

甘肃某含砷高硫金矿浮选实验

陈艳波¹, 李光胜¹, 朱幸福¹, 许青²

(1. 山东黄金矿业科技有限公司选冶实验室分公司, 山东 烟台 261441; 2. 山东省科学技术情报研究院, 山东 济南 250000)

摘要: 这是一篇矿物加工工程领域的论文。某含砷高硫金矿中金矿物与黄铁矿、毒砂共生关系密切, 在实际生产过程中精矿金回收率不理想。为提高精矿金回收率, 同时兼顾精矿金品位, 针对该矿物特点, 通过系统条件实验、浮选时间实验和精选实验得到了浮选工艺参数和流程, 继而开展开路实验和闭路实验, 获得了较好的浮选指标。为进一步提升浮选指标, 对浮选中矿进行再磨再浮实验, 并对中矿再磨浮选尾矿进行氰化浸出实验, 最终得到金选冶总回收率 91.94% 的满意指标。

关键词: 矿物加工工程; 工艺矿物学; 含砷; 高硫; 中矿再磨

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2024.03.032

中图分类号: TD953 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2024) 03-0206-05

引用格式: 陈艳波, 李光胜, 朱幸福, 等. 甘肃某含砷高硫金矿浮选实验[J]. 矿产综合利用, 2024, 45(3): 206-210.

CHEN Yanbo, LI Guangsheng, ZHU Xingfu, et al. Flotation of an arsenic bearing high sulfur gold mine in Gansu Province[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2024, 45(3): 206-210.

随着易处理金矿资源的日益减少, 难处理金矿逐渐成为主要的生产原料。一般难处理金矿主要包括含砷硫金矿^[1]、高硫金矿^[2]、含碳金矿^[3]、超细粒嵌布金矿^[4]、含金多金属硫化矿^[5]。甘肃某矿选冶厂主要处理氧化矿和含砷高硫矿(毒砂含量为 3.59%, 黄铁矿含量为 5.41%) 两种矿石, 氧化矿全泥氰化浸出, 含砷高硫矿浮选。粗浮选工艺为“一粗一精两扫”, 磨矿细度为-74 μm 65%、丁基黄药用量 70 g/t、丁铵黑药用量 50 g/t, 精矿金品位 30 g/t 左右, 金回收率 85% 左右, 金的回收率不理想。为改善浮选指标, 提高经济效益,

在工艺矿物学研究的基础上, 对该矿提供的含砷高硫矿样进行选矿实验研究, 优化工艺参数, 提出“一粗一精两扫+中矿再磨”工艺流程, 并对中矿再磨浮选尾矿进行氰化浸出实验(现场可将这部分中矿加入到氧化矿全泥氰化浸出系统), 最终得到金选冶总回收率 91.94% 的满意指标。

1 矿物性质

1.1 化学多元素分析

对某含砷高硫金矿样品进行了化学有效元素分析, 分析结果见表 1。

表 1 化学有效元素分析结果/%

Table 1 Chemical active element analysis results

Au*	Ag*	Cu	Pb	Zn	Fe	S	As	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O
6.64	2.62	0.013	0.027	0.015	14.47	3.69	1.65	18.99	1.12	0.80	23.45	0.03	0.36

*单位为 g/t

样品有效元素分析结果见表 1。唯一达到工业利用品位的元素为金, 含量为 6.64 g/t, 其他伴生

元素(如银、铜、铅、锌等)品位较低, 无直接工业回收价值。矿石中硫含量较高, 达到 3.69%, 属

收稿日期: 2022-07-29

作者简介: 陈艳波(1986-), 男, 硕士, 研究方向为金矿选矿技术研究。

于高硫金矿。

1.2 物相分析

1.2.1 金矿物解离特征

样品中金矿物解离特征见表2，连生程度统计见表3。

表2 样品中金矿物解离特征
Table 2 Dissociation characteristics of gold minerals in samples

解离度 X	单体 X=100%	75%≤X<100%	50%≤X<75%	25%≤X<50%	0<X<25%	包裹 X=0	合计
含量/%	4.60	10.07	57.97	2.54	0.89	23.93	100.00

表3 样品中主要金矿物嵌布程度统计
Table 3 Statistics of embedding degree of main gold minerals in the samples

矿物	单体/%	黄铁矿	黄铁矿和毒砂	共生体/% 毒砂	毒砂和菱铁矿	菱铁矿	合计/%
含量/%	4.60	74.32	7.76	4.49	6.82	2.01	100.00

1.2.2 样品中主要矿物嵌布特征

样品中与金矿物共生关系密切的主要为黄铁矿和毒砂，矿物量分别为5.41%、3.59%，平均粒径分别为47.46、43.57 μm，呈中-细粒嵌布。其具体粒度分布见表4。样品中黄铁矿主要以单体和富连生形式存在，具体嵌布特征见表5。

表4 主要矿物粒度分布情况
Table 4 Particle size distribution of main minerals

粒级/μm	黄铁矿		毒砂	
	含量/%	正累积/%	含量/%	正累积/%
+104	4.79	4.79	4.03	4.03
-104+74	10.73	15.52	8.11	12.14
-74+38	42.04	57.56	36.37	48.51
-38+20	24.60	82.16	30.30	78.81
-20+15	5.98	88.14	7.42	86.23
-15+10	5.03	93.17	5.25	91.48
-10+5	5.01	98.18	6.19	97.67
-5	1.82	100	2.33	100
平均粒径	47.46		43.57	

表5 主要矿物嵌布特征
Table 5 Distribution characteristics of main minerals

矿物名称	单体/%	共生体/%		合计/%
		金属硫化物	其他脉石矿物	
黄铁矿	14.08	6.85	79.07	100.00
毒砂	19.47	3.18	77.35	100.00

1.3 工艺矿物学分析

样品中金矿物主要与黄铁矿和毒砂共生，属于典型的“选硫”金矿。在磨矿细度-74 μm 65%条件下，黄铁矿和毒砂易浮颗粒+10 μm 90%以上，不存在明显泥化问题，但连生体含量较高，都在80%以上。如果这部分连生体作为精矿产出，会降低精矿金品位。应将连生体，尤其是贫连生体作为中矿产出，并对中矿进行再磨再选，理论上

从表2、3可以看出，样品中金矿物单体解离度较低，含量为4.60%，有23.93%的金矿物以包裹形式存在，连生金矿物含量为71.47%。样品中金矿物主要以与黄铁矿和毒砂共生形式存在，其次与菱铁矿共生形式存在，少量单体金矿物存在。

可实现提高精矿金品位的同时提高回收率^[6-7]。

2 浮选实验

2.1 条件实验

工艺矿物学分析结果可知，黄铁矿和毒砂呈中-细粒嵌布，磨矿细度应适度细磨；在-74 μm 65%条件下，黄铁矿和毒砂不存在明显泥化问题，可适度细磨；毒砂是主要载金矿物之一，应选取对毒砂捕收能力强的捕收剂；黄铁矿和毒砂都为硫化矿物，可选取活化效果较好的草酸等开展活化剂实验。

采用一次粗选工艺开展磨矿细度、浮选浓度、捕收剂种类和用量、捕收剂配比、活化剂种类和用量、浮选时间等条件实验，确定工艺参数（粗选），磨矿细度为-74 μm 70%、浮选浓度为35%、草酸为100 g/t、Y89为175 g/t、丁铵黑药为87 g/t、2#油用量为15 g/t，确定浮选时间为粗选3 min，扫选Ⅰ2 min，扫选Ⅱ2 min。相比生产现场，进一步降低了磨矿细度，同时优化了药剂制度。

2.2 开路实验

实验流程和实验条件见图1，实验结果见表6。

由表6可知，开路实验精矿产率为11.31%，精矿金品位达到42.79 g/t，但金回收率仅为72.99%。

2.3 浮选闭路实验

在条件实验和开路实验的基础上，进行闭路实验，实验流程和条件见图2，实验结果见表7。

由表7可知，闭路实验的浮选精矿产率为14.63%，精矿金品位为37.18 g/t，金回收率为82.17%，尾矿金品位为1.38 g/t。

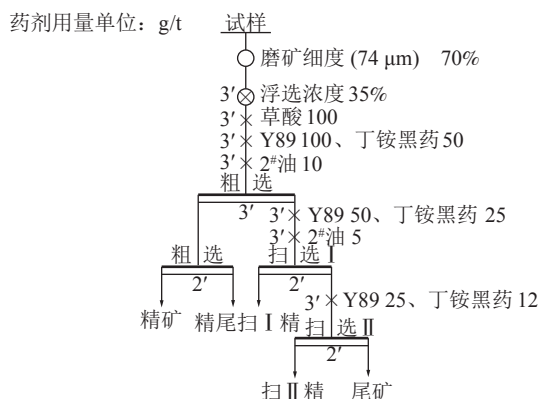


图 1 开路实验工艺流程

Fig.1 Process flow of open circuit test

表 6 开路实验结果

Table 6 Test results of open circuit

样品名称	产率/%	金品位/(g/t)	金回收率/%
精矿	11.31	42.79	72.99
精尾	9.38	11.66	16.50
扫 I 精	2.33	8.40	2.95
扫 II 精	1.59	4.12	0.99
尾矿	75.39	0.58	6.57
合计	100.00	6.63	100.00

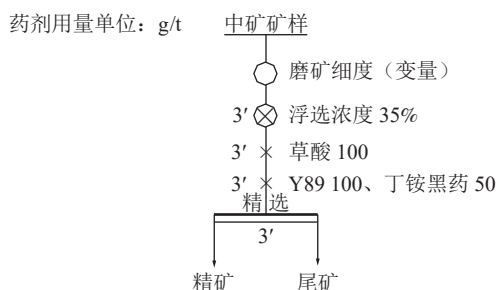


图 2 中矿再磨工艺流程

Fig.2 Regrinding process of middle ore

表 7 闭路实验结果

Table 7 Results of closed circuit test

产物名称	作业产率/%	金品位/(g/t)	金回收率/%
精矿	14.63	37.18	82.17
尾矿	85.37	1.38	17.83
合计	100.00	6.62	100.00

由于中矿中黄铁矿多是连生体, 未与脉石充分分离, 造成硫化矿在闭路过程中不能有效分选。因此, 考虑中矿再磨工艺, 探索能否进一步提高金回收率。

2.4 再磨再选实验

为进一步提高金回收率, 探索再磨再浮效果, 实验进行了精选尾矿和扫选精矿混合后开展再磨再浮实验。另外, 考虑到降低磨矿量和避免精选尾矿过磨, 还探索了扫选精矿再磨浮选实验效果。

2.4.1 中矿再磨再选实验

① 磨矿细度实验

中矿矿样细度为-45 μm 78%, 由于中矿样品较少, 无法湿法磨矿, 为此使用三头研磨机干磨试样, 得到三个细度分别为-74 μm 83%、87%、90%的试样, 考查中矿再磨后浮选指标是否改善。实验流程和实验条件见图 2, 实验结果见图 3。

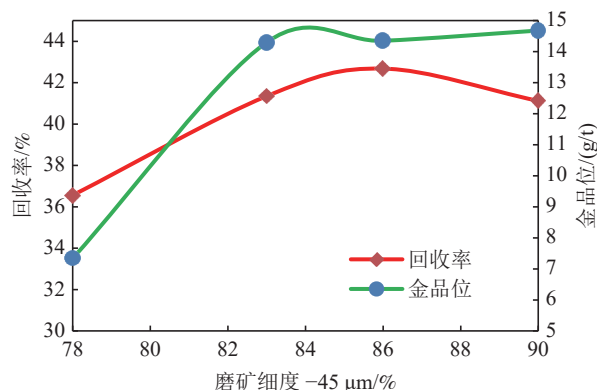


图 3 中矿再磨实验结果

Fig.3 Test results of regrinding of medium ore

由图 3 可知, 中矿再磨后浮选精矿金回收率和金品位都有明显提升。随着磨矿细度增加, 金品位逐渐升高, 但增幅较低, 在-45 μm 86%时, 回收率较高为 42.68%, 确定精尾和扫精混合磨矿细度为-45 μm 86%。

② 中矿再磨浮选实验

按照条件实验确定的实验参数和“一粗一精两扫+中矿再磨”工艺流程开展实验, 通过适度延长精选刮泡时间使精矿金品位在 30~40 g/t 范围内。精尾和扫精混合均匀, 使用三头研磨机干磨至-45 μm 86%, 然后使用精矿和尾矿滤液调浆浮选。中矿浮选精矿与精选精矿混合作为综合精矿, 中矿浮选尾矿与尾矿混合作为综合尾矿。实验流程和实验条件见图 4, 实验结果见表 8。

由表 8 可知, 采用“一粗一精两扫+中矿(精尾和扫精)再磨工艺”, 综合精矿金品位为 32.34 g/t, 金回收率达到 87.86% (较闭路实验结果提高 5.69%)。

2.4.2 扫精再磨浮选实验

① 磨矿细度实验

扫精矿样细度为-45 μm 82%, 使用三头研磨机干磨后, 得到三个细度分别为-45 μm 85%、88%、90%的试样。实验流程和实验条件见图 5, 实验结果见图 6。

由图 6 可知, 在磨矿细度-45 μm 82%~90%范围内, 粗精金品位和回收率先增加后降低, 在

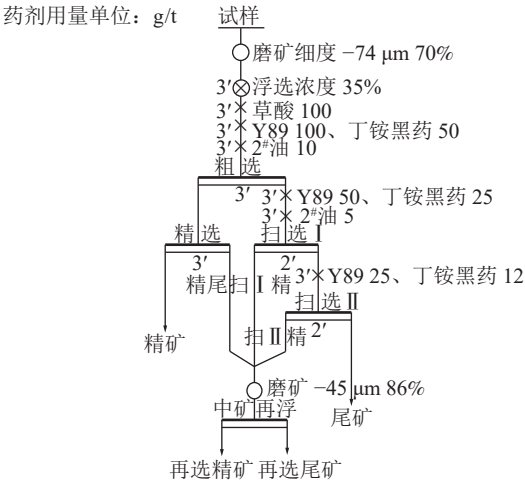


图 4 精尾和扫精混合再磨浮选实验工艺流程
Fig.4 Process flow of cleaner tailings and scavenger concentrate mixed regrinding flotation test

表 8 精尾和扫精混合再磨浮选实验结果
Table 8 Flotation test results of cleaner tailings and scavenger concentrate mixed Regrinding

样品名称	产率/%	金品位/(g/t)	金回收率/%
精矿	15.27	35.48	81.71
中矿浮精	2.75	14.84	6.15
合计(综合精矿)	18.02	32.34	87.86
中矿浮尾	7.85	4.45	5.30
尾矿	74.13	0.61	6.84
合计(综合尾矿)	81.98	0.98	12.14
总计	100.00	6.63	100.00

-45 μm 88% 时粗精矿金品位和金回收率较高, 分别为 12.46 g/t 和 44.35%, 确定扫精混合磨矿细度为 -45 μm 88%。

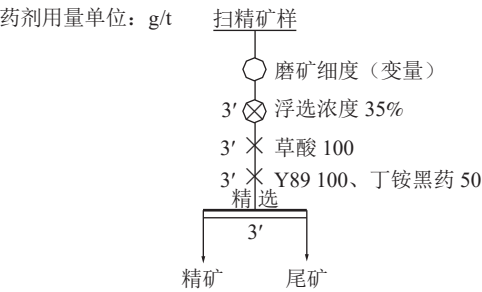


图 5 扫精磨矿细度实验工艺流程
Fig.5 Process flow of grinding fineness test of scavenger concentrate

② 扫精再磨浮选实验

按照条件实验确定的实验参数和“一粗两扫+扫精再磨”工艺流程开展实验, 扫精使用三头研磨机干磨至 -45 μm 88%, 然后使用粗精和尾矿滤液调浆浮选。再磨再选选精矿与粗选精矿混合作为综合精矿, 再磨再选尾矿与尾矿混合作为综合尾矿。实验流程和实验条件见图 7, 实验结果见表 9。

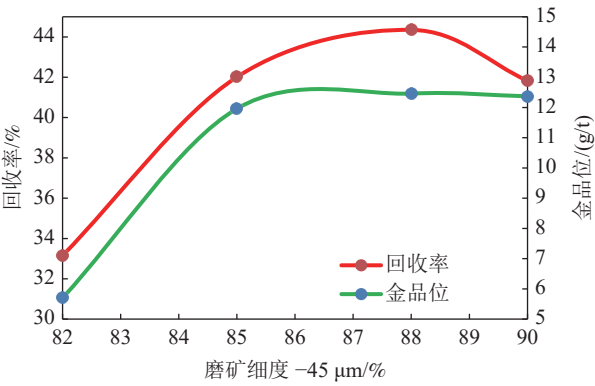


图 6 扫精磨矿细度实验结果
Fig.6 Grinding fineness test results of scavenger concentrate
药剂用量单位: g/t

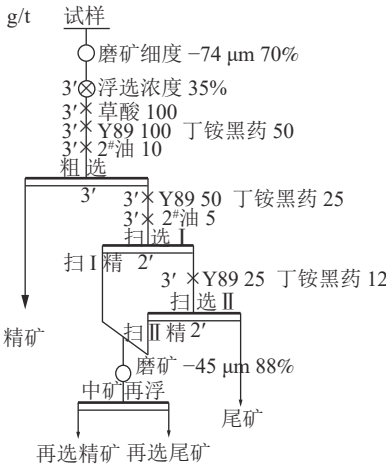


图 7 再选精矿浮选实验工艺流程
Fig.7 Process flow of scavenger concentrate regrinding flotation test

表 9 再选精矿浮选实验结果
Table 9 Flotation test results of Scavenger concentrate regrinding

样品名称	产率/%	金品位/(g/t)	金回收率/%
粗精	18.39	32.03	88.57
再选精矿	1.36	12.01	2.45
合计(综合精矿)	19.75	30.60	91.02
再选尾矿	6.51	2.75	1.92
尾矿	73.76	0.58	6.43
合计(综合尾矿)	80.27	0.76	8.98
总计	100.00	6.65	100.00

由表 9 可知, 综合精矿产率为 19.75%, 金品位为 30.60 g/t, 金回收率达到 91.02%。此流程中金回收率较“一粗一精二扫+中矿(精尾和扫精)再磨”工艺流程提高 3.16%, 故最终选择“一粗两扫+扫精再磨”实验流程。

2.5 再磨浮选尾矿浸出实验

扫精再磨再选尾矿中含金 2.75 g/t, 为探索扫精再磨浮选尾矿的浸出效果, 采用生产现场现有氧化矿全泥氰化系统, 进一步提高金回收率。使用绿金环保药剂 (1 kg/t), 在矿浆浓度 40%、

pH 值 11 的条件下浸出 48 h。浸渣中金的含量 1.43 g/t, 中矿(扫精)再磨浮选尾矿金作业浸出率为 48%, 可以考虑对该尾矿浸出, 以提高总选冶回收率(提高约 0.92%)。

3 结 论

(1) 经实验研究, 确定工艺参数: 磨矿细度为 $-74\ \mu\text{m}$ 70%、浮选浓度为 35%、草酸为 100 g/t、Y89 为 175 g/t、丁铵黑药为 87 g/t、2#油用量为 15 g/t。相比生产现场, 适度提高了磨矿细度, 同时优化了药剂制度。

(2) 在保证金品位大于 30 g/t 的同时, 提高精矿金回收率。将现场“一粗一精两扫”浮选工艺改为“一粗两扫+扫精再磨”工艺, 得到精矿产率为 19.75%, 金品位为 30.60 g/t, 金回收率为 91.02% 的实验结果。使精矿金品位达到 30 g/t 以上的同时, 精矿金回收率大幅提升约 6%。

(3) 扫精再磨浮选尾矿金品位较高, 考虑生产现场已有氧化矿氰化浸出系统, 对扫精再磨浮选尾矿使用绿金药剂浸出 48 h, 金作业浸出率为 48%, 使金的总选冶回收率进一步提高 0.92%, 最终达到 91.94%。

参考文献:

- [1] 王刚强, 叶正国, 孙业友. 安徽某高硫含砷硫金矿硫砷分离试验[J]. *现代矿业*, 2019, 35(12):127-129+153.
WANG G Q, YE Z G, SUN Y Y. Sulfur-arsenic separation test of a high-sulfur arsenic-bearing sulfur-gold mine in Anhui[J]. *Modern Mining*, 2019, 35(12):127-129+153.

- [2] 皇甫明柱, 盛娜, 邓久帅. 安徽某高硫金矿选矿实验[J]. *现代矿业*, 2016(9):82-85.

- HUANGFU M Z, SHENG N, DENG J S. Beneficiation test of a high sulfur gold deposit in Anhui[J]. *Modern Mining*, 2016(9):82-85.

- [3] 张晓民, 李恒, 李越, 等. 碳质物对高含碳金矿浮选影响的试验研究[J]. *有色金属工程*, 2020, 10(2):74-81.

- ZHANG X M, LI H, LI Y, et al. Experimental study on the effect of carbonaceous material on the flotation of highly carbonaceous gold ores[J]. *Nonferrous Metal Engineering*, 2020, 10(2):74-81.

- [4] 明平田, 李飞. 某微细粒蚀变岩型金矿高效浮选新工艺研究[J]. *矿产综合利用*, 2019(4):73-78.

- MING P T, LI F. Study on a new high efficiency flotation process for a microgranular altered rock gold mine[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2019(4):73-78.

- [5] 杨松林, 程东江, 王仁朋. 山东招远银金多金属矿床金矿物特征研究[J]. *矿产综合利用*, 2021(6):195-197.

- YANG S L, CHENG D J, WANG R P. Characteristics of gold minerals in Zhaoyuan silver gold polymetallic deposit, Shandong Province[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2021(6):195-197.

- [6] 赵杰, 赵志强, 罗思岗, 等. 某含砷金矿浮选提金降砷实验研究[J]. *矿冶工程*, 2021(4):63-65.

- ZHAO J, ZHAO Z Q, LUO S G, et al. Experimental study on flotation gold extraction and arsenic reduction of an arsenic bearing gold mine[J]. *Mining and Metallurgy Engineering*, 2021(4):63-65.

- [7] 黄长峰, 曹玉川. 湖南某金矿浮选工艺研究[J]. *矿冶工程*, 2020(10):65-67.

- HUANG C F, CAO Y C. Study on flotation process of a gold mine in Hunan[J]. *Mining and Metallurgy Engineering*, 2020(10):65-67.

Flotation of an Arsenic Bearing High Sulfur Gold Mine in Gansu Province

CHEN Yanbo¹, LI Guangsheng¹, ZHU Xingfu¹, XU Qing²

(1. Selection and Metallurgy Laboratory of Shandong Gold Mining Technology Co., Ltd., Yantai 261441, Shandong, China; 2. Shandong Institute of Scientific and Technical Information, Jinan 250000, Shandong, China)

Abstract: This is an article in the field of mineral processing engineering. The gold mineral in an arsenic bearing high sulfur gold mine has a close symbiotic relationship with pyrite and arsenopyrite, and the recovery rate of concentrate gold is not ideal in the actual production process. In order to improve the recovery rate of concentrate gold and take into account the grade of concentrate gold, according to the characteristics of this mineral, the flotation process parameters and process are obtained through system condition test, flotation time test and beneficiation test, and then the open circuit test and closed circuit test are carried out to obtain better flotation indexes. In order to further improve the flotation index, the regrinding and flotation test of flotation middling is carried out, and the cyanide leaching test of middling regrinding flotation tailings is carried out. Finally, the satisfactory index of 91.94% of the total recovery of gold dressing and metallurgy is obtained.

Keywords: Mineral processing engineering; Mineralogical technology; Arsenic; High sulfur; Middling regrinding