



DOI: 10.30479/jmre.2019.9394.1176

بررسی حذف آهن در مدار ۳-۰ میلی‌متر کارخانه فرآوری خاک‌نسوز سمیرم

محمد رضا صمدزاده یزدی^{۱،۲*}، عبدالله فیروزی^۳

- ۱- عضو هیات علمی، دانشکده مهندسی معدن و متالورژی، دانشگاه یزد، یزد
- ۲- پژوهشکده فناوری‌های معدنکاری، دانشگاه یزد، یزد
- ۳- دانشجوی کارشناسی ارشد، گروه فرآوری مواد معدنی، دانشگاه یزد، یزد

(دریافت ۱۳۹۷/۰۷/۰۸، پذیرش ۱۳۹۷/۱۱/۱۳)

چکیده

در این تحقیق پایش مدار فرآوری صفر تا ۳ میلی‌متر کارخانه خاک‌نسوز سمیرم و اصلاح آن مورد بررسی قرار گرفت. نتایج شناسایی نمونه نشان داد که کائولینیت کانی اصلی و هماتیت و گوتیت کانی‌های آهن‌دار موجود در نمونه‌اند. مطالعه مقاطع صیقلی و درجه آزادی نشان داد که بخش عمده‌ای از هماتیت به گوتیت اکسید شده و به صورت پراکنده در کائولینیت گسترش یافته است. مدار فعلی صفر تا ۳ میلی‌متر کارخانه با نمونه‌گیری از بخش‌های مختلف مورد پایش قرار گرفت. تاثیر پارامترهای نرخ خوراک‌دهی، سرعت دوران جداکننده مغناطیسی و اندازه ذرات بر حذف آهن با جداکننده استوانه‌ای به روش خشک بررسی شد. همچنین آزمایش‌هایی با جداکننده مغناطیسی غلطکی با شدت میدان ۱۰۰۰۰ گوس برای امکان‌سنجی حذف بیشتر آهن انجام شد. با توجه به نتایج آزمایش‌ها و پایش مدار فعلی، فلوشیت جدیدی با اضافه کردن جداکننده‌های غلطکی در مسیر باطله سری اول جداکننده‌های کارخانه و همچنین محصول نهایی پیشنهاد شد که بر طبق آن امکان کاهش عیار Fe_2O_3 محصول به کمتر از ۱ درصد و افزایش ۵ درصدی بازیابی قابل دست‌یابی است.

کلمات کلیدی

کائولینیت، خاک‌نسوز سمیرم، جدایش مغناطیسی، جداکننده استوانه‌ای و غلطکی، حذف آهن.

۱- مقدمه

گوس وجود دارد که به صورت سری قرار دارند، مواد از طبقه‌های بالاتر بر روی جداکننده‌ها انتقال داده شده و ذراتی که خاصیت مغناطیسی دارند از جریان مواد جدا و به عنوان باطله از مدار خارج می‌شوند. محصول هر مرحله جدایش مغناطیسی، خوراک جداکننده بعدی است. در جدایش مغناطیسی ذرات با ابعاد ۳ تا ۶ و ۶ تا ۱۲ میلی‌متر، به دلیل درگیری کائولینیت و هماتیت، یک بخش میانی تشکیل می‌شود که این مواد با هدف به دست آوردن درجه آزادی با آسیای غلطکی مورد خردایش مجدد قرار می‌گیرند و دوباره به مدار اضافه می‌شوند. در تمام جداکننده‌ها به دلیل بالا بودن گرد و غبار یک سیستم مکش هوا قرار دارد که ذرات ۱۲۵- میکرون (روزانه حدود ۴ تن) را به خارج منتقل می‌کند. خوراک‌دهی کارخانه روزانه ۲۵۰ تن است که از این مقدار ۱۰۰ تن به کنسانتره و ۱۵۰ تن به باطله راه پیدا می‌کند. فلوشیت کارخانه در شکل ۱ نشان داده شده است.

جداکننده‌های کارخانه و آزمایشگاه از نوع الکترومغناطیسی‌اند. در درون استوانه هسته‌های سیم‌پیچی شده‌ای وجود دارد که کار آن‌ها تولید نیروی مغناطیسی است. هسته‌ها به نحوی طراحی شده‌اند که پشت سر یک سری شیار قرار گرفته‌اند که مواد از درون آن‌ها عبور داده می‌شود. در شکل ۲ تصویری از جداکننده‌ها در کارخانه نشان داده شده است.

هر چند روش‌هایی مانند فلوتاسیون، فلوکولاسیون و هیدرومیتالورژی [۳،۲] را می‌توان برای فرآوری کائولن ریز دانه به کار گرفت اما با توجه به اینکه فرآیند کارخانه به صورت خشک است، در این تحقیق بررسی پارامترهای تاثیرگذار بر جدایش مغناطیسی [۴] و اصلاح فلوشیت حاضر در کارخانه برای دستیابی به محصول با عیار کمتر از یک درصد Fe_2O_3 و بهبود بازیابی کائولینیت انجام گرفته است.

۲- مواد و روش‌ها

۲-۱- نمونه‌برداری

خوراک کارخانه از معدن استخراج شده و به کارخانه منتقل می‌شود. نمونه‌گیری برای انجام این تحقیق از خوراک بخش صفر تا ۳ میلی‌متر، کل خوراک ورودی صفر تا ۱۲ میلی‌متر و محصول بخش صفر تا ۳ میلی‌متر انجام شد. برای نمونه‌برداری از خوراک بخش صفر تا ۳ میلی‌متر، ۶ نمونه ۵ کیلوگرمی در هر روز به مدت ۱۰ روز گرفته شد. بنابراین از ۶۰ بار نمونه‌گیری ۳۰۰ کیلوگرم نمونه به دست آمد. همچنین در نمونه‌گیری از کل خوراک ۷ نمونه ۵ کیلوگرمی در هر روز به مدت سه روز تهیه شد.

ایران جزو ۱۰ کشور معدنی جهان با تنوع مواد معدنی بسیار زیاد است. معادن خاک نسوز ایران از نظر کمی و کیفی قابل توجه است. با توجه به ارزشی که این ماده معدنی دارد و در محصولات گوناگون استفاده می‌شود [۱]، لازم است فرآوری این ماده با ارزش، بر اساس فناوری‌های متنوع موجود [۲] انجام شود. معدن خاک نسوز پشته (سمیرم) در ۳۰ کیلومتری جاده سمیرم- یاسوج در استان اصفهان با ذخیره حدود ۶ میلیون تن قرار دارد که با روش استخراج روباز پلکانی استخراج می‌شود. در زمان‌های قدیم و قبل از تاسیس کارخانه، پر عیارسازی ماده معدنی به روش سنگ‌جوری دستی انجام می‌گرفته است. این کنسار رسوبی به صورت لایه‌ای در بین دو سازند سروک و ایلام در کرتاسه فوقانی تشکیل شده است. کانی‌های اصلی تشکیل‌دهنده کنسار کائولینیت، کوارتز، هماتیت و آناز است. اکسیدهای اصلی شامل Al_2O_3 ، SiO_2 ، Fe_2O_3 و TiO_2 و سایر اکسیدهای فرعی شامل MgO ، Na_2O ، K_2O ، CaO و P_2O_5 می‌باشند.

کارخانه فرآوری در ارتفاعات مشرف به معدن در سال ۱۳۷۸ احداث شد که روش فرآوری آن جدایش ترکیبات آهن‌دار از خاک معدنی با استفاده از جداکننده مغناطیسی است. خاک نسوز تولیدی به صورت خام و کلسینه شده در صنایع و تولید فرآورده‌های نسوز مصرف می‌شود. محصولات جنبی (خاک آهن‌دار) نیز در صنعت سیمان به عنوان جایگزین هماتیت و خاک معدنی قرمز به عنوان مواد اولیه تولید آجرنما و سفال می‌تواند مصرف شود.

مواد اولیه پس از استخراج از معدن با کامیون به کارخانه حمل می‌شود، سپس داخل یک فیدر ریخته شده و ذرات کوچکتر از ۵۰ میلی‌متر خروجی فیدر با استفاده از سرندهی جدا می‌شود و ذرات بزرگتر از آن با استفاده از یک سنگ‌شکن فکی مورد خردایش قرار می‌گیرد. در کارخانه بخش کوچکتر از ۱۲ میلی‌متر مواد با یک سرنده جدا شده و به وسیله سرنده موگنسن به سه بخش صفر تا ۳، ۳ تا ۶ و ۶ تا ۱۲ میلی‌متر تقسیم می‌شوند. ذرات بزرگتر از ۱۲ میلی‌متر با یک سنگ‌شکن ژیراتوروی مورد خردایش مجدد قرار می‌گیرند. دبی جرمی بخش‌های صفر تا ۳، ۳ تا ۶ و ۶ تا ۱۲ میلی‌متر به ترتیب ۱۵۰۵، ۱۰ و ۱۱/۱۹ تن در ساعت است. بخش ۰ تا ۳ با استفاده از تقسیم‌کن‌ها به ۶ مسیر و بخش ۳ تا ۶ و ۶ تا ۱۲ هرکدام به سه مسیر تقسیم می‌شوند. در کارخانه سه طبقه جداکننده با شدت میدان ۸۰۰۰ تا ۱۰۰۰۰

۲-۲- شناسایی نمونه‌ها

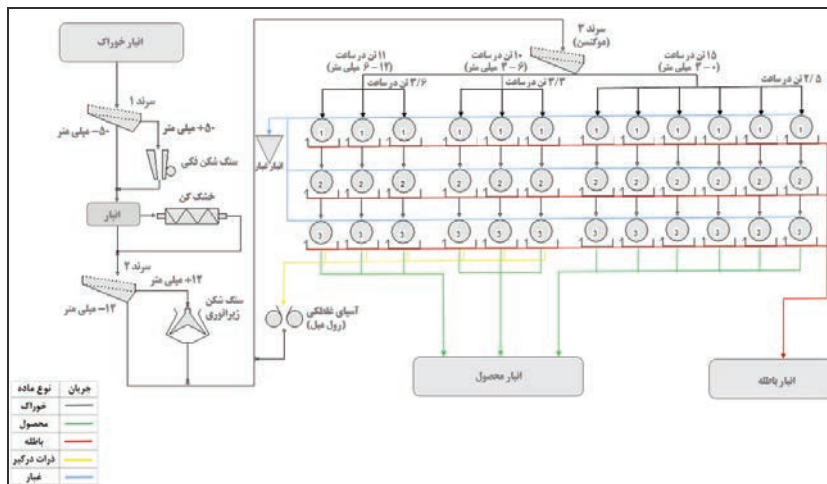
برای بررسی و شناسایی نمونه‌ها از روش‌های XRF و XRD استفاده شد. برای آنالیز XRD از دستگاه مدل فلیپس دانشگاه کاشان استفاده شد. میزان آهن در همه نمونه‌های این تحقیق با استفاده از دستگاه XRF کارخانه انجام شد. در آنالیز XRD مشخص شد که عمده کانی‌های موجود کائولینیت و هماتیت است. برای شناسایی کانی‌های موجود در نمونه و نیز بررسی درجه آزادی از بخش‌های ابعادی مختلف خوراک مقاطع سیقلی تهیه شد و مورد تحلیل میکروسکوپی قرار گرفت.

۲-۳- روش انجام آزمایش

۲-۳-۱- آزمایش با جداکننده استوانه‌ای

جداکننده آزمایشگاه نسبت به جداکننده‌های کارخانه دارای ابعاد یکسان ولی تعداد شیار کمتر است، سطح درام کارخانه

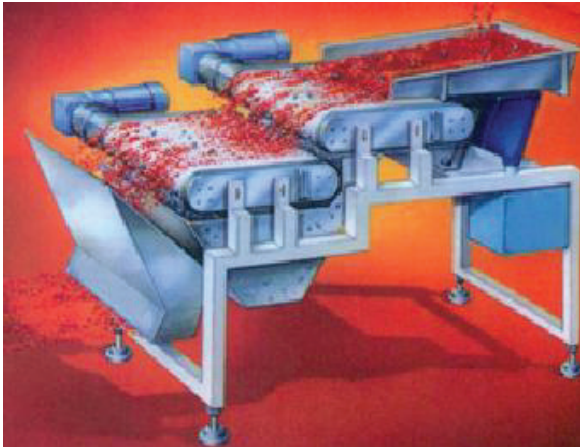
از ۱۲ شیار و جداکننده آزمایشگاه از ۲ شیار تشکیل شده است. سه پارامتر نرخ خوراک‌دهی، سرعت دوران جداکننده و موقعیت قرارگیری تیغه‌ها در جداکننده آزمایشگاهی قابل تغییراند. آزمایش‌های مغناطیسی طبق کارخانه سه مرحله‌ای انجام شد، به صورتی که محصول مرحله اول خوراک مرحله دوم و محصول مرحله دوم خوراک مرحله سوم بود و در آخر کنسانتره نهایی به دست آمد. با انجام آزمایش‌های مختلف با جداکننده مغناطیسی، می‌توان رفتار ذرات و عوامل موثر برای یک جدایش مناسب را بررسی کرد. برای به دست آوردن رفتار ذرات صفر تا سه میلی‌متر، این بخش به سه زیر بخش شامل (۰-۰.۵)، (۰.۵-۱) و (۱-۳) میلی‌متر تقسیم شد و آزمایش روی هر کدام از این بخش‌ها انجام شد.



شکل ۱: فلوشیت کارخانه خاک نسوز سمیرم



شکل ۲: جداکننده‌های مغناطیسی کارخانه



شکل ۳: طرح‌واره‌ای از جداکننده غلطکی

۲-۳-۲- آزمایش‌ها با جداکننده غلطکی

آزمایش‌ها با جداکننده غلطکی در مقیاس صنعتی با شدت میدان ۱۰ هزار گوس انجام شد. در این دستگاه غلطک مغناطیسی به عنوان غلطک جلویی دستگاه^۱ استفاده می‌شود و یک تسمه با ضخامت ۰/۵ تا ۱ میلی‌متر، غلطک را به قرقره پشتی متصل می‌کند. هنگامی که مواد به غلطک مغناطیسی می‌رسند، ذرات مغناطیسی و یا پارامغناطیسی به غلطک جذب شده و زیر غلطک تخلیه می‌شوند، در حالیکه مواد غیرمغناطیسی به مرحله بعدی راه می‌یابند. این جداکننده دارای ظرفیت ۵ تن در ساعت است. طرح‌واره‌ای از یک جداکننده غلطکی دو مرحله‌ای در شکل ۳ نشان داده شده است.

۳- نتایج و بحث

۳-۱- ویژگی‌های ماده معدنی

۳-۱-۱- آزمایش‌های XRF و XRD

نتیجه آنالیز XRF نمونه خوراک در جدول ۱ ارایه شده است. عمده ترکیبات در این آنالیز شامل Al_2O_3 ، SiO_2 و Fe_2O_3 که به ترتیب ۳۵، ۳۶، ۱۵ درصد خوراک را تشکیل داده‌اند. از خاصیت نسوز بودن این ماده معدنی استفاده‌های زیادی می‌شود. در خاک نسوز هرچه درصد Al_2O_3 بیشتر باشد، درصد نسوزندگی و مرغوبیت محصول افزایش پیدا می‌کند. در مقابل هرچه درصد اکسیدهای آهن کمتر باشد باعث می‌شود این کالا قابلیت استفاده در صنایع نسوز کشور و صادرات بیشتر را داشته باشد. در حال حاضر خوراک کارخانه ۱۵ درصد Fe_2O_3 دارد که بعد از فرآوری این میزان به کمتر از ۲ درصد می‌رسد.

نتیجه آنالیز XRD نمونه خوراک در شکل ۴ نشان داده شده است. همان‌گونه که مشاهده می‌شود، کانی اصلی کائولینیت است. بیشتر پیک‌های باقی‌مانده مربوط به کانی‌های آهن‌دار مانند هماتیت است. پیک اصلی کائولینیت در حدود ۱۲ درجه و پیک اصلی هماتیت در ۳۳ درجه به خوبی با طیف حاصل از نمونه تطابق دارد. می‌توان گفت که تعدادی از پیک‌های طیف نمونه با محل پیک‌های کانی گوتیت تطابق دارد. معمولاً در اثر هوازدگی، اکسایش کانی هماتیت به گوتیت رخ می‌دهد. با بررسی طیف XRD نمونه خوراک مشخص شد که پیک‌های این نمونه با محل پیک‌های کوارتز تطابق چندانی ندارد، بنابراین می‌توان نتیجه گرفت که بخش عمده سیلیس گزارش شده در نتیجه آنالیز XRF به دلیل کانی کائولینیت

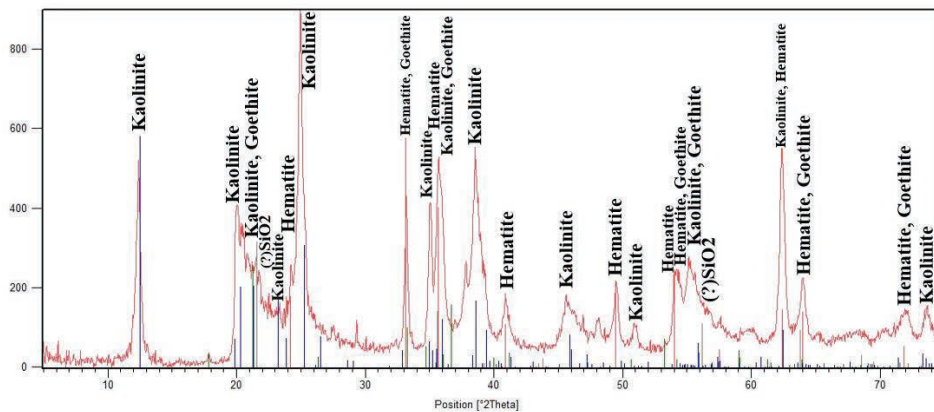
جدول ۱: آنالیز نمونه خوراک کارخانه مورد مطالعه به روش XRF

ترکیبات	درصد
Al_2O_3	۳۵
SiO_2	۳۶
Fe_2O_3	۱۵
TiO_2	۱/۲۷
CaO	۰/۳۲
MgO	۰/۴۷
Na_2O	۰/۱۶
K_2O	۰/۲۲
LOI	۱۱/۲۱

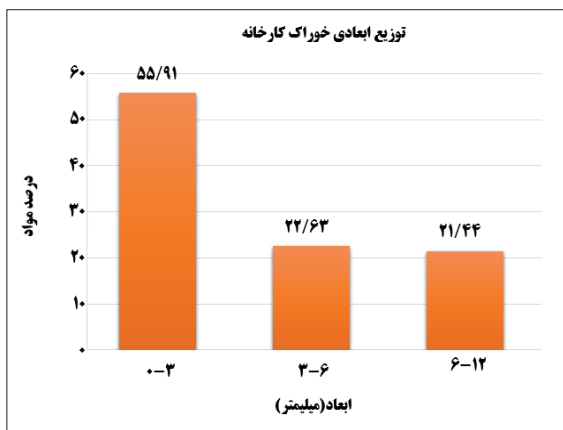
است. هرچند این امکان وجود دارد که در زوایای ۲۱/۵ و ۵۶ درجه پهن‌شدگی پیک‌های نمونه به دلیل وجود مقادیر کمی سیلیس در نمونه باشد.

۳-۱-۲- آنالیز سرنندی و توزیع ابعادی

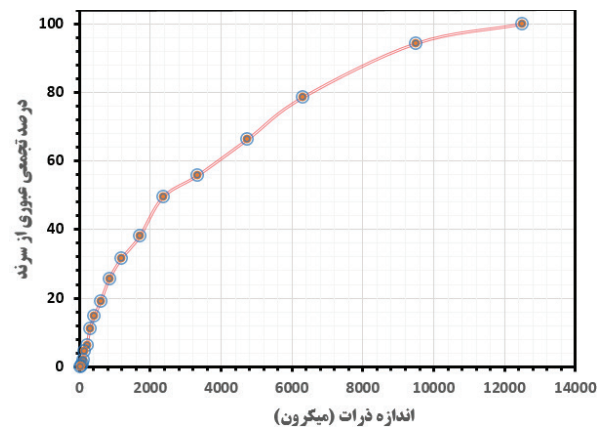
پس از اتمام نمونه‌گیری و انجام آنالیز سرنندی از خوراک کارخانه طبق شکل ۵ توزیع ابعادی مشخص شد. با توجه به منحنی آنالیز سرنندی مشخص می‌شود که ۸۰ درصد مواد کوچکتر از ۶/۴ میلی‌متر (d_{80}) است. همان‌گونه که در شکل ۶ مشاهده می‌شود، بیش از نیمی از خوراک کارخانه در بخش صفر تا ۳ میلی‌متر قرار دارد. از آنجا که فرآوری ذرات ریز با جداکننده‌های مغناطیسی دشوارتر است، این توزیع ابعادی نشان می‌دهد که ۵۶ درصد مواد ریزتر از ۳ میلی‌متر است و



شکل ۴: نتایج آزمایش XRD



شکل ۶: توزیع ابعادی خوراک کارخانه در سه بخش



شکل ۵: منحنی توزیع ابعادی خوراک کارخانه حاصل از آنالیز سرنندی

می‌شوند. در شکل ۷ انواع این نوع مواد نشان داده شده است، همچنین در جدول ۲ میزان عیار آهن هر نوع ماده معدنی مشخص شده است.

مطالعات جداگانه‌ای روی مقاطع صیقلی برای بررسی وضعیت کانی‌های فلزی (گوتیت و هماتیت) و کانی‌های غیر فلزی (کائولینیت) انجام گرفت. مطالعه مقاطع صیقلی نشان می‌دهد، آهن موجود در کانی هماتیت به صورت وسیعی گوتیتی شده است. در بیشتر مقاطع، هماتیت به همراه گوتیت مشاهده می‌شود، عمده درگیری این دو کانی هم به صورت رگه‌ای است که در برخی مقاطع رگه‌های هماتیته درون ذرات گوتیتی مشاهده شده‌اند. معمولاً مشاهدات اولیه مقاطع صیقلی در نور پلاریزه صفحه‌ای یعنی بدون آنالیزور انجام می‌گیرد، در این حالت فقط پلاریزور در مسیر نور قرار دارد. آنالیزور در میکروسکوپ‌های پلاریزان بین عدسی شیئی و چشم قرار

آهن‌زدایی آن با مشکل رو به رو خواهد بود.

در شکل ۵ و ۶ به خوبی مشخص می‌شود که توزیع ابعادی ذرات و همچنین تجمع بیشتر ذرات در چه فرآکسیون‌هایی است. بیشترین درصد خوراک در بخش صفر تا ۳ میلی‌متر است. ماده معدنی (خاک نسوز) به دلیل قابلیت خردایش بیشتر، در بخش ابعادی کوچکتر تمرکز دارد، در حالی که دو بخش ابعادی دیگر هر کدام حدود ۲۲ درصد خوراک را تشکیل داده‌اند.

۳-۱-۳- مطالعه مقاطع صیقلی

برای شناسایی بیشتر ماده معدنی نمونه‌های دست‌چین از معدن تهیه شد. بر اساس نام‌گذاری متداول در معدن علاوه بر ماده معدنی کرم رنگ کائولینیتی، سه نوع ماده معدنی بر اساس رنگ با نام‌های جگری، طوسی و آهن‌دار شناخته

با توجه به موارد یاد شده، می‌توان گفت که هرچند در آنالیز XRD عمده آهن به صورت کانی هماتیت گزارش شده است اما در بررسی مقاطع صیقلی مشخص شد که هماتیت در حد خیلی زیادی به گوتیت اکسید شده است. در رابطه با سه نوع سنگ آهن‌دار، طوسی و جگری که در معدن نام‌گذاری شده است، می‌توان گفت که این سنگ‌ها به ترتیب دارای گستره رنگی از سیاه تیره (آهن‌دار) تا قرمز (جگری) و در نهایت سفید (کائولینیت) دیده می‌شوند. نمونه آهن‌دار و طوسی عمدتاً دارای ذرات هماتیت گوتیتی شده‌اند و به همین دلیل رنگ تیره‌تری دارند. در نمونه جگری یا قرمز قهوه‌ای نیز توزیع گسترده‌ای از کانی‌های آهن‌دار و به ویژه رگه‌های هماتیتی با هاله‌های گوتیتی شده وجود دارد. در نمونه‌های جگری روشن‌تر تشخیص نوع کانی آهن سخت است و آهن بیشتر به صورت آلودگی در کائولینیت پخش شده است. وجود گوتیت در سنگ به دلیل خاصیت مغناطیسی کمتر نسبت به هماتیت، باعث کاهش کارایی جدایش آهن می‌شود. شناسایی کامل‌تر کانی‌شناسی این نمونه‌ها در مقاله دیگری گزارش شده است [۶].

۳-۱-۴- درجه آزادی

نتایج به دست آمده از مطالعه درجه آزادی بخش هماتیت در نمونه نشان می‌دهد، هماتیت در تمام بخش‌های ابعادی به صورت درگیر با گوتیت مشاهده می‌شود، بنابراین نمی‌توان درجه آزادی مناسبی از این کانی در طبقات مختلف مشاهده کرد. هرچه ابعاد کوچکتر شوند، آزادی ذرات هم بیشتر و هرچه درجه آزادی فراکسیون‌ها بیشتر باشد عملیات جدایش و فرآوری بهتر انجام می‌شود. درجه آزادی ذرات کائولینیت از ذرات آهن‌دار در بخش‌های مختلف اندازه ذرات به صورت جدول ۳ است. شکل ۹ میزان درگیری کائولینیت با کانی‌های آهن‌دار را در ابعاد مختلف مقایسه می‌کند. درگیری‌ها شامل درگیری باطله با محصول و درگیری باطله با باطله (هماتیت با گوتیت) است.

۳-۲- پایش خط صفر تا ۳ میلی‌متر

مدار فرآوری ذرات صفر تا ۳ میلی‌متر در کارخانه نسوز سمیرم شامل شش خط موازی جدایش است که در هر خط سه مرحله جدایش مغناطیسی پی در پی بر روی ذرات انجام می‌شود. دبی کل مدار ۱۵ تن بر ساعت است و در نتیجه هر خط با ۲٫۵ تن در ساعت خوراک‌دهی می‌شود. توزیع مواد در یکی از شش خط فرآوری صفر تا ۳ میلی‌متر کارخانه در جدول

می‌گیرد. در صورتی که محور پلاریزاسیون پلاریزور و آنالیزور عمود بر هم باشند نوری به چشم نمی‌رسد و در صورتی که موازی باشند حداکثر نور خارج می‌شود. در شکل ۸ مکان‌هایی که رنگ سفید درخشان دارند، هماتیت و گوتیتی است که در عکس با آنالیزور، تیره رنگ و در عکس بدون آنالیزور سفید درخشان دیده می‌شوند [۵]. ذرات به رنگ کرم، کائولینیت خالص‌تری است.



شکل ۷: نمونه گرفته شده از معدن شامل سه نوع سنگ جگری، طوسی و آهن‌دار

جدول ۲: عیار آهن در بخش‌های مختلف ماده معدنی

نام ماده معدنی	Fe (درصد)
آهن‌دار	۲۰٫۶۴
جگری	۱۹٫۴۶
طوسی	۱۴٫۴۹

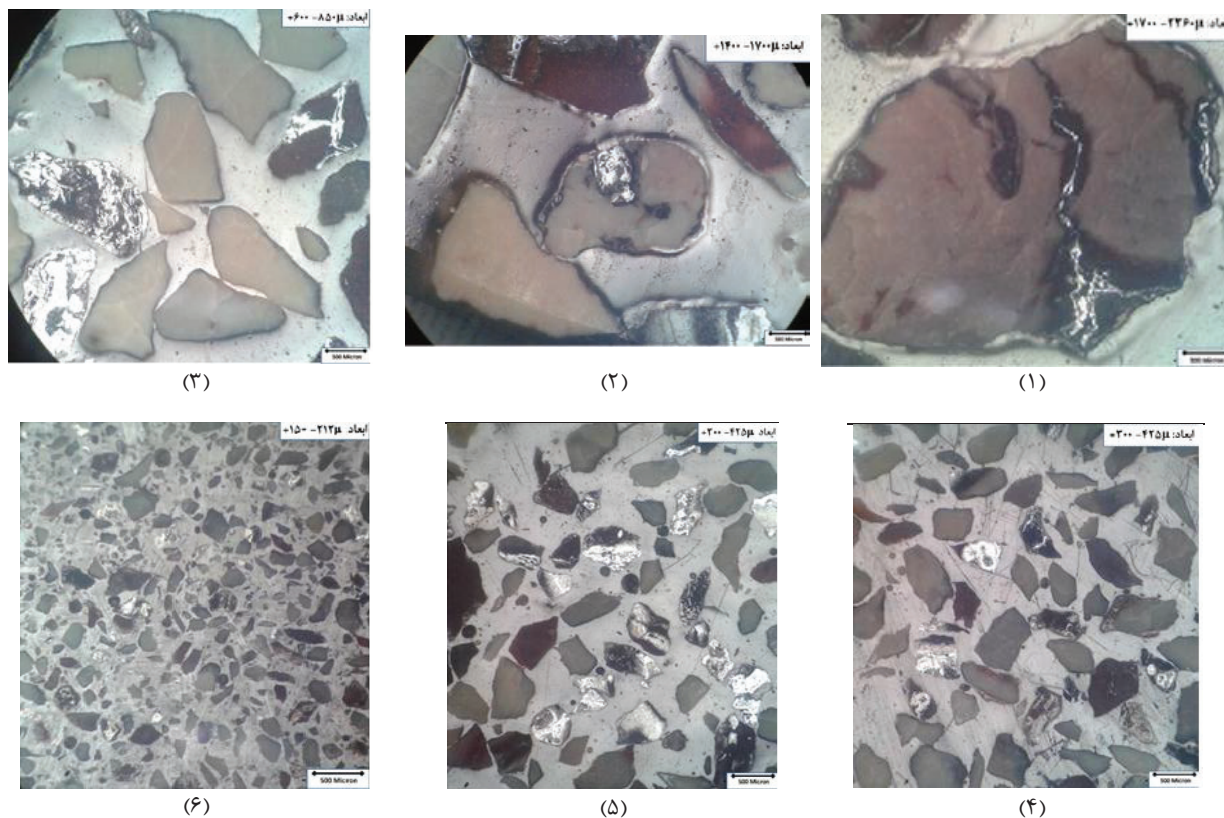


شکل ۸: شناسایی کانی‌های موجود، (شکل راست: با آنالیزور، شکل چپ: بدون آنالیزور)

جدول ۳: درجه آزادی ذرات کاتولینیت از ذرات آهن‌دار در ابعاد مختلف

ابعاد (میکرون)	درجه آزادی (درصد)
۲۳۶۰-۱۷۰۰	۷۵
۱۴۰۰-۱۷۰۰	۷۶
۱۱۸۰-۱۴۰۰	۸۶
۱۰۰۰-۱۱۸۰	۹۰
۸۵۰-۱۰۰۰	۹۱
۶۰۰-۸۵۰	۹۴
۴۲۵-۶۰۰	۹۷
۳۰۰-۴۲۵	۹۸

۴ نشان داده شده است. بر طبق داده‌های کارخانه، عیار آهن خوراک بخش صفر تا ۳ میلی متر ۸/۱۱ درصد با دبی ۲/۵ تن در ساعت است. همان طور که در جدول ۴ مشخص شده است، مقدار باطله جداکننده اول زیاد است که به دلیل فرآوری نشدن ذرات صفر تا ۰/۵ میلی متر (نرمه بودن) است که در کارخانه با تغییر دادن تیغه‌ها همه این بخش را به باطله منتقل کرده‌اند. محصول بخش صفر تا ۳ میلی متر برابر ۶/۶ تن در ساعت و باطله ۸/۴ تن بر ساعت است که حاصل از سه طبقه جدایش مغناطیسی و در هر طبقه شش جداکننده است.



شکل ۹: مقایسه میزان درگیری کاتولینیت با کانی‌های آهن‌دار در ابعاد مختلف

جدول ۴: پایش یکی از شش خط صفر تا ۳ میلی متر

بخش صفر تا ۳ میلی متر	دبی محصول (تن در ساعت)	دبی باطله (تن در ساعت)	درصد وزنی محصول نسبت به خوراک اولیه	درصد وزنی باطله نسبت به خوراک اولیه	عیار آهن محصول (درصد)	عیار آهن باطله (درصد)
جداکننده اول	۱/۷	۰/۸	۶۸	۳۲	۴/۶۵	۱۵/۴۴
جداکننده دوم	۱/۳	۰/۴	۵۲	۱۶	۲/۱۷	۱۲/۶۸
جداکننده سوم	۱/۱	۰/۲	۴۴	۸	۱/۲۶	۷/۸۳
مجموع	۱/۱	۱/۴	۴۴	۵۶	۱/۲۶	۱۳/۵۶

۳-۳- آزمایش‌های جداکننده استوانه‌ای

می‌شود. این موضوع برای ذرات ۰ تا ۰.۵ میلی‌متر (شکل ۱۰) و ۱) (۲) به خوبی قابل مشاهده است. کاهش وزن محصول و افزایش عیار آهن آن، به ویژه در مرحله اول جدایش بسیار زیاد است ولی در مراحل دوم و سوم به دلیل کاهش مقدار ذرات آهن‌دار، تاثیر نرخ خوراک کاهش می‌یابد. با افزایش اندازه ذرات خوراک و به ویژه حذف نرمه‌ها تاثیر نرخ خوراک کاهش یافته است.

عوامل متعددی مانند خاصیت مغناطیسی ذرات، سرعت دوران جداکننده، اندازه ذرات، نرخ خوراک‌دهی، شدت و گرایان میدان، نوع طراحی آهن‌ریاها و نظایر آن بر جدایش مغناطیسی در جداکننده‌های استوانه‌ای تاثیرگذارند [۷]. در شکل ۱۰ بازیابی وزنی محصول و عیار آهن در محصول برای سه مرحله پایایی جدایش مغناطیسی استوانه‌ای با مقادیر مختلف نرخ خوراک، دانه‌بندی خوراک و سرعت دوران جداکننده مقایسه شده است. هر سطر از جدول ۵ مجموع بازیابی وزنی و عیار آهن محصول سه آزمایش متوالی در شرایط مختلف (طبق توضیحات بخش ۱-۳-۲) را نشان می‌دهد.

۳-۳-۲- تاثیر سرعت دوران جداکننده استوانه‌ای

۳-۳-۱- تاثیر نرخ خوراک‌دهی

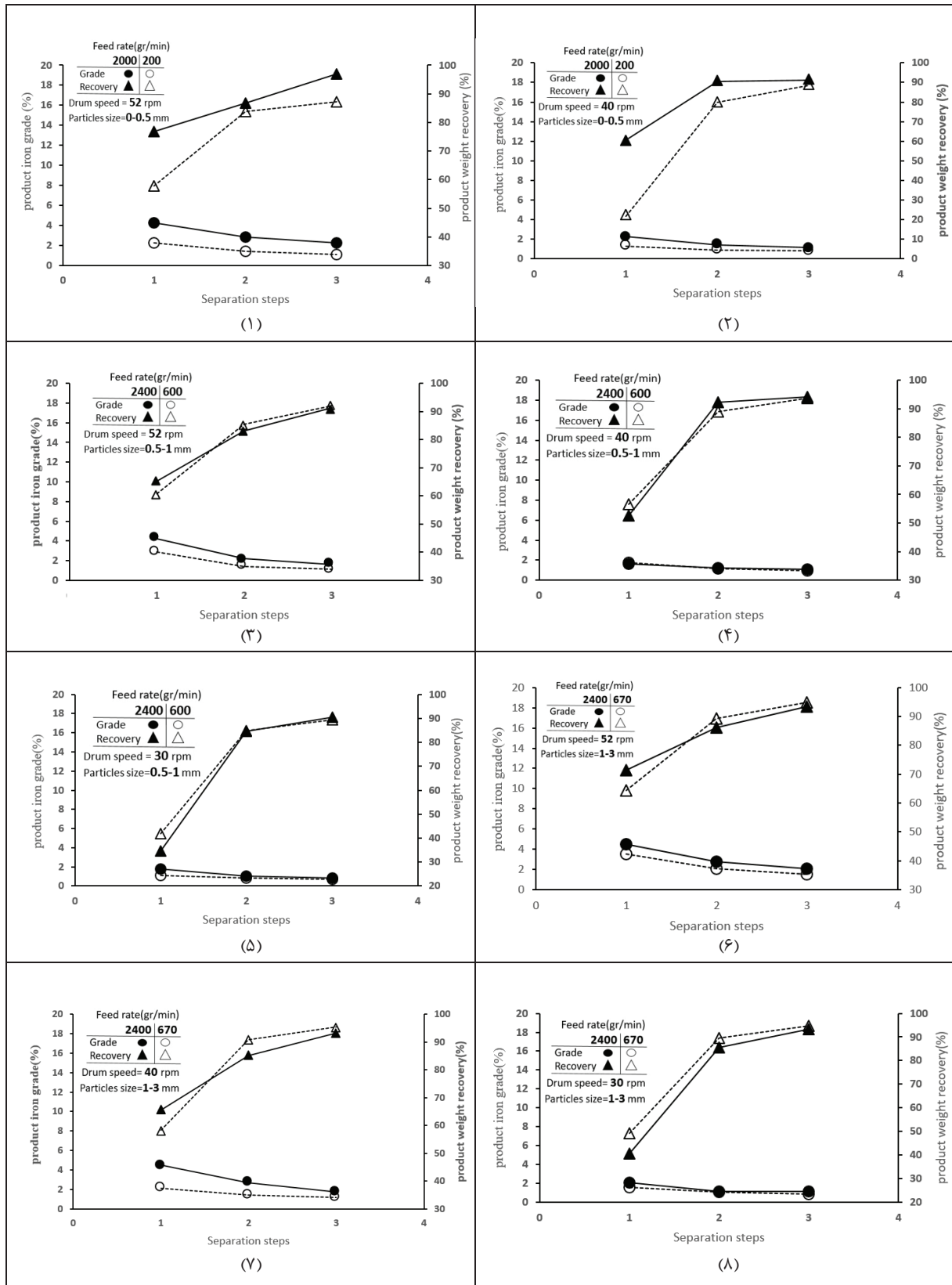
با افزایش سرعت دوران جداکننده، ذرات تا فاصله دورتر از جداکننده پرت می‌شوند، این موضوع باعث افزایش بازیابی وزنی محصول و افزایش عیار آهن در محصول می‌شود که باعث می‌شود که بتوان تاثیر منفی نرخ خوراک‌دهی زیاد بر بازیابی وزنی محصول را با افزایش سرعت دوران جداکننده جبران کرد. تاثیر سرعت دوران به ویژه در مرحله اول جدایش که حجم خوراک زیاد و میزان آهن زیادی دارد، بیشتر است. در نرخ خوراک‌دهی ثابت هرچه سرعت دوران کاهش یابد، بازیابی وزنی محصولی و همچنین عیار آهن محصول کاهش یافته است.

در جداکننده استوانه‌ای مورد آزمایش افزایش دبی نرخ خوراک می‌تواند به علت افزایش ضخامت لایه مواد بر روی استوانه، باعث کاهش کارایی جدایش ذرات آهن‌دار شود، بنابراین این ذرات به محصول راه یافته و باعث افزایش عیار آهن و وزن محصول

جدول ۵: مجموع بازیابی وزنی و عیار آهن محصول بعد از سه مرحله جدایش متوالی

اندازه ذرات (میلی‌متر)	سرعت دوران (دور بر دقیقه)	دبی (گرم بر دقیقه)	وزن محصول (گرم)	وزن باطله (گرم)	عیار آهن در محصول (درصد)	بازیابی وزنی محصول (درصد)	بازیابی آهن در محصول (درصد)
۰-۰.۵	۵۲	۲۰۰۰	۶۴۵	۳۵۵	۳۲۳	۶۴.۵۰	۱۹.۹۶
۰-۰.۵	۴۰	۲۰۰۰	۴۵۸	۵۰۲	۱.۸۳	۵۳.۰۸	۱۲.۴۵
۰-۰.۵	۵۲	۲۰۰	۳۸۷	۵۷۳	۱.۱۲	۴۲.۱۵	۶.۴۷
۰-۰.۵	۴۰	۲۰۰	۱۱۴	۸۴۶	۰.۸۳	۱۵.۴۰	۱.۷۵
۰.۵-۱	۵۲	۲۴۰۰	۴۸۰	۵۰۰	۱.۶۳	۴۹.۵۱	۸.۵۷
۰.۵-۱	۴۰	۲۴۰۰	۴۵۹	۵۴۱	۱.۰۶	۴۵.۹۰	۵.۱۹
۰.۵-۱	۳۰	۲۴۰۰	۲۶۴	۹۱۶	۰.۸۴	۲۶.۴۰	۲.۳۵
۰.۵-۱	۵۲	۶۰۰	۴۷۸	۵۲۲	۱.۱۲	۴۷.۸۰	۵.۶۸
۰.۵-۱	۴۰	۶۰۰	۴۷۳	۵۲۷	۰.۹۲	۴۷.۳۰	۴.۶۱
۰.۵-۱	۳۰	۶۰۰	۳۱۸	۶۸۲	۰.۷۰	۳۱.۷۹	۲.۳۴
۱-۳	۵۲	۲۴۰۰	۵۷۵	۴۲۵	۲.۱۰	۵۷.۵۰	۱۱.۷۱
۱-۳	۴۰	۲۴۰۰	۵۲۰	۴۸۰	۱.۷۱	۵۱.۹۹	۸.۶۰
۱-۳	۳۰	۲۴۰۰	۳۲۳	۶۷۷	۱.۱۲	۳۲.۲۹	۳.۵۳
۱-۳	۵۲	۶۷۰	۵۴۴	۴۵۶	۱.۵۴	۵۴.۳۹	۸.۱۵
۱-۳	۴۰	۶۷۰	۵۰۵	۴۹۵	۱.۷	۵۰.۴۹	۵.۸۴
۱-۳	۳۰	۶۷۰	۴۱۷	۵۷۳	۰.۸۴	۴۱.۶۹	۳.۴۲
۰-۳	۵۲	۳۰۰۰	۴۹۸	۵۰۲	۱.۶۸	۴۹.۷۹	۹.۷۲

* توجه: در هر سطر نتایج مجموع سه آزمایش متوالی نشان داده شده، به نحوی که محصول نهایی محصول سومین مرحله و باطله نهایی مجموع باطله‌های سه مرحله است.



شکل ۱۰: مقایسه بازیابی وزنی محصول و عیار آهن در محصول برای سه مرحله پیاپی جدایش مغناطیسی استوانه‌ای با مقادیر مختلف نرخ خوراک، دانه‌بندی خوراک و سرعت دوران جداکننده

گرادیان میدان است. رابطه عمومی برای نیروی مغناطیسی وارد بر ذره (رابطه ۲) است که در انواع مختلف جداکننده‌های مغناطیسی، بسته به الگوی میدان مغناطیسی و گرادیان آن، انواع روابط خاص حاصل می‌شود [۱۰-۸].

$$\vec{F}_m = \frac{1}{2} \mu_0 (\kappa_p - \kappa_f) V_p \nabla H^2 \quad (2)$$

که در آن:

H : بزرگی میدان مغناطیسی

V_p : حجم ذره

μ_0 : ضریب گذردهی خلا

K_p : تاثیرپذیری مغناطیسی حجمی ذره

K_f : تاثیرپذیری مغناطیسی حجمی سیال است.

در موارد عملی متداول است که به جای بزرگی میدان مغناطیسی از چگالی شار مغناطیسی استفاده شود و می‌توان رابطه ۲ را به شکل رابطه ۳ بیان کرد.

$$\vec{F}_m = \frac{1}{\mu_0} (\kappa_p - \kappa_f) V_p B \nabla B \quad (3)$$

در یک جداکننده مغناطیسی، نیروی مغناطیسی در مقابل دیگر نیروها از جمله نیروی گرانشی و نیروی گریز از مرکز عمل می‌کند [۱۱].

برای یک ذره کروی با چگالی نیروی گرانشی از رابطه ۴ محاسبه می‌شود.

$$\vec{F}_g = (\rho_p - \rho_f) V_p \vec{g} \quad (4)$$

که در آن:

ρ_p : چگالی ماده

ρ_f : چگالی سیال

g : شتاب گرانش است.

از روابط یاد شده می‌توان نتیجه گرفت که این نیروها به اندازه ذرات وابسته‌اند. از آنجا که این نیروها وابستگی متفاوتی به شعاع ذره دارند، اهمیت نسبی آن‌ها با اندازه ذرات تغییر می‌کند. وابستگی نیروی گرانش به توان سوم شعاع ذره، یعنی این نیرو در مواردی که قطر ذره بزرگ است، مهم خواهد بود. نیروی گریز از مرکز هم با توان سوم شعاع ذره متناسب است [۱۲]. نیروی مغناطیسی به مکعب شعاع ذره وابسته است و اهمیت نسبی آن در فرآیند جداسازی مغناطیسی با توجه به ویژگی‌های مغناطیسی ذرات و مشخصه‌های فنی جداکننده مغناطیسی (به عبارتی قدرت میدان مغناطیسی و گرادیان آن)

در تمام آزمایش‌ها بیش‌ترین بازیابی محصول وقتی به دست آمده است که نرخ خوراک‌دهی و سرعت دوران هر دو بیشینه بوده است و وقتی هر دو این پارامترها کمینه بوده‌اند، حداقل بازیابی و عیار آهن محصول به دست آمده است، بنابراین این دو پارامتر تاثیر متقابل بر نتایج یکدیگر دارند. تاثیر سرعت دوران جداکننده برای ذرات ریزتر (صفر تا ۰/۵) بسیار بیشتر است و با کاهش سرعت دوران بازیابی وزنی محصول به شدت کاهش می‌یابد. این به آن علت است که با کاهش سرعت دوران ذرات ریز به استوانه چسبیده و کمتر پرتاب می‌شوند و بنابراین به باطله راه پیدا می‌یابند. هرچند این اتفاق برای خوراک ۱-۰/۵ و ۳-۱ میلی‌متر هم رخ می‌دهد اما شدت تاثیر سرعت دوران کمتر است.

۳-۳-۳- تاثیر اندازه ذرات

تاثیر منفی ذرات ریز (نرمه‌ها) بر جدایش مغناطیسی شناخته شده است. ذرات نرمه از یک طرف به دلیل وزن کم تا فاصله کمی پرتاب می‌شوند و به همین علت بیشتر آن‌ها به باطله راه پیدا می‌کنند، از طرف دیگر ذرات نرمه می‌توانند با ایجاد پوشش روی ذرات بزرگتر بر جدایش آن‌ها ایجاد مشکل کنند. از مقایسه سه مرحله آزمایش روی خوراک صفر تا ۳ میلی‌متر با نتایج خوراک‌های ۰/۵-۰، ۰/۵-۱ و ۱-۳ میلی‌متر مشخص می‌شود که هر یک از این زیر بخش‌های ابعادی به دلیل تفاوت در درجه آزادی و همچنین اندازه ذرات رفتار متفاوتی را نشان می‌دهند. رابطه ۱، معادله نیروی گریز از مرکز وارد بر ذرات را در یک جداکننده مغناطیسی استوانه‌ای نشان می‌دهد.

$$\vec{F}_c = (\rho_p - \rho_f) \omega V_p \vec{r} \quad (1)$$

که در آن:

r : موقعیت شعاعی ذره

ω : سرعت زاویه‌ای چرخش جداکننده

V_p : حجم ذره

ρ_p : چگالی ذره

ρ_f : چگالی سیال است.

طبق این معادله نیروی گریز از مرکز وارد بر ذره با توان سوم شعاع ذره (حجم) متناسب است و هر چه ذرات ریزتر باشند این نیرو به شدت کاهش می‌یابد.

نیروی مغناطیسی وارد بر ذرات متناسب با حاصل ضرب شدت میدان مغناطیسی و گرادیان مغناطیسی و هم جهت با

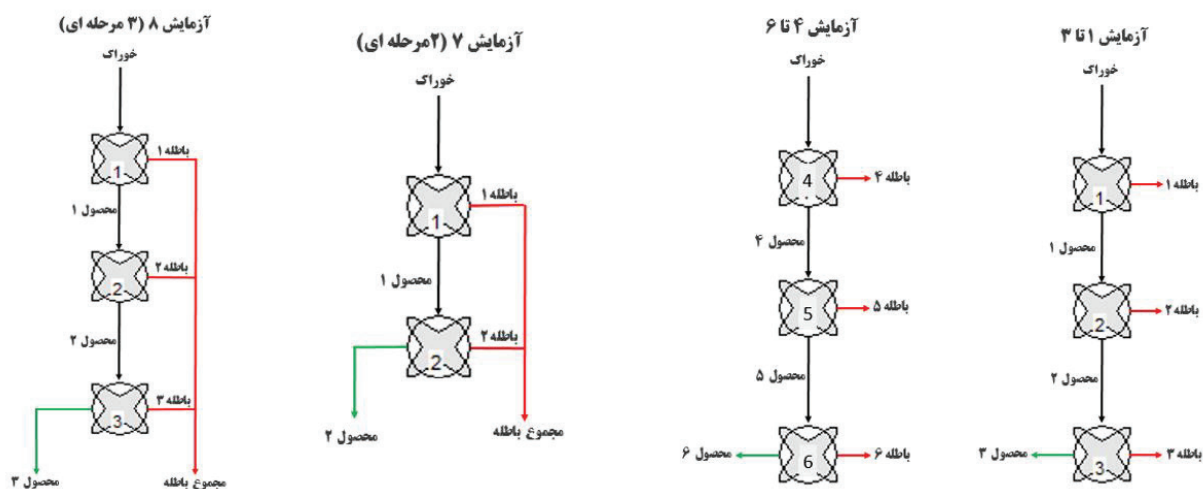
هزار گوس، ۷۸ درصد خوراک به باطله و ۲۲ درصد آن به محصول راه پیدا کرد که عیار آهن محصول ۵٫۷۲ درصد بود. محصول مرحله اول به عنوان خوراک مرحله دوم مورد آزمایش قرار گرفت و محصولی با عیار ۳٫۲۵ درصد به دست آمد. در آزمایش سوم جدایش بر روی محصول مرحله دوم با شدت میدان ۱۰ هزار گوس انجام شد و عیار آهن محصول به ۱٫۵۱ درصد کاهش یافت. همان طور که در جدول ۶ مشخص شد در مرحله اول ۷۸ درصد خوراک از جریان مواد حذف شده و با عیار ۲۲ درصد به عنوان باطله نهایی محسوب می‌شود، بازیابی وزنی محصول برای مرحله دوم و سوم به ترتیب ۶۴ و ۸۴ درصد به دست آمد. بازیابی وزنی آهن در محصول به ترتیب در سه مرحله ۱۳، ۳۶ و ۳۹ درصد است. محصول نهایی بعد از سه مرحله جدایش مغناطیسی غلطکی، دارای عیار نزدیک به محصول نهایی کارخانه (۱٫۵ درصد آهن) و بازیابی وزنی این سه مرحله ۱۰ درصد است، بنابراین ۱۰ درصد از باطله جداکننده‌های مرحله اول در کارخانه، به این روش قابلیت بازیابی مجدد را دارد که برابر با ۳٫۲ درصد از کل خوراک خط صفر تا ۳ است.

جدایش مغناطیسی با جداکننده غلطکی بر روی محصول کارخانه در سه مرحله با شدت میدان ۱۰ هزار گوس انجام شد. محصول کارخانه دارای ۱٫۲۶ درصد آهن بود. در اولین آزمایش ۲ درصد از مواد به باطله (عیار ۸٫۲۸ آهن) راه یافته است و عیار آهن محصول به ۱٫۲ کاهش یافته است. محصول مرحله اول به عنوان خوراک مرحله دوم و محصول این مرحله با عنوان

معین می‌شود. بنابراین می‌توان گفت در جداسازی مغناطیسی اندازه ذره عامل تفکیک مهم‌تری نسبت به تاثیرپذیری مغناطیسی است، به نحوی که حتی یک اختلاف بزرگ در تاثیرپذیری مغناطیسی موادی که از نظر ابعاد یکسان نیستند، الزاما به جدایش انتخابی منجر نخواهد شد. با بررسی این نیروها و حل روابط مربوط می‌توان مسیر حرکت ذرات را در جداکننده مغناطیسی مدلسازی کرد [۱۳].

۳-۴- آزمایش جداکننده غلطکی

هرچند نتایج آزمایش‌های جداکننده استوانه‌ای نشان داد که می‌توان با تغییر پارامترها این جداکننده‌ها در کارخانه فرآیند آهن‌زدایی را بهبود بخشید اما نیاز به رسیدن به محصول با عیار Fe_2O_3 کمتر از یک درصد و همچنین افزایش بازیابی باطله‌های کارخانه باعث شد، تصمیم به بررسی به کارگیری جداکننده‌هایی با توانایی بیشتر حذف آهن گرفته شود. برای این منظور آزمایش‌هایی با استفاده از جداکننده‌های غلطکی انجام گرفت. غلطک مغناطیسی نوعی جداکننده مغناطیسی است که می‌تواند با استفاده از آهنرباهای دائم یا الکترومغناطیسی ساخته شود و یک نوار نقاله بر روی این غلطک قرار گرفته است و باعث انتقال مواد می‌شود [۱۱]. شکل ۱۱ روش انجام این آزمایش‌ها و جدول ۶ نتایج این آزمایش‌ها را نشان می‌دهد. سه مرحله جدایش با جداکننده غلطکی بر روی باطله اولین جداکننده‌ها در کارخانه انجام شد. باطله دارای ۲۲ درصد Fe_2O_3 یا ۱۵٫۴ آهن بود. در اولین آزمایش با شدت میدان ۷



شکل ۱۱: طرح‌واره روش انجام آزمایش‌های جداکننده غلطکی

در آزمایش شماره ۸ نمونه محصول کارخانه طی سه مرحله جدایش پی در پی و با تنظیم شرایط با توجه به آزمایش‌های قبلی انجام گرفت. این آزمایش بر روی محصول کارخانه با عیار آهن ۱٫۲۶ درصد با شدت میدان ۱۰ هزار گوس و به صورت سری انجام شد. حدود ۶۷ درصد خوراک به محصول و ۳۳ درصد آن به باطله راه پیدا کردند. در این آزمایش عیار آهن محصول و باطله به ترتیب به ۰٫۶۲ و ۲٫۱۷ رسید.

۳-۵- تغییرات پیشنهادی مدار فرآوری

با بررسی و پایش مدار فرآوری کارخانه آهن‌زدایی نسوز سمیرم این مطلب روشن شد که بخش زیادی از ماده معدنی به ویژه بخش ریز دانه (۰ تا ۳ میلی‌متر) به باطله فرستاده می‌شود. دلیل اصلی این اتفاق، نرخ زیاد خوراک در جداکننده‌های سری اول، وجود ذرات نرمه (صفر تا ۰٫۵ میلی‌متر) در خوراک و همچنین کاهش شدت میدان مغناطیسی جداکننده‌های کارخانه از مقدار اسمی اولیه است، علاوه بر این محصول نهایی این خط، عیار آهن حدود ۱٫۲۶ دارد که با توجه به نیاز فعلی بازار این مقدار به ۰٫۷ درصد کاهش می‌یابد، بنابراین با توجه به نتایج به دست آمده از آزمایش‌های جداکننده مغناطیسی استوانه‌ای و جداکننده مغناطیسی غلطکی که در این تحقیق انجام شد، فلوشیت پیشنهادی جدیدی با هدف افزایش بازیابی و کاهش عیار

خوراک مرحله سوم مورد آزمایش قرار گرفت. در مرحله دوم برای آهن‌زدایی بهتر، سرعت دوران غلطک به ۳۸ دور کاهش یافت و محصولی با عیار آهن ۱٫۱۲ درصد به دست آمد. در مرحله سوم برای کاهش بیشتر عیار آهن تیغه جداکننده باطله بازتر شده و محصولی با ۱٫۰۵ درصد آهن حاصل شد.

با توجه به نتایج به دست آمده مشخص شد که می‌توان با تنظیم تعداد دور غلطک و تیغه جداکننده عیار آهن محصول کارخانه را کاهش داد. از آنجا که کاهش دور به معنی کاهش ظرفیت است، تنظیم تیغه جداکننده اهمیت عملیاتی بیشتری دارد. آزمایش شماره ۷ با دو مرحله جدایش با دوران ۱۰۰ و ۶۲ دور بر دقیقه و تیغه بازتر از آزمایش ۶ انجام گرفت. این آزمایش بر روی محصول کارخانه در دو مرحله با شدت میدان ۱۰ هزار گوس انجام گرفت، تفاوت آن نسبت به آزمایش‌های ۴ تا ۶ فاصله تیغه بود که افزایش پیدا کرد. این آزمایش دو مرحله‌ای به صورت سری انجام شد (شکل ۱۱). حدود ۸۶ درصد خوراک به محصول و ۱۴ درصد آن به باطله نهایی راه یافت. عیار آهن در محصول به ۰٫۷۶ درصد کاهش یافت. این آزمایش تاثیر پارامتر تیغه را به خوبی نشان داد. محصول این آزمایش به دلیل بازیابی و عیار خوبی که تولید شد را می‌توان به عنوان یک محصول پر عیار معرفی کرد.

با توجه به نتایج مناسب به دست آمده و توجه به اینکه این جداکننده‌های غلطکی به صورت سه طبقه ساخته می‌شوند،

جدول ۶: نتایج آزمایش‌های جداکننده غلطکی

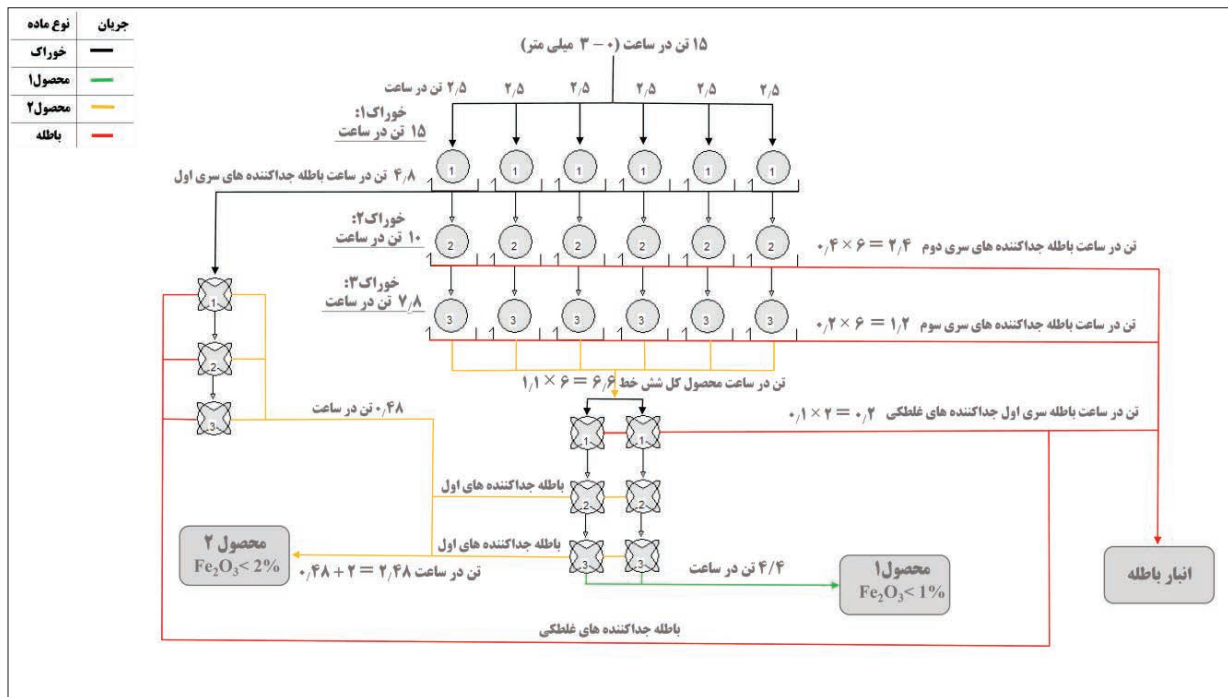
شماره آزمایش	شدت میدان (گوس)	سرعت دوران (دور بر دقیقه)	وزن خوراک (گرم)	وزن محصول (گرم)	وزن باطله (گرم)	عیار آهن در خوراک (درصد)	عیار آهن در محصول (درصد)	عیار آهن در باطله (درصد)	بازیابی وزنی آهن در محصول (درصد)	بازیابی وزنی آهن در باطله (درصد)
۱	۷۰۰۰	۵۰	۵۰۰۰	۱۱۰۰	۳۹۰۰	۱۵٫۴	۵٫۷۲	۲۲٫۰۲	۲۲	۱۳٫۸
۲	۷۰۰۰	۴۰	۱۰۰۰	۶۴۰	۳۶۰	۵٫۷۲	۳٫۲۵	۱۵٫۲۲	۶۴	۳۶٫۳
۳	۱۰۰۰۰	۵۰	۶۴۰	۵۴۰	۱۰۰	۳٫۲۵	۱٫۵۱	۷٫۹۶	۸۴	۳۹٫۳
۴	۱۰۰۰۰	۵۰	۳۲۷۰	۳۲۱۴	۵۶	۱٫۲۶	۱٫۲	۸٫۳۰	۹۸٫۲۹	۹۳٫۹
۵	۱۰۰۰۰	۳۸	۳۲۱۴	۳۱۷۰	۴۴	۱٫۲	۱٫۱۲	۵٫۱۸	۹۸٫۶۳	۹۱٫۷
۶	۱۰۰۰۰	۳۸	۳۱۷۰	۳۱۰۰	۷۰	۱٫۱۲	۱٫۰۵	۴٫۵۵	۹۷٫۷۹	۹۱٫۷
۷	۱۰۰۰۰	۱۰۰	۵۰۰۰	-	۷۰۰	۱٫۲۶	-	-	-	-
۸	۱۰۰۰۰	۶۰	۵۰۰۰	۴۳۰۰	-	-	۰٫۷۵۶	۳٫۷۳	۸۶	۵۱٫۶
سه مرحله)	۱۰۰۰۰	۶۰	۲۴۰۰	-	-	۱٫۲۶	-	-	-	-
(مرحله)	۱۰۰۰۰	۶۰	-	۱۶۰۰	۷۵۵	-	۰٫۶۱۶	۲٫۱۷	۶۶٫۶۷	۳۲٫۶

با هدف دستیابی به محصول با عیار Fe_2O_3 کمتر از ۱ درصد (محصول ۱)، محصول نهایی خط صفر تا ۳ میلی متر کارخانه مورد آزمایش با جداکننده های غلطکی قرار گرفت. بر طبق نتایج این آزمایش ها (جدول ۶ و شکل ۱۱) مشخص شد که امکان کاهش عیار آهن با این روش وجود دارد، بنابراین استفاده از دو ردیف سه تایی جداکننده غلطکی برای فرآوری محصول نهایی پیشنهاد شد.

محصول نهایی خط صفر تا ۳ میلی متر در کارخانه با ظرفیت ۶۶ تن در ساعت با عیار Fe_2O_3 حدود ۱٫۸ درصد است که این مواد پس از آزمایش سه مرحله ای با جداکننده غلطکی محصولی با عیار Fe_2O_3 ۰٫۸ درصد (۰٫۶ درصد آهن) با بازیابی ۶۷ درصد تولید می کند. با توجه به این که بیشینه ظرفیت جداکننده های غلطکی مورد بررسی ۵ تن در ساعت بود برای فرآوری ۶۶ تن در ساعت، دو سری سه تایی پیشنهاد شد. از نتایج آزمایش ها مشخص که چنانچه باطله سری اول غلطک ها که دارای آهن بیشتری بود حذف شود، باطله سری دوم و سوم جداکننده غلطکی که عیار Fe_2O_3 آن کمتر از ۲ درصد است را می توان به عنوان محصول زیر ۲ درصد Fe_2O_3 به انبار محصول ۲ هدایت کرد.

آهن محصول نهایی، با دو محصول، یکی با عیار کمتر از ۱ درصد Fe_2O_3 (محصول ۱) و دیگری با عیار کمتر از ۲ درصد Fe_2O_3 (محصول ۲) طراحی شد. شکل ۱۲ این فلوشیت پیشنهادی را نشان می دهد.

با توجه به نتایج بررسی تاثیر پارامترهای عملیاتی بر کارایی جداکننده های استوانه ای کارخانه، می توان با تغییر محل قرارگیری تیغه های جداکننده سری اول کارخانه بخش مناسبی از خوراک را به باطله فرستاد. در این صورت بخش زیادی از ذرات نرمه (صفر تا ۰٫۵ میلی متر) به باطله منتقل خواهد شد. میزان باطله خروجی از شش جداکننده سری اول کارخانه ۴٫۸ تن در ساعت است. با توجه به نتایج آزمایش های غلطکی بر روی نمونه این باطله (آزمایش های ۱ تا ۳) می توان ۱۰ درصد از باطله جداکننده های مرحله اول در کارخانه (۴۸۰ کیلوگرم در ساعت با عیار Fe_2O_3 کمتر از ۲ درصد)، را به این روش بازیابی مجدد کرد که برابر با ۳٫۲ درصد از کل خوراک خط صفر تا ۳ است، بنابراین در فلوشیت پیشنهادی کارخانه خاک نوسوز سمیرم، یک جداکننده مغناطیسی غلطکی سه مرحله ای در مسیر باطله جداکننده های سری اول کارخانه طراحی شده است.



شکل ۱۲: فلوشیت پیشنهادی به کارخانه خاک نوسوز سمیرم

۴- نتیجه گیری

از باطله جداکننده‌های غلطکی حاصل می‌شود، محصول ۲ را تشکیل می‌دهند.

۵- سپاس‌گزاری

از مدیریت محترم معدن خاک نسوز سمیرم جناب آقای مهندس نجفی و مدیریت آزمایشگاه این معدن خانم مهندس قائم مقامی که در انجام این تحقیق ما را یاری نمودند، سپاس‌گزاری می‌شود. همچنین از زحمات جناب آقای مهندس آزادشده کارشناس آزمایشگاه فراوری مواد معدنی دانشگاه یزد و جناب آقای دکتر حسین مجتهدزاده و مهندس افشین نمیرانیان برای همکاری در آماده‌سازی نمونه‌ها و تهیه و مطالعه مقاطع صیقلی قدردانی می‌گردد.

۵- مراجع

- [1] Kogel, J. E., Trivedi, N. C., Barker, J. M., and Krukowski, S. T. (Eds.). (2006). "Industrial minerals & rocks: commodities, markets, and uses". SME, 407-409.
- [۲] اولیازاده، م.؛ ۱۳۸۵؛ "فراوری و کاربرد کانی‌های صنعتی". انتشارات جهاد دانشگاهی واحد صنعتی امیر کبیر، ص ۱۸۵-۱۷۱.
- [3] Yu, J., Wang, D., Ge, X., Yan, M., and Yang, M. (2006). "Flocculation of kaolin particles by two typical polyelectrolytes: A comparative study on the kinetics and floc structures". Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects, 290(1-3): 288-294.
- [4] King, R. P. (2012). "Modeling and simulation of mineral processing systems". Elsevier, 269-288.
- [۵] مقدسی، س. ج.؛ ۱۳۸۸؛ "مینرالوگرافی (کانه نگاری)". دانشگاه پیام نور، ص ۲۳۱.
- [۶] فیروزی، ع.، صمدزاده یزدی، م. ر.، مجتهدزاده، ح.؛ ۱۳۹۶؛ "مطالعه کانی شناسی و درجه آزادی کانی‌های حاوی آهن در خاک نسوز سمیرم". بیست و پنجمین همایش بلور شناسی و کانی شناسی ایران، دانشگاه یزد، ص ۹۵۱-۹۴۱.
- [7] Tripathy, S. K., Singh, V., Murthy, R., Banerjee, P. K., and Suresh, N. (2017). "Influence of process parameters of dry high intensity magnetic separators on separation of hematite". International Journal of Mineral Processing, 160: 16-31.
- [8] Parker, M. R. (1977). "The physics of magnetic separation". Contemporary Physics, 279-306.
- [9] Mostika, Y. S., Karmazin, V. I., Shutov, V. Yu., and Grebenyuk, L. Z. (1999). "About the equations of motion

در تحقیق حاضر بهبود عملکرد مدار فراوری آهن‌زدایی بخش صفر تا ۳ میلی‌متر کارخانه خاک نسوز سمیرم مورد بررسی قرار گرفت. شناسایی نمونه معرف از ماده معدنی با استفاده از آنالیز XRF، XRD و مقاطع صیقلی انجام گرفت و مشخص شد که کائولینیت کانی اصلی و با ارزش بوده است و آهن به صورت دو کانی هماتیت و گوتیت وجود دارد. ابتدا این مدار مورد پایش قرار گرفت و شرایط فعلی کاری آن مشخص شد. برای این هدف نمونه‌برداری از بخش‌های مختلف انجام شد و مورد آنالیز آهن قرار گرفت. علاوه بر آن مشخص شد شدت میدان مغناطیسی جداکننده‌ها طی زمان از مقدار اسمی ۱۰ هزار گوس به ۷ هزار گوس کاهش یافته است. انجام آزمایش‌های جدایش مغناطیسی با جداکننده استوانه‌ای مشابه کارخانه مشخص کرد که پارامترهای فاصله تیغه، سرعت دوران جداکننده و نرخ خوراک‌دهی بر عیار و بازیابی محصول تاثیر گذارند. برای افزایش بازیابی ذرات کائولینیت از باطله سری اول جداکننده‌های کارخانه و همچنین کاهش عیار محصول نهایی به کمتر از ۱ درصد Fe_2O_3 ، آزمایش‌های جدایش با استفاده از جداکننده‌های غلطکی انجام گرفت و با استفاده از نتایج این آزمایش‌ها فلوشیت اصلاحی پیشنهاد شد. با اجرای این فلوشیت محصول بخش صفر تا ۳ میلی‌متر به دو بخش، یکی با عیار Fe_2O_3 کمتر از ۲ درصد و دیگری با عیار Fe_2O_3 کمتر از ۱ درصد تبدیل شده است. بر طبق نتایج به دست آمده، مشخص شد که می‌توان محصول نهایی فعلی کارخانه را با سه بار جدایش با جداکننده غلطکی با شدت میدان ۱۰۰۰۰ گوس به محصولی با عیار آهن ۰٫۶۲ درصد با بازیابی ۶۶ درصد (۴٫۴ تن در ساعت معادل ۱۰۵۶ تن در ماه) تبدیل کرد. خاک نسوز با این عیار آهن قیمت بالاتر و مصارف بیشتری را خواهد داشت. با همین جداکننده می‌توان باطله جداکننده‌های سری اول کارخانه را که عیار آهن ۱۵٫۴ درصد دارند را بعد از سه مرحله جدایش مغناطیسی، به عیاری نزدیک به محصول نهایی کارخانه (۱٫۵ درصد آهن) با بازیابی وزنی ۱۰ درصد رساند. بنابراین ۱۰ درصد از این باطله قابلیت بازیابی مجدد را دارد که برابر با ۳٫۲ درصد از کل خوراک خط صفر تا ۳ میلی‌متر است. در نتیجه در یک شیفت کاری ۸ ساعته حدود ۳٫۹ تن (۱۲۰ تن در ماه) از باطله سری اول جداکننده‌های کارخانه قابل بازیابی خواهد بود. این مواد به اضافه ۲ تن در ساعت (۴۸۰ تن در ماه) که

magnetic separation". Research Studies Press Div. of John Wiley & Sons, Ltd., pp. 209.

- [13] Veerendra, S., Nag, S., and Tripathy, S. K. (2013). "Particle flow modeling of dry induced roll magnetic separator". Powder Technology, 244: 85-92.

of a magnetic particle in a magnetic separator". Physical Separation in Science and Engineering, 10: 35-44.

- [10] Birss, R., Parker, M., and Wong, M. (1979). "Modeling of fields in magnetic drum separators". IEEE Transactions on Magnetics, 1305-1309.

[۱۱] رضایی، ب.؛ ۱۳۷۸؛ "تکنولوژی فرآوری مواد معدنی (پرعیار سازی به روش مغناطیسی)". مرکز نشر دانشگاه صنعتی امیرکبیر، ص ۳۵-۲۷.

¹ Head pulley

- [12] Gerber, R., and Birss, R. R. (1983). "High gradient



DOI: 10.30479/jmre.2019.9394.1176

Investigation Of Iron Removal In 0-3 Mm Processing Circuit Of Semirom Fireclay Plant

Samadzadeh Yazdi M.R.^{1,2*}, Firoozi A.³

1- Assistant Professor, Mining and Metallurgical Engineering Department, Yazd University, Yazd, Iran

2- Assistant Professor, Mining Technologies Research Center, Yazd University, Yazd, Iran

Samadzadehyazdi@yazd.ac.ir

3- M.Sc, Mineral Processing, Mining and Metallurgical Engineering Department, Yazd University, Yazd, Iran

a.firoozi1368@gmail.com

(Received: 30 Sep. 2018, Accepted: 02 Feb. 2019)

Abstract: In this research, the monitoring and modification of the 0-3 mm processing circuit of the Semirom fireclay factory were investigated. The characterization results show kaolinite is the main mineral, while hematite and goethite are the iron minerals. Study of the polished sections and freedom analysis demonstrated that most of the hematite had been oxidized to goethite and spread in kaolinite particles. This circuit was monitored by sampling from different streams. The effect of parameters including feed rate, separator speed, and particle size, on iron removal, was investigated using a dry drum separator. Experiments with a roller separator with a magnetic field intensity of 10 kilogauss were performed to measure the possibility of further iron removal. According to the results of the experiments and the monitoring of the circuit, a new flowsheet was proposed by adding the roller separators to process the tailing of the first series of the plant separators as well as the final product, which allows the reduction of Fe₂O₃ grade to less than 1% and 5% increase in recovery in the final product.

Keywords: Kaolinite, Semirom fireclay, Magnetic separation, Drum separator, Roller separator, Iron removal.

INTRODUCTION

The Semirum fireclay deposit is located on the road of Semirom to Yasouj in Isfahan province, Iran, with a reserve of about 6 million tons. The processing factory removes iron impurities from kaolinite by drum electromagnetic separators. This factory processes the material in three separate lines of 0-3, 3-6 and 6-12 mm and by means of three consecutive magnetic separation stages. The current factory product contains around 2 percent iron, which limited its use in fireclay industry. In this research, investigation of affecting parameters on the magnetic separation of iron minerals was performed and a new flowsheet modification considering permanent roller magnetic separators was proposed.

METHODS

Representative fireclay samples were taken from different streams of the processing circuit for ten days. These samples were used to calculate the solid material rates and also other needed specifications. The iron content of the samples was analyzed by the calibrated XRF method. Mineralogy of the samples and freedom analysis were investigated by XRD along with the microscopic study of polished sections. Magnetic separation tests were performed by industrial-scale drum and roll magnetic separators with a magnetic field intensity of 10 kilogauss. Affecting parameters including feed rate, rotation speed, and particle size were investigated in both drum and roll separators.

FINDINGS AND ARGUMENT

The results of XRF analysis revealed that Al_2O_3 , SiO_2 and Fe_2O_3 grades as 35, 36 and 15 percent, respectively. The main mineral was kaolinite while hematite and a small amount of quartz were also detected by XRD. Particle size analysis of the plant feed showed that 80 percent of the particles are smaller than 6.4 mm and 56 percent smaller than 3 mm. Microscopic study of polished sections confirmed vast metamorphosis of hematite to goethite. The current operation of the processing line of 0-3 mm particles (18 separators) produces 6.6 tons per hour of fireclay with iron content of less than 2%. The first six separators produce 4.8 tons per hour of tailing containing fine kaolinite particles which were not being separated due to their negligible mass.

Magnetic separation tests with drum separators conducted three times on each sample to evaluate the effect of operating parameters on the iron removal [1,2]. By increasing the feed rate, the separation efficiency decreased because of the formation of a thick layer of particles on the drum. Faster rotation of the drum caused further throw of particles, leading to higher product recovery and iron content. The results showed a higher negative effect of low rotation speed for fine particles smaller than 0.5 mm. These understandings of the parameter effects can be used to tune up the processing circuit for more efficient iron removal.

Roll magnetic separator was used to process the tailing of the first six drum separators. Results showed that after three separation stage, ten percent (0.48 tons per hour) is recoverable as a product with iron content of less than 2%. A different mechanism of separation in roll separators [3] made the possibility of recovering fine kaolinite particles. Separation tests with roll separators of the plant final product (1.26% iron) resulted in a product with 0.6% iron. This product can be used more desirable in fireclay industry. According to the results of this research, some modifications for the current process circuit was proposed.

CONCLUSIONS

This research clarified the effect of parameters on the separation of hematite and goethite from kaolinite by industrial electromagnetic drum separators. Drum rotation speed and the feed rate were found to have interaction effects on the separation of iron minerals, especially fine particles. The permanent Roll magnetic separator was approved to recover the kaolinite particles from tails and also purifying the final product. Proposed modifications made the possibility of recovering 0.48 tons per hour of kaolinite from tailings and the production of a final product with 0.6% iron content.

REFERENCES

- [1] Tripathy, S. K., Singh, V., Murthy, R., Banerjee, P. K., and Suresh, N. (2017). "Influence of process parameters of dry high intensity magnetic separators on separation of hematite". International Journal of Mineral Processing, 160: 16-31.
- [2] Parker, M. R. (1977). "The physics of magnetic separation". Contemporary Physics, 279-306.
- [3] Singh, V., Samik, N., and Sunil Kumar, T. (2013). "Particle flow modeling of dry induced roll magnetic separator". Powder Technology, 244: 85-92.