

氰化尾渣综合回收试验研究

宋超¹,郝福来¹,张磊¹,苑宏倩¹,刘强²,蒋雨仑¹

(1. 长春黄金研究院有限公司; 2. 辽宁排山楼黄金矿业有限公司)

摘要:辽宁某氰化尾渣金品位 2.01 g/t, 银品位 36.23 g/t, 铜、铅、锌品位分别为 0.33 %、1.91 %、3.01 %。针对该氰化尾渣进行铜铅锌混合浮选试验及优先选铅—尾矿选锌浮选试验。铜铅锌混合浮选试验可获得金品位 13.72 g/t、银品位 281.70 g/t、铜品位 3.63 %、铅品位 16.01 %、锌品位 36.92 %, 金、银、铜、铅、锌回收率分别为 50.09 %、57.22 %、80.69 %、61.33 %、90.88 % 的混合精矿; 优先选铅—尾矿选锌浮选试验可获得铅品位 48.95 %、铅回收率 52.29 % 的铅精矿, 锌品位 43.21 %、锌回收率 89.45 % 的锌精矿, 铅精矿中金、银、铜品位分别为 54.02 g/t、891.42 g/t、5.92 %, 锌精矿中金、银、铜品位分别为 2.43 g/t、134.79 g/t、2.19 %, 总金、总银、总铜回收率分别为 62.39 %、73.43 %、77.76 %。选别指标良好, 为该类氰化尾渣资源的综合回收利用提供了参考依据。

关键词:金精矿; 氰化尾渣; 预处理; 混合浮选; 优先浮选

中图分类号: TD953

文献标志码: A

文章编号: 1001-1277(2024)05-0028-06

doi: 10.11792/hj20240507

引言

氰化浸金工艺是黄金矿山重要选矿工艺^[1]。在氰化浸金过程中, 会产生大量氰化尾渣^[2]。目前, 主要采用简单堆存的方式处理氰化尾渣, 但这种方法不仅占用大量土地资源, 而且氰化尾渣中残留的氰化物和其他药剂可能存在环境污染的风险^[3-6]。此外, 氰化尾渣常含有未充分回收的铜、铅、锌等有价金属, 导致资源浪费^[7-9]。因此, 针对该氰化尾渣开展有价金属综合回收利用研究, 不仅对保护生态环境、提升黄金矿山资源利用水平和实现可持续发展具有重要意义, 而且能够有效降低企业尾矿库堆存量 and 环境风险, 提高企业资源综合利用率和经济效益^[10]。

以辽宁某金矿选矿厂为例, 该选矿厂采用氰化浸金工艺处理外购金精矿粉, 产生的氰化尾渣中金品位为 2.01 g/t, 银品位为 36.23 g/t, 铜、铅、锌品位分别为 0.33 %、1.91 %、3.01 %, 具有较高回收价值。因此, 针对该氰化尾渣开展有价金属综合回收试验研究, 以期降低企业尾矿库堆存量 and 环境风险。同时, 提高企业资源综合利用率和经济效益。

1 矿石性质

1.1 化学分析

对该氰化尾渣进行化学成分分析, 结果见表 1。

表 1 氰化尾渣化学成分分析结果

Table 1 Analysis results of cyanide tailings chemical composition

成分	Au ¹⁾	Ag ²⁾	Cu	Pb	Zn	Fe	S
w/%	2.01	36.23	0.33	1.91	3.01	13.61	13.96
成分	As	C	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	
w/%	0.067	1.11	3.38	1.89	7.32	45.26	

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: 氰化尾渣中金品位 2.01 g/t, 银品位 36.23 g/t, 铜、铅、锌品位分别为 0.33 %、1.91 %、3.01 %, 可考虑综合回收利用金、银、铜、铅、锌。

1.2 物相分析

铅、锌物相分析结果分别见表 2、表 3。

表 2 铅物相分析结果

Table 2 Analysis results of lead phase

相别	$w(\text{Pb})/\%$	分布率/%
硫化铅	1.80	94.24
氧化铅	0.11	5.76
总铅	1.91	100.00

表 3 锌物相分析结果

Table 3 Analysis results of zinc phase

相别	$w(\text{Zn})/\%$	分布率/%
硫化锌	2.86	95.02
氧化锌	0.15	4.98
总锌	3.01	100.00

由表2、表3可知,铅、锌主要以硫化物形式存在于氰化尾渣中,适合采用浮选工艺回收。因此,后续针对该氰化尾渣开展浮选试验研究,确定浮选回收最佳工艺及技术指标,为现场氰化尾渣综合回收利用提供技术支撑。

1.3 矿物组成

矿石矿物组成分析结果见表4。

Table 4 Analysis results of mineral composition in ores			
矿物名称	相对含量/%	矿物名称	相对含量/%
黄铁矿	19.30	石英	25.84
磁黄铁矿	0.27	长石	22.61
闪锌矿	4.39	白云母、绢云母	6.29
方铅矿	2.16	方解石、白云石、铁白云石	5.77
黄铜矿	0.88	菱铁矿、菱锰铁矿等碳酸盐矿物	3.63
毒砂	0.15	角闪石	1.83
黝铜矿	0.05	绿泥石、高岭石、蛇纹石	1.37
赤铁矿、磁铁矿	4.16	辉石类	0.49
褐铁矿	0.35	榍石、金红石、石榴石	0.26
铬铁矿、钛铁矿	0.15	臭葱石	0.05

由表4可知:该氰化尾渣中主要金属硫化矿物为黄铁矿,其次为方铅矿、闪锌矿、黄铜矿,少量磁黄铁矿及毒砂,合计占27.15%;金属氧化矿物主要为磁铁矿、赤铁矿及少量褐铁矿、铬铁矿、钛铁矿、臭葱石,合计占4.71%;脉石矿物主要为石英、长石、云母类矿物,其次为方解石、白云石、铁白云石及菱铁矿、锰铁矿等碳酸盐矿物。

1.4 粒度分析

氰化尾渣粒度分析结果见表5。由表5可知:该

氰化尾渣粒度较细,−0.037 mm占70.39%;粒度过细,导致部分铅矿物、锌矿物过磨,对浮选指标产生不利影响。

Table 5 Analysis results of cyanide tailings grain size	
粒度/mm	分布率/%
+0.104	4.51
−0.104 ~ +0.074	6.01
−0.074 ~ +0.045	11.21
−0.045 ~ +0.037	7.88
−0.037	70.39
合计	100.00

2 铜铅锌混合浮选试验

2.1 预处理对比试验

由上述矿石性质分析结果可知:该氰化尾渣粒度较细,有用矿物比表面积较大,对药剂吸附能力较强,加之氰化尾渣中残留大量氰根离子及浮选药剂,致使目的矿物可浮性差,影响有价金属综合回收利用。因此,针对该氰化尾渣进行直接浮选与预处理后再浮选(即破氰+浮选)的对比试验研究。试验流程见图1,试验结果见表6。



图1 预处理对比试验流程
Fig.1 Test flow chart of pretreatment comparison

Table 6 Test results of pretreatment comparison								
试验流程	产物	产率/%	品位/%			回收率/%		
			铜	铅	锌	铜	铅	锌
直接浮选	混合粗精矿	9.08	1.200	9.92	23.13	32.05	47.17	69.79
	尾矿	90.92	0.254	1.11	1.00	67.95	52.83	30.21
	氰化尾渣	100.00	0.340	1.91	3.01	100.00	100.00	100.00
破氰+浮选	混合粗精矿	14.06	1.830	8.76	18.17	75.65	64.13	84.57
	尾矿	85.94	0.096	0.80	0.54	24.35	35.87	15.43
	氰化尾渣	100.00	0.340	1.92	3.02	100.00	100.00	100.00

由表 6 可知:该氰化尾渣经过长时间高浓度氰化物的作用,铜、锌可浮性均受到较大程度影响;对该氰化尾渣进行破氰 + 浮选试验,铜、铅、锌回收率较直接浮选均有大幅度提高。因此,确定针对该氰化尾渣进行破氰 + 浮选试验,而非直接浮选。

2.2 铜铅锌混合浮选闭路试验

在对该氰化尾渣进行药剂种类及用量、磨矿细度、调整剂种类及用量、捕收剂种类及用量等条件试验基础上,确定了该氰化尾渣混合浮选最佳工艺参数并进行闭路试验。铜铅锌混合浮选闭路试验流程图 2,闭路试验结果见表 7。

由表 7 可知:氰化尾渣经铜铅锌混合浮选闭路试验可获得金、银、铜、铅、锌品位分别为 13.72 g/t、281.70 g/t、3.63 %、16.01 %、36.92 %,金、银、铜、铅、锌回收率分别为 50.09 %、57.22 %、80.69 %、61.33 %、90.88 % 的混合精矿。根据 YS/T 452—2013《混合铅锌精矿》,混合铅锌精矿中铅品位大于 15 %,锌品位大于 34 %,铅品位 + 锌品位大于 50 %,为二级混合铅锌精矿,故该混合精矿达标。对铜铅锌混合浮选闭路试验尾矿进行铅流失状态考查,发现尾矿中流失的铅矿物多以 0.002 mm 以下单体形式存在,属于微细粒流失,采用浮选工艺难以回收这部分铅矿物。

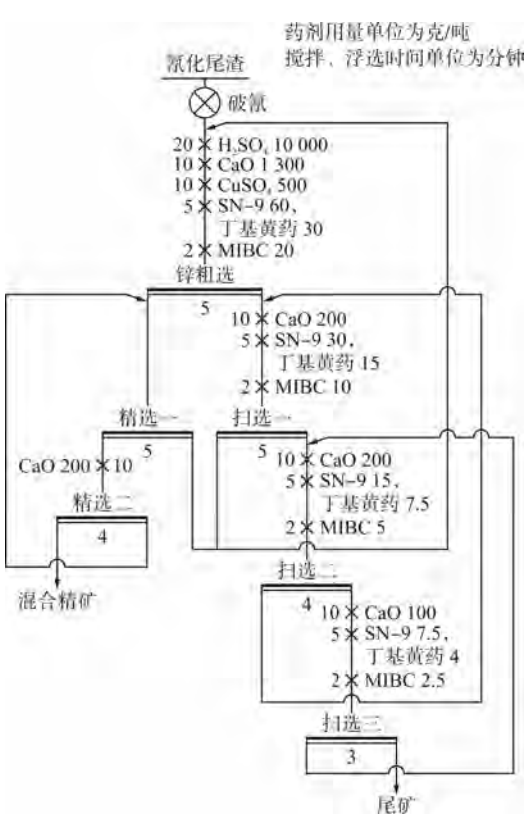


图 2 铜铅锌混合浮选闭路试验流程
Fig. 2 Closed-circuit test flow chart of bulk copper – lead – zinc flotation

表 7 铜铅锌混合浮选闭路试验结果

Table 7 Closed-circuit test results of copper – lead – zinc mixed flotation

产物	产率/ %	品位					回收率/%				
		金/(g·t ⁻¹)	银/(g·t ⁻¹)	铜/%	铅/%	锌/%	金	银	铜	铅	锌
混合精矿	7.26	13.72	281.70	3.63	16.01	36.92	50.09	57.22	80.69	61.33	90.88
尾矿	92.74	1.07	16.48	0.07	0.79	0.29	49.91	42.78	19.31	38.67	9.12
氰化尾渣	100.00	1.99	35.73	0.33	1.89	2.95	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

3 优先选铅—尾矿选锌浮选试验

该氰化尾渣中铅、锌品位较高,能够实现铅、锌有效分离,可进一步提高氰化尾渣综合利用率及给企业带来经济效益,而铜品位较低,较难实现铜、铅有效分离。因此,本次试验重点回收氰化尾渣中铅、锌。

3.1 优先选铅

3.1.1 脱药对比试验

该氰化尾渣为浮选金精矿氰化浸金后的产物,表面残留大量浮选药剂,导致氰化尾渣中锌较难抑制。针对该氰化尾渣进行破氰 + 浮选与破氰 + 脱药 + 浮选对比试验研究。试验流程见图 3,试验结果见表 8。

由表 8 可知:加入活性炭脱药后,铅粗精矿产率

下降近 7 百分点,锌回收率下降约 20 百分点,铅回收率几乎未受影响,确定进行优先选铅试验时需要对氰化尾渣进行破氰 + 脱药 + 浮选。



图 3 脱药对比试验流程

Fig. 3 Test flow chart of agent removal comparison

表 8 脱药对比试验结果

Table 8 Test results of agent removal comparison

试验流程	产物	产率/ %	品位/%		回收率/%	
			铅	锌	铅	锌
破氰+浮选	铅粗精矿	21.14	5.48	7.06	60.64	49.57
	尾矿	78.86	0.95	1.92	39.36	50.43
	氰化尾渣	100.00	1.91	3.01	100.00	100.00
破氰+脱药+浮选	铅粗精矿	14.24	7.95	6.09	59.27	29.00
	尾矿	85.76	0.91	2.48	40.73	71.00
	氰化尾渣	100.00	1.91	2.99	100.00	100.00

3.1.2 磨矿细度试验

在浮选过程中,磨矿细度是影响目的矿物回收指标的重要因素。在电子显微镜下观察,发现该氰化尾渣在磨矿细度-0.074 mm 占 89.47 % 条件下,仍有部分铅矿物未充分解离。因此,针对该氰化尾渣进行磨矿细度试验研究。试验流程见图 3,试验结果见表 9。

表 9 磨矿细度试验结果

Table 9 Test results of grinding fineness

w(磨矿细度 -0.074mm)/%	产物	产率/ %	品位/%		回收率/%	
			铅	锌	铅	锌
89.47 (未磨矿)	铅粗精矿	14.24	7.95	6.09	59.27	29.00
	尾矿	85.76	0.91	2.48	40.73	71.00
	氰化尾渣	100.00	1.91	2.99	100.00	100.00
95.00 (已磨矿)	铅粗精矿	17.45	6.08	5.32	55.54	30.84
	尾矿	82.55	1.03	2.52	44.46	69.16
	氰化尾渣	100.00	1.91	3.01	100.00	100.00

由表 9 可知:增加磨矿细度,铅粗精矿产率增加,铅回收率下降,加剧了目的矿物过磨现象,使得微细粒铅矿物增多,不利于铅浮选回收,因此后续浮选试验按照原磨矿细度-0.074 mm 占 89.47 % 进行。

3.1.3 药剂制度优化试验

针对该氰化尾渣进行了石灰用量、锌抑制剂种类、捕收剂种类等条件试验,并确定了优先选铅的最佳药剂制度。试验流程见图 3,试验结果分别见图 4、表 10 及表 11。

由图 4、表 10 及表 11 可知:通过上述条件试验,确定优先选铅最佳药剂制度。即铅粗选石灰最佳用量 800 g/t,浮选矿浆 pH 值 9.5,锌最佳抑制剂 ZnSO₄ + Na₂SO₃ 用量 4 000 g/t + 2 000 g/t,最佳捕收剂 SN-9 + Z-200 用量 80 g/t + 20 g/t。

3.1.4 优先选铅闭路试验

为提高铅回收率和获得符合销售标准的铅精矿产品,采用石灰为 pH 调整剂(pH 值控制在 9.5 ~

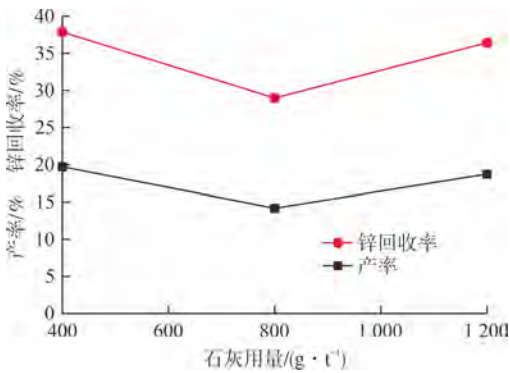


图 4 石灰用量试验结果

Fig. 4 Test results of lime dosage

表 10 锌抑制剂种类试验结果

Table 10 Test results of zinc inhibitor types

锌抑制剂种类	产物	产率/ %	品位/%		回收率/%	
			铅	锌	铅	锌
ZnSO ₄	铅粗精矿	16.41	7.04	7.62	60.18	41.55
ZnSO ₄ + Na ₂ SO ₃	铅粗精矿	14.24	7.95	6.09	59.27	29.00
Na ₂ CO ₃ + ZnSO ₄ + Na ₂ SO ₃	铅粗精矿	17.00	6.66	5.78	59.60	32.65
Na ₂ S + ZnSO ₄ + Na ₂ SO ₃	铅粗精矿	15.40	7.30	6.68	58.85	34.29

表 11 捕收剂种类试验结果

Table 11 Test results of collector type

捕收剂种类	产物	产率/ %	品位/%		回收率/%	
			铅	锌	铅	锌
丁基黄药 + 丁铵黑药	铅粗精矿	12.20	8.48	10.58	54.47	42.75
SN-9 + 丁基黄药	铅粗精矿	19.11	5.89	10.10	59.57	63.71
SN-9 + Z-200	铅粗精矿	17.15	6.69	5.82	59.76	33.39
SN-9 + 丁铵黑药	铅粗精矿	15.91	6.96	12.26	57.96	64.79

10.0), ZnSO₄ + Na₂SO₃ 为锌抑制剂, SN-9 + Z-200 为捕收剂, MIBC 为起泡剂, 针对该氰化尾渣开展了优先选铅闭路试验。试验结果表明, 在粗选矿浆浓度 28 % ~ 30 %, 总浮选时间 15 min, 采用一粗两扫三精的试验流程, 可获得铅品位 49.96 %, 锌品位 2.94 % 的铅精矿。

3.2 尾矿选锌

3.2.1 石灰用量试验

该氰化尾渣中黄铁矿含量较高, 需要对其进行抑制后才能进行后续浮选试验。针对铅尾矿进行石灰用量试验。试验流程见图 5, 试验结果见图 6。

由图 6 可知: 随着石灰用量由 500 g/t 增加至 1 500 g/t, 锌粗精矿产率及锌回收率呈先下降后上升趋势, 锌品位呈先上升后下降趋势。综合考虑, 确定石灰用量为 1 000 g/t 进行后续试验。

3.2.2 药剂制度优化试验

针对该铅尾矿分别进行了硫酸铜用量、捕收剂种

由图 7、图 8 可知:尾矿选锌粗选硫酸铜最佳用量为 600 g/t,捕收剂选用 CG135,最佳用量为 60 g/t。

3.2.3 尾矿选锌闭路试验

为提高锌回收率和获得符合销售标准的锌精矿,采用石灰为 pH 调整剂(pH 值控制在 10.2 ~ 10.5),硫酸铜为活化剂,CG135 为捕收剂,MIBC 为起泡剂,开展了尾矿选锌闭路试验。试验结果表明:在总浮选时间 12 min,采用一粗两扫两精的试验流程获得锌精矿锌品位为 44.39 %。

3.3 优先选铅—尾矿选锌闭路试验

针对该氰化尾渣进行了优先选铅—尾矿选锌闭路试验。试验流程见图 9,试验结果见表 12。

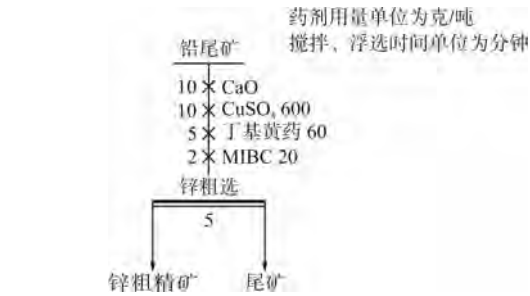


图 5 石灰用量试验流程

Fig. 5 Test flow chart of lime dosage

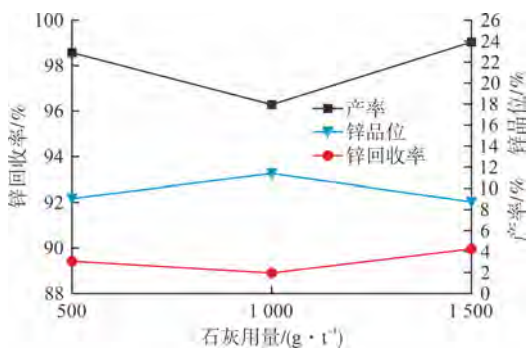


图 6 石灰用量试验结果

Fig. 6 Test results of lime dosage

类及用量等条件试验,确定了尾矿选锌的最佳药剂制度。试验流程见图 5,试验结果分别见图 7、图 8。

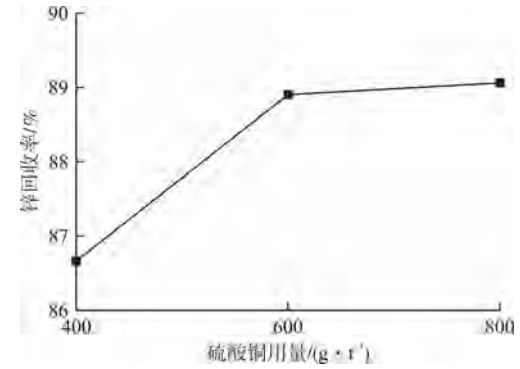


图 7 硫酸铜用量试验结果

Fig. 7 Test results of copper sulfate dosage

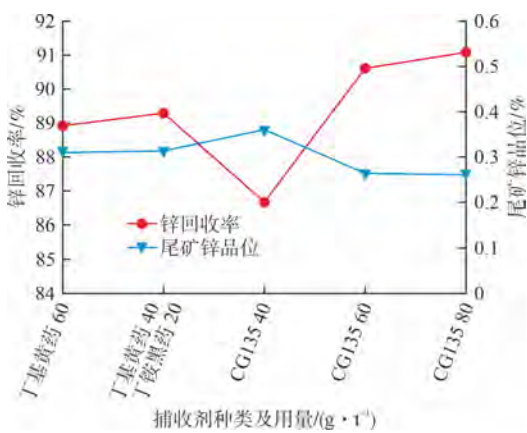


图 8 捕收剂种类及用量试验结果

Fig. 8 Test results of collector type and dosage

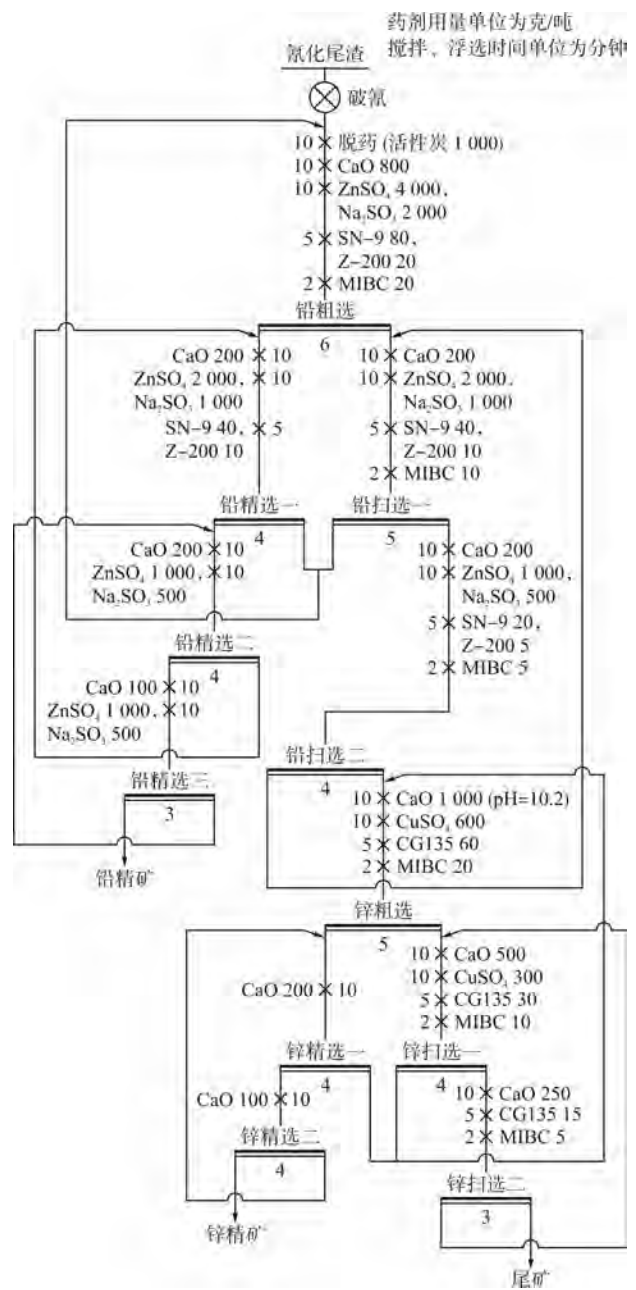


图 9 优先选铅—尾矿选锌闭路试验流程

Fig. 9 Closed-circuit test flow chart of preferential lead separation - zinc recovery from tailings process

表 12 优先选铅—尾矿选锌闭路试验结果

Table 12 Closed-circuit test results of preferential lead separation – zinc recovery from tailings process

产物	产率/ %	品位					回收率/%				
		金/(g·t ⁻¹)	银/(g·t ⁻¹)	铜/%	铅/%	锌/%	金	银	铜	铅	锌
铅精矿	2.03	54.02	891.42	5.92	48.95	3.44	54.82	50.15	36.41	52.29	2.32
锌精矿	6.23	2.43	134.79	2.19	2.92	43.21	7.57	23.28	41.35	9.57	89.45
尾矿	91.74	0.82	10.45	0.08	0.79	0.27	37.61	26.57	22.24	38.14	8.23
氰化尾渣	100.00	2.00	36.08	0.33	1.90	3.01	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

由表 12 可知:采用优先选铅—尾矿选锌工艺流程处理该氰化尾渣,可获得铅、金、银、铜品位分别为 48.95 %、54.02 g/t、891.42 g/t、5.92 %,铅回收率为 52.29 % 的铅精矿;锌、金、银、铜品位分别为 43.21 %、2.43 g/t、134.79 g/t、2.19 %,锌回收率为 89.45 % 的锌精矿。这些精矿中总金回收率、总银回收率、总铜回收率分别为 62.39 %、73.43 %、77.76 %。采用该工艺流程,不仅氰化尾渣中铅、锌得到有效回收,同时金、银、铜也得到回收,实现了该氰化尾渣的综合回收。

4 结 论

- 1) 辽宁某氰化尾渣中金、铅、锌品位较高,具有一定回收价值,同时含有银、铜等有价值元素可综合回收。该氰化尾渣粒度较细,导致部分铅矿物、锌矿物过磨,对浮选过程产生不利影响。
- 2) 针对该氰化尾渣进行铜铅锌混合浮选试验,可获得金品位 13.72 g/t、银品位 281.70 g/t、铜品位 3.63 %、铅品位 16.01 %、锌品位 36.92 % 的混合精矿。
- 3) 针对该氰化尾渣进行优先选铅—尾矿选锌浮

选试验,可获得铅品位 48.95 %、铅回收率 52.29 % 的铅精矿,锌品位 43.21 %、锌回收率 89.45 % 的锌精矿。铅精矿中金、银、铜品位分别为 54.02 g/t、891.42 g/t、5.92 %,锌精矿中金、银、铜品位分别为 2.43 g/t、134.79 g/t、2.19 %。

[参 考 文 献]

[1] 郭振杰. 提金新工艺——氰化法[J]. 内蒙古科技与经济, 2007 (24): 75, 77.

[2] 郭建东, 孙一清, 陈顺勋, 等. 金精矿氰化尾渣综合回收金硫工艺试验研究[J]. 黄金, 2023, 44(6): 51–54.

[3] 李元鑫, 孙晓丰, 刘杰, 等. 某氰化尾渣中硫浮选回收工艺研究[J]. 黄金, 2023, 44(4): 48–51.

[4] 董萍, 宋永辉, 李和付, 等. 氰化尾渣矿浆电解过程中黄铁矿的溶出研究[J]. 黄金, 2023, 44(1): 94–98.

[5] 郑晔, 胡春融, 王海东, 等. 黄金矿山氰化尾矿综合回收研究与实践[J]. 黄金, 2003, 24(5): 36–38.

[6] 张渊, 李俊锋, 索崇慧. 矿山尾矿综合利用及其环境治理的意义[J]. 农业与技术, 2000, 21(4): 56–57.

[7] GUO X, QIN H, TIAN Q, et al. The efficacy of a new iodination roasting technology to recover gold and silver from refractory gold tailing[J]. Journal of Cleaner Production, 2020, 261: 121–147.

[8] DONATO D B, NICHOL S O, POSSINGHAM H, et al. A critical review of the effects of gold cyanide-bearing tailings solutions on wildlife[J]. Environment International, 2007, 33(7): 974–984.

[9] 吕翠翠, 丁剑, 付国燕, 等. 氰化尾渣中有价元素回收现状与展望[J]. 化工学报, 2016, 67(4): 1 079–1 089.

[10] 冯阳, 李环, 朱健健. 氰化尾渣资源综合回收利用研究进展[J]. 化工设计通讯, 2018, 44(9): 201.

Experimental study on comprehensive recovery of cyanide tailings

Song Chao¹, Hao Fulai¹, Zhang Lei¹, Yuan Hongqian¹, Liu Qiang², Jiang Yulun¹

(1. Changchun Gold Research Institute Co., Ltd.; 2. Liaoning Paishanlou Gold Mining Industry Co., Ltd.)

Abstract: The gold grade of cyanide tailings from a gold mine in Liaoning is 2.01 g/t, with a silver grade of 36.23 g/t, copper grade of 0.33 %, lead grade of 1.91 %, and zinc grade of 3.01 %. Copper – lead – zinc mixed flotation tests and tests on preferential separation of lead – zinc flotation from the tailings were conducted on the cyanide tailings. The copper – lead – zinc mixed flotation test yielded a mixed concentrate with gold grade of 13.72 g/t, silver grade of 281.70 g/t, copper grade of 3.63 %, lead grade of 16.01 %, and zinc grade of 36.92 %. The recovery rates for gold, silver, copper, lead, and zinc were 50.09 %, 57.22 %, 80.69 %, 61.33 %, and 90.88 %, respectively. The process of preferential separation of lead – zinc flotation from the tailings produced a lead concentrate with a grade of 48.95 % and a recovery rate of 52.29 %, and a zinc concentrate with a grade of 43.21 % and a recovery rate of 89.45 %. In the lead concentrate, the gold grade, silver grade, and copper grade, were 54.02 g/t, 891.42 g/t, 5.92 %, respectively. In the zinc concentrate, the gold grade, silver grade, and copper grade, were 2.43 g/t, 134.79 g/t, and 2.19 %, respectively. The total recovery rates for gold, silver, and copper were 62.39 %, 73.43 %, and 77.76 %, respectively. The separation indices were favorable, providing a reference basis for the comprehensive utilization of similar cyanide tailings resources.

Keywords: gold concentrate; cyanide tailings; pretreatment; mixed flotation; preferential flotation