نشریه علمی «مهندسی معدن» دوره ۱۵، شماره ۴۹، زمستان ۹۹، صفحه ۱ تا ۱۱
Journal of Mining Engineering (JME) Vol 15, No 49, 2021, pp 1-11

مقاله "علمی-پژوهشی"

بررسی امکان بهبود عملکرد مدار فلوتاسیون کارخانه فاز یک مس سونگون

وحید طهماسبی[۱]، محمود عبدالهی[۲]*، محمدرضا خالصی[۳]، ابوالفضل دانش[۴]

۱ - دانش آموخته کارشناسی ارشد فرآوری مواد معدنی دانشگاه تربیت مدرس Vahidtahmasebi1995@gmail.com
۲ - استاد گروه فرآوری مواد معدنی دانشگاه تربیت مدرس Minmabd@modares.ac.ir
۳ - دانشیار گروه فرآوری مواد معدنی دانشگاه تربیت مدرس Mrkhalesi@modares.ac.ir
۴-کارشناس متالورژی و کنترل فرایند مجتمع مس سونگون Abolfazldanesh@yahoo.com

(تاریخ دریافت: ۱۳۹۸/۱۱/۰۲ - تاریخ پذیرش: ۱۳۹۹/۰۳/۱۷)

چکیده

در این تحقیق امکان بهبود عملکرد مدار فلوتاسیون کارخانه فاز یک مجتمع مس سونگون بررسی شد. بدین منظور ابتدا پایش عملکرد مدار انجام شد. در این مرحله مشخص شد قسمت عمده افت مس در مرحله فلوتاسیون اولیه در ابعاد بزرگتر از ۱۰۶ و کوچکتر از ۳۸ میکرون رخ می‌دهد. عیار سنجی کنسانتره نهایی در روزهای مختلف نشان داد افت عیار مس در نتیجه افزایش عیار آهن است. انجام مطالعات کانی شناسی حضور حداکثری کانی باطله پیریت در کنسانتره نهایی را اثبات کرد که افزایش عیار آهن را توجیه می‌کرد. بررسی‌های میدانی مدار فلوتاسیون نشان داد اشکالات فنی زیادی در مدار وجود دارد که فرایند فلوتاسیون را تحت‌تأثیر قرار می‌دهد. وجود لوله‌های قطور در سطح سلول شستشو مجدد، عدم استفاده از الگوی متعارف توزیع آب شستشو و پاشش آب شستشو به‌صورت جت از جمله این اشکالات است. اندازه‌گیری pH در نقاط مختلف مدار نشان از افت pH به زیر ۱۱ و آبران شدن پیریت داشت. اندازه‌گیری متغیرهای عملیاتی در مدار نشان داد نرخ آب شستشو و نرخ هوادهی مورد استفاده در مدار به‌ترتیب بیشتر و کمتر از مقادیر پیشنهادی توسط محققان و طراحان بود. با توجه به ایرادات مشخص شده در مرحله بررسی عملکرد، آزمون‌های آزمایشگاهی در دو مرحله با استفاده از سلول فلوتاسیون مکانیکی و سلول فلوتاسیون ستونی طراحی و انجام شد. تنظیم نرخ هوا دهی و نرخ آب شستشو در مقیاس آزمایشگاهی در بازه‌های پیشنهادی توسط محققان، در حالت غیر بهینه بهبود ۳ درصدی عیار و ۱۰ درصدی بازیابی را به‌دنبال داشت.

کلمات کلیدی

بررسی عملکرد، فلوتاسیون ستونی، سونگون، مس.

* نویسنده مسئول مکاتبات

۱-مقدمه

معدن مس سونگون در ۳۰ کیلومتری شمال شهرستان ورزقان در استان آذربایجان شرقی قرار دارد. این معدن با ذخیره قطعی ۷۹۶ میلیون تن کانسنگ مس دومین معدن بزرگ ایران است [۱]. کارخانه تغلیظ این مجتمع در دو فاز با ظرفیت تولید سالانه ۳۰۰ هزار تن کنسانتره مس با عیار ۳۰ درصد و عیار مولیبدن ۰,۲ درصد احداث شده است که پس از تغلیظ مس، کنسانتره حاصل وارد کارخانه مولیبدن شده و سپس فلوتاسیون تفریقی مس مولیبدن انجام می‌شود. طی این فرایند، مس بازداشت شده و کانی مولیبدنیت شناور می‌شود. عیار مولیبدن در طی این فرایند به ۵۲ درصد می‌رسد [۲].

در مجتمع مس سونگون، کانسنگ پس از استخراج و خردایش اولیه وارد کارخانه شده و در آنجا طی دو مرحله خردایش در آسیای نیمه‌خودشکن و آسیای گلوله‌ای، با رسیدن به ابعاد مورد نظر (d_{80}=۹۵) وارد مرحله فلوتاسیون اولیه[۱] می‌شود. این مرحله از ۱۲ تانک RCS 130 به‌صورت سری تشکیل شده است. کنسانتره این مرحله پس از خردایش مجدد با d_{80} ۴۵ میکرون وارد مرحله شستشو[۲] می‌شود. مرحله شستشو از دو سلول فلوتاسیون ستونی با قطر ۴ و ارتفاع ۱۲ متر تشکیل شده است. کنسانتره این مرحله وارد یک سلول فلوتاسیون ستونی به قطر ۴ متر و ارتفاع ۱۰ متر به‌عنوان مرحله شستشوی مجدد[۳] می‌شود. کنسانتره مرحله شستشو مجدد به‌عنوان کنسانتره نهایی کارخانه تغلیظ مس، برای جدایش کانی مولیبدنیت به کارخانه مولیبدن انتقال می‌یابد. باطله مرحله شستشو مجدد، دوباره به‌عنوان خوراک، وارد مرحله شستشو می‌شود. باطله مرحله شستشو وارد سلول‌های فلوتاسیون رمق گیر[۴] شده و کنسانتره این مرحله به سیکلون-های ثانویه و باطله آن همراه با باطله مرحله اول، به‌عنوان باطله نهایی پس از آبگیری وارد سد باطله می‌شود [۳].

با توجه به این که فلوتاسیون یکی از روش های مرسوم و مهم در فرآوری مواد معدنی است، به همین دلیل پژوهشگران زیادی در رابطه با شیمی فلوتاسیون و مباحث عملیاتی مربوط به آن تحقیق کرده‌اند. در تحقیقی لوریلا[۵] و همکاران در سال ۲۰۰۲، متغیرهای مؤثر بر فلوتاسیون را دسته‌بندی کرده‌اند. در این تحقیق، مشخصات پالپ (دانسیته و درصد جامد)، دبی جریان‌های ورودی و خروجی، متغیرهای الکتروشیمیایی (pH، Eh و رسانایی)، معرف‌های شیمیایی (کلکتورها، کفسازها، فعال کننده‌ها و بازداشت کننده‌ها)، سطح پالپ درون سلول، دبی هوادهی، مشخصات کف (پایداری کف و ابعاد حباب)، مشخصات ذرات (توزیع دانه بندی، شکل ذرات و درجه آزادی)، ترکیب کانی‌شناسی کانسنگ، تمرکز کانی‌ها در خوراک، کنسانتره و باطله و نرخ آب شستشو (به‌صورت اختصاصی برای سلول فلوتاسیون ستونی) به‌عنوان متغیرهای مؤثر بر فلوتاسیون معرفی شده‌اند [۴]. یاناتوس و لوی[۶] در سال ۱۹۸۹ با بررسی فاکتورهای عملیاتی مربوط به سلول‌های فلوتاسیون ستونی، مقادیر ۱ تا ۳، ۱ تا ۲ و ۰/۳ سانتی‌متر بر ثانیه را به‌ترتیب برای نرخ هوادهی، نرخ خوراک‌دهی و نرخ جریان آب شستشو ارائه کردند [۵]. یاناتوس و برگ[۷] با تکمیل تحقیق قبلی در سال ۱۹۹۵ مقادیر ۰/۱ تا ۰/۲ و ۱ تا ۲ سانتی‌متر بر ثانیه را به-ترتیب برای نرخ آب شستشو و نرخ هوادهی در سلول‌های فلوتاسیون ستونی پیشنهاد کردند [۶]. بنیسی و فینچ[۸] در سال ۲۰۰۱ با بررسی کاربرد سلول فلوتاسیون ستونی در مجتمع مس سرچشمه مقادیر ۰/۳ و ۱/۵ سانتی‌متر بر ثانیه برای نرخ آب شستشو و نرخ هوادهی را در حالت بهینه ارائه کردند [۷]. رضایی‌راد و حاجی امین‌شیرازی در سال ۱۳۸۸ وجود ذرات زیر ۲۰ میکرون در خوراک سلول های فلوتاسیون ستونی را به-عنوان یک فاکتور منفی در عملکرد آن گزارش کردند [۸]. پژوهشگران دانشگاه شهید باهنر کرمان عدم بازداشت مؤثر پیریت در pHهای بالای ۱۱ را گزارش کرده و استفاده از متا بی‌سولفیت‌سدیم را به‌عنوان بازداشت کننده پیریت پیشنهاد دادند [۹]. قربانی و همکاران در سال ۱۳۹۱ افت بازیابی مس کارخانه تغلیظ مجتمع مس سونگون را به وجود ذرات درگیر پیریت و کالکوپیریت و انتقال این ذرات به باطله ربط داده‌اند. همچنین در این تحقیق میزان مصرف مواد شیمیایی در حالت بهینه در مقیاس آزمایشگاهی، ۳ گرم بر تن برای کف‌ساز A65[۹]، ۱۱ گرم بر تن برای کفساز A70[۱۰]، ۲۱ گرم بر تن برای کلکتور Flomin 7240[۱۱] و ۱۵ گرم بر تن برای کلکتورZ11[۱۲] گزارش شده است [۱۰]. در سال ۱۳۹۲ رفتارسنجی کانی‌های موجود در مدار فرآوری مجتمع مس سونگون نشان داد در مرحله فلوتاسیون اولیه بازیابی کانی‌های کالکوسیت و کوولیت بالای ۹۰ درصد بوده و در تمامی مراحل کانی کوولیت به‌عنوان مطلوب‌ترین کانی شناخته شده است. همچنین بهترین بازیابی در تمامی مراحل به فراکسیون ابعادی ۱۵ تا ۳۸ میکرون مربوط بوده است [۱۱]. در سال ۱۳۹۴ امکان‌سنجی بازداشت پیریت در کارخانه تغلیظ مس سونگون نشان داد پیریت در pHهای بالا ۱۱ به‌طور مؤثر بازداشت نمی‌شود. در این تحقیق کاهش بازیابی آهن از ۴۲ به ۱۶ درصد در اثر استفاده از ۵۰۰ گرم بر تن بازداشت کننده DETA[13] در pH=۱۱/۸ گزارش شده است [۱۲]. تحقیقات بهجت جباری و محمودی میمند روی علل افت بازیابی و عیار مس در کارخانه تغلیظ مجتمع

مس سونگون نشان داد، عدم دستیابی به درجه آزادی مطلوب یکی از دلایل افت بازیابی مس است. در آن تحقیق مشخص شد استفاده از کلکتورهای گزنتات و دی‌تیوفسفات جدایش مطلوبی را برای کانی‌های مس‌دار و پیریت به دنبال ندارد. در آن تحقیق حضور کانی‌های رسی در خوراک مدار فلوتاسیون بی‌اثر گزارش شده است [۱۳].

با توجه به این که شناخت فرایند، یکی از نکات مهم و اساسی در کنترل و راهبری آن است، به‌همین دلیل در این تحقیق عملکرد مدار فلوتاسیون کارخانه فاز یک مجتمع مس سونگون بررسی شد. داده‌های گزارش شده توسط واحد کنترل کیفی این مجتمع نشان از عملکرد نامطلوب سلول‌های فلوتاسیون ستونی مدار فلوتاسیون داشت، بنابراین در این تحقیق تمرکز اصلی روی سلول‌های فلوتاسیون ستونی که به‌عنوان مراحل شستشو و شستشوی مجدد مورد استفاده قرار گرفته است، بود. در ادامه با توجه به اشکالاتی که در مرحله بررسی عملکرد به‌دست آمد، با استفاده از آزمون‌های آزمایشگاهی، پیشنهادهایی به‌منظور بهبود عملکرد مدار فلوتاسیون ارائه شد.

۲- مواد، روش و تجهیزات

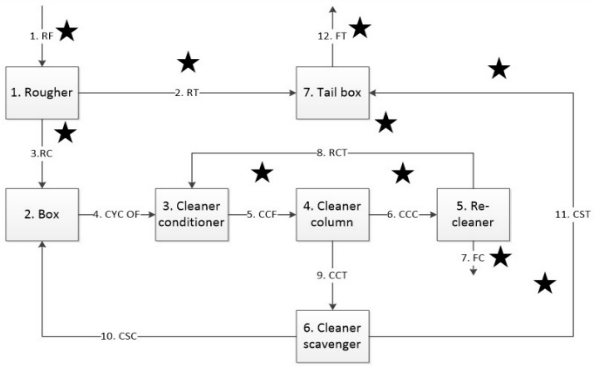
۲-۱- روش بررسی عملکرد مدار

به‌منظور شروع بررسی عملکرد مدار، ابتدا نمودار شاخه و گره مدار فلوتاسیون رسم شد که در شکل ۱ نشان داده شده است. به‌منظور شروع نمونه‌برداری حداقل تعداد جریان‌های نمونه‌برداری شده لازم برای موازنه جرم از رابطه (۱) محاسبه شد. در این رابطه N تعداد جریان نمونه‌برداری لازم برای موازنه جرم، S تعداد گره‌های جدا کننده ساده و F تعداد جریان‌های خوراک ورودی به مدار است. با توجه به شکل ۱ در این مدار چهار گره جداکننده و یک جریان خوراک ورودی وجود دارد که با توجه به رابطه (۱) حداقل تعداد جریان‌های لازم برای موازنه جرم این مدار ۹ جریان است. پس از بررسی مدار، به‌منظور ایجاد افزونگی در داده‌ها [۱۴]، نمونه‌برداری از ده جریان ۱۱،۹،۸،۷،۶،۵،۳،۲،۱ و ۱۲ آغاز شد. نمونه‌برداری در فواصل دو ساعته به مدت ۱۴ روز انجام شد. نمونه‌ها به‌صورت روزانه مخلوط شده و مورد آنالیز شیمیایی مس، مس اکسیدی و آهن قرار گرفت. همچنین از نمونه‌های گرفته شده یک نمونه معرف ۱۴ روزه تهیه و مورد آنالیز ابعادی قرار گرفت. پس از آنالیز ابعادی، آنالیز شیمیایی روی فراکسیون‌های به‌دست آمده انجام گرفت. آنالیزهای شیمیایی توسط آزمایشگاه شیمی مجتمع مس سونگون با استفاده از دستگاه جذب اتمی انجام شد. با توجه به این که داده‌های حاصل از عیارسنجی با خطاهایی همراه است به همین دلیل بایستی قبل از استفاده اصلاح شوند. به‌منظور اصلاح داده‌ها بایستی داده‌های اضافی وجود داشته باشند تا بتوان با استفاده از آن‌ها داده‌ها را سازگار کرد. با توجه به این که در هر نمونه سه جز مس کل، مس اکسیدی و آهن عیارسنجی شده بود، بنابراین امکان تصحیح داده‌ها وجود داشت. در صورت عدم سازگارسازی داده‌ها، انجام موازنه جرم با استفاده از هر یک از اجزاء عیارسنجی شده، دبی‌های متفاوتی به‌دست خواهد آمد. هودین[۱۴] و همکاران (۱۹۹۸)، دلیل این ناسازگاری را خطاهای تصادفی نمونه‌برداری و آنالیز می‌دانند [۱۵]. برای حل این مشکل، سازگارسازی داده‌ها با استفاده از کمینه سازی مجموع مربعات باقیمانده‌ها پیشنهاد شده است. در این روش مجموع مربعات باقیمانده‌ها به شرط برقراری روابط موازنه جرم کمینه می‌شود [۱۶]. در این روش با استفاده از رابطه ۲ و ۳ [۱۴]، مقادیر دبی کنسانتره و باطله تصحیح می‌شود. با توجه به این که اصلاح مقادیر با استفاده از قسمت Solver نرم افزار Excel به‌صورت تکرار حلقه تا رسیدن به حداقل مقدار خطا انجام شد، بنابراین مقادیر عیار نیز بصورت همزمان اصلاح شد. در رابطه‌های (۲) و (۳) C^* دبی اصلاح شده، T^* دبی باطله اصلاح شده، c، t و f به‌ترتیب عیار کنسانتره، باطله و خوراک است. در رابطه (۲)، k نشان‌دهنده هر یک از اجزا آنالیز شده (مس کل، مس اکسیدی و آهن) است.

رابطه (۱) [۱۴] $$N = ۲*(S + F) - ۱$$

رابطه (۲) [۱۴] $$C^* = \frac{\sum_{k=۱}^{n}(f_k - t_k)(c_k - t_k)}{\sum_{k=۱}^{n}(c_k - t_k)^۲}$$

رابطه (۳) [۱۴] $$T^* = ۱ - C^*$$



شکل ۱- نمودار شاخه گره و نقاط نمونه برداری مربوط به کارخانه تغلیظ فاز یک مجتمع مس سونگون

به‌منظور بررسی نحوه درگیری کانی‌های با ارزش با یکدیگر، درگیری کانی‌های با ارزش با گانگ، درصد وزنی کانی‌های موجود در هر نمونه، درجه آزادی کانی‌های با ارزش، کانی‌های با ارزش راه یافته به باطله و کانی‌های گانگ راه یافته به کنسانتره مطالعات کانی‌شناسی روی نمونه‌های گرفته شده به‌صورت معرف ۱۴ روزه انجام شد. این مطالعات با استفاده از میکروسکوپ نوری توسط واحد کانی‌شناسی مجتمع مس سونگون و مجتمع مس سرچشمه انجام شد.

در ادامه روند بررسی عملکرد مدار فلوتاسیون، فاکتورهای عملیاتی سلول‌های فلوتاسیون ستونی از قبیل نرخ هوادهی، نرخ خوراک‌دهی، نرخ آب شستشو و عمق کف اندازه گیری و محاسبه شد. همچنین مقادیر pH و Eh نیز در نقاط مختلف مدار اندازه‌گیری شد. در نهایت، بررسی میدانی مدار فلوتاسیون انجام شد. با توجه به این که نحوه پاشش آب شستشو اهمیت ویژه‌ای دارد و همچنین ممکن است ایرادات غیرفرایندی در این تجهیزات وجود داشته باشد، بنابراین مدار فلوتاسیون مورد بازدید میدانی قرار گرفته و قسمت‌های مختلف آن بازرسی شد. همچنین نقاط تزریق مواد شیمیایی بررسی شد.

۲-۲- مطالعات آزمایشگاهی

پس از انجام بررسی عملکرد مدار، با توجه به مشکلاتی که مشخص شد، آزمون‌های آزمایشگاهی طراحی و انجام شد. آزمون‌های آزمایشگاهی در دو بخش سلول فلوتاسیون مکانیکی و سلول فلوتاسیون ستونی انجام شد.

۲-۲-۱- آزمایش‌های سلول فلوتاسیون مکانیکی

با توجه به ایراداتی که در مرحله فلوتاسیون اولیه مشخص شد، با استفاده از طرح آزمایشی CCD[۱۵] (سطح پاسخ) در نرم‌افزار DX7، تعداد ۱۵ آزمایش طراحی شد. خوراک این آزمایش‌ها از خوراک کارخانه تهیه شد. عیار مس کل خوراک آزمایش‌ها ۰/۶۲ درصد بود. درجه آزادی این خوراک در ابعاد ۹۵ میکرون برای کانی های مس‌دار حدود ۷۲ درصد بود. با توجه به‌این‌که، d_{80} خوراک تهیه شده ۹۵ میکرون بود، بنابراین خوراک با ابعاد درشت‌تر برای انجام آزمایش در دسترس نبود. از طرفی، با توجه به این که از آسیای گلوله‌ای آزمایشگاهی برای کاهش اندازه ذرات خوراک استفاده می‌شد، امکان کاهش کمتر از ۷۵ میکرون حتی در زمان‌های بالا میسر نشد. با توجه به این تفاسیر، آزمایش‌های محوری مربوط به ابعاد خوراک ($+\alpha$, ۰ , ۰ و $-\alpha$, ۰ , ۰) از طرح آزمایشی حذف شد. از نظر ترکیب کانی‌شناسی، حدود نیمی از کانی‌های مس‌دار از کالکوپیریت و مابقی از کوولیت و کالکوسیت تشکیل شده است. گانگ خوراک نیز عمدتاً از کانی‌های سیلیکاته به همراه حدود ۵ درصد پیریت تشکیل شده است. طرح آزمایشی مربوط به آزمایش‌های سلول فلوتاسیون مکانیکی در جدول ۱ آورده شده است. شرایط ثابت انجام این آزمایش‌ها در جدول ۲ آورده شده است. در این طرح آزمایشی سطح پایین و بالا به‌ترتیب برای غلظت سولفیدسدیم ۲۰۰ و ۴۰۰ گرم بر تن، برای غلظت سیلیکات‌سدیم ۳۰۰ و ۴۰۰ گرم بر تن و برای d_{80} ۷۵ و ۹۵ میکرون است. برای آزمایش‌های محوری، مقدار α = ۱/۶۸ توسط نرم‌افزار ارائه شده است. با توجه به دشواری کنترل میزان خردایش در آسیا به‌منظور تهیه خوراک با ابعاد مناسب برای انجام آزمایش‌ها، ابعاد خوراک در سه سطح (بالا پایین و میانی) بررسی شد. در این آزمایش‌ها از سلول فلوتاسیون مکانیکی ساخت شرکت دانش‌فرآوران استفاده شد. برای انجام آزمایش پس از تنظیم pH پالپ ابتدا سیلیکات‌سدیم با مدت زمان آماده سازی ۲ دقیقه و پس از آن سولفید سدیم با مدت زمان آماده‌سازی یک دقیقه تزریق شد. در ادامه کلکتورها و کفسازها در ۴ مرحله به مقدار ۳۰، ۳۰، ۲۵ و ۱۵ درصد اضافه شد. در مرحله اول تزریق کلکتور ۱/۵ دقیقه و برای کف ساز یک دقیقه آماده‌سازی انجام شد. در ادامه، برای هر بار تزریق کلکتور و کفساز یک دقیقه به‌منظور آماده‌سازی زمان داده شد.

جدول ۱- طرح آزمایشی مربوط به آزمون‌های آزمایشگاهی سلول فلوتاسیون مکانیکی

شماره آزمایش	شماره اجرا	سولفید سدیم (g/t)	سیلیکات سدیم (g/t)	d_{80}(میکرون)
۱۵	۱	۳۰۰	۳۵۰	۸۵
۵	۲	۲۰۰	۳۰۰	۹۵
۳	۳	۲۰۰	۴۰۰	۷۵
۱۲	۴	۳۰۰	۴۳۴/۰۹	۸۵
۷	۵	۲۰۰	۴۰۰	۹۵
۶	۶	۴۰۰	۳۰۰	۹۵
۱۱	۷	۳۰۰	۲۵۶/۹۱	۸۵
۱۳	۸	۳۰۰	۳۵۰	۸۵
۱۰	۹	۴۶۸/۱۸	۳۵۰	۸۵
۱۴	۱۰	۳۰۰	۳۵۰	۸۵
۴	۱۱	۴۰۰	۴۰۰	۷۵
۸	۱۲	۴۰۰	۴۰۰	۹۵
۱	۱۳	۲۰۰	۳۰۰	۷۵
۹	۱۴	۱۳۱/۸۲	۳۵۰	۸۵
۲	۱۵	۴۰۰	۳۰۰	۷۵

۲-۲-۲- آزمایش‌های سلول فلوتاسیون ستونی

به‌منظور بررسی مشکلات مربوط به سلول‌های فلوتاسیون ستونی در مقیاس آزمایشگاهی، تعدادی آزمایش طراحی و انجام شد. شرایط انجام آزمون‌های آزمایشگاهی مربوط به سلول فلوتاسیون ستونی در جدول ۳ آورده شده است.

جدول ۲- شرایط ثابت انجام آزمون‌های آزمایشگاهی مربوط به سلول فلوتاسیون مکانیکی

وزن خوراک (گرم)	۱۱۷۵	درصد جامد	۳۳
pH	۱۱/۳	مصرف آهک (kg/t)	۳
حجم سلول (لیتر)	۳	دور همزن (rpm)	۱۲۲۰
مجموع آماده سازی (دقیقه)	۸/۵	کف گیری (دقیقه)	۱۶
(g/t) A65	۵	(g/t) Z11	۱۵
(g/t) A70	۱۰	(g/t) Flomin 7240	۲۵

جدول ۳- طرح آزمایشی مربوط به سلول فلوتاسیون ستونی

شماره اجرا	pH	نرخ گاز دهی (cm/s)	نرخ آب شستشو (cm/s)	توضیحات
۱	۱۱/۵	۱	۰/۱	آزمایش جهت بررسی تأثیر pH
۲	۱۲/۵	۱	۰/۱	آزمایش جهت بررسی تأثیر pH
۳	۱۲/۵	۰/۵	۰/۶	شرایط عملیاتی کارخانه
۴	۱۲/۵	۱	۰/۱	تزریق ۵ گرم بر تن کلکتور
۵	۱۲/۵	۱	۰/۱	استفاده از ۲۰۰ گرم بر تن سیلیکات سدیم
۶	۱۲/۵	۱	۰/۱	استفاده از ۲۰۰ گرم بر تن متا بی سولفیت سدیم
۷	۱۲/۵	۱	۰/۱	تکرار آزمایش ۲

برای انجام این آزمایش‌ها از سلول فلوتاسیون ستونی نصب شده در آزمایشگاه کانه آرایی مجتمع استفاده شد که شمای کلی آن در شکل ۲ نشان داده شده است. بدنه ستون فلوتاسیون آزمایشگاهی نصب شده به ارتفاع ۳ متر و قطر ۹ سانتی‌متر از جنس پلکسی گلاس ساخته شده است. برای خوراک‌دهی پیوسته به ستون از یک مخزن ۱۰۰۰ لیتری مجهز به همزن با سرعت ۱۱۰ دور در دقیقه استفاده شده است. خوراک توسط پمپ پریستالتیک وارد ستون فلوتاسیون می‌شود. همچنین برای تخلیه باطله ستون، یک پمپ پریستالتیک دیگر تعبیه شده است. در شرایط پایدار عمق کف ۱۵ سانتی‌متر و مقدار ماندگی گاز در حدود ۱۷ تا ۲۰ درصد بود که توسط شناور کنترل می‌شد. برای شروع آزمایش، ابتدا از خوراک سلول‌های فلوتاسیون ستونی نمونه‌برداری شد. به‌منظور شروع آزمایش، نمونه گرفته شده به تانک خوراک‌دهی سلول آزمایشگاهی منتقل شد. در هر آزمایش پس از انجام تغییرات مختص آن، به مدت ۳۰ دقیقه (۲/۵ برابر زمان ماند) آزمایش ادامه پیدا می‌کرد تا مدار به حالت پایا برسد. به‌منظور جلوگیری از تأثیر تغییرات خوراک روی آزمایش‌ها، تا زمان رسیدن به حالت پایا، همان‌طور که در شکل ۲ نشان داده شده است، کنسانتره و باطله خروجی از سلول به تانک خوراک دهی سلول بازگردانده می‌شد. پس از رسیدن به حالت پایا، نمونه‌برداری از کنسانتره و باطله به مدت ۱۰ دقیقه در فواصل زمانی ۲ دقیقه‌ای انجام شد. در نهایت نمونه‌های به‌دست آمده برای انجام عیارسنجی به آزمایشگاه شیمی مجتمع ارسال شد.

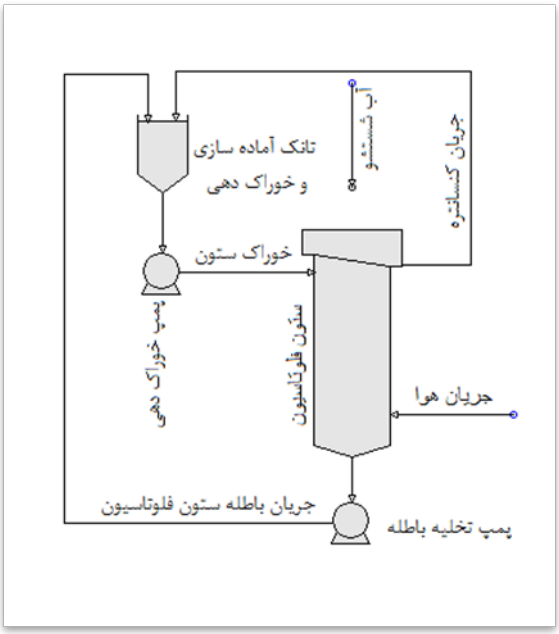
۳- نتایج و بحث

پس از بررسی عملکرد مدار و انجام آزمون‌های آزمایشگاهی که در بخش قبل تشریح شد، نوبت به تحلیل نتایج به‌دست آمده می‌رسد که در این بخش به‌صورت جداگانه ارائه می‌شود.

۱-۳- بررسی عملکرد مدار

با توجه به داده‌های حاصل از انجام آنالیز ابعادی روی نمونه‌های به‌دست آمده نتایج نشان داد d_{80} خوراک مدار فلوتاسیون اولیه ۹۵ میکرون و d_{50}، ۴۲ میکرون است. همچنین با توجه به مقادیر بازیابی ارائه شده در جدول ۴ (مقادیر بازیابی مس و بازیابی وزنی در مراحل مختلف مدار بر اساس ابعاد) مشخص شد، سلول‌های فلوتاسیون ستونی در ابعاد درشت بازیابی وزنی بیشتری را دارند. نتایج عیارسنجی فراکسیون‌های ابعادی مختلف نشان داد که در مرحله فلوتاسیون اولیه، حدود ۳۰ درصد از مس موجود در باطله در فراکسیون درشت‌تر از ۱۰۶ میکرون و ۴۰ درصد آن در فراکسیون کوچکتر از ۳۸ میکرون هدر می‌رود. بهترین بازیابی نیز به ابعاد ۳۸ تا ۵۳ میکرون مربوط است. در تمامی مراحل، میزان بازیابی در ابعاد درشت و ریز کاهش می‌یابد و در ابعاد میانی به حداکثر میزان خود می‌رسد که از نمودار فیل پیروی می‌کند. در ابعاد درشت‌تر از ۱۰۶ میکرون قسمتی از مس به دلیل درگیر بودن با گانگ سیلیکاته وارد باطله شده است. همچنین مطالعات کانی‌شناسی نشان داد در باطله مرحله فلوتاسیون اولیه کالکوپیریت‌های آزاد وجود دارد که به‌دلیل سنگین بودن امکان شناورسازی آن‌ها توسط حباب وجود ندارد. در ابعاد کوچک‌تر از ۳۸ میکرون، علیرغم بازیابی ۹۲ درصدی مس در این فراکسیون، با توجه به تناژ بالا (حدود ۵۰ درصد از خوراک به این فراکسیون مربوط

است)، ۴۰ درصد از افت مس در مرحله فلوتاسیون اولیه به این فراکسیون مربوط می‌شود. از این مقدار ۶۰ درصد را کانی‌های اکسیدی مس تشکیل می‌دهد و ۴۰ درصد دیگر که به کانی-های سولفیدی مس مربوط می‌شود، عمدتاً در ابعاد بسیار ریز (زیر ۱۰ میکرون)، به دلیل تبعیت از جریان آب وارد باطله شده است.



شکل ۲- شمای سلول فلوتاسیون ستونی آزمایشگاهی مورد استفاده

جدول ۴- بازیابی وزنی و بازیابی مس در هر مرحله برای فراکسیون ابعادی مختلف

فراکسیون	توزیع مس در خوراک مدار	فلوتاسیون اولیه		شستشو		شستشو مجدد	
		بازیابی وزنی	بازیابی	بازیابی وزنی	بازیابی	بازیابی وزنی	بازیابی
+۱۰۶	۶/۷	۸/۵	۷۰/۴	۵۵/۳	۶۰/۹	۴۷/۲	۵۵/۸
-۱۰۶ +۷۵	۷/۹	۱۲/۶	۸۵/۳	۷۰/۴	۷۱/۴	۴۸/۵	۷۸/۴
-۷۵ +۵۳	۷/۸	۱۳/۹	۹۱/۴	۶۰/۵	۸۰/۹	۴۴/۷	۶۷/۱
-۵۳ +۳۸	۱۸/۱	۱۳/۱	۹۴/۵	۳۹/۷	۷۲/۲	۴۵/۴	۶۳/۱
-۳۸	۵۹/۵	۸/۸	۹۲/۶	۲۸/۵	۶۸/۵	۴۴/۴	۵۶/۱

نتایج عیارسنجی، اصلاح داده‌ها و موازنه جرم مدار در جدول ۵ آورده شده است. نتایج عیارسنجی‌های انجام‌شده نشان داد تفاوت فاحشی میان عملکرد فعلی مدار و طراحی کارخانه وجود دارد.

جدول ۵- داده‌های حاصل از عیار سنجی، سازگار سازی داده ها و موازنه جرم مدار

جریان	عیارهای اندازه گیری شده (٪)		عیارهای اصلاح شده (٪)		دبی جامد (t/h)	مس محتوی (t/h)
	Cu	Fe	Cu	Fe		
RF	۰/۶۵	۳/۴۴	۰/۶۶	۳/۵۸	۸۶۱/۷۴	۵/۶۷
RT	۰/۰۸	۲/۰۷	۰/۰۸	۲/۰۲	۷۷۳/۹۰	۰/۶۰
RC	۵/۸۵	۱۸/۳۶	۵/۷۷	۱۷/۳۴	۸۷/۸۴	۵/۰۷
CYC OF	---	---	۷/۳۶	۲۱/۵۲	۱۱۴/۸۸	۸/۴۶
CCF	۸/۵۲	۲۴/۵۰	۸/۵۷	۲۲/۳۹	۱۳۹/۰۵	۱۱/۹۲
CCC	۱۸/۳۶	۳۰/۳۰	۱۸/۱۳	۲۷/۱۰	۴۵/۹۵	۸/۳۳
FC	۲۲/۵۰	۳۱/۱۹	۲۲/۳۶	۲۷/۷۶	۲۱/۷۷	۴/۸۷
RCT	۱۴/۳۷	۳۱/۵۶	۱۴/۳۳	۲۶/۵۰	۲۴/۱۷	۳/۴۶
CCT	۳/۸۷	۲۱/۲۳	۳/۸۶	۲۰/۰۷	۹۳/۱۰	۳/۵۹
CSC	---	---	۱۳/۱۴	۳۵/۱۳	۲۷/۰۳	۳/۳۹
CST	۰/۳۱	۱۴/۳۸	۰/۳۰	۱۳/۹	۶۶/۰۷	۰/۲۰
FT	۰/۰۸۹	۲/۹۷	۰/۰۹۶	۲/۹۶	۸۳۹/۹۷	۰/۸۰

مقایسه عیارهای مس به‌دست آمده با مقادیر طراحی شده نشان داد، عیارهای مربوط به مرحله فلوتاسیون اولیه در حد مطلوبی قرار دارد. همچنین مشخص شد، عیار مس در باطله مرحله شستشو تقریباً دو برابر (در طراحی ۱/۹۹ درصد) مقدار طراحی است که نشان از بازیابی پایین این مرحله نسبت به طراحی دارد. وضعیت مشابهی برای مرحله شستشوی مجدد وجود دارد. عیار مس در باطله این مرحله نیز تقریبا دو برابر (در طراحی ۷/۰۷ درصد) مقدار طراحی شده است. این در حالی-ست که عیار خوراک مرحله شستشو بیشتر از مقدار طراحی بوده و برای مرحله شستشوی مجدد اختلاف فاحشی میان مقدار سازگار شده با مقدار طراحی وجود ندارد.

مقایسه عیار کنسانتره نهایی، با مقدار طراحی (در طراحی ۳۰ درصد) نشان از اختلاف فاحش میان این مقادیر دارد. در جدول ۶ بازیابی و ضریب غنی‌شدگی محاسبه شده به همراه مقادیر مربوط به طراحی ارائه شده است. با توجه به نتایج جدول ۶، سلول‌های فلوتاسیون مکانیکی (مراحل فلوتاسیون اولیه و رمق گیر) از نظر عملکردی در شرایط مطلوبی قرار دارند و فقط ضریب غنی‌شدگی مرحله رمق‌گیر برای مس نسبت به مقدار طراحی کمتر است. در مقابل نتایج جدول مذکور نشان می‌دهد، عملکرد سلول‌های فلوتاسیون ستونی چه از نظر

بازیابی و چه از نظر پر عیارسازی مس ضعیف است. همچنین مشخص شد بازیابی کلی مدار برای مس اکسیدی پایین بوده (حدود ۲۷ درصد) و آهن نیز همراه با مس در طول فرایند تغلیظ می‌شود. با توجه به این تفاسیر افزایش بازیابی مس اکسیدی و کاهش بازیابی آهن می‌تواند افزایش کارآیی مدار را در پی داشته باشد.

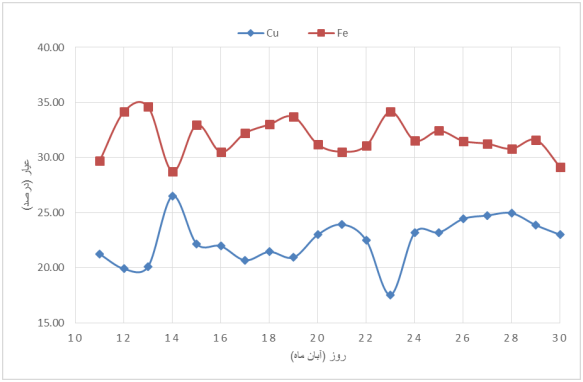
جدول ۶- بازیابی و ضریب غنی شدگی مس محاسبه شده و مقادیر طراحی مربوط به مراحل مختلف مدار

مرحله	محاسبه شده		طراحی	
	بازیابی مس	ضریب غنی شدگی مس	بازیابی مس	ضریب غنی شدگی مس
فلوتاسیون اولیه	۸۹/۴۲	۸/۷۴	۸۸/۱۲	۸/۰۸
شستشو	۶۹/۸۸	۲/۱۲	۷۶/۹۱	۲/۹۳
شستشو مجدد	۵۸/۴۶	۱/۲۳	۸۱/۲۶	۱/۶۱
رمق گیر	۹۴/۴۲	۳/۴۰	۸۶/۹۷	۳/۵۰
کل مدار	۸۵/۸۹	۳۳/۸۸	۸۴/۰۸	۴۰

بررسی نتایج موازنه جرم در مدار فلوتاسیون نشان داد، قسمت عمده خوراک ورودی در مرحله فلوتاسیون اولیه وارد باطله می‌شود (حدود ۹۰ درصد). در این مرحله حدود ۱۰ درصد از مس محتوی جریان وارد باطله شده و بیش از ۵۰ درصد آهن موجود در خوراک وارد باطله می‌شود. به‌دلیل ورودی باطله مرحله شستشو به مرحله رمق‌گیر و سپس ورود کنسانتره این مرحله به مرحله شستشو، یک بار در گردش بین این دو مرحله ایجاد می‌شود. با توجه به این که کنسانتره مرحله فلوتاسیون اولیه به‌عنوان خوراک مدار شستشو (مجموع مراحل شستشو، شستشوی مجدد و رمق گیر) شناخته می‌شود، بررسی گردش مواد در این مدار نشان می‌دهد، بین سلول‌های شستشو و رمق‌گیر بار در گردش وجود دارد و از نظر دبی جامد به ۱۵۸ درصد می‌رسد. برای مس و آهن محتوی، بار در گردش بین مراحل یاد شده به ترتیب، ۲۳۵ و ۲۰۴ درصد است. این افزایش بار در گردش کاهش ظرفیت سلول‌های شستشو را در پی خواهد داشت. با توجه به این که تمام مواد ورودی به مدار شستشو یکبار توسط سلول‌های مکانیکی (در مرحله فلوتاسیون اولیه)، شناور شده‌اند و با توجه به بازیابی پایین سلول‌های فلوتاسیون ستونی گمان می‌رود، مواد در سلول‌های ستونی وارد باطله شده و سپس توسط سلول‌های مکانیکی مرحله رمق‌گیر بازیابی می‌شود که افزایش بار در گردش را به دنبال دارد. علی‌رغم بازیابی پایین سلول‌های فلوتاسیون ستونی، بازیابی مدار شستشو (مجموع مراحل شستشو، شستشوی مجدد و رمق گیر)، در حدود ۹۶ درصد است.

با توجه به بازیابی بالای مرحله رمق‌گیر و بار در گردش زیاد ایجاد شده بین این مرحله و مرحله شستشو، بازیابی پایین سلول‌های فلوتاسیون ستونی جبران می‌شود. بنابراین بازیابی مدار شستشو (نه سلول‌های فلوتاسیون ستونی) در حد مطلوبی است که این بازیابی مطلوب در اثر تحمیل بار بیش از حد به مرحله رمق‌گیر به دست می‌آید. در خوراک مرحله شستشو بار در گردش حدود ۱۳۵ درصد طراحی شده است که در حال حاضر این مقدار به ۲۳۵ درصد افزایش یافته است. بنابراین با توجه به افزایش بار در گردش بین سلول‌های فلوتاسیون ستونی مرحله شستشو و رمق‌گیر، ظرفیت مدار فلوتاسیون کاهش یافته و از ۹۵۰ تن در ساعت در برنامه به ۸۶۱ تن در ساعت رسیده است. این که بخش زیادی از ظرفیت این مدار صرف بار در گردش می‌شود، هزینه‌های عملیاتی و تعمیراتی زیادی را به دنبال دارد، بنابراین بهبود بازیابی ستون‌های فلوتاسیون می‌تواند اهمیت ویژه‌ای داشته باشد.

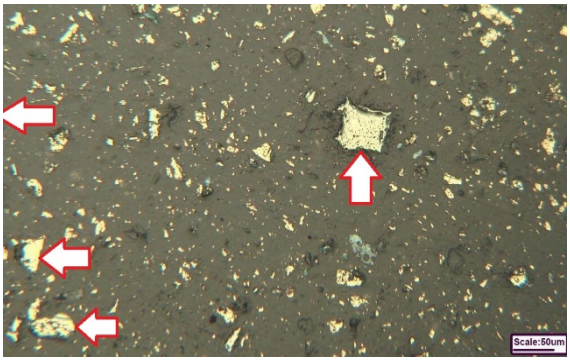
همچنین به‌دلیل اینکه در حال حاضر استخراج از ناحیه سوپرژن معدن انجام می‌شود کانی‌های با ارزش با محتوی مس بالا (کالکوسیت و کوولیت) در خوراک ورودی وجود دارد که در حجم ثابت مواد مس محتوی بیشتری را نسبت به کالکوپیریت دارند. بنابراین درصورتی که در آینده خوراک کارخانه فقط از بخش هیپوژن معدن تأمین شود و کانی‌های ثانویه مس در خوراک وجود نداشته باشند، این افزایش بار در گردش مشکلات بیشتری را برای مدار ایجاد و بازیابی ستونی به شدت افت خواهد کرد. بررسی‌های انجام شده روی نمونه‌های روزانه گرفته شده از کنسانتره نهایی، برای عیار مس و آهن یک رابطه عکس نسبی را میان عیار این دو فلز نشان داد. با توجه به شکل ۳ می‌توان نتیجه گرفت با افزایش عیار آهن، عیار مس در کنسانتره نهایی کاهش می‌یابد. با توجه به نتایج مطالعات کانی‌شناسی این افزایش عیار آهن و به تبع آن کاهش عیار مس به‌دلیل ورود کانی پیریت به کنسانتره رخ می‌دهد.



شکل ۳- رابطه میان عیار مس و آهن در کنسانتره نهایی کارخانه فاز یک مجتمع مس سونگون

اندازه‌گیری pH در نقاط مختلف مدار نشان داد، در سلول‌های نهایی مرحله فلوتاسیون اولیه (تانک‌های دهم به بعد)، pH به کمتر از ۱۱ می‌رسد. با توجه به این که در pHهای کمتر از ۱۱ کلکتور گزنتات به دیمر خود یعنی دی‌گزنتوژن اکسید می‌شود بنابراین در این حالت سطح پیریت آبران شده و وارد کنسانتره خواهد شد. همچنین مشخص شد قسمتی از کلکتور در آسیاهای گلوله‌ای اضافه می‌شود که pH پالپ در آنجا در حدود ۹/۵ است. در این حالت نیز وضعیتی مشابه تانک‌های نهایی مرحله فلوتاسیون اولیه رخ می‌دهد. در خوراک سلول‌های فلوتاسیون ستونی با توجه به اضافه کردن شیر آهک در سرریز هیدروسیکلون ثانویه pH به ۱۲/۵ می‌رسد. با توجه به این که در شناورسازی کانی‌های سولفیدی مس، افزایش pH از ۱۱ به بعد باعث کاهش بازیابی می‌شود[۱۷]، بنابراین ممکن است یکی از دلایل افت بازیابی در ستون‌های فلوتاسیون، افزایش pH پالپ تا بالای ۱۲ باشد. مطالعات کانی‌شناسی انجام شده روی کنسانتره نهایی نشان داد، در برخی مواد میزان پیریت موجود در کنسانتره به ۴۹ درصد نیز می‌رسد. در حالت کلی حدود ۳۵ تا ۴۵ درصد از کنسانتره نهایی را پیریت تشکیل می‌دهد که افت عیار کنسانتره نهایی و افزایش عیار آهن را در پی دارد. مطالعات درجه آزادی نیز نشان داد درجه آزادی پیریت در کنسانتره نهایی در حدود ۹۰ درصد است که نشان از شناورسازی حقیقی پیریت دارد و با توجه به ابعاد پیریت‌های راه یافته به کنسانتره (ابعاد درشت)، احتمال ورود پیریت به کنسانتره در اثر دنباله‌روی بسیار کم است. در شکل ۴ نمایی از پیریت موجود در کنسانتره نهایی نشان داده شده است.

بررسی میدانی سلول‌های فلوتاسیون ستونی نشان داد، تغییرات غیرفنی زیادی پس از نصب و راه‌اندازی سلول‌های فلوتاسیون ستونی روی آن‌ها انجام شده است. یک از این تغییرات نصب چهار لوله قطور با کاربرد نامشخص در سطح سلول شستشوی مجدد است. حضور این لوله‌ها نرخ حمل ستون و به تبع آن بازیابی آن را کاهش می‌دهد. یکی دیگر از ایرادات ساختاری عدم استفاده از الگوی متعارف (حلقه‌های هم مرکز)، در توزیع آب شستشو است. این کار عدم توزیع یکنواخت آب شستشو و شستشوی نامطلوب کف را در پی دارد. همچنین نحوه پاشش آب شستشو نیز به‌صورت جت است که باعث ناپایداری کف در سطح سلول می‌شود. در شکل ۵ نماهای مختلفی از سلول‌های فلوتاسیون ستونی ارائه شده که نشان‌گر ایرادات بیان‌شده است.



شکل ۴- حضور پیریت درشت دانه در کنسانتره نهایی

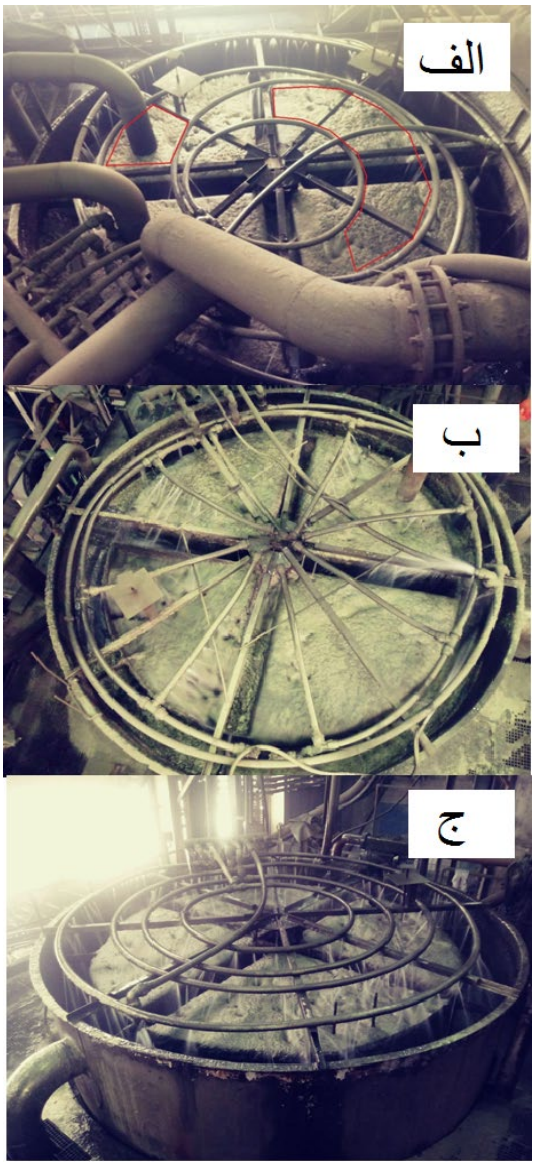
اندازه‌گیری و محاسبه فاکتورهای عملیاتی مربوط به سلول‌های فلوتاسیون ستونی نشان داد، نرخ خوراک‌دهی و عمق کف با توجه به مقادیر پیشنهادی توسط محققان، در حد مطلوبی قرار دارد ولی مقادیر مربوط به نرخ هوادهی و نرخ آب شستشو به هیچ وجه با مقادیر پیشنهاد شده توسط محققان که در بخش اول ارائه شده است، هم‌خوانی ندارد. نرخ آب شستشو در حدود ۰/۶۶ سانتی‌متر بر ثانیه و نرخ هوا دهی ۰/۳۳ تا ۰/۷۲ سانتی‌متر بر ثانیه به‌دست آمد. با توجه به این که نرخ آب شستشو و نرخ هوادهی دو فاکتور اساسی در راهبری سلول فلوتاسیون ستونی به‌حساب می‌آیند، به‌همین دلیل عدم تنظیم آن‌ها در مقادیر پیشنهاد شده، فرایند را مختل و کارآیی مدار را کاهش می‌دهد.

۳-۲- نتایج آزمون‌های آزمایشگاهی

۳-۲-۱- نتایج آزمون‌های آزمایشگاهی سلول فلوتاسیون مکانیکی

با توجه به داده‌های حاصل از عیارسنجی نمونه‌های معرف مشخص شد بازیابی مس اکسیدی در مدار به نسبت طراحی کم است بنابراین استفاده از سولفید سدیم به‌منظور افزایش بازیابی مس اکسیدی بررسی شد. همچنین به‌دلیل وجود نرمه زیاد در خوراک مدار فلوتاسیون اولیه تأثیر سیلیکات‌سدیم به-

عنوان متفرق‌ساز بررسی شد. با توجه به هدرروی مس در ابعاد درشت‌تر از ۱۰۶ میکرون، کاهش اندازه ذرات نیز به‌عنوان یکی از فاکتورهای طراحی آزمایش در نظر گرفته شد. نتایج طرح آزمایشی در جدول ۷ آورده شده است. با توجه به مقادیر مربوط به آزمون فیشر ارائه شده توسط نرم‌افزار DX7 در جدول ۸ (جدول آنالیز واریانس)، مشخص شد غلظت سیلیکات‌سدیم بیشترین تأثیر را بر بازیابی مس کل داشته است.



شکل ۵- وضعیت سلول‌های فلوتاسیون ستونی، (الف) لوله‌های قطور در سطح سلول، (ب) الگوی نامتعارف توزیع آب شستشو، (ج)پاشش بصورت جت

استفاده از سیلیکات سدیم به دلیل ایجاد تفرق و جلوگیری از نرمه پوشی باعث بهبود بازیابی مس شده است. کاهش دانه بندی خوراک نیز با افزایش درجه آزادی باعث بهبود بازیابی مس شده است. استفاده از سولفید سدیم علیرغم بهبود بازیابی مس اکسیدی، بازیابی مس کل را کاهش داده است. بهینه سازی طرح آزمایشی مربوط به آزمایش‌های سلول فلوتاسیون مکانیکی با استفاده از فزار DX7 در حالت بهینه با استفاده از ۲۰۰ گرم بر تن سولفید سدیم، ۳۳۱ بر تن سیلیکات سدیم و d80 = ۸۷ افزایش ۳/۴۳ درصدی بازیابی مس کل و ۲/۵۱ درصدی مس اکسیدی را به دنبال داشت به‌طوری‌که بازیابی آهن ثابت بوده است. در این حالت بازیابی مس کل، مس اکسیدی و آهن به ترتیب، ۸۲/۰۳، ۴۷/۱۳ و ۴۵/۹۲ بوده است.

جدول ۷- نتایج آزمایش‌های سلول فلوتاسیون مکانیکی

شماره اجرا	بازیابی مس کل (٪)	بازیابی مس اکسیدی (٪)	بازیابی آهن (٪)
۱	۸۴/۰۴	۵۰/۴۲	۵۲/۸۲
۲	۷۹/۸۴	۴۴/۲۷	۴۰/۹۰
۳	۸۹/۲۰	۵۵/۹۹	۶۴/۸۶
۴	۸۸/۷۷	۵۹/۵۷	۶۶/۱۷
۵	۸۶/۲۴	۵۵/۴۰	۶۱/۱۸
۶	۷۸/۲۳	۴۶/۰۰	۴۱/۸۱
۷	۷۵/۳۰	۴۴/۹۶	۴۳/۵۴
۸	۸۴/۸۹	۵۱/۳۵	۵۸/۱۰
۹	۸۲/۱۴	۵۶/۱۴	۴۷/۹۹
۱۰	۸۵/۸۹	۵۱/۱۳	۵۶/۷۲
۱۱	۸۴/۱۶	۵۹/۷۹	۶۳/۴۲
۱۲	۸۳/۹۲	۵۴/۱۱	۵۶/۱۳
۱۳	۸۲/۶۶	۴۸/۹۳	۵۲/۴۵
۱۴	۸۳/۱۴	۴۳/۱۶	۴۱/۵۲
۱۵	۸۵/۹۱	۵۴/۲۷	۵۹/۵۲

۳-۲-۲- نتایج آزمایش‌های سلول فلوتاسیون ستونی

به‌منظور بهبود عملکرد سلول‌های فلوتاسیون ستونی، آزمایش‌هایی با استفاده از سلول فلوتاسیون ستونی آزمایشگاهی طراحی و انجام شد. با توجه به این که شرایط انجام آزمایش‌های ستونی به‌صورت پیوسته بوده و مشابه شرایط عملیاتی ستون‌های صنعتی است، بنابراین نتایج این آزمایش‌ها می‌تواند تخمین صحیحی از شرایط عملیاتی کارخانه را ارائه دهد. داده‌های سازگارسازی شده حاصل از این آزمایش‌ها، در جدول ۹ آورده شده است.

با توجه به این که کفسازها و کلکتورها در مرحله فلوتاسیون اولیه تزریق می‌شوند و در مدار شستشو از کفساز و کلکتور استفاده نمی‌شود بنابراین افزایش pH تا حدود ۱۲/۵

تأثیری در بهبود فرایند فلوتاسیون نخواهد داشت. از این رو با توجه به حجم قابل توجه مصرف آهک به‌منظور افزایش pH از ۱۱/۵ به ۱۲/۵ بنابراین پیشنهاد می‌شود آهک اضافه شده در سرریز سیکلون‌های ثانویه، به تانک‌های نهایی مرحله فلوتاسیون اولیه اضافه شود. با توجه به آزمایش‌های انجام شده، تنظیم دبی آب شستشو و نرخ هوادهی در بازه‌های پیشنهاد شده توسط محققان پیشین و مقادیر طراحی، بهبود ۳ درصدی عیار و ۱۰ درصدی بازیابی مس را به دنبال داشته است (آزمایش‌های شماره ۲ و ۳). افزایش نرخ هوادهی با افزایش نرخ حمل بهبود بازیابی را در پی داشته است.

جدول ۸- جدول آنالیز واریانس مربوط به بازیابی مس

منبع	مجموع مربعات	درجه آزادی	میانگین مربعات	آزمون فیشر	احتمال	
مدل	۱۴۱/۸۹	۳	۴۷/۲۹	۱۰/۱۸	۰/۰۰۱۷	معنا دار
A	۴/۰۰	۱	۴/۰۰	۰/۸۶	۰/۳۷۳	_
B	۱۱۴/۳۶	۱	۱۱۴/۲۵	۲۴/۶۲	۰/۰۰۰۴	_
C	۲۳/۵۲	۱	۲۳/۵۲	۵/۰۶	۰/۰۴۵۹	_
باقیمانده	۵۱/۰۹	۱۱	۴/۶۴			_
عدم کفایت مدل	۴۹/۳۸	۹	۵/۴۸	۶/۴۲	۰/۱۴۱۸	بی معنی
خطای واقعی	۱/۷۰	۲	۰/۸۵	_	_	_
مجموع	۱۹۲/۹۸	۱۴	_	_	_	_

با توجه به تنظیم نرخ آب شستشو، تلاطم در ناحیه شستشو به حداقل رسیده است که افزایش بازیابی را در پی داشته است. از طرفی به دلیل شستشوی موثر کف، عیار کنسانتره بهبود یافته است. همچنین بازیابی آهن حدود ۲۰ درصد کاهش یافته است که دلیل آن شستشوی موثر کف است. به‌منظور پوشش سطوح جدید ایجاد شده در آسیای ثانویه از ۵ گرم بر تن کلکتور اضافی در خوراک مرحله شستشو استفاده شد. این عمل، کاهش بازیابی مس را به دنبال داشت که احتمال می‌رود به‌دلیل ایجاد میسل در سطح کانی‌های مس دار رخ داده باشد. استفاده از متا بی‌سولفیت سدیم به‌عنوان بازداشت‌کننده پیریت افزایش یک درصدی بازیابی مس و کاهش ۵ درصدی بازیابی آهن را به دنبال داشته است. ممکن است احیای دی‌گزنتوژن موجود در سطح پیریت توسط یون سولفیت، باعث بازداشت آن شده باشد. به‌دلیل بازداشت پیریت شرایط برای شناورسازی بیشتر مس مهیا شده است. در نهایت تکرار آزمایش شماره دو جدول مذکور به‌منظور بررسی تکرارپذیری آزمایش‌ها، عدم وجود اختلاف معنادار میان این دو آزمایش را اثبات کرد. نتایج تکرار آزمایش نشان داد، عیار کنسانتره بسیار نزدیک به هم است و بازیابی مس و آهن به‌صورت جزئی تفاوت دارد که تکرارپذیری آزمایش‌ها را اثبات می‌کند.

جدول ۹- نتایج آزمون‌های آزمایشگاهی مربوط به سلول فلوتاسیون ستونی

شماره اجرا	بازیابی مس (٪)	بازیابی آهن (٪)	عیار مس کنسانتره(٪)
۱	۸۹/۱۸	۳۲/۹۴	۱۶/۶۷
۲	۸۹/۲۳	۳۴/۳۶	۱۷/۱۳
۳	۷۹/۷۰	۵۳/۲۹	۱۳/۹۸
۴	۸۵/۹۷	۳۳/۰۱	۱۶/۵۱
۵	۸۴/۳۴	۲۸/۴۰	۱۶/۳۹
۶	۹۰/۱۸	۲۹/۱۰	۱۶/۸۰
۷	۸۸/۱۲	۳۴/۷۶	۱۷/۱۵

۴- نتیجه گیری

۱- با توجه به این که بازیابی ذرات درشت‌تر از ۱۰۶ میکرون در مرحله فلوتاسیون اولیه پایین است، بنابراین پیشنهاد می‌شود به‌منظور بهبود بازیابی این مرحله d80 خوراک این مرحله از ۹۵ میکرون به ۸۷ میکرون کاهش یابد.

۲- استفاده از سیلیکات‌سدیم در بهبود بازیابی مس در مرحله فلوتاسیون اولیه، مؤثر است.

۳- نتایج مطالعات کانی‌شناسی نشان داد افت عیار مس در کنسانتره نهایی به‌دلیل شناورسازی پیریت و افزایش عیار آهن در کنسانتره نهایی است.

۴- بررسی pH در نقاط مختلف مدار نشان داد در تانک‌های نهایی مرحله فلوتاسیون اولیه pH به زیر ۱۱ می‌رسد که آبران شدن کانی پیریت را به دنبال دارد. همچنین افزایش pH در سرریز هیدروسیکلون‌های ثانویه تا بالای ۱۲ تأثیری بر عیار و بازیابی مس ندارد.

۵- اندازه گیری فاکتورهای عملیاتی مربوط به ستون‌های فلوتاسیون نشان داد دبی آب شستشو و هوادهی به‌هیچ وجه در حالت استاندارد نبوده به‌ترتیب بیشتر و کمتر از مقادیر پیشنهاد شده توسط محققین دیگر و مقادیر طراحی هستند.

۶- با توجه به نتایج آزمون‌های آزمایشگاهی، تنظیم نرخ آب شستشو و نرخ هوادهی در محدوده‌های پیشنهاد شده، در حالت

غیر بهینه بهبود ۳ درصدی عیار و ۱۰ درصدی بازیابی را در پی داشته است.

۷- تغییرات غیرفنی انجام شده روی سلول‌های فلوتاسیون ستونی عملکرد آن‌ها را تحت‌تأثیر قرار داده است.

۸- با توجه به تزریق کلکتور در آسیاهای گلوله‌ای، بایستی افزایش pH از یک مرحله قبل‌تر (آسیای نیمه خودشکن) انجام شود.

تشکر و قدردانی

با توجه به این که این تحقیق با همکاری واحد متالورژی مجتمع مس سونگون انجام شده است، بدین وسیله از دانشگاه تربیت مدرس و مجتمع مس سونگون تشکر و قدردانی می‌شود.

پی نوشت

[1] Rougher
[2] Cleaner
[3] Re-cleaner
[4] Scavenger
[5] Laurila
[6] Yianatos & Levy
[7] Bergh
[8] Finch
[9] Methyl isobutyl carbonyl
[10] Polypropylene glycol
[11] Sodium O,O-di-sec-butyl dithiophosphate + Sodium mercaptobenzothiazole
[12] Sodium isopropyl xanthate
[13] Di-ethylene tri-amine
[14] Hodouin
[15] Central composite design

منابع

[۱] سلحشور, عباس. بهرامی, عطاالله و عبدالهی شریف, جعفر.۱۳۹۷، **«طراحی بهره برداری معادن روباز با نگرش کاهش اثرات زیست محیطی در معدن مس سونگون»**. مهندسی منابع معدنی، دوره سوم، شماره ۳، ۴۳ تا ۵۵.

[۲] صبوری, حسین. ۱۳۹۳. **«بهینه سازی عیار و بازیابی مولیبدن در مدار فلوتاسیون مس- مولیبدن مطالعه موردی مجتمع مس سونگون»**, دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک, دانشگاه صنعتی شاهرود.

[۳] باقریان, اصغر, ۱۳۸۵، **«فرآیند پر عیار سازی مس در کارخانه تغلیظ مس سونگون»**, شرکت ملی صنایع مس ایران، مجتمع مس سونگون.

[4] Laurila, H., J. Karesvuori, and O. Tiili, 2002, "*Strategies for instrumentation and control of flotation circuits. Mineral Processing Plant Design*" Practice and Control, 2002. 2: p. 2174-2195.

[5] Yianatos, J. and A. Levy.1989. "*Estimation of gas holdup, diameter and apparent density of mineralized bubbles in industrial flotation columns*". in Intern. Colloquium Developments in Froth Flotation. SAIMM Western Cape Branch, South Africa.

[6] Yianatos, J.B. and L.G. Bergh, 1995 "*Troubleshooting industrial flotation columns*". Minerals Engineering,. 8(12): p. 1593-1605.

[7] Banisi, S. and J.A. Finch, 2001 "*Testing a flotation column at the Sarcheshmeh copper mine*". Minerals Engineering, 14(7): p. 785-789.

[۸] رضایی راد، محمد, ۱۳۸۸، **تحلیل مدار فلوتاسیون پر عیار کنی نهایی مجتمع مس میدوک**, در دانشکده فنی و مهندسی گروه مهندسی معدن, دانشگاه شهید باهنر کرمان.

[۹] جلیلی‌نیا، فریبا, ۱۳۹۱، **امکان سنجی کاهش پیریت (سولفور) در کنسانتره سولفیدی مدار فلوتاسیون مجتمع مس سرچشمه**, در دانشکده فنی و مهندسی بخش مهندسی معدن, دانشگاه شهید باهنر کرمان.

[۱۰] قربانی، کریم, ۱۳۹۱، **بررسی تأثیر درجه آزادی، نوع و بافت کانی های حاوی مس در عملیات فلوتاسیون کارخانه تغلیظ مس سونگون**, در دانشکده فنی و مهندسی، گروه مهندسی معدن, دانشگاه بین المللی امام خمینی قزوین.

[۱۱] لطفی، علی, ۱۳۹۲، **رفتار سنجی کانی های موجود در مدار فرآوری مجتمع مس سونگون و تأثیر آن بر راندمان کلی و ارائه مدل پیش بینی عملکرد**, در دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک, دانشگاه صنعتی شاهرود.

[۱۲] فرامرزی، حمید, ۱۳۹۴، **امکان سنجی بازداشت پیریت از کنسانتره مدار فلوتاسیون کارخانه مجتمع مس سونگون**, در دانشکده فنی و مهندسی، گروه مهندسی معدن, دانشگاه بین المللی امام خمینی (ره) قزوین.

[۱۳] بهجت جباری، مجید. محمودی میمند، محمد, ۱۳۹۶، **بررسی علل افت بازیابی و عیار مس کنسانتره نهایی کارخانه تغلیظ مجتمع مس سونگون و ارائه راهکارهای عملی برای حل مشکل**, امور تحقیق و توسعه تحقیقات فرآوری مواد: شرکت ملی صنایع مس ایران- مجتمع مس سرچشمه.

[۱۴] بنیسی، صمد. یار احمدی، محمدرضا, ۱۳۹۱، **موازنه جرم در سیستم های فرآوری مواد**, ویرایش دوم, هرمزگان: دانشگاه هرمزگان.

[15] Hodouin, D., et al., 1998 "*Reconciliation of mineral processing data containing correlated measurement errors*". International Journal of Mineral Processing, 54(3): p. 201-215.

[16] Hodouin, D., T. Gelpe, and M. Everell, 1982 "*Sensitivity analysis of material balance calculations—An application to a cement clinker grinding process*". Powder Technology, 32(1): p. 139-153.

[17] Bulatovic S. M. 2007, *Handbook of flotation reagents: chemistry, theory and practice*: Volume 2: flotation of sulfide ores. Elsevier.