



Imam Khomeini International University
Vol. 8, No. 3, Autumn 2023



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

Research Paper

An Investigation of Ammonia Effect on Dissolution and Recovery of Gold in Cyanidation Process of Copper-Gold Ore

Zolghadry Hesary S.¹, Khalesi M.R.^{2*}, Ghasemifard F.³

- 1- M.Sc., Dept. of Minerals Processing, Faculty of Engineering, Tarbiat Modares University, Tehran, Iran
2- Associate Professor, Dept. of Minerals Processing, Faculty of Engineering, Tarbiat Modares University, Tehran, Iran
3- M.Sc., Tuzlar Industrial and Mining Company, Zanjan, Iran

Received: 17 Aug. 2022

Accepted: 14 Feb. 2023

Abstract: The presence of copper oxide next to gold increases the consumption of cyanide in the cyanidation process, reduces the absorption of gold on carbon, and causes many problems in the downstream processes of elution, electrowinning, and smelting. In the current research, increasing the recovery of gold dissolution and its selective adsorption on activated carbon using ammonia additive and the effect of different factors such as the type of ammonia additive, changing the system of contact of gold with carbon from CIL to CIC, and adding hydrogen peroxide and cyanide to the filtered solution were studied. The findings showed that adding ammonium chloride or liquid ammonia to the cyanidation solution, in the sample with high copper grade (1% copper), and in the sample with medium copper grade (0.5% copper), increased the dissolution recovery by 60% and 30%, respectively. Also, the recovery of gold adsorption on activated carbon in sample with a grade of 0.5% copper increased from about 25% during the normal CIL process to about 100% during the ammonia cyanidation process in the form of CIC. Results showed that liquid ammonia provides up to 10% higher dissolution recovery and up to 3% higher absorption recovery compared to ammonium chloride, while reduces the consumption of cyanide by half and the amount of copper absorption on carbon by a third.

Keywords: Cyanidation, Ammonia, Gold-copper ore, Absorption, Activated carbon.

How to cite this article

Zolghadry Hesary, S., Khalesi, M. R., and Ghasemifard, F. (2023). "An investigation of ammonia effect on dissolution and recovery of gold in cyanidation process of copper-gold ore". Journal of Mineral Resources Engineering, 8(3): 91-106.

DOI: [10.30479/JMRE.2023.17710.1599](https://doi.org/10.30479/JMRE.2023.17710.1599)

*Corresponding Author Email: mrkhalesi@modares.ac.ir

COPYRIGHTS



©2023 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

In the last century, cyanidation has been the dominant method in gold processing plants all over the world, although it has been limited in many ores, especially copper-containing ores [1]. During the leaching process, most copper minerals and especially copper oxide minerals are soluble to varying degrees in cyanide solution and form copper complexes ($\text{Cu}(\text{CN})_2^-$, $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ and $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$) which their stability depend on the amount of free cyanide and undecomposed hydrocyanic acid. These copper-cyanide complexes cause various challenges, including in leaching, absorption by activated carbon, elution and electrowinning processes. In response to the challenges of soluble copper in gold ores, various methods have been evaluated by researchers. These methods include the use of flotation to reduce the copper in leaching feed [2], the use of cyanide alternatives such as thiourea [3,4] and thiosulfate [5], the use of additives such as glycine [6,7] and ammonia [8,9], the use of cyanide and copper recovery methods such as SART¹ [10,11], copper precipitation [12,13], and separation and recovery of dissolved copper by carbon (Serisini method) [14]. Among the additives, the use of ammonia has been tested on an industrial scale [15].

The effect of adding ammonia on the leaching kinetics of gold with cyanide has been investigated in several studies. It has been shown that adding ammonia reduces the rate of gold leaching when the solution does not contain copper. When copper is present in the solution, the rate of leaching without ammonia decreases due to the formation of copper cyanide complexes, and under zero free cyanide conditions, gold is practically dissolved by breaking the $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ complex. In this case, it has been found that the addition of ammonia has a little effect on the leaching of gold by $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$, but when the main species is $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$, the kinetics of gold leaching in the presence of ammonia increases. Under these conditions, leaching is very slow in the absence of ammonia. The effect of addition of Cu(II) has also been studied and it has been found that in the absence of free cyanide, the presence of Cu(II) increases the leaching rate, provided that there is enough ammonia to stabilize it against reaction with cyanide-copper(I) complexes [16,17]. In general, adding ammonia to the cyanide solution can lead to decrease in cyanide consumption and increase in the selectivity of the gold leaching process over copper. But there will still be important challenges in the continuation of the process and in the absorption stage.

Various methods have been proposed to recover gold from copper-containing solutions, including gold cementation on zinc or copper metal, adsorption on activated carbon, or adsorption on ion exchange resins. In all cases, it is necessary to separate the clear solution from the leaching tailings, because the deposited copper in the tailings is slowly transferred to the carbon or resin [17]. The selective adsorption of gold on activated carbon in the gold-cyanide-ammonia-copper system is also possible only by using the CIC² method, because copper is present in the leaching tailings in the form of CuCN or $\text{Cu}(\text{OH})_2$; and it is necessary to filter the pulp and recover the gold from the clarified filtrate solution using activated carbon. Also, the control of copper adsorption on activated carbon requires the addition of NaCN to minimize copper adsorption on carbon [17,18]. Although this operation is mentioned in very few literatures, no quantitative information is available in this field. Considering the importance of gold recovery after its dissolution, in this research, an attempt has been made to increase the amount of gold dissolution in different amounts of copper oxide in the feed by using ammonia additive in the form of liquid ammonia or ammonium chloride, and at the same time, by changing the interaction of gold with carbon from the CIL³ to CIC system. The increase in gold absorption recovery is also investigated in this research.

METHODS

All experiments were performed using ore samples with an average gold grade of 2 ppm and an average copper grade of 1% and 0.5%. At first, in order to obtain the optimal conditions for cyanidation, cyanide-ammonia leaching experiments and absorption by activated carbon were performed in different concentrations of cyanide and ammonia, with a solid percentage of 33%, ambient temperature, pH=10.5-11, and a time of 24 hours. The way of conducting the tests using a rolling bottle was that after crushing up to 80% passing through a 75 micron sieve and preparing the sample, for each test, the amount of 812 grams of soil was measured with a digital scale and poured into the bottle along with water, so that the target percentage of solids was reached; Then, the desired amount of dissolving agent was added along with ammonia (in the form of ammonium chloride or liquid ammonia) and 3 cc of hydrogen peroxide (based on the previous experience of factory bottle roll tests) was added to provide the oxygen needed to carry out

the leaching process. To adjust the pH, powdered lime was used. Cyanide-Ammonia leaching tests were performed in both CIL and CIC forms on the feed sample. CIL refers to a method in which carbon is added to the pulp at the beginning of the experiment and is separated from it at the end of the experiment; While in the CIC method, first the gold dissolution is done using cyanide and other additives, then the desired pulp is filtered and carbon is added to its solution containing gold, finally absorption is done. On an industrial scale, this operation is carried out in carbon absorption columns and therefore is called Carbon in Column (CIC); But in the experiments of this research, the absorption operation was not performed in the column, and beaker were given 100 cc of the pregnant solution filtered from teaching test, then carbon has been added and mixing by a magnetic stirrer has been done. After each experiment, the desired pulp was filtered and a 10 ml sample of the solution was taken for titration and determination of the free cyanide content of the solution. The final solid tailings were dried with the help of an oven at 100 degrees Celsius, and after drying, were re-shredded by a pneumatic disc grinder; After that, samples were taken from it for measuring gold and copper. At the end, solution samples, feed and solid tailings samples, and activated carbon samples were assayed to determine gold and copper grades.

In this article, to investigate various factors of dissolution and absorption of gold on activated carbon in cyanide-ammonia system, a total of 10 experiments were conducted which includes the following. In order to compare the two methods of CIL and CIC in ammonia cyanidation, four experiments were conducted with the same conditions to investigate the effect of adding ammonium chloride on the absorption of gold and copper on activated carbon. The first experiment was CIL without ammonia (optimal conditions obtained from previous tests); The second test was by the same conditions as the first test, but with ammonium chloride; and the third and fourth tests had similar conditions in the leaching phase, but in the absorption phase they were different. In the fourth experiment, 1.5 g/l of cyanide was added in the absorption stage. In order to compare the effect of adding ammonium chloride and liquid ammonia on the absorption of gold and copper on activated carbon, three tests were performed with the same conditions. All the three tests were performed under completely similar conditions, even in the amount of cyanide and ammonia. However, in test number 5, ammonium chloride was used and in the other two tests (tests number 6 and 7) liquid ammonia was used. Also, in order to increase the absorption, three ammonia cyanidation tests were performed using the CIC method using different amounts of carbon. In these tests, the optimal conditions found in the previous tests were used for the leaching stage (dissolution conditions of test no. 7) and a solution was prepared to perform absorption tests with different amounts of carbon to increase the amount of gold absorption (tests No. 8, 9, and 10 had 7, 5, and 15 g/l of active carbon, respectively).

FINDINGS AND ARGUMENT

According to the results of tests 1 to 4 (Table 1), in the comparison of CIC and CIL methods and the addition of cyanide in the absorption stage, although the addition of ammonium chloride in the CIL system significantly increased gold dissolution (from about 30% in test 1 to about 80% in test 2) and the amount of gold adsorbed on carbon almost doubled (from about 20 ppm to over 40 ppm), the overall adsorption recovery is still low. Especially in test 2 and 3, where the leaching conditions are the same and one is done as CIL and the other as CIC respectively, no special effect is observed. However, in the comparison of tests 3 and 4, in the absorption stage of test 4, when the amount of 1.5 g/l of cyanide was added to the filtered solution, the recovery of gold absorption from the solution increased by about 20% and the amount of copper absorption decreased slightly. An argument to justify these results is that due to the ratio of copper to gold (5000, 10000 to 2), the ammonia used in the leaching process could not form complex with all the coppers and some of the coppers were in the form of copper-cyanide complexes. The addition of cyanide in the absorption stage caused the formed copper complexes, which are mostly in the form of $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ and susceptible to adsorption on activated carbon, to become $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ and $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$, which are less absorbed on activated carbon. As a result, the amount of copper adsorbed on activated carbon has decreased (from above 15000 ppm to below 1100 ppm); On the other hand, the interference effect of copper on the absorption of gold on carbon has decreased and the amount of gold adsorbed on activated carbon has increased. Why the overall absorption rate is still low can be due to the low amount of carbon compared to the amount of copper and gold in the solution. For this reason, tests have been conducted in this direction, the results of which are presented in the next paragraphs.

In comparing the effect of ammonium chloride and liquid ammonia on the dissolution and absorption of gold and copper on activated carbon, according to the results of tests 5 to 7 (Table 1), recovery of dissolution in the tests performed with liquid ammonia (by reducing the consumption of cyanide to half) increased up to 10% higher than the test done with ammonium chloride. On the other hand, by comparing the absorption recovery of gold from the solution in the tests that used ammonium chloride and liquid ammonia, it can be seen that the amount of absorption recovery in the tests that used liquid ammonia (test 6 and 7) has increased relatively. It can also be seen in the comparison of tests 6 and 7 that the gradual addition of cyanide and ammonia to the leaching solution does not have much effect on increasing the recovery of gold dissolution. The significant and important point in these tests is the amount of copper absorption on activated carbon. As can be seen in Table 1, the amount of copper absorption in the tests that used liquid ammonia is between 315 and 334 ppm, while in the tests that used ammonium chloride, in the best case, the lowest amount of copper absorption on carbon is 1091 ppm and this shows that when liquid ammonia is used instead of ammonium chloride, the amount of copper adsorption on activated carbon is greatly reduced. In test number 4, which used 1.78 g/l of activated carbon, the amount of gold absorption reached a maximum of 40%. However, when the amount of active carbon of 5 g/l was used in the absorption stage (test 9), the recovery of gold absorption was about 93%, and in cases where the amount of carbon was more than 5 g/l (test 8 and 10), gold absorption has increased to 98%. The important point is that in CIL conditions and in the presence of high soluble copper, adding more carbon has no advantage, and the more carbon is added to the solution, the more copper is absorbed from the solution, as the amount of copper is high compared to gold (about 1000 ppm of copper against 1 ppm of gold). However, in CIC condition and when adding cyanide to the separated solution can prevent the absorption of copper on carbon, the addition of carbon can be easily done. It should be noted that the numbers of 5 or 10 or 15 g/l are not high numbers compared to the concentration of industrial carbon used in normal gold factories.

Table 1. Results of the experiments

| Test number | Feed grade (ppm) | | Tailings grade (ppm) | | Grade of the solution before absorption (ppm) | | Grade of the solution after absorption (ppm) | | Activated carbon grade (ppm) | | Recovery of dissolution (%) | | Absorption recovery from solution (%) | |
|-------------|------------------|--------|----------------------|--------|---|--------|--|--------|------------------------------|--------|-----------------------------|--------|---------------------------------------|--------|
| | Gold | Copper | Gold | Copper | Gold | Copper | Gold | Copper | Gold | Copper | Gold | Copper | Gold | Copper |
| 1 | 2.51 | 11130 | 1.72 | 10487 | CIL | | 140 | 611 | 19.6 | 15170 | 31.3 | 5.8 | 25.6 | 71.58 |
| 2 | 2.37 | 11272 | 0.48 | 10417 | CIL | | 330 | 737 | 44.7 | 16199 | 79.6 | 7.6 | 39.1 | 79.32 |
| 3 | 2.53 | 11450 | 0.57 | 10287 | 538 | 1828 | 397 | 419 | 42.9 | 15706 | 77.4 | 10.2 | 26.2 | 77.1 |
| 4 | 2.24 | 11321 | 0.42 | 10796 | 558 | 936 | 311 | 462 | 48.7 | 1091 | 81.4 | 4.6 | 44.3 | 50.6 |
| 5 | 2.34 | 11294 | 0.48 | 10459 | 532 | 934 | 268 | 449 | 104.7 | 1138 | 79.5 | 7.4 | 49.6 | 51.9 |
| 6 | 1.98 | 10248 | 0.26 | 9701 | 498 | 592 | 183 | 567 | 137.7 | 334 | 86.8 | 5.3 | 63.3 | 4.2 |
| 7 | 1.86 | 10238 | 0.16 | 9770 | 422 | 559 | 268 | 541 | 87.7 | 315 | 91.5 | 4.6 | 36.5 | 3.2 |
| 8 | 2.11 | 4812 | 0.5925 | 4324 | 428 | 340 | 11 | 333 | 76.33 | 793 | 71.9 | 10.1 | 97.3 | 2.1 |
| 9 | 2.16 | 4517 | 0.698 | 4458 | 441 | 358 | 32 | 306 | 63.33 | 2618 | 67.6 | 1.3 | 92.7 | 14.5 |
| 10 | 2.17 | 4873 | 0.6305 | 3123 | 396 | 1736 | 8 | 557 | 96.33 | 2625 | 70.9 | 35.9 | 97 | 67.9 |

CONCLUSIONS

- Results show that by adding ammonium chloride or liquid ammonia to the cyanidation solution, the recovery of gold dissolution has increased from 31% to 91.5% in the sample with high copper grade (1% copper).

- Due to the presence of copper in the leaching tailings in the form of CuCN or $\text{Cu}(\text{OH})_2$, for more gold absorption and also less copper absorption from the solution on activated carbon, it is necessary to replace the CIL system with the CIC system in the cyanidation process. In this case, according to the results obtained in the best case, if the gold dissolution recovery is 92% and its absorption recovery is about 100%, due to the loss of approximately 20% of the gold containing solution in the CIC method along with the moisture

of the waste filtered cake, the final recovery will be about 73%. Of course, if the filter press is able to wash the cake, this loss of gold along with the waste cake will be reduced and the total recovery will be higher.

- According to the concentration ratio of copper to gold in the solution (5000 to 10000 to 2), the ammonia used in the leaching process could not form a complex with all the coppers and some of the coppers were in the form of copper-cyanide complexes. Therefore, the free cyanide added in the absorption stage causes the formed copper complexes, which are mostly in the form of $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ and susceptible to adsorption on activated carbon, to become $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ and $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$, which are less absorbed on activated carbon.

- Results show that when liquid ammonia is used instead of ammonium chloride, the amount of gold dissolution is 5-10% more and the amount of copper adsorption on activated carbon is reduced. At the same time, cyanide consumption is reduced by half. This phenomenon has not been reported before.

- By changing the absorption system from CIL to CIC, adding cyanide to the leached solution, and reducing the amount of copper absorption on carbon, it is possible to increase the amount of carbon to the usual level of copper-free plants and increase the absorption recovery to about 100%.

REFERENCES

- [1] Zhang, Y., Cui, M., Wang, J., Liu, X., and Lyu, X. (2022). "A review of gold extraction using alternatives to cyanide: Focus on current status and future prospects of the novel eco-friendly synthetic gold lixivants". *Minerals Engineering*, 176: 107336.
- [2] Dunne, R. (2005). "Flotation of gold and gold-bearing ores". *Developments in Mineral Processing*, 15: 309-344.
- [3] Jinshan, L. I., and Miller, J. D. (2006). "A review of gold leaching in acid thiourea solutions". *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 27(3): 177-214.
- [4] Ray, D. A., Baniasadi, M., Graves, J. E., Greenwood, A., and Farnaud, S. (2022). "Thiourea Leaching: An Update on a Sustainable Approach for Gold Recovery from E-waste". *Journal of Sustainable Metallurgy*, 8(2): 597-612.
- [5] Salinas- Rodríguez, E., Hernández-Ávila, J., Cerecedo-Sáenz, E., Arenas-Flores, A., Veloz-Rodríguez, M. A., Toro, N., Gutiérrez-Amador, M. D. P., and Acevedo-Sandoval, O. A. (2022). "Leaching of Copper Contained in Waste Printed Circuit Boards, Using the Thiosulfate—Oxygen System: A Kinetic Approach". *Materials*, 15(7): 2354.
- [6] Barani, K., Dehghani, M., Azadi, M. R., and Karrech, A. (2021). "Leaching of a polymetal gold ore and reducing cyanide consumption using cyanide-glycine solutions". *Minerals Engineering*, 163: 106802.
- [7] Li, H., Oraby, E., and Eksteen, J. (2021). "Recovery of copper and the deportment of other base metals from alkaline glycine leachates derived from waste printed circuit boards (WPCBs)". *Hydrometallurgy*, 199: 105540.
- [8] Medina, D., and Anderson, C. G. (2020). "A review of the cyanidation treatment of copper-gold ores and concentrates". *Metals*, 10(7): 897.
- [9] Bae, M., Kim, S., Sohn, J., Yang, D., and Lee, H. (2020). "Leaching behavior of gold and silver from concentrated sulfide ore using ammonium thiosulfate". *Metals*, 10(8): 1029.
- [10] Hedjazi, F., and Monhemius, A. J. (2014). "Copper-gold ore processing with ion exchange and SART technology". *Minerals Engineering*, 64: 120-125.
- [11] Estay, H., Gim-Krumm, M., Seriche, G., Quilaqueo, M., Barros, L., Ruby-Figueroa, R., Romero, J., and Troncoso, E. (2020). "Optimizing the SART process: A critical assessment of its design criteria". *Minerals Engineering*, 146: 106116.
- [12] Cong, P., Chai, L., Tang, C., Min, X., Song, Y., Duan, C., and Yu, C. (2017). "Study on the mechanism of copper-ammonia complex decomposition in struvite formation process and enhanced ammonia and copper removal". *Journal of Environmental Sciences*, 51: 222-233.
- [13] Xie, F., Dreisinger, D., and Doyle, F. (2013). "A review on recovery of copper and cyanide from waste cyanide solutions". *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 34(6): 387-411.
- [14] Sceresini, B., and Staunton, W. (1991). "Copper/cyanide in the treatment of high copper gold ores". In: *Proceedings of the 5th Extractive Metallurgy Conference*, Melbourne: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 123-125.

- [15] Hedjazi, F., and Monhemius, A. J. (2018). “*Industrial application of ammonia-assisted cyanide leaching for copper-gold ores*”. *Minerals Engineering*, 126: 123-129.
- [16] Jeffrey, M. I., Linda, L., Breuer, P. L., and Chu, C. K. (2002). “*A kinetic and electrochemical study of the ammonia cyanide process for leaching gold in solutions containing copper*”. *Minerals Engineering*, 15(12):1173-80.
- [17] Muir, D. (2011). “*A review of the selective leaching of gold from oxidised copper–gold ores with ammonia–cyanide and new insights for plant control and operation*”. *Minerals Engineering*, 24(6): 576-582.
- [18] Costello, M. C., Ritchie, I. C., and Lunt, D. J. (1992). “*Use of the ammonia cyanide leach system for gold copper ores with reference to the retreatment of the torco tailings*”. *Minerals Engineering*, 5(10): 1421-1429.
-

¹ Sulfidization, Acidification, Recycling, and Thickening (SART)

² Carbon in Column

³ Carbon in Leach



بررسی تاثیر آمونیاک بر انحلال و جذب طلا در فرآیند سیانوراسیون کانسنگ حاوی مس و طلا

سجاد ذوالقدری حصارى^۱، محمدرضا خالصی^{۲*}، فریدون قاسمی فرد^۳

۱- کارشناسی ارشد، گروه مهندسی معدن، دانشگاه تربیت مدرس، تهران

۲- دانشیار، گروه مهندسی معدن، دانشگاه تربیت مدرس، تهران

۳- کارشناسی ارشد، سرپرست کارخانه شرکت صنعتی و معدنی طالی توزال، زنجان

پذیرش: ۱۴۰۱/۱۱/۲۵

دریافت: ۱۴۰۱/۰۵/۲۶

چکیده

وجود مس اکسیدی در کنار طلا، موجب افزایش میزان مصرف سیانور در فرآیند سیانوراسیون و کاهش جذب طلا بر روی کربن و مشکلات عدیده در فرآیندهای پایین دستی الوشن، الکترووینینگ و ذوب می‌شود. در پژوهش حاضر، مطالعه افزایش بازیابی انحلال طلا و جذب انتخابی آن بر روی کربن فعال با استفاده از افزودنی آمونیاکی و بررسی تاثیر عوامل مختلف مانند نوع افزودنی آمونیاکی، تغییر سیستم برخورد طلا با کربن از CHL به CIC و افزودن آب اکسیژنه و سیانور به محلول فیلتر شده در مرحله جذب در دستور کار قرار گرفت. یافته‌ها نشان داد اضافه کردن نشادر یا آمونیاک به محلول سیانوراسیون، در نمونه با عیار مس بالا (یک درصد مس) و در نمونه با عیار مس متوسط (نیم درصد مس) موجب افزایش به ترتیب حدود ۶۰ و ۳۰ درصدی بازیابی انحلال شده است. همچنین بازیابی جذب طلا بر روی کربن فعال در حاکی با عیار بالای ۰/۵ درصد مس از حدود ۲۵ درصد در طی فرآیند CHL معمولی به حدود ۱۰۰ درصد در طی فرآیند سیانوراسیون آمونیاکی به صورت CIC شد. نتایج نشان داد که آمونیاک مایع نسبت به نشادر، تا ۱۰ درصد بازیابی انحلال بیشتر و تا ۳ درصد بازیابی جذب بالاتری را ایجاد می‌کند، در حالی که مصرف سیانور را به نصف و میزان جذب مس بر روی کربن را تا یک سوم کاهش می‌دهد.

کلمات کلیدی

بازیابی طلا، سیانوراسیون، فروشویی آمونیاکی، کانسنگ طلا-مس، جذب با کربن فعال.

استناد به این مقاله

ذوالقدری حصارى، س.، خالصی، م. ر.، قاسمی فرد، ف.؛ ۱۴۰۲؛ "بررسی تاثیر آمونیاک بر انحلال و جذب طلا در فرآیند سیانوراسیون کانسنگ حاوی مس و طلا". نشریه مهندسی منابع معدنی، دوره هشتم، شماره ۳، ص ۹۱-۱۰۶.

DOI: 10.30479/JMRE.2023.17710.1599

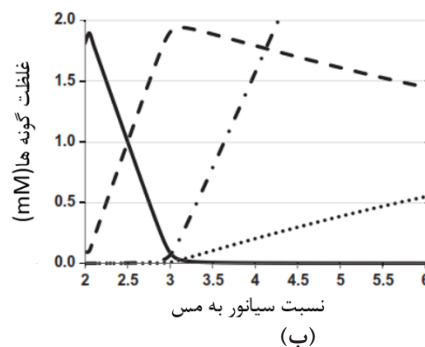
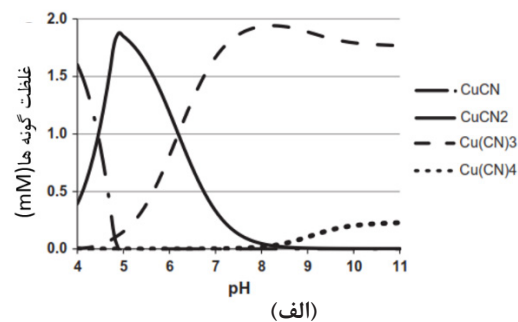


۱- مقدمه

طلا به روش‌های CIL یا CIP، مس با طلا رقابت می‌کند تا بر روی کربن جذب شود و به دلیل چند برابر بودن غلظت آن در محلول نسبت به طلا، با اشغال منافذ کربن، مانع جذب طلا می‌شود. در مقادیر pH پایین و غلظت‌های سیانور آزاد کم، با غالب شدن گونه $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ در محلول، سینتیک بارگیری مس بر روی کربن فعال افزایش می‌یابد [۴]. همین‌طور، در صورتی که نسبت مولی CN به Cu بیشتر از ۳ به ۱ باشد، در مرحله الکترونیکنگ، طلا ممکن است به طور انتخابی بر روی مس احیا شود و در این مرحله نیز ایجاد چالش کند. غلظت بالای مس - سیانید در سلول الکترونیکنگ به رسوب مشترک طلا و مس منجر می‌شود که ظرفیت سلول الکترونیکنگ را برای طلا کاهش می‌دهد [۴].

در پاسخ به چالش‌های وجود مس قابل انحلال در کانسنگ‌های طلا، روش‌های مختلفی توسط محققان مورد ارزیابی واقع شده‌اند. این روش‌ها شامل استفاده از فلوتاسیون برای کاهش مس خوراک فروشویی [۵]، استفاده از مواد شیمیایی جایگزین سیانور همانند تیواوره [۶،۷] و تیوسولفات [۸]، استفاده از افزودنی‌هایی مانند گلیسین [۹،۱۰] و آمونیاک [۱۱،۱۲] همراه با سیانور برای کاهش انحلال و مصرف سیانور به وسیله مس، استفاده از روش‌های بازیابی سیانور و مس مانند سارت^۲ [۱۳،۱۴]، ترسیب مس [۱۵،۱۶] و جداسازی و بازیابی مس محلول به وسیله کربن (روش سرپسینی^۳) [۱۷] می‌شوند. از میان افزودنی‌های همراه با سیانور، استفاده از آمونیاک حتی در مقیاس صنعتی نیز آزموده شده است [۱۸]. تاثیر افزودن آمونیاک بر سینتیک فروشویی طلا با سیانور در مطالعات متعددی مورد بررسی قرار گرفته است. نشان داده شده است که وقتی محلول حاوی مس نباشد، اضافه کردن آمونیاک سرعت فروشویی طلا را کاهش می‌دهد. وقتی مس در محلول موجود است، سرعت فروشویی بدون آمونیاک به دلیل تشکیل کمپلکس‌های سیانور مس کاهش می‌یابد و تحت شرایط سیانور آزاد صفر، عملاً طلا از طریق شکستن کمپلکس $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ انحلال می‌یابد. در این حالت، مشخص شده است که افزودن آمونیاک تاثیر کمی بر فروشویی طلا به واسطه $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ دارد، اما هنگامی که گونه اصلی موجود، کمپلکس مس - سیانور $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ است، سینتیک فروشویی طلا در وجود آمونیاک افزایش می‌یابد. تحت این شرایط، فروشویی در غیاب آمونیاک بسیار آهسته است. اثر افزودن مس (II) نیز مورد مطالعه قرار گرفته و مشخص شده است که در غیاب سیانور آزاد، وجود مس (II)، به شرطی که آمونیاک کافی برای تثبیت

در صد سال گذشته، اگرچه سیانوراسیون در بسیاری از کانسنگ‌ها و به ویژه کانسنگ‌های حاوی مس محدودیت داشته است، روش غالب در کارخانه‌های فرآوری طلا در تمام جهان بوده است [۱]. در طی فرآیند فروشویی، اکثر کانی‌های مس و خصوصاً کانی‌های اکسیدی مس به درجات مختلف در حلال سیانوری قابل حل‌اند و تشکیل کمپلکس‌های مس $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ ، $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ و $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ می‌دهند که تعادل آن‌ها به میزان سیانور آزاد و اسید هیدروسیانیک^۱ تجزیه نشده بستگی دارد (شکل ۱) [۲،۳]. نوع گونه‌های Cu - CN غالب در محلول به نسبت سیانید، مس، دما و pH وابسته است. نمودار غلظت گونه‌های مختلف کمپلکس مس و سیانور بر حسب pH نشان می‌دهد که تحت شرایط عادی فروشویی، $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ رایج‌ترین گونه در محلول است [۲].



شکل ۱: الف) غلظت گونه‌های مختلف مس و سیانور بر اساس pH، ب) غلظت گونه‌های مختلف مس و سیانور بر اساس نسبت سیانور به مس [۲]

از آنجا که Cu (I) یک کمپلکس سیانوری بسیار قوی تشکیل می‌دهد، مشخص شده است که نسبت مولی سیانور به مس باید برای انحلال طلا بالاتر از ۳ به ۱ باشد. علاوه بر مصرف سیانور و ایجاد اختلال در انحلال طلا، در طول بازیابی

جدول ۱: نمونه‌های تهیه شده از کانسنگ طلا و مس

| نمونه | محل تهیه | عیار طلا (ppm) | عیار مس (%) |
|---------|--------------------------------------|----------------|-------------|
| نمونه ۱ | معدن طلای ترشک ساوه | ۲ | ۱ |
| نمونه ۲ | معدن طلای توزلار زنجان | ۲ | ۰٫۲ |
| نمونه ۳ | ترکیب نمونه‌های ۱ و ۲ به نسبت ۳ به ۵ | ۲ | ۰٫۵ |

درصد بود، تهیه و پس از خردایش نمونه‌های یاد شده همگن و با استفاده از ریفل به وزن‌های مساوی تقسیم شدند. در مرحله آماده‌سازی و تهیه نمونه معرف، ابتدا نمونه‌ها سنگ‌شکنی شدند تا مواد به ابعاد ۱ سانتی‌متر برسد، سپس نمونه‌ها به دو بخش تقسیم شدند و بخشی از آن برای انجام فرآیند فروشویی آمونیاکی جدا و با دستگاه پودرکن پودر شد تا ۸۰ درصد ذرات با ابعاد ریزتر از ۷۵ میکرون به دست آید. بدین منظور، هر بار مقدار ۳۰۰ گرم خاک در دستگاه پودرکن به مدت ۱٫۵ دقیقه پودر شد تا نمونه با ابعاد مورد نظر به دست آید و بخش دوم آن برای انجام مراحل پیش‌فرآوری مورد استفاده قرار گرفت. در نهایت پس از آماده‌سازی، نمونه‌های معرف به آزمایشگاه برای آنالیز جذب اتمی ارسال شدند. آنالیز جذب اتمی نشان داد که عیار طلا حدوداً ۲ گرم بر تن بود.

۲-۲- روش اجرای آزمایش‌های فروشویی آمونیاکی و جذب به وسیله کربن فعال

تمام آزمایش‌ها با استفاده از نمونه خاک‌های شرح داده شده در بند قبل انجام شد. در ابتدا برای به دست آوردن شرایط بهینه سیانوراسیون، آزمایش‌های فروشویی سیانوری-آمونیاکی و جذب به وسیله کربن فعال در غلظت‌های مختلف سیانور و آمونیاک، با درصد جامد ۳۳ درصد، دمای محیط، $pH=11-10.5$ و زمان ۲۴ ساعت انجام گرفت.

نحوه انجام آزمایش‌ها به وسیله بطری غلتان بدین صورت بود که بعد از خردایش تا ۸۰٪ عبوری از سرنده ۷۵ میکرون و آماده‌سازی نمونه، برای هر آزمایش مقدار ۸۱۲ گرم خاک با ترازوی دیجیتال اندازه‌گیری و همراه با آب به داخل بطری ریخته شد و به درصد جامد مورد نظر رسانده شد، سپس به آن عامل انحلال به مقدار مورد نظر به همراه آمونیاک (به صورت نشادر یا آمونیاک مایع) و ۳ سی‌سی پراکسید هیدروژن (بر مبنای تجربه قبلی تست‌های باتل رول کارخانه) برای تامین

آن در برابر واکنش با کمپلکس‌های سیانور-مس (I) وجود داشته باشد، سرعت فروشویی را افزایش می‌دهد [۲۰، ۱۹]. در مجموع، افزودن آمونیاک به محلول سیانوری به کاهش مصرف سیانور و افزایش گزینش‌پذیری فرآیند فروشویی طلا نسبت به مس منجر می‌شود، اما چالش مهمی در ادامه فرآیند و در مرحله جذب بر روی کربن هنوز وجود خواهد داشت.

روش‌های مختلفی برای بازیابی طلا از محلول‌های حاوی مس از جمله سم‌تاسیون طلا بر روی فلز روی یا مس، جذب بر روی کربن فعال یا جذب بر روی رزین‌های تبادل یونی پیشنهاد شده است. در تمام موارد، لازم است که محلول شفاف از پسماند فروشویی جدا شود، چون مس رسوب یافته در پسماند به آرامی به کربن یا رزین منتقل می‌شود [۲۰]. جذب انتخابی طلا بر روی کربن فعال در سیستم طلا-سیانور-آمونیاک-مس نیز تنها با به کارگیری روش CIC^۴ امکان‌پذیر است، زیرا مس در پسماند فروشویی به صورت CuCN یا $Cu(OH)_2$ وجود دارد و لازم است که پالپ را فیلتر کرده و طلا را از محلول فیلتریت شفاف شده با استفاده از کربن فعال بازیابی کرد. همچنین کنترل جذب مس بر روی کربن فعال نیازمند افزودن NaCN برای به حداقل رساندن جذب مس بر روی کربن است [۲۱، ۲۰]. اگرچه این عملیات در مراجع بسیار معدودی اشاره شده است، لکن هیچ‌گونه اطلاعات کمی در این زمینه در دسترس نیست. با توجه به اهمیت بازیابی طلا پس از انحلال آن، در این تحقیق تلاش شده است تا با استفاده از افزودنی آمونیاک به فرم آمونیاک مایع یا نشادر، میزان افزایش انحلال طلا در مقادیر مختلفی از مس اکسیدی در خوراک بررسی شده و در عین حال، با تغییر فرآیند برخورد طلا با کربن از سیستم CIL به CIC و استفاده از افزودنی‌های متفاوت، میزان افزایش بازیابی جذب طلا نیز بررسی شود.

۲- مواد و روش آزمایش‌ها

۲-۱- آماده‌سازی نمونه

در آزمایش‌های انجام شده از سه نمونه کانسنگ طلا-مس طبق جدول ۱ استفاده شده است. هدف از اختلاط نمونه ۱ و ۲ با نسبت در نظر گرفته شده در جدول ۱، تهیه نمونه‌ای با عیار متوسط ۰٫۵ درصد بوده است که آزمایش‌ها در شرایط متفاوتی از عیار مس قابل اجرا باشند.

در مجموع حدود ۱۰۰ کیلوگرم نمونه که شامل سه بخش با عیار مس حدود ۱ درصد، عیار مس ۰٫۵ درصد و عیار مس ۰٫۲

است که در آزمایش‌های اولیه مشاهده شد که با کربن نو، هیچ‌کدام از اثرات منفی مس بروز نمی‌کند، چرا که ظرفیت جذب کربن نو، بسیار بالاست و مشکل پر شدن ظرفیت آن به وسیله مس و عدم جذب طلا مشاهده نمی‌شود، لکن در کارخانه، به ازای هر بار اضافه شدن کربن نو، صدها بار از آن در چرخه جذب و واجذب (الوشن) استفاده می‌شود.

پس از اتمام هر آزمایش، پالپ مورد نظر فیلتر و یک نمونه ۱۰ میلی‌لیتری از محلول برای انجام تیتراسیون و تعیین مقدار سیانور آزاد محلول برداشته شد. باطله جامد نهایی به کمک آون در دمای ۱۰۰ درجه سانتی‌گراد خشک و بعد از خشک شدن به وسیله آسیای دیسکی پنوماتیکی خردایش مجدد شده و از آن برای عیارسنجی طلا و مس نمونه‌گیری شد. در انتها نمونه‌های محلول و نمونه‌های خوراک و باطله جامد و نمونه کربن فعال برای تعیین عیار طلا و مس مطابق روش تشریح شده در بندهای بعدی آماده‌سازی شدند.

۲-۳- آزمایش سیانوراسیون آمونیاکی برای مقایسه دو روش CIC و CIL

چهار تست با شرایط مشابه برای بررسی تاثیر افزودن نشادر در جذب طلا و مس بر روی کربن فعال در دو روش CIC و CIL انجام شده که تست اول به صورت CIL بدون آمونیاک (شرایط بهینه به دست آمده از آزمایش‌های قبلی) بوده و تست دوم با همان شرایط تست اول و همراه با نشادر و تست سوم و چهارم با شرایط مشابه در مرحله فروشویی، اما به صورت CIC در مرحله جذب انجام گرفته است. در تست چهارم از میزان ۱٫۵ گرم بر لیتر سیانور افزوده شده در مرحله جذب نیز استفاده شده است (جدول ۲). سطوح انتخاب شده برای غلظت مواد شیمیایی بر اساس آزمایش‌های اولیه قبلی و نیز مطالعات کتابخانه‌ای انتخاب شده‌اند.

اکسیژن مورد نیاز برای انجام فرآیند فروشویی اضافه و برای تنظیم pH از آهک پودری استفاده شد. پالپ با چرخاندن بطری روی غلتک در دمای اتاق و سرعت چرخش ۱۵۰ دور در دقیقه هم زده شد. کنترل pH پالپ در ابتدای فرآیند هر نیم ساعت یک‌بار و با گذشت زمان هر دو ساعت یک‌بار انجام شد تا میزان pH بین بازه ۱۰٫۵ تا ۱۱ قرار گیرد.

آزمایش‌های فروشویی آمونیاکی به هر دو شکل CIL و CIC بر روی نمونه خوراک انجام شد. تفاوت دو روش یاد شده، در زمان اضافه شدن کربن به پالپ و یا محلول حاوی طلا است. CIL به روشی اطلاق می‌گردد که کربن در ابتدای آزمایش به پالپ اضافه و در انتهای آزمایش از آن جدا می‌شود. در حالی که در روش CIC، ابتدا عمل انحلال طلا با استفاده از سیانور و افزودنی‌های دیگر انجام می‌گیرد، سپس پالپ مورد نظر فیلتر گشته و به محلول آن که حاوی طلا است، کربن اضافه شده و عملیات جذب صورت می‌گیرد. در مقیاس صنعتی این عملیات در ستون‌های جذب کربن از محلول باردار انجام می‌شود و آن را Carbon in Column (CIC) می‌نامند، اما در آزمایش‌های این تحقیق، عملیات جذب در ستون انجام نشده است و به بشر حاوی ۱۰۰ سی‌سی از محلول باردار فیلتر شده از تست لیچینگ، کربن اضافه و همزنی با هات‌پلیت و همزن مغناطیسی انجام شده است. آزمایش‌های شماره ۱ و ۲ جدول ۲ به عنوان معیار مقایسه‌ای با روش CIL و سایر آزمایش‌ها در جداول ۳ و ۴ به صورت CIC انجام شده‌اند. آزمایش شماره ۱ بدون آمونیاک و ۹ آزمایش دیگر جداول ۲ تا ۴ با آمونیاک بوده‌اند که در آزمایش‌های جدول ۲ از نشادر و در آزمایش‌های جداول ۳ و ۴ از آمونیاک مایع استفاده شده است. در تمامی آزمایش‌های شماره ۳ تا ۱۰ از کربن فعال مستعمل (الوشن شده) تهیه شده از کارخانه طلای توزلار استفاده شده است. لازم به ذکر

جدول ۲: شرایط عملیاتی تست‌های سیانوراسیون با افزودنی نشادر (NH₄Cl)

| مرحله جذب | | | مرحله فروشویی | | | | کربن فعال (g/l) | درصد جامد | شماره آزمایش |
|-----------|-----------------------|-------------------|---------------|----|---------------|-------------------|-----------------|-----------|--------------|
| زمان (h) | پراکسید هیدروژن (g/l) | سیانید سدیم (g/l) | زمان (h) | pH | آمونیاک (ppm) | سیانید سدیم (ppm) | | | |
| - | - | - | ۲۴ | ۱۱ | - | ۲۴۶۰ | ۱٫۷۸ | ۳۳ | ۱ |
| - | - | - | ۲۴ | ۱۱ | ۲۴۶۰ | ۲۴۶۰ | ۱٫۷۸ | ۳۳ | ۲ |
| ۱۲ | ۲٫۲۳ | - | ۲۴ | ۱۱ | ۲۴۶۰ | ۲۴۶۰ | ۱٫۷۸ | ۳۳ | ۳ |
| ۱۲ | ۲٫۲۳ | ۱٫۵ | ۲۴ | ۱۱ | ۲۴۶۰ | ۲۴۶۰ | ۱٫۷۸ | ۳۳ | ۴ |

جدول ۳: شرایط عملیاتی تست‌های سیانوراسیون برای مقایسه نشادر و آمونیاک مایع

| مرحله جذب | | مرحله فروشویی | | | | نوع آمونیاک مصرفی | کربن فعال (g/l) | درصد جامد | شماره آزمایش |
|-----------|-------------------|---------------|----|---------------|-------------------|--------------------|-----------------|-----------|--------------|
| زمان (h) | سیانید سدیم (g/l) | زمان (h) | pH | آمونیاک (ppm) | سیانید سدیم (ppm) | | | | |
| ۱۲ | ۱٫۵ | ۲۴ | ۱۱ | ۲۴۶۰ | ۲۴۶۰ | NH ₄ Cl | ۱٫۷۸ | ۳۳ | ۵ |
| ۱۲ | ۱٫۵ | ۲۴ | ۱۱ | ۳۶۰۰ | ۱۲۳۰ | آمونیاک مایع | ۱٫۷۸ | ۳۳ | ۶ |
| ۱۲ | ۱٫۵ | ۲۴ | ۱۱ | ۳۶۰۰* | ۱۲۳۰* | آمونیاک مایع | ۱٫۷۸ | ۳۳ | ۷ |

* سیانید سدیم و آمونیاک به صورت مرحله‌ای و در مقادیر به ترتیب ۶۱۵ و ۱۸۰۰ ppm در زمان صفر و همچنین ۶۱۵ و ۱۸۰۰ ppm بعد از گذشت ۱۲ ساعت به فرآیند اضافه شد.

جدول ۴: شرایط عملیاتی تست‌های سیانوراسیون برای مقایسه تاثیر مقدار کربن در جذب

| مرحله جذب | | مرحله فروشویی | | | | نوع آمونیاک مصرفی | کربن فعال (g/l) | درصد جامد | شماره آزمایش |
|-----------|-------------------|---------------|----|---------------|-------------------|-------------------|-----------------|-----------|--------------|
| زمان (h) | سیانید سدیم (g/l) | زمان (h) | pH | آمونیاک (ppm) | سیانید سدیم (ppm) | | | | |
| ۱۲ | ۱٫۵ | ۲۴ | ۱۱ | ۳۶۰۰ | ۱۲۳۰ | آمونیاک مایع | ۷ | ۳۳ | ۸ |
| ۱۲ | ۱ | ۲۴ | ۱۱ | ۳۶۰۰ | ۱۲۳۰ | آمونیاک مایع | ۵ | ۳۳ | ۹ |
| ۱۲ | ۰٫۵ | ۲۴ | ۱۱ | ۳۶۰۰ | ۱۲۳۰ | آمونیاک مایع | ۱۵ | ۳۳ | ۱۰ |

۲-۶- آنالیز طلا و مس و محاسبه بازیابی

در تمامی آزمایش‌های انجام شده پس از انجام آنالیز طلا و مس بر روی کربن، فاز جامد و فاز محلول، تمام داده‌ها موازنه جرم شده و آزمایش‌هایی که میزان خطای بالایی در موازنه جرم داشتند تکرار شدند. همچنین میزان بازیابی انحلال بر حسب طلای خوراک و باطله بوده (معادله ۱) و میزان بازیابی کل (انحلال و جذب) بر حسب طلای خوراک و طلای جذب شده به وسیله کربن فعال (معادله ۲) بوده است.

$$\text{بازیابی انحلال} = \frac{\text{میزان طلای باطله} - \text{میزان طلای خوراک}}{\text{میزان طلای خوراک}} \quad (۱)$$

$$\text{بازیابی کل (انحلال و جذب)} = \frac{\text{میزان طلای کربن}}{\text{میزان طلای خوراک}} \quad (۲)$$

$$\text{بازیابی جذب} = \frac{\text{بازیابی کل}}{\text{بازیابی انحلال}} \quad (۳)$$

۲-۴- آزمایش سیانوراسیون آمونیاکی برای مقایسه نشادر و آمونیاک مایع

سه تست با شرایط مشابه برای مقایسه تاثیر افزودن نشادر و آمونیاک مایع در جذب طلا و مس بر روی کربن فعال انجام شده است. هر دو تست با شرایط کاملا مشابه، حتی در میزان سیانور و آمونیاک انجام شد، با این تفاوت که در تست شماره ۵ از نشادر و در دو تست دیگر جدول ۳ از آمونیاک مایع استفاده شده است.

۲-۵- آزمایش سیانوراسیون آمونیاکی به روش CIC با استفاده از مقادیر کربن مختلف

در این تست‌ها از شرایط بهینه موجود در تست‌های قبل برای مرحله لیچینگ استفاده (شرایط انحلال تست شماره ۷ جدول ۳) و محلولی آماده شده است تا آزمایش‌های جذب با مقادیر متفاوتی از کربن اجرا شود تا میزان جذب طلا افزایش یابد (جدول ۴).

۲-۶-۱- اندازه‌گیری طلای جامد و محلول

خاک اضافه و هم زده شد و در ادامه ۱ ساعت در حمام آب داغ با دمای ۸۰ درجه سانتی‌گراد قرار گرفت، سپس از حمام برداشته شد تا خنک شود و سپس به آن ۱۰ میلی‌لیتر آب مقطر اضافه شد. در ادامه سانتریفیوژ شد و در نهایت با استفاده از منحنی کالیبراسیون ساخته شده به وسیله استانداردهای توضیح داده شده در مرحله قبل، مس وارد شده به فاز محلول خوانده شد. روش استفاده شده برای آنالیز مس محلول و جامد بر مبنای روش استاندارد [۲۳] بوده که در آزمایشگاه کارخانه طلای توزلار بومی‌سازی شده است.

۲-۶-۳- اندازه‌گیری طلا و مس کربن فعال

برای اندازه‌گیری طلای موجود در کربن‌های فعال مورد آنالیز، ابتدا با توجه به اینکه نمونه رطوبت داشت، به مدت ۲ ساعت در دمای ۱۱۰ درجه سانتی‌گراد در درون کوره قرار داده شد، به طوری که در این دما بافت کربن به هم نریزد. پس از این که نمونه خشک و بیرون آورده شد، ۳ گرم از نمونه برداشته و در بوتله چینی ریخته شده و به مدت ۶ ساعت در دمای ۸۰۰ درجه سانتی‌گراد در درون کوره قرار داده شد تا به طور کامل بسوزد و طلا آزاد شود، سپس این خاکستر طلا دار در داخل بشر ریخته و ۱۰ میلی‌لیتر اسید نیتریک و ۲۵ میلی‌لیتر اسید کلریدریک به آن اضافه شد (به بوتله چینی نیز به دلیل احتمال چسبیدن طلا به کف آن ۲ میلی‌لیتر اسید نیتریک و ۵ میلی‌لیتر اسید کلریدریک به بشر اضافه شد). در ادامه بر روی هات پلیت با دمای ۱۳۰ درجه سانتی‌گراد قرار داده شد، به طوری که کاملاً به جوش بیاید و تا زمانی فرآیند ادامه داشت که کاملاً خشک شود و به ته بشر بچسبید. در ادامه دوباره محلول‌سازی کرده و به آن ۱۰۰ میلی‌لیتر اسید کلریدریک اضافه شد و دوباره روی هات پلیت در دمای ۱۳۰ درجه قرار داده شده و این بار همین که جوش آمد برداشته و سپس فرصت داده شد که خنک شود. پس از خنک شدن میزان طلا بسیار بالا و بنابراین نیاز به رقیق‌سازی بود. برای رقیق‌سازی محلول اسیدی در بالن ژوژه ۱۰۰۰ سی‌سی ریخته و به وسیله آب مقطر به حجم ۱۰۰۰ میلی‌لیتر رسانده شد، سپس محلول ۲ تا ۳ دقیقه کامل به هم زده شد تا همگن شود. پس از این که همگن شد مستقیماً (در محیط اسیدی) خوانده شد. لازم به ذکر است که مس روی کربن نیز به همین روش قرائت شد. روش استفاده شده برای آنالیز طلا و مس موجود بر روی کربن، بر مبنای تجربیات سالیان گذشته آزمایشگاه کارخانه فرآوری

برای اندازه‌گیری طلای فاز جامد، حدود ۲۵ گرم نمونه جامد پودر شده درون ظروف پلی‌اتیلن ریخته و مقدار ۲۰ میلی‌لیتر اسید نیتریک ۳۷ درصد آزمایشگاهی و ۵۰ میلی‌لیتر اسید کلریدریک ۳۷ درصد آزمایشگاهی به آن اضافه شد و به مدت ۳ ساعت درون حمام آب گرم قرار گرفت. پس از پایان ۳ ساعت و خنک شدن نمونه، به وسیله ۸۰ میلی‌لیتر آب مقطر محلول را رقیق‌سازی کرده و با استفاده از سانتریفیوژ فاز جامد از مایع جدا شد، سپس ۱۵ میلی‌لیتر از محلول با پیپت برداشته و درون بالن ژوژه ۵۰ سی‌سی ریخته شده و ۱۰ میلی‌لیتر بافر (۲) به ۱ اسیدسولفوریک به اسید کلریدریک) به محلول اضافه شد، سپس ۲/۵ میلی‌لیتر DIBK (دی ایزوبوتیل کتون) به محلول اضافه و برای انتقال طلا به فاز DIBK بالن به مدت ۳ دقیقه هم زده شد. بعد از انتقال طلا به فاز آلی، محلول در بالن ژوژه با استفاده از آب مقطر به حجم رسانده شد و چون فاز آلی حاوی طلا سبک‌تر بود بالاتر قرار گرفت امکان برداشت آن آنالیز به وسیله دستگاه جذب اتمی فراهم شد. استفاده از استخراج‌کننده DIBK برای جلوگیری از تداخل طیفی سایر عناصر حل شده در تیزاب پیش از خوانش به وسیله دستگاه جذب اتمی بسیار مهم است. روش استفاده شده برای آنالیز طلای جامد و محلول، مبتنی بر روش استاندارد [۲۲] بر اساس تجربه آزمایشگاه طلای توزلار بومی‌سازی شده است. اندازه‌گیری طلای محلول بدون هیچ‌گونه آماده‌سازی با توجه به استانداردهای موجود در آزمایشگاه (تهیه شده از یک محلول استاندارد مرک ۱۰۰۰ ppm) صورت گرفت.

۲-۶-۲- اندازه‌گیری مس جامد و محلول

به دلیل عیار بالای مس محلول، برای اندازه‌گیری مس محلول ابتدا رقیق‌سازی انجام شد (به عنوان مثال ۲ میلی‌لیتر از محلول با ۳۸ میلی‌لیتر آب مقطر به حجم ۴۰ میلی‌لیتر رسید و در اینصورت در واقع محلول ۲۰ برابر رقیق شد). استانداردهایی با عیار صفر تا ۵۰ پی‌پی‌ام (تهیه شده از یک محلول استاندارد مرک ۱۰۰۰ ppm) برای کالیبراسیون دستگاه جذب اتمی تهیه و محلول‌های حاوی مس با ۲۰-۳۰ برابر رقیق‌سازی مستقیماً به وسیله این دستگاه عیارسنجی شدند. برای اندازه‌گیری عیار مس در نمونه‌های جامد، ۰/۲ گرم از نمونه معرف برداشته و در داخل لوله آزمایش ریخته شد، سپس ۱/۵ میلی‌لیتر اسید نیتریک و ۳/۵ میلی‌لیتر اسید کلریدریک به

طلای توزلار توسعه داده شده است و به وسیله این آزمایشگاه قبلا راستی آزمایی شده است.

۳- نتایج و بحث

۳-۱- مقایسه دو روش CIC و CIL و اضافه شدن سیانور در مرحله جذب

اگرچه افزودن نشادر در سیستم CIL باعث افزایش چشمگیر انحلال طلا (از حدود ۳۰ درصد در تست شماره ۱ به حدود ۸۰ درصد در تست شماره ۲) و میزان طلای جذب شده روی کربن تقریبا دو برابر شده است (از حدود ۲۰ پی پی ام به بالای ۴۰ پی پی ام)، همان طور که در جدول ۵ مشاهده می شود میزان بازیابی جذب کلی هنوز پایین است. به ویژه در تست ۲ و ۳ که شرایط فروشویی یکسان بوده و به ترتیب یکی به صورت CIL و دیگری به شکل CIC انجام شده است، اثر خاصی مشاهده نمی شود. لکن در مقایسه تست های ۳ و ۴ که در مرحله جذب تست ۴، میزان ۱/۵ گرم بر لیتر سیانور به محلول فیلتر شده اضافه شده است، مقدار بازیابی جذب طلا از محلول حدود ۲۰ درصد افزایش داشته و مقدار جذب مس، کمی کمتر شده است. یک استدلال برای توجیه این نتایج این است که با توجه به نسبت عیار مس به طلا (۵۰۰۰ تا ۱۰۰۰۰ به ۲)، آمونیاک مصرف شده در فرآیند فروشویی، نتوانسته است تمامی مس ها را آمونیاکی کند و بخشی از مس ها به

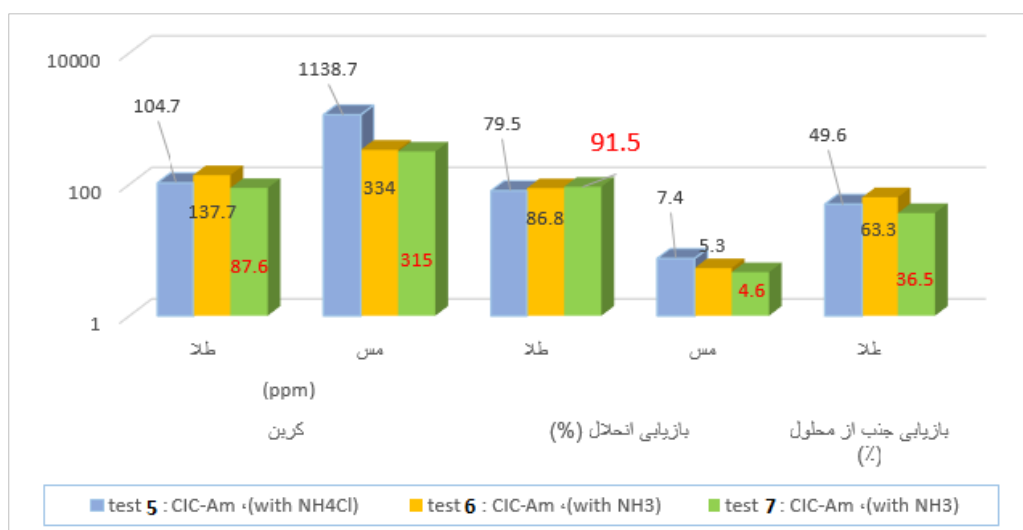
صورت کمپلکس مس- سیانور بوده اند و افزودن سیانور در مرحله جذب باعث شده تا کمپلکس های مس تشکیل شود که غالبا به صورت $Cu(CN)_2^-$ و مستعد جذب روی کربن فعال است، به صورت $Cu(CN)_3^{2-}$ و $Cu(CN)_4^{3-}$ تبدیل شود که کمتر بر روی کربن فعال جذب می شوند. در نتیجه از یک طرف مقدار مس جذب شده بر روی کربن فعال کاهش یافته (از بالای ۱۵۰۰۰ پی پی ام به زیر ۱۱۰۰ پی پی ام) و از طرف دیگر اثر مزاحمت مس برای جذب طلا بر روی کربن کاهش و مقدار جذب طلا بر روی کربن فعال افزایش یافته است. اینکه چرا هنوز میزان جذب کلی پایین است، ممکن است به دلیل کم بودن میزان کربن نسبت به مقدار مس و طلای موجود در محلول باشد. به همین جهت، تست هایی در این راستا انجام شده است که در بندهای بعدی نتایج آن ارایه می شود.

۳-۲- مقایسه تاثیر نشادر و آمونیاک مایع در انحلال و جذب طلا و مس بر روی کربن فعال

مطابق نتایج ارایه شده در جدول ۵ و شکل ۲، بازیابی انحلال در تست هایی که با آمونیاک مایع انجام شده است (با کاهش مصرف سیانور به نصف)، تا ۱۰ درصد بیشتر از تستی است که با نشادر انجام شده است. از سوی دیگر، با مقایسه بازیابی جذب طلا از محلول در تست هایی که از نشادر و آمونیاک مایع استفاده شده است، مقدار بازیابی جذب

جدول ۵: نتایج آزمایش ها

| شماره تست | عیار خوراک (ppm) | | عیار باطله (ppm) | | عیار محلول قبل از جذب (ppm) | | عیار محلول بعد از جذب (ppm) | | عیار کربن (ppm) | | بازیابی انحلال (%) | | بازیابی جذب از محلول (یا پالپ برای تست ۱ و ۲) (%) | |
|-----------|------------------|------|------------------|--------|-----------------------------|-----|-----------------------------|-----|-----------------|-------|--------------------|------|---|------|
| | مس | طلا | مس | طلا | مس | طلا | مس | طلا | مس | طلا | مس | طلا | مس | طلا |
| ۱ | ۱۱۱۳۰ | ۲،۵۱ | ۱۰۴۸۷ | ۱،۷۲ | CIL | | ۶۱۱ | ۱۴۰ | ۱۵۱۷۰ | ۱۹،۶ | ۵،۸ | ۳۱،۳ | ۷۱،۶ | ۲۵،۶ |
| ۲ | ۱۱۲۷۲ | ۲،۳۷ | ۱۰۴۱۷ | ۰،۴۸ | CIL | | ۷۳۷ | ۳۳۰ | ۱۶۱۹۹ | ۴۴،۷ | ۷،۶ | ۷۹،۶ | ۷۹،۳ | ۳۹،۱ |
| ۳ | ۱۱۴۵۰ | ۲،۵۳ | ۱۰۲۸۷ | ۰،۵۷ | ۱۸۲۸ | ۵۳۸ | ۴۱۹ | ۳۹۷ | ۱۵۷۰۶ | ۴۲،۹ | ۱۰،۲ | ۷۷،۴ | ۷۷،۱ | ۲۶،۲ |
| ۴ | ۱۱۳۲۱ | ۲،۲۴ | ۱۰۷۹۶ | ۰،۴۲ | ۹۳۶ | ۵۵۸ | ۳۱۱ | ۹۳۶ | ۱۰۹۱ | ۴۸،۷ | ۴،۶ | ۸۱،۴ | ۵۰،۶ | ۴۴،۳ |
| ۵ | ۱۱۲۹۴ | ۲،۳۴ | ۱۰۴۵۹ | ۰،۴۸ | ۹۳۴ | ۵۳۲ | ۲۶۸ | ۵۳۲ | ۱۱۳۸ | ۱۰۴،۷ | ۷،۴ | ۷۹،۵ | ۵۱،۹ | ۴۹،۶ |
| ۶ | ۱۰۲۴۸ | ۱،۹۸ | ۹۷۰۱ | ۰،۲۶ | ۵۹۲ | ۴۹۸ | ۱۸۳ | ۵۹۲ | ۳۳۴ | ۱۳۷،۷ | ۵،۳ | ۸۶،۸ | ۴۲ | ۶۳،۳ |
| ۷ | ۱۰۲۳۸ | ۱،۸۶ | ۹۷۷۰ | ۰،۱۶ | ۵۵۹ | ۴۲۲ | ۲۶۸ | ۴۲۲ | ۳۱۵ | ۸۷،۷ | ۴،۶ | ۹۱،۵ | ۳۲ | ۳۶،۵ |
| ۸ | ۴۸۱۲ | ۲،۱۱ | ۴۳۲۴ | ۰،۵۹۲۵ | ۳۴۰ | ۴۲۸ | ۱۱ | ۳۴۰ | ۳۹۳ | ۷۶،۳۳ | ۱۰،۱ | ۷۱،۹ | ۲،۱ | ۹۷،۳ |
| ۹ | ۴۵۱۷ | ۲،۱۶ | ۴۴۵۸ | ۰،۶۹۸ | ۳۵۸ | ۴۴۱ | ۳۲ | ۳۵۸ | ۲۶۲ | ۶۳،۳۳ | ۱،۳ | ۶۷،۶ | ۱۴،۵ | ۹۲،۷ |
| ۱۰ | ۴۸۷۳ | ۲،۱۷ | ۴۱۲۳ | ۰،۶۳۰۵ | ۳۳۶ | ۳۹۶ | ۸ | ۳۳۶ | ۲۱۰ | ۹۶،۳۳ | ۷۰،۹ | ۷۰،۹ | ۶۷،۹ | ۹۷ |



شکل ۲: مقایسه تاثیر نوع آمونیاک مورد استفاده بر روی جذب طلا و مس بر روی کربن فعال

میزان کربن، مزیتی ندارد و هرچه بیشتر کربن به محلول اضافه شود، مس بیشتری از محلول جذب می‌شود و آنقدر میزان مس نسبت به طلا بالاست (حدوداً ۱۰۰۰ پی‌پی‌ام مس در برابر ۱ پی‌پی‌ام طلا) که افزایش کربن پالپ اقتصادی نیست و بنابراین کارخانه‌های با مس محلول بالا، از میزان کربن پایینی استفاده می‌کنند. لکن، در شرایط CIC و زمانی که با افزودن سیانور به محلول جدا شده، می‌توان مانع از جذب مس بر روی کربن شد. افزودن مقدار کربن به راحتی انجام می‌شود. توجه شود که اعداد ۵ یا ۱۰ یا ۱۵ گرم بر لیتر، در مقایسه با میزان غلظت کربن صنعتی مورد استفاده در کارخانه‌های معمول طلا اعداد بالایی نیستند و در محدوده معمولی قرار دارند. ترسیب مس قبل از جذب نیز در صورتی که بتواند به صورت کاملاً انتخابی صورت گیرد و طلائی ترسیب پیدا نکند، می‌تواند کارساز باشد که توسط محققان در سیستم‌های مس-سیانید-گلیسین در حال تحقیق است [۲۴]. همانگونه که نتایج جدول ۵ نشان می‌دهد، افزایش میزان سیانور و کربن از به ترتیب ۱ و ۵ گرم بر لیتر در آزمایش ۹ به ۱/۵ و ۷ گرم بر لیتر در آزمایش ۸، موجب افزایش حدود ۵ درصدی بازریابی جذب طلا (تا عدد بسیار مطلوب ۹۷٫۳ درصد) و کاهش حدود ۱۲ درصدی جذب مس (تا عدد بسیار مطلوب ۲٫۱ درصد) شده است، اما در آزمایش شماره ۱۰ که میزان کربن تا ۱۵ گرم بر لیتر افزایش پیدا کرده است و میزان سیانور در مرحله جذب به ۰٫۵ گرم بر لیتر کاهش یافته است، مشاهده می‌شود که به دلیل عدم تبدیل کمپلکس‌های $Cu(CN)_2^-$ به کمپلکس‌های

در تست‌هایی که از آمونیاک مایع (تست ۶ و ۷) استفاده شده است، افزایش نسبی داشته است. همچنین در مقایسه تست‌های ۶ و ۷ مشاهده می‌شود، افزودن تدریجی سیانور و آمونیاک به محلول فروشویی تأثیری چندانی در افزایش بازریابی انحلال طلا ندارد. نکته قابل توجه و حایز اهمیت در این تست‌ها مقدار جذب مس بر روی کربن فعال است. همان‌طور که در شکل ۲ مشاهده می‌شود مقدار جذب مس در تست‌هایی که از آمونیاک مایع استفاده شده است، بین ۳۱۵ تا ۳۳۴ ppm است و این در حالی است که در تست‌هایی که از نشادر استفاده شده است در بهترین حالت، کمترین مقدار جذب مس بر روی کربن ۱۰۹۱ ppm بوده است و این نشان می‌دهد در هنگام استفاده از آمونیاک مایع به جای نشادر، مقدار جذب مس بر روی کربن فعال به شدت کاهش می‌یابد.

۳-۳- آزمایش سیانوراسیون آمونیاکی به روش CIC با استفاده از مقادیر مختلف کربن

مطابق جدول ۵، در تست شماره ۴ که از ۱٫۷۸ گرم بر لیتر کربن فعال استفاده شد، میزان جذب طلا حداکثر به ۴۰ درصد رسید، اما زمانی که مقدار کربن فعال ۵ گرم بر لیتر در مرحله جذب استفاده شده است (تست ۹)، بازریابی جذب طلا حدود ۹۳ درصد و در مواردی که مقدار کربن استفاده شده بیشتر از ۵ گرم بر لیتر بوده است (تست ۸ و ۱۰) جذب طلا تا ۹۸ درصد افزایش داشته است. نکته حایز اهمیت این است که در شرایط CIL و در وجود مس محلول بالا، اضافه کردن

سیانور به نصف کاهش می‌یابد. این پدیده قبلاً گزارش نشده است.

• با تغییر سیستم جذب از CIL به CIC و با افزودن سیانور به محلول فروشویی شده و کاهش میزان جذب مس بر روی کربن، می‌توان میزان کربن را تا حد معمول کارخانه‌های بدون مس و بازیابی جذب را تا حدود ۱۰۰ درصد افزایش داد.

۵- سپاس‌گزاری

نویسندگان مقاله نهایت تشکر و قدردانی خود را از دانشگاه تربیت‌مدرس و مدیریت و پرسنل محترم مجتمع فرآوری طلای تزلار برای حمایت این پژوهش اعلام می‌دارند.

۶- مراجع

- [1] Zhang, Y., Cui, M., Wang, J., Liu, X., and Lyu, X. (2022). "A review of gold extraction using alternatives to cyanide: Focus on current status and future prospects of the novel eco-friendly synthetic gold lixivants". *Minerals Engineering*, 176: 107336.
- [2] Dai, X., Simons, A., and Breuer, P. (2012). "A review of copper cyanide recovery technologies for the cyanidation of copper containing gold ores". *Minerals Engineering*, 25(1): 1-13.
- [3] Shantz, R., and Reich, J. (1978). "A review of copper-cyanide metallurgy". *Hydrometallurgy*, 3(2): 99-109.
- [4] Muir, D. M., La Brooy, S. R., and Cao, C. (1989, November). "Recovery of gold from copper-bearing ores". In: *Gold Forum on Technology and Practices-World Gold*, 89: 363-374.
- [5] Dunne, R. (2005). "Flotation of gold and gold-bearing ores". *Developments in Mineral Processing*, 15: 309-344.
- [6] Li, J., and Miller, J. D. (2006). "A review of gold leaching in acid thiourea solutions". *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 27(3): 177-214.
- [7] Ray, D. A., Baniasadi, M., Graves, J. E., Greenwood, A., and Farnaud, S. (2022). "Thiourea Leaching: An Update on a Sustainable Approach for Gold Recovery from E-waste". *Journal of Sustainable Metallurgy*, 8(2): 597-612.
- [8] Salinas-Rodríguez, E., Hernández-Ávila, J., Cerecedo-Sáenz, E., Arenas-Flores, A., Veloz-Rodríguez, M. A., Toro, N., Gutiérrez-Amador, M. D. P., and Acevedo-Sandoval, O. A. (2022). "Leaching of copper contained in waste printed circuit boards, using the thiosulfate—oxygen system: a kinetic approach". *Materials*, 15(7):

$\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ و $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ و وفور کربن، اگرچه بازیابی جذب طلا هنوز در حد مطلوب ۹۷ درصد است، ولی حدود ۶۸ درصد از مس حل شده نیز جذب کربن شده است، بنابراین انتخاب میزان مناسب سیانور و کربن در مرحله جذب، باید با توجه به هزینه‌های سیانور و نیز الوشن و الکترووینینگ، به دقت انتخاب شود.

۴- نتیجه‌گیری

• نتایج نشان می‌دهد با اضافه کردن نشادر یا آمونیاک به محلول سیانوراسیون بازیابی انحلال طلا در نمونه با عیار مس بالا (یک درصد مس)، از ۳۱ درصد تا ۹۱٫۵ درصد افزایش داشته است.

• به دلیل وجود مس در پسماند فروشویی به صورت $\text{Cu}(\text{OH})_2$ یا CuCN ، برای جذب بیشتر طلا و همچنین جذب کمتر مس از محلول بر روی کربن فعال نیاز است سیستم CIC جایگزین سیستم CIL در فرآیند سیانوراسیون شود، در اینصورت با توجه به نتایج به دست آمده در بهترین حالت اگر بازیابی انحلال طلا ۹۲ درصد و بازیابی جذب آن حدود ۱۰۰ باشد، به دلیل از دست رفتن تقریبی ۲۰ درصد از محلول طلا در روش CIC به همراه رطوبت کیک باطله، بازیابی نهایی حدود ۷۳ درصد خواهد بود. البته در صورتی که فیلترپرس امکان شستشوی کیک را داشته باشد، این اتلاف طلا همراه با کیک باطله کاهش خواهد داشت و بازیابی کل بالاتر خواهد بود.

• باتوجه به نسبت غلظت مس به طلا در محلول (۵۰۰۰ تا ۱۰۰۰۰ به ۲)، آمونیاک مصرف شده در فرآیند فروشویی، نتوانسته است تمامی مس‌ها را آمونیاکی کند و بخشی از مس‌ها به صورت کمپلکس مس-سیانور بوده‌اند؛ بنابراین سیانور آزاد اضافه شده در مرحله جذب باعث می‌شود کمپلکس‌های مس تشکیل شده که غالباً به صورت $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ و مستعد جذب روی کربن فعال هستند به صورت $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ و $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ تبدیل شوند که کمتر بر روی کربن فعال جذب می‌شوند. در نتیجه از یک طرف مقدار مس جذب شده بر روی کربن فعال و از طرف دیگر اثر مزاحمت مس برای جذب طلا بر روی کربن کاهش یافته و مقدار جذب طلا بر روی کربن فعال افزایش می‌یابد.

• نتایج نشان می‌دهد، زمانی که از آمونیاک مایع به جای نشادر استفاده می‌شود، مقدار انحلال طلا ۵-۱۰ درصد بیشتر و میزان جذب مس بر روی کربن فعال و در عین حال، مصرف

- [18] Hedjazi, F., and Monhemius, A. J. (2018). "Industrial application of ammonia-assisted cyanide leaching for copper-gold ores". Minerals Engineering, 126: 123-129.
- [19] Jeffrey, M. I., Linda, L., Breuer, P. L., and Chu, C. K. (2002). "A kinetic and electrochemical study of the ammonia cyanide process for leaching gold in solutions containing copper". Minerals Engineering, 15(12): 1173-1180.
- [20] Muir, D. M. (2011). "A review of the selective leaching of gold from oxidised copper-gold ores with ammonia-cyanide and new insights for plant control and operation". Minerals Engineering, 24(6): 576-582.
- [21] Coştello, M. C., Ritchie, I. C., and Lunt, D. J. (1992). "Use of the ammonia cyanide leach system for gold copper ores with reference to the retreatment of the torco tailings". Minerals Engineering, 5(10-12): 1421-1429.
- [22] Huffman, C., Mensik, J. D., and Riley, L. B. (1967). "Determination of gold in geologic materials by solvent extraction and atomic-absorption spectrometry (No. 540-559)". US Government Printing Office, 1-6.
- [23] Baedeker, P. A. (1987). "Methods for geochemical analysis (No. 1766-1770)". US Government Printing Office, pp. 187.
- [24] Deng, Z., Oraby, E. A., and Eksteen, J. J. (2020). "Sulfide precipitation of copper from alkaline glycine-cyanide solutions: Precipitate characterisation". Minerals Engineering, 145: 106102.
- [9] Barani, K., Dehghani, M., Azadi, M. R., and Karrech, A. (2021). "Leaching of a polymetal gold ore and reducing cyanide consumption using cyanide-glycine solutions". Minerals Engineering, 163: 106802.
- [10] Li, H., Oraby, E., and Eksteen, J. (2021). "Recovery of copper and the deportment of other base metals from alkaline glycine leachates derived from waste printed circuit boards(WPCBs)". Hydrometallurgy, 199: 105540.
- [11] Medina, D., and Anderson, C. G. (2020). "A review of the cyanidation treatment of copper-gold ores and concentrates". Metals, 10(7): 897.
- [12] Bae, M., Kim, S., Sohn, J., Yang, D., and Lee, H. (2020). "Leaching behavior of gold and silver from concentrated sulfide ore using ammonium thiosulfate". Metals, 10(8): 1029.
- [13] Hedjazi, F., and Monhemius, A. J. (2014). "Copper-gold ore processing with ion exchange and SART technology". Minerals Engineering, 64: 120-125.
- [14] Estay, H., Gim-Krumm, M., Seriche, G., Quilaqueo, M., Barros, L., Ruby-Figueroa, R., Romero, J., and Troncoso, E. (2020). "Optimizing the SART process: A critical assessment of its design criteria". Minerals Engineering, 146: 106116.
- [15] Cong, P., Chai, L., Tang, C., Min, X., Song, Y., Duan, C., and Yu, C. (2017). "Study on the mechanism of copper-ammonia complex decomposition in struvite formation process and enhanced ammonia and copper removal". Journal of Environmental Sciences, 51: 222-233.
- [16] Xie, F., Dreisinger, D., and Doyle, F. (2013). "A review on recovery of copper and cyanide from waste cyanide solutions". Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 34(6): 387-411.
- [17] Sceresini, B., and Staunton, W. P. (1991, October). "Copper/cyanide in the treatment of high copper gold ores". In: Proceedings of the 5th Extractive Metallurgy Conference, Melbourne: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 123-125.

¹ Hydrocyanic acid

² Sulfidization, Acidification, Recycling and Thickening (SART)

³ Sceresini's method

⁴ Carbon in Column