

Increasing the recovery of lead and silver in the flotation of Angouran oxidized lead and zinc ore

Hossein Kamran Haghighi¹ , Seyed Mohammad Javad Jafarian Mohammadi² , Mohammad Mehdi Salarirad³ 

1. Corresponding author, Department of Mining Engineering, University of Amirkabir Technology, Tehran, Iran. E-mail: h.kamran.h@aut.ac.ir

2. Department of Mining Engineering, University of Amirkabir Technology, Tehran, Iran. E-mail: mhmd.j@aut.ac.ir

3. Department of Mining Engineering, University of Amirkabir Technology, Tehran, Iran. E-mail: salari@aut.ac.ir

Article Info

ABSTRACT

Article type: research paper

Article history:

Received 22 January 2024

Received in revised form 1 June 2024

Accepted 2 July 2024

Published online 25 August 2024

Keywords:

Flotation

Lead

Silver

Sodium diethyldithiocarbamate

-Collector

Angouran

The flotation of lead and zinc oxidized and sulfide ores has a long history in Iran. Using thiols such as potassium amyl xanthate in lead flotation is very common. However, increasing the recovery of lead and silver in the current industry faces challenges. In this research, an attempt is made to investigate the synergistic effect of some collectors with potassium amyl xanthate to improve the recovery of lead and silver. First, 50 kg of medium-grade lead and zinc oxide ore from Anghouran Mine was sampled. After crushing and milling up to the optimum d80, the characteristics of the sample were determined with optical and electron microscope studies, XRD, XRF, atomic absorption, and degrees of liberation. The experiment design was carried out classically to investigate the effect of parameters on the grade and recovery of lead and silver, such as particle size, solids percentage, preparation time, amount of sodium sulfide, and most importantly, the type of combined collector and their consumption. The results showed that the optimum flotation conditions to achieve the highest recovery of lead and silver in d80 equal to 90 μm , solid percentage %25, stirring speed 1000 rpm, 10 minutes sodium sulfide conditioning time, 6200 g/t Sodium sulfide and 600 g of potassium amyl xanthate along with 100 g/t of sodium diethyldithiocarbamate occur. The reason for choosing this combination of collectors is to increase the recovery of lead that is the production of lead concentrate in a larger weight with a higher silver grade and more profitability. The combination of xanthate and carbamate collectors can improve %8.7 of lead recovery and 273 g/t of silver grade compared to the conditions of a typical industrial plant.

Cite this article: Kamran Haghighi, Seyed Jafarian Mohammadi, Salarirad, (2024). Increasing the recovery of lead and silver in the flotation of Angouran oxidized lead and zinc ore, *Journal of Separation Science and Engineering*, 16 (1), 17-29. <http://doi.org/10.22103/JSSE.2024.4337>



© The Author(s).

Publisher: Shahid Bahonar University of Kerman

افزایش بازیابی سرب و نقره در فلوتاسیون کانسنگ اکسیده سرب و روی انگوران

حسین کامران حقیقی^۱، سید محمد جواد جعفریان محمدی^۲، محمد مهدی سالاری راد^۳

۱. نویسنده مسئول، دانشکده مهندسی معدن دانشگاه صنعتی امیرکبیر، تهران، ایران. رایانامه: h.kamran.h@aut.ac.ir

۲. دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، تهران، ایران. رایانامه: mhmd.j@aut.ac.ir

۳. دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، تهران، ایران. رایانامه: salari@aut.ac.ir

اطلاعات مقاله

چکیده

نوع مقاله: علمی پژوهشی

تاریخچه مقاله:

دریافت: ۱۴۰۲/۱۱/۱۲

دریافت پس از اصلاح: ۱۴۰۳/۳/۱۲

پذیرش نهایی: ۱۴۰۳/۴/۱۲

تاریخ انتشار: ۱۴۰۳/۶/۴

کلمات کلیدی:

فلوتاسیون

سرب

نقره

کلکتور سدیم دی اتیل دی تیو

کاربامات

انگوران

فلوتاسیون کانسنگ‌های اکسیده و سولفور سرب و روی در ایران سابقه طولانی دارد. استفاده از تیول‌ها نظیر پتاسیم امیل گزنتات در فلوتاسیون سرب بسیار مرسوم است. با این حال هنوز هم افزایش بازیابی سرب و نقره در صنعت فعلی با چالش‌هایی روبرو است. در این پژوهش سعی بر این است که اثر هم‌افزایی برخی کلکتورها با پتاسیم امیل گزنتات در راستای ارتقای بازیابی سرب و نقره مورد بررسی قرار گیرد. ابتدا به میزان ۵۰ کیلوگرم از کانسنگ متوسط عیار سرب و روی اکسیده معدن انگوران نمونه‌برداری صورت گرفت. پس از خردایش و رساندن نمونه به d_{80} مناسب، خواص سنجی نمونه به کمک مطالعات میکروسکوپ نوری و الکترونی، XRF، XRD، جذب اتمی و نیز تعیین درجه آزادی صورت گرفت. طراحی آزمایش به روش کلاسیک برای بررسی تاثیر پارامترها بر عیار و بازیابی سرب و نقره نظیر دانه‌بندی، درصد جامد، دور همزنی، زمان آماده‌سازی، غلظت سولفید سدیم و مهم‌تر از همه نوع کلکتور ترکیبی و میزان مصرف آنها صورت پذیرفت. نتایج حاصل نشان می‌دهد که بهترین شرایط فلوتاسیون به منظور دستیابی به بالاترین میزان بازیابی سرب و نقره در d_{80} برابر با 90μ ، درصد جامد ۲۵، دور همزنی ۱۰۰۰ دور بر دقیقه، ۱۰ دقیقه زمان آماده‌سازی سولفید سدیم، ۶۲۰۰ گرم بر تن سولفید سدیم و ۶۰۰ گرم بر تن پتاسیم امیل گزنتات به همراه ۱۰۰ گرم بر تن سدیم دی اتیل دی تیو کاربامات رخ می‌دهد. دلیل انتخاب این ترکیب از کلکتورها افزایش بازیابی سرب یعنی تولید کنسانتره سرب در وزن بیشتر با عیار نقره بالاتر و سوددهی بیشتر در فروش محصول است. ترکیب کلکتورهای گزنتات و کاربامات می‌تواند ۸/۷ درصد بازیابی سرب و ۲۷۳ گرم بر تن عیار نقره را بهبود بخشد.

استناد: کامران حقیقی، جعفریان محمدی، سالاری راد (۱۴۰۳). افزایش بازیابی سرب و نقره در فلوتاسیون کانسنگ اکسیده سرب و روی

انگوران. نشریه علوم و مهندسی جداسازی، (۱) ۱۶، ۲۹-۱۷. <http://doi.org/10.22103/JSSE.2024.4337>

© نویسندگان.

ناشر: دانشگاه شهید باهنر کرمان



۱- مقدمه

در سال‌های گذشته تکنیک‌های زیادی مانند فلوتاسیون برای فرآوری کانسنگ‌های اکسید سرب انجام شده است که در آن با سولفیداسیون و استفاده از گزنتات مواد معدنی حاوی سرب تغلیظ می‌شوند. سولفید سدیم به طور گسترده‌ای به عنوان یک عامل سولفیدکننده برای تبدیل کربنات سرب به سولفید سرب استفاده شده است. سولفیداسیون بحرانی‌ترین مرحله برای شناورسازی کانی‌های اکسید سرب است [۱].

برخی گزارش‌ها [۲] نشان می‌دهند که سولفات روی به تنهایی نمی‌تواند ZnS را زمانی که به شکل ZnS خالص یا فعال شده با مس باشد، بازداشت کند. در برخی از کارخانه‌ها، سولفات روی با سیانید استفاده می‌شود که در آن کمپلکس $\text{NaZn}(\text{CN})_4$ در فرآیندهای فلوتاسیون عمل می‌کند. علاوه بر این، برخی کارخانه‌ها از مخلوط کلئیدی $\text{ZnSO}_4\text{-NaCN}$ برای بازداشت مواد معدنی روی استفاده می‌کنند. اگر چه سیانید به طور گسترده به عنوان یک ماده بازداشت‌کننده استفاده می‌شود، ولی واکنش آن بسیار پیچیده است و تحت تأثیر نوع و وضعیت مواد معدنی، یون‌های موجود در پالپ، کلکتور و pH است [۲]. سیانید می‌تواند با یون‌ها و کلکتورها در پالپ واکنش داده و اثرات نامطلوبی بر روی فلوتاسیون ایجاد کند. مضرات ذکر شده سولفات روی و سیانید، محققان را بر آن داشته است تا از برخی ترکیبات برای عمل همزمان به عنوان کلکتور و بازداشت‌کننده استفاده کنند. دی اتیل دی تیوکاربامات سدیم (SDMD) و دی اتیل دی تیوکاربامات سدیم (DD) به عنوان ترکیبات آلی از این دست مواد هستند. در برخی از مطالعات، SDMD به عنوان یک بازدارنده خوب اسفالریت و مارماتیت استفاده شده است [۳-۵]. SDMD را می‌توان به طور موثر بر روی گالن جذب کرد تا بازیابی شناورسازی گالن توسط DD را افزایش دهد، در حالی که از جذب DD در سطح مارماتیت جلوگیری می‌کند. DD به عنوان یک ماده بازداشت‌کننده برای جداسازی مارماتیت فعال شده با سرب از گالن استفاده شده است. نتایج آنالیز AFM نشان داد که ترکیبی از دی تیوکاربامات، آب‌گریزی سطح گالن را در مقایسه با اسفالریت بهبود بخشید [۶].

به دلیل مقدار کم نقره در مواد معدنی، عموماً به طور مستقیم از کانی خاصی بازیابی نمی‌شود بلکه نیاز است در ابتدا به وسیله کانی‌هایی که همراهی زیادی با آن دارد مانند کانی-های سرب، تغلیظ شود [۷]. در تحقیقی برای اولین بار، مطالعاتی در زمینه فلوتاسیون نقره انجام شد که در آن از آمیل

و بوتیل گزنتات به عنوان کلکتور، آیروفلوت ۴۰۴ و ۲۰۸ به عنوان کمک کلکتور، سولفات مس به عنوان فعال‌کننده، نشاسته به عنوان بازداشت‌کننده، سیلیکات سدیم به عنوان متفرق‌کننده و سولفید سدیم به عنوان عامل سولفیداسیون استفاده شد و نتایج قابل‌قبولی نیز حاصل شد. فلوتاسیون سولفیدهای نقره در pH خنثی با کلکتور اتیل گزنتات و سولفید سدیم انجام شد و نتایج حاکی از این بود که استفاده از آیروفلوت ۲۴۸ به عنوان کمک کلکتور سبب افزایش بازیابی نقره می‌شود. سولفیداسیون کانی‌های اکسیدی سرب و نقره، سبب بهبود بازیابی نقره گردید. همچنین استفاده از سولفات مس به عنوان فعال‌کننده، بازیابی نقره را به طور چشمگیری افزایش می‌دهد. کانی‌های نقره از پسماند لیچینگ روی به روش فلوتاسیون با کلکتورهای آمونیوم دی بوتیل دی تیوفسفات (ADD) و دی اتیل دی تیوکاربامات (DD) فلوته شده‌اند [۸]. نتایج نشان داد که دوزهای ADD و DD هر دو تأثیر قابل‌توجهی بر عملکرد فلوتاسیون دارند. شرایط بهینه برای شناورسازی نقره، ADD با غلظت ۴۰۰ گرم در تن، DD با غلظت ۷۵ گرم در تن و ۶۰ گرم در تن NaCl شناسایی شد. در تحقیقی [۹] از دی تیوفسفات آمونیوم دی بوتیل به عنوان کلکتور استفاده شد که بازیابی ۸۷/۲۵ درصد برای نقره و ۸۸/۴۵ درصد برای سرب به دست آمد. همچنین، این کلکتور معمولاً در مخلوط با سایر کلکتورها مانند گزنتات [۱۰] و دی اتیل دی تیوکاربامات [۱۱] استفاده می‌شوند. با توجه به تفاوت در اسیدیته محیط بین دی تیوفسفات (حدود pH=8.5) و دی اتیل دی تیوکاربامات (حدود pH=11)، مخلوط کردن این دو می‌تواند pH شناورسازی مواد معدنی حاوی نقره را افزایش دهد. در نتیجه پایداری مدار فلوتاسیون را بهبود می‌بخشد [۱۲]. اخیراً، این فرآیند با استفاده از دی اتیل دی تیوکاربامات برای تغلیظ سرب (نقره‌دار) و بوتیل گزنتات برای تغلیظ روی در سیستم آهک با قلیابیت بالا به خوبی اجرا شد [۱۳].

با توجه به بررسی تحقیقات قبلی، ترکیبات مختلف دی تیوکاربامات اخیراً به طور گسترده برای افزایش بازیابی سرب و نقره مورد استفاده قرار گرفته‌اند. با این حال، استفاده از ترکیبات ساده آن، مانند دی تیوکاربامات سدیم به همراه گزنتات‌ها، به ندرت برای افزایش کارایی فلوتاسیون مواد معدنی سرب و نقره مورد بررسی قرار گرفته است. هدف از انجام این تحقیق افزایش بازیابی سرب و نقره در کنسانتره حاصل از فلوتاسیون ماده-معدنی اکسیده سرب و روی انگوران است. لذا کلکتورهای ترکیبی پتاسیم آمیل گزنتات و سدیم دی اتیل دی تیوکاربامات مورد بررسی قرار گرفت.

۲- مواد و روش‌ها

سنگ‌شکنی غلتکی برگشته و بخش زیر سرند وارد آسیای گلوله‌ای شد. با انجام این مرحله d_{80} نمونه به ابعاد میکرونی مختلف رسانده شد. در این تحقیق، دستگاه فلوتاسیون مکانیکی آزمایشگاهی برای آزمایش‌های فلوتاسیون مورد استفاده قرار گرفت. در کلیه آزمایش‌ها، ۶۰ گرم در تن MIBC به عنوان کف‌ساز در فلوتاسیون به کار گرفته شد. جدول ۱ پارامترها و سطوح مورد مطالعه در فلوتاسیون را نشان می‌دهد.

به منظور مطالعه بر روی کانسنگ کربناته انگوران، به میزان ۵۰ کیلوگرم از دپوی متوسط عیار پر سرب معدن انگوران نمونه-برداری صورت گرفت. نمونه ابتدا با استفاده از سنگ‌شکن فکی تا ابعاد زیر ۳ سانتی‌متر مورد خردایش قرار گرفت. سنگ‌شکنی مرحله دوم با استفاده از سنگ‌شکن غلتکی انجام شد و محصول خروجی با دانه‌بندی کمتر از ۲ میلی‌متر به دست آمد. محصول این مرحله از سنگ‌شکنی، به منظور جلوگیری از ایجاد نرمه، از سرند ۱۰۰ مش عبور داده شد. بخش روی سرند دوباره به مدار

جدول ۱- پارامترها و سطوح مورد مطالعه در فلوتاسیون کانسنگ اکسیده سرب و روی انگوران.

Table 1- Parameters and levels studied in the flotation of Angouran oxidized lead and zinc ore.

سطح ۷ Level 7	سطح ۶ Level 6	سطح ۵ Level 5	سطح ۴ Level 4	سطح ۳ Level 3	سطح ۲ Level 2	سطح ۱ Level 1	واحد Unit	پارامتر Parameter
-	-	-	-	90	63	45	μ	d_{80}
-	-	-	-	30	25	20	%	درصد جامد Solid percent
-	-	-	-	1100	1000	900	rpm	دور همزن stirred speed
-	-	-	12	10	8	4	min	زمان آماده‌سازی سولفید سدیم Conditioning time of Na_2S
-	-	-	7800	7000	6200	5400	g/t	دوز سولفید سدیم Na_2S dosage
-	-	-	-	450 P	350 P	250 P ^۱	g/t	نوع و دوز کلکتور Type and dosage of collector
100 D+600 P	150 D+450 P	50 D+450 P	200 D+300 P	100 D+300 P	150 D+150 P	50 D ^۲ + 150 P		

تشکیل شده‌اند. ابعاد بلورهای آنها از کوچکتر از ۰/۱ میلی‌متر تا بزرگتر از ۱ میلی‌متر متغیر هستند. کوارتز به صورت پراکنده در این نمونه با ابعاد کوچکتر از ۰/۵ میلی‌متر تشکیل شده است. از مهم‌ترین کانی‌های غیر سولفیدی سرب و روی در این نمونه، سروزیت و اسمیت‌زونیت هستند. سروزیت از دگرسانی گالن به وجود آمده است و در نمونه‌ی کربناتی، فراوانی قابل ملاحظه‌ای دارد. ابعاد آنها از کوچکتر از ۵۰ میکرون تا بزرگتر از ۱ میلی‌متر متغیر هستند. اسمیت‌زونیت دارای بافت نواری بوده و همی‌مورفیت به صورت تیغه‌ای تشکیل شده است (شکل ۱- الف، ب). نمونه‌های سولفیدی تقریباً سالم بوده و کانی‌های غالب آنها سولفیدها هستند. کانه‌های اولیه در این نمونه شامل اسفالریت، گالن و پیریت هستند. در نمونه کربناتی گالن به صورت قطعات برشی حضور دارد و به سروزیت تبدیل شده است (شکل ۱- ج، د). پیریت و گالن در کانسنگ سولفیدی به صورت ادخال در زمینه اسفالریت تشکیل شده‌اند و معمولاً سالم هستند

۳- شناسایی خوراک

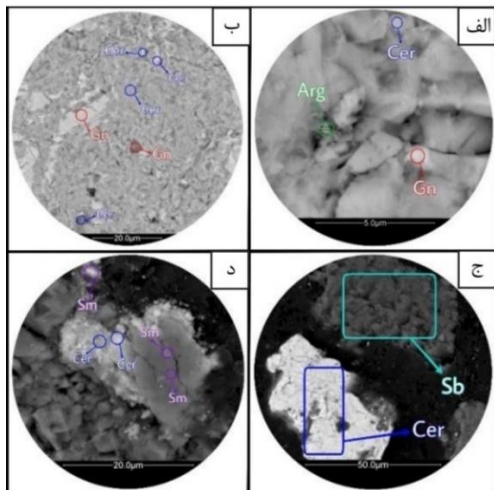
۳-۱- مطالعات میکروسکوپی نوری

به منظور مطالعه‌ی کانی‌شناسی، سه نمونه از معدن انگوران برای مطالعات میکروسکوپی اخذ گردید. یکی از نمونه‌ها مربوط به بخش کربناتی است و کانی‌های غالب آن کربنات‌ها هستند و گالن به صورت قطعات برشی و پراکنده در زمینه کربناتی می‌باشد. دو نمونه دیگر مربوط به کانسنگ سولفیدی روی می‌باشند که یکی از آنها دارای بافت برشی با قطعات مرمری و شپستی است و نمونه دیگر کانسنگ سولفیدی با بافت توده‌ای و کانی غالب اسفالریت می‌باشد. براساس شواهد پتروگرافی، مهم‌ترین کانی‌های باطله در این نمونه‌ها، کانی‌های کربناتی از جمله کلسیت، دولومیت و کوارتز هستند. کلسیت و دولومیت بیشترین فراوانی را در بین کانی‌های باطله دارند که به صورت قطعات برشی و همچنین پرکننده فضای خالی و رگچه‌های ثانویه

^۱ پتاسیم آمیل گزنات

^۲ سدیم دی اتیل دی تیوکاربامات

تشکیل دهنده در چند نقطه از این ناحیه تعیین شد که نشان می‌دهد احتمالاً کانی نقره، آرژانتیت باشد و درگیری آن با سرروزیت بیشتر است. ولی به طور کلی نقره در تمام مقطع پراکنده است و با گالن و کانی‌های روی نیز همراه است. در این نمونه که سرب کربناته می‌باشد، نقره به طور کلی با سرروزیت همراه است و مقادیر گالن بسیار ناچیز است. در برخی نقاط سرروزیت در حال تبدیل شدن به گالن است. همچنین با توجه به آنالیز SEM، کانی نقره مطابق شکل ۲-الف با ابعاد ۳۳۷/۷ نانومتر مشاهده شد. در شکل ۲-ب گالن و سرروزیت قابل مشاهده‌اند که در داخل سرروزیت، ابعاد بسیار ریز گالن نیز وجود دارد. در شکل ۲-ج آنتیموان به شکل فلزی و سرروزیت با ناخالصی شبکه‌ای قابل مشاهده است. شکل ۲-د آسمیت‌زونیت را نشان می‌دهد، زیرا در این نقاط سرب کم و روی زیاد است و گوگرد وجود ندارد.



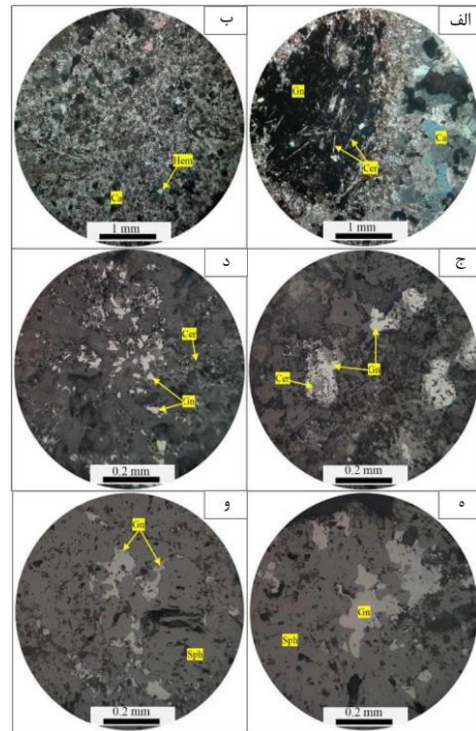
شکل ۲- تصاویر SEM از نواحی مختلف مقطع صیقلی نمونه کربناته [۱۴] با کسب اجازه از اشپرینگر نیچر).

Figure 2. SEM images of different areas of the polished section of the carbonate sample light (with permission from Springer Nature [14]).

۳-۳- آنالیز XRD، جذب اتمی و مطالعه درجه آزادی

به منظور شناسایی فاز کانی‌شناسی خوراک اولیه از آنالیز XRD و آنالیز جذب اتمی استفاده شد. بر اساس مطالعه‌ی XRD، فاز اصلی نمونه حاوی کانی‌های کلسیت، آسمیت‌زونیت و دولومیت و فاز جزئی آن حاوی کانی‌های همی‌مورفیت، سرروزیت، موسکویت و کلریت می‌باشد. همچنین بر اساس آنالیز جذب اتمی، عیار سرب ۳/۱ درصد، عیار روی ۱۵ درصد و عیار نقره ۱۱۰ ppm به دست آمد. پس از تهیه مقاطع در فراکسیون‌های مختلف از نمونه مورد مطالعه، تصاویر میکروسکوپی از مقاطع مطابق شکل ۳ گرفته شد. مشاهده گردید که در اندازه

(شکل ۱-ه، و). ابعاد گالن در این نمونه‌ها از ذرات کوچکتر از ۲۰ میکرون تا بلورهای بزرگتر از ۱ میلی‌متر حضور دارد. طی مطالعات پتروگرافی و مینرالوگرافی، کانه مستقل نقره و همچنین نقره‌ی آزاد (Ag) مشاهده نگردید.

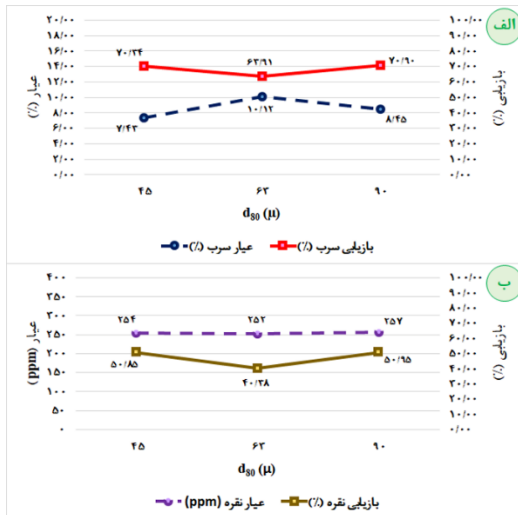


شکل ۱- الف، ب- میکروگراف الکترون روبشی کانی‌های باطله کربناتی و کوارتز با همراهی آسمیت‌زونیت (Sm)، همی‌مورفیت (Hem) و سرروزیت (Cer) تحت نور عبوری XPL. ج، د- دگرسانی گالن (Gn) به سرروزیت (Cer) در نمونه کانسنگ کربناتی، ه، و- ادخال‌های گالن (Gn) در زمینه متشکل از اسفالریت (Sph) با یافت توده‌ای در نمونه کانسنگ سولفیدی، نور انعکاسی [۱۴] با کسب اجازه از اشپرینگر نیچر. Figure 1. a, b- scanning electron micrograph of carbonate (Ca) and quartz tailing minerals with smithsonite (Sm), hemimorphite (Hem), and cerussite (Cer) under XPL transmitted light. c, d- alteration of galena (Gn) to cerussite (Cer) in carbonate ore sample, e, f- inclusions of galena (Gn) in sphalerite (Sph) field with a texture in sulfide ore sample, reflected light (with permission from Springer Nature [14]).

۲-۳- مطالعات میکروسکوپ الکترونی (SEM)

با هدف تشخیص فازهای درگیری نقره، از نمونه‌ی خوراک فلوتاسیون (کربناته)، مقطع صیقلی تهیه شد و توسط دستگاه میکروسکوپ الکترونی مورد آنالیز SEM قرار گرفت و با استفاده از EDS، عناصر تشکیل دهنده‌ی نقاط مورد نظر شناسایی شد. با توجه به عیار پایین نقره، نقره شناسایی نشد. به همین دلیل از نمونه‌ی کنسانتره‌ی فلوتاسیون که عیار نقره‌ی بالاتری دارد یک مقطع صیقلی دیگر تهیه شد و از نواحی مشکوک Map گرفته شد. مطابق نتایج تراکم نقره در یک ناحیه مشاهده شد. با استفاده از EDS، درصد عناصر

مشاهده شده بود، پس d_{80} برابر با 90μ برای نقره نیز می‌تواند حالت مطلوبی باشد. رابطه بین بازیابی سرب و متعاقباً نقره و اندازه ذرات نشان داد که بازیابی در اندازه ذرات ریز کاهش می‌یابد (۶۳/۹۱ درصد برای سرب و ۴۰/۳۸ درصد برای نقره)، که با فلوتاسیون سرب بررسی شده در برخی مطالعات مطابقت دارد [۱۵]. اگرچه کاهش اندازه ذرات هم سرعت جذب کلکتور و هم انحلال گالن را افزایش می‌دهد، از سوی دیگر، تولید سطوح آبدوست به دلیل انحلال غالب منجر به آبدوست شدن کانی می‌شود [۱۶]. همچنین تغییر کم عیار نقره در کنسانتره شکل ۴-ب، به دلیل توزیع ناهمسان نقره در کانی‌های سرب و روی می‌باشد. از آنجا که نقره به صورت محلول جامد هم در کانی‌های سرب، روی و شاید برخی کانی‌های ناشناخته دیگر وجود داشته باشد، با وجود افزایش بازیابی به دلیل راهیابی این کانی‌ها، عیار نقره تغییر محسوسی نداشته است.

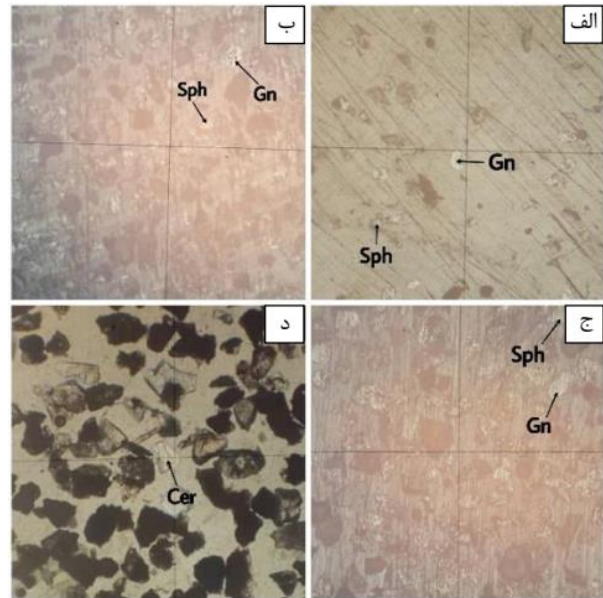


شکل ۴- تأثیر d_{80} بر (الف) عیار و بازیابی سرب، (ب) عیار و بازیابی نقره.
Figure 5. Effect of d_{80} on (a) grade and lead recovery, (b) grade and silver recovery.

۴-۲- تأثیر درصد جامد بر فلوتاسیون

درصد جامد در سلول فلوتاسیون تأثیر مهمی در ظرفیت دستگاه و همچنین مکانیزم فلوتاسیون دارد. برای تعیین تأثیر درصد جامد بر فلوتاسیون، آزمایش‌هایی در شرایط 7000 گرم در تن Na_2S ، پتاسیم آمیل گزنات 350 گرم در تن، زمان آماده‌سازی کلکتور 2 دقیقه و 60 g/ton MIBC، دور همزن 900 در تن، زمان آماده‌سازی کلکتور 2 دقیقه و 90 میکرون انجام شد. بر اساس نتایجی که در شکل ۵ نشان داده شده است درصد جامد 25 بهترین شرایط از نظر بازیابی سرب و نقره را داراست (۷۰/۹۰ درصد و ۵۰/۹۵ درصد). افزایش بازیابی با افزایش درصد جامد از 20 به 25 را می‌توان به این دلیل نسبت داد که در سطح

ذرات کوچکتر از 75 میکرون کانی‌های سرب به درجه آزادی مناسب (بالای 80 درصد) می‌رسد. درجه آزادی کانی اسفالریت حدود 90 میکرون است. بخش عمده ذرات ریز گالن در داخل اسفالریت قرار گرفته و موجب کاهش درجه آزادی آن شده‌اند و گرنه اسفالریت در ابعاد نسبتاً درشت آزاد می‌شود. همچنین در محدوده ابعادی (۷۴-۸۸) میکرون درجه آزادی سروزیت به بیش از 90 درصد رسیده است.



شکل ۳- الف- مقطع صیقلی در فراکسیون ابعادی (۷۴-۴۴) میکرون، ب- مقطع صیقلی در فراکسیون (۱۰۵-۷۴) میکرون، ج- مقطع صیقلی در فراکسیون (۱۵۰-۱۰۵) میکرون، د- مقطع صیقلی در فراکسیون (۱۰۵-۷۴) میکرون.

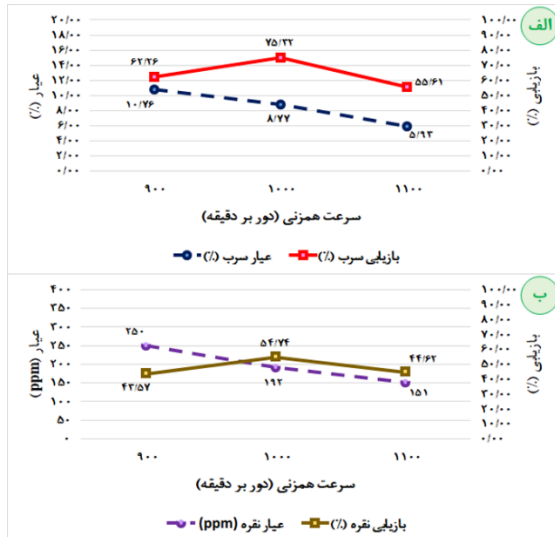
Figure 4. a. Polished cross-section in dimensional fraction (+44-74 micron), b. Polished cross-section in micron fraction (+74-105), c. Polished cross-section in micron fraction (+105-150), d. Polished cross-section in fraction (+74-105) microns.

۴- نتایج و بحث

۴-۱- تأثیر d_{80} بر فلوتاسیون

برای تعیین تأثیر دانه‌بندی بر فلوتاسیون، آزمایش‌هایی در شرایط 7000 گرم در تن Na_2S ، پتاسیم آمیل گزنات 350 گرم در تن، زمان آماده‌سازی کلکتور 2 دقیقه و 60 g/ton MIBC، دور همزن 900 در تن، زمان آماده‌سازی کلکتور 2 دقیقه و 90 میکرون انجام شد. بر اساس نتایج مطابق شکل ۴ حالت بهینه برای فلوتاسیون سرب و نقره در d_{80} برابر با 90μ به دست آمد. همچنین با توجه به این که در مطالعات خواص سنجی نمونه و بخش مربوط به تعیین درجه آزادی، در محدوده دانه‌بندی (۷۴-۸۸) میکرون، مقدار آزادی کانی سروزیت بیش از 90 درصد به دست آمده بود، d_{80} بهینه برابر با 90μ برای سرب منطقی به نظر می‌رسد. از طرفی با توجه به مطالعات SEM بیشترین تراکم نقره در سروزیت

راه پیدا کنند. طبق تحقیقات، در سرعت چرخش همزن بالاتر، زمان تماس بین ذره و حباب در طول فرآیند اتصال به دلیل سرعت‌های حباب بالاتر کاهش می‌یابد. افزایش سرعت چرخش پروانه به نفع نرخ شناور ذرات ریز است و از این رو اتلاف انرژی ممکن است برای ذرات ریز افزایش یابد [۱۹].



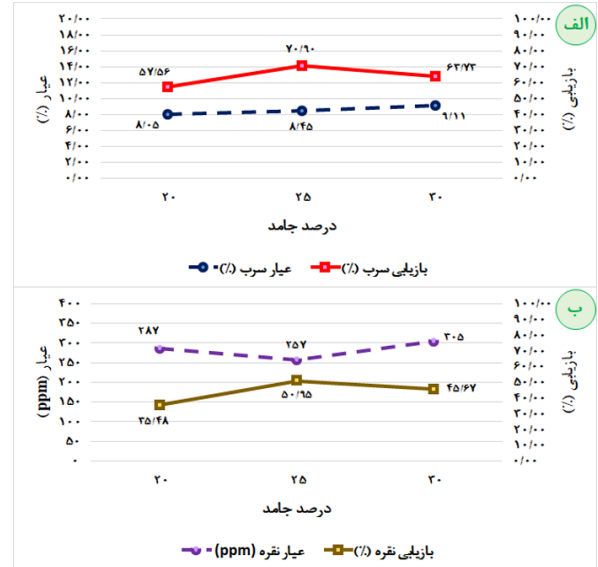
شکل ۶- تأثیر دور همزن بر (الف) عیار و بازیابی سرب (ب) عیار و بازیابی نقره.

Figure 7. Effect of stirring speed on (a) grade and recovery of lead (b) grade and recovery of silver.

۴-۴- تأثیر زمان آماده‌سازی سولفید سدیم بر فلوتاسیون

برای تعیین تأثیر زمان آماده‌سازی سولفید سدیم بر بازیابی و سایر پارامترهای فلوتاسیون، آزمایش‌هایی در شرایط ۷۰۰۰ گرم در تن Na_2S ، ۳۵۰ گرم در تن پتاسیم آمیل گزنتات، زمان آماده‌سازی کلکتور ۲ دقیقه و ۶۰ g/ton MIBC، دور همزن ۱۰۰۰ دور بر دقیقه، درصد جامد ۲۵ و d_{80} برابر ۹۰ میکرون انجام شد. همانطور که در شکل ۷-الف مشاهده می‌شود، با افزایش زمان آماده‌سازی سولفید سدیم از ۴ دقیقه به ۸ دقیقه، افزایش قابل توجهی در بازیابی مشاهده می‌شود و سپس کاهش کوچکی رخ می‌دهد. روند مشابهی برای منحنی عیار نقره در شکل ۷-ب مشاهده می‌شود. افزایش بازیابی ذرات ریز با افزایش زمان ماند و افزایش بازیابی ذرات درشت با افزایش و اصلاح توزیع مواد شیمیایی صورت می‌گیرد [۲۰]. با افزایش زمان آماده‌سازی سولفید سدیم به مدت بیش از ۱۰ دقیقه، بازیابی سرب کاهش می‌یابد که به دلیل جدا شدن کلکتور از سطح کانی‌های موجود [۲۱] و یا بازداشت آنها [۲۲] است. با توجه به شکل ۷-الف، کاهش عیار با افزایش زمان آماده‌سازی احتمالاً به دلیل سولفیدی شدن کانی‌های گانگ یا جذب ترجیحی یون‌های سولفید بر روی سطوح به جای گزنتات است [۲۳].

بالاتر از جامد، Na_2S در حجم ثابت بیشتر است [۱۷]. با این حال کاهش بازیابی در درصد جامد ۳۰ احتمالاً به دلیل غلیظ و ویسکوز شدن پالپ، کاهش پایداری پایین کف و کاهش نرخ انتقال جرم و نفوذ جهت انجام واکنش مواد افزودنی و سطح کانی می‌باشد [۱۷].



شکل ۵- تأثیر درصد جامد بر (الف) عیار و بازیابی سرب (ب) عیار و بازیابی نقره.

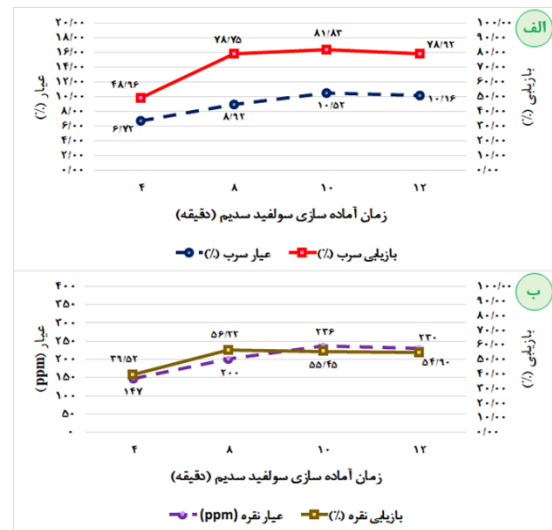
Figure 6. The effect of solid percentage on (a) grade and lead recovery (b) grade and silver recovery.

۴-۳- تأثیر دور همزن بر فلوتاسیون

برای تعیین تأثیر دور همزدگی بر فلوتاسیون، آزمایش‌هایی در شرایط ۷۰۰۰ گرم در تن Na_2S ، پتاسیم آمیل گزنتات ۳۵۰ گرم در تن، زمان آماده‌سازی کلکتور ۲ دقیقه و ۶۰ g/ton MIBC، درصد جامد ۲۵ و d_{80} برابر ۹۰ میکرون انجام شد. سرعت همزن به گونه‌ای انتخاب شد که ذرات پالپ معلق بمانند. سرعتی که انتخاب می‌شود نباید خیلی زیاد باشد که اغتشاش بالایی در پالپ ایجاد شود. میزان هم زدن تأثیر عمیقی بر فلوتاسیون در سلول‌های فلوتاسیون مکانیکی دارد. هم زدن مسئول ایجاد یک محیط هیدرودینامیکی مناسب در سلول برای پراکندگی کارآمد گاز، تعلیق ذرات و شناورسازی است [۱۸]. با توجه به نتایج که در شکل ۶ مشاهده می‌شود؛ سرعت همزنی ۱۱۰۰ rpm به دلیل اغتشاش بیش از حد و سرعت همزنی ۹۰۰ rpm به دلیل عدم اختلاط کافی بازیابی مطلوبی به همراه نداشتند. از طرفی با افزایش دور همزن عیار سرب و نقره کاهش یافته است؛ دلیل این امر می‌تواند آسیب دیدن پوشش ایجاد شده توسط کلکتور بر روی کانی هدف در اثر اختلاط زیاد باشد، به گونه‌ای که سطح کانی از کلکتور پاک شده و عمل شناورسازی به خوبی صورت نگرفته و کانی‌های هدف به باطله

می‌گیرند تا از واکنش آن با کلکتور جلوگیری کنند [۲۶]. pH بهینه برای دستیابی به بازیابی سرب بالا در مرحله رافر ۱۰/۵ تعیین شد. در pH پایین، پتاسیم آمیل گزنات تجزیه می‌شود، بنابراین، کارایی کلکتور کاهش می‌یابد [۲۷]. همچنین فعال شدن نقره در دوزهای بیشتر از سولفید سدیم (۷۰۰۰ g/t) می‌تواند به دلیل حضور بخشی از نقره در فازهای دیگر باشد. یون S در فرم HS⁻ به خوبی بر سطح سروزیت می‌نشیند و آن را فعال می‌کند. هرچه pH بیشتر شود S²⁻ و هر چه کمتر شود H₂S گونه غالب است. به همین دلیل در pH قلیایی متوسط (۱۰ تا ۱۱) بیشترین مقدار HS⁻ وجود دارد. در این تحقیق نیز در pH برابر با ۱۰/۵ برای سرب و pH ۱۰/۷۵ برای نقره بهترین نتایج به دست آمده است که می‌تواند به دلیل مقدار حداکثر S در فرم HS⁻ در این pHها باشد. از طرفی دیگر با افزایش pH، کلکتور هیدرولیز شده و خاصیت خود را از دست می‌دهد و در مقابل در pH پایین کلکتور بر سطح سروزیت رسوب می‌کند و مانع از اتصال به حباب می‌شود [۲۸].

همچنین با کاهش زمان به کمتر از ۱۰ دقیقه به نظر می‌رسد فعال‌سازی مواد معدنی مورد نظر به خوبی انجام نشده است.

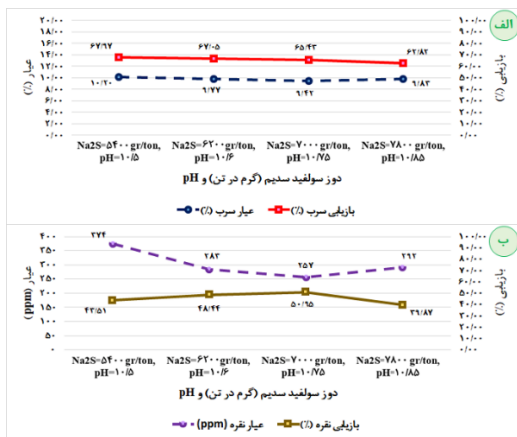


شکل ۷- تأثیر زمان آماده‌سازی Na₂S بر (الف) عیار و بازیابی سرب (ب) عیار و بازیابی نقره.

Figure 8. The effect of Na₂S conditioning time on (a) grade and lead recovery (b) grade and silver recovery.

۴-۵- تأثیر دوز سولفید سدیم بر فلوتاسیون

برای تعیین اثر غلظت سولفید سدیم، یک سری آزمایش در شرایط ۶ دقیقه زمان آماده‌سازی Na₂S، پتاسیم آمیل گزنات ۳۵۰ گرم در تن، زمان آماده‌سازی کلکتور ۲ دقیقه، دور همزن ۱۰۰۰ دور بر دقیقه، ۶۰ g/ton MIBC، درصد جامد ۲۵ و d₈₀ برابر ۹۰ میکرون در دوزهای مختلف Na₂S طبق جدول ۱ طراحی شد. نتایج نشان داد که با افزایش Na₂S از ۵۴۰۰ گرم در تن به ۷۸۰۰ گرم در تن، بازیابی سرب از ۶۸ درصد به ۶۲/۸ درصد کاهش یافت. طبق شکل ۸ مصرف بهینه سولفید سدیم برای سرب ۵۴۰۰ g/t و برای نقره ۷۰۰۰ g/t تعیین شد. در غلظت کمتر سولفید سدیم، میزان سولفیداسیون کافی نبوده و کربنات سرب فعال نشده است. در غلظت‌های بالاتر سولفید سدیم، یون‌های گزنات در مرحله فلوتاسیون با یون‌های سولفید جایگزین می‌شوند. بنابراین، سولفید سربی که در مرحله سولفیداسیون ایجاد می‌شود، بازداشت می‌شود. مقادیر بالای سولفید سدیم پتانسیل کاهشی ایجاد می‌کند که باعث بازداشت کانی نیز می‌شود [۲۴]. در بالاترین دوز مصرف، یون‌های S²⁻ اضافی بر روی فیلم سولفیدایز شده جذب می‌شوند و سروزیت بازداشت می‌شود. بنابراین مقدار سولفورسدیم در فلوتاسیون سروزیت حساس می‌باشد [۲۵]. همچنین، مقدار کمی از سولفید سدیم با سرب نامحلول واکنش داده و سولفید سرب تشکیل می‌دهد و این ذرات کلوئیدی روی سطح سروزیت قرار



شکل ۸- تأثیر دوز Na₂S بر (الف) عیار و بازیابی سرب (ب) عیار و بازیابی نقره.

Figure 9. The effect of Na₂S addition on (a) grade and recovery of lead (b) grade and recovery of silver.

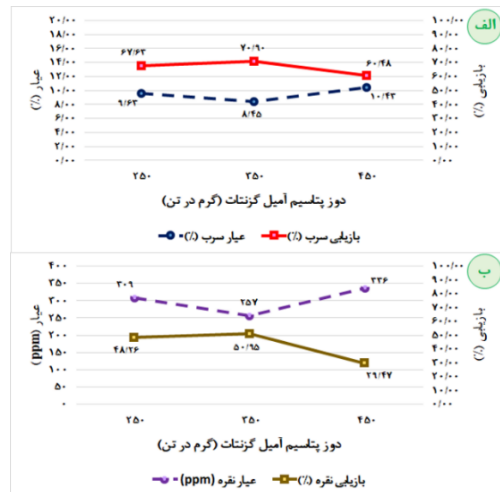
۴-۶- تأثیر نوع و دوز کلکتور بر فلوتاسیون

۴-۶-۱- کلکتور پتاسیم آمیل گزنات

برای تعیین اثر کلکتور آمیل گزنات پتاسیم، آزمایش‌هایی با توجه به شرایط ۶۲۰۰ گرم در تن Na₂S، ۶ دقیقه زمان آماده‌سازی Na₂S، زمان آماده‌سازی کلکتور ۲ دقیقه، دور همزن ۱۰۰۰ دور بر دقیقه، ۶۰ گرم در تن MIBC، درصد جامد ۲۵ و d₈₀ برابر ۹۰ میکرون طراحی شدند. سه سطح کلکتور ۲۵۰، ۳۵۰ و ۴۵۰ گرم در تن در نظر گرفته شدند. همانطور که در شکل ۹- الف و ب مشاهده می‌شود حالت بهینه برای فلوتاسیون سرب و نقره در ۳۵۰ g/t پتاسیم آمیل گزنات به

PAX به تنهایی (شکل ۹) استفاده می‌شود، تأثیر مثبتی بر بازیابی سرب داشته است. علاوه بر این، آزمایش‌های مشابه برای فلوتاسیون نقره، ترکیب بهینه ۴۵۰ گرم در تن پتاسیم آمیل گزنات همراه با ۱۵۰ گرم در تن سدیم دی اتیل دی تیوکاربامات را نشان داد (شکل ۱۰-ب). در شکل ۱۰-ب، هیچ روند واضحی با افزودن DD رخ نمی‌دهد، اما مقایسه نتایج بازیابی با نتایج به دست آمده برای PAX (به تنهایی)، نکات قابل توجهی به دست می‌آید. افزودن DD به ۳۰۰ گرم بر تن PAX تأثیر منفی بر بازیابی نقره داشته است، در حالی که با افزودن DD به دوزهای PAX ۴۵۰ و ۶۰۰ گرم در تن، بازیابی به طور قابل توجهی افزایش یافت. بنابراین، همانطور که در شکل ۱۰-ب مشاهده می‌شود، حدود ۱۵ تا ۲۰ درصد بازیابی نقره در نقاط مربوط به دوزهای PAX ۴۵۰ و ۶۰۰ گرم در تن افزایش یافت. به نظر می‌رسد که یک واکنش کاتالیز شده در سطح کاربامات اتفاق می‌افتد و گزنات به دیگرانتون اکسید می‌شود و در نتیجه سطح آبگریزی ایجاد می‌شود [۲۹، ۳۰]. کلکتور کاربامات به طور پیوسته‌تری روی سطح جذب می‌شود و مکان‌هایی برای اتصال دیگرانتون ایجاد می‌کنند. اگر کاربامات وجود نداشته باشد، کلکتورها ممکن است به اندازه کافی روی سطح جذب نشوند [۳۱]. اندازه‌گیری زاویه تماس برای گالن اکسید شده در حضور هر یک از کلکتورهای دی تیوکاربامات و گزنات، نشان‌دهنده زاویه تماس ۳۹ درجه گزنات-گالن بود، در حالی که زاویه تماس برای DD ۴۷/۵ درجه اندازه‌گیری شد [۳۲]. این افزایش بیانگر، بهبود آبگریزی سطح در حضور کاربامات است.

دست آمده است. با بیشتر و کمتر شدن غلظت کلکتور از این مقدار، زاویه تماس کلکتور با سطح کانی کاهش می‌یابد و این امر سبب کاهش بازیابی سرب و نقره از حدود ۶۷/۶۳ درصد به ۶۰/۴۸ درصد برای سرب و ۴۸/۲۶ درصد به ۲۹/۴۷ درصد برای نقره می‌شود. بر اساس نتایج آزمایش‌ها، حالت بهینه برای فلوتاسیون سرب و نقره در ۳۵۰ g/t پتاسیم آمیل گزنات به دست آمده است. همچنین با مقایسه‌ی نمودار عیار و بازیابی نقره در مراحل رافر و اسکونجر، احتمال داده می‌شود که در مرحله رافر بالا رفتن بیش از حد غلظت کلکتور، سبب به هم چسبیدن گروه‌های غیر قطبی کلکتور شده که در نتیجه به علت پدیده میسل بحرانی ذرات آبدوست شده و بازیابی کاهش پیدا می‌کند. به بیان دیگر، افزایش بیش از حد در غلظت کلکتور باعث غلظت بحرانی میسل شده و در نتیجه سطح را آبدوست‌تر می‌کند [۲۶].

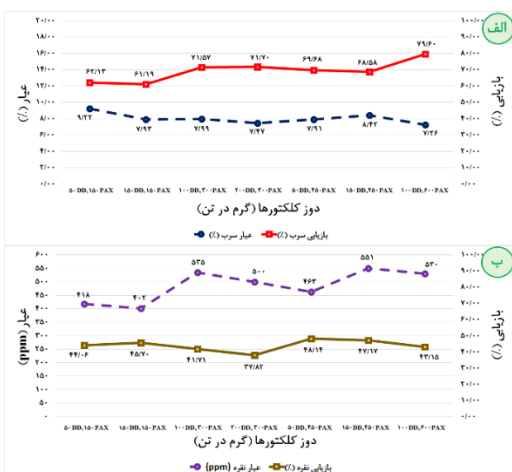


شکل ۹- تأثیر دوز کلکتور پتاسیم آمیل گزنات بر (الف) عیار و بازیابی سرب (ب) عیار و بازیابی نقره.

Figure 10. The effect of the amount of potassium amyl xanthate collector on (a) grade and lead recovery (b) grade and silver recovery.

۴-۶-۲- کلکتورهای ترکیبی سدیم دی اتیل دی تیوکاربامات و پتاسیم آمیل گزنات

به منظور بهبود شرایط فلوتاسیون با کلکتور گزنات، تصمیم گرفته شد که با سدیم دی اتیل دی تیوکاربامات ترکیب گردد. برای تعیین اثر هم افزایی کلکتورهای سدیم دی اتیل دی تیوکاربامات و پتاسیم آمیل گزنات، آزمایش‌هایی مطابق جدول ۱ طراحی شد و سایر شرایط طبق بخش تأثیر پتاسیم آمیل گزنات (بخش قبل) انجام شد. در شکل ۱۰، برای درک اثر DD بر PAX، غلظت‌های PAX در سطوح مختلف ثابت نگه داشته شد و دوزهای DD تغییر کرد. با توجه به شکل ۱۰-الف، افزودن DD به غلظت‌های معینی از PAX در مقایسه با شرایطی که



شکل ۱۰- تأثیر دوز کلکتورهای ترکیبی سدیم دی اتیل دی تیوکاربامات و پتاسیم آمیل گزنات بر (الف) عیار و بازیابی سرب (ب) عیار و بازیابی نقره.

Figure 11. The effect of the amount of sodium diethyl dithiocarbamate and potassium amyl xanthate combined collectors on (a) grade and lead recovery (b) grade and silver recovery.

۴-۳- تعیین نوع و دوز کلکتور بهینه

در این تحقیق، مبنای تعیین شرایط بهینه، افزایش بازیابی سرب در کنار افزایش عیار نقره است. دلیل این انتخاب نیز افزایش بازیابی سرب یعنی تولید کنسانتره سرب در وزن بیشتر با عیار نقره بالاتر و سوددهی بیشتر در فروش محصول است. از این رو بهترین شرایط برای فلوتاسیون سرب و نقره با 600 g/t پتاسیم آمیل گزنات همراه با 100 g/t سدیم دی اتیل دی-تیوکاربامات به دست می آید. تحت شرایط کارخانه (PAX برابر $600 \text{ گرم بر تن بدون افزودن DD}$ و با در نظر گرفتن سایر شرایط مشابه آزمایش بهینه بخش ۴-۶-۲) عیار و بازیابی سرب به ترتیب $8/45$ درصد و $70/90$ درصد و عیار بازیابی نقره به ترتیب 257 ppm و $50/95$ درصد به دست آمد. نکته حائز اهمیت اینکه منظور از شرایط کارخانه، نتایجی است که در آزمایش‌های با شرایط کارخانه‌ای بدون افزودن کاربامات در یکی از شرکت‌های روی (شرکت روی پرور زنجان) انجام شده است. در حالیکه در حالت بهینه عیار و بازیابی سرب به ترتیب $7/26$

درصد و $79/60$ درصد و عیار و بازیابی نقره به ترتیب 530 ppm و $43/15$ درصد به دست آمد. دلیل کاهش بازیابی نقره در مقابل افزایش بازیابی سرب می‌تواند حضور نقره در شبکه کانی‌های گانگ باشد. یعنی افزایش بازیابی نقره بدون افزایش بازیابی سرب امکان پذیر نیست؛ مگر اینکه نقره در شبکه روی یا سایر کانی‌ها وارد محصول شده باشد، که این موضوع در مرحله ذوب قابل تشخیص تر خواهد شد. زیرا در مرحله ذوب فقط استحصال نقره موجود در سرب امکان پذیر خواهد بود و نقره موجود در باطله‌ی همراه قابل استحصال نخواهد بود. بنابراین در شرایط کلی، اولویت افزایش بازیابی سرب در محدوده عیاری استاندارد فروش و افزایش عیار نقره در محصول سرب خواهد بود. مقایسه نتایج فلوتاسیون کانسنگ‌های مختلف در جدول ۲ آورده شده است. نتایج مقایسه‌ای نشان می‌دهد بازیابی تحقیق حاضر حتی از فلوتاسیون کانسنگ‌های سولفیدی سرب نیز بالاتر بوده است. همچنین، بازیابی نقره در یک مرحله 43 درصد بوده و در محدوده قابل قبولی است.

جدول ۲- مقایسه نتایج فلوتاسیون سرب و نقره از کانسنگ‌های مختلف سرب و روی.

Table 2- Comparison of lead and silver flotation results from different lead and zinc ores.

مرجع Reference	عیار نقره در کنسانتره Silver grade in concentrate	بازیابی نقره در کنسانتره Silver recovery in concentrate	عیار سرب در کنسانتره Lead grade in concentrate	بازیابی سرب در کنسانتره Lead recovery in concentrate	عیار خوراک Feed grade	کلکتور Collector	کانسنگ Ore
	g/ton	%	%	%			
[33]	-	-	8/61	54/8	6/12 % Pb	Xanthates	mixed oxide-sulfide of lead and zinc
[34]	1289	54/98	40/70	13/64	2/96 % Pb 177 g/ton Ag	Aerophine 3418A	Low-grade lead oxide ore
[35]	-	-	66/70	23/5	10/17 % Pb 57 g/ton Ag	KAX + Aero 407	Aladag oxide lead- zinc ores
[36]	-	-	2/03	70/28	0/86 % Pb 57 g/ton Ag	Isoamyl xanthate	Low-grade lead and zinc sulphide ore
[37]	10100	31/2	11/38	1/4	3/45 % Pb 256 g/ton Ag	Aerophine 3418 A + Aero 208	mixed oxide-sulfide of lead and zinc
[38]	-	-	6/1	40/86	1/18 % Pb 256 g/ton Ag	PAX	Gushfeel lead and zinc ore
این تحقیق	530	43/15	7/26	79/60	3/1 % Pb 110 g/ton Ag	PAX + DD	Angouran lead and zinc oxide ore

۵- نتیجه‌گیری

در این تحقیق آزمایش‌های فلوتاسیون به منظور افزایش بازیابی سرب و نقره در کنسانتره سرب و روی ماده معدنی اکسیده انگوران انجام شد. در این آزمایش‌ها، تاثیر پارامترهای مختلف نظیر d_{80} ، درصد جامد، دور همزن، زمان آماده‌سازی سولفید سدیم و مقدار سولفید سدیم مورد بررسی قرار گرفت.

با توجه به مطالعات درجه آزادی و مطالعات میکروسکوپ الکترونی و همچنین نتایج تست‌های فلوتاسیون، $d_{80}=90\mu$ به عنوان دانه‌بندی بهینه تعیین شد. در درصد جامد 25 بالاترین بازیابی سرب و نقره بدست آمد. در درصد جامد کمتر از 25 نتایج فلوتاسیون مطلوب نمی‌باشد و درصد جامد بیشتر از 25 به دلیل افزایش استهلاک مناسب نمی‌باشد. بازیابی سرب و نقره در دور همزن 1000 دور بر دقیقه به بالاترین مقدار خود رسید.

از این رو می‌توان مقدار ۶۲۰۰ گرم بر تن سولفید سدیم را به عنوان حالت بهینه برای فلوتاسیون سرب و نقره در نظر گرفت. افزایش بیش از حد سولفید سدیم سبب می‌شود سولفور به جای سروریت جذب گزنتات شود. همچنین مقدار کم سولفید سدیم سبب می‌شود عمل سولفیداسیون به خوبی صورت نگیرد و سروریت به صورت مطلوب فعال نشود. استفاد از ۶۰۰ گرم بر تن پتاسیم امیل گزنتات به صورت ترکیبی با ۱۰۰ گرم بر تن سدیم دی اتیل دی تیوکاربامات به عنوان نوع و مقدار کلکتور بهینه در نظر گرفته شد. دلیل این انتخاب نیز افزایش بازیابی سرب یعنی تولید کنسانتره سرب در وزن بیشتر با عیار نقره بالاتر و سوددهی بیشتر در فروش محصول است.

بر اساس نتایج می‌توان گفت که در دور همزنی کمتر از ۱۰۰۰ دور بر دقیقه به دلیل عدم اختلاط کافی و در دور همزنی بیشتر از ۱۰۰۰ دور بر دقیقه به دلیل اغتشاش بالا و جدا شدن کلکتور و کف‌ساز از سطح کانی، عملکرد فلوتاسیون مطلوب نخواهد بود. بهترین عملکرد فلوتاسیون برای سرب و نقره در ۱۰ دقیقه زمان آماده‌سازی سولفید سدیم رخ داده است. احتمال می‌رود که در زمان کمتر از ۱۰ دقیقه عمل فعال‌سازی سطح کانی به خوبی صورت نگرفته و همچنین زمان بیشتر از ۱۰ دقیقه سبب بازداشت کانی موردنظر و اختلال در فلوتاسیون شده است. بر اساس نتایج مقدار ۵۴۰۰ گرم بر تن سولفید سدیم برای فلوتاسیون سرب و ۷۰۰۰ گرم بر تن سولفید سدیم برای فلوتاسیون نقره بهترین عملکرد را داشته است.

References

- [1] A. Marabini and C. Cozza, "A new technique for determining mineral—Reagent chemical interaction products by transmission IR spectroscopy: Cerussite—Xanthate system," *Colloids and surfaces*, vol. 33, pp. 35-41, 1988.
- [2] S. M. Bulatovic, *Handbook of flotation reagents: chemistry, theory and practice: Volume 1: flotation of sulfide ores*. Elsevier, 2007.
- [3] Y.-f. Cui, F. Jiao, W.-q. Qin, L.-y. Dong, and X. Wang, "Synergistic depression mechanism of zinc sulfate and sodium dimethyl dithiocarbamate on sphalerite in Pb–Zn flotation system," *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, vol. 30, no. 9, pp. 2547-2555, 2020/09/01/ 2020, doi: [https://doi.org/10.1016/S1003-6326\(20\)65400-0](https://doi.org/10.1016/S1003-6326(20)65400-0).
- [4] J. Liu, J. Hao, W. Dong, and Y. Zeng, "Depression mechanism of environment-friendly depressant dithiocarbamate chitosan in flotation separation of Cu-Zn sulfide," *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*, vol. 615, p. 126290, 2021/04/20/ 2021, doi: <https://doi.org/10.1016/j.colsurfa.2021.126290>
- [5] F. Jiao, Y. Cui, D. Wang, and W. Qin, "Effect of sodium salt of N, N-dimethyldithiocarbamate on the flotation separation of marmatite from galena," *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, vol. 55, no. 2, pp. 389-399, 2019.
- [6] S. Liu, Y. Dong, L. Xie, G. Liu, H. Zhong, and H. Zeng, "Uncovering the hydrophobic mechanism of a novel dithiocarbamate-hydroxamate surfactant towards galena," *Chemical Engineering Science*, vol. 245, p. 116765, 2021/12/14/ 2021, doi: <https://doi.org/10.1016/j.ces.2021.116765>.
- [7] B. Mirshekari, M. Lotfian, H. Manzaeitavakkol, A. Sufiabadi, and M. Nejadaria, "Feasibility of increasing silver recovery in lead concentrate of Khan Khatun mine by flotation method [In Persian]," presented at the The 10th Iran Mining Engineering Conference, University of Sistan and Baluchestan, 2020. [Online]. Available: <https://civilica.com/doc/1535999>.
- [8] J. Liu, S. M. Wen, and D. D. Wu, "Recovery of Silver from Zinc Leach Residue by Flotation," *Advanced Materials Research*, vol. 524-527, pp. 1041-1046, 2012, doi: [10.4028/www.scientific.net/AMR.524-527.1041](https://doi.org/10.4028/www.scientific.net/AMR.524-527.1041).
- [9] C. Wang, F. Ye, X. Tong, and B. Song, "Comprehensive recovery of associated silver from some silver-rich lead-zinc sulfide ore in Yunnan," *Mining and Metallurgical Engineering*, vol. 33, no. 4, pp. 67-69, 2013.
- [10] B. Drif, Y. Taha, R. Hakkou, and M. Benzaazoua, "Recovery of residual silver-bearing minerals from low-grade tailings by froth flotation: the case of Zgounder mine, Morocco," *Minerals*, vol. 8, no. 7, p. 273, 2018.
- [11] X.-P. Luo, H.-P. Zhou, Y. Zhou, M.-F. Lei, and J. Zhang, "New technique to improve dressing indexes of associated silver in complex lead-zinc ore," *Mining and Metallurgical Engineering*, vol. 31, no. 3, pp. 35-39, 2011.
- [12] B. Song, X. Dong, X. Qiu, Z. Hu, and Y. Wang, "Electronic structure and flotation behavior of Ag-bearing galena," *Journal of Alloys and Compounds*, vol. 868, p. 159105, 2021.
- [13] T. Y. W. Chang, P. Shen, R. Liu, D. Liu, "Study on Technological Mineralogy and Flotation Recovery Technology of a Lead zinc sulfide ore in Yunnan (in Chinese)," *Nonferr. Met. Eng.*, vol. 12, no. 11, pp. 94-101, 2022.
- [14] H. Kamran Haghighi, S. Jafarian Mohammadi, and M. Salarirad, "Promoted Flotation of Lead and Silver Oxidized Minerals Using a Synergetic Combination of Collectors," *Journal of Sustainable Metallurgy*, vol. 10, no. 3, pp. 1507-1527, 2024.
- [15] J.-c. Ran, X.-y. Qiu, Z. Hu, Q.-j. Liu, B.-x. Song, and Y.-q. Yao, "Effects of particle size on flotation performance in the separation of copper, gold and lead," *Powder Technology*, vol. 344, pp. 654-664, 2019/02/15/ 2019, doi: <https://doi.org/10.1016/j.powtec.2018.12.045>.
- [16] Y. Lu, X. Tong, X. Xie, Y. Bo, and Z. Hua, "Effect of particle size on the oxidation and flotation behavior of galena particles," *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, journal article vol. 55, no. 1, pp. 208-216, 2019, doi: [10.5277/ppmp18122](https://doi.org/10.5277/ppmp18122).
- [17] F. Dehghani, "Investigating impact of pulp density on flotation performance," ed, 2022.
- [18] D. Deglon, "The effect of agitation on the flotation of platinum ores," *Minerals Engineering*, vol. 18, no. 8, pp. 839-844, 2005.
- [19] S. Grano, "Effect of impeller rotational speed on the size dependent flotation rate of galena in full scale plant cells," *Minerals Engineering*, vol. 19, no. 13, pp. 1307-1318, 2006/11/01/ 2006, doi: <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2005.11.008>.

- [20] M. Mahdaviamin, "Evaluation of the role of particle size in the performance of lead and zinc flotation in Bama-Irankoh complex [Thesis In Persian]," Msc, Vali-e-Asr University of Rafsanjan, 2017.
- [21] T. B. Shourabi, "Determining the optimal operational conditions for the flotation of sulfide-oxide mixed lead and zinc ore in Koh Sarmeh mine," Master of science, Mining Engineering Yazd University, Yazd University, 2017.
- [22] A. Atrafi, H. Hodjatoleslami, M. Noaparast, Z. Shafaei, and A. Ghorbani, "Implementation of flotation and gravity separation, to process Changarzeh sulfide-oxide lead ore," *Journal of Mining and Environment*, vol. 3, no. 2, pp. 79-87, 2012.
- [23] M. Asadi, F. Soltani, M. R. Tavakoli Mohammadi, A. Khodadadi, and M. Abdollahy, "A successful operational initiative in copper oxide flotation: Sequential sulphidisation-flotation technique," *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, journal article vol. 55, no. 2, pp. 356-369, 2019, doi: 10.5277/ppmp18137.
- [24] R. Herrera-Urbina, F. J. Sotillo, and D. W. Fuerstenau, "Effect of sodium sulfide additions on the pulp potential and amyl xanthate flotation of cerussite and galena," *International Journal of Mineral Processing*, vol. 55, no. 3, pp. 157-170, 1999/01/01/ 1999, doi: [https://doi.org/10.1016/S0301-7516\(98\)00029-5](https://doi.org/10.1016/S0301-7516(98)00029-5).
- [25] H. Hamidinejad, "Upgrading sulphide-oxide mixed ore from Angoran mine by flotation method [Thesis In Persian]," Mining Engineering, Imam Khomeini International University, Imam Khomeini International University, 2014.
- [26] M. Asgari Mehrabadi and M. Karamoozian, "Investigation of the Effective Parameters on Lead Carbonate Mineral Flotation in Laboratory Scale," *Journal of Mineral Resources Engineering*, vol. 4, no. 3, pp. 87-103, 2019, doi: 10.30479/jmre.2019.9578.1195.
- [27] A. D. a. F. Rashchi, "ESTIMATION OF REAGENT CONSUMPTION IN LEAD FLOTATION OF A ZINC LEACH RESIDUE," *Canadian Metallurgical Quarterly*, vol. 44, pp. 483-488, 2005, doi: 10.1179/cmqr.2005.44.4.483.
- [28] B. Rezai, *Flotation [Book In Persian]*. Hormozghan University: Hormozghan University, 1996.
- [29] S. I. Wark and A. B. Cox, *Principles of flotation: an experimental study of the effect of xanthates on contact angles at mineral surfaces*. American Institute of Mining & Metallurgical Engineers, 1932.
- [30] B. McFadzean, D. G. Castelyn, and C. T. O'Connor, "The effect of mixed thiol collectors on the flotation of galena," *Minerals Engineering*, vol. 36-38, pp. 211-218, 2012/10/01/ 2012, doi: <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2012.03.027>.
- [31] D. Nagaraj and S. Ravishankar, "Flotation reagents—A critical overview from an industry perspective," *Froth flotation: A century of innovation*, pp. 375-424, 2007.
- [32] D. G. Kesterke, "Contact angle studies comparing xanthates and dithiocarbamates as collectors for sulfide minerals," University of Nevada, Reno, 1959.
- [33] A. Hajati and F. Soltani, "Concentrating challenges of the Zarigan complex Pb-Zn-Fe non-sulfide ore: Défis de concentration du minerai complexe non sulfuré Pb-Zn-Fe de Zarigan," *Canadian Metallurgical Quarterly*, vol. 62, no. 2, pp. 301-310, 2023.
- [34] Y. Zhang and J. Chen, "Sulfidizing behavior of complex lead-silver Ore: A flotation study," *Minerals*, vol. 11, no. 4, p. 434, 2021.
- [35] G. Önal, G. Bulut, A. Gül, O. Kangal, K. Perek, and F. Arslan, "Flotation of Aladag oxide lead-zinc ores," *Minerals engineering*, vol. 18, no. 2, pp. 279-282, 2005.
- [36] J. Zhao *et al.*, "Characterization of discarded lead-zinc sulfide ore tailings based on mineral fragments," *Minerals*, vol. 12, no. 10, p. 1279, 2022.
- [37] N. Acarkan *et al.*, "The effect of collector's type on gold and silver flotation in a complex ore," *Separation Science and Technology*, vol. 46, no. 2, pp. 283-289, 2010.
- [38] A. Dehghani and M. Shahbazi, "Depression of pyrite and sphalerite in the rougher flotation of galena from Gushfeel lead and zinc ore," *Journal of Mining Engineering*, vol. 12, no. 35, pp. 35-51, 2017.