

甘肃某高硫金精矿化学预处理—非氰浸出试验研究

刘传震,王路平,臧文优,豆娜,刘慧

(山东国环固废创新科技中心有限公司)

摘要:针对甘肃某高硫金精矿直接非氰浸出金浸出率较低的问题,采用化学预处理—非氰浸出工艺,重点考察化学预处理剂种类、化学预处理剂用量、预处理时间,非氰浸出时磨矿细度、矿浆pH、矿浆液固比、非氰浸出剂用量、浸出时间对浸出效果的影响。试验结果表明:在使用硫酸作预处理剂,用量30 kg/t,预处理时间6 h,非氰浸出磨矿细度-0.038 mm占比85%、浸出矿浆pH值11、矿浆液固比2 mL/g、非氰浸出剂用量2 kg/t、浸出时间48 h条件下,可获得金浸出率90.24%的指标,对比直接非氰浸出的金浸出率(72.88%)有较大提高。研究结果可为处理高硫难处理金精矿提供参考。

关键词:高硫金精矿;化学预处理;磨矿细度;矿浆pH;非氰浸出;金浸出率

中图分类号:TD953

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2025)05-0058-04

doi:10.11792/hj20250512

引言

中国作为世界上最大的金属矿产国之一,金矿资源的开发与利用一直是矿业领域的重要议题^[1]。目前,中国探明的金矿资源储量已位居世界前列^[2]。虽然中国金矿资源较为丰富,但随着近些年的大量开采,易处理金矿资源越来越匮乏,高硫等难处理金矿资源占比逐年上涨。为满足不断增长的社会需求,对于高硫等难处理金矿的研究变得尤为迫切^[3-4]。

提金方法主要有重选法、浮选法、浸出法等,其中,非氰浸出法因环保特性而受到学术界广泛关注^[5-9]。然而,高硫等复杂难处理金矿,金常以微细包裹体形态存在,阻碍了浸出剂的有效接触,单独采用非氰浸出法难以实现高效回收,需结合多种工艺进行综合处理^[10-19]。杨晓峰等^[20]对山东某金矿冶炼厂高硫砷浸渣采用二段氧化焙烧—酸浸预处理—浸出工艺处理,可获得金浸出率88.45%的指标,但此工艺流程复杂,建设成本较高。李建华等^[21]对湖北某高硫含砷难处理金矿石采用阶段磨矿阶段浮选—浮选尾矿非氰浸出工艺,获得金浸出率94.92%的指标,但此工艺流程繁杂,所用药剂种类多且耗量较大,生产成本较高。

甘肃某高硫金精矿目前采用直接非氰浸出工艺,金浸出率较低。为提高浸出率,本试验采用化学预处理—非氰浸出工艺流程,对甘肃某高硫金精矿进行提金试验,主要考察化学预处理剂种类、化学预处理剂用量、预处理时间,非氰浸出时磨矿细度、矿浆pH、矿

浆液固比、非氰浸出剂用量、浸出时间对浸出效果的影响,旨在较低成本下提高金浸出率,增加企业经济效益。研究结果可为同类型高硫难处理金精矿处理提供参考。

1 试验原料及方法

1.1 试验原料

试验原料为甘肃某金矿的金精矿,细度-0.038 mm占比40.58%,经晾晒、混匀后用于后续试验研究。金精矿化学成分、矿物组成和金矿物嵌布特征分析结果见表1~3。

表1 化学成分分析结果

Table 1 Chemical composition analysis results

成分	Au ¹⁾	Ag ²⁾	Cu	Sb	Pb	Zn	Fe	C	S
w/%	13.42	83.33	0.24	0.12	0.72	0.88	28.45	0.53	31.23

注:1) $w(\text{Au})/(\text{g}\cdot\text{t}^{-1})$;2) $w(\text{Ag})/(\text{g}\cdot\text{t}^{-1})$ 。

表2 矿物组成分析结果

Table 2 Mineral composition analysis results

矿物名称	相对含量/%	矿物名称	相对含量/%
自然金	微量	褐铁矿	0.89
银金矿	微量	石英	22.13
黄铁矿	56.31	白云母	5.39
毒砂	0.60	黑云母	3.86
方铅矿	5.25	长石	1.99
闪锌矿	2.41	绿泥石	0.41
黄铜矿	0.65	其他	0.11

由表1可知:该金精矿主要可回收元素为金,品

表3 金矿物嵌布特征

Table 3 Gold mineral distribution characteristics

	嵌布特征	颗粒数	面积/ μm^2	分布率/%
包裹金	粒间金	19	270.10	19.53
	硫化物矿物包裹金	24	703.26	50.85
	脉石矿物包裹金	30	117.69	8.51
裂隙金	硫化物矿物裂隙金	12	283.24	20.48
	脉石矿物裂隙金	4	8.71	0.63

位 13.42 g/t, 伴生银; 其他有价金属元素含量较低。铜、锑、硫对非氰浸出过程存在干扰, 其硫含量较高, 为高硫金精矿。

由表 2 可知: 该金精矿中主要金矿物为自然金、银金矿, 但含量极少; 主要金属矿物为黄铁矿、毒砂、方铅矿、闪锌矿、黄铜矿、褐铁矿; 脉石矿物以石英、云母、长石、绿泥石为主。

由表 3 可知: 该金精矿中金矿物主要以包裹金和裂隙金形式分布于硫化物矿物中, 少部分以粒间金形式存在, 脉石矿物中金矿物含量较少。

1.2 试验方法

取矿样 400 g, 调浆液固比为 2 mL/g, 加入预处理剂硫酸, 在搅拌器上进行化学预处理。预处理后, 清洗矿浆, 磨矿至一定细度, 加入 pH 调整剂氧化钙, 于浸出搅拌机上碱浸 2 h。碱浸后加入非氰浸出剂进行浸出, 将浸出产品清洗 3~4 次, 并将浸渣烘干制样, 检测浸渣金品位, 计算金浸出率。化学预处理—非氰浸出试验流程见图 1。

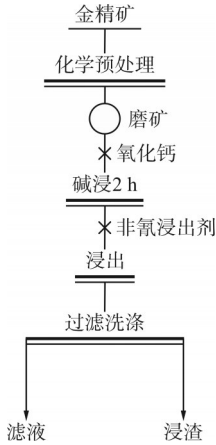


图1 化学预处理—非氰浸出试验流程

Fig. 1 Flowchart of chemical pretreatment—non-cyanide leaching test

2 试验结果与讨论

2.1 化学预处理试验

2.1.1 化学预处理剂种类试验

在化学预处理剂用量为 20 kg/t, 预处理时间为 6 h, 磨矿细度为 -0.038 mm 占比 85 %, 浸出矿浆 pH 值

为 11, 矿浆液固比为 2 mL/g, 非氰浸出剂用量为 5 kg/t, 浸出时间 48 h 条件下, 考察化学预处理剂种类对浸出效果的影响。试验流程见图 1, 试验结果见图 2。

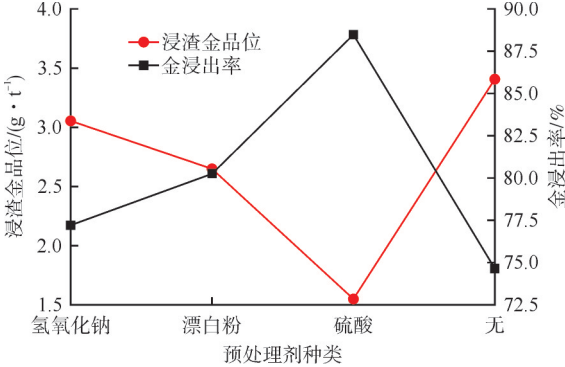


图2 化学预处理剂种类试验结果

Fig. 2 Chemical pretreatment agent types test results

由图 2 可知: 使用硫酸作化学预处理剂时, 浸渣金品位 (1.55 g/t) 最低, 金浸出率 (88.45 %) 最高。因此, 确定硫酸作为化学预处理剂。

2.1.2 化学预处理剂用量试验

在硫酸作化学预处理剂, 预处理时间为 6 h, 磨矿细度为 -0.038 mm 占比 85 %, 浸出矿浆 pH 值为 11, 矿浆液固比为 2 mL/g, 非氰浸出剂用量为 5 kg/t, 浸出时间 48 h 条件下, 考察化学预处理剂用量对浸出效果的影响。试验流程见图 1, 试验结果见图 3。

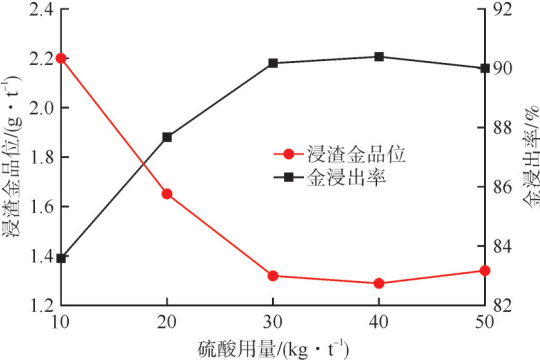


图3 化学预处理剂用量试验结果

Fig. 3 Chemical pretreatment agent dosage test results

由图 3 可知: 当化学预处理剂硫酸用量增加到 30 kg/t 时, 浸渣金品位降至 1.32 g/t, 此时金浸出率为 90.16 %; 继续增加硫酸用量, 金浸出率变化不大。这是因为采用硫酸作为化学预处理剂时, 可使部分金属矿物和碳酸盐矿物等脉石矿物 (能与硫酸发生反应的物质) 包裹金裸露出来或者部分裸露, 进一步使浸出剂与金矿物接触发生反应, 从而提高金浸出率; 当硫酸用量达到一定浓度, 裸露金数量变化不大, 金浸出率不再提高。综合考虑, 确定化学预处理剂硫酸用量为 30 kg/t。

2.1.3 化学预处理时间试验

在硫酸作化学预处理剂, 硫酸用量为 30 kg/t, 磨

矿细度为-0.038 mm 占比 85 %, 浸出矿浆 pH 值为 11, 矿浆液固比为 2 mL/g, 非氰浸出剂用量为 5 kg/t, 浸出时间 48 h 条件下, 考察预处理时间对浸出效果的影响。试验流程见图 1, 试验结果见图 4。

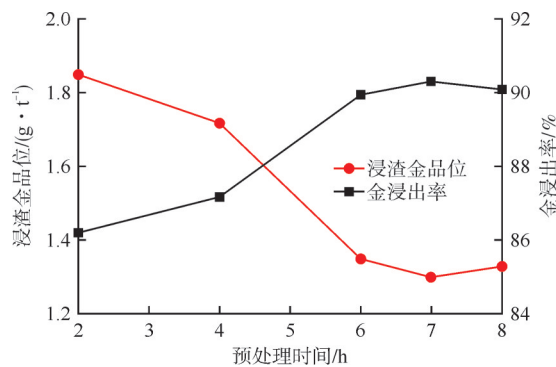


图4 化学预处理时间试验结果

Fig. 4 Chemical pretreatment time test results

由图 4 可知: 化学预处理时间达到 6 h 时, 金浸出率为 89.94 %, 此时浸渣金品位为 1.35 g/t; 继续延长化学预处理时间, 金浸出率增长缓慢。这是因为随着化学预处理时间的延长, 包裹金裸露得越来越多, 金浸出率越来越高, 但能被硫酸破坏的包裹金数量是一定的, 继续延长化学预处理时间, 裸露金数量变化不大, 金浸出率增长缓慢。因此, 确定化学预处理时间为 6 h。

2.2 非氰浸出试验

2.2.1 磨矿细度试验

在浸出矿浆 pH 值为 11, 矿浆液固比为 2 mL/g, 非氰浸出剂用量为 5 kg/t, 浸出时间 48 h 条件下, 考察磨矿细度对浸出效果的影响。试验流程见图 1, 试验结果见图 5。

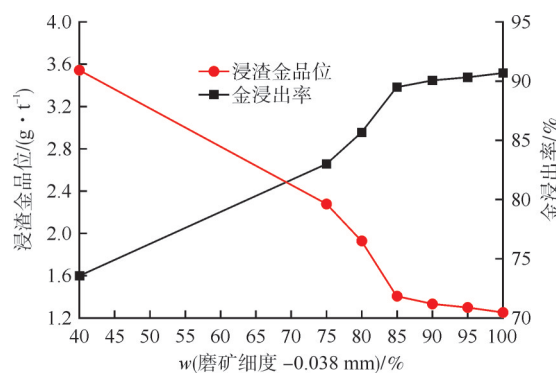


图5 磨矿细度试验结果

Fig. 5 Grinding fineness test results

由图 5 可知: 未进行磨矿时, 金浸出率较低, 仅为 73.70 %。随着磨矿细度增加, 金矿物解离度提高, 金浸出率不断提升, 磨矿细度 -0.038 mm 占比 85 % 时, 金浸出率为 89.49 %; 继续增加磨矿细度, 金矿物解离度增长缓慢, 金浸出率提升缓慢。考虑磨矿成本, 确定后续试验磨矿细度为 -0.038 mm 占比 85 %。

2.2.2 矿浆 pH 试验

在磨矿细度为 -0.038 mm 占比 85 %, 矿浆液固比为 2 mL/g, 非氰浸出剂用量为 5 kg/t, 浸出时间 48 h 条件下, 考察矿浆 pH 对浸出效果的影响。试验流程见图 1, 试验结果见图 6。

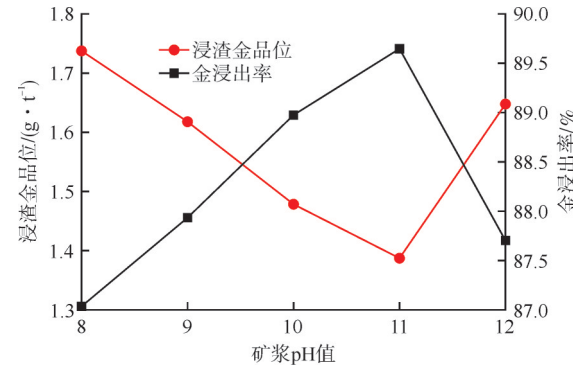


图6 矿浆 pH 试验结果

Fig. 6 Slurry pH test results

由图 6 可知: 随着矿浆 pH 升高, 金浸出率先上升后下降; 矿浆 pH 值为 11 时, 浸渣金品位 (1.39 g/t) 最低, 金浸出率 (89.64 %) 最高。这是因为随着矿浆 pH 升高, 可以有效抑制非氰浸出剂的水解, 但过高的矿浆 pH 会增加非氰浸出剂与某些矿物的反应活性, 增加其耗量。因此, 确定后续试验矿浆 pH 值为 11。

2.2.3 矿浆液固比试验

在磨矿细度为 -0.038 mm 占比 85 %, 浸出矿浆 pH 值为 11, 非氰浸出剂用量为 5 kg/t, 浸出时间 48 h 条件下, 考察矿浆液固比对浸出效果的影响。试验流程见图 1, 试验结果见图 7。

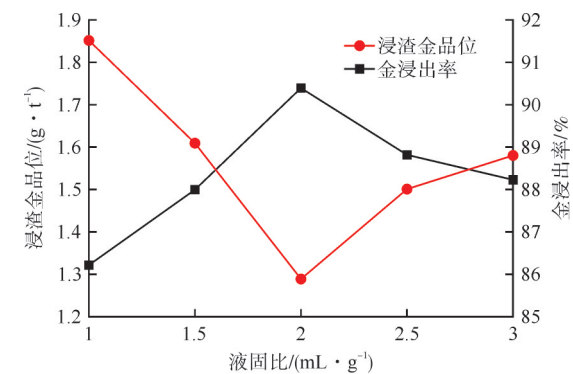


图7 矿浆液固比试验结果

Fig. 7 Liquid-solid ratio test results of slurry

由图 7 可知: 随着矿浆液固比的增大, 浸渣金品位先降低后上升, 金浸出率先上升后降低。当矿浆液固比为 2 mL/g 时, 浸渣金品位降至最低, 为 1.29 g/t, 金浸出率最高, 为 90.39 %。这是因为随着矿浆液固比的增大, 浸出剂与金矿物的接触机会增加, 金浸出率上升; 液固比过大, 矿浆体积较大, 非氰浸出剂浓度变低, 金浸出率降低。因此, 确定后续试验矿浆液固比为 2 mL/g。

2.2.4 非氰浸出剂用量试验

在磨矿细度为 -0.038 mm 占比85%,浸出矿浆pH值为11,矿浆液固比为 2 mL/g ,浸出时间48 h条件下,考察非氰浸出剂用量对浸出效果的影响。试验流程见图1,试验结果见图8。

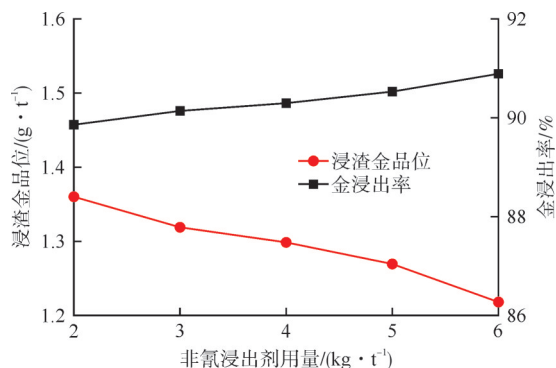


图8 非氰浸出剂用量试验结果

Fig. 8 Non-cyanide leaching agent dosage test results

由图8可知:非氰浸出剂用量对金浸出率影响不大,当非氰浸出剂用量从 2 kg/t 增加到 6 kg/t 时,金浸出率仅提高了1个百分点左右。考虑药剂成本,确定后续试验非氰浸出剂用量为 2 kg/t 。

2.2.5 浸出时间试验

在磨矿细度为 -0.038 mm 占比85%,浸出矿浆pH值为11,矿浆液固比为 2 mL/g ,非氰浸出剂用量为 2 kg/t 条件下,考察浸出时间对浸出效果的影响。试验流程见图1,试验结果见图9。

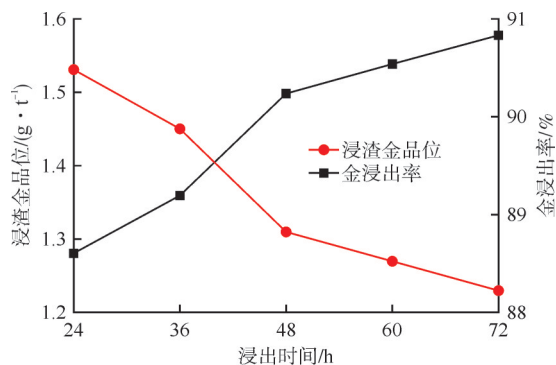


图9 浸出时间试验结果

Fig. 9 Leaching time test results

由图9可知:浸出时间达到48 h时,金浸出率接近最高值,为90.24%,此时浸渣金品位为 1.31 g/t ;继续增加浸出时间,金浸出率增长缓慢。因此,确定浸出时间为48 h。

3 结论

1)该金精矿主要有价元素为金,品位 13.42 g/t ,伴生银,品位 88.33 g/t ;其他有价金属元素含量较低;含硫较高,为高硫金精矿;其所含铜、锑、硫杂质元素

对非氰浸出过程存在干扰。

2)化学预处理—非氰浸出试验表明,在化学预处理剂硫酸用量 30 kg/t 、预处理时间6 h,非氰浸出磨矿细度 -0.038 mm 占比85%、矿浆pH值11、矿浆液固比 2 mL/g 、非氰浸出剂用量 2 kg/t 、浸出时间48 h条件下,可获得金浸出率90.24%的指标,对比直接非氰浸出的金浸出率(72.88%)有较大提高,且药剂价格低廉,生产成本较低。

[参考文献]

- [1] 相群.我国金矿资源与地质勘查形势的初步研究[J].科技风, 2019(3):105.
- [2] 邱曼,黄学雄,毛益林,等.我国金矿资源概况及选冶技术研究进展[J].矿产综合利用, 2023(2):106-115.
- [3] 李骞,董斯宇,许瑞,等.金矿提金技术及其研究进展[J].黄金, 2020,41(9):86-101.
- [4] 孙敏,谷晓恬,朱一民,等.陕西某难处理金矿预处理—浸出试验研究[J].金属矿山, 2020(8):97-101.
- [5] 吴世煌.金矿石处理方法研究现状及进展[J].黄金, 2023,44(1):42-48.
- [6] 彭科波,高利坤,饶兵,等.金矿非氰化浸金研究进展[J].工程科学学报, 2021,43(7):871-882.
- [7] 闫晓慧,李桂春,孟齐.金矿中提金技术的研究进展[J].应用化工, 2019,48(11):2 719-2 723.
- [8] 孟宇群,代淑娟,宿少玲,等.某微细粒种黄铁矿包裹金矿的非氰浸出研究[J].贵金属, 2019,40(3):33-38,42.
- [9] 朱一民,葛文成,张淑敏,等.内蒙古某金矿尼尔森重选—低氰浸出试验研究[J].金属矿山, 2021(7):119-123.
- [10] 曾祥荣.非氰浸出剂—硫氰酸铵浸金工艺及机理研究[D].赣州:江西理工大学, 2020.
- [11] 赵思佳,刘宇利.高硫高硫难处理金精矿生物预氧化—氰化炭浸提金试验研究[J].湿法冶金, 2018,37(1):9-13.
- [12] 彭会清,胡明振.含金硫化矿硫代硫酸盐浸金试验研究[J].现代矿业, 2009,25(2):67-70.
- [13] 潘志刚,谢锋,郑钟伟,等.某高硫金精矿预处理后焙砂硫代硫酸盐浸出研究[J].黄金, 2023,44(1):49-52.
- [14] 杨绍晶,刘全军,罗帅.高硫金精矿硫代硫酸盐浸出试验研究[J].有色金属工程, 2019,9(12):55-61.
- [15] 李骞,朱月红,张雁,等.非氰浸金剂的研究进展与展望[J].中国有色金属学报, 2024,34(7):2 356-2 382.
- [16] 赵旭,杨晓峰.高硫富砷难处理金矿焙烧预处理工艺研究进展[J].化工矿物与加工, 2023,52(6):38-44.
- [17] 周光浪,段胜红.某高硫高硫复杂难处理金矿选冶工艺研究[J].有色金属(选矿部分), 2024(3):83-90.
- [18] 张文杰,朱辉,谢贤,等.某含硫高硫难处理金矿选冶工艺研究[J].有色金属(选矿部分), 2022(3):34-40.
- [19] 郭月琴,孙志勇,吴天骄.某含硫氧化金矿硝酸预浸技术研究[J].黄金, 2015,36(11):64-66.
- [20] 杨晓峰,赵旭,梁树丰,等.山东某金矿冶炼厂高硫砷浸渣提金工艺研究[J].黑龙江科技大学学报, 2023,33(4):508-512.
- [21] 李建华,孙小俊.某高硫含砷难处理金矿选冶试验研究[J].黄金, 2024,45(2):51-56.

(下转第69页)

- 主要硫化物化学成分特征及地质意义——以 770 钼(铜)矿床为例[J].黄金,2024,45(11):27-33.
- [37] 晏国龙,祁小军,肖淳,等.东秦岭钼多金属成矿带夜长坪斑岩-矽卡岩型钼钨矿床磁铁矿成因类型与指示意义[J].黄金,2024,45(11):34-44.
- [38] 王卓,杨文鹏,符安宗,等.多宝山铜钼金成矿带永新金矿床黄铁矿微量元素地球化学特征研究[J].黄金,2024,45(10):32-39.
- [39] 于涛,李雪梅,于润涛,等.大兴安岭北部小柯勒河铜钼矿区二长岩锆石 U-Pb 年代学和地球化学特征 [J].黄金,2021,42(6):11-19.

Mineralization age and genesis of the Qingshidongzi porphyry-type Mo-Pb-Zn Deposit in Ongniud Banner, Inner Mongolia

Fu Lijuan¹, Ning Shengyuan¹, Zhang Huapeng¹, Wang Keyong², Miao Haibing¹, Zhang Tianzhi¹, Gu Jianjun¹

(1. Inner Mongolia Shandong Gold Geological Minerals Survey Co., Ltd.; 2. College of Earth Sciences, Jilin University)

Abstract: The Qingshidongzi Mo-Pb-Zn Deposit, recently discovered in Ongniud Banner, Inner Mongolia, is a large porphyry-type deposit characterized by a vertical zonation pattern with upper Pb-Zn mineralization and lower Mo mineralization. The upper Pb-Zn orebodies mainly occur in the Elitu Formation andesite, while the deep Mo orebodies are hosted in a complex of K-feldspar granite and monzogranite. Based on ore mineral assemblages and the crosscutting relationships of textures and veins, 5 mineralization stages are identified: quartz-molybdenite stage (I), quartz-pyrite stage (II), quartz-polymetallic sulfide stage (III), quartz-galena-sphalerite stage (IV), and quartz-carbonate stage (V). Fluid inclusions from each stage, along with H-O isotopic analysis results from stages I, II, and IV, indicate that the early ore-forming fluids in Qingshidongzi Mo-Pb-Zn Deposit were primarily magmatic hydrothermal fluids with minor meteoric water input. As mineralization progressed, meteoric water increasingly mixed in, and by the late stages, the hydrothermal system was dominated by meteoric water. Re-Os isotope dating of molybdenite from stage I and sulfur isotope analyses of metal sulfides from stages III and IV suggest that the ore-forming materials were mainly magmatic in origin, with minor contributions from surrounding strata. Re-Os isochron ages of molybdenite from surface and drill cores yield a mineralization age of $164 \text{ Ma} \pm 14 \text{ Ma}$, indicating that the deposit formed during the Middle Jurassic, in the collisional orogenic stage following the closure of the Mongol-Okhotsk Ocean.

Keywords: Qingshidongzi; Mo-Pb-Zn deposit; Ongniud Banner; ore-forming fluid; ore-forming materials; mineralization age; deposit genesis

(上接第 61 页)

Experimental research of chemical pretreatment-non-cyanide leaching process for a high-sulfur gold concentrate from Gansu

Liu Chuanzhen, Wang Luping, Zang Wenyou, Dou Na, Liu Hui

(Shandong Guohuan Solid Waste Innovation Technology Center Co., Ltd.)

Abstract: The gold leaching rate from direct non-cyanide leaching of a high-sulfur gold concentrate from Gansu is relatively low. To address this issue, a chemical pretreatment-non-cyanide leaching process was adopted. The study focused on the effects of the type and dosage of chemical pretreatment agents, pretreatment time, as well as grinding fineness, slurry pH, liquid-solid ratio, dosage of non-cyanide leaching agent, and leaching time during non-cyanide leaching on the leaching effectiveness. Test results showed that using sulfuric acid as the pretreatment agent at a dosage of 30 kg/t with a pretreatment time of 6 h, and under the conditions of grinding fineness with -0.038 mm accounting for 85 %, leaching slurry pH of 11, liquid-solid ratio of 2 mL/g, non-cyanide leaching agent dosage of 2 kg/t, and leaching time of 48 h, a gold leaching rate of 90.24 % could be achieved. This represents a significant improvement compared with the gold leaching rate of 72.88 % from direct non-cyanide leaching. The research results can provide a reference for the treatment of high-sulfur refractory gold concentrate.

Keywords: high-sulfur gold concentrate; chemical pretreatment; grinding fineness; slurry pH; non-cyanide leaching; gold leaching rate