



## Investigation of Parameters of Direct Leaching of Sphalerite with Ferric Ions and Sulfuric Acid

Ali Cheraghi<sup>1</sup>, Seyed Mohammad Seyed Alizadeh Ganji<sup>2\*</sup>, Mohammad Hayati<sup>3</sup>

<sup>1</sup> Master's student of mineral processing, Lorestan University, Mining Department cheraqian@gmail.com

<sup>2</sup> Associate Professor of Processing Department, Lorestan University, Mining Department sms\_ag@yahoo.com and Ganji.m@lu.ac.ir

<sup>3</sup> Associate Professor of Mining Department, Lorestan University, Mining Department: mohammad\_hayat@yahoo.com

Received: 2023/12/14 - Accepted: 2025/04/06

### ABSTRACT

The Gol Zard lead and zinc mine is located in Aligudarz City, Lorestan province, and its ore contains sphalerite and galena minerals with grades of about 28.2 and 5.4 percent. The direct leaching method with ferric ion and sulfuric acid was used for sphalerite leaching due to its cheapness and simple implementation, and the effects of operating parameters such as temperature, time, iron sulfate concentration, stirring speed, and sulfuric acid concentration were investigated. The results showed that temperature, ferric ion concentration, and time parameters had the most significant effect, respectively, and sulfuric acid concentration and stirring speed had the least impact on zinc leaching recovery. Finally, under the optimal conditions of stirring speed of 400 rpm, sulfuric acid concentration of 1.5 molar, time of 120 minutes, iron sulfate concentration of 1 molar, and temperature of 75 degrees Celsius, zinc leaching recovery was about 86 percent. The possibilities of sulfur layer formation, iron hydroxide precipitation, and (Fe.Zn)  $[(SO)_4.XH_2O]$  precipitation on the sphalerite surface could be the reason for the lack of 14% zinc dissolution in the zinc hydrometallurgy process.

### Keywords

Gol Zard mine, zinc leaching recovery, sphalerite leaching, leaching with ferric ions and sulfuric acid

---

\* Corresponding Author



## 1- INTRODUCTION

Zinc metal is the third most widely used non-ferrous metal in the world. This metal is used in the steel, casting, rubber, and brass alloy industries (zinc and copper compounds), and its consumption is increasing daily [1]. Sphalerite, Smithsonite, hemimorphite, hydrozincite, zincite, and willemite are essential zinc minerals [2]. Sphalerite is an important source of zinc that is usually found together with other metal sulfides, such as chalcopyrite, galena, and pyrite [3]. Recently, zinc has been produced from sphalerite by flotation, roasting, leaching, and electrowinning. Roasting (sulfide minerals) increases the cost of zinc extraction, and the production of sulfur dioxide gas also creates environmental problems [4,5].

Hydrometallurgical methods such as bioleaching, pressure leaching, and leaching with ferric ions and sulfuric acid can be a suitable alternative to flotation, roasting, and leaching methods to prevent pollution caused by the production of sulfur dioxide gas in the roasting stage [6].

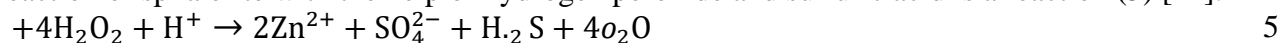
Given the reduction of zinc oxide reserves and the need to exploit sulfide reserves of this metal, further studies have focused on suitable methods for recovering and extracting zinc by direct leaching. One of the methods that has been successful in this field is the leaching of zinc sulfide concentrate in sulfuric acid under a pressure (oxygen) of 700 kPa and a temperature of 150°C according to reaction (1). This method was first used industrially by the Sherritt Gordon Company [7].



Research has shown that sulfide mineral concentrates such as sphalerite can be leached through methods such as ferric ion and sulfuric acid leaching, hydrogen peroxide and sulfuric acid leaching, roasting and sulfuric acid leaching, nitric acid direct leaching, and oxygen and sulfuric acid pressurized leaching. In ferric ion and sulfuric acid leaching, lead is precipitated as lead sulfate and zinc metal is dissolved in sulfuric acid and other metals. Ferric iron ions are reduced by electron capture and cause the oxidation of zinc sulfide [8]. Leaching by ferric ions is an oxidation and reduction reaction, and the overall response is obtained from the sum of the oxidation and reduction of half-reactions according to reactions (2 to 4). Its low cost and feasibility have made this method of great interest to researchers [9].



Peng et al. (2005) researched the pressure leaching of sphalerite concentrate by nitric and sulfuric acid solutions. Finally, under the conditions of temperature (85 °C), time (3 h), sulfuric acid concentration (2 mol/L) and nitric acid concentration (0.2 mol/L), pulp density percentage (10%), and oxygen pressure of 0.1 MPa, the zinc leaching recovery percentage was 99.6% [10]. Souza et al. (2007) researched the leaching kinetics of zinc sulfide concentrate by ferric sulfate in an acidic environment. They found that the dissolution rate decreased with a gradual increase in the thickness of the elemental sulfur layer on the solid surface [6]. Santos et al. (2009) researched the leaching of sphalerite concentrate by ferric sulfate and sulfuric acid solution. They found that with a solid-to-liquid ratio (5%), approximately 95% of zinc was leached in 2 hours by sulfuric acid and ferric sulfate solution (0.5 M) at 80°C [11]. Aydogan (2006) conducted research on the dissolution rate of sphalerite by hydrogen peroxide and sulfuric acid solution and concluded that increasing the concentration of sulfuric acid and hydrogen peroxide has a positive effect on the dissolution rate of sphalerite, but stirring has no impact on the dissolution rate of zinc. In general, the dissolution reaction of sphalerite with the help of hydrogen peroxide and sulfuric acid is a reaction (5) [12].



The sulfide ore of the Gol Zard mine in Aligudarz contains sphalerite and galena as the main minerals, chalcopryrite as the secondary minerals, and pyrite, quartz, and calcite as gangue minerals. This ore's sphalerite and galena grades are about 28.2 and 5.4 percent, respectively. Research has shown that sphalerite leaching can be performed using sulfuric acid and different oxidants, and the most critical parameters affecting the recovery of zinc leaching from sulfide ore can be temperature, reaction time, oxidant concentration, oxidant type, solid-to-liquid ratio, ore type, and the presence or absence of oxidant. Most of the research has been on zinc sulfide concentrates, and little has been done on primary ore. Therefore, investigating the parameters affecting the direct leaching of sphalerite by ferric ions and sulfuric acid on sulfide ore of the Yellow Lead and Zinc Mine is considered one of the innovations of this research for the first time.

## **2- SAMPLE IDENTIFICATION**

### **2-1- Sample Preparation and Sieve Analysis**

The Gol Zard lead and zinc mine is located in Aligudarz City, Lorestan province, and the average lead and zinc grades in this sulfide ore are 4.68 and 15.88%, respectively. About 200 kg of primary samples were sampled from the Gol Zard mine for testing. After the initial crushing of the samples using jaw and cone crushers, the entire sample was homogenized and then divided into one-kilogram samples using a riffle divider through successive divisions. 5 packages of the split samples were randomly selected and ground using a ball mill until the entire sample passed through a 125-micron sieve. After homogenization and sample division of the crushed sample, a sample was selected for sieve analysis and passed through 106, 90, 75, 60, 54, 45, and 38-micron sieves available in the laboratory. The sieve analysis results show that the d80 of the sample after grinding by a mill is about 94 microns.

### **2-2- XRD Analysis**

XRD studies of the sulfide sample of the Gol Zard mine show that sphalerite and galena are the main minerals, and chalcopryrite is a minor valuable mineral in the sample in question. Pyrite, quartz, calcite, chlorite, and illite are the main minerals in the tailings of this ore.

### **2-3- XRF analysis**

The XRF analysis results show that silica, zinc sulfide, lead sulfide, and iron oxides constitute the highest weight percentage of this ore, respectively.

### **2-4- Microscopic studies:**

A study of polished sections of the representative sample was previously conducted by Khodayi (2019), and its results (distribution and inclusion) are shown in Figure (1). The results of the degree of freedom study showed that in the dimensional range of  $-75+105$  microns, 98 percent of the sphalerite mineral is released, and this mineral has a suitable degree of freedom in dimensions of about 80 microns. This study also showed that 97 percent of the galena mineral is released in the dimensional range of  $-149+297$  microns [13].

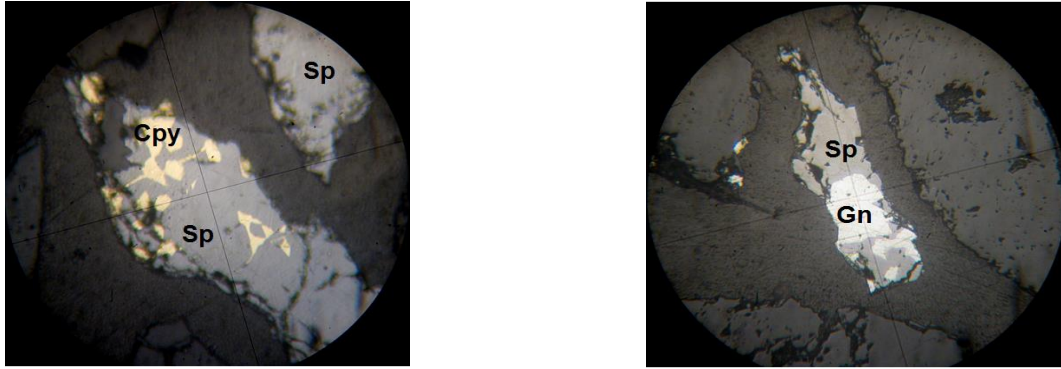


Figure (1): shows the distribution and inclusion of free sphalerite (Sp), galena (Gn), and chalcopyrite (Cpy) grains at a magnification of 1000, along with several gangue grains with low reflectance in different fractions, marked in gray. (The field of view is 500 microns in diameter) [13].

### 3- MATERIALS AND METHODES

A 100 ml Erlenmeyer flask and a magnetic stirrer with adjustable temperature and speed were used to perform the leaching experiments. In these experiments, sulfuric acid, with a purity of 98%, was used to adjust the pH, and iron(III) sulfate manufactured by Merck, Germany, was also used as an oxidizer. Sphalerite leaching experiments were performed using the scenario method (univariate) on 10 g samples with a dimensional specification of d80 94 microns (via sieve analysis) using a sulfuric acid and ferric ion system directly. A vacuum filtration system was used for pulp filtration. An atomic absorption spectrometer (model 240FS AA) was used to analyze the zinc element in the leaching solution and tailings samples.

### 4- RESULTS AND ANALYSIS OF EXPERIMENTS

The scenario method (univariate) has been used to optimize the parameters of direct sphalerite leaching, and parameters such as stirring speed, time, sulfuric acid concentration, oxidant concentration (ferric ion), and temperature were investigated as effective parameters in the leaching operation. In this method, different experiments are carried out under constant conditions of other parameters to optimize each parameter, and each parameter is optimized based on the percentage of zinc leaching recovery.

#### 4-1- Determination of the optimal stirring speed

To optimize the stirring speed parameter, experiments were conducted with different speeds of 300, 400, 500, 600, and 700 rpm under constant conditions of other parameters such as sulfuric acid concentration of 0.5 M, iron sulfate concentration of 0.5 M, temperature of 40 ° C, pulp density percentage of 10% and time of 90 minutes. The results show that increasing the stirring speed from 300 to 400 rpm increases the recovery rate by about 2%. By increasing the speed above 400 rpm, no significant changes are observed in the increase in zinc leaching recovery. For this reason, the optimal stirring speed of 400 rpm was considered for subsequent experiments. Since the sphalerite dissolution rate did not change much with increasing the stirring speed, this process is independent penetration at a low pulp density percentage.

#### 4-2- Optimization of leaching time

To optimize the leaching time, 5 different experiments were conducted at times of 60, 90, 120, 180, and 210 minutes under constant conditions of other parameters such as sulfuric acid concentration (0.5 M), iron sulfate concentration (0.5 M), temperature (50 °C), stirring speed (400 rpm) and pulp density percentage (10%). With increasing time from 60 to 120 minutes, the percentage of zinc leaching recovery from sphalerite rises from 52.3% to 65.1%. From 120 minutes to 210 minutes, the percentage of zinc leaching recovery decreases from 65.1% to 62.7%. Since the highest percentage of leaching recovery was obtained in 120 minutes, the optimal time for conducting subsequent experiments was considered 120 minutes. After 120 minutes of zinc leaching, due to the increase in the concentration of zinc ions and iron ions in the leaching solution, the probability of formation and precipitation of the compound  $(Fe.Zn)SO_4.XH_2O$  on sphalerite increases, which could be one of the factors reducing the leaching recovery percentage with increasing time [5].

#### 4-3- Optimization of Sulfuric Acid Concentration

To optimize the sulfuric acid concentration, 5 different experiments were conducted with concentrations of 0.5, 1, 1.5, 2, and 2.5 M under constant conditions of other parameters such as iron sulfate concentration (0.5 M), temperature (50 °C), stirring speed (400 rpm), time (120 min) and pulp density percentage (10%) and the results are presented in the form of graph (5). The results show that increasing sulfuric acid concentration from 0.5 to 1.5 M increases the recovery percentage from 65.1% to 73.2%. Since the highest zinc leaching recovery was obtained at a concentration of 1.5 M. This concentration was used as the optimal concentration for subsequent experiments. At high sulfuric acid concentrations, a decrease in the rate and percentage of zinc leaching recovery is observed due to the formation of a passive sulfur layer on the sphalerite surface [2, 13].

#### 4-4- Optimization of Ferrous Sulfate Concentration

To optimize the concentration of ferrous sulfate, experiments were conducted with concentrations of 0.25, 0.5, 1, 1.5, and 2 molars of trivalent ferrous sulfate as a sphalerite oxidizing agent under constant conditions of other parameters such as sulfuric acid concentration (1.5 molars), temperature (50 °C), stirring speed (400 rpm), time (120 minutes), and pulp density percentage (10%). The results of the experiments show that increasing the concentration of ferrous sulfate from 0.25 to 1 molar lead to an increase in the percentage of zinc leaching recovery from 57.7 percent to 75.5 percent, and increasing the concentration of ferrous sulfate from 1 to 2 molar leads to a decrease in the percentage of zinc leaching recovery from 75.5 percent to 63.4 percent. For this reason, a concentration of 1 molar was determined as the optimal concentration of ferrous sulfate. The concentration of iron sulfate in zinc leaching is critical as an oxidizer. With increasing iron sulfate concentration, the percentage of zinc leaching recovery and the amount of elemental sulfur in the leaching waste increase, and this elemental sulfur precipitates on sphalerite, and its thickness is constantly increased so that the greater the thickness of this passive sulfur layer on sphalerite, the more the phenomenon of penetration, oxidation, and dissolution of sphalerite by ferric ions decreases. In other words, the percentage of leaching recovery decreases with the formation of a sulfur layer on sphalerite.

#### 4-5- Temperature optimization

To optimize the leaching temperature, 5 different experiments were conducted with temperatures of 30, 45, 60, 75, and 90 °C under constant conditions of other parameters such as ferrous sulfate concentration (1.5 M), ferrous sulfate concentration (1 M), stirring speed (400 rpm), time (120 min) and pulp density percentage (10%). The results of the graph show that with increasing temperature from 30 to 75 °C, the percentage of zinc leaching recovery rises from 64.44% to 86.23%, and increasing temperature from 75 to 90 °C leads to a decrease in recovery from 86.23% to 77.41%. With increasing temperature, the hydrolysis of ferric ions is faster, and the precipitation of iron hydroxide on sphalerite can be one of the reasons for the decrease in the percentage of zinc leaching recovery. Also, according to reaction (4), the amount of elemental sulfur in the leaching waste also increases. The increase in the amount and coverage of elemental sulfur at high temperatures on sphalerite can be another reason for the decrease in the percentage of zinc leaching recovery.

#### 5- CONCLUSION

The sulfide ore of the lead and zinc mine of the Yellow Gold Mine consists of galena and sphalerite minerals, and the grades of these two minerals in the ore are 5.4 and 28.2, respectively. The results of XRD analysis showed that this ore consists of sphalerite and galena minerals, pyrite and quartz, calcite, chlorite, and illite, and XRF studies showed that silica oxide, zinc sulfide, lead sulfide, and iron oxides constitute the highest weight-percentage of this ore, respectively. In order to achieve the best conditions and the highest amount of zinc leaching recovery through the direct leaching process of the sulfide ore of the Yellow Gold Mine using a sulfuric acid and ferric ion system, parameters such as stirring period, time, temperature, iron sulfate concentration, and sulfuric acid concentration were optimized using the scenario method. The results showed that temperature, ferrous sulfate concentration, and time had the most significant effect, and stirring speed had the least effect on zinc leaching. Finally, under the optimal conditions of stirring speed of 400 rpm, sulfuric acid concentration of 1.5 molar, time of 120 minutes, ferrous sulfate concentration of 1 molar, and temperature of 75 degrees Celsius, zinc leaching recovery was about 86.23%.

#### REFERENCES

1. Gahan, C.S., Srichandan, H., Kim, D., Akcil, A., (2012). "Biohydrometallurgy and Biomineral Processing Technology: A Review on its Past, Present and Future." *Research Journal of Recent Sciences*. 1(10); 85-99.
2. Souza, A.D., Pina, P.S., Leão, V.A., Silva, C.A., Siqueira P.F. (2007). "The leaching kinetics of a zinc sulfide concentrate in acid ferric sulfate." *Hydrometallurgy* 89; 72–81.
3. Crundwell, F.K., (2021). "The impact of light on understanding the mechanism of dissolution and leaching of sphalerite (ZnS), pyrite (FeS<sub>2</sub>) and chalcopyrite (CuFeS<sub>2</sub>)", *Minerals Engineering*, Volume 161; 106728.
4. Nikkhou, F., Xia, F., Deditius, A. P., (2019). "Variable surface passivation during direct leaching of sphalerite by ferric sulfate, ferric chloride, and ferric nitrate in a citrate medium," *Hydrometallurgy*. 188; 201-215.
5. Nikkhou, F., Kartal, M., Xia, F. (2021) "Ferric methanesulfonate as an effective and environmentally sustainable lixiviant for Zn extraction from sphalerite (ZnS)." *Journal of Industrial and Engineering Chemistry*. 96; 226-235.
6. Souza, A.D., Pina, P.S., Leão, V.A., Silva, C.A., Siqueira, P.F., (2007). "The leaching kinetics of a zinc sulfide concentrate in acid ferric sulfate." *Hydrometallurgy*.89(2); 72-81.
7. Habashi, F., (1993), *A textbook of hydrometallurgy, metallurgy extractive Quebec*. Enr. Que., Canada.
8. Qasa, Sina., Investigation of sphalerite dissolution kinetics by ferric iron produced by bio-oxidation method, Master's thesis, 2015.
9. Karimi, S., Rashchi, F., Moghaddam, j. (2017). "Parameters optimization and kinetics of direct atmospheric leaching of Angouran sphalerite." *International journal mineral processing*. 162;58-68.
10. Peng, P., Xie, H., Lizhu, L., (2005). "Leaching of a sphalerite concentrate with H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>–HNO<sub>3</sub> solutions in C<sub>2</sub>Cl<sub>4</sub>". *Hydrometallurgy*.80(4); 265-271.

- 
11. Santos, M.C., et al., (2010). "Ferric sulfate/chloride leaching of zinc and minor elements from a sphalerite concentrate." *Minerals Engineering*. 23(8); 606-615.
  12. Aydogan, S., (2006), "Dissolution kinetics of sphalerite with hydrogen peroxide in the sulphuric acid medium." *Chemical Engineering Journal*.123(3); 65-70.
  13. Khodai, H., (2019) "Investigation of factors affecting flotation of Gol Zard mine in Aligudarz and recovery of silver from its concentrate by leaching method." Master's thesis, Lorestan University.



مقاله پژوهشی

بررسی پارامترهای لیچینگ مستقیم اسفالریت با یون فریک و سولفوریک اسید

علی چراغی<sup>۱</sup>، سید محمد سید علیزاده گنجی<sup>۲\*</sup>، محمد حیاتی<sup>۳</sup>

<sup>۱</sup> دانشجوی کارشناسی ارشد فرآوری مواد معدنی، دانشگاه لرستان، گروه معدن cheraqian@gmail.com

<sup>۲</sup> استادیار گروه فرآوری، دانشگاه لرستان، گروه معدن Ganji.m@lu.ac.ir و sms\_ag@yahoo.com

<sup>۳</sup> استادیار گروه استخراج، دانشگاه لرستان، گروه معدن mohammad\_hayaty@yahoo.com

دریافت: ۱۴۰۳/۰۹/۲۳ - پذیرش: ۱۴۰۴/۰۱/۱۷

چکیده

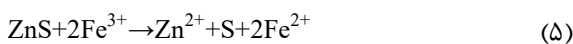
معدن سرب و روی گل زرد در شهرستان الیگودرز استان لرستان واقع شده است و کانسنگ آن حاوی کانی‌های اسفالریت و گالن با عیارهای حدود ۲۸/۲ و ۵/۴ درصد است. روش فروشویی مستقیم با یون فریک و اسید سولفوریک برای فروشویی اسفالریت به دلیل ارزانی و اجرای ساده استفاده شد و تاثیر پارامترهای عملیاتی مانند دما، زمان، غلظت سولفات آهن، دور همزنی و غلظت اسید سولفوریک مورد بررسی قرار گرفت. نتایج نشان داد که پارامترهای دما، غلظت یون فریک و زمان به ترتیب بیشترین و غلظت اسید سولفوریک و دور همزنی به ترتیب کمترین تاثیر را در بازیابی فروشویی روی داشته است و در نهایت تحت شرایط بهینه دور همزنی ۴۰۰ دور بر دقیقه، غلظت اسید سولفوریک ۱/۵ مولار، زمان ۱۲۰ دقیقه، غلظت سولفات آهن ۱ مولار و دمای ۷۵ درجه سانتی‌گراد بازیابی فروشویی روی حدود ۸۶ درصد بدست آمد. احتمالات تشکیل لایه گوگردی، رسوب هیدروکسید آهن و رسوب ترکیب  $(Fe.Zn)SO_4.XH_2O$  بر روی سطح اسفالریت دلایلی بر عدم انحلال ۱۴ درصدی روی در فرآیند هیدرومتالورژی روی است.

کلمات کلیدی:

معدن گل زرد، بازیابی فروشویی روی، فروشویی اسفالریت، فروشویی با یون فریک و اسیدسولفوریک

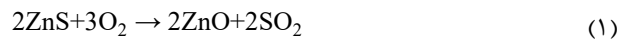
## ۱- مقدمه

اسیدسولفوریک قابل انحلال اند. در روش فروشویی با یون فریک و اسید سولفوریک، سرب به صورت سولفات سرب رسوب می کند و فلز روی به همراه سایر فلزات در اسیدسولفوریک به صورت محلول درمی آید. یون های آهن فریک با گرفتن الکترون احیا شده و موجب اکسایش سولفید روی می شوند [۸]. عملیات فروشویی به وسیله یون فریک یک واکنش اکسیداسیون و احیا است و واکنش کلی از مجموع نیم واکنش های اکسید و احیا طبق رابطه های ۳ تا ۵ بدست می آید. هزینه پایین و قابلیت اجرایی آن باعث شده است تا این روش مورد توجه زیاد محققان قرار گیرد [۹].



پنگ<sup>۲</sup> و همکاران (۲۰۰۵) بر روی فروشویی تحت فشار کنسانتره اسفالریت بوسیله محلول های اسید نیتریک و سولفوریک تحقیقاتی انجام دادند و در نهایت تحت شرایط دمایی (۸۵ درجه سانتی گراد)، زمان (۳ ساعت)، غلظت اسید سولفوریک (۲ مول بر لیتر) و غلظت اسید نیتریک (۰٫۲ مول بر لیتر)، درصد جامد پالپ (۱۰ درصد) و فشار اکسیژن ۰٫۱ مگا پاسکال درصد بازیابی فروشویی روی ۹۹٫۶ درصد بدست آمد [۱۰]. سوزا<sup>۳</sup> و همکاران (۲۰۰۷) تحقیقاتی بر روی سینتیک فروشویی کنسانتره سولفید روی بوسیله سولفات فریک در یک محیط اسیدی انجام دادند و دریافتند که با افزایش تدریجی ضخامت لایه گوگرد عنصری روی سطح جامد سرعت انحلال کاهش می یابد [۶]. سانتوس<sup>۴</sup> و همکاران (۲۰۰۹) تحقیقاتی بر روی فروشویی کنسانتره اسفالریت بوسیله محلول سولفات فریک و اسید سولفوریک انجام دادند و دریافتند که با نسبت جامد به مایع (۵ درصد) تقریباً حدود ۹۵ درصد از روی در مدت زمان ۲ ساعت بوسیله محلول اسیدسولفوریک و سولفات فریک (۰٫۵ مولار) با دمای ۸۰ درجه سانتی گراد فروشته می شود [۱۱]. آیدوگان<sup>۵</sup> (۲۰۰۶) بر روی سرعت انحلال اسفالریت بوسیله محلول پراکسید هیدروژن و اسید سولفوریک تحقیقاتی انجام داد و به این نتیجه رسید که افزایش غلظت اسید سولفوریک و پراکسید هیدروژن در سرعت انحلال اسفالریت تاثیر مثبت دارد اما دور همزنی هیچ تاثیری بر روی

فلز روی سومین فلز غیرآهنی پرمصرف دنیا است. این فلز در صنایع فولاد، ریخته گری، تولید لاستیک و همچنین تولید آلیاژهای برنج (ترکیب روی با مس) کاربرد دارد و مصرف آن روز به روز در حال افزایش است [۱]. اسفالریت (ZnS) و اسمیت زونیت (ZnCO<sub>3</sub>)، همی مورفیست (Zn<sub>4</sub>Si<sub>2</sub>O<sub>3</sub>(OH)<sub>2</sub>.H<sub>2</sub>O)، هیدروزینکیت (Zn<sub>5</sub>(OH)<sub>2</sub>(CO<sub>3</sub>)<sub>2</sub>)، زینکیست (ZnO) و ویلمایست (Zn<sub>2</sub>SiO<sub>4</sub>) از کانی های مهم روی محسوب می شوند [۲]. اسفالریت یک منبع مهم روی است که معمولاً همراه با سولفیدهای فلزی دیگر مانند کالکوپیریت (CuFeS<sub>2</sub>)، گالن (PbS) و پیریت (FeS<sub>2</sub>) یافت می شود [۳]. اخیراً روی از اسفالریت به روش فلوتاسیون، تشویه، فروشویی و الکتروپینگ تولید شده است. انجام فرآیند تشویه (کانی های سولفیدی) هزینه فرآیند استحصال روی را افزایش می دهد و تولید گاز دی اکسید گوگرد نیز طبق رابطه ۱ مشکلات زیست محیطی ایجاد می کند [۴، ۵].



روش های هیدرومتالورژی مانند بیوفروشویی، فروشویی تحت فشار و فروشویی با یون فریک و اسید سولفوریک می توانند جایگزین مناسبی برای روش فلوتاسیون، تشویه و فروشویی باشند تا از آلودگی های ناشی از تولید گاز دی اکسید گوگرد در مرحله تشویه جلوگیری شود [۶]. با توجه به کاهش ذخایر اکسیدی روی و لزوم بهره برداری از ذخایر سولفیدی این فلز، مطالعات بیشتر بر روی روش های مناسب بازیابی و استحصال روی به روش فروشویی مستقیم متمرکز شده است. یکی از روش هایی که در این زمینه به نتیجه رسیده است فروشویی تحت فشار (اکسیژن) ۷۰۰ کیلو پاسکال و دمای ۱۵۰ درجه سانتی گراد کنسانتره سولفید روی در اسید سولفوریک طبق رابطه ۲ است. این روش برای اولین بار توسط شرکت شریت گوردون<sup>۱</sup> به صورت صنعتی مورد استفاده قرار گرفت [۷].



روش های فروشویی مستقیم کانی های سولفیدی حاوی این فلز (با صرف نظر کردن از فرآیندهای پرهزینه مانند فلوتاسیون و تشویه) استفاده از اسیدهای مختلف و اکسیدکننده های مختلف است. کنسانتره کانی های سولفیدی مانند اسفالریت از طریق روش هایی مانند روش های فروشویی با یون فریک و اسید سولفوریک، فروشویی با پراکسید هیدروژن و اسیدسولفوریک، تشویه و فروشویی با اسید سولفوریک، فروشویی مستقیم با اسید نیتریک و فروشویی تحت فشار با اکسیژن و

2 - Peng

3 - Souza

4 - Santos

5 - Aydogan

1- Sherrite Gordon

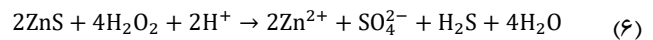
سرب و روی گل زرد برای اولین بار از نوآوری‌های این تحقیق به حساب می‌آید.

## ۲- شناسایی نمونه

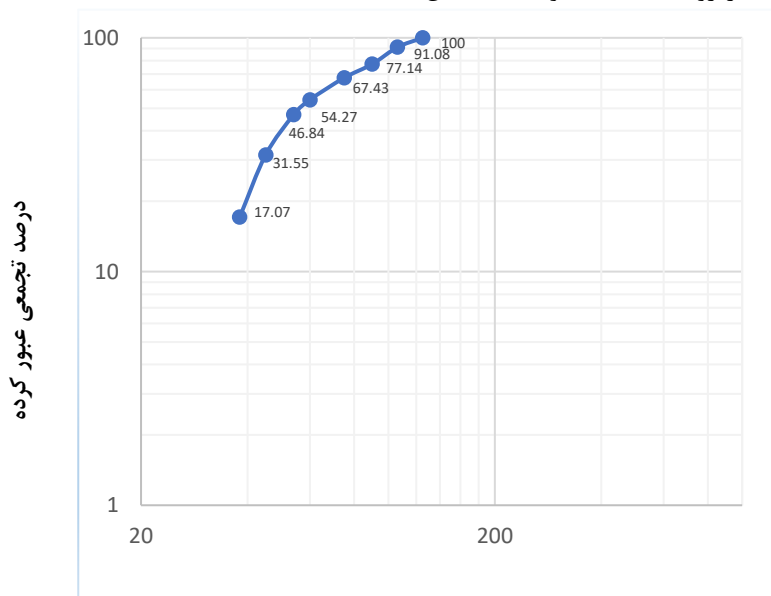
### ۲-۱- آماده‌سازی نمونه و تجزیه سرندي

معدن سرب و روی گل زرد در شهرستان الیگودرز استان لرستان واقع شده است و میانگین عیار سرب و روی در این کانسنگ سولفیدی به ترتیب ۴/۶۸ و ۱۵/۸۸ درصد است. برای انجام آزمایش حدود ۲۰۰ کیلوگرم نمونه اولیه از معدن گل‌زرد نمونه‌گیری به عمل آمد. بعد از خردایش اولیه نمونه‌ها بوسیله سنگ‌شکن‌های فکی و مخروطی، عملیات همگن‌سازی کل نمونه انجام گرفت و سپس بوسیله تقسیم‌کن شانه‌ای (ریفل) از طریق تقسیمات متوالی به نمونه‌های یک کیلوگرمی تقسیم شد. ۵ بسته از نمونه‌های تقسیم شده به صورت تصادفی انتخاب و بوسیله آسیای گلوله‌ای خردایش شد تا کل نمونه از سرندي ۱۲۵ میکرون عبور داده شود. بعد از همگن‌سازی و تقسیم نمونه خردایش شده، نمونه‌ای برای تجزیه سرندي انتخاب و از سرنديهای ۱۰۶، ۹۰، ۷۵، ۶۰، ۵۴، ۴۵ و ۳۸ میکرون موجود در آزمایشگاه عبور داده شد، نتایج این تجزیه سرندي در شکل ۱ آمده است که نشان می‌دهد که d<sub>80</sub> نمونه بعد از خردایش بوسیله آسیا حدود ۹۴ میکرون است.

سرعت انحلال روی ندارد. به طور کلی واکنش انحلال اسفالریت به کمک پراکسید هیدروژن و اسید سولفوریک به صورت رابطه ۶ است [۱۲].



عبداللهی و همکاران (۲۰۲۲) بوسیله باکتری‌های مزوفیل عملیات بیوفروشی کانسنگ‌های سولفیدی روی را انجام دادند و در نهایت به بازیابی ۸۲ درصد فروشویی روی دست یافتند [۱۳]. کانسنگ سولفیدی معدن گل‌زرد الیگودرز حاوی کانی‌های اسفالریت و گالن به عنوان کانی‌های اصلی، کالکوپیریت به عنوان کانی فرعی و پیریت، کوارتز و کلسیت به عنوان کانی‌های گانگ است. عیار اسفالریت و گالن در این کانسنگ به ترتیب حدود ۲۸/۲ و ۵/۴ درصد است. تحقیقات انجام شده نشان می‌دهد که فروشویی اسفالریت بوسیله اسید سولفوریک و اکسیدکننده‌های متفاوت قابل انجام است و مهم‌ترین پارامترهای تاثیرگذار بر بازیابی فروشویی روی از کانسنگ سولفیدی دما، زمان واکنش، غلظت اکسیدکننده، نوع اکسیدکننده، نسبت جامد به مایع، نوع کانسنگ و همچنین وجود یا نبود اکسیدکننده است. تحقیقات انجام گرفته بیشتر بر روی کنسانتره‌های سولفیدی روی بوده و تحقیقات کمی بر روی کانسنگ اولیه انجام گرفته است، به همین دلیل بررسی پارامترهای تاثیرگذار در فروشویی مستقیم اسفالریت بوسیله یون فریک و اسیدسولفوریک بر روی کانسنگ سولفیدی معدن



ابعاد ذره (میکرون)

شکل ۱- نمودار تجزیه سرندي

## ۲-۲- آنالیز XRD

تیتانیوم، مس، منگنز، کروم فسفر و کادمیم نیز عیاری بالایی دارند.

مطالعات XRD نمونه سولفیدی معدن گل زرد در جدول ۱ آمده است و نشان می‌دهد که کانی‌های اسفالریت و گالن از کانی‌های اصلی و کالکوپیریت به عنوان کانی فرعی با ارزش نمونه مورد نظرند. پیریت، کوارتز، کلسیت، کلریت و ایلیت به عنوان کانی‌های اصلی باطله این کانسنگ است.

## ۲-۵- مطالعات میکروسکوپی

مطالعه مقاطع صیقلی نمونه معرف توسط خدایی (۱۳۹۸) انجام شد و نتایج آن (نحوه توزیع و درگیری) در شکل ۲ آمده است. نتایج مطالعه درجه آزادی انجام گرفته نشان داد که در محدوده ابعادی  $10.5 \pm 7.5$  میکرون، ۹۸ درصد از کانی اسفالریت آزاد می‌شود و این کانی در ابعاد حدود ۸۰ میکرون دارای درجه آزادی مناسب است. همچنین نتایج این مطالعه نشان داد که ۹۷ درصد از کانی گالن در محدوده ابعادی  $297 \pm 149$  میکرون آزاد می‌شود [۱۴].

## ۲-۴- آنالیز ICP

برای اندازه‌گیری عناصر شیمیایی موجود در نمونه با حدود تشخیص ppm از آنالیز ICP-AES استفاده شد و نتایج آنالیز عناصر بالای ۲ ppm در جدول ۳ آمده است. با توجه به نتایج آنالیز درج شده در این جدول به جز روی، سرب و گوگرد که عناصر اصلی تشکیل‌دهنده کانسنگ‌اند، عناصر دیگری مانند

جدول ۱- نتایج XRD کانسنگ سولفیدی گل زرد

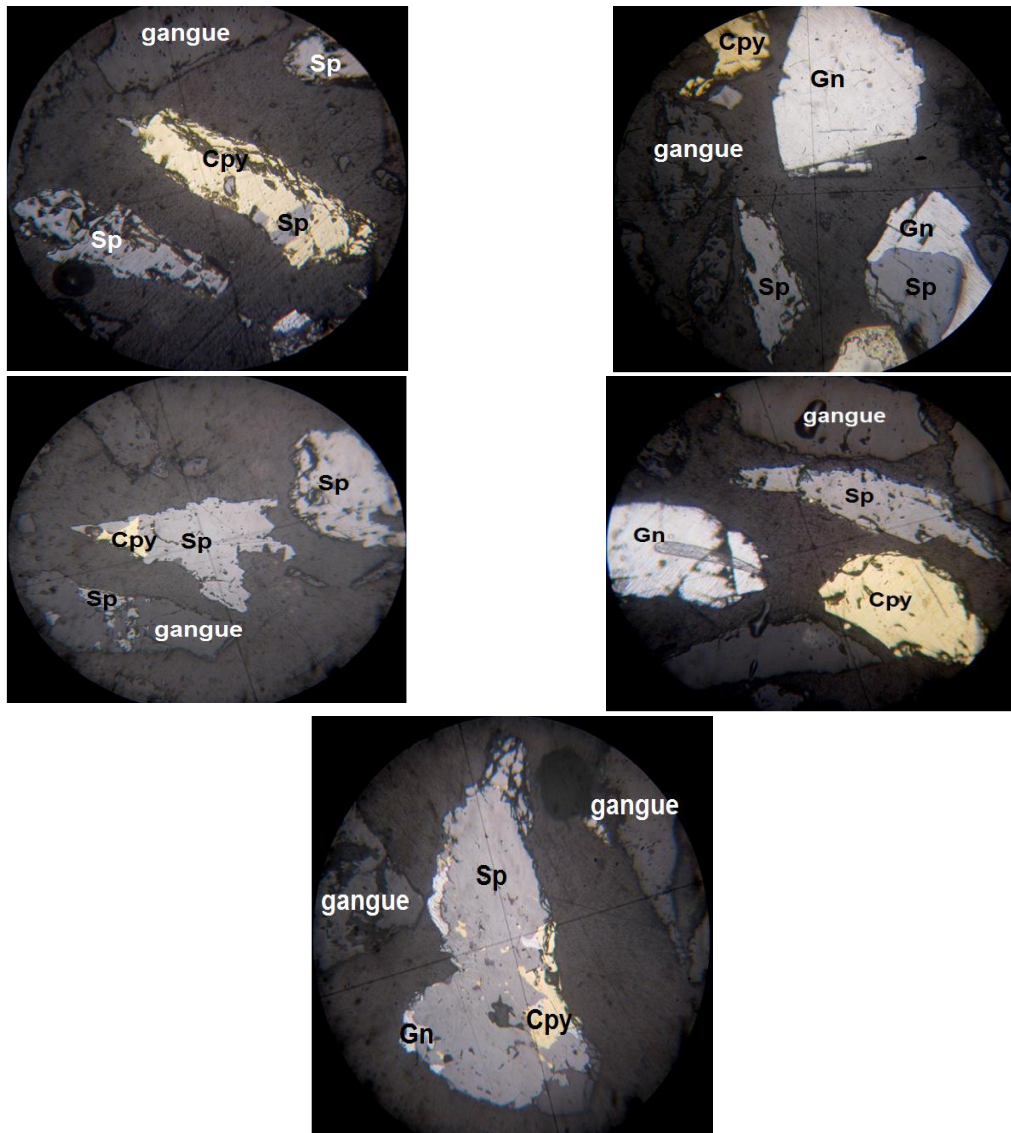
نام کانی‌های فرعی	فرمول شیمیایی	نام کانی‌های اصلی	فرمول شیمیایی
کوارتز	SiO <sub>2</sub>	اسفالریت	ZnS
کلسیت	CaCO <sub>3</sub>	گالن	PbS
کلریت	(Mg,Fe,Li) <sub>6</sub> AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> (OH) <sub>8</sub>	کانی اصلی فرعی	
ایلیت	(Al,Mg,Fe) <sub>2</sub> (Si,Al) <sub>4</sub> (OH) <sub>2</sub>	کالکوپیریت	CuFeS <sub>2</sub>
پیریت	FeS <sub>2</sub>		

جدول ۲- آنالیز XRF نمونه کانسنگ معدن گل زرد

ترکیب	PbS	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	ZnS	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CuS	K <sub>2</sub> O	MgO	TiO <sub>2</sub>
درصد وزنی	۵٫۴	۱٫۶	۵۲٫۱	۵٫۵	۲۸٫۲	۲٫۵	۰٫۲	۰٫۹	۰٫۷	۰٫۲

جدول ۳- آنالیز ICP کانسنگ اسفالریت گل زرد

فرآوانی (ppm)	نام عنصر	فرآوانی (ppm)	نام عنصر	فرآوانی (ppm)	نام عنصر	فرآوانی (ppm)	نام عنصر	فرآوانی (ppm)	نام عنصر
۴٫۲۰	Nb	۲۸٫۷۰	Ni	۹٫۳۹	As	۳۴٫۲۸	Co	۰٫۸۱	Ca
۱۲٫۴۰	Nd	۲۵۴٫۸۴	P	۱۹٫۶۹	Ce	۳۰۸٫۷۰	Cr	۲٫۱۷	Al
۲۹٫۵۰	Te	>۱۰۰۰۰	Pb	۱۱٫۸۷	Li	۱۹۵۹	Cu	۰٫۲۶	Mg
۱۹٫۳۰	Th	۲٫۶۸	Pr	۴۰٫۶۷	Zr	۳۸٫۱۰	Ag	۰٫۳۵	Na
۱۱۹۹	Ti	۳۹٫۷۳	Rb	۱۱۹٫۰۱	Ba	>۱۰۰۰۰	Zn	۲٫۰۰	Fe
۲۱٫۱۰	Tl	>۱۰۰۰۰	S	۳۸۳٫۴۷	Mn	۲۴٫۵۳	B	۰٫۶۱	K
۳۸٫۰۱	V	۴٫۱۴	Sc	۱۸٫۷۳	Sn	۱۵۲٫۶۱	Cd		
۱٫۳۸	U	۲٫۳۵	Sm	۵٫۷۵	Y	۱۵٫۷۴	Ga		



شکل ۲ - نمایی از توزیع و درگیری دانه‌های آزاد اسفالریت (Sp)، گالن (Gn) و کالکوپریت (Cpy) با بزرگنمایی ۱۰۰۰ به همراه تعدادی از دانه‌های گانگ که با انعکاس پایین در فراکسیون‌های مختلف که با رنگ خاکستری مشخص شده است (قطر میدان دید 500 میکرون است) [۱۴].

## ۲-۶- مواد و روش‌ها

برای انجام آزمایش‌های فروشویی از ارلن مایر با ظرفیت ۱۰۰ میلی‌لیتر و یک دستگاه همزن مغناطیسی با قابلیت تنظیم دما و دور همزن استفاده شد. در این آزمایش‌ها از اسید سولفوریک با درصد خلوص ۹۸ درصد برای تنظیم pH و سولفات آهن III ساخت شرکت مرک آلمان نیز به عنوان اکسیدکننده مورد استفاده قرار گرفت. آزمایش‌های فروشویی اسفالریت به روش سناریو (تک متغیره) بر روی نمونه‌های ۱۰ گرمی با مشخصات ابعادی ۹۴ d80 میکرون (از طریق تجزیه سردی) بوسیله سیستم اسید سولفوریک و یون فریک به طور مستقیم انجام گرفت. برای فیلتراسیون پالپ از سیستم

فیلتراسیون خلا استفاده شده است. برای آنالیز عنصر روی موجود در نمونه‌های محلول و باطله فروشویی از دستگاه جذب اتمی (مدل FS AA۲۴۰) استفاده شد.

## ۳- نتایج و تحلیل آزمایش‌ها

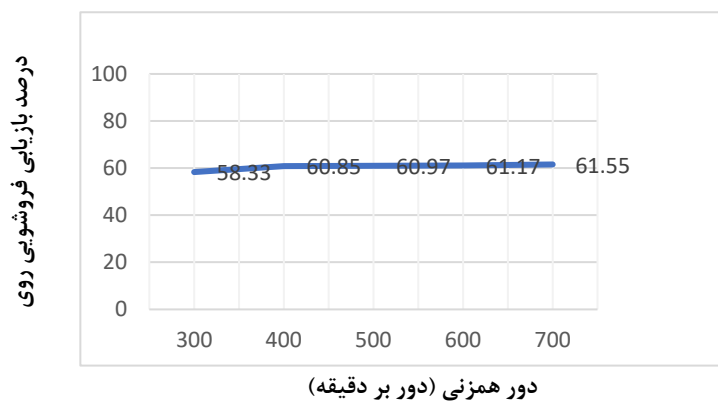
از روش سناریو (تک متغیره) برای بهینه‌سازی پارامترهای فروشویی مستقیم اسفالریت استفاده شده است و پارامترهایی مانند سرعت همزنی، زمان، غلظت اسید سولفوریک، غلظت اکسیدکننده (یون فریک) و دما به عنوان پارامترهای موثر در عملیات فروشویی مورد بررسی قرار گرفت. در این روش برای بهینه‌سازی هر پارامتر، آزمایش‌های متفاوت تحت شرایط ثابت

دیگر پارامترها انجام می‌گیرد و بر اساس درصد بازیابی فروشویی روی، هر پارامتر بهینه می‌شود.

### ۳-۱- تعیین سرعت همزنی بهینه

برای بهینه‌سازی پارامتر سرعت همزنی، آزمایش‌هایی با دوره‌های متفاوت ۳۰۰، ۴۰۰، ۵۰۰، ۶۰۰ و ۷۰۰ دور بر دقیقه تحت شرایط ثابت دیگر پارامترها مانند غلظت اسید سولفوریک ۰/۵ مولار، غلظت سولفات آهن ۰/۵ مولار، دما ۴۰ درجه سانتی‌گراد، درصد جامد پالپ ۱۰ درصد و زمان ۹۰ دقیقه انجام گرفت و نتایج به صورت نمودار شکل ۳ آمده است.

نتایج نشان می‌دهد که با افزایش سرعت همزنی از ۳۰۰ به ۴۰۰ دور بر دقیقه، میزان بازیابی حدود ۲ درصد افزایش می‌یابد. با افزایش سرعت بالای ۴۰۰ دور بر دقیقه، تغییرات زیادی در افزایش بازیابی فروشویی روی مشاهده نمی‌شود. به همین دلیل دور همزنی بهینه ۴۰۰ دور بر دقیقه برای آزمایش‌های بعدی در نظر گرفته شد. از آنجا که با افزایش سرعت همزنی سرعت انحلال اسفالریت زیاد تغییر نکرده است این فرآیند مستقل از پدیده نفوذ در درصد جامد پایین پالپ است.



شکل ۳- نمودار تاثیر دور همزنی بر بازیابی فروشویی روی

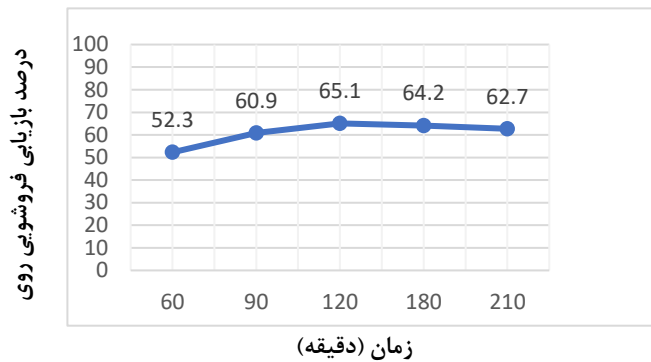
دور همزنی (۴۰۰ دور در دقیقه) و درصد جامد پالپ (۱۰ درصد) انجام گرفت. نتایج این بررسی به صورت نمودار شکل ۴ رسم شده است.

با افزایش زمان از ۶۰ تا ۱۲۰ دقیقه، درصد بازیابی فروشویی روی از اسفالریت از ۵۲/۳ تا ۶۵/۱ درصد افزایش می‌یابد و از ۱۲۰ تا ۲۱۰ دقیقه، درصد بازیابی فروشویی روی از ۶۵/۱ تا ۶۲/۷ درصد کاهش می‌یابد. از آنجا که بالاترین درصد بازیابی فروشویی در مدت زمان ۱۲۰ دقیقه بدست آمده است به همین دلیل زمان بهینه برای انجام آزمایش‌های بعدی ۱۲۰ دقیقه در نظر گرفته شده است. بعد از زمان ۱۲۰ دقیقه فروشویی روی به دلیل افزایش غلظت یون روی و آهن در محلول فروشویی احتمال تشکیل و رسوب ترکیب  $(Fe.Zn)SO_4.XH_2O$  بر روی اسفالریت افزایش می‌یابد که یکی از عوامل کاهش درصد بازیابی فروشویی با افزایش زمان است [۵].

نتایج نشان می‌دهد که با افزایش سرعت همزنی از ۳۰۰ به ۴۰۰ دور بر دقیقه، میزان بازیابی حدود ۲ درصد افزایش می‌یابد. با افزایش سرعت بالای ۴۰۰ دور بر دقیقه، تغییرات زیادی در افزایش بازیابی فروشویی روی مشاهده نمی‌شود. به همین دلیل دور همزنی بهینه ۴۰۰ دور بر دقیقه برای آزمایش‌های بعدی در نظر گرفته شد. از آنجا که با افزایش سرعت همزنی سرعت انحلال اسفالریت زیاد تغییر نکرده است این فرآیند مستقل از پدیده نفوذ در درصد جامد پایین پالپ است.

### ۳-۲- بهینه‌سازی زمان فروشویی

برای بهینه‌سازی زمان فروشویی، ۵ آزمایش متفاوت در زمان‌های ۶۰، ۹۰، ۱۲۰، ۱۸۰ و ۲۱۰ دقیقه تحت شرایط ثابت دیگر پارامترها مانند غلظت اسید سولفوریک (۰/۵ مولار)، غلظت سولفات آهن (۰/۵ مولار)، دما (۵۰ درجه سانتی‌گراد)،

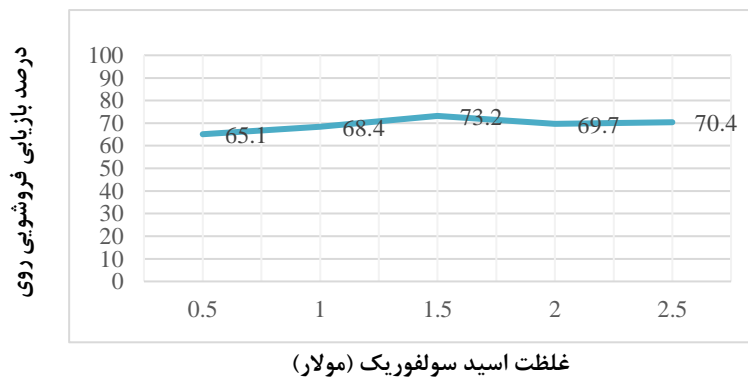


شکل ۴- نمودار تاثیر زمان فروشویی بر بازیابی فروشویی روی

درصد بازیابی از ۶۵٫۱ درصد تا ۷۳٫۲ درصد افزایش می‌یابد. از آنجا که بیشترین بازیابی فروشویی روی در غلظت ۱٫۵ مولار بدست آمده است. این غلظت به عنوان غلظت بهینه برای آزمایش‌های بعدی مورد استفاده قرار گرفت. در غلظت‌های بالای اسید سولفوریک به دلیل تشکیل لایه غیرفعال گوگرد بر روی سطح اسفالریت کاهش سرعت و درصد بازیابی فروشویی روی مشاهده می‌شود [۲، ۱۴].

### ۳-۳- بهینه‌سازی غلظت اسید سولفوریک

برای بهینه‌سازی غلظت اسید سولفوریک، ۵ آزمایش متفاوت با غلظت‌های ۰٫۵، ۱، ۱٫۵، ۲ و ۲٫۵ مولار تحت شرایط ثابت دیگر پارامترها مانند غلظت سولفات آهن (۰٫۵ مولار)، دما (۵۰ درجه سانتی‌گراد)، دور همزنی (۴۰۰ دور در دقیقه)، زمان (۱۲۰ دقیقه) و درصد جامد پالپ (۱۰ درصد) انجام گرفت و نتایج به صورت نمودار شکل ۵ ارایه شده است. نتایج نشان می‌دهد با افزایش غلظت اسید سولفوریک از ۰٫۵ تا ۱٫۵ مولار

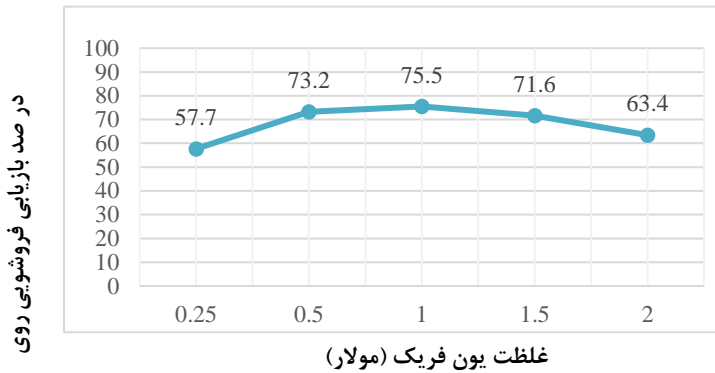


شکل ۵- نمودار تاثیر غلظت اسید سولفوریک بر بازیابی فروشویی روی

ثابت دیگر پارامترها مانند غلظت اسید سولفوریک (۱٫۵ مولار)، دما (۵۰ درجه سانتی‌گراد)، دور همزنی (۴۰۰ دور در دقیقه)، زمان (۱۲۰ دقیقه) و درصد جامد پالپ (۱۰ درصد) انجام گرفت و نتایج آن به صورت نمودار شکل ۶ ارایه شده است.

### ۳-۴- بهینه‌سازی غلظت سولفات آهن

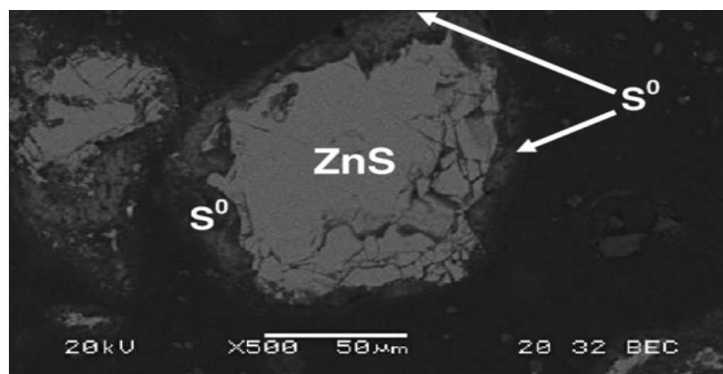
برای بهینه‌سازی غلظت سولفات آهن آزمایش‌هایی با غلظت ۰٫۲۵، ۰٫۵، ۱، ۱٫۵ و ۲ مولار از سولفات آهن سه ظرفیتی به عنوان عامل اکسید کننده اسفالریت تحت شرایط



شکل ۶- نمودار تاثیر غلظت یون فریک بر بازبازی فروشویی روی

عنصری بر روی اسفالریت رسوب می‌کند و مرتب به مقدار ضخامت آن افزوده می‌شود به طوری که هرچه ضخامت این لایه غیرفعال گوگرد بر روی اسفالریت بیشتر باشد، پدیده نفوذ، اکسیداسیون و انحلال اسفالریت بوسیله یون فریک بیشتر کاهش می‌یابد. به عبارتی درصد بازبازی فروشویی با تشکیل لایه گوگرد بر روی اسفالریت کاهش می‌یابد. شکل ۷، تشکیل لایه گوگرد بر روی اسفالریت در زمان فروشویی بوسیله یون فریک در یک محیط اسیدی را نشان می‌دهد که همخوانی با نتایج دیگر محققان دارد.

نتایج آزمایش‌ها نشان می‌دهد که افزایش غلظت سولفات آهن از ۰/۲۵ تا ۱ مولار منجر به افزایش درصد بازبازی فروشویی روی از ۵۷/۷ تا ۷۵/۵ درصد می‌شود و با افزایش غلظت سولفات آهن از ۱ تا ۲ مولار منجر به کاهش درصد بازبازی فروشویی روی می‌شود و از ۷۵/۵ به ۶۳/۴ درصد می‌رسد. به همین دلیل غلظت ۱ مولار به عنوان غلظت بهینه سولفات آهن تعیین شد. غلظت سولفات آهن در فروشویی روی به عنوان اکسیدکننده بسیار مهم است و با افزایش غلظت سولفات آهن درصد بازبازی فروشویی روی و مقدار گوگرد عنصری در پسماند فروشویی افزایش می‌یابد و این گوگرد

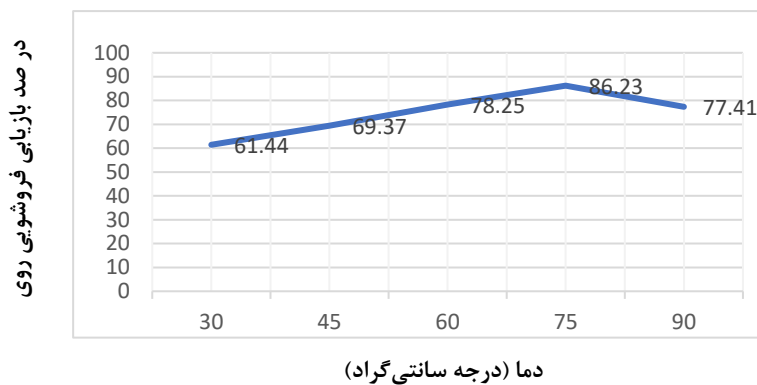


شکل ۷- تشکیل لایه گوگرد بر روی کانی اسفالریت هنگام فروشویی [۲]

### ۳-۵- بهینه‌سازی دما

برای بهینه‌سازی دمای فروشویی، ۵ آزمایش متفاوت با دماهای ۳۰، ۴۵، ۶۰، ۷۵ و ۹۰ درجه سانتی‌گراد تحت شرایط ثابت دیگر پارامترها مانند غلظت سولفات آهن (۱/۵ مولار)، غلظت سولفات آهن (۱ مولار)، دور همزنی (۴۰۰ دور در دقیقه)، زمان (۱۲۰ دقیقه) و درصد جامد پالپ (۱۰ درصد) انجام گرفت و نتایج آن به صورت نمودار شکل ۸ ارائه شده است.

سوزا و همکاران از طریق مطالعات SEM بر روی پسماند فروشویی دریافتند که با فروشویی ۴۵ درصدی از کانی اسفالریت، سطح این کانی به طور کامل از لایه گوگردی به صورت عنصری پوشانده می‌شود و با ادامه روند انحلال به ضخامت این لایه افزوده می‌شود [۲].



شکل ۸ - نمودار تاثیر دما بر بازیابی فروشویی روی

فروشویی مستقیم کانسنگ سولفیدی معدن گل‌زرد بوسیله سیستم اسیدسولفوریک و یون فریک مورد بررسی قرار گرفت و پارامترهایی مانند دوره‌همزنی، زمان، دما، غلظت سولفات آهن و غلظت اسید سولفوریک به روش سناریو بهینه شد. نتایج نشان داد که دما، غلظت سولفات آهن و زمان بیشترین و دور همزنی کمترین تاثیر را در فروشویی روی داشته است. در نهایت تحت شرایط بهینه دور همزن ۴۰۰ دور بر دقیقه، غلظت اسید سولفوریک ۱/۵ مولار، زمان ۱۲۰ دقیقه، غلظت سولفات آهن ۱ مولار و دمای ۷۵ درجه سانتی‌گراد بازیابی فروشویی روی در حدود ۸۶/۲۳ درصد بدست آمد.

#### منابع

- [1] Gahan, C.S., Srichandan, H., Kim, D., Akcil, A., (2012). "Biohydrometallurgy and Biomineral Processing Technology: A Review on its Past, Present and Future". Research Journal of Recent Sciences. 1(10); 85-99.
- [2] Souza, A.D., Pina, P.S., Leão, V.A., Silva, C.A., Siqueira P.F. (2007). "The leaching kinetics of a zinc sulphide concentrate in acid ferric sulphate". Hydrometallurgy 89; 72-81.
- [3] Crundwell, F.K., (2021). "The impact of light on understanding the mechanism of dissolution and leaching of sphalerite (ZnS), pyrite (FeS<sub>2</sub>) and chalcopyrite (CuFeS<sub>2</sub>)", Minerals Engineering, Volume 161 ; 106728.
- [4] Nikkhou, F., Xia F., Deditius, A. P., (2019). "Variable surface passivation during direct leaching of sphalerite by ferric sulfate, ferric

نتایج نمودار نشان می‌دهد که با افزایش دما از ۳۰ تا ۷۵ درجه سانتی‌گراد، درصد بازیابی فروشویی روی از ۶۴/۴۴ تا ۸۶/۲۳ درصد افزایش می‌یابد و افزایش دما از ۷۵ تا ۹۰ درجه سانتی‌گراد منجر به کاهش بازیابی از ۸۶/۲۳ تا ۷۷/۴۱ درصد می‌شود. با افزایش دما عمل هیدرولیز شدن یون فریک سریعتر انجام گرفته و رسوب هیدروکسید آهن بر روی اسفالریت می‌تواند یکی از دلایل کاهش درصد بازیابی فروشویی روی باشد همچنین طبق رابطه ۵، مقدار گوگرد عنصری موجود در پسماند فروشویی نیز افزایش می‌یابد. افزایش مقدار و پوشش گوگرد عنصری در دمای بالا بر روی اسفالریت می‌تواند دیگر دلیل بر کاهش درصد بازیابی فروشویی روی باشد. نتایج این تحقیق با نتایج مطالعات نیکخو (تشکیل گوگرد عنصری بر روی اسفالریت هنگام فروشویی روی در محیط اسیدی بوسیله یون فریک از طریق مطالعات SEM مورد تایید قرار گرفت) همخوانی دارد [۵].

#### ۴- نتیجه‌گیری

کانسنگ سولفیدی معدن سرب و روی گل‌زرد از کانی‌های گالن و اسفالریت تشکیل شده است و عیار این دو کانی در کانسنگ به ترتیب ۵/۴ و ۲۸/۲ است. نتایج آنالیز XRD نشان داد که این کانسنگ از کانی‌های اسفالریت و گالن، پیریت و کوارتز، کلسیت، کلریت و ایلیت تشکیل شده است، همچنین مطالعات XRF نشان داد که اکسید سیلیس، سولفید روی، سولفید سرب و اکسیدهای آهن به ترتیب بیشترین درصد وزنی این کانسنگ را تشکیل می‌دهند. برای دستیابی به بهترین شرایط و بیشترین مقدار بازیابی فروشویی روی از طریق فرآیند

[15] Babu, M.N., Sahu, K.K., Pandey, B.D., (2002). Zinc recovery from sphalerite concentrate by direct oxidative leaching with ammonium, sodium and potassium persulphates. *Hydrometallurgy* 64; 119–129.

chloride, and ferric nitrate in a citrate medium”, *Hydrometallurgy*. 188 ; 201-215.

[5] Nikkhou, F., Kartal, M., Xia, F. (2021) “Ferric methanesulfonate as an effective and environmentally sustainable lixiviant for Zn extraction from sphalerite (ZnS)”. *Journal of Industrial and Engineering Chemistry*. 96; 226-235.

[6] Souza, A.D., Pina, P.S., Leão, V.A., Silva, C.A., Siqueira, P.F., (2007). “The leaching kinetics of a zinc sulphide concentrate in acid ferric sulphate”. *Hydrometallurgy*. 89(2); 72-81.

[7] Habashi, F., (1993), A textbook of hydrometallurgy, metallurgie extractive Quebec. Enr. Que., Canada.

[۸] قصاب، سینا، بررسی سینتیک انحلال اسفالریت به وسیله آهن فریک تولید شده به روش بیواکسیداسیون، پایان نامه ارشد، ۱۳۹۴.

[9] Karimi, S., Rashchi, F., Moghaddam, j., (2017). “Parameters optimization and kinetics of direct atmospheric leaching of Angouran sphalerite”. *International journal mineral processing*. 162;58-68.

[10] Peng, P., Xie, H., Lizhu, L., (2005). “Leaching of a sphalerite concentrate with H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>-HNO<sub>3</sub> solutions in the presence of C<sub>2</sub>Cl<sub>4</sub>”. *Hydrometallurgy*. 80(4); 265-271.

[11] Santos, M.C., et al., (2010). “Ferric sulphate/chloride leaching of zinc and minor elements from a sphalerite concentrate”. *Minerals Engineering*. 23(8); 606-615.

[12] Aydogan, S., (2006), “Dissolution kinetics of sphalerite with hydrogen peroxide in sulphuric acid medium”. *Chemical Engineering Journal*. 123(3); 65-70.

[13] bdollahi, Hadi, Mirsaleh Mirmohammadi, Sina Ghassa, Golnaz Jozanikohan, Zohreh Boroumand, and Olli H. Tuovinen. (2022) "Acid bioleaching of select sphalerite samples of variable Zn-and Fe-contents." *Hydrometallurgy* 212: 105897.

[۱۴] خدایی، ح.، (۱۳۹۸). "بررسی عوامل موثر بر فلوتاسیون معدن گل زرد الیگودرز و بازیابی نقره از کنسانتره آن به روش فروشویی". پایان نامه ارشد، دانشگاه لرستان.