عمده این فرآیند از نوع فیزیکی-شیمیایی است که برای جدایش کانی‌های سولفیدی از کانی‌های اکسیدی آهن استفاده می‌شود. کانی‌های سولفیدی و باطله‌های اکسیدی، همچنین می‌توان سیلیکات‌ها را با روش فلوتاسیون از کانسنگ آهن حذف کرد [۱۳]. حدود ۵۰ سال اخیر در سراسر جهان کارخانه‌های متعددی برای بهبود محصول کنسانتره از فلوتاسیون که به عنوان روشی کارآمد برای حذف ناخالصی‌های کانسنگ آهن می‌باشد، مورد استفاده قرار گرفته است [۱۴]. در صنعت سنگ آهن مغناطیسی با گوگرد بالا، برای تولید فرآورده‌های با عیار بالا، سنگ آهن در میدان مغناطیسی بازیابی می‌شود که به دنبال آن از سلول فلوتاسیون برای حذف کانی‌های سولفیدی و سایر کانی‌های باطله مورد استفاده قرار می‌گیرد. اکنون، فلوتاسیون روشی رایج برای حذف گوگرد در بسیاری از کارخانه‌های فرآوری سنگ آهن است [۱۵].

۱-۶-۱- اصول فلوئوتاسیون

در تئوری پیچیده فلوئوتاسیون از اختلاف خواص شیمی-فیزیکی سطحی دانه‌های کانی استفاده می‌شود. ذرات جامد تا ابعاد مناسب خرد (۲۰ تا ۲۰۰ مش) شده، در محیط آبی به حالت معلق در می‌آیند و پالپی با غلظت مناسب را تشکیل می‌دهند (پالپی با رقت ۲۵ تا ۶۵ درصد جامد) [۱۶].

مواد آب‌پذیر^۱ (آبدوست) به موادی گفته می‌شود که سطح آن‌ها در تماس با آب، تر می‌شود. پالپ تشکیل شده توسط مواد شیمیایی خاصی که نقش آن‌ها آبران^۲ (آب‌گریز) کردن سطح ذرات جامد کانی یا کانی‌های خاص است، تحت تأثیر قرار می‌گیرد. این مواد شیمیایی که دارای چنین خاصیتی می‌باشند، کلکتور^۳ نامیده می‌شوند. در نتیجه، کانی‌های که کلکتور روی آن‌ها اثر می‌گذارد، تمایل بیشتری به هوا نسبت به آب پیدا می‌کنند. در کنار کلکتور، مواد شیمیایی دیگری نیز در فلوئوتاسیون استفاده می‌شوند که به آن‌ها تنظیم‌کننده^۴ گفته می‌شود. نقش این تنظیم‌کننده‌ها، افزایش سرعت تأثیر کلکتور بر روی یک کانی یا جلوگیری از این اثر است. مواد شیمیایی‌ای که اثر کلکتور را افزایش می‌دهند، اصطلاحاً فعال‌کننده^۵ و مواد دسته‌ی دوم بازدارنده^۶ نام دارند.

همچنین ممکن است برای جلوگیری از چسبیدن دانه‌های کوچک به همدیگر و تجمع آن‌ها در کنار هم نیاز به افزایش مواد شیمیایی دیگری باشد که به آن‌ها پراکنده‌کننده^۷ می‌گویند. در انتهای مرحله‌ی آماده‌سازی، سطح دانه‌های کانی یا کانی‌های مورد نظر آبران شده است. پالپ تولید شده به سلول‌های فلوئوتاسیون منتقل می‌گردد. سلول فلوئوتاسیون از ظرفی با یک همزن در داخل آن برای معلق نگه‌داشتن دانه‌های جامد و یک مسیر ورودی برای

¹ Hydrophile

² Hydrophobe

³ Collector

⁴ Modifier

⁵ Activator

⁶ Depressant

⁷ Dispersant

ورود حباب‌های هوا تشکیل شده‌اند. ابعاد حباب‌ها توسط دستگاه، میزان شدت همزنی و حضور مواد شیمیایی مؤثر در فصل مشترک مایع - هوا موسوم به کف‌ساز^۱ قابل کنترل است. این حباب‌ها بر روی سطح دانه‌های آب‌گریز چسبیده و در اثر نیروی وزن مجموعه دانه‌های جامد و حباب‌های هوا و نیروی ارشمیدسی به سطح پالپ منتقل می‌شود. این روش را فلوتاسیون مستقیم می‌نامند. در مورد برخی از کانی‌ها، مناسب‌تر است که کانی‌های باطله را تحت تأثیر کلکتور قرار داد. در این صورت مواد باطله همراه کف خارج شده و باقیمانده‌ی مواد، محصول پرعیار شده می‌باشند. به این روش فلوتاسیون معکوس گفته می‌شود [۱۶].

۱-۶-۲- فلوتاسیون کانی‌های آهن

نوع و میزان باطله همراه با کانی‌های آهن تعیین‌کننده‌ی روش‌های مختلف فلوتاسیون است. برای کانی‌های هماتیت همراه با کوارتز، بسته به pH محیط و نقطه بار صفر کانی‌های مختلف، از فلوتاسیون آنیونی یا کاتیونی استفاده می‌شود. فلوتاسیون مستقیم به حالتی گفته می‌شود که در آن هماتیت شناور می‌شود و در صورتی که کوارتز شناور شود، فلوتاسیون غیرمستقیم گفته می‌شود. برای کانی مگنتیت همراه با گانگ سیلیکاته به این علت که جدایش به صورت شدت پایین مغناطیسی کم‌هزینه و آسان‌تر است، فلوتاسیون مرسوم نیست، اما در صورت حضور ناخالصی‌های مانند فسفر و گوگرد، برای کاهش و یا حذف این عناصر مزاحم می‌توان از روش فلوتاسیون استفاده کرد [۱۷].

در فرآیند فلوتاسیون، به منظور کاهش فسفر (آپاتیت) از کلکتورهای نوع آمین و برای کاهش گوگرد (کانی‌های سولفیدی مانند پیریت، پیروتیت و ...) از گزنتات‌ها استفاده می‌گردد. معمولاً فلوتاسیون در محیط‌های قلیایی انجام می‌شود ($PH = 8-9$). فرآیند فلوتاسیون به نرمه بسیار حساس است و برای محدوده‌های ابعادی ریزتر از ۱۰۰

^۱Frother

میکرون به کار می‌رود. با توجه به این که در این تحقیق هدف کاهش گوگرد کنسانتره مگنتیتی سنگ آهن سنگان به روش فلوتاسیون می‌باشد، در ادامه به صورت مختصر توضیحی در مورد فلوتاسیون سولفیدها بیان شده است.

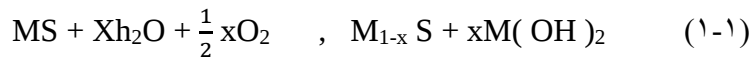
سنگ آهن حاوی گوگرد حاوی مشکلاتی در فرآیند تولید آهن و فولاد خواهد بود. از جمله‌ی این مشکلات می‌توان به افزایش سرباره در کوره‌های ذوب، کاهش کیفیت و استحکام آهن و فولاد، تولید گاز SO_2 و تشکیل اسید سولفوریک اشاره کرد که موجب آلودگی محیط‌زیست و خوردگی دیواره‌های کوره ذوب می‌شود. حد مجاز گوگرد در کنسانتره‌های ارسالی به کارخانه‌های ذوب ۰/۱ درصد در نظر گرفته می‌شود [۱].

سولفونات پترولیوم، همراه با سود و سیلیکات سدیم مواد شیمیایی هستند که معمولاً برای فلوتاسیون کانسنگ آهن استفاده می‌شوند. در صورت وجود نرمه امولسیون‌های این مواد شیمیایی همراه با هیدروکربن‌هایی مثل گازوئیل به کار می‌روند [۱۸].

۱-۶-۳- فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی

از فلوتاسیون همزمان برای حذف باطله‌های مواد معدنی اکسیدی و سولفیدی از سنگ آهن می‌توان استفاده کرد. دانستن مفاهیم اساسی شیمی محلول از سولفورزدایی سنگ آهن با استفاده از فلوتاسیون منجر به حذف حداکثر گوگرد و ناخالصی‌های کانسنگ خواهد شد. فرآیند فلوتاسیون کف برای سولفورزدایی، که در سلول فلوتاسیون انجام می‌شود، مبتنی بر جذب ناخالصی‌های گوگردی آبران در تماس با حباب هوا است. واکنش بین گزنت‌ها به عنوان کلکتور و پیریت از نوع الکتروشیمیایی است و شامل انتقال الکترون‌ها بین فازهای جامد (کانی‌های سولفیدی) و مایع (آب) است. واکنش الکتروشیمیایی فلوتاسیون، یک واکنش آندی (اکسیداسیون) بین مواد معدنی و کلکتور است و تعادل مجدد بار از طریق کاهش اکسیژن محلول در آب صورت می‌پذیرد [۱۹]. در حال حاضر به خوبی مشخص شده است که کانی‌های سولفیدی حاوی آهن (به عنوان مثال پیریت، پیروتیت،

کالکوپیریت، پنتلاندیت) در واقع از مکانیسم واکنش مشابه واکنش زیر پیروی می کنند که محصولات هیدروکسید آهن و یک سطح سولفیدی عاری از فلز اساسی یا غنی از گوگرد تشکیل می شوند [۲۰].



در حضور اکسیژن، گزنتات ها با پیریت ترکیب شده و دی گزنتوژن را تشکیل می دهند که موجب شناور شدن پیریت می شود [۲۱]. با اکسیداسیون گزنتات ها به دی گزنتوژن پیریت را کاتالیز می کند (اکسیداسیون گزنتات ها نقش کاتالیزوری در فرآیند فلوتاسیون پیریت دارند). [۲۲]. اکسیداسیون سطحی گزنتات ها به دی گزنتوژن باعث کاهش متناظر سطح هیدرواکسید آهن (III) با تبدیل به آهن (II) می شود.

در سولفورزدایی سنگ آهن، پس از آسیاکنی کانسنگ به اندازه ذرات خاص و مخلوط کردن با آب در دانسیته پالپ حدود ۶۰-۷۰ درصد، حباب ها در پالپ کانسنگ -آب وارد می شوند و درحالی که ذرات آبگریز (ناخالصی های کانی های سولفیدی) چسبیده اند تا سطح حباب، آن ها از طریق پالپ به سطح سلول فلوتاسیون بالا می روند و سپس آن ها حذف می شوند. اکسیدهای آهن در مواد پالپ باقی می مانند. سرانجام با استفاده از فیلترهای استوانه ای، آب از کانسنگ جدا می شود. در این فرآیند، مواد معدنی حاوی گوگرد و سایر ناخالصی ها از نظر فیزیکی از اکسیدهای آهن جدا می شوند؛ بنابراین ترکیب شیمیایی کانسنگ و ناخالصی های جدا شده بدون تغییر است. بعضی محققان تأیید کرده اند که اثر متقابل سطح پیریت و گزنتات در درجه اول از نظر ماهیت، شیمیایی است [۲۳، ۲۴ و ۲۵].

توانایی سولفید و مواد معدنی باطله برای اتصال به حباب های موجود در سلول فلوتاسیون بستگی به جذب نیروی آبران (هیدروفوب) و خصوصیات سطح آن دارد (اکسیدکننده یا کاهش دهنده خصوصیات سطح کانی ها). با اصلاح این خصوصیات از طریق تغییر pH و Eh پالپ، می توان ذرات کانی ها را به حباب های موجود در سلول فلوتاسیون متصل کرد. بار سطحی کانی های سولفیدی با استفاده از تنظیم pH و فعل و انفعال حباب تغییر می کند و سولفیدها را می توان با استفاده از Eh پالپ بهینه سازی شده، افزایش داد. برای قادر ساختن حداکثر سولفورزدایی

و به موازات، حذف سایر ناخالصی‌های کانسنگ، باید پارامترهایی از جمله افزودن کلکتور فلوتاسیون، کف‌ساز و متفرق‌کننده به دقت تنظیم گردند. وجود برخی ناخالصی‌های خاص به غیر از گوگرد در سنگ آهن مانند آلومینا یا سیلیس و مواد معدنی حاوی فسفر اثر مخرب بر کیفیت سنگ آهن تولید شده دارد و باعث جلب توجه برای حذف همزمان کانی‌های گوگرد، باطله و از این رو معرف‌های مختلف و ترکیبی از این معرف‌ها همزمان برای کانی‌های گوگرد و حذف ناخالصی‌های سنگ آهن در حال توسعه هستند [۲۶ و ۲۷].

حضور گوگرد عنصری در سطح کانی می‌تواند باعث آبرانی سطح شود و کانی می‌تواند بدون استفاده از کلکتور شناور می‌شود، هرچند کنترل شرایط اکسیداسیون-احیا در عمل مشکل است. معمولاً احیای کاتودیک اکسیژن آن قدر شدید است که باعث اکسیداسیون سطح کانی سولفور شده و در نتیجه ترکیباتی به وجود می‌آید که آبران نیستند و باید برای شناور کردن آن‌ها، از کلکتور استفاده کرد.

معرف‌های شیمیایی فلوتاسیون که در سولفورزدایی مورد استفاده قرار می‌گیرند شامل کلکتورها، کف‌سازها، بازداشت‌کننده‌ها و بافرهای pH است. لازم به ذکر است که هنگام استفاده از فرآیند فلوتاسیون برای حذف گوگرد، باید تجهیزات جانبی مانند جداکننده مغناطیسی، هیدروسیکلون، جیگ یا تجهیزات مارپیچ وجود داشته باشد تا بتوان کانی‌ها باطله را از کانسنگ حذف کرد.

ترکیبات اکسیداسیون از سولفورها محلول‌تر هستند. واکنش گزنتات‌ها و سایر کلکتورهای تیولی با این ترکیبات یک فرآیند تعویض یونی است که در حقیقت مهم‌ترین مکانیزم جذب در فلوتاسیون سولفورها می‌باشد [۱۸].

تحقیقات جدید در زمینه‌ی سولفورها نشان داده است که اغلب کانی‌های سولفوری را می‌توان بدون استفاده از کلکتور تحت شرایط خاصی شناور کرد. تمام مطالعات تاکید دارند که اگر اکسیژن در محیط نباشد. حداقل یک پتانسیل اکسیدکننده برای انجام فلوتاسیون بدون کلکتور ضروری است [۱۸]. پس از سال‌ها تحقیقات و بحث‌های

مختلف میان محققین، امروزه این باور به وجود آمده است که جذب کلکتور بر روی کانی‌های سولفوری تحت دو مکانیزم صورت می‌گیرد [۱۸]. یک مکانیزم، شیمیایی است که منجر به جذب شیمیایی گزنتات فلز (یا ترکیب فلزی کلکتورهای دیگر سولفیدریلی) در سطح کانی می‌شود. مکانیزم دیگر، الکتروشیمیایی است که در آن، یک محصول اکسیداسیون بوجود می‌آید (اگر کلکتور مصرفی گزنتات باشد، دی گزنتوژن تولید می‌شود) که یک ترکیب آبران است که در سطح کانی جذب می‌شود.

۱-۶-۴-فلوتاسیون پیریت

فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی به‌خصوص پیریت در مقایسه با کانی‌های اکسیدی آسان‌تر است. در حضور اکسیژن گزنتات‌ها به‌صورت دی گزنتوژن با پیریت ترکیب شده و به‌خوبی شناور می‌گردد. بر این اساس و با توجه به درصد کم پیریت در مقایسه با کانی‌های آهن‌دار، برای حذف آن از روش فلوتاسیون معکوس استفاده شد.

در حضور یون آهن و فلوتاسیون با گزنتات، یون آهن در بازداشت پیریت نقش اساسی دارد، بازداشت پیریت در حضور یون‌های آهن به دلیل ایجاد ترکیبات گزنتات هیدروکسیل فریک می‌باشد و بر خلاف اکثر فرآیندها که فعال‌سازی و فلوتاسیون پیریت از سنگ آهن این امر دشوار بوده و در pHهای بالاتر از ۸ پیریت کاملاً بازداشت شده و دیگر شناور نمی‌شود. بنابراین در فلوتاسیون پیریت انتخاب pH مناسب بسیار مهم و ضروری است. در تحقیقاتی که بر فلوتاسیون پیریت با استفاده از گزنتات‌های مختلف انجام شد، دی گزنتوژن با اتیل گزنتات مقایسه شد. طبق این تحقیقات که با استفاده از مطالعات پایداری ترمودینامیکی انجام شده است، مشخص گردیده است که در حضور دی گزنتوژن، ترکیبات آهن (III) به‌وجود می‌آید که باعث جلوگیری از فلوتاسیون می‌شود، اما در حضور اتیل گزنتات دی هیدرکسی فریک اتیل گزنتات بر پیریت تشکیل می‌شود که این ترکیب باعث بهبود عملیات فلوتاسیون پیریت می‌شود.

در سایر تحقیقات انجام گرفته، اثر افزودن دی تیوکربامات و کلکتورهای تیول به صورت مجزا و دوتایی بررسی شد که بر طبق نتایج به دست آمده مشخص شد که مخلوط دو کلکتور دی تیوکربامات و یک کلکتور تیول (مانند گزنات، سدیم مرکاپتو بنزوتیازول و دی تیوفسفات) اثر هم افزایی ایجاد کرده و باعث بهبود عملیات فلوتاسیون و به عبارتی بازیابی و عیار می شود. بررسی فلوتاسیون پیریت با مخلوطی از کلکتورها، به وسیله سایر کلکتورها نیز انجام شده است.

مکانیزم جذب بعضی سیستم ها (تشکیل گزنات فلز)، برخی دیگر الکتروشیمیایی (تشکیل دی گزنتوژن) و در بعضی دیگر هر دو نوع می باشد. در جدول محصولات حاصل از واکنش کلکتور و کانی با توجه به پتانسیل آزاد آورده شده است [۱].

جدول ۱-۲: محصولات حاصل از واکنش کلکتور و کانی با توجه به پتانسیل آزاد [۱۷].

اتیل گزنات پتاسیم 6.25×10^{-4} و $\text{pH} = 7$		
پتانسیل آزاد	محصول	کانی
۰/۲۲	دی گزنتوژن	پیریت
۰/۲۲	دی گزنتوژن	آرسنوپیریت
۰/۲۱	دی گزنتوژن	پیروتیت
۰/۱۴	دی گزنتوژن	کالکوپیریت
۰/۰۵	دی گزنتوژن	کولیت
۰/۰۶	گزنات فلزی	برنیت
۰/۰۶	گزنات فلزی	گالن

۱-۶-۵- تنظیم‌کننده و کلکتور فلوتاسیون

نوع و کمیت مواد شیمیایی، از عوامل مختلف موثر بر کارایی فرآیند فلوتاسیون هستند. در فرآیند سولفور زدایی فلوتاسیون، ماده شیمیایی که در جدایش کانی‌های سولفیدی از اکسیدهای آهن نقش اساسی دارد، کلکتور است. این ماده شیمیایی از طریق زنجیره‌ای آبران به ناخالصی‌های گوگرد متصل می‌شود. از طرفی در کلکتورها هر چه زنجیره هیدروکربنی کوتاه‌تر باشد، باعث حداکثر بازیابی اکسیدهای آهن می‌شوند. از طرف دیگر پیریت و پیروتیت، منابع اصلی سولفید موجود در کانسنگ آهن، قطبیت پایینی دارند، بدین معنی که فلوتاسیون کردن آن‌ها سخت‌تر است؛ بنابراین کلکتور مناسب در سولفورزدایی سنگ آهن باید قادر به شناور کردن کانی‌های سولفیدی باشد و کانی‌های اکسید آهن را شناور نکند. علاوه بر این، تا آنجا که ممکن است، باید ناخالصی‌های دیگری مانند فسفر را حذف یا کاهش دهد، همچنین باید مقرون به صرفه و قابل استفاده در طیف گسترده‌ای از pH باشد.

بازیابی کانسنگ آهن و نسبت سولفورزدایی، جدایی بین کانی‌های گوگرد و اکسیدهای آهن مدت‌ها مطرح بوده است. تاکنون بسیاری از مواد شیمیایی مختلف مانند روغن‌ها، گزنتات‌ها، دی‌تیوفسفات‌ها، سولفونات‌های نفتی و آمین‌های چرب به عنوان کلکتور در صنعت فلوتاسیون سنگ آهن استفاده شده‌اند. با این وجود در بین کلکتورها هنگامی که هدف حذف گوگرد باشد، گزنتات‌ها کاربرد گسترده‌ای برای حذف گوگرد در بین کلکتورها دارد [۲۷]. در میان کلکتورهای آنیونی سولفیدریل، به‌طور متداول برای پرعیارسازی سولفیدها [۲۸]، گزنتات‌ها، کلکتوری با انتخابیت بالا هستند. آن‌ها با سطوح سولفید واکنش نشان می‌دهند و کانی‌های غیرسولفید مشترک را جذب نمی‌کنند [۲۸ و ۲۹]. آن‌ها (کلکتورهای آنیونی سولفیدریل) بیشتر مناسب برای فلوتاسیون پیریت مناسب می‌باشند، به دلیل قدرت جمع‌آوری آن‌ها، در طیف وسیعی از pH فلوتاسیون انجام می‌شود و هزینه پایین‌تری نسبت به

کلکتورهای دیگر دارد [۳۱ و ۳۰]. با توجه به این واقعیت‌ها، ترکیبات گزنتات‌ها گزینه قدرتمندی برای سولفورزدایی سنگ آهن هستند.

سلطان‌محمدی و همکاران سه گزنتات را مورد بررسی قرار دادند، آمیل پتاسیم، اتیل سدیم و ایزوپروپیل سدیم برای سولفورزدایی کانسنگ آهن مگنتیت با محتوی گوگرد ۵/۰ درصد، در حالی که میزان پیریت کانی‌های سولفید قابل توجه بود. آن‌ها در مطالعه خود آمیل گزنتات پتاسیم بهترین پاسخ را برای سولفورزدایی نشان دادند. آن‌ها گزارش کردند که غلظت بیش از حد کلکتور نیز می‌تواند تأثیر معکوسی در بازیابی مواد معدنی داشته باشد. این ممکن است به دلیل ایجاد چندین لایه‌ی کلکتور بر روی ذرات باشد، باعث کاهش نسبت رادیکال‌های هیدروکربنی جهت‌گیری شده در حجم محلول می‌شود [۳۰ و ۳۲]. پیریت، مستقل از غلظت گزنتات در pH بیش از ۱۱ بازداشت شده است [۳۳]. یکی دیگر از چالش‌های فلوتاسیون پیریت اکسیداسیون طبیعی یا سیانید محلول در سطح پیریت است که باعث بازداشت‌کنندگی پیریت می‌شود [۳۴]. گزنتات‌ها همچنین به عنوان کلکتور در پیروتیت [۳۵] و هم‌زمان برای حذف پیریت و پیروتیت از باطله‌های کانسنگ آهن استفاده می‌شوند [۳۲]. حذف پیروتیت از کنسانتره سنگ آهن با استفاده از فلوتاسیون کف قابل انجام است. قابلیت شناور شدن پیروتیت ضعیف است و از این رو باید یک فعال‌کننده مناسب انتخاب شود. سولفید سدیم، اسید اگزالیک، کلرید آمونیوم، سولفات آمونیوم، تیوسولفات آمونیوم و سولفات مس می‌توانند به عنوان فعال‌کننده مورد استفاده قرار گیرند. در تحقیقات سولفورزدایی و فعالیت‌های صنعتی، در بسیاری موارد، بیش از یک کلکتور استفاده می‌شود و اکنون از کلکتورهای مخلوط برای بالا بردن عیار و بازیابی کنسانتره و همچنین کاهش هزینه‌ها استفاده می‌شود [۳۶].

فعال‌کننده‌ها و بازداشت‌کننده‌ها به عنوان تنظیم‌کننده‌ها به ترتیب برای افزایش بازیابی سولفورزدایی و بازیابی اکسیدهای آهن استفاده می‌شوند. بازداشت‌کننده‌ها با مهار جذب کلکتور (گزنتات) روی مگنتیت، هماتیت یا

بازداشت‌کننده جذب‌شده بر روی این اکسیدهای آهن، اتصالات اکسیدهای آهن را به حباب‌ها مهار می‌کنند تا سطح آن آب‌گریز (آبران) شود [۳۵ و ۳۷ و ۳۸].

برای حذف باطله‌های سیلیکات‌ها، نشاسته‌ها هنوز مهمترین دسته بازداشت‌کننده‌های اکسیدهای آهن هستند، در حالی که در سولفورزدایی سنگ آهن، در چندین گزارش از سیلیکات سدیم به عنوان بازداشت‌کننده کانی‌های اکسیده و نرمه‌ها استفاده شده است. این ماده بازداشت‌کننده برای اکسیدهای آهن مؤثر است. همچنین باید توجه داشت که عملکرد کلکتور و تنظیم‌کننده‌ها به شدت به pH و Eh وابسته است [۳۰ و ۳۹ و ۴۰].

۱-۶-۶- کف‌ساز فلوتاسیون

کف‌سازها، سطح سازهای محلول در آب هستند که در خط اتصال آب و هوا جذب می‌شوند. اهمیت این معرف‌ها در این است که آن‌ها حباب‌ها پایداری کافی ایجاد می‌کنند، تا کانی‌های سولفیدی در صورت ترکیدن حباب‌ها از سقوط آن‌ها جلوگیری کنند. علاوه بر توانایی تولید حباب‌های پایدار، کف‌سازها حباب‌هایی را با تحرک و اندازه کافی ایجاد می‌کنند. یک کف‌ساز خوب باید از قدرت کلکتوری ناچیزی برخوردار باشد، همچنین کفی را تولید کند که به اندازه کافی پایدار باشد و انتقال کانی‌های شناور شده از سطح سلول را تسهیل کند [۳۲].

انواع کف‌سازها شامل روغن کاج، الکل‌های خاص و پلی‌گلیکول‌های پلی‌پروپیلن با وزن مولکولی کم می‌باشند. علی‌رغم شواهدی مبنی بر استفاده از کف‌سازهای خاص (الکل و پلی‌پروپیلن گلیکول) در فلوتاسیون معکوس سنگ آهن، استفاده از آن‌ها یک روش معمول در کارخانه‌های سنگ آهن نمی‌باشد [۴۱]. زمان کف کردن یکی از مهمترین پارامترهای مهم در سولفورزدایی سنگ آهن توسط فلوتاسیون است که با افزایش زمان کف کردن بازیابی افزایش می‌یابد.

۱-۶-۷- اندازه ذرات

توزیع اندازه‌ی ذرات یکی از مهمترین پارامترهای جداسازی کانی‌ها با استفاده از فرآیند فلوتاسیون است [۴۲]. فرآیندهای فلوتاسیون سنگ آهن، چه در سلول‌های مکانیکی و چه در ستون‌ها، با ذرات با اندازه‌های بین ۱۰ تا ۱۵۰ میکرون خوراک‌دهی می‌شوند [۴۳]. فلوتاسیون کف به‌طور کلی محدود به اندازه بین ۶۵ و ۱۰۰ مش است. ذرات بزرگتر از ۶۵ مش (۲۱۰ میکرون) برای حمل شدن توسط حباب هوا دشوار و ذرات کوچکتر از ۴۰۰ مش (۳۷ میکرون) غالباً به حباب هوا وصل نمی‌شوند [۴۴]. خوراک‌دهی کارخانه با طیف گسترده‌ای از اندازه ذرات می‌تواند با توجه به تفاوت‌های احتمالی در آب‌گریز بودن، سطح مخصوص، وزن و غیره، بر انتخاب فرآیند تأثیر بگذارد [۴۳]. بنابراین، یک مشکل بحرانی مهم در فلوتاسیون مربوط به شناورسازی ذرات ریز و درشت است [۴۵]. ذرات ریز و بسیار ریز باعث افزایش در هزینه آسیاکنی می‌شوند. آسیاکنی سنگ آهن برای آزاد کردن کانی‌های گوگرد موجود در سنگ معدن انجام می‌شود. با این حال محصول خردایش، نباید از اندازه‌ی ذره خاصی کوچکتر باشد تا تأثیر منفی بر جداسازی این کانی‌ها در سلول‌های فلوتاسیون بگذارد.

کیو و همکاران به بررسی اثرات فرآیند آسیاکنی بر عملکرد سولفورزدایی سنگ آهن با گوگرد بالا پرداختند. آن‌ها نتیجه گرفتند که فرآیند آسیاکنی در عملکرد سولفورزدایی بسیار مؤثر است. مطابق گزارش آن‌ها، اثر جداسازی سولفورزدایی از آسیاکنی چند مرحله‌ای بسیار بهتر از آسیاکنی یک مرحله‌ای بود [۴۶].

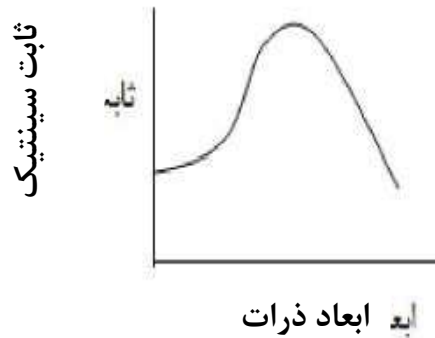
۱-۶-۸- تأثیر pH و Eh بر کارایی فلوتاسیون

در فلوتاسیون سنگ آهن، تنظیم pH پالپ تأثیر قابل توجهی بر بازیابی حذف گوگرد دارد، به‌طوری‌که بار الکتریکی اکسیدهای آهن و کانی‌های باطله را تغییر می‌دهد. بنابراین، کنترل pH یک روش حیاتی برای کنترل جدایش انتخابی کانی‌های سولفیدی از اکسیدهای آهن است. Eh بر جذب شیمیایی کلکتورها بر سطح ذرات تأثیر می‌گذارد. بنابراین، بار الکتریکی ذرات و pH پالپ فلوتاسیون تقریباً در تمام بخش‌های فرآیند از شناورسازی تا

بازداشت‌کنندگی مؤثر است. علاوه بر این، می‌توان از طریق بهینه‌سازی pH و Eh، معرف‌های فلوتاسیون را ذخیره کرد. pH مناسب برای فلوتاسیون سولفیدها به شدت به نوع کلکتور بستگی دارد. دامنه مناسب pH برای شناور کردن سولفید توسط گزانتات‌ها ۸-۱۳ و پیریت در pH بیش از ۱۱، مستقل از غلظت گزانتات است. در چنین شرایط قلیایی، پذیرفته شده است که سطوح پیریت در معرض، عمدتاً توسط اکسیدهای آهن و هیدروکسیدها پوشانده می‌شوند. همچنین نشان داده شده است که سولفات‌ها گونه‌های سطحی غیر قابل اغماض در شرایط قلیایی هستند که اغلب در سطوح پیریت یافت می‌شوند [۳۳].

۷-۱- ارتباط خردایش و فلوتاسیون

توزیع ابعاد بار ورودی به سلول‌های فلوتاسیون از اهمیت خاصی برخوردار است. درجه‌ی آزادی کانی مورد نظر تعیین‌کننده‌ی محدوده‌ی بهینه ابعاد ذرات و کارآیی آن در فلوتاسیون است که خود به پارامترهایی از جمله ترکیب کانی‌شناسی ماده‌ی معدنی، میزان پراکندگی یا تجمع ماده‌ی معدنی مورد نظر در باطله و آزاد بودن ذرات بستگی دارد، همچنین به قابلیت شناور شدن کانی نیز وابسته است. به‌طور کلی هر چه که میزان خاصیت شناور شدن کانی زیادتر و میزان درگیری میان کانی و گانگ کمتر باشد، ذرات با اندازه‌ی درشت‌تری را می‌توان شناور کرد. طبق مطالعات انجام شده، حداکثر ابعاد مناسب برای فلوتاسیون پیریت ۲۰ مش است [۱]. ثابت سرعت فلوتاسیون نیز به ابعاد ذرات و درجه آزادی کانی وابسته است.



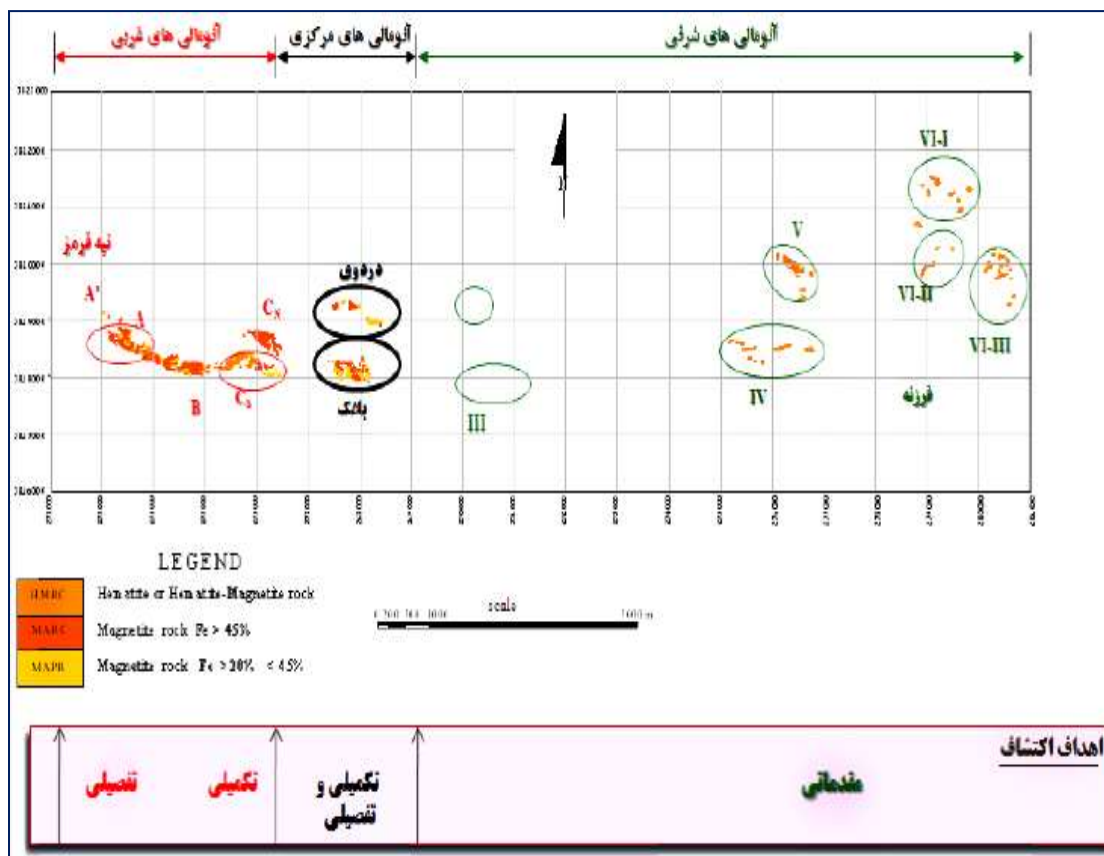
شکل ۱-۱: ارتباط ثابت سرعت فلوئاسیون و ابعاد ذرات [۱].

شکل ۱-۱، تغییرات ثابت سرعت فلوئاسیون را نسبت به ابعاد ذرات نشان می‌دهد. همان‌طور که مشاهده می‌شود، نرخ فلوئاسیون برای ذرات با ابعاد بسیار ریز و بسیار درشت به سرعت کاهش می‌یابد. کاهش نرخ فلوئاسیون برای ذرات با اندازه درشت ناشی از آزاد نشدن کامل کانی‌ها از هم و همچنین به دلیل عدم توانایی حمل این ذرات توسط حباب‌ها می‌باشد. برای ذرات با اندازه ریز چون جرم این ذرات ناچیز است و همچنین احتمال برخورد این ذرات با حباب‌های هوا بسیار کم است. این ذرات ریز مصرف مواد شیمیایی از جمله کلکتور را به شدت افزایش می‌دهند. با افزایش این ذرات در محیط، میزان پوشش سطح ذرات درشت‌تر توسط این ذرات افزایش یافته و فلوئاسیون انتخابی آن‌ها را با مشکل اساسی مواجه می‌سازد [۱]. این ذرات بسته به ماهیتی که دارند می‌توانند بازدارنده یا فعال‌کننده باشند، به این صورت که اگر آبران باشند و دور ذره‌ای که آب‌دوست است را بگیرند باعث فعال شدن و شناوری این ذره می‌شوند و بالعکس [۵۷].

۱-۸- معرفی معدن سنگ آهن سنگان

معدن سنگ آهن سنگان یکی از بزرگترین معادن سنگ آهن در خاورمیانه است که به صورت روباز استخراج می‌شود. معدن سنگ آهن سنگان در قسمت شرقی رشته کوه ولایت قرار دارد. در این منطقه آنومالی‌های

زیادی از آهن وجود دارد. مطالعات ژئوفیزیکی در این کانسار با بررسی‌های مغناطیس‌سنجی صورت گرفته است، از جمله مشخصات این کانسار عیار بالا، گسترش زیاد و حجیم بودن مواد معدنی همراه با مقادیر بسیار ناچیز عناصر مضر از جمله فسفر، اهمیت ویژه‌ای به کانسار داده است. نتایج مطالعات انجام شده حاکی از آن است که مساحت تقریبی کانسار سنگان در حدود 26×8 کیلومتر مربع بوده و از سه ناحیه معدنی شرقی، مرکزی و غربی تشکیل شده است و ذخیره زمین‌شناسی آن در حدود $1/2$ میلیارد تن تخمین زده می‌شود. بیشترین میزان ذخایر سنگ آهن به ناحیه معدنی غربی تعلق داشته که خود به چهار آنومالی A، B، C، شمالی و C جنوبی تقسیم می‌گردد.



شکل ۱-۲: توزیع آنومالی کانسار سنگان [۷۸].

- آنومالی غربی با ابعاد تقریبی 3×2 کیلومتر از A' ، A ، B ، C شمالی و C جنوبی تشکیل شده است و به طور گسترده‌ای مورد اکتشاف قرار گرفته است.
- آنومالی مرکزی دارای ابعاد تقریبی 2×5 کیلومتر (به مساحت 10 کیلومتر مربع) می‌باشد که از دو قسمت باغک و دردوی تشکیل شده است.
- آنومالی شرقی با ابعاد تقریبی 5×21 کیلومتر (به مساحت 105 کیلومتر مربع) در شرقی‌ترین محدوده‌ی معادن سنگ آهن سنگان قرار دارد و شامل آهن‌های سنج‌دک، فرزانه و سایر آنومالی‌های ناحیه شرقی تا مرز افغانستان است.

جدول ۱-۳: توزیع ذخیره کانسار سنگان [۷۸].

ردیف	پارامتر	کمیت یا کیفیت	واحد
۱	میزان کل ذخیره زمین شناسی	۱/۲	میلیارد تن
۲	میزان کل ذخیره زمین شناسی ناحیه معدنی غربی	۵۸۵	میلیون تن
۳	میزان کل ذخیره قطعی ناحیه معدنی غربی	۳۷۵	میلیون تن
۴	ذخیره قابل استخراج در فاز اول (آنومالی B)	۱۲۳	میلیون تن
۵	کانی اصلی	مگنتیت	---
۶	عیار متوسط آهن	۴۷	درصد
۷	عیار متوسط گوگرد	۰/۲۴	درصد
۸	میزان متوسط فسفر	پایین تر از حداکثر قابل قبول	---

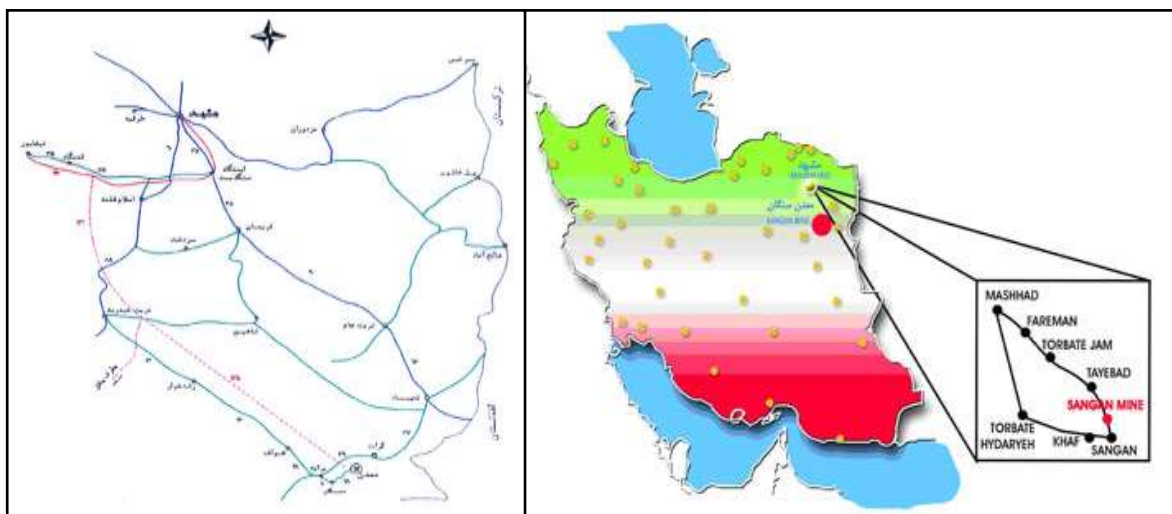
۱-۸-۱- تاریخچه معدن :

ذخایر سنگ آهن سنگان از دیرباز شناخته شده‌اند و آثار حفر گودال‌ها و فضاهای زیرزمینی موجود در بخش-های مختلف کانسار حکایت از استخراج سنگ آهن در زمان‌های دور دارد. عملیات اکتشافات اولیه آن حد فاصل سال‌های ۱۳۵۰ تا ۱۳۵۸ شمسی توسط بخش خصوصی انجام شد و در ادامه از نیمه دوم سال ۱۳۶۲ شناخت پارامترهای کیفی و کمی این کانسار توسط کارشناسان و نیروهای متخصص شرکت ملی فولاد ایران شروع شد. بر اساس نتایج حاصله تصمیم گرفته شد که مطالعات تکمیلی اکتشاف و انجام آزمایش‌های معدنی و فرآوری، مطالعات امکان‌سنجی، بررسی چرخه‌ی تولید، تعیین ظرفیت بهینه، فازبندی تولید، تعیین محصول نهایی، آزمایش‌های فنی و اقتصادی با بهره‌گیری از آخرین تکنولوژی روز دنیا و استفاده از توانمندی‌های سخت-افزاری و نرم‌افزاری، به معروف‌ترین شرکت تحقیقاتی سنگ آهن در جهان (شرکت BHP استرالیا) سپرده شود. در ادامه شرکت‌های ایریتک ایران، سایمونز کانادا و بیتمن آفریقای جنوبی نیز در غالب کنسرسیوم SBI و با در نظر گرفتن جنبه‌های زمین‌شناسی، ذخایر معدنی و استخراج و فرآوری کانسنگ برای تولید کنسانتره آهن با عیار بالا، در مطالعات و تحقیقات مربوط به معادن سنگ آهن سنگان فعالیت نمودند.

۱-۸-۲- موقعیت جغرافیایی

کانسار سنگ آهن سنگان خواف در ۲۹۰ کیلومتری جنوب شرقی مشهد، ۶۸ کیلومتری جنوب غرب تایباد، ۴۰ کیلومتری جنوب شرقی خواف، ۱۸ کیلومتری شمال شرقی شهرستان سنگان و ۴۰ کیلومتری مرز افغانستان قرار دارد. این کانسار در یک ناحیه کوهستانی در محدوده‌ی مستطیلی به طول حدود ۲۶ کیلومتر و عرض ۸ کیلومتر واقع شده است. ارتفاع تقریبی این ناحیه از ۱۲۰۰ متر شروع می‌گردد و حداکثر ارتفاع آن از سطح دریا ۱۸۰۰ متر می‌باشد، برجستگی عمده‌ی آن رشته کوه بلندی است که از شمال غرب به جنوب شرق کشیده شده است و عرض این رشته کوه حدود ۱۰ تا ۱۵ کیلومتر و ارتفاع آن از شمال شرق به جنوب شرق کاهش می‌یابد. کوه طالب که عمده‌ترین

کانسنگ آهن را در بر می گیرد، ارتفاع ۱۸۱۲ متر می باشد. دشت خواف پست ترین قسمت منطقه می باشد در غرب و جنوب غرب آن واقع است.



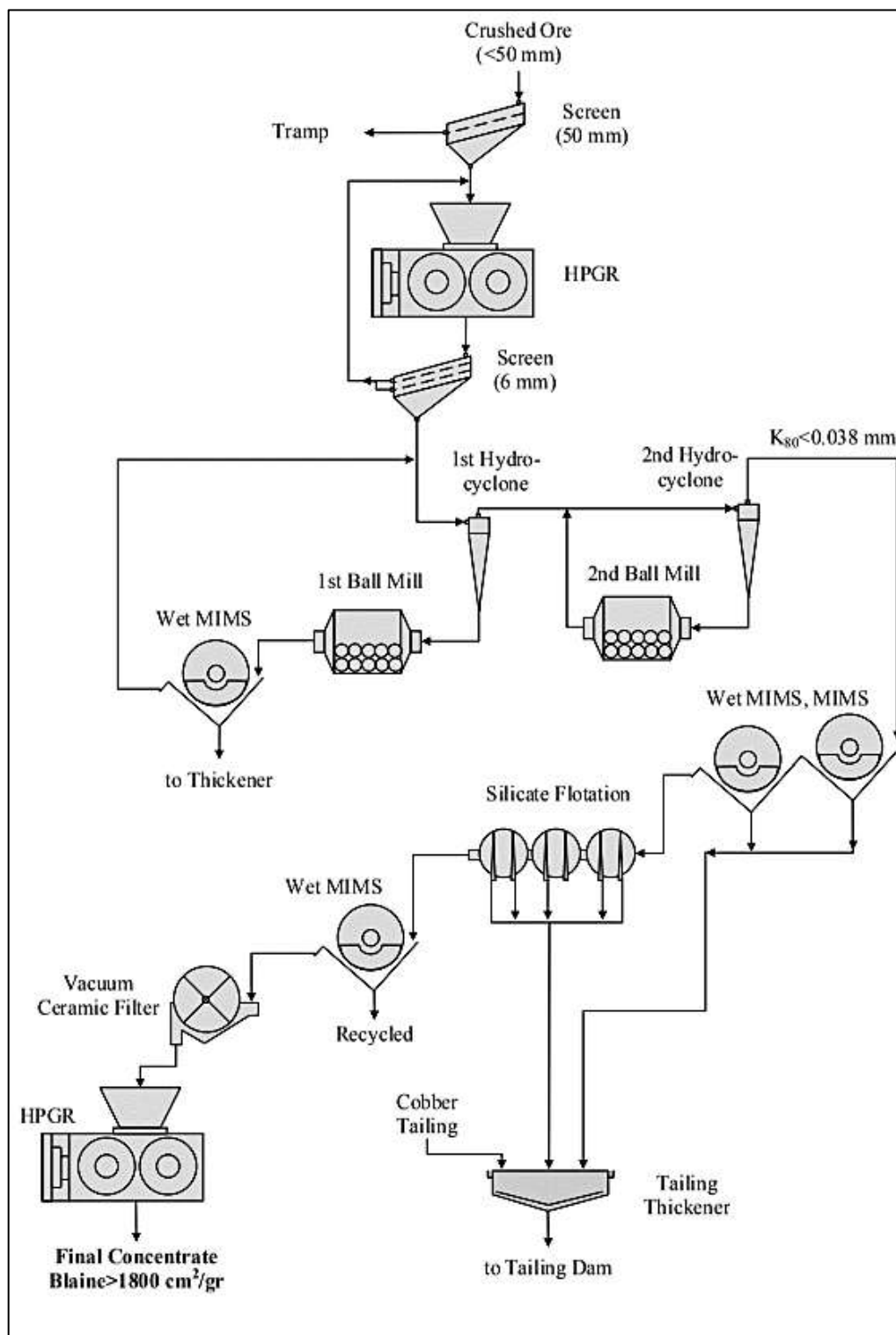
شکل ۳-۱: موقعیت جغرافیایی معدن سنگان.

۳-۸-۱: مشخصات عمومی فلوشیت کارخانه فرآوری

فلوشیت مدار فرآیند کارخانه ی تولید کنسانتره شرکت معدنی و صنعتی توسعه ی ملی در شکل ۴-۱ ارائه شده است که بخش های اصلی در نظر گرفته شده برای این کارخانه به شرح زیر می باشد:

- بخش خوراک دهی (Feeding): تغذیه ی سنگ آهن خرد شده ریزتر از ۵۰ میلیمتر به کارخانه
- بخش آسیاکنی خشک (Grinding Dry): یک مرحله خردایش سنگ آهن ریزتر از ۵۰ میلیمتر به وسیله آسیای HPGR و به صورت مدار بسته با سرندها کنترل دهانه ۶ میلیمتر
- بخش طبقه بندی اولیه ی تر (Classification): طبقه بندی محصول بخش ته ریز سرندها ۶ میلیمتر به همراه محصول مغناطیسی مرحله کوپر به وسیله هیدروسیکلون اولیه
- بخش آسیاکنی تر اولیه (Grinding Mill Ball Wet): خردایش ته ریز هیدروسیکلون به وسیله آسیای گلوله ای

- بخش پیش پرعیارسازی مقدماتی (Separation Magnetic Cobber): یک مرحله پرعیارسازی اولیه محصول آسیای گلوله‌ای به‌وسیله درام‌های مغناطیسی تر با شدت میدان متوسط MIMS
- بخش طبقه‌بندی ثانویه (Classification): طبقه‌بندی سرریز هیدروسیکلون اولیه به‌وسیله ی هیدروسیکلون مرحله‌ی دوم (ثانویه)
- بخش آسیاکنی تر ثانویه (grinding-Re Mill Ball Wet): خردایش مجدد ته‌ریز هیدروسیکلون ثانویه به-وسیله‌ی آسیای گلوله‌ای ثانویه
- بخش پرعیارسازی ثانویه (Cleaner): دو مرحله پرعیارسازی ثانویه سر ریز هیدروسیکلون دوم به‌وسیله‌ی درام‌های مغناطیسی تر شدت میدان متوسط MIMS پلکانی
- بخش فلوئاسیون (Flotation): سیلیس‌زدایی کنسانتره حاصل از درام‌های MIMS به روش فلوئاسیون معکوس
- بخش پرعیارسازی نهایی (Cleaner Final): یک مرحله جدایش مغناطیسی نهایی کنسانتره حاصل از سلول-های فلوئاسیون به‌وسیله درام‌های مغناطیسی MIMS
- بخش آب‌گیری کنسانتره (Dewatering Concentrate): آب‌گیری کنسانتره‌ی نهایی حاصل از درام‌های MIMS نهایی به‌وسیله‌ی فیلترهای آب‌گیری خلأ سرامیکی
- بخش خردایش مجدد کیک کنسانتره (grinding-Re Concentrate): یک مرحله خردایش مجدد کیک کنسانتره فیلترهای آب‌گیری خلأ دیسکی به‌وسیله آسیای HPGR و به‌صورت مدار باز
- بخش بازیافت آب (Thickening Tailing): بازیافت آب از دوغاب باطله تولیدی در کارخانه به‌وسیله تیکنر.



شکل ۱-۴: فلوشیت کارخانه‌ی تولید کنسانتره‌ی سنگ آهن [۷۸].

۹-۱- ضرورت و هدف تحقیق

هدف از انجام این تحقیق توسعه مدار فرآوری سنگ آهن سنگان با تمرکز بر طراحی بخش فلوتاسیون به منظور کاهش گوگرد کنسانتره مغناطیسی است. بدین منظور تست‌های مختلف بر روی نمونه در فرآیند جدایش مغناطیسی در فرآیندهای جدایش مغناطیسی دیویس تیوب و فرآیند کوبر صورت گرفت و نمونه حاصل شده نهایی به منظور مطالعات فلوتاسیون بر روی آن با هدف حذف سولفور از کنسانتره آهن تهیه شد. بدین منظور آزمایش‌های فلوتاسیون در شرایط عملیاتی مختلف شامل غلظت کلکتور، غلظت کف‌ساز، درصد جامد پالپ و میزان pH مورد بررسی قرار گرفت تا شرایط بهینه فرآیند تعیین شود. همچنین در طی آزمایش‌های صنعتی اثر پارامترهایی مانند نحوه توزیع کلکتور در سیستم، غلظت کف‌ساز و درصد جامد کف‌ساز بر کارایی متالورژیکی مدار فلوتاسیون مورد بررسی قرار گرفت.

۱۰-۱- طراحی آزمایش‌ها

طراحی آزمایش‌ها یکی از ابزارهای مهم مهندسی در راستای بهبود فرآیندهای تولیدی محسوب می‌شود که کاربرد فراوانی در توسعه یک فرآیند تولید دارد. همچنین این روش‌ها می‌توانند نقش مهمی در فعالیتهای طراحی مهندسی که شامل طراحی و توسعه محصولات جدید و بهبود محصولات موجود می‌باشد، ایفا نماید.

اهداف کلی از انجام یک طراحی آزمایش موارد زیر است:

- ۱- تعیین متغیرهایی با بیشترین تأثیر بر روی پاسخ فرآیند.
- ۲- تعیین محدوده پارامترهای مؤثر به منظور بهینه‌سازی پاسخ فرآیند
- ۳- تعیین مقدار متغیرهای ورودی به‌صورتی که میزان نوسان در پاسخ فرآیند کم باشد.
- ۴- تعیین محدوده پارامترهای ورودی به‌صورتی که تأثیر متغیرهای غیرقابل کنترل حداقل باشد.

۵- کاهش زمان و هزینه لازم برای انجام آزمایش‌ها.

هر طراحی آزمایش سه مرحله دارد که به شرح زیر است:

- مرحله غربال کردن که در دو سطح انجام شده و تعدادی از پارامترها حذف می‌شوند.
- مرحله بهینه‌سازی که عوامل بررسی شده در مرحله قبل در دو یا چند سطح بررسی می‌شوند و شرایط بهینه از این قسمت به دست می‌آید.
- مرحله تأیید که شامل یک آزمایش با شرایط بهینه به دست آمده در مرحله بهینه‌سازی بوده و بیشینه پاسخ از این مرحله به دست می‌آید.

۱-۱۰-۱- طراحی فاکتوریل

در طراحی آزمایش از روش‌های مختلفی استفاده می‌شود که یکی از آن‌ها طراحی فاکتوریل است. معمولاً طراحی فاکتوریل برای غربال‌گیری مورد استفاده قرار می‌گیرد. در روش طراحی فاکتوریل برای هر متغیر دو سطح بالا و پایین در نظر گرفته می‌شود. همچنین در این طراحی نقطه مرکزی نیز برای تخمین انحنا در نظر گرفته می‌شود. در این مطالعه برای آزمایش‌های لیچینگ ۵ پارامتر مؤثر در نظر گرفته شد و با استفاده از طراحی فاکتوریل این آزمایش‌ها طراحی شده و اجرا شدند. همچنین پارامترهای مؤثر و میزان تأثیر آن‌ها بر پاسخ نیز با استفاده از این روش تعیین شدند.

۱-۱۰-۲- روش طراحی آزمایش مرکزی

در روش طراحی آزمایش مرکزی معادله‌ای که معمولاً برای بیان رابطه بین متغیرها و پاسخ مورد استفاده قرار می‌گیرد. روش طراحی ترکیب مرکزی یا CCD برای انطباق معادله فوق با نتایج حاصل از آزمایش‌ها مورد استفاده قرار خواهد گرفت. این روش مخلوطی از یک طراحی فاکتوریل کامل در دو سطح $+1$ و -1 به همراه طراحی خاصی

از همان فاکتورها در سه سطح $+\alpha$ و 0 و $-\alpha$ می‌باشد که مجموعاً هر متغیر در پنج سطح مختلف مورد ارزیابی قرار می‌گیرد.

۱-۱۰-۳- روش‌های تجزیه و تحلیل آماری

برای بررسی، تجزیه و تحلیل داده‌های به‌دست آمده از آزمایش‌ها، از روش‌های مختلف آماری استفاده می‌شود. این روش‌های برای شناسایی عامل‌هایی که بر متوسط پاسخ اثر می‌گذارند به کار برده می‌شوند. سه هدف عمده از تجزیه و تحلیل نتایج عبارتند از:

- تعیین اثرات فرعی یا اصلی هر یک از عوامل.

- تعیین شرایط بهینه.

- تخمین نتایج در شرایط بهینه.

با رسم متوسط پاسخ نسبت به سطوح هر عامل نمودارهای میانگین حاشیه‌ای به‌دست می‌آید. از این نمودارها می‌توان عامل‌هایی که دارای بیشترین تأثیر هستند و همچنین سطوح بهینه آن‌ها را تشخیص داد. برای تجزیه و تحلیل نتایج حاصل از روش‌های طراحی آزمایش و تبدیل این اعداد به اطلاعات قابل استفاده، روش‌های مختلف آماری وجود دارد، در ادامه به چند روش مهم و کاربردی اشاره می‌شود.

برای تجزیه و تحلیل نتایج حاصل از روش‌های طراحی آزمایش و تبدیل این اعداد به اطلاعات قابل استفاده، روش‌های مختلف آماری وجود دارد، در ادامه به چند روش مهم و کاربردی اشاره می‌شود.

۱-۱۰-۴- اثر F (F-Test)

برای اینکه نشان داده شود، دو نمونه از یک جامعه آماری هستند، نه تنها این موضوع که آن‌ها با هم تفاوت معنا داری ندارند باید مورد بررسی قرار گیرد، بلکه باید نشان داد که انحراف معیار استاندارد آن‌ها نیز تفاوت معنا داری

با هم ندارند. فرآیندی که برای شناخت تفاوت میان انحراف معیار استاندارد مورد استفاده قرار می‌گیرد به F-Test مشهور است که در آن F میزان نسبت واریانس دو نمونه است.

۱-۱۱- ساختار پایان‌نامه

این پایان‌نامه در پنج فصل تنظیم شده است. مقدمه و بیان مساله، کلیات، مطالعه‌ی موردی و ضرورت و هدف انجام تحقیق در فصل اول به آن پرداخته شد. برای مطالعه و دستیابی به اهداف تحقیق نیاز به تئوری‌های تحقیق و مروری بر کارهای انجام شده پیشین است که در فصل دوم به آن پرداخته می‌شود. در فصل سوم مواد و تجهیزات مورد نیاز و شرح روش‌های آزمایشگاهی و در فصل چهارم یافته‌ها و تجزیه و تحلیل نتایج ارائه می‌شود. در نهایت نتیجه‌گیری و پیشنهادهای تحقیق در فصل پنجم گزارش می‌گردد.

فصل دوم:

مروری بر تحقیقات گذشته

۲-۱- مروری بر مطالعات گذشته

با توجه به اهداف تحقیق که مطالعه‌ی توسعه مدار فرآوری سنگ آهن سنگان با تمرکز بر طراحی بخش فلوتاسیون به منظور کاهش گوگرد کنسانتره‌ی مغناطیسی و ارزیابی پارامترهای مؤثر بر عملکرد آن است، برخی از مهم‌ترین تحقیقات مرتبط در ادامه معرفی می‌شوند.

سلطان محمدی و همکاران به بررسی تأثیر پارامترهای فلوتاسیون بر کاهش میزان گوگرد و فسفر در کنسانتره سنگ آهن گل گهر پرداختند. آن‌ها نتیجه گرفتند که با افزایش pH از ۵ به ۸، مقدار گوگرد کنسانتره سنگ آهن کاهش می‌یابد و در نهایت pH مطلوب در این مطالعه ۸ به دست آمد [۳۰]. تنظیم pH می‌تواند مرحله‌ای از آماده‌سازی کلکتور یا بازداشت‌کننده در سولفورزدایی سنگ آهن باشد. انواع مختلف نشاسته‌های غیراصلاح‌شده با وزن مولکولی زیاد باید در فرآیندی که به ژلاتینه شدن معروف است، در محلول قرار داده شوند.

هانگ لیو و همکاران به بررسی یک روش جدید برای سولفورزدایی و تصفیه کنسانتره فلوریت با استفاده از لیچینگ اسیدی و فلوتاسیون معکوس سولفیدها پرداختند. روشی جدید مبتنی بر لیچینگ اسید و فلوتاسیون معکوس برای تصفیه و سولفورزدایی کنسانتره‌های فلوریت حاوی غلظت‌های بالاتر گوگرد و کلسیم پیش‌بینی شده است. فلوتاسیون معکوس با استفاده از بوتیل گزنتات به عنوان کلکتور و روغن ترپنیک به عنوان عامل کف‌ساز مورد استفاده قرار گرفت. آزمایش‌های فلوتاسیون معکوس نشان دادند که مقدار سولفیدها در کنسانتره فلوریت به‌طور قابل توجهی کاهش می‌یابد. گوگرد موجود در کنسانتره از ۵/۰ درصد به کمتر از ۱/۰ درصد رسید. در نهایت عیار کنسانتره از ۹۳/۲ درصد به ۹۷ درصد رسید [۴۸]. گوگرد یک عنصر اساسی است که به طور گسترده در صنایع مورد استفاده قرار می‌گیرد [۴۹]. با این وجود وجود گوگرد در کنسانتره‌های معدنی نامطلوب است، زیرا گوگرد در روش متالورژی باعث ایجاد یک سری از مشکلات می‌شود. از قبیل تولید گازهای مضر و خوردگی تجهیزات فولادی در صنعت می‌شوند [۵۰].

فرآیند ذوب در دماهای بالا با هوای اضافی روشی معمول و گسترده برای از بین بردن ناخالصی‌های مختلف از جمله گوگرد است. اشکال اصلی فرآیند ذوب، تولید اکسیدهای مضر گوگرد، SO_x است که به‌طور بالقوه منجر به خوردگی تجهیزات و آلودگی هوا می‌شود [۵۱]. به عنوان یک روش منطقی، ذوب آهک، برای رفع گوگرد بکار گرفته شده و انتشار دی اکسید گوگرد را به جو کاهش می‌دهد. با این حال، افزودن آهک باعث افزایش هزینه سولفورزدایی و کاهش راندمان می‌شود [۵۲].

روش بایو، ایده جدید سولفورزدایی برای حذف گوگرد از کنسانتره‌های غنی از گوگرد را فراهم می‌کند. با این حال، محدودیت‌های ذاتی آن، مانند راندمان پایین حذف، روند جداسازی پیچیده و تولید غیر اقتصادی، کاربرد گسترده آن را در صنعت منع می‌کند [۵۳].

فلوتاسیون کف یک روش سولفور زدایی امیدوارکننده است که به دلیل عملکرد قابل انعطاف، اقتصادی، کارآیی و حفاظت از محیط زیست، چشم انداز صنعتی خوبی را ارائه می‌دهد [۵۴].

دونگژا فانگ و همکاران به مطالعه جدایش کانسنگ اکسید روی کم عیار با سولفورزدایی فلوتاسیون آمین پرداختند. سطوح بهینه کربنات سدیم، سدیم سیلیکات، هگزامتافسفات سدیم، سولفید سدیم و اکتادسیل آمین به ترتیب ۱۵۰۰ گرم بر تن، ۵۰۰ گرم بر تن، ۲۰۰ گرم بر تن، ۸۰۰۰ گرم بر تن و ۵۰۰ گرم بر تن تعیین شد. نتایج نشان داد که با اندازه ذرات ۷۴ میکرونی، میزان بازیابی برای کانسنگ هدف برابر ۸۹/۷۸ درصد حاصل شد [۵۵].

عبداللهی و همکاران به بررسی سولفور زدایی زغالسنگ با استفاده از روش ترکیبی فلوتاسیون و لیچینگ با پتاسیم هیدرواکسید/ متانول پرداختند. در این تحقیق، کاهش میزان خاکستر زغالسنگ به میزان ۸۳ درصد، گوگرد معدنی ۷۲ درصد و کل گوگرد آن ۶۳ درصد با استفاده از فلوتاسیون در pH قلیایی و در حضور یون مس موفقیت آمیز بود. زغال سنگ به‌دست آمده از فلوتاسیون با استفاده از مخلوط هیدروکسید پتاسیم/ متانول شسته

شد و میزان کل گوگرد و خاکستر آن به ترتیب تقریباً ۳۳ و ۸ درصد کاهش یافت. از این رو با استفاده از ترکیب دو روش ذکر شده، کل گوگرد و خاکستر زغال سنگ به ترتیب ۸۲/۵ درصد و ۸۲/۳۴ درصد کاهش یافت [۵۶].

عزت آبادی پور و همکاران بهینه سازی عوامل مؤثر بر مدار فلوتاسیون خط فرآوری سولفور زدایی سنگ آهن گل گهر را در سال ۱۳۹۱ مورد بررسی قرار دادند. در این مطالعه تأثیر پارامترهای مختلف مانند نوع و میزان مصرف کلکتور، میزان مصرف کفساز میزان مصرف سیلیکات سدیم، فلوتاسیون مجدد و درصد جامد پالپ فلوتاسیون بر کاهش عیار گوگرد مورد بررسی قرار گرفت. نتایج نشان داد با مصرف ۸۰-۱۰۰ گرم بر تن پتاسیم آمیل گزنات و کفساز (MIBC) ۱۵۰-۱۰۰ گرم بر تن، عیار گوگرد به میزان قابل توجهی کاهش می یابد. مصرف سیلیکات سدیم به عنوان بازداشت کننده تأثیر چندانی بر کاهش عیار گوگرد نداشت. در شرایط بهینه مصرف مواد شیمیایی، عیار گوگرد با حذف ۸۷ درصد تا حد مجاز یعنی ۰/۱ درصد گوگرد کاهش پیدا کرد. با فلوتاسیون مجدد، عیار گوگرد به ۰/۰۹۸ درصد کاهش یافت و باعث کاهش بازیابی آهن شد [۵۸].

سراوری و همکاران، در سال ۱۳۹۳ تأثیر دانه بندی و عیار خوراک بر سولفور زدایی کنسانتره آهن مگنتیتی مجتمع گل گهر را مورد بررسی قرار دادند. هدف از این مطالعه دستیابی به خوراک ورودی مناسب فرآیند فلوتاسیون است. برای دستیابی به این هدف، آزمایش های سولفور زدایی روی دو خوراک در دانه بندی های مختلف انجام شد. مواد شیمیایی مورد استفاده عبارتند از کلکتور پتاسیم آمیل گزنات (PAX) و کفساز متیل ایزوبوتیل آمین (MIBC). بهترین نتایج حاصل برای خوراک با (عیار آهن ۶۸/۲ درصد و میزان گوگرد ۰/۱۳ درصد) برابر ۰/۹ درصد گوگرد در d_{80} معادل ۷۲ میکرون به دست آمد. بهترین نتیجه از سولفور زدایی خوراک با (عیار آهن ۷۰/۳ درصد و مقدار گوگرد ۰/۰۷ درصد) برابر ۰/۳۶ درصد گوگرد در d_{80} معادل ۹۰ میکرون حاصل شد [۵۹].

امکان کاهش گوگرد کانسنگ آهن معدن سورک توسط شجاع و همکاران مورد مطالعه قرار گرفت. برای کاهش بیشتر گوگرد، کنسانتره حاصل از جدایش مغناطیسی تحت فلوتاسیون معکوس پیریت قرار گرفت. برای انجام

آزمایش‌های فلوتاسیون، آزمایش‌های تعیین زمان بهینه فلوتاسیون انجام شد و در نهایت در شرایط زمان آماده‌سازی ۵ دقیقه در pH برابر ۹ و مصرف کلکتور آمیل گزنات پتاسیم ۱۰۰ گرم بر تن، کاهش عیار گوگرد تا کمتر از ۰/۱ درصد حاصل شد. میزان بازیابی وزنی کنسانتره آهن و میزان بازیابی کلی آهن به ترتیب برابر با ۹۵/۹۶ و ۹۴/۹ درصد به دست آمد [۶۰].

در سال ۱۹۹۵، کلارک و همکاران به مطالعه حذف محصولات اکسیداسیون از سطوح کانی‌های سولفیدی پرداختند. در این مطالعه از روش‌های مختلفی برای حذف محصولات اکسیداسیون از سطح چند کانی سولفیدی استفاده شد. در این تحقیق از تغییر مواد شیمیایی برای حذف کانی‌های مزاحم استفاده شد [۶۱].

بنزازوا و همکاران در سال ۲۰۰۳، به بررسی خصوصیات فیزیکی- شیمیایی سولفورزدایی پساب‌های کارخانه‌ها توسط فلوتاسیون کف پرداختند. در این بررسی چندین آزمایش با استفاده از سلول دنور انجام شد تا بهترین و اقتصادی‌ترین کلکتور انتخاب شود. آزمایش‌های دیگری نیز برای انتخاب بهترین کف‌ساز انجام شد. پتانسیل‌های pH و احیاء به عنوان پارامترهای حائز اهمیت در عملکرد فلوتاسیون مورد بررسی قرار گرفت. نشان داده شده است که پارامترهای pH و احیاء باید به دلیل نقش اساسی آن‌ها در جذب کلکتور روی سطوح سولفید، بایستی قبل از فلوتاسیون تنظیم شوند [۶۲].

در سال ۲۰۰۵، مرمیلود و همکاران به بررسی فلوتاسیون پیریت با گزنات تحت شرایط قلیایی- کاربردی برای سولفور زدایی پسابها در محیط‌زیست پرداختند. مطالعات گسترده در مورد فلوتاسیون سولفید نشان می‌دهد که پیریت ضعیف تحت شرایط قلیایی شناور است. غلظت گزنات تأثیر مثبتی بر فلوتاسیون پیریت دارد، اما در pH های بالاتر از ۱۱ پیریت به نظر می‌رسد به شدت بازداشت‌کننده و مستقل از غلظت کلکتور باشد. در این تحقیق، اثرات هوادهی و غلظت گزنات‌ها برای فلوتاسیون پیریت در pH برابر ۱۱ با آهک بررسی شد. نتایج ارائه شده در این تحقیق شامل تجزیه و تحلیل مادون قرمز سطح و اندازه‌گیری‌های شیمیایی پالپ نشان می‌دهد هوادهی تأثیر

دوگانه‌ای بر روی فلوتاسیون پیریت دارد. این تحریک (مادون قرمز) باعث فعال شدن سطح پیریت توسط اکسیژن و اکسیداسیون آهن فرو به هیدروکسیدهای فریک یا گونه‌های اکسی هیدروکسیدها می‌شود. همچنین باعث انحلال CO_2 و منجر به رسوب کربنات کلسیم و جذب آن بر روی سطح پیریت شد. هر دو انحلال CO_2 و اکسیداسیون آهن (فرو) پروتون‌ها را تولید کرده و pH پالپ را کاهش می‌دهند. فلوتاسیون پیریت با یک لایه نازک (فیلم) استاتیکی از گزنتات که می‌تواند به عنوان ترکیبی از دی گزنتوژن و گزنتات- فلز جذب شود، مؤثر است [۶۳].

در سال ۲۰۰۶، بیدیانگ و همکاران به بررسی سولفور زدایی پیریت از سرباره با استفاده از روش فلوتاسیون پرداختند. سرباره‌ی پیریت مورد استفاده در آزمایش‌ها حاوی ۵۰/۱۲ درصد آهن و ۱/۴۸ درصد گوگرد است. پس از جدایش مغناطیسی پیریت سرباره کنسانتره آهن با محتوی ۶۵/۴۴ درصد آهن و میزان ۰/۹۶ درصد گوگرد به دست آمد. نتایج آزمایش‌ها برای سولفور زدایی فلوتاسیون نشان داد که می‌توان به سولفور زدایی مناسبی دست یافت. هنگامی که مقدار pH به ترتیب برای فلوتاسیون اول و دوم برابر ۵/۵ و ۹/۵ باشد، دانسیته پالپ ۲۰-۳۰ درصد و d_{40} ذرات کمتر از ۴۴ میکرون ایجاد شود. دمای فلوتاسیون تأثیر کمی بر سولفور زدایی دارد بنابراین این پارامتر ثابت (محیط) در نظر گرفته شد. نتیجه‌گیری اینکه کنسانتره‌ی آهن حاوی ۶۵/۳۵ درصد آهن و میزان گوگرد ۰/۳۹ درصد را می‌توان با جدایش مغناطیسی و سپس سولفور زدایی با استفاده از فلوتاسیون به دست آورد [۶۴].

سلطان محمدی و همکاران در سال ۲۰۰۹، به بررسی تعیین شرایط بهینه برای حذف گوگرد و فسفر از کنسانتره‌ی سنگ آهن گل‌گهر پرداختند. تأثیر پارامترهای مختلفی از قبیل نوع و غلظت کلکتور، کف‌ساز و بازداشت‌کننده، مقدار جامد، pH، سرعت هواده‌ی، زمان کف‌گیری، زمان آماده‌سازی و نرمه‌گیری در حذف گوگرد و فسفر مورد بررسی قرار گرفت. بهترین نتیجه با نرمه‌گیری به دست آمد. غلظت کلکتور، کف‌ساز و بازداشت‌کننده به ترتیب برابر ۵۰ گرم بر تن KAX، ۶۰ گرم بر تن MIBC و ۲۰۰ گرم بر تن سیلیکات سدیم، pH پالپ برابر ۸

و زمان آماده‌سازی ۶ دقیقه فراهم شد. در بهترین شرایط با نرمه‌گیری، عیار کنسانتره قابل قبول برای آهن ۷۰/۲۴ درصد، گوگرد ۰/۰۴۱ درصد و فسفر ۰/۰۴۳ درصد به‌دست آمد. بازیابی برای آهن ۹۵/۱۱ درصد و برای حذف سولفور ۹۲/۲۴ درصد حاصل شد [۶۵].

در سال ۲۰۱۰، گوکینگ و همکاران به بررسی مطالعه‌ی تجربی سولفورزدایی سنگ آهن مگنتیتی پرداختند. نتایج آزمایش‌ها نشان داد که با استفاده از یک فلوشیت شامل فلوتاسیون و به‌دنبال آن جدایش مغناطیسی با بوتیل گزنتات به‌عنوان کلکتور، ترکیب سولفات مس و سولفید سدیم به‌عنوان فعال‌کننده می‌توان به عیار کنسانتره بیش از ۶۵ درصد و میزان گوگرد کمتر از ۰/۳۰ درصد دست یافت [۶۶].

دیچیان و همکاران در سال ۲۰۱۰، فلوتاسیون سولفور از کانسنگ معدن آهن میشان را مورد مطالعه قرار دادند. به‌منظور کاهش عیار گوگرد کنسانتره آهن و افزایش بازیابی گوگرد، خصوصیات سنگ معدن آهن میشان و فرآیند تولید فلوتاسیون مورد تجزیه و تحلیل قرار گرفت. نتایج نشان داد که ابعاد آسیاکنی فاکتور مهم و تأثیرگذار بر شاخص فوتاسیون است. تنظیم‌کننده شیمیایی Na_2S برای فلوتاسیون گوگرد کانسنگ معدن آهن میشان مناسب بود. برای مطالعات انجام شده شش اقدام فنی مطرح شده است؛ از جمله ابعاد ذرات معدن از ۵۰ میلی‌متر به ۴۰ میلی‌متر، استفاده از تجهیزات جیگ به عنوان کنسانتره ثقلی، استفاده از هیدروسیکلون و سرند ریزدانه با فرکانس بالا به عنوان تجهیزات طبقه‌بندی با اثرگذاری بالا، کنترل سرریز طبقه‌بندی‌کننده‌ی ثانویه کوچک‌تر از ۲۰۰ مش در ۶۵-۷۰ درصد جامد، تثبیت حجم پالپ سلول فوتاسیون و شرایط هوادهی انجام شد. در نتیجه بازیابی گوگرد از ۷۴/۶۲ درصد به ۸۰/۱۸ درصد افزایش یافت [۶۷].

لیو و همکاران در سال ۲۰۱۱، به بررسی سولفورزدایی به‌روش فلوتاسیون از کنسانتره آهن در یک معدن مولیبدن پرداختند. نتایج آزمایش‌ها نشان دهنده‌ی آن است وقتی که آسیاکنی ذرات کمتر از ۴۴ میکرون باشد میزان کنسانتره‌ی آهن بالای ۸۵ درصد و میزان محتوی گوگرد در کنسانتره می‌تواند به کمتر از ۰/۰۴۳ درصد

کاهش یابد. در این بررسی ترکیب بوتیل گزنتات و ایزوبوتیل گزنتات به عنوان کلکتور، سولفات مس، سولفید سدیم و سدیم سیلیکات به عنوان فعال کننده و بازداشت کننده و روغن به عنوان کف ساز استفاده شد. نتایج حاصل نشان از بهبود مؤثر سولفور زدایی است [۶۸].

در سال ۲۰۱۲، پناهی و همکاران به بررسی سولفور زدایی کنسانتره هماتیتی سنگ آهن معدن گل گهر با استفاده از روش فلوتاسیون معکوس پرداختند. در این مطالعه پارامترهای عملیاتی از جمله نوع کلکتور، pH پالپ، غلظت کلکتور، زمان کف گیری و تأثیر مرحله فلوتاسیون و همچنین درجه بندی اندازه ی خوراک در مقیاس آزمایشگاهی مورد بررسی قرار گرفت و شرایط بهینه انتخاب شد. سرانجام، بازیابی آهن غیر پیریت به میزان ۹۳/۲۳ درصد به دست آمد، عیار گوگرد از ۳/۶۲ درصد به ۰/۱۷۷ درصد رسید و حدود ۹۶/۵ درصد گوگرد موجود حذف شد. این کنسانتره که از همه شرایط یک کنسانتره آهن قابل فروش را دارا می باشد، آماده برای بهره برداری از گندله سازی و سپس فولاد سازی با استفاده از روش های کاهش مستقیم است [۶۹].

در سال ۲۰۱۲، تأثیر پارامترهای بهینه در سولفور زدایی باطله های معدنی توسط فلوتاسیون کف توسط عالم و همکاران مورد بررسی قرار گرفت. نتایج حاصل از آزمایش های فلوتاسیون مقیاس پایلوت در یک واحد فلوتاسیون ارائه کردند که نشان از کارایی روش فلوتاسیون برای کاهش سولفور از باطله ها می باشد. عوامل مؤثر بر کارایی فرآوری مانند عمق کف، دبی هوا، دانسیته ی پالپ و سرعت پروانه را مورد بررسی قرار دادند. در این مطالعه بررسی سینتیکی فرآیند در زمان های مختلف انجام شد که نشان از مرتبه ی دوم بودن سینتیک فرآیند است. در این مطالعه حداکثر بازیابی هنگامی حاصل شد که پارامترهای عملیاتی روی عمق کف ۵ سانتی متر، نرخ جریان هوا ۱۲۵ لیتر بر دقیقه، سرعت پروانه ۱۳۰۰ دور بر دقیقه و دانسیته پالپ ۳۵ درصد تنظیم شدند [۷۰].

فلوتاسیون پیروتیت برای تولید کنسانتره ی مگنتیتی با سطح سولفور کمتر از ۰/۰۵ درصد وزنی توسط آرویدسون و همکاران در سال ۲۰۱۳ مورد بررسی و مطالعه قرار گرفت. معرف های فلوتاسیون نهایی و شرایط برای

هر کانسار مختلف، ارتباطی بین کانی‌شناسی مختلف و اندازه آسیاکنی داشته است. معرف pH به صورت طبیعی برابر ۴ است. میزان معرف زیاد کلکتورهای گزنتات و زمان فلوتاسیون زیاد مورد نیاز است. درصد جامد خوراک فلوتاسیون بین ۴۵ تا ۶۰ درصد مورد نیاز بود [۷۱].

دینگ و همکاران به مطالعه سولفورزدایی معدن آهن در یونان را در سال ۲۰۱۳، پرداختند. با توجه به آزمایش‌های انجام شده برای معدن آهن یونان، عیار سنگ آهن ۳۵/۱۰ درصد و میزان گوگرد ۱/۱۹ درصد اندازه‌گیری شد. از طریق تجزیه و تحلیل خصوصیات کانسنگ، مقایسه‌ی جدایش مغناطیسی تک مرحله‌ای و فلوتاسیون- مغناطیسی دو فرآیند متفاوت بررسی شد، در نهایت فرآیند جدایش فلوتاسیون- مغناطیسی به عنوان فرآیند مناسب تعیین شد. در بخش فلوتاسیون از معرف‌های شیمیایی مختلف استفاده شد. سولفید مس به عنوان فعال‌کننده‌ی پیروتیت مورد استفاده قرار گرفت، دلیل این امر آن است که یون‌های مس ترجیحاً روی سطح پیروتیت جذب می‌شوند و باعث افزایش جذب نوع گزنتات آنیونی می‌شوند. نتایج نشان داد که کنسانتره‌ی سنگ آهن با کیفیت بالا با عیار ۶۶/۸۹ درصد و بازیابی ۷۶/۵۵ درصد و میزان گوگرد ۰/۱۵ درصد حاصل شد [۷۲].

یو و همکاران سولفورزدایی کانسنگ مگنتیت توسط فلوتاسیون با مخلوط گزنتات و دی‌گزنتوژن را در سال ۲۰۱۶ مورد بررسی قرار دادند. در این مطالعه از فلوتاسیون کف برای شناور کردن پیروتیت به دور از مگنتیت با استفاده از کلکتورهای گزنتات و دی‌گزنتوژن استفاده شده است. مشخص شد که گزنتات یا دی‌گزنتوژن به تنهایی قادر به جدایی انتخابی بین پیروتیت و مگنتیت در فلوتاسیون نیستند. از دست دادن زیاد مگنتیت با گزنتات به دست آمد، درحالی‌که عیار سولفور زدایی کم با دی‌گزنتوژن حاصل شد. جالب بود که نرخ سولفورزدایی زیاد با از بین رفتن کم مگنتیت به دست می‌آید وقتی که ترکیب گزنتات با دی‌گزنتوژن به عنوان کلکتور استفاده شود [۷۳].

حذف پیریت از کنسانتره‌ی سنگ آهن با فلوتاسیون ستونی در سال ۲۰۱۷ توسط نخعی و همکاران مورد مطالعه و بررسی قرار گرفت. هدف از این تحقیق، کاهش میزان سولفور ناشی از پیریت کنسانتره‌ی جداکننده‌های

مغناطیسی می‌باشد. در این بررسی تأثیر عوامل عملیاتی مهم مانند سرعت ظاهری گاز، ارتفاع کف، میزان کلکتور، کفساز، درصد جامد و pH پالپ برای دستیابی به هدف مورد بررسی قرار دادند. شرایط بهینه‌ی به‌دست آمده در این بررسی محصولی با عیار سولفور ۰/۰۸ درصد با بازیابی آهن ۹۹/۵ درصد دست یافتند [۷۴].

در سال ۲۰۱۷، نخعی و همکاران حذف سولفور از باطله‌ی کانسنگ آهن با فلوتاسیون را بررسی کردند. تأثیر پارامترهای مختلف عملیاتی از جمله غلظت کلکتور، کفساز، بازداشت‌کننده، فعال‌کننده، pH، درصد جامد پالپ بر روی حذف گوگرد با استفاده از فلوتاسیون معکوس بررسی شد. با توجه به داده‌های ارائه شده در این مطالعه، حداکثر بازیابی گوگرد کل هنگامی حاصل شد که پارامترهای عملیاتی بر روی مقدار کلکتور PAX ۱۶۰ گرم بر تن، مقدار MIBC ۱۴۰ گرم بر تن، CuSO_4 ۱۰۰ گرم در تن، سرعت جریان هوا ۱۰ لیتر بر دقیقه تنظیم شد. حداقل، pH برابر ۸/۵ و دانسیته پالپ ۳۰ درصد. با استفاده از این پارامترهای بهینه، کنسانتره نهایی با عیار ۶۳/۷ درصد آهن و ۰/۰۸۵ درصد گوگرد به‌دست آمد. نتایج این مطالعه نشان داد که با این روش مقدار زیادی کنسانتره آهن تولید می‌شود و همزمان، کسر (کانی‌های) سولفیدی جدا می‌شود که بعداً با توجه به کاهش حجم، می‌توان آن را آسان‌تر مدیریت کرد [۷۵].

در سال ۲۰۱۸، جوانشیر و همکاران سولفورزدایی کنسانتره‌ی سنگ آهن سنگان به‌روش فلوتاسیون را مورد مطالعه قرار دادند. در آزمایش‌های فلوتاسیون آزمایشگاهی اثر پارامترهایی از قبیل غلظت کلکتور ۶۵ تا ۱۰۵ گرم بر تن، غلظت کفساز ۴۵ تا ۷۵ گرم بر تن، درصد جامد پالپ ۲۷ تا ۳۳ درصد و pH برابر ۶ تا ۱۰ بررسی شد. نتایج آزمایش‌های فلوتاسیون ناپیوسته نشان داد که غلظت کلکتور، pH پالپ، غلظت کفساز و درصد جامد پالپ به ترتیب بیشترین تأثیر بر بازیابی گوگرد را دارند [۷۶].

در سال ۲۰۱۸، مکانیسم جذب سیستم معرف‌ها (سورفکتانت‌ها) و کاربرد آن در فلوتاسیون سنگ آهن در یک مرور کلی توسط پاتانیک و همکاران مطالعه شد. در این مطالعه، معرف‌ها/ سورفکتانت‌های مورد استفاده در فرآیند

فلوتاسیون مستقیم و معکوس سنگ آهن با هدف شناسایی قابلیت‌ها و محدودیت‌های آن‌ها همراه با مکانیسم جذب و شیمی سطح بررسی شده است. در این مطالعه به بررسی اجزای پارامترهای دیگر مانند pH، شیمی، ترکیب پالپ، پتانسیل زتا و پتانسیل الکترواستاتیک، و دما پرداختند. آن‌ها نتیجه گرفتند که درک مکانیسم جذب خاص سطح کانی و انتخاب مناسب سیستم معرف‌ها برای عملکرد فلوتاسیون موفق و مؤثر الزامی است [۷۷].

در سال ۲۰۱۸، جوانشیر و همکاران به بررسی سولفورزدایی کنسانتره‌ی کانسنگ آهن سنگان با استفاده از فلوتاسیون پرداختند. هدف از انجام این مطالعه دستیابی به کنسانتره‌ی آهن برای کارخانه‌های گندله‌سازی با میزان گوگرد کمتر از ۰/۲۵ درصد می‌باشد. به‌این منظور از روش فلوتاسیون برای حذف گوگرد استفاده شد. در تست‌های آزمایشگاهی فلوتاسیون، تأثیر معرف‌های مختلف از قبیل، مقدار کلکتور ۶۵-۱۰۵ گرم بر تن، مقدار کفساز ۴۵-۷۵ گرم بر تن، pH برابر ۶-۱۰ و درصد جامد پالپ ۲۷-۳۳ درصد برای بررسی بازیابی گوگرد در نظر گرفته شدند. نتایج نشان داد که به ترتیب مقدار کلکتور، pH، مقدار کفساز و درصد جامد پالپ مهمترین پارامترها در مدت بازیابی گوگرد بود. نتایج نشان داد که افزایش مقدار کلکتور و مقدار کفساز منجر به افزایش در بهبود گوگرد و کاهش میزان گوگرد کنسانتره آهن شد. مشخص شد که افزایش درصد جامد پالپ برای بازیابی گوگرد مفید و برای کیفیت محصول مضر است [۷۸].

فصل سوم:

مواد و روش انجام کار

۳-۱- مقدمه

در این مطالعه با توجه به اهمیت مشخصات کانی‌شناسی، از قبیل ساخت و بافت کانسنگ، نوع کانی‌های تشکیل‌دهنده، نحوه درگیری، ابعاد و شکل کانسنگ، عیار آهن و گوگرد، مشخصه‌یابی در مرحله اول مورد توجه قرار گرفت. بدین منظور ابتدا آنالیز XRF بر روی نمونه معرف انجام شد، سپس به‌منظور تعیین مشخصات کانی‌شناسی نمونه معرف مطالعه‌های XRD صورت گرفت. پس از آن مطالعه‌های کانی‌شناسی بر روی مقاطع صیقلی و نازک برای تعیین مطالعه‌های کانی‌شناسی، سنگ‌شناسی و درجه آزادی انجام شد.

۳-۲- روش انجام تحقیق

نمونه معرف کنسانتره سنگ آهن برای انجام آزمایش‌های فلوتاسیون در مقیاس آزمایشگاهی از کارخانه تهیه گردید. پس از تهیه نمونه معرف، شناسایی فازهای مختلف آهن و میزان آهن در کانسنگ با استفاده از آنالیزهای XRD و XRF انجام شد. سپس تأثیر پارامترهای مؤثر بر سولفورزدایی به‌صورت آزمایشگاهی مورد بررسی قرار گرفت.

به طور کلی مراحل انجام تحقیق به‌صورت زیر می‌باشد:

- (۱) تهیه نمونه معرف
- (۲) انجام آماده‌سازی و تعیین دانه‌بندی
- (۳) انجام مطالعه‌های میکروسکوپی برای شناسایی فازهای مختلف
- (۴) شناسایی و آنالیز نمونه‌ها با استفاده روش‌های مختلف XRF و XRD
- (۵) انجام آزمایش‌ها با توجه به طرح آزمایش و بررسی پارامترهای مؤثر بر سولفورزدایی
- (۶) انجام آزمایش‌های اعتبارسنجی^۱

^۱ Validation

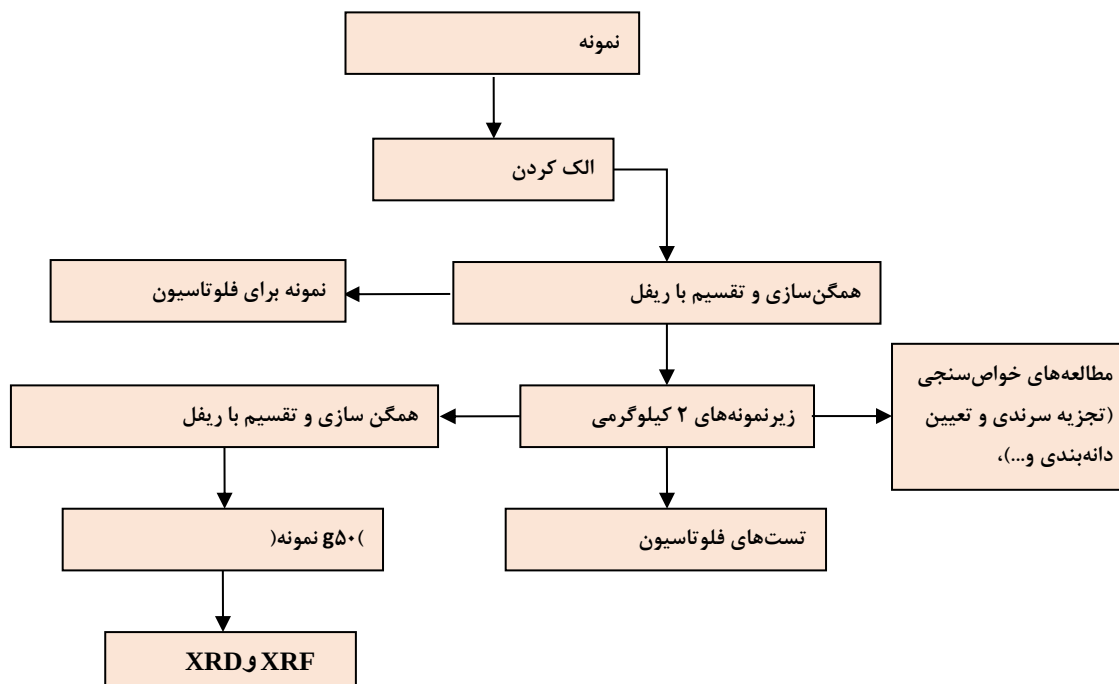
۳-۳- نمونه برداری

برای انجام آزمایش‌ها و مطالعات فرآوری به منظور شبیه‌سازی مدار فرآیند کارخانه تولید کنسانتره نیاز به تهیه نمونه‌ای شاخص می‌باشد. با توجه به عدم امکان تهیه این نمونه شاخص از نمونه‌های قبلی از آنومالی‌های A و B معدن سنگ آهن سنگان استفاده گردید.

این نمونه‌ها قبلاً از آنومالی‌های A و B معدن سنگان تهیه شده و دارای وزنی معادل ۱۳ تن و پس از آماده‌سازی اولیه شامل خردایش و توزیع دانه‌بندی تا اندازه ذرات ریزتر از ۵۰ میلی‌متر و سپس همگن‌سازی صورت گرفت.

۳-۴- آماده‌سازی نمونه

تهیه نمونه معرف و آماده‌سازی مناسب آن، یکی از مهم‌ترین بخش‌ها برای دستیابی به نتایج معتبر در مطالعه‌های فرآوری است. نمونه معرف لازم برای انجام مطالعه‌های فرآوری از کارخانه کنسانتره تهیه گردید. همگن‌سازی نمونه بدین صورت انجام شد که نمونه به صورت معرف و همگن به دو بخش تبدیل شده و یک بخش آن بایگانی شده، و سپس در ادامه بخش باقی‌مانده نمونه به روش مخروط ناقص تقسیم شد و نیمی از آن دوباره به روش مخروط ناقص تقسیم‌بندی گردید و در نهایت ۱/۴ باقی‌مانده نمونه توسط ریفل به بخش‌های ۲ کیلوگرمی تقسیم گردید. این نمونه‌های ۲ کیلوگرمی تهیه شده برای مطالعه‌های شناسایی و کانی‌شناسی، مطالعه‌های خردایش و آزمایش‌های فرآوری مورد استفاده قرار گرفتند. بعد از آزمایش‌های شناسایی و کانی‌شناسی، آزمایش‌های فلوتاسیون انجام شد. در بخش مطالعه‌های فلوتاسیون سنگ آهن انواع مختلف آزمایش‌های فلوتاسیون با تغییر شرایط بر روی نمونه انجام شد تا امکان افزایش میزان بازیابی حذف گوگرد بررسی شود. شکل (۳-۱) فلوشیت آماده‌سازی نمونه را نشان می‌دهد.

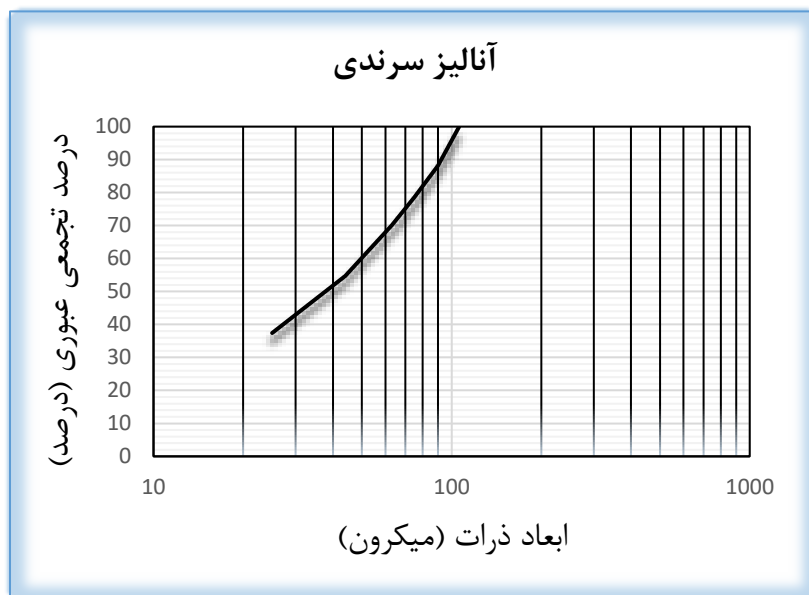


شکل ۳-۱: فلوشیت آماده سازی نمونه.

۳-۵- آنالیز سرنندی و تعیین دانه بندی

نمونه های برداشته شده در بازه ابعادی ۰-۱۰۶ میکرون قرار داشتند. پس از مخلوط کردن نمونه ها، با استفاده از ریفل^۱ نمونه های معرف به منظور انجام آزمایش های بعدی آماده شد. نمونه اولیه در تمامی آزمایش ها ابعاد حداکثر ۱۰۶- میکرون را دارا است. تجزیه سرنندی به منظور دانه بندی و تعیین d_{80} نمونه ها در فراکسیون ۱۰۶، ۹۰، ۷۵، ۶۳، ۴۵، ۲۵ و کوچکتر از ۲۵ میکرون انجام شد (جدول ۳-۱). همان طور که در منحنی توزیع دانه بندی شکل (۳-۲) دیده می شود، نمونه کنسانتره دارای d_{80} معادل ۷۵- میکرون می باشد.

^۱Rifle



شکل ۳-۲: نمودار توزیع دانه‌بندی.

جدول ۳-۱: نتایج آنالیز سرندي

سایز (میکرون)	درصد باقی‌مانده (درصد)	درصد تجمعی عبوری (درصد)
۱۰۶	۰	۱۰۰
۹۰	۱۱/۸۴	۸۸/۱۶
۷۵	۹/۶۱	۷۸/۵۵
۶۳	۸/۴۴	۷۰/۱۰
۴۵	۱۵/۴۵	۵۴/۶۶
۲۵	۱۷/۲۵	۳۷/۴۱
۲۵-	۳۷/۴۱	۰
کل	۱۰۰	-

۳-۶- مطالعات XRF

برای تعیین ترکیبات موجود در ساختار، آنالیز XRF در آزمایشگاه XRF شرکت بر روی نمونه انجام گرفت. به این منظور یک نمونه معرف انتخاب شده و آنالیز مربوط انجام گرفت. نتایج حاصل در (جدول ۳-۲) ارائه شده است.

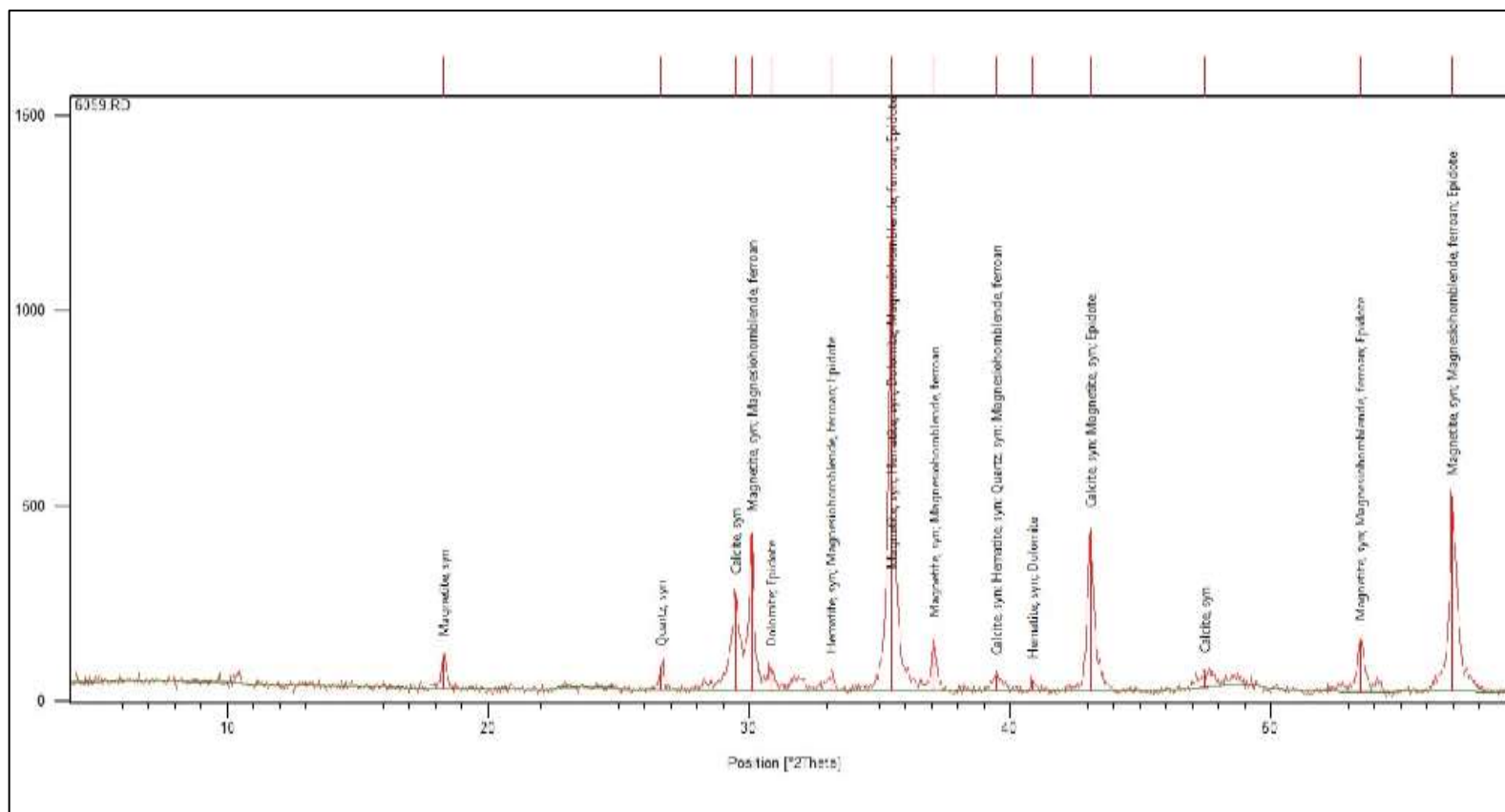
جدول ۳-۲: نتیجه آنالیز XRF از نمونه اولیه

-	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	SO ₃	K ₂ O	CaO	MnO	Fe	Fe ₂ O ₃	Cl	L.O.I
(%)	۱/۱۸	۱/۴۰	۵/۷۳	۰/۴۲	۰/۳۱	۱۶/۴۴	۰/۳۲	۴۹/۷۶	۱۱/۰۵	۰/۱۸	۱۳/۲

۳-۷- مطالعه‌های XRD

برای شناسایی نوع کانی‌های موجود در نمونه، آزمایش طیف‌سنجی پراش پرتو ایکس در آزمایشگاه XRD بر روی نمونه معرف توسط دستگاه طیف‌سنج پراش پرتو ایکس انجام شد.

در این روش، نوع کانی‌های موجود در نمونه تشخیص داده می‌شود. طیف کانی‌شناسی به‌دست آمده از آزمایش‌های XRD در (شکل ۴-۱) ارائه شده است.



شکل ۳-۳: طیف پراش پرتو ایکس نمونه معرف.

همان طور که مشاهده می‌شود، مگنتیت به عنوان کانی اصلی اکسید آهن و سیلیکات‌های آهن‌دار شامل آمفیبول و کلینوپیروکسن و کانی‌های کربناته شامل کلسیت به عنوان اصلی‌ترین کانی‌های گانگ درگیر با کانی اصلی شناخته شده‌اند.

۳-۸- انتخاب عوامل مؤثر و محدوده آن‌ها

در تحقیق حاضر برای آزمایش‌های فلوتاسیون چهار پارامتر غلظت کلکتور، غلظت کف‌ساز، pH و درصد جامد مورد بررسی قرار گرفت. برای تعیین حدود پارامترها ابتدا سابقه تحقیق و کارهای مشابه بررسی شد، سپس یکسری آزمایش‌های مقدماتی (اولیه) انجام گرفت و بدین ترتیب حدود (سطح‌ها) پارامترها تعیین گردید. سطوح پارامترها برای آزمایش‌های فلوتاسیون در (جدول ۳-۲) ذکر شده است.

جدول ۳-۳: سطوح پارامترهای مؤثر برای آزمایش‌های فلوتاسیون

پارامترهای مؤثر	واحد	سطوح
غلظت کلکتور	گرم بر تن	۶۰ - ۱۰۰
pH	-	۶-۱۰
درصد جامد	درصد	۲۰-۳۵
غلظت کف‌ساز	گرم بر تن	۵۰-۷۰

۳-۹- انتخاب متغیر پاسخ

در هنگام انتخاب متغیر پاسخ، متغیرهایی باید به عنوان متغیر پاسخ انتخاب شوند که اطلاعات مفیدی را در رابطه با فرآیند مورد مطالعه تولید کند؛ بنابراین مناسب‌ترین و مهم‌ترین پارامتری که می‌توان فرآیند فلوتاسیون را با توجه به آن مورد ارزیابی قرار داد، محاسبه بازیابی در هر آزمایش فلوتاسیون است. با توجه به اینکه گوگرد یک

عنصر مزاحم در فرآیند است و چنانچه از غلظت مناسب خود بیشتر شود می‌تواند منجر به مشکلاتی در میزان راندمان شود.

۳-۱۰- لیست تجهیزات آزمایشگاه مورد استفاده برای آزمایش جدایش مغناطیسی

لیست تجهیزات اصلی مورد استفاده برای انجام آزمایش‌ها به شرح زیر می‌باشد:

جداکننده مغناطیسی دیویس تیوب (Davis Tube)

جداکننده مغناطیسی تر شدت پایین (Wet Low Intensity Magnetic Separator (LIMS))

جداکننده مغناطیسی تر شدت متوسط (Wet Medium Intensity Magnetic Separator (MIMS))

آسیای گلوله‌ای باند (Bond Ball Mill)

مدار آسیای گلوله‌ای پایلوتی تر (Wet Pilot Ball Mill Grinding Circuit)

۳-۱۱- مواد مورد استفاده در انجام آزمایش فلوتاسیون

برای انجام آزمایش‌های فلوتاسیون از وسایل و تجهیزات زیر در آزمایشگاه استفاده شد:

۱- سرندهای سری ASTM

۲- سلول فلوتاسیون

۳- خشک‌کن نمونه‌ها (OVEN)

۴- pH متر

۵- کلکتور

۶- کف‌ساز

۷- فعال‌کننده

۸- استوانه مدرج

۹- سایر تجهیزات آزمایشگاهی

۳-۱۲- بررسی تغییرات غلظت کلکتور، غلظت کف‌ساز و درصد جامد در مدار فلوتاسیون کارخانه

جهت مشاهده تغییرات بازدهی گوگرد و بازیابی وزنی در مدار فلوتاسیون کارخانه، پارامترهایی از قبیل نحوه توزیع کلکتور در سیستم، غلظت کلکتور، غلظت کف‌ساز و درصد جامد پالپ مورد بررسی قرار گرفت و آزمایش‌های صنعتی بر همین مبنا انجام و نمونه‌های گرفته شده جهت آنالیز میزان گوگرد و آهن به آزمایشگاه ارسال گردید.

آزمایش‌های صنعتی در pH طبیعی و حدود ۸ انجام شد. اثر غلظت کلکتور در آزمایش‌های صنعتی در محدوده ۱۶۰-۸۰ گرم بر تن مورد بررسی قرار گرفت. پس از اعمال تغییرات در میزان غلظت کلکتور در مدار فلوتاسیون و پس از به ثبات رسیدن سیستم، نمونه از مدار انجام گرفت این نمونه‌ها از خوراک ورودی به مدار فلوتاسیون، کنسانتره و باطله در مدت زمان ۹۰ دقیقه و هر ۱۰ دقیقه یک‌بار انجام گرفت. اثر میزان غلظت کف‌ساز MIBC در آزمایش‌های صنعتی در محدوده ۵۵-۱۲۰ گرم بر تن و همچنین اثر درصد پالپ در محدوده ۲۵-۳۵ درصد مورد بررسی قرار گرفت. پس از اعمال تغییرات در سیستم و قابت شدن شرایط تغییر نمونه‌گیری صورت گرفته و نمونه‌ها برای اندازه‌گیری میزان گوگرد و آهن به آزمایشگاه مجتمع سنگ آهن سنگان ارسال شد.

فصل چهارم:

ارائه یافته‌ها و نتایج

۴-۱- مقدمه

در این فصل ابتدا نتایج مربوط به شناسایی ترکیب نمونه‌ها ارائه خواهد شد، سپس نتایج حاصل از تحلیل آماری داده‌ها توسط نرم‌افزار Design Expert جهت بررسی عوامل مؤثر بر بازیابی حذف گوگرد و ارتباط آن‌ها و به‌دست آوردن شرایط بهینه با توجه به عوامل مؤثر برای آزمایش‌های فلوتاسیون، مورد بررسی قرار خواهد گرفت. برای تعیین میزان آهن موجود در نمونه روش شیمی تر مورد استفاده قرار گرفت. این روش برای تعیین میزان عناصر موجود در نمونه کاربرد دارد. در روش شیمی تر ماده مورد نظر ابتدا در اسیدها حل می‌گردد و محلول حاصل به حجم معینی رسانده می‌شود، سپس برای تعیین مقدار عنصر در محلول، حجم معینی از محلول را با واکنشگرهای استاندارد واکنش می‌دهند و غلظت عنصر را از روی روابط میان واکنشگر و واکنش‌دهنده به‌دست می‌آورند. این روش تجزیه شیمیایی را تیتراسیون گویند. این روش برای موادی مانند سنگ آهن که عنصر مربوطه در آن از نوع اصلی و با غلظت زیاد می‌باشد کاربردی است.

آنالیز گوگرد موجود در نمونه به وسیله دستگاه لکو که در مجتمع سنگان موجود می‌باشد انجام گرفت.

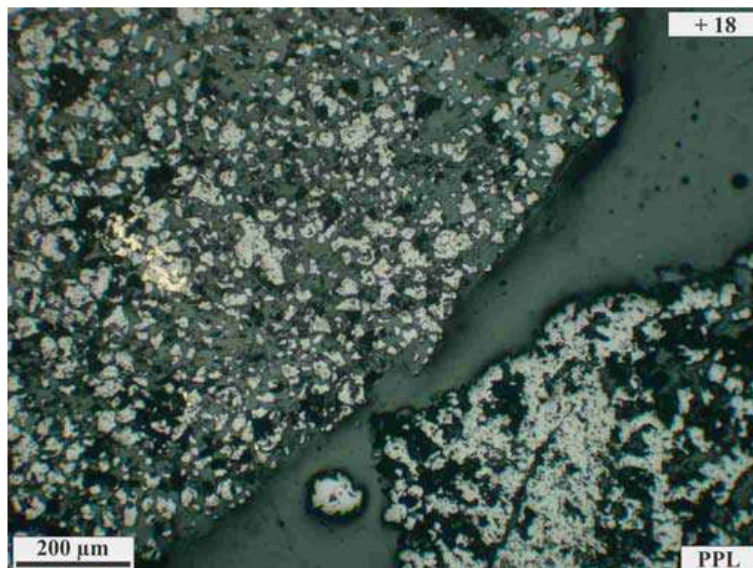
۴-۲- مطالعه‌های کانی‌شناسی نمونه خوراک و کنسانتره

برای انجام این مطالعه‌های کانی‌شناسی و مشخص کردن درجه‌ی آزادی، نمونه مخلوط آنومالی‌های A و B با وزن ۲ کیلوگرم و دانه‌بندی ریزتر از ۲/۳۶ میلی‌متر خرد شد و با سرندهای ۱۰۰۰، ۵۰۰، ۳۰۰، ۱۰۶ و ۶۳ میکرون عمل تجزیه سرندي صورت گرفت. در مرحله بعد از هر فراکسیون چند مقطع در بخش‌های ابعادی مختلف شامل ۱۰۰۰، ۳۰۰ و ۱۰۶ میکرون از نمونه معرف تهیه شده و این نمونه مقاطع تحت مطالعه قرار گرفتند که نتایج آن‌ها به شرح زیر است:

-مقطع صیقلی فراکسیون ۲۰۰۰-۱۰۰۰+ میکرون

قطعات موجود در نمونه حاوی کانی‌های فلزی و غیرفلزی می‌باشد. کانی‌های فلزی عمدتاً از نوع اکسیدهای آهن بوده و علاوه بر آن چند قطعه کوچک و پراکنده کانی سولفیدی از نوع پیریت و کالکوپیریت یافت می‌شود. اکسید آهن اصلی در نمونه از نوع مگنتیت بوده که بصورت بلورهای نیمه شکل‌دار تا شکل‌دار با بافت ریزدانه و تجمعات توده‌ای مشاهده می‌شود. ابعاد بلورهای مگنتیت به‌صورت منفرد متغیر بوده با این حال اغلب ذرات آن کوچکتر از ۱۵۰ میکرون می‌باشد. با این توضیح که قطعاتی را می‌توان یافت که این ذرات ریز به‌صورت مجتمع و بدون باطله فلزی در کنتاکت یکدیگر قرار دارند. پیریت و کالکوپیریت در مجموع ناچیز بوده و در حد دهم درصد می‌باشد. قطعات موجود در مقطع مورد مطالعه را می‌توان به چند گروه زیر تقسیم نمود:

- ۱- قطعات غیرفلزی که فاقد اکسیدهای آهن می‌باشد.
 - ۲- قطعات غیرفلزی حاوی ذرات پراکنده اکسیدهای آهن که مقدار این اکسیدها حداکثر ۱۰ درصد می‌باشد.
 - ۳- قطعاتی که در آن کانی‌های غیرفلزی باطله و اکسیدهای آهن در مقادیر متغیر وجود داشته و با یکدیگر درگیر هستند. در این قطعات مقدار اکسید آهن از حدود ۱۰ تا ۷۰ درصد متغیر است.
 - ۴- قطعات حاوی اکسیدهای آهن که در آن‌ها مقدار باطله غیرفلزی کمتر از ۳۰ درصد است.
- در تعیین درجه آزادی، قطعاتی که مقدار اکسید آهن آن‌ها حداقل ۷۰ الی ۸۰ درصد حجمی است به‌صورت قطعات آزاد لحاظ شده‌اند. هماتیت به‌صورت اولیه در نمونه وجود نداشته و تنها در برخی قطعات مگنتیتی به‌صورت موضعی آثاری از هماتیتی شدن و به‌ندرت گوتیتی شدن قابل تشخیص است. از این‌رو می‌توان گفت حدود ۹۵ درصد ترکیبات آهن‌دار در این فراکسیون به صورت مگنتیت است. درجه آزادی ترکیبات آهن‌دار در این فراکسیون حدود ۴۰ تا ۴۵ درصد است. مقدار ترکیبات آهن‌دار از نوع اکسیدی در این فراکسیون حدود ۶۰ درصد برآورد می‌شود.



شکل ۴-۱: مقطع صیقلی فراکسیون ۲۰۰۰-۱۰۰۰+ میکرون زیر میکروسکوپ نوری

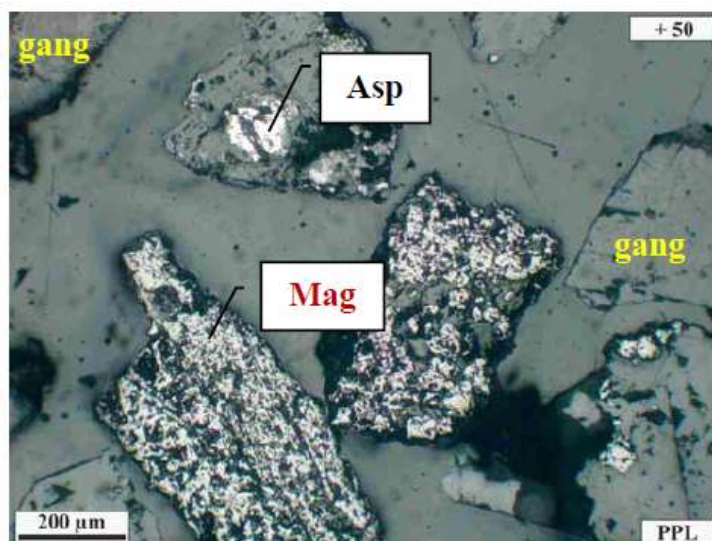
-مقطع صیقلی (۱۰۰۰-۵۰۰+) میکرون

در این فراکسیون قطعات مختلف حاوی کانی‌های غیرفلزی باطله، اکسیدهای آهن و به ندرت کانی‌های سولفیدی مشاهده می‌شود. کانی‌های سولفیدی در حد دهم درصد از نوع پیریت و کالکوپیریت بوده که بخشی به صورت درگیر و بخشی به صورت آزاد دیده می‌شود. اکسیدهای آهن از نوع مگنتیت بوده و بعضی از آن‌ها به صورت موضعی به هماتیت و گوتیت تبدیل شده‌اند. حداقل ۹۰ درصد حجمی ترکیبات آهن‌دار از نوع مگنتیت است. مقدار ترکیبات آهن از نوع اکسیدی در این فراکسیون حدود ۵۵ تا ۶۰ درصد برآورد شده می‌شود. درجه آزادی اکسیدهای آهن در این فراکسیون با احتساب قطعاتی که حداکثر ۷۰ درصد آن‌ها حاوی قطعات آهن است به صورت آزاد حدود ۴۵ الی ۵۰ درصد برآورد می‌شود.



شکل ۴-۲: مقطع صیقلی (۱۰۰۰-۵۰۰+) میکرون

–مقطع صیقلی فراکسیون (۵۰۰-۳۰۰+) میکرون-

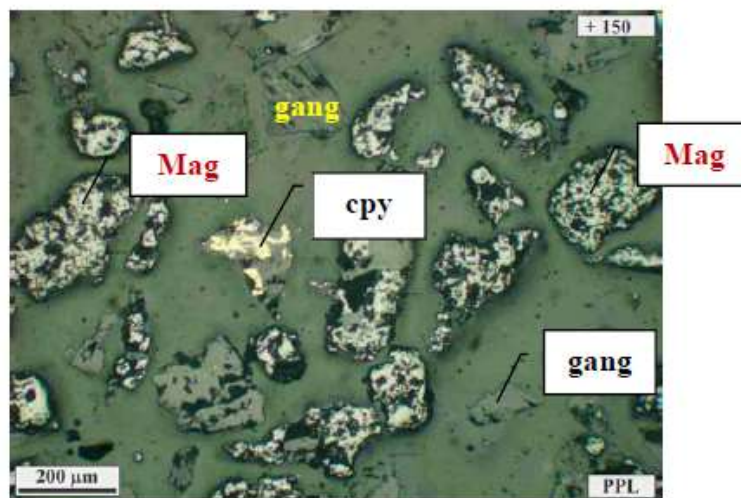


شکل ۴-۳: مقطع صیقلی فراکسیون (۵۰۰-۳۰۰+) میکرون

در این فراکسیون نیز مگنتیت فراوانترین کانی آهن بوده که به صورت موضعی آثار جایگزینی آن با هماتیت و گوتیت یافت می‌شود. مقدار اکسیدهای آهن نمونه در مجموع حدود ۵۰ درصد حجمی قطعات برآورد می‌شود که در این میان حداقل ۹۰ درصد آن قطعات مگنتیت است. کانی‌های سولفیدی در نمونه در حد دهم درصد تا (۲/۰ درصد) یافت می‌شود که شامل پیریت، کالکوپیریت و ذرات پراکنده از نوع آرسنوپیریت است. ذرات سولفیدی هم به شکل آزاد و هم درگیر دیده می‌شود. درجه آزادی اکسیدهای آهن در این فراکسیون حدود ۵۵ الی ۶۰ درصد برآورد می‌شود.

-مقطع صیقلی فراکسیون (۳۰۰-۱۰۶+) میکرون

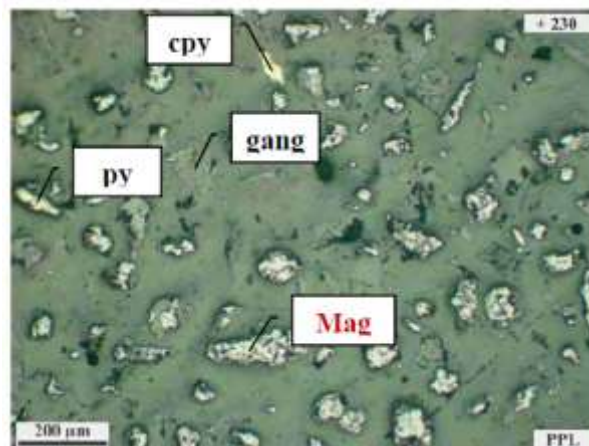
قطعات موجود در این فراکسیون مانند قطعات غیرفلزی بدون اکسیدهای آهن، قطعات غیرفلزی حاوی اکسید آهن در مقادیر مختلف و قطعات حاوی اکسید آهن بدون کانی‌های غیرفلزی و یا مقادیر ناچیز آن‌ها می‌باشد. مگنتیت، آهن اصلی بوده با این وجود حداکثر ۵ الی ۱۰ درصد قطعات مگنتیتی با هماتیت و گوتیت جایگزین شده است. در مجموع اکسیدهای آهن حدود ۵۰ الی ۵۵ درصد حجمی کل قطعات را تشکیل می‌دهند. کانی‌های سولفیدی ناچیز و در حد دهم درصد بوده که شامل پیریت، کالکوپیریت و به ندرت آرسنوپیریت می‌باشند، که این ذرات به فرم آزاد و درگیر یافت می‌شوند. درجه آزادی ترکیبات آهن در این فراکسیون حدود ۷۰ الی ۷۵ درصد می‌شود.



شکل ۴-۴: مقطع صیقلی فراکسیون (+۱۰۶-۳۰۰) میکرون

-مقطع صیقلی فراکسیون (+۱۰۶-۶۳) میکرون

کانی‌های سولفیدی از نوع پیریت، کالکوپیریت و کمتر آرسنوپیریت عمدتاً به صورت آزاد و حداکثر ۰/۵ درصد قابل اندازه‌گیری است. درجه آزادی اکسید آهن در این فراکسیون حدود ۸۵ الی ۹۰ درصد برآورد می‌شود.



شکل ۴-۵: مقطع صیقلی فراکسیون (+۱۰۶-۶۳) میکرون

-مقطع صیقلی فراکسیون (۶۳-) میکرون

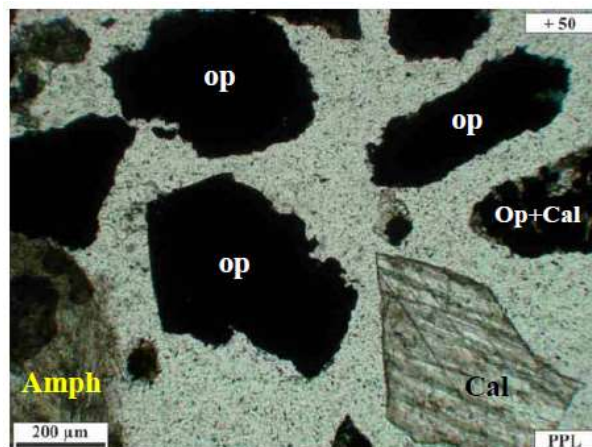
کانی‌های سولفیدی در حد دهم درصد به صورت آزاد و از نوع پیریت و کالکوپیریت یافت می‌شود. درجه آزادی اکسیدهای آهن برای فراکسیون حاضر حدود ۹۰ الی ۹۵ درصد برآورد می‌شود.



شکل ۴-۶: مقطع صیقلی فراکسیون (۶۳-) میکرون

-تیغه نازک فراکسیون ۵۰۰-۳۰۰+ میکرون

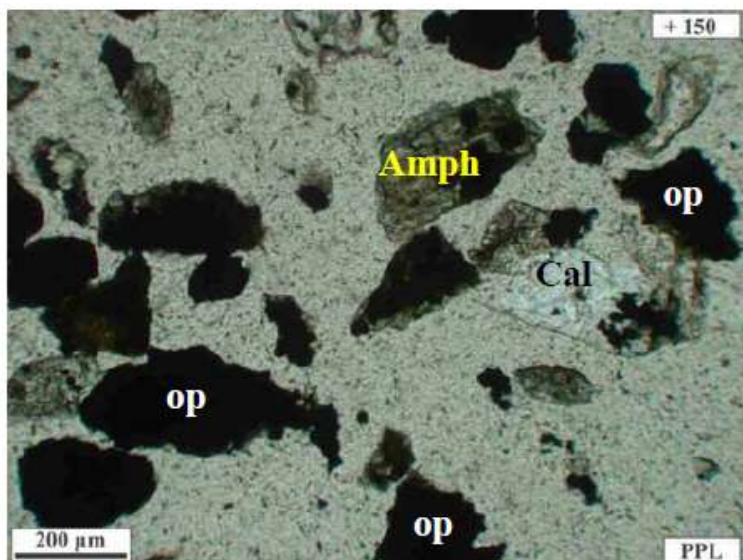
کانی‌های اوپاک و غیرفلزی در این فراکسیون نیز به صورت قطعات آزاد و یا درگیر دیده می‌شود. مقدار کانی‌های اپاک حدود ۵۰ الی ۵۵ درصد برآورد شده و درجه آزادی آن‌ها در این فراکسیون حدود ۶۰ درصد برآورد می‌شود. کانی‌های غیرفلزی عمدتاً از نوع کلسیتی بوده و در مقادیر کمتر آمفیبول از نوع ترمولیت، اکتینولیت، کلینوپیروکسن و در مقادیر ناچیز کوارتز و اپیدوت نیز قابل مشاهده است.



شکل ۴-۷: تیغه نازک فراکسیون ۵۰۰-۳۰۰+ میکرون

- تیغه نازک فراکسیون ۳۰۰-۱۰۶+ میکرون

کانی‌های اوپاک به صورت آزاد و درگیر با کانی‌های فلزی حدود ۵۵ درصد حجمی قطعات را به خود اختصاص می‌دهد. باطله غیرفلزی در نمونه عمدتاً از نوع کربناته کلسیتی بوده و در مقادیر کمتر کانی‌های سیلیکاته مثل آمفیبول، پیروکسن، کوارتز و به ندرت اپیدوت یافت می‌شود. در میان کانی‌های کربناته حداقل ۹۰ درصد باطله غیر فلزی را به خود اختصاص داده‌اند. درجه آزادی کانی‌های فلزی در این فراکسیون ۷۵ تا ۸۰ درصد برآورد شده است.



شکل ۴-۸: تیغه نازک فراکسیون ۳۰۰-۱۰۶ میکرون

همان‌طور که مشاهده شد، نتیجه مطالعات کانی‌شناسی نمونه، درجه آزادی کانسنگ بر اساس ۸۰ درصد ذرات با ارزش آزاد شده، معادل فراکسیون ابعادی ۱۰۶-۶۳ میکرون برآورد نموده شد. همچنین براساس مطالعات کانی‌شناسی:

- کانی آهن‌دار اکسیده: عمدتاً به شکل مگنتیت و به مقدار جزئی مارتیت
- کانی کربناته: کلسیت به عنوان یکی از عمده‌ترین کانی گانگ همراه و درگیر با مگنتیت
- کانی‌های سیلیکاتی: آمفیبول و پیروکسن (سیلیکاتهای آهن‌دار) به عنوان یکی از عمده‌ترین کانی‌های گانگ همراه و به مقدار جزئی کوارتز آزاد
- کانی‌های سولفیدی: پیریت و کالکوپیریت به مقدار جزئی در نمونه مشاهده می‌شود.

ضمناً مطالعات کانی‌شناسی نمونه کنسانتره مرحله کلینر به صورت مقاطع نازک صیقلی انجام شده در فراکسیون‌های ابعادی (+۱۵۰)، (+۹۰، -۱۵۰)، (+۵۳، -۹۰)، (+۳۸، -۵۳) و (-۳۸) مشخص کرد که در فراکسیون‌های درشت، درگیری‌ها عمدتاً چندتایی است که شامل درگیری‌های سه‌تایی (کلسیت-مگنتیت-کوارتز) و (کلسیت-آمفیبول-

مگنتیت) می‌شود. اما در فراکسیون‌های ریزتر درگیری‌های دوتایی همچون (کلسیت-مگنتیت) و (آمفیبول-مگنتیت) بیشتر دیده می‌شوند. درگیری مگنتیت با باطله معمولاً از نوع تماسی و ادخال (Inclusion) است. بیشتر مگنتیت‌ها به صورت تماسی با باطله درگیر هستند اما مقداری از مگنتیت نیز به صورت ادخال در باطله وجود دارد و ابعاد بین ۰/۱ تا ۰/۰۵ میلی‌متر است. به علاوه در برخی از ذرات مگنتیت بلورهای کوچک باطله به صورت ادخال دیده می‌شود که ابعاد آن‌ها به ۰/۰۲ میلی‌متر نیز می‌رسد.

۴-۳- مطالعات تکمیلی کانی‌شناسی نمونه کنسانتره مرحله کلینر

برای انجام مطالعات کانی‌شناسی، مقاطع نازک - صیقلی از نمونه‌های فراکسیون‌بندی شده کنسانتره مرحله کلینر در ابعاد (۱۵۰+، ۹۰+، ۱۵۰-، ۵۳+، ۹۰-، ۳۸+، ۵۳-) و (۳۸-) میکرون توسط میکروسکوپ نوری پلاریزان با نور عبوری و انعکاسی مورد بررسی قرار گرفت که نتایج این بررسی‌ها در ادامه آمده است.

مطالعات نشان می‌دهد مگنتیت با فراوانی حدود ۳۵ درصد کانی اصلی فلزی نمونه است. مگنتیت‌ها بیشتر ریز بلور تا متوسط بلور بوده و بخشی از بلورهای مگنتیت در اثر پدیده مارتیتی شدن به هماتیت اکسید شده است. هماتیت دیگر کانی فلزی نمونه است که بیشتر به همراه مگنتیت و گوتیت دیده می‌شود. این ارتباط از آن‌جا حاصل می‌شود که مقداری از هماتیت نمونه در اثر اکسید شدن مگنتیت تشکیل شده و در ادامه بخشی از بلورهای هماتیت به گوتیت اکسید شده است.

فراوانی هماتیت و گوتیت با هم برابر و در حدود ۱۰-۱۲ درصد است. گوتیت به همراه هماتیت و گاهی به صورت آغستگی بر روی سطح دیگر کانی‌ها و همچنین در فضای خالی بین بلورها دیده می‌شود، که نشان دهنده تشکیل این کانی در نتیجه اکسید شدن کانی‌های دیگر است. پیریت دیگر کانی موجود در نمونه است که از فراوانی اندکی (کمتر از ۱ درصد) برخوردار است. اکثر پیریت‌های موجود در نمونه به گوتیت اکسید شده‌اند.

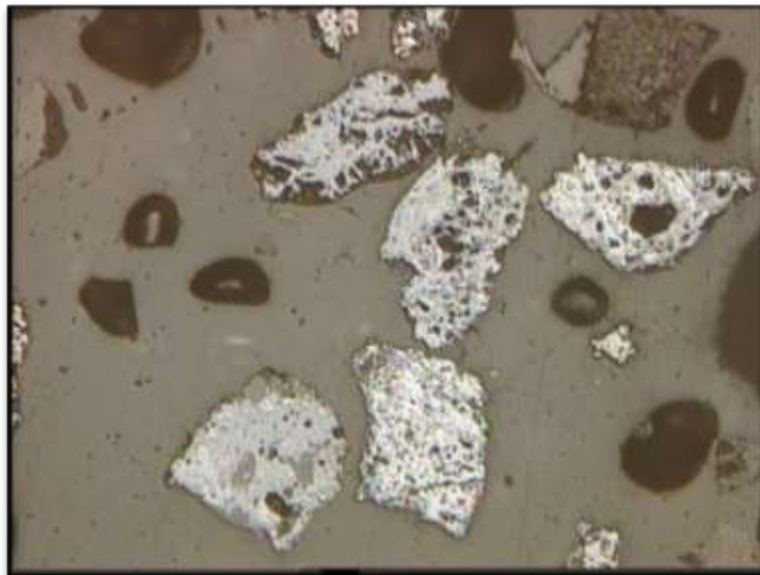
کلسیت با فراوانی حدود ۳۰ درصد مهمترین کانی باطله نمونه است و در اندازه‌ها و شکل‌های مختلف در نمونه حضور دارد. کلسیت به همراه مگنتیت، همتایت، آمفیبول، تالک و موسکوویت دیده می‌شود که می‌تواند نمایان‌گر وجود رابطه بین تشکیل این کانی‌ها باشد. کوارتز به صورت ریز بلور به مقدار کم در نمونه مشاهده می‌شود. فراوانی فلدسپارها در نمونه کم است و بیشتر آن‌ها در اثر دگرسانی، کلسیتی و سریسیتی شده‌اند. نحوه ارتباط کانی‌های آمفیبول (پارگاسیت)، تالک، موسکوویت و کلریت با کلسیت و سایر کانی‌ها نشان می‌دهد که این کانی‌ها ثانویه هستند و در اثر دگرسانی و نفوذ سیالات گرمایی در نمونه تشکیل شده‌اند. تصاویر تهیه شده از سایزهای مختلف نمونه در شکل-های زیر آورده شده و در آن‌ها از کانی‌های غیر فلزی به عنوان باطله نام برده شده است.

مطالعات درجه آزادی نشان داد که در فراکسیون‌های با ابعاد بزرگتر میزان درصد درجه آزادی کانی‌ها کمتر است و با کاهش ابعاد ذرات مقدار درجه آزادی افزایش می‌یابد. در فراکسیون‌های درشت، درگیری‌ها عمدتاً چندتایی است که شامل درگیری‌های سه‌تایی (کلسیت-مگنتیت-کوارتز) و (کلسیت-آمفیبول-مگنتیت) می‌شود. اما در فراکسیون‌های ریزتر، درگیری‌های دوتایی همچون (کلسیت-مگنتیت) و (آمفیبول-مگنتیت) بیشتر دیده می‌شوند.

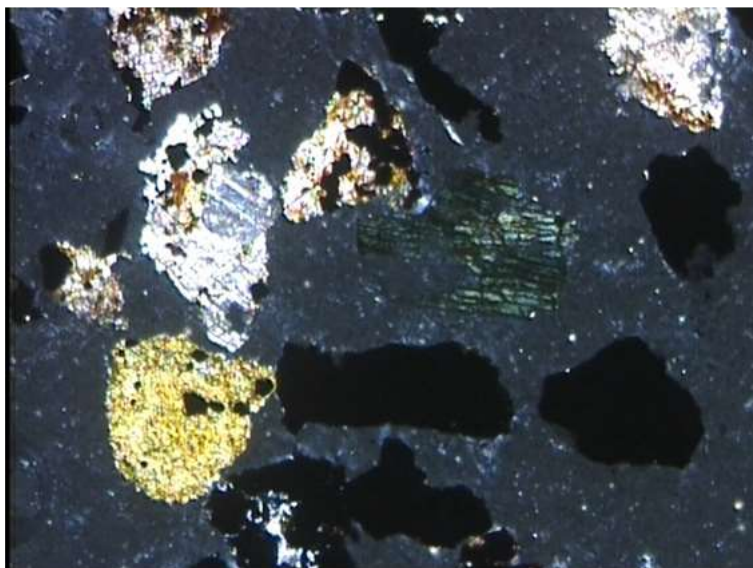
درگیری مگنتیت با باطله معمولاً از نوع تماسی و اذخال است. بیشتر مگنتیت‌ها به صورت تماسی با باطله درگیر هستند اما مقداری از مگنتیت نیز به صورت اذخال در باطله وجود دارد و ابعاد اذخال‌ها بین ۰/۱ تا ۰/۰۵ میلی‌متر است. به علاوه در برخی از ذرات مگنتیت، بلورهای کوچک باطله به صورت اذخال دیده می‌شود که ابعاد آن‌ها به ۰/۰۲ میلی‌متر نیز می‌رسد.

جدول ۴-۱: درجه آزادی ذرات در فراکسیون ابعادی مختلف

اندازه ذرات	درجه آزادی کانه آهن (درصد)
۱۵۰	۶۵
-۱۵۰،+۹۰	۷۶
-۹۰،+۵۳	۸۸
-۵۳،+۳۸	۹۲
-۳۸	۹۶



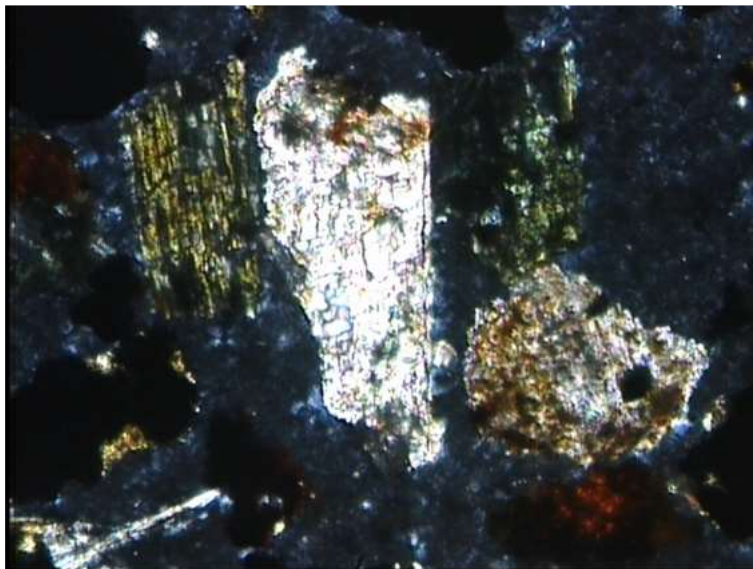
شکل ۴-۹: فراکسیون ۱۵۰+ (نور انعکاسی PPL)



شکل ۴-۱۰: فراکسیون +۱۵۰ (نور عبوری XPL)



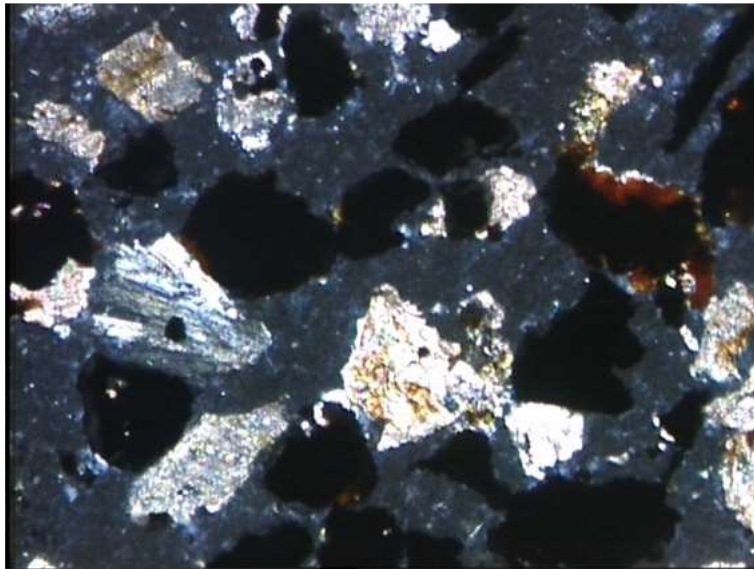
شکل ۴-۱۱: فراکسیون +۹۰، -۱۵۰ (نور انعکاسی PPL)



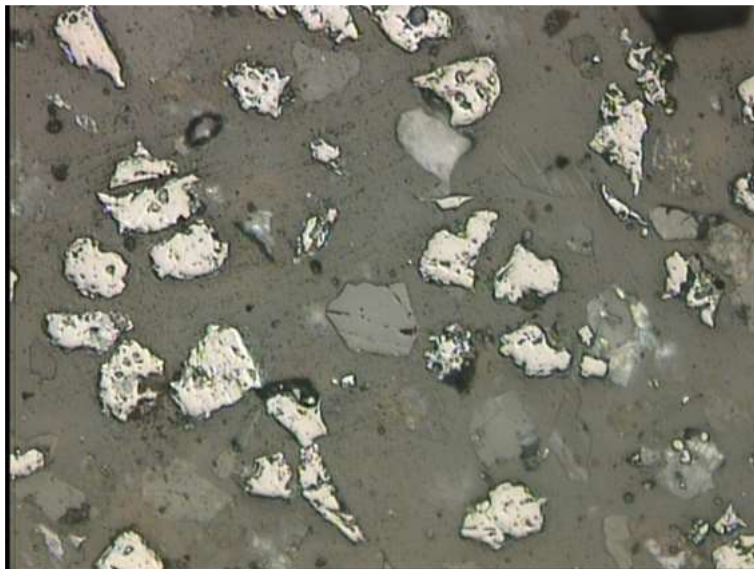
شکل ۴-۱۲: فراکسیون ۹۰، +۱۵۰- (نور عبوری XPL)



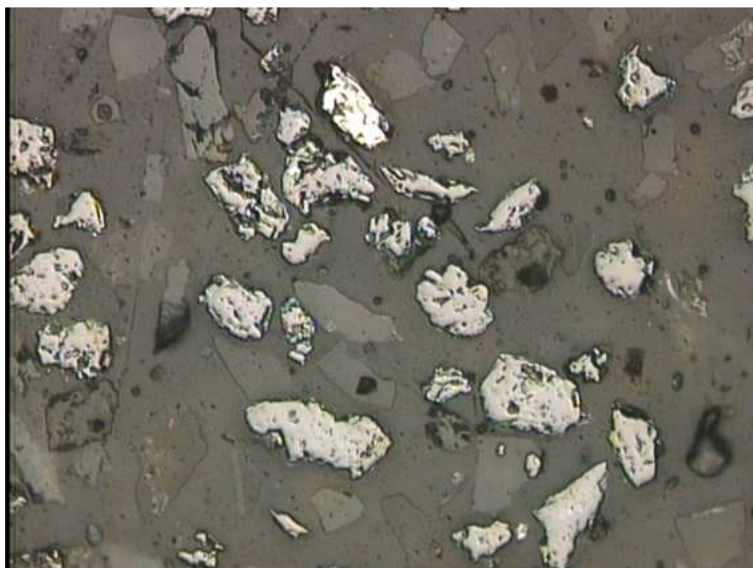
شکل ۴-۱۳: فراکسیون ۵۳، +۹۰- (نور انعکاسی PPL)



شکل ۴-۱۴: فراکسیون ۵۳، ۹۰- (نور عبوری XPL)



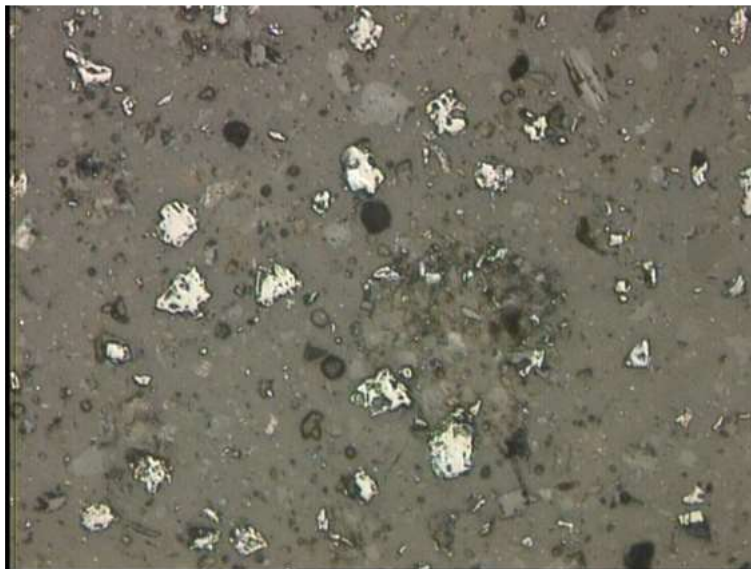
شکل ۴-۱۵: فراکسیون ۳۸، ۵۳- (نور انعکاسی PPL)



شکل ۴-۱۶: فراکسیون ۳۸، ۵۳- (نور انعکاسی PPL)



شکل ۴-۱۷: فراکسیون ۳۸- (نور انعکاسی PPL)



شکل ۴-۱۸: فراکسیون ۳۸- (نور انعکاسی PPL)

۴-۴- بررسی شرایط قبل از اعمال تغییرات مدار فرآوری

برای انجام آزمایش‌ها و مطالعات فرآوری به منظور شبیه‌سازی مدار فرآیند کارخانه تولید کنسانتره نیاز به تهیه نمونه‌ای شاخص می‌باشد. همانطور که قبلاً ذکر شد، با توجه به عدم امکان تهیه این نمونه شاخص از نمونه‌های قبلی که از آنومالی‌های A و B معدن سنگ آهن سنگان استفاده گردید. این نمونه‌ها قبلاً از آنومالی‌های A و B معدن سنگان تهیه شده و دارای وزنی معادل ۱۳ تن گردید و پس از آماده‌سازی اولیه شامل خردایش و توزیع دانه‌بندی تا اندازه ذرات ریزتر از میلی‌متر و سپس همگن سازی صورت گرفت. مشخصات فیزیکی و شیمیایی نمونه‌های تهیه شده از آنومال‌های A و B معدن سنگ آهن سنگان عبارتند از:

۱- آنالیز شیمیایی:

نتایج آنالیز شیمیایی نمونه‌های مربوط به هر یک از آنومالی‌ها و همچنین نتیجه آنالیز نمونه مخلوط از هر دو آنومالی در جدول (۲-۴) نشان داده شده است.

جدول ۴-۲: مشخصات نمونه‌های متوسط آنومالی‌های A و B معدن سنگ آهن سنگان

آنومالی	درصد وزنی اختلاط (%)	Fe (%)	FeO (%)	Fe/FeO	SiO ₂ (%)	S (%)
آنومالی A	۵۰/۰۰	۴۱/۹۵	۱۵/۴۸	۲/۷۱	۱۳/۰۰	۰/۱۱۶
آنومالی B	۵۰/۰۰	۴۱/۹۸	۱۲/۲۳	۳/۴۳	۲/۶۱	۰/۰۴۲
نمونه مخلوط شده	۱۰۰/۰۰	۴۱/۴۲	۱۳/۹۶	۳/۰۷	۶/۴۷	۰/۰۸

آنالیز شیمیایی نمونه خوراک ورودی به کارخانه ارائه شده در قرارداد:

S (%)	SiO ₂ (%)	Fe/FeO	FeO (%)	Fe (%)
۰/۶۰	۱۲/۰۰	۳/۰۰	۱۴/۰۰	۴۳/۰۰

همانطور که مشاهده می‌شود، آنالیز شیمیایی نمونه مخلوط به استثنای مقدار گوگرد تقریباً مشابه با خوراک قراردادی جهت احداث کارخانه می‌باشد. بنابراین، نمونه مخلوط شده از آنومالی‌های A و B به عنوان نمونه معرف جهت طراحی و انجام آزمایش‌های فرآیندی کارخانه در نظر گرفته شد.

همانطور که مشاهده شد، مگنتیت به عنوان کانی اصلی اکسید آهن و سیلیکات‌های آهن‌دار شامل آمفیبول و کلینوپیروکسن و کانی‌های کربناته شامل کلسیت به عنوان اصلی‌ترین کانی‌های گانگ درگیر با کانی اصلی شناخته شده‌اند.

۴-۵- آزمایش‌های فرآوری

به منظور شبیه‌سازی مدار فرآیند پیشنهادی کارخانه تولید کنسانتره، پس از آماده‌سازی اولیه نمونه معرف خرد شده ریز ۵۰ میلی‌متر، اقدام به انجام آزمایش‌های فرآوری بر اساس مدار شد. از آنجا که در مدار، خوراک ورودی ابتدا به وسیله‌ی آسیای HGPR به صورت مدار بسته با سرند ۶ میلی‌متر تحت یک مرحله خردایش قرار می‌گیرد، نمونه معرف به‌وسیله‌ی چندین مرحله خردایش به دانه‌بندی ریزتر از ۶ میلی‌متر رسانده شد و سپس اقدام به انجام آزمایش‌های فرآوری صورت پذیرفت که خلاصه‌ای از این آزمایش‌ها به صورت مختصر در زیر ارائه می‌گردد:

۴-۵-۱- آزمایش جدایش مغناطیسی دیویس تیوب

به منظور تعیین رفتار تغلیظ‌پذیری مواد طی فرآیند جدایش مغناطیسی تر، اقدام به انجام آزمایش دیویس تیوب صورت گرفت که نتایج حاصل از آن در ذیل آورده شده است.

جدول ۴-۳: نتایج آزمایش‌های دیویس تیوب بر روی نمونه مخلوط آنومالی A و B (شدت میدان ۱۰۰ گوس)

Top Size (micron)	K ₈₀ (micron)	Product	Wt. %	Fe %	FeO %	SiO ₂ %	S %
۳۰۰>	۱۵۰~	مغناطیسی	۶۲/۱۵	۶۰/۷۱	۱۹/۳۲	۳/۶۷	۰/۰۳۱
		غیرمغناطیسی	۳۷/۸۵	۹/۷۵	۵/۱۵	۱۱/۰۸	۰/۱۷۳
۶۳>	۴۴~	مغناطیسی	۵۴/۸۰	۶۷/۱۵	۲۱/۲۵	۲/۳۵	۰/۰۲۱
		غیرمغناطیسی	۴۵/۲۰	۱۰/۲۳	۵/۱۲	۱۱/۴۷	۰/۱۵۲
۵۳>	۳۸~	مغناطیسی	۵۳/۰۱	۶۸/۱۱	۲۲/۱۵	۲/۱۶	۰/۰۱۳
		غیرمغناطیسی	۴۶/۹۹	۱۱/۳۱	۴/۷۵	۱۱/۳۳	۰/۱۵۶
۴۴>	۳۲~	مغناطیسی	۵۱/۵۰	۶۸/۳۵	۲۲/۷۵	۲/۱۱	۰/۰۱۲
		غیرمغناطیسی	۴۸/۵۰	۱۲/۸۲	۴/۶۳	۱۱/۱۰	۰/۱۵۲

جدول ۴-۴: نتایج آزمایش دیویس تیوب بر روی نمونه مخلوط آنومالی A و B (شدت میدان ۲۷۰۰ گوس)

Top Size (micron)	K ₈₀ (micron)	Product	Wt. %	Fe %	FeO %	SiO ₂ %	S %
۳۰۰>	۱۵۰~	مغناطیسی	۶۲/۸۰	۶۰/۸۰	۱۹/۶۸	۳/۵۹	۰/۰۲۸
		غیرمغناطیسی	۳۷/۲۰	۸/۷۰	۴/۳۰	۱۱/۳۳	۰/۱۶۸
۶۳>	۴۴~	مغناطیسی	۵۵/۳۰	۶۷/۳۵	۲۱/۶۰	۲/۲۵	۰/۰۱۶
		غیرمغناطیسی	۴۴/۷۰	۹/۳۴	۴/۵۱	۱۱/۶۹	۰/۱۵۹
۵۳>	۳۸~	مغناطیسی	۵۳/۵۰	۶۸/۲۱	۲۲/۶۵	۲/۱۵	۰/۰۱۲
		غیرمغناطیسی	۴۶/۵۰	۱۰/۶۰	۳/۹۶	۱۱/۴۴	۰/۱۵۸
۴۴>	۳۲~	مغناطیسی	۵۲/۰۵	۶۸/۶۹	۲۲/۹۵	۲/۰۵	۰/۰۱۱
		غیرمغناطیسی	۴۷/۹۵	۱۱/۸۲	۴/۲۰	۱۱/۲۷	۰/۱۵۵

با توجه به نتایج حاصل از آزمایش دیویس تیوب، پیش‌بینی می‌شود با خردایش و آسیاکنی نمونه تا زیر ۵۳ میکرون و رسیدن به K₈₀ تقریباً معادل با ۳۸ میکرون، می‌توان کنسانتره‌ای با عیار آهن بیش از ۶۸ درصد و همچنین میزان گوگرد کمتر از ۰/۰۸ درصد و بازیابی وزنی مطابق با شرایط طراحی اولیه را تولید کرد.

همان‌طور که مشاهده می‌شود، محتوای سیلیس کنسانتره به تنهایی با روش جدایش مغناطیسی به حد قراردادی کاهش نیافته و نیازمند استفاده از روش فلو تاسیون معکوس برای حذف محتوای عیاری سیلیس کنسانتره می‌باشد.

۴-۵-۲- آزمایش جدایش مغناطیسی کوبینگ خشک

جهت بررسی امکان به کارگیری یک مرحله جدایش مغناطیسی خشک اولیه خوراک خرد شده قبل از ورود به کارخانه کنسانتره، اقدام به انجام آزمایش مربوطه بر روی نمونه خوراک خرد شده با دانه بندی ریزتر از ۵۰ میلی متر گردید.

یک مرحله جدایش مغناطیسی خوراک ریزتر از ۵۰ میلی متر با جداساز نواری خشک شدت میدان

پایین ۱۱۰۰ گوس

شرایط انجام آزمایش:

نمونه: خوراک اصلی

دانه بندی: ذرات ریزتر از ۵۰ میلی متر

نوع درام: بت درام جداکننده با شدت میدان ۱۱۰۰ گوس

سرعت خطی درام: ۱/۳۳ متر بر ثانیه

جدول ۴-۵: نتایج حاصل از یک مرحله جدایش مغناطیسی با جداکننده نواری خشک (شدت میدان ۱۱۰۰ گوس)

Sample	Wt.	Fe (%)	FeO (%)	SiO ₂ (%)	S (%)	Fe _{rec.} (%)
Pre-Concentrate Tailing	۹۴/۶۰	۴۴/۰۴	۱۴/۵۸	۵/۸۵	۰/۱۰۲	۹۸/۸۵
	۵/۴۰	۸/۹۸	۳/۴۰	۱۵/۴۸	۰/۰۶	۱/۱۵
Feed (Calculated)	۱۰۰	۴۲/۱۵	۱۳/۹۸	۶/۳۷	۰/۱۰۰	۱۰۰
Feed (Actual)	۱۰۰	۴۱/۹۷	۱۳/۸۶	۶/۴۷	۰/۰۸	۱۰۰

همان طور که مشاهده می شود با یک مرحله جدایش مغناطیسی خشک خوراک ریزتر از ۵۰ میلی متر با جداساز نواری شدت پایین، ۹۴/۶۰ درصد وزنی مواد جذب درام شده و عیار آهن نیز از ۴۱/۹۷ درصد به ۴۴/۰۴ درصد افزایش یافته است.

نتایج آزمایش های نشان می دهد به دلیل درجه آزادی بسیار پایین کانی های آهن دار از یک طرف و همچنین قابلیت جذب مغناطیسی بسیار بالای خوراک، جدایش مغناطیسی خوراک خرد شده حاصل از خردایش در این محدوده دانه بندی، مطلوب و موثر نمی باشد. ضمناً بر اساس تجربه، پیش بینی می گردد با تغییر پارامترهای عملیاتی نظیر افزایش سرعت درام و یا کاهش شدت میدان مغناطیسی سطح درام، تأثیر چندانی در جدایش ایجاد نخواهد شد و تنها منجر به هدرروی کانیهای با ارزش آهن دار به بخش باطله می گردد.

لذا بر اساس نتایج حاصل از آزمایش های فوق، به کارگیری یک مرحله جدایش مغناطیسی خشک خوراک خرد شده قبل از ورود مواد به کارخانه کنسانتره پیشنهاد نمی گردد.

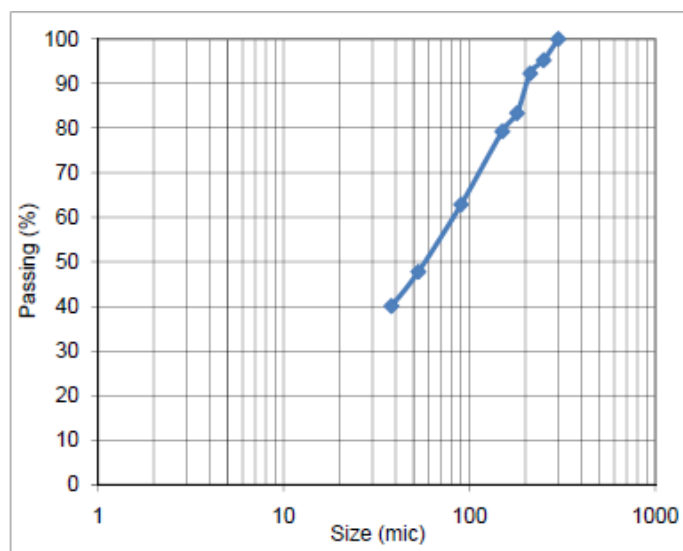
۴-۵-۳- آزمایش های جدایش مغناطیسی تر مرحله کوبر

آزمایش های جدایش مغناطیسی مرحله کوبر به منظور انتخاب درام با شدت میدان مناسب بر روی نمونه آماده سازی شده با دانه بندی ریزتر از ۳۰۰ میکرون و K₈₀ تقریباً معادل با ۱۵۰ میکرون تحت شرایط زیر انجام گرفت:

- یک مرحله جدایش با درام مغناطیسی شدت متوسط و سرعت خطی ۱/۳۳ متر بر ثانیه
- یک مرحله جدایش توسط درام مغناطیسی شدت پایین و سرعت خطی ۱/۳۳ متر بر ثانیه

جدول ۴-۶: آنالیز سرنندی نمونه آماده‌سازی شده برای انجام آزمایش جدایش مغناطیسی مرحله کوپر

Size (mic)	WT. (%)	Passing (%)
۳۰۰	۰/۰۰	۱۰۰/۰۰
۲۵۰	۴/۷۸	۹۵/۲۲
۲۱۲	۲/۹۴	۹۲/۲۸
۱۸۰	۸/۹۲	۸۳/۳۶
۱۵۰	۴/۰۷	۷۹/۲۹
۹۰	۱۶/۴۲	۶۲/۸۶
۵۳	۱۵/۰۹	۴۷/۷۷
۳۸	۷/۶۹	۴۸/۰۸
-۳۸	۴۸/۰۸	۰/۰۰
Total	٪۱۰۰/۰۰	-----



شکل ۴-۱۹: دانه‌بندی نمونه آماده‌سازی شده برای انجام آزمایش جدایش مغناطیسی مرحله کوپر

آزمایش شماره ۱: یک مرحله جدایش با درام مغناطیسی شدت متوسط ۲۷۰۰ گوس و

سرعت خطی ۱/۳۳ متر بر ثانیه

نتیجه حاصل از یک مرحله جدایش مغناطیسی کوبر با جداکننده مغناطیسی تر شدت متوسط در سرعت خطی ۱/۳۳ متر بر ثانیه، امکان تولید کنسانتره‌ای با ریکاوری وزنی ۶۷/۳۴ درصد را امکان‌پذیر می‌سازد و عیار آهن نیز از $Fe = 41/97$ به $Fe = 57/82$ درصد افزایش یافته است.

آزمایش شماره ۲: یک مرحله جدایش با درام مغناطیسی شدت پایین ۱۱۰۰ گوس و سرعت

خطی ۱/۳۳ متر بر ثانیه

یک مرحله جدایش کوبر انجام شده با جداکننده مغناطیسی تر شدت پایین در سرعت خطی ۱/۳۳ متر بر ثانیه، منجر به تولید کنسانتره با بازیابی وزنی ۶۳/۴۴ درصد شد و عیار آهن از $Fe = 41/497$ به $Fe = 59/10$ افزایش پیدا کرد. مشاهده می‌شود که با توجه به نتایج آزمایش‌های انجام پذیرفته و نظر به اینکه در مرحله جدایش مغناطیسی کوبر می‌باید کمترین افت کانی با ارزش حاصل گردد، بنابراین فرآیند جدایش مغناطیسی به وسیله درام شدت متوسط ۲۷۰۰ گوس دارای نتایج مناسب‌تری از نظر راندمان جدایش در مقایسه با درام شدت پایین ۱۱۰۰ گوس است.

ازین رو مشخصات درام پیشنهادی برای نصب در مرحله کوبر مدار کارخانه فرآوری به شرح زیر می‌باشد:

➤ نوع درام مغناطیسی: جداکننده مغناطیسی تر شدت متوسط با شدت میدان ۲۷۰۰ گوس

➤ سرعت خطی چرخش استوانه مغناطیسی: ۱/۳۳ متر بر ثانیه

➤

نتایج یک مرحله جدایش مغناطیسی مقدماتی نمونه خوراک مخلوط (مرحله جدایش کوبر)

جدول ۴-۷: یک مرحله جدایش مغناطیسی با درام تر شدت متوسط (۲۷۰۰ گوس)

Sample	Wt.	Fe (%)	FeO (%)	SiO ₂ (%)	S (%)	Fe _{rec.} (%)
Pre-Concentrate	۶۷/۳۴	۵۲/۸۷	۱۸/۵۴	۳/۸۲	۰/۰۲۵	۹۱/۵۲
Tailing	۳۲/۶۶	۱۱/۰۴	۴/۳۳	۱۲/۰۵	۰/۲۱۵	۸/۴۸
Feed (Calculated)	۱۰۰/۰۰	۴۲/۵۴	۱۳/۹۰	۶/۵۱	۰/۰۸۷	۱۰۰/۰۰
Feed (Actual)	۱۰۰/۰۰	۴۱/۹۷	۱۳/۸۶	۶/۴۷	۰/۰۸	۱۰۰/۰۰

جدول ۴-۸: یک مرحله جدایش مغناطیسی با درام تر شدت پایین (۱۱۰۰ گوس)

Sample	Wt.	Fe (%)	FeO (%)	SiO ₂ (%)	S (%)	Fe _{rec.} (%)
Pre-Concentrate	۶۳/۴۴	۵۹/۱	۱۸/۹۷	۳/۵۴	۰/۰۲۱	۸۹/۷۰
Tailing	۳۶/۵۶	۱۱/۷۵	۴/۶۵	۱۲/۳۵	۰/۲۲۰	۱۰/۲۸
Feed (Calculated)	۱۰۰/۰۰	۴۱/۷۹	۱۳/۷۳	۶/۷۶	۰/۰۹۴	۱۰۰/۰۰
Feed (Actual)	۱۰۰/۰۰	۴۱/۹۷	۱۳/۸۶	۶/۴۷	۰/۰۸	۱۰۰/۰۰

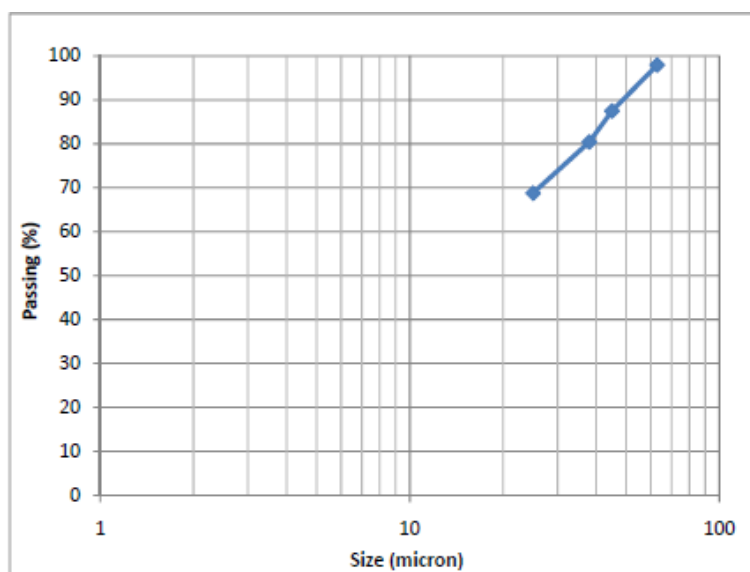
۴-۵-۴- آسیاکنی نمونه کنسانتره کوبر تا دانه بندی زیر ۶۳ میکرون

به منظور انجام آزمایش های جدایش مغناطیسی دو مرحله ای شدت پایین رافر -کلینر، کنسانتره کوبر با شاخص دانه بندی K₈₀ حدود ۱۵۰ میکرون توسط آسیای نیمه صنعتی برای دستیابی به محصولی با دانه بندی ریزتر از

۶۳ میکرون مورد خردایش و آسیاکنی قرار گرفت. نمونه آماده‌سازی شده دارای K_{80} معادل ۳۸ میکرون بود که از این نمونه در انجام آزمایش‌های جدایش مغناطیسی دو مرحله‌ای شدت پایین رافر کلینر استفاده شد.

جدول ۴-۹: آنالیز سرنندی نمونه آماده‌سازی شده برای انجام جدایش مغناطیسی مرحله کلینر

Size (mic)	Wt. (%)	Passing (%)
۶۳	۲/۱	۹۷/۹
۴۵	۱۰/۵	۸۷/۵
۳۸	۷/۱	۸۰/۴
۲۵	۱۱/۷	۶۸/۸
-۲۵	۶۸/۸	۰/۰
Total	۱۰۰/۰۰	---



شکل ۴-۲۰: دانه‌بندی نمونه آماده‌سازی شده برای انجام جدایش مغناطیسی مرحله کلینر

۴-۵-۵- آزمایش‌های جدایش مغناطیسی مرحله رافر و کلینر

به منظور بررسی امکان تولید کنسانتره نهایی با عیار مطلوب، همان‌طور که اشاره شد اقدام به خردایش و آسیاکنی نمونه کنسانتره حاصل از آزمایش کوبر تا دانه‌بندی ریزتر از ۶۳ میکرون و شاخص K_{80} برابر ۳۸ میکرون و سپس انجام آزمایش‌های جدایش مغناطیسی دو مرحله ای پیوسته رافر و کلینر بر روی نمونه آماده‌سازی شده گردید.

۴-۵-۶- آزمایش‌های دیویس تیوب بر روی کنسانتره آماده سازی شده مرحله کوبر

به منظور بررسی رفتار تغلیظ‌پذیری کنسانتره حاصل از یک مرحله جدایش مغناطیسی کوبر، اقدام به انجام آزمایش دیویس تیوب بر روی نمونه آماده‌سازی شده با دانه‌بندی ریزتر از ۶۳ میکرون و K_{80} حدود ۳۸ میکرون در دو شدت میدان ۱۱۰۰ و ۲۷۰۰ گردید. همان‌طور که در زیر ملاحظه می‌گردد، دانه‌بندی فوق و در دو شدت میدان ۱۱۰۰ و ۲۷۰۰ گوس، امکان تولید کنسانتره‌های با عیار آهن بیشتر از ۶۸ درصد و گوگرد کمتر از ۰/۰۸ درصد میسر می‌باشد؛ اما به نظر می‌رسد، نتایج آزمایش در شدت میدان ۲۷۰۰ گوس تا حدی مطلوب‌تر از شدت میدان ۱۱۰۰ گوس باشد.

جدول ۴-۱۰: آزمایش‌های دیویس تیوب بر روی نمونه کنسانتره حاصل از آزمایش‌های جدایش مغناطیسی مرحله کوبر در شدت

میدان‌های ۱۱۰۰ و ۲۷۰۰ گوس

Filed Intensity (gauss)	K_{80} (micron)	Product	Wt. %	Fe %	FeO %	SiO ₂ %	S %
۲۷۰۰	~۳۸	مغناطیسی	۸۲/۴۰	۶۸/۳۴	۲۱/۷۹	۲/۱۵	۰/۰۲۱
		غیرمغناطیسی	۱۹/۶۰	۱۴/۶۷	۵/۲۱	۱۰/۶۷	۰/۰۴۱
۱۱۰۰	~۳۸	مغناطیسی	۷۹/۶۰	۶۸/۳۷	۲۱/۸۵	۲/۱۱	۰/۰۲۰
		غیرمغناطیسی	۲۰/۴۰	۱۶/۶۵	۵/۶۲	۱۰/۴۹	۰/۰۴۵

دو مرحله جدایش مغناطیسی کنسانتره آماده سازی شده مرحله کوبر با درام های با شدت میدان

۲۷۰۰ گوس

نتایج حاصل از دو مرحله جدایش مغناطیسی مرحله رافر و کلینر با درام های شدت میدان متوسط ۲۷۰۰ گوس در زیر آورده شده است.

آزمایش های جدایش مغناطیسی مرحله کلینر شامل دو مرحله جدایش با درام های تر ۲۷۰۰ گوس

جدول ۴-۱۱: مشخصات کنسانتره آماده سازی شده مرحله کوبر

Size (micron)	Fe %	FeO %	Fe/FeO %	SiO ₂ %	S %
K ₁₀₀ <63 & K ₈₀ ~38	۵۷/۸۲	۱۸/۵۴	۳/۱۲	۳/۸۲	۰/۰۲۵

آزمایش مرحله رافر: یک مرحله جدایش با درام مغناطیسی شدت متوسط ۲۷۰۰ گوس و سرعت خطی ۱/۳۳ متر بر ثانیه

نتیجه حاصل از یک مرحله جدایش مغناطیسی رافر با جداکننده مغناطیسی تر شدت متوسط در سرعت خطی ۱/۳۳ متر بر ثانیه، امکان تولید کنسانتره ای با بازیابی وزنی ۸۴/۱۰ درصد را امکان پذیر می سازد و عیار آهن نیز از ۵۷/۸۲ درصد به ۶۵/۳۳ درصد افزایش یافته است.

جدول ۴-۱۲: مرحله رافر: MIMs تر ۲۷۰۰، سایز < ۶۳ میکرومتر، $K_{80} \approx 38 \mu m$ ، سرعت درام: ۱/۳۳ متر بر ثانیه.

Sample	Wt. %	Fe %	FeO %	SiO ₂ %	S %	Fe _{rec.} %
Concentrate	۸۴/۱۰	۶۵/۳۳	۲۰/۹۰	۲/۶۱	۰/۰۱۸۲	۹۵/۵۱
Tailing	۱۵/۵۹	۱۶/۲۴	۴/۸۹	۱۰/۱۵	۰/۰۵۵	۴/۴۹
Feed (calculated)	۱۰۰/۰۰	۵۷/۵۲	۱۸/۳۶	۳/۸۳	۰/۰۲۴۱	۱۰۰/۰۰
Feed (actual)	۱۰۰/۰۰	۵۷/۸۲	۱۸/۵۴	۳/۱۸۹	۰/۰۲۴۷	۱۰۰/۰۰

آزمایش مرحله کلینر: یک مرحله جدایش با درام مغناطیسی شدت متوسط ۲۷۰۰ گوس و سرعت خطی ۱/۳۳ متر بر ثانیه

یک مرحله جدایش مغناطیسی کلینر با جداکننده مغناطیسی تر شدت متوسط در سرعت خطی ۱/۳۳ متر بر ثانیه منجر به تولید کنسانتره با بازیابی وزنی ۹۳/۸۳ درصد شده، و عیار آهن نیز از ۶۵/۳۳ به ۶۷/۵ درصد افزایش یافت.

جدول ۴-۱۳: مرحله کلینر: MIMs تر ۲۷۰۰، سایز < ۶۳ میکرومتر، $K_{80} \approx 38 \mu m$ ، سرعت درام: ۱/۳۳ متر بر ثانیه.

Sample	Wt. %	Fe %	FeO %	SiO ₂ %	S %	Fe _{rec.} %
Concentrate	۹۳/۸۳	۶۷/۵۰	۲۱/۶۰	۲/۱۸۷	۰/۰۱۲۹	۹۶/۹۱
Tailing	۶/۱۷	۳۲/۷۸	۹/۲۲	۹/۱۵۰	۰/۱۱۰	۳/۰۹
Feed (calculated)	۱۰۰/۰۰	۶۵/۳۶	۲۰/۸۴	۲/۶۲	۰/۰۱۸۹	۱۰۰/۰۰
Feed (actual)	۱۰۰/۰۰	۵۷/۸۲	۱۸/۵۴	۳/۱۸۹	۰/۰۲۴۷	۱۰۰/۰۰

بر اساس نتایج حاصل از آزمایش‌های انجام پذیرفته، با خردایش و آسیاکنی نمونه کنسانتره اولیه حاصل از مرحله کوبر و دو مرحله جدایش مغناطیسی پیوسته با درام‌های شدت میدان متوسط ۲۷۰۰ گوس، امکان تولید کنسانتره‌های با مشخصات به شرح ذیل در مرحله کلینر وجود دارد:

کنسانتره کلینر

M-Wt = ۷۸/۹۱ % Fe = ۶۷/۵۰ % FeO = ۲۱/۶ % S = ۰/۰۱۲۹ % SiO₂ = ۲/۱۸۷ %

باطله کلینر و رافر

M-Wt = ۰۹/۲۱ % Fe = ۲۰/۲۸ % FeO = ۵/۹۵ % S = ۰/۰۶۸ % SiO₂ = ۹/۹۱ %

۴-۵-۷- آزمایش‌های جدایش مغناطیسی مرحله نهایی کلینر

در این مرحله اقدام به انجام آزمایش‌های جدایش مغناطیسی نهایی کلینر با درام تر شدت میدان متوسط ۲۷۰۰ گوس بر روی کنسانتره حاصل از مرحله کلینر گردید.

جدول ۴-۱۴: آزمایش‌های جدایش مغناطیسی مرحله نهایی کلینر شامل یک مرحله جدایش با درام تر ۲۷۰۰ گوس

Size (micron)	Fe %	FeO %	Fe/FeO %	SiO ₂ %	S %
K ₁₀₀ <63 & K ₈₀ ~38	۶۷/۵۰	۲۱/۶۰	۳/۱۳	۲/۱۸۷	۰/۰۱۲۹

جدول ۴-۱۵: مرحله نهایی کلینر: MIMs تر ۲۷۰۰، سایز < ۶۳ میکرومتر، $K_{80} \approx 38 \mu m$ ، سرعت درام: ۱/۳۳ متر بر ثانیه.

Sample	Wt. %	Fe %	FeO %	SiO ₂ %	S %	Fe _{rec.} %
Concentrate	۹۷/۳۰	۶۸/۰۸	۲۱/۹۲	۲/۰۹۷	۰/۰۱۱۷	۹۷/۹۹
Tailing	۲/۷۰	۵۰/۳۹	۱۴/۵۱	۹/۱۵	۰/۱۱۰	۲/۰۱
Feed (calculated)	۱۰۰/۰۰	۶۷/۶۰	۲۱/۷۲	۲۲۹	۰/۰۱۴۴	۱۰۰/۰۰
Feed (actual)	۱۰۰/۰۰	۶۷/۵۰	۲۱/۶۰	۲/۱۸۷	۰/۰۱۲۹	۱۰۰/۰۰

نتیجه حاصل از یک مرحله جدایش مغناطیسی نهایی کلینر با جداکننده مغناطیسی تر شدت متوسط در سرعت خطی ۱/۳۳ متر بر ثانیه، امکان تولید کنسانتره‌ای با بازیابی وزنی ۹۷/۳۳ درصد را امکان پذیر می‌سازد و عیار آهن نیز از ۶۷/۵۰ به ۶۸/۰۸ درصد افزایش یافته است.

۴-۶- آزمایش‌های ناپیوسته گوگردزدایی به روش فلوتاسیون معکوس

برای به دست آوردن بهترین شرایط برای افزایش راندمان و بهینه‌سازی فرآیند فلوتاسیون، با کمک نرم‌افزار طراحی آزمایش به وسیله‌ی نرم افزار طراحی آزمایش Design Expert، طراحی آزمایش‌ها انجام پذیرفت. با توجه به مطالعات پیشین و شرایط کارخانه، چهار پارامتر به عنوان عوامل مؤثر بر عملیات فلوتاسیون در نظر و مورد بررسی قرار گرفته شد تا بهترین شرایط برای بهبود کارایی حذف گوگرد به دست آید. همچنین براساس مطالعه‌های گذشته از روش طراحی Optimal Custom برای انجام طراحی آزمایش‌ها استفاده شد که در ۴ بلوک طراحی صورت گرفت. پارامترهای مورد بررسی در جدول ۴-۱۷ آورده شده است.

جدول ۴-۱۶: جدول آزمایش‌های طراحی شده و مقادیر پارمترهای آن

شماره	غلظت کلکتور (گرم بر تن)	غلظت کف‌ساز (گرم بر تن)	درصد جامد	pH
۱	۶۰	۶۰	۳۵	۱۰
۲	۶۰	۵۰	۲۵	۶
۳	۱۰۰	۵۰	۲۵	۱۰
۴	۱۰۰	۵۰	۳۵	۶
۵	۱۰۰	۷۰	۲۵	۸
۶	۸۰	۷۰	۳۵	۶
۷	۶۰	۷۰	۳۰	۸
۸	۱۰۰	۵۰	۳۵	۸
۹	۸۰	۵۰	۳۰	۱۰
۱۰	۱۰۰	۶۰	۳۰	۶
۱۱	۶۰	۷۰	۲۵	۱۰
۱۲	۸۰	۶۰	۲۵	۸
۱۳	۸۰	۶۰	۳۰	۸
۱۴	۶۰	۷۰	۲۵	۶
۱۵	۶۰	۵۰	۲۵	۸
۱۶	۸۰	۶۰	۳۰	۸
۱۷	۱۰۰	۵۰	۲۵	۶
۱۸	۶۰	۶۰	۳۵	۶
۱۹	۱۰۰	۷۰	۳۵	۱۰
۲۰	۸۰	۵۰	۲۵	۸
۲۱	۶۰	۶۰	۳۰	۸
۲۲	۱۰۰	۶۰	۲۵	۸
۲۳	۸۰	۵۰	۳۰	۶

۷-۴- مواد و روش انجام آزمایش های فلوتاسیون

برای انجام آزمایش های فلوتاسیون از سلول آزمایشگاهی ۲ لیتری استفاده شد. کلکتور و کف ساز مورد استفاده در این تحقیق به ترتیب پتاسیم آمیل گزنات و MIBC می باشد. برای تنظیم pH از اسید سولفوریک و سود مرک آلمان استفاده شد.

۷-۴-۱- روش انجام آزمایش فلوتاسیون

پس از تنظیم پارامترهای مورد بررسی، میزان ارتفاع کف حاصله ۲ سانتی متر تنظیم شد و درصد جامد پالپ با توجه به میزان خوراک تنظیم گشت. با آزمون و خطا میزان ۱۱۰۰ سی سی آب در داخل سلول فلوتاسیون، بعد از اضافه نمودن کلکتور، کف ساز و هوادهی ارتفاع کف ۲ سانتی متر تشکیل شد. سپس با استفاده از اسید سولفوریک و سود، pH آزمایش تنظیم شد.

بعد از آماده سازی به مدت ۲ دقیقه و هوادهی، پس از گذشت زمان های ۲، ۵ و ۱۰ دقیقه عملیات کف گیری انجام گرفت و نمونه ها در ظروف جمع آوری شد. پس از اتمام کف گیری، نمونه های باقیمانده از خوراک به همراه کف های گرفته شده در خشک کن قرار داده شد و پس از خشک شدن جهت آنالیز به آزمایشگاه ارسال گشت. جدول ۴-۱۸ شرایط آزمایش های فلوتاسیون را نشان می دهد.

جدول ۴-۱۷: پارامترهای حاکم بر شرایط آزمایش فلوتاسیون

پارامتر	واحد	میزان
حجم سلول فلوتاسیون	لیتر	۲
نوع کلکتور	-	پتاسیم آمیل گزنتات
نوع کف‌ساز	-	MIBC
سرعت همزنی	دور بر دقیقه	۶۰۰
هوادهی	درصد	۳۰
زمان آماده‌سازی	دقیقه	۲
زمان کف‌گیری	دقیقه	۱۰-۵-۲
دمای خشک کردن	سانتی‌گراد	۱۰۰

پس از انجام آزمایش‌ها در مقیاس آزمایشگاهی، آزمایش‌ها در مقیاس صنعتی انجام شد. در آزمایش‌های صنعتی پارامترهای نحوه توزیع کلکتور، غلظت کلکتور، غلظت کف‌ساز و درصد جامد پالپ بر کارایی مدار فلوتاسیون مورد بررسی قرار گرفت.

۴-۸- اثر نحوه توزیع کلکتور در مدار فلوتاسیون

برای بررسی میزان تغییرات بازدهی جدایش گوگرد در مدار فلوتاسیون کارخانه در مدت زمانی مشخص، کلکتور پتاسیم آمیل گزنتات با شیوه‌هایی که در زیر آورده شده‌اند در مدار توزیع شد.

سه حالت زیر برای بررسی اثر توزیع مختلف کلکتور و تأثیر آن در مدار مورد بررسی قرار گرفت:

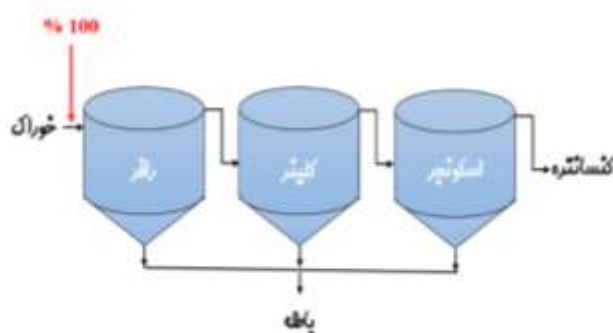
۱- اضافه کردن کل کلکتور در ابتدای مدار

۲- اضافه نمودن ۵۰ درصد کلکتور در ابتدای مدار رافر و ۵۰ درصد مابقی در ابتدای مدار کلینر

۳- ۵۰ درصد در ابتدای مدار رافر، ۳۰ درصد در ابتدای کلینر و ۲۰ درصد در ابتدای مدار رمق‌گیر

۱-۴-۸- اضافه کردن کل کلکتور در ابتدای مدار

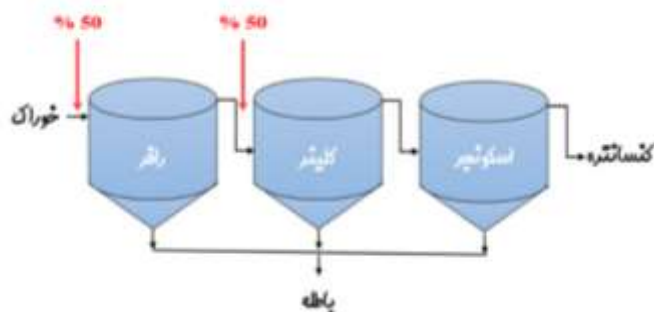
برای انجام آزمایش‌ها ابتدا کلکتور در تانک‌های آماده‌سازی با غلظت ۱۰۰ گرم بر تن آماده شد. در این آزمایش نمونه‌برداری از خوراک ورودی به مدار فلو تاسیون، کنسانتره و باطله نهایی همان‌طور که قبلاً گفته شد در مدت زمان ۹۰ دقیقه در بازه‌های زمانی ده دقیقه یک‌بار صورت پذیرفت. در اینجا کل کلکتور آماده‌شده در تانک‌های آماده‌سازی پس در ابتدای مدار رافر اضافه شد. نمونه معرف تهیه شده بعد از خشک شدن، وزن و برای اندازه‌گیری میزان درصد گوگرد و آهن به آزمایشگاه ارسال شد.



شکل ۴-۲۱: نحوه‌ی توزیع ۱۰۰ درصدی کلکتور در ابتدای مدار رافر

۲-۴-۸- ۵۰ درصد در ابتدای مدار رافر و ۵۰ درصد در ابتدای مدار کلینر

در حالت دوم میزان کلکتور ورودی به مدار را به صورت ۵۰ درصد در ابتدای مدار رافر و ۵۰ درصد مابقی در ابتدای مدار کلینر تنظیم شد. بعد از گذشت مدت زمانی برای تثبیت شرایط اعمال شده (۳۰ دقیقه)، مجدداً نمونه‌برداری به همان روش قبل صورت پذیرفت. نمونه معرف تهیه شده ابتدا خشک و سپس توزین شد و برای آنالیز به آزمایشگاه ارسال شد.

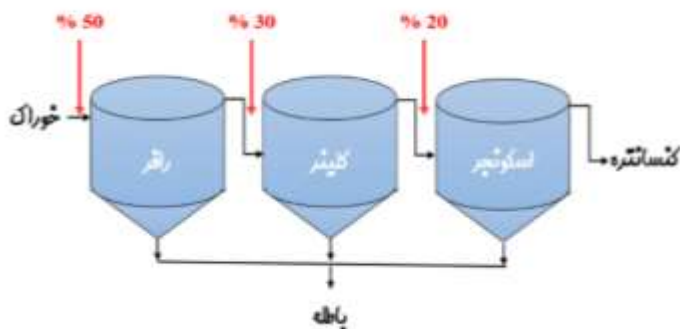


شکل ۴-۲۲: توزیع کلکتور به صورت ۵۰ درصد در ابتدای مدار رافر و ۵۰ درصد در ابتدای مدار کلینر

۳-۴-۸- حالت سوم، افزودن ۵۰ درصد کلکتور در ابتدای مدار رافر، ۳۰ درصد در ابتدای مدار کلینر و

۲۰ درصد در ابتدای مدار رمق‌گیر

در این حالت میزان کلکتور وردی به نحوی تنظیم شد که ۵۰ درصد از آن در ابتدای مدار رافر، ۳۰ درصد از آن در ابتدای مدار کلینر و ۲۰ درصد باقی‌مانده در رمق‌گیر به مدار افزوده شود. بعد از گذشت مدت زمان نیم ساعت برای تثبیت شرایط اعمال شده در مدت زمان نود دقیقه نمونه‌برداری هر ۱۰ دقیقه صورت پذیرفت و در نهایت نمونه نهایی بعد از خشک کردن و اندازه‌گیری وزن جهت اندازه‌گیری میزان آهن و گوگرد به آزمایشگاه ارسال شد.

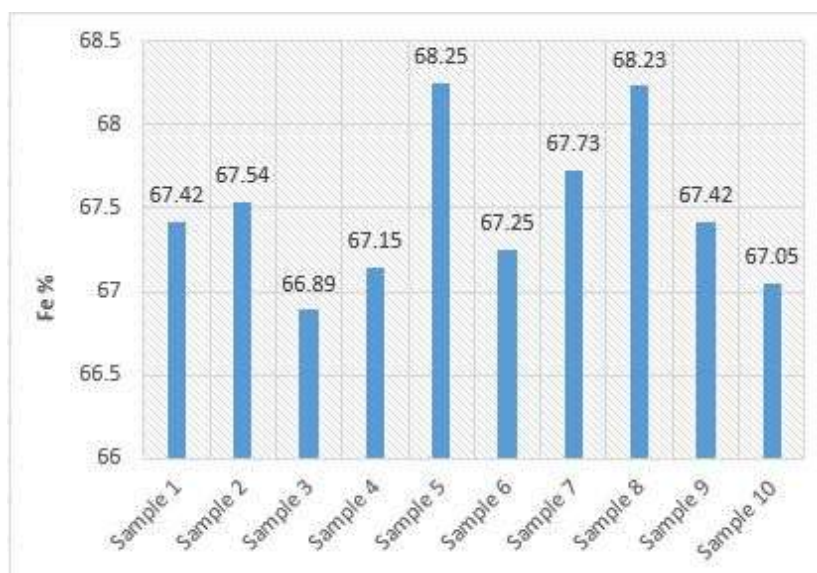


شکل ۴-۲۳: توزیع کلکتور به صورت ۵۰ درصد در ابتدای مدار رافر، ۳۰ درصد در ابتدای مدار کلینر و ۲۰ درصد در ابتدای مدار

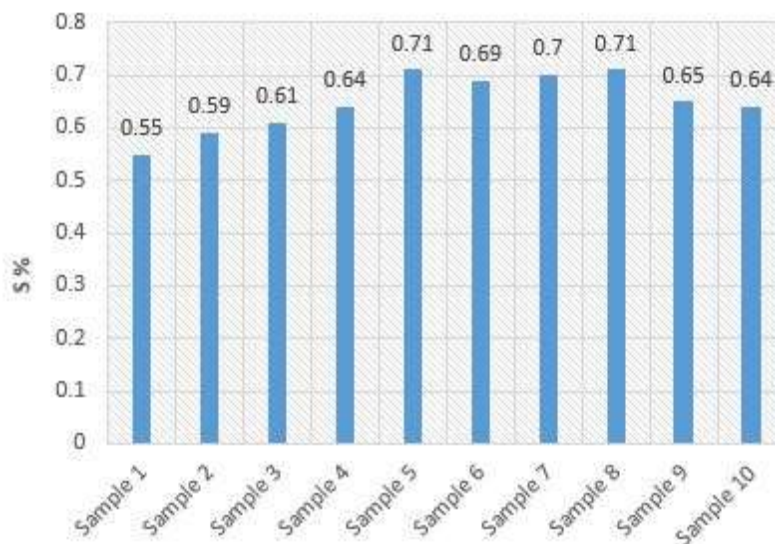
رمق‌گیر

۹-۴- شناسایی نمونه خوراک مدار فلوتاسیون

جهت بررسی مدار فلوتاسیون، نمونه‌برداری از خوراک ورودی به مدار فلوتاسیون در طی ده روز متفاوت و شیفت‌های مختلف و به فاصله زمانی هر ۱۰ دقیقه انجام گرفت. نمونه‌های هر روز مخلوط و پس از همگن‌سازی برای آنالیز تعیین میزان گوگرد و آهن، آنالیز کانی‌شناسی و دانه‌بندی به آزمایشگاه ارسال شد.



شکل ۴-۲۴: عیار آهن نمونه‌های گرفته شده از خوراک مدار فلوتاسیون



شکل ۴-۲۵: عیار گوگرد نمونه‌های گرفته شده از خوراک مدار فلوتاسیون

مطابق با نتایج ارائه شده، میزان عیار متوسط آهن و گوگرد خوراک ورودی به مدار فلوتاسیون کارخانه فرآوری سنگ آهن سنگان به ترتیب $۶۷/۴۹ \pm ۰/۲۵$ و $۰/۶۵ \pm ۰/۰۵$ است.

عیار مجاز گوگرد در کنسانتره آهن $۰/۲۵$ است که خوراک ورودی به مدار فلوتاسیون طی چندین مرحله شناورسازی به عیار مورد نظر رسید.

۴-۱۰- تست‌های فلوتاسیون آزمایشگاهی

در ادامه آزمایش‌های فلوتاسیون صورت گرفته بر روی نمونه خوراک مدار فلوتاسیون کارخانه فرآوری سنگ آهن سنگان توضیح و نتایج حاصل از آن بیان می‌شود.

۴-۱۰-۱- فلوتاسیون معکوس: گوگردزدایی

در آزمایش‌های فلوتاسیون اثر پارمترهای مختلفی مانند غلظت کلکتور، غلظت کف‌ساز، درصد جامد و pH پالپ مورد بررسی قرار گرفت. در این روش فلوتاسیون معکوس هدف از انجام عملیات فلوتاسیون، شناورسازی پیریت و

کاهش عیار گوگرد کنسانتره آهن است. بازیابی و یا میزان حذف گوگرد (Sulfur Recovery) از رابطه زیر محاسبه می‌گردد:

$$\text{Sulfur Recovery}(\%) = R(\%) = \frac{c(f-t)}{f(c-t)} \times 100 \quad (1-4)$$

f: عیار گوگرد در خوراک

c: عیار گوگرد در کنسانتره

t: عیار گوگرد در باطله

ثابت نرخ شناورسازی ذرات (k) در آزمایش‌های فلوتاسیون صورت گرفته از مدل سینتیک درجه اول فرآیند فلوتاسیون ناپیوسته مطابق رابطه زیر محاسبه شد:

$$R = R_{\infty}(1 - e^{-kt}) \quad (2-4)$$

k: ثابت نرخ شناورسازی ذرات (min^{-1})

R_{∞} : بازیابی در زمان‌های طولانی (%)

t: زمان انجام عملیات فلوتاسیون (min)

تعداد ۲۳ آزمایش برای این منظور طراحی شد. محدوده تغییرات پارامترهای مؤثر بر آزمایش‌های فلوتاسیون با توجه به شرایط عملیاتی کارخانه و همچنین توسط آزمایش‌های فلوتاسیون اولیه تعیین شد. نتایج آزمایش‌های فلوتاسیون پیریت را در جدول ۴-۱۸ مشاهده می‌کنید.

جدول ۴-۱۸: نتیجه آزمایش فلوتاسیون در شرایط مختلف و میزان بازیابی آن

شماره آزمایش	وزن کنسانتره (گرم)	زمان کف گیری (دقیقه)	درصد گوگرد کف	بازیابی گوگرد (%)	ثابت سینتیک (min^{-1})
۱	۵۸۰	۲	۵/۱۵	۶۲/۱	۰/۰۸
		۵	۵/۱۷		
		۱۰	۴/۸		
۲	۴۳۲/۷	۲	۵/۵	۶۶/۳۴	۰/۰۹۶
		۵	۵/۴۸		
		۱۰	۴/۸		
۳	۴۳۲/۴۴	۲	۶/۱	۵۵/۴۸	۰/۰۹۳
		۵	۵/۷		
		۱۰	۴/۳۵		
۴	۵۷۷/۷۵	۲	۵/۵	۶۴/۸۵	۰/۰۹۵
		۵	۵/۲۵		
		۱۰	۴/۳۰		
۵	۴۳۵/۸۶	۲	۷/۲۰	۶۴/۴۲	۰/۱
		۵	۵/۹		
		۱۰	۴/۸۵		
۶	۵۷۴/۴۸	۲	۵/۸۵	۶۶/۸۵	۰/۱۰۲
		۵	۵/۱۲		
		۱۰	۴/۲۵		
۷	۵۰۱/۸۹	۲	۶/۲۰	۶۳/۸۲	۰/۰۹۵
		۵	۴/۸۰		
		۱۰	۴/۶۵		
۸	۵۷۵/۶۲	۲	۶/۸	۶۲/۱۲	۰/۰۸۹
		۵	۵/۳۳		
		۱۰	۳/۹۱		
۹	۵۰۰/۹۵	۲	۶/۶	۶۴/۶۳	۰/۰۹۳
		۵	۵/۹۵		
		۱۰	۴/۳۴		
۱۰	۵۰۲/۵۴	۲	۵/۹۳	۶۶/۷	۰/۱
		۵	۵/۳۷		

		۳/۸۵	۱۰		
۰/۱۱	۶۷/۸۲	۵/۴۵	۲	۴۲۹/۴۵	۱۱
		۵/۲۶	۵		
		۴/۳۴	۱۰		
۰/۱	۶۷/۸۴	۱/۶	۲	۴۳۰/۳۳	۱۲
		۵/۶۷	۵		
		۴/۱	۱۰		
۰/۱	۶۷/۶۵	۶/۶	۲	۵۰۳/۴۵	۱۳
		۵/۱	۵		
		۴/۳۳	۱۰		
۰/۰۹۰	۶۵/۶۴	۹/۸۵	۲	۴۳۰/۸۵	۱۴
		۹/۵۴	۵		
		۷/۶۳	۱۰		
۰/۰۹۳	۶۵/۹۵	۶/۶	۲	۴۳۰/۶۵	۱۵
		۵/۵	۵		
		۴/۳۹	۱۰		
۰/۰۹۵	۶۶/۳۵	۹/۷۵	۲	۵۰۸/۱۲	۱۶
		۹/۱	۵		
		۶/۹۵	۱۰		
۰/۰۹۱	۶۳/۲۴	۹/۲۵	۲	۴۳۰/۰۲	۱۷
		۸/۸۳	۵		
		۶/۵	۱۰		
۰/۱	۶۷/۹۳	۵/۹۵	۲	۵۸۵/۵۰	۱۸
		۵/۶۸	۵		
		۳/۸۳	۱۰		
۰/۰۸۵	۶۲/۶۵	۶/۷۲	۲	۵۸۰/۲۲	۱۹
		۵/۹	۵		
		۴/۶۵	۱۰		
۰/۰۸	۵۹/۶۱	۵/۸۵	۲	۴۳۰/۵۴	۲۰
		۴/۹۵	۵		

		۴/۵	۱۰		
۰/۱	۶۸/۹۴	۵/۳۵	۲	۵۲۰/۹۵	۲۱
		۵/۳۷	۵		
		۴/۹۵	۱۰		
۰/۰۸۸	۶۲/۲۳	۶/۵۴	۲	۴۵۵/۶۶	۲۲
		۵/۲۵	۵		
		۴/۲	۱۰		
۰/۰۸۱	۵۹/۸۴	۵/۵۵	۲	۵۴/۵۲۰	۲۳
		۴/۷۵	۵		
		۴/۱۵	۱۰		

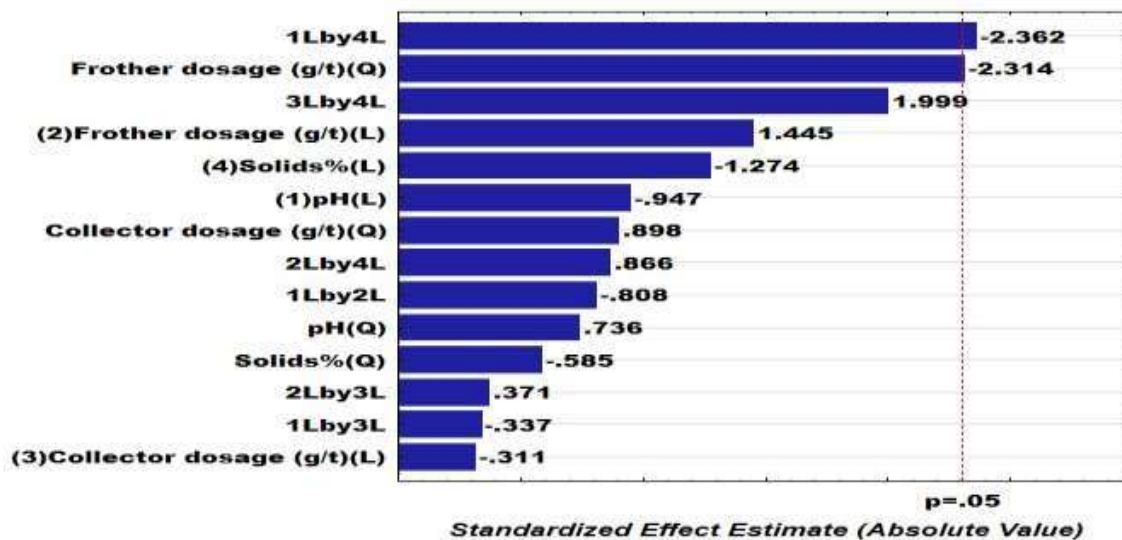
جدول ۴-۱۸، نتایج آنالیز واریانس متغیرهای مؤثر بر بازیابی گوگرد در فرآیند فلوتاسیون، اثرات مستقیم و متقابل آن‌ها بر هم را نشان می‌دهد. همان‌طور که مشاهده می‌شود پارامترهای غلظت کف‌ساز، درصد جامد، میزان غلظت کلکتور و pH به ترتیب بیشترین تأثیر را بر بازیابی گوگرد دارند (متغیرهای با مقدار اهمیت آماری $p < 0.05$ دارای اهمیت آماری در سطح اطمینان ۹۵٪ می‌باشند).

هرچند در سطح اطمینان ۹۵ درصد فقط اثر کف‌ساز و pH معنادار بوده است.

شکل ۴-۲۶ منحنی پارتو نشان‌دهنده میزان تأثیر اثرات اصلی و متقابل متغیرها را به نمایش می‌گذارد. ساده‌ترین و بهترین روش برای نمایش میزان تأثیر اثرات اصلی و متقابل متغیرها بر فاکتور پاسخ به صورت کمی می‌باشد. میله‌ها نشان‌دهنده میزان تأثیر نسبی هر متغیر بوده و پارمترهایی که در سمت راست خط چین قرار دارند در سطح اطمینان ۹۵٪ دارای اهمیت آماری می‌باشد. منحنی پارتو نیز در تأیید آنالیز واریانس، اثر غلظت کف‌ساز در سطح اطمینان ۹۵٪ بر بازیابی گوگرد در فرآیند شناورسازی معنادار بوده است.

جدول ۴-۱۹: آنالیز واریانس متغیرهای مؤثر بر فلوتاسیون پیریت

$R^2 = 0.71234$ $Adj = 0.16012$ $MS Residual = 5.159516$					فاکتور
P Value	F Value	میانگین مربعات	درجه آزادی	مجموع مربعات	
0.327731	0.794551	6/6265	1	6/6265	A (pH)
0.176925	1/988572	15/42954	1	15/4295	(غلظت کف‌ساز) B
0.681332	0.086542	0.71574	1	0.7157	C (غلظت کلکتور)
0.20337	1/386149	11/98877	1	11/9887	D (درصد جامد)
0.52534	0.591275	0.00682	1	4/0068	A ²
0.049359	5/442657	39/53444	1	39/5344	B ²
0.389397	0.794536	5/95404	1	5/9540	C ²
0.49310	0.294782	2/53354	1	2/5335	D ²
0.37969	0.561973	3/40123	1	3/4012	AB
0.59587	0.091451	0.61234	1	0.6123	AC
0.045797	5/567891	41/73562	1	41/7356	AD
0.659421	0.116248	0.94165	1	0.9416	BC
0.426587	0.465212	3/94271	1	3/9427	BD
0.07565	3/654215	32/61345	1	32/6134	CD
		6/4404	8	51/5234	خطا
			22		مجموع مربعات

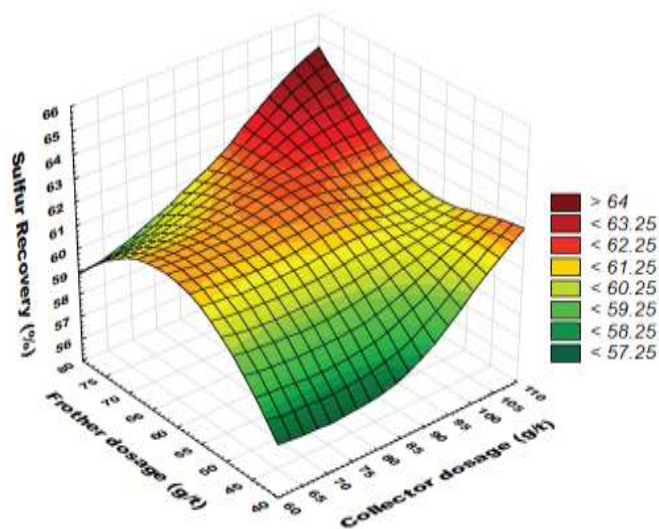


شکل ۴-۲۶: منحنی پارتو تأثیر پارامترهای متغیر روی بازیابی گوگرد در فرآیند فلوتاسیون

به منظور به دست آوردن فهم و درک بهتر از تأثیرهای اصلی و اندرکنش پارامترها بر بازیابی گوگرد از نمودارهای سطح پاسخ سه بعدی که شبیه سازی از مدل رگرسیون و نتایج آنالیز واریانس جدول ۴-۱۹ است، استفاده شد که در شکل های (۲۷-۴) تا (۳۲-۴) نمایش داده شده اند. این نمودارها براساس تغییر دو متغیر هنگامی پارامترهای دیگر در سطح مرکزی خود (سطح صفر براساس کد) ثابت هستند به دست می آید. این نمودارها ماهیت و میزان برهم کنش های پارامترهای مختلف را نمایش می دهند.

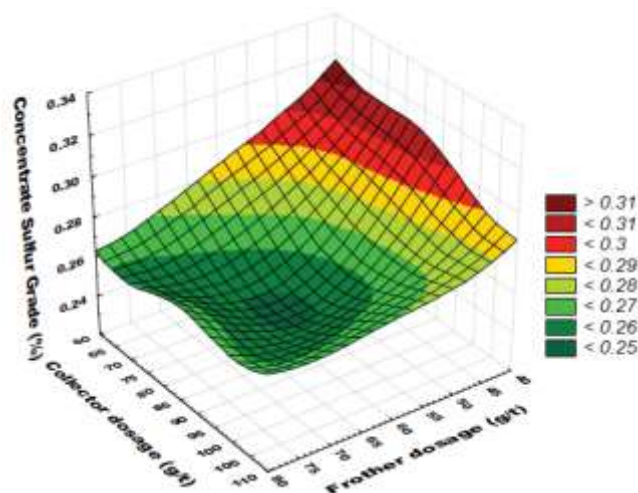
شکل های ۴-۲۷ تا ۴-۳۲ منحنی های سه بعدی اثر متغیرهای مختلف مؤثر بر بازیابی گوگرد در فرآیند فلوتاسیون را به نمایش می گذارند.

شکل ۴-۲۷، افزایش غلظت کلکتور باعث افزایش بازیابی گوگرد شده است، همچنین این افزایش غلظت کلکتور موجب بهبود ثابت نرخ شناورسازی ذرات شده است. افزایش غلظت کلکتور موجب افزایش آبدوستی ذرات می شود که در نتیجه موجب بهبود نرخ شناورسازی آنها می شود. این افزایش غلظت کلکتور به اندازه ای بیشتر از مقدار بهینه موجب کاهش بازیابی و کاهش ثابت نرخ شناورسازی گوگرد می گردد.



شکل ۴-۲۷: منحنی سه‌بعدی تأثیر غلظت کلکتور و کف‌ساز بر بازیابی گوگرد

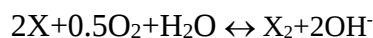
شکل ۴-۲۸، افزایش غلظت کف‌ساز باعث بهبود بازیابی گوگرد و همچنین افزایش نرخ شناورسازی ذرات شده است. کف‌ساز با کاهش کشش سطحی محیط موجب جلوگیری از چسبیدن حباب‌ها به هم می‌شود. افزایش بیش از حد بهینه کف‌ساز موجب کاهش کارایی فرآیند می‌شود. افزایش بیش از حد غلظت کف‌ساز موجب پایداری زیاد کف می‌شود که این امر موجب کاهش بازیابی ذرات در لایه کف و در نتیجه موجب کاهش بازیابی می‌شود.



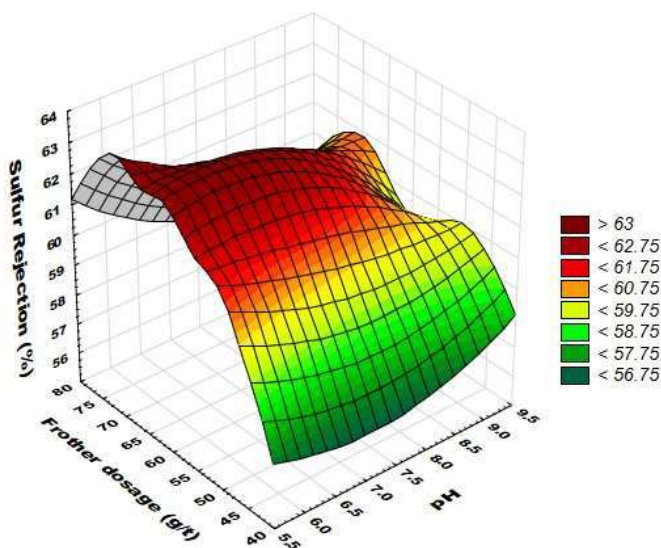
شکل ۴-۲۸: تأثیر غلظت کلکتور و کف‌ساز بر ثابت نرخ شناورسازی ذرات

شکل ۴-۲۹، کاهش pH، بازیابی گوگرد را در فرآیند شناورسازی بهبود می‌دهد.

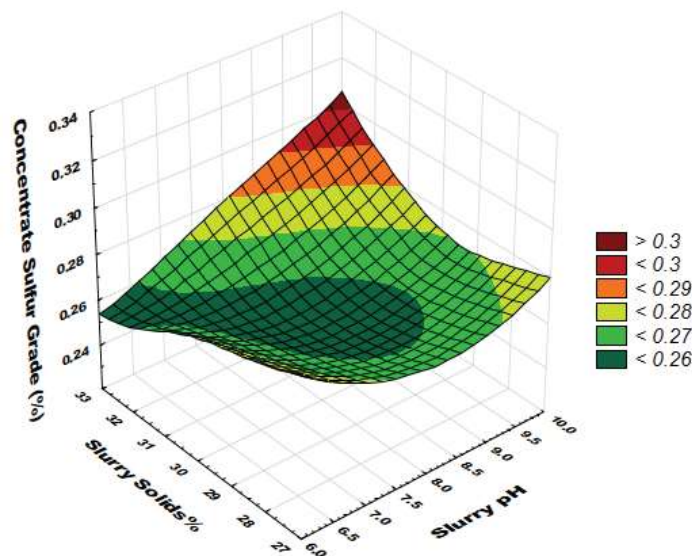
دی گزنتوژن بر اساس رابطه زیر ذرات پیریت را شناور می‌سازد. افزایش pH باعث کاهش غلظت دی گزنتوژن محیط شده و در نتیجه نرخ شناورسازی پیریت را کاهش می‌دهد.



در pHهای بالای قلیایی هیدروکسیدهای آهن رسوب کرده و موجب کاهش شناورسازی می‌گردند همچنین نمک‌های کلسیم روی سطح ذرات پیریت رسوب کرده که می‌تواند دلیلی بر کاهش شناورسازی پیریت باشد.

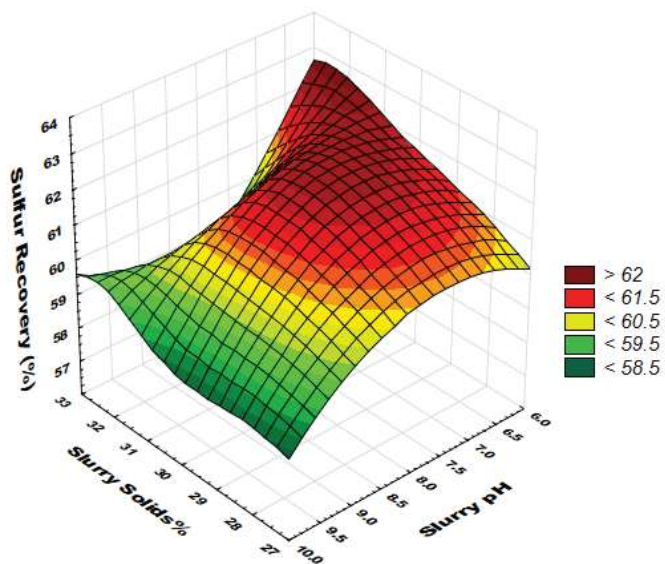


شکل ۴-۲۹: تأثیر pH و میزان غلظت کف‌ساز بر بازیابی گوگرد

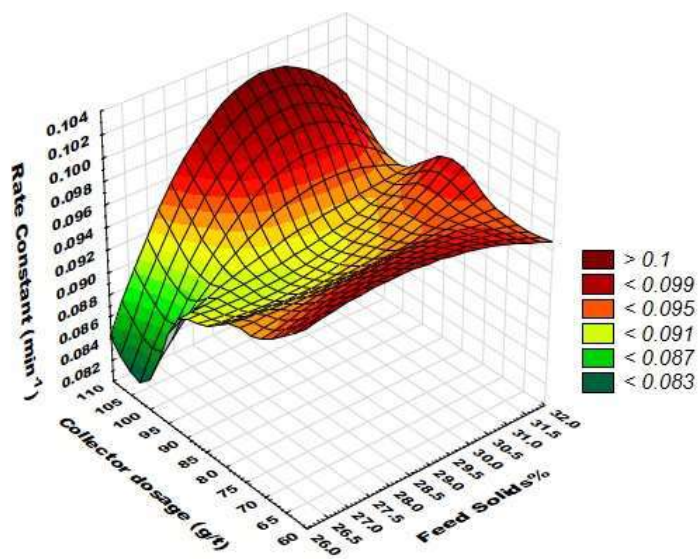


شکل ۴-۳۰: تأثیر pH و درصد جامد ذرات بر ثابت سینتیک فلوئاسیون

شکل ۴-۳۱، اثر درصد جامد پالپ بر روی بازیابی گوگرد را نشان می‌دهد، افزایش درصد جامد پالپ موجب افزایش بازیابی گوگرد شده است. در واقع با افزایش درصد جامد مقدار ماده معدنی قابل شناور شدن موجود در سلول بیشتر می‌باشد که موجب افزایش بازیابی فرآیند فلوئاسیون می‌شود. مانند موارد دیگر این افزایش تا یک مقدار بهینه (تا رسیدن سلول به ظرفیت حمل خود) ادامه دارد. در مقادیر بیش از حدود ۳۰٪ درصد جامد، حباب‌های هوا ظرفیت حمل کانی بارزش را از دست می‌دهند که افزایش درصد جامد بیش از این موجب هدرروی کانی با ارزش شده و کارایی فرآیند را کاهش می‌دهد.



شکل ۴-۳۱: تأثیر درصد جامد و pH بر بازیابی گوگرد



شکل ۴-۳۲: تأثیر درصد جامد و غلظت کلکتور بر ثابت سینتیک فلوتاسیون

۴-۱۱- تست‌های فلوتاسیون صنعتی

در تست‌های صنعتی انجام شده در مدار فلوتاسیون کارخانه سنگ آهن سنگان، تأثیر پارامترهای نحوه‌ی

توزیع کلکتور در مدار، غلظت کلکتور، غلظت کف‌ساز و درصد جامد پالپ بر روی بازیابی مدار مورد بررسی قرار گرفته است.

جدول ۴-۲۰، پارامترهای مؤثر مورد بررسی قرار گرفته و محدوده تغییرات در نظر گرفته شده برای آن‌ها را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۲۰: پارامترهای مؤثر بر فلوتاسیون و محدوده تغییرات در نظر گرفته شده برای آن‌ها

پارامتر	واحد اندازه‌گیری	میزان
خوراک ورودی کارخانه	تن بر ساعت	۷۰۰
خوراک ورودی فلوتاسیون	تن بر ساعت	۴۱۰
غلظت کلکتور	گرم بر تن	۸۰-۱۶۰
غلظت کف‌ساز MIBC	گرم بر تن	۵۰-۱۲۰
درصد جامد پالپ	درصد %	۲۰-۳۰
pH پالپ	-	۸

۴-۱۲- نحوه توزیع کلکتور در مدار و اثر آن

همان‌طور که در بالا نیز گفته شد اثر نحوه‌ی توزیع کلکتور در مدار را مورد بررسی قرار دادیم، توزیع کلکتور در مدار تأثیر قابل ملاحظه‌ای بر بهبود شناورسازی ذرات دارد.

اثر نحوه‌ی توزیع کلکتور در سیستم را به سه روش به شرح زیر مورد بررسی قرار داده شد:

۱- اضافه نمودن همه‌ی کلکتور در ابتدای مدار فلوتاسیون (تانک آماده‌سازی مدار فلوتاسیون)

۲- اضافه کردن ۵۰٪ کلکتور در ابتدای مدار رافر و ۵۰٪ دیگر در مدار کلینر

۳- اضافه کردن ۵۰٪ کلکتور در مدار رافر، ۳۰ درصد در مدار کلینر و ۲۰٪ در مدار رمق‌گیر

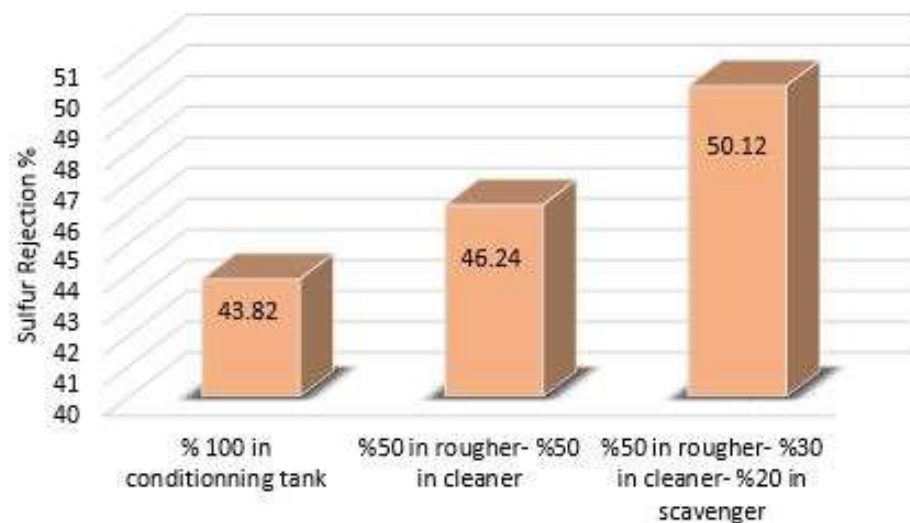
در حال حاضر در کارخانه همه کلکتور در ابتدای مدار فلوتاسیون در تانک آماده‌سازی افزوده می‌شود.

شکل ۴-۳۴، تأثیر نحوه‌ی توزیع کلکتور در مدار بر بازیابی گوگرد را نشان می‌دهد. همان‌طور که مشاهده می‌شود بیشترین بازیابی مربوط به حالت آزمایش سوم، ۵۰٪ کلکتور در رافر، ۳۰٪ در کلینر و ۲۰٪ در رمق‌گیر می‌باشد.

کمترین بازیابی مربوط به حالت اول، حالتی که هم‌اکنون در کارخانه مورد استفاده قرار می‌گیرد می‌باشد، حالتی که همه‌ی کلکتور در تانک آماده‌سازی افزوده می‌شود.

این تفاوت کارایی فرآیند شناورسازی در حالات مختلف توزیع کلکتور در سیستم، مربوط به تفاوت در شرایط آب‌دوستی ذرات در بخش‌های مختلف مدار فلوتاسیون است. در بخش‌های ابتدایی مدار، بخش عمده کلکتور توسط ذرات ریزتر با درجه آزادی بالا (آب‌دوستی بالا) جذب شده و غلظت کلکتور باقیمانده در محیط برای ذرات درشت‌تر که دارای آب‌دوستی نسبی کمتری می‌باشند، کافی نمی‌باشد.

به عبارت دیگر، با توزیع کلکتور در مدار فلوتاسیون از هدر روی کانی دارای ارزش به خصوص در ابعاد درشت جلوگیری می‌شود.



شکل ۴-۳: نحوه‌ی توزیع کلکتور و میزان بازیابی گوگرد

۴-۱۳- اثر غلظت کلکتور

از جمله از مهمترین پارامترهای تأثیرگذار بر روی کارایی فرآیند بازیابی گوگرد با شناورسازی آن در سلول‌های فلوتاسیون، غلظت کلکتور می‌باشد. در کارخانه فرآوری سنگ آهن سنگان از کلکتور گزنات برای فرآیند فلوتاسیون پیریت و گوگردزایی از کنسانتره آهن استفاده می‌شود. اثر غلظت کلکتور در تست‌های صنعتی مورد بررسی قرار گرفته در محدوده ۸۰-۱۶۰ گرم بر تن است. شکل ۴-۳۴ و ۴-۳۵ تأثیر غلظت کلکتور بر بازیابی گوگرد را به نمایش می‌گذارد.

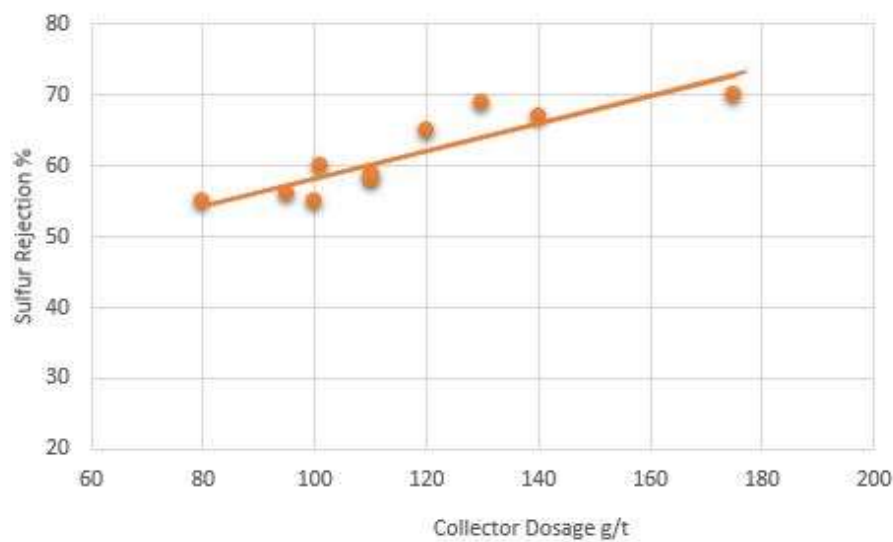
افزایش غلظت کلکتور موجب افزایش بازیابی گوگرد و همچنین باعث افزایش بازیابی وزنی کنسانتره شده است.

افزایش غلظت کلکتور در محدوده ۸۰ تا ۱۶۰ گرم بر تن موجب افزایش بازیابی گوگرد از ۵۵٪ به ۶۹/۸٪ و بازیابی وزنی کنسانتره از ۵۴/۵۲٪ به ۷۰/۰۶٪ شده است.

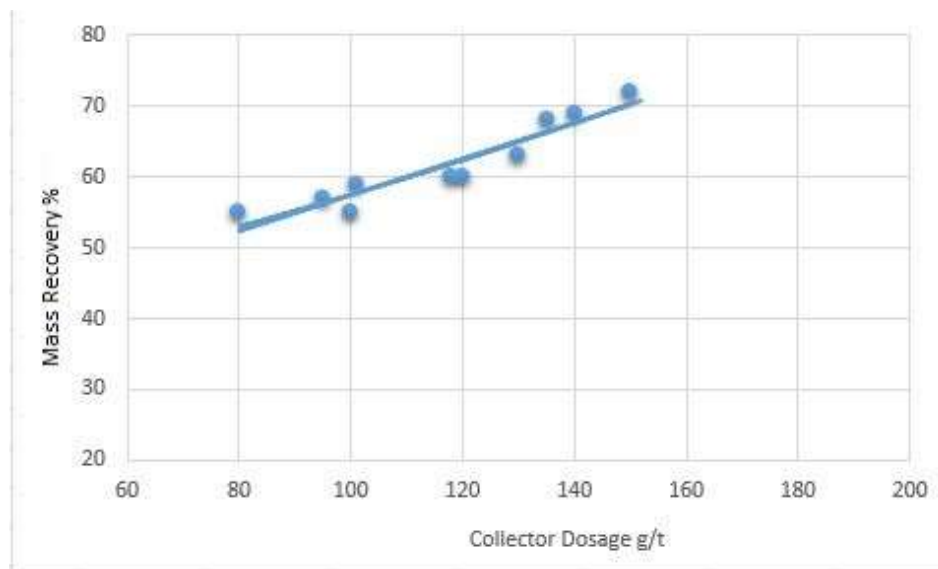
افزایش غلظت کلکتور، آب دوستی و شناورسازی ذرات را بهبود بخشیده که موجب بهبود بازیابی و کاهش گوگرد در کنسانتره آهن شده است.

با توجه به نمودار در غلظت‌های بیش از ۱۲۵ شیب نمودار کاهش پیدا کرده است که نشان از نزدیک شدن به غلظت بحرانی کلکتور می‌دهد.

بنابراین افزایش غلظت کلکتور تا حدود ۱۲۵ گرم بر تن موجب افزایش بازیابی گوگرد در مدار می‌شود و در غلظت‌های بیش از این مقدار کارایی فلوتاسیون کاهش می‌یابد.



شکل ۴-۳۴: تأثیر غلظت کلکتور بر بازیابی گوگرد



شکل ۴-۳۵: تأثیر غلظت کلکتور بر بازیابی وزنی کنسانتره

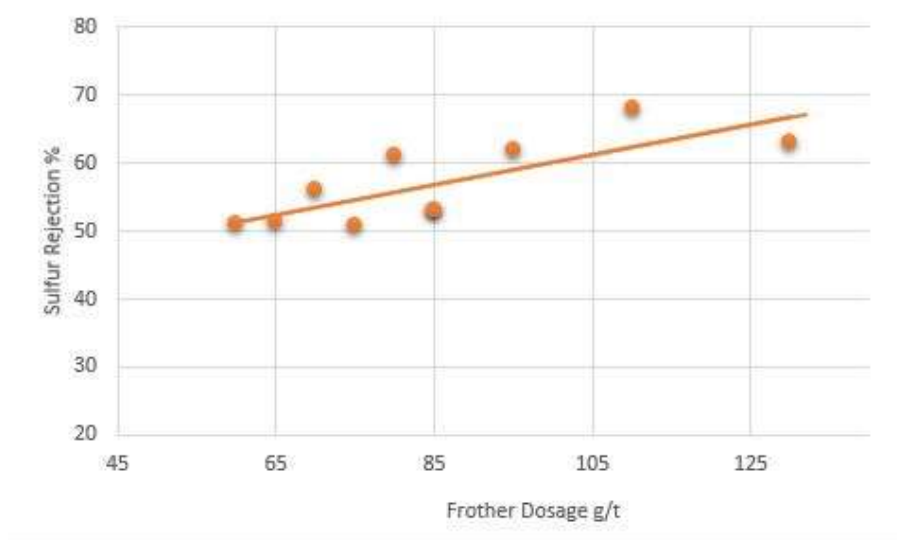
۴-۱۴- اثر غلظت کف‌ساز

برای جلوگیری از به هم چسبیدن و همچنین پایداری حباب‌ها از کف‌ساز در مدار فلو‌تاسیون استفاده می‌شود. کف‌ساز مورد استفاده در مدار فلو‌تاسیون کارخانه فرآوری سنگ آهن سنگان، کف‌ساز MIBC می‌باشد. در تست‌های صنعتی غلظت کف‌ساز در محدوده ۵۰-۱۲۰ گرم بر تن مورد بررسی قرار گرفت. شکل ۴-۳۶ و ۴-۳۷ تأثیر غلظت کف‌ساز بر بازیابی گوگرد و بازیابی وزنی کنسانتره در مدار فلو‌تاسیون را نشان می‌دهد.

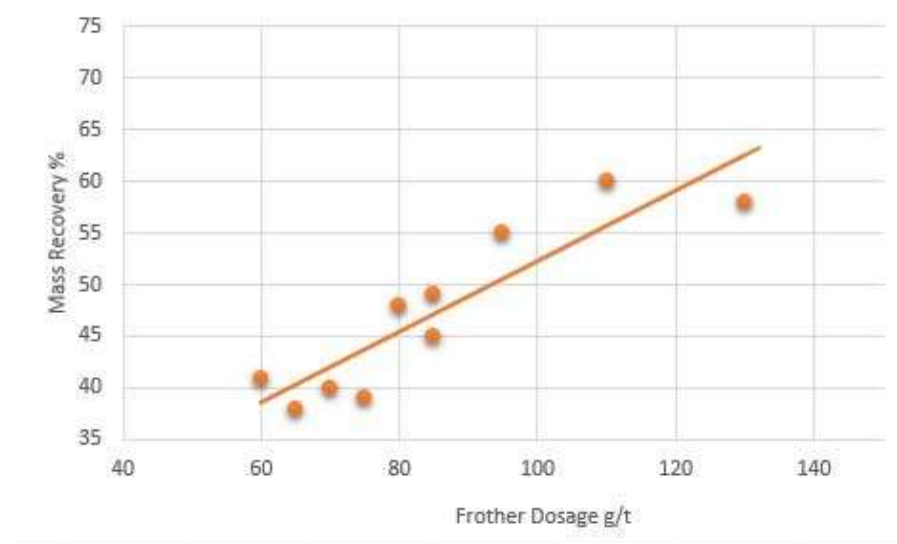
با افزایش غلظت کف‌ساز بازیابی گوگرد و همچنین بازیابی وزنی کنسانتره در مدار فلو‌تاسیون افزایش یافته است. با افزایش غلظت کف‌ساز از ۵۰ به ۱۲۰ گرم بر تن بازیابی گوگرد از ۵۰٪ به ۶۸/۲٪ و بازیابی وزنی کنسانتره از ۰۳٪/۴۰ به ۰۳٪/۶۰ افزایش داشته است.

افزایش غلظت کف‌ساز در محیط با کاهش کشش سطحی در محیط از به هم پیوستن حباب‌ها جلوگیری می‌کند

و موجب پایداری آن‌ها می‌شود. همان‌طور که در شکل ۴-۳۷ مشاهده می‌شود، افزایش غلظت کف‌ساز در غلظت‌های بیشتر از ۱۰۵ گرم بر تن کاهش یافته است. افزایش بیش از حد غلظت کف‌ساز موجب پایداری زیاد کف و کاهش نرخ انتقال ذرات از سلول فلوئتاسیون می‌شود.



شکل ۴-۳۶: تأثیر غلظت کف‌ساز بر بازیابی گوگرد

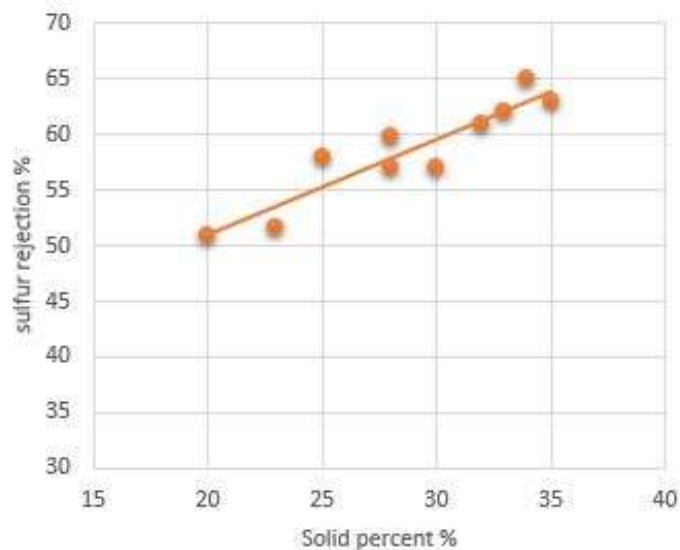


شکل ۴-۳۷: تأثیر غلظت کف‌ساز بر بازیابی وزنی کنسانتره

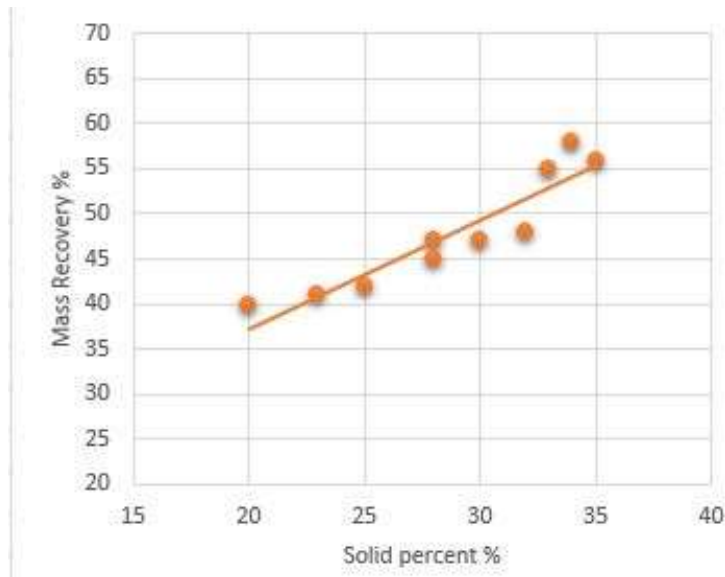
۴-۱۵- تأثیر درصد جامد پالپ

از جمله پارامترهای دیگر مهم و مؤثر بر کارایی فلو تاسیون، درصد جامد پالپ است. اثر درصد جامد پالپ در محدوده‌ی ۲۰-۳۰٪ مورد بررسی قرار گرفت که نتایج آن در شکل‌های ۴-۳۸ و ۴-۳۹ به نمایش در آمده است.

با توجه به اشکال، افزایش درصد جامد موجب افزایش بازیابی گوگرد و همچنین بازیابی وزنی کنسانتره در مدار شده است. با افزایش درصد جامد از ۲۰ به ۳۵ درصد، مقدار بازیابی گوگرد از ۵۰/۴٪ به ۶۵/۲٪ افزایش داشته است. دلیل این است که با افزایش درصد جامد پالپ میزان کانی بارزش موجود در سلول افزایش یافته است که این امر باعث افزایش بازیابی گوگرد می‌شود.



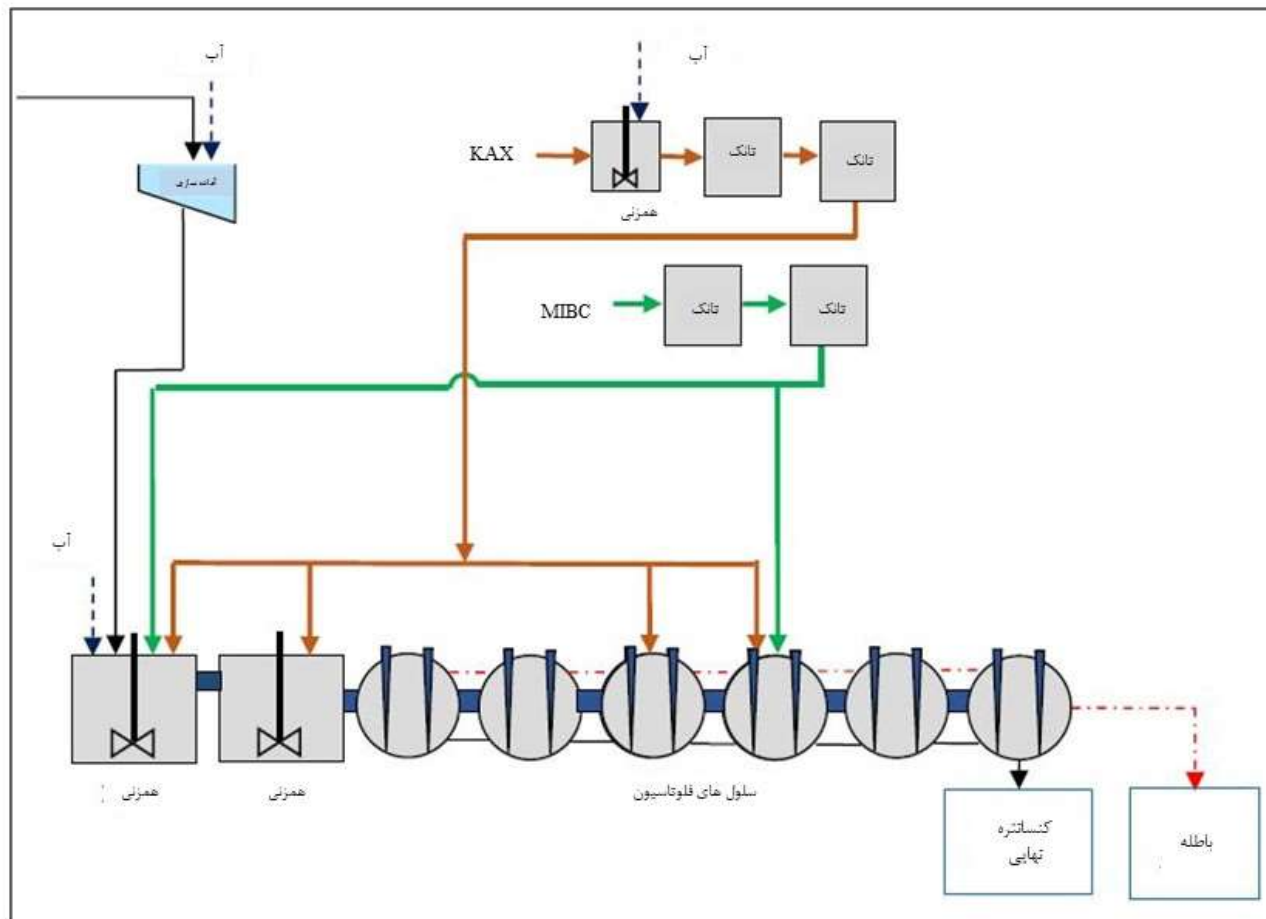
شکل ۴-۳۸: تأثیر میزان درصد جامد بر بازیابی گوگرد



شکل ۴-۳۹: تأثیر میزان درصد جامد بر بازیابی وزنی کنسانتره

۴-۱۶-فلوشیت بهینه مدار فلوتاسیون

محصول مدار سپراتورهای مغناطیسی جهت گوگرد زدایی به سلول فلوتاسیون نوع مکانیکی فرستاده می‌شوند که شامل سه مرحله رافر، کلینر و ری کلینر است. گوگرد خوراک در ابتدای خط فرآوری ۰/۶ بوده و به کمک سیستم فلوتاسیون این مقدار به ۰/۰۸ رسانده می‌شود. در مدار فلوتاسیون این کارخانه از ماده شیمیایی MIBC (متیل ایزوبوتیل کربونیل) به عنوان کفساز و ماده شیمیایی پتاسیم آمیل گزنات به عنوان کلکتور استفاده می‌شود. میزان مصرف کفساز و کلکتور ۱۰۵ و ۱۲۵ گرم بر تن کنسانتره است. با توجه به آزمایش‌های انجام شده مشخص شد زمانی که ۵۰٪ کلکتور به مرحله رافر، ۳۰٪ کلکتور به مرحله کلینر و ۲۰٪ کلکتور به مرحله ریکلینر اضافه شود و همچنین کفساز در مخزن آماده‌سازی و مرحله کلینر اضافه گردد، فلوتاسیون بیشترین کارایی را خواهد داشت.



۴-۴۰ فلوشیت بخش سولفور زدایی (فلوتاسیون) کارخانه کنسانتره

فصل پنجم:

نتایج و پیشنهادها

۵-۱- نتیجه گیری

اثر پارامترهای غلظت کلکتور، غلظت کفساز، درصد جامد و pH در این مطالعه مورد بررسی قرار گرفت و تأثیر آن‌ها بر روی بازیابی گوگرد در مدار فلوتاسیون کارخانه فرآوری سنگ آهن سنگان مورد بررسی قرار گرفت.

با بررسی اثر تغییرات در غلظت کلکتور و کفساز، درصد جامد و همچنین نحوه‌ی توزیع کلکتور در مدار بر روی بازیابی به نتایجی دست یافته شد که در زیر بیان شده است.

❖ بیشترین تأثیر بر روی بازیابی گوگرد در میان پارامترهای مختلف مربوط به پارامترهای غلظت کلکتور، غلظت کفساز، درصد جامد و میزان pH است.

❖ افزایش غلظت کلکتور تا مقدار بحرانی موجب افزایش بازیابی گوگرد می‌شود.

❖ افزایش غلظت کفساز موجب افزایش بازیابی گوگرد و همچنین افزایش نرخ شناورسازی ذرات شده است. افزایش غلظت کفساز بیش از حد بحرانی موجب پایداری بیش از حد حباب‌ها شده و بازیابی گوگرد را کاهش می‌دهد.

❖ با کاهش pH، بازیابی گوگرد افزایش یافته است.

❖ درصد جامد پالپ بالاتر موجب افزایش بازیابی گوگرد و بهبود ثابت نرخ شناورسازی ذرات شد. بهترین محدوده درصد جامد در حدود ۳۰-۳۵ درصد شناسایی شد و درصد جامد بالاتر از این مقدار موجب هدرروی کانه‌های بارزش به دلیل ظرفیت حمل حباب‌های هوا شده است.

❖ همچنین نحوه‌ی توزیع کلکتور در سه حالت مختلف مورد بررسی قرار گرفت. بیشترین میزان بازیابی گوگرد مربوط به زمانی بود که ۵۰٪ کلکتور در رافر، ۳۰ درصد در کلینر و ۲۰٪ در رمق‌گیر افزوده شد.

۵-۲- پیشنهادها

- ۱- پیشنهاد می‌گردد به طور کلی چون مشخصات آب مورد استفاده جهت فلوتاسیون مانند سختی و pH می‌تواند بر روی بازیابی گوگرد اثر بگذارد و آب مورد استفاده از کارخانه از مکان‌های مختلف آورده می‌شود، آن شرکت آنالیز روزانه آب را در دستور کار خود قرار دهد.
- ۲- پیشنهاد می‌گردد جهت آنکه خط فلوتاسیون یک روند ثابت را در زمان استفاده طی کند بار ورودی به کارخانه قبل از ورود به آن به صورت علمی و تجربی مخلوط و آنگاه به سمت کارخانه ارسال شود. این بدین خاطر است که بار ورودی از توده‌های مختلف معدن ارسال می‌گردد که برای دانشجویان بعدی نیز می‌تواند موضوع مناسبی جهت تحقیق باشد.

- [۳] Heikkilä, Anne M., et al.(2017) "Sulfur Containing Atmosphere's Effect on Chromite Pellets' Structure and Conductivity during Reduction in SAF." steel research international 88.7, 1600369.
- [۴] W. A. P. Chapman, Workshop Technology, Vol. 5 (Ed: E. Arnold) VIVA Books, London, UK 1973, p. 31.
- [۵] C. I. Nwoye, C. U. Nwoye, S. O. Nwakpa, E. C. D. Nwoye, O. C. A. Nwoye, B. Chukwudi, N. E. Idenyi, J. Biomed. Eng. Technol. 2005, 3, 8.
- [۶] H. Li, X. Wu, M. Wang, J. Wang, S. Wu, X. Yao, L. Li, Sep. Purif. Technol. 2014, 138, 41.
- [۷] T. Qiu, C. Wu, G. Ai, G. Zhao, X. Yu, Procedia Eng. 2015, 102, 722.
- [۸] J. Cheng, Z. Liu, Z. Geng, Conserv. Util. Miner. Resour. 2013, 05, 51.
- [۹] W. Changxiang, Express Inf. Min. Ind. 2001, 55, 5.
- [۱۰] Weiss. N.L; (1985) "SME mineral processing hand book".
- [۱۱] Svoboda, J.;(1987) "Magnetic methods for treatment of minerals"; Elsevier.
- [۱۲] X. Weng, G. Mei, T. Zhao, Y. Zhu, Sep. Purif. Technol. 2013, 10, 187.
- [۱۳] A. Tohry, A. Dehghani, Sep. Purif. Technol. 2016, 164, 28.
- [۱۴] X. Ma, Int. J. Min. Eng. Miner. Process. 2012, 1, 56.
- [۱۵] N. F. Schulz, S. R. Cooke, Ind. Eng. Chem. 1953, 45, 2767.
- [۱۶] Aravjo, A.C; Viana, P.R.M.; Peres, A.E.C.; (2004) "Regent in iron ores flotation"; minerals Engineering.
- [۱۷] C. Martin, R. Mcivor, J. Finch, S. Rao, Miner. Eng. 1991, 4, 121.

- [۲۰] R. S. C. Smart, J. Amarantidis, W. M. Skinner, C. A. Prestidge, L. L. Vanier, S. R. Grano, *Solid Liquid Interfaces*, Springer, Berlin 2003.
- [۲۱] S. R. Rao, *Surface Chemistry of Froth Flotation*, Plenum publishers, New York 2004.
- [۲۲] X. H. Wang, K. E. Forssberg, *Int. J. Miner. Process.* 1991, 33, 275.
- [۲۳] A. Chandra, A. Gerson, *Adv. Colloid Interface Sci.* 2009, 145, 97.
- [۲۴] C. Hiciyilmaz, N. Emre-Altun, Z. Ekmekci, G. Gokagac, *Miner. Eng.* 2004, 17, 879.
- [۲۵] E. T. Pecina, A. Uribe, F. Nava, J. A. Finch, *Miner. Eng.* 2006, 19, 172.
- [۲۶] H. R. Pour, A. Mostafavi, T. S. Pur, G. E. Pour, A. H. Omran, *Physicochem. Probl. Miner. Process.* 2016, 52, 845.
- [۲۷] C. Lv, S. Wen, K. Yang, S. Bai, *Steel Res. Int.* 2016, 88, 1600314.
- [۲۸] M. Benzaazoua, B. Bussi_ere, M. Kongolo, J. McLaughlin, P. Marion, *Int. J. Miner. Process.* 2000, 60, 57.
- [۲۹] R. Alam, J. Q. Shang, *J. Environ. Manage.* 2012, 97, 122.
- [۳۰] V. Soltanmohammadi, M. Noaparast, A. H. Kohsari, F. Zamani, *Physicochem. Probl. Miner. Process.* 2011, 46, 173.
- [۳۱] H. G. Vijayendra, (1995) *Handbook on Mineral Dressing*, Vikas Publishing, New Delhi.
- [۳۲] B. Wills, T. Napier-Munn, (2006) *Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*, Butterworth Heinemann, Oxford, UK.
- [۳۳] R. Mermilled-Blondin, M. Kongolo, P. de Donato, M. Benzaazous, O. Barres, B. Bussiere, M. Aubertin, (2005) In: *Proc. of the Centenary of Flotation Symposium*, Brisbane, QLD, 683.
- [۳۴] M. Kostovic, D. Vucinic, *Physicochem. Probl. Miner. Process.* 2016, 52, 609.
- [۳۵] J. Yu, Y. Ge, X. Cai, *Minerals* 2016, 6, 70.
- [۳۶] N. O. Lotter, D. J. Bradshaw, *Miner. Eng.* 2010, 23, 945.
- [۳۷] Q. Cao, J. Cheng, S. Wen, C. Li, S. Bai, D. Liu, *Miner. Eng.* 2015, 78, 114.

- [३४] A. Vidyadhar, N. Kumari, R. P. Bhagat, *Miner. Eng.* 2012, 26, 102.
- [३५] S. M. Bulatovic, (2007) *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice: Flotation of Sulfides Ores vol 1*, Elsevier, Amsterdam.
- [३६] B. K. Parekh, J. D. Miller, *Advances in Flotation Technology*, SME Publishers, New York 1999.
- [३७] A. C. Araujo, P. R. M. Viana, A. E. C. Peres, *Miner. Eng.* 2005, 18, 219.
- [३८] A. Norori-McCormac, P. R. Brito-Parada, K. Hadler, K. Cole, J. J. Cilliers, *Sep. Purif. Technol.* 2017, 184, 240.
- [३९] N. P. Lima, G. E. S. Valad~ao, Antonio Eduardo Clark Peres, *Rem, Rev. Esc. Minas* 2013, 66, 251.
- [ॣ०] O. O. Alabi, B. O. Araoye, M. B. Bala, M. T. Igbonwelundu, D. V. Abere, A. A. Dalhatu, *Int. J. Adv. Eng. Manage. Sci.* 2016, 2, 780.
- [ॣॡ] K. Rao, I. V. Chernyshova, *Open Miner. Process. J.* 2011, 4, 7.
- [ॣॢ] T. Qiu, C. Wu, G. Ai, G. Zhao, X. Yu, *Procedia Eng.* 2015, 102, 722.
- [ॣॣ] Qiu, T., G. Zhao, and D. Zhu. (2013) "Current research status of desulfurization technology of sulfur-bearing iron ore." *Mining Machinery*. 41. 12-16.
- [ॣ।] Liu, Hang, et al. (2019) "A novel method for desulfurization and purification of fluorite concentrate using acid leaching and reverse flotation of sulfide." *Journal of cleaner production*, 209, 1006-1015.
- [ॣ॥] Lin, Shangyong, et al. (2020) "Clean desulfurization of sulfur-rich tungsten concentrates by reverse flotation." *Journal of Cleaner Production*, 244, 118876.
- [।०] Gallagher, John R., Edwin S. Olson, and Daniel C. Stanley. (1996) "Microbial desulfurization of dibenzothiophene: a sulfur-specific pathway." *FEMS Microbiology Letters*, 107.1, 31-35.

- [٥١] Abdollahy, M., A. Z. Moghaddam, and K. Rami. (2006) "Desulfurization of mezino coal using combination of 'flotation' and 'leaching with potassium hydroxide/methanol'." *Fuel* 85.7-8, 1117-1124.
- [٥٢] Yin, Sisi, Tatsushi Nishi, and Guoqing Zhang. (2016) "A game theoretic model for coordination of single manufacturer and multiple suppliers with quality variations under uncertain demands." *International Journal of Systems Science: Operations & Logistics*, 3.2, 79-91.
- [٥٣] Xia, Wencheng, et al. (2018) "Desulfurization of low rank coal co-pyrolysis with reduced iron powder followed by dry magnetic separation." *Journal of cleaner production*, 204, 525-531.
- [٥٤] Prakash, Ritesh, Subrata Kumar Majumder, and Anugrah Singh. (2018) "Flotation technique: Its mechanisms and design parameters." *Chemical Engineering and Processing-Process Intensification*, 127, 249-270.
- [٥٥] Feng, Dongxia, et al. (2019) "Study on separation of low-grade zinc oxide ore with sulfurization-amination flotation." *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 55.5, 1082-1090.
- [٥٦] Abdollahy, M., A. Z. Moghaddam, and K. Rami. (2006) "Desulfurization of mezino coal using combination of 'flotation' and 'leaching with potassium hydroxide/methanol'." *Fuel* 85.7-8, 1117-1124.
- [٥٧] [٥٧] Clarke, P., et al. (1995) "A study of the removal of oxidation products from sulfide mineral surfaces." *Minerals Engineering*, 8.11, 1347-1357.
- [٥٨] Benzaazoua, M., and M. Kongolo. (2003) "Physico-chemical properties of tailing slurries during environmental desulphurization by froth flotation." *International Journal of Mineral Processing*, 69.1-4, 221-234.
- [٥٩] Mermillod-Blondin, R., et al. (2005) "Pyrite flotation with xanthate under alkaline conditions-application to environmental desulfurization." *Centenary of flotation symposium*. Melbourne: Australasian Institute of Mining and Metallurgy.

- [۶۴] Beide, Yang, Jin Wenjie, and Liu Dehong. (2006) "Desulphurization of Pyrite Slag by Flotation [J]." Mining Research and Development 2.
- [۶۵] Soltan, Mohammadi V., et al. (2009) "Determination of optimum conditions to remove sulfur and phosphor from Gol-E-Gohar iron ore concentrate." 267-278.
- [۶۶] Guoqing, Wang Fengshui Lin Junling Zhu. (2010) "Experimental Study on Desulphurization of a Magnetite Ore from Xinjiang [J]." Metal Mine 7.
- [۶۷] YI, Deqiang, and Jianfeng ZHANG. (2010) "Sulphur Flotation of Meishan Iron Mine Ore." Baosteel Technology 2, 11.
- [۶۸] LIU, Xing-hua, et al. (2011) "Flotation Desulfurization of Iron Concentrate in Chaoyang Xinhua Molybdenum Mine [J]." Non-Ferrous Mining and Metallurgy 4.
- [۶۹] Panahi, E., et al. (2012) "Desulfurization of hematitic concentrate of iron ore of the Gol-E-Gohar mine using reverse flotation method." Techincal Rep.
- [۷۰] Alam, Raquibul, and Julie Q. Shang. (2012) "Effect of operating parameters on desulphurization of mine tailings by froth flotation." Journal of environmental management 97, 122-130.
- [۷۱] Arvidson, B., et al. (2013) "Flotation of pyrrhotite to produce magnetite concentrates with a sulphur level below 0.05% w/w." Minerals Engineering 50,4-12.
- [۷۲] Ding, Peng, Quan Jun Liu, and Wen Hao Pang. (2013) "Desulfurization study of an iron mine in Yunnan." Advanced Materials Research. Vol. 756. Trans Tech Publications Ltd.
- [۷۳] Yu, Jun, Yingyong Ge, and Xinwei Cai. (2016) "The desulfurization of magnetite ore by flotation with a mixture of xanthate and dixanthogen." Minerals 6.3, 70.
- [۷۴] Nakhaei, Fardis, and Mehdi Irannajad. (2017) "Sulphur removal of iron ore tailings by flotation." Journal of Dispersion Science and Technology, 38.12, 1755-1763.

[۷۷] Pattanaik, Abhyarthana, and R. Venugopal. (2018) "Investigation of adsorption mechanism of reagents (surfactants) system and its applicability in iron ore flotation–An overview." *Colloid and Interface Science Communications*, 25, 41-65.

[۷۸] javanshir, S., M. massinaei, and M. tavakoli. (2018) "Desulfuration of Sangan Iron ore concentrate using flotation.", 77-86.

Abstract

Iron oxide minerals are commonly found with some pyrite. The presence of pyrite causes the recovery of iron ores such as magnetite and hematite, Do not do it completely using magnetic separators. Therefore, in the steel industry, it is considered as a waste and disturbing mineral. Therefore, in this project, the ability of pyrite to float in the presence of xanthates was used to remove it from iron ore concentrate resulting from magnetic separation. The sulfur content in the iron concentrate factory product is too much for the consumption of pelletizing units. Therefore, it is necessary to reduce the amount of sulfur due to pyrite magnetic concentrate of Sangan iron ore, which is done by flotation method. For this purpose, the effect of various parameters such as the type and amount of collector consumption, type and amount of frother consumption, solid percentage and pH were investigated. Optimization of these parameters in flotation operations is necessary in order to achieve the permissible sulfur content in iron concentrate. By Design Expert software, the effect of operational factors was investigated and 23 experiments were designed. The results showed that by increasing the concentration of collector and frother, maximum sulfur recovery can be achieved. Obviously, this increase will increase to an optimal amount, and an excessive increase will reduce sulfur recovery. Decreasing the pH, increased sulfur recovery and improved particle flotation rate. At a collector concentration of 125 g / t, frother concentration of 105 g/t, solid percentage of 32% and pH=8, the production have sulfur content of 0.25% and a sulfur recovery of 68.9% can be achieved. Also, the collector distribution system was examined in three different modes at the beginning of the circuit: ruffer, cleaner, and scavenger as 100: 0: 0, 50:50:0, 50:30:20, which showed that when the system 50: 30: 20 is used, sulfur recovery is achieved in most cases.

Keywords: Iron Ore, Magnetic Concentrate, Flotation, Sulfur Reduction, Sangan Iron Ore Factory.



Shahrood University of Technology

Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics

MSc Thesis in Mineral Processing Engineering

**Development of mineral processing circuit of Sangan Iron ore with
focusing on Flotation Sector Design to Reduce Magnetic Sulfur
Concentrate**

By: Mohammad Salehi Salami

Supervisor:

Dr. Mohammad Karamoozian

September 2020