نشریه مهندسی منابع معدنی
Journal of Mineral Resources Engineering
(JMRE)

دوره چهارم، شماره ۳، پاییز ۱۳۹۸، صفحه ۸۷ تا ۱۰۳
Vol. 4, No. 3, Autumn 2019, pp. 87-103

DOI: 10.30479/jmre.2019.9578.1195

بررسی پارامترهای موثر بر فلوتاسیون کانی کربناته سرب در مقیاس آزمایشگاهی

معبود عسگری مهرآبادی[1]، محمد کارآموزیان[2*]

۱- دانشجوی دکترا، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود، شاهرود
۲- دانشیار، گروه فرآوری مواد معدنی، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک، دانشگاه صنعتی شاهرود، شاهرود

(دریافت ۱۳۹۷/۰۸/۱۳، پذیرش ۱۳۹۸/۰۱/۳۰)

چکیده

در این تحقیق سعی شده است تا با بهینه‌سازی پارامترهای موثر بر فلوتاسیون کانی غیرگوگردی سرب (سروزیت)، بتوان به کنسانتره‌ای با عیار و بازیابی مناسب دست یافت. برای انجام این کار تاثیر پارامترهای مقدار کف‌ساز، مقدار سولفیدکننده سولفید سدیم، کلکتورهای آمیل گزانتات پتاسیم، دانافلوت ۵۰۷، دانافلوت ۲۳۳، دانافلوت ۲۴۵، ایزوبوتیل گزانتات سدیم و ایزوپروپیل گزانتات سدیم، میزان کلکتور، زمان خردایش، درصد جامد، pH، هوادهی در زمان آماده‌سازی، افزایش زمان آماده‌سازی، نرمه‌گیری، خردایش مجدد، رمق‌گیری و اضافه کردن مرحله‌ای کلکتور بررسی شد و در آخر در شرایط بهینه ،آزمایش‌های شستشو در شرایط مختلف انجام گرفت. نتایج نشان داد که فلوتاسیون رافر بر روی نمونه سرب کربناته با عیار ۶٫۵ درصد سرب، تحت شرایط بهینه کف‌ساز روغن کاج به میزان ۳۰ گرم بر تن، ۵۰۰۰ گرم بر تن سولفید سدیم، ۱۰۰۰ گرم بر تن کلکتور ۵۰۷ (دی ایزوپروپیل دی تیوفسفات سدیم بعلاوه تیونوکربامات)، d_{80} ۷۵ میکرون، pH برابر با ۹٫۵، درصد جامد برابر با ۳۰، کنسانتره‌ای با عیار ۱۷٫۰ و بازیابی ۸۱٫۷ درصد به دست آمد. در این شرایط، عیار سرب در باطله نهایی به حدود ۱٫۸ درصد رسید. افزایش زمان آماده‌سازی برای سولفور سدیم، کلکتور و کف‌ساز به ترتیب از ۱۰، ۴ و ۱ دقیقه به ۱۵، ۶ و ۲ دقیقه باعث افزایش جزیی در عیار و کاهش ناچیزی در بازیابی کنسانتره مرحله رافر شد. در نهایت در مرحله شستشو در شرایطی که از آب تازه و نصف مواد شیمیایی مصرفی در مرحله رافر، استفاده شد، پس از ۶ مرحله شستشو، کنسانتره‌ای با عیار نهایی سرب ۶۳٫۸ و بازیابی کلی۵۷٫۵ درصد حاصل شد.

کلمات کلیدی

سروزیت، فلوتاسیون، مدار، بهینه‌سازی.

* نویسنده مسئول و عهده دار مکاتبات **Email: m.karamoozian@shahroodut.ac.ir**

۱- مقدمه

سرب به دلیل مصارف گسترده در صنعت از دیرباز به روش‌های مختلف استحصال شده است. پیشرفت تکنولوژی و پیدایش روش‌های جدید به ویژه فلوتاسیون امکان استحصال این فلز از کانسارهای با عیار کم که قبلا مقرون به صرفه نبوده را فراهم کرده است تا اینکه امروزه استحصال سرب از کانه‌های کم عیار با عیار ۱٫۵ درصد نیز امکان‌پذیر شده است[۱].

شناورسازی کانی‌های گوگردی معمولا به راحتی انجام می‌گیرد. در حالی‌که فرآوری کانی‌های غیرگوگردی معمولا به روش‌های غیر از فلوتاسیون و یا به سختی با فلوتاسیون انجام می‌شود [۲].

میزان تقریبی عنصر سرب در پوسته زمین ۰٫۰۰۲ درصد است [۳]. مهم‌ترین کانی سرب، گالن است و بعد از آن سروزیت و آنگلزیت در رتبه‌های بعدی قرار دارند. پرعیارسازی اولیه برای استحصال سرب معمولا با جیگ و یا شستشوی واسطه سنگین با واسطه فروسیلیکات و گالن انجام می‌شود [۴،۲]. محصول این روش‌ها معمولا عیار پایینی دارند و باید پس از خردایش مجدد به روش مناسب‌تری مانند فلوتاسیون پرعیار شوند [۲]. در بسیاری از موارد نیز کانه بدون پرعیارسازی اولیه تا ابعاد ریز خرد شده و به کمک فلوتاسیون فرآوری می‌شود [۲].

در کانه‌های سولفیدی حاوی سرب، روی و مس، سرب و مس با هم شناور شده و روی بعد از آن‌ها شناور می‌شود. همچنین در صورت وجود پیریت برای بالا بردن عیار سرب باید آن را بازداشت کرد. با افزایش pH با استفاده از کربنات سدیم و یون سیانور می‌توان ضمن جلوگیری از فعال شدن اسفالریت، پیریت را نیز بازداشت کرد [۶،۵،۲]. دامنه pH برای فلوتاسیون سرب در صورت نبود پیریت معمولا ۷٫۵ تا ۱۰ است و این pH در مرحله شستشو بیشتر است [۲].

در فلوتاسیون سرب و در صورت وجود سولفیدهای مس و روی، مس باعث فعال شدن روی شده و سبب راه یافتن روی به کنسانتره سرب می‌شود. برای روی‌زدایی از کنسانتره سرب راه‌های مختلفی وجود دارد. در فرآیند ارایه شده توسط کالمرز[1] ابتدا کنسانتره شستشوی مجدد سرب در دمای ۳۸ درجه سانتی‌گراد گرم شده و سپس در pH ۱۱٫۶ سولفات مس اضافه می‌شود. در این روش واکنش گزنتات با سرب از بین رفته و بر روی فعال شده جذب می‌شود و به دنبال آن سرب بازداشت می‌شود. روش بهتر جدایش سرب از روی، جلوگیری از فعال شدن روی و یا به عبارت دیگر بازداشت روی است که با کمک سولفات روی، سیانید پتاسیم و یا ترکیبی از آن‌ها انجام می‌گیرد [۲]. کنسانتره قابل فروش در صنعت باید مشخصات زیر را داشته باشد:

- محصول پر عیار شده سرب: Pb>٪۶۰ و Zn<٪۵
- محصول پر عیار شده روی: Zn>٪۵۰ [۷] منظور چیست؟

سروزیت از لحاظ قابلیت فلوتاسیون جزو دسته نمک‌های با حلالیت کم است. از مشخصات بارز این کانی‌ها وجود کاتیون‌های دو ظرفیتی و آنیون‌هایی با ظرفیت‌های متفاوت است که به وسیله پیوندهای یونی به یکدیگر متصل شده‌اند [۵].

این کانی‌ها به علت نامحلول بودن نمک اسید چرب- فلز سنگین و همچنین آبرانی ناشی از طول کلکتور با اسیدهای چرب قابل شناور شدن است [۶]. کلکتور ابتدا نمک‌های غیرمحلول کربوکسیلات فلزی را تشکیل می‌دهد و سپس در سطح کانی به شکل شیمیایی جذب می‌شود [۵]. با وجود این، با استفاده از گزانتات‌ها با طول زنجیر کوتاه این کانی‌ها نمی‌توانند مشابه گوگردهای خود شناور شوند. علت این امر هیدراته بودن شدید سطح کربنات‌ها و سولفات‌ها نسبت به کانی‌های گوگردی در شرایط مشابه است [۶،۵] ولی پس از فرآیند گوگردی کردن می‌توان آن‌ها را با کمک این کلکتورها شناور کرد.

میزان سولفور سدیم مهم‌ترین پارامتر در فلوتاسیون سروزیت است [۸]. سولفور سدیم در سطح سروزیت طبق رابطه ۱ هیدرولیز می‌شود و مواد تجزیه شده بر اساس pH حل می‌شوند. برای مثال در pH کمتر از ۷، H_2S گونه غالب S خواهد بود و HS^- در pH ۷ تا ۱۳٫۹ و S^{-2} در pH بزرگتر از ۱۳٫۹ [۱۱-۹]. بیشترین بازیابی سروزیت در pH قلیایی متوسط رخ می‌دهد [۱۳-۱۱]. بنابراین واکنش HS^- با سروزیت قابل ملاحظه است.

$$PbCO_3(surface) + HS^- \leftrightarrow PbS(surface) + HCO^{-3} \quad (1)$$

فنگ و همکارانش نشان دادند که واکنش رابطه ۱ در صورت وجود یون کلرید سریع‌تر انجام می‌گیرد[۱۰].

این کانه‌ها به طور معمول با سولفید سدیم به آسانی سولفیده می‌شوند. همچنین اگر نیاز به مقدار زیادی عامل سولفیدکننده باشد معمولا ترکیبی از سولفید سدیم و هیدروسولفید سدیم ترجیح داده می‌شود[۴]. سولفوراسیون این کانی‌ها باعث کاهش آب‌پذیری سطح این کانی‌ها در نتیجه وجود یون‌های گوگرد می‌شود [۶]. در این شرایط میزان کلکتور لازم نیز به

طور قابل توجهی کاهش می‌یابد [۶،۵]، هر چند مقدار آن چند برابر کلکتور مورد نیاز برای گالن است.

سروزیت پس از سولفوراسیون و در حضور کربنات سدیم با آمین‌ها نیز به طور موثر شناور می‌شود. تاثیر کربنات سدیم احتمالا از یک طرف افزایش بار منفی سطح و از طرف دیگر کاهش یون‌های Pb^{+2} در محیط است. میزان آمین لازم حدود ۲ برابر گزانتات است [۶].

با توجه به اینکه هیدروسولفید و یون گزانتات از لحاظ الکتروشیمیایی فعال‌اند، می‌توان پتانسیل رداکس[۲] پالپ را مهم ارزیابی کرد[۸].

هررا- اربینا[۳] و همکارانش تاثیر اضافه کردن سولفور سدیم بر پالپ را بررسی کردند که نشان دادند که پتانسل اکسایش و کاهش بین ۱۰۰- تا ۱۵۰ mV بهترین شرایط را ایجاد کرده است. همچنین انال[۴] و همکارانش نشان دادند که بهترین شرایط برای فلوتاسیون سروزیت با ۴۵۰۰ گرم بر تن سولفور سدیم به دست آمده است. در این تحقیق مقادیر صفر تا ۳۰ کیلوگرم بر تن سولفور سدیم مورد ارزیابی قرار گرفت. همچنین هررا- اربینا و همکارانش نشان داده‌اند که برای فلوتاسیون سروزیت استفاده از ترکیب دو کلکتور موثر واقع خواهد شد. انال و همکارانش نیز در تحقیقات خود همین موضوع را نشان دادند[۷].

حلالیت بالا و سطح مخصوص بالای میکروکریستال‌های سروزیت دلیل اصلی بالا بودن مصرف کلکتور است. با اضافه کردن گزانتات به پالپ، گزانتات با سروزیت واکنش می‌دهد و گزانتات سرب جامد تشکیل می‌شود و به دنبال آن یون کربنات در پالپ آزاد می‌شود و این واکنش تا زمان رسیدن به تعادل ادامه می‌یابد. فلمینگ نشان داد که قابلیت فلوتاسیون سروزیت به کنترل آهنگ تعادل کربنات و یون گزانتات بستگی دارد [۸].

سروزیت در زمان خردایش نرمه زیادی تولید می‌کند به طوری که بازداشت گانگ رسی و متفرق کردن نرمه‌ها معمولا با سیلیکات سدیم انجام می‌شود. طبق مطالعات انجام شده قبلی مقدار pH در بهترین شرایط حدود ۸٫۵ است. اضافه کردن کربنات سدیم به دلیل کنترل فعالیت سولفیدکنندگی موثر است. همچنین هوادهی در زمان آماده‌سازی می‌تواند مفید باشد [۲].

چنگ و همکارانش نشان دادند که با اضافه کردن کلرید سدیم به واسطه تغییرات در پتانسیل زتا، می‌توان بازیابی سروزیت را تا ۲۰ درصد افزایش داد [۱۴].

در این تحقیق مطالعات و آزمایش‌های فلوتاسیون بر روی کانی کربناته سرب انجام شد. بعد از انجام مطالعات اولیه و شناخت نمونه، طرح‌ریزی آزمایش‌ها و سپس آزمایش‌های فلوتاسیون انجام شد. مطالعات انجام شده قبلی بیشتر بر روی گالن است و کمتر به کانی کربناته سرب پرداخته شده است. از طرفی تحقیقات پیشین تعداد اندکی پارامتر را مورد بررسی قرار داده‌اند. این در حالی است که در این تحقیق بررسی جامعی از پارامترهای موثر بر فلوتاسیون سروزیت در دامنه وسیعی از مقادیر آن مورد بررسی قرار گرفته است. همچنین در این تحقیق به طور همزمان فلوتاسیون در مراحل مختلف رافر، اسکونجر و شستشو مورد بررسی قرار گرفت. در نهایت اینکه در این تحقیق یک کلکتور ترکیبی از دو کلکتور غیرمرسوم در صنعت فلوتاسیون سرب به عنوان کلکتور بهینه انتخاب شد.

۲- مواد و روش‌ها

نمونه‌های مورد استفاده در این تحقیق از باطله‌های قدیمی معدن سرب چاه گز تهیه و به آزمایشگاه منتقل شد. منطقه معدنی چاه گز در ۶۵ کیلومتری جنوب‌غربی شهر بابک در استان کرمان قرار دارد. در محدوده معدن چاه‌گز سرباره‌هایی یافت می‌شود که گواه بر وجود معدنکاری قدیمی در این ناحیه است [۱]. برای انجام آزمایش‌ها از همین سرباره‌ها با به کارگیری اصول نمونه‌برداری، نمونه‌های لازم تهیه شد.

ابتدا نمونه‌ها برای همگن‌سازی و تهیه نمونه‌های مناسب به شیوه مخروطی و چهار قسمتی تقسیم شده و نمونه‌های معرف حاصل شد. در مرحله اول نمونه معرف مورد آنالیز شیمیایی XRF و XRD قرار گرفت که نتایج آن به ترتیب در جداول ۱ و ۲ آورده شده است. آنالیزها نشان داد، عیار سرب ۶٫۷۷ درصد و تقریبا تمامی سرب موجود در آن کانی سروزیت است.

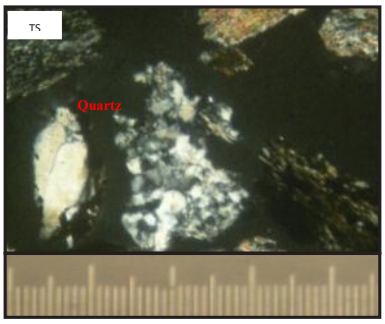
برای بررسی وضعیت درگیری کانی مطلوب (سروزیت) و کانی‌های باطله، تعیین درجه آزادی، درصد تقریبی کانی‌ها و سایر پارامترهای مورد نیاز برای پیش‌بینی روش جدایش بر روی نمونه‌های چاه گز، مطالعات میکروسکوپی در مقاطع صیقلی و تیغه نازک، بر روی محدوده‌های ابعادی مختلف انجام شد (شکل ۱). با توجه به مطالعات میکروسکوپی کانی اصلی سروزیت و کانی‌های فرعی گوتیت، همی‌مورفیت، مالاکیت، آزوریت و اسمیت زونیت است و درگیری‌ها عمدتا بین کوارتز با گوتیت و قطعات خرده سنگی با گوتیت است (شکل ۱) همچنین گانگ اصلی شامل کوارتز و کلسیت است. مطالعات انجام شده نشان می‌دهد که نمونه معرف با d_{80} اولیه حدود ۱۶۰۰ میکرون پس از ۲۶ دقیقه خردایش (d_{80} ۷۵ میکرون) به درجه آزادی مناسب رسیده است و بیش از ۸۰ درصد سروزیت موجود در آن آزاد می‌شود (شکل ۱).

جدول ۱: نتایج آنالیز فلورسانس اشعه ایکس (XRF)

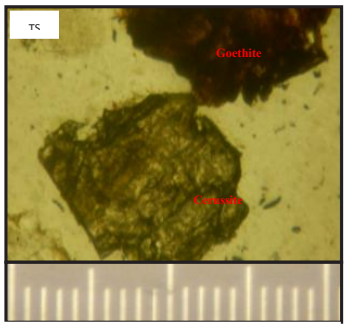
ترکیب	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	K_2O	MgO	Na_2O	MnO	TiO_2
درصد	۴۲٫۶۱	۱۱٫۷۸	۱۲٫۳۹	۳٫۶۱	۲٫۰۹	۱٫۰۷	۱٫۰۸	۰٫۰۸۱	۰٫۴۲
ترکیب	P_2O_5	Pb	Zn	BaO	SO_3	Cu	SrO	L.O.I	-
درصد	۰٫۰۷۱	۶٫۷۷	۰٫۸۸	۱٫۶۶	۳٫۹۲	۰٫۱۰	۰٫۰۶۵	۱۱٫۴۰	-

جدول ۲: نتایج آنالیز نیمه‌کمی پراش اشعه ایکس (XRD)

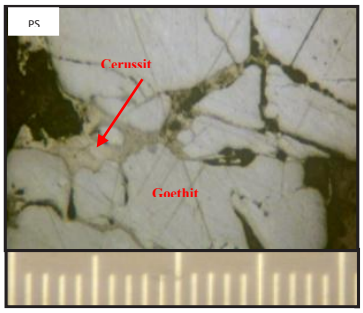
ترکیبات	کوارتز	آنیدریت	سروزیت	کلریت و ورمیکولیت	موسکویت	مونت موریلونیت	کلینونستاتیت	کلسیت	ایلیت	آنورتیت	کلریت	ژیپس
درصد	۳۹٫۸	۹٫۴	۸٫۴	۶٫۹	۶٫۹	۴٫۶	۴٫۶	۴٫۵	۴٫۵	۳٫۵	۳٫۵	۳٫۴



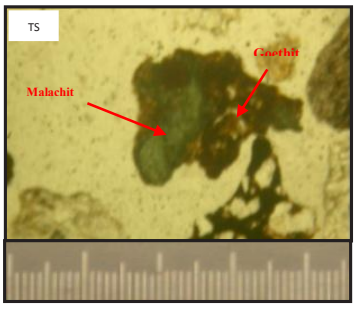
الف) میکروکریستال‌های کوارتز از دو منشا کانی‌زایی



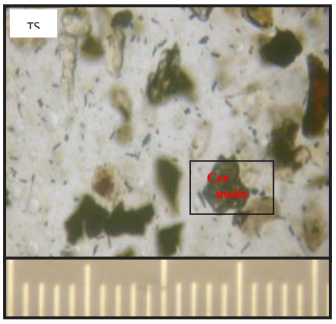
ب) مجاورت گوتیت و سروزیت



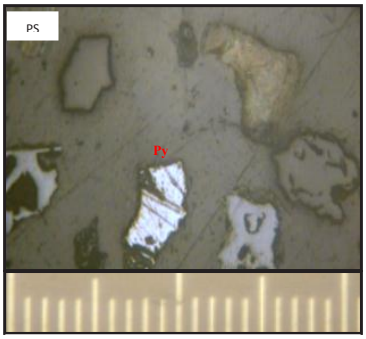
پ) مجاورت سروزیت و گوتیت



ت) مجاورت مالاکیت و گوتیت



ث) ذرات سروزیت آزاد



ج) پیریت آزاد

شکل ۱: تصاویر از مطالعات میکروسکوپی؛ الف) تیغه نازک ۳۰۰+۶۰۰- میکرون، ب) تیغه نازک ۱۵۰+۳۰۰- میکرون، پ) مقطع صیقلی ۲۰۰۰+۲۳۸۰-، ت) تیغه نازک ۳۰۰+۶۰۰- میکرون، ث) تیغه نازک ۳۸+۵۳- میکرون، ج) مقطع صیقلی ۷۵+۱۰۰- میکرون (در کلیه شکل‌ها هر درجه معادل ۱۶ میکرون است.)

اگرچه روش‌های ثقلی ارزان‌تر از فلوتاسیون است ولی ابعاد مناسب در روش‌های ثقلی بزرگتر از ۳۰۰ میکرون است و سروزیت مورد مطالعه در این ابعاد تا ۶۰ درصد با گانگ درگیر است. به همین منظور استفاده از روش‌های ثقلی قطعا نمی‌تواند بازیابی مناسبی داشته باشد، از این رو برای فرآوری این کانی از روش فلوتاسیون استفاده شد. برای فلوتاسیون سروزیت سطح این کانی ابتدا باید فعال شده و سپس با استفاده از ی‌ک کلکتور مناسب شناور شود.

برای انجام آزمایش‌های فلوتاسیون از سلول فلوتاسیون دنور مدل 2D-12 لیتری و برای آنالیزهای شیمیایی از دستگاه جذب اتمی ASS مدل یونیکم ۹۳۹ استفاده شد.

با توجه به ناچیز بودن مقادیر روی، بازداشت‌کننده روی مورد آزمایش قرار نگرفته است.

روغن کاج، MIBC، A65 و A70 از رایج‌ترین کف‌سازهای مورد استفاده در صنعت است. از میان این کف‌سازها، روغن کاج برای این تحقیق انتخاب شد که مقادیر صفر، ۱۵، ۳۰ و ۴۵ گرم بر تن از آن مورد ارزیابی قرار گرفت.

برای بررسی تاثیر نوع کلکتور شش آزمایش فلوتاسیون با استفاده از کلکتورهای آمیل گزانتات پتاسیم (PAX)، ایزوبوتیل گزانتات سدیم (SIBX)، ایزوپروپیل گزانتات سدیم (SIPX)، دانافلوت۲۴۵ [۵] (دی ایزوبوتیل دی تیوفسفات سدیم)، دانافلوت ۲۳۳ (دی ایزوپروپیل دی تیوفسفات سدیم) و دانافلوت ۵۰۷ (دی ایزوپروپیل دی تیوفسفات سدیم بعلاوه تیونوکربامات) انجام شد. این کلکتورها به صورت نمونه‌های آزمایشگاهی و محصول شرکت کمینووای [۶] دانمارک است. برای بررسی تاثیر میزان کلکتور مقادیر مختلفی از ۲۰۰ تا ۲۵۰۰ گرم بر تن کلکتور استفاده شد.

در این آزمایش‌ها بر طبق مطالعات میکروسکوپی مواد با d_{80} ۱۰۰، ۷۵، ۵۳ و ۳۸ میکرون مورد آزمایش قرار گرفت. در زمان‌های یاد شده با توجه به مطالعات میکروسکوپی در این ابعاد به ترتیب ۷۰، ۸۰، ۹۰ و ۹۵ درصد سروزیت آزاد شده است.

برای بررسی تاثیر هوادهی، دو آزمایش یکسان یکی با هوادهی در هنگام آماده‌سازی و دیگری بدون هوادهی انجام شده است.

در مطالعات اولیه زمان آماده‌سازی برای سولفور سدیم، کلکتور و کف‌ساز به ترتیب ۱۰، ۴ و ۱ دقیقه در نظر گرفته شد. برای مقایسه در حالت دوم، این زمان‌ها به ترتیب به ۱۵، ۶ و ۲ دقیقه افزایش یافت.

زمان کف‌گیری برای مراحل رافر به طور متوسط ۱۶ دقیقه و برای مرحله رمق‌گیری ۲ دقیقه است. همچنین زمان کف‌گیری برای مراحل شستشو از مرحله اول تا ششم به ترتیب معادل ۷، ۴/۵، ۲/۵، ۱/۵، ۱ و ۰/۵ دقیقه است.

وجود نرمه در فلوتاسیون مضر است، به همین دلیل با استفاده از هیدروسیکلون آزمایشگاهی با حد جدایش ۸ تا ۱۰ میکرون از خوراک نرمه‌گیری شده و سپس قسمت درشت‌تر به فلوتاسیون برده شد.

در این آزمایش مقادیر درصد جامد، ۲۰، ۲۵، ۳۰، ۴۰ و ۵۰ درصد مورد مطالعه قرار گرفت.

یکی از تاثیرگذارترین پارامترها در فلوتاسیون pH است که برای تنظیم آن از اسید سولفوریک و هیدروکسید سدیم استفاده شده است. تغییرات pH برای سروزیت عموما بین ۶ تا ۱۰/۵ است. برای این منظور آزمایش‌های مختلفی در pHهای مختلف انجام شد.

با رمق‌گیری از باطله‌ها می‌توان بازیابی را افزایش داد. در این تحقیق پارامترهای مختلفی در مرحله رمق‌گیری بررسی شده است که از جمله آن‌ها می‌توان به تعداد مراحل رمق‌گیری، نوع و مقدار کلکتور، میزان سولفور سدیم و خردایش مجدد اشاره کرد.

چند آزمایش فلوتاسیون برای رسیدن به کنسانتره نهایی با انجام مراحل شستشو انجام شده است که در این آزمایش‌ها کنسانتره طی شش مرحله شسته شد. این تعداد مرحله به این دلیل است که پس از دریافت نتایج می‌توان تعداد مراحل شستشوی لازم برای رسیدن به عیار قابل قبول را تعیین کرد.

آزمایش‌های شستشو در شرایط مختلف به شرح زیر انجام شد:

- آزمایش شستشو با آب حاصل از فیلتراسیون باطله (آب برگشتی) و بدون اضافه کردن مواد شیمیایی اضافه
- آزمایش شستشو با آب تازه (بدین ترتیب که کنسانتره رافر پیش از اعمال مراحل کلینر ابتدا فیلتر شده و سپس مرحله شستشو با آب تازه انجام شد که با این کار در برخی مواقع می‌توان اثرات منفی حاصل از انحلال نمک‌ها و املاح در آب را به حداقل رساند) و بدون اضافه کردن مواد شیمیایی اضافه
- آزمایش شستشو با آب تازه و با استفاده از مواد شیمیایی به اندازه نصف مواد شیمیایی استفاده شده در مرحله رافر (کلکتور ۵۰۰ گرم بر تن، کف‌ساز ۱۵ گرم بر تن)

- آزمایش شستشو با آب برگشتی و با استفاده از مواد شیمیایی به اندازه نصف مواد شیمیایی استفاده شده در مرحله رافر
- آزمایش شستشو با آب تازه و با استفاده از مواد شیمیایی به اندازه کل مواد شیمیایی استفاده شده در مرحله رافر (کلکتور ۱۰۰۰ گرم بر تن، کف‌ساز ۳۰ گرم بر تن)
- آزمایش شستشو با آب تازه و با استفاده از مواد شیمیایی به اندازه یک چهارم مواد شیمیایی (کلکتور ۲۵۰ گرم بر تن، کف‌ساز ۷ گرم بر تن)

آزمایش‌ها در مراحل شستشو در شش مرحله انجام شد. برای مرحله رافر و شستشوی اول تا ششم به ترتیب از سلول‌های ۸، ۴، ۲، ۱، ۱، ۱ و ۱ لیتری استفاده شد. در این حالت درصد جامد برای مرحله رافر ۳۰ درصد و برای مراحل شستشو بین ۲۰ تا ۱۵ درصد محاسبه شد. دور همزنی در زمان استفاده از سلول‌های ۸، ۶، ۴، ۲ و ۱ لیتری به ترتیب معادل ۲۲۵۰، ۲۰۰۰، ۱۷۵۰، ۱۵۰۰ و ۱۲۵۰ دور در دقیقه تنظیم شد.

۳- بحث و نتایج

در این تحقیق موارد مختلفی مورد بررسی قرار گرفته که در جدول ۳ ارایه شده است. تکرارپذیری و خطای کلی این آزمایش‌ها محاسبه شده است به طوری که خطای کلی در هر آزمایش کمتر از ۴ درصد است[۱۵].

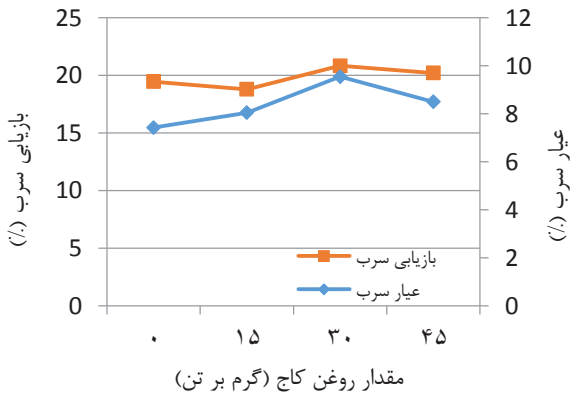
۳-۱- آزمایش‌های فلوتاسیون در مرحله رافر

۳-۱-۱- بررسی تاثیر مقدار کف‌ساز

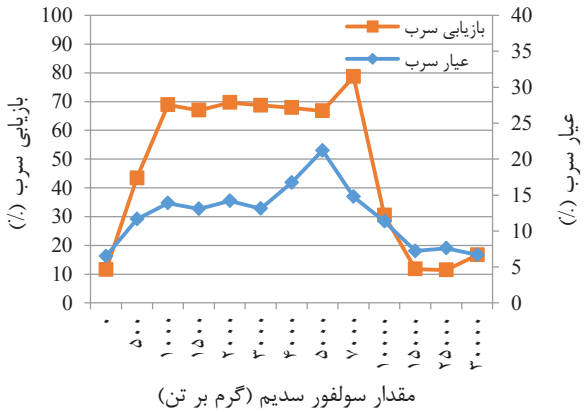
مقادیر صفر، ۱۵، ۳۰ و ۴۵ گرم بر تن کف‌ساز روغن کاج در شرایطی که سایر متغیرها از قبیل سولفور سدیم و PAX، به ترتیب در ۲۰۰ و ۹۰۰ گرم بر تن، pH در ۹٫۵، در درصد جامد ۳۰ و زمان خردایش ۲۶ دقیقه مورد ارزیابی قرار گرفت. از بین مقادیر استفاده شده کف‌ساز مقدار ۳۰ گرم بر تن با عیار ۱۰ درصد و بازیابی ۲۰ درصد در مرحله رافر بهترین شرایط را دارا بود. همچنین مقدار و اندازه حباب‌ها و کف در این مقدار از مقادیر دیگر مناسب‌تر بود. نتایج این آزمایش در نمودار شکل ۲ ارایه شده است. همان طور که ملاحظه می‌شود با افزایش کف‌ساز تا ۳۰ گرم بر تن شرایط کف بهبود یافته و به دنبال آن عیار و بازیابی افزایش یافته است. مقدار بیش از حد روغن کاج سبب ترکیدگی کف در سطح پالپ و ناپایداری کف می‌شود [۶]. در نهایت در این تحقیق مقدار بهینه کف‌ساز از لحاظ نتایج و شکل ظاهری کف، ۳۰ گرم بر تن به دست آمد.

جدول ۳: پارامترها و شرایط آزمایش‌های مرحله رافر

ردیف	پارامترهای آزمایش	شرایط انجام آزمایش
۱	میزان کف‌ساز (گرم بر تن)	صفر، ۱۵، ۳۰ و ۴۵
۲	میزان سولفور سدیم (گرم بر تن)	صفر، ۵۰۰، ۱۰۰۰، ۱۵۰۰، ۲۰۰۰، ۳۰۰۰، ۴۰۰۰، ۵۰۰۰، ۶۰۰۰، ۷۰۰۰، ۱۰۰۰۰، ۱۵۰۰۰، ۲۵۰۰۰ و ۳۰۰۰۰
۳	نوع کلکتور	آمیل گزنتات پتاسیم (PAX)، ایزوبوتیل گزانتات سدیم (SIBX)، ایزوپروپیل گزانتات سدیم (SIPX)، دانافلوت ۵۰۷، دانافلوت ۲۳۳، دانافلوت ۲۴۵
۴	میزان کلکتور (گرم بر تن)	۲۰۰، ۵۰۰، ۷۵۰، ۱۰۰۰، ۱۲۵۰، ۱۵۰۰، ۲۰۰۰ و ۲۵۰۰
۵	ابعاد ذرات d_{80} (میکرون)	۳۸، ۵۳، ۷۵ و ۱۰۰
۶	هوادهی در زمان آماده‌سازی	با و بدون هوادهی
۷	افزایش زمان آماده‌سازی	با و بدون افزایش زمان آماده‌سازی
۸	نرمه‌گیری	با و بدون نرمه‌گیری
۹	درصد جامد پالپ	۲۰، ۲۵، ۳۰، ۴۰ و ۵۰
۱۰	pH	۶٫۰، ۷٫۵، ۸٫۵، ۹٫۵ و ۱۱٫۰
۱۱	اضافه کردن کلکتور در دو مرحله	اضافه کردن در دو مرحله و یا همان مقدار در یک مرحله
۱۲	رمق‌گیری	با و بدون رمق‌گیری
۱۳	خردایش مجدد	با و بدون خردایش مجدد
۱۴	شستشو	با آب برگشتی و آب تازه
۱۵	شستشو	با و بدون اضافه کردن مواد شیمیایی
۱۶	شستشو	تعداد مراحل شستشو



شکل ۲: تغییرات عیار و بازیابی سرب در مقادیر مختلف روغن‌کاج (درصد جامد: ۳۰، d_{80}: ۷۵ میکرون، ۹۰۰ گرم بر تن PAX، ۲۰۰ گرم بر تن سولفور سدیم و pH: ۹٫۵)



شکل ۳: نمودار مقایسه‌ای عیار و بازیابی سرب در مقادیر مختلف سولفور سدیم (درصد جامد: ۳۰، d_{80}: ۷۵ میکرون، ۹۰۰ گرم بر تن PAX، ۳۰ گرم بر تن روغن کاج و pH: ۹٫۵)

۳-۱-۲- بررسی تاثیر مقدار سولفور سدیم

در این آزمایش مقادیر صفر تا ۳۰ کیلوگرم بر تن سولفور سدیم مورد استفاده قرار گرفت که در این میان مقدار ۵۰۰۰ گرم بر تن، کنسانتره‌ای با عیار، بازیابی و کارآیی جدایش به ترتیب ۲۱٫۲، ۶۶٫۷ و ۵۵٫۲ درصد نتایج بهتری نسبت به سایر مقادیر ارایه داد. نتایج این آزمایش در نمودار شکل ۳ ارایه شده است.

میزان سولفور سدیم اهمیت بسیار زیادی در فلوتاسیون سروزیت دارد. چنانچه میزان آن در حد مورد نیاز باشد، یون‌های S^{-2} با انحلال Pb^{+2} به صورت PbS رسوب می‌کنند. پس از خارج شدن همه یون‌های Pb^{+2}، یون‌های S^{-2} بر روی سطح سروزیت جذب می‌شوند و تشکیل لایه‌ای از سولفور سرب بر روی آن می‌دهد و فلوتاسیون در چنین شرایطی امکان‌پذیر است. چنانچه سولفور سدیم بیش از حد مورد نیاز باشد، به علت آن که یون‌های سولفور ترجیحا جذب گزنتات می‌شوند، مجددا حالت بازداشت برای سروزیت پیش می‌آید[۶]. همچنین مقدار بالای سولفور سدیم شرایط محیط را به سمت پتانسیل احیا سوق می‌دهد که این موضوع نیز سبب بازداشت کانی‌ها می‌شود. از طرف دیگر مقدار کم سولفور سدیم با سرب نامحلول واکنش داده و سولفید سرب را تشکیل می‌دهد و این ذرات کلوییدی (سولفید سرب) بر روی سطح سروزیت می‌نشیند و از واکنش آن با کلکتور جلوگیری می‌کند [۸]. از این رو می‌توان گفت فلوتاسیون کانی سروزیت به میزان سولفید سدیم بسیار حساس است.

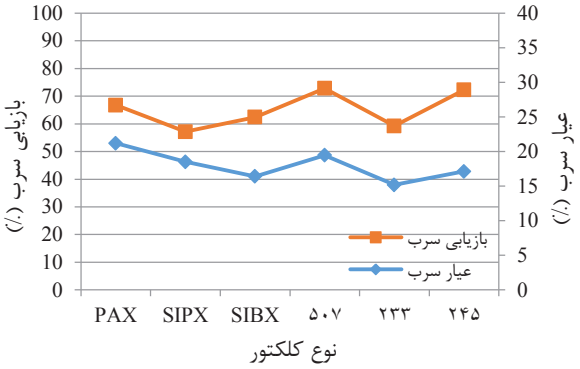
۳-۱-۳- بررسی تاثیر نوع کلکتور

در این تحقیق کلکتور ۵۰۷ که ترکیبی از دو کلکتور مختلف است بهترین شرایط را ایجاد کرد. این آزمایش‌ها طبق شرایط موجود در بند ۳-۲-۱ انجام شده است با این تفاوت که به جای ۲۰۰ گرم بر تن از ۵۰۰۰ گرم بر تن سولفور سدیم استفاده شد. به طور کلی در هنگام استفاده از PAX و۵۰۷ در انجام آزمایش وضعیت ظاهری کف بهتر از زمانی بود که از کلکتورهای دیگر استفاده شده است. همچنین کلکتور ۵۰۷ به ترتیب با عیار، بازیابی و بازدهی جدایش ۱۹٫۴۶، ۷۲٫۸۱ و ۵۷٫۶۰ به علت اینکه از دو نوع کلکتور تشکیل شده است بهترین شرایط را دارا بود. استفاده از دو نوع کلکتور این امکان را می‌دهد که برخی از کانه که با کلکتور اول به خوبی شناور نمی‌شوند با کلکتور دوم بتوان آن را شناور کرد. نتایج این آزمایش در نمودار شکل ۴ ارایه شده است.

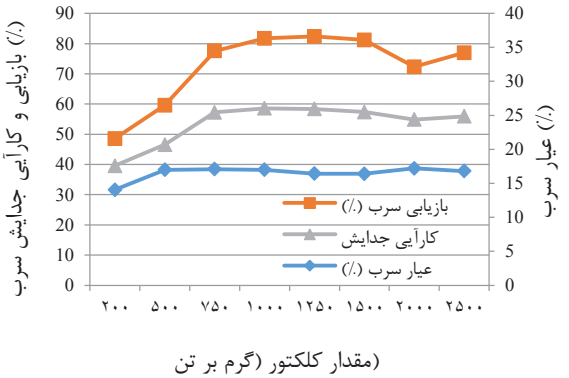
۳-۱-۴- بررسی تاثیر میزان کلکتور

برای بررسی تاثیر میزان کلکتور مقادیر مختلفی از ۲۰۰ تا ۲۵۰۰ گرم بر تن ۵۰۷ استفاده شد. در مقادیر ۲۰۰ و ۲۰۰۰ گرم بر تن به ترتیب کمترین و بیشترین عیار که برابر است با ۱۴٫۰۴ و ۱۷٫۲۱ درصد به دست آمد. همچنین در مقادیر ۲۰۰ و ۱۲۵۰ گرم بر تن به ترتیب کمترین و بیشترین بازیابی که برابر است با ۴۸٫۵۸ و ۸۲٫۳۶ درصد به دست آمد. به علت نزدیک بودن نتایج بازدهی جدایش نیز محاسبه شده است. نتایج نشان می‌دهد که میزان ۱۰۰۰ گرم بر تن با بازدهی

جدایش ۵۸٫۵۵ درصد بهترین شرایط را دارا بود (شکل ۵). در مقادیر پایین کلکتور، مقدار کلکتور مورد نیاز برای ذرات سروزیت در دسترس نیست و مصرف کلکتور در فلوتاسیون سروزیت بالاتر از گالن است که این موضوع ممکن است به دلیل نرم شدن بیشتر ذرات کانی سروزیت در مقایسه با گالن در زمان خردایش و آسیاکنی باشد. از طرف دیگر با افزایش مقدار کلکتور و تشکیل میسل، کلکتور بخشی از خاصیت خود را از دست داده که این موضوع برای فلوتاسیون مضر است.



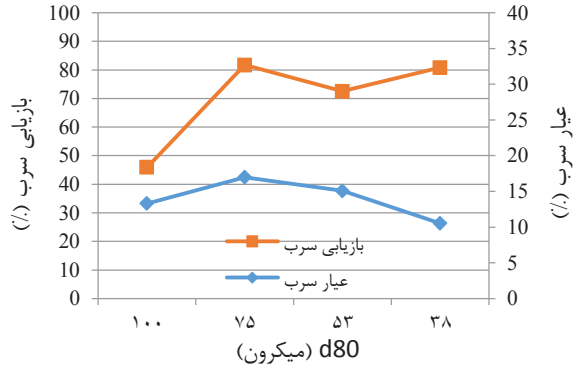
شکل ۴: نمودار مقایسه‌ای عیار و بازیابی سرب با کلکتورهای مختلف (درصد جامد: ۳۰، d_{80}: ۷۵ میکرون، ۹۰۰ گرم بر تن کلکتور، ۳۰ گرم بر تن روغن کاج، ۵۰۰۰ گرم بر تن سولفور سدیم و pH: ۹٫۵)



شکل ۵: نمودار مقایسه‌ای عیار و بازیابی سرب در مقادیر مختلف کلکتور۵۰۷ (درصد جامد: ۳۰، d_{80}: ۷۵ میکرون، ۳۰ گرم بر تن روغن کاج، ۵۰۰۰ گرم بر تن سولفور سدیم و pH: ۹٫۵)

۳-۱-۵- بررسی تاثیر ابعاد

آزمایش‌های فلوتاسیون در شرایط یکسان و در $d_{8.}$های ۳۸ تا ۱۰۰ میکرون انجام شد. ابعاد بهینه (d_{80}) ۷۵ میکرون به دست آمد که در این شرایط عیار و بازیابی به ترتیب ۱۶٫۹۹ و ۸۱٫۷۲ درصد، حاصل شد. نتایج این آزمایش در نمودار شکل ۶ ارایه شده است. همان طور که ملاحظه می‌شود با کاهش ابعاد به دلیل آزاد شدن بیشتر کانی‌ها شرایط فلوتاسیون بهبود یافته است اما کاهش بیش از حد ذرات باعث افزایش بیشتر نرمه‌ها و به دنبال آن سبب اختلال در فرآیند فلوتاسیون شد.



شکل ۶: نمودار مقایسه‌ای عیار و بازیابی سرب در ابعاد ذرات مختلف (درصد جامد: ۳۰، ۱۰۰۰ گرم بر تن ۵۰۷، ۳۰ گرم بر تن روغن کاج، ۵۰۰۰ گرم بر تن سولفور سدیم و pH: ۹٫۵)

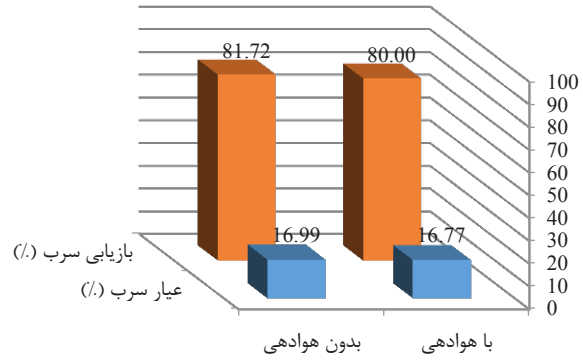
۳-۱-۶- بررسی تاثیر هوادهی در هنگام آماده‌سازی

با توجه به اینکه افزایش سولفور سدیم باعث مصرف اکسیژن محلول در پالپ می‌شود، می‌توان با هوادهی آن را جبران کرد. در برخی منابع عنوان شده است که در فلوتاسیون سروزیت هوادهی در زمان آماده‌سازی می‌تواند تاثیر مثبتی داشته باشد [۲]. به همین دلیل این موضوع نیز در این تحقیق مورد بررسی قرار گرفت. برای بررسی آن دو آزمایش یکسان یکی با هوادهی در هنگام آماده‌سازی و دیگری بدون هوادهی انجام شد، پس از انجام آزمایش‌ها مشخص شد که هوادهی در زمان آماده‌سازی تاثیر مثبتی بر فلوتاسیون ندارد. نتایج این آزمایش در نمودار شکل ۷ ارایه شده است.

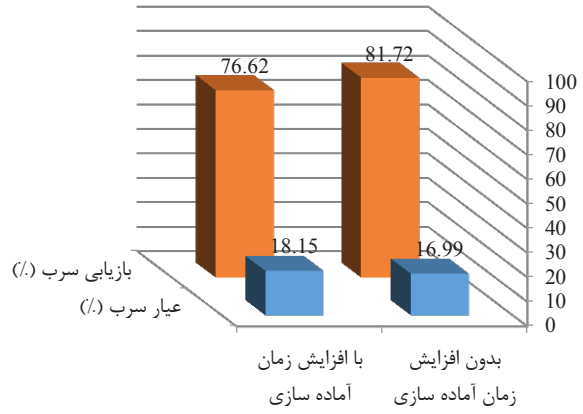
۳-۱-۷- بررسی تاثیر زمان آماده‌سازی

در مطالعات اولیه زمان آماده‌سازی برای سولفور سدیم، کلکتور و کف‌ساز به ترتیب ۱۰، ۴ و ۱ دقیقه در نظر گرفته شده است. در آزمایش‌های مرحله دوم، این زمان‌ها به ترتیب به ۱۵، ۶ و ۲ دقیقه افزایش یافت. نتایج این آزمایش‌ها نشان داد که افزایش زمان آماده‌سازی تاثیر زیادی در بهبود فلوتاسیون

نداشت و به نظر می‌رسد زمان‌های اولیه برای جذب مواد شیمیایی و تاثیرگذاری آن کافی است. نتایج این آزمایش در نمودار شکل ۸ ارایه شده است.



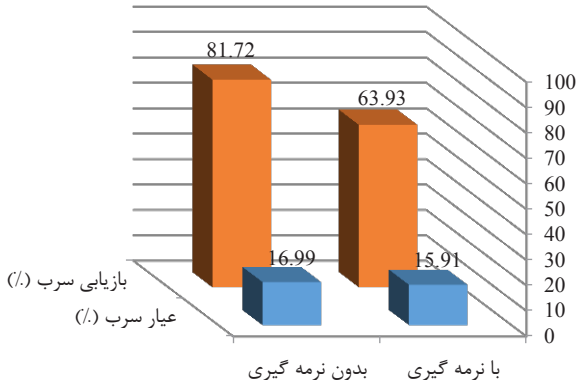
شکل ۷: نمودار مقایسه‌ای عیار و بازیابی سرب با و بدون هوادهی (درصد جامد: ۳۰، d_{80}: ۷۵ میکرون، ۱۰۰۰ گرم بر تن ۵۰۷، ۳۰ گرم بر تن روغن کاج، ۵۰۰۰ گرم بر تن سولفور سدیم و pH: ۹٫۵)



شکل ۸: نمودار مقایسه‌ای عیار و بازیابی سرب با و بدون افزایش زمان آماده‌سازی (درصد جامد: ۳۰، d_{80}: ۷۵ میکرون، ۱۰۰۰ گرم بر تن ۵۰۷، ۳۰ گرم بر تن روغن کاج، ۵۰۰۰ گرم بر تن سولفور سدیم و pH: ۹٫۵)

۳-۱-۸- بررسی تاثیر نرمه‌گیری قبل از فلوتاسیون

سروزیت کانی است که در طول فرآیند خردایش و آسیاکنی نرمه زیادی تولید می‌کند. از این رو با نرمه‌گیری ۱۹٫۳ درصد وزنی از مواد با عیار ۵٫۷ و توزیع ۱۷٫۱۸ درصد سرب هدر می‌رود. همان طور که نمودار شکل ۹ دیده می‌شود با نرمه‌گیری بازیابی مجموع افت زیادی خواهد کرد.



شکل ۹: نمودار مقایسه‌ای عیار و بازیابی سرب با و بدون نرمه‌گیری (درصد جامد: ۳۰، d_{80}: ۷۵ میکرون، ۱۰۰۰ گرم بر تن ۵۰۷، ۳۰ گرم بر تن روغن کاج، ۵۰۰۰ گرم بر تن سولفور سدیم و pH: ۹٫۵)

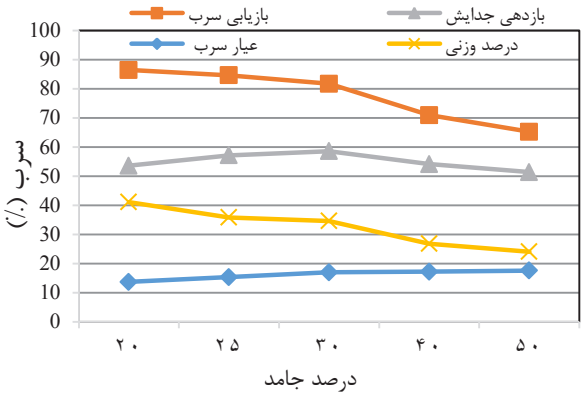
۳-۱-۹- بررسی تاثیر درصد جامد در پالپ

درصد جامد در فلوتاسیون به جز زغال حدود ۲۵-۴۰ درصد است که در این آزمایش مقادیر درصد جامد، ۲۰، ۲۵، ۳۰، ۴۰ و ۵۰ درصد مورد مطالعه قرار گرفت. نتایج این آزمایش در نمودار شکل ۱۰ ارایه شده است. همان طور که مشاهده می‌شود با افزایش درصد جامد بازیابی افت پیدا کرده است که این موضوع به دلیل افزایش گرانروی پالپ و کاهش حجم کف (به دنبال ثابت بودن سرعت همزنی) و به دنبال آن وزن کنسانتره کاهش یافته که نهایتا سبب کاهش بازیابی شده ولی عیار افزایش یافته است. همچنین کاهش درصد وزنی کنسانتره در درصد جامدهای بالاتر می‌تواند به دلیل اغتشاش پالپ و بازجذب ذرات از سطح حباب باشد. برای انتخاب بهترین شرایط از بازدهی جدایش کمک گرفته شد. نتایج نشان داد که درصد جامد ۳۰ بهترین شرایط را داراست.

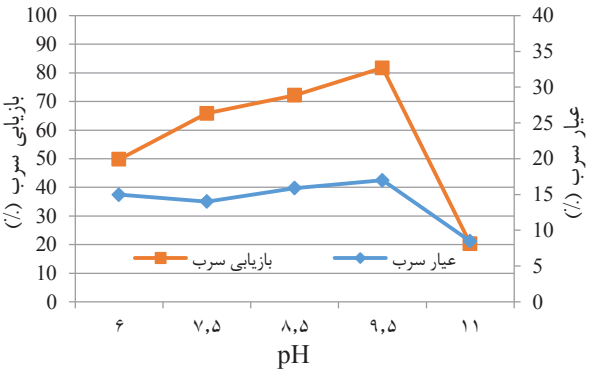
۳-۱-۱۰- بررسی تاثیر pH

برای بررسی تاثیر pH، آزمایش‌های مختلفی در pHهای مختلف انجام شد که نتایج آن نشان از بهتر بودن pH ۹٫۵ نسبت به دیگر pHها است. نتایج این آزمایش در نمودار شکل ۱۱ ارایه شده است. یون S در فرم HS^- به خوبی بر سطح سروزیت می‌نشیند و آن را فعال می‌کند. هرچه pH بیشتر شود S^{-2} و هرچه کمتر شود H_2S گونه غالب S است. به همین دلیل در pH قلیایی متوسط بیشترین مقدار HS^- وجود دارد. در این تحقیق نیز در pH ۹٫۵ بهترین نتایج به دست آمده است که می‌تواند به دلیل مقدار حداکثر S در فرم HS^- در

این pH باشد. از طرفی دیگر با افزایش pH کلکتور هیدرولیز شده و خاصیت خود را از دست می‌دهد و در pH پایین کلکتور بر سطح سروزیت رسوب می‌کند و مانع از اتصال به حباب می‌شود [۵].



شکل ۱۰: نمودار مقایسه‌ای عیار، بازیابی، بازدهی جدایش و درصد وزنی سرب در درصد جامدهای مختلف (d_{80}: ۷۵ میکرون، ۱۰۰۰ گرم بر تن ۵۰۷، ۳۰ گرم بر تن روغن کاج، ۵۰۰۰ گرم بر تن سولفور سدیم و pH: ۹٫۵)



شکل ۱۱: نمودار مقایسه‌ای عیار و بازیابی سرب در pHهای مختلف (درصد جامد: ۳۰، d_{80}: ۷۵ میکرون، ۱۰۰۰ گرم بر تن ۵۰۷، ۳۰ گرم بر تن روغن کاج و ۵۰۰۰ گرم بر تن سولفور سدیم)

۳-۲- آزمایش‌های فلوتاسیون با انجام مراحل رمق‌گیری

برای انجام این آزمایش ابتدا در شرایط بهینه، فلوتاسیون اولیه (رافر) انجام شد تا نمونه باطله با حجم بالا تولید شود و سپس بر روی آن‌ها در شرایط مختلف رمق‌گیری با ۵۰۰ گرم بر تن کلکتور انجام شد. نتایج نشان داد که عیار و بازیابی مرحله رمق‌گیری به ترتیب برابر با ۷٫۱۷ و ۱۳٫۳۶ درصد در همان مرحله بوده که باعث افزایش ۳٫۸۶ درصدی بازیابی در کل فلوتاسیون شده است. همچنین بر روی باطله‌های حاصل از رمق‌گیری مجددا رمق‌گیری انجام شد که باعث افزایش بسیار جزیی در بازیابی شد.

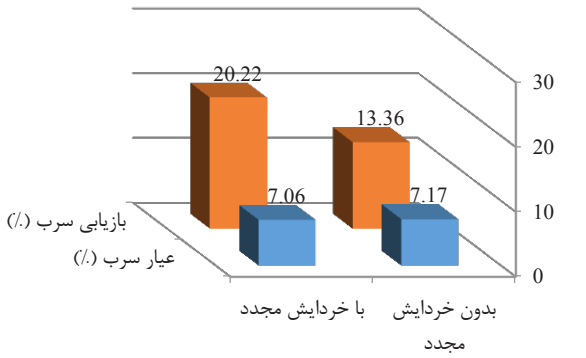
در آزمایش‌های رافر ۱۰۰۰ گرم بر تن کلکتور از ۱۵۰۰ گرم بر تن بهتر عمل کرد ولی در اینجا مشاهده شد که اضافه کردن ۱۵۰۰ گرم بر تن در دو مرحله (مرحله اول رافر و مرحله دوم رمق‌گیر) نتیجه بهتری از هر دو حالت اول می‌دهد، این بدان دلیل است که با اضافه کردن کلکتور به صورت یکجا مقداری زیادی از آن جذب ذرات نرمه شده و کارآیی خود را از دست خواهد داد. به همین دلیل اضافه کردن در دو مرحله موثرتر است.

برای رسیدن به بهترین شرایط نوع کلکتور نیز مورد بررسی قرار گرفت. بر روی باطله به دست آمده از بهترین آزمایش در مرحله رافر دو آزمایش مختلف با کلکتورهای ۵۰۷ و PAX که در مرحله رافر بهترین نتایج را ارایه داده‌اند، انجام شد که نتایج نشان داد با کمک دانافلوت ۵۰۷ و PAX به ترتیب بازیابی ۱۳٫۳۶ و ۱۰٫۹۲ درصد و بازدهی جدایش ۴۳٫۷۸ و ۳۶٫۹۴ درصد به دست آمد که با این نتایج می‌توان گفت دانافلوت ۵۰۷ نتایج بهتری ارایه داده است.

بررسی تاثیر خردایش مجدد از دیگر پارامترهایی است که در این تحقیق مورد بررسی قرار گرفته است. بر اساس مطالعات کانی‌شناسی بیش از ۸۰ درصد سروزیت در ۷۵ میکرون آزاد می‌شود. پس از کف‌گیری، باطله‌ها با خردایش مجدد به ۵۰ میکرون رسانده شد که بیش از ۹۰ درصد سروزیت در این ابعاد آزاد شد. همان طور که انتظار می‌رود بازیابی در هنگام رمق‌گیری بالا می‌رود. نتایج نشان داد که خردایش مجدد بازیابی را تا ۲۰٫۲۲ درصد بالا برد، یعنی ۶٫۸۶ درصد بیشتر از حالتی که خردایش مجدد انجام نشده است که این موضوع ممکن است به دلیل آزاد شدن بیشتر ذرات با خردایش بیشتر باشد. همچنین عیار باطله با خردایش مجدد و انجام مرحله رمق‌گیری از ۱٫۰۸ به ۰٫۷۲ درصد کاهش یافت. نتایج و شرایط این آزمایش در نمودار شکل ۱۲ ارایه شده است.

۳-۳- آزمایش‌های فلوتاسیون با انجام مراحل شستشو

برای دستیابی به کنسانتره مورد نیاز برای شروع آزمایش‌های شستشو، بر اساس نتایج بهینه در مرحله رافر عمل شد. در این شرایط کنسانتره‌ای با عیار و بازیابی به ترتیب



شکل ۱۲: نمودار مقایسه‌ای عیار و بازیابی سرب و تاثیر خردایش مجدد

۱۷٫۲ و ۷۹٫۳ به دست آمد. این در حالی است که نتایج بهینه آزمایش‌های رافر بسیار نزدیک به این مقادیر با عیار و بازیابی به ترتیب ۱۷٫۰ و ۸۱٫۷ بود.

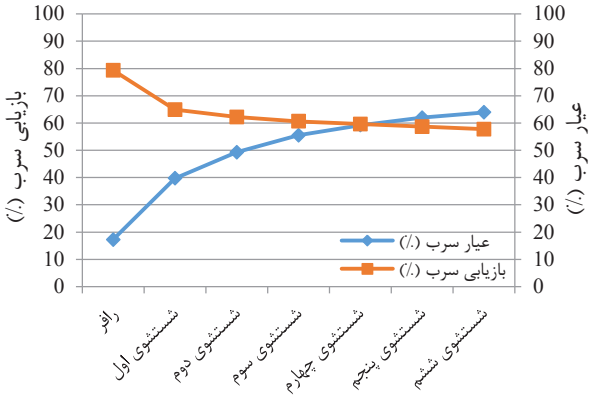
پس از مرحله رافر، آزمایش‌های شستشو تا شش مرحله در شرایط مختلف استفاده از آب برگشتی و استفاده از آب تازه و اضافه کردن مواد شیمیایی در مراحل کلینر انجام گرفت. شش مرحله شستشو این مزیت را دارد که قدرت انتخاب تعداد مراحل شستشوی لازم برای دستیابی به عیار مناسب را بالا می‌برد.

نتایج نشان داد در شرایطی که مواد شیمیایی اضافه نشده، استفاده از آب برگشتی مفیدتر است و در شرایطی که مواد شیمیایی اضافه شده، استفاده از آب تازه مفیدتر است. همچنین اضافه کردن نصف مواد شیمیایی مناسب‌تر به نظر رسید. از میان این شرایط بهترین نتیجه مربوط به زمانی بود که با آب تازه و با استفاده از مواد شیمیایی به اندازه نصف رافر در مرحله شستشو استفاده شده بود.

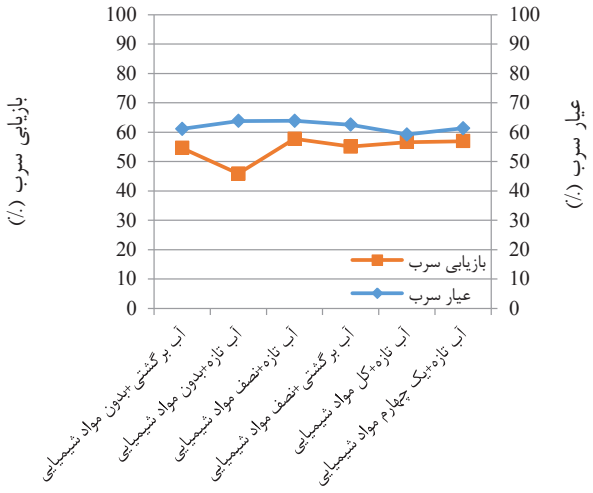
نتایج این آزمایش در شکل ۱۳ و ۱۴ آورده شده است. همان طور که ملاحظه می‌شود برای دستیابی به کنسانتره‌ای با عیار ۶۰ درصد سرب ۴ تا ۵ مرحله شستشو مورد نیاز است. در نهایت در شکل ۱۵ فلوشیت نهایی آزمایش‌ها ارایه شده است.

۴- نتیجه‌گیری

در این تحقیق مهم‌ترین پارامترهای تاثیرگذار بر فلوتاسیون بر روی نمونه ماده معدنی سروزیت تهیه شده از معدن چاه گز مورد آزمایش قرار گرفت. این آزمایش‌ها بر نمونه سروزیت که کمتر مورد آزمایش قرارگرفته انجام شده است. آزمایش‌ها در سه مرحله رافر، رمق‌گیری و شستشو انجام شده است.

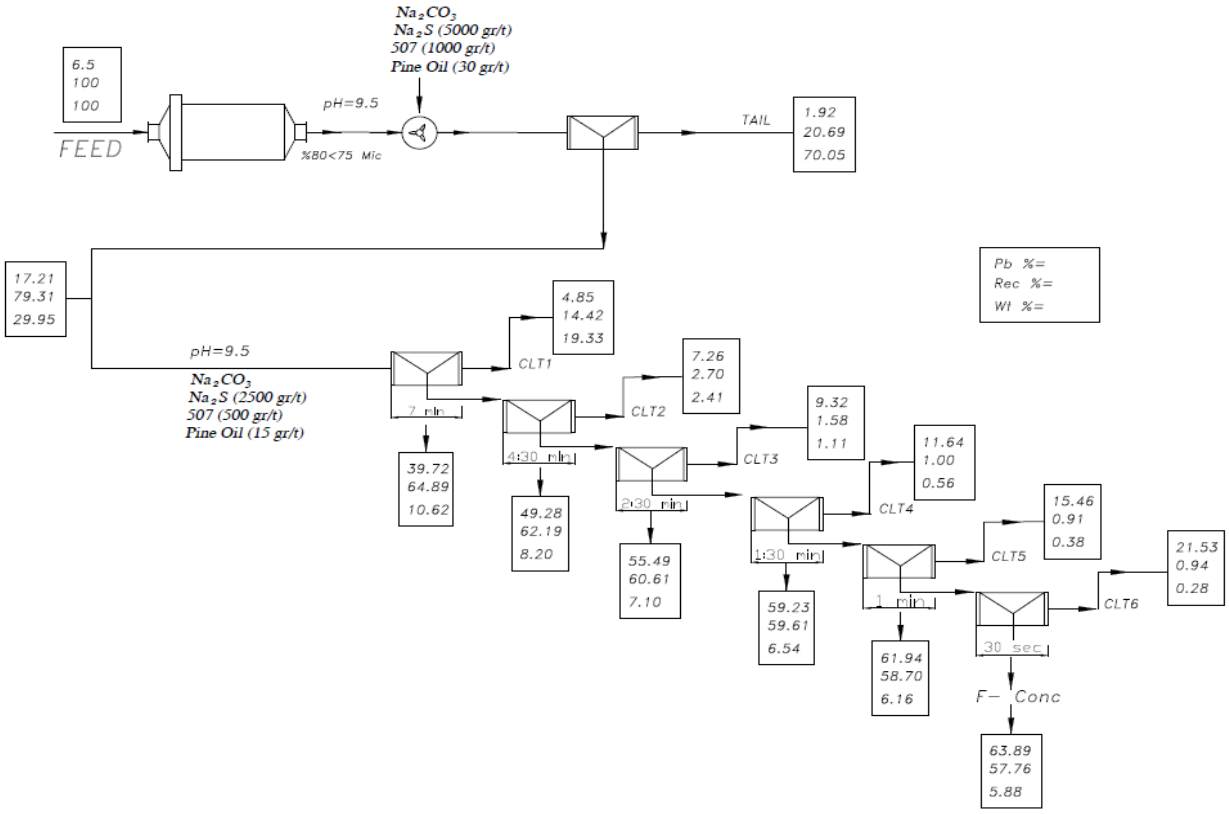


شکل ۱۳: نمودار مقایسه‌ای عیار و بازیابی سرب در شرایط مختلف مرحله کلینر



شکل ۱۴: نمودار مقایسه‌ای عیار و بازیابی سرب در شرایط مختلف مرحله کلینر

در مرحله رافر نتایج نشان داد که در شرایط ۳۰ گرم بر تن روغن کاج، ۵۰۰۰ گرم بر تن سولفور سدیم، ۱۰۰۰ گرم بر تن دانافلوت ۵۰۷، d_{80} ۷۵ میکرون، درصد جامد ۳۰ درصد و pH ۹٫۵ بهترین نتایج مطابق فلوشیت نهایی به دست آمد. همچنین نتایج نشان داد که نرمه‌گیری، هوادهی در زمان آماده‌سازی و افزایش زمان آماده‌سازی تاثیر مثبتی بر نتایج فلوتاسیون نداشت. استفاده از کلکتور با ترکیبی از دو نوع کلکتور توانست شرایط آزمایش را بهبود بخشد. همچنین کاهش pH تا ۹٫۵ توانست تاثیر بسزایی در فلوتاسیون این نمونه داشته باشد. در مقادیر مختلف از سولفور سدیم پتانسیل رداکس اندازه‌گیری شد که نتایج آن در جدول ۴ ارایه شده است. با توجه به نتایج



شکل ۱۵: فلوشیت نهایی آزمایش‌های فلوتاسیون

جدول ۴: پارامترها و شرایط

مقدار سولفور سدیم (گرم بر تن)	۰	۲۰۰	۱۰۰۰	۵۰۰۰	۱۰۰۰۰
پتانسیل رداکس	+۱۵۰	+۵۰	-۵۰	-۱۷۰	-۳۰۰

به دست آمده می‌توان گفت بهترین شرایط در پتانسیل ۱۷۰- mV به دست آمده است.

در مرحله رمق‌گیری نتایج نشان داد که با خردایش مجدد و سپس رمق‌گیری می‌توان بازیابی را تا ۶٫۸ درصد بیشتر افزایش داد.

نتایج در مرحله شستشو نشان داد که در زمان استفاده از آب تازه و آب برگشتی تفاوت قابل ملاحظه‌ای به چشم نمی‌خورد. در نهایت این که با چهار مرحله شستشو می‌توان به کنسانتره‌ای با عیار حدود ۶۰ درصد دست یافت.

۵- سپاس‌گزاری

نویسندگان از مجموعه محترم شرکت صنعتی معدنی کیان معدن پارس و جناب آقای مهندس فرجاله کیانی بروجنی به دلیل حمایت بی‌دریغ از این پروژه از قبیل تامین امکانات، تجهیزات و ارایه مشاوره‌های ارزشمند سپاس‌گزاری می‌کنند.

۶- مراجع

[۱] قربانی، م.؛ ۱۳۷۹؛ "**ذخایر سرب و روی در ایران**". سازمان زمین‌شناسی و اکتشافات معدنی کشور، ص ۳۱۹- ۱.

[2] Weiss, N. L. (1985). *"Mineral Processing Handbook"*. Society of Mining Engineering of AIME, New York, 2(15): 1-30.

[۳] قربانی، م.؛ ۱۳۸۱؛ "**دیباچه‌ای بر زمین‌شناسی اقتصادی ایران**". انتشارات آرین زمین، ص ۲۴۵- ۱۴۸.

[4] Önal, G., Bulut, G., Gül, A., Kangal, O., Perek, K. T., and Arslan, F. (2005). *"Flotation of Aladağ oxide lead–zinc ores"*. Minerals Engineering, 18: 279-282.

[۵] رضایی، ب.؛ ۱۳۷۸؛ "**فلوتاسیون پیشرفته**". انتشارات هرمزگان، ص ۲۲۴- ۹۳.

[۶] نعمت‌اللهی، ح.؛ ۱۳۸۷؛ "**کانه‌آرایی**". انتشارات دانشگاه تهران، جلد دوم، ص ۷۱۷ - ۵۷۸.

[7] Herrera-Urbina, R., Sotillo, F. J., and Fuerstenau, D. W. (1999). *"Effect of sodium sulfideadditions on the pulp potential and amyl xanthate flotation of cerussite and galena"*. International Journal of Mineral Processing, 55: 157-170.

[8] Gush, J. C. D. (2005). *"Flotation of oxide minerals by sulphidization-the development ofa sulphidization control system for laboratory testwork"*. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 105: 193–197.

[9] Sun, W., Su, J. F., Zhang, G., Hu, Y. H. (2012). *"Separation of sulfide lead-zinc-silver oreunder low alkalinity condition"*. Journal of Central South University, 19: 2307–2315.

[10] Feng, Q. C., Wen, S. M., Zhao, W. J., Deng, J. S., and Xian, Y. J. (2016). *"Adsorption of sulfide ionson cerussite surfaces and implications for flotation"*. Applied Surface Science, 360: 365–372.

[11] Herrera-Urbina, R., Sotillo, F. J., and Fuerstenau, D. W. (1999). *"Effect of sodium sulfide additions on the pulp potential and amyl xanthate flotation of cerussite andgalena"*. International Journal of Mineral Processing, 55: 157–170.

[12] Feng, Q. C., Wen, S. M., Zhao, W. J., Wang, Y. J., and Cui, C. F. (2015). *"Contribution of chloride ions to the sulfidization flotation of cerussite"*. Minerals Engineering, 83: 128–135.

[13] Fenga, Q., Wena, S., Denga, J., and Zhaob, W. (2017). *"Combined DFT and XPS investigation of enhanced adsorption of sulfide species onto cerussite by surface modification with chloride"*. Applied Surface Science, 425: 8–15.

[14] Liu, C., Zhang, W., Song, S., Li, H., and Jiao, X. A. (2018). *"Novel insight of the effect of sodium chloride on the sulfidization flotation of cerussite"*. Power Technology, 1–16.

[۱۵] کاراموزیان، م.، عسگری مهرآبادی، م.؛ ۱۳۹۷؛ "**بهبود آزمایش‌های فلوتاسیون سروزیت با کمک سیستم کف‌گیری اتوماتیک**". هفتمین کنفرانس مهندسی معدن ایران، تهران.

[1] Chalmers

[2] Redox

[3] Herrera-Urbina

[4] Onal

[5] Danafloat

[6] Cheminova

Imam Khomeini International University
Vol. 4, No. 3, Autumn 2019, pp. 20-23

نشریه مهندسی منابع معدنی
Journal of Mineral Resources Engineering
(JMRE)

DOI: 10.30479/jmre.2019.9578.1195

Investigation of the Effective Parameters on Lead Carbonate Mineral Flotation in Laboratory Scale

Asgari Mehrabadi M.[1], Karamoozian M.[2*]

1- Ph.D Student, Faculty of Mining, Petroleum, Geophysics, Engineering, Shahrood University of Technology, Shahrood, Iran
maboud.asgari@gmail.com

2- Associate Professor, Faculty of Mining, Petroleum, Geophysics, Engineering, Shahrood University of Technology, Shahrood, Iran
m.karamoozian@shahroodut.ac.ir

(Received: 04 Nov. 2018, Accepted: 19 Apr. 2019)

Abstract: The aim of this study is to optimize the effective parameters for cerussite flotation to concentrate it with an acceptable assay and recovery values. To do this, the effect of parameters such as: frother dosage, sodium sulfide dosage, potassium amyl xanthate, Danafloat 507, Danafloat 233, Danafloat 245, sodium isobutyl xanthate and sodium isopropyl xanthate as collector, collector dosage, grinding time, solid content, pH , Aeration at conditioning time, increasing conditioning time, desliming, regrinding, scavenger and add collector step by step were investigated. Then, under optimum conditions, cleaner tests were carried out in different conditions. The results showed that on rougher stage, on carbonated lead sample with grade of 6.5, under optimum conditions of pine oil 30 g/ton, 5000 g/ton of sodium sulfide as cerussite sulfidizer agent, 1000 g/ton of collector 507, d_{80} 75 micron, pH 9, solid content of 30, was obtain a concentrate with a grade of 17.0 and recovery of 81.7. However, the grade of Pb in the final tail is about 1.8%. Increasing the conditioning time for sodium sulfide, collector and pine oil from respectively 10, 4 and 1 minutes to 15, 6 and 2 minutes resulted in a slight increase in grade and a slight reduction in the recovery. Finally, in the cleaner stage, when fresh water and half of the chemicals used in the rougher stage were used, after 6 stage of cleaning, was obtain the final concentrate with assay and total recovery respectively 63.8% and 57.5%.

Keywords: Cerussite, Flotation, Laboratory, Optimization.

INTRODUCTION

Cerussite in terms of floatability is categorized at the low solubility salts [1]. Dosage of sodium sulfide is the most important parameter in flotation [2]. The sulfurization of these minerals increases their hydrophobicity due to the presence of sulfur ions [3]. If a large amount of sulfidizing factor is required, a mixture of sodium sulfide and sodium hydrosulfide is usually preferred [4]. Sodium sulfide is hydrolyzed at the surface of cerussite similar to formula 1 and the decomposed materials are dissolved based on pH. For example, at pH less than 7, H_2S is the dominant species of S, and HS^- at pH 7 to 13.9 and S^{-2} at pH

greater than 13.9 [5-7]. Maximum recovery of cerussite occurs in moderate alkaline pH [7-9]. Therefore, the reaction between HS^- and cerussite is significant. The reaction of formula 1 occurs faster in the presence of chloride ion [6].

$$PbCO_3(surface) + HS^- \leftrightarrow PbS(surface) + HCO^{-3} \quad (1)$$

As hydrosulfide and xanthate ions are electrochemically active, the investigation of redox potential is important [2]. Herrea-Urbina examined the effect of sodium sulfur on the pulp and showed that the redox potential between 100 and 150 mV has created the best conditions [7]. Also, Onal showed that the best conditions for cerussite flotation were achieved with 4500 g/t sodium sulfur dosage [4].

In this study after the initial studies and identification of the sample, the tests were designed and then the flotation tests were done. Previous literatures focused on galena and fewer researches have been done on lead carbonate minerals. On the other hand, in this research a comprehensive review of the effective parameters on cerussite flotation have been done. Also rougher, scavenger and cleaner Flotation were carried out.

MATERIALS AND METHOD

The slag samples in Chahgaz lead old mine were used in this study. After homogenization, XRF and XRD analysis were done. The analysis showed that the grade of lead was 6.77% and cerussite was the dominate species. To determine degree of freedom, amount of minerals, etc., microscopic studies in polished and thin sections were carry out. The results showed that the main mineral was cerussite and other minerals were Goethite, hemimorphite, malachite and smithsonite and main interactions are between quartz with goethite. Also the main gangue was contained quartz and calcite. The studies showed that 80% of cerussite would be liberated in d_{80}= 75 micron.

Flotation tests were performed as described in Table 1. In this research, in addition to the rougher flotation, various parameters have been investigated in the scavenger, including the number of stages, the type and dosage of collector, the dosage of sodium sulfide, and regrinding effect. The cleaner stage was carried out to reach the final concentrate. These tests were carried out in a variety of conditions, including use of fresh water, reclaim water and dosage of chemical reagents.

RESULTS AND DISCUSSION

As can be seen in Table 1 various parameters were investigated. The most effective parameters in this study were the dosage of sodium sulfur, type and dosage of collector, pH, particle size and solids content. So, these parameters would be described in this section.

Sodium Sulfide: If the dosage of this reagent is as much as required, S-2 and Pb+2 ions will form as PbS. By increasing the dosage of sodium sulfide, the sulfur ions are preferably absorbed onto the collector and cerussite will be depressed [3]. Also, the high dosage of sodium sulfide leads redox potential to reduction condition, which depresses the cerussite. On the other hand, low dosage of sodium sulfide cannot be enough for sulfidize all cerussite surface.

Collector type: Danafloat 507 collectors is a combination of two collectors thus created better results. Using two types of collectors can improve flotation, so that some of the minerals that do not float well with the first collector, can be floated with the other.

Collector dosage: Various quantities of 200 to 2500 grams per ton of 507 were used to study the effect of collector dosage. The results showed that 1000 grams per ton had the best conditions. Low dosage of collector is not sufficient for cerussite and higher dosages would form micelles, which is not good for flotation.

Particle size: decreasing in the particle size due to increasing degree of freedom will improve the flotation, but the excessive reduction of particles results much fine particles. Due to microscopic study in d_{80}= 75 microns, about 85% of cerussite is liberated, the best results were obtained in this particle size.

Solid content: By increasing the solid content, which is due to increasing the pulp viscosity, volume of the froth and weight percent of concentrate would reduced, which finally reduced the recovery. Also, the concentrate weight percent decrease in high solid contents would be due to the pulp turbulence and

re-absorption of particles from the bubble surface.

PH: The ion S in the form of HS^- sits well on the surface of the cerussite and activates it. In the higher value of pH, S^{-2} and in the lower value of pH, H_2S are the dominant species of S. So in the moderate alkaline of pH, there is the highest amount of HS^-. Also in this study, with increasing pH, the flotation rate was increased due to the maximum value of S in the form of HS^- and faster absorption on cerussite.

The first stage of the scavenger increased the recovery up to 3.86%. But in the second stage, recovery improvement was not impressive. Also, increasing in chemicals reagents didn't increase the recovery. Also re-grinding raised the recovery up to 6.86%.

Cleaner tests were carried out in different conditions. The best results have been achieved by using fresh water and adding half of the reagents used in the rougher stage. Also after four steps of cleaner, lead concentrates will be about 60%.

CONCLUSIONS

In this study, the most important parameters on flotation of cerussite from Chahgaz old mine were tested. The tests were carried out in rougher, scavenger and cleaner. In the conditions of 30 g/t pine oil, 5000 g/t sodium sulfide, 1000 g/t of Danafloat 507, d_{80}= 75 microns, solid content 30% and pH 9.5, the best results were obtained according to the final flowsheet (Figure 1). Also, the results showed that de-sliming, aeration at conditioning time and increasing conditioning time had no positive effect on flotation results. Using a combined collector containing two different collectors improved the recovery. Also, reducing pH to 9.5 had positive effect on flotation results. In different dosage of sodium sulfide redox potential was measured and the best conditions were obtained at the potential of -170 mV.

Regrinding and scavenger flotation increased the recovery to 6.8%. The results of cleaner stage showed that, there isn't significant difference between fresh and reclaim water. Finally, it was found that with four cleaner steps, the lead grade increased to 60%.

Table 1. The most effective parameters on flotation

Parameters	Unit	The range of test parameters	Optimum parameter
pH	-	6.0-11.0	9.5
d_{80}	Micron	38-100	75
Solid Content	%	20-50	30
Na_2S dosage	g/t	0-30000	5000
Collector dosage	g/t	200-3000	1000
Collector Type	-	PAX-SIPX-SIBX-233-245-507	507
Frother dosage	g/t	0-45	30
Aeration in conditioning	-	With and without aeration	without aeration
Conditioning time	-	With and without increase	without increase
De-sliming	-	With and without desliming	without desliming
Re-grinding	-	With and without Re-grinding	With Re-grinding
Scavenger	-	With and without Scavenger	With Scavenger
Cleaner	-	fresh water or reclaim water	fresh water
	-	Number of cleaner steps	4 steps
	-	Using chemical reagents	With chemical reagents

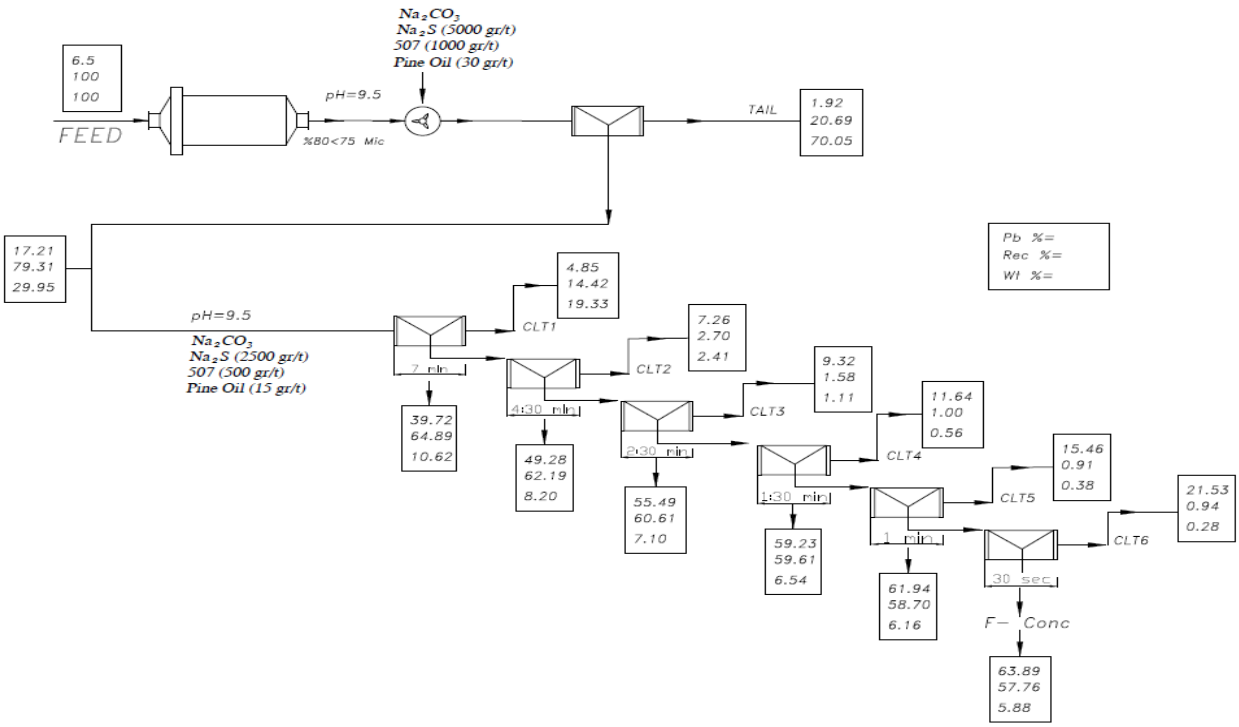


Figure 1. Final flowsheet of flotation tests

REFERENCES

[1] Rezai, B. (1378). *"Advanced flotation"*. Hormozgan Press, 93-224.

[2] Gush, J. C. D. (2005). *"Flotation of oxide minerals by sulphidization-the development of a sulphidization control system for laboratory test work"*. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 105: 193–197.

[3] Nematollahi, H. (1387). *"Mineral Processing"*. University of Tehran Press, 2: 578-717.

[4] Önal, G., Bulut, G., Gùl, A., Kangal, O., Perek, K. T., and Arslan, F. (2005). *"Flotation of Aladağ oxide lead–zinc ores"*. Minerals Engineering, 18: 279-282.

[5] Sun, W., Su, J. F., Zhang, G., Hu, Y. H. (2012). *"Separation of sulfide lead-zinc-silver oreunder low alkalinity condition"*. Journal of Central South University, 19: 2307–2315.

[6] Feng, Q. C., Wen, S. M., Zhao, W. J., Deng, J. S., and Xian, Y. J. (2016). *"Adsorption of sulfide ionson cerussite surfaces and implications for flotation"*. Applied Surface Science, 360: 365–372.

[7] Herrera-Urbina, R., Sotillo, F. J., and Fuerstenau, D. W. (1999). *"Effect of sodium sulfide additions on the pulp potential and amyl xanthate flotation of cerussite and galena"*. International Journal of Mineral Processing, 55: 157–170.

[8] Feng, Q. C., Wen, S. M., Zhao, W. J., Wang, Y. J., and Cui, C. F. (2015). *"Contribution of chloride ions to the sulfidization flotation of cerussite"*. Minerals Engineering, 83: 128–135.

[9] Fenga, Q., Wena, S., Denga, J., and Zhaob, W. (2017). *"Combined DFT and XPS investigation of enhanced adsorption of sulfide species onto cerussite by surface modification with chloride"*. Applied Surface Science, 425: 8–15.