

## مقاله پژوهشی

## اصلاح مدار فرآوری سنگ آهن با هدف فرآوری نمونه گوگرد بالا با استفاده از آسیاکنی مجدد کارخانه خط ۴ گل گهر

سیروس سپیدبر<sup>۱</sup>، مجتبی قربان نژاد<sup>۲</sup>، محمدرضا گرمسیری<sup>۳\*</sup>

۱. گروه مهندسی معدن، واحد سیرجان، دانشگاه آزاد اسلامی، سیرجان، ایران، c.sepidbar@gmail.com

۲. پژوهشگر ارشد فرآوری شرکت معدنی و صنعتی گل گهر، ghorbannejad\_mo@golgohar.com

۳. باشگاه پژوهشگران جوان و نخبگان، واحد سیرجان، دانشگاه آزاد اسلامی، سیرجان، ایران، m.r.garmsiri@gmail.com

(دریافت: ۱۳۹۹/۰۵/۱۰ - پذیرش: ۱۳۹۹/۱۲/۱۶)

## چکیده

امروزه یکی از چالش‌های بسیار مهم در صنایع معدنی، فرآوری کانسارهای پیچیده است. در فرآوری سنگ آهن، فرآوری ماده معدنی با محتوای گوگرد بالا چالش بسیار مهمی است. از این رو اصلاح مدارهای فرآوری برای پرعیارکنی گونه با گوگرد بالا ضروری است. در این پژوهش، به کارگیری آسیاکنی مجدد در مدار فرآوری سنگ آهن با هدف کاهش ابعاد ذرات و در نتیجه بهبود کیفیت کنسانتره در کارخانه خط ۴ شرکت معدنی و صنعتی گل گهر مورد بررسی قرار گرفت. بدین منظور استفاده از دو طرح چیدمان مدار شامل استفاده از آسیاکنی مجدد پس از جداکننده‌های مغناطیسی شدت بالا (رافر، کوبر) و شدت پایین (ریکلینر) مطالعه شد. برای ارزیابی نتایج دو طرح چیدمان مدار، عیار آهن و گوگرد، بازیابی وزنی و بلین کنسانتره در نظر گرفته شد. همچنین تاثیر ابعاد ذرات در بازه‌های ابعادی با  $d_{80}$  معادل با ۳۸، ۴۵، ۶۳ و ۸۰ میکرون در دو چیدمان مورد بررسی قرار گرفت تا ابعاد ذرات بهینه مشخص شود. نتایج نشان داد که ابعاد ذرات مطلوب برای کاهش محتوای گوگرد ۸۰-۶۳ میکرون است. همچنین در صورت استفاده از آسیای مجدد پس از کوبر عیار آهن، بازیابی وزنی و بلین بالاتری بدست می‌آید و عیار گوگرد در محدوده مجاز خواهد بود درحالی که با استفاده از آسیای مجدد پس از ریکلینر عیار گوگرد کمتری حاصل می‌شود.

## کلمات کلیدی

فرآوری سنگ آهن، آسیاکنی مجدد، تیپ گوگرد بالا، چیدمان مدار، گل گهر.

## ۱- مقدمه

جدایش آن‌ها میسر شود [۹].

در فرآوری سنگ آهن، عملکرد یک جداکننده مغناطیسی می‌تواند متاثر از توزیع دانه‌بندی ذرات در بار ورودی باشد [۱۰]. [۱۱] به طوری که برای هر جداکننده مغناطیسی و برای هر سنگ معدن و کانی، یک محدوده بهینه از ابعاد ذرات وجود دارد که منجر به کارایی جدایش بهینه می‌شود [۱]. طبق مطالعات انجام شده در منطقه گل‌گهر برای جداکننده‌هایی با مخزن هم‌جهت، دانه‌بندی با  $d_{80}$  در حد ۱۰۶ میکرون مناسب است [۱۲]. مساله ابعاد بهینه ذرات برای گوگردزایی به کمک فلوتاسیون نیز اهمیت بسیار زیادی دارد. کیو و همکاران اظهار کردند در گوگردزایی از سنگ آهن، در ابعاد ریزتر از ۴۵ میکرون فلوتاسیون بیشترین کارایی را دارد [۱۳]. پالاسیوس و همکاران اظهار کردند که در فرآوری سنگ آهن قبل از فلوتاسیون معکوس باید خردایش ذرات تا ۴۰ میکرون انجام گیرد [۱۴]. سلطان محمدی اظهار کرد که درجه آزادی مطلوب پیریت در محدوده ابعادی ۷۵-۵۳+ رخ می‌دهد [۱۵]. کردستانی اظهار کرد که بازه ابعادی بهینه برای آزادسازی گوگرد و مگنتیت در منطقه گل‌گهر ۹۰-۷۵+ میکرون است [۱۶]. بنابراین می‌توان گفت اگرچه ابعاد بهینه ذرات در جداکننده‌های مغناطیسی حدود ۱۰۶ میکرون است اما در فلوتاسیون معکوس برای گوگردزایی در بازه ۴۵ تا ۹۰ میکرون گزارش شده است. از این‌رو توصیه می‌شود که آسیاکنی در دو مرحله انجام شود به طوری که در مرحله اول ابعاد ذرات مورد نیاز برای جدایش مغناطیسی و در مرحله دوم ابعاد ذرات مورد نیاز برای گوگردزایی تامین شود. این موضوع اهمیت استفاده از آسیای مجدد را بیش از پیش نشان می‌دهد.

در یک کارخانه فرآوری سنگ آهن، در کنار میزان تولید و عیار کنسانتره، عیار گوگرد و بلین کنسانتره اهمیت بسیار زیادی دارد. در کارخانه خط ۴ تولید کنسانتره سنگ آهن گل‌گهر (کارخانه پلی‌کام) میزان عیار و بازیابی به ترتیب حدود ۶۶ و ۷۲ درصد و محتوای گوگرد کنسانتره بالاتر از حد مطلوب است. عیار مطلوب گوگرد کنسانتره کمتر از ۰/۳ درصد است. مساله محتوای گوگرد بالای کنسانتره، با بار ورودی با محتوای گوگرد بالا (تا ۲/۵ درصد) تشدید می‌شود. از آنجا که بر مبنای پژوهش‌های گذشته ابعاد ذرات بهینه جداکننده‌های مغناطیسی و فلوتاسیون معکوس متفاوت است، در این پژوهش استفاده از آسیای مجدد به عنوان راه حلی برای فرآوری مطلوب بار ورودی با محتوای گوگرد بالا در کارخانه خط ۴ مجتمع گل‌گهر مورد بررسی قرار گرفته است. بدین منظور تاثیر محل قرارگیری آسیای مجدد در مدار و میزان

یکی از مهم‌ترین مراحل زنجیره تولید فولاد، فرآوری سنگ آهن برای فراهم‌سازی بار ورودی مورد نیاز برای واحدهای گندله‌سازی است. آسیاکنی پرهزینه‌ترین و یکی از مهم‌ترین فرایندها در فرآوری مواد است [۱] که با هدف افزایش درجه آزادی ذرات برای انجام فرآیند جداسازی انجام می‌گیرد. از یک سو حدود ۶۵ درصد از هزینه‌های جاری و حدود ۲۵ درصد از هزینه‌های سرمایه‌ای یک کارخانه فرآوری به آسیاکنی مربوط می‌شود [۱، ۲] و از سوی دیگر کارایی فرآیند جدایش و کیفیت محصول به شدت به کارایی آسیاکنی وابسته است [۳]. از این‌رو وضعیت مدار آسیاکنی از منظر میزان تولید، کیفیت کنسانتره، توقفات و نظایر آن اهمیت زیادی دارد [۴].

در مدارهای فرآوری سنگ آهن، خردایش با استفاده از مدار آسیای خودشکن/ نیمه خودشکن و یا آسیای غلطکی فشار بالا- آسیای گلوله‌ای و غالباً در ابتدای مدار انجام می‌گیرد. امروزه با کاهش عیار ذخایر معادن سنگ آهن و در نتیجه کاهش عیار کنسانتره از یک سو [۵] و افزایش پیچیدگی کانی‌شناسی منابع معدنی مانند افزایش عیار گوگرد بار ورودی از سوی دیگر [۶]، تمایل برای یافتن راه حل عملی برای بهبود کیفیت کنسانتره افزایش یافته است. با وجود گوگرد، مقاومت فولاد تحت تاثیر قرار می‌گیرد و کیفیت آن کاهش می‌یابد [۶]. علاوه بر آن، نیاز به افزایش بلین محصول کارخانه فرآوری (کاهش ابعاد ذرات) با هدف افزایش کیفیت گندله‌های تولید شده چالش دیگری است که موجب شده تا نیاز به تغییر رویکرد خردایش در کارخانه‌های فرآوری سنگ آهن بیش از پیش احساس شود. بلین شاخص ابعاد ذرات است که به صورت مساحت یک گرم ماده بر حسب سانتی‌متر مربع تعریف می‌شود [۷] و بر مبنای عبور هوا از بستر ذرات محاسبه می‌شود. افزایش بلین به معنای کاهش ابعاد ذرات است که موجب افزایش کیفیت گندله خواهد شد. این درحالیست که در اثر تمایل به افزایش تولید (تناژ بار ورودی) در کارخانه، رسیدن به بلین مطلوب در محصول کارخانه دشوارتر می‌شود. در این میان استفاده از آسیاکنی مجدد می‌تواند یک راه حل عملی محتمل برای مواجهه با این مسایل باشد.

آسیاکنی مجدد<sup>۱</sup> که با نام آسیای ثانویه نیز شناخته می‌شود، با هدف خردایش ذرات قفل کنسانتره مرحله اول و دستیابی به پاسخ متالورژیکی (عیار/بازیابی) مطلوب‌تر در مراحل بعد مورد استفاده قرار می‌گیرد [۸]. هدف از آسیای مجدد کاهش ابعاد ذرات تا حد آزادی ذرات با ارزش است تا بدین ترتیب امکان

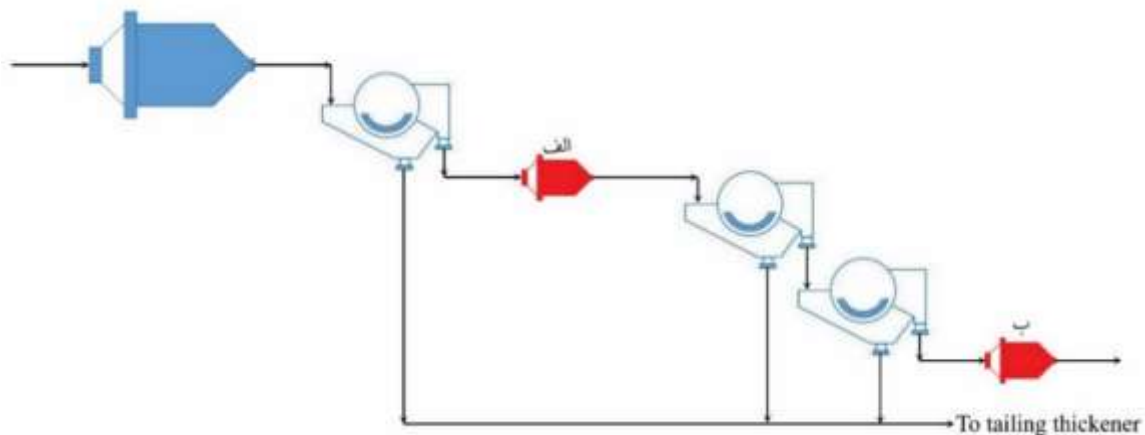
نمونه برداری از نقاط مناسب در طول یک روز و به میزان چندین تن انجام شد. بدین منظور نمونه برداری از محصول کوبر (برای بررسی طرح الف) و جداکننده های شدت پایین (برای بررسی طرح ب) به عنوان ورودی های آسیای مجدد در دو طرح، انجام شد. برای ارزیابی طرح الف به کمک آسیای آزمایشگاهی بر روی نمونه محصول کوبر با  $d_{80}$  حدود ۳۳۲ میکرون فرآیند خردایش و دانه بندی انجام شد تا ۴ نمونه با  $d_{80}$  معادل با ۴۵، ۶۳، ۸۰ و ۳۸ میکرون حاصل شود. نمونه دانه بندی شده به کمک جداکننده مغناطیسی شدت پایین آزمایشگاهی با شدت میدان ۱۵۰۰ گوس در سه مرحله (پرعیارکنی اولیه، پرعیارکنی ثانویه، پرعیارکنی نهایی) تحت جدایش قرار گرفت و خوراک، کنسانتره و باطله هر مرحله جهت عیارسنجی به آزمایشگاه منتقل شد. از آنجا که آزمایش ها به کمک جداکننده مغناطیسی (نه دیویس تیوب) انجام شد و ضریب بزرگ مقیاس کردن برای این تجهیز آزمایشگاهی نسبت به تجهیز مشابه در مقیاس صنعتی تقریباً برابر با یک است، نتایج بدست آمده در آزمایشگاه قابل مقایسه با حالت صنعتی و در نتیجه طرح ب است. سپس آزمایش های فلوتاسیون معکوس مقایسه ای برای گوگردزایی روی کنسانتره پرعیارکنی نهایی انجام گرفت. در همه آزمایش های فلوتاسیون انجام شده در این پژوهش، بر مبنای شرایط بهینه عملیاتی درصد جامد ۳۰ درصد، کلکتور PAX و کفساز MIBC هر دو با نرخ ۱۰۰ گرم بر تن در نظر گرفته شد.

خردایش بر بازبایی وزنی، عیار آهن، عیار گوگرد و عدد بلین محصول فلوتاسیون در مقیاس آزمایشگاهی بررسی شده است. هدف اصلی از انجام این پروژه پاسخ دادن به سه سوال اساسی است که در توسعه و اصلاح کارخانه های فرآوری سنگ آهن مانند کارخانه خط ۴ مجتمع صنعتی معدنی گل گهر اهمیت بسیار زیادی دارد. اول: موقعیت آسیای مجدد در مدار چگونه باشد تا بیشترین بازبایی وزنی حاصل شود؟ دوم: مناسب ترین دانه بندی محصول آسیای مجدد برای حذف گوگرد چقدر است؟ و سوم: در نمونه های مختلف با  $d_{80}$  های متفاوت، عدد بلین کنسانتره، چگونه تغییر می کند؟

## ۲- مواد و روش کار

در این پژوهش برای موقعیت آسیای مجدد در مدار، دو گزینه مختلف وجود داشت. در حالت اول آسیای مجدد پس از پرعیارکنی اولیه کوبر (طرح الف) و در حالت دوم پس از جداکننده شدت پایین (طرح ب) در نظر گرفته شد. شکل ۱ نمایی از مدار آسیاکنی و جداکننده های کارخانه پلی کام مجتمع صنعتی معدنی گل گهر همراه با موقعیت های پیشنهادی برای آسیای مجدد طبق طرح های الف و ب را نشان می دهد.

برای نمونه برداری، پس از هماهنگی با امور معدن برای تامین بار ورودی کارخانه از جبهه کارهای مختلف با عیار گوگرد مد نظر،



شکل ۱- مدار خردایش- جدایش کارخانه خط ۴ همراه با موقعیت های پیشنهادی برای آسیای مجدد در مجتمع گل گهر.

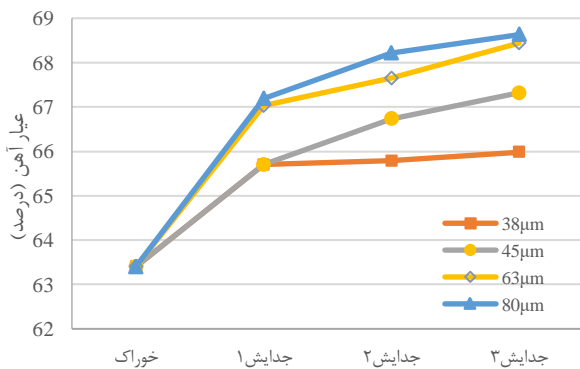
انجام گرفت و به دنبال آن آزمایش های فلوتاسیون انجام شد.

شکل ۲ نمایی از روند آزمایش های انجام شده برای ارزیابی هر دو طرح را نشان می دهد.

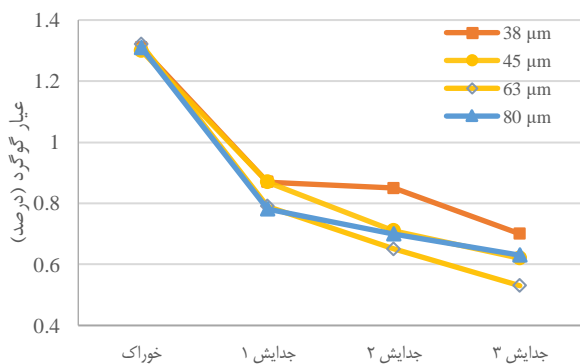
در حال حاضر و در شرایط عملیاتی کارخانه خط ۴، بر خلاف طرح اولیه پرعیارکنی ثانویه در مدار نیست. به همین دلیل با هدف انطباق نتایج با طرح اولیه و قابل مقایسه بودن آن ها با طرح الف، برای ارزیابی طرح ب ابتدا پرعیارسازی به کمک جداکننده شدت پایین ۱۵۰۰ گوس انجام شد و سپس خردایش و دانه بندی برای دستیابی به نمونه با  $d_{80}$  معادل با ۴۵، ۶۳، ۸۰ و ۳۸ میکرون

همچنین شکل ۴ نشان می‌دهد که با استفاده از مراحل سه‌گانه جدایش مغناطیسی عیار گوگرد از ۱/۳۱ تا کمتر از ۰/۶ درصد کاهش یافت که این مساله از نظر اهداف متالورژیکی تولید، ارزش بسیار زیادی دارد. در اینجا نیز مشاهده می‌شود که کاهش عیار گوگرد در اثر جدایش مغناطیسی، برای ذرات نسبتاً درشت‌تر بهتر از ذرات ریزتر بوده است.

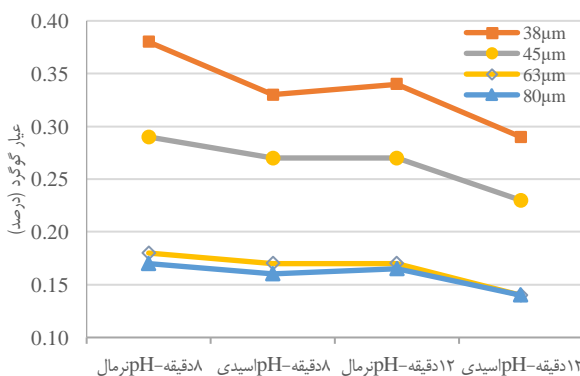
پس از مراحل سه‌گانه جدایش مغناطیسی، فرآیند گوگردزایی به کمک آزمایش‌های فلوتاسیون انجام شد. شکل ۵ عیار گوگرد محصول آزمایش‌های فلوتاسیون و شکل ۶ بازیابی وزنی را نشان می‌دهد.



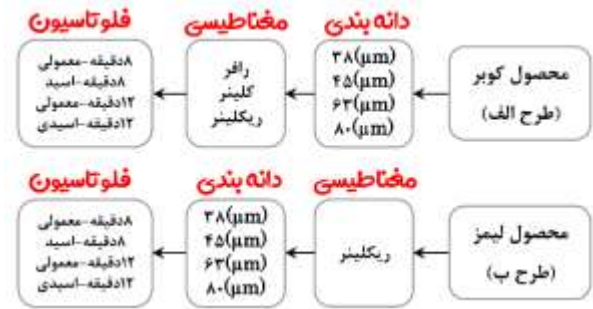
شکل ۳- عیار آهن کنسانتره مراحل مختلف جدایش مغناطیسی.



شکل ۴- عیار گوگرد کنسانتره مراحل مختلف جدایش مغناطیسی.



شکل ۵- عیار گوگرد در محصول آزمایش‌های فلوتاسیون.



شکل ۲- مراحل مختلف آزمایش‌های انجام شده برای ارزیابی طرح‌های الف و ب.

در این پژوهش با هدف ایجاد دید کلی از تاثیر زمان ماند و pH به عنوان دو پارامتر بسیار مهم عملیاتی در کنار ابعاد ذرات، آزمایش‌های فلوتاسیون طبق الگوی استاندارد این آزمایش و به صورت تک کنسانتره انجام شد [۱]. به عبارت دیگر هدف بهینه‌سازی فرآیند فلوتاسیون از منظر بهترین شرایط دوغاب و یا الکتروشیمیایی نیست، بلکه ایجاد چشم‌انداز اولیه با تمرکز بر نقش آسیابکنی مجدد و تاثیر ابعاد ذرات است تا در آینده با بهینه‌سازی فرآیند فلوتاسیون، شرایط مطلوب حاصل شود.

بدین ترتیب آزمایش‌های فلوتاسیون در زمان ماند ۸ و ۱۲ دقیقه و pH معمولی و اسیدی به ترتیب در مقادیر ۷/۵ و ۴ به کمک اسید سولفوریک برای کاهش pH انجام شد. از آنجا که آزمایش‌های فلوتاسیون به منظور گوگردزایی به صورت معکوس انجام می‌شود، محصول آزمایش بخش شناور نشده است. بنابراین عیار گوگرد و بازیابی وزنی که در بخش بعد مورد بحث قرار گرفته به ویژگی‌های مواد شناور نشده مربوط می‌شود.

### ۳- نتایج و بحث

#### ۳-۱- ارزیابی طرح الف

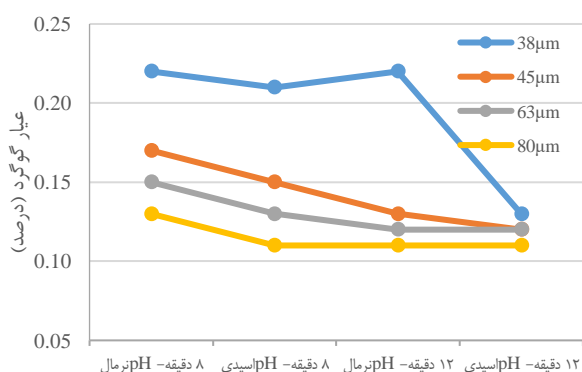
همان‌طور که در بخش قبل گفته شد، پس از دانه‌بندی اولیه برای ارزیابی طرح الف ابتدا سه مرحله آزمایش جدایش مغناطیسی در مقیاس آزمایشگاهی انجام شد. شکل ۳ عیار آهن و شکل ۴ عیار گوگرد کنسانتره مراحل مختلف جدایش مغناطیسی را نشان می‌دهد.

بررسی شکل ۳ نشان می‌دهد که به کمک ذرات با ابعاد ۶۳ و ۸۰ میکرون، عیار آهن بیشتری نسبت به ذرات ۳۸ و ۴۵ میکرون به دست آمده است. دلیل این مساله می‌تواند به رفتار ذرات ریز در جریان سیال [۱۲] و نقش این ذرات در برهم خوردن تعادل بین نیروهای مغناطیسی، هیدرودینامیک و ثقل وارد بر ذره مربوط شود [۱۷]. این مساله موجب شده تا چالش بازیابی ذرات ریز در اغلب کارخانه‌های فرآوری سنگ آهن به عنوان یک مساله اساسی مطرح باشد [۱۷].

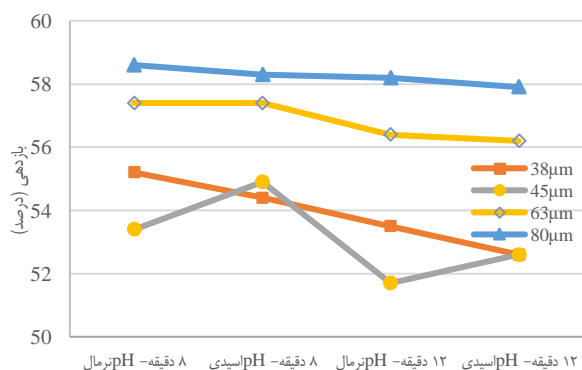
آهن بیشتری به صورت قفل شده همراه با گوگرد و یا در اثر دنباله‌روی شناور شده و حذف می‌شود. بررسی نتایج عیارسنجی نمونه‌های باطله نیز بیانگر همین موضوع است که با افزایش زمان ماند فلوتاسیون، عیار آهن در باطله افزایش یافته است. بدین ترتیب با افزایش زمان ماند فلوتاسیون بازیابی وزنی آهن کاهش می‌یابد. کاهش بازیابی وزنی در شرایط فلوتاسیون اسیدی نیز نسبت به شرایط نرمال دیده می‌شود. علاوه بر آن در اینجا نیز مشاهده می‌شود که در حضور ذرات ۳۸ و ۴۵ میکرون بازیابی وزنی بسیار کمتری نسبت به ذرات ۶۳ و ۸۰ میکرون بدست آمده است که این مساله می‌تواند به دنباله‌روی ذرات حاوی آهن به فاز کف مربوط شود.

### ۲-۳- ارزیابی طرح ب

برای ارزیابی طرح ب پس از انجام یک مرحله جدایش مغناطیسی، آزمایش‌های دانه‌بندی و فلوتاسیون مشابه با الگوی در نظر گرفته شده در طرح الف انجام شد. شکل ۷ نتایج عیار گوگرد بدست آمده از کنسانتره آزمایش‌های فلوتاسیون و شکل ۸ نتایج بازیابی وزنی بدست آمده از این آزمایش‌ها در طرح ب را نشان می‌دهد.

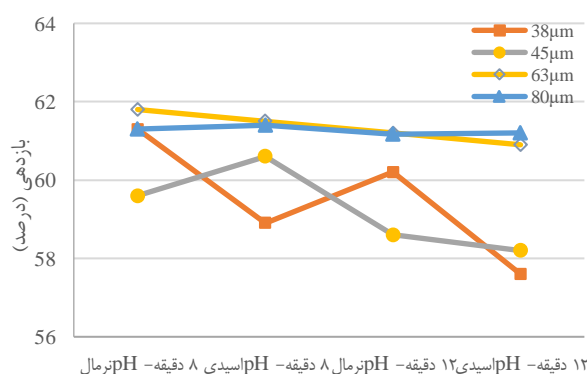


شکل ۷- عیار گوگرد بدست آمده در محصول آزمایش فلوتاسیون.



شکل ۸- بازیابی وزنی آهن طرح ب بر مبنای نتایج آزمایش‌های فلوتاسیون.

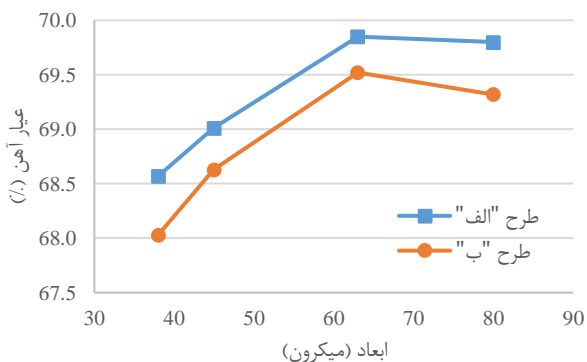
بررسی شکل ۵ نشان می‌دهد در زمان ماند ۱۲ دقیقه نسبت به ۸ دقیقه، گوگردزدایی بهتری انجام می‌گیرد. این مساله از قبل انتظار می‌رفت و دلیل آن این است که با افزایش زمان ماند گوگرد بیشتری شناور شده و بدین ترتیب عیار گوگرد محصول کاهش بیشتری خواهد داشت. علاوه بر آن در شرایط اسیدی نسبت به شرایط pH نرمال گوگردزدایی بهتری انجام گرفته است. بهبود کارایی فرآیند گوگردزدایی از سنگ آهن به کمک فلوتاسیون در pH اسیدی در سایر متون علمی نیز عنوان شده است [۱۸، ۱۹]. دلیل این موضوع به فرآیندهای الکتروشیمیایی و تشکیل گونه‌های سطحی موثر در فلوتاسیون مانند گوگرد عنصری مربوط می‌شود [۱۹]. این بدان معنا نیست که اجرای فلوتاسیون در شرایط اسیدی توصیه می‌شود زیرا عملیات در شرایط اسیدی از منظر افزایش هزینه‌ها و شرایط عملیاتی (خوردگی تجهیزات و نظایر آن) چالش‌هایی به همراه دارد. بلکه نشان می‌دهد استفاده از pH های اسیدی نسبت به شرایط معمول pH نتایج بهتری به همراه دارد. در نهایت اینکه شکل ۵ نشان می‌دهد که در ابعاد ذرات ۶۳ و ۸۰ میکرون گوگردزدایی مطلوب‌تری نسبت به ذرات ۳۸ و ۴۵ میکرون انجام گرفته است. دلیل احتمالی این مساله می‌تواند به افزایش راندمان برخورد ذرات درشت و حباب‌های فلوتاسیون مربوط شود [۲۰]. در اثر این فرآیند و در نتیجه پیروی ذرات ریز از خطوط جریان اطراف حباب برخورد موثری انجام نمی‌گیرد و بدین ترتیب راندمان فلوتاسیون کاهش خواهد یافت. در این شرایط ذرات ریز عمدتاً شناور نمی‌شوند و با مکانیزم دنباله‌روی به باطله راه می‌یابند که باعث کاهش راندمان گوگردزدایی در ذرات ۳۸ و ۴۵ میکرون می‌شود.



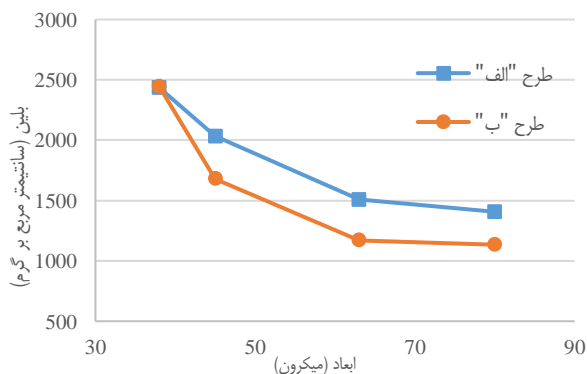
شکل ۶- بازیابی وزنی آهن در شرایط مختلف فلوتاسیون.

بررسی شکل ۶ نشان می‌دهد در زمان ماند ۸ دقیقه نسبت به ۱۲ دقیقه بازیابی وزنی آهن بیشتری بدست می‌آید. در اینجا منظور آهن موجود در بخش شناور نشده آزمایش فلوتاسیون معکوس است که به عنوان محصول در نظر گرفته می‌شود. دلیل این مساله این است که با افزایش زمان ماند در فلوتاسیون، ذرات

بررسی شکل ۹ نشان می‌دهد، کنسانتره بدست آمده از طرح ب محتوای گوگرد کمتری نسبت به طرح الف دارد. همچنین مشاهده می‌شود که با افزایش ابعاد ذرات، گوگردزایی بهتر انجام گرفته و محتوای گوگرد محصول کاهش یافته است. از شکل ۹ مشاهده می‌شود که به کمک طرح الف عیار گوگرد بدست آمده در نمونه ۳۸ میکرون بیشتر از حد مجاز (۰/۳ درصد) است اما عیار گوگرد ذرات ۴۵، ۶۳ و ۸۰ میکرون کمتر از این حد و مطلوب است. بدیهی است که با ترکیب بازه‌های مختلف ابعادی طرح الف میانگین عیار گوگرد در بازه مجاز خواهد بود اما همچنان بیشتر از عیار گوگرد در طرح ب است. بررسی دقیق‌تر این نمودار نشان می‌دهد که ابعاد ذرات بهینه برای دستیابی به گوگردزایی مطلوب در بازه ۸۰-۶۳ میکرون است. این نتیجه، نتایج بدست آمده در پژوهش‌های گذشته را تایید می‌کند [۱۶]. همچنین شکل ۱۰ نشان می‌دهد که طرح الف بازیابی وزنی بیشتری نسبت به طرح ب فراهم می‌کند. علاوه بر آن مشاهده می‌شود که با افزایش ابعاد ذرات بازیابی وزنی افزایش می‌یابد. دلیل این مساله می‌تواند به اختلافی که ذرات نرمه حین فرآیند جدایش مغناطیسی ایجاد می‌کند، مربوط شود. برای بررسی بهتر این دو طرح عیار آهن کنسانتره در شکل ۱۱ و بلین در شکل ۱۲ با هم مقایسه شد.



شکل ۱۱- عیار آهن کنسانتره نهایی بدست آمده دو طرح.



شکل ۱۲- بلین بدست آمده از ابعاد ذرات مختلف در دو طرح.

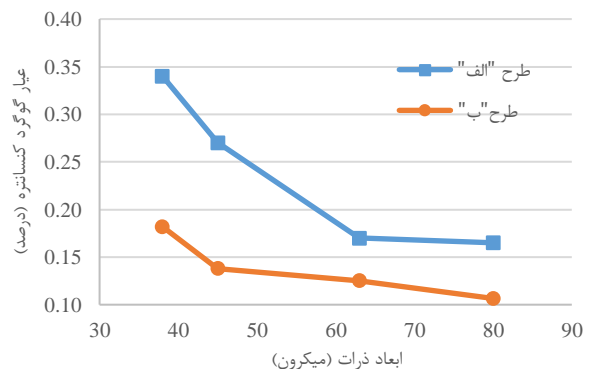
بررسی شکل ۱۱ نشان می‌دهد که عیار آهن بدست آمده از

در اینجا نیز مشاهده می‌شود در زمان ماند ۱۲ دقیقه گوگردزایی بهتری نسبت به ۸ دقیقه انجام شده و عیار گوگرد محصول کمتری بدست آمده است. همچنین در شرایط اسیدی نسبت به pH نرمال، گوگردزایی بهتری انجام شده است. در پایان با افزایش ابعاد ذرات از ۳۸ تا ۸۰ میکرون، کارایی فرآیند گوگردزایی بهتر بوده و عیار گوگرد کمتری بدست آمده است. کاهش راندمان گوگردزایی ذرات ریز به کمک فلوتاسیون می‌تواند به دلیل کاهش برخورد ذره و حباب باشد.

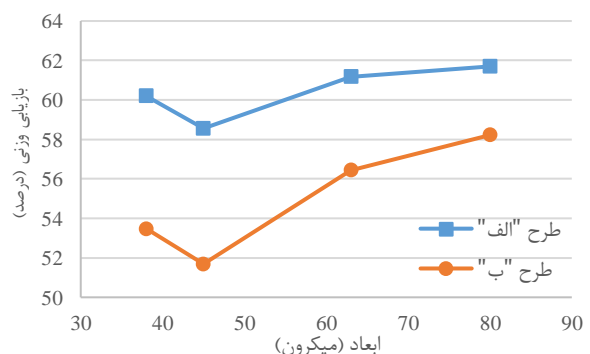
در شکل ۸ نیز مشاهده می‌شود که بازیابی وزنی در آزمایش‌های انجام شده در بازه ۵۲ تا ۵۸ درصد بدست آمده است. همچنین مشاهده می‌شود که با افزایش ابعاد ذرات از ۳۸ تا ۸۰ میکرون بازیابی وزنی افزایش یافته است.

### ۳-۳- مقایسه طرح‌های الف و ب

تا این بخش، طرح‌های الف و ب بطور جداگانه مورد بررسی قرار گرفتند. در این بخش نتایج بدست آمده از این دو طرح با هم مقایسه خواهد شد. شکل ۹ عیار گوگرد کنسانتره نهایی بدست آمده و شکل ۱۰ بازیابی وزنی بدست آمده را نشان می‌دهد.



شکل ۹- مقایسه عیار گوگرد کنسانتره بدست آمده از دو طرح.



شکل ۱۰- بازیابی وزنی کلی بدست آمده از دو طرح الف و ب.

خواهد شد. بدین منظور در این پژوهش استفاده از آسیابکنی مجدد در مدار فرآوری سنگ آهن با تمرکز بر خط ۴ گل گهر برای کاهش ابعاد ذرات و افزایش کیفیت کنسانتره مورد بررسی قرار گرفت. برای استفاده از آسیابکنی مجدد دو حالت مختلف وجود دارد که در حالت اول آسیا پس از کوپر استفاده شود و در حالت دوم آسیا پس از پرعیارکنی نهایی استفاده شود. برای ارزیابی نتایج کلیه شاخص‌های کیفی کنسانتره شامل عیار آهن، عیار گوگرد، بلین و بازیابی وزنی آهن بررسی شد. نتایج نشان داد که فرآوری ابعاد ذرات ریزتر از ۴۵ میکرون در هر دو فرآیند جدایش مغناطیسی و فلوتاسیون یک چالش محسوب می‌شود. علاوه بر آن نشان داده شد که به کمک آسیابکنی مجدد و کاهش ابعاد ذرات، امکان گوگردزدایی تا عیار کمتر از ۰/۳ درصد فراهم می‌شود. همچنین نشان داده شد با استفاده از آسیای مجدد پس از کوپر طرح الف، نسبت به آسیای مجدد پس از پرعیارکنی نهایی طرح ب، نه تنها بازیابی وزنی کلی آهن بهبود می‌یابد بلکه بلین و عیار آهن کنسانتره بالاتری نسبت به طرح ب بدست خواهد آمد. علاوه بر آن به کمک طرح الف عیار گوگرد به دست آمده غالباً کمتر از حد مجاز و مطلوب بود. این درحالی است که استفاده از آسیای مجدد پس از پرعیارکنی نهایی طبق طرح ب می‌تواند از منظر گوگردزدایی موثرتر باشد. از این‌رو از منظر عملی می‌توان گفت که با استفاده از آسیابکنی مجدد می‌توان زمینه فرآوری مطلوب‌تر تیپ‌های سنگ آهن با محتوای گوگرد بالا را فراهم کرد.

### تشکر و قدردانی

نویسندگان این مقاله از حمایت‌های مادی و معنوی شرکت صنعتی معدنی گل گهر در طول این پروژه تشکر به عمل می‌آورند. در این میان از همه تلاش‌ها و حمایت‌های مدیران و پرسنل پژوهشکده سنگ آهن و فولاد مجتمع گل گهر در طول این پروژه کمال تشکر و قدردانی به عمل می‌آید.

### منابع

1. Wills, B.A.; Finch, J.A.; 2016; "Mineral processing technology", Eighth Edition, Butterworth-Heinemann.
2. Schlesinger, M.E.; King, M.J.; Sole, K.C.; Davenport, W.G.; 2011; "Chapter 22 – Costs of Copper Production", in: Extractive Metallurgy of Copper, Fifth Edition, Elsevier.

۳. اشرف زاده، م.؛ و گرمسیری، م.؛ ۱۳۹۷؛ «بهبود کارایی

هر دو طرح در بازه ۶۸ تا ۷۰ درصد بوده که بازه قابل قبولی است. همچنین به کمک طرح الف، در همه بازه‌های ابعادی عیار آهن بالاتری نسبت به طرح ب بدست می‌آید.

بررسی شکل ۱۲ نشان می‌دهد که بلین بدست آمده از طرح الف در ابعاد ذرات مشابه (مانند ۳۸، ۴۵، ۶۳ و ۸۰ میکرون) بالاتر از طرح ب است. این مساله نشان می‌دهد که به کمک طرح الف توزیع دانه‌بندی بدست آمده شامل ذرات ریزتری است و بدین ترتیب بلین بالاتری بدست آمده است. دو دانه‌بندی با  $d_{80}$  مشابه می‌توانند توزیع ابعاد ذرات متفاوتی داشته باشد و بدین ترتیب بلین متفاوتی بدست می‌آید.

مقایسه همزمان شکل‌های ۹ تا ۱۲ نشان می‌دهد که از منظر عیار آهن، بلین و بازیابی وزنی طرح الف مطلوب‌تر است. در این میان بازیابی وزنی بیشتر بدست آمده در طرح الف از منظر اقتصادی اهمیت بسیار زیادی دارد. در حالی که از منظر عیار گوگرد طرح ب عیار کمتری دارد اما در طرح الف در ابعاد ذرات ۴۵، ۶۳ و ۸۰ میکرون عیار گوگرد کمتر از ۰/۳ درصد است. همچنین در طرح الف با ترکیب همه بازه‌های ابعادی عیار کمتر از ۰/۳ نیز قابل دستیابی است. بنابراین می‌توان گفت از منظر عیار گوگرد، عیار آهن، عدد بلین محصول و بازیابی وزنی طرح الف برتر از طرح ب خواهد بود. این درحالی است که نتایج عیار گوگرد طرح ب مطلوب‌تر بود. بنابراین بطور کلی می‌توان گفت نتایج طرح الف بهتر از طرح ب است. در این پژوهش تاثیر ابعاد ذرات مورد مطالعه قرار گرفته است. اینکه این ابعاد از ذرات به کمک آسیای گلوله‌ای یا سایر تکنولوژی‌های آسیابکنی مانند آسیای همزن‌دار<sup>۱</sup> تامین شود مبحث دیگری است که باید در آینده مورد مطالعه قرار گیرد.

در این پژوهش نمونه گوگرد بالای معدن گل گهر در دو گروه تقسیم‌بندی شد و مورد مطالعه قرار گرفت. نمودارهایی که تا اینجا در این مقاله ذکر شد به کمک تیپ ماده معدنی با محتوای گوگرد حدود ۲/۵ درصد بدست آمد. این درحالی است که روندهای کاملاً مشابه برای نمونه با محتوای گوگرد ۳/۵ درصد نیز عیناً بدست آمد. در معدن گل گهر، غالباً عیار تیپ گوگرد بالا که وارد کارخانه می‌شود حدود ۲/۵ درصد است.

### ۴- نتیجه‌گیری

در فرآوری سنگ آهن، فرآوری گونه با محتوای گوگرد بالا یک چالش بسیار مهم محسوب می‌شود. وجود گوگرد در کنسانتره آهن موجب کاهش کیفیت گندله و فولاد تولید شده

- Metallurgy 114, 559-568.
۱۲. قربان نژاد، م.؛ ۱۳۸۷؛ «بررسی عوامل موثر در بهبود عملکرد جداکننده‌های مغناطیسی تر در مدار کارخانه فرآوری سنگ آهن گل‌گهر»، دانشگاه شهید باهنر کرمان.
13. Qiu, T., Wu, C., Ai, G., Zhao, G. and Yu, X., 2015. "Effects of Multi-stage Grinding Process and Grinding Fineness on Desulfurization Separation of High-sulfurous Iron Ore", *Procedia Engineering* 102, 722-730.
14. Palacios, J.-L., Fernandes, I., Abadias, A., Valero, A., Valero, A. and Reuter, M.A., 2019. "Avoided energy cost of producing minerals: The case of iron ore", *Energy Reports* 5, 364-374.
۱۵. محمدی، و. س.؛ ۱۳۸۵؛ «تعیین رفتار بازیابی سنگ آهن کنسانتره پرسولفور گل‌گهر»، دانشگاه یزد.
۱۶. کردستانی، م.؛ ۱۳۹۱؛ «بهبود کیفیت کنسانتره تر کارخانه فرآوری مگنتیت شرکت معدنی و صنعتی گل‌گهر به منظور تامین خوراک مناسب کارخانه گندله‌سازی»، دانشگاه شهید باهنر کرمان.
17. Arol, A.I. and Aydogan, A., 2004. "Recovery enhancement of magnetite fines in magnetic separation", *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects* 232(2), 151-154.
۱۸. جوانشیر، س.؛ مسینایی، م.؛ توکلی، م.؛ ۲۰۱۸؛ «سولفورزدایی کنسانتره سنگ آهن سنگان به روش فلوتاسیون»، نشریه مهندسی منابع معدنی، ۳(۳)، ۷۷-۸۶.
۱۹. فرجی، ح.؛ طاهری، ب.؛ عبدالله زاده، ع. ا.؛ ۲۰۱۷؛ «گوگردزدایی سنگ آهن گل‌گهر با کنترل الکتروشیمیایی پالپ»، نشریه علمی - پژوهشی مهندسی معدن، ۱۲(۳۶)، ۲۷-۳۴.
20. Miettinen, T., Ralston, J. and Fornasiero, D., 2010. "The limits of fine particle flotation", *Minerals Engineering* 23(5), 420-437.
- آسیابکنی در مدار آسیای گلوله‌ای و آسیای غلطکی فشار بالا در یکی از کارخانه های فولاد سیرجان»، نشریه علمی-پژوهشی مهندسی منابع معدنی ۲، ۸۱-۸۶.
4. Patzelt, N., Klymowsky, R., Burchardt, E. and Knecht, J., 2002. "Selection and Sizing of High Pressure Grinding Rolls", in: A.L. Mular, D.N. Halbe, D.J. Barratt (Eds.) *Mineral Processing Plant Design, Practice, and Control*, SME, pp. 636-668.
5. Chen, X., Seaman, D., Peng, Y. and Bradshaw, D., 2014. "Importance of oxidation during regrinding of rougher flotation concentrates with a high content of sulfides", *Minerals Engineering* 66-68, 165-172.
6. Rezvanipour, H., Mostafavi, A., Ahmadi, A., Karimimobarakabadi, M. and Khezri, M., 2018. "Desulfurization of Iron Ores: Processes and Challenges", *Steel Research International*, 89(7) 1700568.
7. Pal, J., Ghorai, S., Agarwal, S., Nandi, B., Chakraborty, T., Das, G. and Prakash, S., 2015. "Effect of Blaine Fineness on the Quality of Hematite Iron Ore Pellets for Blast Furnace", *Mineral Processing Extractive Metallurgy Review*, 36(2) 83-91.
8. Pourghahramani, P., Dehghani, H. and Sam, A., 2013. "A new approach for evaluating the performance of industrial regrinding tumbling ball mills based on grindability and floatability", *Minerals Engineering* 49 116-120.
9. Zhao, D., Chai, T., Wang, H. and Fu, J., 2014. "Hybrid intelligent control for regrinding process in hematite beneficiation", *Control Engineering Practice* 22, 217-230.
10. Han, G.-C., Um, N.-I., You, K.-S., Cho, H.-C. and Ahn, J.-W., 2009. "Recovery of Ferromagnetic Material by Wet Magnetic Separation in Coal Bottom Ash", *Geosystem Engineering* 12(1), 9-12.
11. Dworzanowski, M., 2014. "Maximizing haematite recovery within a fine and wide particle-size distribution using wet high-intensity magnetic separation", *Journal of the Southern African Institute of Mining and*