

Determining Effective Parameters on Flotation of Islamabad-Tarom Copper Ore to Increase Copper Recovery

Arash Sobouti¹, Amir.Zeynali², Bahram Rezai^{1*}, Hossein Kamran Haghighi¹ 

¹ Department of Mining Engineering, Amirkabir University of Technology, Iran, Tehran.

² Faculty of Engineering, Tarbiat Modares University, Tehran, Iran.

Review History:

Received: Dec. 08, 2024

Revised: May, 04, 2025

Accepted: May, 14, 2025

Available Online: May, 25, 2025

Keywords:

Flotation

Chalcopyrite

Copper

Gold

Effective Parameters

ABSTRACT: In this study, samples of cut cores from exploratory drilling were used to prepare a representative sample from the Islamabad area located in Tarom, then identification studies were conducted. Based on petrographic and mineralographic studies, the main minerals in the sample include pyrite, chalcopyrite, tennantite, and tetrahedrite. Based on XRD analysis, the sample mainly consists of the minerals quartz, dolomite, albite, muscovite-illite, calcite, potassium feldspar, kaolinite, and pyrite. AAS analysis results indicated that the copper and gold grades are 0.3% and 368 ppb, respectively. In scanning electron microscope studies, no free gold was observed; instead, gold is primarily present as a replacement in the lattice of the minerals galena, chalcopyrite, and pyrite. Based on liberation studies, the liberation degree of chalcopyrite at a particle size of $d_{80} = 63\mu$ is approximately 97.03%. For chalcopyrite flotation, effective parameters such as pH, collector concentration, type and concentration of frother, and concentration of depressant were examined. The results showed that under optimal conditions, pH 8.8, collector concentration of 150 g/t, a mixture of sodium isopropyl xanthate and potassium amyl xanthate in equal weight ratio (50%), a frother concentration of 40 g/t using a mixture of polypropylene glycol and methyl isobutyl carbinol in equal weight ratio (50%), and a depressant concentration of 60 g/t of sodium silicate, the copper grade and recovery were 12.2% and 82%, respectively. With a re-cleaner step on the obtained concentrate, a concentrate with a grade and copper recovery of 18.48% and 80.05% was obtained, respectively.

1- Introduction

In nature, copper usually occurs as copper sulfide minerals. Chalcopyrite, bornite, and chalcocite are three of the most important copper sulfide minerals [1].

In 2005, Hangone et al. used different collectors for copper sulfide flotation. Their results showed that diethyl dithiocarbonate was the weakest collector for copper sulfide minerals. In contrast, the highest copper recovery was obtained with the diethyl dithiophosphate collector [2].

In 2013, Kolehini et al. optimized the selective flotation process of chalcopyrite, sphalerite, and pyrite from copper ore at the Teknar mine. The results showed that the most effective factor for copper and zinc recovery in copper concentrate was the type of collector mixture. The optimization results revealed that by maximizing copper recovery, the copper recovery, zinc recovery, and pyrite content were 89.04%, 25.3%, and 2.02%, respectively, using a mixture of sodium isopropyl xanthate, sodium dibutyl dithiophosphate, and dextrin as collectors and pyrite depressants, with zinc sulfate at 500 g/ton and pH = 11.35 [3].

In 2016, Awosu et al. showed that, in the selective flotation

of chalcopyrite, using a cannula collector instead of a sodium isopropyl xanthate collector resulted in decreased copper recovery. However, when a combination of two collectors, sodium isopropyl xanthate and cannula, was used in a 1:1 ratio, the concentrate grade increased [4].

In 2022, Barfehi and Parsapour studied the effect of pH and chemicals on foam stability using a sample prepared from the Mohammadabad Delijan Copper Processing Plant, applying the Taguchi method. The results showed that the highest foam stability was achieved at pH = 11.2, with 20 g/t sodium isopropyl xanthate collector, 15 g/t dithiophosphate collector, 20 g/t MIBC frother, and 15 g/t Dowfroth 250 frother [5].

The Islamabad area is located in the Tarom County, which, based on exploratory studies, has an acceptable reserve. However, no feasibility study has been conducted from the perspective of mineral processing. For this purpose, core samples from the exploratory drilling were first collected. The goal of this research is to accurately identify and assess the properties of the samples through instrumental analyses such as XRD, XRF, and SEM-WDX from the

*Corresponding author's email: Rezai@aut.ac.ir



standpoint of mineral processing. Additionally, it aims to investigate the optimal values of key parameters such as pH, collector concentration, type and concentration of frother, and depressant concentration to achieve a concentrate with suitable copper grade and recovery, as well as a high gold grade, using flotation processes. The research also focuses on developing a flotation process flowchart.

2- Methodology

To prepare a representative sample from the Islamabad area located in Tarom County, core samples from exploratory drilling were first collected. The entire set of samples was then crushed to a particle size below 2 mm using jaw, cone, and roll crushers. Subsequently, the homogenized sample was divided into two equal parts using a riffle splitter. One portion was archived, while the other was subjected to grinding in a ball mill.

To determine the chemical composition of the sample, X-ray fluorescence (XRF) analysis was performed using the X Unique II model manufactured by Philips. For mineral identification, X-ray diffraction (XRD) analysis was conducted using the X'Pert MPD model, also by Philips. In addition, atomic absorption spectroscopy (AAS) was employed to quantitatively determine the elemental composition of the sample.

For detailed mineral identification and to calculate the degree of liberation of copper-bearing minerals, petrographic and mineralographic studies were carried out using optical and electron microscopy on polished and thin sections. After preparing the polished sections, investigations were conducted using a Philips XL 30 scanning electron microscope equipped with a WDX detector, and element distribution maps (X-Ray Mapping) were generated. Imaging with the BSE detector shows heavier phases or minerals as brighter regions; as the average atomic number of a phase or mineral decreases, the brightness in the image also diminishes.

3- Results and Discussion

3- 1- Characterization of GO

The results of the XRD analysis confirmed the findings from microscopic studies. The XRD results are presented in Table 1, indicating that the main minerals in the sample are primarily composed of quartz, dolomite, albite, muscovite-illite, calcite, potassium feldspar, kaolinite, and pyrite. The XRF analysis results are provided in Table 2.

According to the AAS analysis, the copper and gold grades in the sample were 0.3% and 368 ppb, respectively. Due to the low concentration of gold, it was not possible to identify gold-bearing minerals using XRD or optical microscopy. Therefore, a scanning electron microscope equipped with a WDX detector was employed to identify the gold-bearing minerals.

3- 2- Optimum conditions

Based on the results of flotation experiments at various parameter levels, the optimal parameter values were determined. The optimal conditions included a pH of 8.8, a

Table 1. X-ray Diffraction Analysis

Mineral	Chemical composition
Quartz	SiO ₂
Dolomite	CaMg(CO ₃) ₂
Albite	NaAlSi ₃ O ₈
Muscovite-illite	KAl ₂ Si ₃ AlO ₁₀ (OH) ₂
Calcite	CaCO ₃
Potassium Feldspar	KAlSi ₃ O ₈
Kaolinite	Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄
Pyrite	FeS ₂

Table 2. Chemical composition of sample determined by XRF

Composition	Na ₂ O	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅
Percentage	0.31%	2.97%	13.2%	52.5%	0.15%
Composition	S	Cl	K ₂ O	CaO	TiO ₂
Percentage	0.44%	0.046%	3.75%	7.5%	0.78%
Composition	MnO	V ₂ O ₅	Fe ₂ O ₃	CuO	PbO
Percentage	0.33%	0.035%	6.5%	0.4%	0.3%
Composition	L.O.I				
Percentage					

concentration of 150 g/ton of a mixture of sodium isopropyl xanthate and potassium amyl xanthate in an equal weight ratio of 50%, a concentration of 40 g/ton of a mixture of frothers A65 and A70 in an equal weight ratio of 50%, and a concentration of 60 g/ton of sodium silicate. To validate the optimal conditions, the flotation experiment was repeated three times, with the average copper grade and recovery obtained being 12.2% and 82%, respectively, confirming the validity of the optimal parameter conditions. Subsequently, to increase the grade, a re-cleaning stage was performed on the concentrate. As a result, a concentrate with copper and gold grades of 18.48% and 15.6 ppm, respectively, and a copper recovery of 80.05% was obtained.

4- Conclusion

In this study, the beneficiation of chalcopyrite ore from the Islamabad area in Tarom County was investigated using the flotation method. To better characterize the sample and to calculate the degree of liberation of copper-bearing minerals, petrographic and mineralographic studies were conducted using optical and electron microscopes. The chemical composition of the sample was determined through XRF analysis, while XRD was used to identify the constituent minerals. Additionally, AAS analysis was performed to

quantitatively determine the elemental content of the sample. The copper and gold grades in the sample were 0.3% and 368 ppb, respectively. Key flotation parameters such as pH, collector concentration, type and concentration of frother, and depressant concentration were evaluated. Under optimal conditions—at a pH of 8.8, with 150 g/ton of a collector mixture composed of sodium isopropyl xanthate and potassium amyl xanthate in a 1:1 weight ratio, 40 g/ton of a frother mixture of A65 and A70 in a 1:1 weight ratio, and 60 g/ton of sodium silicate as a depressant—the copper grade and recovery were found to be 12.2% and 82%, respectively. Following two re-cleaning stages on the obtained concentrate, a final concentrate with copper and gold grades of 18.48% and 15.6 ppm, respectively, and a copper recovery of 80.05% was achieved.

References

- [1] C. Owusu, D. Fornasiero, J. Addai-Mensah, M. Zanin, Effect of regrinding and pulp aeration on the flotation of chalcopyrite in chalcopyrite/pyrite mixtures, Powder technology, 267 (2014) 61-67.
- [2] G. Hangone, Bradshaw, D.***, Z. Ekmekci, Flotation of a copper sulphide ore from Okiep using thiol collectors and their mixtures, Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 105(3) (2005) 199-206.
- [3] S. Koleini, F. Soltani, M. Abdollahy, Optimization of the reagent types and dosage in selective flotation of Cu-Zn Taknar mine by using D-Optimal method of statistical experiments design, Journal of Mining Engineering, 8(19) (2013) 1-11.
- [4] C. Owusu, K. Quast, J. Addai-Mensah, The use of canola oil as an environmentally friendly flotation collector in sulphide mineral processing, Minerals Engineering, 98 (2016) 127-136.
- [5] M. Barfaei, G. Parsapour, Effect of pH and reagents on the froth stability in the copper flotation; Case study: Mohammadabad-E-Delijan copper company, Journal of Separation Science and Engineering, 13(2) (2022) 1-12.



تعیین پارامترهای موثر بر فلوتاسیون کانسنگ مس اسلام آباد طارم برای افزایش بازیابی مس

آرش ثبوتی^۱، امیر زینالی^۲، بهرام رضایی^{۱*}، حسین کامران حقیقی^{۱D}

۱- دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر (پلی تکنیک تهران)، تهران، ایران.

۲- کارشناسی ارشد فراآوری مواد معدنی، دانشگاه تربیت مدرس، تهران، ایران.

تاریخچه داوری:

دریافت: ۱۴۰۳/۰۹/۱۸

بازنگری: ۱۴۰۴/۰۲/۱۴

پذیرش: ۱۴۰۴/۰۲/۲۴

ارائه آنلاین: ۱۴۰۴/۰۳/۰۴

کلمات کلیدی:

فلوتاسیون

کالکوپریت

مس

طلا

پارامترهای موثر

خلاصه: در این پژوهش، برای تهیه نمونه معرف از محدوده اسلام آباد واقع در شهرستان طارم، از نمونه‌های مغزه‌های برش خورده حفاری اکتشافی استفاده شد، سپس مطالعات شناسایی نمونه معرف انجام شد. بر اساس مطالعات پتروگرافی و مینرالوگرافی، کانی‌های اصلی نمونه شامل پیریت، کالکوپریت، تنانتیت، تتراهدريت می‌باشد. براساس آنالیز XRD، نمونه عمدتاً از کانی‌های کوارتز، دولومیت، آلبيت، موسکویت-آلبیت، کلسیت، پتاسیم فلدسپات، کائولینیت، پیریت تشکیل شده است. نتایج آنالیز AAS نشان داد که عیار مس و طلا، به ترتیب ۰/۳ درصد و ۳۶۸ ppb است. در مطالعات میکروسکوپ الکترونی روبشی، هیچ‌گونه طلای آزاد مشاهده نشد و طلا عمدتاً به صورت جایگزینی در شبکه کانی‌های گالن، کالکوپریت و پیریت حضور دارد. بر اساس مطالعات درجه آزادی، درجه آزادی کالکوپریت در دانه‌بندی $d_{(111)} = 63 \mu$ حدوداً ۹۷/۰۳ درصد است. به منظور فلوتاسیون کالکوپریت، پارامترهای موثر مانند pH، غلظت کلکتور، نوع و غلظت کف‌ساز و غلظت بازداشت‌کننده بررسی شد. نتایج نشان داد که در شرایط بهینه، $pH=7.8$ ، غلظت ۱۵۰ گرم بر تن، ترکیب دو کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات و پتاسیم آمیل گزنتات به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد، غلظت ۴۰ گرم بر تن از ترکیب دو کف‌ساز پلی پروپیلن گلیکول و متیل ایزوبوتیل کربونیل به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد و غلظت ۶۰ گرم بر تن سیلیکات سدیم به عنوان بازداشت‌کننده، عیار و بازیابی مس به ترتیب ۱۲/۲ و ۸۲ درصد بدست آمد که با یک مرحله شستشوی مجدد بر روی کنسانتره بدست آمده، کنسانتره‌ای با عیار و بازیابی مس به ترتیب ۱۸/۴۸ و ۸۰/۰۵ درصد حاصل شد.

۱- مقدمه

فلز مس دارای قابلیت شکل پذیری قابل توجه، مقاوم در برابر خوردگی و هدایت الکتریکی و حرارتی عالی آن در همه ابعاد زندگی روزمره ما کاربرد دارد. در طبیعت، مس معمولاً به عنوان کانی سولفیدی مس وجود دارد. کالکوپریت، برونیت و کالکوسیت سه مورد از مهم‌ترین کانی‌های سولفیدی مس هستند [۱]. امروزه با کاهش کانسارهای با عیار نسبتاً بالا و لزوم بهره برداری از کانسارهایی با عیار کم (حدود چند دهم درصد مس)، روش‌های پیشرفته‌تر فراآوری مواد معدنی از قبیل فلوتاسیون و هیدرومتالورژی، به کار گرفته شده است. فلوتاسیون، یکی از کارآمدترین فرآیندها برای جداسازی مواد معدنی با ارزش از معدنکاری به حساب می‌آید که برای جداسازی مواد معدنی با ارزش از گانگ‌ها به کار می‌رود. این روش بر اساس تفاوت در خاصیت ترشوندگی سطح مواد مختلف استوار است، فرآیند فلوتاسیون تحت تاثیر عوامل متعددی از جمله عیار، توزیع ابعادی ذرات، درجه آزادی و ترکیب کانی‌شناسی و

متغیرهای فرآیندی مانند میزان مصرف مواد شیمیایی، pH و غیره است [۲]. اخیراً ترکیب دوتایی کلکتورها به جای کلکتورهای تکی، به دلیل پوشش سطحی بهتر کلکتور روی سطح کانی‌ها بخصوص کانی‌های سولفیدی استفاده می‌شود که ترکیب دوتایی کلکتورها باعث ایجاد حالت انتخابی نسبت به آن‌ها می‌شود. اغلب کلکتورهای با خاصیت انتخابی بیشتر، در صورت ترکیب با کلکتورهایی با قدرت شناورسازی بیشتر، فرآیند فلوتاسیون را بهبود می‌بخشد [۳].

هنگون و همکاران در سال ۲۰۰۵، از کلکتورهای مختلفی برای فلوتاسیون مس سولفیدی استفاده کردند. نتایج آنها نشان داد که دی اتیل دی تیو کربونات، ضعیف‌ترین کلکتور کانی‌های سولفیدی مس بود. در مقابل، بالاترین بازیابی مس با کلکتور دی اتیل دی تیوفسفات به دست آمد [۴]. بگسی و همکاران در سال ۲۰۰۷، از مخلوط دو کلکتور سدیم دی ایزوبوتیل دی تیوفسفات و سدیم ایزوپروپیل گزنتات برای فلوتاسیون کالکوپریت استفاده کردند، نتایج آنها نشان داد که حداکثر اثر هم افزایی

* نویسنده عهده‌دار مکاتبات: Rezai@aut.ac.ir



استفاده از مخلوط دو کلکتور بستگی به نسبت دو کلکتور و توالی افزودن کلکتور دارد. [۵].

کلینی و همکاران در سال ۲۰۱۳، به بهینه‌سازی فرآیند فلوئاسیون انتخابی کالکوپریت، اسفالریت و پیریت از کانسنگ حاوی مس روی معدن تکنار پرداختند. نتایج نشان داد که مؤثرترین عوامل برای بازیابی مس و بازیابی روی در کنسانتره مس، تاثیر نوع مخلوط کلکتوری است. نتایج بهینه‌سازی نشان داد که با بیشینه کردن بازیابی مس، به ترتیب بازیابی مس، بازیابی روی و میزان پیریت برابر با $89/04$ ، $25/3$ و $2/02$ درصد با سدیم ایزوپروپیل گزنتات با سدیم دی بوتیل دی تیوفوسفات و دکسترین به ترتیب به عنوان مخلوط کلکتوری و بازداشت‌کننده پیریت، سولفات روی 500 گرم بر تن و $pH=11/35$ بدست آمد [۶]. قدرتی و همکاران در سال ۲۰۱۳، به بهینه‌سازی غلظت مواد شیمیایی مورد استفاده در فلوئاسیون مس مجتمع شهر بابک با استفاده از طراحی آماری پرداختند. با کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات: $8/99$ گرم بر تن، کلکتور تیونوکربامات: $22/8$ گرم بر تن، کلکتور دی تیوفوسفات: $5/05$ گرم بر تن، کفساز A65: $12/52$ گرم بر تن و کف ساز A70: $7/68$ گرم بر تن به عنوان شرایط بهینه جهت رسیدن به حداکثر بازیابی $91/31$ درصد به دست آمد [۷]. معظمی و همکاران در سال ۲۰۱۴، به بهینه‌سازی غلظت مواد شیمیایی مصرفی در فلوئاسیون کانسنگ مس میدوک پرداختند. نتایج نشان داد که در شرایط بهینه، 10 گرم بر تن کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات، 20 گرم بر تن کلکتور سدیم ایزوبوتیل دی تیوفوسفات، 20 گرم بر تن MIBC و 100 گرم بر تن سولفید سدیم کنسانتره‌ای با عیار مس $2/94$ درصد و بازیابی $90/8$ درصد در مرحله رافر بدست آمد [۸]. شاهچراغی و همکاران در سال ۲۰۱۴، به بررسی تاثیر چهار پارامتر pH ، مقدار کلکتور، مقدار کف‌ساز و زمان آماده‌سازی بر عملکرد متالورژیکی و سینتیکی فلوئاسیون مس پرداختند. در شرایط بهینه عملیاتی (مقدار کلکتور دی تیوکربامات: 13 گرم بر تن، مقدار کفساز A65: 8 گرم بر تن، $pH=11/54$ و زمان آماده‌سازی: $4/17$ دقیقه)، بازیابی فلوئاسیون مس با سطح اعتماد 95 درصد در محدوده $88/18-90/87$ درصد، ثابت سینتیک فلوئاسیون مس در محدوده $(1/35-1/41)$ بر دقیقه و کارایی جدایش فلوئاسیون در محدوده $(80/53-77/98)$ درصد قرار گرفت [۹]. پوربهاالدینی و پازوکی در سال ۲۰۱۵، به بررسی پارامترهای مؤثر بر فلوئاسیون کانسنگ مس کارخانه مس فلز رنگین با تمرکز بر روی فلوئاسیون پیریت پرداختند. از سیانید سدیم و سیلیکات سدیم برای بازداشت پیریت و گانگ‌های سیلیکاته استفاده شد. در شرایط بهینه، عیار مس در کنسانتره در ترکیب کلکتور سدیم

ایزوپروپیل گزنتات با سدیم دی ایزوبوتیل دی تیوفوسفات $18/29$ درصد و در ترکیب کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات با پتاسیم آمیل گزنتات $18/33$ درصد بدست آمد [۱۰]. تحقیقات ژانگ و همکاران در سال ۲۰۱۵، نشان داد که کلکتور سدیم دی ایزوبوتیل دی تیوفوسفات، به دلیل جذب بیشتر بر روی کالکوپریت و گالن، نسبت به اسفالریت و پیریت، اثر کلکتوری قدرتی تر و گزینش پذیرتر بر روی کانه‌های سولفیدی مس و کانه‌های سولفیدی سرب و روی نسبت به کلکتورهای معمول دارد [۱۱]. آووسو و همکاران در سال ۲۰۱۶، نشان دادند که در فلوئاسیون انتخابی کالکوپریت، در صورت استفاده از کلکتور کانولا به جای کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات، بازیابی مس کاهش می‌یابد اما در صورتی که از ترکیب دو کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات و کانولا، با نسبت یک به یک استفاده شود، عیار کنسانتره افزایش می‌یابد [۱۲]. زارع ورزقان و همکاران در سال ۲۰۱۷، به بررسی تاثیر کانی‌های اکسیدی مس بر بازیابی مدار فلوئاسیون کارخانه تغلیظ مس سونگون پرداختند. نتایج نشان داد که استفاده از سولفید آمونیوم به عنوان عامل سولفیداسیون در $pH=11$ ، علاوه بر بهبود بازیابی مس اکسیدی، مقدار بازیابی مس سولفیدی نیز به مقدار $2/88$ درصد افزایش یافت [۱۳]. مولایی و همکاران در سال ۲۰۱۸، به بررسی تاثیر مواد شیمیایی و همچنین پارامترهای مؤثر در جدایش انتخابی کالکوپریت پرداختند. نتایج آنها نشان داد که پیریت و کالکوپریت در تمامی شرایط مشابه هم عمل کرده و بیشترین تاثیر بر روی فلوئاسیون انتخابی کالکوپریت، نوع کلکتور دارد. در شرایط بهینه کلکتور Aero 407 با غلظت 25 گرم بر تن و $pH=11/5$ ، بیشترین عیار و بازیابی مس به ترتیب $21/3$ و $79/95$ درصد بدست آمد [۱۴]. وان ژونگ و همکاران در سال ۲۰۱۹، از ترکیب دو کلکتور سدیم بوتیل گزنتات و دودسیل آمین به همراه تست شناورسازی پتانسیل زتا و آنالیز طیف سنجی مادون قرمز مورد بررسی قرار دادند. نتایج حاصل نشان داد که استفاده ترکیبی از سدیم بوتیل گزنتات و دودسیل آمین تاثیر بهتری نسبت به استفاده از تک کلکتور سدیم بوتیل گزنتات دارد که باعث افزایش بازیابی مس می‌شود [۱۵]. بازمانده و سام، در سال ۲۰۲۰، به بررسی کلکتور جدید 2 ، 5 -دی مرکاپتو- 1 ، 3 و 4 - تیادیازول (DMT) برای فلوئاسیون کانسنگ مس سرچشمه پرداختند. در این تحقیق، از ماده شیمیایی DMT به عنوان کلکتور جدید در بازه pH بین 10 تا $11/8$ مورد آزمایش و بررسی قرار گرفت. تعداد 9 آزمایش برای تعیین کارایی کلکتور و تعداد 8 آزمایش تکمیلی برای تعیین تاثیر مقادیر متفاوت از این کلکتور انجام شد. بر اساس نتایج، در pH معادل $11/2$ ، درصد بازیابی و عیار مس به ترتیب $88/2$ و $11/9$ به دست آمد که نسبت به شرایط کارخانه

و همچنین برای شناسایی کمی عناصر موجود در نمونه از روش آنالیز AAS استفاده شد. برای شناسایی دقیق کانی‌ها و همچنین برای محاسبه درجه آزادی کانی‌های حاوی مس، مطالعات پتروگرافی و مینرالوگرافی با میکروسکوپ نوری و الکترونی با تهیه مقاطع صیقلی و نازک، استفاده شد. بعد از تهیه مقاطع صیقلی، مطالعات با استفاده از میکروسکوپ الکترونی مدل XL 30 ساخت شرکت فیلیپس و مجهز به WDX^1 و تهیه نقشه توزیع عناصر (X-Ray Mapping) انجام شد. تصویربرداری با BSE^2 با این آشکارساز، فازها یا کانی‌های سنگین به صورت روشن دیده می‌شود. با کاهش متوسط عدد اتمی فاز یا کانی، از روشنی آن در تصویر کاسته می‌شود.

۲-۲- مواد شیمیایی مورد استفاده

برای انجام آزمایش‌های فلوتاسیون از مواد شیمیایی مختلفی استفاده شده است (جدول ۱).

۲-۳- آزمایش‌های فلوتاسیون

آزمایش‌های فلوتاسیون در یک سلول مکانیکی دنور و محدوده پارامترهای مورد بررسی در جدول ۲ آورده شده است که نقطه میانی محدوده‌ها، به عنوان نقطه شروع در نظر گرفته شده است. کنسانتره جمع‌آوری شده و نیز باطله باقیمانده در سلول پس از فیلتراسیون و خشک کردن توزین شدند. عیار محصولات با نمونه‌گیری از کنسانتره و باطله در هر آزمایش، توسط دستگاه جذب اتمی خوانش شد و با در اختیار داشتن عیار و وزن، بازیابی هر آزمایش با استفاده از رابطه (۱)، محاسبه شد. همچنین، تمام داده‌ها، موازنه جرم شده و آزمایش‌هایی که میزان خطای بالایی در موازنه جرم داشتند، تکرار شدند [۱۹].

$$R = \frac{C \cdot c}{F \cdot f} \times 100 \quad (1)$$

که در آن C: وزن کنسانتره (گرم)، c: عیار مس در کنسانتره (درصد)، F: وزن خوراک (گرم) و f: عیار مس در خوراک (درصد) است. کانسنگ تهیه شده بعد از خردایش با سنگ شکن‌های فکی، مخروطی و استوانه‌ای، بر اساس مطالعات درجه آزادی، با آسیای گلوله‌ای تحت نرمایش قرار گرفت و آنالیز ابعادی شد (جدول ۳ و شکل ۱). بر اساس جدول ۳ و

به ترتیب ۲/۱ و ۳/۹ درصد افزایش داشت. در این حالت بازدهی جدایش ۱۷ درصد افزایش یافت و بازیابی و عیار آهن کنسانتره نسبت به شرایط کارخانه به ترتیب ۱۷/۱ و ۴/۸ درصد کاهش یافت [۱۶]. منظری توکل و همکاران در سال ۲۰۲۱، به بررسی فلوتاسیون تفریقی مس، روی و سرب معدن چهل کوره زاهدان پرداختند. آزمایش فلوتاسیون رافر با هدف جداسازی کانی‌های مس - سرب از کانی‌های روی انجام شد و در مرحله بعد با انجام دو مرحله آزمایش فلوتاسیون کلینر، عیار مس به ۲۱/۱۲ درصد افزایش یافت [۱۷]. برفه‌ای و پارساپور در سال ۲۰۲۲، به بررسی اثر pH و مواد شیمیایی بر پایداری کف، بر روی نمونه تهیه شده از کارخانه فرآوری مس محمدآباد دلجان با روش تاگوچی پرداختند. نتایج نشان داد که بالاترین پایداری کف در $pH=11/2$ ، 20 g/t کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات، 15 g/t کلکتور دی تیو فسفات، 20 g/t کفساز MIBC و 15 g/t کفساز Dowfroth250 حاصل شد [۱۸].

محدوده اسلام آباد در شهرستان طارم واقع شده است که بر اساس مطالعات اکتشافی صورت گرفته، ذخیره قابل قبولی می‌باشد، اما هیچ گونه امکان سنجی از دیدگاه فرآوری مواد معدنی صورت نگرفته است. بدین منظور ابتدا نمونه‌های مغزه‌های برش خورده حفاری اکتشافی تهیه شد، هدف از این پژوهش، ابتدا شناسایی و خواص سنجی دقیق نمونه با آنالیزهای دستگاهی مانند XRF، XRD و SEM-WDX از دیدگاه فرآوری مواد معدنی است، سپس بررسی مقادیر بهینه پارامترهای موثر مانند pH، غلظت کلکتور، نوع و غلظت کفساز و غلظت بازداشت کننده جهت دستیابی به کنسانتره با عیار و بازیابی مناسب مس و عیار بالا طلا با فرآیند فلوتاسیون و توسعه فلوشیت فرآیند فلوتاسیون است.

۲-۲- مواد و روش آزمایش

۲-۱- مواد معدنی و روش‌ها

برای تهیه نمونه معرف از محدوده اسلام آباد واقع در شهرستان طارم، ابتدا نمونه‌های مغزه‌های برش خورده حفاری اکتشافی تهیه شد، سپس کل نمونه‌ها با سنگ شکن‌های فکی، مخروطی و غلتکی، تا ابعاد زیر ۲ میلی متر خرد شدند، در ادامه؛ نمونه همگن و با استفاده از تقسیم کن ریفل به دو بخش مساوی تقسیم شدند. یک بخش از نمونه به قسمت بایگانی و بخش دیگر با آسیای گلوله‌ای تحت نرمایش قرار گرفت. به منظور تعیین ترکیب شیمیایی نمونه، آنالیز فلوتورسانس اشعه ایکس (XRF) مدل X Unique ساخت شرکت فیلیپس و جهت شناسایی کانی‌های تشکیل دهنده از آنالیز پراش اشعه ایکس (XRD) مدل X'Pert MPD ساخت شرکت فیلیپس

1. Wavelength Dispersive X-Ray
2. Back scattered electron

جدول ۱. مشخصات مواد شیمیایی مورد استفاده در آزمایش‌های فلوتاسیون

Table 1. The specifications of the chemicals used in flotation tests

نقش و کاربرد	فرمول شیمیایی	مواد شیمیایی
کلکتور آنیونی	$C_5H_{11}OCS_2K$	پتاسیم آمیل گزنتات (PAX)
کلکتور آنیونی	$C_3H_7S_2Na$	سدیم ایزوپروپیل گزنتات (SIPX)
بازداشت کننده	Na_2SiO_3	سیلیکات سدیم
کفساز	$C_6H_{13}OH$	متیل ایزوبوتیل کربونیل (MIBC)
کفساز	$H(C_3H_6O)_{6.5}OH$	پلی پروپیلن گلیکول (A65)
کفساز	MIBC	متیل ایزوبوتیل کربونیل (A70)
تنظیم pH	$CaCO_3$	آهک

جدول ۲. شرایط آزمایش‌های فلوتاسیون

Table 2. The conditions of flotation tests

درصد جامد : ۳۰ درصد		
دور همزن (دور در دقیقه) : ۹۰۰		
مقدار کلکتور در مرحله رمق گیر (اسکونجر) : ۱/۴ مرحله رافر		
زمان آماده سازی کلکتور : ۵ دقیقه		
زمان آماده سازی کفساز : ۳ دقیقه		
زمان کفگیری در مرحله رافر : ۸ دقیقه		
زمان کفگیری در مرحله رمق گیر (اسکونجر) : ۵ دقیقه		
پارامترهای ثابت	مواد شیمیایی	مقادیر مورد بررسی
	pH	۱۱/۲ - ۱۰ - ۸/۸
پارامترهای متغیر	مقدار کلکتور PAX و SIPX در رافر (گرم بر تن)	۲۰۰ - ۱۵۰ - ۱۰۰ - ۵۰
	نوع کفساز	MIBC، ترکیب A65 و A70
	مقدار کفساز (گرم بر تن)	۴۰ - ۳۰ - ۲۰
	سیلیکات سدیم (گرم بر تن)	۹۰ - ۶۰ - ۳۰

شکل ۱، اندازه ۸۰ درصد ذرات کمتر از ۶۳ میکرون ($d_{63} = 63 \mu$) است.

۳- نتایج

۳-۱ نتایج شناسایی و خواص سنجی نمونه

۳-۱-۱ نتایج مطالعات میکروسکوپ نوری

نتایج حاصل از مطالعات میکروسکوپ نوری نشان داد که نمونه، مربوط به نوعی سنگ آذرین خروجی تا آذرآواری با ترکیب حدواسط تا فلسیک است. مطابق شکل ۲، درشت بلورها از جنس پلاژیوکلاز و بیوتیت اند که اغلب

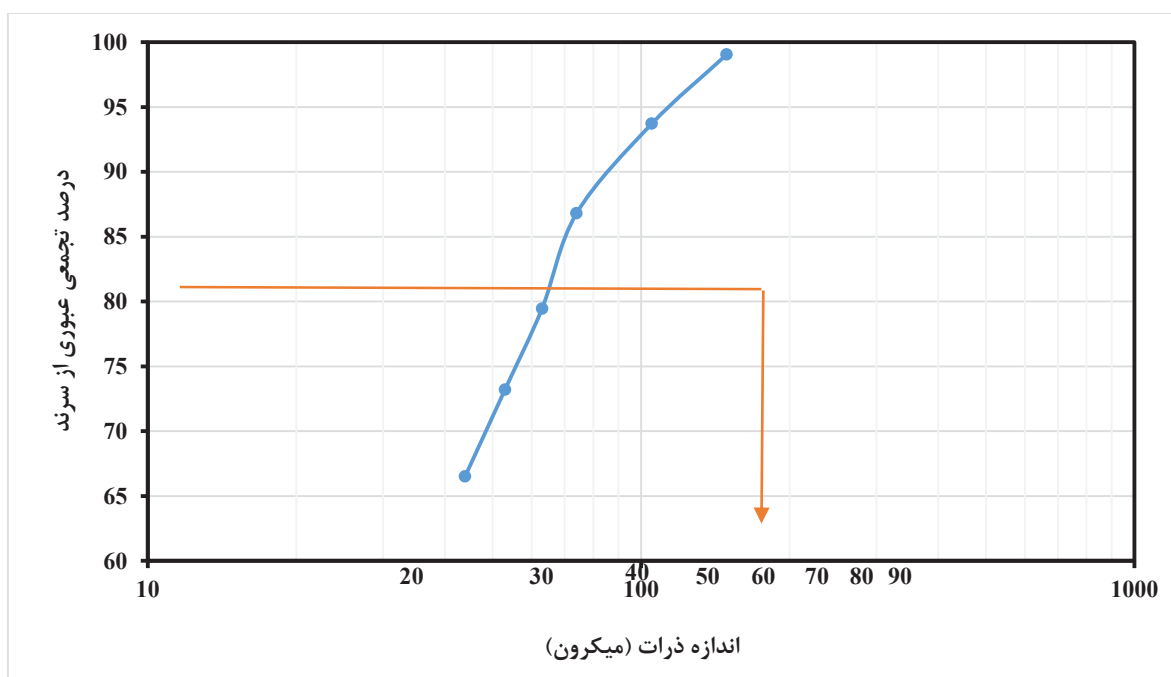
توسط کانی‌های ثانویه از جمله کربنات‌ها، سریسیت، کوارتز و کانی‌های رسی به همراه کانی‌های اپک جانشین شده‌اند. زمینه سنگ به صورت شیشه‌ای با بافت جریانی است و اغلب به کانی‌های رسی دگرسان شده است. کانه‌زایی اغلب در راستای رگچه‌ی ثانویه با ترکیب کوارتز و کربنات تشکیل شده است. بافت سنگ هیالو میکرولیتی پورفیریک بوده است و توسط رگچه‌های ثانویه هیدروترمالی بارور قطع شده است.

براساس مطالعات مینرالوگرافی (شکل ۳)، مهم‌ترین کانه‌های تشکیل دهنده نمونه، شامل بلورهای پیریت، کالکوپیریت، تنانتیت، تتراهدريت و

جدول ۳. آنالیز دانه بندی

Table 3. Particle Size Analysis

سرنند(میکرون)	درصد وزن باقیمانده	درصد تجمعی باقیمانده	درصد تجمعی عبوری
+۱۴۹	۰/۹۵	۰/۹۵	۹۹/۰۵
+۱۴۹ - ۱۰۵	۵/۳۵	۶/۳	۹۳/۷
+۱۰۵ - ۷۴	۶/۹	۱۳/۲	۸۶/۸
+۷۴ - ۶۳	۷/۳۵	۲۰/۵۵	۷۹/۴۵
+۶۳ - ۵۳	۶/۲۵	۲۶/۸	۷۳/۲
+۵۳ - ۴۴	۶/۷	۳۳/۵	۶۶/۵
-۴۴	۶۶/۵	۱۰۰	۰
مجموع	۱۰۰	---	---

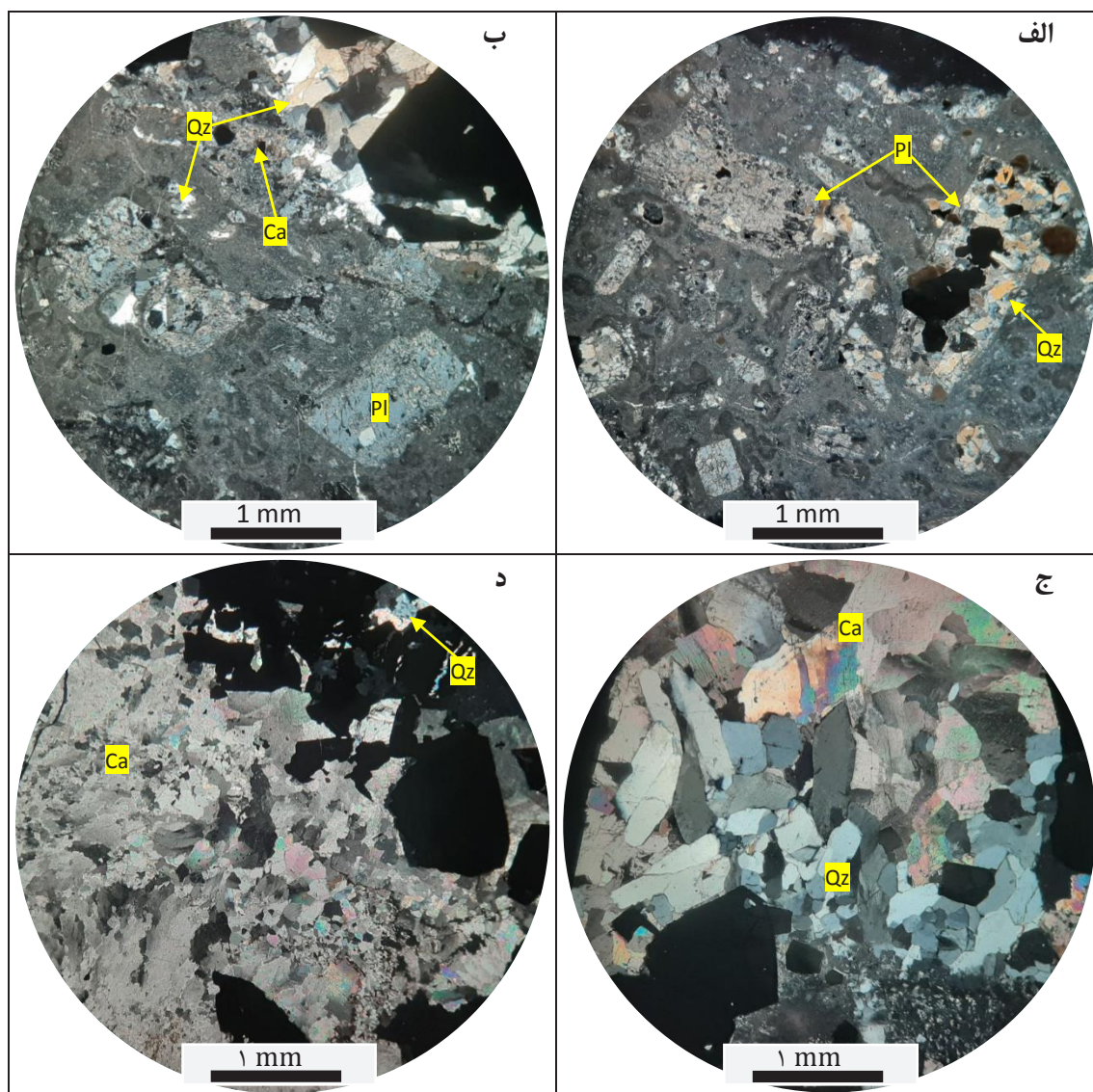


شکل ۱. نمودار آنالیز دانه بندی

Fig. 1. Particle Size Analysis curve

کالکوپیریت تشکیل شده‌اند. دارای بافت دانه‌پراکنده و رگچه‌ای هستند. ابعاد آنها کوچکتر از ۰/۱ میلی‌متر تا ۱ میلی‌متر متغیر هستند. بیسموت به صورت ادخال در داخل پیریت و کالکوپیریت دیده می‌شود و ابعاد آنها اغلب بین ۰/۱ تا ۰/۲ میلی‌متر است. براساس مطالعات بافتی، پیریت قبل از کالکوپیریت و تنانیت/تتراهدريت تشکیل شده است. در شکستگی‌ها و فضای بین بلورهای شکل‌دار پیریت، کانه‌های کالکوپیریت به همراه تنانیت و تتراهدريت تشکیل

بیسموت هستند. پیریت به صورت شکل‌دار تا نیمه شکل‌دار با بافت دانه‌ای پراکنده و در راستای رگچه‌ای ثانویه هیدروترمالی با ترکیب سیلیسی-کربناتی تشکیل شده است. ابعاد بلورهای پیریت از کوچکتر از ۰/۱ میلی‌متر تا بزرگتر از ۰/۵ سانتی‌متر متغیر هستند. کالکوپیریت به صورت بی شکل با بافت دانه پراکنده و رگچه‌ای تشکیل شده است. ابعاد کالکوپیریت کوچکتر از ۰/۱ تا بزرگتر از ۲ میلی‌متر متغیر است. تنانیت و تتراهدريت اغلب به همراه



شکل ۲. الف و ب- تصاویری از کانی‌های فنوکریستال پلاژیوکلاز (Pl) در زمینه شیشه‌ای با جانشینی آنها با کوارتز (Qz) و کربنات (Ca)، ج- تشکیل کوارتز و کربنات هیدروترمالی به صورت بلورین در شکستگی، د- کربنات‌های هیدروترمالی به همراه کانه‌ها با بافت پراکنده در زمینه آن، نور عبوری XPL.

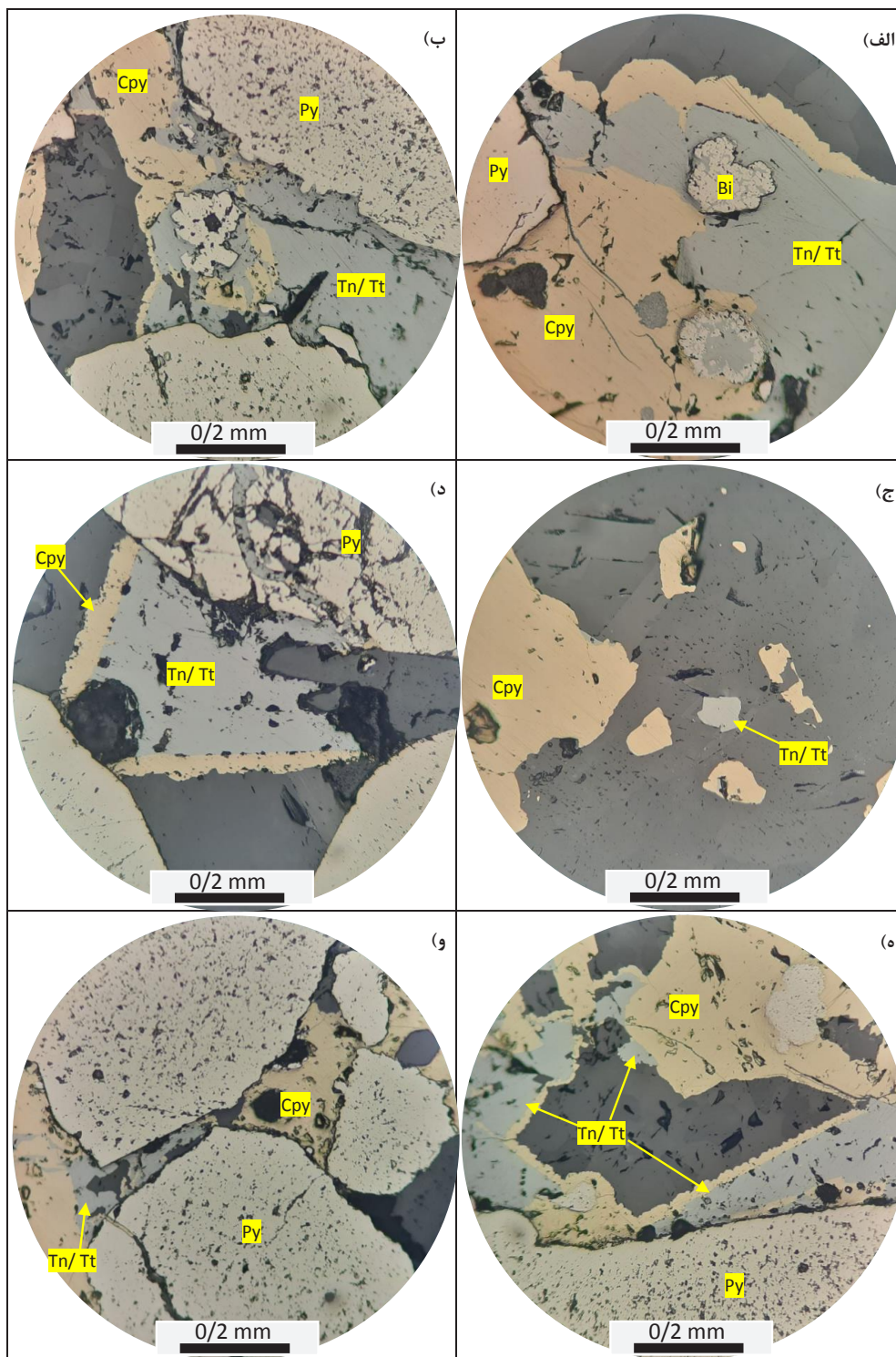
Fig. 2. a and b – Images of phenocryst minerals of plagioclase (Pl) in a glassy matrix with their replacement by quartz (Qz) and carbonate (Ca); c – Formation of quartz and hydrothermal carbonate as crystalline in fractures; d – Hydrothermal carbonates along with minerals with a disseminated texture in the matrix, transmitted light XPL.

گرفت. کالکوپیریت فراوانی قابل توجهی نسبت به سایر کانه‌ها دارد و در نمونه دانه‌بندی شده، ابعاد دانه‌های کالکوپیریت اغلب بین ۲۰ میکرومتر تا ۰/۷ میلی‌متر متغیر است. از حدود ۱۳۵ کانه کالکوپیریت شمارش شده در $d = 63 \mu$ در نمونه، ۱۳۱ دانه آزاد بوده و ۴ دانه به صورت درگیر با سایر کانه‌ها می‌باشد. بر این اساس، درجه آزادی کالکوپیریت در دانه بندی 63μ $d =$ حدوداً ۹۷/۰۳ درصد است.

شده است. در برخی از بخش‌ها، کالکوپیریت جانشین سولفوسالت‌ها از جمله تنانتیت و تتراهدريت شده و در برخی بخش‌ها برعکس بوده است. در این نمونه طلای آزاد مشاهده نگردید.

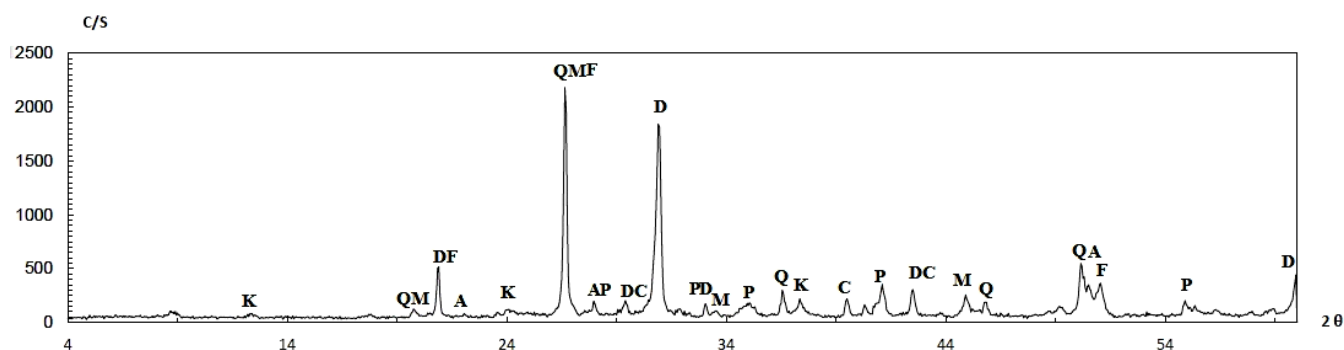
۳-۱-۲- درجه آزادی کالکوپیریت

مطالعات درجه آزادی کانی کالکوپیریت به عنوان مهم‌ترین و فراوان‌ترین کانه حاوی مس، با انجام دانه شماری دانه‌های حاوی کالکوپیریت صورت



شکل ۳. الف- پیریت (Py) و کالکوپیریت (Cpy) به همراه تنانتیت (Tn)/تتراهدریت (Tt) با اذخالیهای بیسموت، ب- تشکیل کالکوپیریت (Cpy) به همراه تنانتیت (Tn)/تتراهدریت (Tt) در فضای بین بلورهای شکلدار پیریت، ج- کالکوپیریت (Cpy) به همراه تنانتیت (Tn)/تتراهدریت (Tt) به صورت دانه‌پراکنده در زمینه کربناتی، د، ه- تشکیل کالکوپیریت (Cpy) به صورت جانشینی در حاشیه کانی‌های تنانتیت (Tn)/تتراهدریت (Tt)، و- کالکوپیریت (Cpy) به همراه تنانتیت (Tn)/تتراهدریت (Tt) در شکستگی و فضای بین بلورهای پیریت، نور انعکاسی.

Fig. 3. a - Pyrite (Py) and Chalcopyrite (Cpy) with Tennantite (Tn)/Tetrahedrite (Tt) with bismuth inclusions, b - Formation of Chalcopyrite (Cpy) with Tennantite (Tn)/Tetrahedrite (Tt) in the space between pyrite crystals, c - Chalcopyrite (Cpy) with Tennantite (Tn)/Tetrahedrite (Tt) as scattered grains in a carbonate matrix, d - Formation of Chalcopyrite (Cpy) as replacement along the margins of Tennantite (Tn)/Tetrahedrite (Tt) minerals, e - Chalcopyrite (Cpy) with Tennantite (Tn)/Tetrahedrite (Tt) in fractures and spaces between pyrite crystals, reflected light.



شکل ۴. الگوی پراش اشعه ایکس نمونه

Fig. 4. X-ray diffraction pattern of ore sample.

جدول ۴. آنالیز پراش اشعه ایکس

Table 4. X-ray Diffraction Analysis

ترکیب شیمیایی	نام کانی
SiO ₂	کوارتز (Q)
CaMg(CO ₃) ₂	دولومیت (D)
NaAlSi ₃ O ₈	آلبیت (A)
KAl ₂ Si ₃ AlO ₁₀ (OH) ₂	موسکویت-ایلیت (M)
CaCO ₃	کلسیت (C)
KAlSi ₃ O ₈	پتاسیم فلدسپات (F)
Al ₂ Si ₂ O ₅ (OH) ₄	کائولینیت (K)
FeS ₂	پیریت (P)

۳-۱-۳- نتایج آنالیز XRD، XRF و AAS

نتایج آنالیز XRD تایید کننده مطالعات میکروسکوپی بود، نتایج آنالیز XRD در شکل ۴ و جدول ۴ آورده شده است که بر اساس آن، کانی های اصلی نمونه عمدتاً شامل کانی های کوارتز، دولومیت، آلبیت، موسکویت-ایلیت، کلسیت، پتاسیم فلدسپات، کائولینیت و پیریت تشکیل شده است. نتایج آنالیز XRF در جدول ۵ آورده شده است. نتایج آنالیز AAS نشان داد که عیار مس و طلا موجود در نمونه به ترتیب ۰/۳ درصد و ۲۶۸ ppb است. با توجه به مقدار کم طلا، امکان شناسایی کانی های مرتبط با استفاده از آنالیز XRD و میکروسکوپ نوری نیست. بنابراین برای شناسایی کانی های حاوی طلا از میکروسکوپ الکترونی مجهز به WDX استفاده شد.

۳-۱-۴- نتایج مطالعات میکروسکوپ الکترونی

نتایج حاصل از مطالعات میکروسکوپ الکترونی نمونه با تهیه نقشه توزیع عناصر در شکل ۵ و ۶ نشان داده شده است. در شکل ۵، یک ذره با ابعاد حدود ۱۵ میکرون، درگیری کانی های کالکوپیریت (خاکستری روشن) نشان داده شده است که با یک ذره روشن با ابعاد کوچکتر از ۲ میکرون درگیر هستند. کانی روشن به دلیل حضور سرب و حضور گوگرد، گالن است؛ که مقداری طلا در شبکه هر دو کانی کالکوپیریت و گالن قابل مشاهده است. در شکل ۶، دو ذره درگیر کنار هم را نشان می دهد. ذرات خاکستری تیره که دارای آهن و گوگرد و فاقد مس هستند، پیریت بوده و ذرات خاکستری روشن که دارای مس و آهن و گوگرد بوده، کالکوپیریت می باشد که هر کانی حاوی مقداری طلا در شبکه خود هستند.

۳-۲- نتایج آزمایش های فلوتاسیون

در این پژوهش، تأثیر عوامل عملیاتی pH، غلظت کلکتور، نوع کف ساز و غلظت آن و غلظت بازداشت کننده بر عیار و بازیابی فلوتاسیون مس بررسی شده است. نتایج آزمایش های فلوتاسیون در جدول ۶ آورده شده است.

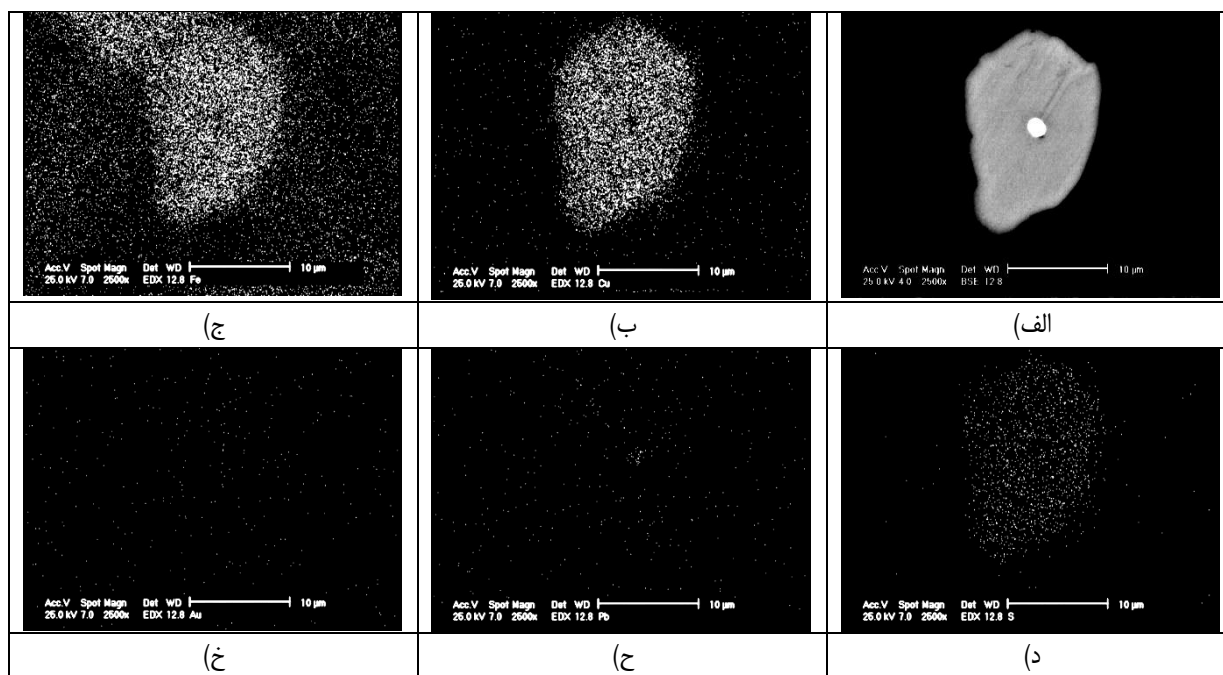
۳-۲-۱- اثر pH

pH یکی از پارامترهای موثر در شناورسازی کانی های سولفیدی به شمار می رود. در این پژوهش، برای بررسی اثر pH، آزمایش های فلوتاسیون در شرایط مشابه و در سه سطح pH، مورد بررسی قرار گرفت که نتایج آن در

جدول ۵. ترکیب شیمیایی نمونه مورد استفاده با آنالیز XRF

Table 5. Chemical composition of sample determined by XRF

K ₂ O	Cl	S	P ₂ O ₅	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	Na ₂ O	ترکیب
۳/۷۵	۰/۰۴۶	۰/۴۴	۰/۱۵	۵۲/۵	۱۳/۲	۲/۹۷	۰/۳۱	درصد
L.O.I	PbO	CuO	Fe ₂ O ₃	MnO	V ₂ O ₅	TiO ₂	CaO	ترکیب
۱۱/۵۸	۰/۰۳	۰/۴	۶/۵	۰/۳۳	۰/۰۳۵	۰/۷۸	۷/۵	درصد



شکل ۵. الف: درگیری کالکوپریت با یک ذره حاوی گالن. ب: نقشه توزیع Cu در تصویر الف. ج: نقشه توزیع Fe در تصویر الف. د: نقشه توزیع S در تصویر الف. ح: نقشه توزیع Pb در تصویر الف. خ: نقشه توزیع Au در تصویر الف.

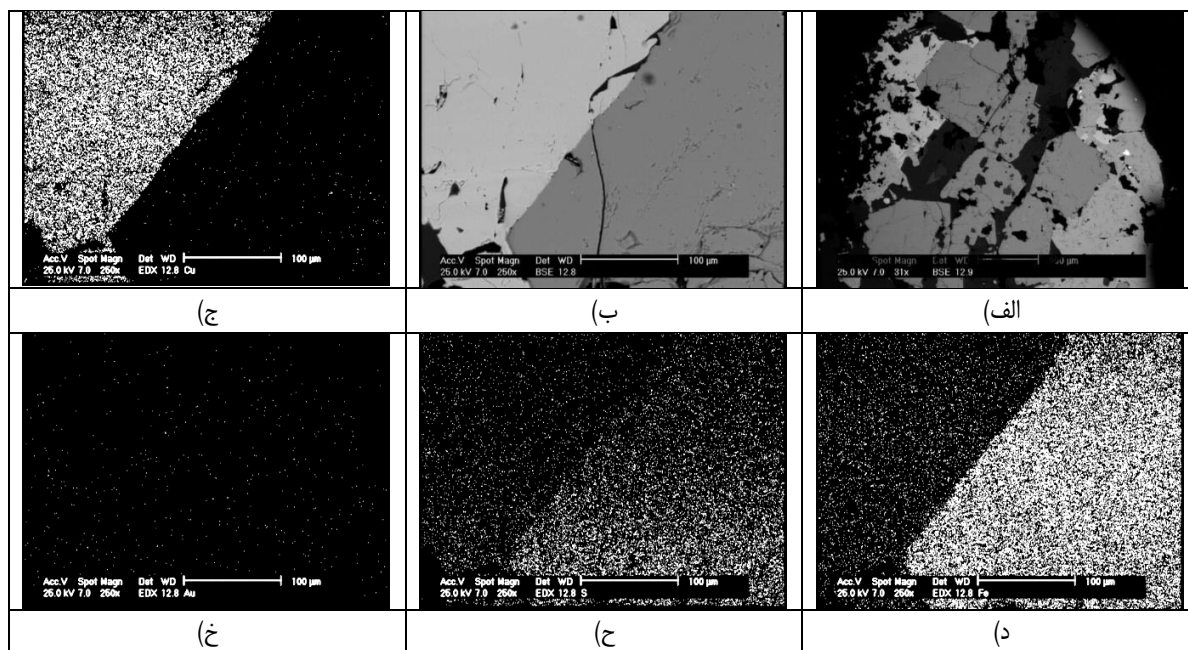
Fig. 5. a - Chalcopyrite interacting with a particle containing galena. b - Distribution map of Cu in image a. c - Distribution map of Fe in image a. d - Distribution map of S in image a. e - Distribution map of Pb in image a. f - Distribution map of Au in image a.

مقدار بازیابی طلا در $pH=11/2$ برابر با $35/5$ درصد بود و با توجه به مطالعات میکروسکوپ الکترونی، به دلیل وجود طلا در شبکه کانی‌های سولفیدی نمونه مانند کالکوپریت، گالن و پیریت و دستیابی به کنسانتره‌ای با عیار بالای طلا، $pH=8/8$ برای تعیین مقادیر بهینه سایر پارامترها در نظر گرفته شد.

۳-۲-۲- اثر غلظت کلکتور

یکی از مهمترین عوامل موثر در افزایش بازیابی کانی با ارزش، بهینه سازی غلظت کلکتور مورد استفاده در فرآیند فلوتاسیون است. در فلوتاسیون

شکل ۷ نشان داده شده است. مطابق شکل ۷، با افزایش pH عیار مس به تدریج افزایش می‌یابد، زیرا با افزایش pH از $8/8$ به $11/2$ ، سایر کانی‌های سولفیدی موجود در نمونه مانند پیریت و گالن، بازداشت می‌شوند. زیرا یون OH^- به دلیل فعالیت زیاد در pH بیشتر از 11 ، از اکسایش گزنتات و تبدیل آن به دی گزنتوزن جلوگیری می‌کند و همین عامل باعث بازداشت پیریت می‌شود، همچنین در $pH=11$ ، به دلیل تشکیل هیدروکسی سرب است که به شکل پایدار در سطح گالن تشکیل می‌شود و باعث بازداشت گالن می‌شود [۲۰]، درحالی‌که با افزایش pH ، بازیابی مس از $pH=8/8$ تا $11/2$ کاهش می‌یابد.



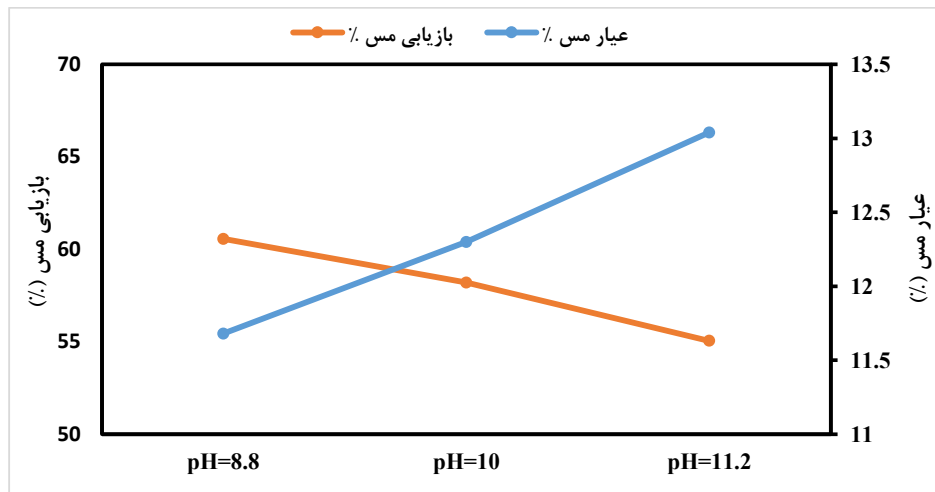
شکل ۶. الف: درگیری کانی کالکوپیریت با پیریت. ب: تصویر الف با بزرگنمایی بیشتر. ج: نقشه توزیع Cu در تصویر ب. د: نقشه توزیع Fe در تصویر ب. ه: نقشه توزیع S در تصویر ب. خ: نقشه توزیع Au در تصویر ب.

Fig. 6. a - Interaction of chalcopyrite with pyrite. b - Magnified view of image a. c - Distribution map of Cu in image b. d - Distribution map of Fe in image b. e - Distribution map of S in image b. f - Distribution map of Au in image b.

جدول ۶. نتایج آزمایش‌های فلوتاسیون مس

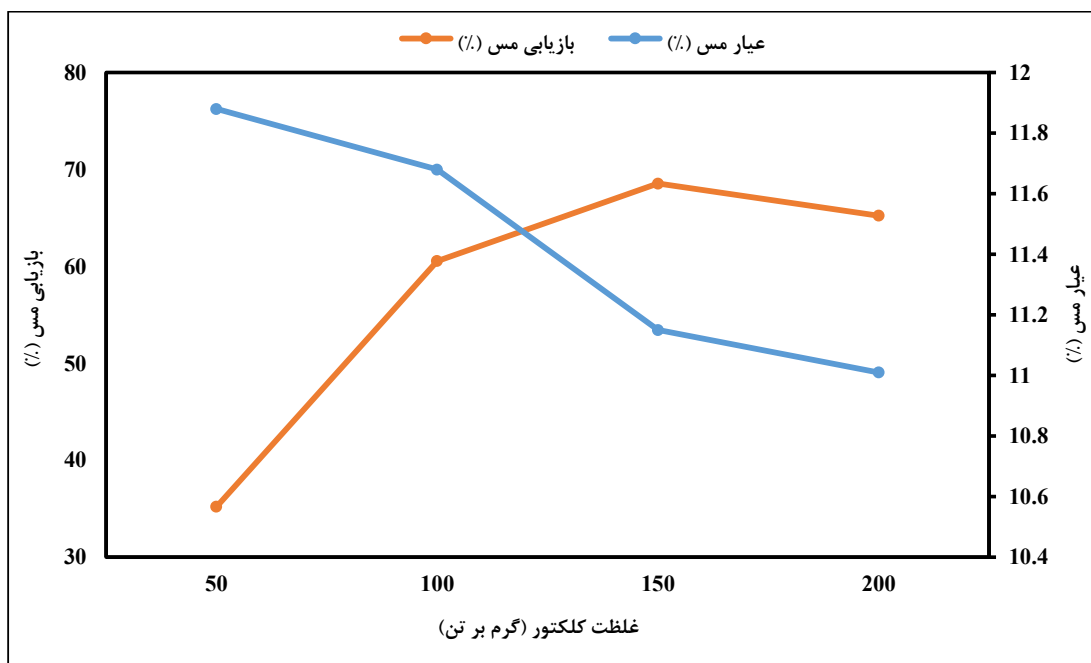
Table 6. Results of copper flotation experiments

شماره آزمایش	pH	غلظت کلکتور (g/ton)	نوع کف‌ساز	غلظت کف‌ساز (g/ton)	غلظت بازداشت کننده (g/ton)	بازیابی (%)
۱	۸/۸	۱۰۰	MIBC	۲۰	۳۰	۶۰/۵۶
۲	۱۰	۱۰۰	MIBC	۲۰	۳۰	۵۸/۲
۳	۱۱/۲	۱۰۰	MIBC	۲۰	۳۰	۵۵/۰۵
۴	۸/۸	۵۰	MIBC	۲۰	۳۰	۳۵/۲
۵	۸/۸	۱۰۰	MIBC	۲۰	۳۰	۶۰/۵۶
۶	۸/۸	۱۵۰	MIBC	۲۰	۳۰	۶۸/۵۵
۷	۸/۸	۲۰۰	MIBC	۲۰	۳۰	۶۵/۲۴
۸	۸/۸	۱۵۰	MIBC	۲۰	۳۰	۶۸/۵۵
۹	۸/۸	۱۵۰	A65/A70	۲۰	۳۰	۷۲/۵۴
۱۰	۸/۸	۱۵۰	A65/A70	۲۰	۳۰	۷۲/۵۴
۱۱	۸/۸	۱۵۰	A65/A70	۳۰	۳۰	۷۴/۹۶
۱۲	۸/۸	۱۵۰	A65/A70	۴۰	۳۰	۷۷/۴
۱۳	۸/۸	۱۵۰	A65/A70	۴۰	۳۰	۷۷/۴
۱۴	۸/۸	۱۵۰	A65/A70	۴۰	۶۰	۸۱/۶۵
۱۵	۸/۸	۱۵۰	A65/A70	۴۰	۹۰	۷۶/۲۳
۱۶	۸/۸	۱۵۰	A65/A70	۴۰	۶۰	۸۱/۶۵
۱۷	۸/۸	۱۵۰	A65/A70	۴۰	۶۰	۸۲/۱
۱۸	۸/۸	۱۵۰	A65/A70	۴۰	۶۰	۸۲/۲۵



شکل ۷. اثر pH بر عیار و بازیابی مس (غلظت کلکتور : ۱۰۰ گرم بر تن، کف‌ساز MIBC و غلظت آن : ۲۰ گرم بر تن و غلظت سیلیکات سدیم : ۳۰ گرم بر تن).

Fig. 7. Effect of pH on Cu grade and recovery (collector concentration: 100 g/t, frother type: MIBC and its concentration: 20 g/t, and sodium silicate concentration: 30 g/t).

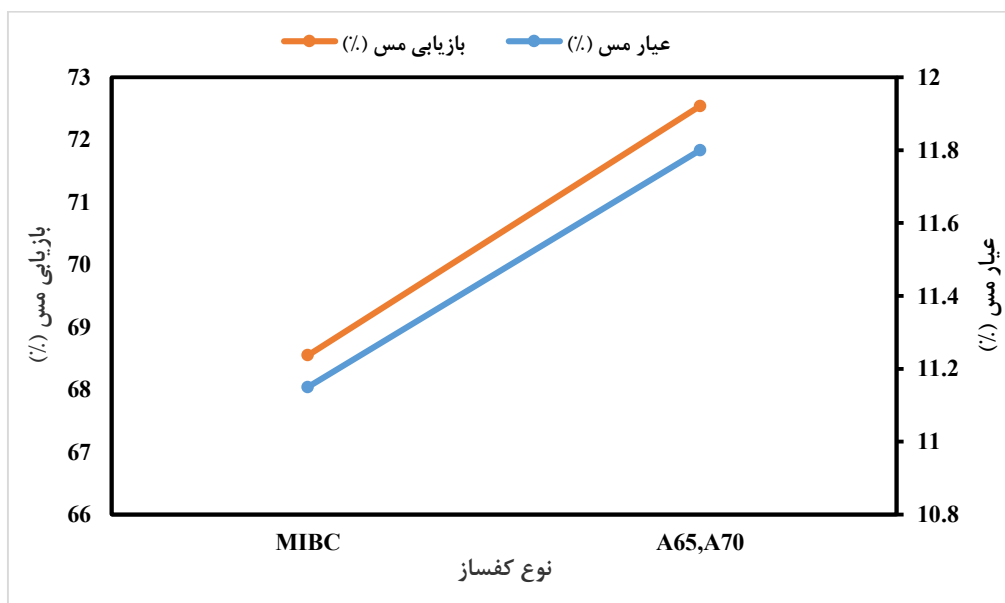


شکل ۸. اثر غلظت کلکتور بر عیار و بازیابی مس (pH=۸/۸، کف‌ساز MIBC و غلظت آن : ۲۰ گرم بر تن و غلظت سیلیکات سدیم : ۳۰ گرم بر تن).

Fig. 8. Effect of collector concentration on Cu grade and recovery (pH = 8.8, frother type: MIBC and its concentration: 20 g/t, and sodium silicate concentration: 30 g/t).

فلوتاسیون در شرایط مشابه و در چهار سطح غلظت کلکتور، مورد بررسی قرار گرفت که نتایج آن در شکل ۸ نشان داده شده است. با افزایش غلظت کلکتور از ۵۰ به ۱۵۰ گرم بر تن، مقدار بازیابی مس افزایش می‌یابد ولی از غلظت ۱۵۰ گرم بر تن، بازیابی مس، روند کاهش پیدا می‌کند که این پدیده

کالکوپیریت، کلکتور پتاسیم آمیل گزنتات، قدرت شناورسازی بیشتری دارد و کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات، انتخابی تر عمل می‌کند. در این پژوهش، از دو کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات و پتاسیم آمیل گزنتات به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد استفاده شد. برای بررسی اثر غلظت کلکتور، آزمایش‌های



شکل ۹. اثر نوع کف‌ساز با غلظت ۲۰ گرم بر تن بر عیار و بازیابی مس (pH=۸/۸، غلظت کلکتور: ۱۵۰ گرم بر تن و غلظت سیلیکات سدیم: ۳۰ گرم بر تن).

Fig. 9. Effect of frother type at a concentration of 20 g/t on Cu grade and recovery (pH = 8.8, collector concentration: 150 g/t, and sodium silicate concentration: 30 g/t).

یکسان ۵۰ درصد، در شرایط یکسان استفاده شد. مطابق شکل ۹، زمانی که از کف‌ساز MIBC استفاده شد، مقادیر درصد عیار مس محصول و درصد بازیابی مس، نسبت به زمانی که از ترکیب A65 و A70 به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد استفاده شد، کمتر است، همچنین مشاهده شد در کف‌ساز MIBC، حباب‌هایی درشت با تراکم کم تولید می‌شود، بازیابی و انتقال آب و نرمه به زون کف کمتر است. بنابراین، برای فلوئتاسیون ذرات ریز مناسب‌تر می‌باشد.

در عمل، استفاده از دو یا چند کف‌ساز جهت دستیابی به ترکیبی از ویژگی‌های با ارزش آنها، رایج است؛ در فرآیند فلوئتاسیون، اختلاط کف‌سازها، بسیار مرسوم و از نظر علمی، ثابت شده است. هدف از ترکیب دو کف‌ساز، بهبود کنترل فرآیند، تثبیت کف، تولید حباب‌های درشت و ریز برای فلوئتاسیون محدوده وسیعی از دانه‌بندی است [۲۳، ۲۴]. در نتیجه، کف‌ساز بهینه، استفاده از ترکیب دو کف‌ساز A65 و A70 به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد است.

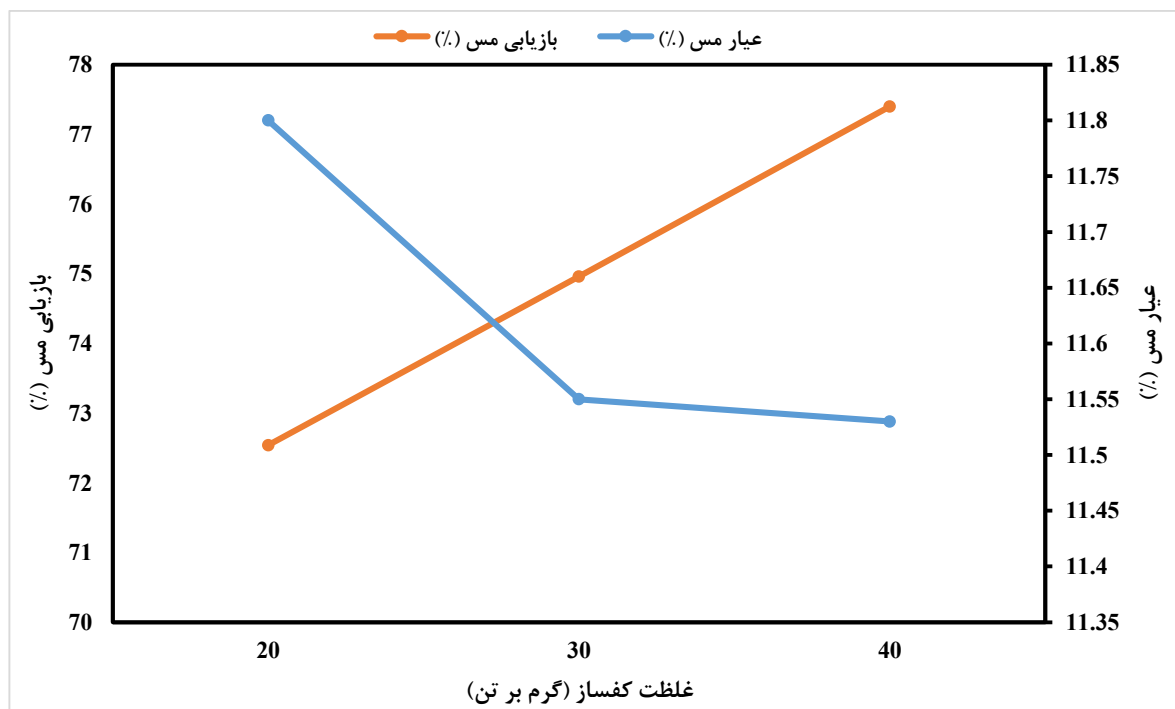
۳-۲-۴- غلظت کف‌ساز

برای تعیین مقدار بهینه غلظت کف‌ساز، آزمایش‌هایی در سه سطح ۲۰، ۳۰ و ۴۰ گرم بر تن از ترکیب دو کف‌ساز A65 و A70 به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد، در شرایط یکسان انجام شد. مطابق با نتایج ارائه شده

ممکن است به دلیل تشکیل همی میسل در سطوح کانی باشد که به دلیل وجود کلکتور مازاد باعث میسل بحرانی می‌شود؛ در حالیکه با افزایش غلظت کلکتور از ۵۰ تا ۱۵۰ گرم بر تن، عیار مس حدود ۰/۷ درصد کاهش می‌یابد که حاکی از انتقال ذرات گانگ به کنسانتره است؛ که این موضوع می‌تواند نشان از قدرتی عمل کردن کلکتور پتاسیم آمیل گزنتات باشد و همچنین به دلیل قفل شدگی کانی‌های مس نظیر کالکوپیریت و کالکوسیت با سایر کانی‌های گانگ سولفیدی، مانند پیریت و گالن باشد [۲۱]. همچنین زمانیکه غلظت کلکتور از حدی بیشتر می‌شود، مولکول‌های کلکتور یک لایه ضخیم بر روی سطح کانی‌ها تشکیل می‌دهند که می‌تواند مانع از اتصال حباب‌های هوا به کانی‌ها شود که این امر شناور شدن کانی‌ها را دشوار می‌کند [۲۲]. بر اساس نتایج حاصل از عیار و بازیابی در غلظت‌های مختلف کلکتور، غلظت ۱۵۰ گرم بر تن از ترکیب دو کلکتور با نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد به عنوان غلظت بهینه انتخاب شد.

۳-۲-۳- اثر نوع کف‌ساز

کف‌سازها ترکیبات فعال سطحی‌اند که از یک گروه قطبی و یک زنجیر هیدروکربنی تشکیل شده‌اند. در این پژوهش، برای تعیین نوع کف‌ساز بهینه، از دو کف‌ساز، یکی MIBC و دیگری ترکیب A65 و A70 به نسبت وزنی



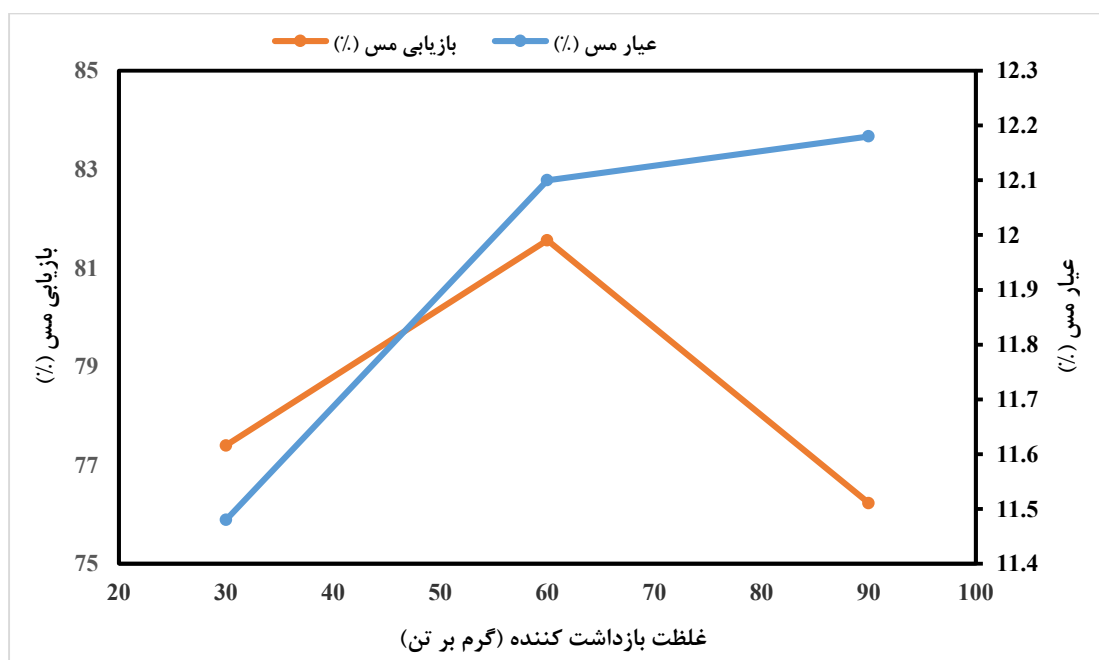
شکل ۱۰. اثر غلظت کفزاز A65، A70 بر عیار و بازیابی مس (pH=۸/۸، غلظت کلکتور : ۱۵۰ گرم بر تن و غلظت سیلیکات سدیم : ۳۰ گرم بر تن).

Fig. 10. Effect of frother concentration (A65, A70) on Cu grade and recovery (pH = 8.8, collector concentration: 150 g/t, and sodium silicate concentration: 30 g/t).

۳-۲-۵- اثر غلظت بازداشت کننده

به منظور بازداشت کانی‌های کوارتز و گانگ‌های کلسیت و دولومیت و همچنین متفرق سازی نرمه‌ها، از سیلیکات سدیم استفاده شد [۲۶]. برای بررسی اثر غلظت سیلیکات سدیم، آزمایش‌های فلوتاسیون در شرایط مشابه و در سه سطح غلظت بازداشت کننده مورد بررسی قرار گرفت که نتایج آن در شکل ۱۱ نشان داده شده است. در غلظت ۳۰ گرم بر تن سیلیکات سدیم، مقدار بازیابی و عیار مس، به ترتیب ۷۷/۴ و ۱۱/۵۳ درصد است که با افزایش غلظت بازداشت کننده به ۹۰ گرم بر تن، مقدار عیار مس به ۱۲/۱۸ درصد افزایش ولی در طرف مقابل، بازیابی مس با افزایش ۳۰ گرم بر تن سیلیکات سدیم به ۶۰ گرم بر تن، به ۸۱/۵۶ درصد افزایش می‌یابد ولی با افزایش مجدد غلظت سیلیکات سدیم به ۹۰ گرم بر تن، بازیابی مس به ۷۶/۲۳ درصد کاهش می‌یابد که نشان دهنده درگیر بودن تعدادی از کانی‌های کالکوپیریت با گانگ‌های کوارتز و کلسیت است که با افزایش غلظت سیلیکات سدیم، کانی‌های درگیر هم بازداشت شده‌اند. بر اساس نتایج حاصل، وجود سیلیکات سدیم برای کاهش اثرات نرمه و متفرق کردن ذرات ضروری می‌باشد.

در شکل ۱۰، مشاهده شد که در غلظت ۲۰ گرم بر تن کفزاز، بازیابی مس ۷۲/۵۴ درصد بوده و با افزایش غلظت کفزاز به ۴۰ گرم بر تن، بازیابی مس به ۷۷/۴ درصد افزایش می‌یابد. این افزایش بازیابی به دلیل تولید حباب‌هایی با توزیع ابعادی وسیع‌تر و پایداری بیشتر در فرآیند فلوتاسیون است که منجر به بهبود عملکرد فرآیند می‌شود. در عین حال، با افزایش غلظت کفزاز از ۲۰ به ۳۰ گرم بر تن، عیار مس ۰/۲۵ درصد کاهش می‌یابد، اما از ۳۰ به ۴۰ گرم بر تن، تغییرات عیار مس تقریباً ثابت است. این تغییرات نشان‌دهنده عدم تاثیر قابل توجه افزایش غلظت کفزاز از ۳۰ به ۴۰ گرم بر تن بر پایداری و توزیع ابعادی حباب‌هاست. با افزایش غلظت کفزاز، ساختار کلی کف به طور کلی از حباب‌های بزرگتر با توزیع اندازه وسیع‌تر به حباب‌های کوچکتر و با توزیع اندازه بیشتر تغییر می‌کند [۲۵]. بنابراین، با توجه به نتایج حاصل از تغییرات عیار و بازیابی در غلظت‌های مختلف کفزاز، غلظت ۴۰ گرم بر تن از ترکیب دو کفزاز A65 و A70 به نسبت وزنی یکسان (۵۰ درصد از هر کفزاز) به دلیل افزایش بالاتر در بازیابی مس، به عنوان مقدار بهینه انتخاب شد.



شکل ۱۱. اثر غلظت بازداشت کننده بر عیار و بازیابی مس (pH=۸/۸، غلظت کلکتور : ۱۵۰ گرم بر تن، کفساز A۶۵، A۷۰ و غلظت آن : ۴۰ گرم بر تن).

Fig. 11. Effect of depressant concentration on Cu grade and recovery (pH = 8.8, collector concentration: 150 g/t, frothers A65 and A70 with concentration: 40 g/t).

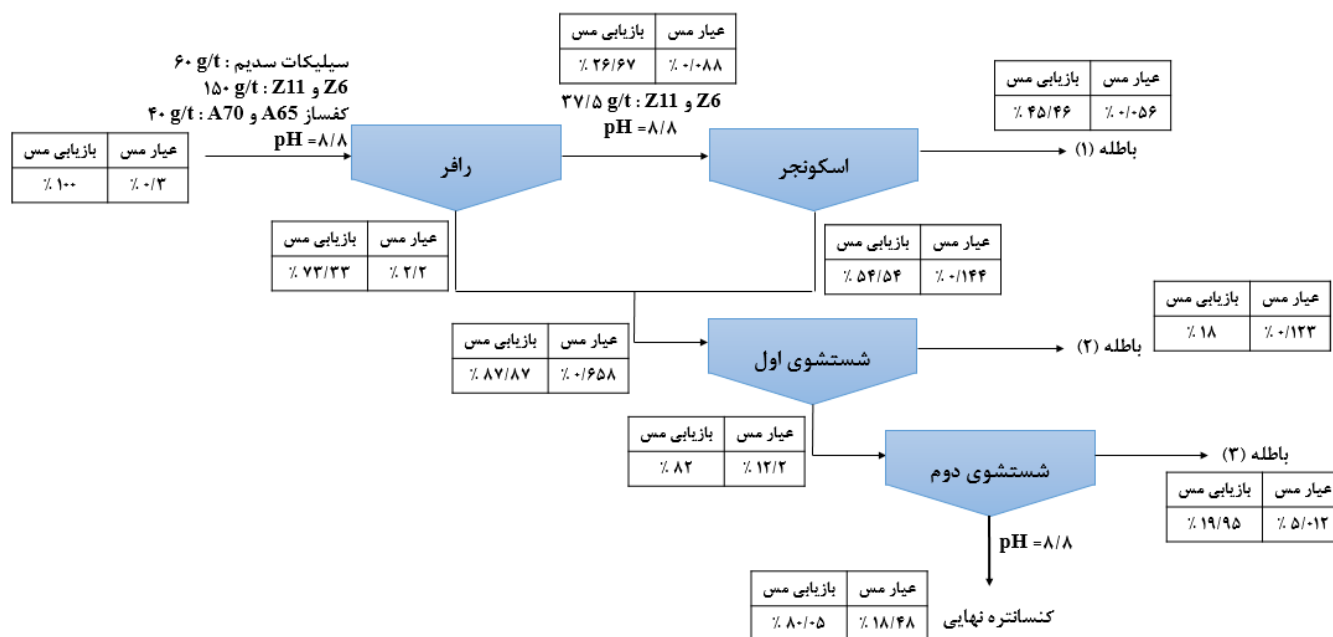
۴- نتیجه گیری

در این پژوهش، پرعیارسازی کانسنگ کالکوپریت محدوده اسلام آباد واقع در شهرستان طارم به روش فلوتاسیون بررسی شد. به منظور شناسایی و خواص سنجی بهتر نمونه و همچنین برای محاسبه درجه آزادی کانی‌های حاوی مس، مطالعات پتروگرافی و مینرالوگرافی با میکروسکوپ نوری و الکترونی انجام شد. برای تعیین ترکیب شیمیایی نمونه، آنالیز XRF و جهت شناسایی کانی‌های تشکیل دهنده XRD و همچنین برای شناسایی کمی عناصر موجود در نمونه از آنالیز AAS استفاده شد. عیار مس و طلا در نمونه به ترتیب ۰/۳ درصد و ۳۶۸ ppb بود. پارامترهای موثر مانند pH، غلظت کلکتور، نوع و غلظت کفساز و غلظت بازداشت کننده در فرآیند فلوتاسیون بررسی شد. در شرایط بهینه، در pH=۸/۸، غلظت ۱۵۰ گرم بر تن از ترکیب دو کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات و پتاسیم آمیل گزنتات به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد، غلظت ۴۰ گرم بر تن از ترکیب دو کفساز A65 و A70 به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد و غلظت ۶۰ گرم بر تن سلیکات سدیم به عنوان بازداشت کننده، عیار و بازیابی مس به ترتیب ۱۲/۲ و ۸۲ درصد بدست آمد که با دو مرحله شستشو بر روی کنسانتره بدست آمده، کنسانتره‌ای با عیار مس و طلا به ترتیب ۱۸/۴۸ درصد و ۱۵/۶ ppm و بازیابی مس ۸۰/۰۵ درصد حاصل شد.

همچنین بر اساس عیار و بازیابی حاصل در غلظت‌های مختلف سلیکات سدیم، غلظت ۶۰ گرم بر تن سلیکات سدیم، به دلیل بازیابی بیشتر مس به عنوان مقدار مناسب، انتخاب شد.

۳-۳- شرایط بهینه و توسعه فلوشیت

بر اساس نتایج آزمایش‌های فلوتاسیون در مقادیر مختلف پارامترها، مقادیر بهینه پارامترها بدست آمد. شرایط بهینه شامل pH=۸/۸، غلظت ۱۵۰ گرم بر تن از ترکیب دو کلکتور سدیم ایزوپروپیل گزنتات و پتاسیم آمیل گزنتات به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد، غلظت ۴۰ گرم بر تن از ترکیب دو کفساز A65 و A70 به نسبت وزنی یکسان ۵۰ درصد و غلظت ۶۰ گرم بر تن سلیکات سدیم بود. برای اعتبار سنجی شرایط بهینه، آزمایش فلوتاسیون، سه مرتبه تکرار شد که میانگین عیار و بازیابی مس به ترتیب ۱۲/۲ و ۸۲ درصد بدست آمد که نشان دهنده صحت شرایط بهینه پارامترها می‌باشد. در ادامه برای افزایش عیار، یک مرحله شستشوی مجدد بر روی کنسانتره انجام شد که در نهایت، کنسانتره‌ای با عیار مس و طلا به ترتیب ۱۸/۴۸ درصد و ۱۵/۶ ppm و بازیابی مس ۸۰/۰۵ درصد بدست آمد که فلوشیت آن در شکل ۱۲ نشان داده شده است.



شکل ۱۲. فلوشیت پیشنهادی برای بهینه سازی عملیات فلوتاسیون کانسنگ کالکوپیریت

Fig. 12. Proposed flowsheet for optimizing the flotation process of chalcopyrite ore.

mixtures on chalcopyrite, Minerals Engineering, 20(10) (2007) 1047-1053.

- [6] F.S. S.M.J Kolehini, M Abdollahy, Optimization of the reagent types and dosage in selective flotation of Cu-Zn Taknar mine by using D-Optimal method of statistical experiments design, Iranian Journal of Mining Engineering (IRJME), 8 (2013) 1-11, in Persian.
- [7] M.A. Saeed Ghodrati, S. M. J. Kolehini, M. Hekmati, Optimization of Reagent Dosages for Copper Flotation in Shahr-E-Babak Copper Complex Using Statistical Design, Journal of Separation Science and Engineering, 4 (2013) 17-27, in Persian.
- [8] S.Z.S. Yaser Moazzami, M.noeparast, M.gharabaghi, Optimization of the reagent dosage used in the flotation of Meiduk copper ore by statistical design, in: The 5th Mining Engineering Conference, Tehran, Iran, 2014, pp. in Persian.
- [9] M.A. S.H Shahcheraghi, M.R Khalesi, Investigation of the effect of operating parameters on copper flotation

منابع

- [1] C. Owusu, D. Fornasiero, J. Addai-Mensah, M. Zanin, Effect of regrinding and pulp aeration on the flotation of chalcopyrite in chalcopyrite/pyrite mixtures, Powder technology, 267 (2014) 61-67.
- [2] B. Shean, J. Cilliers, A review of froth flotation control, International Journal of Mineral Processing, 100(3-4) (2011) 57-71.
- [3] T. Güler, C. Hiçyılmaz, G. Gökağaç, Z. Ekmekçi, Electrochemical behaviour of chalcopyrite in the absence and presence of dithiophosphate, International Journal of Mineral Processing, 75(3-4) (2005) 217-228.
- [4] G. Hangone, Bradshaw, D.**, Z. Ekmekci, Flotation of a copper sulphide ore from Okiep using thiol collectors and their mixtures, Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 105(3) (2005) 199-206.
- [5] E. Bagci, Z. Ekmekci, D. Bradshaw, Adsorption behaviour of xanthate and dithiophosphinate from their

- [18] M. Barfaei, G. Parsapour, Effect of pH and reagents on the froth stability in the copper flotation; Case study: Mohammadabad-E-Delijan copper company, *Journal of Separation Science and Engineering*, 13(2) (2022) 1-12.
- [19] S. Koleini, F. Soltani, M. Abdollahy, Optimization of the reagent types and dosage in selective flotation of Cu-Zn Taknar mine by using D-Optimal method of statistical experiments design, *Journal of Mining Engineering*, 8(19) (2013) 1-11.
- [20] H. Maleki, M. Noparast, S. Chehrehgani, M.S. Mirmohammadi, A. Rezaei, Optimization of flotation of the Qaleh Zari mine oxidized copper ore sample by the sequential sulfidation approach using the response surface method technique, *Rudarsko-geološko-naftni zbornik*, 38(1) (2023) 59-68.
- [21] N. Lotter, D. Bradshaw, The formulation and use of mixed collectors in sulphide flotation, *Minerals engineering*, 23(11-13) (2010) 945-951.
- [22] S.R. Rao, *Surface chemistry of froth flotation: Volume 1: Fundamentals*, Springer Science & Business Media, 2013.
- [23] H. Khoshdast, A. Sam, Flotation frothers: review of their classifications, properties and preparation, *The Open Mineral Processing Journal*, 4(1) (2011) 25-44.
- [24] H. Khoshdast, A. Hassanzadeh, P.B. Kowalczyk, S. Farrokhpay, Characterization techniques of flotation frothers-A review, *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 44(2) (2023) 77-101.
- [25] A. Samiee Bayragh, M. Zakeri, Z. Bahri, Estimation of copper grade from the flotation froth using image analysis and machine vision, *Amirkabir Journal of Civil Engineering*, 54(3) (2022) 869-884.
- [26] M. Liu, B. Hu, C. Zhang, Q. Wang, Z. Sun, P. He, Y. Chen, D. Chen, J. Zhu, Effect of sodium silicate on the flotation separation of chalcopyrite and galena using sodium sulfite and sulfonated lignin as depressant, *Minerals Engineering*, 182 (2022) 107563.
- kinetics in the rougher stage, *Journal of Mining Engineering*, 9(22) (2014).
- [10] A.P. Ali Pourbahaldini, Optimization of parameters affecting copper ore flotation at the Rangin Copper Metal Plant, Lorestan University, 2015, in Persian.
- [11] H. Zhong, Z. Huang, G. Zhao, S. Wang, G. Liu, Z. Cao, The collecting performance and interaction mechanism of sodium diisobutyl dithiophosphinate in sulfide minerals flotation, *Journal of Materials Research and Technology*, 4(2) (2015) 151-161.
- [12] C. Owusu, K. Quast, J. Addai-Mensah, The use of canola oil as an environmentally friendly flotation collector in sulphide mineral processing, *Minerals Engineering*, 98 (2016) 127-136.
- [13] M.K. Ahad Zare Varzeghan, Asghar Azizi., Investigation on the effect of copper oxide minerals on flotation circuit recovery of the sungun copper complex concentration plant and introducing solutions to increase recovery, *Shahrood University of Technology*, 2017, in Persian.
- [14] N. Molaei, F.S. Hoseinian, B. Rezai, A study on the effect of active pyrite on flotation of porphyry copper ores, *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 54(3) (2018) 922-933.
- [15] W.-z. Yin, Q.-y. Sun, L. Dong, T. Yuan, Y.-f. Fu, Y. Jin, Mechanism and application on sulphidizing flotation of copper oxide with combined collectors, *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 29(1) (2019) 178-185.
- [16] M. Bazmandeh, A. Sam, Introduction and Investigation of the New DMT Collector for Flotation of Sarcheshmeh Copper Ore, *Journal of Mineral Resources Engineering*, 6(4) (2021) 129-140.
- [17] M.M.M. Hossien Manzry Tavakoli, Mohamd Mahmoudi Meymandi, Investigating the Subtractive Flotation Of Cu - Pb - Zn from the Zahedan ChehelKoure Mine Concentrate, in: 10th Iranian Mining Engineering Conference, in Persian, Sistan O Balouchestan - Zahedan, 2021.

چگونه به این مقاله ارجاع دهیم

A. Sobouti, A. Zeynali, B. Rezai, Hossein Kamran Haghighid , *Determining effective parameters on flotation of Islamabad-Tarom copper ore to increase copper recovery*, Amirkabir J. Civil Eng., 57(4) (2025) 633-652.

DOI: [10.22060/ceej.2025.23737.8204](https://doi.org/10.22060/ceej.2025.23737.8204)

