



DOI: 10.30479/jmre.2019.1585

افزایش بازیابی روی در مدار فلوتاسیون کانسنگ سرب و روی باما با بهبود توزیع مواد شیمیایی

مجید مهدوی امین^۱، غلامعباس پارساپور^۲، عبدالرحیم فروتن^۳

۱- کارشناسی ارشد، فراوری مواد، گروه مهندسی معدن، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه ولی عصر (عج) رفسنجان

۲- استادیار، فراوری مواد، گروه مهندسی معدن، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه ولی عصر (عج) رفسنجان

۳- کارشناسی ارشد، فراوری مواد، مجتمع سرب و روی باما، اصفهان

(دریافت ۱۳۹۷/۰۵/۲۹، پذیرش ۱۳۹۷/۰۸/۲۰)

چکیده

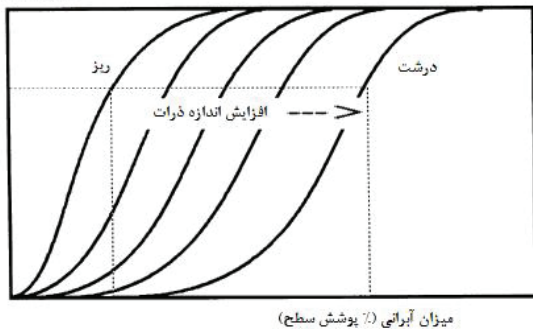
توزیع اندازه ذرات نقش مهمی در فلوتاسیون به دلیل تاثیر بر فرآیندهای برخورد، اتصال و جداسازی حباب-ذره دارد. در فلوتاسیون، ذرات ریز کارایی بر خورد کمتر و ذرات درشت کارایی اتصال کمتری دارند و به همین دلیل در فلوتاسیون بیشترین هدرروی در ذرات خیلی ریز و یا خیلی درشت مشاهده می‌شود. برای افزایش بازیابی این ذرات باید مقدار مناسبی از مواد شیمیایی در مکان‌های مناسبی به مدار اضافه شود؛ بنابراین توزیع مواد شیمیایی در مدار بسیار مهم است. در این تحقیق، برای بهبود بازیابی فلز روی در ذرات ریز و درشت حاوی کانه اسفالریت، از تغییر توزیع مواد شیمیایی در مدار فلوتاسیون سرب و روی شرکت باما استفاده شده است. از این رو ابتدا با تعیین یک طرح آزمایشی (تاگوچی L_۹)، توزیع‌های متفاوت مواد شیمیایی در مقیاس آزمایشگاهی مقایسه شدند. نتایج نشان داد که توزیع استفاده از ۳۰ گرم بر تن آبرو ۳۴۷۷ در سلول‌های پرعیارکنی اولیه همراه با ۱۵ گرم بر تن امیل‌گزنتات پتاسیم و ۷ گرم بر تن کفساز MIBC در سلول‌های رمق‌گیر، باعث افزایش ۳/۲ درصدی بازیابی فلز روی در ذرات ریز و افزایش ۵/۴ درصدی در ذرات درشت شد. همچنین اجرای این توزیع در کارخانه فلوتاسیون گوشفیل باما نیز به ترتیب باعث افزایش ۲/۵ و ۳/۹ درصدی بازیابی فلز روی در ذرات ریز و درشت و افزایش ۴/۱ درصدی عیار کنسانتره روی و در نهایت افزایش درآمد سالیانه ۱۶۰۰ میلیون تومانی کارخانه شد.

کلمات کلیدی

فلوتاسیون، درجه آزادی، ذرات ریز و درشت، توزیع مواد شیمیایی فلوتاسیون.

۱- مقدمه

قابلیت شناوری (%)



میزان آبرانی (%) پوشش سطح

شکل ۱: رابطه بین آبرانی، ابعاد ذره و قابلیت شناورسازی [۵]

۱-۲- توزیع مواد شیمیایی

با توجه به اهمیت توزیع مواد شیمیایی در افزایش بازیابی مواد با ارزش در ذرات ریز و درشت، لازم است مواد شیمیایی مصرفی در فرآیند فلوتاسیون، توزیع شوند. بازیابی بر حسب اندازه، تابعی از مقدار کلکتور است، به این صورت که بازیابی مواد با ارزش در ذرات ریز با کاهش مقدار کلکتور تغییر نمی‌کند در حالی که میزان مصرف کلکتور تاثیر زیادی بر بازیابی ماده با ارزش در ذرات درشت دارد [۶].

از آنجا که ذرات ریز نسبت به ذرات درشت، سطح مخصوص بیشتری دارند، انتظار می‌رود مقدار کلکتور برای ایجاد پوشش بر واحد جرم ذرات ریز بیشتر از ذرات درشت باشد. به همین دلیل مقدار زیادی از کلکتور در سلول‌های پرعیارکنی اولیه با ذرات ریز مصرف و برای ذرات درشت کلکتور کمی باقی می‌ماند، بنابراین بهتر است در ابتدا با اضافه کردن بخشی از کلکتور به همراه مقدار کافی کفساز ذرات ریز را شناور کرد و سپس با اضافه کردن مقدار بیشتری کلکتور و کفساز در طول مدار، شرایط بهینه را برای شناورسازی ذرات درشت فراهم آورد [۶].

۱-۳- مروری بر تحقیقات گذشته

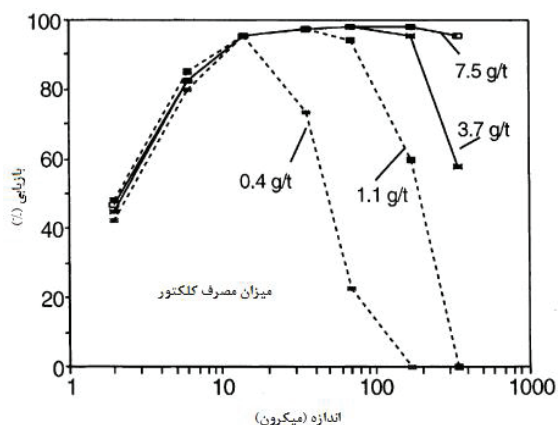
توزیع مواد شیمیایی و تاثیر آن در بازیابی کانی با ارزش از ذرات با اندازه‌های مختلف از گذشته تا حال موضوع مطالعات زیادی بوده است [۱۰-۱۹، ۱۳]. بیشتر این تحقیقات در مقیاس آزمایشگاهی انجام شده و در موارد بسیار کمی در مقیاس صنعتی تاثیر توزیع مواد شیمیایی تعیین شده است که در ادامه به برخی از تحقیقات انجام شده در مقیاس آزمایشگاهی و صنعتی اشاره می‌شود.

فلوتاسیون یکی از مهم‌ترین و متداول‌ترین روش‌های پرعیارسازی مواد معدنی است. در این روش بر مبنای خواص فیزیکی-شیمیایی سطوح جامد، ذرات با اندازه‌های ۲۰ تا ۲۰۰ مش در یک محیط سه فازی جامد، مایع و گاز به حباب‌های گاز متصل شده و شناور می‌شوند. در این روش پالپ خوراک با مواد شیمیایی آماده‌سازی شده و با اتصال انتخابی ذرات با ارزش به حباب، جدایش انتخابی انجام می‌شود [۱]. اندازه ذرات مناسب برای خوراک فلوتاسیون با توجه به درجه آزادی کانی‌های با ارزش، عوامل اقتصادی و بسیاری از عوامل دیگر تعیین می‌شود اما با ریزتر شدن ابعاد ذرات نسبت به محدوده بهینه، قابلیت شناورسازی ذرات به تدریج کاهش می‌یابد و در ابعاد بزرگتر از حد بیشینه شناورسازی نیز بازیابی عملیات به سرعت افت می‌کند [۲].

توزیع دانه‌بندی نامطلوب می‌تواند تاثیرات قابل ملاحظه‌ای بر عیار و بازیابی فرآیند داشته باشد و علاوه بر این موجب اتلاف انرژی و اعمال هزینه‌های زیاد نیز می‌شود. ابعاد ذرات نقش مهمی در شناورسازی فلزات و رابطه مستقیمی نیز با برخورد ذره-حباب، اتصال ذره-حباب و جدایش ذره-حباب دارد. فلوتاسیون کانی‌های فلزی به طور موثر در محدوده ۱۰ تا حداکثر ۱۵۰ میکرون است. اغلب شناورسازی‌های ضعیف برای بخش ذرات خیلی ریز و خیلی درشت مشاهده می‌شود. شرایط بهینه برای بازیابی مواد با ارزش در ذرات درشت، زمانی است که اغتشاش سلول فقط در حد نگهداشتن ذرات در حالت سوسپانسیون داخل سلول باشد [۳].

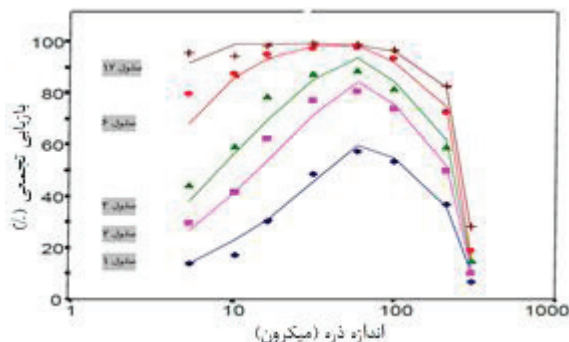
۱-۱- رابطه بین درجه آبرانی، ابعاد ذره و قابلیت شناورسازی

برای یک اندازه معین، قابلیت شناور شدن با افزایش خاصیت آبرانی یا درجه پوشیدگی ذرات با کلکتور بیشتر می‌شود و ذرات ریز نسبت به ذرات درشت برای شناور شدن به پوشش آبرانی کمتری نیاز دارند [۱] (شکل ۱). البته اگر ذرات ریز از ذرات درشت جدا شوند و در یک توزیع ابعادی یکنواخت‌تر قرار گیرند، بازیابی مواد با ارزش در ذرات ریز افزایش می‌یابد. به طور ویژه در سلول‌های مکانیکی، ذرات ریز (۱۰- میکرون) کارایی برخورد کمتری دارند. در حالی که ذرات درشت (۱۵۰+ میکرون) کارایی اتصال کمتری دارند و اغتشاش بالا به جدایی این ذرات از حباب‌ها کمک می‌کند [۴].



شکل ۳: بازیابی مس بر حسب اندازه ذرات در مقادیر مختلف کلکتور [۱۰]

فلوتاسیون مورد بررسی قرار گرفته است و نتایج آن نشان می‌دهد که بازیابی فلز در ذرات درشت در همه سلول‌ها نسبت به ذرات متوسط پایین‌تر است (شکل ۴) [۷].

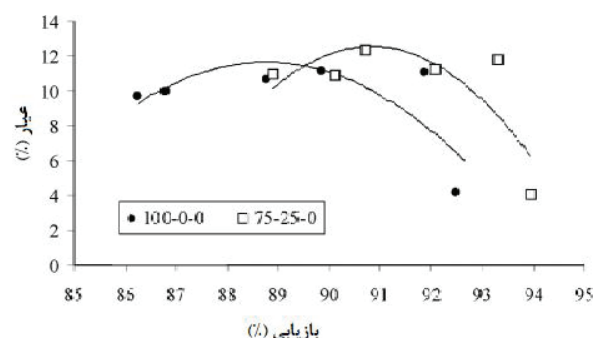


شکل ۴: بازیابی مس بر حسب اندازه ذرات در سلول‌های مختلف یک ردیف [۷]

۴-۱- مدار فلوتاسیون کارخانه باما-گوشفیل

این کارخانه برای فلوتاسیون سرب و روی معدن گوشفیل (یکی از معادن مجتمع سرب و روی باما) در سال ۱۳۹۵ تاسیس شد و در حال فعالیت است. سلول‌های پرعیارکنی اولیه و رمق‌گیر در این کارخانه از نوع سلول‌های تانکی (۵ مترمکعبی) و سلول‌های شستشو از نوع سلول‌های مکانیکی سالانه است. مدار فلوتاسیون همراه با توزیع مواد شیمیایی در این کارخانه در شکل ۵ نشان داده شده است. در این کارخانه دو جریان خوراک موازی با تناژ مجموع ۲۵-۲۸ تن بر ساعت وارد آسیاهای گلوله‌ای شده و پس از جدایش ذرات

در تحقیقی در مقیاس صنعتی در مجتمع مس سرچشمه [۹،۸] مشخص شده که اضافه کردن ۲۵ درصد از مواد شیمیایی در بین سلول‌های پرعیارکنی اولیه و ۷۵ درصد در ابتدای سلول‌های پرعیارکنی اولیه در مقایسه با مواقعی که ۱۰۰ درصد مواد شیمیایی در ابتدای سلول‌های پرعیارکنی اولیه اضافه می‌شود، باعث افزایش به طور متوسط ۱/۳ درصدی بازیابی در عیار ثابت شده است (شکل ۲).



شکل ۲: بازیابی مس بر حسب عیار در دو توزیع مختلف مواد شیمیایی [۹]

در تحقیقی دیگر در مقیاس آزمایشگاهی [۱۰] مشخص شده است که بازیابی مس در ذرات ریز با کاهش مقدار کلکتور تغییر نمی‌کند در حالی که میزان مصرف کلکتور تاثیر زیادی بر بازیابی مس در ذرات درشت دارد (شکل ۳). به عبارت دیگر برای رسیدن به یک بازیابی بهینه برای اندازه ذرات ریز می‌توان از مقدار کلکتور کمتری استفاده کرد، در حالی که برای بازیابی فلز در ذرات درشت نیاز به افزایش مقدار کلکتور است.

همچنین در یک کارخانه صنعتی فلوتاسیون زغال‌سنگ، مشخص شد که بازیابی کم مدار مربوط به فلوتاسیون ضعیف ذرات درشت (۷۱۰-۳۰۰ میکرون) است [۱۱]. در این تحقیق با استفاده از یک سری آزمایش مشخص شد که ۲۵ درصد از سطح زغال‌سنگ اکسید شده و در نتیجه آبرانی سطح و به تبع آن شناورسازی زغال‌سنگ در ذرات درشت کاهش یافته است. در این کارخانه با اصلاح نوع، میزان و توزیع کلکتور و کف‌ساز بدون تغییر در خاکستر کنسانتره نهایی، بازیابی حدود ۲۰ درصد افزایش یافت [۱۱].

علاوه بر این در تحقیق دیگری در مقیاس صنعتی رابطه بازیابی فلز مس با اندازه ذرات در سلول‌های مختلف یک ردیف

۲-۲- روش تعیین بهترین توزیع مواد شیمیایی در مقیاس آزمایشگاهی

برای تعیین بهترین شرایط بازیابی فلز روی در ذرات ریز و درشت اسفالریت، در مقیاس آزمایشگاهی از یک طرح آزمایشی تاگوچی (L_9) استفاده شد. به این صورت که ابتدا در تمام آزمایش‌ها با شرایط ثابتی، فلوتاسیون سرب انجام شد (جدول ۱) و در نهایت پس از فلوتاسیون سرب، باطله به عنوان خوراک برای بازیابی فلز روی مورد آزمایش قرار گرفت. بازیابی روی در هر آزمایش در دو مرحله پرعیارکنی اولیه و رmq گیر انجام و با توجه به شرایط قابل تغییر در کارخانه چهار عامل نوع و مقدار کلکتور در پرعیارکنی اولیه، مقدار کلکتور و مقدار کف‌ساز در رmq گیر در سه سطح به عنوان عوامل قابل تغییر در نظر گرفته شد (جدول ۲). تمام آزمایش‌های فلوتاسیون روی در pH برابر ۹ و با زمان ماندهای مربوط به سولفات مس، کلکتور و کف‌ساز به ترتیب ۲، ۳ و ۱ دقیقه انجام شد.

جدول ۱: شرایط انجام آزمایش‌های فلوتاسیون سرب

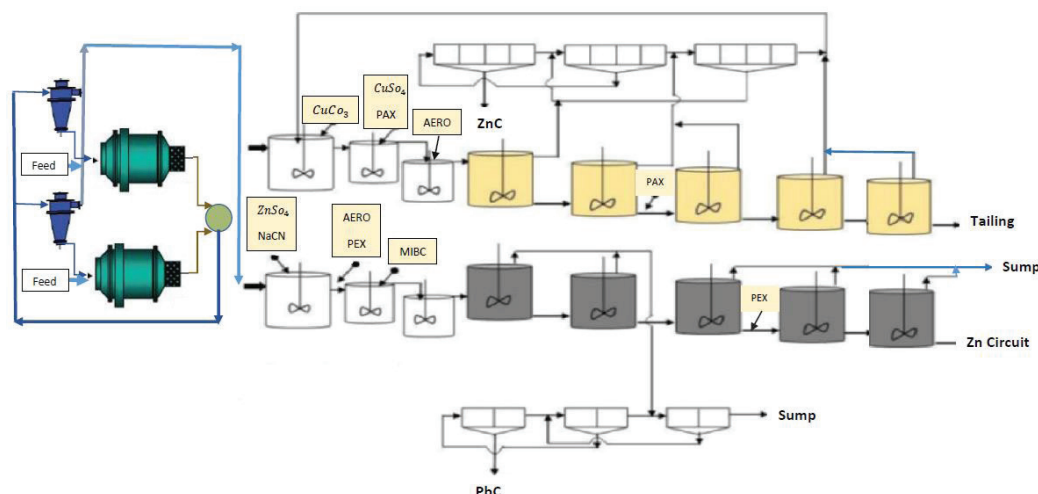
سلول آزمایشگاهی	یک لیتری
سرعت چرخش همزن	۸۰۰ دور در دقیقه
زمان ماند سولفات روی + سیانور سدیم	۵ دقیقه
زمان ماند کلکتور	۳ دقیقه
زمان ماند کف‌ساز	۲ دقیقه
زمان کف‌گیری	۲٫۵ دقیقه

در سیکلون‌ها ($d_{80}=75$ میکرون)، پالپ وارد آماده‌سازهای سرب شده و بخشی از مواد شیمیایی به آن اضافه می‌شود (شکل ۵). پس از آن به دو سلول ومکو به عنوان پرعیارکنی اولیه و ۳ سلول رmq گیر خوراک‌دهی می‌شود. همچنین ۶ سلول شستشو از نوع سالا است. باطله مدار سرب به عنوان خوراک روی وارد ۳ آماده‌ساز دیگر شده و سپس به ۲ سلول پرعیارکنی اولیه و ۳ سلول رmq گیر در مدار روی وارد می‌شود. در این مدار نیز ۶ سلول شستشو از نوع سالا است. در نهایت باطله نهایی به تیکتر و فیلتر فشاری هدایت می‌شود. در این تحقیق با توجه به تاثیر توزیع مواد شیمیایی بر بازیابی، سعی بر افزایش بازیابی مدار روی با اصلاح توزیع مواد شیمیایی شده است.

۲- مواد و روش‌ها

۲-۱- تهیه نمونه

برای اجرای این تحقیق، ابتدا یک نمونه ۱۰۰ کیلوگرمی از خوراک کارخانه گرفته شده و پس از خردایش در سنگ‌شکن غلتکی آزمایشگاهی، ۲۰ نمونه یک کیلوگرمی برای انجام آزمایش‌های فلوتاسیون آماده شد. در مرحله بعد برای تعیین زمان خردایش مناسب (رسیدن به دانه‌بندی مشابه کارخانه) نمونه‌ها در زمان‌های ۱۲، ۱۶، ۲۰ و ۲۵ دقیقه در آسیای میله‌ای آزمایشگاهی خردایش شد، سپس نمونه‌ها تجزیه سرنندی شده و زمان مناسب برای رسیدن به d_{80} استاندارد کارخانه (۷۵ میکرون) تعیین شد.



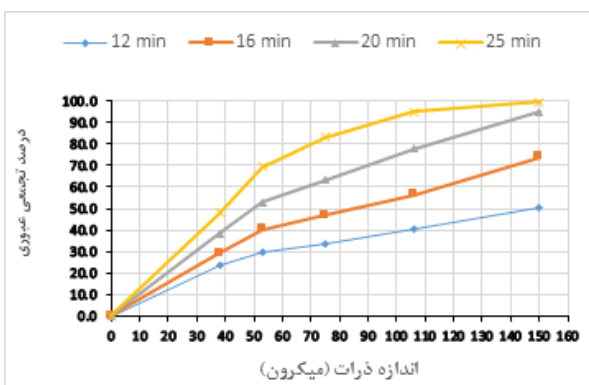
شکل ۵: مدار فلوتاسیون سرب و روی با ما-گوشفیل (کلکتورها: AERO، PAX، PEX، MIBC، بازداشت کننده‌ها: $ZnSO_4$ ، NaCN، فعال کننده‌ها: $CuCO_3$ ، $CuSO_4$ ، کنسانتره سرب: PbC، کنسانتره روی: ZnC)

جدول ۳: توزیع مواد شیمیایی اجرا شده در کارخانه فلوتاسیون گوشفیل - باما (نوع کلکتور در رمق گیر: امیل گزنتات، مقدار کف‌ساز در رمق‌گیر: سطح پایین)

توزیع	نوع کلکتور در پرعیارکنی اولیه	مقدار کلکتور در پرعیارکنی اولیه	مقدار کلکتور در رمق‌گیر
۱	سطح ۲	سطح ۳	سطح ۱
۲	سطح ۲	سطح ۱	سطح ۲
۳	سطح ۳	سطح ۳	سطح ۱
۴	سطح ۳	سطح ۱	سطح ۳

جدول ۲: عوامل و سطوح استفاده شده در طرح L_۸ آزمایشی تاگوچی

عامل	سطح ۱	سطح ۲	سطح ۳
(A) نوع کلکتور در مرحله پرعیارکنی اولیه	امیل گزنتات	آیرو ۳۴۷۷	آیرو ۵۱۰۰
(B) مقدار کلکتور در مرحله پرعیارکنی اولیه (g/t)	۳۰	۱۵	۷
(C) مقدار کلکتور (امیل) در رمق‌گیر (g/t)			
(D) مقدار کف‌ساز در رمق‌گیر (g/t)			



شکل ۶: تغییرات دانه‌بندی در زمان‌های خریدش مختلف در آسیای میله‌ای آزمایشگاهی

قبل از آزمایش‌های فلوتاسیون به مدت ۲۴ دقیقه در آسیای میله‌ای آزمایشگاهی برای رسیدن به دانه‌بندی مشابه کارخانه تحت خریدش قرار گرفتند (شکل ۶). علاوه بر این بررسی توزیع سرب و روی در بخش‌های مختلف ابعادی نشان می‌دهد که حدود ۷ درصد سرب در بخش ابعادی بزرگتر از ۷۵ میکرون قرار دارد؛ در حالی که در همین بازه ابعادی، ۱۴ درصد از فلز روی قرار دارد. از این رو اهمیت بازیابی فلز روی در ذرات درشت در مدار فلوتاسیون روی بسیار بیشتر از بازیابی سرب در مدار سرب است.

۲-۳- تعیین بهترین توزیع در مقیاس آزمایشگاهی

نتایج طرح L_۸ تاگوچی نشان داد که استفاده از کلکتور آیرو ۳۴۷۷ در پرعیارکنی اولیه با سطح بالا همراه با امیل با سطح متوسط و کف‌ساز با سطح حداقل (توزیع ۸) در رمق‌گیر

در این آزمایش‌ها بازیابی و عیار روی در سه بخش ابعادی مختلف (ریز: کوچک‌تر از ۳۸ میکرون، متوسط: بین ۳۸ تا ۷۵ میکرون و درشت: درشت‌تر از ۷۵ میکرون) به عنوان پاسخ در طرح آزمایش تعیین شده و نتایج با استفاده از نرم‌افزار DX7 تحلیل شد.

۲-۳- آزمایش‌های صنعتی

در این تحقیق برای اجرای صنعتی نتایج حاصل از طرح آزمایشی با توجه با پایدار بودن مدار فلوتاسیون کارخانه گوشفیل باما، چهار توزیع مختلف انتخاب (جدول ۳) و با در نظر گرفتن شرایط عملیاتی در کارخانه اجرا شده و در هر مورد از مدار نمونه‌برداری کامل انجام شد. برای تعیین تاثیر اجرای تغییرات در کارخانه، یکی از توزیع‌ها (توزیع شماره ۱) معادل وضعیت معمول مدار در نظر گرفته شد. در هر چهار توزیع، کلیه مواد شیمیایی به طور کامل اندازه‌گیری و نمونه‌گیری در مواقعی انجام گرفت که غلظت مواد شیمیایی در طول مدت زمان نمونه‌گیری ثابت بود کلیه شرایط کارخانه از جمله دبی خوراک، درصد جامد جریان‌ها و نظایر آن نیز در طول مدت نمونه‌برداری ثابت بود و عیارسنجی‌ها با دستگاه جذب اتمی (مدل Varian 240FS) موجود در آزمایشگاه مجتمع انجام شد.

۲-۳- ارایه یافته‌ها و تحلیل نتایج

۱-۳- تعیین زمان خریدش مناسب

تجزیه سرندی نمونه‌های خرد شده نشان داد که برای رسیدن به d₈₀ استاندارد کارخانه (۷۵ میکرون) زمان خریدش باید برابر ۲۴ دقیقه باشد (شکل ۶). از این رو تمام نمونه‌ها

علاوه بر این تحلیل داده‌های طرح آزمایشی اجرا شده نشان می‌دهد که میزان کف‌ساز در رمق‌گیر تاثیر بارزی در بازیابی ندارد. همچنین مشخص شد که بالاترین بازیابی با استفاده از ۳۰ گرم بر تن کلکتور آبرو ۳۴۷۷ در پرعیارکنی اولیه و ۱۵ گرم بر تن کلکتور امیل گزنتات در سلول‌های رمق‌گیر حاصل می‌شود. از این رو توزیع شماره ۸ آزمایشگاهی به عنوان یکی از آزمایش‌های مقیاس صنعتی انتخاب شد.

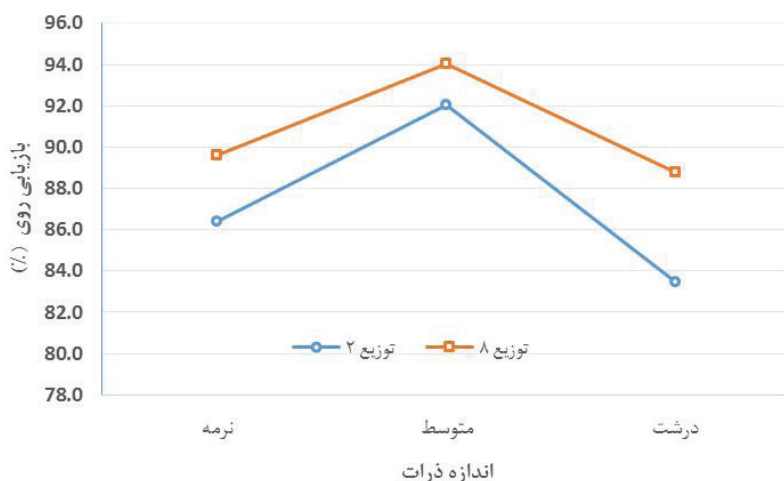
تحلیل واریانس طرح تاگوچی در مورد بازیابی فلز روی در ذرات ریز نشان می‌دهد که مدل برای بازیابی فلز روی در ذرات ریز و متوسط معنادار نیست، بنابراین به نظر می‌رسد با در نظر گرفتن بازیابی فلز روی در ذرات ریز و یا متوسط به

می‌تواند بهترین بازیابی فلز روی را در ذرات درشت و استفاده از آبرو ۳۴۷۷ با سطح متوسط در پرعیارکنی اولیه همراه با سطح پایین امیل و سطح بالای کف‌ساز در رمق‌گیر (توزیع ۴) می‌تواند بهترین بازیابی فلز روی را در ذرات ریز داشته باشد (جدول ۴).

توزیع شماره ۲ در طرح آزمایشی تاگوچی مشابه با توزیع معمول کارخانه است، بنابراین مقایسه این توزیع با توزیع شماره ۸ نشان داد که استفاده از این توزیع می‌تواند باعث افزایش بازیابی ۳/۲ درصدی فلز روی در ذرات ریز و ۵/۴ درصدی در ذرات درشت و همچنین افزایش ۱/۹ درصدی در ذرات متوسط بدون تغییر در عیار کلی فلز روی در کنسانتره شود (شکل ۷).

جدول ۴: نتایج حاصل از آزمایش‌های فلوتاسیون روی (طرح آزمایش I_۹ تاگوچی)

شماره آزمایش	نوع کلکتور در پرعیارکنی اولیه	مقدار کلکتور در پرعیارکنی اولیه	مقدار امیل در رمق‌گیر	مقدار کف‌ساز در رمق‌گیر	بازیابی (درصد) روی در اندازه ذرات			عیار (درصد)
					ریز	متوسط	درشت	
۱	AERO5100	۷	۱۵	۳۰	۸۹٫۸	۹۱٫۷	۸۷٫۱	۲۵٫۲
۲	AERO3477	۷	۳۰	۱۵	۸۶٫۴	۹۲٫۱	۸۳٫۴	۲۸٫۲
۳	AERO5100	۱۵	۳۰	۷	۹۰٫۳	۹۰٫۲	۸۰٫۸	۳۰٫۴
۴	AERO3477	۱۵	۷	۳۰	۹۱٫۷	۹۳٫۶	۸۵٫۷	۲۶٫۳
۵	PAX	۳۰	۳۰	۳۰	۸۴٫۹	۹۰٫۶	۷۵٫۵	۲۸
۶	PAX	۷	۷	۷	۸۰٫۴	۹۲٫۶	۷۷٫۴	۳۴٫۵
۷	PAX	۱۵	۱۵	۱۵	۸۷	۹۱٫۹	۸۰	۳۴
۸	AERO3477	۳۰	۱۵	۷	۸۹٫۶	۹۴	۸۸٫۸	۲۸٫۵
۹	AERO5100	۳۰	۷	۱۵	۸۶٫۹	۹۰٫۷	۸۵٫۹	۲۸٫۳



شکل ۷: بازیابی ذرات در دو توزیع معمول کارخانه (توزیع ۲) و توزیع پیشنهادی (توزیع ۸) در مقیاس آزمایشگاهی

نشان می‌دهد که استفاده از توزیع‌های مختلف در مقیاس صنعتی در بازیابی ذرات با ابعاد متوسط تاثیر بارزی ندارند در حالی که توزیع شماره ۲ بالاترین بازیابی در ذرات ریز و درشت را دارد (شکل ۸)، همچنین نتایج نشان می‌دهد که توزیع شماره ۲ علاوه بر افزایش بازیابی، نسبت به حالت معمول کارخانه، عیار بالاتری نیز دارد (شکل ۹). در توزیع ۲ از ۳۰ گرم بر تن کلکتور آبرو ۳۴۷۷ در پرعیارکنی اولیه و ۱۵ گرم بر تن کلکتور امیل گزنتات در سلول‌های رمق‌گیر استفاده شده است. این نتایج نشان می‌دهد که در مدار این کارخانه، استفاده از نسبت بالای کلکتور در مرحله پرعیارکنی اولیه و نسبت

عنوان پاسخ، هیچ کدام از عوامل نقش بارز و معناداری ندارند (جدول ۵). در حالی که تحلیل واریانس برای بازیابی فلز روی در ذرات درشت نشان می‌دهد که عوامل A و C (نوع کلکتور در پرعیارکنی اولیه و مقدار امیل در رمق‌گیر) عوامل بارز و معنادارند (جدول ۶). در مورد بازیابی روی در ذرات درشت مدل معنادار است و در نتیجه قطعاً عوامل A و C تاثیر بارزی دارند.

۳-۳- نتایج حاصل از آزمایش‌های صنعتی

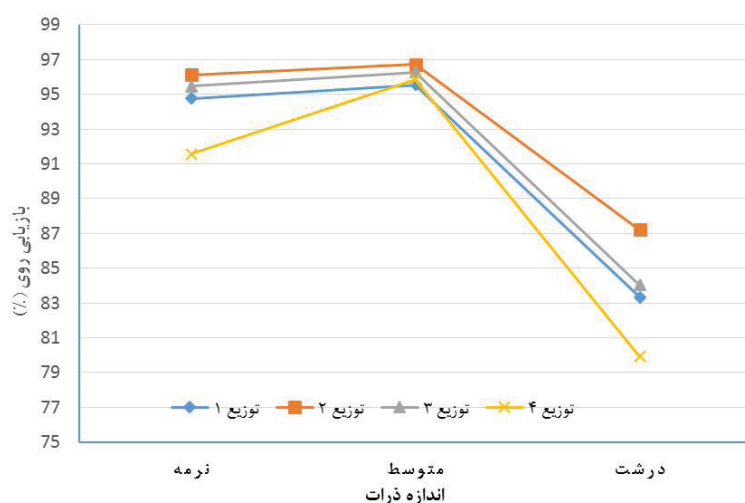
نتایج آزمایش‌های در مقیاس صنعتی در کارخانه گوسفیل

جدول ۵: تحلیل واریانس تاثیر عوامل مختلف بر بازیابی فلز روی در ذرات ریز در طرح آزمایش L_۹ تاگوچی (نرم افزار DX7)

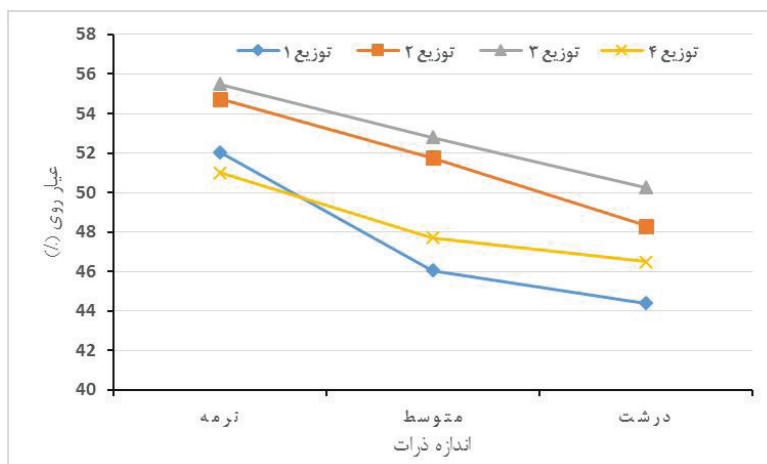
منبع	مجموع مربعات	درجه آزادی	مربع میانگین	F	P	توضیحات
مدل	۷۶٫۴۸	۴	۱۹٫۱۲	۴٫۳۳	۰٫۰۹۲۴	بی‌معنی
نوع کلکتور	۵۰٫۴۲	۲	۲۵٫۲۱	۵٫۷۱	۰٫۰۶۷۳	
مقدار کلکتور	۲۶٫۰۶	۲	۱۳٫۰۳	۲٫۹۵	۰٫۱۶۳۲	
باقیمانده	۱۷٫۶۶	۴	۴٫۴۲			

جدول ۶: تحلیل واریانس تاثیر عوامل مختلف بر بازیابی بازیابی فلز روی در ذرات درشت در طرح آزمایش L_۹ تاگوچی (نرم افزار DX7)

منبع	مجموع مربعات	درجه آزادی	مربع میانگین	F	P	توضیحات
مدل	۱۶۳٫۹۳	۴	۴۰٫۹۸	۵۱٫۰۱	۰٫۰۰۱۱	معنی‌دار
نوع کلکتور	۱۱۹٫۸۵	۲	۵۹٫۹۲	۷۴٫۵۹	۰٫۰۰۰۷	
مقدار امیل	۴۴٫۰۶	۲	۲۲٫۰۳	۲۷٫۴۲	۰٫۰۰۴۶	
باقیمانده	۳٫۲۱	۴	۰٫۸۰			



شکل ۸: بازیابی‌های حاصل از اجرای توزیع‌های مختلف مواد شیمیایی در مقیاس صنعتی (توزیع ۱: وضعیت معمول کارخانه)



شکل ۹: عبارهای حاصل از توزیع‌های مختلف مواد شیمیایی در مقیاس صنعتی (توزیع ۱: وضعیت معمول کارخانه)

- نتایج تحلیل واریانس طرح تاگوچی نشان می‌دهد که تاثیر عوامل مختلف در بازیابی فلز روی در ذرات ریز و متوسط بارز نیست ولی عوامل نوع کلکتور و مقدار امیل در رمق‌گیر تاثیر بارزی بر بازیابی روی در ذرات درشت دارند.

- نتایج آزمایش‌های در مقیاس صنعتی نشان داد که استفاده از ۳۰ گرم بر تن کلکتور آبرو ۳۴۷۷ در پرعیارکنی اولیه و ۷ گرم بر تن کلکتور امیل گزنتات در سلول‌های رمق‌گیر باعث افزایش ۲٫۵ درصدی بازیابی فلز روی در ذرات ریز و ۳٫۹ درصدی در ذرات درشت کارخانه نسبت به وضعیت فعلی شده و افزایش ۱۶۰۰ میلیون تومانی درآمد سالیانه کارخانه را در پی خواهد داشت.

۵- سپاس‌گزاری

از کلیه مدیران و کارکنان کارخانه گوسفیل باما به دلیل همکاری در انجام آزمایش‌ها و اجرای تغییرات در کارخانه و همچنین از خانم مهندس نعمت‌الهی به دلیل همکاری در تحلیل نتایج تشکر و قدردانی می‌شود.

۶- مراجع

- [۱] رضایی، ب.؛ ۱۳۹۴؛ "تکنولوژی فلوتاسیون". انتشارات نهر دانش، تهران، دوره اول، شماره ۲، ص ۹۵-۱۳.
- [2] Wills, B. A., and Finch, J. A. (2015). "Wills Mineral Processing Technology". Eighth edition, Elsevier, 265-380.
- [3] Jameson, G. J. (2012). "Effect of Surface Liberation and Particle Size on Flotation Rate Constants". Minerals Engineering, 36: 132-137.

متوسط آن در مرحله رمق‌گیر می‌تواند باعث افزایش ۲٫۵ درصدی بازیابی فلز روی در ذرات ریز و ۳٫۹ درصدی در ذرات درشت و در نهایت افزایش ۳٫۲ درصدی بازیابی کلی فلز روی در کارخانه و افزایش ۴٫۱ درصدی عیار فلز روی در کنسانتره نهایی شود. از این رو این توزیع جایگزین در کارخانه استفاده شد و در حالت کلی باعث افزایش ۱۶۰۰ میلیون تومانی درآمد سالیانه کارخانه شد. ۹۰۰ میلیون تومان از این درآمد در نتیجه افزایش عیار و مابقی به دلیل افزایش بازیابی حاصل شده است.

۴- نتیجه‌گیری

- برای رسیدن به خردایشی معادل کارخانه، زمان خردایش ۲۴ دقیقه در آسیای آزمایشگاهی حاصل شد.

- طرح آزمایش L_8 تاگوچی نشان داد که بهترین توزیع مواد شیمیایی در کارخانه گوسفیل باما برای بازیابی فلز روی در ذرات درشت استفاده از ۳۰ گرم بر تن کلکتور آبرو ۳۴۷۷ در مرحله پرعیارکنی اولیه، ۱۵ گرم بر تن کلکتور امیل و ۷ گرم بر تن کف‌ساز در مرحله رمق‌گیری است.

- مشخص شد که بالاترین بازیابی فلز روی در ذرات ریز زمانی حاصل می‌شود که ۱۵ گرم بر تن کلکتور آبرو ۳۴۷۷ در مرحله پرعیارکنی اولیه، ۷ گرم بر تن کلکتور امیل در مرحله رمق‌گیری و ۳۰ گرم بر تن کف‌ساز در رمق‌گیر استفاده شود.

- نتایج نشان می‌دهد که استفاده از توزیع ۳۰ گرم بر تن کلکتور آبرو ۳۴۷۷ در پرعیارکنی اولیه و ۱۵ گرم بر تن کلکتور امیل گزنتات در سلول‌های رمق‌گیر علاوه بر افزایش بازیابی باعث افزایش ۴٫۱ درصدی عیار فلز روی در کنسانتره نسبت به وضعیت فعلی خواهد شد.

- Research Center, PhD Thesis, Brisbane.
- [13] Banerjee, P. K., Gupta, A. K., Mukherjee, A. K., DAS, P., Singh, N. P., and Singh, R. S. (2007). "Optimization of reagents Distribution Down a Coal Flotation Bank to Improve the Recovery of Coarse Particles". *Coal Preparation*, 27: 39-56.
- [14] Srdjan, M., Bulatovic, (2007). "Handbook of Flotation Reagents". Elsevier Science & Technology Books, 1: 323-365.
- [15] Tamara, M., Valentin, C., Tatiana, I., and Nadezhda, G. (2012). "New Reagent Modes for Selective Flotation of Gold-Sulfide Minerals From Refractory Ores". IMPC2012, 23-28 September, New Delhi, India, 5391-5399.
- [16] Runge, K. C. (2013). "Particle Size Distribution Effects that Should be Considered when Performing Flotation Geometallurgical Testing". the second ausimm international geometallurgy conference, Carlton, VIC, 30 September-2 October, Australia, 335-344.
- [17] Sao José, F., and Pereira, C. (2014). "Evaluation of Reagents Dispersing for Sphalerite and Galena Particles System". IMPC2014, 20-24 October, Santiago, Chile, Chapter 13, C1316.
- [18] Shadrack, F., Allan, P., William, S., and Massimiliano, Z. (2015), "Characterisation of Coarse Composite Sphalerite Particles with Respect to Flotation". *Minerals Engineering*, 71: 105-112.
- [19] Matveeva, T. N., Chanturiya, V. A., Ivanova, T. A., and Gromova, N. K. (2016). "New Reagent Modes for Flotation Recovery of Gold from Refractory". IMPC, 11-15 September, Quebec City, Canada.
- [4] Pease, J. D., Young, M. F., Curry, D., and Johnson N. W. (2004). "Improving Fines Recovery by Grinding Finer". Australian Institute of Mining & Metallurgy, MetPlant 2004, 6-7 September.
- [5] Trahar, W. J. (1981). "A Rational Interpretation of the Role of Particle Size in Flotation". *International Journal of Mineral Processing*, 8: 280-327.
- [6] Bazin, C., and Proulx, M. (2001). "Distribution of Reagents Down a Flotation Bank to Improve the Recovery of Coarse Particles". *Journal of Mineral Processing*, 61: 1-12.
- [7] Derjaguin, B., and Dukhin, S. (1961), "Theory of Flotation of Small and Medium Size Particles". *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy*, 70: 221-246.
- [8] Banisi, S., Kargar, A., Pourkani, M., Sarvi, M., and Hamidi, D. (2001). "Recent Changes at the Sarcheshmeh Copper Mine Flotation Circuit". 33rd Annual Canadian Mineral Processors Operators Conference, 23-25 January, Ottawa, Canada.
- [9] Banisi, S., Sarvi, M., Hamidi, D., and Fazeli, A. (2003). "Flotation Circuit Improvements at the Sarcheshmeh Copper Mine". *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, 112: 198-205.
- [10] Shannon, L. K., and Trahar, W. J. (1986). "The Role of Collector in Sulfide Ore Flotation". *Advances in Mineral Processing, SME*, Littleton, Colorado, 408-425.
- [11] Di, L., Yongjun, P., and Sue, V. (2013). "Improving Coarse Coal Flotation by Enhancing Surface Hydrophobicity and Froth Stability". Australasian Conference on Chemical Engineering, September, Brisbane, Australia.
- [12] Vianna, S. (2004). "The Effect of Particle Size, Collector Coverage and Liberation on the Flotability of Galena Particles in an Ore". *Juius Kruttschnitt Mineral*

¹ SALA



DOI: 10.30479/jmre.2019.1585

Increasing The Zinc Recovery In The Flotation Circuit Of The Bama Plant Using Improvement In The Reagent Distribution Regimen

Mahdavi Amin M.¹, Parsapour Gh.^{2*}, Foroutan A.³

1- M.Sc, Mineral Processing, Bama Company, Isfahan
Mahdaviamin43.aa@Gmail.com

2- Assistant Professor, Mineral Processing, Dept. of Mining Engineering, Vali-E-Asr University of Rafsanjan
G.Parsapour@vru.ac.ir

3- M.Sc, Mineral Processing, Bama Company, Isfahan
Abr.foroutan@gmail.com

(Received: 20 Aug. 2018, Accepted: 11 Nov. 2018)

Abstract: The particle size distribution plays an important role in the flotation due to the impact on the particle-bubble collision, attachment, and detachment. In the flotation process, fine particles have low collision performance to the bubbles and coarse particles have low attachment performance to the bubbles. Therefore, in the flotation, most of the valuable minerals losing are observed in ultrafine and coarse particles. In order to increase the recovery of coarse particles, a proper amount of chemical reagents must be distributed in the circuit; hence the distribution regimen of chemical reagents in the circuit is very important. In this research, in the zinc flotation circuit of the Bama lead and zinc company, the reagent distribution regimen has been modified in order to improve the recovery of zinc in the coarse particles. Therefore, different reagent distribution regimens were compared using a design experiment (Taguchi L9) in the laboratory scale. The results showed that using 30 g/t of the AERO3477 as collector in the rougher stage, along with 15 g/t of the potassium emyl xanthate (PEX) as collector and 7 g/t MIBC as frother in the scavenger stage, the recovery of fine and coarse particles were increased about 3.2 and 5.4 %, respectively. Also, using this reagent distribution regimen at the Gushfil plant of the Bama company was increased the recovery of fine and coarse particles as 2.5 and 3.9 %, respectively, and the zinc grade of the final concentrate was increased about 1.4 %, and finally the plant profits was increased about 500000 USD, yearly.

Keywords: Flotation, Liberation degree, coarse particle, Reagent distribution.

INTRODUCTION

Flotation is the most important mineral separation technique [1]. In this method, based on the particle surface properties, particles with sizes range from 20 to 200 mesh are attached to bubbles in a solid, liquid and gas systems. The appropriate particle size for flotation is determined according to the degree of liberation

of valuable minerals, economic factors and many other factors. This method is not suitable to be used for very fine and coarse particles. Recovery of very fine particles is very low, because of low probability of particle – bubble collision, and the recovery of coarse particle because of high probability of particle-bubble detachment is low. Hence, there is an optimum size range for flotation, and continual research to expand the size range [2-7].

It is shown that, in the fine size range, where recovery is lower than medium particle size, increases with time; and in the coarse size range, where recovery is again lower but less affected by time and the positive impact of reagent addition on the recovery of coarse particles is seen in the recovery-size data (Figure1) [3].

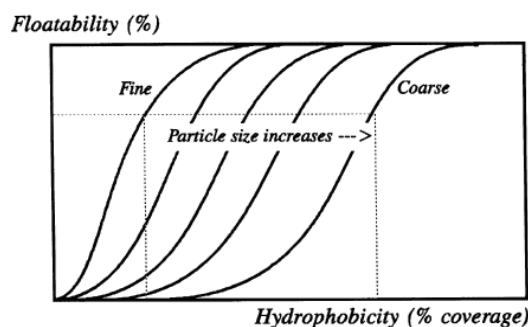


Figure 1. The relationship between particle size, floatability and reagent addition (hydrophobicity) [3]

One important strategy to accommodate the different needs of fine and coarse particles is reagent distribution along the bank. Low collector concentration at the head of the bank is sufficient for the fast floating particles and upon their removal further collector dosage down the bank can target recovering the slower floating coarse particles [1].

MATERIAL AND METHODS

In order to accomplish this research, a sample of about 100 kg was collected from the plant feed and, after crushing in a roller crusher, the sample was divided and 20 samples of one kg were selected for tests. In the next step, to determine the appropriate grinding time (based on the particle size distribution of the plant products), four samples were ground at a laboratory rod mill for 12, 16, 20, and 25 min. The size distribution of these samples were compared to determine the best grinding time, based on the particle size of plant products ($d_{80}=75$ mic.).

In order to determine the best conditions for the recovery of zinc metal in small and coarse particles, 9 flotation tests in the laboratory scale were performed using the Taguchi experiment design (L9). Before zinc flotation tests, with a constant conditions lead of all samples were recovered using lead flotation tests, and then tails of these tests (lead flotation tests) was floated based on the Taguchi experiment design (L9) to determine the best conditions for zinc recovery.

In each tests of Taguchi design experiments, zinc were recovered in two stages of rougher and scavenger as same as the plant. In these tests, the type and dosage of collector in the rougher stage, and the dosage of collector and frother in the scavenger stage were selected as four variables and each variables were considered in three levels. It is noted that, all zinc flotation tests were carried out at pH about 9 and the preparation times for activator (copper sulfate), collector, and frother were 2, 3 and 1 min., respectively.

The concentrations and tails of all tests were sieve analyzed in three ranges (fine: smaller than 38 microns, medium: between 38 and 75 microns and coarse: more than 75 microns) and the grade and recovery of zinc in the each ranging size were determined. Finally, the results were analyzed using DX7 software.

After laboratory studies, four tests based on the results, and plant conditions were selected to perform in the zinc flotation circuit of the Gushfil plant of the Bama company (industrial scale). It is noted that one of the four tests was selected as same as the common conditions of the circuit. During the industrial tests, all

reagent dosage carefully measured and samples were collected to compare the results.

FINDINGS AND ARGUMENT

Determine the necessary grinding time

The result of grinding of the four samples in various times showed that 24 min. is the necessary grinding time. Because after the time. grinding in the laboratory rod mill, the d80 of the product was 75 mic. (same as the plant product size).

Therefore, before flotation tests, all samples were ground 24 min. with the laboratory rod mill. Furthermore, distribution of lead and zinc in the grounded samples showed that about 7% of lead are distributed in the coarse particles (+75mic.), while 14% of zinc are distributed in the coarse particles. Hence, recovery of coarse particle in the zinc flotation circuit is more important than the lead flotation circuit.

Determination of the best reagent distribution regimen in the laboratory scale

The results of the flotation tests (L9 Taguchi) showed that the higher recovery of zinc in the coarse particles was resulted using 30 g/t (high level) Aero 3477 as collector in the rougher stage and 15 g/t (intermediate level) Aero 3477 as collector along with 7 g/t (low level) frother in the scavenger stage (test No.8). Also, the higher recovery of zinc in the fine particles was resulted using 15 g/t (intermediate level) Aero 3477 as collector in the rougher stage along with 7 g/t (low level) Aero 3477 as collector and 30 g/t (high level) frother in the scavenger stage (test No.4). It should be noted that reagent dosage and distribution regimen in one of the tests (test No.2) was similar to the zinc flotation circuit. Therefore, the comparison between tests No.2 and No.8 showed that the zinc recovery in the coarse, fine, and medium particle size can increased about 3.2, 4.5, and 1.9 %, respectively, without any change in the zinc content of final concentrate, using a modification in the reagent distribution system (Figure 2).

In addition, data analysis of the tests using DX7 software showed that frother dosage in the scavenger stage has no effective impact on the zinc recovery, and using 30 g/t Aero 3477 as collector in the rougher stage along with 15 g/t PEX as collector in the scavenger stage can maximize the recovery of zinc in the coarse particles, effectively. Hence reagent dosage and distribution regimen of test No.8 was selected as one of the industrial scale tests. Furthermore, the variance analysis of the tests (L9 Taguchi) showed that the recovery model for fine and medium particles is not significant. Therefore, effect of all factors on the zinc recovery in the medium and fine particles are not significant. While variance analyses for coarse particles showed that collector type in the rougher stage and PEX dosage in the scavenger stage have significant effect on the zinc recovery.

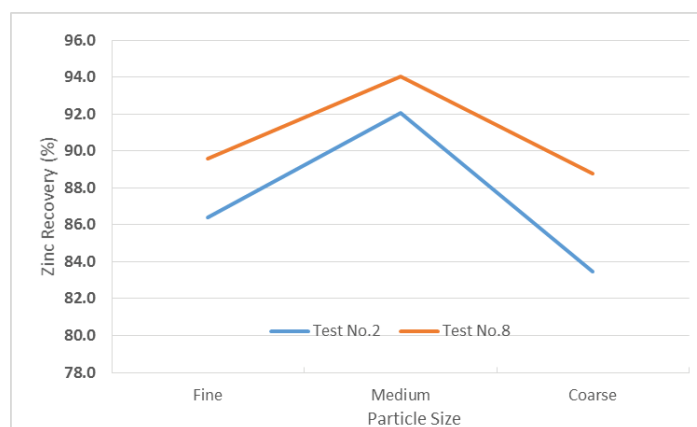


Figure 2. Zinc recovery in the laboratory tests (best conditions: test No.8; plant conditions: test No.2)

The results of industrial scale tests

The results of the industrial scale tests in the zinc flotation circuit of the Gushfil plant of the Bama company showed that the recovery of zinc in the particles with medium sizes was not affected by all factors (Figure 3). While, the highest zinc recovery in the fine and coarse particles was resulted in the test No.2 (30 g/t Aero 3477 as collector in the rougher stage and 15 g/t PEX in the scavenger stage). It should be noted that, conditions of test No.1 (7 g/p Aero 3477 as collector in the rougher stage along with 30 g/t PEX as collector in the scavenger stage) was similar to the normal conditions of the plant.

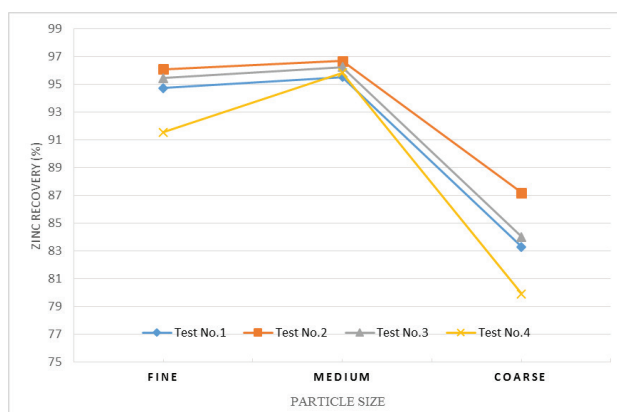


Figure 3. Zinc recovery at various reagent regimens and dosages in the industrial tests

The zinc content of final concentrate showed that highest zinc assay was produced at test No.3 ((7 g/p Aero 5100 as collector in the rougher stage along with 30 g/t PEX as collector in the scavenger stage)). Comparison between tests No.1, 2, and 3 show that lower zinc grade and recovery produced at the normal conditions of the circuit (test No.1), therefore the plant reagent dosage and distribution regimen must be modified. Furthermore, comparison between tests No.2, and 3 show that the zinc recovery at the test No.2 is higher than test No.3 and the zinc grade of final concentrate at the test No.3 is higher than the test No.2; hence the reagent dosage and distribution regimen similar to tests No. 2, and 3 can be used in the zinc flotation circuit. But, based on the economic conditions, and minimum acceptable zinc assay of final concentrate, test No.2 has higher economic impact.

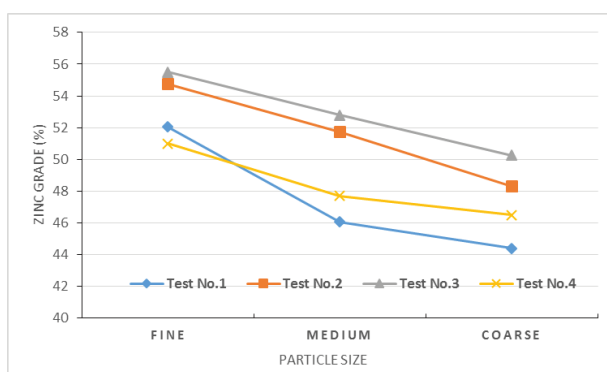


Figure 4. Zinc grade at various reagent regimens and dosages in the industrial tests

Finally, the results of modification in the reagent regimen and dosage (using 30 g/t Aero 3477 as collector in the rougher stage along with 15 g/t PEX in the scavenger stage) in the zinc flotation circuit of the Gushfil

plant of the Bama company, showed increases about 2.5, and 3.9 % the zinc recovery in the fine and coarse particle sizes, respectively. Therefore, the total zinc recovery was increased as 3.2%, in addition to an increase of about 1.4% in the zinc assay of the final concentrate. The modifications was increased the profits of the Bama company about 500000 USD, yearly.

CONCLUSIONS

- Small scale tests, using the L9 Taguchi experimental design, showed that the best reagent dosage and distribution in the zinc flotation circuit of the Gushfil plant of the Bama company for increasing the coarse particle recovery is 30 g/t Aero 3477 in the rougher stage as collector, along with 15 g/t PEX as collector and 7 g/t frother in the scavenger stage.

- The highest recovery of zinc in the fine particles was resulted using 15 g/t Aero 3477 as collector in the rougher stage, along with 7 g/t PEX as collector and 30 g/t frother in the scavenger stage, based on the laboratory tests.

- The variance analysis of the Taguchi design experiment (L9), showed that only type of collector in the rougher stage, and PEX dosage in the scavenger stage have significant effect on the zinc recovery.

- The industrial tests was resulted an increase about 3.2% in total zinc recovery along with 1.4 % in zinc content of final concentrate using 30 g/t Aero 3477 as collector in the rougher stage, along with 7 g/t PEX as collector in the scavenger stage.

- The yearly benefit of modification in the reagent dosage and distribution regimen in the zinc flotation circuit of the Gushfil plant of the Bama company is about 500000 USD.

REFERENCES

- [1] Wills, B. A., and Finch, J. A. (2015). "*Wills Mineral Processing Technology*". Eighth edition, Elsevier, 265-380.
- [2] Pease, J. D., Young, M. F., Curry, D., and Johnson N. W. (2004). "*Improving Fines Recovery by Grinding Finer*". Australian Institute of Mining & Metallurgy, MetPlant 2004, 6-7 September.
- [3] Trahar, W. J. (1981). "*A Rational Interpretation of the Role of Particle Size in Flotation*". International Journal of Mineral Processing, 8: 280-327.
- [4] Bazin, C., and Proulx, M. (2001). "*Distribution of Reagents Down a Flotation Bank to Improve the Recovery of Coarse Particles*". Journal of Mineral Processing, 61: 1-12.
- [5] Derjaguin, B., and Dukhin, S. (1961). "*Theory of Flotation of Small and Medium Size Particles*". Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, 70: 221-246.
- [6] Banisi, S., Sarvi, M., Hamidi, D., and Fazeli, A. (2003). "*Flotation Circuit Improvements at the Sarcheshmeh Copper Mine*". Mineral Processing and Extractive Metallurgy, 112: 198-205.
- [7] Vianna, S. (2004). "*The Effect of Particle Size, Collector Coverage and Liberation on the Flotability of Galena Particles in an Ore*". Julius Kruttschnitt Mineral Research Center, PhD Thesis, Brisbane.