



Imam Khomeini International University
Vol. 10, No. 1, Spring 2025



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

Research Paper

Characterization of Flotation Tailings of Iron Concentrate Lines 5, 6, and 7 of Golgohar and Feasibility of Copper and Iron Pre-processing from it

Naghavi H.^{1*}, Atighi I.², Mirloo H.³, Farajmand B.⁴

1- Ph.D, Head of Mineral Processing Research, Golgohar Sirjan Mine Research and Technology Unit, Sirjan, kerman, Iran

2- Ph.D Student, Dept. of Industrial Engineering, Islamic Azad University, Kish, Iran

3- M.Sc, Researcher of KSM-RASHA, Tehran, Iran

4- Associate Professor, Dept. of Chemistry, Faculty of Science, University of Zanjan, Zanjan, Iran

Received: 30 Apr. 2024

Accepted: 12 Jun. 2024

Abstract: Today, the reprocessing of mineral processing plant tailings is important from an economic point of view (as a secondary source of valuable elements) as well as environmental issues. The purpose of this research is to characterize the flotation tailings of iron concentrate lines 5, 6, and 7 in Golgohar and their pre-processing in order to maximally separate copper and iron minerals and increase their grade. Therefore, after preparing representative samples from flotation tailings, instrumental chemical analysis, particle size analysis, and microscopic studies were performed on them. Then, using magnetic separation and classification methods, iron and copper separation and enrichment were done. The characterization results of the tailings showed that its main minerals are pyrite, magnetite, and talc, and the iron and copper grades are about 30% and 0.11%, respectively. The results of the pre-processing tests showed that by performing magnetic separation at a field intensity of 2000 Gauss, the grade of iron in concentrate and copper in the tailings increased to 47.8 and 0.18%, respectively. By adding a classification step before magnetic separation and discarding the coarse-grained part of the sample and then performing magnetic separation on the fine-grained part (-38 microns) in the field intensity of 2000 Gauss, the grade of iron and copper in the concentrate and tailings, respectively, is 53.6 and improved by 0.21 percent. Therefore, pre-processing can return the iron in the flotation tailings as an intermediate product to the iron concentrate production circuit and prevent its wastage. On the other hand, by discarding more than half of the flotation tailings, increasing the copper grade, and reducing iron in the rest, this operation created many technical and economic benefits for the copper extraction process in the next stages. Classification and magnetic separation methods are operationally simple and cost-effective and can be implemented in lines 5, 6, and 7 of Golgohar with minimal changes and costs.

Keywords: Flotation tailings, Tailings characterization, Pre-processing, Magnetic separation, Classification.

How to cite this article

Naghavi, H., Atighi, I., Mirloo, H., and Farajmand, B. (2025). "Characterization of flotation tailings of iron concentrate lines 5, 6 and 7 of Golgohar and feasibility of copper and iron pre-processing from it". Journal of Mineral Resources Engineering, 10(1): 99-117.

DOI: 10.30479/jmre.2024.20279.1691

*Corresponding Author Email: naghavi_ha@golgohar.com

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

Today, one of the ways to supply raw materials for various industries, especially for basic and strategic metals such as copper, is to use low-grade resources and tailings [1,2]. In the past, due to a lack of appropriate technology and high processing costs, the tailings could not be reprocessed. But nowadays, with the development and application of new and efficient technologies, they may be able to be used economically. In addition, the accumulation of tails from processing plants around mineral complexes usually causes environmental problems due to the presence of high sulphur content as well as high concentrations of heavy metals [3]. Therefore, the reprocessing of mineral tailings with the aim of producing by-products, in addition to creating added value, reduces the environmental problems caused by their storage. To process mineral tailings, depending on the purpose, various methods are used to recover what element it is. For example, if iron recovery is a priority, gravity processing and magnetic separation methods are effective. If the goal is to recover the valuable copper element, hydro-metallurgy and flotation methods are considered. In the meantime, the flotation method is widely used in the mining industry for the selective separation of minerals (especially sulphide minerals) from each other. Extensive studies have been conducted in the field of reprocessing valuable elements such as iron, copper, nickel, and cobalt from mineral tailings. In these studies, various methods such as magnetic separation, flotation, leaching, bio-, and sometimes a combination of them have been used [3-7].

Preliminary investigations of the flotation tailings of iron concentrate production lines 5, 6, and 7 of Golgohar Mining and Industrial Company showed that this tailing contains valuable elements of iron and copper. The presence of two valuable elements, iron and copper, the high volume of produced tailings (about 243 thousand solid tons per year), and the micron particle size of the desired tailings have led to the elimination of operational costs such as exploration, extraction, crushing, and grinding, as well as a possible increase in price, especially copper, due to the development of technology and increasing attention to green energy, can lead to the economic justification of mineral tailings reprocessing. Therefore, in the present research, the identification and characterization of the flotation tailings of lines 5, 6, and 7 of Golgohar are first addressed, and then a suitable solution to increase the iron and copper content in the tailings is presented as a pre-processing step.

METHODS

In the iron concentrate production plant of Lines 5, 6, and 7 of Golgohar Mining and Industrial Company, the ore entering the factory enters the magnetic separation process after going through the crushing and grinding stages and achieving the degree of liberation of magnetite. The product from this process enters four 50-cubic meter flotation cells for desulfurization. In these lines, the flotation is of the reverse type, so that the sulfur-containing minerals (pyrite) are floated and the valuable material (iron concentrate) is removed from the bottom part of the last cell. In the flotation circuit, potassium amyl xanthate (PAX) is used as a collector, and methyl isobutyl carbinol (MIBC) is used as a frother agent. The floated part of flotation (reverse flotation tailings) is sent to the tailings thickener along with the tailings of different stages. After reaching the permissible limit of sulfur content in the flotation stage, the iron concentrate enters the low-intensity magnetic separators for better dewatering and for increasing the solid percentage of the pulp before being sent to the belt filters. The concentrate from this section is sent to the belt filters as the final concentrate. According to the design documents, the amount of solid tail produced from these lines is 243000 tons per year.

Sampling of flotation tailings was done daily from all three concentrate production lines 5, 6, and 7. After 30 days of sampling, the dried samples of flotation tailings were mixed and homogenized, and representative samples were used for different analyses (such as XRD, XRF, ICP, Fire Assay and study of polished sections with an optical microscope and SEM), particle size analysis and pre-processing tests were prepared. Davis tube tests were performed on a representative sample of flotation tailings at two magnetic field intensities of 700 and 2000 gauss. The purpose of conducting these tests was to investigate the separation of iron from copper and leave part of the sample as magnetic concentrate in the pre-processing stage.

FINDINGS AND ARGUMENT

Based on the results of XRF and ICP-MS analysis, it was observed that elements of iron (30%), sulfur

(11%), silicon (10.1%), magnesium (9.2%), sodium (5%), and calcium (6.1%) constitute a major part of the sample. In addition, the copper grade is 0.11%. Other valuable elements such as nickel, cobalt, and zinc with values of 663 ppm, 274 ppm, and 214 ppm are also present in the sample, but due to their relatively small amounts, their enrichment was not considered at this stage of the research. Based on the results of Fire Assay, the amount of gold in the current sample was reported as 19 ppb. In the study that Khoshdast and Zeidabadi Nejad also conducted on the samples obtained from the tailings dam of the processing lines of Goharzamin Iron and Steel Company, the amount of gold was very small, about 7 ppb [8]. Therefore, it seems that the various mines in the Golgohar region do not have sufficient amounts of gold in terms of economic value. Based on X-ray Diffraction (XRD) analysis of the sample, the main minerals, including pyrite (FeS_2), talc ($\text{Mg}_3\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$) and magnetite (Fe_3O_4) were identified. Considering the hydrophobic nature of talc minerals, it seems logical that during the flotation process, some talc minerals will also float along with sulfurous minerals such as pyrite. The separation of talc minerals along with pyrite during the flotation process has already been reported by other researchers [9-11]. Also, efforts have been made to separate and concentrate these two minerals from each other by flotation in some studies [12, 13].

Based on the microscopic studies of the tailings sample, the main metal minerals were magnetite and pyrite (as the results of XRD studies also showed). The frequency of magnetite in the sample was about 25-30%, and that of pyrite was about 30-35%. Other metal minerals in the sample were chalcocopyrite (CuFeS_2) and goethite (FeOOH), whose abundance is about 2 and 0.5%, respectively. The involvement rate of magnetite with pyrite in this sample is about 45-50%. The images of the studied sections are shown in Figure 1.

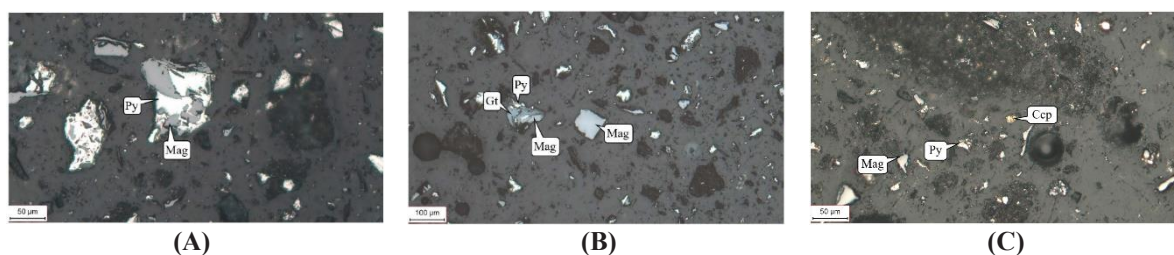


Figure 1. A: Magnetite and pyrite involvement, B: Free particles of magnetite along with involvement between particles of magnetite, pyrite, and goethite, C: Free particles of magnetite, pyrite, and chalcocopyrite

Investigations related to dimensional analysis also showed that almost 80% of the sample had dimensions smaller than 80 microns. Therefore, common gravity methods cannot have high efficiency for preprocessing or processing in this dimensional range, but they are suitable for preprocessing with magnetic separation. Examining the distribution of iron grade in different dimensional fractions of flotation tailings showed that iron grade does not change in different dimensional fractions. According to the microscopic studies, a part of the magnetite mineral (as the main iron mineral), which is in the fractions above 38 microns, is involved in the form of magnetite with the pyrite mineral and therefore floated along with it and entered the flotation tailings, and a part of the magnetite, which is in the fractions below 38 microns, contains fine particles that were probably transferred to the flotation tailings due to the tailing phenomenon. Investigations of copper grade in different dimensional fractions are associated with noticeable changes, and the existing changes follow a constant trend so that the copper grade increases as the particle size decreases. The results showed that about 64% of the copper metal in dimensional fractions is below 38 microns.

According to the characterization results of the sample, iron was the main element in the sample with a grade of about 30%, and the magnetite mineral (Fe_3O_4) was also the main mineral in it. Therefore, with the aim of separating iron phases from other parts and producing a high-quality magnetic product of iron and non-magnetic tailings containing copper, a magnetic separation process with intensities of 700 and 2000 Gauss was used. The results of the best conditions showed that in the separation with a magnetic field intensity of 700 gauss, about 36.9% by weight of the sample with an iron grade of 50.5% and a copper grade of 0.06% entered the concentrate, and 63.1% by weight of the sample with an iron grade of 17.4% and a copper grade of 0.17% entered the tailings. In this experiment, iron recovery in concentrate was about

62.1%, and copper recovery in tailings was 97.5%. These results show that despite discarding 36.9% of the sample as magnetic concentrate, almost all the copper in the sample has reached the tailings resulting from magnetic separation, which shows the potential of copper pre-processing by the magnetic separation method. In addition, the obtained concentrate can be returned as an intermediate product to the concentrate lines 5, 6, and 7 of Golgohar (before the ball mill), and due to the involvement of about 50% of magnetite with pyrite, it can be subjected to crushing and magnetic separation again.

Based on the results of the distribution of iron and copper grades in different dimensional fractions, it was concluded that by performing classification on the original sample and removing the low-grade copper part in fractions larger than 38 microns, it could lead to an increase in the copper grade in the fine grain sample (<38 microns). In a series of experiments, by performing a classification step, particles larger than 38 microns were discarded, and the fine-grained part with copper and iron grades of 0.14 and 31.5% was obtained. Then, with magnetic separation, magnetic phases were separated from non-magnetic phases. Then, with magnetic separation, magnetic phases were separated from non-magnetic phases. The results of magnetic separation on the <38 micron part of the sample showed that the copper grade increased from 0.14% in the flotation tailings to 0.21% in the magnetic tailings, and the iron grade also improved in the magnetic concentrate to 53.6%. This increase in grades was higher than the values obtained from previous experiments that only used the magnetic separation method. Although classification causes more than half of the flotation tailings to be discarded as coarse particles (>38 microns), this issue is more suitable for copper pre-processing, and in addition to improving the copper grade, it causes the removal of a large part of the flotation tailings (about 75 percent) of copper from downstream processes. If iron recovery is also important, magnetic separation can be performed for fractions coarser than 38 microns (rejected by classification) to recover the maximum iron from the flotation tailings. With the production of coarse-grained magnetic concentrate of suitable grade, this product, along with fine-grained magnetic concentrate, is returned to the production circuit as an intermediate product.

CONCLUSIONS

The main elements of the flotation tailings of iron concentrate lines 5, 6, and 7 of Golgohar include 30% iron, 11% sulphur, 10% silicon, 9.2% magnesium, and 5% sodium, and the secondary elements and valuable samples include 0.11% copper, 663 ppm nickel, 274 ppm cobalt, and a small amount of 19 ppb gold. The results of mineralogical studies showed that the main metal minerals included magnetite (Fe_3O_4) and pyrite (FeS_2). Other metal minerals in the sample were chalcopyrite (CuFeS_2) and goethite (FeOOH). Talc mineral ($\text{Mg}_3\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$) was one of the main non-metallic minerals in the flotation tailings.

The results of this research showed that the pre-processing of flotation tailings using magnetic separation and classification will be possible. This has two major advantages: firstly, that the iron wasted in the flotation tailings has the capability of primary enrichment and return to the iron concentrate production circuit as an intermediate product, and secondly, that in the remaining non-magnetic part of the flotation tailings, the copper grade can be increased by an acceptable amount, which increases its attractiveness for the purpose of extracting copper in the later stages due to its granularity and the major removal of iron-bearing minerals.

REFERENCES

- [1] Suppes, R., and Heuss-Aßbichler, S. (2021). "Resource potential of mine wastes: A conventional and sustainable perspective on a case study tailings mining project". *Journal of Cleaner Production*, 297: 126446.
- [2] Lottermoser, B. G. (2010). "Mine Wastes: Characterization, Treatment and Environmental Impacts". Third Edition, Springer, Berlin, pp. 400. DOI: 10.1007/978-3-642-12419-8.
- [3] Ahmadi Amele, A., Khezri Khabisi, M., Abdollahzade, A., and Askari, M. (2014). "Recovery of copper, nickel and cobalt from sulphide tailings of Golgohar Sirjan hematite recovery plant by flotation method". The 7th Conference & Exhibition on Environmental Engineering, Tehran, Iran. (In Persian)
- [4] Brest, K. K., Henock, M. M., Guellord, N., Kimpiab, M., and Kapiamba, K. F. (2021). "Statistical investigation of flotation parameters for copper recovery from sulfide flotation tailings". *Results in Engineering*, 9: 100207.
- [5] Xie, Y., Xu, Y., Yan, L., and Yang, R. (2005). "Recovery of nickel, copper and cobalt from low-grade Ni-Cu sulfide tailings". *Hydrometallurgy*, 80(1): 54-58.

- [6] Zhang, R., Hedrich, S., Römer, F., Goldmann, D., and Schippers, A. (2020). "*Bioleaching of cobalt from Cu/Co-rich sulfidic mine tailings from the polymetallic Rammelsberg mine, Germany*". *Hydrometallurgy*, 197: 105443.
- [7] Drobe, M., Haubrich, F., Gajardo, M., and Marbler, H. (2021). "*Processing Tests, Adjusted Cost Models and the Economies of Reprocessing Copper Mine Tailings in Chile*". *Metals*, 11(1): 103.
- [8] Khoshdast, H., and Zeidabadi Nejad, M. (2019). "*Qualitative and quantitative investigation of tailings from processing lines of iron ore complex of GoharZamin (Sirjan) using laboratory methods and statistical monitoring*". *International Conference on Innovation and Research in Engineering Sciences*, Tbilisi, Georgia. (In Persian)
- [9] Beattie, D. A., Huynh, L., Kaggwa, G. B., and Ralston, J. (2006). "*Influence of adsorbed polysaccharides and polyacrylamides on talc flotation*". *International Journal of Mineral Processing*, 78(4): 238-249.
- [10] Beattie, D. A., Huynh, L., Kaggwa, G. B. N., and Ralston, J. (2006). "*The effect of polysaccharides and polyacrylamides on the depression of talc and the flotation of sulphide minerals*". *Minerals Engineering*, 19(6): 598-608.
- [11] Leung, A., Wiltshire, J., Blencowe, A., Fu, Q., Solomon, D. H., and Qiao, G. G. (2011). "*The effect of acrylamide-co-vinylpyrrolidinone copolymer on the depression of talc in mixed nickel mineral flotation*". *Minerals Engineering*, 24(5): 449-454.
- [12] Jin, S., Shi, Q., Feng, Q., Zhang, G., and Chang, Z. (2018). "*The role of calcium and carbonate ions in the separation of pyrite and talc*". *Minerals Engineering*, 119: 205-211.
- [13] Deng, W., Xu, L., Tian, J., Hu, Y., and Han, Y. (2017). "*Flotation and Adsorption of a New Polysaccharide Depressant on Pyrite and Talc in the Presence of a Pre-Adsorbed Xanthate Collector*". *Minerals*, 7: 40.



خصوصیت سنجی باطله فلوتاسیون خطوط ۵، ۶ و ۷ کنسانتره آهن گل گهر و امکان سنجی پیش‌فرآوری مس و آهن از آن

هادی نقوی^۱، ایمان عتیقی^۲، هادی میرلو^۳، بهمن فرجمند^۴

۱- دکتری، گروه فرآوری مواد معدنی، رئیس تحقیقات فرآوری، شرکت معدنی و صنعتی گل گهر، سیرجان

۲- دانشجوی دکتری، دانشکده مهندسی صنایع، دانشگاه آزاد اسلامی، کیش

۳- کارشناسی ارشد، دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه تهران، تهران

۴- دانشیار، گروه شیمی، دانشکده علوم، دانشگاه زنجان، زنجان

پذیرش: ۱۴۰۳/۰۳/۲۳

دریافت: ۱۴۰۳/۰۲/۱۱

چکیده

امروزه بازفرآوری باطله کارخانه‌های فرآوری از دیدگاه اقتصادی و مسایل زیست محیطی حائز اهمیت است. هدف از تحقیق حاضر خصوصیت‌سنجی باطله فلوتاسیون خطوط کنسانتره آهن ۵، ۶ و ۷ گل گهر و پیش‌فرآوری آن برای جداسازی حداکثری کانی‌های مس و آهن و افزایش عیار آنها است. از اینرو پس از تهیه نمونه معرف؛ آنالیزهای شیمیایی دستگاهی، دانه‌بندی و مطالعات میکروسکوپی بر روی آن انجام گرفت، سپس با استفاده از روش‌های جدایش مغناطیسی و طبقه‌بندی، جداسازی و پرعیارسازی آهن و مس انجام شد. نتایج خصوصیت‌سنجی باطله نشان داد که کانی‌های اصلی آن پیریت، مگنتیت و تالک بوده و عیار آهن و مس به ترتیب ۳۰ و ۰/۱۱ درصد است. نتایج آزمایش‌های پیش‌فرآوری نشان داد که با انجام جدایش مغناطیسی در شدت میدان ۲۰۰۰ گوس، عیار آهن در کنسانتره و عیار مس در باطله به ترتیب به ۴۷/۸ و ۰/۱۸ درصد افزایش یافت. با افزودن یک مرحله طبقه‌بندی و کنار گذاشتن بخش درشت دانه نمونه و سپس انجام جدایش مغناطیسی بر روی بخش ریزدانه (۳۸- میکرون)، عیار آهن و مس به ترتیب در کنسانتره و باطله به ۵۳/۶ و ۰/۲۱ درصد بهبود پیدا کرد. از اینرو پیش‌فرآوری آهن موجود در باطله فلوتاسیون را بازیابی کرده و آن را به عنوان محصول میانی به مدار تولید کنسانتره آهن باز می‌گردانند. از سوی دیگر، این عملیات با کنار گذاشتن بیش از نیمی از باطله فلوتاسیون و افزایش عیار مس و کاهش عیار آهن در باقی‌مانده آن، مزایای فنی و اقتصادی فراوانی برای فرآیند استحصال مس در مراحل بعدی ایجاد می‌کند.

کلمات کلیدی

باطله فلوتاسیون، خصوصیت‌سنجی باطله، پیش‌فرآوری، جدایش مغناطیسی، طبقه‌بندی.

استناد به این مقاله

نقوی، ه.، عتیقی، ا.، میرلو، ه.، فرجمند، ب.؛ ۱۴۰۴؛ "خصوصیت‌سنجی باطله فلوتاسیون خطوط ۵، ۶ و ۷ کنسانتره آهن گل گهر و امکان‌سنجی پیش‌فرآوری مس و آهن از آن". نشریه مهندسی منابع معدنی، دوره دهم، شماره ۱، ص ۹۹-۱۱۷.

DOI: 10.30479/jmre.2024.20279.1691

۱- مقدمه

امروزه مواردی مانند سطح رفاه، تولیدات صنعتی و استانداردهای زندگی جوامع، متکی به تامین منابع معدنی از طریق معدنکاری و استخراج معادن است [۲،۱]. بررسی‌های انجام شده نشان می‌دهد با وجود این که در سطح جهانی مقدار کانسنگ استخراجی از معادن افزایش یافته اما عیار این منابع در حال کاهش است [۳]، از اینرو امروزه یکی از راه‌های تامین مواد اولیه صنایع مختلف به ویژه برای فلزات پایه و استراتژیک مانند مس، استفاده از منابع کم‌عیار و باطله‌ها است [۵،۴]. در گذشته، به دلیل نبود تکنولوژی مناسب و هزینه‌های بالای فرآوری، باطله‌ها عمدتاً قابل بازفرآوری نبودند، اما امروزه ممکن است با توسعه و به کارگیری تکنولوژی‌های جدید و کارا، قابلیت بهره‌برداری اقتصادی داشته باشند [۶]. علاوه بر این، انباشت باطله کارخانه‌های فرآوری در اطراف مجتمع‌های معدنی، معمولاً به دلیل وجود محتوای بالای گوگرد و همچنین غلظت بالای فلزات سنگین، موجب مشکلات محیط زیستی می‌شود [۶]، بنابراین به نظر می‌رسد بازفرآوری و استفاده از باطله‌های معدنی برای تولید محصولات جانبی علاوه بر ایجاد ارزش افزوده از مشکلات محیط زیستی ناشی از ذخیره‌سازی آنها کم کند.

برای فرآوری باطله‌ها، بسته به اینکه هدف؛ بازیابی چه عنصری است از روش‌های متنوعی استفاده می‌شود. به عنوان مثال اگر بازیابی آهن در اولویت باشد روش‌های فرآوری ثقی و جدایش مغناطیسی روش‌های موثری هستند و اگر هدف؛ بازیابی عنصر ارزشمند مس باشد روش‌های هیدرومتالورژی و فلوتاسیون مورد توجه قرار می‌گیرند. روش فلوتاسیون به طور گسترده در صنایع معدنی برای جدایش انتخابی مواد معدنی (به ویژه کانی‌های سولفیدی) از یکدیگر استفاده می‌شود. فلز مس در طبیعت معمولاً به صورت ترکیبات سولفیدی است که برای بازیابی آن، ابتدا کانه را به روش فلوتاسیون شناور می‌سازند تا کنسانتره حاوی سولفیدهای فلزی مس، به دست آید، سپس برای تولید فلز، آن را ذوب و تصفیه می‌کنند [۶]. برست و همکاران در مطالعه‌ای شرایط بهینه فلوتاسیون مس از باطله‌های فلوتاسیون که شامل کانی‌های سولفیدی و سولفیدهای نیمه اکسیدی بود را بررسی کردند. آنها شرایط بهینه فلوتاسیون را ۸۰ گرم بر تن کلکتور، ۳۰ گرم بر تن کف‌ساز و ۱۵۰ گرم بر تن متفرق‌کننده به دست آوردند که به بازیابی ۶۱ درصدی مس از باطله‌ها منجر شد [۷]. احمدی و

همکاران بازیابی مس از باطله‌های فلوتاسیون کارخانه بازیابی هماتیت گل‌گهر را به روش فلوتاسیون در مقیاس آزمایشگاهی بررسی کردند. نمونه باطله آنها با دانه‌بندی d_{80} برابر ۵۰ میکرون، حاوی پیریت و مگنتیت به عنوان فازهای اصلی و تالک و آنتیگوریت به عنوان فازهای فرعی بود. عیار مس در خوراک ۰/۱۶ درصد بود که در بهترین شرایط فلوتاسیون، عیار مس به ۰/۳ درصد بهبود پیدا کرد. آزمایش‌های تکمیلی آنها نشان داد که حتی در حضور مواد شیمیایی بازدارنده و فعال‌کننده و ترکیب چند کلکتور و یا استفاده از دو مرحله شستشو نیز تغییر محسوسی در مقادیر عیار مس ایجاد نمی‌شود. این موضوع به درگیری زیاد کانی‌های حاوی مس با کانی‌های دیگر به ویژه پیریت نسبت داده شد [۶].

هیدرومتالورژی نیز همانند فلوتاسیون روشی شناخته شده برای فرآوری مس به ویژه در کانسنگ‌های معدنی با عیار پایین و کانی‌های اکسیدی مس است. این روش به دلیل بازدهی بالا، کیفیت بالای محصول تولیدی، هزینه پایین و آلاینده‌های کمتر نسبت به روش هیدرومتالورژی به عنوان روشی مهم در تولید مس شناخته می‌شود [۸]. یانتین و همکاران برای شناسایی شرایط بهینه برای بازیابی نیکل، مس و کبالت از باطله‌های سولفیدی حاوی نیکل و مس با عیار پایین، آزمایش‌های لیچینگ را انجام دادند. آنها از ترکیب محلول‌های اسید نیتریک و اسید سولفوریک که قادر به انحلال این باطله‌ها در دمای محیط و فشار اتمسفر هستند، استفاده کردند. بازیابی نیکل، مس و کبالت به ترتیب ۹۲، ۸۵ و ۵۵ درصد به دست آمد. حذف موثر آهن از محلول لیچینگ با رسوب سدیم جاروسیت انجام شد و نیکل، مس و کبالت حاصل به عنوان مخلوطی از رسوبات سولفیدی خود با محتوای فلز ۸، ۷ و ۰/۲۴ درصد پرعیار شدند. روش لیچینگ پیشنهادی از نظر عملیاتی ساده و مقرون به صرفه بود و قابلیت استفاده در بازیابی صنعتی فلزات ارزشمند از باطله‌های سولفیدی حاوی نیکل و مس را داشت [۹]. رویانگ ژنگ و همکاران برای بازیابی فلزات ارزشمندی چون کبالت و مس از باطله‌های معدن سولفیدی کانسار هارزمانتین در کشور آلمان روش بیولیچینگ را بررسی کردند. در مطالعه آنها از باکتری‌های مزوفیل و اسیدوفیل در فلاسک‌های لرزشی و همچنین راکتورهای مخزن همزنی ۲ لیتری استفاده شد. استفاده از باکتری سبب بازیابی ۹۱ درصد کبالت و ۵۷ درصد مس با عیارهای ۰/۰۲ و ۰/۱۲ درصد پس از ۱۳ روز شد. بر اساس نتایج آنها بیولیچینگ یک روش مفید در

پیدا خواهد کرد. از سوی دیگر دانه‌ریز بودن باطله فلوتاسیون یک ویژگی مهم و مشوقی برای بازفرآوری آن به شمار می‌رود، زیرا مراحل بسیار پرهزینه اکتشاف، استخراج، سنگ‌شکنی و آسیاکنی حذف شده است. علاوه بر این به دلیل وجود مقدار نسبتاً بالای آهن در باطله فلوتاسیون، بازفرآوری آهن نیز مزایای اقتصادی دارد. با توجه به حجم باطله تولیدی فلوتاسیون در خطوط ۵، ۶ و ۷ گل‌گهر (حدوداً ۲۴۳ هزار تن جامد در سال) انتظار می‌رود در صورت ارایه راهکار مناسب در جهت تولید محصولات جانبی از این باطله‌ها، ارزش افزوده قابل توجهی به دست آید. از اینرو تحقیق حاضر بنا دارد که در مرحله اول، خصوصیت‌سنجی باطله فلوتاسیون خطوط ۵، ۶ و ۷ گل‌گهر را در جهت کسب شناخت شایسته از ویژگی‌های کانی‌شناسی، شیمیایی و فیزیکی آن مورد بررسی قرار دهد و سپس به ارایه راهکاری مناسب برای افزایش عیار آهن و مس در باطله به عنوان مرحله پیش‌فرآوری بپردازد، زیرا با پیش‌فرآوری و کنار گذاشتن بخشی از باطله فلوتاسیون و افزایش عیار عناصر آهن و مس در قالب محصولات جداگانه، می‌توان در مراحل بعد فرآوری آنها را با بهره‌وری بالاتر و به صورت اقتصادی انجام داد. به طوری که با حذف کانی‌های آهن‌دار، استحصال مس به روش‌های لیچینگ و بیولیچینگ، موثرتر انجام خواهد شد و از سوی دیگر می‌توان آن بخش از کانی‌های آهن‌دار جدا شده از باطله فلوتاسیون را با خردایش مجدد و جدایش مغناطیسی فرآوری کرد و مانع از هدرروی آنها به باطله نهایی و در نتیجه بهبود بازیابی کارخانه کنسانتره آهن شد.

۲- مواد و روش‌ها

۲-۱- معرفی مدار تولید کنسانتره خطوط ۵، ۶ و ۷

در مدار تولید کنسانتره آهن خطوط ۵، ۶ و ۷ شرکت معدنی و صنعتی گل‌گهر ذرات عبوری از سرنده ۸ میلی‌متر، خوراک آسیای گلوله‌ای را تشکیل می‌دهند. محصول آسیای گلوله‌ای ابتدا وارد چهار جداکننده مغناطیسی تر شدت متوسط (مرحله کوبر) شده و کنسانتره این مرحله برای طبقه‌بندی به هیدروسیکلون منتقل می‌شود. ته‌ریز هیدروسیکلون (ذرات درشت و قفل شده) برای رسیدن به درجه آزادی مطلوب به آسیای گلوله‌ای باز می‌گردند و سرریز هیدروسیکلون به جداکننده‌های مغناطیسی پرعیارکنی اولیه شدت پایین ارسال می‌شود. کنسانتره این بخش برای رسیدن به عیار مدنظر، مجدداً وارد جداکننده‌های مغناطیسی تر شدت

فرآوری باطله‌های معدنی است [۱۰]. دروب و همکاران برای افزایش بهره‌وری منابع و استفاده مجدد از باطله‌های حاوی عناصر ارزشمند، چهار سناریوی متفاوت روی باطله‌های مس که حاوی مگنتیت نیز بود، انجام دادند. نتایج به دست آمده از آزمایش‌ها از نظر اقتصادی نیز بررسی و در نهایت ترکیبی از مدار جدایش مغناطیسی و لیچینگ بهترین نتایج ممکن را به عمل آورد [۱۱].

برای استحصال آهن از باطله‌ها نیز تحقیقات مختلفی صورت گرفته است به عنوان مثال خسروی و همکاران، استحصال آهن از سد باطله کارخانه سنگ آهن چغارت را با روش‌های ثقلی (میز لرزان و میز نرمه) و مغناطیسی (لوله دیویس) بررسی کردند. نتایج نشان داد که روش میز نرمه موثرتر است و به عنوان مرحله پیش‌فرآوری نمونه، قبل از ورود به دستگاه جداکننده مغناطیسی استفاده می‌شود. آنها با پیش‌فرآوری نمونه باطله به وسیله میز نرمه و سپس جدایش مغناطیسی بر روی محصول آن توانستند از باطله اولیه با عیار آهن ۱۵٪ و دانه‌بندی ۱۵۰ میکرون به کنسانتره‌ای با عیار آهن ۶۲٪ و بازیابی وزنی ۲۶٪ دست پیدا کنند [۱۲]. بهرامی و همکاران، بازیابی آهن از باطله‌های کارخانه فرآوری سنگ آهن دانه‌بندی بالستان را بررسی کردند. آنها با پیش‌فرآوری مغناطیسی باطله با اندازه ذرات ۱۰- میلی‌متر، تحت میدان مغناطیسی ۲۰۰۰ گوس و به روش خشک، حدود ۸۰٪ از بار ورودی با عیار آهن ۵٪ را به باطله منتقل کردند و سپس ۲۰٪ دیگر بار با عیار آهن تقریباً ۲۴٪ به عنوان کنسانتره بازیابی شد. برای حذف کانی‌های باطله و پرعیارسازی کنسانتره پیش‌فرآوری شده، خردایش و جدایش مرحله‌ای بهترین نتیجه را داشت. خردایش در دو مرحله برای تولید محصولاتی با ابعاد کمتر از ۲۵۰ و ۴۵ میکرون انجام گرفت. جدایش مغناطیسی نیز در سه مرحله با شدت میدان‌های ۳۰۰۰ و دو مرحله جدایش با شدت میدان ۱۰۰۰ گوس انجام شد که در نهایت کنسانتره با عیار آهن بیش از ۶۶٪ و بازیابی آهن ۴۵٪ حاصل شد [۱۳].

بررسی‌های اولیه باطله فلوتاسیون خطوط تولید کنسانتره آهن ۵، ۶ و ۷ شرکت معدنی و صنعتی گل‌گهر نشان داد که این باطله دارای عناصر با ارزش آهن و مس است و از آنجایی که پیش‌بینی‌ها حاکی از این است که با توسعه فناوری و توجه روزافزون به تولید انرژی سبز و خودروهای برقی و نیاز مضاعف بازار به فلز مس، قیمت آن بیش از پیش افزایش یابد، بنابراین به نظر می‌رسد استحصال آن از باطله‌ها نیز توجیه اقتصادی

به میزان ۲۴۳ هزار تن جامد در سال دارد. البته با اجرای طرح توسعه‌ای که اکنون در جریان است و افزایش تولید کنسانتره این خطوط به بیش از ۸ میلیون تن، میزان باطله فلوتاسیون نیز تا ۳۰۰ هزار تن جامد در سال افزایش پیدا خواهد کرد.

۲-۲- نمونه‌برداری و آماده‌سازی نمونه

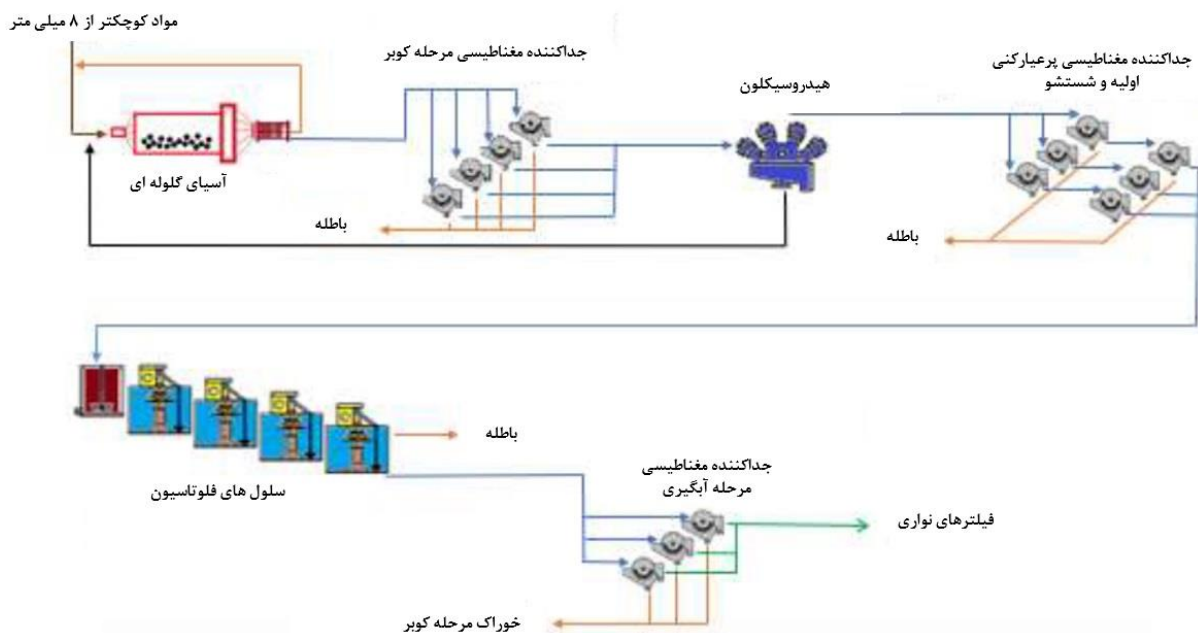
نمونه‌گیری از باطله فلوتاسیون به طور روزانه و در بازه‌های زمانی ۲ ساعته در شیفت‌های کاری صبح از هر سه خط تولید کنسانتره ۵، ۶ و ۷ انجام شد، سپس نمونه به کمک فیلتر خلاء آزمایشگاهی کاملاً آبیگری و در داخل آون در دمای ۱۰۰ درجه سانتی‌گراد خشک شد. بعد از ۳۰ روز نمونه‌گیری، نمونه‌های خشک شده باطله فلوتاسیون با یکدیگر مخلوط و همگن‌سازی شدند و نمونه‌ای معرف از آن برای آنالیزهای شیمیایی و آزمون‌های پیش‌فرآوری تهیه شد. برای خصوصیت‌سنجی نمونه؛ آزمون‌های شیمیایی دستگاهی از قبیل XRF، XRD، Assay Fire، ICP و مطالعه مقاطع صیقلی با میکروسکوپ نوری و SEM و همچنین آنالیز دانه‌بندی انجام شد.

۲-۳- آزمون‌های جدایش مغناطیسی با لوله دیویس

دستگاه لوله دیویس برای بررسی حداکثر آهن قابل بازیابی از یک نمونه سنگ آهن استفاده می‌شود. بر روی نمونه معرف باطله فلوتاسیون، آزمایش‌های لوله دیویس در دو شدت میدان

پایین (مرحله شستشو) می‌شود، سپس کنسانتره مرحله شستشو برای گوگردزایی وارد چهار سلول ۵۰ متر مکعبی فلوتاسیون می‌شود. در این خطوط کنسانتره، فلوتاسیون از نوع معکوس است، یعنی کانی‌های حاوی گوگرد (مانند پیریت)، شناور شده و مواد با ارزش (کنسانتره آهن) از بخش پایین آخرین سلول خارج می‌گردد. در مدار فلوتاسیون از پتاسیم آمیل گزنات (PAX) به عنوان کلکتور و از متیل ایزوبوتیل کربونیل (MIBC) به عنوان کف‌ساز استفاده می‌شود. باطله مراحل کوبر، پرعیارکنی اولیه، شستشو و بخش شناور شده فلوتاسیون به تیکنر باطله ارسال می‌شوند. کنسانتره آهن نیز پس از رسیدن به حد مجاز عیار گوگرد در مرحله فلوتاسیون، قبل از ارسال به فیلترهای نواری، برای آبیگری بهتر و افزایش درصد جامد پالپ وارد جداکننده‌های مغناطیسی تر شدت پایین می‌شود. کنسانتره این بخش به عنوان کنسانتره نهایی به سمت فیلترهای نواری ارسال می‌شود و باطله آنها نیز برای جلوگیری از هدرروی احتمالی آهن و نیز تامین درصد جامد خوراک جداکننده‌های مغناطیسی مرحله کوبر به مخزن محصول آسیا باز می‌گردد. در شکل ۱ مدار تولید کنسانتره خطوط ۵، ۶ و ۷ گل‌گهر نشان داده شده است.

مطابق اسناد طراحی، در مجموع این خطوط سالانه بیش از ۶ میلیون تن کنسانتره آهن و در حدود ۴ میلیون تن باطله تولید می‌شود که فلوتاسیون سهم ۶ درصدی در تولید باطله



شکل ۱: مدار تولید کنسانتره آهن خطوط ۵، ۶ و ۷ گل‌گهر

۳- نتایج و بحث

۳-۱- خصوصیت‌سنجی باطله فلوتاسیون

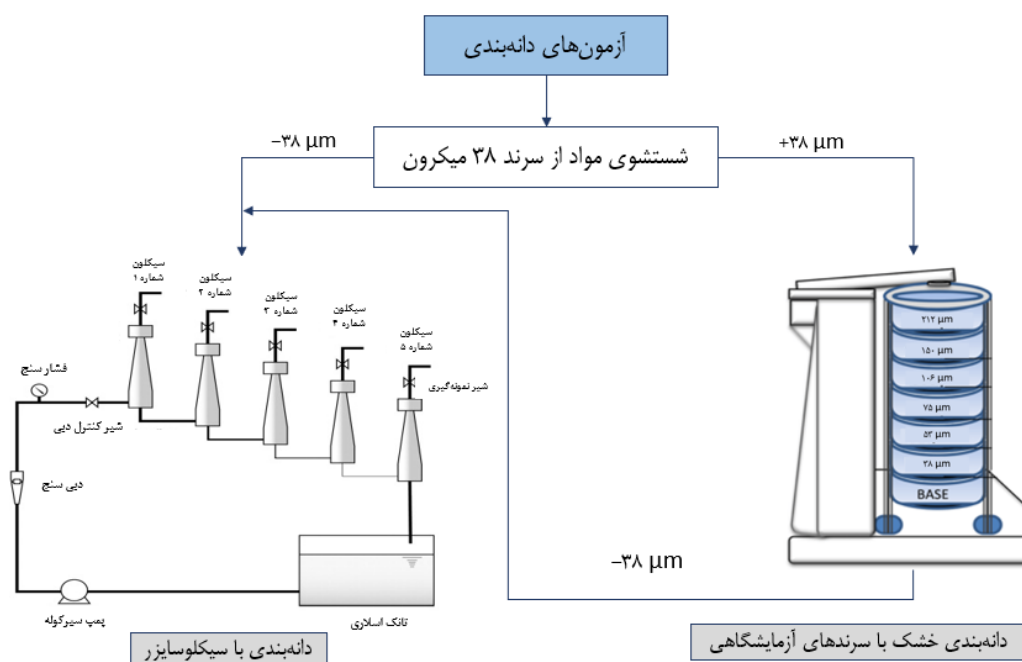
۳-۱-۱- آنالیز پراش پرتو X (XRD)

در ابتدا برای شناسایی کانی‌های اصلی موجود در نمونه باطله، از آنالیز XRD استفاده شد. شکل ۳ طیف XRD مربوط به نمونه را نشان می‌دهد. کانی‌های اصلی موجود در نمونه شامل پیریت (FeS_2)، تالک ($Mg_3Si_4O_{10}(OH)_2$) و مگنتیت (Fe_3O_4) است. متاسفانه به دلیل غلظت پایین کانی‌های حاوی مس و مزاحمت سایر کانی‌ها و حساسیت پایین تکنیک XRD، نوع کانی‌های حاوی مس با این طیف قابل تشخیص نبود، اما از آن جایی که فلوتاسیون کانی سولفیدی پیریت در خطوط کنسانتره ۵، ۶ و ۷ انجام می‌شود، این احتمال می‌رود که کانی‌های حاوی مس موجود در نمونه باطله نیز از نوع سولفیدی باشند. با توجه به ماهیت آبریزی کانی تالک، منطقی به نظر می‌رسد که طی فرآیند فلوتاسیون، همراه با کانی‌های گوگرددار مانند پیریت، مقداری از کانی تالک نیز جداسازی گردد. جدایش کانی تالک به همراه پیریت طی فرآیند فلوتاسیون قبلاً توسط سایر پژوهشگران نیز گزارش شده است [۱۴-۱۶]. همچنین تلاش‌هایی در راستای جداسازی و تغلیظ این دو کانی از یکدیگر با روش فلوتاسیون

مغناطیسی ۷۰۰ و ۲۰۰۰ گوس انجام شد. هدف از انجام این آزمایش‌ها بررسی جداسازی آهن از مس و کنار گذاشتن بخشی از نمونه به عنوان کنسانتره مغناطیسی در مرحله پیش‌فرآوری بود. در این آزمایش‌ها ۱۰ گرم از نمونه معرف، درون لوله دستگاه ریخته شد و آزمایش به مدت ۱۵ دقیقه با دبی آب شستشو ۰/۵ لیتر در دقیقه انجام شد. کنسانتره و باطله حاصل از جدایش مغناطیسی، آبرگیری و در آون خشک و توزین شدند تا میزان بازیابی وزنی به دست آید. همچنین آنالیز شیمیایی بر روی آنها انجام شد تا مقادیر عناصر آهن و مس مشخص شود.

۳-۳- آنالیز ابعادی دانه‌بندی

برای آنالیز ابعادی باطله فلوتاسیون، ابتدا نمونه معرف با ۳۸ میکرون شسته شد و مواد باقی‌مانده روی سرنده، تحت آنالیز سرنده با سرندهای آزمایشگاهی تر قرار گرفت. با توجه به اینکه بخش زیرسرنده (۳۸- میکرون) بسیار ریزدانه است، امکان آنالیز ابعادی آن با استفاده از سرنده امکان‌پذیر نبود، بنابراین پس از خشک کردن و توزین نمونه‌های زیر ۳۸ میکرون، نمونه معرف ۳۰ گرمی از آن تهیه شد و تحت آزمون دستگاهی سیکلوسایزر قرار گرفت، سپس برای رسم نمودار دانه‌بندی و تعیین d_{80} ، نتایج این دو آنالیز با یکدیگر ادغام شدند. شماتیک روش آنالیز دانه‌بندی در شکل ۲ نشان داده شده است.



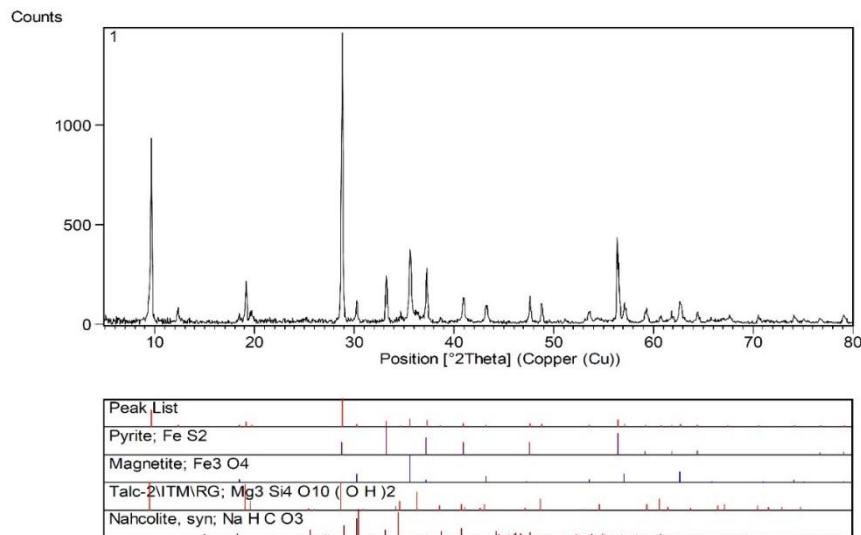
شکل ۲: شماتیک روش آنالیز دانه‌بندی نمونه باطله فلوتاسیون

مرحله فلوتاسیون و عدم شناور شدن آن و راهیابی به باطله سبب بهبود کیفیت باطله فلوتاسیون شده و به استحصال آهن و مس در مراحل بعد کمک می‌کند. به عبارت دیگر می‌توان پیش‌فراوری باطله را از خود مدار فلوتاسیون آغاز کرد.

۳-۱-۲- آنالیزهای فلورسانس پرتو X (XRF) و ICP-MS

برای تشخیص نوع و درصد عناصر موجود در نمونه باطله فلوتاسیون، آنالیزهای XRF و ICP-MS بر روی آن انجام گرفت که نتایج در جدول ۱ گزارش شده است. همان‌طور که

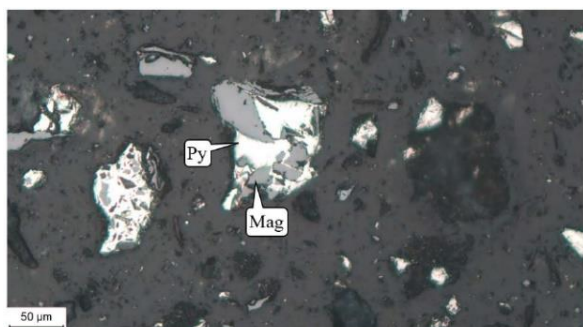
در برخی از پژوهش‌ها انجام گرفته است [۱۸،۱۷]. در این پژوهش‌ها عموماً از پلی ساکاریدهای آبدوست مانند صمغ گوآر یا کربوکسی متیل سلولز (CMC) به عنوان عامل کاهنده فعالیت استفاده شده است. از آنجا که کلکتور PAX، فقط به کانی‌های سولفیدی متصل می‌شود و عامل کاهنده نیز به کانی تالک جذب می‌گردد، این باعث اختلاف در خواص آبگریزی این دو کانی خواهد شد و سطح کانی تالک آبدوست‌تر شده و در نتیجه جداسازی آن طی فرآیند فلوتاسیون انجام خواهد گرفت. این نکته از این جهت حائز اهمیت است که بازداشت تالک در



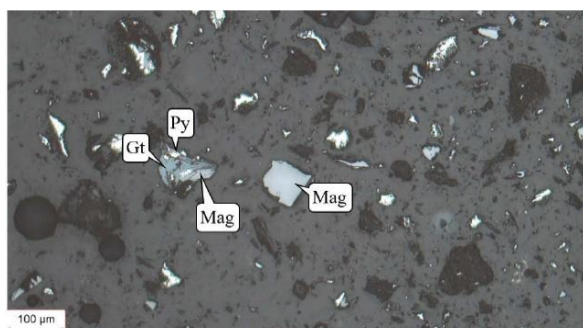
شکل ۳: طیف XRD مربوط به نمونه باطله فلوتاسیون

جدول ۱: نتایج حاصل از آزمون‌های XRF و ICP-MS نمونه باطله فلوتاسیون

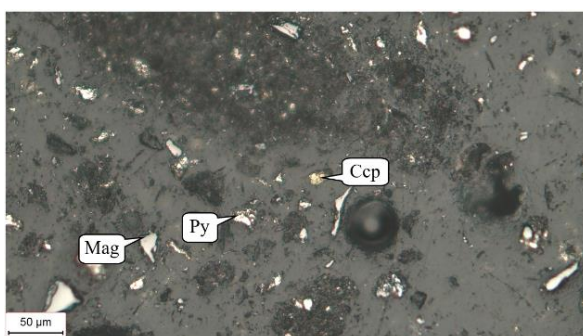
عنصر	مقدار (%)	عنصر	مقدار (%)	عنصر	مقدار (%)	عنصر	مقدار (%)
Na	۵,۲۱۷۵	Fe	۳۰,۰۴۳۳	Zr	۰,۰۰۲۰	Pr	ND
Mg	۹,۲۲۴۷	Co	۰,۰۲۷۴	Nb	ND	Nd	ND
Al	۰,۴۲۷۸	Ni	۰,۰۶۶۳	Mo	۰,۰۰۰۶	Hf	۰,۰۰۱۰
Si	۱۰,۱۵۴۷	Cu	۰,۱۰۸۷	Ag	۰,۰۰۰۵	Ta	۰,۰۰۳۱
P	۰,۰۴۰۸	Zn	۰,۰۲۱۴	Cd	ND	W	۰,۰۰۰۴
S	۱۰,۹۹۵۳	Ga	۰,۰۰۱۶	Sn	۰,۰۰۳۲	Hg	ND
Cl	۰,۲۰۷۸	Ge	ND	Sb	۰,۰۰۲۰	Tl	۰,۰۰۰۲
K	۰,۰۵۶۳	As	۰,۰۰۱۷	Te	۰,۰۰۱۰	Pb	۰,۰۰۴۰
Ca	۱,۶۴۴۸	Se	۰,۰۰۰۲	I	۰,۰۰۰۶	Bi	ND
Ti	۰,۰۳۴۱	Br	ND	Cs	ND	Th	ND
V	۰,۰۴۶۶	Rb	۰,۰۰۲۹	Ba	ND	U	ND
Cr	۰,۰۰۲۱	Sr	۰,۰۰۱۰	La	ND		
Mn	۰,۰۲۷۳	Y	۰,۰۰۰۲	Ce	ND		



شکل ۴: درگیری مگنتیت و پیریت به صورت ادخال



شکل ۵: ذره آزاد مگنتیت به همراه درگیری بین ذرات مگنتیت، پیریت و گوتیت



شکل ۶: ذرات آزاد مگنتیت، پیریت و کالکوپیریت

آمده از میکروسکوپ الکترونی با آشکارساز الکترون ثانویه (SE) از نمونه باطله فلوتاسیون با بزرگنمایی ۳۵۰۰۰ برابر نشان داده شده است. در این تصویر، ساختار لایه لایه مربوط به کانی تالک قابل مشاهده است. همچنین برخی ذرات نیز با ساختار توده‌ای وجود دارند که به احتمال زیاد کانی مگنتیت یا پیریت هستند.

مشاهده می‌شود عناصر آهن، گوگرد، سیلیسیم، منیزیم، سدیم و کلسیم بخش عمده‌ای از باطله را تشکیل می‌دهند و مقادیر عناصر آهن و مس به ترتیب حدود ۳۰ و ۰/۱۱ درصد است. عناصر ارزشمند دیگری مانند نیکل، کبالت و روی با مقادیر به ترتیب ۶۶۳ ppm، ۲۷۴ ppm و ۲۱۴ ppm نیز در نمونه وجود دارند، اما به دلیل مقادیر نسبتاً اندک، پرعیارسازی آنها در این مرحله از تحقیق، مورد توجه نبود.

۳-۱-۳- آنالیز Fire Assay

با توجه به این که نمونه حاضر عمدتاً از فازهای سولفیدی تشکیل شده است، بنابراین بستر مناسبی برای وجود طلا است. به همین جهت با هدف بررسی میزان احتمالی موجود در نمونه، آزمون Fire Assay انجام شد. بر اساس نتایج آن، مقدار طلا در نمونه حاضر برابر ۱۹ ppb گزارش گردید. در بررسی که خوشدست و زیدآبادی‌نژاد نیز بر روی نمونه‌های به دست آمده از سد باطله خطوط فرآوری شرکت معدنی و صنعتی گهرزمین انجام دادند، مقدار طلا بسیار اندک و در حدود ۷ ppb بود [۱۹].

۳-۱-۴- مطالعه مقاطع صیقلی با میکروسکوپ نوری

برای مطالعات کانی‌شناسی و شناسایی هرچه بیشتر فازهای موجود در نمونه و نحوه درگیری آنها، مقاطع صیقلی از نمونه تهیه شد و به وسیله میکروسکوپ نوری پلاریزان ZEISS با نور انعکاسی مورد بررسی قرار گرفت. بر اساس مطالعات میکروسکوپی از نمونه باطله، کانی‌های فلزی اصلی؛ مگنتیت و پیریت بودند (همان‌طور که نتایج مطالعات XRD نیز نشان داد). درصد فراوانی مگنتیت در نمونه حدود ۲۵ تا ۳۰ درصد و پیریت حدود ۳۰ تا ۳۵ درصد مشاهده شد. دیگر کانی‌های فلزی موجود در نمونه کالکوپیریت (CuFeS_2) و گوتیت (FeOOH) بودند که فراوانی آنها به ترتیب حدود ۲ و ۰/۵ درصد است. میزان درگیری مگنتیت با پیریت در این نمونه حدود ۴۵ تا ۵۰ درصد و بیشتر درگیری‌ها به شکل ادخال و تماسی و درصد کمی از آن نیز به صورت پرکننده فضاهای خالی قابل مشاهده است. تصاویر مقاطع مطالعه شده در شکل‌های ۴ تا ۶ نشان داده شده است.

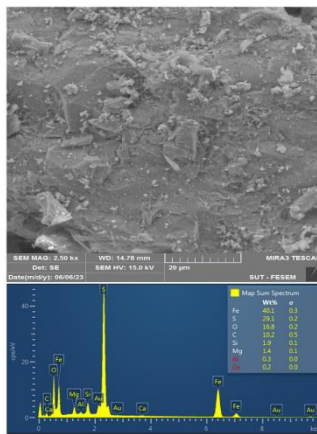
۳-۱-۵- مطالعه مقاطع صیقلی با میکروسکوپ روبشی الکترونی (SEM)

برای بررسی ریخت‌شناسی و آنالیز سطحی نمونه، از میکروسکوپ الکترونی استفاده شد. در شکل ۷ تصویر به دست

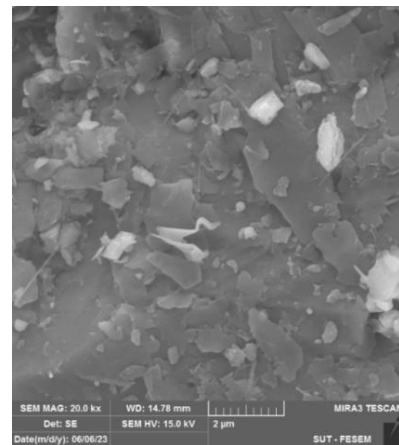
که بر روی سطوح ذرات پیریت متصل است. وجود کربن و اکسیژن نیز که در ساختار شیمیایی گزنتات وجود دارد این را تایید می‌کند. نمونه مورد مطالعه شامل ذرات زیر ۱ میکرون تا ذرات بیش از ۲۰۰ میکرون بود.

شکل ۹ نقشه توزیع عناصر را در تصویر میکروسکوپ الکترونی نشان می‌دهد. همان‌طور که مشاهده می‌شود، آهن

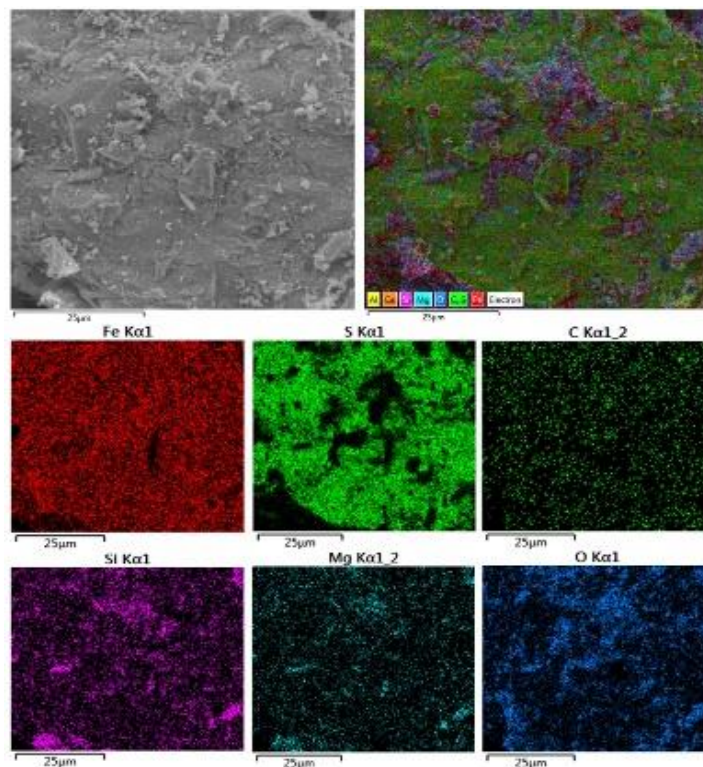
در شکل ۸ تصویر به دست آمده از میکروسکوپ الکترونی همراه با طیف پرتو X با پخش انرژی (EDS) آورده شده است. همان‌گونه که مشخص است توزیع عناصر بر روی سطح بیشتر شامل آهن و گوگرد است و در درجه دوم عناصر اکسیژن، کربن، سیلیسیم و منیزیم وجود دارد. وجود گوگرد بر روی سطح، ناشی از کانی پیریت و یا ناشی از کلکتور گزنتات است



شکل ۸: تصویر میکروسکوپ الکترونی از نمونه باطله فلوتاسیون به همراه طیف EDX از کل سطح



شکل ۷: تصویر میکروسکوپ الکترونی از نمونه باطله فلوتاسیون



شکل ۹: نقشه توزیع عناصر در تصویر میکروسکوپ الکترونی

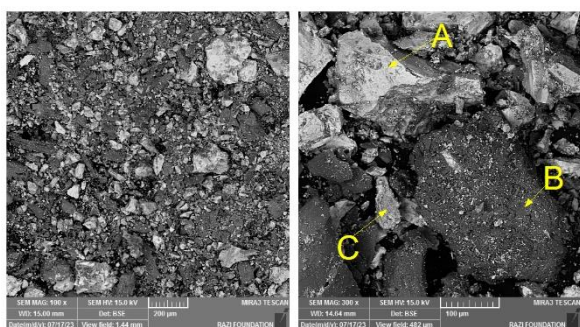
میکرون است. از اینرو روش‌های رایج ثقلی نمی‌توانند در این محدوده ابعادی، کارایی بالایی برای پیش‌فرآوری یا فرآوری داشته باشند، اما برای پیش‌فرآوری با جدایش مغناطیسی مناسب است.

۳-۱-۷- توزیع عیاری آهن و مس در فراکسیون‌های ابعادی مختلف

برای بررسی توزیع عیاری آهن و مس در فراکسیون‌های ابعادی مختلف باطله فلوتاسیون، نمونه‌های معرف از هر فراکسیون برای عیارسنجی تهیه و نتایج آن در جدول‌های ۲ و ۳ ارایه شده است. در این جدول‌ها، توزیع فلز آهن و مس در هر فراکسیون ابعادی بر اساس رابطه ۱ محاسبه شد:

$$D_a = (m_a \times x_a) / f \quad (1)$$

که در آن:



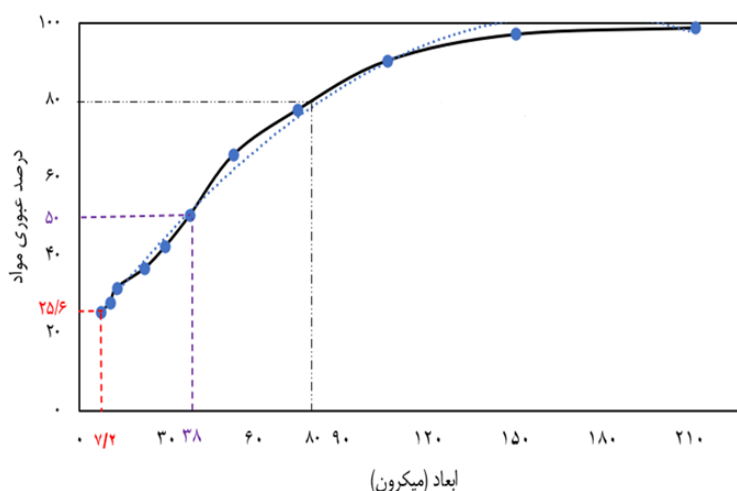
شکل ۱۰: تصویر SEM یا آشکارساز BSE

توزیع کاملاً یکنواختی در سطح دارد. در مورد گوگرد، تجمع در برخی نقاط بیشتر است. در محل‌هایی که حاوی سیلیسیم و منیزیم است، تراکم گوگرد کمتر است. همان‌طور که قبلاً اشاره شد، این مساله می‌تواند دو دلیل داشته باشد: ۱- با توجه به این که کانی تالک حاوی سیلیسیم، منیزیم و اکسیژن است، در محل‌هایی که تراکم گوگرد کمتر است احتمالاً تمرکز کانی تالک بیشتر است، ۲- اتصال ناچیز یون گزنتات به عنوان کلکتور به سطح کانی تالک می‌تواند به کاهش تراکم گوگرد در این محل‌ها منجر شود.

برای تصویربرداری بهتر از نمونه و همچنین یافتن پراکندگی عنصر مس، تصویربرداری میکروسکوپ الکترونی با آشکارساز الکترونی پس پراکنده (BSE) نیز مورد بررسی قرار گرفت. در این نوع تصویربرداری بخش‌هایی از نمونه که عناصر سنگین مانند آهن دارد، با وضوح و روشنایی بهتری دیده می‌شوند و بخش‌هایی از نمونه که حاوی عناصر سبک‌تر مانند منیزیم یا سیلیسیم هستند، تیره‌تر دیده می‌شوند. شکل ۱۰ تصویر کلی از نمونه مورد نظر با بزرگ‌نمایی ۱۰۰ و ۳۰۰ را نشان می‌دهد. همان‌گونه که در شکل مشخص است، ذرات روشن حاوی کانی‌های پیریت یا مگنتیت (A و C) و ذرات تیره‌تر (B) حاوی کانی‌های سیلیسیم یا منیزیم مانند تالک هستند.

۳-۱-۶- آنالیز دانه‌بندی

جهت تعیین d_{80} نمونه باطله فلوتاسیون، نمودار توزیع ابعادی نمونه در شکل ۱۱ رسم شد. با توجه به نمودار ترسیم شده، تقریباً ۸۰ درصد نمونه دارای ابعاد کوچک‌تر از ۸۰



شکل ۱۱: نمودار توزیع ابعادی باطله فلوتاسیون

جدول ۲: نحوه توزیع فلز آهن در فراکسیون‌های ابعادی مختلف

فراکسیون ابعادی (میکرون)	درصد وزنی باقی‌مانده روی سرنده	درصد تجمعی عبوری	عیار آهن (%)	توزیع فلز آهن (%)
+۲۱۲	۱,۱۹	۹۸,۸۱	۲۶,۳۱	۱,۰۴
+۱۵۰-۲۱۲	۱,۶۹	۹۷,۱۲	۱۹,۴۹	۱,۱۰
+۱۰۶-۱۵۰	۶,۷۶	۹۰,۳۶	۲۳,۸۲	۵,۳۷
+۷۵-۱۰۶	۱۲,۷۱	۷۷,۶۵	۲۸,۷۹	۱۲,۲۰
+۵۳-۷۵	۱۱,۵۷	۶۶,۰۸	۳۰,۶۵	۱۱,۸۲
+۳۸-۵۳	۱۵,۵۹	۵۰,۴۹	۲۸,۹۹	۱۵,۰۷
-۳۸	۵۰,۴۹	۰	۳۱,۴۷	۵۲,۹۶

جدول ۳: نحوه توزیع فلز مس در فراکسیون‌های ابعادی مختلف

فراکسیون ابعادی (میکرون)	درصد وزنی باقی‌مانده روی سرنده	درصد تجمعی عبوری	عیار مس (%)	توزیع فلز مس (%)
+۲۱۲	۱,۱۹	۹۸,۸۱	۰,۰۵	۰,۵۴
+۱۵۰-۲۱۲	۱,۶۹	۹۷,۱۲	۰,۰۶	۰,۹۲
+۱۰۶-۱۵۰	۶,۷۶	۹۰,۳۶	۰,۰۷	۴,۳۰
+۷۵-۱۰۶	۱۲,۷۱	۷۷,۶۵	۰,۰۷	۸,۰۹
+۵۳-۷۵	۱۱,۵۷	۶۶,۰۸	۰,۰۹	۹,۴۷
+۳۸-۵۳	۱۵,۵۹	۵۰,۴۹	۰,۱۰	۱۴,۱۷
-۳۸	۵۰,۴۹	۰	۰,۱۴	۶۴,۲۶

۷۰۰ و ۲۰۰۰ گوس انجام شد.

۳-۲-۱- جدایش در شدت میدان مغناطیسی ۷۰۰ گوس

نتایج ارایه شده در جدول ۴ نشان می‌دهد که در جدایش با شدت میدان مغناطیسی ۷۰۰ گوس، حدود ۳۶,۹ درصد وزنی نمونه با عیار آهن ۵۰,۵ درصد و عیار مس ۰,۰۶ درصد به کنسانتره و ۶۳,۱ درصد وزنی نمونه با عیار آهن ۱۷,۴ درصد و عیار مس ۰,۱۷ درصد به باطله راه یافته است. بازیابی آهن به کنسانتره و بازیابی مس به باطله (R) طبق رابطه ۲ محاسبه شد. در این رابطه C عیار آهن در کنسانتره (یا عیار مس در باطله)، f عیار آهن (یا عیار مس) در خوراک و w بازیابی وزنی در کنسانتره (یا بازیابی وزنی در باطله) است. در این آزمایش، بازیابی آهن در کنسانتره حدود ۶۲,۱ درصد و بازیابی مس در باطله ۹۷,۵ درصد بود. این نتایج نشان می‌دهد که با وجود کنار گذاشتن ۳۶,۹ درصد از نمونه به عنوان کنسانتره مغناطیسی، تقریباً تمام مس موجود در باطله فلوتاسیون به باطله حاصل از جدایش

D_a : توزیع فلز در فراکسیون a

m_a : عیار فلز در فراکسیون a

X_a : درصد وزنی باقی‌مانده مواد بر روی سرنده در فراکسیون a

a

f: متوسط عیار فلز در نمونه خوراک است.

نتایج عیارسنجی آهن در جدول ۲ نشان می‌دهد در فراکسیون‌های ابعادی مختلف، عیار آهن تغییرات خاصی ندارد. با توجه به مطالعات میکروسکوپی، بخشی از کانی مگنتیت (به عنوان کانی اصلی آهن) که در فراکسیون‌های بالای ۳۸ میکرون قرار دارد، به صورت مگنتیت درگیر با کانی پیریت است و از اینرو همراه آن شناور شده و به باطله فلوتاسیون راه یافته است و بخشی از مگنتیت که در فراکسیون‌های زیر ۳۸ میکرون قرار دارد، ذرات ریزدانه‌ای هستند که احتمالاً بر اثر پدیده دنباله‌روی به باطله فلوتاسیون منتقل شده‌اند.

نتایج عیارسنجی مس در فراکسیون‌های ابعادی مختلف در جدول ۳ نشان می‌دهد که عیار مس در فراکسیون‌های ابعادی مختلف با تغییرات محسوسی همراه است و تغییرات موجود از روند ثابتی تبعیت می‌کند به طوری که با کوچک‌تر شدن ابعاد ذرات، عیار مس افزایش می‌یابد. به عنوان مثال عیار مس در فراکسیون ابعادی بزرگتر از ۲۱۲ میکرون برابر با ۰,۰۵ درصد است در حالی که عیار مس در بازه ابعادی کوچک‌تر از ۳۸ میکرون به ۰,۱۴ درصد می‌رسد و حدود ۶۴ درصد توزیع فلز مس نیز در این محدوده قرار دارد.

۳-۲-۲- جدایش مغناطیسی

طبق نتایج خصوصیت‌سنجی باطله، آهن به عنوان اصلی‌ترین عنصر موجود در نمونه با عیار حدود ۳۰ درصد و کانی مگنتیت (Fe_3O_4) نیز با میزان ۲۵-۳۰ درصد به عنوان اصلی‌ترین کانی موجود در آن بود. از اینرو جداسازی و استحصال آهن از باطله فلوتاسیون علاوه بر این که از هدرروی آن جلوگیری می‌کند، موجب افزایش عیار مس در باقی‌مانده باطله فلوتاسیون می‌شود. وجود آهن در نمونه برای فرآیندهای پایین دست استحصال مس (مانند لیچینگ و بیولیچینگ) مضر است و از اینرو حذف حداکثری آهن (پیش از فرآوری مس)، اهمیت استفاده از مرحله پیش‌فرآوری را بیش از پیش مشخص می‌کند.

مرسوم‌ترین روش فرآوری برای جداسازی آهن از فازهای غیرمغناطیسی، فرآیند جدایش مغناطیسی است. از اینرو آزمایش‌هایی با لوله دیویس در دو شدت میدان مغناطیسی

جدول ۴: نتایج آزمون‌های جدایش مغناطیسی با لوله دیویس

بازیابی (%)		باطله (%)			کنسانتره (%)			خوراک (%)		میدان مغناطیسی (گوس)
مس در باطله	آهن در کنسانتره	Cu	Fe	بازیابی وزنی	Cu	Fe	بازیابی وزنی	Cu	Fe	
۹۷٫۵	۶۲٫۱	۰٫۱۷	۱۷٫۴	۶۳٫۱	۰٫۰۶	۵۰٫۵	۳۶٫۹	۰٫۱۱	۳۰	۷۰۰
۷۰٫۲	۹۰٫۹	۰٫۱۸	۷٫۸	۴۲٫۹	۰٫۰۵	۴۷٫۸	۵۷٫۱	۰٫۱۱	۳۰	۲۰۰۰

۳، مشاهده می‌شود که حدود ۵۰٫۵ درصد از باطله فلوتاسیون در فراکسیون ابعادی زیر ۳۸ میکرون با توزیع فلز مس و آهن به ترتیب ۶۴ و ۵۳ درصد قرار دارد. این خصوصیت، سناریوی طبقه‌بندی را برای پیش‌فراآوری مس پیشنهاد کرد. به عبارت دیگر انجام طبقه‌بندی روی نمونه اولیه و حذف بخش کم‌عیار مس در فراکسیون‌های بزرگ‌تر از ۳۸ میکرون به افزایش عیار مس در نمونه ریزدانه (۳۸- میکرون) منجر می‌شود. با توجه به این خصوصیت و همچنین نتایج حاصل از آزمایش‌های جدایش مغناطیسی در مرحله قبل، مجموعه آزمایش‌های دیگری طراحی شد تا در مرحله اول با انجام یک مرحله طبقه‌بندی، ذرات درشت‌تر از ۳۸ میکرون کنار گذاشته شوند و محصولی ریزدانه با عیار مس و آهن به ترتیب ۰٫۱۴ و ۳۱٫۵ درصد به دست آید، سپس با جدایش مغناطیسی در این فراکسیون ابعادی ریزدانه، فازهای مغناطیسی از غیرمغناطیسی جدا شود. بر این اساس پس از جدایش بخش ۳۸+ میکرون و کنار گذاشتن آن از باطله فلوتاسیون، فرآیند جدایش مغناطیسی با شدت میدان ۲۰۰۰ گوس بر روی بخش ریزدانه (۳۸- میکرون) انجام و نتایج در جدول ۵ گزارش شد. همان گونه که از نتایج مشخص است ترکیب روش‌های طبقه‌بندی و جدایش مغناطیسی به خوبی توانست باعث بهبود عیار مس و آهن شود. به طوری که عیار مس به ۰٫۲۱ درصد در باطله مغناطیسی و عیار آهن نیز به ۵۳٫۶ درصد در کنسانتره مغناطیسی بهبود پیدا کرد. این افزایش عیارها، بالاتر از مقادیر به دست آمده از آزمایش‌های قبلی بود که تنها از روش جدایش مغناطیسی استفاده شده بود. اگر چه طبقه‌بندی باعث می‌شود که بیش از نیمی از باطله فلوتاسیون به عنوان ذرات درشت (۳۸+ میکرون) کنار گذاشته شوند، اما در عوض، این مساله برای پیش‌فراآوری مس مناسب‌تر بوده و علاوه بر بهبود عیار مس، سبب کنار گذاشتن حجم زیادی از باطله فلوتاسیون (در حدود ۷۵ درصد) شده است که در فرآیندهای پایین دست استحصال مس، تاثیر قابل ملاحظه‌ای در اندازه و تعداد تجهیزات دارد. البته اگر

مغناطیسی راه یافته است که این موضوع پتانسیل پیش‌فراآوری مس با روش جدایش مغناطیسی را به خوبی نشان می‌دهد.

$$R = (w \times c) / f \quad (2)$$

۳-۲-۲- جدایش در شدت میدان مغناطیسی ۲۰۰۰ گوس

همان‌گونه که در جدول ۴ مشاهده می‌شود با افزایش شدت میدان مغناطیسی به ۲۰۰۰ گوس، همان‌طور که انتظار می‌رفت بازیابی وزنی به کنسانتره مغناطیسی افزایش و عیار آهن در باطله مغناطیسی به میزان بیشتری کاهش پیدا کرد. از آنجایی که در این شدت گوس بالا، عیار مس در باطله و کنسانتره تغییر چندانی قابل ملاحظه‌ای با شدت گوس پایین‌تر نداشت، نتیجه‌گیری شد که کانی‌های حاوی مس با کانی‌های آهن‌دار درگیری ندارند و همین مساله سبب می‌شود تا روش جدایش مغناطیسی، کارایی مناسبی برای پیش‌فراآوری و جداسازی آهن از مس داشته باشد.

همان‌طور که نتایج نشان می‌دهند با روش جدایش مغناطیسی، بیش از نیمی از باطله فلوتاسیون به بخش کنسانتره مغناطیسی راه یافت و تولید محصولی با عیار آهن تقریباً ۵۰ درصد کرد. این کنسانتره می‌تواند به عنوان محصول میانی به خطوط کنسانتره ۵، ۶ و ۷ گل‌گهر (قبل از آسیای گلوله‌ای) بازگردد و با توجه به درگیری حدود ۵۰ درصدی مگنتیت با پیریت، تحت خردایش و جدایش مغناطیسی مجدد قرار گیرد. از سوی دیگر روش جدایش مغناطیسی با تولید محصولی غیرمغناطیسی، به افزایش عیار مس از ۰٫۱۱ به ۰٫۱۸ درصد منجر شد و میزان آهن را تا ۷٫۸ درصد کاهش داد. کنار گذاشتن نیمی از باطله فلوتاسیون و افزایش عیار مس و کاهش آهن در باقی‌مانده آن، مزایای فنی و اقتصادی فراوانی برای فرآیند استحصال مس در مراحل بعدی دارد.

۳-۳- طبقه‌بندی و جدایش مغناطیسی

با توجه به توزیع عیاری آهن و مس در جدول‌های ۲ و

جدول ۵: نتایج آزمون طبقه‌بندی و جدایش مغناطیسی با لوله دیویس

خوراک (%)		کنسانتره (%)			باطله (%)		بازیابی (%)	
Cu	Fe	Cu	Fe	بازیابی وزنی	Cu	Fe	آهن در کنسانتره	مس در باطله
۰/۱۴	۵۱/۸	۰/۲۱	۱۱/۰۳	۴۸/۲	۰/۰۷۵	۵۳/۶	۸۸/۶	۷۲/۳

مغناطیسی، لیچینگ و بیولیچینگ مناسب است. با توجه به حضور ۲۵ تا ۳۰ درصدی مگنتیت در باطله فلوتاسیون با انجام فرآیند جدایش مغناطیسی روی نمونه، بخش مغناطیسی آن تا حد قابل قبولی به کنسانتره راه یافت و تولید محصولی با عیار آهن تقریباً ۵۰ درصد کرد. این کنسانتره می‌تواند به عنوان محصول میانی به خطوط کنسانتره ۵، ۶ و ۷ (قبل از آسیای گلوله‌ای) بازگردد و مجدداً تحت خردایش و جدایش مغناطیسی قرار گیرد. از سوی دیگر عیار مس در باطله حاصل از جدایش مغناطیسی نیز تا ۰/۱۸ درصد افزایش یافت که می‌تواند خوراک مراحل بعدی، برای فرآوری مس قرار گیرد. نتایج نشان داد که کانی‌های حاوی مس با کانی‌های آهن‌دار درگیری نداشته و با روش جدایش مغناطیسی می‌توان کانی‌های مس و آهن را به آسانی از یکدیگر جدا کرد

نتایج آنالیز عیاری فراکسیون‌های دانه‌بندی باطله فلوتاسیون نشان داد که عیار مس در ابعاد کوچکتر از ۳۸ میکرون بالاترین مقدار را داشته (۰/۱۴ درصد) و حدود ۶۴ درصد توزیع فلز مس در این محدوده قرار دارد در حالی که توزیع فلز آهن در همه بازه‌های ابعادی، تقریباً یکنواخت است. این خصوصیت باطله، استفاده از روش طبقه‌بندی را به عنوان مرحله پیش‌فرآوری مس پیشنهاد کرد.

استفاده از روش طبقه‌بندی و جدایش مغناطیسی، نتایج عیاری بهتری نسبت به انجام تنها فرآیند جدایش مغناطیسی داشت به طوری که با حذف بخش درشت دانه و جدایش مغناطیسی بر روی بخش ریزدانه (۳۸- میکرون)، عیار آهن و مس به ترتیب به مقادیر ۵۳/۶ و ۰/۲۱ درصد افزایش یافت و بیش از ۷۵ درصد از حجم نمونه اولیه کنار گذاشته شد. این سناریو برای پیش‌فرآوری مس، مناسب‌تر است، زیرا عیار مس در باطله مغناطیسی بیشینه شده و حجم زیادی از کانی‌های بی‌ارزش کنار گذاشته می‌شود و عیار آهن نیز در آن به مقدار قابل قبول ۱۱ درصد کاهش می‌یابد. این شرایط، مزایای فنی و اقتصادی فراوانی برای فرآیند استحصال مس در مراحل بعدی دارد. البته کنار گذاشتن بخش درشت دانه که حاوی ۳۶٪ از

استحصال آهن نیز اهمیت داشته باشد، می‌توان جهت بازیابی حداکثری آهن از باطله فلوتاسیون برای بخش درشت‌تر از ۳۸ میکرون (که با طبقه‌بندی کنار گذاشته شده است) جدایش مغناطیسی انجام داد و با تولید کنسانتره مغناطیسی درشت دانه با عیار مناسب، آن را همراه کنسانتره مغناطیسی ریزدانه به عنوان محصول میانی به مدار تولید باز گرداند.

۴- نتیجه‌گیری

عناصر اصلی باطله فلوتاسیون خطوط کنسانتره آهن ۵، ۶ و ۷ گل‌گهر شامل ۳۰ درصد آهن، ۱۱ درصد گوگرد، ۱۰ درصد سیلیسیم، ۹/۲ درصد منیزیم و ۵ درصد سدیم است و عناصر فرعی و ارزشمند نمونه شامل ۰/۱۱ درصد مس، ۶۶۳ ppm نیکل، ۲۷۴ ppm کبالت و به مقدار ناچیز ۱۹ ppb طلا بود.

بر اساس مطالعه مقاطع صیقلی با میکروسکوپ نوری کانی‌های فلزی اصلی؛ مگنتیت (Fe_3O_4) و پیریت (FeS_2) بودند. درصد فراوانی مگنتیت در نمونه حدود ۲۵ تا ۳۰ درصد و پیریت حدود ۳۰ تا ۳۵ درصد مشاهده شد. دیگر کانی‌های فلزی موجود در نمونه کالکوپیریت ($CuFeS_2$) و گوتیت ($FeOOH$) با فراوانی به ترتیب حدود ۲ و ۰/۵ درصد بودند. کانی تالک ($Mg_3Si_4O_{10}(OH)_2$) از کانی‌های اصلی غیرفلزی موجود در باطله فلوتاسیون بود. به نظر می‌رسد اگر بتوان در مرحله فلوتاسیون خطوط ۵، ۶ و ۷، آبرانی کانی تالک را کاهش داد یا آن را بازداشت کرد و مانع از شناور شدن و راهیابی آن به باطله شد، بتوان به بالا رفتن عیار مس و آهن در باطله فلوتاسیون کمک کرد. به عبارتی دیگر با بازداشت تالک، پیش‌فرآوری مس و آهن را می‌توان از یک مرحله قبل و از خود مرحله فلوتاسیون آغاز کرد. این موضوعی است که نیاز به بررسی و پژوهش دارد.

با توجه به آنالیز ابعادی نمونه (d_{80} حدود ۸۰ میکرون)، روش‌های جدایش ثقلی نمی‌توانند کارایی مناسبی در پیش‌فرآوری یا فرآوری آن داشته باشند، اما در عوض این محدوده ابعادی برای روش‌هایی مانند فلوتاسیون، جدایش

"بازیابی مس، نیکل و کبالت از باطله‌های سولفیدی کارخانه بازیابی همانیت گل‌گهر سیرجان به روش فلوتاسیون". هفتمین همایش ملی و نمایشگاه تخصصی مهندسی محیط زیست.

[7] Brest, K. K., Henock, M. M., Guellord, N., Kimpiab, M., and Kapiamba, K. F. (2021). "Statistical investigation of flotation parameters for copper recovery from sulfide flotation tailings". *Results in Engineering*, 9: 100207.

[8] Yang, Z., Yang, Z., Yang, S., Liu, Z., Liu, Z., Liu, Y., Drewniak, L., Jiang, C., Li, Q., Li, W., and Yin, H. (2022). "Life cycle assessment and cost analysis for copper hydrometallurgy industry in China". *Journal of Environmental Management*, 309: 114689.

[9] Xie, Y., Xu, Y., Yan, L., and Yang, R. (2005). "Recovery of nickel, copper and cobalt from low-grade Ni-Cu sulfide tailings". *Hydrometallurgy*, 80(1): 54-58.

[10] Zhang, R., Hedrich, S., Römer, F., Goldmann, D., and Schippers, A. (2020). "Bioleaching of cobalt from Cu/Co-rich sulfidic mine tailings from the polymetallic Rammelsberg mine, Germany". *Hydrometallurgy*, 197: 105443.

[11] Drobe, M., Haubrich, F., Gajardo, M., and Marbler, H. (2021). "Processing Tests, Adjusted Cost Models and the Economies of Reprocessing Copper Mine Tailings in Chile". *Metals*, 11(1): 103.

[۱۲] خسروی، ر.، فرامرزیور، ا.، ساری‌خانی، م.، غریبی، خ.؛ ۱۳۹۸؛ "امکان‌سنجی بازفرآوری آهن از باطله‌های کارخانه فرآوری چغارت در مقیاس آزمایشگاهی". چهارمین کنفرانس بین‌المللی پژوهش‌های کاربردی در علوم و مهندسی.

[۱۳] بهرامی، ع.، ایمانی، ف.، کاظمی، ف.، میرمحمدی، م.، رفیعی، م.؛ ۲۰۲۳؛ "بازیافت آهن از باطله‌های کارخانه سنگ آهن بالستان". نشریه مهندسی منابع معدنی، دوره هشتم، شماره ۴، ص ۱۱۹-۱۳۵.

[14] Beattie, D. A., Huynh, L., Kaggwa, G. B., and Ralston, J. (2006). "Influence of adsorbed polysaccharides and polyacrylamides on talc flotation". *International Journal of Mineral Processing*, 78(4): 238-249.

[15] Beattie, D. A., Huynh, L., Kaggwa, G. B. N., and Ralston, J. (2006). "The effect of polysaccharides and polyacrylamides on the depression of talc and the flotation of sulphide minerals". *Minerals Engineering*, 19(6): 598-608.

[16] Leung, A., Wiltshire, J., Blencowe, A., Fu, Q., Solomon, D. H., and Qiao, G. G. (2011). "The effect of acrylamide-co-vinylpyrrolidinone copolymer on the depression of talc in mixed nickel mineral flotation". *Minerals Engineering*, 24(5): 449-454.

توزیع فلز مس است باید از نظر اقتصادی ارزیابی شود. نتایج این پژوهش نشان داد که پیش‌فرآوری باطله فلوتاسیون، دو مزیت عمده دارد، اول این که آهن هدرروی شده به باطله فلوتاسیون، قابلیت پرعیارسازی اولیه و بازگشت به مدار تولید کنسانتره آهن به عنوان محصول میانی را دارد و دوم این که در بخش باقی مانده غیرمغناطیسی باطله فلوتاسیون، عیار مس را می‌توان به میزان قابل قبولی افزایش داد که با توجه به دانه‌ریز بودن آن و حذف عمده کانی‌های آهن‌دار، جذابیت‌های آن را برای استحصال مس در مراحل بعد، افزایش می‌دهد.

روش‌های طبقه‌بندی و جدایش مغناطیسی از نظر عملیاتی، ساده و مقرون به صرفه هستند و قابلیت اجرا در خطوط کنسانتره ۵، ۶ و ۷ گل‌گهر را با کمترین تغییرات و هزینه‌ها دارند. از اینرو در نظر است تا در آینده نتایج این تحقیق از نظر فنی و اقتصادی در مقیاس پایلوت مورد بررسی و ارزیابی قرار گیرند.

۵- مراجع

[1] Blasenbauer, D., Bogush, A., Carvalho, M., Cleall, P., Cormio, C., Guglietta, D., Fellner, J., Alonso Fernández, M., Heuss-Aßbichler, S., Huber, F., Kral, U., Kriipsalu, M., Johansson, J., Laner, D., Lederer, J., Lemièrre, B., Liu, G., Mao, R., Mueller, S., and Žibret, G. (2020). "Knowledge base to facilitate Anthropogenic Resource Assessment". Deliverable of COST Action Mining the European Anthroposphere. DOI: <http://dx.doi.org/10.5281/zenodo.3739164>.

[2] Shen, L., Muduli, K., and Barve, A. (2013). "Developing a sustainable development framework in the context of mining industries: AHP approach". *Resources Policy*, 46: 15-26.

[3] Prior, T., Giurco, D., Mudd, G., Mason, L., and Behrisch, J. (2011). "Resource depletion, peak minerals and the implications for sustainable resource management". *Global Environmental Change*, 22: 577-587.

[4] Suppes, R., and Heuss-Aßbichler, S. (2021). "Resource potential of mine wastes: A conventional and sustainable perspective on a case study tailings mining project". *Journal of Cleaner Production*, 297: 126446.

[5] Lottermoser, B. G. (2010). "Mine Wastes: Characterization, Treatment and Environmental Impacts". Third Edition, Springer, Berlin, pp. 400. DOI: 10.1007/978-3-642-12419-8.

[۶] احمدی عامله، ع.، خضری، م.، عبداله‌زاده، ع.، عسکری، م.؛ ۱۳۹۳؛

in the Presence of a Pre-Adsorbed Xanthate Collector". Minerals, 7: 40.

[۱۹] خوشدست، ح.، زیدآبادی نژاد، ن.؛ ۱۳۹۸؛ "بررسی کیفی و کمی باطله خطوط فرآوری مجتمع سنگ آهن گهرزمین (سیرجان) با استفاده از روش‌های آزمایشگاهی و پایش آماری". چهارمین کنفرانس بین المللی نوآوری و تحقیق در علوم مهندسی.

[17] Jin, S., Shi, Q., Feng, Q., Zhang, G., and Chang, Z. (2018). "The role of calcium and carbonate ions in the separation of pyrite and talc". Minerals Engineering, 119: 205-211.

[18] Deng, W., Xu, L., Tian, J., Hu, Y., and Han, Y. (2017). "Flotation and Adsorption of a New Polysaccharide Depressant on Pyrite and Talc