



某金精矿焙烧氧化-氰化尾矿工艺矿物学研究

邓元良^{1,2}, 明平田^{1,2}, 王广伟², 叶江^{1,2}

(1. 青海省第六地质勘查院, 青海 格尔木 816000; 2. 都兰金辉矿业有限公司, 青海省金矿资源开发工程技术研究中心, 青海 都兰 816100)

摘要: 为了查找某难处理金精矿焙烧氧化-氰化浸出工艺存在的问题, 提高金的回收率, 开展了尾矿工艺矿物学研究, 查明了尾矿的矿石成分、矿物相对含量、硫化矿物的特征、金的赋存状态及其粒度特征。分析了工艺存在的问题, 提出了工艺优化的技术措施和有价值元素的综合利用研究思路。该尾矿金品位为 3.98 g/t, 金的嵌布粒度小于 10 μm , 包裹金占 73.40%, 连生体金占 26.60%, 提高焙砂的磨矿细度和延长浸出时间, 有利于提高金的浸出率。

关键词: 难处理金矿; 氰化浸出尾矿; 工艺矿物学; 嵌布粒度; 赋存状态

doi: 10.3969/j.issn.1000-6532.2020.04.020

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2020) 04-0121-05

我国金矿资源丰富, 随着金矿资源的不断开发利用, 高品位、易选冶金矿资源越来越少, 而低品位、难选冶金矿资源不断增加, 成为金矿资源开发的主要加工对象^[1]。难选冶金矿石约占探明金资源量的 30% ~ 40%^[2-4]。由于难选冶金矿石金的嵌布粒度微细, 大多包裹在黄铁矿、毒砂、斜方砷铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿、方铅矿和闪锌矿等硫化矿物中。采用浸出工艺金的回收率较低, 采用浮选工艺回收金的优势明显, 通过浮选可将金及其载体矿物富集到金精矿中, 然后对金精矿进行氧化处理, 脱除硫、砷、有机碳等有害元素, 破坏硫化矿物包裹金的晶格, 使其单体裸露, 为后续氰化浸出创造条件, 金精矿预氧化-氰化提金工艺能够有效提高难选冶金矿金的回收率^[5-7]。金精矿氧化预处理比较成熟的工艺有焙烧法、生物

氧化法和热压氧化法。一些金精矿焙烧氧化-氰化浸出尾矿中含有一定量可回收利用的金、银、铁等有价值元素, 但由于微细粒金呈包裹体的形式赋存在硅酸盐、赤铁矿等矿物中, 导致选矿药剂难以与金作用, 回收利用的难度很大, 尤其是哪些微细粒-超微细粒金包裹在硅酸盐矿物中, 该类尾矿中的金回收利用难度更大。近年来, 很多科技工作者开展了焙烧氧化尾矿有价值元素的综合利用研究, 如磁化焙烧法回收铁^[8]、磁化焙烧法氰化回收金^[9]、高温氯化焙烧法回收金^[10]、尾矿细磨回收金^[11]、强酸预浸回收铁-氰化(硫脲)回收金^[12-13]、强碱脱硅氰化回收金^[14]等, 取得大量的研究成果。但这些方法大多处于实验室或半工业试验阶段, 由于受到成本等各方面因素限制, 工程化应用的不多^[15]。

收稿日期: 2019-06-10

基金项目: 青海省重点研发与转化计划项目 (2019-SF-139) 资助。

作者简介: 邓元良 (1964-), 男, 高级工程师, 主要从事地质调查及矿产勘查。

通讯作者: 明平田 (1977-), 男, 高级工程师, 研究方向为金矿选冶工艺研究及生产技术管理。

某大型金矿床矿石性质属高砷、高硫、高碳和金嵌布粒度微细的难处理金矿石。原矿中贵金属矿物以含银自然金为主,自然金次之,少量及微量的金银矿、硫锑铜银矿和含银辉砷镍矿。金属矿物含量为 8.78%,主要为黄铁矿,其次为毒砂,微量的闪锌矿、黄铜矿、斜方砷铁矿、方铅矿、磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿、锡石、铜蓝、斑铜矿、钴毒砂、含镍钴毒砂、含砷黄铁矿、辉砷镍矿、磁黄铁矿、自然铋等。脉石矿物主要石英和绢云母,其次为长石、白云石、石墨、非均质碳、磷灰石、绿泥石等。金的嵌布形式为裂隙金和包裹金,以前者为主。裂

隙金分布于黄铁矿与脉石矿物粒间。包裹金呈不规则粒状包裹于黄铁矿或石英等矿物中,粒度以小于 10 μm 为主。选冶工艺采用浮选和金精矿焙烧氧化-CIL 氰化浸出工艺,浸出尾矿金品位为 3~4 g/t。为了查明该金精矿焙烧预氧化-氰化浸出工艺中金流失的形式及原因,对该尾矿进行工艺矿物学研究,旨在为该金矿选冶工艺的优化提供依据。

1 浸出尾矿矿石成分

1.1 化学分析

浸出尾矿 ICP 多元素分析结果见表 1。

表 1 浸出尾矿多元素分析结果 /%

Table 1 Chemical element analysis results of leaching tailings

Au*	Ag*	S	As	C	Fe	K	Cu	Pb	Zn	Ca	Mg	Al	Na
3.98	35.3	6.48	0.88	0.41	26.5	3.06	0.09	0.02	0.10	3.20	0.89	6.00	2.93

* 单位为 g/t。

由表 1 可见,该浸出尾矿中金、银、铁品位较高,具有回收价值。

1.2 矿物成分分析

采用 X 衍射分析仪分析矿物的含量,并结合电子显微镜和化学分析结果,该浸出尾矿中矿物相对含量见表 2, X 衍射分析结果见图 1。

表 2 浸出尾矿矿物相对含量分析结果 /%

Table 2 Analysis results of relative mineral content of leaching tailings

矿物名称	含量	矿物名称	含量
自然金	微量	石英	32.1
金银矿	微量	伊利石	17.5
赤铁矿	33.2	石膏	11.1
黄铁矿	2.7	白云石	1.0
毒砂	1.9	镁硬绿泥石	0.2
黄铜矿	0.3		

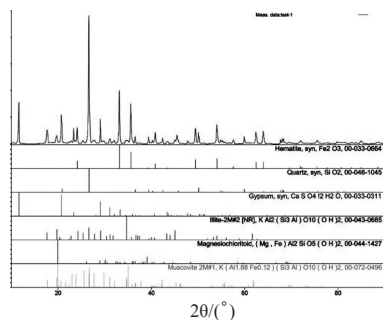


图 1 浸出尾矿 X 射线衍射仪图谱

Fig. 1 X-ray diffraction pattern of leaching tailings

由表 2 可见,矿石中主要的金属矿物为赤铁矿,其次是黄铁矿和毒砂,含有少量的黄铜矿。脉石矿物主要为石英,其次为伊利石和石膏,含有少量的白云石和镁硬绿泥石。

2 浸出尾矿主要硫化矿物嵌布特征

该浸出尾矿外观呈红褐色,绝大多数硫化矿物被焙烧氧化,呈不规则粒状分布。镜下可见少量单体解离的黄铁矿、毒砂和黄铜矿,见图 2。

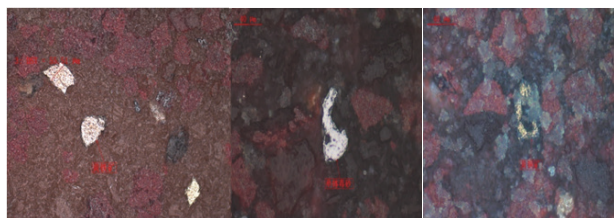


图 2 浸出尾矿中单体解离的黄铁矿、毒砂、黄铜矿
Fig. 2 Pyrite and arsenopyrite and chalcopyrite grains separated in leaching tailings

其次是与石英、白云石的连生体。黄铁矿粒度为 20~50 μm ,毒砂粒度为 30 μm ,黄铜矿粒度为 20 μm 。

3 浸出尾矿金的特征

3.1 金的嵌布粒度及赋存状态

电子显微镜下可见金的嵌布粒度极其微细，一般小于 $10\text{ }\mu\text{m}$ 。微细粒金以包裹金为主，主要包裹在石英、赤铁矿中，其次是赤铁矿、黄铁矿和黄铜矿的连生体，见图3。

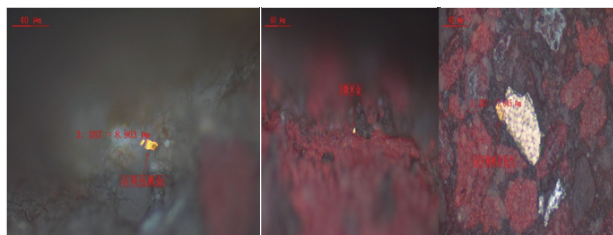


图3 浸出尾矿中的包裹金和连生体金

Fig.3 Enclosed gold and interlocked gold in leaching tailings

对镜下可见金进行统计分析，包裹金占73.40%，连生体金占26.60%。石英包裹金的粒度为 $4\sim 8.9\text{ }\mu\text{m}$ ，含量为57.34%，赤铁矿包裹金的粒度为 $2\sim 3\text{ }\mu\text{m}$ ，含量为16.06%。连生体金的粒度为 $3\sim 7.6\text{ }\mu\text{m}$ 。结合工艺矿物学研究结果，采用常规的浸出工艺，预计该尾矿中金的最高浸出率约为26%。

3.2 粒级筛析

为了考察金在尾矿中各粒级的分布情况，对浸出尾矿进行粒级筛析，结果见表3。

表3 浸出尾矿粒级筛析结果

Table 3 Results of granularity analysis of leaching tailings

粒级/ μm	产率/%	金品位/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	分布率/%
+106	1.45	13.7	5.11
-106+74	2.57	6.65	4.39
-74+45	7.35	6.49	12.26
-45+38	4.13	5.58	5.92
-38	84.50	3.33	72.32
累计	100.00	3.89	100.00

由表3可见，金在各粒级均有不同程度的分布，随着粒度的减小，金品位逐步降低。在 $38\text{ }\mu\text{m}$ 以上粒级金品位相对较高，分布率为27.68%，尤其是 $+106\text{ }\mu\text{m}$ 粒级金的品位高达 13.7 g/t ，由于产率较低，金分布率仅为5.11%。该尾矿 $-74\text{ }\mu\text{m}$ 95.98%，金分布率达90.50%， $-38\text{ }\mu\text{m}$ 84.50%，金分布率为72.32%，金主要分布在 $-74\text{ }\mu\text{m}$ 。

4 结果与讨论

4.1 金精矿焙烧氧化工艺存在问题分析

难处理金精矿焙烧氧化的目的是氧化硫化矿物，脱除对氰化有害的硫、砷和有机碳，使硫化矿物包裹金单体裸露，从而提高金的浸出率。从焙砂浸出尾矿中可见单体解离的黄铁矿、毒砂、黄铜矿以及黄铁矿、黄铜矿的连生体金，说明金精矿焙烧氧化工艺中存在硫化矿物氧化不充分的问题，在一定程度上会影响到金的浸出率，应加强金精矿硫化矿物氧化率的控制，尽可能地提高硫化矿物的氧化率，有利于降低后续氰化钠的用量和提高金的浸出率。

4.2 氰化浸出工艺存在问题分析

尾矿中流失的金主要以石英和赤铁矿包裹金为主，占73.4%，其嵌布粒度为 $2\sim 9\text{ }\mu\text{m}$ ，从选矿角度上分析，无论是浮选还是浸出工艺，这部分金在现有细度的条件下都难以有效回收。浸出尾矿粒级筛析结果表明， $-74\text{ }\mu\text{m}$ 95.98%，金分布率为90.50%， $+38\text{ }\mu\text{m}$ 粒级金品位较高，金分布率为27.68%，提高磨矿细度，有利于提高金的单体解离度和浸出率，但提高磨矿细度后，能耗和金属材料消耗增加，浸出尾矿固液分离可能会存在一定的困难。先后尝试对该浸出尾矿进行直接浸出和细磨浸出（ $-38\text{ }\mu\text{m}$ 100%），采用金蝉（pH值11，用量 3 kg/t ）和硫脲（ $\text{pH} < 1.69$ ，用量 4 kg/t ）CIL提金，浸出固体浓度为35%，浸出时间为24 h，金的浸出率分别为16.40%、16.17%。矿石细磨，采用硫脲提金，金的浸出率达到23.60%，相比较直接浸出，金的浸出率提高了7.43%。由此可见，该焙砂氰化浸出工艺中存在磨矿细度不够的问题，适当提高磨矿细度，有利于提高金的浸出率。

4.3 浸出尾矿有价元素的综合利用讨论

浸出尾矿中铁的含量为26.5%，而焙烧工艺中的含硫烟气制硫酸，可进行硫酸酸浸氰化解毒后的尾矿，生产硫酸亚铁或硫酸铁副产品^[16]。酸浸尾矿可以去除铁、铜、铅、锌和等贱金属，使赤铁矿包裹金单体解离，并且可降低尾矿产量，提高金的品位，再对浸铁尾矿进行细磨，使石英包裹金单体解离，提高浸出尾矿中有价元素的综合利用水平。推荐考虑采用焙砂细磨-硫酸浸铁-氰化提金工艺，

利用金精矿焙烧产生的硫酸浸取焙砂中的铁,生产铁的化工产品,并可降低焙砂的产率,消除焙砂中铁等贱金属对氰化提金工艺的干扰,以达到降低氰化钠的消耗和提高金浸出率的目的。

5 结 论

(1) 该尾矿有价元素为金、银、铁,其中金品位为 3.98 g/t,银品位为 35.3 g/t,铁含量为 26.5%,有害元素砷、硫含量较高。贵金属矿物微量,金属矿物主要为赤铁矿,其次为黄铁矿和毒砂,含有少量的黄铜矿。脉石矿物主要为石英,其次为伊利石和石膏,含有少量的白云石和镁硬绿泥石。金精矿中少量的硫化矿物焙烧氧化不充分,会影响后续浸出工艺氰化钠的用量和金的浸出率。

(2) 尾矿中金的嵌布粒度微细,为 -10 μm 。金主要赋存在石英和赤铁矿中,占总金量的 73.40%,其次是连生体金,主要赋存在黄铁矿、赤铁矿边缘以及黄铜矿中,占总金量的 26.60%。焙砂磨矿细度不够,包裹金和连生体金未得到充分单体解离,提高磨矿细度并延长浸出时间,金的浸出率达到 23.60%。

参考文献:

- [1] 李骞,齐伟,张雁,等.碳质金矿生物预氧化研究进展[J].贵金属,2018,39(3):72-78.
- Li Q, Qi W, Zhang Y, et al. Progress in biological preoxidation of carbonaceous gold deposits [J]. Precious Metals, 2018, 39(3): 72-78.
- [2] 刘志楼,杨天足.难处理金矿的处理现状[J].贵金属,2014,35(3):79-83.
- Liu Z L, Yang T Z. Treatment status of refractory gold deposits [J]. Precious Metals, 2014, 35(3): 79-83.
- [3] 宋鑫.中国难处理金矿资源及其开发利用技术[J].黄金,2009(7):46-49.
- Song X. Refractory gold deposits in China and its Development and Utilization Technology [J]. Gold, 2009 (7): 46-49.
- [4] 冯吉福,周卫宁,李尽善,等.微细粒浸染型金矿酸性热压氧化预处理动力学研究[J].贵金属,2017,38(3):11-16.
- Feng J F, Zhou W N, Li Y S, et al. Kinetics of acid hot pressing oxidation pretreatment for micro - granular leaching gold deposits [J]. Precious Metals, 2017, 38(3): 11-16.
- [5] 李佳峰,杨洪英,佟琳琳,等.抛刀岭难处理金精矿细

菌氧化一提金试验研究[J].黄金科学技术,2018,26(2):248-252.

Li J F, Yang H Y, Dong L L, et al. Experimental study on bacterial oxidation of refractory gold concentrate from Throwing Dao Ling and gold extraction [J]. Gold Science and Technology, 2018, 26(2): 248-252.

[6] 毛益林,陈晓青,杨进忠.某低品位含砷金矿石选冶工艺试验研究[J].黄金,2011,32(11):56-60.

Mao Y L, Chen X Q, Yang J Z. Experimental study on the preparation and metallurgy of a low-grade gold ore containing arsenic [J]. Gold, 2011, 32(11): 56-60.

[7] 王越,王倩,李潇雨,等.青海某金矿工艺矿物学研究[J].矿产综合利用,2018(6):81-84.

Wang Y, Wang Q, Li X Y, et al. Technological mineralogy of a gold mine in Qinghai province [J]. Comprehensive Utilization of Minerals, 2018 (6): 81-84.

[8] 郑雅杰,龚昶,孙召明,等.氰化尾渣还原焙烧酸浸提铁及氰化提金新工艺[J].中国有色金属学报,2014,24(2):2426-2433.

Zheng Y J, Gong C, Sun Z M, et al. New technology of iron extraction and gold extraction by cyanidation tailings reduction roasting and cyanidation leaching [J]. Chinese Journal of Non-ferrous Metals, 2014, 24(2):2426-2433.

[9] Liu B L, Zhang Z H, Li L B, et al. Recovery of gold and iron from the cyanide tailings by magnetic roasting [J]. Rare metal materials and engineering, 2013, 42(9): 1805-1809.

[10] 常耀超,徐晓辉,王云.氰化尾渣高温氯化回收金银试验研究[J].矿冶,2015,24(3):42-44.

Chang Y C, Xu X H, Wang Y. Experimental study on gold and silver recovery by high temperature chlorination of cyanide tailing residue [J]. Mining & Metallurgy, 2015, 24(3): 42-44.

[11] 唐平宇,刘明辉,马会春.某氰化尾矿回收金银试验研究[J].矿产保护利用,2012,(1):47-49.

Tang P Y, Liu M H, Ma Z C. Experimental study on gold and silver recovery from a cyanidation tailings [J]. Mineral Protection and Utilization, 2012, (1): 47-49.

[12] 于先进,李怀梅,张亚莉.氰化尾渣硫脲浸金试验[J].有色金属:冶炼部分,2012,(5):30-32.

Yu Q Y, Li H M, Zhang Y L. Thiourea leaching test of cyanide tailings [J]. Non-ferrous Metals: Smelting Part, 2012 (5): 30-32.

[13] 薛光,李先恩.从焙烧氰化尾渣中回收金、银的试验研究[J].黄金,2012,33(8):41-42.

Xue G, Li Xianen. Experimental study on recovery of gold and silver from roasted cyanated tailings [J]. Gold, 2012, 33(8): 41-42.

[14] 王维大,冯雅丽,李浩然,等.采用碱浸预脱硅-氰化工艺从氰化尾渣中回收金[J].中国有色金属学报,2015,25(1):233-240.

Wang W D, Feng Y L, Li H R, et al. Gold recovery from cyanide tailings by alkali leaching desilication process [J]. Chinese Journal of Non-ferrous Metals, 2015, 25(1): 233-240.

[15] 边振忠, 傅平丰, 李振宇. 焙烧氰化尾渣中金、银和铁的回收利用研究现状 [J]. 贵金属, 2017, 38(3): 88-92.

Bian Z Z, Fu P F, Li Zhenyu. Research status of recovery and utilization of gold, silver and iron in roasted cyanide tailings [J].

Precious Metals, 2017, 38(3): 88-92.

[16] 薛红伟, 朱长量, 王伯义, 等. 难处理金精矿焙烧-酸浸渣强化酸浸提铁工艺优化 [J]. 现代矿业, 2015, 55(7): 222-223.

Xue H W, Zhu C L, Wang B Y, et al. Roasting refractory gold concentrate and optimization of acid leaching residue to enhance acid leaching of iron [J]. Modern mining, 2015, 55(7): 222-223.

Research on Process Mineralogy of Roasting Oxidation - cyanide Tailings of a Gold Concentrate

Deng Yuanliang^{1,2}, Ming Pingtian^{1,2}, Wang Guangwei^{1,2}, Ye Jeang^{1,2}

(1. Qinghai 6th Institute of Geology Exploration, Golmud, Qinghai, China; 2. Doulun Jinhui Mining Co., Ltd., Qinghai Engineering of Research Center for Gold Mineral Resources Development, Dulan, Qinghai, China)

Abstract: In order to find out the problems in the roasting oxidation-cyanide leaching process of a refractory gold concentrate, and improve the recovery rate of gold, the tailings process mineralogical study was carried out. This study shows that the ore composition, relative mineral content, sulfide mineral characteristics and occurrence state of gold and particle size characteristics of tailings have already been identified. By analyzing the existing problems, the technological measures for optimizing the process and the valuable elements of comprehensive utilization research ideas were put forward. The gold grade of tailings is 3.98 g/t, the size of gold embedded is less than 10 micron in tailings, the gold encapsulated accounts for 73.40%, and the conjoined gold accounts for 26.60%. A lot of experiments have shown that increasing the grinding fineness of roasting products and prolonging the leaching time are conducive to improving the gold leaching recovery.

Keywords: Refractory gold ore; Cyanide leaching tailings; Process mineralogy; Disseminated grain size; Occurrence state

////////////////////////////////////
(上接 140 页)

Experimental Study on Recovery of Carbon and Iron from Zinc Kiln Slag by Beneficiation

Peng Wei¹, Liu Anrong¹, Wang Zhenjie¹, Liu Hongbo¹, Zhong Bo²

(1. Chemical and Metallurgy Institute of Guizhou, Guiyang, Guizhou, China; 2. Liupanshui Zhonglian Industry and Trade Co., Ltd., Liupanshui, Guizhou, China)

Abstract: The recovery of valuable elements carbon and iron from zinc kiln slag by beneficiation was studied. Zinc kiln slag was treated by flotation to recover carbon preferentially and flotation tailings to regrind and magnetic separation to recover iron. The results showed that optimum flotation recovery conditions for carbon is that the grinding fineness - 0.074 mm accounts for 75%, Diesel oil consumption is 1600 g/t and No.2 oil consumption is 600 g/t. Under these conditions, the carbon grade of carbon concentrate was 76.12%, and the carbon recovery rate was 85.60%. The optimum conditions for recovery of iron by magnetic separation is that the grinding fineness - 0.074 mm accounts for 89.47%, the magnetic field intensity is 106 kA/m. On these conditions, the iron grade of iron concentrate is 64.23% and the iron recovery rate is 68.42%. It provides an efficient and economical way for the development and utilization of this kind of waste residue.

Keywords: Zinc kiln slag; Carbon; Iron; Flotation; Magnetic separation