



Imam Khomeini International University
Vol. 10, No. 3, Autumn 2025



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

Research Paper

Investigation of Parameters Affecting Sulfide–Oxide Copper Flotation at the Cheshmeh Hadi Mine

Hosseini Nasab M.^{1*}

1- Assistant Professor, Dept. of Mining Engineering, Faculty of Engineering, University of Sistan and Baluchestan, Zahedan, Iran

Received: 10 Mar. 2025

Accepted: 18 Aug. 2025

Abstract: A study of the processing of copper sulfide-oxide ore by sulfidation and flotation with xanthate was conducted for a sample from the Cheshme-Hadi mine located in Bardaskan city, Razavi Khorasan province. The copper content in this soil was 0.65%, of which 70% was in the form of copper oxide minerals, including malachite and, to a lesser extent, azurite and atacamite, and the rest was in the form of copper sulfide minerals, including chalcocite and bornite, and waste minerals of aluminosilicates and clays. The results showed that by increasing the pH to 11 for copper oxide and 10.5 for copper sulfide, copper recovery increases. Separate flotation of copper sulfide and copper oxide did not significantly improve copper recovery. If lime and activator are added to the flotation, the sulfidation process of copper-bearing minerals is better, which increases the recovery of copper oxide. The optimal conditions for copper oxide recovery in the Cheshme-Hadi mine were obtained as follows: 100 g/ton amyl xanthate, pH 11 and 1000 g/ton sodium sulfide, solids percentage 30%, grinding time 15 minutes (d₈₀=65 μm). Under these conditions, the recovery of copper oxide, sulfide and total copper was 76, 82 and 79%, respectively.

Keywords: Cheshme-Hadi mine, Flotation, Sulfidation, Collector, Copper oxide minerals.

How to cite this article

Hosseini Nasab, M. (2025). "Investigation of parameters affecting sulfide–oxide copper flotation at the Cheshmeh Hadi mine". Journal of Mineral Resources Engineering, 10(3): 69-91.

DOI: 10.30479/jmre.2025.21777.1725

*Corresponding Author Email: hosseininasab@eng.usb.ac.ir

COPYRIGHTS



©2025 by the authors. Published by Imam Khomeini International University.

This article is an open access article distributed under the terms and conditions of the Creative Commons Attribution 4.0 International (CC BY 4.0) (<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/>)

INTRODUCTION

Copper oxide minerals do not respond well to the chemicals used to separate copper sulfide minerals. In this case, the collector consumption is high, and the selectivity and recovery are low. The solubility of copper oxide and sulfide minerals is significantly different, with copper oxide minerals having higher solubility. The low mechanical strength of the surface of oxidized minerals can be demonstrated by flotation of malachite using xanthate. In this case, the recovery of malachite is very low [1]. Flotation of oxide minerals depends on many parameters, such as the electrical properties of the mineral surface [1,2], the molecular weight of the collector, the solubility of the mineral, the possibility of forming a collector salt, and the solubility of this salt [1]. These minerals have low flotation ability due to their high clay content [1], high fines production [1,3], association with iron oxides [1], and contact with sulfide deposits. One of the biggest problems of copper oxide flotation on an industrial scale is that the flotation ability of these minerals is strongly dependent on the mineralogy of the deposit and the composition of the tailings. The flotation ability of copper oxide containing carbonate and dolomitic tailings is significantly different from the flotation ability of copper oxide containing silicate tailings [4]. Despite these problems, in recent years, due to the decline in copper resources, the use of copper oxide deposits has received attention [4-6].

Copper extraction from oxide ores, if their tailings are not carbonated, is usually carried out by acid leaching, but due to the high acid consumption of carbonate minerals such as calcite and dolomite, it is practically not possible to recover copper from them by acid leaching, and alkaline leaching methods have not found industrial application due to the problems related to the recovery of copper from alkaline leaching solution. In addition, if the copper-bearing ore is of the sulfide-oxide type, it is practically not possible to recover copper from it by leaching because the dissolution of copper from sulfide minerals under atmospheric leaching conditions has a very low efficiency, and the overall leaching recovery is greatly reduced [7].

In recent years, the use of flotation for the enrichment of copper sulfide-oxide ores [3,6-8] and copper oxide ores with carbonate tailings has received much attention, because it does not have the limitations of the leaching method [7].

In general, there are two common methods for the flotation of copper oxide minerals:

1. The method without activation and the direct use of oxyhydril anion collectors such as fatty acids, amines and hydroxamates, which is usually used for copper oxide ores with carbonate tailings.
2. Activation by sulfidation using various chemicals such as sodium sulfide, sodium hydrosulfide and then flotation of the activated minerals using xanthate collectors, which can be used for most copper oxide ores [2,7-9].

The sulfidation and flotation method with xanthate is the most widely used method for sulfide-oxide copper ores [10-13] and has high selectivity, but the amount of sulfidating agent used must be carefully controlled, which is difficult. The main problem of the sulfidation process is that the appropriate and optimal concentration of the sulfidating agent is highly dependent on the preparation time, mixing methods, etc. [14]. In addition, the flotation behavior of copper oxide minerals depends on the mineral composition, the ratio of oxide to copper sulfide minerals, and the ionic composition of the pulp [8,14].

The aim of the present study is to process a sulfide-oxide copper ore by sulfidation and flotation with xanthate.

METHODS

To investigate the effect of the operational parameters, 36 experiments, including 6 replications, were designed based on the Box-Behnken model. The results obtained from the experiments were entered into the experimental design software (DX7). The flotation experiments were conducted using chemicals used in the Taknar copper plant in the Cheshme Hadi Mine. Z6 ($C_6H_{11}KOS_2$) and Z11 ($C_4H_7NaOS_2$) collectors are from the xanthate group, which have higher recovery than carbamates and dithiophosphates, but their concentrate grade is lower. MIBC ($C_6H_{14}O$) is also the most common industrial foaming agent. Lime ($CaCO_3$) was used to adjust the pH, and sodium sulfide (Na_2S) and sodium hydrosulfide ($NaHS$) were used to activate copper oxide minerals. The flotation experiments were conducted using an existing flotation cell with a volume of 1000 ml. The pulp required for each experiment was transferred to the flotation cell with 350 g of solids after grinding and a solids percentage of 30%. The order of adding the reagents was as follows: first, lime was added to the flotation cell to adjust the pH of the pulp to the desired value. One

minute was given for the pH of the pulp to stabilize. Then, the activator was added to the flotation cell and prepared for 5 minutes. Next, the collector was added to the flotation pulp, and stirring was continued for two minutes. Finally, the frother was added to the flotation cell in an amount of 0.25 ml (35 g/ton), and after one minute, the foaming was performed. The foaming was continued until the foam turned white (4 minutes). Finally, the concentrate and tailings were placed in separate containers in an oven at a temperature of 85 °C until they were dried. Then, the concentrate and tailings were powdered by a pulverizer and transferred to the laboratory for copper sulfide-oxide analysis.

FINDINGS AND ARGUMENT

Although longer hydrocarbon chain xenonate collectors perform better in the flotation of copper sulfide-oxide ores due to their higher collector strength, the use of potassium amyl xenonate collector had a better effect on the recovery and grade of the process compared to sodium isopropyl xenonate collector, according to the models presented in this research.

The copper sulfide minerals present in a copper sulfide-oxide ore were not floated by the xenonate collector alone, and the need for a sulfidation agent is low. The reason for this is the partial oxidation of the surface of copper sulfide minerals in this type of ore.

To optimize the flotation, the conditions for achieving maximum grade and recovery of copper were selected. The results of the optimization of the responses are shown in Table 1.

Table 1. Results of optimization of responses

Flotation	Goal	pH	Collector (g/t)	Sodium sulfide	Solid percentage	Copper grade (%)	Copper recovery (%)
Sulfide	Maximum recovery	10.5	100	-	30	16.07	82
Oxide	Maximum recovery	11	98.86	1000	30	14.39	76
	Maximum grade						

For each stage, two additional experiments were conducted based on the optimal conditions determined in Table 1. The actual results were very close to the predicted results. Therefore, the evaluation of the models was successfully completed.

The results of this study (soil containing 70% oxidized minerals with a copper grade of 0.65%) were in agreement with the results of Wang et al. (2013) [12] on the flotation of copper oxide ore using a combination of sodium sulfate and ethylene diamine as surface activators and xanthate as a collector (concentrate with a copper grade of 16.01% and a recovery of 74.38% for Wang et al.'s study, compared to a sulfide concentrate with a copper grade of 16.07% with a recovery of 82% and an oxide concentrate with a copper grade of 14.39% with a recovery of 76%).

CONCLUSIONS

In the Taknar copper plant that processes the feed of the Cheshme-Hadi mine, according to the screening studies and experiments, three parameters- pH, collector concentration and activator concentration- were selected as the parameters affecting the flotation of copper oxide-sulfide ore, and their values were optimized using the Box-Behnken response surface method. Other parameters were considered constant at the desired value obtained from the first stage. Thus, the grinding value was d80=65 µm, and the type of activator was sodium sulfide. The results showed that the sulfidation-flotation process with a xanthate collector is capable of the desired enrichment of copper sulfide-oxide ores. In this process, the total copper recovery is mainly dependent on the recovery of copper oxide because the recovery of copper sulfide is almost complete. By adjusting the operating conditions, a recovery of about 76% for copper oxide and a total copper recovery of about 81% are obtained, which confirms the efficiency of the sulfidation-flotation process with a xanthate collector in the enrichment of copper sulfide-oxide ores. In this process, sodium sulfide is well capable of sulfidating the surface of copper oxide minerals (malachite and azurite), and usually the desired degree of freedom in d80 is between 60 and 70 microns, which confirms the need for more crushing of this type of copper ore than purely sulfide ores. The appropriate pH for flotation is in the range of 10.5-11, and the

concentration of collector and activator is recommended at 100 g/t and 1000-1500 g/t, respectively. In addition, simultaneous addition of lime and activator to the mill improves the flotation performance of copper sulfide-oxide ore. In addition, single-stage flotation can achieve the desired recovery of copper sulfide-oxide minerals, and two-stage flotation and separate production of copper sulfide and copper oxide concentrates do not increase the overall copper recovery; therefore, two-stage flotation and separate production of copper sulfide and copper oxide concentrates are not recommended.

REFERENCES

- [1] Habashi, F. (1978). *"Chalcopyrite: its chemistry and metallurgy"*. McGrand-Hill, USA, pp. 231.
- [2] Feng, Q., Yang, W., Wen, S., Wang, H., Zhao, W., and Han, G. (2022). *"Flotation of copper oxide minerals: A review"*. International Journal of Mining Science and Technology, 32(6): 1351-1364.
- [3] Bahrami, A., Rahbari, M., Kazemi, F., Mirmohammadi, M., and Danesh, A. (2024). *"Development of mineralogy-based approaches to study the loss of copper minerals into tailings of scavenger flotation circuit-Part I"*. International Journal of Mining and Geo-Engineering, 58(1): 21-30.
- [4] Abdallah, G. Z. (2005). *"A study on upgrading the copper sulfide ore by flotation, Hofrat En Nahas, Southern Sudan"*. M.Sc. Thesis, Omdurman Islamic University, Sudan.
- [5] Fernández-González, D., and Verdeja, L. F. (2023). *"Copper Overview: From the Ore to the Applications- A Case Study of the Application of Concentrated Solar Energy to the Treatment of Copper Metallurgy Slags"*. In book: Copper - From the Mineral to the Final Application, pp. 23.
- [6] Jena, S. S., Tripathy, S. K., Mandre, N. R., Venugopal, R., and Farrokhpay, S. (2022). *"Sustainable use of copper resources: Beneficiation of low-grade copper ores"*. Minerals, 12(5): 545.
- [7] Corin, K. C., Kalichini, M. O., ConNor, C. T., and Simukanga, S. (2017). *"The recovery of oxide copper minerals from a complex copper ore by sulfidization"*. Minerals Engineering, 102: 15-17.
- [8] Bahrami, A., Kazemi, F., Rahbari, M., Danesh, A., Mirmohammadi, M., and Azizafshari, F. (2024). *"Copper recovery improvement by reducing the misreported copper minerals into the tailings of scavenger flotation circuit-Part II"*. International Journal of Mining and Geo-Engineering, 58(1): 31-37.
- [9] Long, Q., Wang, H., Wang, X., Jiang, F., Zhang, J., Zou, L., Wang, Q., Sun, Z., Zhang, Y., Lu, W., and Lu, B. (2023). *"A novel switchable collector for selective flotation of fine copper oxide from silica"*. Minerals Engineering, 199: 108104.
- [10] Ziyadanogullari, R., and Aydin, F. (2005). *"A New Application for Flotation of Oxidized Copper Ore"*. Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering, 4(2): 67-73.
- [11] Gerson, A., and Napier-Munn, T. (2013). *"Integrated Approaches for the Study of Real Mineral Flotation Systems"*. Minerals, 3: 1-15.
- [12] Wang, P., Da, H., Goa, L., and Xu, G. (2013). *"Flotation test research on refractory copper oxide ore by using combined activators"*. Advanced Materials Research, 668: 185-193.
- [13] Jacquesa, S., Greetb, C. J., and Bastin, D. (2016). *"Oxidative weathering of a copper sulfide ore and its influence on pulp chemistry and flotation"*. Minerals Engineering, 99: 52-59.
- [14] Vagar, R., and Razavizadeh, H. (2003). *"Copper Metallurgy"*. Iran University of Science and Technology Publications, Third edition, pp. 302. (In Persian)



دوره دهم، شماره ۳، پاییز ۱۴۰۴، صفحه ۷۳ تا ۹۱

Vol. 10, No. 3, Autumn 2025, pp. 73-91



نشریه مهندسی منابع معدنی

Journal of Mineral Resources Engineering (JMRE)

علمی-پژوهشی

بررسی پارامترهای موثر در شناور سازی مس سولفیدی-اکسیدی معدن چشمه هادی

مرضیه حسینی نسب^{*۱}

۱- استادیار، گروه مهندسی معدن، دانشکده مهندسی شهید نیکبخت، دانشگاه سیستان و بلوچستان، زاهدان

پذیرش: ۱۴۰۴/۰۵/۲۷

دریافت: ۱۴۰۳/۱۲/۲۰

چکیده

بررسی فرآوری کانسنگ سولفیدی-اکسیدی مس به روش سولفیداسیون و فلوتاسیون با گزنتات بر روی نمونه‌ای از معدن چشمه هادی واقع در شهرستان بردسکن استان خراسان رضوی انجام شد. عیار مس در این خوراک ۰/۶۵ درصد اندازه‌گیری شد که ۷۰ درصد آن به‌صورت کانی‌های اکسیدی مس‌دار شامل مالاکیت و به‌مقدار کم‌تر آزوریت و آتاکامیت و مابقی به‌صورت کانی‌های سولفیدی مس‌دار شامل کالکوزیت و بورنیت و کانی‌های باطله از جنس آلومینوسیلیکات‌ها و رس‌ها است. نتایج نشان داد که با افزایش pH تا ۱۱ برای مس اکسیدی و ۱۰/۵ برای مس سولفیدی، بازیابی افزایش می‌یابد. کف‌گیری جداگانه مس سولفیدی و اکسیدی باعث بهبود قابل توجه بازیابی مس نشد. در صورتی که آهک و فعال‌کننده به آسیا اضافه شوند، فرآیند سولفیداسیون کانی‌های مس‌دار بهتر انجام می‌شود که به واسطه آن بازیابی مس اکسیدی افزایش می‌یابد. شرایط بهینه بازیابی مس اکسیدی در معدن چشمه هادی شامل مصرف ۱۰۰ گرم بر تن آمیل‌گزنتات، pH برابر با ۱۱ و ۱۰۰۰ گرم بر تن سولفید سدیم، درصد جامد ۳۰٪ و زمان خردایش ۱۳ دقیقه ($d_{80}=60\text{ }\mu\text{m}$) بود که در این شرایط بازیابی مس اکسیدی، مس سولفیدی و مس کلی به‌ترتیب ۷۶، ۸۲ و ۷۹ درصد حاصل شد.

کلمات کلیدی

معدن چشمه هادی، فلوتاسیون، سولفیداسیون، کلکتور، کانی‌های اکسیدی مس.

استناد به این مقاله

حسینی نسب، م؛ ۱۴۰۴؛ "بررسی پارامترهای موثر در شناور سازی مس سولفیدی-اکسیدی معدن چشمه هادی". نشریه مهندسی منابع معدنی، دوره دهم، شماره ۳، ص ۶۹-۹۱.

DOI: 10.30479/jmre.2025.21777.1725



حق مؤلف © نویسندگان

ناشر: دانشگاه بین المللی امام خمینی (ره)

^{*}نویسنده مسئول و عهده دار مکاتبات Email: hosseininasab@eng.usb.ac.ir

۱- مقدمه

۱-۱- بیان مسئله

کانی‌های اکسیدی مس در برابر مواد شیمیایی مورد استفاده برای جدایش کانی‌های سولفیدی مس، پاسخ مناسبی نمی‌دهند. در این شرایط، مقدار مصرف کلکتور بالا و انتخابیت و بازیابی پایین است. انحلال‌پذیری کانی‌های اکسیدی و سولفیدی مس به‌طور قابل توجهی با یکدیگر تفاوت دارند که در این میان کانی‌های اکسیدی مس انحلال‌پذیری بیشتری دارند. مقاومت مکانیکی پایین سطح کانی‌های اکسیدی را می‌توان با شناورسازی مالاکیت به کمک گزنتات مشاهده کرد. در این حالت، میزان بازیابی مالاکیت بسیار پایین است و برای دستیابی به نتایج بهتر باید تلاطم در سلول فلوتاسیون به حداقل برسد [۱].

فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی به پارامترهای متعددی مانند خواص الکتریکی سطح کانی، وزن مولکولی کلکتور، حلالیت کانی، امکان تشکیل نمک کلکتور و حلالیت این نمک بستگی دارد. این کانی‌ها به‌دلیل همراهی با مقادیر بالای رس، تولید نرمه زیاد، حضور اکسیدهای آهن و تماس با ذخایر سولفیدی، قابلیت فلوتاسیون پایینی دارند [۱-۳].

یکی از مهم‌ترین مشکلات فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس در مقیاس صنعتی، وابستگی شدید قابلیت شناورسازی این کانی‌ها به کانی‌شناسی کانسار و ترکیب باطله است. قابلیت شناورسازی مس اکسیدی همراه با باطله‌های کربناته و دولومیتی به‌طور قابل ملاحظه‌ای با مس اکسیدی دارای باطله‌های سیلیکاته تفاوت دارد. با وجود این چالش‌ها، در سال‌های اخیر و به‌دلیل کاهش منابع مس، بهره‌برداری از ذخایر مس اکسیدی مورد توجه قرار گرفته است [۴-۶].

استحصال مس از کانسنگ‌های اکسیدی در صورتی که باطله آن‌ها کربناته نباشد، معمولاً به روش لیچینگ اسیدی انجام می‌شود. با این حال، به‌دلیل مصرف بالای اسید کانی‌های کربناته‌ای همچون کلسیت و دولومیت، بازیابی مس از این نوع کانی‌ها به روش لیچینگ اسیدی عملاً امکان‌پذیر نیست. از سوی دیگر، روش‌های لیچ قلیایی نیز به‌دلیل مشکلات مربوط به بازیابی مس از محلول لیچ قلیایی، تاکنون کاربرد صنعتی پیدا نکرده‌اند. همچنین در صورتی که کانسنگ مس‌دار از نوع سولفیدی-اکسیدی باشد، بازیابی مس از آن به روش لیچینگ عملاً امکان‌پذیر نخواهد بود، زیرا انحلال مس از کانی‌های سولفیدی در شرایط لیچینگ اتمسفری راندمان بسیار پایینی

دارد و در نتیجه بازیابی کلی فرآیند لیچینگ به‌شدت کاهش می‌یابد [۷].

در سال‌های اخیر استفاده از روش فلوتاسیون برای پرعیارسازی کانسنگ‌های سولفیدی-اکسیدی مس و کانسنگ‌های اکسیدی با باطله کربناته، مورد توجه فراوانی قرار گرفته است. چرا که این روش، محدودیت‌های لیچینگ را ندارد [۸، ۳-۶].

در حالت کلی برای فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی مس دو روش مرسوم است:

الف- روش بدون فعال‌سازی و استفاده مستقیم از کلکتورهای آنیونی اکسیدریل مانند اسیدهای چرب، آمین‌ها و هیدروکسامات‌ها که معمولاً برای کانسنگ‌های اکسیدی مس با باطله کربناته مورد استفاده قرار می‌گیرد.

ب- فعال‌سازی به روش سولفیداسیون توسط مواد شیمیایی مختلف مانند سولفید سدیم، هیدروسولفید سدیم و سپس شناورسازی کانی‌های فعال‌شده به‌وسیله کلکتورهای گزنتات که می‌توان آن را برای اغلب کانسنگ‌های اکسیدی مس به کار گرفت [۲، ۹-۷].

روش سولفیداسیون و فلوتاسیون با گزنتات، پرکاربردترین روش برای کانسنگ‌های سولفیدی-اکسیدی مس است [۱۳-۱۰] که انتخاب‌پذیری بالایی نیز دارد. با این حال، مقدار مصرف عامل سولفیدکننده باید با دقت کنترل شود که این موضوع دشوار است. مشکل اصلی فرآیند سولفیداسیون این است که غلظت مناسب و بهینه عامل سولفیداسیون وابستگی شدیدی به زمان آماده‌سازی، روش‌های مخلوط کردن و نظایر آن‌ها دارد [۱۴]. ضمناً رفتار فلوتاسیون کانی‌های اکسید مس به ترکیب مواد معدنی، نسبت کانی‌های اکسیدی به سولفیدی مس و ترکیب یونی پالپ وابسته است [۸، ۱۴].

در فرآوری کانسنگ‌های پورفیری مس، ترکیب مواد شیمیایی مورد استفاده معمولاً شامل آهک به‌عنوان تنظیم‌کننده محیط، گزنتات به‌عنوان کلکتور اولیه و یک کلکتور ثانویه است که اغلب از میان دی‌تیوفسفات‌ها، مرکاپتان‌ها یا تیونوکربامات‌ها انتخاب می‌شود. انتخاب نوع کف‌ساز به ترکیب کانی‌های بارزش و باطله موجود در کانی وابسته است. در این میان، متیل‌ایزوبوتیل کربونیل (MIBC) از پرکاربردترین کف‌سازها در فلوتاسیون مس پورفیری به‌شمار می‌رود [۱۴].

۲-۱- فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی مس

کانی‌های سولفیدی مس، منبع اصلی فلزات پایه نظیر مس

به‌شمار می‌روند و دارای ویژگی‌های خاصی هستند که امکان جدایش انتخابی آن‌ها به روش فلوتاسیون را فراهم می‌کند [۱۵، ۵]. از جمله این خواص می‌توان به موارد زیر اشاره کرد:

الف- کانی‌های سولفیدی دارای پیوند کووالانسی هستند و انحلال‌پذیری بسیار کم و محدودی در آب دارند.

ب- کانی‌های سولفیدی شبه‌پایدار هستند و یون‌های سولفور موجود در سطح به‌ندرت اکسید می‌شوند و تمایل آن‌ها به اکسیداسیون سطحی در حضور آب و اکسیژن بسیار ناچیز است.

ج- تمامی کانی‌های سولفیدی در سامانه‌های فاقد اکسیژن خاصیت آب‌گریزی دارند، هرچند برخی از آن‌ها آب‌گریزی ضعیفی دارند. با این حال، فلوتاسیون کانی‌های مس صرفاً در حضور کلکتورهای متداول انجام می‌شود.

د- این کانی‌ها از نظر الکتریکی نیمه‌رسانا بوده و به‌عنوان پذیرنده یا دهنده الکترون عمل کرده و واکنش‌های الکترونی سطحی را پشتیبانی می‌کنند. بیشتر کانی‌های سولفیدی به‌طور منظم در بازه‌ای از pH باردار می‌شوند و لایه مضاعف الکتریکی آن‌ها در معرض جذب مواد آنیونی قرار می‌گیرد.

بنابراین، میان یون‌های فلزی و کلکتورهای سولفیدریل با زنجیره کربنی کوتاه و غلظت‌های پایین، نمک‌های نامحلول تشکیل می‌شود. بعضی از کلکتورهای سولفیدریل نیز در سطح کانی‌های سولفیدی اکسید شده و ترکیباتی مانند دی‌گزن‌توژن و دی‌فسفاتوژن را تشکیل می‌دهند. کانی‌های سولفیدی معمولاً به‌وسیله مواد تیول، گزن‌تات و دی‌تیوفوسفات شناور می‌شوند.

در فرآیند فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی مس، کلکتورهای نوع سولفیدریل یا تیول که به‌طور کلی شامل یک گروه «SH» در ترکیب با یک رادیکال آلی هستند، کاربرد گسترده‌ای دارند. از میان این کلکتورها، گزن‌تات‌های سدیم ایزوبوتیل و پتاسیم آمیل از مؤثرترین انواع برای شناورسازی کانی‌های مس به‌شمار می‌روند. این فرآیند از طریق دو مکانیزم رسوب‌گذاری گزن‌تات مس یک‌طرفیتی و جذب الکترواستاتیکی دی‌گزن‌توژن بر سطح کانی انجام می‌شود. کانی‌های سولفیدی اولیه مس مانند کالکوپیریت در محدوده pH بین ۳ تا ۱۲ به آسانی با گزن‌تات‌ها عمل‌آوری می‌شوند. از آن‌جا که این فرآیند در محدوده pH ۳ تا ۱۲ امکان‌پذیر است، فلوتاسیون کانی‌ها سولفیدی مس عمدتاً ناشی از اکسیداسیون الکتروشیمیایی و شیمیایی گزن‌تات‌ها است. دی‌تیوکربامات نیز یکی دیگر از کلکتورهای مؤثر برای شناورسازی کالکوپیریت است [۱۵].

کانی کالکوزیت به‌راحتی با تمامی کلکتورهای سولفیدریل در محدوده pH کمتر از ۱۰ شناور می‌شود و فلوتاسیون آن با استفاده از تیوسولفات‌ها در تمامی محدوده‌های pH اسیدی و قلیایی امکان‌پذیر است. در فلوتاسیون کانی‌های ثانویه مس همچون کالکوزیت، بورنیت و کوولیت، ممکن است پیریت توسط یون‌های مس حاصل از فرآیند خردایش فعال شده و بازداشت آن مشکل ایجاد کند. برای تنظیم pH در مقادیر بالاتر از ۸، معمولاً از آهک استفاده می‌شود که به‌عنوان بازداشت‌کننده پیریت نیز عمل می‌کند. در فرآیند فلوتاسیون سولفیدهای مس، از کف‌سازهایی مانند روغن کاج، اسید کریزیلیک، کف‌سازهای الکلی و پلی‌گلیکول استفاده می‌شود [۱۵].

۱-۳- فلوتاسیون کانی‌های مس اکسیدی

کانی‌های اکسیدی بخشی از کانسارهای مس را تشکیل می‌دهند که با کلکتورهای مرسوم فلوتاسیون نظیر گزن‌تات‌ها قابل جداسازی نیستند. طی دهه‌های اخیر، کلکتورهای متعددی برای فلوتاسیون مستقیم (بدون سولفیداسیون) کانی‌های اکسیدی مس مورد ارزیابی قرار گرفته‌اند که در این میان، آلکیل هیدروکسیمات (AHX) بیشترین توجه را به خود جلب کرده است [۱۶، ۶].

با وجود پژوهش‌های متعددی که به بررسی اثر متقابل هیدروکسیمات‌ها با تک کانی پرداخته‌اند، مطالعات اندکی در زمینه جنبه‌های عملی استفاده از هیدروکسیمات‌ها در فلوتاسیون سنگ معدن انجام شده است [۱۶].

خصوصیات شناورشدگی کانی‌های اکسیدی مس به عوامل متعددی وابسته است، از جمله:

الف- ترکیب شیمیایی و ساختار فیزیکی کانی‌های اکسیدی مس‌دار و ترکیب یونی پالپ که نقش مهمی در فرآیند فلوتاسیون این کانی‌ها ایفا می‌کند. این ترکیبات اغلب متخلخل بوده و در برخی موارد قابلیت حل شدن در آب را دارند. همچنین، برخی از کانی‌های اکسیدی مس‌دار در طی فرآیند خردایش تمایل به نرم‌شدگی و تبدیل به نرمه دارند، از این‌رو فلوتاسیون نرمه‌های کانی‌های اکسیدی مس با دشواری همراه است [۱۷، ۸، ۷].

ب- مقاومت مکانیکی لایه‌های سطحی بسیاری از کانی‌های اکسیدی مس ضعیف است. بنابراین، فلوتاسیون کانسنگ‌های اکسیدی مس با استفاده از سولفیداسیون از طریق کاهش

سولفیداسیون (با استفاده از Na_2S , H_2S یا گوگرد مذاب) میزان مصرف کلکتور را کاهش دهد. در این فرآیند، مقدار ماده سولفیدکننده اهمیت زیادی دارد زیرا مقدار اندکی از مواد اضافی منجر به عدم شناورسازی می‌شود. از این رو، اجرای مرحله به مرحله سولفیداسیون به عنوان یک رویه استاندارد توصیه می‌شود [۲۰].

• باطله‌های موجود در کانسنگ

کانی‌های تشکیل‌دهنده باطله کانسنگ‌های اکسیدی مس و ماهیت آن‌ها تأثیر قابل توجهی در انتخاب نوع واکنش‌گرهای فلوتاسیون دارد. اختلاف چشم‌گیری در شناورسازی کانی‌های اکسیدی مس در حضور باطله سیلیکاته نسبت به باطله کربناته وجود دارد. بعضی از انواع کانسنگ‌ها، حاوی باطله سیلیکاتی و فاقد نرمه هستند که بیشترین قابلیت شناور شدن را دارند. در مقابل، فلوتاسیون مستقیم کانسنگ دارای باطله کربناته و آهکی، به دلیل غیرانتخابی بودن کلکتور، نتایج ضعیفی ارائه می‌دهد. کانسنگ‌های دارای باطله دولومیتی تنها با استفاده از سولفیداسیون قابل فرآوری هستند. وجود انواع مختلف رس در کانسنگ تأثیر معنی‌داری بر خاصیت شناور شوندگی کانی‌های اکسیدی دارد. نرمه‌زدایی اولیه امکان فلوتاسیون موفق کانسنگ‌های مالاکیت و آزوریت را فراهم می‌کند. در برخی موارد نیز، عمل‌آوری پالپ با فلوکولانت‌هایی مانند پلیمرهای اسید اکریلیک به عنوان جایگزینی برای مرحله نرمه‌زدایی مورد استفاده شده قرار گرفته است [۲۱، ۵].

بر اساس تجربیات صنعتی، عمل‌آوری کانسنگ‌های اکسیدی مس با روش‌های زیر انجام می‌شود:

الف- شناورسازی کانی‌های اکسیدی مس از کانسنگ دارای باطله سیلیسی با اسیدهای چرب

ب- شناورسازی کانی‌های اکسیدی مس از کانسنگ دارای باطله کربناته با استفاده از آلکیل هیدروکسامات

ج- سولفیداسیون کانی‌های اکسیدی با استفاده از سولفید سدیم (Na_2S)، هیدروسولفید سدیم (NaHS) یا سولفید آمونیوم ($(\text{NH}_4)_2\text{S}$) و به دنبال آن شناورسازی با گزنتات یا سایر کلکتورهای سولفیدی [۲۱].

• مشخصات فیزیکی کانسنگ

همانطور که پیش‌تر اشاره شد ساختار فیزیکی کانی‌های مس از جمله انحلال پذیری، نرم شوندگی و خواص سطحی، نقش مهمی در شناور شوندگی آن‌ها ایفا می‌کند. علاوه بر این، در برخی زون‌های اکسیدی مس، کانی‌های باطله موجب تولید

اغتشاش و سایش، فرآیند فلوتاسیون را بهبود می‌بخشد. ج- خواص سطحی کانی‌های اکسیدی مس از عوامل مهم در بروز مشکلات بازیابی است. این کانی‌ها انحلال‌پذیری بالا و مقاومت مکانیکی ضعیف دارند، که در نتیجه سطوح به شدت آب‌دوست ایجاد می‌کنند و تبدیل آن‌ها به سطوح آبران با دشواری همراه است [۷]. در ادامه به برخی از مهم‌ترین عوامل اشاره شده، پرداخته شده است.

• کانی‌های اکسیدی مس موجود در کانسنگ

مالاکیت $(\text{CuCO}_3, \text{Cu}(\text{OH})_2)$ و آزوریت $(\text{Cu}_3(\text{OH})_2(\text{CO}_3)_2)$ دارای خواص مشابهی هستند و معمولاً به صورت کنارزایی در کانسنگ ظاهر می‌شوند. کلکتورهای دارای زنجیره کربوکسیلیک بلند، همچون اولئیک اسید $(\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COOH})$ یا نمک‌های آن در محدوده pH بین ۸ تا ۱۰٫۵ بازیابی مطلوبی را برای کانسنگ‌های مالاکیت و آزوریت فراهم می‌کنند، در حالی که بازیابی آن‌ها برای کوپریت و تنوریت در سطح متوسط قرار دارد [۱۹، ۱۸].

در برخی از کانسنگ‌های اکسیدی، کوپریت (Cu_2O) به عنوان یک ماده معدنی ثانویه در کنار سولفیدها، مالاکیت و تنوریت یافت می‌شود و خاصیت شناور شوندگی آن تا حدی با خصوصیات مالاکیت تفاوت دارد. کوپریت را می‌توان با استفاده از روش‌های سولفیداسیون یا فلوتاسیون آنیونی شناور کرد. البته در روش سولفیداسیون، برای شناورسازی کوپریت به غلظت‌های بالاتری از ماده سولفیدکننده نیاز است. مطالعات آزمایشگاهی نشان داده‌اند که استفاده از روش سولفیداسیون همراه با گزنتات اصلاح‌شده استری نتایج متالورژی را بهبود می‌بخشد [۱۸].

تنوریت (CuO) نیز غالباً در مخلوط‌های سولفیدی-اکسیدی مس حضور دارد و خصوصیات شناور شوندگی آن مشابه کوپریت است. کانی کریزوکولا (CuO_xSiO_2) را می‌توان با استفاده از روش سولفیداسیون یا بهره‌گیری از کلکتورهای هیدروکسامات شناور کرد. با این حال، هیچ یک از این فرآیندها تاکنون در مقیاس صنعتی به کار گرفته نشده‌اند و معمولاً بازیابی کریزوکولا با روش‌های هیدرومتالورژی انجام می‌شود. ترکیبات سولفیدریل نیز کلکتورهای مناسبی برای کربنات‌های مس به شمار می‌روند اما برای بازیابی مطلوب، مصرف بیش از حد این مواد ضروری است. استفاده از روش

نسبت به اکسید مس ترجیح داده می‌شوند [۲۴].

• فلوتاسیون با کربوکسیلات‌ها

فرآیند کربوکسیلیک اسید بیش از ۵۰ سال است که در آفریقا مورد استفاده قرار می‌گیرد و به‌عنوان فرآیند پالم^۲ شناخته می‌شود.

گزارش‌ها نشان می‌دهند که سالانه حدود ۵ میلیون تن کانسنگ اکسیدی مس توسط این روش فرآوری شده و ۲۵ درصد از کل کنسانتره‌های مس تولیدی از آن حاصل می‌شود. یکی از تولیدکنندگان مس در آفریقای مرکزی از کلکتور اسید چرب استفاده می‌کند که از روغن پالم با اسیدیته ۷۵ درصد (اسید اولئیک) تشکیل شده است. این ماده با گازوئیل با نسبت ۳:۱ مخلوط می‌شود و میزان مصرف آن برای خوراک با عیار ۶ درصد مس، برابر با ۱۲۰۰ گرم بر تن است. سایر واکنش‌گرهای مورد استفاده در این فرآیند شامل کربنات سدیم برای قلیایی‌سازی و سدیم سیلیکات برای پراکندگی و بازداشت باطله‌ها است.

با این وجود، مهم‌ترین چالش در استفاده از روغن پالم عدم انتخاب‌پذیری آن، به‌ویژه هنگامی که کانسنگ حاوی باطله‌های کربناته‌ای همچون کلسیت و دولومیت است. این باطله‌ها توسط اسیدهای چرب، جذب‌شده و حتی در فرآیند شناورسازی نسبت به کانی‌های بارزش مس (همچون مالاکیت) ترجیح داده می‌شوند. بنابراین استفاده از اسید چرب باید به عمل‌آوری کانسنگ‌های سیلیسی با مقدار ناچیز باطله کربناته محدود شود [۲۵].

• فلوتاسیون با آلکیل هیدروکسامات

پوپرل^۴ در سال ۱۹۴۰ برای نخستین بار استفاده از اسید هیدروکسامیک یا نمک‌های آن را به‌عنوان کلکتور در شناورسازی کانسنگ مس معرفی کرد [۲۶]. فیئورستون^۵ و پترسون^۶ (۱۹۶۹) نیز از آلکیل هیدروکسامات برای شناورسازی کریزوکولا استفاده کردند و اظهار داشتند که این فرآیند در نتیجه شکل‌گیری یک کمپلکس نامحلول بین یون‌های سطحی فلزی و هیدروکسامات به وقوع می‌پیوندد [۲۷].

دانیلووا^۷ و همکارانش مزایای استفاده از آلکیل هیدروکسامات برای بازیابی کریزوکولا بدون نیاز به سولفیداسیون قبلی را گزارش کرده‌اند [۲۸]. لنورمند^۸ (۱۹۷۹) نیز در مورد مکانیزم جذب اکتیل هیدروکسامات پتاسیم در مالاکیت بحث کرده است [۲۹]. ادوارد^۹ و دکوپر^{۱۰} (۱۹۷۵) نشان دادند که استفاده از آلکیل هیدروکسامات‌ها برای فلوتاسیون کانسنگ‌های

نرمه، تجمع کانی‌ها و در نتیجه تغییر شرایط کف و کاهش بازیابی و عیار می‌شوند. کانسنگ‌های به‌شدت هوازده نیز حاوی مقدار زیادی نرمه هستند که تأثیر منفی بر شناورشدگی کانی‌های اکسیدی مس دارند [۲۳، ۲۲].

• درجه آزادی

در کانسنگ‌های نسبتاً دانه‌ریز، عملکرد فلوتاسیون بهتر از کانسنگ‌هایی است که در آن‌ها مس به‌صورت پراکنده وجود دارد، زیرا پراکندگی کانی‌های مس مستلزم خردایش بیشتر است [۲۴، ۲۲].

۴-۱- فلوتاسیون کانسنگ‌های اکسیدی-سولفیدی مس

کلیه روش‌های فلوتاسیونی که تاکنون برای کانسنگ‌های اکسیدی یا سولفیدی-اکسیدی مس مورد استفاده قرار گرفته است، به شرح زیر است:

الف- فلوتاسیون با کلکتورهای کاتیونی

• فلوتاسیون با آمین‌ها

ب- فلوتاسیون با کلکتورهای آنیونی

• فلوتاسیون با اسیدهای چرب

• فلوتاسیون با یک عامل کیلیتی مانند هیدروکسیمات‌ها

ج- سولفیدی کردن سطح کانی‌های اکسیدی و سپس

فلوتاسیون با گزنتات‌ها

• سولفیداسیون مرحله‌ای

• سولفیداسیون کنترل پتانسیل

• استفاده از گاز نیتروژن در طول فرآیند سولفیداسیون

[۲۴].

۴-۱-۱- فلوتاسیون با کلکتورهای آنیونی

کلکتورهای متعددی برای فلوتاسیون مس اکسیدی بدون استفاده از سولفیداسیون مورد ارزیابی قرار گرفته‌اند که شامل ترکیبات کمپلکس‌ساز آلی (هیدروکسامات‌ها)، اسیدهای چرب (کربوکسیلات‌ها)، آمین‌های چرب و سولفونات‌های نفتی می‌شود. با وجود آن که نتایج آزمایشگاهی امیدبخش بوده‌اند، اغلب این کلکتورها در مقیاس صنعتی موفقیت محدودی داشته‌اند [۲۴].

دنگ^۱ و چن^۲ در سال ۱۹۷۱ گزارش داده‌اند که یکی از محدودیت‌های برخی از این کلکتورها، عدم انتخاب‌پذیری آن‌ها نسبت به کانی‌های باطله کربناتی مانند دولومیت و کلسیت است. برخی از کانی‌های باطله حتی در فرآیند شناورسازی،

اکسیدی مس و کبالت مناسب است [۳۰].

۱-۴-۲- سولفیداسیون-فلوتاسیون با کلکتور سولفیدریل گزنتات

این فرآیند در ابتدا برای کربنات‌های سرب مورد استفاده قرار گرفت، اما امروزه به‌عنوان پرکاربردترین روش در فرآوری کانسنگ‌های حاوی اکسید مس شناخته می‌شود.

این روش نسبت به سایر روش‌ها از جمله فرآیندهای اسیدی ترجیح داده می‌شود چرا که انتخاب‌پذیری بیشتری دارد و به نوع کانی‌های باطله وابسته نیست. با این حال، به دلیل حلالیت بالای کانی‌های اکسیدی، مصرف عامل سولفیدکننده در سطح کانی نسبت به کانی‌های سولفیدی بیشتر است. افزایش این مواد موجب افزایش مصرف اکسیژن محلول در پالپ شده و در نتیجه جذب کلکتور بر سطح کانی کاهش می‌یابد.

فرآیند سولفیداسیون در عمل‌آوری کانسنگ‌های اکسیدی نخستین بار در صنعت فرآوری کانسنگ‌های اکسیدی سرب-روی استرالیا مورد استفاده قرار گرفت. رایج‌ترین سولفیدکننده مورد استفاده در صنعت، سولفید سدیم ($\text{Na}_2\text{S} \cdot 9\text{H}_2\text{O}$) است. همچنین از سولفیدکننده‌های دیگری مانند هیدروسولفید سدیم (NaHS) و سولفید آمونیوم ($(\text{NH}_4)_2\text{S}$) نیز بهره گرفته می‌شود. مطالعات پیشین گزارش کرده‌اند که برای فعالسازی مالاکیت به غلظت‌های بالاتری از NaHS نیاز است.

نول^{۱۱} و همکاران فرآیند سولفیداسیون و فلوتاسیون را برای بازیابی سه کانی سولفیدی اکسید شده شامل کالکوپیریت، پیروتیت و پنتلاندیت مورد بررسی قرار دادند. نتایج نشان داد که سولفیداسیون بهینه در پتانسیل ۶۵۰ میلی‌ولت انجام می‌شود و بازیابی فلوتاسیون کالکوپیریت به‌طور قابل‌توجهی بیشتر از پیروتیت و پنتلاندیت است [۳۱].

وانگ^{۱۲} و همکاران کانسنگ اکسیدی مس را با استفاده از ترکیب سولفات سدیم و اتیلن‌دی‌آمین به‌عنوان فعال‌ساز سطح و گزنتات معمولی شناور کردند. در آزمایش‌های فلوتاسیون مدار بسته، کنسانتره‌ای با عیار ۱۶/۰۱ درصد مس و بازیابی ۷۴/۳۸ درصد به‌دست آمد. آن‌ها همچنین آزمایش‌های فلوتاسیون را بر روی یک کانسنگ اکسیدی دیگر با عیار ۰/۶۹ درصد مس انجام دادند و از سولفید سدیم به‌عنوان ماده سولفیدکننده و از بوتیل‌گزنتات به‌همراه آمونیوم‌دی‌بوتیل دیتیوفسفات به‌عنوان ترکیب کلکتور استفاده شد. نتایج آزمایش‌های فلوتاسیون مدار بسته نشان داد که کنسانتره مسی با عیار ۱۸/۳۴ درصد و

بازیابی ۷۰/۱۳ درصد حاصل شد [۱۲].

ماو^{۱۳} و همکاران با انجام آزمایش‌های فلوتاسیون بر روی یک کانسنگ مقاوم اکسیدی مس، کنسانتره‌ای با عیار ۳/۹۳ درصد و بازیابی ۶۴/۳۶ درصد تولید کردند. در مدار فلوتاسیون بسته، کنسانتره‌ای با عیار ۱۰/۸۵ درصد مس و بازیابی ۵۷/۴۱ درصد حاصل شد. در این پژوهش، ۲۰۰ گرم بر تن سولفید سدیم، ۱۵۰ گرم بر تن سدیم ایزوبوتیل گزنتات و ۶۰ گرم بر تن اتیل‌دی‌آمین فسفات (فعال‌کننده) و ۷۵ گرم بر تن روغن کاج استفاده شده است [۳۲].

در پژوهش دیگری توسط ماو و همکاران، فرآیند سولفیداسیون-فلوتاسیون برای یک کانسنگ اکسیدی مس مورد بررسی قرار گرفت. شرایط ثابت آزمایش‌ها شامل ابعاد با ذرات ۸۹ درصد ریزتر از ۰/۰۷۴ میلی‌متر، مصرف ۲۸۰۰ گرم بر تن سولفید سدیم، ۴۵۰ گرم بر تن ایزوآمیل گزنتات و ۱۰۰ گرم بر تن کف ساز بوتیل گزنتات است. نتایج این تحقیق نشان داد که ایزوآمیل گزنتات کلکتوری مناسب برای این نوع کانسنگ محسوب می‌شود [۳۳].

۱-۵- تأثیر فعال‌کننده

در فلوتاسیون کانسنگ‌های اکسیدی معمولاً از عوامل سولفیدکننده‌ای مانند سولفید سدیم، هیدرو سولفید سدیم و سولفید آمونیوم به‌عنوان فعال‌کننده استفاده می‌شود. روش سولفیداسیون همراه با استفاده از کلکتور گزنتات به عوامل عمده‌ای به شرح زیر بستگی دارد:

الف- نرخ افزودن سولفیدکننده باید با دقت تنظیم شود تا فرآیند سولفیداسیون در شرایط بهینه انجام گیرد و از تشکیل یون‌های اضافی SH^- که ممکن است موجب بازداشت سطحی کانی‌ها شود، جلوگیری گردد.

ب- گاهی لازم است مقدار بیشتری از سولفیدکننده اضافه شود، به‌ویژه زمانی که کانسنگ حاوی مقادیر بالایی از نرمه باشد.

ج- مشکل اصلی فرآیند سولفیداسیون، وابستگی شدید غلظت مناسب و بهینه عامل سولفیدکننده به زمان آماده‌سازی، روش‌های اختلاط و متغیرهای عملیاتی دیگر است.

د- نرخ مصرف سولفیدکننده به نوع کلکتور مورد استفاده نیز وابسته است. زمانی که تنها از گزنتات استفاده می‌شود، میزان مصرف سولفیدکننده به‌مراتب بیشتر از حالتی است که از کلکتورهای ثانویه‌ای همچون دی‌تیوفسفات‌ها استفاده

می‌شود [۲۴].

گه^{۱۴} و همکاران با انجام آزمایش‌های سولفیداسیون-فلوتاسیون نشان داد که با افزایش غلظت سولفید سدیم، عیار کنسانتره رافر و میزان بازیابی مس افزایش می‌یابد. اما پس از رسیدن به غلظت ۱۰۰۰ گرم بر تن، روند کاهشی مشاهده می‌شود [۳۴].

ترکیب کلکتورهای اولیه و ثانویه به‌طور گسترده‌ای در کارخانه‌های فرآوری مورد استفاده قرار می‌گیرد [۳۵]. بررسی فلوتاسیون نمونه‌ای از کانسنگ اکسیدی مس معدن درآلو، واقع در ۱۲۰ کیلومتری جنوب شهرستان کرمان، نمونه‌ای از این کاربرد است. هدف این پژوهش، بهبود بازیابی کانی‌های اکسیدی مس به روش فلوتاسیون بود که با بهره‌گیری از روش‌های مختلف و استفاده از مواد شیمیایی متنوع از جمله PAX و هیدروکسیمات انجام می‌شود. نتایج آزمایش‌ها نشان داد که در بخش سولفیدی، کلکتور Z6 عملکرد بهتری نسبت به Z11 دارد. برای شرایطی که کانی مس اکسیدی باشد از PAX و هیدروکسیمات و برای بخش سولفیدی، از کلکتور Z6 استفاده می‌شود. همچنین مطلوب‌ترین بازیابی‌ها در شرایطی حاصل شد که Z6 به‌عنوان کلکتور بخش سولفیدی و هیدروکسیمات به‌عنوان کلکتور بخش اکسیدی نمونه استفاده شدند. بیشترین بازیابی کلی مس برابر با ۷۹/۸۹ درصد و بالاترین بازیابی بخش اکسیدی نمونه برابر با ۴۴/۹ درصد حاصل شد [۱۶].

سیفلنصر^{۱۵} و همکاران در زمینه فلوتاسیون کانسنگ سولفید مس اکسید شده پژوهشی انجام دادند. نتیجه کانی‌شناسی این پژوهش نشان داد که سطح کالکوپریت تحت اکسیداسیون یا تغییر شکل قرار گرفته است. بررسی‌های میکروسکوپی نیز بیانگر آن بود که درجه آزادسازی ماده معدنی حاوی مس مورد استفاده در حدود ۱۵۰ میکرون است. از روش سولفیداسیون-فلوتاسیون در مقیاس آزمایشگاهی برای تغلیظ کانسنگ استفاده شد. نتایج مطلوب در pH برابر با ۱۲، مصرف ۱۶ گرم در میلی گرم از کلکتور پتاسیم آمیل گزانتات، ۱۶ گرم در میلی گرم سولفید سدیم به‌عنوان عامل سولفیدکننده، درصد جامد ۲۰ درصد و استفاده از روغن کاج به‌عنوان کف‌ساز به‌دست آمد. در نهایت، از خوراک فلوتاسیون با عیار ۲/۷ درصد مس، کنسانتره‌ای با عیار حدود ۲۳/۵ درصد مس و بازیابی ۹۱/۵ درصد تنها با یک مرحله رافر و یک مرحله کلینر حاصل شد [۳۶].

اومه‌سعود^{۱۶} و همکاران آزمایش‌های فلوتاسیون در مقیاس نیمه‌صنعتی را به‌منظور بررسی رفتار فلوتاسیون یک کانسنگ سولفیدی با بهره‌گیری از روش سطح پاسخ (مدل باکس-بنکن^{۱۷}) انجام دادند. در این مطالعه، تأثیر عواملی مانند میزان کلکتور، عامل سولفیدکننده، عیار اکسید مس، عیار اکسید آهن و ابعاد ذرات بر بازیابی مس مورد بررسی قرار گرفت. نتایج نشان داد که عامل سولفیدکننده مؤثرترین پارامتر در بازیابی مس است [۳۷].

هدف از انجام این پژوهش، فرآوری یک کانسنگ سولفیدی-اکسیدی مس به روش سولفیداسیون و فلوتاسیون با استفاده از گزنتات است. نمونه مورد بررسی از معدن چشمه هادی واقع در ۵۰ کیلومتری شمال غربی شهرستان بردسکن در استان خراسان رضوی تهیه شده است که خوراک این معدن، در کارخانه فلوتاسیون مجتمع معادن مس تکنار فرآوری می‌شود.

۲- روش تحقیق

در این تحقیق، ابتدا عملکرد فعلی مدار فلوتاسیون مس تکنار بر روی کانسنگ سولفیدی-اکسیدی معدن چشمه هادی مورد ارزیابی قرار گرفت. در مرحله بعد، با نمونه‌برداری از خوراک واحد فلوتاسیون و شناسایی نمونه، مجموعه‌ای از آزمایش‌های فلوتاسیون انجام شد تا تأثیر شرایط عملیاتی مختلف بر بازیابی مس بررسی شود و پس از انتخاب واکنش‌گرهای مناسب، شرایط بهینه فرآیند در مقیاس آزمایشگاهی تعیین شود.

در این تحقیق برای طراحی آزمایش‌ها از نرم‌افزار Design Expert 7 استفاده شد و بهینه‌سازی پارامترها با بهره‌گیری از روش سطح-پاسخ^{۱۸} بر مبنای مدل باکس-بنکن انجام شد. نرم‌افزارهای طراحی آزمایش، امکان مدل‌سازی پاسخ‌های سیستم و همچنین بهینه‌سازی فرآیندها را میسر می‌سازند [۳۸].

روش سطح-پاسخ برای مدل‌سازی و تحلیل مسائلی به‌کار می‌رود که در آن متغیر پاسخ تحت تأثیر چندین متغیر ورودی قرار دارد. هدف این روش بهینه‌سازی پاسخ یا پاسخ‌های مورد نظر است [۳۹].

طراحی باکس-بنکن، که با نام اختصاری BBD شناخته می‌شود، یکی از روش‌های طراحی سطح-پاسخ است که به‌دلیل نیاز به تعداد کم‌تر آزمایش‌ها، به‌ویژه در طراحی‌هایی با حداکثر چهار عامل، مورد توجه قرار گرفته است [۴۰، ۳۷]. در این بخش، شرایط فعلی کارخانه، نحوه انجام عملیات نمونه‌برداری، آماده‌سازی نمونه، نوع مواد مصرفی و روش

مسیره‌های مختلف کارخانه تغلیظ طبق برنامه از نظر کیفی و کمی تحت بررسی قرار گیرد. این امر مستلزم در اختیار داشتن نمونه‌هایی است که معرف بار موجود در آن مسیره‌ها باشد. بنابراین، برای تهیه نمونه معرف جهت آزمایش‌های فلوتاسیون، در چند روز متوالی و با فاصله زمانی یک ساعت از نوار نقاله خوراک ورودی به مدار آسیاکنی فلوتاسیون، نمونه‌ای به جرم ۰/۵ کیلوگرم تهیه شد.

نمونه‌های اولیه با یکدیگر مخلوط و خشک شدند. خوراک اولیه، همگن‌سازی و توسط دستگاه ریفل (تقسیم‌کن شانه‌ای) به زیرنمونه‌هایی با جرم ۳۵۰ گرم تقسیم شد. جرم و تعداد این زیرنمونه‌ها به گونه‌ای انتخاب شد که بتوان برای به‌دست آوردن زمان خردایش و d_{80} مطلوب، خردایش و طبقه‌بندی را در سطوح زمانی مختلف انجام داد. علاوه بر این، یک نمونه کلی تهیه و به روش مخروطی تقسیم و در نهایت یک نمونه برای آزمایش XRD و XRF به آزمایشگاه زراژما ارسال شد.

پیش از انجام آزمایش‌های فلوتاسیون، لازم است زیرنمونه‌های تهیه‌شده به دانه‌بندی مطلوب برسند که این کار با آسیای گلوله‌ای موجود انجام شد (شکل ۱). عملیات خردایش و طبقه‌بندی بر روی نمونه‌های ۳۵۰ گرمی، با به‌کارگیری ۶۵ گلوله (۳۰ گلوله ۶۰ میلی‌متری و ۳۵ گلوله ۴۵ میلی‌متری)، در بازه زمانی ۵ تا ۲۰ دقیقه و با درصد جامد ۶۵ درصد صورت گرفت.

۲-۱- نحوه انجام آزمایش

برای انجام آزمایش‌های فلوتاسیون، از مواد شیمیایی مورد استفاده در کارخانه مس تکنار معدن چشمه هادی استفاده شد. کلکتورهای $(C_6H_{11}KOS_2)$ Z6 و $(C_4H_7NaOS_2)$ Z11 از گروه گزنتات‌ها هستند که در مقایسه با کربامات‌ها و دی‌تیوفسفات‌ها بازیایی بالاتری دارند، اما عیار کنسانتره آن‌ها کم‌تر است. کف‌ساز $(C_6H_{14}O)$ MIBC نیز رایج‌ترین کف‌ساز صنعتی است. برای تنظیم pH از آهک $(CaCO_3)$ و برای فعال‌سازی کانی‌های اکسیدی مس از سولفید سدیم (Na_2S) و

اجرای آزمایش‌ها تشریح می‌شود. همچنین، پارامترهای مورد مطالعه و سطوح مختلف آن‌ها که در طراحی آزمایش‌ها لحاظ شده‌اند، معرفی و مشخص شده‌اند.

به‌منظور بررسی عملکرد فلوتاسیون کانسنگ مس معدن چشمه هادی در شرایط فعلی کارخانه مس تکنار، از گزارش‌های روزانه واحد تغلیظ در سه ماه اردیبهشت، تیر و مرداد ۱۴۰۳، استفاده شد. در این بررسی، میزان بازیایی مس و عیار کنسانتره (به تفکیک بخش‌های اکسیدی و سولفیدی) بر اساس عیار خوراک ورودی مورد ارزیابی قرار گرفت. در ادامه، تأثیر غلظت کلکتور و عامل فعال‌کننده (سولفید سدیم و هیدروسولفید سدیم) بر بازیایی مس بررسی شد.

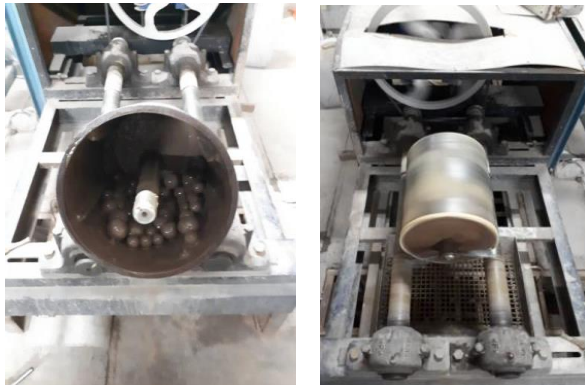
در دوره زمانی مورد بررسی، عملیات فلوتاسیون در کارخانه مس تکنار با استفاده از کلکتورهای پتاسیم آمیل گزنتات (Z6) و سدیم ایزوپروپیل گزنتات (Z11)، عوامل سولفیدکننده شامل سولفید سدیم و هیدروسولفید سدیم و کف‌ساز متیل ایزوبوتیل کربینول (MIBC) انجام شده است. مدار فلوتاسیون در این بازه با ظرفیتی بین ۲۰ تا ۲۵ تن بر ساعت فعالیت داشته است. در جدول ۱ میانگین مصرف مواد شیمیایی و نتایج عملکردی کارخانه در مرداد ماه ارائه شده است.

کانسنگ ورودی از معدن چشمه هادی با دانه‌بندی صفر تا ۳۰ سانتی‌متر توسط کامیون به محل دپوی خوراک کارخانه منتقل می‌شود. پس از ورود به مدار خردایش، خردایش اولیه توسط یک دستگاه سنگ‌شکن فکی انجام می‌شود. محصول این مرحله بر روی سرنده دو طبقه با ابعاد ۱۰ و ۲۵ میلی‌متر ریخته می‌شود. بخش ریزدانه توسط سرنده زیرین با ابعاد چشمه ۱۰ میلی‌متر جدا شده و به‌وسیله نوار نقاله به انبار خوراک منتقل می‌شود. بخش درشت‌دانه نیز توسط سنگ شکن مخروطی (هیدروکن) که در مدار بسته قرار دارد، مجدداً خرد می‌شود. زمانی که ابعاد خوراک به کمتر از ۱۰ میلی‌متر برسد، محصول نهایی از انبار خوراک‌دهی وارد مدار فلوتاسیون می‌شود.

برای کنترل عملیات در یک کارخانه فرآوری و تنظیم آن به‌منظور دستیابی به شرایط مناسب، لازم است بار موجود در

جدول ۱: مصرف مواد شیمیایی و نتایج عملکردی کارخانه فلوتاسیون مس تکنار در مرداد ماه ۱۴۰۳

گلوله (تن)	آهک (Kg)	(Kg) NaHS	(g/t) MIBC	(g/t) Z11	(g/t) Z6
۸	۱۱۰۶۷	۶۱۳۶	۷۲/۲۸	۴۴/۴۸	۸۲/۴۸
بازیایی مس سولفیدی (%)	بازیایی مس اکسیدی (%)	بازیایی مس کلی (%)	عیار مس سولفیدی کنسانتره (%)	عیار مس اکسیدی کنسانتره (%)	عیار کلی مس کنسانتره (%)
۸۵/۵۴	۴۴/۲۶	۶۴/۷۷	۱۶/۰۷	۶/۶۳	۲۲/۶۹



شکل ۱: تصویری از آسیای گلوله‌ای مورد استفاده در تحقیق



شکل ۲: نحوه انجام آزمایش‌های فلوتاسیون

از مس در باطله تلف می‌شود. مقادیر بازیابی مس اکسیدی-سولفیدی نشان می‌دهد که مدار فلوتاسیون در بازیابی مس سولفیدی عملکرد موفقی داشته، اما میزان بازیابی مس اکسیدی بسیار پایین است.

با افزایش عیار خوراک، میزان بازیابی مس اکسیدی و سولفیدی نیز افزایش یافت. هرچه عیار مس اکسیدی خوراک بیشتر باشد، درصد بیشتری از آن به کنسانتره منتقل می‌شود اما افزایش محتوای مس اکسیدی، تأثیر قابل توجهی بر عیار مس اکسیدی کنسانتره نداشته است.

افزون بر این، با افزایش عیار کلی مس خوراک، بازیابی مس کاهش یافته است که این افت احتمالاً ناشی از کاهش بازیابی مس اکسیدی است. با افزایش محتوای مس اکسیدی در خوراک، نه تنها عیار مس اکسیدی کنسانتره کاهش می‌یابد بلکه عیار مس سولفیدی و عیار کل نیز کم‌تر می‌شود.

افزایش غلظت کلکتور تأثیر قابل توجهی بر میزان بازیابی مس اکسیدی و سولفیدی ندارد. با توجه به اینکه مقادیر بازیابی

هیدروسولفید سدیم (NaHS) استفاده شد.

آزمایش‌های فلوتاسیون با استفاده از سلول فلوتاسیون موجود، با حجم ۱۰۰۰ میلی‌لیتر انجام شد (شکل ۲). پالپ مورد نیاز برای هر آزمایش، شامل ۳۵۰ گرم جامد و پس از عملیات آسیاکنی و با درصد جامد ۳۰ درصد، به سلول فلوتاسیون منتقل شد.

افزودن واکنش‌گرها به سلول فلوتاسیون با اضافه کردن آهک آغاز شد تا pH پالپ در مقدار مطلوب تنظیم شود. پس از گذشت یک دقیقه و تثبیت pH، فعال‌کننده به سلول فلوتاسیون افزوده شد و فرآیند آماده‌سازی به مدت ۵ دقیقه ادامه یافت. در ادامه، کلکتور به پالپ اضافه شد و هم‌زدن به مدت ۲ دقیقه انجام گرفت. در نهایت، کف‌ساز به میزان ۰/۲۵ میلی‌لیتر (۳۵ گرم بر تن) به سلول اضافه شد و پس از یک دقیقه، عملیات کف‌گیری آغاز شد و تا زمان سفید شدن کف (۴ دقیقه) ادامه یافت.

در انتها کنسانتره و باطله در ظروف جداگانه و در آن با دمای ۸۵ درجه سانتی‌گراد خشک شدند. سپس کنسانتره و باطله با استفاده از دستگاه پودرکن، پودر شده و برای آزمایش مس سولفیدی-اکسیدی به آزمایشگاه مس تکنار ارسال شد.

۳- ارائه نتایج

۳-۱- بررسی عملکرد کارخانه

به منظور بررسی عملکرد فلوتاسیون کانسنگ مس چشمه هادی در شرایط فعلی کارخانه مس تکنار، از گزارش‌های روزانه واحد تغلیظ در سه ماه اردیبهشت، تیر و مرداد ۱۴۰۳ استفاده شد. میزان بازیابی مس و عیار کنسانتره (به تفکیک اکسیدی و سولفیدی) بر اساس عیار خوراک ورودی مورد ارزیابی قرار گرفت.

در ادامه، تأثیر غلظت کلکتور و فعال‌کننده (سولفید سدیم و هیدروسولفید سدیم) بر بازیابی مس بررسی شد. خوراک ورودی به کارخانه در این سه ماه دارای عیار مس ۰/۶۵ درصد بوده و حدود ۵۰ درصد از مس موجود در خوراک به صورت اکسیدی است. بیش از ۸۰ درصد مس سولفیدی موجود در خوراک به کنسانتره منتقل شده و بخش اعظم مس موجود در باطله، به صورت اکسیدی است.

بنابراین می‌توان نتیجه گرفت که مدار فلوتاسیون موجود (مواد شیمیایی مصرفی و شرایط عملیاتی)، توان محدودی در شناورسازی کانی‌های اکسیدی مس دارد و بخش قابل توجهی

جدول ۲: نتایج آزمایش XRD نمونه مورد استفاده برای آزمایش‌های فلوتاسیون

نوع کانی	فرمول شیمیایی	عیار (%)
کوارتز	SiO ₂	۳۸٫۵
سانیدین	K[AlSi ₃ O ₈]	۲۸٫۹
آلبیت	NaAlSi ₃ O ₈	۱۲٫۷
شاموزیت	(Fe ²⁺ , Mg) ₅ Al(AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₈	۶٫۹
هماتیت	Fe ₂ O ₃	۴٫۵
ورمیکولیت	(Mg, Fe ³⁺ , Al) ₃ [(OH) ₂ Al _{1.25} Si _{2.75} O ₁₀]·Mg _{0.33} (H ₂ O) ₄	۴٫۳
آمورف	-	۴٫۱

جدول ۳: نتایج آزمایش XRF نمونه مورد استفاده جهت انجام آزمایش‌های فلوتاسیون

عنصر	عیار (%)	عنصر	عیار (%)	عنصر	عیار (%)
K ₂ O	۷٫۱۸	CuO	۰٫۱۶	Cu	۰٫۶۵
TiO ₂	۰٫۵۲	SiO ₂	۶۰٫۸۳	Fe	۶٫۵۵
CaO	۰٫۹۷	Al ₂ O ₃	۱۶٫۱۲	Mo	۰٫۰۲
P ₂ O ₅	۰٫۳۵	MgO	۱٫۹۵	S	۴٫۷۰

می‌رفت عیار مس اکسیدی در ذرات ریز بیشتر باشد، اما توزیع مس تقریباً یکنواخت بوده که این موضوع به ماهیت رسی غالب خوراک باز می‌گردد.

۳-۳- زمان بهینه خردایش

به‌منظور محاسبه زمان خردایش، پنج نمونه یک کیلوپی تهیه شد. برای هر نمونه، فرآیند نرم‌کنی با آسیای میله‌ای تر و در زمان‌های مشخص ۸، ۱۳، ۱۸، ۲۳ و ۲۸ دقیقه و با درصد جامد ۵۰ درصد (یک کیلوگرم نمونه به‌همراه یک لیتر آب) انجام شد.

پس از فیلتراسیون نمونه‌های نرم‌شده، مقدار ۲۵۰ گرم از هر نمونه جهت انجام آزمایش سرنندی تر برداشت شده تا اندازه ۸۰ درصد عبوری (d₈₀) محاسبه گردد. جدول توزیع سرنندی و نمودار مربوط به زمان بهینه خردایش در ادامه تشریح شده است.

نتایج آزمایش سرنندی حاصل از نرم‌کردن یک کیلوگرم از نمونه مخلوط‌شده با آسیای میله‌ای تر به‌مدت ۱۳ دقیقه در جدول ۴ و محاسبه d₈₀ آن در جدول ۵ ارائه شده است.

مس سولفیدی حتی در غلظت‌های پایین کلکتور بالا است و بر عکس، در غلظت‌های بالای کلکتور، بازیابی مس اکسیدی تغییر زیادی نداشته است که می‌توان نتیجه گرفت سولفیداسیون کانی‌های اکسیدی ناقص است. با افزایش غلظت سولفیدکننده، علاوه بر کانی‌های اکسیدی مس، مس سولفیدی نیز به صورت جزئی تحت تاثیر گوگرد عنصری چندلایه حاصل از واکنش سولفیداسیون قرار گرفته است.

۳-۲- مشخصه‌یابی کانسنگ مس چشمه هادی

به‌منظور شناسایی کانسنگ معدن چشمه هادی، یک نمونه معرف از خوراک ورودی کارخانه فلوتاسیون (بخش آسیاکنی) تهیه شد. بر اساس نتایج آزمایش XRD، فازهای اصلی موجود در نمونه شامل سانیدین و فازهای فرعی شامل آلبیت، کوارتز، گروه اسمکتیت و کلریت هستند. همچنین مقادیر جزئی هماتیت و ورمیکولیت هم مشاهده شده است.

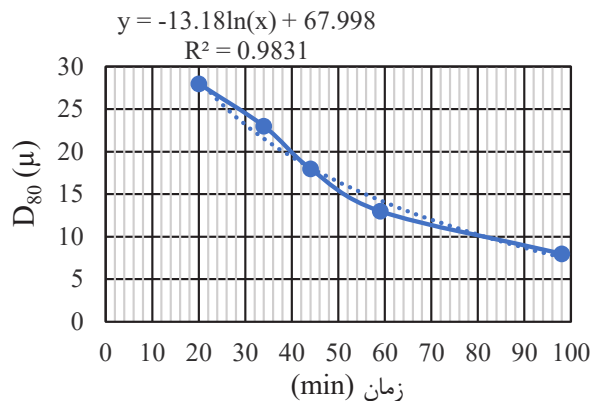
بنابراین کانی‌های باطله کانسنگ عمدتاً از آلومینوسیلیکات‌ها و کانی‌های رسی تشکیل شده‌اند. کانی‌های مس‌دار اکسیدی شامل مالاکیت و به‌مقدار کم‌تر آزوریت و کانی‌های مس‌دار سولفیدی شامل بورنیت و کالکوزیت شناسایی شده‌اند. بر اساس نتایج آزمایش شیمیایی نمونه به روش XRF، عیار مس و آهن به‌ترتیب ۰٫۶۵ درصد و ۶٫۵۵ درصد تعیین شده است (جدول ۲).

نتایج حاصل از آزمایش XRF، میزان عناصر و ترکیبات موجود در کانه را به‌صورت کمی و مطابق با جدول ۳ نشان می‌دهد.

به‌منظور تعیین میزان مس اکسیدی و سولفیدی در خوراک فلوتاسیون و همچنین بررسی توزیع مس در محدوده‌های ابعادی مختلف، یک نمونه ۳۵۰ گرمی از خوراک به‌مدت ۱۰ دقیقه در آسیا خرد شد و عیار مس کل و اکسیدی در طبقات ابعادی مختلف اندازه‌گیری شد.

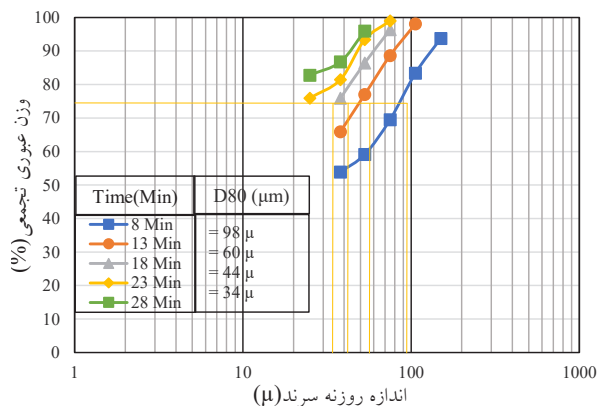
پس از ۱۰ دقیقه خردایش، ۴۶ درصد ذرات خوراک از سرنند ۴۰۰ مش عبور کردند و مقدار ذرات درشت خوراک بسیار اندک است. عیار مس کل و اکسیدی در ذرات درشت (بزرگ‌تر از ۶۰ مش)، بالاتر از سایر گروه‌های ابعادی بوده و ۹۰ درصد مس موجود به‌صورت اکسیدی است.

در سایر طبقات ابعادی نیز حداقل ۷۰ درصد از مس اکسیدی و مابقی سولفیدی است. اگر چه کانی‌های مس اکسیدی معمولاً نرم‌تر از کانی‌های سولفیدی هستند و انتظار



شکل ۴: نمودار زمان خردایش و محاسبه خط رگرسیون

پس از مطالعات درجه آزادی، ترسیم نمودار تغییرات زمان نرمایش نسبت به d_{80} خردایش شده و استخراج معادله حاصل از خط رگرسیون آن، می‌توان به‌منظور دستیابی به درجه آزادی در ابعاد مدنظر، از نمودار شکل ۴ و معادله حاصل از آن برای تعیین زمان نرمایش مناسب استفاده کرد (شکل ۵).



شکل ۵: نمودار تغییرات d_{80} منحنی‌های خردایش در زمان‌های مختلف

در آزمایش‌های اولیه، کف‌گیری به‌صورت جداگانه در مرحله اول (سولفیدی) و مرحله دوم (اکسیدی) انجام شد که تأثیری بر بازیابی کلی مس نداشت. بنابراین، آزمایش‌های مربوط به فلوتاسیون یک مرحله‌ای طراحی گردید.

در این سری از آزمایش‌ها، از آمیل‌گزنتات پتاسیم (Z6) و ایزوپروپیل گزنتات سدیم (Z11) به‌عنوان کلکتور و از سولفید سدیم و هیدروسولفید سدیم به‌عنوان سولفیدکننده استفاده شد. پارامترهای مورد بررسی در فلوتاسیون شامل غلظت و نوع

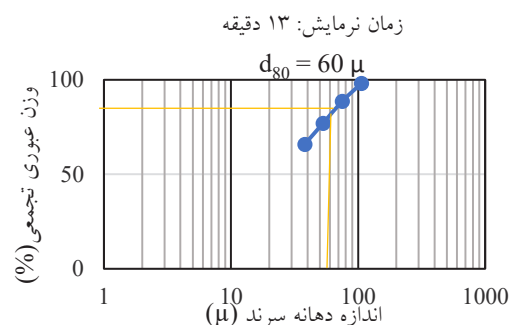
جدول ۴: آزمایش سرندي بعد از ۱۳ دقیقه خردایش

زمان نرم‌کنی: ۱۳ دقیقه				
سایز (μm)	وزن		وزن تجمعی (%)	
	(g)	(%)	وزن مانده روی سرندي	وزن عبور کرده از سرندي
۱۵۰	۰	۰	۰	۱۰۰
۱۰۶	۴/۸	۱/۹	۱/۹	۹۸/۱
۷۵	۲۳/۶	۹/۴	۱۱/۴	۸۸/۶
۵۳	۲۹/۱	۱۱/۶	۲۳	۷۷
۳۸	۲۷/۷	۱۱/۱	۳۴/۱	۶۵/۹
۲۵	۱۶۴/۸	۶۵/۹	۱۰۰	۰
-۲۵	۰	۰	۱۰۰	۰
کل	۲۵۰	۱۰۰	-	-

جدول ۵: تعیین d_{80} بعد از ۱۳ دقیقه نرم‌کنی

No.	y (%)	x (μ)
۱	۸۸/۶	۷۵
۲	۷۷	۵۳
d_{80}	۶۰	

بدین ترتیب، بر اساس جدول ۵، در زمان نرمایش ۱۳ دقیقه، اندازه سرندي که ۸۰ درصد مواد از آن عبور می‌کنند، ۶۰ میکرون است که نمودار مربوط به این نتایج در شکل ۳ نشان داده شده است.



شکل ۳: نمودار آزمایش سرندي بعد از ۱۳ دقیقه نرمایش

با توجه به آزمایش سرندي در زمان‌های مختلف نرمایش، نمودار تغییرات زمان نرمایش نسبت به اندازه d_{80} خردایش شده در شکل ۴ ارائه شده است.

جدول ۶: عوامل انتخاب شده برای فلوتاسیون یک مرحله‌ای (درصد جامد: ۳۰ درصد، غلظت MIBC: ۷۲ گرم بر تن)

نام عامل	سطح بالا	سطح پایین
pH	۱۱	۸
پتاسیم آمیل گزنات (گرم بر تن)	۱۵۰	۵۰
سدیم ایزوپروپیل گزنات (گرم بر تن)	۱۵۰	۵۰
هیدرو سولفید سدیم (گرم بر تن)	۱۵۰۰	۵۰۰
سولفید سدیم (گرم بر تن)	۱۵۰۰	۵۰۰

فعال کننده سطح، pH و غلظت و نوع کلکتور بودند که این پارامترها با سطوح بالا و پایین آن‌ها در جدول ۶ ارائه شده است. برای بررسی تأثیر پارامترهای عملیاتی یادشده، ۳۶ آزمایش شامل ۶ تکرار بر مبنای مدل باکس-بنکن طراحی شد. نتایج به دست آمده از این آزمایش‌ها در نرم افزار طراحی آزمایش DX7 وارد شد (جدول ۷) و از میان مدل‌های موجود برای بازیابی و عیار مس، مدل‌های ارائه شده در جدول ۸ انتخاب شدند.

جدول ۷: مقادیر بازیابی بر اساس ترکیب پارامترها (درصد جامد: ۳۰٪)

ترتیب اجرا	پارامتر ۱: pH	پارامتر ۲: نوع کلکتور	پارامتر ۳: غلظت کلکتور (g/t)	پارامتر ۴: نوع فعال کننده	پارامتر ۵: غلظت فعال کننده (g/t)	پاسخ ۱: بازیابی مس اکسیدی (%)	پاسخ ۲: عیار مس اکسیدی (%)	پاسخ ۳: بازیابی مس سولفیدی (%)
۵	۸	Z11	۵۰	Na ₂ S	۷۰۰	۳۰٫۱	۸٫۳	۳۲
۱۳	۱۰٫۵	Z6	۱۰۰	Na ₂ S	۷۰۰	۵۷٫۷	۱۰٫۴	۷۸٫۲
۲۵	۱۱	Z6	۱۰۰	NaHS	۷۰۰	۵۱٫۲	۱۰٫۳	۶۲٫۱
۲۳	۱۰٫۵	Z6	۱۰۰	2Na ₂ S+ NaHS	۷۰۰	۷۲٫۳	۱۱٫۹	۷۵٫۵
۱۴	۱۰٫۵	Z6	۱۵۰	Na ₂ S	۷۰۰	۵۶٫۸	۱۰٫۳	۷۴٫۷
۳۲	۱۱	Z6	۱۰۰	2Na ₂ S+ NaHS	۱۰۰۰	۷۶	۱۴٫۳۹	۷۹٫۸
۲۱	۱۰٫۵	Z11	۵۰	NaHS	۱۰۰۰	۴۶٫۰	۸٫۸	۵۳٫۸
۱۶	۱۱	Z6	۱۵۰	Na ₂ S	۷۰۰	۷۲٫۶	۱۲٫۹	۶۳٫۶
۳۵	۱۰٫۵	Z6	۱۰۰	Na ₂ S	۱۰۰۰	۵۹٫۲	۱۰٫۶	۶۳٫۷
۴	۱۱	Z6	۵۰	Na ₂ S	۷۰۰	۴۶٫۷	۹٫۸	۵۱٫۶
۱۹	۱۰٫۵	Z6	۵۰	NaHS	۵۰۰	۴۳٫۸	۸٫۳	۵۴٫۲
۶	۹	Z11	۵۰	Na ₂ S	۷۰۰	۳۲٫۷	۸٫۶	۳۸٫۰۱
۱۵	۱۱	Z6	۱۰۰	Na ₂ S	۷۰۰	۷۴٫۹	۱۳٫۱	۶۳٫۹
۳۰	۱۱	Z6	۱۰۰	2Na ₂ S+ NaHS	۱۰۰۰	۷۵٫۸	۱۳٫۷	۷۴٫۸
۲۴	۱۰٫۵	Z6	۱۵۰	NaHS	۷۰۰	۵۰٫۱	۹٫۸	۵۸٫۷
۹	۸	Z6	۱۰۰	Na ₂ S	۷۰۰	۳۲٫۹	۸٫۶	۴۵٫۴
۸	۱۱	Z11	۵۰	Na ₂ S	۷۰۰	۴۶٫۰	۹٫۲	۵۱٫۱
۷	۱۰٫۵	Z11	۵۰	Na ₂ S	۷۰۰	۴۴٫۷	۸٫۸	۶۰٫۳
۲	۹	Z6	۵۰	Na ₂ S	۷۰۰	۳۳٫۴	۸٫۷	۳۸٫۹
۳۳	۱۱	Z6	۱۰۰	Na ₂ S	۱۰۰۰	۷۶٫۱	۱۳٫۹	۷۵٫۶
۲۰	۱۱	Z6	۵۰	NaHS	۷۰۰	۴۷٫۱	۹٫۱	۴۹٫۹
۲۶	۱۱	Z6	۱۵۰	NaHS	۷۰۰	۵۰٫۶	۱۰٫۰	۶۱
۳۱	۱۱	Z6	۱۰۰	Na ₂ S+ NaHS	۱۰۰۰	۷۱٫۸	۱۲٫۹	۷۰٫۴
۱۰	۸	Z6	۱۵۰	Na ₂ S	۷۰۰	۳۸٫۲	۸٫۹	۴۰٫۶
۱۱	۹	Z6	۱۰۰	Na ₂ S	۷۰۰	۳۶٫۵	۹٫۰	۴۴٫۹
۲۹	۱۱	Z6	۱۰۰	Na ₂ S	۵۰۰	۶۹٫۶	۱۱٫۸	۶۱٫۱
۲۷	۱۱	Z6	۱۰۰	Na ₂ S	۱۰۰۰	۷۵٫۳	۱۳٫۶	۶۳٫۷
۱	۸	Z6	۵۰	Na ₂ S	۷۰۰	۳۱٫۳	۸٫۵	۳۶٫۱
۱۸	۸	Z11	۱۵۰	Na ₂ S	۷۰۰	۳۱٫۸	۸٫۴	۳۶٫۳
۳۴	۱۰٫۵	Z6	۱۰۰	.	۱۰۰۰	۱۱٫۲	۵٫۸	۸۲
۳	۱۰٫۵	Z6	۵۰	Na ₂ S	۷۰۰	۴۵٫۲	۹٫۱	۵۸٫۹
۱۷	۸	Z11	۱۰۰	Na ₂ S	۷۰۰	۳۲٫۳	۸٫۵	۳۸٫۵

جدول ۷ (ادامه): مقادیر بازیابی بر اساس ترکیب پارامترها (درصد جامد: ۳۰٪)

ترتیب اجرا	پارامتر ۱: pH	پارامتر ۲: نوع کلکتور	پارامتر ۳: غلظت کلکتور (g/t)	پارامتر ۴: نوع فعال کننده	پارامتر ۵: غلظت فعال کننده (g/t)	پاسخ ۱: بازیابی مس اکسیدی (%)	پاسخ ۲: عیار مس اکسیدی (%)	پاسخ ۳: بازیابی مس سولفیدی (%)
۲۸	۱۱	Z6	۱۰۰	NaHS	۱۰۰۰	۵۴٫۴	۱۰٫۷	۶۳٫۴
۲۲	۱۱	Z11	۵۰	NaHS	۱۵۰۰	۴۶٫۴	۹٫۰	۵۳٫۵
۱۲	۹	Z6	۱۵۰	Na ₂ S	۷۰۰	۳۵٫۳	۸٫۹	۴۳٫۷
۳۶	۱۰٫۵	Z6	۱۰۰	Na ₂ S	۷۰۰	۵۷٫۱	۱۰٫۵	۶۲٫۶

جدول ۸: مدل‌های حاصل از طراحی آزمایش‌ها

مدل	پاسخ‌ها	بخش
$4.21[A] + 0.7[C] - 1.55[D] + 40.52$	بازیابی مس	سولفیدی
$4.79[A] + 3.95[C] + 4.06[D] - 1.69[E] + 24.32$	بازیابی مس	اکسیدی
$2.25[A] + 1.89[C] + 12.23$	عیار مس	

جدول ۹: نتایج آزمون واریانس مربوط به مدل‌های ساخته شده برای پاسخ‌ها

پاسخ	P-Value	F-Value مدل	F-Value عدم برازش مدل	میانگین مربعات	مجموع مربعات	R ²	Adeq Precision	Lack of Fit F-Value برای
فلوتاسیون سولفیدی	۰٫۰۰۰۱	۴۲٫۷۸	۰٫۷۰	۱۳۸٫۸۲	۲۷۷٫۶۴	۰٫۹۶۸۳	۳۲٫۵۳	۴٫۱
فلوتاسیون عیار مس	۰٫۰۰۰۲	۹٫۵۹	۲٫۶۶	۴۶۲٫۷۹	۱۳۸۸٫۳۷	۰٫۹۶۱۰	۳۱٫۹۳	۳٫۹
اکسیدی بازیابی مس	۰٫۰۰۲۹	۷٫۲۱	۲٫۵۳	۱۰۲٫۶۲	۲۰۵٫۲۴	۰٫۹۹۰۶	۶۸٫۱۱	۴٫۵۲

اثر گذار بوده‌اند. این پارامترها نیز با داشتن P-Value کمتر از ۰٫۰۵ به ترتیب بیشترین تأثیر را بر عیار و بازیابی نشان می‌دهند. نتایج آزمون واریانس مربوط به مدل‌های ساخته شده برای پاسخ‌ها در جدول ۹ ارائه شده است.

به عنوان نمونه، مطابق جدول ۹، برای بازیابی مس اکسیدی، مقدار $R^2 = ۰٫۹۹۰۶$ نشان می‌دهد که بین مقادیر آزمایشگاهی و مقادیر پیش‌بینی شده هماهنگی خوبی وجود دارد. مقدار $Adeq\ Precision = ۶۸٫۱۱$ نیز بیانگر آن است که نسبت پارامترهای مؤثر در نظر گرفته شده به نوفه‌ها و پارامترهای مؤثری که لحاظ نشده‌اند، ۶۸ برابر است. این نسبت در صورتی مطلوب تلقی می‌شود که بزرگ‌تر از ۴ باشد.

همچنین مقدار نقص برازش برای F-value برابر با ۴٫۵۲، نشان می‌دهد که تنها با احتمال ۵٫۳ درصد ممکن است چنین نقص برازش بزرگی صرفاً به دلیل نوفه رخ داده باشد (P-value=۰٫۰۵۳). هر چقدر مقدار P-value برای نقص

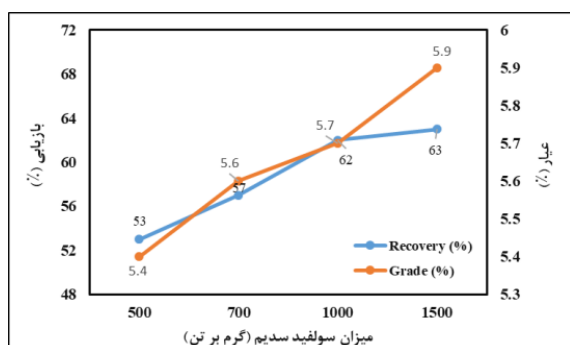
شایان ذکر است که هیچ یک از پارامترهای در نظر گرفته شده تأثیری بر عیار مس سولفیدی نداشت و نرم افزار نیز مدلی برای آن ارائه نکرد. بدیهی است پارامترهای دیگری وجود دارند که در صورت لحاظ شدن موجب افزایش عیار مس سولفیدی می‌شوند اما در این پژوهش به آن‌ها پرداخته نشده است.

کدهای A، B، C، D و E به ترتیب نشان دهنده pH، میزان کلکتور ایزوپروپیل گزنتات سدیم، میزان سولفید سدیم، میزان کلکتور آمیل گزنتات پتاسیم و میزان هیدروسولفید سدیم هستند.

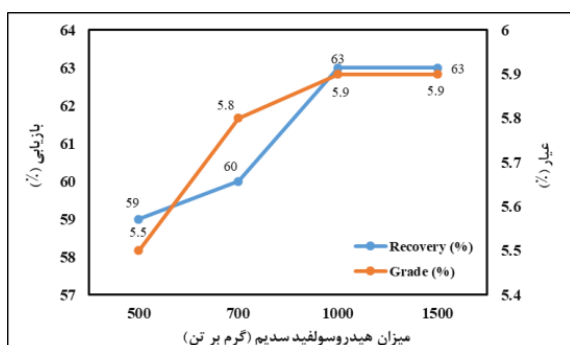
بر اساس جدول ۸، برای پاسخ‌های مربوط به مس سولفیدی، سه پارامتر اثرگذار بر بازیابی مس شناسایی شد. پارامترهای A، C و D با داشتن P-Value کمتر از ۰٫۰۵ به ترتیب بیشترین تأثیر را بر بازیابی مس دارند.

همچنین در مرحله فلوتاسیون اکسیدی، پارامترهای A و C بر عیار مس و پارامترهای A، C، D و E بر بازیابی مس

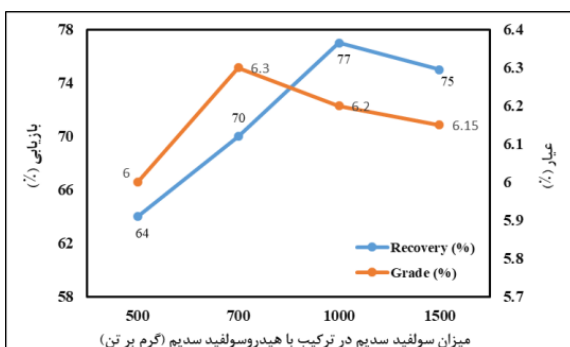
ترکیبی آن‌ها بر افزایش عیار و بازیابی، به ترتیب در شکل‌های ۶، ۷ و ۸ ارائه شده است. مطابق شکل ۶، استفاده از ۱۵۰۰ گرم بر تن سولفید سدیم به تنهایی موجب افزایش ۵/۹ درصدی در عیار و دستیابی به ۶۳ درصد بازیابی می‌شود. همچنین استفاده ترکیبی از این دو ماده سبب می‌شود میزان مصرف سولفید سدیم در مقایسه با استفاده صرف از آن به‌عنوان فعال‌کننده، کاهش چشمگیری داشته باشد.



شکل ۶: تأثیر فعال‌کننده سولفید سدیم به تنهایی



شکل ۷: تأثیر فعال‌کننده هیدروسولفید سدیم به تنهایی



شکل ۸: تأثیر فعال‌کننده با افزودن مقادیر متفاوت از سولفید سدیم، میزان هیدروسولفید سدیم ۵۰۰ g/t ثابت

برآزش بزرگ‌تر باشد، بدین معناست که برآزش مدل دشوارتر خواهد بود.

اگر چه کلکتورهای گزنتات با زنجیره هیدروکربنی بلندتر به دلیل قدرت کلکتوری بالاتر، عملکرد بهتری در فلوتاسیون کانسنگ‌های مس سولفیدی-اکسیدی دارند، اما بر اساس مدل‌های ارائه شده در جدول ۸، استفاده از کلکتور آمیل گزنتات پتاسیم در مقایسه با کلکتور ایزوپروپیل گزنتات سدیم تأثیر مطلوب‌تری بر بازیابی و عیار فرآیند داشته است.

کانی‌های سولفیدی مس‌دار موجود در یک کانسنگ سولفیدی-اکسیدی به تنهایی توسط کلکتور گزنتات شناور نمی‌شوند و به میزان اندکی به عامل سولفیداسیون نیاز دارند (پارامتر C در جدول ۸). دلیل این موضوع، اکسایش جزئی سطح کانی‌های سولفیدی مس‌دار در این نوع کانسنگ‌ها است.

۳-۴- رفتار شیمیایی Na_2S و NaHS

سولفید سدیم (Na_2S) و هیدروسولفید سدیم (NaHS) هر دو به‌عنوان فعال‌کننده در فرآیند فلوتاسیون به کار می‌روند، اما عملکرد و ویژگی‌های متفاوتی با یکدیگر دارند.

در اثر واکنش سولفید سدیم در پالپ، گونه‌های سولفوکسی مانند یون‌های سولفات (SO_4^{2-})، سولفات هیدروژن (HSO_4^-) و گوگرد عنصری (S^0) تشکیل می‌شود. گونه‌های سولفوکسی و گوگرد عنصری به ترتیب به‌عنوان گونه‌های آب‌پذیر و آبران شناخته می‌شوند.

علت افزایش بازیابی مس اکسیدی، تشکیل لایه‌های چندگانه گوگرد عنصری بر سطح کانی‌های اکسیدی مس است. بازیابی مس سولفیدی نیز به‌میزان اندکی افزایش می‌یابد که نشان می‌دهد این کانی‌های به‌طور جزئی تحت تأثیر گوگرد عنصری حاصل از واکنش سولفید سدیم در پالپ قرار گرفته‌اند. استفاده از مقادیر بالای سولفید سدیم موجب بازداشت کانی‌های مس شد که نشان می‌دهد سولفید سدیم اثر دوگانه بازداشت‌کننده در غلظت‌های بالا و فعال‌کننده در غلظت‌های پایین بر رفتار فلوتاسیون کانی‌های مس دارد.

در اثر واکنش هیدروسولفید سدیم در پالپ، گونه‌های سولفوکسی آب‌دوست و گونه آبران گوگرد عنصری تشکیل می‌شوند. هیدروسولفید سدیم همانند سولفید سدیم اثر مشابهی بر مس اکسیدی دارد. با این تفاوت که NaHS دارای میل ترکیبی سریع‌تر اما پایداری کم‌تری است.

در این پژوهش، عملکرد جداگانه Na_2S و NaHS و تأثیر

۳-۵- کنترل پتانسیل پالپ

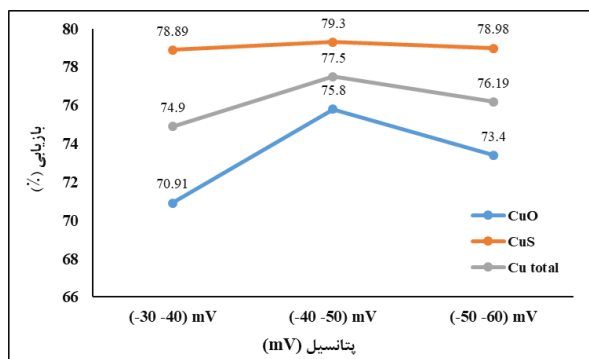
در این روش، از عامل سولفیداسیون برای کنترل پتانسیل پالپ استفاده شد. آزمایش‌ها در سه محدوده پتانسیل ۳۰- تا ۴۰-، ۴۰- تا ۵۰- و ۵۰- تا ۶۰- میلی‌ولت انجام و نتایج آن در شکل ۹ ارائه شده است. بهترین نتیجه در محدوده پتانسیل ۴۰- تا ۵۰- میلی‌ولت به دست آمد، به نحوی که بازیابی مس اکسیدی با ۶/۹ درصد بهبود به ۷۵/۸ درصد و بازیابی مس کل با ۳/۴۷ درصد افزایش به ۷۷/۵ درصد رسید.

علت افزایش بازیابی مس اکسیدی در محدوده پتانسیل ۴۰- تا ۵۰- میلی‌ولت و در $\text{pH}=11$ ، تولید گونه‌های آبران بیشتر است. مطابق شکل ۱۰، در این شرایط گونه‌های HS^- و S^{2-} تشکیل شده و سپس به گوگرد عنصری تجزیه می‌شوند. این گوگرد موجب ایجاد لایه‌ای آبران سولفیدی بر سطح کانی‌های اکسیدی شده و موجب افزایش بازیابی آن‌ها می‌شود.

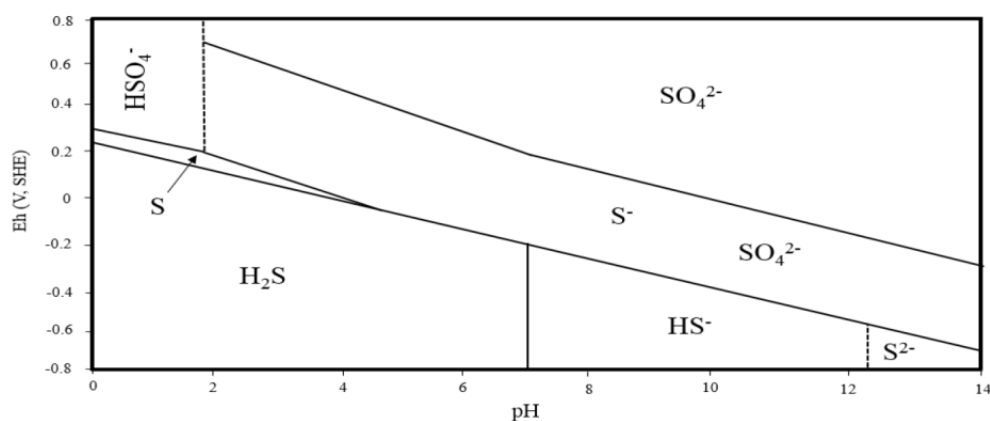
۳-۶- بهینه‌سازی فلوتاسیون

برای بهینه‌سازی فرآیند فلوتاسیون، شرایطی انتخاب شد که منجر به دستیابی به حداکثر عیار و بازیابی مس گردد. نتایج

بهینه‌سازی پاسخ‌ها در جدول ۱۰ ارائه شده است. برای هر مرحله، دو آزمایش تکمیلی بر اساس شرایط بهینه تعیین شده انجام شد (جدول ۱۰). نتایج واقعی این آزمایش‌ها در جدول ۱۱ ارائه شده است. همانطور که در جدول ۱۱ مشاهده می‌شود، نتایج به دست آمده با مقادیر پیش‌بینی شده تطابق بسیار خوبی دارند. بنابراین، ارزیابی مدل‌ها با موفقیت انجام شده است.



شکل ۹: نتایج کنترل پتانسیل پالپ به روش سولفیداسیون



شکل ۱۰: نمودار Eh-pH سامانه S-H₂O با غلظت گونه‌های محلول 10^{-2} M [۴۱]

جدول ۱۰: نتایج بهینه‌سازی پاسخ‌ها

فلوتاسیون	هدف	pH	کلکتور (گرم بر تن)	سولفید سدیم (گرم بر تن)	درصد جامد	عیار مس (%)	بازیابی مس (%)
سولفیدی	بیشینه کردن بازیابی	۱۰/۵	۱۰۰	-	۳۰	۱۶/۰۷	۸۲
اکسیدی	بیشینه کردن بازیابی	۱۱	۹۸/۸۶	۱۰۰۰	۳۰	۱۴/۳۹	۷۶
	بیشینه کردن عیار						

جدول ۱۱: نتایج حاصل از آزمایش‌های تکمیلی

فلوتاسیون	شماره	عیار مس (%)	بازیابی (%)	میانگین	
				عیار مس (%)	بازیابی (%)
سولفیدی	نتایج آزمایش اولیه	۱۶,۰۴	۷۷,۳۹	۱۶,۰۶	۷۸,۲
	نتایج آزمایش دوم	۱۶,۰۹	۷۹,۰۱		
اکسیدی	نتایج آزمایش اولیه	۱۳,۷۹	۷۸,۱۸	۱۴,۱۰	۷۸,۲۵
	نتایج آزمایش دوم	۱۴,۴۲	۷۸,۳۳		

در پژوهش حاضر، ترکیب سولفید سدیم و هیدروسولفید سدیم به‌عنوان فعال‌کننده استفاده شده است.

اتیلن دی‌آمید فسفات یک ترکیب آلی است که به‌عنوان عامل کمپلکس‌دهنده در واکنش‌های شیمیایی مورد استفاده قرار می‌گیرد. در حالی که هیدروسولفید سدیم یک ترکیب معدنی است که به‌عنوان عامل کاهنده و منبع یون سولفید در فرآیندهای صنعتی مختلف کاربرد دارد.

هیدروسولفید سدیم به‌دلیل خاصیت بازی قوی خود، می‌تواند به‌عنوان یک بافر یا تنظیم‌کننده pH مورد استفاده قرار گیرد. از سوی دیگر، اتیلن دی‌آمید فسفات ترکیبی گران‌تر از سدیم هیدروسولفید است.

لازم به ذکر است، همان‌گونه که در بخش مقدمه (نوع باطله کانسنگ) اشاره شد، قابلیت فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی به‌دلیل همراهی با مقادیر بالای رس، تولید نرمة زیاد و حضور اکسیدهای آهن در سطح پایین، محدود است. یکی از مهم‌ترین چالش‌های فلوتاسیون مس اکسیدی در مقیاس صنعتی، وابستگی شدید قابلیت شناورسازی این کانی‌ها به کانی‌شناسی کانسار و ترکیب باطله است [۴۲]. بنابراین با در نظر گرفتن این ملاحظات، می‌توان با کنترل دقیق شرایط فلوتاسیون به نتایج بهتری در بازیابی و عیار دست یافت.

۴- نتیجه‌گیری

این پژوهش با هدف بهینه‌سازی فرآیند فلوتاسیون کانسنگ اکسیدی-سولفیدی مس در کارخانه مس تکنار که خوراک آن از معدن چشمه هادی تأمین می‌شود، انجام شد. در مرحله نخست، با بهره‌گیری از آزمایش‌های غربالگری، سه پارامتر کلیدی شامل pH، غلظت کلکتور و غلظت فعال‌کننده سطح به‌عنوان عوامل مؤثر بر عملکرد فلوتاسیون شناسایی شدند. سپس، بهینه‌سازی این پارامترها با استفاده از روش طراحی آزمایش سطح پاسخ-بنکن صورت گرفت تا شرایط عملیاتی بهینه برای دستیابی به حداکثر عیار و بازیابی مس تعیین شود.

سایر پارامترها در مقادیر بهینه به‌دست آمده از مرحله اول، ثابت در نظر گرفته شدند، به‌گونه‌ای که اندازه خردایش برابر با $d_{80} = 65 \mu\text{m}$ و سولفید سدیم به‌عنوان فعال‌کننده انتخاب شد. نتایج نشان داد که فرآیند سولفیداسیون-فلوتاسیون با استفاده از کلکتور گزنتات، توانایی مطلوبی در پرعیارسازی

نتایج حاصل از این تحقیق (خوراکی شامل ۷۰ درصد کانی‌های اکسیدی مس با عیار ۰,۶۵ درصد) با یافته‌های پژوهش وانگ و همکاران (۲۰۱۳) در زمینه فلوتاسیون کانسنگ اکسیدی مس هم‌خوانی دارد. در آن پژوهش، از ترکیب سولفات سدیم و اتیلن دی‌آمین به‌عنوان فعال‌ساز سطح و گزنتات معمولی به‌عنوان کلکتور استفاده شده است که منجر به تولید کنسانتره مسی با عیار ۱۶,۰۱ درصد و بازیابی ۷۴,۳۸ درصد گردید.

در مقایسه، این تحقیق کنسانتره سولفیدی با عیار ۱۶,۰۷ درصد و بازیابی ۸۲ درصد و کنسانتره اکسیدی با عیار ۱۴,۳۹ درصد و بازیابی ۷۶ درصد حاصل شد.

وانگ و همکاران آزمایش‌های فلوتاسیون را بر روی کانسنگ اکسیدی با عیار ۰,۶۹ درصد مس انجام دادند. در آن آزمایش‌ها از سولفید سدیم به‌عنوان ماده سولفیدکننده و از ترکیب بوتیل گزنتات و آمونیوم دی‌بوتیل دیتیوفسفات به‌عنوان کلکتور استفاده شد که در نهایت کنسانتره‌ای با عیار ۱۸,۳۴ درصد و بازیابی ۷۰,۱۳ درصد حاصل شد [۱۲].

در پژوهش وانگ و همکاران، بهینه‌سازی مقادیر فعال‌کننده به‌صورت جداگانه و ترکیبی، بدون استفاده از طراحی آزمایش و صرفاً به‌صورت دستی انجام شد. در مقابل، در پژوهش حاضر طراحی آزمایش‌ها با بهره‌گیری از نرم‌افزار Design Expert صورت گرفت و پارامترهایی نظیر pH، غلظت و نوع کلکتور و همچنین غلظت و نوع فعال‌کننده سطح بهینه‌سازی شدند. نتایج حاصل نیز با آزمایش‌های تکمیلی اعتبارسنجی شدند.

در تحقیق وانگ و همکاران، از ترکیب سولفید سدیم و اتیلن دی‌آمید فسفات به‌عنوان فعال‌کننده استفاده شد، در حالی که

ج- انجام آزمایش‌های سینتیکی فلوتاسیون در زمان‌های ماند مختلف جهت بررسی دقیق‌تر تأثیر زمان ماند کف‌گیری و امکان افزایش بازیابی.

د- بررسی اثر تزریق گاز نیتروژن در فرآیند سولفیداسیون و تأثیر آن در بازیابی مس اکسیدی.

۶- مراجع

- [1] Habashi, F. (1978). "Chalcopyrite: its chemistry and metallurgy". McGraw-Hill, USA.
- [2] Feng, Q., Yang, W., Wen, S., Wang, H., Zhao, W., and Han, G. (2022). "Flotation of copper oxide minerals: A review". International Journal of Mining Science and Technology, 32(6): 1351-1364.
- [3] Bahrami, A., Rahbari, M., Kazemi, F., Mirmohammadi, M., and Danesh, A. (2024). "Development of mineralogy-based approaches to study the loss of copper minerals into tailings of scavenger flotation circuit-Part I". International Journal of Mining and Geo-Engineering, 58(1): 21-30.
- [4] Abdallah, G. Z. (2005). "A study on up-grading the copper sulfide ore by flotation, Hofrat En Nahas, Southern Sudan". M.Sc. Thesis, Omdurman Islamic University, Sudan.
- [5] Fernández-González, D., and Verdeja, L. F. (2023). "Copper Overview: From the Ore to the Applications- A Case Study of the Application of Concentrated Solar Energy to the Treatment of Copper Metallurgy Slags". In Book: Copper - From the Mineral to the Final Application. DOI: <https://doi.org/10.5772/intechopen.113741>.
- [6] Jena, S. S., Tripathy, S. K., Mandre, N. R., Venugopal, R., and Farrokhpay, S. (2022). "Sustainable use of copper resources: Beneficiation of low-grade copper ores". Minerals, 12(5): 545.
- [7] Corin, K. C., Kalichini, M. O., ConNor, C. T., and Simukanga, S. (2017). "The recovery of oxide copper minerals from a complex copper ore by sulfidization". Minerals Engineering, 102: 15-17.
- [8] Bahrami, A., Kazemi, F., Rahbari, M., Danesh, A., Mirmohammadi, M., and Azizafshari, F. (2024). "Copper recovery improvement by reducing the misreported copper minerals into the tailings of scavenger flotation circuit-Part II". International Journal of Mining and Geo-Engineering, 58(1): 31-37.
- [9] Long, Q., Wang, H., Wang, X., Jiang, F., Zhang, J., Zou, L., Wang, Q., Sun, Z., Zhang, Y., Lu, W., and Lu, B. (2023). "A novel switchable collector for selective

کانسنگ‌های سولفیدی-اکسیدی مس دارد. در این فرآیند، بازیابی کلی مس عمدتاً به بازیابی مس اکسیدی وابسته است، زیرا بازیابی مس سولفیدی تقریباً به‌طور کامل انجام می‌شود. با تنظیم شرایط عملیاتی، بازیابی حدود ۷۶ درصدی برای مس اکسیدی و بازیابی کلی حدود ۸۱ درصد حاصل شد. این امر خود تأییدی بر کارایی فرآیند سولفیداسیون-فلوتاسیون با کلکتور گزنتات در پری‌عارسازی کانسنگ‌های مس سولفیدی-اکسیدی است.

در این فرآیند، سولفید سدیم به‌خوبی قادر به سولفیداسیون سطح کانی‌های اکسیدی مس‌دار مالاکیت و آزوریت است. همچنین درجه آزادی مطلوب معمولاً در محدوده d_{80} بین ۶۰ تا ۷۰ میکرون حاصل می‌شود که نشان‌دهنده نیاز بیشتر به خردایش این نوع کانسنگ‌ها نسبت به کانسنگ‌های صرفاً سولفیدی است.

محدوده pH مناسب برای فلوتاسیون کانسنگ‌های سولفیدی-اکسیدی مس، بین ۱۱-۱۰٫۵ تعیین شد. همچنین غلظت کلکتور و فعال‌کننده به‌ترتیب در ۱۰۰ گرم بر تن و ۱۵۰۰ تا ۱۰۰۰ گرم بر تن توصیه می‌شود. افزودن همزمان آهک و فعال‌کننده به آسیا، موجب بهبود عملکرد فلوتاسیون کانسنگ سولفیدی-اکسیدی مس‌دار می‌شود.

علاوه بر این، انجام فلوتاسیون یک‌مرحله‌ای بازیابی مطلوبی از کانی‌های سولفیدی-اکسیدی مس‌دار حاصل می‌نماید. در مقابل، انجام فلوتاسیون دومرحله‌ای و تولید جداگانه کنسانتره مس سولفیدی و اکسیدی، تأثیری در افزایش بازیابی کلی مس ندارد، بنابراین انجام فلوتاسیون دومرحله‌ای و تولید جداگانه کنسانتره مس سولفیدی و اکسیدی توصیه نمی‌شود.

کانی‌های سولفیدی مس‌دار موجود در یک کانسنگ‌های سولفیدی-اکسیدی، به‌تنهایی با استفاده از کلکتور گزنتات شناور نمی‌شوند و نیازمند مقدار اندکی از عامل سولفیداسیون هستند. دلیل این امر، اکسایش جزئی سطح کانی‌های سولفیدی مس‌دار در این نوع کانسنگ‌ها است.

۵- ارائه پیشنهاد

پیشنهادهای مطالعاتی برای بهبود شرایط تولید:

- الف- بررسی فلوتاسیون مس اکسیدی با استفاده از آمین‌ها.
- ب- مطالعه مکانیزم سولفیداسیون کانی‌های اکسیدی مس به‌منظور دستیابی به درک عمیق‌تر از رفتار فلوتاسیون انواع کانی‌های اکسیدی مس.

- Flotation of Copper Minerals*". International Journal of Sciences: Basic and Applied Research (IJSBAR), 34(2): 145-165.
- [22] Li, W., Li, Y., Yang, X., Wang, Z., and Chen, W. (2025). "Process mineralogy assisted iso-floatability of copper-zinc-lead minerals from iron tailings at marcona iron ore mine". Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 46(1): 129-142.
- [23] Xiong, K., and Zheng, G. (2013). "Process Mineralogy and Flotation Kinetics of a Copper Oxide Ore during Sulfuration Flotation". Advanced Materials Research, 634-638: 3460-3465.
- [24] زارع ورزقان، ا.؛ ۱۳۹۶؛ "بررسی تاثیر کانی‌های اکسیدی مس بر بازیابی مدار فلوتاسیون کارخانه تغلیظ مس سونگون و ارائه راهکارهایی جهت افزایش بازیابی". پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- [25] Numprasanthai, A. (2013). "An investigation of chrysocolla flotation using n-octahydroxamate collector". Ph.D Thesis, Griffiths University.
- [26] Popperle, J. (1940). Germany Patent, 700735.
- [27] Fuerstanau, D., and Peterson, H. (1969). United States of America Patent, 3438494.
- [28] Danilova, E., OtrozhdenNove, L., and Mikheeva, I. (1975). "Flotation of oxidised copper minerals by hydroxamic acid". Obogoshenic Rud, 20(3): 5-8.
- [29] LeNormand, J., Salman, T., and Yoon, R. (1979). "Hydroxamate flotation of malachite". Canadia Metallurgical Quarterly, 18: 125-129.
- [30] Evrard, L., and DeCyper, J. (1975). "Flotation of copper-cobalt ores with alkyl hydroxamates". In: Proceedings of the 11th International Mineral Processing Congress, Cagliari.
- [31] Newell, A., Skinner, W., and Bradshaw, D. (2007). "Restoring the floatability of oxidised sulphides using sulphidisation". International Journal of Mineral Processing, 84: 108-117.
- [32] Mao, Y., Wen, S., Fang, J., Wei, Z., Zhang, T., and Jiang, T. (2014). "Experimental Investigation on Flotation of Refractory Oxidised Ore". Applied Mechanics and Materials, 522-524: 1509-1512.
- [33] Mao, Y., Wen, S., and Fang, J. (2014). "Studying on Oxide Copper Ore Flotation with Different Collectors". Advanced Materials Research, 1010-1012: 1626-1629.
- [34] Ge, B., Fu, Y., and Li, Q. (2013). "A Copper Oxide Ore Treatment by Flotation". Advanced Materials Research, 230-233.
- flotation of fine copper oxide from silica*". Minerals Engineering, 199: 108104.
- [10] Ziyadanogullari, R., and Aydin, F. (2005). "A New Application For Flotation Of Oxidized Copper Ore". Journal of Minerals and Materials Characterization and Engineering, 4(2): 67-73.
- [11] Gerson, A., and Napier-Munn, T. (2013). "Integrated Approaches for the Study of Real Mineral Flotation Systems". Minerals, 3: 1-15.
- [12] Wang, P., Da, H., Goa, L., and Xu, G. (2013). "Flotation test research on refractory copper oxide ore by using combined activators". Advanced Materials Research, 668: 185-193.
- [13] Jacquesa, S., Greetb, C. J., and Bastin, D. (2016). "Oxidative weathering of a copper sulfide ore and its influence on pulp chemistry and flotation". Minerals Engineering, 99: 52-59.
- [۱۴] وقار، ر.، رضوی زاده، ح.؛ ۱۳۸۲؛ "متالورژی مس". انتشارات دانشگاه علم و صنعت ایران.
- [۱۵] عالمی، غ.؛ ۱۳۷۵؛ "بازیابی مس موجود در سرباره کنورتور مجتمع مس سرچشمه به روش فلوتاسیون". پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه تهران.
- [۱۶] کریم نژاد، ف.، کارآموزیان، م.؛ ۱۴۰۰؛ "فلوتاسیون مس اکسیدی معدن درآلو با استفاده از کلکتورهای هیدروکسیمات". دانشگاه یزد، سومین کنفرانس ملی فناوری های معدنکاری ایران.
- [17] Zhu, R., Gu, G., Chen, Z., Wang, Y., and Song, S. (2019). "A new collector for effectively increasing recovery in copper oxide ore-staged flotation". Minerals, 9(10): 595.
- [18] Bulatovic, S. M. (2007). "Handbook of flotation reagents Vol 1: Chemistry, Theory and Practice and Flotation of Sulphide Ores". Elsevier Science and TechNology Books.
- [19] Ortiz, R. H., Pérez, M. R., Beas, E. G. P., Domínguez, I. A. R., Tapia, J. C. J., Labra, M. P., Hernández, F. R., Murcia, J. Á., and Guerrero, M. U. F. (2025). "Analysis of the Flotation Behavior of Copper Oxides Using Amyl Xanthate as Collector". In: TMS Annual Meeting & Exhibition (pp. 235-243), Cham: Springer Nature Switzerland, February.
- [20] Phetla, T. P., and Muzenda, E. (2010). "A multistage sulphidisation flotation procedure for a low grade Malachite Copper ore", International Journal of Chemical". Molecular, Nuclear, Materials and Metallurgical Engineering, 4(9): 580-586.
- [21] Tinashe, O., and Witika, L. K. (2007). "A Review of the

کارشناسی ارشد، دانشگاه تربیت مدرس تهران.

[۴۲] بولاتویچ، س.؛ ۱۳۹۲؛ "راهنمای واکنش‌گرهای فلوتاسیون: شیمی، تئوری و عملیات (جلد ۱)". ترجمه کلینی، م.، سلطانی، ف.، کیانی‌نیا، ی.، انتشارات دانشگاه تفرش.

[35] Aleksandrova, T. N., Orlova, A. V., and Taranov, V. A. (2021). "Current status of copper-ore processing: A review". Russian Journal of Non-Ferrous Metals, 62(4): 375-381.

[36] Seifelnasr, A. A., Zain, G. Z., and Abouzeid, A. Z. M. (2017). "Flotation of an oxidized copper sulfide ore". Journal of Mining World Express, 6: 1-9.

[37] Oumesaoud, H., Faouzi, R., Aboulhassan, M. A., Naji, K., Benzakour, I., Faqir, H., Oukhrib, R., and Elboughdiri, N. (2024). "Iron Oxide-copper Mineral Associations in Supergene Zones: Insights into Flotation Challenges and Optimization Using Response Surface Methodology". ACS Omega, 9(23): 24438-24452.

[38] Aghaie, E., Pazouki, M., Hosseini, M. R., Ranjbar, M., and Ghavipanjeh, F. (2008). "Response Surface Methodology (RSM) analysis of organic acid production for kaolin beneficiation by *Aspergillus niger*". Chemical Engineering Journal, 147: 17-28.

[۳۹] کلینی، س. م.، سلطانی، ف.، عبداللهی، م.؛ ۱۳۹۲؛ "بهینه‌سازی فرآیند فلوتاسیون انتخابی کانه مس و روی معدن تکنار با استفاده از نرم‌افزار طراحی آماری آزمایش DX7". نشریه مهندسی معدن، دوره هشتم، شماره ۱۹، ص ۱-۱۱.

[۴۰] قیم، م. ع.، کیهانی، م.، بهجومنش، م.، توکلی، ر.؛ ۱۳۹۱؛ "مقایسه‌ی روش طراحی آزمایش باکس- بنکن (Behnken-Box) و مدل‌سازی ریاضی در تخمین تولید پنج حلقه چاه با استفاده از روش Gas lift". اولین کنفرانس و نمایشگاه تخصصی نفت، اردیبهشت ۱۳۹۱، تهران، ایران.

[۴۱] طاهری، ب.؛ ۱۳۹۲؛ "فلوتاسیون با کنترل پتانسیل کانی‌های سولفیدی مس با استفاده از واکنش‌گرهای گوگرددار". پایان‌نامه

¹ Deng

² Chen

³ Palm process

⁴ Popperle

⁵ Fuerstanau

⁶ Peterson

⁷ Danilova

⁸ Lenormand

⁹ Evrard

¹⁰ DeCyper

¹¹ Newell

¹² Wang

¹³ Mao

¹⁴ Ge

¹⁵ Seifelnasr

¹⁶ Oumesaoud

¹⁷ Box-Behnken design

¹⁸ Response Surface Methodology