

بررسی جدایش پیرولوزیت از کلسیت به روش فلوتاسیون آنیونی

اکبر مهدیلو^۱، مهدی ایران نژاد^{۲*}، بهروز بازدید^۳

۵. دانشگاه صنعتی امیرکبیر، دانشکده مهندسی معدن و متالورژی (amehdilo@aut.ac.ir)
۶. دانشگاه صنعتی امیرکبیر، دانشکده مهندسی معدن و متالورژی (iranajad@aut.ac.ir)
۷. دانشگاه صنعتی امیرکبیر، دانشکده مهندسی معدن و متالورژی (behrouz_652000@yahoo.com)

چکیده

در تحقیقات قبلی قابلیت فلوتاسیون پیرولوزیت با استفاده از کلکتورهای مختلف مطالعه شده ولی امکان جدایش آن از کانی های گانگ مورد توجه قرار نگرفته است. در تحقیق حاضر فلوتاسیون پیرولوزیت و کلسیت و امکان جدایش آنها از یکدیگر با استفاده از کلکتور اسید اولئیک مورد بررسی قرار گرفت. نتایج نشان داد که بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت دارای دو مقدار ماقریم در pH=۵ و ۹ است که اولی در اثر جذب فیزیکی کلکتور و دومی در اثر جذب شیمیایی آن اتفاق می افتد. در حضور اسید اولئیک $^{۴} ۱۰$ مولار، حداقل بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت $^{۳۰}/۸$ درصد بوده و در pH=۹ حاصل می شود. بازیابی کلسیت در این شرایط ۶۸ درصد است. با بررسی اثر ترکیبات مختلف در فلوتاسیون پیرولوزیت مشخص شد که سولفات مس مناسب ترین ترکیب برای فعال سازی سطح پیرولوزیت و بازداشت کلسیت است. با استفاده از اسید اولئیک $^{۴} ۱۰$ مولار و مصرف ppm ۱۰۰۰ سولفات مس بیشترین مقدار بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت به $^{۸۳}/۶$ درصد در pH=۸ افزایش می باید. در حالیکه در این شرایط بازیابی کلسیت به حدود ۳۸ درصد می رسد. اندازه گیری پتانسیل زتا نشان داد که سولفات مس با افزایش پتانسیل زتا پیرولوزیت و کاهش نیروهای دافعه الکترواستاتیکی موجب تشدید جذب اسید اولئیک و افزایش بازیابی فلوتاسیون می شود. در فلوتاسیون نمونه کانسنگ در حضور سولفات مس، عیار MnO در کنسانتره از ۱۹/۱ به ۲۲/۷ درصد و بازیابی آن از ۴۰/۵ به ۶۶/۸ درصد افزایش یافت.

مشخصات مقاله

تاریخچه مقاله

دریافت: ۱۷ بهمن ۹۱

دریافت پس از اصلاح: ۹ شهریور ۹۲

پذیرش نهایی: ۱۰ شهریور ۹۲

کلمات کلیدی:

منگنز

پیرولوزیت

فلوتاسیون

اسید اولئیک

سولفات مس

حقوق ناشر محفوظ است.

* عهده دار مکاتبات

۱- مقدمه

به درجه آزادی پائین پیرولوزیت در کانسنگ چراغاه و حضور پیرولوزیتهای دانه ریز توزیع شده در زمینه کانی‌های گانگ، امکان پر عیارسازی به روش‌های ثقلی با بازیابی مطلوب وجود نخواهد داشت. به نظر می‌رسد، با توجه به ابعاد ریز پیرولوزیت در این کانسنگ روش فلوتاسیون و یا ترکیب آن با روش‌های ثقلی برای تهیه کنسانتره پیرولوزیت مناسب باشد. بررسی سوابق تحقیق نشان می‌دهد که مطالعات بسیار اندکی در زمینه فلوتاسیون پیرولوزیت انجام شده است. در سال ۱۹۷۲ ابیدو^۳ خواص سطحی و قابلیت فلوتاسیون کانی‌های منگنز را با کلکتور اسید اولئیک مورد بررسی قرار داد که بیشترین بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت در محدوده pH=۶-۸ به دست آمد و پس از فعال‌سازی با یون‌های مس بازیابی حدود ۵ درصد بهبود یافت[۵]. فرستینا^۴ و همکاران نیز قابلیت فلوتاسیون پیرولوزیت خالص را با استفاده از کلکتورهای سدیم اولئات، سدیم دودسیل سولفونات و آمونیم دودسیل کلراید مورد مطالعه قرار دادند که حداقل بازیابی فلوتاسیون در حضور سدیم دودسیل سولفونات pH=۷/۴-۱۱ و pH=۷/۴-۱۱ و آمونیم دودسیل کلراید به ترتیب در pH=۴ و pH=۴-۸/۵ مشاهده شد[۶، ۷].

چنانچه ملاحظه می‌شود، تحقیقات انجام گرفته در مورد فلوتاسیون پیرولوزیت بسیار محدود بوده و بطور عمده نیز بر روی کانی خالص آن متمرکز شده است. بنابراین در تحقیق حاضر به منظور بررسی امکان جدایش پیرولوزیت به روش فلوتاسیون، رفتار پیرولوزیت و کلسیت (به عنوان گانگ اصلی در کانسنگ مورد نظر) در فرآیند فلوتاسیون با کلکتور آنیونیک اسید اولئیک مورد بررسی قرار می‌گیرد.

۲- مواد و روش تحقیق

۲-۱- مواد

در این تحقیق از نمونه نسبتاً خالص پیرولوزیت که آنالیز شیمیایی آن در جدول ۱ آورده شده، استفاده گردید. این نمونه با محدوده ابعادی ۱۸۰+۳۰- میکرون با استفاده از میز لرزان آزمایشگاهی طی جدایش در مراحل متعدد به دست آمد. نمونه کلسیت نیز با ابعاد مذکور از نمونه‌های دستی برداشت شده از منطقه با خلوص بالای ۹۸ درصد تهیه گردید. در آزمایش‌های

منگنز به دلایل اقتصادی و داشتن خصوصیات فیزیکی- شیمیایی خاص به عنوان یکی از فلزات استراتژیک در صنایع فولاد است. حدود ۹۰ درصد منگنز تولیدی جهان در صنایع متالورژیکی مانند تولید فولاد و آلیاژهای غیرآهنی مصرف می‌شود. از دیگر مصارف منگنر می‌توان به کاربردهای آن در باتری‌سازی و صنایع شیمیایی اشاره کرد که به ترتیب حدود ۶ و ۴ درصد را شامل می‌شوند. از کانی‌های منگنز می‌توان به پیرولوزیت (MnO_2) ، پسیلوملان $(\text{Ba}, \text{H}_2\text{O})_2\text{Mn}_5\text{O}_{10}$ ، هاسمانیت (Mn_3O_4) ، مانگانیت $(\text{MnO}(\text{OH}))$ ، رودوکروزیت (MnCO_3) ، رودونیت (MnSiO_3) و آلاندیت (MnS) اشاره کرد[۱]. کانی پیرولوزیت با دارا بودن حدود ۶۳/۲٪ منگنز از جمله فراوان‌ترین و اقتصادی‌ترین آهاست[۳].

با توجه به روند رو به رشد صنایع فولاد در کشور و بالطبع افزایش میزان تقاضا برای فلز منگنز از یک طرف و محدود بودن ذخایر پر عیار منگنز در کشور از طرف دیگر، ضرورت شناسایی و بهره‌برداری از ذخایر و پتانسیل‌های موجود در کشور مشخص می‌شود. از جمله این پتانسیل‌ها کانسار چراغاه امیر است که در ۸۲ کیلومتری شمال غربی تبریز واقع شده است. بررسی‌های اولیه نشان می‌دهد که این کانسار با عیار متوسط ۱۳/۸ درصد MnO جزو ذخایر کم‌عیار منگنز محسوب می‌شود. مطالعات کانی‌شناسی نیز حاکی از آن است که کانسنگ مربوطه عمدتاً از کانی‌های کلسیت (۷۸ درصد)، پیرولوزیت (حدود ۱۷ درصد) و کوارتز (۴-۳ درصد) تشکیل شده است. مطالعات میکروسکوپ الکترونی نشان داده است که پیرولوزیت موجود در این کانسنگ از نظر بافت و ابعاد بر دو نوع است (شکل ۱). نوع اول پیرولوزیت‌های دانه درشت که درجه آزادی آنها با استفاده از تصاویر BSE^۱ از فرآکسیون‌های ابعادی مختلف و بکارگیری نرم‌افزار جی میکرو ویژن^۲، ۱۸۰ میکرون تعیین گردید. در حالیکه پیرولوزیت‌های دانه ریز در داخل کانی‌های گانگ پخش شده و در ابعاد زیر ۲۰ میکرون آزاد می‌شوند[۴].

پر عیارسازی کانسنگ‌های منگنز براساس شرایط کانی-شناسی آنها از جمله عیار منگنز، درجه آزادی، نوع و میزان کانی‌های باطله توسط روش‌های مختلف مانند سنگ‌جوری، جدایش ثقلی، جدایش مغناطیسی، فلوتاسیون، پیرومترالورژی و هیدرومترالورژی انجام می‌شود[۱]. هرچند روش‌های ثقلی رایج-ترین روش پر عیارسازی کانسنگ‌های منگنز است ولی با توجه

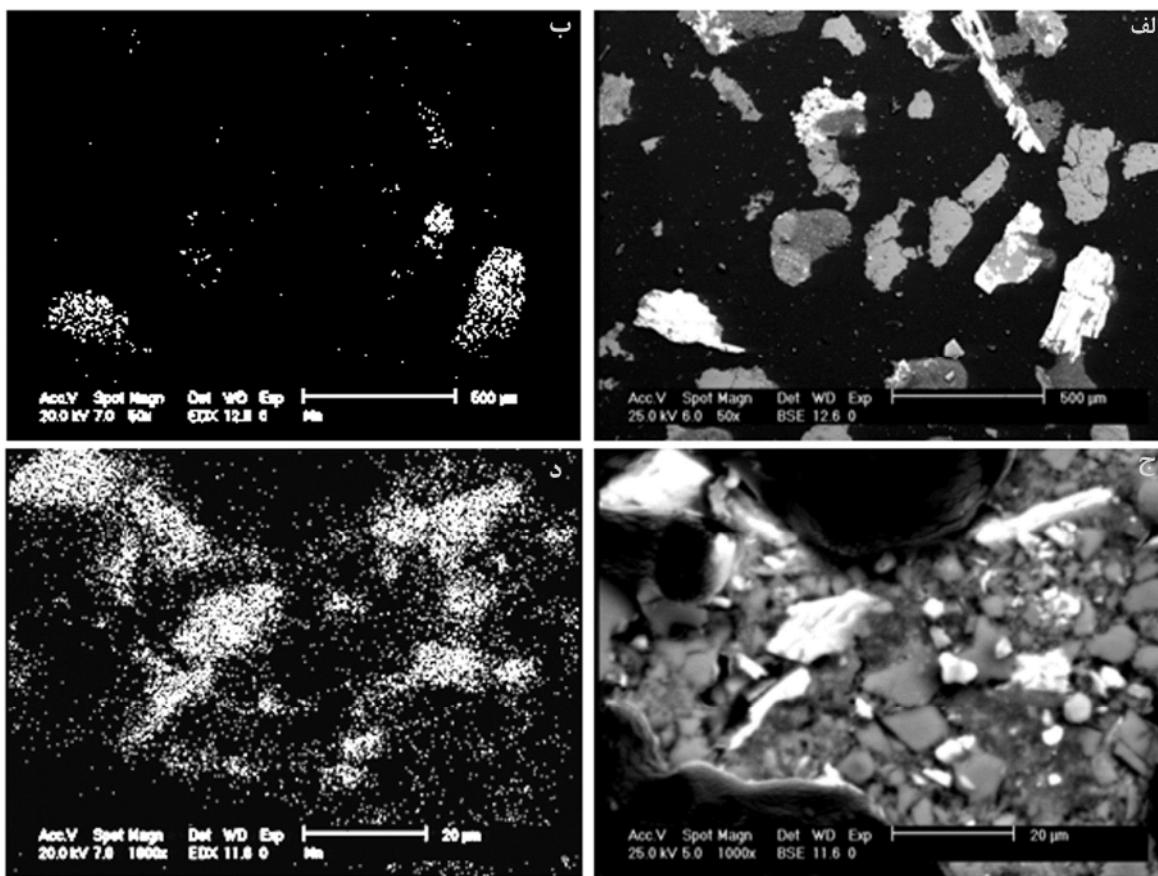
³ Abeidu

⁴ Fuerstenau

¹ Back Scattered Electron

² JMicro Vision

بررسی جدایش پیرولوزیت از کلسیت به روش فلوتاسیون آنیونی



شکل ۱: انواع پیرولوزیت‌های موجود در کانسنگ براساس بافت و ابعاد

الف: پیرولوزیت‌های دانه درشت و درگیری آن با کانی‌های گانگ، ب: نقشه توزیع منگنر در تصویر الف، ج: توزیع پیرولوزیت‌های ریزدانه در زمینه کانی‌های گانگ، د: نقشه توزیع منگنر در تصویر ج

جدول ۱: آنالیز شیمیایی نمونه نسبتاً خالص پیرولوزیت

L.O.I	Fe ₂ O ₃	SO ₃	CuO	MgO	BaO	As ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MnO	ترکیب (%) نمونه
۱۳/۱۹	۱/۴۷	۰/۵۹	۰/۳۳	۰/۳۱	۳/۱۸	۰/۵۸	-	-	۲/۶۲	۷۶/۶	پیرولوزیت
۳۴/۵۷	۰/۶۵	۰/۲۸	-	۰/۵۶	۰/۳۱	۰/۲۱	۰/۷۸	۳/۵	۴۴/۷	۱۳/۶	نمونه معرف کانسار

جدول ۲: مشخصات سایر مواد شیمیایی مورد استفاده

سازنده	نقش و کاربرد	نوع	فرمول شیمیایی	نام ماده شیمیایی
(Merck) مرک	کلکتور آنیونیک	آلی	CH ₃ (CH ₂) ₇ CH=CH(CH ₂) ₇ COOH	اسید اولئیک
(Merck) مرک	pH تنظیم کننده	غیرآلی	NaOH	سود
(Merck) مرک	pH تنظیم کننده	غیرآلی	HCl	اسید کلریدریک
(Merck) مرک	فعال کننده و بازداشت کننده	غیرآلی	CuSO ₄ .5H ₂ O	سولفات مس
(Merck) مرک	فعال کننده و بازداشت کننده	غیرآلی	CaCl ₂	کلرید کلسیم
(Merck) مرک	فعال کننده و بازداشت کننده	غیرآلی	FeCl ₃	کلرید آهن
(Merck) مرک	فعال کننده	غیرآلی	MnSO ₄	سولفات منگنز
(Merck) مرک	بازداشت کننده	غیرآلی	Na ₂ SiO ₃	سیلیکات سدیم

شرکت نیکولت^۶ استفاده شد. بدین منظور نمونه تا ابعاد زیر ۵ میکرون پودر شد و در pH های مختلف به مدت ۱۵ دقیقه با کلکتور مورد آماده سازی قرار گرفت. نمونه پس از فیلتر و خشک شدن در شرایط محیط، مورد آزمایش FTIR قرار گرفت. به هنگام استفاده از فعال کننده سولفات مس، قبل از افزودن اسید اولئیک ۵ دقیقه نیز برای آماده سازی آن منظور گردید.

اندازه گیری پتانسیل زتا

پتانسیل زتا با استفاده از دستگاه مالورن^۷ ساخت انگلیس انجام شد. بدین منظور نمونه تا ابعاد زیر ۱۰ میکرون پودر شد و سپس سوسپانسیون مورد نظر با افزودن ۵۰ میلی گرم نمونه به ۱۰۰ میلی لیتر آب مقطر حاوی یک میلی مول KCl تهیه شد. سوسپانسیون به دست آمده به مدت ۱۵ دقیقه با تنظیم و اندازه گیری pH مورد آماده سازی قرار گرفت. برای تنظیم pH از اسید سولفوریک و هیدروکسید سدیم استفاده شد. در نهایت اندازه گیری پتانسیل زتا مطابق دستورالعمل دستگاه انجام گرفت. به هنگام استفاده از فعال کننده و کلکتور، زمان مربوط به آماده سازی آنها نیز منظور گردید.

۳- نتایج و بحث

۱-۱-۳- آزمایش های فلوتاسیون ۱-۱-۳- تاثیر pH

در شکل ۲ بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت و کلسیت بر حسب pH نشان داده شده است. چنانچه ملاحظه می شود بازیابی پیرولوزیت توسط اسید اولئیک دارای دو ماکریم در pH های ۵ و ۹ است. میزان بازیابی در pH های ۵ و ۹ به ترتیب حدود ۱۶ و ۳۰/۸ درصد به دست آمد. هرچند وجود دو نقطه ماکریم در منحنی، با مطالعات فرستینا [۶، ۷، ۸، ۹] مطابقت دارد ولی در تحقیقات آنها این نقاط ماکریم در pH های ۴ و ۸ اتفاق افتاده و مقدار بازیابی در حضور سدیم اولنات^۸ ۱۰ مولار به ترتیب ۵۷ و ۹۷ درصد است [۶، ۷]. این نتایج حاکی از آن است که سدیم اولنات نسبت به اسید اولئیک کلکتور قوی تری بوده و از عملکر بهتری برخوردار است. در حالیکه در مطالعات ابیدو تنها یک نقطه ماکریم در pH=۸ مشاهده شده است [۵]. با توجه به شکل ۲، بازیابی کلسیت (PZC=۱۰/۸)^۹ بین pH های ۳ تا ۱۰ تقریباً ثابت و حدود ۶۵ تا ۷۰ درصد است.

فلوتاسیون مکانیکی نمونه معرف کانسار چراغاه با ترکیب شیمیایی ارائه شده در جدول ۱ مورد استفاده قرار گرفت. در آزمایش های فلوتاسیون از اسید اولئیک به عنوان کلکتور استفاده شد که مشخصات آن به همراه سایر مواد شیمیایی مورد استفاده در جدول ۲ ارائه شده است.

۲-۲- روش کار میکروفلوتاسیون

آزمایش های میکروفلوتاسیون بر روی نمونه های ۲ گرمی از کانی های خالص فوق و با استفاده از لوله هالیموند^{۱۰} ۳۰۰ میلی لیتری تحت جریان هوای ثابت انجام شد. نمونه ها ابتدا در یک بشر ۴۰۰ میلی لیتری به مدت ۵ دقیقه با کلکتور آماده سازی گردید و سپس پالپ به لوله هالیموند منتقل شد. پس از هواهدی به مدت ۴ دقیقه، اقدام به جمع آوری بخش شناور گردید. کنسانتره و باطله فلوتاسیون پس از فیلتر و خشک کردن، وزن شده و بازیابی فلوتاسیون محاسبه شد. به هنگام استفاده از فعال کننده یا بازداشت کننده، آماده سازی هر یک از آنها نیز به مدت ۵ دقیقه و قبل از افزودن کلکتور انجام شد.

فلوتاسیون مکانیکی

نمونه ها پس از سنگ شکنی طی چند مرحله در نهایت با استفاده از آسیای میله ای تا درجه آزادی تعیین شده ($d_{80}=180$) میکرون) خرد شده و پس از نرمه گیری (حذف مواد زیر ۲۰ میکرون) به نمونه های ۳۰۰ گرمی برای انجام آزمایش ها تقسیم شدند. آزمایش ها در سلول فلوتاسیون ۱ لیتری با ۲۵ درصد جامد انجام شد. در حین عمل همزی، مواد شیمیایی شامل کلکتور، بازداشت کننده و تنظیم کننده pH به داخل پالپ موجود در سلول افزوده شد. در آزمایش های مختلف پس از طی زمان عملیات آماده سازی، کفساز اضافه گردیده و سپس اقدام به هواهدی شد. پس از هواهدی، جمع آوری کف (کنسانتره) به مدت ۲ دقیقه انجام گردید. کنسانتره و باطله به دست آمده پس از خشک شدن و توزین، توسط XRF آنالیز شدند.

آنالیز FTIR

برای بررسی مکانیزم جذب کلکتور اسید اولئیک در سطح پیرولوزیت از دستگاه FTIR با مدل NEXUS 670 ساخت

⁶ Nicolet

⁷ Malvern

⁸ Point of zero charge

⁵ Hallimond Tube

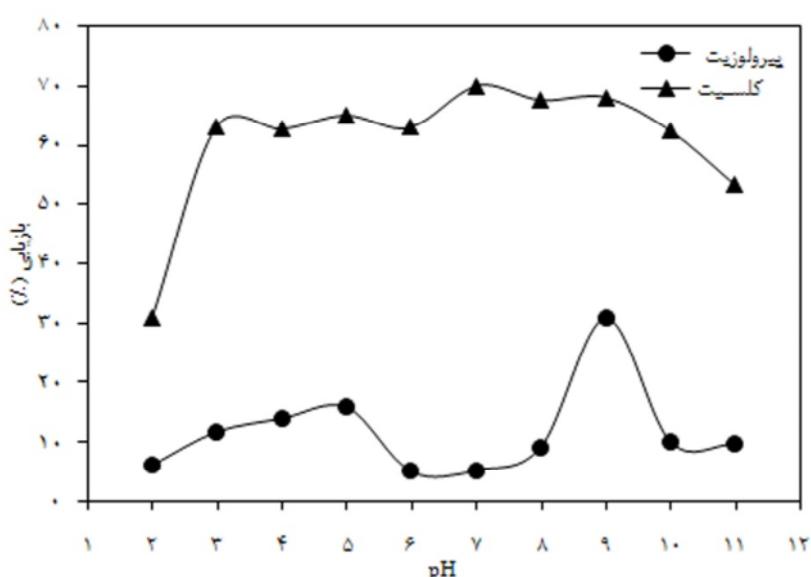
بررسی جدایش پیرولوزیت از کلسیت به روش فلوتاسیون آنیونی

7×10^{-4} مولار از اسید اولئیک به دست می‌آید و در این غلظت حدود ۹۶ درصد از کلسیت شناور می‌شود. در مطالعه ابیدو ماکزیم بازیابی پیرولوزیت و کلسیت در حضور 4×10^{-4} مولار اسید اولئیک به ترتیب ۸۸ و ۹۵ درصد به دست آمده و با نتایج تحقیق حاضر مطابقت خوبی دارد[۵]. حال آنکه در مطالعات فرستینا بیشترین مقدار بازیابی پیرولوزیت در حضور سدیم اولئات 10^{-4} مولار، حدود ۹۷ درصد حاصل شده است[۶، ۷]. براساس نتایج شکل ۳، برای جدایش پیرولوزیت از کانسنج مورد مطالعه، استفاده از فعل کننده مناسب برای پیرولوزیت و بازداشت کننده مناسب برای کلسیت ضروری است.

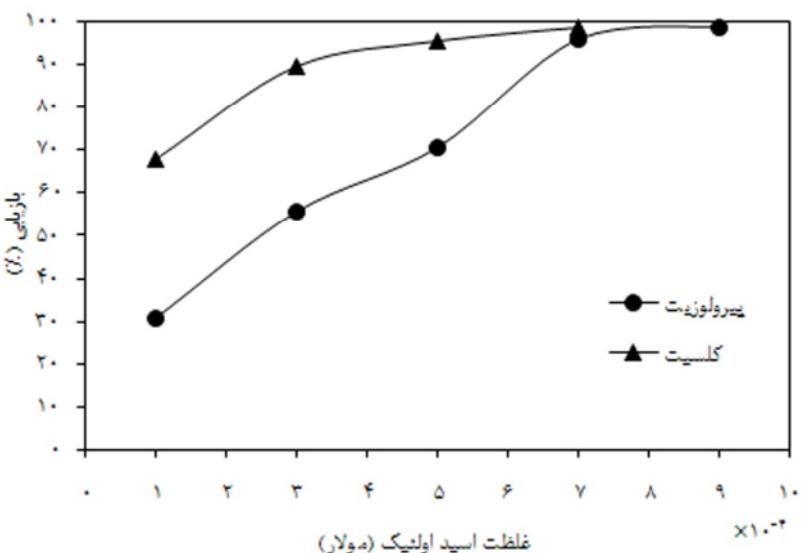
نکته حائز اهمیت آن است که میزان بازیابی کلسیت بطور قابل توجهی بیشتر از پیرولوزیت است. بنابراین برای دستیابی به یک جدایش مطلوب لازم است که از فعل کننده پیرولوزیت و بازداشت کننده کلسیت استفاده شود.

۲-۱-۳- تاثیر غلظت کلکتور

اثر غلظت کلکتور بر روی بازیابی فلوتاسیون کانی‌های پیرولوزیت و کلسیت در $pH=9$ در شکل ۳ نشان داده شده است. بطوریکه ملاحظه می‌شود با افزایش غلظت کلکتور میزان بازیابی هر دو کانی افزایش می‌یابد. در غلظت یکسان از کلکتور، بازیابی فلوتاسیون کلسیت بیشتر از پیرولوزیت است. بازیابی بهینه فلوتاسیون پیرولوزیت ۹۲ درصد است که در غلظت



شکل ۲: تاثیر pH بر بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت و کلسیت در حضور اسید اولئیک 10^{-4} مولار



شکل ۳: تاثیر غلظت اسید اولئیک بر فلوتاسیون پیرولوزیت و کلسیت در $pH=9$

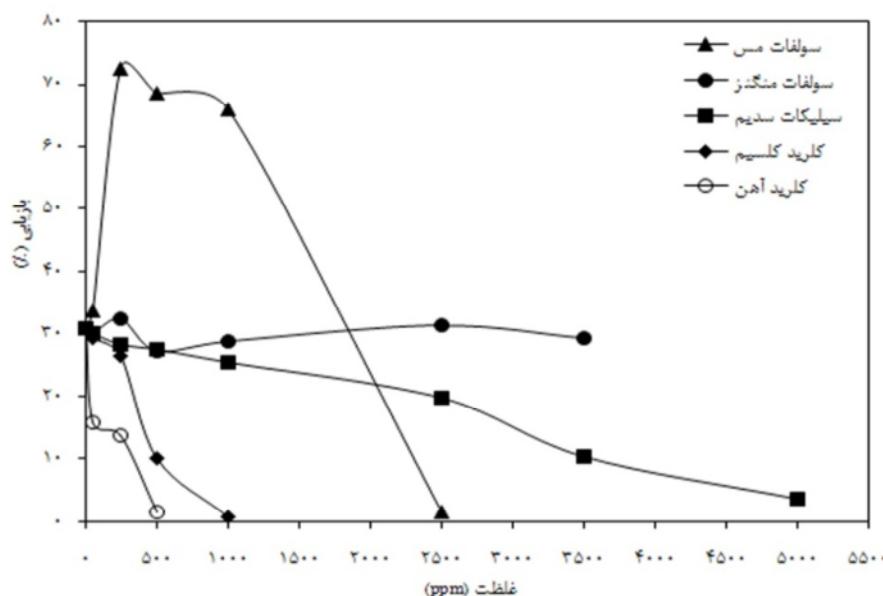
گانگ کلسیت خواهد بود. بنابراین لازم است که رفتار یون کلسیم در فرآیند فلوتاسیون پیرولوزیت و یا به عبارت دیگر اثر یون کلسیم بر روی رفتار پیرولوزیت در فلوتاسیون مورد بررسی قرار گیرد. تاثیر غلظت یون کلسیم (بصور کلرید کلسیم) بر روی بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت در شکل ۵ نشان داده شده است. چنانچه مشاهده می‌شود حضور یون کلسیم و افزایش غلظت آن به شدت موجب بازداشت پیرولوزیت می‌شود. در غلظت ۱۰۰۰ ppm از کلرید کلسیم، فلوتاسیون پیرولوزیت کاملاً متوقف می‌شود. به نظر می‌رسد که یون‌های کلسیم سریع‌تر از منگنز با یون اولثات واکنش داده و مانع تشکیل اولثات منگنز می‌شوند و در نهایت باعث کاهش بازیابی پیرولوزیت می‌گردند. نتایج نشان می‌دهد که استفاده از یک فعال کننده پیرولوزیت که واکنش‌پذیری آن با یون‌های اولثات بیشتر از کلسیم باشد، می‌تواند از بازداشت پیرولوزیت جلوگیری کند. بنابراین جلوگیری از جذب یون‌های کلسیم در سطح پیرولوزیت در مقایسه با بازداشت کلسیت از اهمیت بیشتری برخوردار است.

۳-۱-۳- تاثیر یون‌های مختلف

حضور یون‌های مختلف در سیستم فلوتاسیون می‌تواند قابلیت فلوتاسیون و یا بازداشت کانی‌ها را تحت تاثیر قرار دهد[۱۰]. در تحقیق حاضر تاثیر ترکیبات حاوی یون‌های Si^+ , Mn^{2+} , Ca^{2+} , Fe^{3+} بر فلوتاسیون پیرولوزیت مورد بررسی قرار گرفت که نتایج در شکل ۴ نشان داده شده است. چنانچه مشاهده می‌شود در محدوده غلظت ۰ تا ۱۰۰۰ ppm سولفات‌مس به عنوان فعال کننده و کلریدهای آهن و کلسیم به عنوان بازداشت کننده عمل می‌کنند. سیلیکات‌سدیم نیز به در محدوده وسیعی از غلظت به عنوان بازداشت کننده عمل می‌کند ولی قدرت بازداشت کننده‌گی آن کمتر از دو مورد قبلی است. سولفات‌منگنز تاثیر قابل توجهی بر روی فلوتاسیون پیرولوزیت ندارد. بنابراین در ادامه اثر سولفات‌مس، کلرید کلسیم و سیلیکات‌سدیم بر روی قابلیت فلوتاسیون پیرولوزیت و کلسیت بیشتر مورد بررسی قرار می‌گیرد.

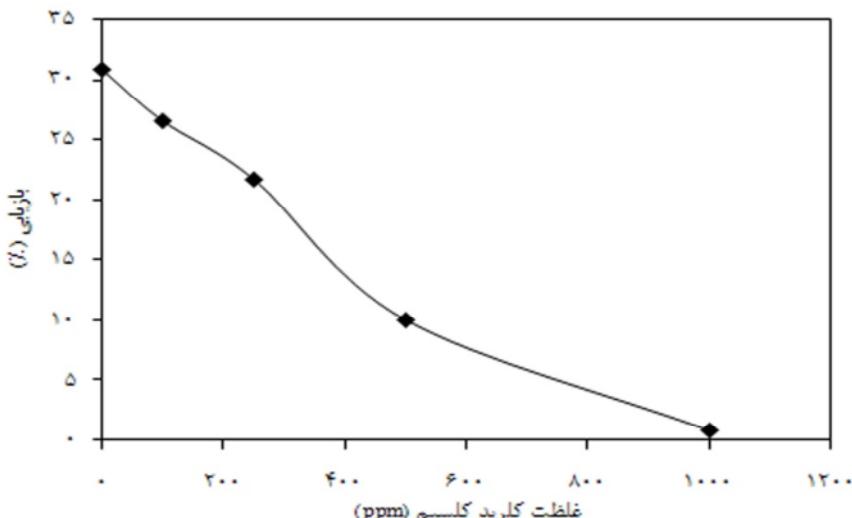
کلرید کلسیم

به دلیل قابلیت انحلال بالای کلسیت در آب، یون کلسیم فراوان‌ترین یون در سیستم فلوتاسیون پیرولوزیت در حضور



شکل ۴: تاثیر یون‌های مختلف بر بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت

بررسی جدایش پیرولوزیت از کلسیت به روش فلوتاسیون آنیونی

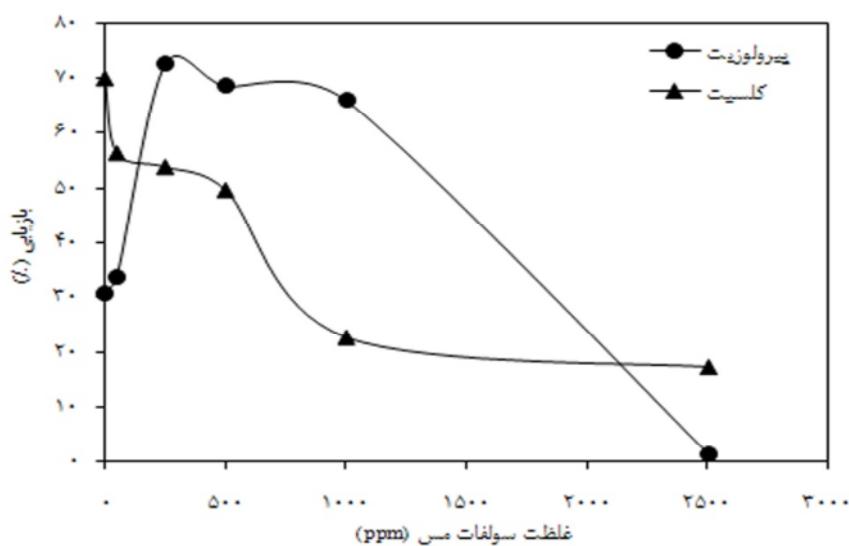


شکل ۵: تأثیر غلهٔت کلرید کلسیم (یون کلسیم) بر بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت

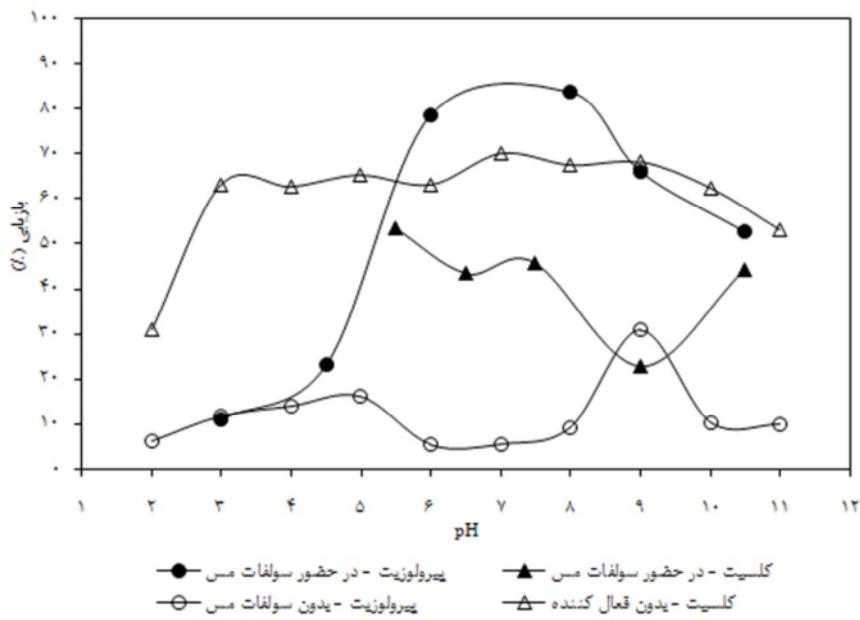
کانی نیز در غلهٔت ۱۰۰۰ ppm اتفاق می‌افتد که در آن بازیابی پیرولوزیت و کلسیت به ترتیب ۶۶ و ۷۷٪ درصد است. در شکل ۷ نیز بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت و کلسیت در حضور و عدم حضور سولفات‌مس در pHهای مختلف مقایسه شده است. چنانچه ملاحظه می‌شود، در محدوده pH=۶-۸ سولفات‌مس و یا به عبارت دیگر یون مس بیشترین اثر فعال کنندگی را بر روی پیرولوزیت دارد. در حالیکه در pH=۸-۱۰ بیشترین اثر بازداشت کنندگی را بر روی کلسیت ایفا می‌کند. بنابراین در حضور ۱۰۰۰ ppm سولفات‌مس، محدوده بهینه pH برای فلوتاسیون پیرولوزیت از کلسیت ۸ تا ۹ است که در آن اختلاف بازیابی دو کانی به حدود ۴۵ درصد می‌رسد.

سولفات‌مس

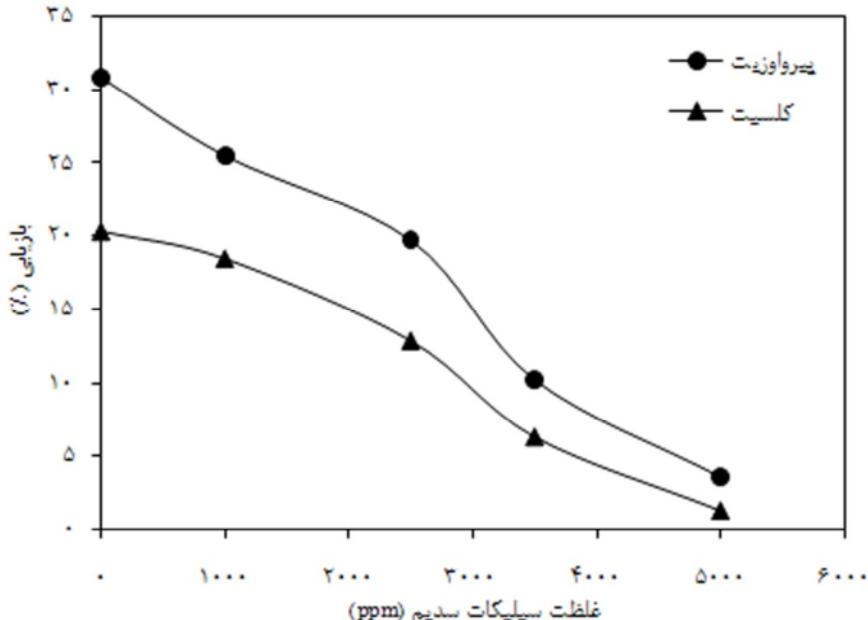
تأثیر سولفات‌مس و نیز غلهٔت آن بر روی بازیابی فلوتاسیون کانی‌های پیرولوزیت و کلسیت در شکل ۶ نشان داده شده است. با افزایش غلهٔت سولفات‌مس تا ۲۵۰ ppm بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت از ۳۰/۸ درصد تا ۷۲/۵ درصد افزایش می‌یابد در حالیکه بازیابی فلوتاسیون کلسیت از حدود ۷۰ درصد به حدود ۵۳ درصد کاهش می‌یابد. با افزایش غلهٔت سولفات‌مس تا ۱۰۰۰ ppm بازیابی فلوتاسیون هر دو کانی کاهش می‌یابد ولی شبیه منحنی مربوط به پیرولوزیت کمتر از کلسیت است. پس از غلهٔت ۱۰۰۰ ppm روند معکوس شده و بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت در مقایسه با کلسیت با شبیه بیشتری کاهش می‌یابد. بیشترین اختلاف بازیابی فلوتاسیون دو



شکل ۶: تأثیر غلهٔت سولفات‌مس بر بازیابی پیرولوزیت و کلسیت در غلهٔت ۱۰^{-۴} مولار اسید اولئیک و pH=۹



شکل ۷: تاثیر یون مس بر بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت و کلسیت (۱۰۰۰ ppm سولفات مس، اسید اولئیک با غلظت 10^{-4} مولار)



شکل ۸: بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت و کلسیت بر حسب غلظت سیلیکات سدیم (غلظت 10^{-4} مولار اسید اولئیک)

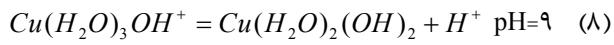
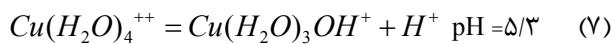
۲-۳- آنالیز FTIR

نتایج بررسی جذب اسید اولئیک بر روی پیرولوزیت FTIR (PZC=۷/۴) در pH های ۵ و ۹ در شکل ۹ و نیز طیف cm^{-1} ۳۴۹۰^۱ و ۵۰۱ مربوط به اکسید منگنز هستند[۱۱]. پیک های ۱۶۵۴ و ۱۴۱۰ مربوط به ارتعاش کششی OH— است و پیک های ۱۱۳۰ و ۱۱۲۰ مربوط به ارتعاش های کششی OH— است که با اتم های Mn ترکیب شده اند[۱۱، ۱۲]. طیف FTIR

سیلیکات سدیم

سیلیکات سدیم از مهم ترین بازداشت کننده های کلسیت محسوب می شود. در شکل ۸ اثر آن بر روی بازیابی فلوتاسیون کلسیت و پیرولوزیت نشان داده شده است. هر چند که سیلیکات سدیم کلسیت را بازداشت کرده ولی موجب بازداشت پیرولوزیت نیز شده است. بنابراین با استفاده از سیلیکات سدیم نمی توان به جدایش مطلوبی دست یافت.

مس (Cu^{2+}) دارای خاصیت بازی ضعیفی بوده و به صورت زیر یونیزه می‌شود^[۵]:



بعد از مرحله یونیزاسیون مس، عملیات فعال‌سازی سطح پیرولوزیت و جذب به صورت زیر انجام می‌شود (علامت > نماینده سطح کانی است)^[۵]:



بنابراین جذب یون‌های مس در سطح پیرولوزیت به صورت فیزیکی بوده و پیوند آن با کلکتور نیز از نوع فیزیکی است.

۳-۳- اندازه‌گیری پتانسیل زتا

پتانسیل زتا پیرولوزیت در شرایط مختلف شامل پیرولوزیت خالص، پیرولوزیت در حضور ۱۰۰۰ ppm سولفات‌مس، پیرولوزیت در حضور 5×10^{-4} مولار اسید اولئیک و پیرولوزیت در حضور ۱۰۰۰ ppm سولفات‌مس و 5×10^{-4} مولار اسید اولئیک اندازه‌گیری شد که نتایج در شکل ۱۱ نشان داده شده است. افزایش سولفات‌مس باعث افزایش پتانسیل زتا و یا به عبارتی باعث کاهش بار منفی سطح پیرولوزیت شده است. اسید اولئیک در حضور سولفات‌مس در مقایسه با عدم حضور آن موجب منفی تر شدن بارستخی پیرولوزیت گردیده است. بنابراین می‌توان گفت که سولفات‌مس دارای دو نقش اساسی است که باعث افزایش فلوتاسیون پیرولوزیت در $pH=6-8/5$ شده است. اولاً، با کاهش بار منفی سطح، موجب کاهش نیروهای دافعه الکترواستاتیکی در سطح پیرولوزیت دارای بارهای منفی می‌شود؛ ثانياً، یون‌های مس باعث ایجاد سایتهاي فعال در سطح کانی شده و منجر به جذب اسید اولئیک مطابق معادله ۹ می‌گردد. بنابراین در pH مذکور علاوه بر جذب شیمیایی کلکتور اسید اولئیک، جذب فیزیکی نیز وجود خواهد داشت.

۴-۴- فلوتاسیون مکانیکی

نتایج به دست آمده از آزمایش‌های فلوتاسیون بر روی نمونه معرف کانسنسگ، با استفاده از اسید اولئیک در حضور و عدم حضور فعال کننده سولفات‌مس در جدول ۳ ارائه شده است. چنانچه مشاهده می‌شود در حضور فعال کننده عیار MnO در کنسانتره $3/6$ درصد افزایش یافته و به $22/7$ درصد رسیده ولی بازیابی آن از $40/5$ تا $66/8$ درصد افزایش یافته است. این بهبود در عیار و بازیابی به افزایش جذب کلکتور در

مربوط به $pH=9$ نشان می‌دهد که پیوند جدیدی در $cm^{-1} ۱۴۳۳$ تشکیل شده که مربوط به اولئات منگنز است^[۱۲] و این نشان دهنده مکانیزم جذب شیمیایی اسید اولئیک در سطح پیرولوزیت است. از آنجا که پیک مربوط به این پیوند در طیف FTIR مربوط به $pH=5$ مشاهده نمی‌شود، لذا مکانیزم جذب در $pH=9$ به صورت فیزیکی است. بالا بودن میزان بازیابی در $pH=9$ در مقایسه با $pH=5$ نیز به شیمیایی بودن مکانیزم جذب کلکتور نسبت داده می‌شود. در مورد کلسیت، جذب اسید اولئیک طبق مطالعات اسپکتروسکوپی مادون قرمز به صورت شیمیایی است و جذب فیزیکی گزارش نشده است^[۷، ۸].

جذب شیمیایی کلکتور در سطح اکسیدها و سیلیکات‌ها هنگامی اتفاق می‌افتد که یون‌های فلزی (کاتیون‌ها) تشکیل دهنده سطح کانی، پس از انحلال هیدرولیز شده و کمپلکس‌های هیدروکسی را تشکیل دهند. این کمپلکس‌ها مجدداً در سطح کانی جذب می‌شوند و سطح کانی را فعال می‌کنند (فعال سازی خود به خودی^۹). در $pH=9$ با جذب کمپلکس $MnOH^+$ در سطح کانی شرایط جذب کلکتور فراهم می‌شود. مکانیزم فعال‌سازی خود به خودی پیرولوزیت و تفکیک اسید اولئیک و اتصال یون اولئات بر سطح کلسیت و پیرولوزیت در واکنش‌های ۱ تا ۶ نشان داده شده است^[۵]:

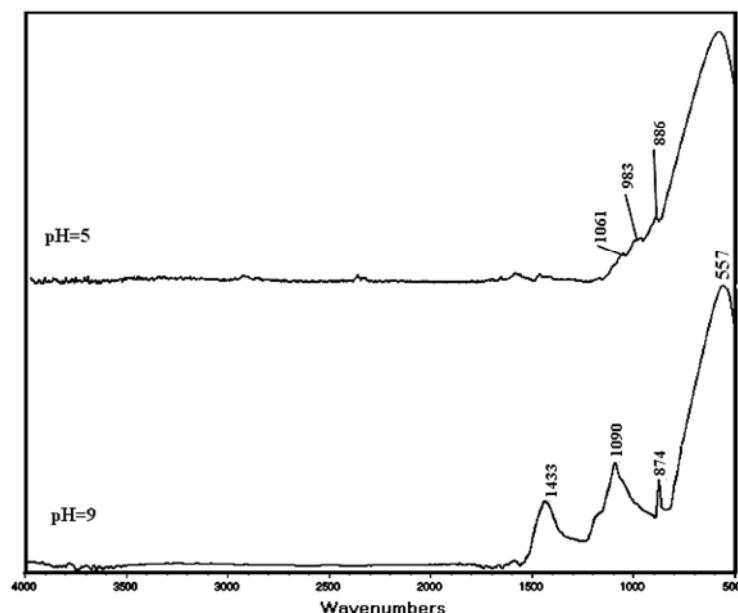


با توجه به شکل ۱۰، باندهای جذبی که در $592 cm^{-1}$ و $1633 cm^{-1}$ مشاهده می‌شوند مربوط به پیرولوزیت و یون‌های کربوکسیلات هستند^[۱۳]. پیک موجود در $3428 cm^{-1}$ مربوط به ارتعاش کششی $-OH$ است، که به صورت $-OH$ جذب سطح پیرولوزیت شده است^[۱۴]. پیوندی که در $1427 cm^{-1}$ تشکیل شده مربوط به اولئات منگنز است و این نشان دهنده مکانیزم جذب شیمیایی اسید اولئیک در سطح پیرولوزیت است. چنانچه مشاهده می‌شود هیچ آثاری از پیوند یون‌های مس با اسید اولئیک وجود ندارد.

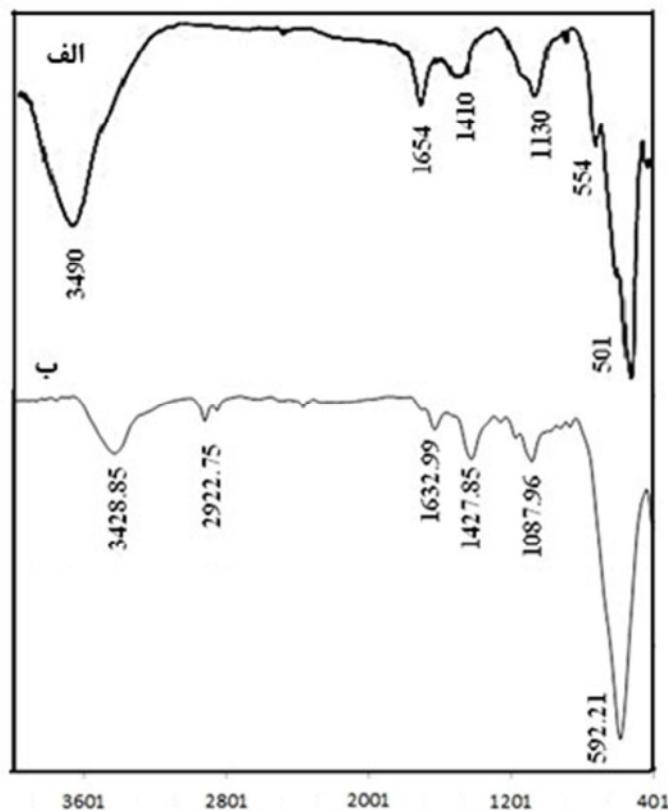
⁹ Auto activation

روش‌های ثقلی با بازیابی بالا و انجام فلوتاسیون بر روی آن بتوان به کنسانتره مناسبی از پیرولوزیت دست پیدا کرد.

حضور فعال کننده مربوط می‌شود. هر چند کنسانتره به دست آمده با این عیار، کنسانتره مطلوبی نیست ولی پیش‌بینی می‌شود با خردایش مجدد کنسانتره اولیه به دست آمده از



شکل ۹: مکانیزم جذب اسید اولئیک در سطح پیرولوزیت در pH=۵ و pH=۹



شکل ۱۰: آنالیز FTIR پیرولوزیت.

الف) پیرولوزیت خالص . ب) آنالیز FTIR پیرولوزیت در حضور ۱۰۰۰ ppm سولفات مس و 5×10^{-4} مولار اسید اولئیک در pH=۹

بررسی جدایش پیرولوزیت از کلسیت به روش فلوتاسیون آنیونی



شکل ۱۱: نتایج اندازه‌گیری پتانسیل زتا در شرایط مختلف در $pH=9$

جدول ۳: نتایج آزمایش‌های فلوتاسیون بر روی نمونه معرف کانسنگ در حضور و عدم حضور فعال کننده سولفات مس

MnO بازیابی (%)	MnO درصد (%)	وزن (%)	نوع محصول	غلظت سولفات مس (گرم بر تن)	غلظت اسید اولئیک (گرم بر تن)
۴۰/۵	۱۹/۱	۳۷/۶	کنسانتره	.	۱۵۰۰
۵۹/۵	۱۰/۸	۶۲/۴	باطله		
۱۰۰	۱۴	۱۰۰	خوارک محاسباتی		
۶۶/۸	۲۲/۷	۴۱/۲	کنسانتره	۱۰۰۰	۱۵۰۰
۳۳/۲	۸/۰	۵۸/۸	باطله		
۱۰۰	۱۴/۰	۱۰۰	خوارک محاسباتی		

ثقلی با بازیابی بالا و انجام فلوتاسیون بر روی آن بتوان به کنسانتره مناسبی از پیرولوزیت دست پیدا کرد

۴- نتیجه‌گیری

در این تحقیق ضمن بررسی خواص سطحی پیرولوزیت در فرآیند فلوتاسیون آنیونی با اسید اولئیک، رفتار کانی کلسیت نیز به عنوان کانی گانگ بطور جداگانه (میکروفلوتاسیون) و توام (فلوتاسیون نمونه معرف کانسار) مورد بررسی قرار گرفت که نتایج زیر به دست آمد:

- بازیابی فلوتاسیون پیرولوزیت با استفاده از اسید اولئیک دارای دو نقطه ماکزیمم در pH های ۵ و ۹ است. مکانیزم جذب در $pH=5$ بصورت فیزیکی و در $pH=9$ شیمیایی و در

۴-۳- فلوتاسیون مکانیکی

نتایج به دست آمده از آزمایش‌های فلوتاسیون بر روی نمونه معرف کانسنگ، با استفاده از اسید اولئیک در حضور و عدم حضور فعال کننده سولفات مس در جدول ۳ ارائه شده است. چنانچه مشاهده می‌شود در حضور فعال کننده عیار MnO در کنسانتره ۳/۶ درصد افزایش یافته و به ۲۲/۷ درصد رسیده ولی بازیابی آن از ۴۰/۵ تا ۶۶/۸ درصد افزایش یافته است. این بهبود در عیار و بازیابی به افزایش جذب کلکتور در حضور فعال کننده مربوط می‌شود. هر چند کنسانتره به دست آمده با این عیار، کنسانتره مطلوبی نیست ولی پیش‌بینی می‌شود با خردایش مجدد کنسانتره اولیه به دست آمده از روش‌های

- [2] L. A. Crothers, J. F. Macramé (2006) "Manganese", in *Industrial Minerals and Rocks*, pp. 631-637.
- [3] Z. Wensheng, Y. C. Chu (2007) "Manganese metallurgy review. Part I: Leaching of ores/secondary materials and recovery of electrolytic/chemical manganese dioxide", *Hydrometallurgy*, 89, 137-159.
- [4] M. R. Hojjati-rad, M. Irannajad, A. Mehdilo (2010) "Process Mineralogical Studies of Charagh Manganese ore"; *The 14th Symposium of Geological Society of Iran and 28th Symposium on Geosciences of Geological Survey of Iran*, 16-18 September, Urmia University, Iran.
- [5] A. M. Abeidu (1972) "the Feasibility of Activation of Manganese Minerals Flotation", *Trans. JIM*, 14, 45-49.
- [6] M. C. Fuerstenau, K. N. Han, J. D. Miller (1986) "Flotation Behavior of Chromium and Manganese Minerals", In *Proceedings of the Arbiter Symposium, Advances in Mineral Processing*, March. SME/AIME, 289-307.
- [7] D.W. Fuerstenau, J. Shibata, (1999) "On using electrokinetics to interpret the flotation and interfacial behavior of manganese dioxide", *Int. J. Miner. Process.* 57 205-217.
- [8] عبداللهی محمود (مترجم); (۱۳۸۲)، "شیمی فلوتاسیون"؛ چاپ اول؛ جهاد دانشگاهی واحد تربیت مدرس (مؤلفین: موریس فورستینو، جان میلر، مارتین کان)
- [۹] رضایی بهرام، (۱۳۸۷)، "فلوتاسیون"، انتشارات دانشگاه هرمزگان.
- [10] D.W. Fuerstenau, Pradip (2005) "Zeta potentials in the flotation of oxide and silicate minerals"; *Advances in Colloid and Interface Science*, 114-115, 9-26.
- [11] T. Yousefi, A. Nozad Golikand, M. H. Mashhadizadeh, M. Aghazadeh (2012) "Template-free synthesis of MnO₂ nanowires with secondary flower like structure: Characterization and supercapacitor behavior studies", *Current Applied Physics*, 12, 193-198.
- [12] N. Yanderapalli, K. S. Rajan (2012) "One-pot synthesis of oil dispersible ultra fine Manganese (II) oxide nanoparticles", *Asian Journal of Scientific Research*, 5, 228-237.
- [13] V. Daniels (2000) "Analyses of copper and beeswax-containing green paint on Egyptian antiquities, Department of Conservation", *The British Museum, Report*, No. 2000/2.
- [14] J. Sun, S. Zhou, P. Hou, Y. Yang, J. Weng , X. Li, M. Li (2007) "Synthesis and characterization of biocompatible Fe₃O₄ nanoparticles", *J Biomed Mater Res A*, 80 (2), 333-41.

اثر تشکیل اولئات منگنز است. بازیابی حداکثر در این pH نیز ناشی از جذب شیمیایی است.

- یون کلسیم سریع‌تر از یون منگنز با اسید اولئیک واکنش داده و در نتیجه با کاهش مقدار یون‌های اولئات در محلول، مانع فلوتاسیون پیرولوزیت می‌شود. به همین دلیل در فلوتاسیون پیرولوزیت در حضور کلسیت، جلوگیری از واکنش کلسیم با اسید اولئیک و نیز فعال‌سازی سطح پیرولوزیت از اهمیت زیادی برخوردار است.
- غلظت بهینه سولفات مس نقش فعال کنندگی پیرولوزیت و بازداشت کنندگی کلسیت را ایفا می‌کند. با استفاده از اسید اولئیک ۱۰^{-۴} مولار، بازیابی‌های بهینه کانی‌های پیرولوزیت و کلسیت به ترتیب ۸۳/۶ و ۳۸ درصد بوده و در حضور ۱۰۰۰ ppm سولفات مس و در pH حدود ۸ حاصل می‌شود.
- در حضور سولفات مس، یون‌های مس ضمن کاهش نیروهای دافعه الکترواستاتیکی در سطح کانی پیرولوزیت و بهبود جذب شیمیایی یون‌های اولئات در سطح منگنز، خود نیز به عنوان سایت فعال عمل کرده و منجر به جذب فیزیکی کلکتور می‌شود.
- از آنجا که سیلیکات‌های سدیم موجب بازداشت پیرولوزیت نیز می‌شود، لذا با استفاده از آن به عنوان بازداشت کننده کلسیت نمی‌توان به یک جدایش مطلوب دست یافت.
- در آزمایش فلوتاسیون بر روی نمونه کانسنگ، در حضور ۱۰۰۰ گرم بر تن سولفات مس در مقایسه با عدم حضور آن عیار MnO در کنسانتره از ۱۹/۱ به ۲۲/۷ درصد و بازیابی آن از ۴۰/۵ به ۶۶/۸ درصد افزایش یافت.
- هرچند با استفاده از مواد شیمیایی مختلف می‌توان قابلیت فلوتاسیون پیرولوزیت را بهبود بخشید ولی جدایش آن از کلسیت با روش فلوتاسیون به دلیل اندرکنش‌های ناشی از حضور یون‌های مختلف بسیار مشکل است. با این حال به نظر می‌رسد با انجام فلوتاسیون بر روی کنسانتره اولیه حاصل از روش‌های ثقلی بتوان به یک کنسانتره نهایی منگنز دست یافت.

مراجع

- [1] D. Fan, P. Yang (1999) "Introduction to and classification of manganese deposits of China", *Ore Geology Reviews*, 15, 1-13.

Separation of pyrolusite from calcite by anionic flotation method

Akbar Mehdilo¹, Mehdi Irannajad^{2,*}, Behrouz Bazzid³

1. Department of Mining and Metallurgical Eng., Amirkabir University of Technology;
Email: amehdilo@aut.ac.ir
2. Department of Mining and Metallurgical Eng., Amirkabir University of Technology;
Email: iranajad@aut.ac.ir
3. Department of Mining and Metallurgical Eng., Amirkabir University of Technology;
Email: behrouz_652000@yahoo.com

ABSTRACT

In the previous works, the floatability of pyrolusite has been studied using different collectors but the capability of its separation from gangue minerals has not been considered significantly. In this research the flotation behavior of pyrolusite and calcite and their separation from each other using oleic acid as an anionic collector were investigated. The results showed that the pyrolusite flotation recovery contains two peaks at pHs 5 and 9 occurred due to oleate ions physisorption and chemisorptions mechanisms, respectively. Using 10^{-4} M oleic acid, the maximum flotation recovery of pyrolusite was obtained 30.8% at pH=9. At this condition, flotation recovery of calcite was 68%. It was found that copper sulfate ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$) acts as pyrolusite activator and calcite depressant agent in a dosage range of 250 to 1250 g/t. It depresses both minerals at high dosages. The best results were obtained using 1000 g/t copper sulfate in the presence of 10^{-4} M oleic acid at pH=8. At these condition the flotation recovery of pyrolusite and calcite are 83.6% and 38%, respectively. Copper sulfate increases the pyrolusite surface zeta potential and decreases the electrostatic repulsion forces; and results in the increase in oleate adsorption and flotation recovery. In the ore sample flotation tests, using copper sulfate the MnO grade of the concentrate was increased from 19.1 to 22.7% while the recovery was improved from 40.5 to 66.8%.

ARTICLE INFO

Article history:

Received: 5 Feb 2013

Revised: 31 Aug 2013

Accepted: 1 Sep 2013

Key words:

Manganese

Pyrolusite

Flotation

Oleic acid

Copper sulfate

All right reserved.

* Corresponding author