

氰渣有价金属浮选回收试验研究与应用

马鹏程,王乐译,姜桂鹏,高金成,孙其飞,杨 鹏,赵 娜

(山东招金集团有限公司)

摘要:为提高氰渣的资源利用率,解决氰渣中有价金属浮选精矿品位不高、回收率低的问题,开展了氰渣性质分析及回收铜、铅、锌的试验研究。根据试验研究结果,结合现场实际情况进行了工艺优化改造和药剂制度调整,生产实践表明:采用铅优先浮选—浮铅尾矿选铜工艺流程,在铅浮选活化剂 ZJT 用量 3 000 g/t、捕收剂乙硫氮用量 100 g/t,铜浮选活化剂 ZJT 用量 2 500 g/t、捕收剂 ZJB-2 用量 100 g/t,浮选流程均为一次粗选两次精选两次扫选的条件下,可以获得铅精矿铅品位 22.32 %、铅回收率 45.76 %,锌品位 14.47 %、锌回收率 31.78 %,铜精矿铜品位 15.38 %、铜回收率 42.22 % 的良好指标。改造后,铅精矿铅、锌品位合计提高 8~40 百分点,铜精矿铜品位提高 3~13 百分点。

关键词:氰渣;铅浮选;铜浮选;有价金属;捕收剂

中图分类号:TD923

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2024)07-0051-09

doi:10.11792/hj20240711

引言

氰化法是目前工业上应用最广泛的提金方法之一,世界上约有 80 % 金矿采用氰化法提金^[1]。该工艺氰渣的产率接近 100 %,故氰渣量逐年提高。据统计,中国黄金行业每年氰渣产生量为 $0.8 \times 10^9 \sim 1 \times 10^9$ t。氰化物为剧毒物质,因此浸出后的氰渣会污染环境,且较难处理^[2]。氰渣的长期堆存,不仅占用大量土地,且其中含有铜、铅、锌等多种未被充分回收的有价金属,造成矿产资源浪费^[3-4]。

经大量研究发现,一般采用浮选法进一步回收氰渣中铜、铅、锌等有价金属。由于不同氰渣所含矿物不同,可浮性存在差异,故采取的浮选流程也有所不同,如铜优先浮选、铅优先浮选、铅锌混合浮选、优先选铜铅抑锌硫等流程^[5-7]。

某黄金冶炼企业原有氰渣浮选回收工艺产出的铅精矿中铜品位偏高、锌品位偏低,铜精矿中铜品位较低、铅和锌品位偏高,有价金属回收率低,最终尾矿中仍有大量有价金属未被充分回收。研究发现,尾矿中未回收铜矿物与锌矿物表面被氧化膜包裹,导致其可浮性下降。本次研究旨在优化氰渣有价金属浮选回收工艺,实现多金属的高效综合回收。

1 原料性质

1.1 化学成分分析

试验所用原料为该黄金冶炼企业氰渣,对其进行

化学成分分析,结果见表 1。

表 1 氰渣化学成分分析结果

Table 1 Analysis results of chemical composition of cyanide residue

成分	Au ¹⁾	Ag ²⁾	Cu	Pb	Zn	Sb	Fe	As	Si	S
w/%	0.58	11.27	0.40	0.62	0.58	0.03	21.10	0.04	34.5	23.50

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

由表 1 可知:氰渣中金、银、铜、铅、锌、铁、硫品位分别为 0.58 g/t、11.27 g/t、0.40 %、0.62 %、0.58 %、21.10 %、23.50 %,均具有一定回收利用价值。结合企业生产经营情况及现有氰渣浮选回收工艺,本次改造主要回收铜、铅、锌,部分金、银在铅精矿、铜精矿中伴生回收,由于硫主要赋存于浮选尾矿中,故外售给下游企业进行后续选硫。本着投资小、见效快的原则,着重开展了铜、铅、锌的高效回收技术研究。

1.2 矿物组成

氰渣矿物组成分析结果见表 2。

由表 2 可知:氰渣中金属矿物主要为黄铁矿,相对含量为 31.98 %;其次为少量黄铜矿、闪锌矿和方铅矿,相对含量分别为 1.13 %、0.96 % 和 0.32 %。非金属矿物主要为石英,相对含量为 26.58 %;其次为少量伊利石和长石等。

1.3 粒度分析

氰渣粒度分析结果见表 3。

表 2 氰渣矿物组成分析结果

Table 2 Analysis results of mineral composition of cyanide residue

矿物名称	相对含量/%	矿物名称	相对含量/%
黄铁矿	31.98	石英	26.58
伊利石	9.77	正长石	7.21
黄铜矿	1.13	钠长石	6.12
闪锌矿	0.96	绿帘石	3.22
磁赤铁矿	0.65	方解石	1.65
黑云母	0.52	锆沸石	1.26
方铅矿	0.32	绿泥石	0.29
铁白云石	0.25	其他	7.86
直闪石	0.23		

表 3 氰渣粒度分析结果

Table 3 Analysis results of particle size of cyanide residue

粒度/mm	分布率/%
+0.074	0.51
-0.074 ~ +0.037	10.33
-0.037 ~ +0.013	15.12
-0.013	74.04
合计	100.00

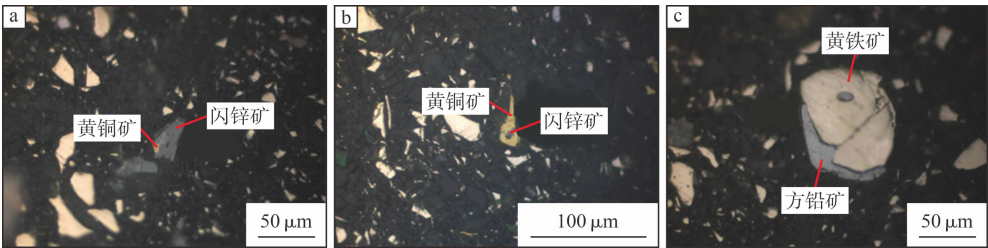


图 1 显微镜照片

Fig. 1 Microscopic photo

表 4 氰渣中硫化矿解离度分析结果

Table 4 Analysis results of dissociation of sulfide minerals in cyanide residue %

矿物名称	完全解离	与 1 种矿物连生	与 2 种及以上矿物连生
黄铜矿	18.99	25.71	55.30
闪锌矿	38.80	21.55	39.65
方铅矿	41.54	29.22	29.24

1.5 氰化物对目的矿物界面性质影响研究

在金精矿氰化浸出过程中,硫化矿始终处于高碱和高溶解氧的环境中,黄铜矿、方铅矿和闪锌矿的表面会氧化生成硫的氧化产物;同时,氰化物与金属离子发生反应生成金属氰络合物,这些络合物及部分残留的游离氰根离子会对氰渣的回收利用产生不利影响。为更好地了解氰渣中目的矿物界面性质和物质组成的变化规律,提高其浮选性能,首先要确定目的矿物的表面润湿性变化规律和氰化浸出对目的矿物表面的污染特性,利用 XPS 和 TOF-SIMS 表面检测技术对氰化浸出前后的矿物进行分析,结果见表 5。

由表 3 可知:氰渣中粒度 -0.037 mm 占 89.16 %,粒度 -0.013 mm 占 74.04 %,该氰渣粒度微细。矿物粒度过细易导致矿物之间发生非选择性吸附团聚,极大增加了有价金属浮选分离难度。另外,微细的脉石矿物颗粒表面积大、易于吸附浮选药剂,会导致药剂耗量加大^[5]。因此,在氰渣浮选试验前,应考虑对脉石矿物的分散与抑制,减轻细泥对目的矿物包裹造成的浮选指标恶化问题。

1.4 目的矿物嵌布特征

氰渣中铜、铅、锌等矿物嵌布特征分析结果见图 1,目的矿物解离度分析结果见表 4。由图 1、表 4 可知:氰渣中铜矿物主要以黄铜矿形式存在,其单体解离度仅为 18.99 %;部分黄铜矿被闪锌矿包裹或以颗粒状嵌布在闪锌矿中。铅矿物以方铅矿形式存在,方铅矿单体解离度为 41.54 %;部分方铅矿被黄铁矿包裹。锌矿物以闪锌矿形式存在,闪锌矿单体解离度为 38.80 %;少数闪锌矿被黄铜矿包裹。除此之外,这些矿物相互伴生形成连生矿。

表 5 目的矿物界面污染强度对比分析结果

Table 5 Comparative analysis results of interface pollution intensity of target minerals

矿物名称	主要污染物形态及污染深度		界面润湿性(接触角/(°))	
	形态	污染深度/相对含量/ nm %	浸前原矿	氰渣
黄铜矿	CN ⁻	15 67.0	91.27	33.60
	CNO ⁻	10 9.8		
	SCN ⁻	3 9.7		
	CuCN	17 11.7		
	[Cu(CN) ₂] ⁻	0.5 1.0		
闪锌矿	CN ⁻	6 91.5	83.43	41.37
	CNO ⁻	5 7.8		
	SCN ⁻	2 0.7		
方铅矿	CN ⁻	1.8 62.3	90.63	73.84
	CNO ⁻	1.3 3.3		
	SCN ⁻	0.4 34.4		

由表 5 可知:氰化浸出后的黄铜矿表面因高碱、高溶解氧环境生成了铜氧化合物和铁氧化合物,含氰污染物主要为 CN⁻、CNO⁻、SCN⁻ 和铜氰络离子,污染深度为 17 nm,同时氰化浸出后的黄铜矿表面接触

角急剧减小,由疏水性转变为亲水性,黄铜矿可浮性大幅降低。在方铅矿表面仅检测到了铅的氧化物及大量 SCN^- 附着,其形成了厚度为 1.8 nm 的污染膜,这部分表层氧化的方铅矿使用常规黄药类捕收剂很难回收;对于闪锌矿,含氰污染物均匀分布在其表面,并且进入到体相形成了厚度为 6 nm 的亲水性污染膜,导致闪锌矿表面接触角减小,呈现亲水性,可浮性降低。

2 结果与讨论

2.1 试验方案选择

针对氰渣中有价金属铜、铅、锌的分离回收,分别提出“铜优先浮选”和“铅优先浮选”2 种方案,故进行 2 种方案选别效果的对比试验。

2.1.1 铜优先浮选试验方案

在矿浆浓度 30 %,采用实验室自主配制药剂 ZJT 和 ZJB-1 分别作活化剂和捕收剂,ZJT 用量为 2 500 g/t,ZJB-1 用量为 80 g/t,浮选时间 5 min 条件下开展铜优先浮选试验。试验流程见图 2,试验结果见表 6。

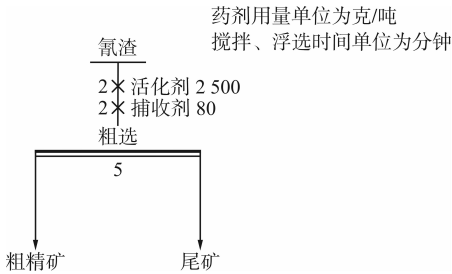


图 2 铜优先浮选试验流程

Fig. 2 Flow of copper preferential flotation test

表 6 铜优先浮选试验结果

Table 6 Test results of copper preferential flotation

产物	产率/ %	品位/%			回收率/%		
		铜	铅	锌	铜	铅	锌
粗精矿	4.72	3.13	4.89	5.61	36.93	37.23	45.65
尾矿	95.28	0.26	0.26	0.33	63.07	62.77	54.35
氰渣	100.00	0.40	0.62	0.58	100.00	100.00	100.00

由表 6 可知:铜优先浮选时,铜上浮效果较好,铜回收率可达到 36.93 %,但同时伴随着大量铅、锌上浮,故铜优先浮选试验方案不能很好地将铜和铅、锌分离。

2.1.2 铅优先浮选试验方案

在矿浆浓度 30 %,活化剂 ZJT 用量为 2 500 g/t,捕收剂乙硫氮用量为 80 g/t,浮选时间 5 min 条件下开展铅优先浮选试验。试验流程见图 2,试验结果见表 7。

表 7 铅优先浮选试验结果

Table 7 Test results of lead preferential flotation

产物	产率/ %	品位/%			回收率/%		
		铜	铅	锌	铜	铅	锌
粗精矿	4.21	1.75	4.59	5.54	18.42	31.17	40.21
尾矿	95.79	0.34	0.29	0.36	81.58	68.83	59.79
氰渣	100.00	0.4	0.62	0.58	100.00	100.00	100.00

由表 7 可知:铅优先浮选时,铅回收率为 31.17 %,锌回收率为 40.21 %,而铜回收率仅为 18.42 %,综合回收效果相对铜优先浮选工艺较好。由于氰渣中残留的氰根离子及弱酸分解型的铜氰络合物对黄铜矿上浮具有较强的抑制作用,而且对方铅矿的上浮影响较小,基于氰渣这一性质并综合考虑上述铜、铅、锌的浮选指标,确定采用铅优先浮选—浮铅尾矿选铜的工艺流程。

2.2 铅优先浮选试验

2.2.1 活化剂种类试验

在矿浆浓度 30 %,捕收剂乙硫氮用量 80 g/t,浮选时间 5 min,活化剂用量 2 500 g/t 条件下开展铅优先浮选的活化剂种类试验。试验流程见图 3,试验结果见表 8。

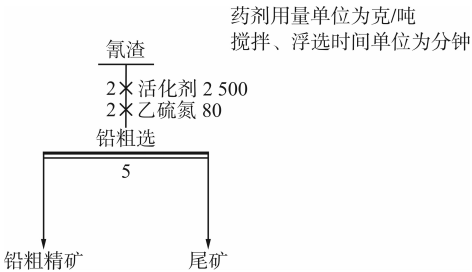


图 3 活化剂种类试验流程

Fig. 3 Activator type test flow

由表 8 可知:铅优先浮选过程采用碳酸钠和石灰作活化剂,铅粗精矿中铅回收率分别为 21.20 %和 16.49 %,铅品位分别为 5.15 %和 4.59 %;而以 ZJT 作活化剂时,铅的浮选效果得到明显改善,铅粗精矿铅回收率和铅品位分别达到 35.32 %和 5.13 %。采用 3 种活化剂获得的铅粗精矿中锌品位相当,但使用 ZJT 作活化剂时,锌回收率最高,为 39.44 %。因此,选择 ZJT 药剂作铅优先浮选的活化剂。

2.2.2 活化剂用量试验

在矿浆浓度 30 %,捕收剂乙硫氮用量 80 g/t,浮选时间 5 min 条件下开展活化剂 ZJT 用量试验。试验流程见图 3,试验结果见表 9。

由表 9 可知:随着 ZJT 用量增加,铅粗精矿中铅、锌回收率和品位逐渐上升。当 ZJT 用量超过 3 000 g/t 后,继续增加 ZJT 用量,铅粗精矿中铅、锌品位开始下

表 8 铅优先浮选活化剂种类试验结果
Table 8 Test results of activator types for lead preferential flotation

活化剂种类	产物	产率/%	品位/%			回收率/%		
			铜	铅	锌	铜	铅	锌
碳酸钠	铅粗精矿	2.47	1.74	5.15	5.74	10.23	21.20	23.63
	尾矿	97.53	0.39	0.34	0.47	89.77	78.80	76.37
	氰渣	100.00	0.42	0.60	0.60	100.00	100.00	100.00
石灰	铅粗精矿	2.12	1.61	4.59	5.66	8.32	16.49	20.00
	尾矿	97.88	0.38	0.35	0.49	91.68	83.51	80.00
	氰渣	100.00	0.41	0.59	0.60	100.00	100.00	100.00
ZJT	铅粗精矿	4.20	1.72	5.13	5.54	17.62	35.32	39.44
	尾矿	95.80	0.35	0.28	0.37	82.38	64.68	60.56
	氰渣	100.00	0.41	0.61	0.59	100.00	100.00	100.00

表 9 铅优先浮选活化剂用量试验结果
Table 9 Test results of activator dosage for lead preferential flotation

活化剂用量/(g·t ⁻¹)	产物	产率/%	品位/%			回收率/%		
			铜	铅	锌	铜	铅	锌
1 500	铅粗精矿	3.99	1.62	4.35	4.83	16.16	27.99	33.23
	尾矿	96.01	0.35	0.30	0.40	83.84	72.01	66.77
	氰渣	100.00	0.4	0.62	0.58	100.00	100.00	100.00
2 000	铅粗精矿	4.04	1.67	4.64	5.08	16.46	31.77	34.21
	尾矿	95.96	0.36	0.29	0.41	83.54	68.23	65.79
	氰渣	100.00	0.41	0.59	0.60	100.00	100.00	100.00
2 500	铅粗精矿	4.31	1.67	5.02	5.49	17.99	34.90	40.10
	尾矿	95.69	0.34	0.27	0.37	82.01	65.10	59.90
	氰渣	100.00	0.4	0.62	0.59	100.00	100.00	100.00
3 000	铅粗精矿	4.52	1.78	5.71	5.66	19.62	41.63	44.11
	尾矿	95.48	0.35	0.25	0.34	80.38	58.37	55.89
	氰渣	100.00	0.41	0.62	0.58	100.00	100.00	100.00
3 500	铅粗精矿	4.90	1.73	5.12	5.42	21.19	41.81	45.01
	尾矿	95.10	0.33	0.24	0.34	78.81	58.19	54.99
	氰渣	100.00	0.40	0.60	0.59	100.00	100.00	100.00

降,铅、锌回收率提高不明显。因此,活化剂用量选择 3 000 g/t。

2.2.3 抑制剂种类试验

为抑制铅优先浮选过程中部分脉石矿物及铜矿物的上浮,提高铅精矿品位,在矿浆浓度 30 %,ZJT 用量 3 000 g/t,捕收剂乙硫氮用量 80 g/t,浮选时间 5 min 条件下开展铅优先浮选抑制剂种类试验。试验流程见图 3,试验结果见表 10。

由表 10 可知:浮选过程加入不同种类的抑制剂后,铅粗精矿的铅品位为 5.79 % ~5.98 %,较未加入抑制剂的铅品位(5.71 %)相比,未见明显提高,且铅粗精矿铅回收率呈现略微下降趋势;铅优先浮选时

添加脉石矿物抑制剂对铅粗精矿中铅回收率及品位影响不明显。综合考虑生产成本和选别指标,选择不添加抑制剂。

2.2.4 捕收剂种类试验

在矿浆浓度 30 %,活化剂 ZJT 用量 3 000 g/t,捕收剂用量 80 g/t,浮选时间 5 min 条件下开展铅优先浮选捕收剂种类试验。试验流程见图 3,试验结果见表 11。

由表 11 可知:黑药类捕收剂的选择性较强,但其捕收能力较差,铅回收率低于 20 %;ZJB-1 的捕收能力相对较强,铅回收率可达到 44.41 %,但其选择性较差,浮选过程中铜矿物也大量上浮;乙硫氮作

表 10 铅优先浮选抑制剂种类试验结果
Table 10 Test results of inhibitor types for lead preferential flotation

抑制剂种类及用量/(g·t ⁻¹)	产物	产率/%	品位/%			回收率/%		
			铜	铅	锌	铜	铅	锌
水玻璃 800	铅粗精矿	4.24	1.94	5.79	6.09	20.06	39.60	43.77
	尾矿	95.76	0.34	0.26	0.35	79.94	60.40	56.23
	氰渣	100.00	0.41	0.62	0.59	100.00	100.00	100.00
六偏磷酸钠 300	铅粗精矿	4.15	1.91	5.86	6.08	19.82	39.22	42.05
	尾矿	95.85	0.33	0.25	0.36	80.18	60.78	57.95
	氰渣	100.00	0.40	0.62	0.60	100.00	100.00	100.00
CMC 200	铅粗精矿	4.24	1.96	5.93	6.09	20.78	40.55	43.04
	尾矿	95.76	0.33	0.25	0.36	79.22	59.45	56.96
	氰渣	100.00	0.40	0.62	0.60	100.00	100.00	100.00
硫酸锌 3 000	铅粗精矿	4.29	2.01	5.87	5.71	21.56	40.62	40.83
	尾矿	95.71	0.33	0.25	0.37	78.44	59.38	59.17
	氰渣	100.00	0.40	0.62	0.60	100.00	100.00	100.00
硫酸锌 + 亚硫酸钠 3 000 + 2 000	铅粗精矿	3.48	2.06	5.98	6.02	17.48	34.68	35.51
	尾矿	96.52	0.35	0.28	0.39	82.52	65.32	64.49
	氰渣	100.00	0.41	0.60	0.59	100.00	100.00	100.00

表 11 铅优先浮选捕收剂种类试验结果
Table 11 Test results of collector types for lead preferential flotation

捕收剂种类	产物	产率/%	品位/%			回收率/%		
			铜	铅	锌	铜	铅	锌
25#黑药	铅粗精矿	2.09	1.16	4.54	5.11	5.91	15.81	18.10
	尾矿	97.91	0.39	0.35	0.49	94.09	84.19	81.90
	氰渣	100.00	0.41	0.60	0.59	100.00	100.00	100.00
丁铵黑药	铅粗精矿	2.90	1.70	3.88	5.91	11.74	17.86	29.05
	尾矿	97.10	0.38	0.36	0.43	88.26	82.14	70.95
	氰渣	100.00	0.42	0.63	0.59	100.00	100.00	100.00
乙硫氮	铅粗精矿	4.50	1.89	5.69	5.79	20.25	40.64	44.16
	尾矿	95.50	0.35	0.26	0.34	79.75	59.36	55.84
	氰渣	100.00	0.42	0.63	0.59	100.00	100.00	100.00
ZJB-1	铅粗精矿	5.09	3.06	5.41	5.62	38.94	44.41	46.89
	尾矿	94.91	0.26	0.23	0.34	61.06	55.59	53.11
	氰渣	100.00	0.40	0.62	0.61	100.00	100.00	100.00

捕收剂时,铅粗精矿中铅品位为 5.69 %,铅回收率为 40.64 %,并且铜矿物上浮量相对较少,铅粗精矿中铜回收率为 20.25 %。综合考虑,选择乙硫氮作为铅优先浮选的捕收剂。

2.2.5 捕收剂用量试验

在矿浆浓度 30 %,活化剂 ZJT 用量 3 000 g/t,捕收剂为乙硫氮,浮选时间 5 min 条件下开展铅优先浮选的捕收剂用量试验。试验流程见图 3,试验结果见表 12。

由表 12 可知:随着乙硫氮用量的增加,铅粗精矿

中铅品位和回收率逐渐增加;当用量达到 100 g/t 后,继续增加乙硫氮用量,铅回收率变化不明显,而铅品位降低。综合考虑生产成本,选择乙硫氮用量 100 g/t,此时铅粗精矿中铅品位为 5.61 %,铅回收率为 44.05 %。

2.2.6 铅优先浮选闭路试验

在条件试验的基础上,进行铅优先浮选闭路试验。在矿浆浓度 30 %,活化剂 ZJT 用量 3 000 g/t,乙硫氮用量 100 g/t,浮选流程为一次粗选两次精选两次扫选的条件下开展试验。试验流程见图 4,试验结果见表 13。

表 12 铅优先浮选捕收剂用量试验结果
Table 12 Test results of collector dosage for lead preferential flotation

捕收剂用量/(g·t ⁻¹)	产物	产率/%	品位/%			回收率/%		
			铜	铅	锌	铜	铅	锌
40	铅粗精矿	4.08	1.79	5.32	5.98	17.81	35.58	39.35
	尾矿	95.92	0.35	0.28	0.39	82.19	64.42	60.65
	氰渣	100.00	0.41	0.61	0.62	100.00	100.00	100.00
60	铅粗精矿	4.29	1.77	5.36	5.97	18.52	37.70	41.31
	尾矿	95.71	0.35	0.27	0.38	81.48	62.30	58.69
	氰渣	100.00	0.41	0.61	0.62	100.00	100.00	100.00
80	铅粗精矿	4.51	1.83	5.67	6.09	19.65	41.24	45.78
	尾矿	95.49	0.35	0.26	0.34	80.35	58.76	54.22
	氰渣	100.00	0.42	0.62	0.60	100.00	100.00	100.00
100	铅粗精矿	4.79	1.87	5.61	5.91	21.33	44.05	47.98
	尾矿	95.21	0.35	0.25	0.32	78.67	55.95	52.02
	氰渣	100.00	0.42	0.61	0.59	100.00	100.00	100.00
120	铅粗精矿	4.92	1.93	5.52	5.89	22.61	44.52	49.12
	尾矿	95.08	0.34	0.25	0.32	77.39	55.48	50.88
	氰渣	100.00	0.42	0.61	0.59	100.00	100.00	100.00

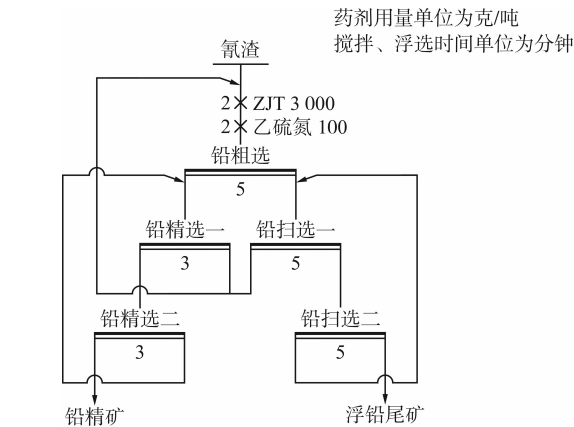


图 4 铅优先浮选闭路试验流程
Fig.4 Flow of lead preferential flotation closed-circuit test

表 13 铅优先浮选闭路试验结果

产物	产率/ %	品位/%			回收率/%		
		铜	铅	锌	铜	铅	锌
铅精矿	1.16	6.37	22.76	23.58	18.04	43.29	47.98
浮铅尾矿	98.84	0.34	0.35	0.30	81.96	56.71	52.02
氰渣	100.00	0.41	0.61	0.57	100.00	100.00	100.00

由表 13 可知:闭路试验的铅精矿中铜、铅、锌品位分别为 6.37 %、22.76 %、23.58 % ,回收率分别为 18.04 %、43.29 %、47.98 %。浮铅尾矿中铜、铅、锌品位分别降至 0.34 %、0.35 %、0.30 %。

2.3 浮铅尾矿选铜试验

2.3.1 活化剂用量试验

以上述闭路试验的浮铅尾矿作为选铜试验的原矿,在矿浆浓度 30 % ,活化剂采用 ZJT 药剂,捕收剂 ZJB - 1 用量 80 g/t,浮选时间 5 min 条件下开展浮铅尾矿选铜活化剂 ZJT 用量试验。试验流程见图 5,试验结果见表 14。

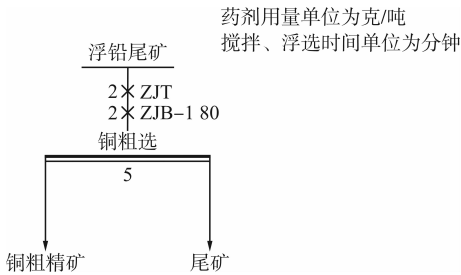


图 5 活化剂用量试验流程
Fig.5 Activator dosage test flow

由表 14 可知:随着 ZJT 用量增加,铜粗精矿中铜回收率明显提高,铜品位略有降低。当 ZJT 用量为 2 500 g/t 时,铜粗精矿中铜品位和铜回收率分别为 4.14 % 和 48.83 % ;继续增加药剂用量,铜回收率未见明显提高。因此,ZJT 最佳用量为 2 500 g/t。

2.3.2 捕收剂种类试验

在矿浆浓度 30 % ,活化剂 ZJT 用量 2 500 g/t,捕收剂用量 80 g/t,浮选时间 5 min 条件下开展浮铅尾矿选铜捕收剂种类试验。试验流程见图 5,试验结果见表 15。

由表 15 可知:采用实验室自主配制的药剂 ZJB - 1 和 ZJB - 2 作捕收剂时,对铜矿物的捕收效果相差较小,铜粗精矿中铜品位分别为 3.96 % 和 4.18 % ,铜

表 14 铜浮选活化剂用量试验结果

Table 14 Test results of activator dosage for copper flotation

ZJT 用量/(g·t ⁻¹)	产物	产率/%	品位/%			回收率/%		
			铜	铅	锌	铜	铅	锌
1 500	铜粗精矿	2.51	4.21	1.65	3.43	32.02	11.83	27.77
	尾矿	97.49	0.23	0.30	0.23	67.98	88.17	72.23
	浮铅尾矿	100.00	0.33	0.35	0.31	100.00	100.00	100.00
2 000	铜粗精矿	3.58	4.19	1.61	3.41	44.12	16.95	40.69
	尾矿	96.42	0.20	0.29	0.18	55.88	83.05	59.31
	浮铅尾矿	100.00	0.34	0.34	0.30	100.00	100.00	100.00
2 500	铜粗精矿	4.01	4.14	1.55	3.36	48.83	18.28	44.91
	尾矿	95.99	0.18	0.29	0.17	51.17	81.72	55.09
	浮铅尾矿	100.00	0.34	0.34	0.30	100.00	100.00	100.00
3 000	铜粗精矿	4.12	4.04	1.53	3.44	48.96	18.54	47.24
	尾矿	95.88	0.18	0.29	0.17	51.04	81.46	52.76
	浮铅尾矿	100.00	0.34	0.34	0.30	100.00	100.00	100.00

表 15 铜浮选捕收剂种类试验结果

Table 15 Test results of collector types for copper flotation

捕收剂种类	产物	产率/%	品位/%			回收率/%		
			铜	铅	锌	铜	铅	锌
Z-200	铜粗精矿	1.31	4.65	1.55	3.56	17.92	6.35	14.13
	尾矿	98.69	0.28	0.32	0.29	82.08	93.65	85.87
	浮铅尾矿	100.00	0.34	0.32	0.33	100.00	100.00	100.00
酯 105	铜粗精矿	1.33	4.67	1.51	3.48	17.75	6.28	13.61
	尾矿	98.67	0.29	0.33	0.30	82.25	93.72	86.39
	浮铅尾矿	100.00	0.35	0.32	0.34	100.00	100.00	100.00
ZJB-1	铜粗精矿	4.06	3.96	1.44	3.42	47.29	18.86	39.67
	尾矿	95.94	0.19	0.29	0.22	52.71	81.14	60.33
	浮铅尾矿	100.00	0.34	0.31	0.35	100.00	100.00	100.00
ZJB-2	铜粗精矿	3.84	4.18	1.51	3.53	47.21	18.12	39.87
	尾矿	96.14	0.19	0.27	0.22	52.79	81.88	60.13
	浮铅尾矿	100.00	0.34	0.32	0.34	100.00	100.00	100.00

回收率分别为 47.29 % 和 47.21 % ,二者铜回收率均明显优于 Z-200 和酯 105。用 ZJB-2 作捕收剂比 ZJB-1 获得的铜粗精矿中铜品位更高,因此选择 ZJB-2 作为浮铅尾矿选铜的捕收剂。

2.3.3 捕收剂用量试验

在矿浆浓度 30 % ,活化剂 ZJT 用量 2 500 g/t,浮选时间 5 min 开展浮铅尾矿选铜捕收剂 ZJB-2 用量试验。试验流程见图 5,试验结果见表 16。

由表 16 可知:随着 ZJB-2 用量的增加,铜粗精矿中铜回收率先逐渐增加后趋于稳定,铜品位略有降低。综合考虑生产成本和选别指标,ZJB-2 适宜用量为 100 g/t,此条件下获得的铜粗精矿中铜品位和铜回收率分别为 4.17 % 和 47.71 % 。

2.3.4 浮铅尾矿选铜闭路试验

在条件试验的基础上,进行浮铅尾矿选铜闭路试验。试验条件为矿浆浓度 30 % ,粗选 ZJT 用量 2 500 g/t,ZJB-2 用量 100 g/t;浮选流程为一次粗选两次精选两次扫选。试验流程见图 6,试验结果见表 17。

由表 17 可知:浮铅尾矿选铜闭路试验获得的铜精矿中铜品位为 13.18 % ,铜回收率为 53.47 % 。

2.4 全流程闭路验证试验

在上述试验的基础上,进行铅优先浮选—浮铅尾矿选铜全流程闭路试验。试验条件为矿浆浓度 30 % ,铅粗选 ZJT 用量 3 000 g/t、乙硫氮用量 100 g/t,铜粗选 ZJT 用量 2 500 g/t,ZJB-2 用量 100 g/t;浮选流程为一次粗选两次精选两次扫选。试验流程见图 7,试验结果见表 18。

表 16 铜浮选捕收剂用量试验结果

Table 16 Test results of collector dosage for copper flotation

捕收剂用量/(g·t ⁻¹)	产物	产率/%	品位/%			回收率/%		
			铜	铅	锌	铜	铅	锌
40	铜粗精矿	3.47	4.26	1.68	3.43	43.48	16.66	38.39
	尾矿	96.53	0.20	0.29	0.20	56.52	83.34	61.61
	浮铅尾矿	100.00	0.34	0.35	0.31	100.00	100.00	100.00
60	铜粗精矿	3.62	4.21	1.65	3.40	44.82	17.07	39.70
	尾矿	96.38	0.19	0.29	0.19	55.18	82.93	60.30
	浮铅尾矿	100.00	0.34	0.35	0.31	100.00	100.00	100.00
80	铜粗精矿	3.78	4.19	1.64	3.38	46.58	17.71	41.21
	尾矿	96.22	0.19	0.29	0.19	53.42	82.29	58.79
	浮铅尾矿	100.00	0.34	0.35	0.31	100.00	100.00	100.00
100	铜粗精矿	3.89	4.17	1.63	3.34	47.71	18.65	41.91
	尾矿	96.11	0.18	0.29	0.19	52.29	81.35	58.09
	浮铅尾矿	100.00	0.34	0.34	0.31	100.00	100.00	100.00
120	铜粗精矿	3.96	4.11	1.61	3.32	47.87	18.75	42.41
	尾矿	96.04	0.18	0.29	0.19	52.13	81.25	57.59
	浮铅尾矿	100.00	0.34	0.34	0.31	100.00	100.00	100.00

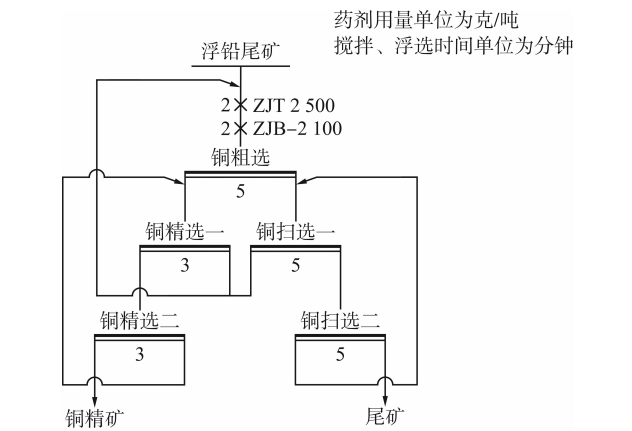


图 6 选铜闭路试验流程

Fig. 6 Flow of copper flotation closed-circuit test

表 17 选铜闭路试验结果

Table 17 Results of copper flotation closed-circuit test

产物	产率/ %	品位/%			回收率/%		
		铜	铅	锌	铜	铅	锌
铜精矿	1.42	13.18	3.91	10.05	53.47	16.33	46.04
尾矿	98.58	0.17	0.30	0.17	46.53	83.67	53.96
浮铅尾矿	100.00	0.35	0.34	0.31	100.00	100.00	100.00

由表 18 可知:全流程闭路试验可获得铅精矿铅品位 22.32 %、铅回收率 45.76 % ,锌品位 14.47 % 、锌回收率 31.78 % ,铜精矿铜品位 15.38 % 、铜回收率 44.22 % 的指标。

3 工业应用及效果

根据试验研究结果,结合现场实际生产情况,通

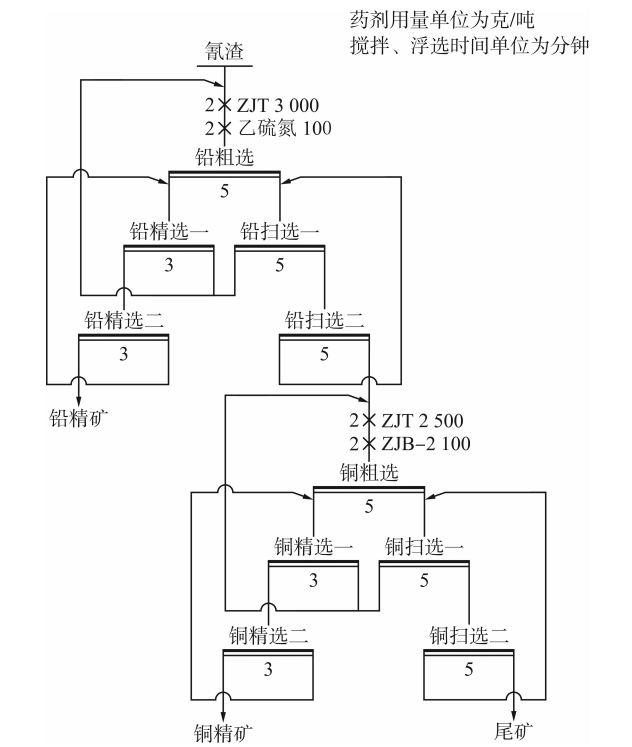


图 7 全流程闭路试验流程

Fig. 7 Flow of the whole-process closed-circuit test

表 18 全流程闭路试验结果

Table 18 Results of the whole-process closed-circuit test

产物	产率/ %	品位/%			回收率/%		
		铜	铅	锌	铜	铅	锌
铅精矿	1.23	6.34	22.32	14.47	19.50	45.76	31.78
铜精矿	1.15	15.38	3.89	13.34	44.22	7.45	27.39
尾矿	97.62	0.15	0.29	0.23	36.28	46.79	40.83
氰渣	100.00	0.40	0.60	0.56	100.00	100.00	100.00

过调整药剂制度、优化浮选流程对该黄金冶炼企业原有的氰渣浮选回收工段进行工艺优化改造。改造后,系统运行平稳,精矿产品中杂质含量明显减少,铜、铅、锌回收率较改造前均有明显提高,铅精矿铅、锌品位合计提高 8 ~ 40 百分点,铜精矿铜品位提高 3 ~ 13 百分点。

4 结 论

1) 氰渣中铜、铅、锌品位分别为 0.40 %、0.62 % 和 0.58 %,金属矿物主要为黄铁矿,其次为少量黄铜矿、闪锌矿和方铅矿;非金属矿物主要为石英。氰渣中铜、铅、锌分别以黄铜矿、方铅矿和闪锌矿的形式存在,且由于氰化提金工艺高碱、富氧的作业条件导致目的矿物表面被污染,形成氧化物和氰化物薄膜导致矿物可浮性下降。

2) 采用铅优先浮选—浮铅尾矿选铜工艺,铅浮选和铜浮选均采用一次粗选两次精选两次扫选的工艺流程,在铅浮选 ZJT 药剂用量 3 000 g/t,捕收剂乙硫氮用量 100 g/t,铜浮选 ZJT 用量 2 500 g/t、ZJB-2 用量 100 g/t 的条件下,全流程闭路试验可

获得铅精矿铅品位 22.32 %、铅回收率 45.76 %,锌品位 14.47 %、锌回收率 31.78 %,铜精矿铜品位 15.38 %、铜回收率 44.22 % 的指标。

3) 依托试验研究成果,通过调整现场药剂制度、优化浮选流程,铜、铅精矿的回收率及品位均得到改善,应用效果显著,经济效益良好。

[参 考 文 献]

[1] 张力先. 氰化提金工艺的最新进展[J]. 黄金学报,2001,2(3): 124-130.

[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.

[3] 刘栎灵. 浅析氰化尾渣资源化综合利用及污染防治措施[J]. 化工管理,2016(23):295-296,298.

[4] 康广凤,宁海丽,田建茹,等. 氰化尾渣资源化技术与工业应用环境风险分析[J]. 现代商贸工业,2019,40(24):197-198.

[5] 赵洪东,顾帼华. 氰化尾渣综合回收铜铅锌研究现状及展望[J]. 矿产综合利用,2013(5):73-75.

[6] 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.

[7] 李育彪,陈坤,郑仁军. 氰化尾渣脱氰技术及有价金属回收研究进展[J]. 矿产保护与利用,2021,41(1):91-101.

Experimental study on valuable metal recovery
by flotation of cyanide residue and its application

Ma Pengcheng, Wang LeYi, Jiang Guipeng, Gao Jincheng, Sun Qifei, Yang Peng, Zhao Na
(Shandong Zhaojin Group Co., Ltd.)

Abstract: To improve the resource utilization rate of cyanide residue and address the issues of low grade and recovery rates of valuable metal in flotation concentrates from gold cyanidation tailings, an analysis of the properties of cyanidation tailings and experimental studies on the recovery of copper, lead, and zinc were conducted. Based on the experimental results and actual on-site conditions, process optimization and reagent regime adjustments were implemented. Production practice shows that by adopting a lead preferential flotation followed by copper flotation process, with the lead flotation regulator ZJT at 3 000 g/t, diethyldithiocarbamate at 100 g/t, copper flotation regulator ZJT at 2 500 g/t, and collector ZJB-2 at 100 g/t, and using a flotation process of once roughing, twice cleaning, and twice scavenging, lead concentrate with a lead grade of 22.32 % and a lead recovery rate of 45.76 %, zinc concentrate with a zinc grade of 14.17 % and a zinc recovery rate of 31.78 %, and copper concentrate with a copper grade of 15.38 % and a copper recovery rate of 45.76 % can be obtained. After the process optimization, the combined lead and zinc grade in lead concentrate increased by 8-40 percentage points, and the copper grade in copper concentrate increased by 3-13 percentage points.

Keywords: cyanide residue; lead flotation; copper flotation; valuable metal; recovery rate