

بررسی امکان فلوتاسیون اسمیت زونیت از باطله‌های معدنی انگوران

اکبر مهدیلو^۱؛ مهدی ایران‌نژاد^{۲*}؛ حسین زارعی^۳؛ بهرام رضایی^۴

۱- دانشجوی دکترا فرآوری مواد معدنی، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، amehdilo@aut.ac.ir

۲- دانشیار گروه مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، iranajad@aut.ac.ir

۳- کارشناسی ارشد، شرکت کالسیمین، zare_i_h_1359@yahoo.com

۴- استاد گروه مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، rezai@aut.ac.ir

(دریافت ۲۰ خرداد ۱۳۹۲، پذیرش ۱۱ اسفند ۱۳۹۳)

چکیده

در این تحقیق امکان فلوتاسیون کانی اسمیت زونیت از باطله‌های معدنی انگوران با ۱۲/۷ درصد روی بررسی می‌شود. کانی‌های اصلی باطله، کلسیت و کوارتز است. در آزمایش‌های میکروفلوتاسیون با استفاده از هر دو کلکتور آرماک سی و اسید اولئیک نتایج مطلوبی به دست آمد ولی در آزمایش‌های فلوتاسیون مکانیکی نتایج بهتری در فلوتاسیون کاتیونیدر $\text{pH}=11$ به دست آمد. در این شرایط سدیم سیلیکات و سدیم هگزامتافسفات به ترتیب مناسب‌ترین بازداشت‌کننده برای کانی‌های کوارتز و کلسیت انتخاب شدند. مقدار بهینه آرماک سی ۸۰۰ گرم بر تن، سدیم سیلیکات ۵۰۰ گرم بر تن و سدیم هگزامتافسفات ۲۵۰ گرم بر تن تعیین شد. با استفاده از ۴۱۵ گرم بر تن هیدروکسید سدیم به عنوان تنظیم‌کننده pH ، مقدار بهینه سدیم سولفید ۳۰۰۰ گرم بر تن به دست آمد ولی در غیاب آن این مقدار به ۵۸۳۰ گرم بر تن رسید. در شرایط بهینه تعیین شده طی یک مرحله فلوتاسیون (رافر) کنسانتره اسمیت زونیت با عیار روی ۲۳ درصد و بازیابی ۷۹ درصد به دست آمد.

کلمات کلیدی

کانسنگ اکسیدی روی، اسمیت زونیت، فلوتاسیون، سولفیداسیون

۱- مقدمه

کانسارهای روی به دو دسته کلی کانسارهای سولفیدی و اکسیدی تقسیم می‌شوند. کانی‌های موجود در کانسارهای اکسیدی روی اغلب به صورت کربناته و سیلیکاته هستند. مهم‌ترین کانی‌های اکسیده روی به ترتیب اهمیت عبارتند از: اسمیت‌زونیت ($ZnCO_3$)، ویلمیت ($ZnSiO_4$)، هیدروزونیکت ($ZnCO_3 \cdot Zn(OH)_2$) و همی‌مورفیت ($Zn_4Si_2O_7(OH)_2$) [۱]. با توجه به قابلیت فلوتاسیون پائین کانی‌های اکسیدی روی توسط مواد شیمیایی رایج، اغلب فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی روی مورد توجه قرار گرفته است [۲].

اساسبررسی فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی روی، مقایسه بین قدرت کمپلکس‌سازی یون‌های فلزی موجود در محلول و یون‌های موجود در سطح شبکه بلوری است. بین یون‌های فلزی موجود در محلول و سطوح کانی‌ها، ویژگی‌های متفاوتی وجود دارد که این تفاوت به دلیل تغییرات درجه اشباع بوده که ناشی از احاطه شدن یون‌های فلزی توسط آنیون‌ها است. در مورد کانی‌های کربناته از قبیل اسمیت‌زونیت، فعالیت سطح کانی در آب افزایش یافته و مولکول‌های آب به طریق شیمیایی جذب سطح کانی می‌شوند. در این صورت احتمال جذب سطحی موثر مولکول‌های عامل فلوتاسیون بر روی سطح اسمیت‌زونیت کاهش می‌یابد [۳، ۴]. بر اساس نوع کلکتور مورد استفاده چندین روش برای فلوتاسیون کانه‌های اکسیده روی به کار گرفته شده است که عبارتند از:

- فلوتاسیون با گزانتات‌ها [۲، ۸-۴]

- فلوتاسیون با مرکاپتان‌ها [۵، ۹]

- فلوتاسیون با اسیدهای چرب [۳، ۴، ۱۰، ۱۱، ۱۲ و ۱۳]

- فلوتاسیون با آمین‌ها [۳، ۲۱-۱۳]

- فلوتاسیون با مواد کی‌لیت ساز [۲۵-۲۲]

- فلوتاسیون با ترکیبی از آمین‌ها و گزانتات‌ها [۲، ۳، ۴، ۲۶ و ۲۷]

برای فلوتاسیون کانی‌های اکسیده روی توسط گزانتات‌ها، ابتدا سطح کانی اکسیده توسط یک عامل مناسب مانند سولفید سدیم (Na_2S) سولفیده شده و سپس از کلکتور استفاده می‌شود. این روش اغلب برای کانی‌های اکسیده سرب مانند سرروزیت نتیجه‌بخش است در حالی که فلوتاسیون کانی‌های اکسیده روی مانند اسمیت‌زونیت توسط گزانتات‌های امیل و هگزیل به اندازه کافی انتخابی نیست [۲، ۴، ۱۱، ۱۷ و ۲۸]. فلوتاسیون با مرکاپتان‌ها نیز امکان‌پذیر است ولی میزان مصرف کلکتور بالا است [۵، ۹]. برای فلوتاسیون کانی‌های

اکسیده و کربناته از اسیدهای چرب نیز می‌توان استفاده کرد. این روش بستگی به نوع باطله دارد؛ چنان‌چه باطله سیلیسی باشد عمل فلوتاسیون به راحتی انجام می‌شود ولی در مورد باطله‌های کربناته و یا آهنی غیر قابل اجرا است [۱۱]. برای فلوتاسیون اسمیت‌زونیت و سرروزیت از ترکیب معرف‌های کی-لیت‌ساز نیز استفاده شده است. هرچند که این کی‌لیت‌ساز ترکیبی به دلیل نداشتن زنجیرهای طولیل هیدروکربنی در مقیاس‌های صنعتی قابل استفاده نیست [۲۵]. فرایند سولفیداسیون-فلوتاسیون هنوز هم جزو مهم‌ترین و کاربردی‌ترین گزینه‌ها برای بازیابی کانی‌های اکسیدی سرب و روی است. طی فرایند سولفیداسیون، با افزودن یک ماده سولفید کننده سطح کانی اکسیده به شکل MCO_3 (M یک عنصر فلزی است) به سطح سولفیده MS تبدیل می‌شود [۱۷ و ۱۹]. فرایند سولفیداسیون شامل مراحل زیر است [۳، ۴ و ۱۹]:

- انحلال Na_2S و حضور HS^- و S^{2-} بصورت یون‌های آبی

- سوسپانسیون

- جذب HS^- و S^{2-} در سطح کانی

- انجام واکنش‌های شیمیایی و الکتروشیمیایی که در نتیجه آن ترکیب MS در سطح کانی تشکیل می‌شود.

کانسار انگوران واقع در استان زنجان از ذخایر مهم اکسیدی سرب و روی در دنیا محسوب می‌شود که کانی‌های با ارزش سرب و روی در آن به ترتیب سرروزیت و اسمیت‌زونیت هستند. کانسنگ استخراج شده از معدن در کارخانه فرآوری دندی فرآوری شده و منجر به کنسانتره سرب و باطله حاوی ۲۰ تا ۲۲ درصد روی می‌شود. این باطله برای استحصال فلز روی به واحد هیدرومتالورژی منتقل می‌شود. امروزه با توجه به اهمیت اقتصادی و استراتژیکی فلز روی و نیز پیشرفت‌های علمی و تکنولوژیکی صورت گرفته در فرآوری مواد معدنی مختلف، بهره‌برداری از باطله‌های معدنی انگوران اهمیت زیادی دارد. این باطله‌ها اغلب با عیار ۱۰ الی ۱۲ درصد روی طی سالیان گذشته به صورت انتخابی برداشت شده و در اطراف معدن دپو شده‌اند [۲۹]. بنابراین هدف تحقیق حاضر بررسی امکان بازیابی کانی‌های اکسیدی روی از این باطله‌ها با استفاده از روش فلوتاسیون و تهیه کنسانتره روی به عنوان خوراک واحد هیدرومتالورژی است. بدین منظور پس از تهیه سیستماتیک نمونه معرف از باطله‌های مذکور و نیز شناسایی آن، عوامل مختلف مؤثر در فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی روی بررسی شد.

۲- مواد و روش کار

۲-۱- مواد

در این تحقیق از نمونه کانسنگ اکسیدی روی تهیه شده از دیوهای باطله معدن انگوران استفاده شد که آنالیز شیمیایی نمونه کانسنگ مورد مطالعه در جدول ۱ ارائه شده است. آنالیز فازی یا کانی‌شناسی نمونه معرف نیز براساس نتایج XRF و XRD به صورت نیمه کمی و تقریبی در جدول ۲ آورده شده است. ملاحظه می‌شود که اسمیت زونیت کانی اصلی حاوی روی در نمونه است. مطالعه و شناسایی کانی‌های تشکیل دهنده نمونه کانسنگ از نظر ساخت، بافت، نوع کانی‌ها، میزان درگیری و نیز درجه آزادی کانی‌های بارزش با استفاده از میکروسکوپ‌های نوری و الکترونی انجام شد. مطالعات میکروسکوپ نوری (شکل ۱) نشان داد که کانی‌سازی اغلب در داخل سنگ آهک صورت گرفته و کانی اصلی روی در این کانسنگ اسمیت زونیت است. اسمیت زونیت به دو صورت متراکم (نسبتاً درشت دانه) و اسفنجی ریزدانه با خلل و فرج فراوان (به حالت قشری) مشاهده می‌شود. کانی‌های اکسیدی

آهن نظیر گوتیت و لیمونیت سطح برخی از دانه‌های اسمیت زونیت را پوشش داده‌اند که ممکن است در فلوتاسیون موجب بروز مشکلاتی شود. درجه آزادی اسمیت زونیت با استفاده از روش دانه‌شماری و نیز مایعات سنگین ۹۰ تا ۱۰۰ میکرون تعیین شد. همچنین در این تحقیق از نمونه‌های نسبتاً خالص اسمیت زونیت، کلسیت و کوارتز در آزمایش‌های میکروفلوتاسیون برای تعیین شرایط فلوتاسیون و مواد شیمیایی مناسب استفاده شد. نمونه‌های اسمیت زونیت و کلسیت نسبتاً خالص بصورت دستی از معدن انگوران تهیه و پس از خالص سازی بیشتر به روش‌های ثقلی در محدوده ابعادی ۷۵+۱۵۰- میکرون تهیه و در آزمایش‌های میکروفلوتاسیون استفاده شدند. آنالیز شیمیایی اسمیت زونیت و کلسیت تهیه شده در جدول ۳ درج شده است. نمونه خالص کوارتز با خلوص بالای ۹۸ درصد نیز از کارخانه بلور کاوه تهیه شد.

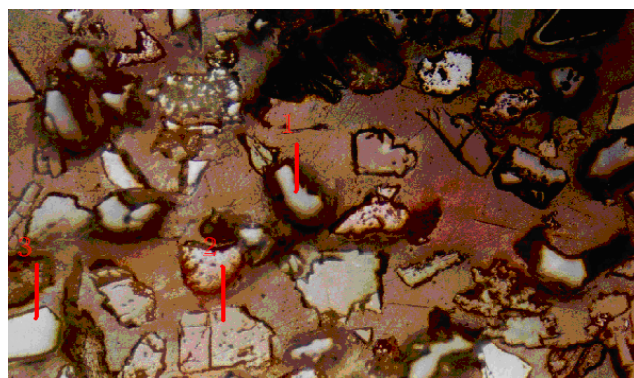
در جدول ۴ مشخصات کلکتورهای مورد استفاده و در جدول ۵ مشخصات سایر مواد شیمیایی مورد استفاده در این تحقیق آورده شده است.

جدول ۱: آنالیز شیمیایی نمونه معرف

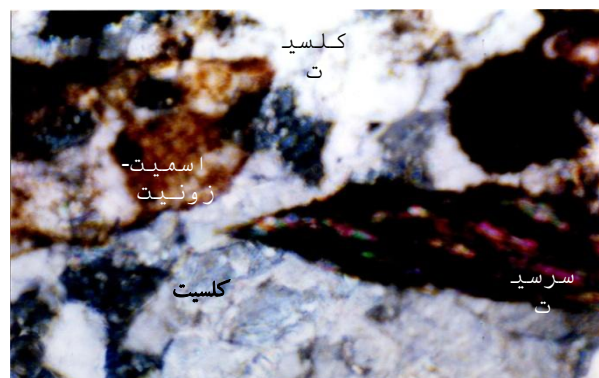
ترکیب	ZnO	PbO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	K ₂ O	CdO	NiO	Co ₃ O ₄	SO ₃	L.O.I	سایر
درصد	۱۵/۸	۱/۸۵	۲۳/۷۵	۱۹/۸	۸/۵	۳/۱۵	۱/۵۲	۰/۷۲	۰/۱۱۶	۰/۰۵۲	۰/۰۳۶	۰/۱۴	۲۳/۵۸	۰/۹۸۶

جدول ۲: آنالیز کانی‌شناسی نمونه معرف

ردیف	نام کانی	درصد تقریبی
۱	اسمیت زونیت	۲۰-۲۲
۲	همی مورفیت	۲-۳
۳	کلسیت	۳۳-۳۵
۴	کوارتز	۱۷-۱۸
۵	کلریت	۴-۵
۶	میکا (موسکویت-ایلیت)	۵-۷
۷	هماتیت	۳-۴
۸	دولومیت	<۲ (کمتر از ۲٪)
۹	سروزیت	<۲ (کمتر از ۲٪)



الف |—————| μm ۲۰۰



ب |—————| μm ۲۰۰

الف

شکل ۱: الف- اسمیت‌زونیت پوشیده از گوتیت بصورت درگیر با کلسیت به همراه سرسیت. سنگ آهک سنگ درونگیر اسمیت‌زونیت است. سرسیت به مقدار بسیار کم و به رنگ سبز-صورتی مشاهده می‌شود. ب- دانه‌های اسمیت‌زونیت که حدود ۷۵ الی ۸۰ درصد آزاد شده است (فراکسیون ۷۵+۱۲۵- میکرون). (۱) اسمیت‌زونیت (۲) کلسیت و (۳) کوارتز

جدول ۳: آنالیز شیمیایی نمونه‌های اسمیت‌زونیت و کلسیت نسبتاً خالص

ترکیب (%)	ZnO	PbO	CaO	Fe ₂ O ₃	L.O.I	سایر
اسمیت‌زونیت	۶۳/۰	۳/۰۶	۰/۵	۲/۳۹	۲۹/۵۷	۱/۴۸
کلسیت	۱/۱۱	۰/۱۸	۶۱/۵	۰/۶۹	۳۵/۳۹	۱/۱۴

جدول ۴: مشخصات کلکتورهای مورد استفاده در آزمایش‌های فلوتاسیون

ردیف	نام کلکتور	فرمول شیمیایی	نوع کلکتور	نوع زنجیر	سازنده
۱	آرماک سی ^آ (کووالکیل آمین استات ^آ)	(RNH ₂ ;(R:C ₈ -C ₁₈)	کاتیونیک	خطی	AkzoNobel
۲	آرماک تی ^ب (تالوالکیل آمین استات ^ب)	C ₁₈ H ₂₇ NH ₂	کاتیونیک	خطی	AkzoNobel
۳	فلوتیگام اس ای ^ج	-	کاتیونیک	خطی	AkzoNobel
۴	فلوتیگام تی ای ^د	-	کاتیونیک	خطی	AkzoNobel
۵	آرمین تی دی ^ه	(RNH ₂ ;(R:C ₁₂ -C ₁₈)	کاتیونیک	خطی	AkzoNobel
۶	اسید اولئیک ^و	C ₁₈ H ₃₄ O ₂	آنیونیک	خطی	مرک (Merck)
۷	پتاسیم امیل گزانتات	CH ₃ CH ₂ OCS ₂ K	آنیونیک	خطی	Cheminova

جدول ۵: مشخصات سایر مواد شیمیایی مورد استفاده

نام ماده شیمیایی	فرمول شیمیایی	نوع (آلی یا غیر آلی)	نقش و کاربرد	سازنده
سولفید سدیم	Na ₂ S	غیر آلی	سولفیداسیون اسمیت‌زونیت و سروزیت- تنظیم pH	مرک (Merck)
سدیم هگزا متافسفات (SH)	Na-(NaPO ₃) _n -ONa	غیر آلی	بازداشت کننده کلسیت	Scharlau
سیلیکات سدیم (SS)	Na ₂ SiO ₃	غیر آلی	بازداشت کوارتز و باطله‌های سیلیکاته	مرک (Merck)
فلورید سدیم	NaF	غیر آلی	بازداشت کننده کوارتز	مرک (Merck)
سود	NaOH	غیر آلی	تنظیم کننده pH	مرک (Merck)
کربنات سدیم	Na ₂ CO ₃	غیر آلی	تنظیم کننده	-
روغن کاج	-	آلی	کف ساز	Penn Chemical
دی یدو متان	-	آلی	مابع سنگین برای تعیین درجه آزادی آنها	مرک (Merck)

۲-۲-۲- روش‌ها

۲-۲-۱- میکروفلوتاسیون

در شکل ۲ اثر pH بر روی بازیابی فلوتاسیون اسمیت زونیت، کلسیت و کوارتز در حضور ۵۰۰ گرم بر تن کلکتور آرماکسی و ۵۰۰ گرم بر تن سدیم سولفید نشان داده شده است. نقطه بار صفر اسمیت زونیت در آب مقطر حدود ۸ است ولی در pH بالای ۶/۵ به دلیل واکنشی که یون HS^- با سطح کانی اسمیت زونیت انجام می‌دهد نقطه بار صفر را از ۸ به ۶/۵ کاهش می‌دهد [۳۰]. نتایج شکل ۲ این نکته را تأیید می‌کند. در محدوده pH بالای ۶/۵ جذب کلکتور در سطح اسمیت زونیت از نوع فیزیکی بوده و بیشترین بازیابی فلوتاسیون در pH=۱۱ است. در pH بالاتر از نقطه بار صفر کوارتز (pH=۱/۸) با افزایش pH، بار سطحی منفی کوارتز افزایش یافته و در نتیجه بازیابی آن نیز افزایش می‌یابد. در مورد کلسیت با افزایش pH بازیابی افزایش یافته و در pH=۹/۵ به بیشترین مقدار خود (۸۶/۸ درصد) می‌رسد ولی پس از آن به خصوص بعد از نقطه بار صفر کلسیت (pH=۱۰/۸) بازیابی کاهش می‌یابد. در pHهای بالاتر از ۱۱، بازیابی هر سه کانی به دلیل هیدرولیز شدن کلکتور به شدت کاهش می‌یابد. نتایج حاکی از آن است که در فلوتاسیون با آرماک سی، با افزایش pH بازیابی هر سه کانی افزایش یافته و در محدوده ۱۱/۵-۱۰/۵ pH بازیابی اسمیت زونیت به بیشترین مقدار رسیده است. البته در این محدوده از pH بازیابی کوارتز و کلسیت بیشتر از اسمیت زونیت است. بنابراین چنانچه در فلوتاسیون یک نمونه کانسنگ، هدف شناورسازی اسمیت زونیت از کانی‌های باطله کوارتز و کلسیت باشد، استفاده از بازداشت کننده‌های مناسب لازم و ضروری است. به عبارت دیگر لازم است که علاوه بر فعال سازی سطح اسمیت زونیت، از بازداشت کننده‌های کوارتز و کلسیت نیز استفاده شود. در شکل ۳ نیز تغییرات بازیابی فلوتاسیون کانی‌های اسمیت زونیت، کلسیت و کوارتز بر حسب pH در حضور ۵۰۰ گرم بر تن کلکتور اسید اولئیک نشان داده شده است. در pH بین ۵ تا ۹/۵ هر دو کانی اسمیت زونیت و کلسیت شناور می‌شوند در حالی که کوارتز شناور نمی‌شود. بنابراین در این محدوده از pH لازم است که از بازداشت کننده‌های کلسیت استفاده شود.

۲-۲-۳- اثر نوع و غلظت کلکتور

به منظور انتخاب مناسب‌ترین کلکتور از خانواده آمین‌ها و نیز غلظت بهینه آن آزمایش‌های میکروفلوتاسیون با کلکتورهای آرماک سی، آرماک تی، فلوتیگام اس ای، فلوتیگام تی ای و آمین تی دی در غلظت‌های مختلف در pH=۱۱ و در حضور ۵۰۰ گرم بر تن سولفید سدیم انجام شد که نتایج در شکل ۴ نشان داده شده است. این کلکتورها همگی نمک آمین‌های نوع

آزمایش‌های میکروفلوتاسیون بر روی نمونه‌های ۳ گرمی از کانی‌های خالص در محدوده ابعادی ۷۵-۱۵۰ میکرون و با استفاده از لوله هالیموند ۳۰۰ میلی لیتری و در شرایط نرخ جریان هوای ثابت انجام گرفت. نمونه‌ها ابتدا در ظرف آماده سازی توسط هم‌زنی با دور ثابت ۷۰۰ دور بر دقیقه به مدت ۵ دقیقه با سولفید سدیم، ۳ دقیقه با بازداشت کننده‌ها و به مدت ۵ دقیقه با کلکتور آماده سازی شد و سپس پالپ به لوله هالیموند انتقال داده شد. پس از هوادهی جمع‌آوری بخش شناور به مدت ۳ دقیقه انجام شد. در نهایت کنسانتره و باطله فلوتاسیون پس از فیلتر و خشک کردن وزن شده و بازیابی فلوتاسیون محاسبه شد.

۲-۲-۲- فلوتاسیون مکانیکی

نمونه‌ها پس از سنگ‌شکنی طی چند مرحله، در نهایت با استفاده از آسیای میله‌ای تا درجه آزادی تعیین شده ($d_{80}=90$ میکرون) خرد و پس از نرمة‌گیری (حذف مواد زیر ۲۰ میکرون) به نمونه‌های ۳۰۰ گرمی برای انجام آزمایش‌ها تقسیم شدند. در کلیه آزمایش‌ها ۳۰۰ گرم نمونه به منظور تهیه پالپی با ۲۵ درصد جامد با ۹۰۰ گرم آب مخلوط شده و وارد سلول فلوتاسیون ۱/۵ لیتری شد. در حین عمل هم‌زنی، مواد شیمیایی شامل فعال کننده، کلکتور، بازداشت کننده و تنظیم کننده pH به داخل پالپ موجود در سلول افزوده شد. در آزمایش‌های مختلف پس از طی زمان عملیات آماده سازی (شامل ۱۰ دقیقه برای سولفیداسیون و ۱۰ دقیقه برای واکنش کلکتور)، کف‌ساز اضافه گردیده و سپس اقدام به هوادهی شد. پس از هوادهی جمع‌آوری کف (کنسانتره) به مدت ۱۰ دقیقه انجام شد. کنسانتره و باطله و در برخی آزمایش‌ها نرمة‌های به دست آمده پس از خشک و توزین، توسط XRF آنالیز شدند. بازیابی روی در کنسانتره نیز با استفاده از رابطه $R = \frac{C.c}{F.f} \times 100$ محاسبه شد. در این رابطه C وزن کنسانتره، F وزن خوراک، c عیار روی در کنسانتره و f عیار روی در خوراک است.

۳- نتایج

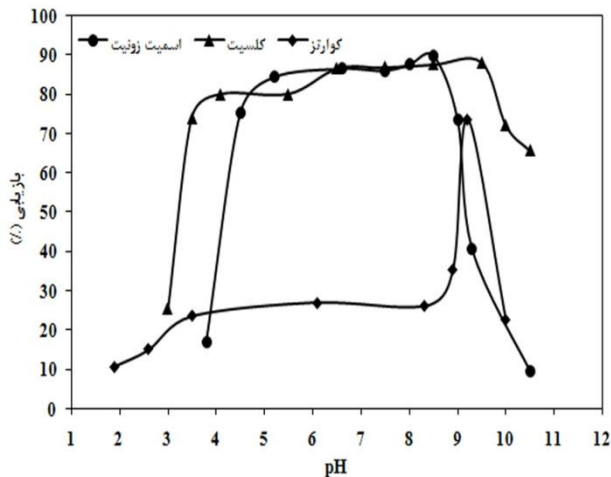
۳-۱- آزمایش‌های میکروفلوتاسیون

۳-۱-۱- اثر pH

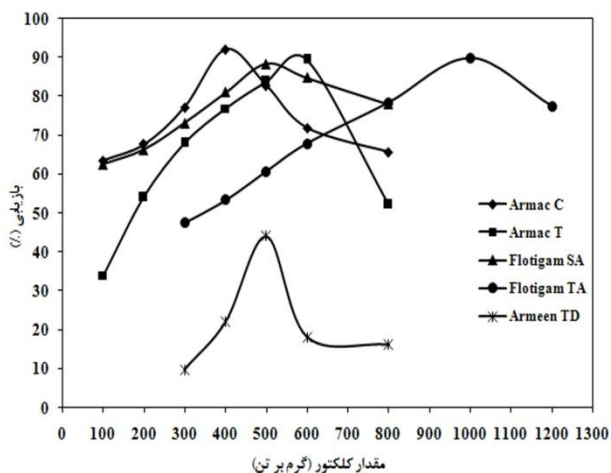
کاهش می‌یابد. این نتیجه تأیید می‌کند که با افزایش بیش از حد مقدار سولفیداسیون، غلظت یون HS^- در پالپ افزایش یافته و این یون بصورت بازداشت کننده عمل می‌کند و بازیابی را کاهش می‌دهد [۱۹، ۳۱].

۳-۲-۴- اثر بازداشت کننده

با توجه به عملکرد مشابه کلکتورهای آرماک سی و اسید اولئیک در فلوتاسیون اسمیت‌زونیت و کلسیت، نوع بازداشت کننده نقش مهمی را در انتخاب فلوتاسیون کاتیونی و آنیونی دارند. بنابراین در این بخش اثر بازداشت‌کننده‌های مختلف بر روی کلسیت و کوارتز در حضور این کلکتورها بررسی می‌شود.



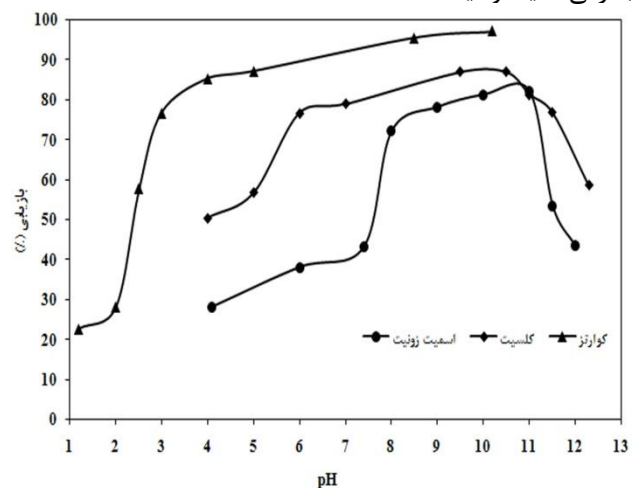
شکل ۳: بازیابی فلوتاسیون اسمیت‌زونیت، کلسیت و کوارتز بر حسب pH در حضور کلکتور اسید اولئیک (۵۰۰ g/t اسید اولئیک)



شکل ۴: بازیابی فلوتاسیون اسمیت‌زونیت بر حسب غلظت کلکتورهای مختلف آمین‌های نوع اول (pH = ۱۱ و ۵۰۰ g/t Na_2S)

اول با زنجیر بلند هستند که نسبت به خود آمین‌ها دارای حلالیت بالایی هستند. شکل ۴ نشان می‌دهد که بیشترین بازیابی (۹۲ درصد) مربوط به کلکتور آرماک سی است که در غلظت ۴۰۰ گرم بر تن به دست می‌آید. هر چند با کلکتورهای آرماک تی و فلوتیگام تی ای نیز بازیابی حدود ۹۰ درصد قابل دستیابی است ولی این بازیابی در غلظت‌های بالاتر از کلکتور به دست می‌آید. در غلظت‌های بالاتر از مقادیر بهینه به دلیل تشکیل میسل بازیابی کاهش می‌یابد که این غلظت همان غلظت بحرانی مسیلیزاسیون^{۱۰} برای کلکتورها است.

برای تعیین غلظت بهینه اسید اولئیک، آزمایش‌های فلوتاسیون در pH = ۹ به عنوان pH بهینه برای فلوتاسیون اسمیت‌زونیت (شکل ۳)، در غلظت‌های مختلف انجام شد که نتایج در شکل ۵ نشان داده شده است. نتایج نشان می‌دهد که با افزایش غلظت اسید اولئیک تا مقدار ۵۰۰ گرم بر تن بازیابی اسمیت‌زونیت نیز افزایش می‌یابد و در این مقدار به بیشترین مقدار خود یعنی ۸۹ درصد می‌رسد ولی با افزایش بیشتر مقدار بازیابی کاهش می‌یابد. بنابراین می‌توان گفت که این مقدار غلظت، غلظت بحرانی اسید اولئیک است.



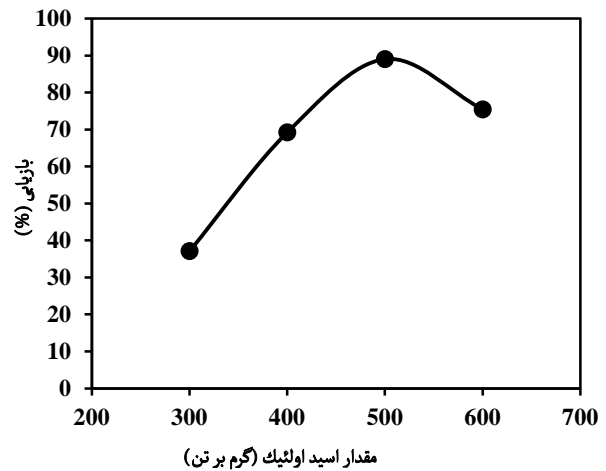
شکل ۵: بازیابی فلوتاسیون اسمیت‌زونیت، کلسیت و کوارتز بر حسب pH در حضور کلکتور آرماک سی (۵۰۰ g/t Na_2S)

۳-۲-۳- اثر غلظت سولفیدکننده

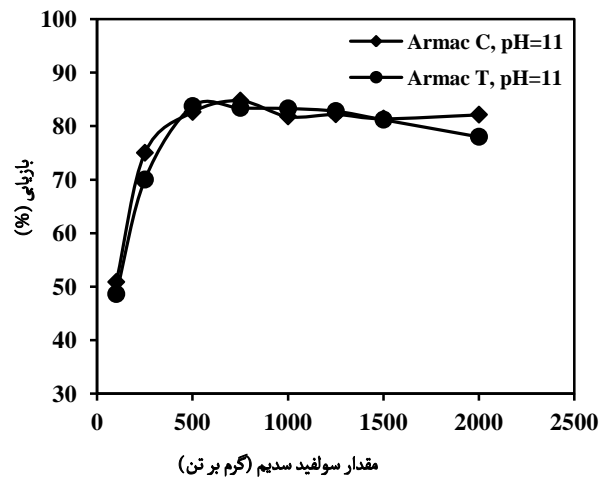
در شکل ۶ اثر مقدار مصرف سولفید سدیم بر روی بازیابی فلوتاسیون اسمیت‌زونیت توسط کلکتورهای کاتیونی آرماک سی و آرماک تی نشان داده شده است. با افزایش غلظت سدیم سولفید بازیابی نیز افزایش یافته و در غلظت ۵۰۰ گرم بر تن به حدود ۸۲٪ رسیده است. پس از آن با افزایش غلظت سدیم سولفید افزایش قابل توجهی در بازیابی ایجاد نمی‌شود. با افزایش بیش از حد مقدار سدیم سولفید بازیابی نیز با شیب کمی

بازداشت کلسیت می‌شوند [۳۱، ۳۲]. با افزایش pH به مقدار ۱۱، غلظت این یون‌ها در پالپ کاهش یافته و قدرت بازداشت کندگی سیلیکات‌سدیم نیز کاهش می‌یابد. همچنین سیلیکات سدیم اثر قابل توجهی بر روی بازیابی اسمیت زونیت نداشته و بازیابی را تنها حدود ۱۰٪ کاهش داده است. نشاسته نیز رفتاری مشابه سیلیکات سدیم از خود نشان می‌دهد. بنابراین براساس نتایج سدیم هگزامتافسفات (SH) می‌تواند بازداشت کننده مناسبی برای کلسیت باشد.

یون فلئورید اثر بازداشت کندگی بر روی کوارتز دارد و این اثر در شرایط اسیدی مشخص تر می‌باشد [۳۳]. همچنین سیلیکات‌سدیم‌عنوان بازداشت کننده متداول برای کانی‌های سیلیکاته مطرح است. بنابراین از فلئورید سدیم (NaF)، سیلیکات سدیم و سدیم هگزامتافسفات برای بازداشت کوارتز استفاده و اثر آنها نیز بر روی اسمیت زونیت بررسی شد که نتایج در شکل ۸ نشان داده شده است. سیلیکات‌سدیم و سدیم فلئورید رفتار مشابهی در بازداشت کوارتز داشته و هر دو بازیابی کوارتز را از ۹۸٪ به حدود ۷۰ درصد کاهش داده‌اند. همچنین هر دو بازداشت کننده بازیابی اسمیت زونیت را از ۹۲٪ به ۸۲٪ رسانده‌اند. سدیم هگزامتافسفات بازیابی کوارتز را از ۹۸٪ به حدود ۸۰ درصد و بازیابی اسمیت زونیت را از ۹۲٪ به ۸۰٪ کاهش داده است بنابراین نمی‌تواند در فلوتاسیون کاتیونی بازداشت کننده مناسبی برای کوارتز باشد. با توجه به نتایج می‌توان گفت که در فلوتاسیون کاتیونی و در pH قلیایی سیلیکات سدیم و سدیم فلئورید بهترین بازداشت کننده برای کوارتز هستند ولی چون سیلیکات‌سدیم خاصیت بازداشت کندگی کانی‌های سیلیکاته را نیز دارد، مناسب تر از سدیم فلئورید است.



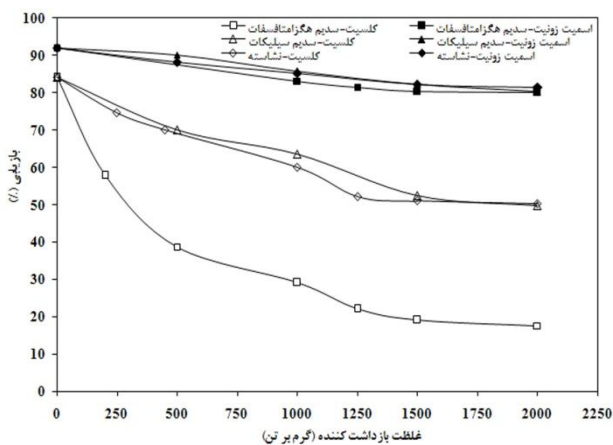
شکل ۵: بازیابی فلوتاسیون اسمیت زونیت در غلظت‌های مختلف اسید اولئیک (pH=۹)



شکل ۶: بازیابی فلوتاسیون اسمیت زونیت در غلظت‌های مختلف سدیم سولفید (pH=۱۱) و غلظت کلکتورها (۵۰۰g/t)

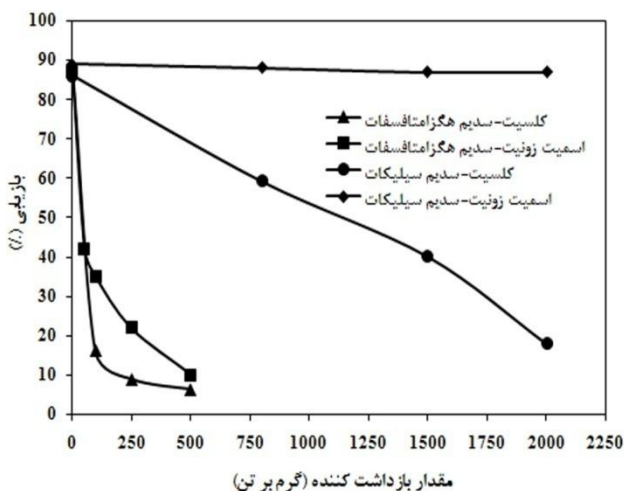
۳-۲-۵- بازداشت کلسیت و کوارتز در فلوتاسیون با آرماک سی

برای بازداشت کلسیت از سیلیکات سدیم، سدیم هگزامتافسفات و نشاسته استفاده شد. اثر این بازداشت کننده‌ها بر روی اسمیت زونیت نیز بررسی شد که نتایج در شکل ۷ نشان داده شده است. با توجه به این شکل، مشاهده می‌شود که با افزایش مقدار سدیم هگزامتافسفات (SH) بازیابی کلسیت به شدت کاهش یافته و از حدود ۸۲٪ به کمتر از ۲۰٪ رسیده است در حالی که کاهش بازیابی اسمیت زونیت با نرخ بسیار کمی به وقوع پیوسته و از ۹۲٪ به حدود ۸۰٪ رسیده است. در pH=۱۱ (بهینه برای فلوتاسیون اسمیت زونیت) در حضور سیلیکات سدیم بازیابی کلسیت از ۸۲٪ به حدود ۵۰٪ رسیده است. در محدوده pH=۱۰-۷ سیلیکات سدیم یون‌های آزاد $\text{SiO}(\text{OH})_3^-$ تشکیل می‌دهد که احتمالاً این یون‌های آزاد باعث



شکل ۷: بازیابی فلوتاسیون اسمیت زونیت و کلسیت با استفاده از بازداشت کننده‌های مختلف در حضور کلکتور آرماک سی (pH=۱۱) سولفید سدیم (۵۰۰g/t) و آرماک سی (۴۰۰g/t)

بررسی شد. جدول ۶ بازیابی و عیار روی در کنسانتره و باطله در غلظت‌های مختلفی از سولفید سدیم و آرماک سی در حضور ۵۰۰ گرم بر تن سیلیکات سدیم و ۲۵۰ گرم بر تن سدیم هگزامتافسفات در $\text{pH}=11$ را نشان می‌دهد. در این آزمایش‌ها تنظیم pH با استفاده از هیدروکسید سدیم انجام شد. با توجه به نتایج، غلظت بهینه سدیم سولفید و آرماک سی به ترتیب ۳۰۰۰ و ۸۰۰ گرم بر تن به دست آمد که در این شرایط بازیابی روی ۸۷٪ و عیار روی در کنسانتره و باطله به ترتیب ۲۳٪ و ۳/۲٪ است.



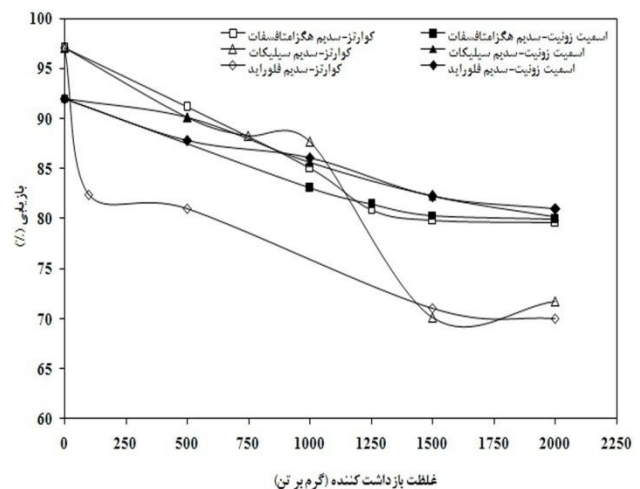
شکل ۹: بازیابی فلوتاسیون اسمیت‌زونیت و کلسیت با استفاده از بازداشت‌کننده‌های سدیم هگزامتافسفات (SH) و سدیم سیلیکات (SS) در حضور ۵۰۰ گرم بر تن کلکتور اسید اولئیک

عیار و بازیابی روی در مقادیر مختلفی از غلظت اسید اولئیک در $\text{pH}=9$ و در حضور ۱۰۰۰ گرم بر تن سیلیکات سدیم به‌عنوان بازداشت‌کننده، در شکل ۱۰ نشان داده شده است. با افزایش مقدار اسید اولئیک تا ۳۰۰ گرم بر تن عیار و بازیابی روی در کنسانتره افزایش می‌یابد که این می‌تواند ناشی از هیدروفوب شدن ذرات بیشتری از اسمیت‌زونیت و راه‌یابی آن‌ها به کنسانتره باشد. بعد از این غلظت با افزایش مقدار کلکتور بازیابی به مقدار کمی افزایش یافته ولی عیار کاهش می‌یابد. چرا که با افزایش مقدار کلکتور در محیط، کانی‌های باطله شرایط بهتری برای جذب کلکتور و راه‌یابی به کنسانتره پیدا می‌کنند. بنابراین غلظت بهینه اسید اولئیک برای فلوتاسیون اسمیت‌زونیت ۳۰۰ گرم بر تن است که منجر به کنسانتره‌ای با عیار ۱۵/۴۴ درصد روی و بازیابی ۵۲ درصد می‌شود.

۳-۳-۲- اثر دانه‌بندی خوراک

۳-۲-۶- بازداشت کلسیت در فلوتاسیون با اسید اولئیک

چنانچه در بخش ۳-۱-۱ اشاره شد در فلوتاسیون با اسید اولئیک در pH ۵ تا ۹ کوارتز شناور نمی‌شود ولی بازداشت کلسیت ضروری است. بدین منظور اثر بازداشت‌کننده‌های سیلیکات سدیم و سدیم هگزامتافسفات بر روی فلوتاسیون کلسیت و اسمیت‌زونیت بررسی شد که نتایج در شکل ۹ ارائه شده است. نتایج نشان می‌دهند که سدیم هگزامتافسفات در غلظت ۵۰۰ گرم بر تن بازیابی کلسیت را از ۹۰ درصد به ۱۰ درصد کاهش داده است ولی در این شرایط بازیابی اسمیت‌زونیت را نیز از ۸۹ درصد به حدود ۵ درصد کاهش داده است. با افزایش غلظت سیلیکات سدیم بازیابی فلوتاسیون کلسیت کاهش یافته و در غلظت ۲۰۰۰ گرم بر تن به کمتر از ۲۰ درصد رسیده است حال آن‌که تأثیری بر بازیابی اسمیت‌زونیت نداشته است. بنابراین در فلوتاسیون آنیونیک با اسید اولئیک، سدیم هگزامتافسفات نمی‌تواند بازداشت‌کننده مناسبی برای کلسیت باشد ولی سدیم سیلیکات مناسب است.



شکل ۸: بازیابی فلوتاسیون اسمیت‌زونیت و کوارتز با استفاده از بازداشت‌کننده‌های مختلف در حضور کلکتور آرماک سی ($\text{pH}=11$)، سولفید سدیم ۵۰۰g/t و آرماک سی ۴۰۰g/t

۳-۳-۳- آزمایش‌های فلوتاسیون مکانیکی

۳-۳-۱- اثر غلظت کلکتور و سولفید سدیم

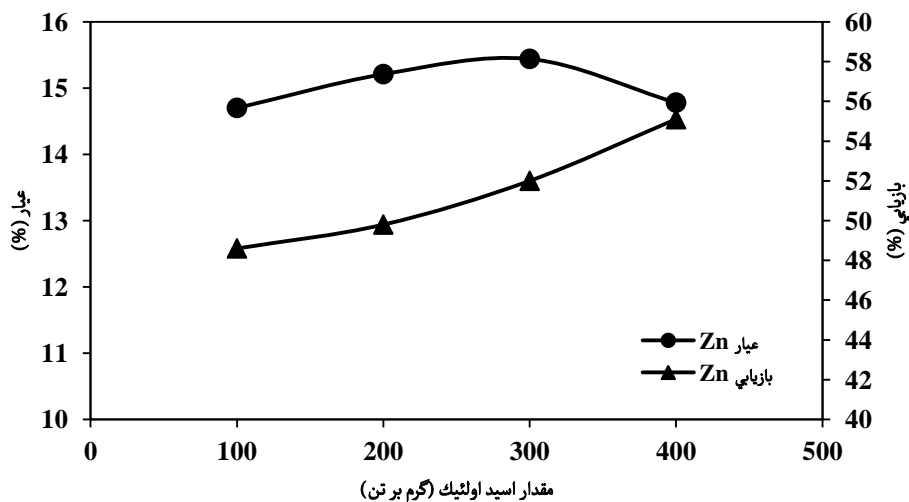
باتوجه به نتایج میکروفلوتاسیون نمونه‌هایخالص، pH بهینه برای فلوتاسیون انتخابی اسمیت‌زونیت حدود ۱۱ تعیین شد. باتوجه به اینکه غلظت سولفیداسیون و غلظت کلکتور از پارامترهای وابسته به هم هستند بنابراین در این بخش اثر این دو پارامتر بر روی بازیابی و عیار روی در کنسانتره و باطله

درجه آزادی تعیین شده برای اسمیت زونیت را تأیید می‌کند. در بخش‌های ابعادی درشت‌تر از ۹۰ میکرون، به دلیل درگیری-های موجود بین اسمیت زونیت و کانی‌های باطله عیار و بازیابی روی پائین است ولی در بخش ابعادی زیر ۷۰ میکرون احتمالاً به دلیل افزایش نرمه و در نتیجه ورود باطله‌های دانه‌ریز به کنسانتره، عیار و بازیابی روی کاهش می‌یابد. چون فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی روی حساسیت زیادی به نرمه دارند [۲۰، ۱۹].

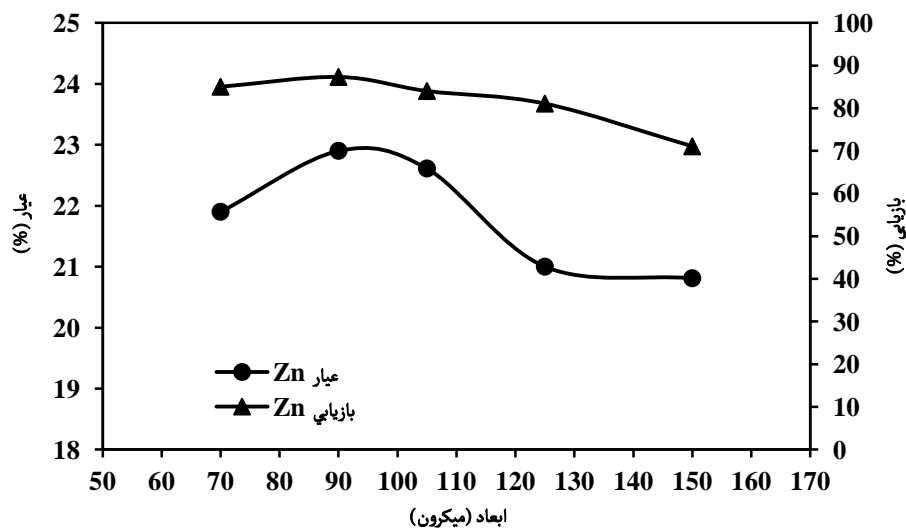
آزمایش‌های فلوتاسیون بر روی بخش‌های مختلف ابعادی (۱۵۰، ۱۰۵، ۹۰، ۷۰ d_{80} میکرون) با استفاده از کلکتور آرماک سی انجام شد که نتایج در شکل ۱۱ آورده شده است. نتایج نشان می‌دهد که با کاهش ابعاد عیار و بازیابی روی به‌طور همزمان افزایش می‌یابد. این مسئله به افزایش میزان آزادشدگی کانی اسمیت زونیت و راهیابی مقدار زیادی از این کانی به کنسانتره و کاهش مقدار باطله در آن مربوط می‌شود. بیشترین عیار (۲۳ درصد) و بازیابی (۸۷/۳ درصد) در کنسانتره، در بخش ابعادی ۹۰ میکرون به‌دست می‌آید. بنابراین این نتایج نیز

جدول ۶: عیار و بازیابی روی در کنسانتره و باطله در مقادیر مختلفی از سولفید سدیم و آرماک C در حضور ۵۰۰ گرم بر تنسیلیکات سدیم ۲۵۰ گرم بر تن سدیم هگزامتاسفات در pH=۱۱

۴۰۰۰				۳۰۰۰				۲۰۰۰				مقدار سولفید سدیم (g/t)
۱۰۰۰	۸۰۰	۶۰۰	۴۰۰	۱۰۰۰	۸۰۰	۶۰۰	۴۰۰	۱۰۰۰	۸۰۰	۶۰۰	۴۰۰	مقدار آرماک C (g/t)
۷۲	۷۸/۹	۶۷	۶۰	۸۱	۸۷	۷۲	۶۵	۶۵	۷۰/۱	۳۹/۷	۲۳	بازیابی (%)
۲۱	۲۲/۵	۲۰/۵	۱۹	۲۲/۵	۲۳	۲۰	۱۹/۴	۱۹	۲۰/۱	۱۵/۵	۱۵	عیار در کنسانتره (%)
۷/۳	۴/۶	۷	۷/۷	۴/۵	۳/۲	۶/۵	۷	۷/۴	۷/۵	۱۲/۶	۱۱/۳	عیار در باطله (%)



شکل ۱۰: عیار و بازیابی روی در مقادیر مختلف از غلظت اسید اولئیک در pH=۹ و در حضور ۱۰۰۰ گرم بر تنسیلیکات سدیم



شکل ۱: عیار و بازیابی روی در کنسانتره حاصل از فلوتاسیون بر روی بخش‌های مختلف ابعادی. (۸۰۰ گرم بر تن آرماک C، ۳۰۰۰ گرم بر تن سولفید سدیم، ۲۴۰ گرم بر تن هگزا متافسفات سدیم، ۵۲۵ گرم بر تن سیلیکات سدیم، ۱ قطره روغن کاج و $\text{pH} = 11$ با انجام نرمه‌گیری)

غلظت SH، عیار روی نیز افزایش می‌یابد که این افزایش به دلیل کاهش عیار CaO در کنسانتره است. با افزایش غلظت SH تا غلظت ۱۵۰۰ گرم بر تن، عیار CaO از ۱۴٪ به حدود ۵٪ رسیده است ولی عیار SiO_2 از ۲۹٪ به ۲۴٪ رسیده که کاهش قابل توجهی مشاهده نمی‌شود. همچنین در این غلظت از SH بازیابی روی به حدود ۸۰٪ کاهش یافته است. بنابراین میزان بهینه سدیم هگزامتافسفات ۲۵۰ گرم بر تن است که در آن کنسانتره‌ای با عیار حدود ۲۲/۵٪ روی و بازیابی حدود ۹۱٪ به دست می‌آید.

فلوتاسیون آنیونی با اسید اولئیک

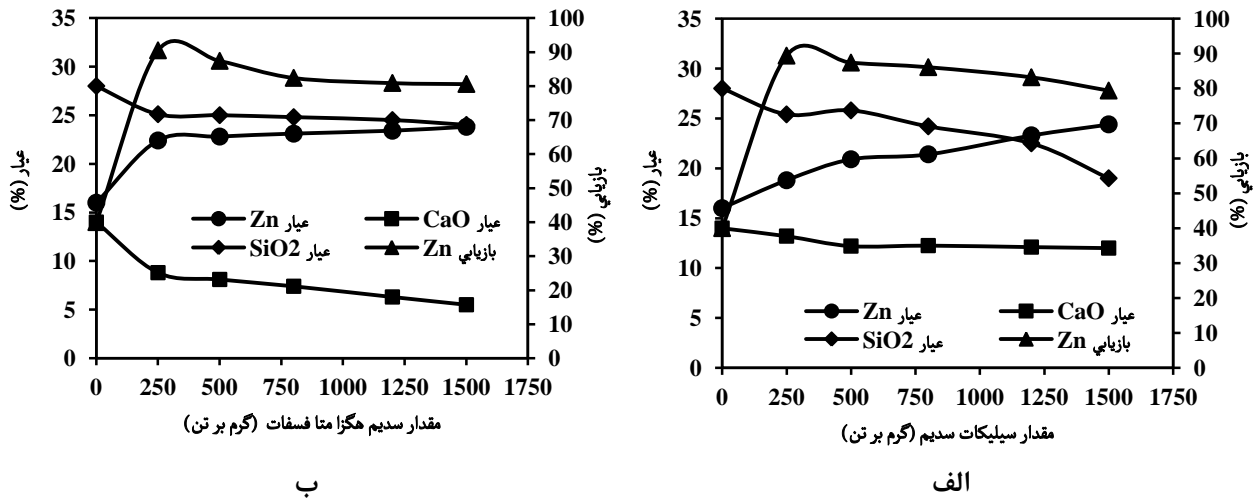
اثر سیلیکات سدیم بر عیار Zn، CaO و SiO_2 و نیز بازیابی روی در کنسانتره فلوتاسیون در حضور ۳۰۰ گرم بر تن اسید اولئیک در شکل ۱۳ نشان داده شده است. بدون استفاده از سیلیکات سدیم عیار Zn، CaO و SiO_2 به ترتیب برابر ۱۴/۴، ۲۲ و ۲۰/۸ درصد است. با افزایش میزان سیلیکات سدیم عیار SiO_2 کاهش و عیار Zn افزایش یافته است. در حالی که سیلیکات سدیم تأثیر چندانی بر عیار CaO نداشته است. بنابراین در فلوتاسیون آنیونی نتایج فلوتاسیون مکانیکی و میکروفلوتاسیون در تناقض هستند.

۳-۳-۳- اثر بازداشت کننده

فلوتاسیون کاتیونی با آرماک سی

اثر دو بازداشت کننده سیلیکات سدیم و سدیم هگزامتافسفات طی فلوتاسیون کاتیونی با آرماک سی بررسی شد که نتایج در شکل ۱۲ نشان داده شده است. با توجه به شکل ۱۲-الف، با افزایش غلظت سیلیکات سدیم عیار روی در کنسانتره نیز افزایش می‌یابد. با افزایش غلظت سیلیکات سدیم تا ۱۵۰۰ گرم بر تن عیار روی از ۱۶٪ تا ۲۴/۴٪ افزایش یافته است. در همین شرایط غلظت SiO_2 از ۲۸٪ به حدود ۱۹٪ کاهش یافته در حالی که بر روی عیار CaO تأثیر قابل توجهی نداشته و عیار CaO از ۱۴٪ به ۱۲٪ رسیده است. با افزایش غلظت سیلیکات سدیم تا ۲۵۰ گرم بر تن بازیابی روی افزایش ولی پس از آن با نرخ کمی کاهش می‌یابد. با توجه به نتایج، سیلیکات سدیم می‌تواند به عنوان بازداشت کننده کوارتز و کانی‌های سیلیکاته استفاده شود ولی نمی‌توان از آن به عنوان بازداشت کننده کلسیت استفاده کرد. این یافته‌ها نتایج آزمایش‌های میکروفلوتاسیون را تأیید می‌کنند. بنابراین چنانچه ملاحظه می‌شود میزان بهینه سیلیکات سدیم ۵۰۰ گرم بر تن است که منجر به کنسانتره‌ای با عیار ۲۱/۴ درصد روی و بازیابی حدود ۸۷ درصد می‌شود.

بر اساس نتایج شکل ۱۲-ب، بدون استفاده از SH جدایشی بین روی و کانی‌های باطله مشاهده نمی‌شود ولی با افزایش

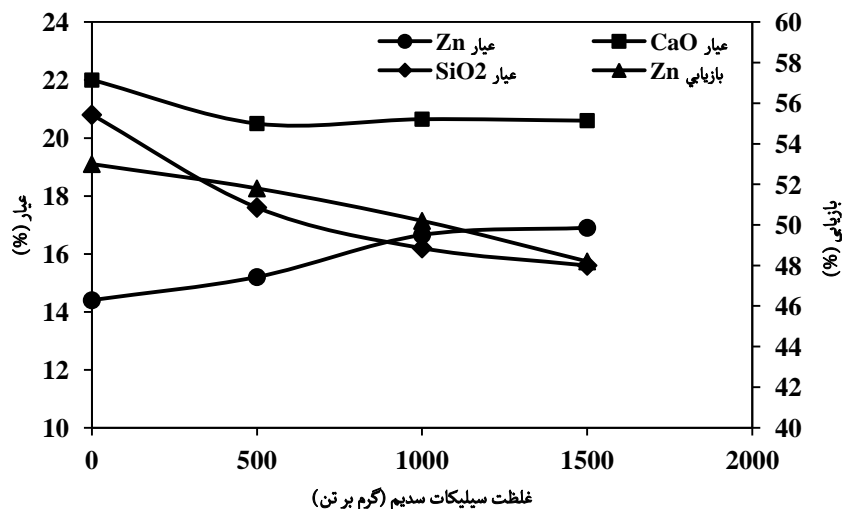


شکل ۱۲: عیارهای Zn، CaO، SiO₂ و بازیابی Zn در مقادیر مختلفی از بازداشت کننده‌های الف) سدیم سیلیکات و ب) سدیم هگزامتافسفات در حضور ۸۰۰ گرم بر تن آرماک سی و ۳۰۰۰ گرم بر تن سدیم سولفید در pH=۱۱

سولفید سدیم و ناکافی بودن سولفیداسیون سطح اسمیت زونیت باشد. لازم به ذکر است که در محاسبه بازیابی میزان اتلاف روی در نرمه‌ها نیز منظور شده است. در مورد کربنات سدیم نتایج نشان می‌دهد که مصرف آن علاوه بر اینکه کاهش قابل توجهی در مصرف سدیم سولفید ایجاد نکرده، کنسانتره به دست آمده نیز دارای عیار و بازیابی کمتری است. کاهش عیار و بازیابی روی در کنسانتره به هنگام استفاده از کربنات سدیم احتمالاً به دلیل آن است که سدیم کربنات مانع سولفیداسیون و فعال شدن سطح اسمیت زونیت توسط سولفید سدیم می‌شود.

۳-۳-۴- اثر تنظیم کننده pH

چنانچه اشاره شد سولفید سدیم نقش تنظیم کننده pH را نیز دارد که موجب افزایش میزان مصرف آن می‌شود. به منظور کاهش مقدار مصرف سولفید سدیم از تنظیم کننده‌های سدیم کربنات و سود استفاده شد. در این آزمایش‌ها از ۸۰۰ گرم بر تن آرماک سی به عنوان کلکتور و ترکیب ۵۰۰ گرم بر تن سدیم سیلیکات و ۲۵۰ گرم بر تن سدیم هگزامتافسفات به عنوان بازداشت کننده استفاده شد. نتایج در جدول ۷ ارائه شده است. نتایج نشان می‌دهد که در صورت تنظیم pH توسط هیدروکسید سدیم میزان مصرف سدیم سولفید به میزان قابل توجهی (۲۷۵۰ گرم بر تن) کاهش می‌یابد و این در حالی است که عیار روی تغییر چندانی نمی‌کند. هرچند که بازیابی حدود ۲ درصد کاهش می‌یابد که این می‌تواند به دلیل کاهش مصرف



شکل ۱۳: عیارهای Zn، CaO، SiO₂ و بازیابی Zn در مقادیر مختلفی از سدیم سیلیکات در حضور ۳۰۰ گرم بر تن اسید اولئیک در pH=۹

جدول ۷: اثر تنظیم‌کننده‌های مختلف بر روی عیار و بازیابی روی در کنسانتره اسمیت‌زونیت

نوع تنظیم‌کننده	میزان تنظیم‌کننده (گرم بر تن)	میزان سدیم سولفید (گرم بر تن)	عیار روی کنسانتره (%)	بازیابی روی در کنسانتره (%)
بدون تنظیم‌کننده	-	۵۸۳۰	۲۳/۳	۷۸/۹
هیدروکسید سدیم	۴۱۵	۳۰۸۰	۲۳/۲	۷۶/۷
کربنات سدیم	۲۵۵۰	۵۱۷۰	۱۸/۴	۵۵/۲

۳-۵- اثر فلوتاسیون سرروزیت

چنان‌چه آنالیز شیمیایی و کانی‌شناسی نشان می‌دهد، نمونه مورد مطالعه دارای مقداری سرروزیت (حدود ۲ درصد) است که به هنگام فعال‌سازی و فلوتاسیون اسمیت‌زونیت اغلب به همراه آن به داخل کنسانتره اسمیت‌زونیت منتقل می‌شود. بنابراین در این بخش از تحقیق ابتدا فعال‌سازی و فلوتاسیون سرروزیت در pH=۹ انجام شد. سپس فلوتاسیون اسمیت‌زونیت طی دو مرحله رافر و کلینر (شستشو) در pH=۱۱ انجام شد که نتایج و شرایط آزمایش در شکل ۱۴ آورده شده است. چنان‌چه ملاحظه می‌شود با جدایش سرروزیت، در مرحله دوم عیار روی در کنسانتره اسمیت‌زونیت در مقایسه با عدم جدایش سرروزیت افزایش یافته و به حدود ۲۴/۵٪ با بازیابی حدود ۷۲٪ رسیده است. با شستشوی این کنسانتره طی فلوتاسیون کلینر، کنسانتره نهایی با عیار حدود ۳۱٪ روی و بازیابی حدود ۶۵٪ به‌دست آمد.

۴- بحث

آزمایش‌های میکروفلوتاسیون نشان می‌دهد که هر دو کلکتور آرماک سی و اسید اولئیک در محدوده‌های خاصی از pH باعث فلوتاسیون اسمیت‌زونیت، کلسیت و کوارتز می‌شوند. آن‌چه مسلم است در فلوتاسیون با هر یک از این کلکتورها بازداشت کلسیت و کوارتز ضروری است. علی‌رغم این‌که در آزمایش‌های میکروفلوتاسیون سیلیکات نقش مسدیم مؤثری در بازداشت کلسیت در فلوتاسیون آنیونی دارد ولی در فلوتاسیون مکانیکی اثر بازداشت‌کنندگی آن ناچیز است. بنابراین بین نتایج میکروفلوتاسیون و فلوتاسیون واقعی تناقض وجود دارد. این تناقض می‌تواند به دلیل مکانیزم جذب سطحی کلکتور بر سطح اسمیت‌زونیت باشد. چون مکانیزم جذب سطحی کلکتور بر سطح اسمیت‌زونیت از نوع تبادل یونی است و در فلوتاسیون مکانیکی، کاتیون‌های چند ظرفیتی موجود در پالپ می‌توانند بر روی کانی‌های نیمه محلول (کلسیت و اسمیت‌زونیت) اثر

گذاشته و منجر به نتایج متفاوت نسبت به نتایج میکروفلوتاسیون شود. برخلاف اسید اولئیک، در مورد آرماک سی تطابق خوبی بین نتایج میکروفلوتاسیون و فلوتاسیون مکانیکی وجود دارد. بنابراین برای جدایش اسمیت‌زونیت از کلسیت و کوارتز فلوتاسیون کاتیونی مؤثرتر از فلوتاسیون آنیونی است. در فلوتاسیون کاتیونی عمل سولفیداسیون نقش مهمی در کاهش پتانسیل سطح اسمیت‌زونیت و جذب کلکتور دارد. سولفید سدیم مناسب‌ترین و رایج‌ترین ماده برای سولفیداسیون است که به عنوان تنظیم‌کننده pH نیز عمل می‌کند. هرچند که استفاده از سدیم هیدروکسید به‌عنوان تنظیم‌کننده pH باعث کاهش قابل توجه در میزان مصرف سولفید سدیم می‌شود ولی موجب کاهش بازیابی روی در کنسانتره نیز می‌شود. این کاهش در بازیابی می‌تواند ناشی از کاهش تشکیل HS⁻ در سطح اسمیت‌زونیت باشد که باعث می‌شود فرآیند سولفیداسیون در سطح آن‌ها به نحو مطلوبی انجام نشود. این مسئله در مورد کربنات سدیم بارزتر است. چون نه تنها میزان مصرف سدیم سولفات را کاهش نمی‌دهد بلکه عیار و بازیابی روی در کنسانتره را نیز کاهش می‌دهد. بنابراین استفاده یا عدم استفاده از تنظیم‌کننده نیاز به بررسی‌های اقتصادی دارد.

طی فلوتاسیون کاتیونی با استفاده از آرماک سی تهیه کنسانتره‌ای با مشخصات خوراک ورودی واحد هیدرومتالورژی کارخانه دندی و حتی با عیار روی بالاتر، از باطله‌های مورد مطالعه امکان‌پذیر است. با استفاده از فلوتاسیون کاتیونی تحت شرایط بهینه مطابق شکل ۱۵ می‌توان به کنسانتره‌ای با عیار روی ۲۳٪ دست یافت که با خوراک ورودی واحد هیدرومتالورژی کارخانه دندی با ۲۰ الی ۲۲٪ روی قابل مقایسه است. با احتساب میزان اتلاف روی در نرمه‌ها (۹/۲٪)، بازیابی روی در کنسانتره به‌دست آمده ۷۹٪ خواهد بود. با انجام فلوتاسیون شستشو (کلینر) بر روی کنسانتره به‌دست آمده می‌توان کنسانتره اسمیت‌زونیت با عیار بالای ۳۰٪ نیز به‌دست

آورد. در صورت انجام این کار باید تلاش شود که بازیابی کاهش نیابد.

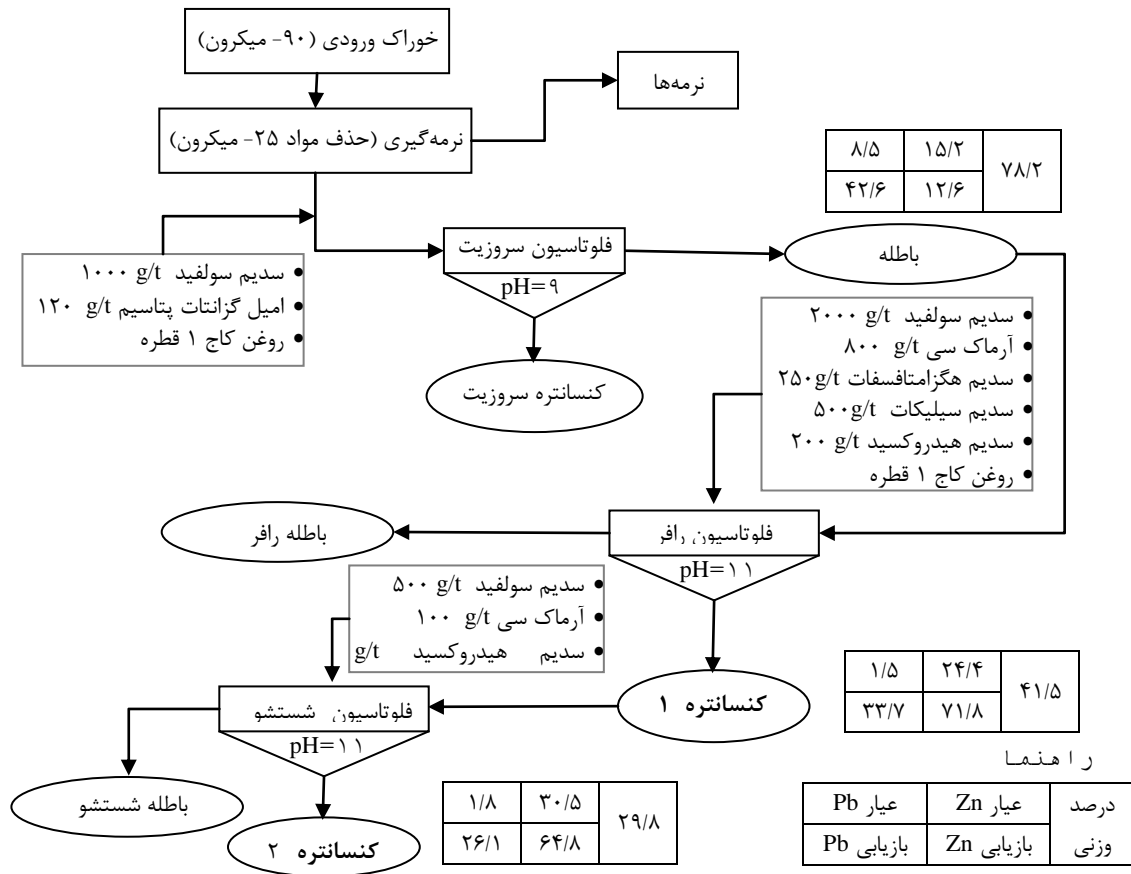
حذف سرروزیت طی مرحله اول فلوتاسیون موجب افزایش عیار روی در کنسانتره اسمیت زونیت مرحله رافر می‌شود ولی این کار باعث کاهش قابل توجه در بازیابی روی می‌شود. این کاهش بازیابی اغلب ناشی از اتلاف روی در کنسانتره سرروزیت است. با انتقال کنسانتره سرروزیت به دست آمده به خط فلوتاسیون سرروزیت کارخانه دندی، می‌توان ضمن جدایش کامل سرروزیت، بخش عمده اسمیت زونیت موجود در آن را نیز مورد بازیابی قرار داد. بنابراین با توجه به نتایج مطلوب جدایش اسمیت زونیت و سرروزیت به روش فلوتاسیون از باطله‌های معدنی انگوران، این باطله‌ها بدون هیچگونه هزینه استخراج، منبع مناسبی برای استحصال سرب و روی محسوب می‌شوند.

۵- نتیجه‌گیری

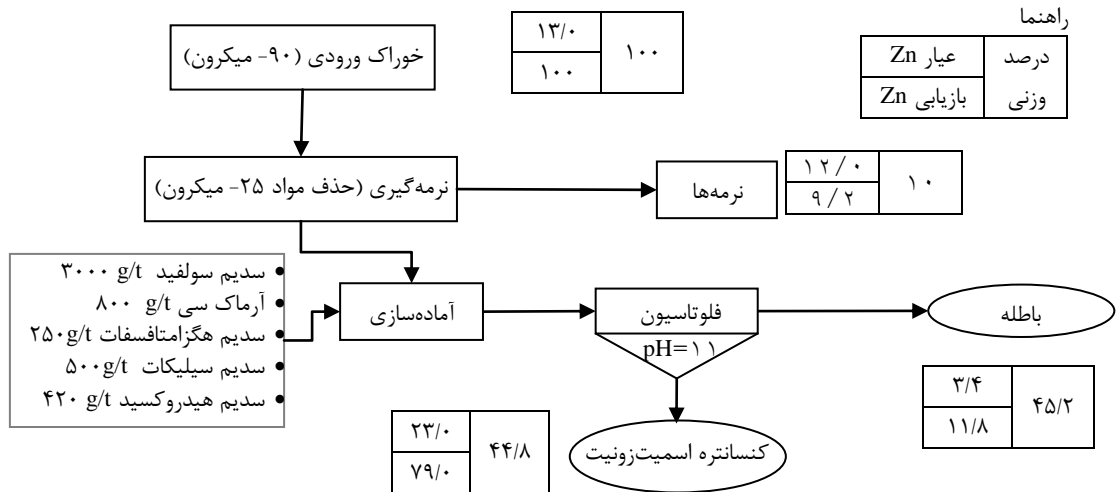
- با توجه به عملکرد مطلوب بازداشت‌کننده‌های کلسیت و کوارتز در فلوتاسیون کاتیونی در مقایسه با نوع آنیونی، برای فلوتاسیون اسمیت زونیت فرآیند سولفیداسیون-فلوتاسیون با کلکتورهای کاتیونی مناسب‌تر است.
- از بین کلکتورهای کاتیونی مورد بررسی، عملکرد آرماک سی بهتر از بقیه بوده و مقدار بهینه آن ۸۰۰ گرم بر تن

به دست آمد که دو برابر مقدار بهینه به دست آمده در آزمایش‌های میکروفلوتاسیون است.

- میزان بهینه مصرف سولفید سدیم برای سولفیداسیون اسمیت زونیت ۳۰۰۰ گرم بر تن است که در افزایش pH نیز نقش به‌سزایی دارد.
- سدیم هگزامتافسفات و سیلیکات سدیم به ترتیب مناسب‌ترین بازداشت‌کننده برای کلسیت و کوارتز به عنوان کانی‌های باطله اصلی موجود در این باطله‌ها هستند. مقدار بهینه آنها ۲۵۰ و ۵۰۰ گرم بر تن به ترتیب برای سدیم هگزامتافسفات و سدیم به دست آمد.
- با استفاده از ۴۲۰ گرم بر تن هیدروکسید سدیم به عنوان تنظیم‌کننده pH، بدون کاهش در عیار روی در کنسانتره، مقدار مصرف سولفید سدیم از حدود ۵۸۰۰ به حدود ۳۰۰۰ گرم بر تن کاهش می‌یابد.
- در شرایط بهینه تعیین شده، با استفاده از کلکتور آرماک سی طی فرآیند سولفیداسیون-فلوتاسیون کنسانتره‌ای با عیار ۲۳٪ روی و بازیابی ۷۹٪ به دست می‌آید.



شکل ۱۴: مراحل و شرایط آزمایش فلوتاسیون اسمیت‌زونیت پس از جدایش سروزیت به روش فلوتاسیون



شکل ۱۵: شرایط بهینه برای پرعبارسازی باطله‌های معدنی انگوران با استفاده از فلوتاسیون کاتیونی و مشخصات محصولات به‌دست آمده

منابع

- [16] Abramov, A.A.; 1961. *Use of cationic agents for oxide lead-zinc minerals*; Chemical Abstracts 55, 26910f.
- [17] Onal G., Bulut G., Gul A., Kangal O., Perek K.T. and Arslan F.; 2005. *Flotation of Aladag oxide lead-zinc ores*; Minerals Engineering, 18, 279-282.
- [18] Pereira, C.A., Peres, A.E.C.; 2005. *Reagents in calamine zinc ores flotation*; Minerals Engineering, 18, 275-277.
- [19] Keqing, F.A., Miller, J.D., Guang-hui, Li.; 2005. *Sulphidization flotation for recovery of lead and zinc from oxide-sulfide ores*; Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 15, 1138-1147.
- [20] Mehdilo A., Zarei H., Irannajad M., Arjmandfar H., 2012, *Flotation of zinc oxide ores by cationic and mixed collectors*; Minerals Engineering, 36-38, 331-334.
- [21] Mehdilo A., Irannajad M., Zarei H.; 2013. *Flotation of zinc oxide ore using cationic and cationic-anionic mixed collectors*; Physicochem. Probl. Miner. Process, 49(1), 145-156.
- [22] Rinelli, G., Marabini, A.M.; 1973. *Flotation of zinc and lead oxide-sulphide ores with chelating agents*, Inst. Min. Met. In: Proc. X International Mineral Processing Congress, London, 493-521.
- [23] Fuerstenau, M.C., Palmer, B.R.; 1976. *Anionic flotation of oxides and silicates flotation*. In: Gaudin, A.M. (Ed.), Memorial Volume, 1; American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, New York, 148-196.
- [24] Barbery, G., Cecile, J.L., Plichon, V.; 1977. *The use of chelates as flotation collectors*; In: Proceeding of XII International Mineral Processing Congress, Sao Polo, 19-34.
- [25] Marabini, A.M., Ciriachi, M., Plescia, P., Barbaro, M.; 2007. *Chelating reagents for flotation*; Journal of Minerals Engineering 20, 1014-1025.
- [26] Tarjan, G.; 1986. *Mineral Processing*; Akademiai Kiado, Budapest, Hungary, ISBN: 9630522438.
- [27] Herrington, K.L., Kaler, E.W., Miller, D.D., Zasadzinski, J.A., Chiruvolu, S.; 1993. *Phase behaviour of aqueous mixtures of dodecyltrimethylammonium bromide (DTAB) and sodium dodecyl sulfate (SDS)*; Journal of Physical Chemistry, 97 (51), 13792-13802.
- [28] Taggart A.F.; 1959. *Handbook of Mineral dressing*; John Willey and son's ed.; Newyork; 14-01-14-09.
- [29] Irannajad M.; 2007. *Recovery of zinc from low grade zones of Angouran mine (research project)*; Department of Mining and Metallurgical Engineering, Amirkabir University of Technology.
- [30] Malghan, S.G.; 1986. *Role of sodium sulfide in the flotation of oxidized copper, lead and zinc ores*;
- [1] Chen A., Zhao Z. w., Jia X., Long S., Huo G., Chen X.; 2009. *Alkaline leaching Zn and its concomitant metals from refractory hemimorphite zinc oxide ore*; Hydrometallurgy, 97, 228-232.
- [2] Hosseini, S.H., Forssberg, Eric; 2007. *Physicochemical studies of smithsonite flotation using mixed cationic/anionic collector*; Minerals Engineering, 20 (6), 621-624.
- [3] Hosseini S. H., Forssberg Eric; 2006. *XPS & FTIR Study of Adsorption Characteristics Using Cationic and Anionic Collectors on Smithsonite*; Journal of Minerals & minerals Characterization & Engineering, 5 (1), 21-24.
- [4] Hosseini, S.H., Forssberg, Eric; 2006. *Adsorption studies of smithsonite flotation using dodecylamine and oleic acid*; Minerals and Metallurgical Processing, SME, 23 (2), 87-96.
- [5] Gaudin, A.M.; 1957. *Flotation*; McGraw Hill Inc., New York, 182-189.
- [6] Herrera Urbina, R., Sotillo, F.J., 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 (3), 157-170.
- [7] Nagano, J., Tanaka, M., Saito, K.; 1975. *Flotation of zinc oxide ore*. Chemical Abstracts, 83, 31384.
- [8] Yamada, M., Shoji, T., Onada, T., Shimoiizaka, J.; 1976. *Flotation of zinc carbonate*; Chemical Abstracts, 84, 182894.
- [9] Aplan, F. F., and De Bruyn, P. L.; 1963. *Adsorption of Hexyl mercaptan on gold*; Trans. AIME, 229, 235-242.
- [10] Nagano, J., Tanaka, M., Saito, K.; 1974. *Ore flotation*; Chemical Abstracts 82, 114571.
- [11] Rey, M.; 1953. *The flotation of oxidized ores of lead copper and zinc*; In: Recent Developments in Mineral Dressing Symposium. IMM, London, 541-548.
- [12] Kiersznicki, T., Majewski, J.J., Mzyk, J.; 1981. *5-Alkylsalicylaldoximes as collectors in flotation of sphalerite, smithsonite and dolomite in a Hallimond tube*; International Journal of Mineral Processing, 7, 311-318.
- [13] Irannajad, M., Ejtemaei, M., Gharabaghi, M.; 2009. *The effect of reagents on selective flotation of smithsonite-calcite-quartz*; Minerals Engineering, 20, 621-624.
- [14] Mckenna, W.J., Lessels, V., Petersson, E.C.; 1949. *Froth flotation of oxidized zinc ores*; United States Patent: 2482859.
- [15] Rey, M.; 1979. *Memoirs of milling and process metallurgy: I-flotation of oxide ores*; Institution of Mining and Metallurgy, Section C 88, 245-250.

Minerals and Metallurgical Processing, 3, 158-163.

[31] Fuerstenau, M.C., Gutierrez, G.B., Eligillani, D.A.; 1968. AIME, 241, 319.

[32] Fuerstenau, M. C., Miller, J. D, Kuhn, M. C.; 1985. *Chemistry of Flotation*; SME, New York.

[33] Manser R.M.; 1975. *Handbook of Silicate Flotation*; Warren Spring Laboratory (Stevenage), ISBN 0856240532.

پی‌نوشت

¹Chelating Agents

²Armac C

³Cocoalkylamine acetate

⁴Armac T

⁵Tallowalkyl amine acetate

⁶Flotigam SA

⁷Flotigam TA

⁸Armeen TD

⁹Oleic acid

¹⁰Micellization