



Flowsheet development for low-grade manganese ores by physical and physicochemical methods

Shima Rahimi ¹, Mehdi Irannajad ^{1*}, Akbar Mehdilo²

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

² Faculty of Engineering, University of Mohaghegh Ardabili, Ardabil, Iran

ABSTRACT: In this research, to achieve an appropriate flowsheet for the processing of low-grade manganese ore, some kinds of beneficiation methods have been investigated and compared. The used ore sample contains an average grade of 13.8% MnO. The valuable mineral containing manganese is pyrolusite, and calcite is the main gangue mineral in the ore. Gravity (jigging and tabling), high-intensity magnetic, and flotation (cationic and anionic) methods were examined in this study. Among the applied methods, cationic flotation has the highest manganese recovery in the concentrate (77.4%) with a selectivity index of 2.34. The highest grade of MnO in the concentrate is 52.6% with a selectivity index of 4.10, which is obtained using high-intensity wet magnetic separation. The highest separation efficiency (almost 54.2%) is also achieved by this method. For developing a suitable flowsheet, the combination of various methods including gravity-flotation (cationic and anionic), gravity-magnetic, and gravity-gravity was examined. Among the combined methods, the combination of tabling and cationic flotation methods has resulted in a concentrate containing 39.9% MnO with an acceptable recovery of 71.5%, which seems a more suitable flowsheet for development on the industrial scale.

Review History:

Received: Jun. 12, 2023

Revised: Feb. 23, 2024

Accepted: Mar. 24, 2024

Available Online: May, 31, 2024

Keywords:

Manganese

Pyrolusite

Beneficiation

Flowsheet

Gravity separation

Magnetic separation

Flotation

1- Introduction

Manganese with special physicochemical properties is mainly used in various industries including metallurgy, battery making, and chemical [1]. The accepted commercial manganese concentrate should contain more than 40% Mn (51.6% MnO) [2]. Among minerals, pyrolusite containing 63.2% Mn is one of the most abundant and economical manganese minerals [3, 4, 5]. Nowadays, due to the reduction of high-grade manganese resources, low-grade reserves have been given more attention, to achieve the concentration required by manganese-consuming industries from these resources, it is necessary to use different beneficiation methods [6]. Gravity, high-intensity magnetic separation, and flotation are common methods for manganese mineral processing [7, 8]. Most manganese resources are low-grade deposits that have a complex chemical composition, and manganese minerals are found in fine grains form and scattered inside them [9, 10]. The physical methods cannot be effective for the separation of fine pyrolusites disseminated inside gangue minerals [11]. Despite of manganese production in limited amounts from high-grade manganese resources in the country, it is expected that soon the exploitation of low-grade resources and their beneficiation will be inevitable.

One of these low-grade deposits that has been noticed recently is the Amir Charagah deposit with an average grade of 13.8% MnO. In this work, the various methods including gravity, magnetic, and kinds of flotation methods as well as their combination are investigated for beneficiation of Amir Charagah ore samples.

2- Methodology

In this research, the studied ore sample was taken from the Amir Charagah deposit located in East Azerbaijan province. The chemical composition of ore samples and products obtained from different separation methods was determined by X-ray fluorescence (XRF). The mineralogical composition of samples was conducted by X-ray diffraction (XRD) analysis. A scanning electron microscope (SEM, XL 30 model) equipped with a WDX (Wavelength dispersive X-ray) analyzer was employed to study the mineral's texture and to determine the pyrolusite liberation degree. After crushing and rod milling the samples to desired sizes, the gravity separation experiments were carried out by jigging and tabling. The wet magnetic separation of pyrolusite was conducted on samples milled under 180 μm ($d_{80}=180 \mu\text{m}$) at different intensities using a high-intensity disk magnetic

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



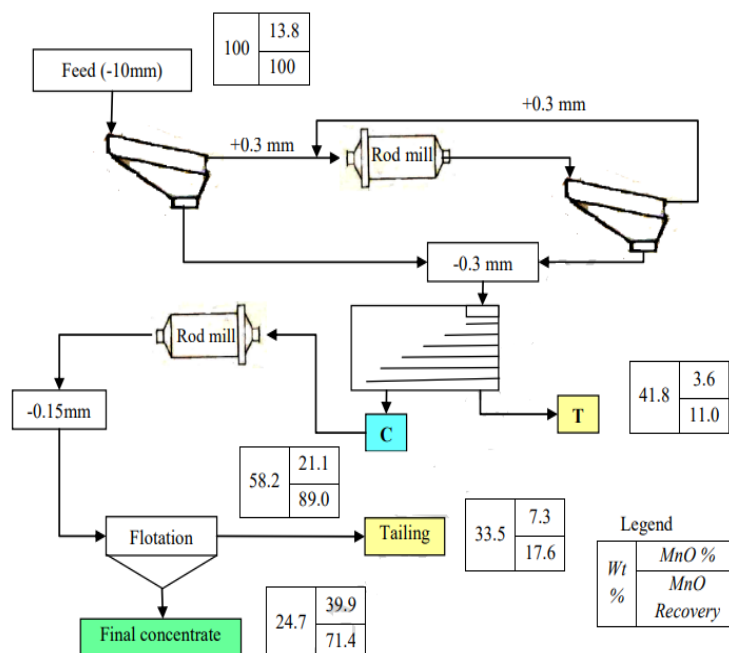


Fig. 1. Suggested flowsheet for beneficiation of Amir Charagah manganese ore based on the combination of gravity and cationic flotation.

separator manufactured by Box Mag Rapid Company. The anionic and cationic flotation experiments were carried out using oleic acid and dodecyl amine (DDA) collectors, respectively. Sodium carbonate and calcium chloride were used as depressant agents in the cationic flotation while sodium silicate was consumed for this purpose in the anionic flotation experiments. After grinding and desliming, 300 g of ore sample with a -150+20 μm size fraction were subjected to the flotation experiments carried out in a 1l Denver cell with a solid percentage of 25-30 % wt. After mixing the pulp for 4 min, the depressant and collector agents were added and conditioned for 5 min for each of them. Finally, after adding pine oil with a conditioning time of 2 min, the froth collection was performed for 4 min, after which the froth phase was brightened. The flotation concentrate and tailing were filtered, dried weighed, and chemically analyzed to determine the MnO content and calculate recovery.

3- Results and Discussion

According to the X-ray diffractography, the studied ore consists of pyrolusite as the main valuable mineral, and calcite and quartz as gangue minerals. The chemical analysis showed that the ore containing 13.8% MnO which implies about 17% pyrolusite is one of the low-grade deposits in the world. Based on XRD and XRF analysis, almost 79% and 3-4% of the ore is formed by calcite and quartz, respectively.

Based on the studies conducted by SEM the liberation degree of pyrolusite has been determined 180 μm .

Jigging and tabling as common gravity methods were examined for the beneficiation of the studied sample. In order to achieve a clean tailing with a minimum content of MnO, the jigging experiments were performed on various size fractions. The optimal results were obtained in -9500+4750 μm size fraction with 50% of weight recovery. The optimal concentrate with 20% MnO and 77.4% recovery is favorable for other separation techniques such as tabling, magnetic separation, and flotation. The separation experiments conducted by shaking the table on different size fractions showed that the optimal results are obtained in the size fraction of -425+180 μm . At these conditions, a concentrate with a weight recovery of 19.4% containing 42.8% MnO (with 52.1% recovery) is achieved. These results indicate that although the MnO grade in the concentrate produced by tabling is relatively high, the MnO recovery and its separation efficiency in the jigging concentrate is significantly higher than that's of the shaking table.

After crushing the sample under 10 mm, and separating the materials finer than 2 mm by screening, the material with a size of -10+2mm was beneficiated by the jigging method. The jigging concentrate was mixed with materials below 2mm and then milled under 180 μm by rod mill. This feed material was subjected to magnetic separation at different intensities. The

results show that the weight percent of magnetic product and recovery of MnO increase by increasing magnetic intensity while the MnO content decreases slightly. The highest amount of separation efficiency (54.16) and selectivity index (4.1) are achieved in the magnetic separation with the intensity of 1.77 tesla. Under this condition, an optimal concentrate containing 52.6% MnO with 64.6% recovery is produced.

The MnO content in the concentrates obtained by both cationic and anionic flotation experiments are equal, but recovery, separation efficiency, and the selectivity index in cationic flotation are higher than in anionic one. This means that in the flotation of pyrolusite from gangue minerals, the cationic collectors can act more selectively than anionic types.

Since the gravity, magnetic, and flotation methods alone were not able to produce manganese concentrate with a favorable grade and recovery, the combination of different methods was examined. According to the results, two combinations including tabling-cationic flotation and jigging-magnetic separation are suitable for beneficiation of studied ore. The highest recovery of MnO in the concentrate and its separation efficiency are almost 71.5% and 56.1%, respectively, which are obtained by a combination of tabling-cationic flotation. This concentrate contains almost 40% MnO which can be improved by cleaner stage flotation. The concentrate with the highest content of MnO (52.6%) is achieved using the combination of jigging-magnetic separation. In this concentrate, the MnO recovery and separation efficiency are 56.6% and 54.16%, respectively.

4- Conclusion

The concentrate with the highest MnO recovery and selectivity index is obtained in the cationic flotation using dodecylamine as a collector and sodium carbonate as a depressant.

The high-intensity wet magnetic separation produces a concentrate with the highest MnO content and separation efficiency.

A manganese concentrate with the highest MnO recovery and separation efficiency is obtained by combination of tabling and cationic flotation while the concentrate with the highest MnO content is achieved using the combination of jigging and magnetic separation.

Due to the high cost of high-intensity wet magnetic separation, and the possibility of improving the MnO content of the cationic flotation concentrate, the combination of gravity and flotation methods according to the flowsheet given in Fig. 1 is suggested for beneficiation of the studied low-grade ore.

References

- [1] S. Rahimi, M. Irannajad, A. Mehdilo, Effects of sodium carbonate and calcium chloride on calcite depression in cationic flotation of pyrolusite, *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 27(8) (2017) 1831-1840.
- [2] R. Elliott, M. Barati, A review of the beneficiation of low-grade manganese ores by magnetic separation, *Canadian Metallurgical Quarterly*, 59(1) (2020) 1-16.
- [3] M.D. Parrent, Separation of pyrolusite and hematite by froth flotation, (2012).
- [4] F. Teng, S.-h. Luo, X. Kang, Y.-g. Liu, H.-t. Shen, J. Ye, L.-j. Chang, Y.-c. Zhai, Y.-n. Dai, Preparation of manganese dioxide from low-grade pyrolusite and its electrochemical performance for supercapacitors, *Ceramics International*, 45(17) (2019) 21457-21466.
- [5] A. Mehdilo, M. Irannajad, Evaluation of pyrolusite flotation behavior using a cationic collector, *Journal of Mining Science*, 50 (2014) 982-993.
- [6] A. Mehdilo, M. Irannajad, M.R. Hojjati-Rad, Characterization and beneficiation of Iranian low-grade manganese ore, *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 49 (2013).
- [7] P. Mishra, B.K. Mohapatra, P.K. Mallick, K. Mahanta, Influence of microstructure on beneficiation of low-grade siliceous manganese ore from Orissa, India, (2013).
- [8] J.E. Kogel, N.C. Trivedi, J.M. Barker, S.T. Krukowski, *Industrial minerals and rocks, Commodities, Markets, and Uses*, Colorado: Society for mining, Metallurgy and Exploration, (2006).
- [9] F. Zhou, T. Chen, C. Yan, H. Liang, T. Chen, D. Li, Q. Wang, the flotation of low-grade manganese ore using a novel linoleate hydroxamic acid, *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*, 466 (2015) 1-9.
- [10] S. Sandag-Ochir, Z. Tsendendamba, O. Batkhuyag, J. Lkhasuren, K. Dashkhuu, S.-E. Namsrai, B. Dashtseren, U. Buyannasan, O. Enkhtur, Beneficiation and Sulfuric Acid Leaching of Manganese Ore, in *5th International Conference on Chemical Investigation and Utilization of Natural Resource (ICCIUNR-2021)*, Atlantis Press, 2021, pp. 158-163.
- [11] R. Sane, Beneficiation and agglomeration of manganese ore fines (an area so important and yet so ignored), in: *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering*, IOP Publishing, 2018, pp. 012033.



توسعه شمای عملیات فرآوری کانسنگ‌های کم عیار منگنز با روش های فیزیکی و فیزیکی شیمیایی

شیما رحیمی^۱، مهدی ایران نژاد^{۱*}، اکبر مهدیلو^۲

۱- دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیر کبیر، تهران، ایران
۲- دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه محقق اردبیلی، اردبیل، ایران.

تاریخچه داوری:

دریافت: ۱۴۰۲/۰۳/۲۲
بازنگری: ۱۴۰۲/۱۲/۰۴
پذیرش: ۱۴۰۳/۰۱/۰۵
ارائه آنلاین: ۱۴۰۳/۰۳/۱۱

کلمات کلیدی:

منگنز
پیرولوزیت
پرعیار سازی
فلوشیت
جدایش ثقلی
جدایش مغناطیسی
فلوتاسیون

خلاصه: در این تحقیق انواع روش های پرعیار سازی، به منظور دستیابی به فلوشیتی مناسب برای پرعیار سازی کانسنگ کم عیار منگنز مورد بررسی و مقایسه قرار گرفته است. نمونه کانسنگ مورد استفاده دارای عیار اولیه $\text{MnO} \cdot ۱۳/۸\%$ است. کانی با ارزش حاوی منگنز، پیرولوزیت بوده و کلسیت به عنوان کانی گانگ اصلی موجود در آن است. روش های پرعیار سازی ثقلی (جیگ و میز لرزان)، مغناطیسی شدت بالا و فلوتاسیون (کاتیونی و آنیونی)، روش های مورد استفاده در این بررسی بوده اند. در میان روش های مورد استفاده، فلوتاسیون کاتیونی، دارای بالاترین بازیابی منگنز در کنسانتره ($۷۷/۴\%$) و اندیس انتخابی ($۳۴/۲$) بوده است. بالاترین عیار منگنز در کنسانتره برابر $۵۳/۵\%$ بوده که با استفاده از روش مغناطیسی شدت بالا بدست آمده است و این روش دارای بالاترین کارایی جدایش ($۵۴/۱۶\%$) نیز می باشد. برای توسعه فلوشیت از ترکیب روش های ثقلی - فلوتاسیون (کاتیونی و آنیونی)، مغناطیسی - ثقلی و ثقلی استفاده شده است. در بین روش های ترکیبی مورد استفاده، ترکیب روش های میز لرزان با روش فلوتاسیون کاتیونی منجر به کنسانتره های با عیار و بازیابی به ترتیب $۳۹/۹\%$ و $۷۱/۵\%$ شده است که برای توسعه در مقیاس صنعتی مناسب تر به نظر می رسد.

۱- مقدمه

منگنز به دلایل اقتصادی و داشتن خصوصیات فیزیکی- شیمیایی خاص به عنوان یکی از فلزات استراتژیک در صنایع مختلف مورد استفاده قرار می گیرد [۱]. حدود $۹۵-۹۰\%$ کل مصرف منگنز در در صنایع متالورژیکی نظیر تولید فولاد (فولادهای کربن دار، آلیاژهای کم مقاومت و ضدزنگ ابزارآلات)، آلیاژهای غیر فولادی (آلیاژهای غیر آهنی، فروآلیاژها و چدن) است [۲]. $۵-۱۰\%$ منگنز باقی مانده در صنایع شیمیایی، صنایع سبک، تجهیزات دفاعی، مواد ساختمانی، الکترونیک، حفاظت از محیط زیست و دامداری و کشاورزی مورد استفاده قرار می گیرد [۳، ۴].

کنسانتره های تجاری مورد قبول بازار برای منگنز معمولاً باید دارای بیش از ۴۰% $\text{Mn} \cdot ۶۳/۳\%$ MnO_2 باشد [۵]. برای مصارف شیمیایی و متالورژیکی کنسانتره های با عیار ۵۰% $\text{Mn} \cdot ۷۹/۱\%$ MnO_2 مورد استفاده

قرار می گیرد اما در صنایع دیگر باید محتوای اکسید آهن، سیلیس و فسفر آن پائین باشد. از آنجا که کنسانتره با عیار منگنز ۴۸% برای تولید فرومنگنز (کنسانتره متالورژیکی منگنز) مورد نیاز است، این عیار به عنوان مبنای قیمت گذاری کنسانتره های منگنز قرار داده شده است [۶، ۷]. پیرولوزیت (MnO_2)، پسیلومان ($(\text{Ba}, \text{H}_2\text{O})_2\text{Mn}_5\text{O}_{10}$)، هاسمانیت (Mn_3O_4)، مانگانیت ($\text{MnO}(\text{OH})$)، رودوکروزیت (MnCO_3) و رودونیت ($\text{Mn}-\text{SiO}_3$) از کانی های مهم منگنز محسوب می شوند [۸]. در میان کانی های منگنز دار، کانی پیرولوزیت با دارا بودن $۶۳/۲\%$ منگنز از جمله فراوان ترین و اقتصادی ترین کانی های منگنز است [۹، ۱۰، ۱۱].

امروزه با توجه به کاهش منابع پرعیار منگنز، بهره برداری از ذخایر کم عیار بیشتر مورد توجه قرار گرفته است. به منظور دستیابی به کنسانتره مورد نیاز صنایع مصرف کننده منگنز از این منابع، استفاده از روش های مختلف پرعیار سازی ضروری است [۶، ۱۲]. روش های جدایش ثقلی، مغناطیسی

* نویسنده عهده دار مکاتبات: iranajad@aut.ac.ir



جذب فیزیکی کلکتور به دست آمده است [۹، ۱۱]. بنابراین به نظر می‌رسد انتخاب روش فرآوری مناسب به دلیل پایین بودن درجه‌ی آزادی و کم بودن عیار منگنز و نیز تشابه ترکیب شیمیایی پیرولوژیت با گانگ‌های همراه، بسیار دشوار است [۲۱، ۲۲، ۲۳].

در داخل کشور نیز علیرغم بهره برداری از تعداد محدودی ذخیره پرعیار منگنز، پیش بینی می‌شود که به زودی با اتمام ذخیره معادن پرعیار، بهره برداری از منابع کم عیار و پرعیارسازی کانسنگ‌های کم عیار اجتناب ناپذیر باشد. یکی از این ذخایر کم عیار که مورد توجه قرار گرفته، کانسار امیر چراگاه با عیار متوسط $\text{MnO} \cdot 13/8\%$ است [۲۴]. در تحقیق حاضر، روش‌های مختلف پرعیار سازی کانی‌های منگنزدار مانند روش‌های ثقلی، مغناطیسی شدت بالا و انواع فلوتاسیون و همچنین ترکیب آنها با یکدیگر برای پرعیار سازی این کانسار مورد بررسی قرار می‌گیرند. نهایتاً کاراترین این روش‌ها به عنوان فلوشیت پیشنهادی برای دستیابی به کنسانتره مناسب و مورد قبول بازار ارائه می‌شود.

۲- مواد و روش‌ها

۲-۱- مواد

۲-۱-۱- نمونه کانسنگ

نمونه‌های مورد استفاده در این تحقیق از ترانسه‌های حفر شده در کانسار امیر چراگاه واقع در استان آذربایجان شرقی تهیه شد. این کانسار در ۸۲ کیلومتری تبریز و در ۱۷ کیلومتری جاده مرند-جلفا واقع شده است.

۲-۱-۲- مواد شیمیایی

مواد شیمیایی عمدتاً در آزمایش‌های فلوتاسیون مورد استفاده قرار گرفت. کلکتورهای مورد استفاده در این آزمایش‌ها دودسیل آمین (DDA) و اسید اولئیک بوده که به ترتیب در فلوتاسیون کاتیونی و آنیونی پیرولوژیت مورد استفاده قرار گرفتند. مشخصات این کلکتورها به همراه سایر مواد شیمیایی مورد استفاده در جدول ۱ ارائه شده است.

۲-۲- روش‌ها

۲-۲-۱- آماده سازی نمونه‌ها

نمونه‌های تهیه شده از کانسار چراگاه پس از خردایش طی مراحل مختلف، مطابق شکل ۱ برای آزمایش‌های مختلف مورد آماده سازی قرار گرفتند.

شدت بالا و فلوتاسیون از روش‌های رایج برای فرآوری کانی‌های منگنز و تهیه کنسانتره مناسب برای فرآیندهای هیدرومتالورژی و پیرومتالورژی منگنز هستند [۱۳، ۱۴]. تقریباً تمامی روش‌های ثقلی اعم از انواع جیگ، میز لرزان، کلاسیفایرها و ماریچ‌ها، واسطه سنگین و غیره در فرآیند پرعیار سازی منگنز بکار گرفته شده‌اند. در مطالعات انجام شده در زمینه‌ی جدایش کانسارهای عیار پائین منگنز، با روش جدایش ثقلی (میز لرزان) و در ابعاد زیر $500 \mu\text{m}$ ، یک کنسانتره با عیار 42% و بازیابی 40% به دست آمده است [۱۳]. بیشتر ذخایر منگنز جزو کانسارهای عیار پائین هستند که ترکیب شیمیایی پیچیده‌ای داشته و کانی منگنز به صورت دانه ریز و پراکنده در داخل آنها وجود دارد [۱۵، ۱۶]. استفاده از روش‌های فیزیکی به تنهایی در مواردی که پیرولوژیت دارای توزیع ابعادی ریز در داخل کانی‌های گانگ است، نمی‌تواند مؤثر واقع شود [۱۷، ۱۸]. با توجه به خاصیت پارامغناطیسی برخی از کانی‌های منگنز، روش‌های مغناطیسی شدت بالا نیز برای پرعیارسازی این کانی‌ها مورد استفاده قرار می‌گیرند. شدت میدان لازم برای مغناطیس کردن کوارتز ۵ برابر و برای کلسیت ۴ برابر کانی‌های منگنز دار است و البته شدت میدان لازم برای جدایش مؤثر کانی‌های منگنز از کوارتز تابعی از ابعاد ذرات نیز می‌باشد. برای کانی‌های کربناته با عیار متوسط ۲۶ درصد منگنز، شدت میدان لازم برابر ۴۰۰۰ تا ۷۰۰۰ هرتز است. با این وجود برای جدایش نرمه‌های مرحله شستشو و محصول خرد شده میانی بخش جدایش ثقلی تا ۲۰۰۰ هرتز شدت میدان لازم است. جداسازی مغناطیسی معمولاً به تنهایی کارایی لازم را در مورد کانسنگ منگنز نداشته و اغلب به عنوان تکمیل کننده بخش جدایش ثقلی و یا حتی فلوتاسیون می‌تواند بکار گرفته شود که باعث افزایش قابل توجهی در راندمان کل عملیات می‌شود [۳]. اما، هزینه‌های بالای روش‌های جداسازی مغناطیسی باعث محدودیت استفاده از آنها در مقیاس صنعتی می‌شود [۱۹، ۲۰]. در رابطه با فلوتاسیون به عنوان یکی از پرکاربردترین روش‌های پرعیارسازی نیز، تاکنون مطالعات بسیار کمی در مورد پیرولوژیت و سایر کانی‌های منگنزدار انجام گرفته است. قابلیت فلوتاسیون کانی‌های منگنز بیشتر با کلکتور اولئیک اسید مورد بررسی قرار گرفته که بیشترین بازیابی فلوتاسیون پیرولوژیت بالای ۸۰ درصد بوده که در بازه pH ۷ تا ۸ و پس از فعالسازی با یون‌های مس به دست آمده است [۱]. قابلیت فلوتاسیون پیرولوژیت، با استفاده از کلکتورهای سدیم اولئات، سدیم دودسیل سولفونات و آمونیم دودسیل کلرید مورد مطالعه قرار گرفته است که بیشترین بازیابی فلوتاسیون در حضور سدیم دودسیل سولفونات و آمونیم دودسیل کلرید به ترتیب در $\text{pH} = 7/4$ و $\text{pH} = 11/4$ و در اثر

جدول ۱. مشخصات مواد شیمیایی مورد استفاده در آزمایش های فلوتاسیون.

Table 1. Specifications of chemicals used in the flotation experiments.

نام ماده شیمیایی	فرمول شیمیایی	نوع	نقش و کاربرد	سازنده
اولئیک اسید	$\text{CH}_3(\text{CH}_2)_7\text{CH}=\text{CH}(\text{CH}_2)_7\text{COOH}$	آلی	کلکتور آنیونیک	Merck
دودسیل آمین	$\text{CH}_3(\text{CH}_2)_{10}\text{CH}_2\text{NH}_2$	آلی	کلکتور کاتیونیک	Merck
سدیم هیدروکسید	NaOH	غیرآلی	تنظیم کننده pH	Merck
کلریدریک اسید	HCl	غیرآلی	تنظیم کننده pH	Merck
سولفوریک اسید	H_2SO_4	غیرآلی	تنظیم کننده pH	Merck
سدیم کربنات	Na_2CO_3	غیرآلی	بازدداشت کننده	Merck
کلسیم کلرید	CaCl_2	غیرآلی	بازدداشت کننده	Merck
سدیم سولفید	Na_2S	غیرآلی	فعال کننده	Merck
سولفات مس	$\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$	غیرآلی	فعال کننده	Merck
سدیم سیلیکات	Na_2SiO_3	غیرآلی	بازدداشت کننده	Merck

آنالیز تصویری و تعیین سطح ذرات آزاد و درگیر کانی بالرش است. بدین منظور از فراکسیون های مختلف ابعادی حاصل از دانه بندی نمونه خرد شده تا زیر ۲ میلی متر، مقاطع صیقلی آماده شد و از آنها تصاویر مختلفی با استفاده از میکروسکوپ الکترونی (آشکارساز الکترون برگشتی) تهیه شد. سپس با استفاده از نرم افزار Micro Vision، مساحت ذرات آزاد و درگیر پیرولوبزیت اندازه گیری شد و در نهایت مقدار آزاد شدگی برای فراکسیون های مختلف از طریق رابطه ۱ تعیین گردید.

$$\text{درجه آزادی} = \frac{\text{سطح کانی بالرش آزاد شده}}{\text{سطح کل کانی بالرش}} * 100 \quad (1)$$

۲-۲-۴ روش های جدایش ثقلی

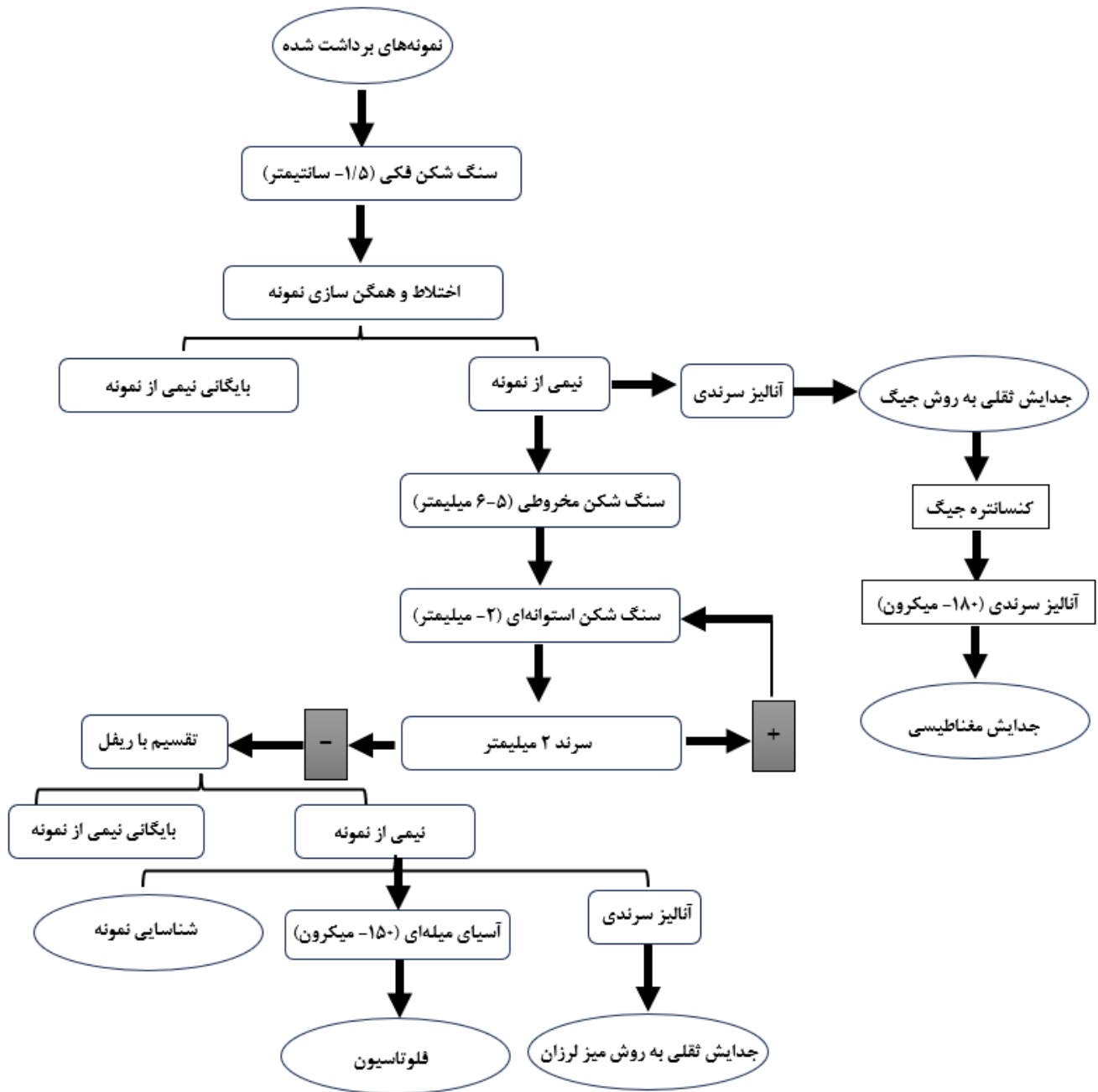
با توجه به وزن مخصوص نسبتاً بالای (بالتر از ۴) پیرولوبزیت و تفاوت بارز آن با کانی های همراه در صورتی که میزان آزاد شدگی و ابعاد دانه های کانی بالرش و باطله به گونه ای باشد که در محدوده کار دستگاه های جدا کننده ثقلی قرار گیرند، می توان بین ۸۰-۵۰٪ سنگ ورودی را پرعیار کرد

۲-۲-۲ شناسایی نمونه

ترکیب شیمیایی نمونه کانسنگ و محصولات حاصل از روش های مختلف جدایش توسط روش فلورسانس اشعه ایکس (XRF) مدل X Unique II ساخت شرکت فیلیپس انجام شد. تجزیه کانی شناسی یا فازی نمونه ها نیز توسط روش پراش اشعه ایکس (XRD) مدل XPert MPD ساخت شرکت فیلیپس و با استفاده از لامپ مس انجام گردید. از دستگاه میکروسکوپ الکترونی روبشی (SEM) مدل SEM.XL.30 (ساخت شرکت فیلیپس) و مجهز به آنالیزور WDX (Wavelength disper-) (sive X-ray) برای مطالعه نوع بافت و قفل شدگی های کانی ها و نیز تعیین درجه آزادی استفاده شد.

۲-۲-۳ تعیین درجه آزادی

برای انجام آزمایش های پرعیار سازی، لازم است که ابتدا درجه آزادی کانی در کانسنگ مورد مطالعه تعیین گردد تا بر این اساس، نوع خردایش، میزان خردایش و زمان خردایش در عملیات آسیا مشخص شوند. برای تعیین درجه آزادی روش های مختلفی وجود دارد که یکی از آنها استفاده از



شکل ۱. مراحل آماده سازی نمونه‌های اولیه جهت انجام مراحل آزمایشگاهی.

Fig. 1. Sample preparation process for carrying out different laboratory experiments.

جدول ۲. مشخصات میز لرزان و جیگ مورد استفاده.

Table 2. Specifications of used tabling and jig.

مشخصات دستگاه	میز لرزان	جیگ
سازندگان دستگاه	شرکت KMD	شرکت دانش فرآوران
دبی (لیتر بر دقیقه)	۸/۴	۴/۸
نوسان (ضربه در دقیقه)	۱۱۰	۹۰
نرخ خوراک دهی (کیلوگرم بر ساعت)	۸	۸
مقدار نمونه لازم (کیلوگرم)	۳	۳

عیار MnO از آنالیز XRF استفاده شد.

۲-۲-۷- محاسبات

برای مقایسه کارایی روشهای پرعیارسازی مورد استفاده در این تحقیق، از پارامترهای مختلف متالورژیکی شامل عیار، بازیابی وزنی، بازیابی کانی باارزش و گانگ، بازدهی جدایش و اندیس انتخابی استفاده شد. روابط ۲، ۳ و ۴ به ترتیب برای محاسبه بازیابی، بازدهی جدایش و اندیس انتخابی مورد استفاده قرار گرفتند.

$$R_a = C \frac{c}{f} \times 100 \quad (2)$$

$$SE = 100C \frac{m(c-f)}{f(m-f)} \quad (3)$$

$$SI = \sqrt{\frac{(R_a \times J_b)}{(100 - R_a) \times (100 - J_b)}} \quad (4)$$

[۳]. در این روش ابتدا نمونه ها طی مراحل مختلف خردایش با سنگ شکن فکی و آسیای میله ای به ابعاد مورد نظر که برای روش جدایش جیگ ۹۵۰۰+۱۱۸۰ میکرون و برای روش میز لرزان ۷۵+۱۱۹۰ میکرون بوده است، رسیدند. دانه بندی نمونه ها نیز با استفاده از روش تجزیه سرنندی تر توسط سرندهای آزمایشگاهی استاندارد ASTM انجام شد. مشخصات دستگاههای مورد استفاده در جدایش ثقلی در جدول ۲ ارائه شده است.

۲-۲-۵- روش جدایش مغناطیسی شدت بالا

با توجه به اینکه پیرولوزیت جزو کانیهای پارامغناطیس و کانیهای گانگ کلسیت و کوارتز جزو کانیهای دیامغناطیس هستند، امکان پرعیارسازی این کانسنگ به روش مغناطیسی نیز مورد بررسی قرار گرفت. برای جدایش مغناطیسی پیرولوزیت از جداکننده مغناطیسی دیسکی شدت بالا ساخت شرکت Box Mag Rapid کشور انگلستان با شدت میدان قابل تنظیم، استفاده شد. d_{80} بار ورودی به این دستگاه ۱۸۰ میکرون بود.

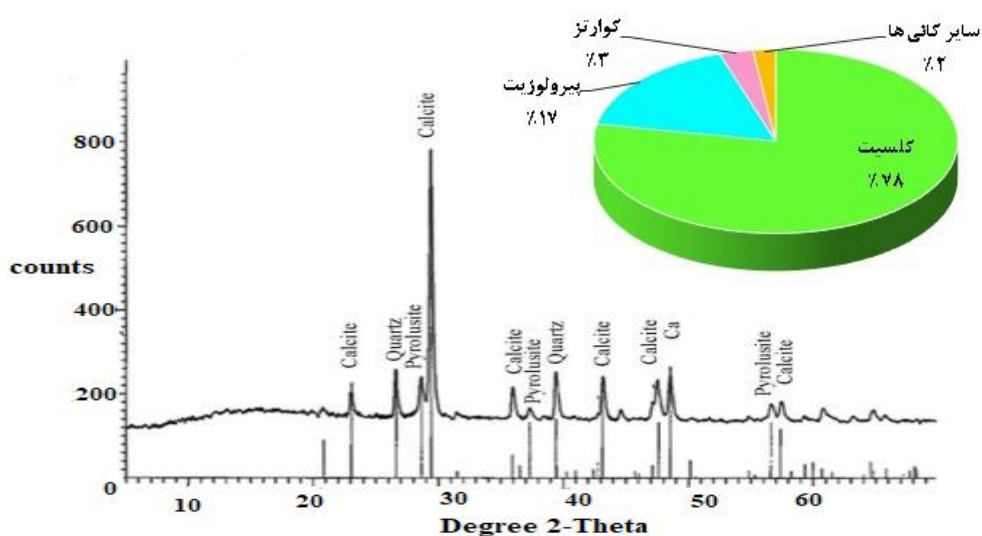
۲-۲-۶- روش فلوتاسیون مکانیکی

آزمایشهای فلوتاسیون بر روی نمونه های ۳۰۰ گرمی نمونه کانسنگ در محدوده ابعادی ۲۰+۱۵۰ میکرون در یک سلول دنور و با درصد جامد ۳۰-۲۵٪ انجام شد. پس از مخلوط کردن پالپ به مدت ۴ دقیقه و تنظیم pH، بازداشت کننده و کلکتور اضافه شده و هر یک به مدت ۵ دقیقه آماده سازی شدند. روغن کاج به عنوان کف ساز به پالپ اضافه شده و پس از ۲ دقیقه همزدن، کف گیری انجام شد. پس از ۴ دقیقه کف گیری و روشن شدن رنگ کف، کنسانتره و باطله بدست آمده خشک و وزن شدند. برای تعیین

جدول ۳. ترکیب شیمیایی نمونه کانسنگ مورد استفاده (آنالیز XRF)

Table 3. Chemical composition of ore sample determined by XRF.

نوع ترکیب	MnO	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	As ₂ O ₃	BaO	MgO	P ₂ O ₅	SO ₃	Fe ₂ O ₃	L.O.I	سایر
درصد ترکیب	۱۳/۸	۴۴/۷	۳/۵	۰/۷۸	۰/۲۱	۰/۳۱	۰/۵۶	۰/۲۴	۰/۲۸	۰/۶۵	۳۴/۵۷	۰/۴



شکل ۲. الگوی پراش اشعه ایکس نمونه کانسنگ منگنز و درصد تقریبی کانی های تشکیل دهنده آن.

Fig. 2. X-ray diffraction pattern of manganese ore sample.

کانی شناسی نمونه کانسنگ نیز به صورت الگوی پراش اشعه ایکس (XRD) در شکل ۲ نشان داده است. از شکل ۲ مشخص است که ترکیب کانی شناسی کانسنگ چراگاه امیرچندان پیچیده نبوده و کانی های اصلی تشکیل دهنده آن به ترتیب شامل کلسیت، پیرولوژیت و کوارتز است. پیک اصلی پیرولوژیت در $d=3/114$ آنگستروم و پیک اصلی کلسیت در $d=3/034$ آنگستروم ظاهر شده است. همچنین در این رابطه پیک کوارتز هم در $d=3/347$ آنگستروم اتفاق افتاده است. نتایج XRF و XRD نشان می دهند که کانی با ارزش موجود در کانسنگ کانی پیرولوژیت بوده که حدوداً ۱۷٪ کانسنگ را تشکیل می دهد. گانگ اصلی کانسنگ را نیز کانی کلسیت با حدود ۷۹٪ تشکیل می دهد. کوارتز دیگر کانی گانگ موجود در نمونه کانسنگ (حدوداً ۳ تا ۴٪)

در روابط بالا، R_a بازیابی ماده بارزش در کنسانتره، C نسبت وزنی کنسانتره به خوراک، C عیار فلز در کنسانتره، f عیار فلز در خوراک، SE بازدهی جدایش، m حداکثر عیار قابل دسترسی فلز مورد نظر، SI اندیس انتخابی و J_p بازیابی ماده گانگ در باطله هستند [۲۶].

۳- نتایج

۳-۱- شناسایی نمونه

۳-۱-۱- آنالیز شیمیایی و کانی شناسی نمونه

تجزیه شیمیایی نمونه معرف با استفاده از فلورسانس اشعه ایکس (XRF) انجام شد که نتایج آن در جدول ۳ آورده شده است. آنالیز فازی یا

جدول ۴. نتایج تعیین درجه آزادی پیرولوزیت با اندازه گیری سطح ذرات توسط نرم افزار JMicro Vision

Table 4. Determination of pyrolusite liberation by measuring the particles surface using JMicroVision software.

فراکسیون	ابعاد متوسط (میکرون)	سطح کانی آزاد (pix)	سطح کانی درگیر (pix)	درجه آزادی (درصد)
-۲۰۰۰+۱۷۰۰	۱۸۵۰	۰	۱۳۱۲۶۷	۰
-۱۷۰۰+۱۱۸۰	۱۴۴۰	۰	۱۳۲۹۳	۰
-۱۱۸۰+۶۰۰	۸۹۰	۱۷۳۹	۳۰۸۵	۳۶
-۶۰۰+۴۲۵	۵۱۲/۵	۶۸۸۳	۹۹۰۴	۴۱
-۴۲۵+۳۰۰	۳۶۲/۵	۳۴۸۷	۲۹۷۰	۵۴
-۳۰۰+۱۸۰	۲۴۰	۶۵۸۵	۲۶۹۲	۷۱
-۱۸۰+۱۵۰	۱۶۵	۷۱۷۸	۱۴۷۴	۸۳
-۱۵۰+۷۵	۱۱۲/۵	۱۷۲۹۲	۲۳۵۸	۸۸
-۷۵	۳۷/۵	۵۲۸۱۵	۳۹۷۵	۹۳

شوند. بیشترین عیار MnO در محدوده دانه بندی ۷۵ تا ۱۸۰ میکرون قرار دارد و کمترین عیار مربوط به محدوده ابعادی ۱۶۸۰ تا ۲۰۰۰ میکرون می باشد. حدود ۱۹/۳ درصد MnO در فراکسیون زیر ۷۵ میکرون و ۸۰/۷ درصد در بالای ۷۵ میکرون توزیع یافته است. حدود ۲۵ درصد MnO نیز در محدوده زیر ۱۸۰ میکرون تجمع پیدا کرده است. با کاهش ابعاد، عیار MnO افزایش ولی عیار CaO کاهش می یابد و این می تواند ناشی از آن باشد که در خردایش بخش زیادی از پیرولوزیت تبدیل به نرمه می شود که این می تواند بر عملکرد روش های پرعبارسازی تاثیر منفی داشته باشد. پس از خردایش نمونه به مدت ۱۵/۵ دقیقه توسط آسیای میله ای، بیش از ۸۰ درصد مواد به زیر ۱۸۰ میکرون ($d_{80} = 180$) به عنوان درجه آزادی تعیین شده می رسد. در این شرایط، حدود ۵۰ درصد مواد زیر ۶۲ میکرون ($d_{62} = 62$) و حدود ۴۵ درصد مواد بالای ۷۵ میکرون خواهد بود. با کاهش ابعاد، پیرولوزیت های بیشتری نرم شده و وارد فراکسیون های ریزتر می شود در نتیجه عیار MnO افزایش می یابد. بیشترین توزیع MnO، ۴۵ درصد بوده و مربوط به فراکسیون ۳۸- میکرون است که جدایش آن به روش های فیزیکی بسیار مشکل است.

۳-۲- جدایش به روش ثقلی

با توجه به چگالی کانی های پیرولوزیت به عنوان کانی بارز (۴/۷)

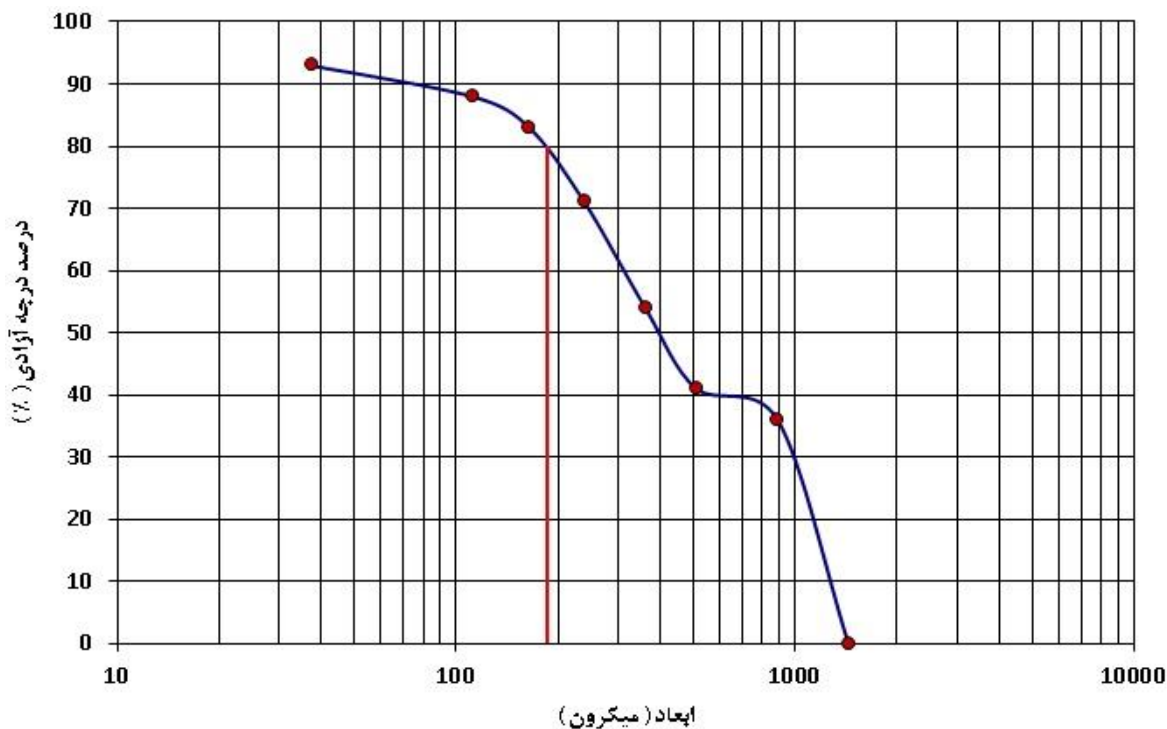
است. بر اساس مطالعات انجام شده در فراکسیون های ابعادی مختلف، درجه آزادی کانی پیرولوزیت در این کانسنگ ۱۸۰ μm تعیین شده است [۲۵].

۳-۱-۲- تعیین درجه آزادی

نتایج حاصل از مطالعات درجه آزادی در جدول ۴ و شکل ۳ ارائه شده است. براساس نتایج به دست آمده درجه آزادی پیرولوزیت حدود ۱۸۰ میکرون تعیین گردید.

۳-۱-۳- آنالیز سرندي و شیمیایی

جهت بررسی توزیع دانه بندی و تغییرات عیار در فراکسیون های مختلف، نمونه معرف بعد از خردایش تا ابعاد زیر ۲ میلی متر توسط سنگ شکن استوانه ای و نیز بعد از عملیات آسیا توسط آسیای میله ای مورد آنالیز سرندي تر قرار گرفت و سپس فراکسیون های ابعادی به دست آمده مورد آنالیز شیمیایی قرار گرفتند که نتایج به ترتیب در جداول ۵ و ۶ آورده شده اند. جدول ۵ نشان می دهد اگر نمونه معرف از سنگ شکن فکی، مخروطی و استوانه ای عبور کرده و تا زیر ۲ میلی متر خرد شود ۸۰ درصد آن زیر ۱/۴۸ میلی متر ($d_{80} = 1480 \mu\text{m}$) و ۵۰ درصد آن زیر ۸۸۷ میکرون ($d_{80} = 887 \mu\text{m}$) خواهد بود. با توجه به عیار MnO در فراکسیون های مختلف، هیچ یک از فراکسیون ها نمی توانند به تنهایی باطله یا کنسانتره نهایی محسوب



شکل ۳. منحنی درصد درجه آزادی پیرولوزیت برحسب ابعاد.

Fig. 3. percentage of pyrolusite liberation degree as a function of particles sizes.

جدول ۵. نتایج آنالیز سرندي تر و آناليز شيميايي فراکسيون‌های مختلف پس از خردايش نمونه تا زیر ۲ میلی‌متر.

Table 5. Wet sieve analysis and chemical analysis of different size fractions after crushing the sample under 2 mm.

SiO ₂		CaO		MnO		تجمعی عبوری (%)	درصد وزنی (%)	ابعاد (میکرون)
توزیع	درصد	توزیع	درصد	توزیع	درصد			
۱۵/۲	۴/۴	۱۰/۷	۴۸/۱	۷/۹	۱۰/۴	۱۰۰	۱۰/۴	-۱۶۸۰+۲۰۰۰
۲۵/۱	۳/۳	۲۳/۴	۴۷/۹	۲۰/۳	۱۲/۲	۸۹/۶	۲۲/۸	-۱۱۹۰+۱۶۸۰
۳۰	۲/۷	۳۴/۴	۴۸/۱	۳۰/۱	۱۲/۴	۶۶/۸	۳۳/۳	-۶۰۰+۱۱۹۰
۶/۲	۲/۶	۷/۴	۴۷/۸	۶/۷	۱۲/۸	۳۳/۵	۷/۲	-۴۲۵+۶۰۰
۲/۵	۱/۷	۴/۵	۴۷/۷	۴/۵	۱۴/۱	۲۶/۳	۴/۴	-۳۰۰+۴۲۵
۴/۷	۲/۸	۴/۸	۴۴/۵	۵/۹	۱۶/۲	۲۱/۹	۵	-۱۸۰+۳۰۰
۵/۳	۴/۶	۳	۴۱	۵/۳	۲۰/۷	۱۶/۹	۳/۵	-۷۵+۱۸۰
۱۱	۲/۴	۱۱/۸	۴۰/۸	۱۹/۳	۱۹/۸	۱۳/۴	۱۳/۴	-۷۵
۱۰۰	۳	۱۰۰	۴۶/۶	۱۰۰	۱۳/۷	-	۱۰۰	مجموع

جدول ۶. نتایج آنالیز سرندي تر و آنالیز شیمیایی فراکسیون‌های مختلف پس از آسیای میله‌ای.

Table 6. Wet sieve analysis and chemical analysis of different size fractions after rod milling.

ابعاد (میکرون)	درصد وزنی (%)	تجمعی عبوری (%)		MnO		CaO		SiO ₂	
		درصد	توزیع	درصد	توزیع	درصد	توزیع	درصد	توزیع
-۱۶۸۰+۲۰۰۰	۱۰/۴	۱۰۰	۱۰/۴	۴۸/۱	۷/۹	۴۸/۱	۱۰/۷	۴/۴	۱۵/۲
-۱۱۹۰+۱۶۸۰	۲۲/۸	۸۹/۶	۲۲/۸	۴۷/۹	۲۰/۳	۴۷/۹	۲۳/۴	۳/۳	۲۵/۱
-۶۰۰+۱۱۹۰	۳۳/۳	۶۶/۸	۳۳/۳	۴۸/۱	۳۰/۱	۴۸/۱	۳۴/۴	۲/۷	۳۰
-۴۲۵+۶۰۰	۷/۲	۳۳/۵	۷/۲	۴۷/۸	۶/۷	۴۷/۸	۷/۴	۲/۶	۶/۲
-۳۰۰+۴۲۵	۴/۴	۲۶/۳	۴/۴	۴۷/۷	۴/۵	۴۷/۷	۴/۵	۱/۷	۲/۵
-۱۸۰+۳۰۰	۵	۲۱/۹	۵	۴۴/۵	۵/۹	۴۴/۵	۴/۸	۲/۸	۴/۷
-۷۵+۱۸۰	۳/۵	۱۶/۹	۳/۵	۴۱	۵/۳	۴۱	۳	۴/۶	۵/۳
-۷۵	۱۳/۴	۱۳/۴	۱۳/۴	۴۰/۸	۱۹/۳	۴۰/۸	۱۱/۸	۲/۴	۱۱
مجموع	۱۰۰	-	۱۳/۷	۴۶/۶	۱۰۰	۴۶/۶	۱۰۰	۳	۱۰۰

شده است. در جدایش به روش میز لرزان نیز نتایج بهینه در فراکسیون ابعادی -۱۸۰+۴۲۵- و با بازیابی وزنی ۱۹/۴٪ (۱۴/۳ درصد از وزن کل نمونه) و عیار ۴۲/۸٪ حاصل شد. با مقایسه نتایج بهینه به دست آمده با این دو روش مشخص می شود که هرچند عیار کنسانتره به دست آمده به روش میز لرزان به میزان قابل توجهی بیشتر از کنسانتره مربوط به جیگ است ولی به دلیل بازیابی پایین منگنز که در روش جدایش میز لرزان برابر ۵۲/۱٪ بوده و در مقایسه با روش جیگ با بازیابی منگنز ۷۷/۴٪ بسیار کمتر است، اندیس انتخابی بدست آمده برای روش میز لرزان از مقدار کمتری (۱/۱۱) در مقایسه با (۲/۱) برخوردار است. بنابراین کنسانتره به دست آمده با استفاده از جیگ در مقایسه با میز لرزان دارای بازدهی جدایش کمتر (۳۲/۲ در مقایسه با ۴۰/۷۶) و اندیس انتخابی بالاتری است.

۳-۳- جدایش به روش مغناطیسی

نمونه معرف بعد از سنگ شکنی تا ابعاد زیر ۱۰ میلی متر و جدایش مواد زیر ۲ میلی متر با سرندي توسط جیگ مورد پرعیارسازی قرار گرفت. کنسانتره جیگ با مواد زیر ۲ میلی متر عبور کرده از سرندي مخلوط شده و توسط آسیای میله ای تا ابعاد زیر ۱۸۰ میکرون ($d_{80} = 180 \mu m$) خرد شد. سپس آزمایش های جدایش مغناطیسی بر روی نمونه به دست آمده در شدت میدان های مختلف انجام شد که نتایج به دست آمده در جدول ۹ آورده شده است.

و کلسیت به عنوان کانی گانگ اصلی (۲/۷)، نسبت چگالی مؤثر بین آنها حدود ۲/۲ به دست می آید و این نشان می دهد که جدایش این کانی ها به روش های ثقلی امکان پذیر خواهد بود. در این راستا دور روش رایج جدایش ثقلی شامل جیگ و میز لرزان مورد بررسی قرار گرفت. آزمایش های جدایش با استفاده از جیگ بر روی فراکسیون های ابعادی -۹۵۰+۴۷۵-، -۲۰۰+۴۷۵- و -۱۱۸۰+۲۰۰- میکرون انجام شدند که نتایج آن در جدول ۷ آورده شده است. در آزمایش های انجام شده، شرایط به گونه ای تنظیم شد که عیار MnO در باطله کمترین مقدار را داشته باشد و برای این کار در آزمایش های مختلف پارامترهای عمده مؤثر یعنی دبی آب و تعداد ضربات پیستون، کمترین مقدار انتخاب گردید و سپس به تدریج افزایش داده شد تا اینکه دانه های سبک شروع به انتقال به بخش باطله کردند. با استفاده از جیگ، بهترین محصول در درشت ترین فراکسیون ابعادی (-۹۵۰+۴۷۵- میکرون) که حدود ۵۰ درصد وزنی خوراک را تشکیل می دهد. در این شرایط عیار و بازیابی منگنز در کنسانتره به ترتیب ۲۰ و ۵۰/۳٪ به دست آمد.

آزمایش های جدایش توسط میز لرزان نیز بر روی فراکسیون های -۱۱۸۰+۴۲۵-، -۱۸۰+۷۵-، -۴۲۵+۱۸۰- و -۷۵- میکرون انجام شد که نتایج به دست آمده براساس بازدهی جدایش و اندیس انتخابی در جدول ۸ ارائه

جدول ۷. نتایج به دست آمده از جدایش به روش جیگ در فراکسیون‌های ابعادی مختلف.

Table 7. Results obtained from jigging separation method in different size fractions.

اندیس انتخابی (SI)	بازدهی جدایش (SE)	بازیابی (%)		عیار (%)		بازیابی وزنی (%)	نوع محصول	ابعاد خوراک
		CaO	MnO	CaO	MnO			
۲/۱	۳۲/۲	۴۴/۸	۷۷/۴	۳۹/۴	۲۰	۵۰/۳	کنسانتره	۴۷۵۰+۹۵۰۰ میکرون
		۵۶/۲	۲۲/۶	۵۰/۲	۶/۲	۴۹/۷	باطله	
		۱۰۰	۱۰۰	۴۴/۲	۱۳	۱۰۰	خوراک	
۲/۳	۳۱/۶۲	۴۵/۰۵	۶۵/۲	۴۹/۲	۲۳/۷	۴۰/۲	کنسانتره	۲۰۰۰+۴۷۵۰ میکرون
		۵۴/۹۵	۳۴/۸	۴۹/۴	۸/۵	۵۹/۸	باطله	
		۱۰۰	۱۰۰	۴۳/۹	۱۴	۱۰۰	خوراک	
۱/۳۸	۲۷/۳	۴۰/۵۴	۵۶/۷	۴۸/۴۵	۲۲/۴	۳۶/۴	کنسانتره	۱۱۸۰+۲۰۰۰ میکرون
		۵۹/۴۵	۴۳/۳	۴۸/۶	۱۰/۳	۶۳/۶	باطله	
		۱۰۰	۱۰۰	۴۳/۵	۱۳/۸	۱۰۰	خوراک	

جدول ۸. نتایج به دست آمده از جدایش به روش میز لزان در فراکسیون‌های ابعادی مختلف.

Table 8. Results obtained from tabling separation in different size fractions.

اندیس انتخابی (SI)	بازدهی جدایش (SE)	بازیابی (%)		عیار (%)		بازیابی وزنی (%)	نوع محصول	ابعاد خوراک
		CaO	MnO	CaO	MnO			
۱/۳۶	۴۲/۶۹	۱۳/۶	۵۹/۶	۲۳/۸	۲۹/۲	۲۷/۴	کنسانتره	۴۲۵+۱۱۸۰ میکرون
		۳۸/۴۱	۳۰/۴	۵۰/۶	۱۱/۲	۳۶/۴	میانی	
		۴۷/۹۸	۱۰	۶۳/۵۵	۳/۷	۳۶/۲	باطله	
		۱۰۰	۱۰۰	۴۷/۹۵	۱۲/۶	۱۰۰	خوراک	
۱/۱۱	۴۰/۷۶	۹/۵۵	۵۲/۱	۲۲/۷	۴۲/۸	۱۹/۴	کنسانتره	۱۸۰+۴۲۵ میکرون
		۳۷/۲۹	۲۸/۶	۴۹/۴	۱۳/۱	۳۴/۸	میانی	
		۵۳/۱۶	۱۹/۳	۵۳/۵	۶/۷	۴۵/۸	باطله	
		۱۰۰	۱۰۰	۴۶/۱	۱۵/۹	۱۰۰	خوراک	
۱/۰۹	۲۶/۸۳	۸/۰۲	۴۱/۱	۲۱/۵	۴۷/۸	۱۵/۳	کنسانتره	۷۵+۱۸۰ میکرون
		۴۷/۰۴	۳۷	۴۵/۶	۱۵/۶	۴۲/۳	میانی	
		۴۴/۹۴	۲۱/۹	۴۳/۴۵	۹/۲	۴۲/۴	باطله	
		۱۰۰	۱۰۰	۴۱	۲۰/۷	۱۰۰	خوراک	
۰/۶۲	۲۶/۲۱	۵/۳	۳۲/۲	۲۰/۸	۵۷/۶	۱۰/۴	کنسانتره	۷۵ میکرون
		۴۹/۳۵	۳۸/۴	۴۷/۶	۱۶/۹	۴۲/۳	میانی	
		۴۵/۳۵	۲۹/۴	۳۹/۱۱	۱۱/۶	۴۷/۳	باطله	
		۱۰۰	۱۰۰	۴۰/۸	۱۹/۸	۱۰۰	خوراک	

جدول ۹. نتایج حاصل از جدایش به روش مغناطیسی.

Table 9. Magnetic separation results.

اندیس انتخابی (SI)	بازدهی جدایش (SE)	بازیابی (%)		عیار (%)		بازیابی وزنی (%)	نوع محصول	شدت میدان (تسلا)
		CaO	MnO	CaO	MnO			
۳/۵۷	۴۴/۲۵	۷/۹	۵۲/۳	۱۵/۹	۵۲/۵	۱۸/۱	کنسانتره	۱/۲
		۹۲/۱	۴۷/۷	۴۰/۹	۱۰/۸	۸۱/۹	باطله	
		۱۰۰	۱۰۰	۳۶/۴	۱۸/۵	۱۰۰	خوراک	
۳/۸۱	۵۰/۳۷	۹/۵	۶۰/۴	۱۶/۶	۵۲/۱	۲۱/۶	کنسانتره	۱/۵
		۹۰/۵	۳۹/۶	۴۳/۵	۹/۴	۷۸/۴	باطله	
		۱۰۰	۱۰۰	۳۷/۷	۱۸/۶	۱۰۰	خوراک	
۴/۱۰	۵۴/۱۶	۹/۸	۶۴/۶	۱۶/۲	۵۲/۶	۲۲/۶	کنسانتره	۱/۷۷
		۹۰/۲	۳۵/۴	۴۳/۵	۸/۴	۷۷/۴	باطله	
		۱۰۰	۱۰۰	۳۷/۳	۱۸/۴	۱۰۰	خوراک	

بالاتر از نوع آنیونی است. این نشان می‌دهد در فلوتاسیون پیروفلوئزیت از کانی گانک کلسیت، کلکتورهای کاتیونی می‌توانند انتخابی‌تر از انواع آنیونی عمل کنند.

۳-۵- جدایش با ترکیب روش‌های مختلف

هیچ یک از روش‌های مورد استفاده به تنهایی قادر به تولید کنسانتره پیروفلوئزیت با عیار و بازیابی مناسب نیستند. در بین روش‌های ثقلی مورد استفاده، عیار کنسانتره بدست آمده از میز لرزان به صورت قابل توجهی بالاتر از جیگ است ولی بازیابی آن پایین است. روش مغناطیسی شدت بالا دارای بالاترین عیار کنسانتره و بازدهی جدایش است، اما بازیابی آن از روش‌های فلوتاسیون و روش ثقلی جیگ کمتر است. بنابراین برای دستیابی به کنسانتره مناسب از نظر عیار و بازیابی، ترکیب روش‌های مختلف شامل میز لرزان با فلوتاسیون کاتیونی، جیگ با فلوتاسیون کاتیونی و آنیونی، دو مرحله میز لرزان، جیگ با مغناطیسی شدت بالا و جیگ با میز لرزان مورد بررسی قرار گرفت. نتایج حاصل از ترکیب روش‌های مختلف در جدول ۱۲ نشان داده شده است. مطابق نتایج بدست آمده، بالاترین بازیابی منگنز در کنسانتره کارایی جدایش که به ترتیب برابر با ۷۱/۵٪ و ۵۶/۱٪ است که از ترکیب میز لرزان با فلوتاسیون کاتیونی بدست آمده است. عیار کنسانتره بدست آمده از این روش را نیز می‌توان با یک مرحله شستشوی مجدد (کلینر)، افزایش داد. بالاترین عیار کنسانتره نیز از ترکیب روش جیگ و جدایش مغناطیسی

بیشترین عیار MnO در کنسانتره ۵۳/۵ درصد است که در شدت میدان ۱/۲ تسلا به دست می‌آید. با افزایش شدت میدان، با کاهش جزئی در عیار (۵۲/۱٪ و ۵۲/۶٪)، بازیابی MnO از ۵۲/۳٪ به ۶۰/۴٪ و ۶۴/۶٪ به ترتیب در شدت میدان‌های ۱/۵ و ۱/۷۷ تسلا افزایش می‌یابد. بهترین کنسانتره که دارای بیشترین مقدار بازدهی جدایش (۵۴/۱۶) و اندیس انتخابی (۴/۱) است، با عیار ۵۲/۶ درصد MnO و بازیابی ۶۴/۶ درصد در شدت میدان ۱/۷۷ تسلا به دست می‌آید.

۳-۴- جدایش به روش فلوتاسیون

بعد از آسیا کردن نمونه‌ها تا زیر ۱۵۰ میکرون، آزمایش‌های فلوتاسیون مکانیکی در pHهای مختلف، با استفاده از انواع کلکتورهای آنیونی و کاتیونی در غلظت‌های مختلف و در حضور انواع مواد شیمیایی به عنوان بازداشت کننده و فعال کننده انجام شد. پس از آنالیز شیمیایی نمونه‌های کنسانتره و باطله بدست آمده از آزمایش‌های مختلف، آزمایش‌های بهینه و شرایط آنها براساس عیار و بازیابی انتخاب شدند. شرایط بهینه به دست آمده در جدول ۱۰ آورده شده است. نتایج بهینه به دست آمده از آزمایش‌های فلوتاسیون با استفاده از کلکتورهای آنیونی و کاتیونی نیز در جدول ۱۱ آورده شده است. کنسانتره بدست آمده از هر دو روش دارای عیار یکسانی (۲۲/۷٪) بوده اما بازیابی (۷۷/۴ در مقایسه با ۶۶/۸٪)، بازدهی جدایش (۳۶/۵ در مقایسه با ۳۰/۹) و اندیس انتخابی (۲/۳۴ در مقایسه با ۲/۱۷) در فلوتاسیون کاتیونی

جدول ۱۰. شرایط بهینه مورد استفاده در آزمایش‌های فلوتاسیون.

Table 10. Optimal conditions used in the flotation experiments.

درصد جامد	pH	مواد شیمیایی						نوع فلوتاسیون
		فعال کننده		بازداشت کننده		کلکتور		
		غلظت (g/t)	نوع	غلظت (g/t)	نوع	غلظت (g/t)	نوع	
۳۰	۷/۵	-	-	۱۵۰۰	کربنات سدیم	۲۰۰۰	دودسیل آمین	کاتیونی
۳۰	۹	۱۰۰۰	سولفات مس	-	-	۵۷۰۰	اسید اولئیک	آنیونی

جدول ۱۱. مقایسه نتایج بهینه به دست آمده از آزمایش‌های فلوتاسیون آنیونی و کاتیونی.

Table 11. Comparison of optimal results obtained from anionic and cationic flotation experiments.

اندیس انتخابی (SI)	بازدهی جدایش (SE)	بازبایی (%)				بازبایی وزنی (%)	نوع محصول	نوع روش
		عبار (%)		عبار (%)				
		CaO	MnO	CaO	MnO			
۲/۱۷	۳۰/۹	۳۴/۸	۶۶/۸	۳۷	۲۲/۷	۴۱/۲	کنسانتره	فلوتاسیون آنیونی
		۷۰/۲	۳۳/۲	۵۲/۳	۸	۵۸/۸	باطله	
		۱۰۰	۱۰۰	۴۳/۸	۱۴	۱۰۰	خوراک	
۲/۳۴	۳۶/۵	۳۸/۴	۷۷/۴	۳۶/۶	۲۲/۷	۴۷/۰	کنسانتره	فلوتاسیون کاتیونی
		۶۱/۴	۲۲/۶	۵۱/۹	۵/۹	۵۲/۹	باطله	
		۱۰۰	۱۰۰	۴۴/۷	۱۳/۸	۱۰۰	خوراک	

این کانسنگ از نظر بافت و ابعاد بر دو نوع است (شکل ۴). نوع اول ذرات درشت پیرولوزیت با ابعاد ۵۰-۵۰۰ μm که قفل شدگی ساده‌ای با کلسیت به عنوان گانگ اصلی دارند که درجه آزادی آنها ۱۸۰ میکرون تعیین شده است. نوع دیگر پیرولوزیتی که دارای بافت پیچیده و قفل شدگی شدید که با ابعاد زیر ۲۵ میکرون در داخل کانی‌های گانگ انتشار یافته‌اند [۱۱].

بیشتر ذخایر منگنز جزو کانسارهای عیار پایین هستند که ترکیب شیمیایی پیچیده‌ای داشته و کانی منگنز به صورت دانه ریز و پراکنده در داخل آنها وجود دارد [۱۳]. به دلیل پایین بودن عیار منگنز در اکثر کانسارهای شناسایی شده در ایران و جهان، بکارگیری روش‌های مناسب پرعیارسازی برای تغلیظ سنگ استخراج شده لازم و ضروری است. با توجه به خواص فیزیکی و شیمیایی کانه‌های منگنز و باطله‌های همراه و همچنین نوع تجمع آنها در کانسار، روش‌های مختلفی در پرعیارسازی سنگ‌های منگنزدار

شدت بالا و برابر ۵۲/۶٪ بدست آمده است. در این روش کارایی جدایش و بازبایی منگنز در کنسانتره به ترتیب ۵۴/۱۶٪ و ۵۶/۶٪ بدست آمد که در حد قابل قبول و مطلوبی است. استفاده از ترکیب جیگ با میز لرزان نیز می‌تواند به کارایی جدایش و بازبایی مطلوبی دست پیدا کند. این کارایی جدایش و بازبایی منگنز در کنسانتره که به ترتیب برابر ۵۰/۸٪ و ۶۱/۳٪ بوده که بالاتر از روش جیگ-مغناطیسی است. استفاده از دو مرحله میز لرزان به تنهایی نتوانسته به جدایش مطلوب و عیار و بازبایی مناسب منگنز در کنسانتره دست یابد. در این روش بازبایی منگنز در کنسانتره و کارایی جدایش به ترتیب ۱۷٪ و ۱۳/۲٪ بوده است.

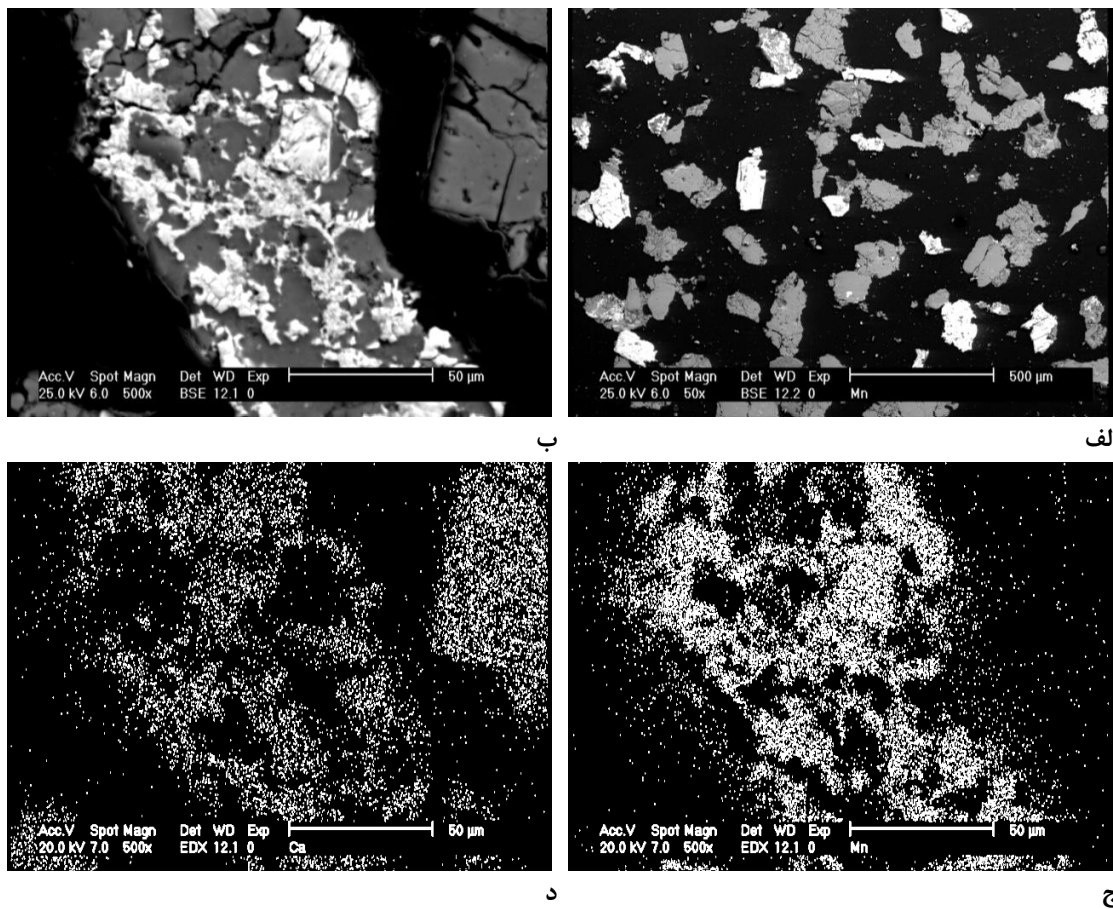
۴- بحث

مطالعات میکروسکوپ الکترونی نشان می‌دهد که پیرولوزیت موجود در

جدول ۱۱. مقایسه نتایج بهینه به دست آمده از آزمایش‌های فلوتاسیون آنیونی و کاتیونی.

Table 11. Comparison of optimal results obtained from anionic and cationic flotation experiments.

روش مورد استفاده	نوع و غلظت مواد مصرفی (g/t)	نوع محصول	بازیابی وزنی (%)	عیار MnO (%)	بازیابی (%)	SE (%)
میز لرزان و فلوتاسیون کاتیونی (جدایش با میز ۳۰۰-۱۵۰ μm آسیای مجدد کنسانتره و اختلاط آن با ۱۵۰ μm - اولیه، فلوتاسیون)	کلکتور: دودسیل آمین (۲۰۰۰g/t) بازداشت کننده: کربنات سدیم (۱۵۰۰g/t)	باطله میز	۴۱/۸	۳/۶	۱۱/۰	۵۶/۱
		کنسانتره میز	۵۸/۲	۲۱/۱	۸۹/۰	
		کنسانتره فلوتاسیون	۲۴/۷	۳۹/۹	۷۱/۴	
		باطله فلوتاسیون	۳۳/۵	۷/۳	۱۷/۶	
		خوراک	۱۰۰	۱۳/۸	۱۰۰	
جیگ و فلوتاسیون کاتیونی (جدایش ۱۰-۲mm با جیگ، خردایش مخلوط کنسانتره با مواد ۲mm- تا ۱۵۰ μm -، فلوتاسیون)	کلکتور: آرماک C (۱۰۰۰g/t) بازداشت کننده: سیلیکات سدیم (۱۵۰۰g/t)	باطله جیگ	۳۴/۸	۵/۱	۱۲/۸	۳۴/۴
		کنسانتره جیگ	۶۵/۲	۱۸/۵	۸۷/۲	
		کنسانتره فلوتاسیون	۱۹/۴	۳۴/۱	۵۴/۸	
		باطله فلوتاسیون	۴۵/۸	۱۱/۹	۳۲/۴	
		خوراک	۱۰۰	۱۴	۱۰۰	
جیگ و فلوتاسیون آنیونی (جدایش ۱۰-۲mm با جیگ، خردایش مخلوط کنسانتره با مواد ۲mm- تا ۱۵۰ μm -، فلوتاسیون)	کلکتور: اسید اولئیک (۵۷۰۰g/t) فعال کننده: سولفات مس (g/t) (۱۰۰۰)	باطله جیگ	۳۴/۸	۵/۱	۱۲/۸	۳۴/۰
		کنسانتره جیگ	۶۵/۲	۱۸/۵	۸۷/۲	
		کنسانتره فلوتاسیون	۲۳/۵	۳۰/۴	۴۷/۴	
		باطله فلوتاسیون	۴۳/۷	۱۲۸/۶	۳۹/۸	
		خوراک	۱۰۰	۱۳/۸	۱۰۰	
دو مرحله میز لرزان (خردایش نمونه تا ابعاد زیر ۱۵۰ μm، جدایش با میز با شیب بالا، جدایش محصول میانی در میز مرحله دوم)		باطله میز	۷۱	۸/۴	۳۷	۱۳/۲
		میانی میز	۱۸	۱۹/۳	۱۸	
		کنسانتره میز	۱۱	۶۱/۷	۴۲	
		کنسانتره میز	۹	۳۱	۱۷	
		باطله میز	۹	۵/۹	۴	
سردن، جیگ و مغناطیسی شدت بالا (بعد از دانه بندی، مواد ۲ تا ۱۰ میلی متر به عنوان خوراک جیگ و مواد زیر ۲ میلی متر با کنسانتره جیگ مخلوط شده و بعد از آسیای میله ای به عنوان خوراک جداکننده مغناطیسی استفاده شد.)		۲+۱۰ میلی متر	۷۳	۱۳/۲	۶۹/۸	۵۴/۱۶
		۲ میلی متر	۲۷	۱۵/۵	۳۰/۲	
		باطله جیگ	۳۴/۸	۵/۱	۱۲/۸	
		کنسانتره جیگ	۳۸/۲	۲۰/۶	۵۷/۰	
		کنسانتره مغناطیسی	۱۴/۹	۵۲/۶	۵۶/۶	
سردن، جیگ و میز لرزان (بعد از آسیای میله ای و نرمه گیر به عنوان خوراک میز استفاده شد.)		۲+۱۰ میلی متر	۷۳	۱۳/۲	۶۹/۸	۵۰/۸
		۲ میلی متر	۲۷	۱۵/۵	۳۰/۲	
		باطله جیگ	۳۴/۸	۵/۱	۱۲/۸	
		کنسانتره جیگ	۳۸/۲	۲۰/۶	۵۷/۰	
		نرمه قبل از میز	۴/۸	۲۱/۹	۷/۶	
کنسانتره میز	۱۹/۱	۴۴/۳	۶۱/۳	۱۸/۳		
باطله میز	۴۱/۳	۶/۱	۱۸/۳			



شکل ۴. انواع پیرولوژیت از نظر ابعاد و بافت در نمونه کانسنگ مورد مطالعه بر اساس مطالعات میکروسکوپ الکترونی. الف: پیرولوژیت‌های (ذرات روشن) آزاد و درگیر با کلسیت. ب: پراکندگی پیرولوژیت‌های دانه ریز در داخل کانی کلسیت. ج: نقشه توزیع منگنز در تصویر ب که نشان دهنده پیرولوژیت بودن بخش‌های روشن است. د: نقشه توزیع کلسیم در تصویر ب که نشان دهنده کلسیت بودن بخش‌های خاکستری است.

Fig. 4. Types of pyrolusite based on size and texture in the studied ore sample by scanning electron microscopy. A: Liberated pyrolusite (bright particles) and interlocked with calcite. B: Disseminated fine pyrolusites inside the calcite mineral. C: X-ray mapping of Mn in Fig. B shows that the bright parts are pyrolusite. D: X-ray mapping of Ca in Fig. B shows that the gray parts are calcite.

از سوی دیگر کانی‌هایی نظیر سیلیس و کلسیت به عنوان کانی گانک جزو کانی‌های دیامنیستیک هستند. با این وجود روش جداسازی مغناطیسی معمولاً به تنهایی کارایی لازم را در مورد سنگ منگنز نداشته و از طرفی روشی پرهزینه محسوب می‌شود. بنابراین اغلب به عنوان روش تکمیل کننده بخش جدایش ثقیل و یا حتی فلوتاسیون می‌تواند بکار گرفته شود که باعث افزایش قابل توجهی در عیار کنسانتره خواهد شد [۳].

فلوتاسیون به عنوان یکی از مؤثرترین روش‌ها برای پرعیار سازی کانی‌های منگنز محسوب می‌شود زیرا در این ذخایر درجه آزادی کانی بارزش پایین است. دلیل دیگری که بکارگیری روش فلوتاسیون را در مورد

کاربرد دارند. از جمله روش‌های رایج در این زمینه جدایش ثقیل، مغناطیسی و فلوتاسیون هستند. با توجه به وزن مخصوص نسبتاً بالای (بالتر از ۴) کانه‌های منگنز و تفاوت بارز آنها با کانی‌های همراه در صورتی که میزان آزاد شدگی و ابعاد دانه‌های کانی بارزش و باطله به گونه‌ای باشد که در محدوده‌ی کار دستگاه‌های جدا کننده ثقیل قرار گیرند، می‌توان بین ۸۰-۵۰٪ سنگ ورودی را پرعیار کرد. از طرفی میزان تأثیرپذیری مغناطیسی کانی‌های مختلف تشکیل دهنده کنسار، نشان می‌دهد که اکثر کانی‌های اکسیده منگنز از قبیل پیرولوژیت در خانواده کانی‌های پارامنیستیک قرار می‌گیرند. اگرچه این کانی‌ها دارای تأثیرپذیری مغناطیسی نسبتاً ضعیفی هستند اما

ناپذیر است. روش‌های ثقلی به عنوان روش‌هایی کم هزینه می‌توانند به منظور مرحله‌ی پیش تغلیظ مراحل بعدی و برای حذف بخش اعظمی از باطله بکار گرفته شوند. ترکیب این روش‌ها با یکدیگر و نیز با روش‌های مغناطیسی و فلوتاسیون مورد بررسی قرار گرفت و نتایج به دست آمده بر اساس شاخص کارایی جدایش (SE) مورد مقایسه قرار گرفت. این نتایج نشان می‌دهد که ترکیب روش‌های ثقلی با فلوتاسیون کاتیونی (شکل ۵) و جدایش مغناطیسی (شکل ۶) می‌توانند جدایش مطلوبی از پیرولولیت را به همراه داشته باشند. هرچند مقدار کارایی جدایش در ترکیب ثقلی-فلوتاسیون کاتیونی بیشتر از ترکیب ثقلی-مغناطیسی است و این ناشی از بازیابی بالا در این روش است ولی در صورتی که کنسانتره با عیار بالا مورد توجه باشد، ترکیب دوم نیز می‌تواند مورد استفاده قرار گیرد.

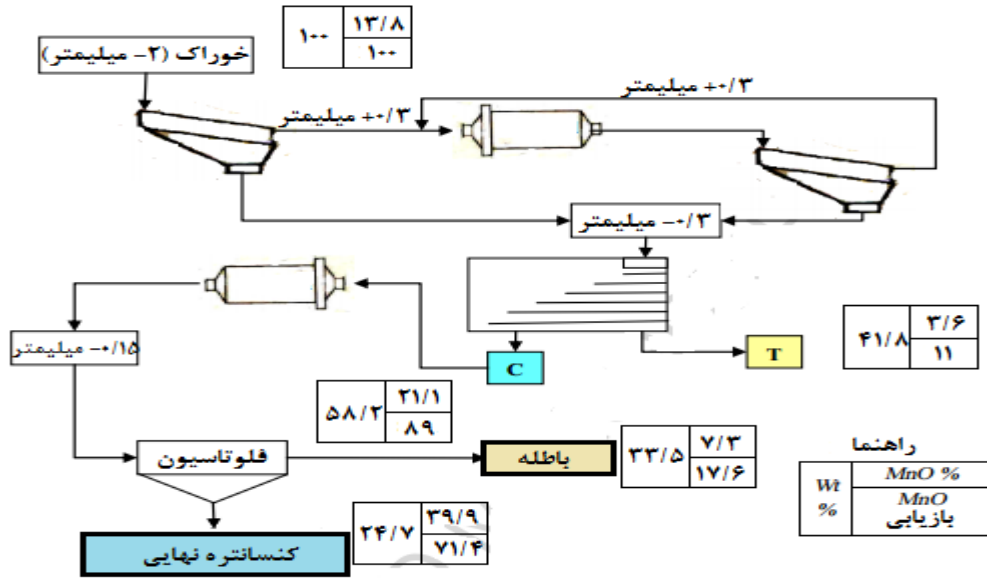
در ترکیب اول که فلوشیت آن در شکل ۵ نشان داده شده است؛ بعد از خردایش نمونه‌ی کانسنگ تا ابعاد ۳۰۰- میکرون با یک آسیای گلوله‌ای، با استفاده از میز لرزان عملیات پیش تغلیظ انجام شده است. سپس کنسانتره به دست آمده از میز تا ابعاد زیر ۱۵۰ میکرون آسیا شده و بعد از نرمه‌گیری به عنوان خوراک فلوتاسیون مورد استفاده قرار گرفته است. با استفاده از کرنات سدیم به عنوان بازداشت کننده کلسیت و کلکتور دودسیل آمین (DDA) کنسانتره‌ای با عیار حدود ۴۰ درصد و بازیابی ۷۱/۵ به دست می‌آید. البته در صورت لزوم می‌توان با شستشوی کنسانتره مرحله رافر به کنسانتره با عیار بیشتر نیز دست پیدا کرد.

ترکیب دوم، روش ترکیبی جیگ و مغناطیسی شدت بالاست که فلوشیت آن در شکل ۶ نشان داده شده است. با استفاده از این ترکیب، بالاترین عیار منگنز در کنسانتره حاصل می‌شود. البته کارایی جدایش هم در این روش از سایر روش‌های ترکیبی به استثنای روش ثقلی-فلوتاسیون کاتیونی بالاتر است. در این ترکیب، پس از سرند کردن خوراک اولیه، یک مرحله پیش تغلیظ توسط جیگ انجام می‌شود. پس از مرحله پیش تغلیظ عیار خوراک ورودی به ۲۰/۸ درصد افزایش یافته و بخش زیادی از باطله در این مرحله حذف می‌شود. پس از عملیات خردایش و رساندن ابعاد به $d_{80} = 118 \mu m$ از روش مغناطیسی شدت بالا به عنوان مرحله اصلی تغلیظ استفاده می‌شود. از نظر مقدار کارایی جدایش، ترکیب اول در اولویت است ولی چنانچه کنسانتره با عیار بالاتر مورد تقاضای بازار باشد، ترکیب دوم در اولویت خواهد بود. البته ممکن است که تجهیزات پرهزینه جدایش مغناطیسی تر شدت بالا استفاده از ترکیب دوم را با محدودیت مواجه سازد. بنابراین در عمل انتخاب گزینه مناسب به عوامل مختلفی از قبیل شرایط اقتصادی، وضعیت بازار و

کانی‌های منگنزدار توجیه‌پذیر کرده است. ایجاد نرمه زیاد در هنگام استخراج و فرآوری این کانی‌هاست. نرمه‌گیری در اکثر موارد باعث افزایش عیار منگنز در خوراک اولیه فلوتاسیون نیز خواهد شد [۳]. علاوه بر آن، فلوتاسیون روشی کاربردی، دارای عملیاتی ساده، اقتصادی و با بازدهی بالاست و این امر می‌تواند آنرا به عنوان بخش مهمی از فرآیند پرعیارسازی مطرح کند [۱۳]. در عین حال، فلوتاسیون کانی‌های اکسیده به راحتی صورت نمی‌گیرد و اغلب یافتن کلکتور مناسب برای این کانی‌ها و یا تعیین شرایط بهینه با مشکلاتی همراه بوده است.

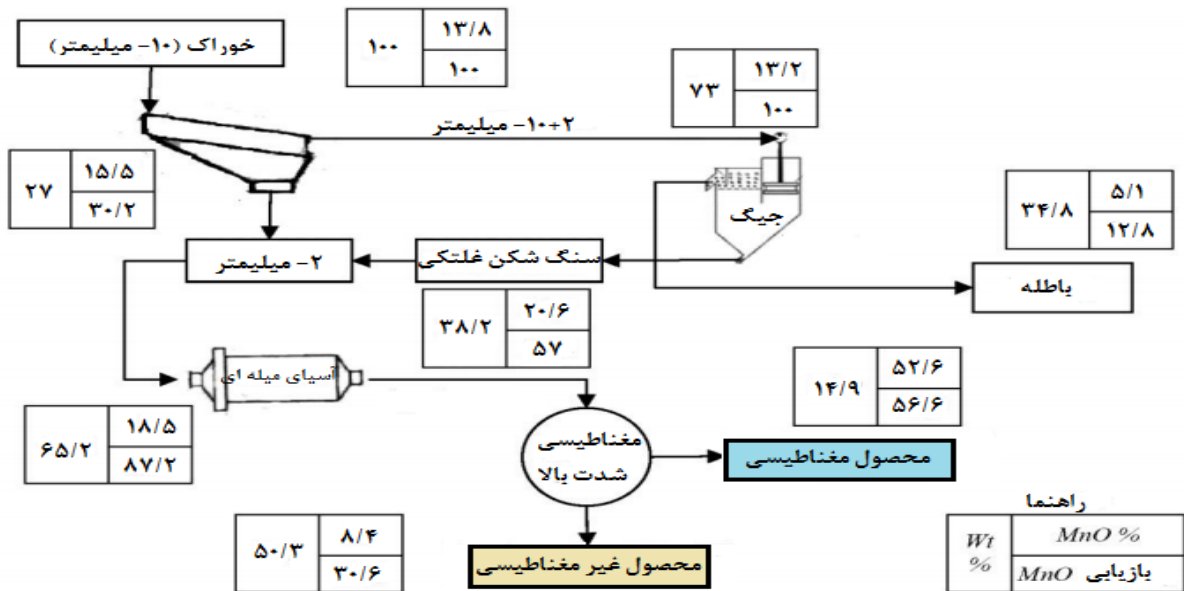
در جدایش به روش جیگ که نیازی به خردایش تا دستیابی به درجه آزادی نیست، بخش عمده هر دو نوع پیرولولیت به بخش کنسانتره منتقل می‌شود و به همین دلیل این روش از بازیابی بالای منگنز برخوردار است. بنابراین اهمیت جدایش توسط جیگ در این است که می‌توان حدود ۳۵ درصد از خوراک ورودی را به عنوان باطله نهایی از مدار فرآوری خارج کرد. اما در جدایش به روش میز لرزان که کانسنگ بیشتر مورد خردایش قرار می‌گیرد، بخش زیادی از پیرولولیت‌های دانه ریز (مربوط به هر دو نوع پیرولولیت) به باطله منتقل شده و منجر به کاهش بازیابی در این روش می‌شود. هرچند که در این روش کنسانتره با عیار مناسب به دست می‌آید.

بیشترین عیار منگنز در کنسانتره در جدایش به روش مغناطیسی شدت بالا حاصل شده است. در شدت میدان‌های پایین بازیابی منگنز کم است ولی با افزایش شدت میدان، با افت ناچیز در عیار کنسانتره، بازیابی منگنز قابل قبول (حدود ۶۵ درصد) است. با توجه به خواص پارامغناطیسی پیرولولیت و دیامغناطیسی کلسیت، به نظر می‌رسد که در جدایش مغناطیسی بیشتر ذرات آزاد پیرولولیت به کنسانتره منتقل شده و باعث افزایش عیار منگنز می‌شوند. با توجه به خواص سطحی مشابه در کانی‌های پیرولولیت و کلسیت، دستیابی به کنسانتره نهایی تنها به روش فلوتاسیون امکان‌پذیر نیست. در فلوتاسیون آنیونی با توجه به شیمیایی بودن مکانیزم جذب کلکتور در سطح کانی‌ها این مسئله مشکل‌تر نیز می‌باشد. اما در فلوتاسیون کاتیونی به دلیل اختلاف در میزان بار سطحی کانی‌ها و جذب الکترواستاتیکی کلکتور می‌توان به یک کنسانتره با بازیابی حدود ۸۰ درصد دست یافت. با این حال، تنها به روش فلوتاسیون دستیابی به کنسانتره نهایی پیرولولیت میسر نیست. بنابراین، با توجه به ویژگی‌های کانی‌شناسی پیرولولیت در کانسنگ مورد مطالعه و نیز مشابه بودن خواص سطحی آن با کلسیت به عنوان کانی گانگ غالب، هیچ یک از روش‌های فوق به تنهایی قادر به تولید کنسانتره نهایی پیرولولیت نخواهند بود. در نتیجه استفاده از روش‌های ترکیبی اجتناب



شکل ۵. فلوشیت ترکیب روش ثقلی (میز لوزان) و فلوتاسیون کاتیونی.

Fig. 5. Flowsheet of combination of gravity method (tabling) and cationic flotation.



شکل ۶. فلوشیت ترکیب روش ثقلی (جیگ) و مغناطیسی تر شدت بالا.

Fig. 6. Flowsheet of combination of gravity (jig) and high intensity wet magnetic method.

- [2] Rehman, W. U., Rehman, A. U., Khan, F., Muhammad, A., Younas, M., 2020. "Studies on Beneficiation of Manganese Ore through High Intensity Magnetic Separator", *Advances in Sciences and Engineering*. 12(1), May, pp. 21-27.
- [3] Fan, D., Yang, P., 1999. "Introduction to and classification of manganese deposits of China", *Ore Geology Reviews*, 15(1-3), April, pp. 1-13.
- [4] Lasheen, T. A., el-hazek, M. N., Helal, A. S., El-nagar, W., 2009. "Recovery of manganese using molasses as reductant in nitric acid solution", *International Journal of Mineral Processing*, 92(3-4), June, pp. 109-114.
- [5] Elliott, R., Barati, M., 2020. "A review of the beneficiation of low-grade manganese ores by magnetic separation", *A review of the beneficiation of low-grade manganese ores by magnetic separation*, 59(1), Jan, pp. 1-16.
- [6] Mehdilo, A., Irannajad, M., Hojjati-rad, M. R., 2013. "Characterization and beneficiation of iranian low-grade manganese ore", *Physicochem. Probl. Miner. Process.* 49(2), May, pp. 725-741.
- [7] Zhang, W., Cheng, C. Y., 2007. "Manganese Metallurgy Review, Part I: Leaching of Ores/Secondary Materials and Recovery of Electrolytic/Chemical Manganese Dioxide". *Hydrometallurgy*, 89(1), May, pp. 137-159.
- [8] Tukaram bai, M., Srivani, P., Noothana, P., Nageswara rao, V., 2019. "Beneficiation of Manganese Ore Using Froth Flotation Technique", *Materials today: proceeding*, 18(7), June, pp. 2279-2287.
- [9] Donald Parrent, M., 2012. "Separation of Pyrolusite & Hematite by Froth Flotation", University of Alberta.
- [10] Teng, F., Luo, Sh., Kang, X., Liu, Y., Shen, H., Ye, J., Chang, L., Zhai, Y., Dai, Y., 2019. "Preparation of manganese dioxide from low-grade pyrolusite and its electrochemical performance for supercapacitors". *Ceramics International*, 45 (17), May, pp. 21457-21466.
- [11] Mehdilo, A., Irannajad, M., 2014. "Evaluation of Pyrolusite Flotation Behavior Using a Cationic Collector". *Journal of Mining Science*, 50 (5), June, pp. 982-993.

شرایط تکنولوژیکی بستگی دارد که مستلزم بررسی های فنی و اقتصادی دقیق تر است.

۵- نتیجه گیری

- در میان روش های ثقلی مورد استفاده برای پرعیار سازی کانسنگ منگنز، میز لرزان در مقایسه با جیگ، به عیار $42/8\%$ منگنز در کنسانتره در مقایسه با 20% و در عوض بازیابی کمتر آن منجر شده است.
- در بین همه ی روش های مورد استفاده، روش فلوتاسیون کاتیونی با کلکتور دودسیل آمین، دارای بالاترین بازیابی منگنز در کنسانتره ($77/4\%$) و اندیس انتخابی ($22/34\%$) بوده است.
- روش مغناطیسی شدت بالا توانسته به کنسانتره ای با بالاترین عیار منگنز ($53/5\%$) و مورد قبول بازار دست پیدا کند. همچنین این روش دارای بالاترین کارایی جدایش ($54/16\%$) در بین تمام روش های پرعیار سازی منگنز است.
- در بین روش های ترکیبی مورد استفاده، بالاترین بازیابی منگنز در کنسانتره و کارایی جدایش که به ترتیب برابر با $71/5\%$ و $56/1\%$ بوده از ترکیب میز لرزان با فلوتاسیون کاتیونی بدست آمده است.
- در روش ترکیبی میز لرزان - فلوتاسیون کاتیونی، با استفاده از کرنات سدیم به عنوان بازداشت کننده ی کلسیت و کلکتور DDA کنسانتره ای با عیار $39/9\%$ بدست آمد که با یک مرحله شستشوی مجدد می توان آنرا بهبود بخشید و به حد مطلوب رساند.
- بالاترین عیار کنسانتره نیز از ترکیب روش جیگ و جدایش مغناطیسی شدت بالا و برابر $52/6\%$ بدست آمده است که البته روشی هزینه بر است.
- در میان فلوشیت های توسعه یافته در این تحقیق جهت پرعیار سازی منگنز، اگرچه عیار کنسانتره در روش ثقلی - مغناطیسی شدت بالا بیشتر بوده است اما به علت هزینه بر بودن روش مغناطیسی شدت بالا و پایین بودن بازیابی آن، استفاده از روش ترکیبی ثقلی - فلوتاسیون کاتیونی برای پرعیار سازی کانسنگ منگنز کم عیار مورد مطالعه مناسب تر است.

منابع

- [1] Mehdilo, A., Irannajad, M., Bazdid, B., 2013. "Separation of pyrolusite from calcite by anionic flotation method", *Journal of Separation Science and Engineering*, 9(1), June, pp. 69-81.

- flotation of pyrolusite and calcite”, International Journal of Mineral Processing, 167(1), October, pp. 103-112.
- [20] Zhiyong, G., Wei, S., Yuehua, H., 2015. “New insights into the dodecylamine adsorption on scheelite and calcite: An adsorption model”, Minerals Engineering, 79(1), May, pp. 54–61.
- [21] Mehdilo, A., Zarei, H., Irannajad, M., Arjmandfar, H., 2012. “Flotation of zinc oxide ore by cationic and mixed collectors”, Minerals Engineering, 36–38(2), April, pp. 331–334.
- [22] Rahimi, Sh., Irannajad, M., Mehdilo, A., 2017. “Effects of sodium carbonate and calcium chloride on calcite depression in cationic flotation of pyrolusite”. Trans. Nonferrous Met. Soc. China, 27.
- [23] Singh, V., Chakraborty, T., Tripathy, S. K., 2019. “A Review of Low-Grade Manganese Ore Upgradation Processes”. Mineral processing and extractive metallurgy review, May, pp.1-28.
- [24] Rahimi, Sh., Irannajad, M., Mehdilo, A., 1394. “Comparison of the effect of cationic collectors in the flotation of pyrolusite and calcite”, 34th meeting and 2nd International Congress of Earth Sciences, 34. (in Persian).
- [25] Hojjati-rad, M. R., Irannajad, M., 2011. “Mineral processing studies on Charagah Manganese deposit”, M.Sc Thesis, Amirkabir University of Technology, Tehran, Iran.
- [26] Irannajad, M., Salmani nuri, O., Allahkarami, E., 2018. “A new approach in separation process evaluation. Efficiency ratio and upgrading curves”. Physicochem. Probl. Miner. Process. 54(3), April, pp. 847–857.
- [12] Rahimi, Sh., Irannajad, M., Mehdilo, A., 1394. “Selection of flotation chemicals for separation of pyrolusite from calcite”, Iranian Journal of Chemistry and Chemical Engineering, 3(34), May, pp. 61-71. (in Persian).
- [13] Mishra, P., Mohapatra, B., Mahanta, K., 2009. “Upgradation of Low-Grade Siliceous Manganese Ore from Bonai-Keonjhar Belt, Orissa”, IndiaMinerals & Materials Characterization & Engineering, 8(9), April, pp. 47-56.
- [14] Crothers, L. A., Macramé, J. F., 2006. “Manganese. in Industrial Minerals and Rocks”, SME. pp. 631-637.
- [15] Zhoua, F., Chen, T., Yan, Ch., Liang, H., Chen, T., Li, D., Wang, Q., 2015. “The flotation of low-grade manganese ore using a novel linoleate hydroxamic acid”. Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects, 466(1), May, pp. 1-9.
- [16] Sandag-Ochir, S., Tsendendamba, Z., Batkhuyag, O., 2021. “Beneficiation and Sulfuric Acid Leaching of Manganese Ore”, Proceedings of the 5th International Conference on Chemical Investigation and Utilization of Natural Resource, 2, pp. 158-163.
- [17] Corathers, L. A., Machamer, J. F., 2006. “Manganese, in: Edited by Jessica Elzea Kogel, Nikhil C. Trivedi, James M. Barker and Stanley T. Krukowski”. Industrial Minerals and Rocks, pp. 631-637.
- [18] Sane, R., 2018. “Beneficiation and agglomeration of manganese ore fines (an area so important and yet so ignored)”, Mineral Processing and Technology International Conference, 285(1), April, pp. 1-6.
- [19] Rahimi, Sh., Irannajad, M., Mehdilo, A., 2017. “Comparative studies of two cationic collectors in the

چگونه به این مقاله ارجاع دهیم

Sh. Rahimi, M. Irannajad, A.Mehdilo, Flowsheet development for low-grade manganese ores by physical and physicochemical methods, Amirkabir J. Civil Eng., 56(5) (2024) 607-628.

DOI: [10.22060/ceej.2024.22479.7979](https://doi.org/10.22060/ceej.2024.22479.7979)



