

## 某氰化尾渣综合利用实验

欧阳超, 潘高产

(湖南有色金属研究院有限责任公司, 湖南 长沙 410100)

**摘要:** 这是一篇矿物加工工程领域的论文。某金矿的全泥氰化尾渣含金 0.45 g/t, 金主要以硫化物包裹金形式存在, 且主要分布于+0.037 mm 粒级中。经过分级预处理后, 对+0.037 mm 矿样, 在磨矿细度-0.037 mm 15% 条件下, 采用一次粗选两次扫选三次精选闭路实验流程, 获得含金 21.25 g/t, 作业回收率 72.27% 的金精矿产品。

**关键词:** 矿物加工工程; 氰化尾渣; 金矿浮选; 尾矿再选; 综合回收

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2023.06.024

中图分类号: TD953 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2023) 06-0159-05

氰化尾渣是金氰化浸出过程中产生的固体废弃物, 其中常含有金银等多种有价金属<sup>[1]</sup>。氰化尾渣再利用技术难度大, 成本高, 综合利用程度低, 然而随着黄金矿产资源的不断枯竭, 氰化尾渣等二次资源回收再利用显得越来越重要, 同时也能为企业创造更多的经济效益。

目前处理氰化尾渣主要有湿法、火法及浮选法等常见处理方法<sup>[2-3]</sup>。湿法处理成本高, 环保压力大<sup>[4]</sup>; 火法处理氰化尾渣适用性强, 但工艺能耗太高, 可能会产生二次污染<sup>[5]</sup>; 浮选法是目前处理氰化尾渣使用较多的方法<sup>[6-7]</sup>。其中全泥氰化尾渣利用难度最大, 这是由于全泥氰化尾渣粒度普遍较细, 且其中残留的氰化物对含金矿物有着强烈抑制作用<sup>[8-9]</sup>, 导致采用浮选法从氰化渣中回收金、银等有价金属仍属于技术难题<sup>[10-11]</sup>。

本文以国内某矿山全泥氰化尾渣为对象, 进行了浮选实验, 取得了较好的指标, 为回收此矿山氰化尾渣中金提供了理论依据。

### 1 矿样性质

矿样化学成分分析结果见表 1。

由表 1 可知, 该矿样中主要有价成分为 Au, 其他成分回收利用价值低。

矿样中金的化学物相分析结果见表 2。

表 1 实验矿样化学成分分析结果/%

Table 1 Results of chemical composition analysis of the test ore samples

Au*	Ag*	Ni	Ti	REO	Cu	Pb	Zn	S	As
0.45	6.80	0.20	0.11	0.12	0.031	0.0050	0.015	3.42	0.27
Fe	Mn	Co	Sb	Ta	Nb	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	C
7.25	0.081	0.0040	0.035	0.002	0.001	2.56	8.54	71.56	1.68

\*单位为: g/t。

表 2 实验矿样中金的化学物相分析结果

Table 2 Results of chemical phase analysis of gold in the test ore samples

金相态	Au 含量/(g/t)	Au 分布率/%
单体金+连生金	0.040	8.70
硫化物包裹金	0.270	58.70
铁等氧化物包裹金	0.100	21.74
硅酸盐中金	0.050	10.86
总金	0.460	100.00

由表 2 可知, 58.70% 的金以硫化物包裹金的形式存在, 8.70% 的金以单体金、连生金的形式存在, 这些金容易通过浮选有效的回收利用; 氧化物包裹金、硅酸盐中金难以通过浮选回收利用。

样品在显微镜下可以看出, 尾矿中硫化物主要为黄铁矿, 且黄铁矿粒度粗细不均, 少部分黄铁矿内部可见微细粒自然金。可见硫化物包裹金中硫化物主要是黄铁矿。

收稿日期: 2021-04-11

作者简介: 欧阳超 (1988-), 男, 工程师, 研究方向为矿物加工浮选理论。

全泥氰化尾渣粒度较细，泥化现象严重，对实验矿样进行了粒度分析，粒度分析结果见表 3。

表 3 实验矿样粒度分析结果  
Table 3 Results of particle size analysis of the test ore samples

粒级/mm	产率/%	品位/%		分布率/%		正累计分布率/%	
		Au*	S	Au	S	Au	S
+0.048	9.26	1.42	1.54	29.08	4.12	29.08	4.12
-0.048+0.037	25.51	0.86	2.25	48.52	16.59	77.61	20.72
-0.037+0.023	38.28	0.18	3.89	15.24	43.05	92.85	63.77
-0.023	26.95	0.12	4.65	7.15	36.23	100.00	100.00
合计	100.00	0.45	3.46	100.00	100.00	—	—

\*单位为: g/t。

由表 3 可以看出，实验矿样中 -0.048 mm 90.74%，-0.037 mm 65.23%，可见该矿样粒度较细。细颗粒矿样中 S 含量较高，但是 Au 在细颗粒矿样中的分布却较少。Au 在粗颗粒矿样中得到富集，Au 主要分布于粗颗粒矿样中。+0.037 mm 产品 Au 含量为 0.99 g/t，S 含量为 2.06%，Au 分布率为 77.61%，S 分布率为 20.72%。

## 2 实验

该氰化尾渣粒度较细，含泥量高，本文采用分级-浮选的工艺流程进行金浮选实验研究。对实验矿样以 0.037 mm 筛进行分级预处理后，金含量由 0.45 g/t 富集到 0.99 g/t，作业回收率为 77.01%。分级处理流程既提高了浮选入选品位，又能抛除大量细泥，减少细泥对浮选的影响。本文针对+0.037 mm 分级产品，进行金浮选实验研究，实验流程见图 1。

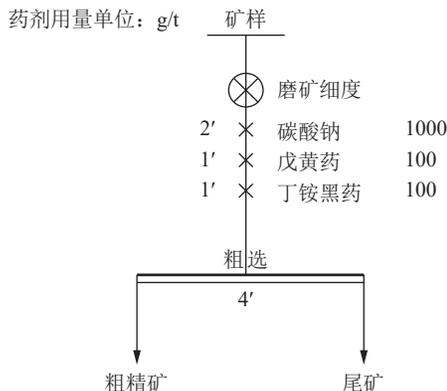


图 1 +0.037 mm 矿样浮选实验流程  
Fig.1 +0.037 mm ore flotation grinding fineness test process

### 2.1 磨矿细度实验

磨矿细度是决定浮选效果的关键，该矿样中金嵌布粒度小，主要以硫化物包裹金的形式存在，因此确定合适的磨矿细度，对于含金矿物的回收至关重要。该矿样为全泥氰化的尾渣，黄铁矿等载金矿物受到残留氰化物、石灰等强烈抑制，磨矿有利于恢复载金矿物可浮性。实验结果见图 2。

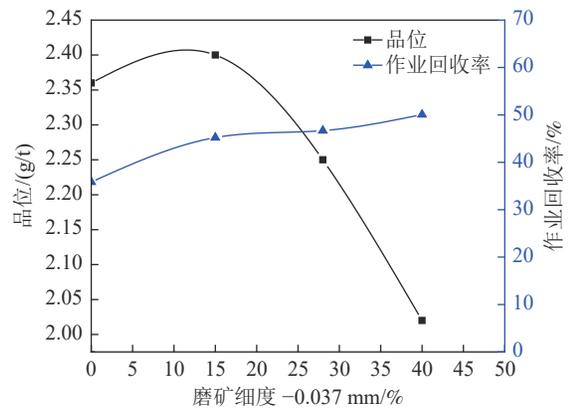


图 2 +0.037 mm 矿样浮选磨矿细度实验结果  
Fig.2 Grinding fineness test results of + 0.037 mm ore sample

由图 2 可以看出，磨矿细度增加，粗精矿中 Au 品位降低，Au 的回收率增加。实验选择 -0.037 mm 15% 的磨矿细度。

磨矿产品-0.037 mm15% 矿样粒度分布结果见表 4。

表 4 磨矿产品-0.037 mm 15% 粒度分布结果  
Table 4 Grinding products 15% particle size distribution results of -0.037 mm content

粒级/mm	产率/%	品位/%		分布率/%		正累计分布率/%	
		Au*	S	Au	S	Au	S
+0.074	5.27	1.02	1.82	5.43	4.70	5.43	4.70
-0.074+0.048	50.28	1.21	2.33	61.49	57.36	66.92	62.05
-0.048+0.038	29.33	0.92	2.05	27.27	29.44	94.19	91.49
-0.038	15.12	0.38	1.15	5.81	8.51	100.00	100.00
合计	100.00	0.99	2.04	100.00	100.00	—	—

\*单位为g/t

由表 4 中实验结果可知，磨矿产品-0.037 mm 15% 条件下，Au 主要分布在 -0.074+0.038 mm 粒级区间内。

### 2.2 pH 值实验

适宜矿浆 pH 值有利于载金矿物的上浮，实验结果见图 3。

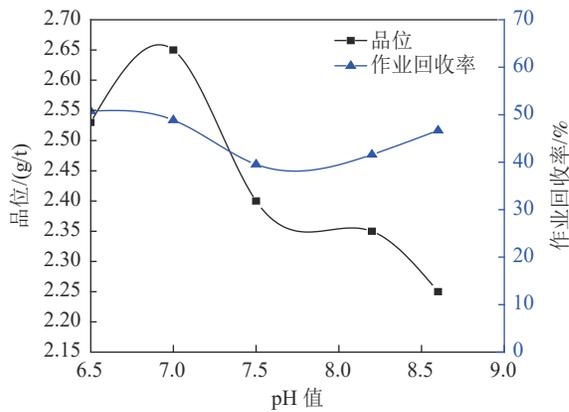


图3 +0.037 mm 矿样浮选 pH 值实验结果  
Fig.3 +0.037 mm ore flotation pH value test results

由图3可以看出，随纯碱用量增加，pH值的升高，金的回收率增加，添加纯碱有利于提高金的回收率。随硫酸用量增加和pH值的降低，金的回收率增加，添加硫酸也有利于提高金的回收率。考虑氰化尾渣中残留有剧毒药剂氰化钠，氰化钠在低pH值条件下易于挥发，不利于生产现场工人的安全保护，故本文重点研究碱性条件下，载金矿物的浮选。

### 2.3 活化剂实验

+0.037 mm 矿样浮选活化剂用量实验，实验结果见图4。

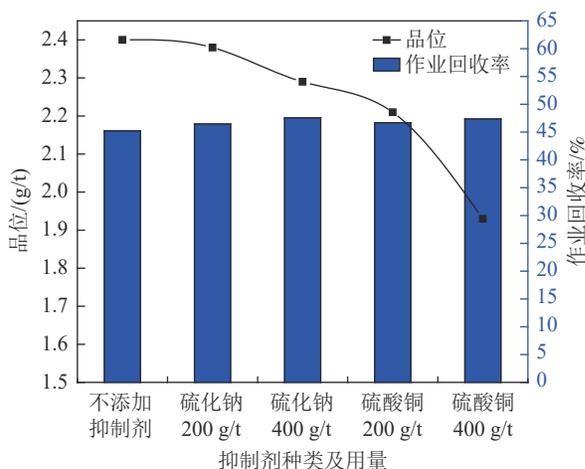


图4 +0.037 mm 矿样浮选活化剂实验结果  
Fig.4 +0.037 mm ore flotation activator test results

由图4可知，随活化剂硫化钠和硫酸铜的用量增加，粗精矿的Au品位降低，金的回收率增加，但是金的回收率增加幅度较小。实验选择不添加活化剂。

### 2.4 抑制剂用量实验

矿样浮选抑制剂用量实验结果见图5。

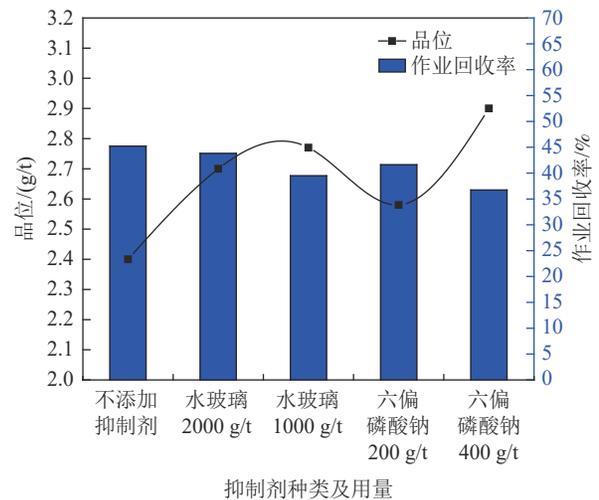


图5 +0.037 mm 矿样浮选抑制剂实验结果  
Fig.5 +0.037 mm ore flotation inhibitor test results

由图5可知，随抑制剂水玻璃、六偏磷酸钠的用量增加，粗精矿的Au品位升高，金的回收率降低。实验选择添加1000 g/t的水玻璃进行实验研究。

### 2.5 矿样浮选捕收剂实验

矿样浮选捕收剂实验结果见表5。

表5 +0.037 mm 矿样浮选捕收剂实验结果  
Table 5 +0.037 mm flotation collector test results

产品名称	产率/%	品位/(g/t)	作业回收率/%	捕收剂种类及用量/(g/t)
粗精矿	16.33	2.72	44.96	戊黄药 100 丁铵黑药 100
尾矿	83.67	0.65	55.04	
合计	100.00	0.99	100.00	
粗精矿	23.45	2.59	60.87	戊黄药 200 丁铵黑药 100
尾矿	76.55	0.51	39.13	
合计	100.00	1.00	100.00	
粗精矿	25.41	2.52	65.61	戊黄药 300 丁铵黑药 100
尾矿	74.59	0.45	34.39	
合计	100.00	0.98	100.00	
粗精矿	26.84	2.23	61.60	戊黄药 160 苯甲羟膦酸 40 丁铵黑药 100
尾矿	73.16	0.51	38.40	
合计	100.00	0.97	100.00	
粗精矿	29.50	2.08	62.15	戊黄药 120 苯甲羟膦酸 80 丁铵黑药 100
尾矿	70.50	0.53	37.85	
合计	100.00	0.99	100.00	
粗精矿	33.24	1.93	67.63	戊黄药 160 氧化石蜡皂 40 丁铵黑药 100
尾矿	66.76	0.46	32.37	
合计	100.00	0.95	100.00	

由表5可以看出，随戊黄药的用量增加，粗精矿的Au品位降低，金的回收率增加。考虑氧化

铁等氧化物包裹金和硅酸盐中金的回收，实验探索了氧化矿捕收剂对金选矿指标的影响，添加苯甲羟肟酸对金的回收率提高幅度小，添加氧化石蜡皂虽然有利于提高金的回收率，但是粗精矿中的 Au 品位降低。考虑粗选后的扫选作业会添加捕收剂，实验选择添加 200 g/t 戊黄药、100 g/t 丁铵黑药进行粗选实验。

2.6 矿样浮选开路实验

+0.037 mm 矿样浮选开路实验流程见图 6，实验结果见表 6。

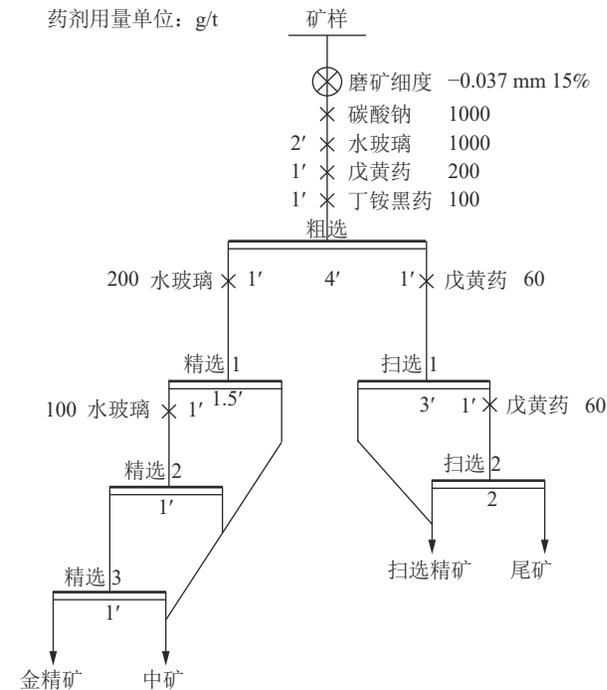


图 6 +0.037 mm 矿样浮选开路实验流程  
Fig.6 +0.037 mm ore flotation open circuit test process

表 6 +0.037 mm 矿样浮选开路实验结果  
Table 6 +0.037 mm ore flotation open circuit test results

产品名称	产率/%	品位/(g/t)	作业回收率/%
金精矿	1.24	28.51	36.91
中矿	5.74	4.54	27.21
扫选精矿	4.43	2.76	12.76
尾矿	88.59	0.25	23.12
合计	100.00	0.96	100.00

由图 6 和表 6 可以看出，通过一次粗选三次精选二次扫选的浮选开路流程可以得到 Au 品位 28.51 g/t 的金精矿产品，尾矿中 Au 的品位为 0.25 g/t。

2.7 矿样浮选闭路实验

+0.037 mm 矿样浮选闭路实验流程见图 7，

实验结果见表 7。

药剂用量单位：g/t

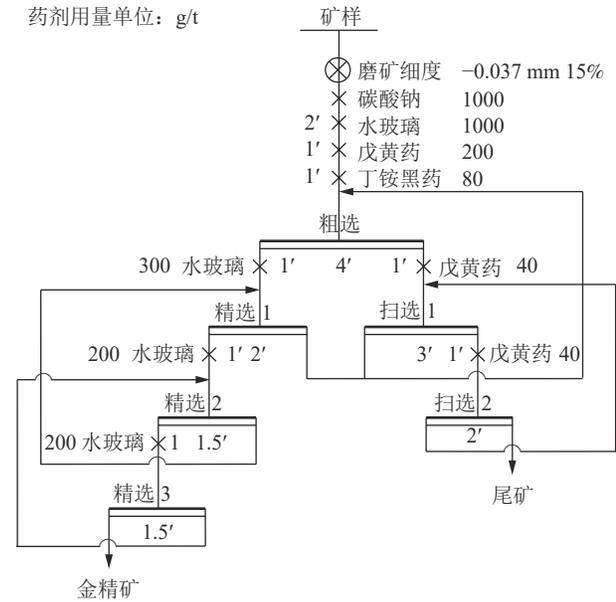


图 7 +0.037 mm 矿样浮选闭路实验流程  
Fig.7 +0.037 mm ore flotation closed circuit test process

表 7 +0.037 mm 矿样浮选闭路实验结果  
Table 7 +0.037 mm ore flotation closed circuit test results

产品名称	产率/%	品位/(g/t)	作业回收率/%
金精矿	3.32	21.25	72.27
尾矿	96.68	0.28	27.73
合计	100.00	0.98	100.00

由图 7 和表 7 可以看出，通过一次粗选三次精选二次扫选闭路流程可以得到 Au 品位 21.25 g/t、作业回收率 72.27% 的金精矿产品。

3 结 论

(1) 该氰化尾渣含 Au 0.45 g/t，68.70% 的金以硫化物包裹金形式存在，8.70% 的金以单体金、连生金的形式存在，粒度分析表明，金主要分布在粗颗粒中。

(2) 该氰化尾渣中的金主要与黄铁矿等硫化物呈微细粒包裹嵌布，+0.037 mm 产品 Au 含量高于 -0.037 mm 产品。+0.037 mm 产品 Au 含量为 0.99 g/t，S 含量为 2.06%，Au 分布率为 77.07%，S 分布率为 17.27%。

(3) 对该氰化尾渣进行分级后+0.037 mm 矿样，在磨矿细度-0.037 mm 15% 条件下，以碳酸钠为 pH 值调整剂，水玻璃为抑制剂，丁铵黑药+戊黄药为捕收剂，采用一次粗选两次扫选三次精选工艺流程，可以获得含金 21.25 g/t，作业回收率

72.27%的金精矿。

### 参考文献：

[1] 翁占平, 杨俊彦, 李雪林. 氰化尾渣资源综合回收利用研究进展[J]. 世界有色金属, 2017(4):40-42.

WENG Z P, YANG J Y, LI X L. Research progress on comprehensive recovery and utilization of cyanide tailings[J]. World Non-Ferrous Metals, 2017(4):40-42.

[2] 孙留根, 常耀超, 徐晓辉, 等. 氰化尾渣无害化、资源化利用的主要技术现状及发展趋势[J]. 中国资源综合利用, 2017, 35(10):59-62.

SUN L G, CHANG Y C, XU X H, et al. The main technology status and development trend of harmless and resourceful utilization of cyanide tailings[J]. China Resources Comprehensive Utilization, 2017, 35(10):59-62.

[3] 李大江, 郭持皓, 袁朝新, 等. 氰化尾渣浮选精矿焙砂提金工艺研究[J]. 矿产综合利用, 2019(5):107-110.

LI D J, GUO C H, YUAN C X, et al. Study on gold recover from cyanide tailings floatation sulfur concentrate roasting residue[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(5):107-110.

[4] 张亚莉, 于先进, 张丽鹏, 等. 高铁氰化渣湿法处理的研究进展及工艺开发[J]. 山东冶金, 2010, 32(5):3-5.

ZHANG Y L, YU X J, ZHANG L P, et al. Research progress on hydrometallurgical treatment of cyanide tailings with high iron content and process development[J]. Shandong Metallurgy, 2010, 32(5):3-5.

[5] 邓元良, 明平田, 王广伟, 等. 某金精矿焙烧氧化-氰化尾矿工艺矿物学研究[J]. 矿产综合利用, 2020(4):121-125.

DENG Y L, MING P T, WANG G W, et al. Research on process mineralogy of roasting oxidation - cyanide tailings of a

gold concentrate[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(4):121-125.

[6] 喻明军, 焦芬. 从某氰化尾渣中回收金的研究[J]. 矿冶工程, 2018, 38(2):66-69.

YU M J, JIAO F. Experimental research on recycling gold from cyanide residue[J]. Mining and metallurgical engineering, 2018, 38(2):66-69.

[7] 张博, 张雁生, 张家明, 等. 氰化尾渣提金选矿试验研究[J]. 矿冶工程, 2017, 37(6):60-62.

ZHANG B, ZHANG Y S, ZHANG J M, et al. Flotation technology for gold reclaiming from cyanide tailings[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2017, 37(6):60-62.

[8] 徐名特, 姜得男, 阎赞, 等. 某金矿氰化尾渣浮选试验研究[J]. 矿业研究与开发, 2015, 35:56-59.

XU M T, JIANG D N, YAN Z, et al. Study on the flotation experiment of cyanide residues in a gold Mine[J]. Mining Research and Development, 2015, 35:56-59.

[9] 张斌, 冯炎飞, 张勇. 陕西某金矿氰化尾渣的浮选活化试验[J]. 现代矿业, 2016, 32(10):48-50.

ZHANG B, FENG Y F, ZHANG Y. Experiment on activate flotation of gold mine cyanide tailings from Shaanxi[J]. Modern Mining, 2016, 32(10):48-50.

[10] 杨绍光. 极细难选金矿氰化尾渣资源综合回收利用试验研究[D]: 青岛: 青岛理工大学, 2015.

YANG S G. Very fine to choose the gold cyanide tailings resources comprehensive recycling experimental study[D]. Qingdao: Qingdao University, 2015.

[11] 罗传胜. 从某氰化浸金尾渣中浮选回收金的研究[J]. 材料研究与应用, 2012, 6(3): 181-184.

LUO C S. Test study of recovery gold from cyaniding slag by flotation[J]. Journal of Guangdong Non-Ferrous Metals. 2012, 6(3): 181-184.

## Test of Comprehensive Recovery of Cyanide Residue

Ouyang Chao, Pan Gaochan

(Hunan Research Institute for Nonferrous Metals Co., Ltd., Changsha, Hunan, China)

**Abstract:** This is an essay in the field of mineral processing engineering. Cyanide tailings of a gold mine contain gold 0.45 g/t, and the gold mainly exists in the form of vulcanized gold and is mainly distributed in coarse particles. After the classification treatment, for the +0.037 mm ore sample, under the condition of grinding fineness -0.037 mm content of 15%, by using floatation flowsheet “one roughing-two scavenging-three cleaning”, the gold concentrate with the grade of 21.25 g/t, and the operation recovery 72.27%. The Result shows that the cyanide tailings can be comprehensively recovered.

**Keywords:** Mineral processing engineering; Cyanide residue; Gold ore flotation; Tailings reconcentration; Comprehensive recovery