

某难处理金矿的工艺矿物学和提取冶金学研究

丁文涛, 蔡创开, 许晓阳, 郭金溢, 游天寿
(厦门紫金矿冶技术有限公司, 福建 厦门 361101)

摘要:采用常规氰化、氰化渣再磨-氰化、超细磨-预处理-氰化三种工艺处理甘肃某高硫高砷难处理金精矿,发现金浸出率随着精矿粒度的减小而逐渐升高,从直接氰化的55~59%到再磨后的68.3%,超细磨后达到82.39%。通过工艺矿物学分析氰化渣的物相可知,细磨可以使部分硫化矿包裹的金解离,使其得以被氰化,超细磨可以使大部分硫化矿包裹打开,石英包裹的金在三种工艺下都不能被浸出。

关键词:难处理金矿;工艺矿物学;超细磨;提取冶金学

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2016.02.005

中图分类号:TD989;TF831 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2016)02-0026-04

随着金矿的大规模开采,易浸的金矿资源日渐枯竭,难处理金矿将成为今后黄金工业的主要资源。据统计,目前世界黄金总产量的1/3左右产自难处理金矿,这一比例今后必将进一步提高^[1-5]。我国的难处理金矿资源储量丰富,业内专家普遍分析认为,到2008年探明储量约1000~1200 t。尽管每年都有几个难处理金矿床被开发利用,但随着开发的进程,深部的资源又被不断地探明,所以国内的难处理金矿资源在探明的保有储量中,所占比例一直被认为维持在1/3左右^[6-7]。难处理金矿若采用常规氰化浸出,金浸出率较低,如某矿金浸出率约38%,有的甚至才3%^[8-9]。为提高金回收率,对矿样进行工艺矿物学研究,有助于预测选冶结果和查找存在的问题,为选冶工艺选择、流程确定、提高回收率、优化药剂制度提供有价值的参考,并对提金工艺流程提供理论依据^[10-11]。

1 矿石性质

本批矿样为甘肃某金矿的现场浮选精矿,主要元素分析结果见表1。

表1 矿样元素分析结果/%

Table 1 Element analysis results of the gold ore

Fe	Au	As	TS/%	S ²⁻
36.81	18.17	2.34	40.55	39.46

*单位为g/t。

由表1可知,此矿样属于高硫高砷金精矿。

2 金、硫的化学物相分析及矿物组成

2.1 金、硫化学物相分析

试样的金、硫物相分析结果见表2、3。

表2 金物相分析结果

Table 2 Analytical results of gold phase

名称	暴露金	碳酸盐包裹	硫化矿包裹	褐铁矿包裹	石英及其他包裹	总计
含量/(g·t ⁻¹)	0.60	0.083	10.81	0.028	4.12	18.22
占有率/%	3.29	0.46	73.49	0.15	22.61	100.00

表3 硫物相分析结果

Table 3 Analytical results of sulfur phase

项目	S ²⁻	S ⁰	S ⁶⁺	TS
含量/%	39.20	0.035	0.42	39.655
占有率/%	98.85	0.09	1.06	100.00

由表2、3可知,该金精矿暴露金仅占3.29%,被硫化矿包裹金比例达73.49%,石英包裹22.61%;硫基本呈S²⁻形式存在。

2.2 矿物组成

使用矿物解离度分析仪(Mineral Liberation Analyzer,简称MLA)对金精矿的矿物组成和含量进行定量分析,结果见表4。对筛分样品进行显微镜观察显示,-74 μm样品中98%的硫化物已经解离,

收稿日期:2015-05-25

基金项目:国家科技支撑计划课题“高砷高碳微细粒金矿选冶关键技术研究”(2012BAB10B08)资助

作者简介:丁文涛(1988-),男,助理工程师,主要从事湿法冶金的研究工作。

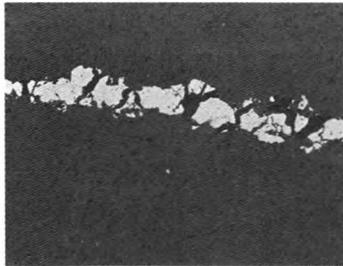
-46 μm样品中部分毒砂出现明显的微裂纹,这说明毒砂性质较脆,在磨矿过程中容易产生裂纹。金矿物以银金矿为主,少量自然金。

黄铁矿是矿样中最主要的硫化矿物,多呈细脉状嵌布,部分黄铁矿呈星散浸染状嵌布(图1a、图1b)。黄铁矿与脉石矿物的嵌布关系最紧密,另外硫砷铁矿(一种富铁的毒砂变种)含量较少,常和黄铁矿一起零星分布,见图1c。

表4 金精矿 MLA 矿物组成和含量分析结果

Table 4 MLA analysis of gold concentrate

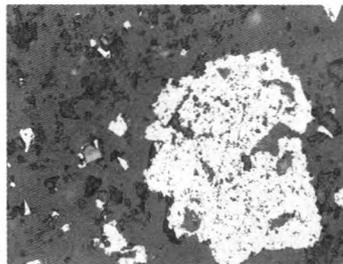
名称	黄铁矿	毒砂	石英	云母	其他	合计
含量/%	79.60	3.80	10.00	5.30	1.30	100.00



a 黄铁矿呈细脉状嵌布(反射光:50X)



b 黄铁矿呈星散浸染状嵌布(反射光:100X)



c 硫砷铁矿和黄铁矿的嵌布关系(反射光:200X)

图1 矿石 MLA 照片

Fig.1 MLA micrographs of sulfide minerals

3 不同工艺选择试验结果

3.1 直接氰化试验

试验条件:精矿 50 g(-74 μm 88.70%),矿浆浓度为 25%,用石灰调碱至 pH 值约 11 左右,活性

炭用量分别为 0、40 g/L,氰化钠浓度保持 3 g/L,氰化时间为 24 h、48 h,1# 氰化渣进行金物相,结果见表 5、6。

表5 直接氰化结果

Table 5 Direct cyanidation conditions and gold recovery results

名称	活性炭 /(g·L ⁻¹)	氰化时间 /h	渣 Au /(g·t ⁻¹)	Au 浸出率 /%	氰化钠耗 量/(kg·t ⁻¹)
1	0	24	8.43	55.09	2.14
2	40	24	7.89	57.62	3.32
3	0	48	7.57	59.09	3.61

由表 5 结果可知,添加活性炭后,金浸出率有所增长但并不明显,而氰化钠耗量增加了 55.14%;由表 5 结果可知,随着氰化时间的延长,金浸出率只增加了 4.00%,而氰化钠耗量增加了 1.47 kg/t,所以,金精矿直接氰化金浸出率为 55%~59%,属于难处理金矿。

表6 1# 氰化渣金物相分析结果

Table 6 Gold phase analysis of 1# cyanide leach residue

名称	暴露金	碳酸盐 包裹	硫化矿 包裹	褐铁矿 包裹	石英及 其他包裹	总计
含量/(g·t ⁻¹)	0.02	0.03	2.14	0.02	3.58	8.20
占有率/%	0.24	0.34	55.51	0.22	43.68	100.00

由表 6 可知,自然金基本全部浸出,石英包裹部分浸出很少,硫化矿包裹部分金仍占约 55.51%。

3.2 氰化渣再磨-氰化试验

试验条件:精矿 100 g(粒度-74 μm 88.70%), L/S=3,用石灰调碱至 pH 值约 11 左右,氰化钠浓度保持 3 g/L,不添加活性炭,氰化时间 24 h,反应后进行液固分离,氰化渣再磨至 -0.046 mm 约 98.4%,相同条件下再氰化 24 h,结果见表 7。

表7 氰化渣再磨-氰化试验结果

Table 7 Results of leach residue regrinding and cyanidation

氰化	渣率/%	渣 Au /(g·t ⁻¹)	Au 浸出 率/%	氰化钠耗量 /(kg·t ⁻¹)
一段	98.2	8.23	55.5	2.35
二段	101.0	5.80	12.8	0.95
合计	99.18	-	68.3	3.30

由表 7 可知,氰化渣再磨至 -46 μm 后再氰化,金又浸出了 12.80%,两段累积金浸出率达到 68.30%。第二段氰化渣金物相见表 8,结果表明,细磨后硫化矿包裹的金有部分暴露出来而浸出。

表 8 二段氰渣金物相分析结果

Table 8 Gold phase analysis results of two-stage process cyanide leach residue

名称	暴露金	碳酸盐包裹	硫化矿包裹	褐铁矿包裹	石英及其他包裹	总计
含量/(g·t ⁻¹)	0.05	0.00	0.30	0.03	3.86	6.07
占有率/%	0.87	0.00	35.09	0.43	63.60	100.00

3.3 超细磨-预处理-氰化试验^[12]

试验条件:精矿超细磨至粒度 P80=3.1 μm,矿浆浓度调至约 30%,滴加氢氧化钠溶液控制 pH 值为 11~12,预处理温度 60℃,充空气搅拌预处理 22 h 后氰化,氰化钠浓度控制在 3 g/L,氰化时间 24 h,结果见表 9。氰化渣的金、硫物相分析结果见表 10、11。

表 9 超细磨-预处理-氰化试验结果

Table 9 Ultrafine grinding-pretreatment-cyanide leach results

预处理时间/h	氰化时间/h	渣 Au/(g·t ⁻¹)	Au 浸出率/%	NaOH 用量/(kg·t ⁻¹)	氰化钠耗量/(kg·t ⁻¹)
24	24	2.95	82.39	28.6	4.78

表 10 氰化渣金物相分析结果

Table 10 Gold phase analysis results of cyanide leach residue

名称	暴露金	碳酸盐包裹	硫化矿包裹	褐铁矿包裹	石英及其他包裹	总计
含量/(g·t ⁻¹)	0.03	0.00	0.03	0.02	2.39	2.68
占有率/%	1.12	0.00	8.95	0.75	89.18	100.00

表 11 氰化渣硫物相分析结果

Table 11 Sulfur phase analysis results of cyanide leach residue

项目	S ²⁻	S ⁰	S ⁶⁺	TS
含量/%	32.68	0.19	1.85	34.72
占有率/%	94.12	0.55	5.33	100.00

由表 9 可知,超细磨(P80=3.1 μm)矿样用氢氧化钠调碱并充空气预处理 24 h 后氰化 24 h,金浸出率提高到 82.39%,但氰化钠耗量较大。

由表 10、11 可知,由于加入 NaOH 预处理,硫有部分氧化为 S⁶⁺,部分硫化物包裹 Au 被打开,硫化矿包裹金只占 8.95%,氰渣中的金约 90% 为石英包裹,这一部分金在超细磨-氰化条件下是难以被浸出的。

4 结 论

(1)通过细磨和超细磨可以提高金精矿浸出率,直接氰化下金浸出率为 55%~59%;氰化渣再磨后两段氰化合计浸出率达到 68.3%;而超细磨-预处理后的浸出率可以达到 82.39%。

(2)由氰化渣的金物相可知,细磨可以使部分硫化矿包裹的金得以浸出,而超细磨-预处理后硫化物包裹得以打开,结果表明,大部分硫化矿包裹金被浸出,氰化渣中的金约 90% 为石英包裹。

(3)氰化钠耗量随磨矿细度的提高而逐渐升高。

参考文献:

- [1] Afidenyo J K. Microbial Pre-treatment of double refractory gold ores[D]. Ontario: Queen's University Kingston, 2008.
- [2] 黄怀国,张卿,林鸿汉. 难选冶金矿提取工艺工业应用现状[J]. 黄金科学技术, 2013, 21(1): 71-77.
- [3] Nestor D, Valdivia U, Chaves A P. Mechanisms of bioleaching of a refractory mineral of gold with thiobacillus ferrooxidans[J]. International Journal of Mineral Processing, 2001, 62(1): 187-198.
- [4] 王康林,汪模辉,蒋金龙. 难处理金矿石的细菌氧化预处理研究现状[J]. 黄金科学技术, 2001, 9(1): 19-25.
- [5] 柯家骏. 难浸金矿氰化提金的现状与问题[J]. 黄金科学技术, 1998, 6(1): 32-39.
- [6] 康增奎. 我国难处理金矿资源开发的现状与问题研究[J]. 资源与产业, 2009, 11(6): 59-63.
- [7] 张永涛. 中国黄金矿产资源开发及矿产品供需形势分析[J]. 中国矿业, 2009, 18(2): 8-11.
- [8] 孟宇群,胡志刚,代淑娟,等. 微细粒浸染包裹含砷金矿石金的回收[J]. 有色金属:选矿部分, 2006(5): 17-19.
- [9] 杨洪英,杨立,魏绪钧,等. 高砷金精矿工艺矿物学和细菌氧化[J]. 有色金属, 2000, 52(4): 64-67.
- [10] 王蓓,单勇,赵培樑,等. 工艺矿物学对难选矿石评价的意义[J]. 矿产综合利用, 2015(1): 58-60.
- [11] 马驰,卞孝东,王守敬,等. 金矿石的工艺矿物学研究[J]. 黄金, 2011, 32(10): 47-51.
- [12] 李晓伟,董常平,张波. 某含铜金精矿超细磨低温低压浸出试验研究[J]. 矿产综合利用, 2015(1): 27-30.

(下转 33 页)

60.22%, TiO₂品位 7.16%, 回收率 68.98%。其中,在磁选过程中, Ti 会随着 Fe 进行富集。

(3) 该类海滨铁砂矿资源在开采后, 无需经过破碎环节, 可直接进入磨矿选别工艺流程。而在磨至 -0.074 mm 80% 时, 印尼某海滨铁砂矿的可磨性相对于迁安某鞍山式磁铁矿要好。

(4) 该类海滨铁砂矿资源分布面积广、储存量大、开发成本低, 如果能够得到经济合理利用, 则可对我国钢铁工业铁矿石资源战略具有重要的意义。

参考文献:

- [1] 龙运波, 张裕书, 闫武, 等. 印度尼西亚某海滨含铁砂矿选矿试验研究[J]. 金属矿山, 2010(9): 51-53.
- [2] 洪秉信, 傅文章. 印尼某海滨砂钒钛磁铁矿物质组成研究[J]. 矿产综合利用, 2012(5): 44-49.
- [3] 陈军, 周平, 姜亚雄, 等. 印度尼西亚某海滨砂铁矿选矿工艺研究[J]. 矿冶, 2013, 22(1): 22-25.
- [4] 卫敏, 李英堂, 吴东印, 等. 印尼桑义赫岛海滨砂矿可选性试验研究[J]. 矿产保护与利用, 2009(2): 33-36.
- [5] 吴舜华. 含钒钛海滨砂矿的合理利用途径[J]. 烧结球团, 2011, 36(2): 35-40.
- [6] 邓君, 薛逊, 刘功国. 攀钢钒钛磁铁矿资源综合利用现状与发展[J]. 材料与冶金学报, 20076(2): 83-86.
- [7] 徐丽君, 李亮, 陈六限, 等. 攀西地区钒钛磁铁矿综合回收利用现状及发展方向[J]. 四川有色金属, 2011(1): 1-5.
- [8] 陈勇. 攀钢开发利用攀西钒钛磁铁矿资源的实践[J]. 钢铁钒钛, 2009, 30(4): 76-79.

Research on Developing and Utilizing an Indonesia Beach Iron Sand

Yang Tao¹, Chen Hanyu², Song Fumei¹, Wang Bin¹, Cui Guoliang¹

(1. Shougang Research Institute of Technology, Beijing, China;

2. Shougang Chief Engineer Office, Beijing, China)

Abstract: Based on series of separate experimental study and grindability study on the iron sands from Indonesia beach, the mineral composition and the processing flowsheet of the iron sands were determined, the possibility of exploiting seaside iron sands was also identified. The results showed that the iron sands' granularity mainly between 0.28 +0.098mm, contained some V and Ti elements, were an iron-vanadium-titanium magnetite. By adopting a beneficiation flowsheet of roughing discarding tailings-coarse concentrate regrinding-magnetic separation, a concentrate with the yield of 28.13%, Fe grade of 53.09%, V₂O₅ grade of 0.76%, TiO₂ grade of 7.16% was obtained. The grindability is slightly better than An-Shan iron ore tailings. The developed cost of the beach iron sands resources is very low. The beach iron sands resources can be used like Pan-zhi-hua steel, comprehensively recycling the iron, vanadium, titanium.

Keywords: Beach iron sands; Separate; Vanadium-titanium magnetite; Utilization

(上接 28 页)

Application of Process Mineralogy and Research of Extraction Metallurgy in Refractory Gold Process Selection

Ding Wentao, Cai Chuangkai, Xu Xiaoyang, Guo Jinyi, You Tianshou

(Xiamen Zijin Mining and Metallurgy Technology Co., Ltd., Xiamen, Fujian, China)

Abstract: Three processes including conventional cyanide leaching, cyanide leach residue grinding-cyaniding and ultrafine grinding-pretreatment-cyaniding were used to treat a high sulfur and high arsenic refractory gold ore in north-west China. The leaching rate of gold was 55% ~ 59% in conventional cyanide leaching and 68.3% after regrinding, especially in the ultrafine grinding process it reached 82.39%. Process mineralogy study on cyanide slag phase indicates that part of sulfide ore could be leached after regrinding, while most of sulfide ore could be leached after ultrafine grinding. In the three processes, gold locked in quartz cannot be extracted.

Keywords: Refractory gold ore; Process mineralogy; Ultrafine grinding; Extraction metallurgy