

氰化尾渣中微细粒低品位金回收技术研究与应用

陈路楠¹,徐学佳^{1*},豆 娜²

(1. 招金矿业股份有限公司; 2. 山东国环固废创新科技中心有限公司)

摘要:针对某黄金生产企业氰化尾渣选硫生产过程中,微细粒低品位金无法回收利用造成资源浪费情况,开展系统试验研究。以现有氰化尾渣选硫系统为基础,以氰化尾渣及硫精矿为试验对象,进行金回收技术方案条件试验,最终形成氰化尾渣经现有选硫系统进行金、硫富集后,进行旋流器分级生产高金硫精矿和低金硫精矿技术方案。该技术方案成本低、易于工业化实施。现场改造后,产出金品位大于 3.0 g/t、硫品位大于 46.5 % 的高金硫精矿和硫品位大于 46.5 % 的低金硫精矿 2 种产品,最大限度地提高了经济效益。

关键词:氰化尾渣;微细粒;低品位金;旋流器;金回收

中图分类号:TD926.4

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2024)02-0041-06

doi:10.11792/hj20240209

引 言

金因其特殊的物理化学性质,被广泛应用于航空航天、制药、通讯等行业^[1-2]。中国对黄金需求量持续增长,但中国黄金资源储量仅占全球总储量的 4.1 %^[3-4],供需失衡。因此,亟须开发低品位金回收利用技术,提高资源利用率。

某黄金生产企业金精矿全泥氰化产生的氰化尾渣粒度为 -0.038 mm 占 90 % 左右,金品位约 1.0 g/t、硫品位 23 % ~ 25 %。为解决氰化尾渣堆存问题,该企业前期建设了一套处理量 66 万 t/a 的氰化尾渣选硫系统生产硫精矿,该硫精矿采用沸腾焙烧生产硫酸,剩余的烧渣含铁达 62 %,可直接外售至钢铁厂作为炼铁原料。在此过程中,由于氰化尾渣中金品位低、颗粒粒度细,金未能有效回收利用,且未参与计价,造成严重的资源浪费。难处理金回收常规方法有氯化挥发、造硫捕金、焙烧氰化、生物氧化等,但受限于生产成本,无法应用于低品位金回收利用^[5-10]。

针对该企业氰化尾渣选硫生产现状,开展系统试验研究,回收氰化尾渣中低品位金,获得金品位大于 3.0 g/t、硫品位大于 46.5 % 的高金硫精矿和硫品位大于 46.5 % 的低金硫精矿 2 种产品,最大限度地提高经济效益。本文以现有氰化尾渣选硫系统为基础,以氰化尾渣及硫精矿为试验对象,进行不同金回收技术方案条件试验,开发低成本、易于工业实施的低品位金回收技术。

1 现有氰化尾渣选硫系统

针对氰化尾渣性质,现有氰化尾渣选硫系统采用预先酸浸破氰,然后添加活化剂及捕收剂浮选回收硫工艺,工艺流程为一次粗选、两次精选、两次扫选。工艺流程如图 1 所示。

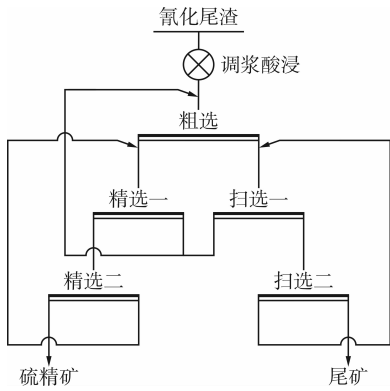


图 1 氰化尾渣选硫工艺流程

Fig.1 Cyanide tailings sulfur separation process flow chart

对氰化尾渣选硫过程中金、硫元素指标进行长期生产统计,硫精矿金平均品位为 1.55 g/t,金平均回收率为 86.48 %;硫平均品位为 48.23 %,硫平均回收率为 93.20 %。虽然在选硫过程中金得到了富集,但由于金品位过低,无法参与计价。

该企业现有氰化尾渣选硫系统技术成熟、运行稳定,本研究在不影响氰化尾渣选硫系统正常运行的前提下,选取 2 种技术方案分别进行试验:①选硫前以氰化尾渣为试验对象富集金,生产高金硫精矿,之后

以现有选硫系统生产低金硫精矿;②以现有选硫系统生产的硫精矿为试验对象富集金,生产高金硫精矿和低金硫精矿。

2 氰化尾渣回收金试验研究

本方案的优点是氰化尾渣中所有金均进入作业系统,无其他损失;缺点是金、硫品位低,生产合格产品难度大。根据氰化尾渣特点,从粒度、密度、可浮性等方面的差异入手,进行各种工艺试验研究,以获得合格的金硫精矿。

2.1 氰化尾渣筛分试验

以氰化尾渣为原料进行筛分试验,工艺流程如图 2 所示,试验结果如表 1 所示。

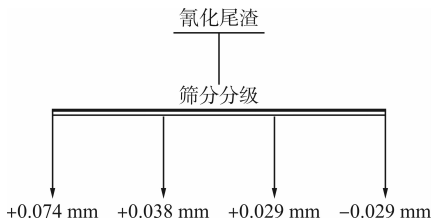


图 2 氰化尾渣筛分试验工艺流程

Fig. 2 Cyanide tailings screening test process flow chart

由表 1 可知:对氰化尾渣进行筛分处理,仅 +0.074 mm 粒级的氰化尾渣金品位达到 3 g/t 以上,

表 2 氰化尾渣尼尔森重选试验结果

Table 2 Test results of Nelson concentrator gravity separation of cyanide tailings

试验条件		产物	产率/%	品位/%		回收率/%	
离心力	给矿速度/(L·min ⁻¹)			Au ¹⁾	S	Au	S
40G	4.0	精矿	16.82	2.41	38.64	41.75	26.00
		尾矿	83.18	0.68	22.24	58.25	74.00
		氰化尾渣	100.00	0.97	25.00	100.00	100.00
40G	5.0	精矿	10.84	2.75	38.43	30.55	17.09
		尾矿	89.16	0.76	22.66	69.45	82.91
		氰化尾渣	100.00	0.98	24.37	100.00	100.00
60G	6.0	精矿	14.81	2.27	36.65	35.09	22.44
		尾矿	85.19	0.73	22.02	64.91	77.56
		氰化尾渣	100.00	0.96	24.19	100.00	100.00

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

由表 2 可知:尼尔森重选可以一定程度富集氰化尾渣中金、硫,但难以获得合格的高金硫精矿。

2.3 氰化尾渣浮选试验

以氰化尾渣为原料进行浮选试验,工艺流程如图 4 所示,试验结果如表 3 所示。

由表 3 可知:浮选试验可以一定程度富集氰化尾渣中金、硫,精矿硫品位可达 51.84 %,但金品位只有 2.37 g/t,难以获得合格的高金硫精矿。

上述试验研究结果表明:以氰化尾渣为原料直接回收金,虽然可一定程度富集金,但难以获得合格的金硫精矿。此外,考虑到与现有氰化尾渣选硫系统的

表 1 氰化尾渣筛分试验结果

Table 1 Cyanide tailings screening test results

粒级/mm	产率/%	品位/%		回收率/%	
		Au ¹⁾	S	Au	S
+0.074	0.59	3.28	7.72	1.92	0.20
-0.074 ~ +0.038	14.85	1.95	14.26	28.66	9.13
-0.038 ~ +0.029	10.22	1.70	27.77	17.19	12.23
-0.029	74.34	0.71	24.48	52.23	78.44
氰化尾渣	100.00	1.01	23.20	100.00	100.00

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

但硫品位只有 7.72 %,说明难以通过筛分获得合格的高金硫精矿。

2.2 氰化尾渣尼尔森重选试验

以氰化尾渣为原料进行尼尔森重选试验,工艺流程如图 3 所示,试验结果如表 2 所示。

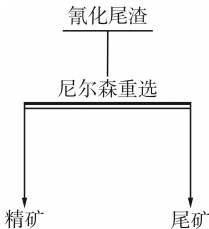


图 3 氰化尾渣尼尔森重选试验工艺流程

Fig. 3 Process flow chart of Nelson concentrator gravity separation test on cyanide tailings

衔接问题,不宜直接以氰化尾渣为原料回收低品位金。

3 硫精矿回收金试验研究

本方案的优点是经过选硫作业后,金、硫均得到富集,生产合格的金硫精矿难度降低;缺点是选硫作业过程中已经有一部分金损失于尾矿中,依据长期生产统计,选硫作业金回收率为 86.48 %。以氰化尾渣选硫工艺获得的硫精矿为试验对象,试验思路与氰化尾渣回收金基本一致,进行各种工艺试验研究,以获得合格的金硫精矿。

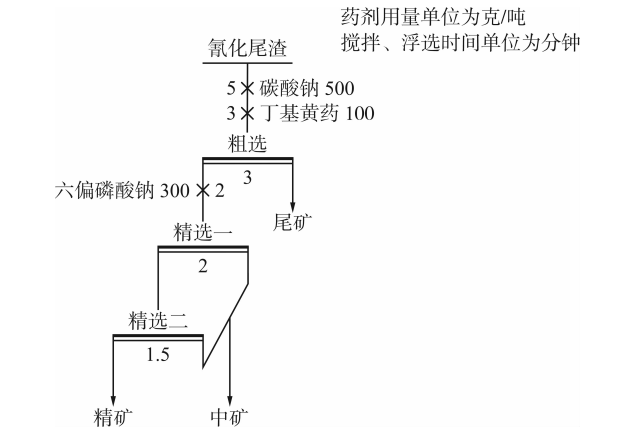


图4 氰化尾渣浮选试验工艺流程

Fig.4 Process flow chart of flotation test on cyanide tailings

表3 氰化尾渣浮选试验结果

产物	产率/ %	品位/%		回收率/%	
		Au ¹⁾	S	Au	S
精矿	3.80	2.37	51.84	9.63	8.44
中矿	25.20	1.24	42.67	33.42	46.06
尾矿	71.00	0.75	14.96	56.95	45.50
氰化尾渣	100.00	0.94	23.34	100.00	100.00

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

3.1 硫精矿筛分试验

以硫精矿为原料进行筛分试验,工艺流程如图5所示,试验结果如表4所示。

由表4可知:对硫精矿进行筛分处理, +0.029 mm 粒级精矿金品位为 3.67 g/t,硫品位为 46.90 % ,满足高金硫精矿质量要求,金、硫作业回收率分别为 31.61 %、13.65 % ,综合回收率分别为 27.34 %、12.72 % ; -0.029 mm 粒级精矿硫品位为 48.56 % ,满足低金硫精矿质量要求。

表5 硫精矿尼尔森重选试验结果

试验条件		产物	作业产率/ %	品位/%		作业回收率/%		综合回收率/%	
离心力	给矿速度/($\text{L}\cdot\text{min}^{-1}$)			Au ¹⁾	S	Au	S	Au	S
40G	4.0	精矿	13.22	3.76	52.93	33.83	13.73	29.26	12.80
		尾矿	86.78	1.12	50.66	66.17	86.27	57.22	80.40
		硫精矿	100.00	1.47	50.96	100.00	100.00	86.48	93.20
40G	6.0	精矿	9.13	4.45	52.15	28.00	9.38	24.21	8.74
		尾矿	90.87	1.15	50.66	72.00	90.62	62.27	84.46
		硫精矿	100.00	1.45	50.80	100.00	100.00	86.48	93.20
40G	8.0	精矿	3.15	5.11	52.33	10.76	3.29	9.31	3.07
		尾矿	96.85	1.38	50.02	89.24	96.71	77.17	90.13
		硫精矿	100.00	1.50	50.09	100.00	100.00	86.48	93.20
60G	6.0	精矿	20.97	2.79	50.11	40.32	21.13	34.87	19.69
		尾矿	79.03	1.10	49.64	59.68	78.87	51.61	73.51
		硫精矿	100.00	1.46	49.74	100.00	100.00	86.48	93.20
90G	6.0	精矿	34.11	2.43	50.77	57.23	35.27	49.49	32.87
		尾矿	65.89	0.94	48.24	42.77	64.73	36.99	60.33
		硫精矿	100.00	1.45	49.10	100.00	100.00	86.48	93.20

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

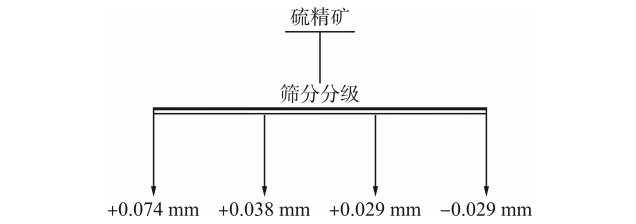


图5 硫精矿筛分试验工艺流程

Fig.5 Process flow chart of screening test on sulfur concentrate

表4 硫精矿筛分试验结果

粒级/mm	作业产 率/%	品位/%		作业回收率/%		综合回收率/%	
		Au ¹⁾	S	Au	S	Au	S
+0.074	0.80	7.20	41.25	3.53	0.69	3.05	0.64
-0.074 ~ +0.038	7.29	4.00	46.69	17.84	7.04	15.43	6.56
+0.038(合计)	8.09	4.32	46.15	21.37	7.73	18.48	7.20
-0.038 ~ +0.029	5.98	2.80	47.92	10.24	5.92	8.86	5.52
+0.029(合计)	14.07	3.67	46.90	31.61	13.65	27.34	12.72
-0.029	85.93	1.30	48.56	68.39	86.35	59.14	80.48
硫精矿	100.00	1.63	48.33	100.00	100.00	86.48	93.20

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

3.2 硫精矿尼尔森重选试验

以硫精矿为原料进行尼尔森重选试验,工艺流程如图6所示,试验结果如表5所示。

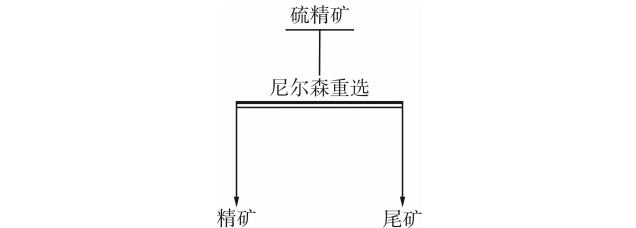


图6 硫精矿尼尔森重选试验工艺流程

Fig.6 Process flow chart of Nelson concentrator gravity separation test on sulfur concentrate

由表 5 可知:硫精矿进行尼尔森重选试验可以获得合格的金硫精矿,在保持离心力不变的情况下,随着给矿速度的逐渐增加,精矿作业产率逐渐降低,金品位逐渐增加,金回收率则逐渐降低;在保持给矿速度不变的情况下,随着离心力的逐渐增加,精矿作业产率逐渐增加,金品位逐渐降低,金回收率逐渐增加。

其中,离心力 40*G*、给矿速度 4.0 L/min,离心力 40*G*、给矿速度 6.0 L/min,离心力 40*G*、给矿速度 8.0 L/min 3 组条件试验均能满足生产高金硫精矿和低金硫精矿质量要求。当离心力 40*G*、给矿速度 4.0 L/min 时,硫精矿中金、硫回收率最高,作业回收率分别为 33.83 %、13.73 %,综合回收率分别为

29.26 %、12.80 %。

3.3 硫精矿浮选试验

以硫精矿为原料进行浮选试验,工艺流程如图 7 所示,试验结果如表 6 所示。

搅拌、浮选时间单位为分钟

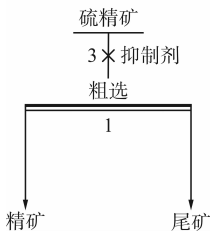


图 7 硫精矿浮选试验工艺流程

Fig. 7 Process flow chart of flotation test on sulfur concentrate

表 6 硫精矿浮选试验结果

Table 6 Test results of sulfur concentrate flotation

抑制剂种类及用量/(g·t ⁻¹)	产物	作业产率/ %	品位/%		作业回收率/%		综合回收率/%	
			Au ¹⁾	S	Au	S	Au	S
不使用捕收剂	精矿	38.93	1.77	50.02	41.97	40.60	36.30	37.84
	尾矿	61.07	1.56	46.64	58.03	59.40	50.18	55.36
	硫精矿	100.00	1.64	47.96	100.00	100.00	86.48	93.20
六偏磷酸钠 250	精矿	39.50	1.71	50.85	40.36	41.81	34.90	38.97
	尾矿	60.50	1.65	46.21	59.64	58.19	51.58	54.23
	硫精矿	100.00	1.67	48.04	100.00	100.00	86.48	93.20
水玻璃 2 000	精矿	38.27	1.84	50.85	43.36	40.55	37.50	37.79
	尾矿	61.73	1.49	46.21	56.64	59.45	48.98	55.41
	硫精矿	100.00	1.62	47.99	100.00	100.00	86.48	93.20

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

由表 6 可知:对硫精矿进行浮选试验,金富集效果不明显,无法生产合格的高金硫精矿。

3.4 硫精矿旋流器分级试验

以硫精矿为原料,采用筛分和尼尔森重选 2 种技术方案均可生产合格高金硫精矿及低金硫精矿。因此,考虑采用技术原理相似、工业上更易实现、生产成本低廉的旋流器分级技术方案。

试验采用 FX150 - 120 型高效分级旋流器,控制入料压力为 0.15 MPa,分别使用 $\phi 16$ mm、 $\phi 20$ mm、 $\phi 24$ mm 3 种尺寸的沉砂口,以硫精矿为原料进行旋流器分级试验,工艺流程如图 8 所示,试验结果如表 7 所示。

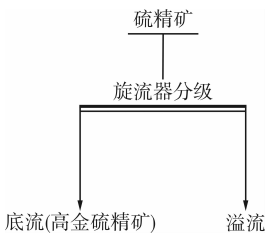


图 8 硫精矿旋流器分级试验工艺流程

Fig. 8 Process flow chart of cyclone grading test on sulfur concentrate

由表 7 可知:随着沉砂口尺寸的增加,底流作业产率逐渐增大,金、硫回收率随着沉砂口尺寸的增加而增加。入料浓度为 15 % 时,金选别指标明显优于入料浓度为 10 %;入料浓度为 15 %,沉砂口尺寸分别为 16 mm、20 mm 时,试验均能满足生产高金硫精矿和低金硫精矿质量要求。当入料浓度为 15 %,沉砂口尺寸为 20 mm 时,高金硫精矿中金、硫回收率最高,作业回收率分别为 38.53 %、20.83 %,综合回收率分别为 33.32 %、19.41 %。

试验结果表明:以氰化尾渣选硫系统生产的硫精矿为原料,采用筛分、尼尔森重选、旋流器分级 3 种试验方案均可生产合格高金硫精矿和低金硫精矿;采用浮选方案,无法生产合格的高金硫精矿。

通过对比试验数据,综合考虑与原有氰化尾渣选硫系统兼容性、生产成本等因素,决定采用氰化尾渣经现有选硫系统富集金、硫后,进行旋流器分级生产高金硫精矿和低金硫精矿的工艺路线。

4 工业应用

依据试验情况,对现场处理量 66 万 t/a 的氰化

表 7 硫精矿旋流器分级试验结果
Table 7 Test results of cyclone grading of sulfur concentrate

试验条件		产物	作业产率/ %	品位/%		作业回收率/%		综合回收率/%	
入料浓度/%	沉砂口尺寸/mm			Au ¹⁾	S	Au	S	Au	S
10	16	底流	9.45	3.16	51.25	18.32	9.61	15.84	8.96
		溢流	90.55	1.47	50.30	81.68	90.39	70.64	84.24
		硫精矿	100.00	1.63	50.39	100.00	100.00	86.48	93.20
10	20	底流	16.95	2.60	52.11	26.26	17.51	22.71	16.32
		溢流	83.05	1.49	50.11	73.74	82.49	63.77	76.88
		硫精矿	100.00	1.68	50.45	100.00	100.00	86.48	93.20
10	24	底流	29.10	2.52	52.10	46.92	29.91	40.58	27.88
		溢流	70.90	1.17	50.10	53.08	70.09	45.90	65.32
		硫精矿	100.00	1.56	50.68	100.00	100.00	86.48	93.20
15	16	底流	16.85	3.17	51.25	32.40	17.11	28.02	15.95
		溢流	83.15	1.34	50.30	67.60	82.89	58.46	77.25
		硫精矿	100.00	1.65	50.46	100.00	100.00	86.48	93.20
15	20	底流	20.19	3.27	52.11	38.53	20.83	33.32	19.41
		溢流	79.81	1.32	50.11	61.47	79.17	53.16	73.79
		硫精矿	100.00	1.71	50.51	100.00	100.00	86.48	93.20
15	24	底流	26.24	2.85	52.10	42.53	27.00	36.78	25.16
		溢流	73.76	1.37	50.10	57.47	73.00	49.70	68.04
		硫精矿	100.00	1.76	50.62	100.00	100.00	86.48	93.20

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

尾渣选硫系统进行技术改造,主要增加 FX150 – GJ – 120 × 12 旋流器组及附属设施 1 套、200 m² 板框压滤机及其附属设施 1 套。技术改造完成后,系统工艺顺畅,生产指标稳定,工艺流程如图 9 所示,3 个月平均生产数据统计结果如表 8 所示。

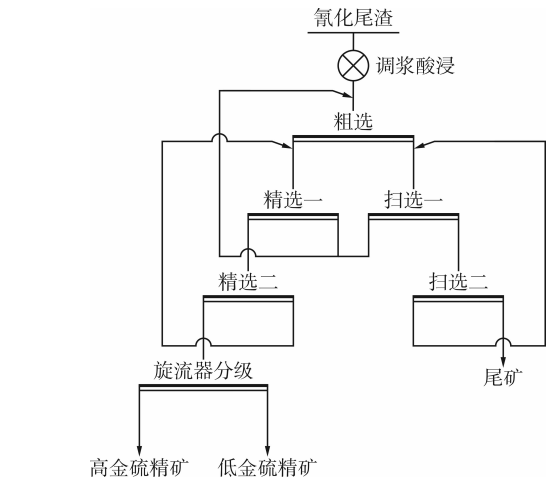


图 9 技术改造后工艺流程

Fig. 9 Process flow chart after technological transformation

经过实践应用,本次技术改造具有如下优点:

- 1) 与原有系统兼容性好,易于工业化实施。
- 2) 投资少,成本低,效益高。本次技术改造合计投资 200 万元,无新增操作人员,新增成本 15 元/t_{高金硫精矿};与原硫精矿相比,高金硫精矿销售价格提高 300 元/t;低金硫精矿虽然硫品位略有降低,

表 8 技术改造后生产数据统计结果
Table 8 Results of production data statistics after technological transformation

产物	矿量/ (t · d ⁻¹)	品位/%		回收率/%	
		Au ¹⁾	S	Au	S
氰化尾渣	2 036	1.03	24.47	100.00	100.00
高金硫精矿	219	3.26	47.76	34.04	20.99
低金硫精矿	785	1.41	46.93	52.78	73.94
尾矿	1 032	0.27	2.44	13.18	5.07

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

但仍能达到 46.5 % 的质量标准,且铜、铅、锌等杂质元素含量也略有降低,销售价格与原硫精矿基本持平,年新增利润 1 872.45 万元。

5 结 论

本文以氰化尾渣选硫系统中的氰化尾渣及硫精矿为试验对象,进行不同金回收技术方案的条件试验,结果表明:

- 1) 以氰化尾渣为原料直接进行金回收试验,虽然可使金得到一定程度的富集,但难以获得合格的金硫精矿。
- 2) 以硫精矿为原料,采用筛分、尼尔森重选、旋流器分级 3 种试验方案均可生产合格高金硫精矿和低金硫精矿;采用浮选方案,无法生产合格的高金硫精矿。

3)采用 FX150 – 120 型高效分级旋流器,控制入料压力 0.15 MPa,入料浓度为 15 % ,沉沙口尺寸为 20 mm 时,高金硫精矿中金、硫回收率最高,作业回收率分别为 38.53 %、20.83 % ,综合回收率分别为 33.32 %、19.41 %。

4)综合考虑与原有选硫系统兼容性、生产成本等因素,推荐氰化尾渣经现有选硫系统进行金、硫富集后,进行旋流器分级生产高金硫精矿和低金硫精矿的工艺路线。

5)技术改造完成后,系统工艺顺畅,生产指标稳定,经济效益显著。

[参 考 文 献]

[1] 丁剑. 含金硫酸烧渣高温氯化提金的研究[D]. 北京:中国科学院大学,2017.
[2] 杨玮,曹欢,张凯,等. 焙烧酸浸渣中铜的形态对铜、金浸出率的影响[J]. 过程工程学报,2018,18(6):1 226 – 1 231.

[3] 李骞,董中林,张雁,等. 含硫砷含碳金精矿提金工艺研究[J]. 黄金,2016,37(11):41 – 45.
[4] 陈顺勋,郭建东,孙一清. 某硫酸烧渣中有价金属综合回收试验研究[J]. 黄金,2022,43(9):81 – 84.
[5] 柳林,冯安生,王威. 氯化焙烧回收河南某黄金冶炼渣中的有价金属[J]. 金属矿山,2015(12):173 – 176.
[6] 薛光,丁永江. 从含金金精矿二段焙烧酸浸渣中氰化浸出金银的试验研究[J]. 黄金,2008,29(1):40 – 41.
[7] 李希科,王安理,何辉. 中原黄金冶炼厂回收金、银等金属生产实践[J]. 黄金,1998,19(2):39 – 41.
[8] 刘志建,金哲男,王保仁,等. 黄金冶炼氰渣火法处理研究现状及展望[J]. 有色金属(冶炼部分),2021(1):84 – 88.
[9] 董博文,李黎婷,刘升明. 高硫高砷金精矿高压预氧化—氰化提金工艺研究[J]. 矿产综合利用,2011(6):10 – 12,57.
[10] 申大志,庄荣传,谢洪珍. 强化氰化浸金技术进展[J]. 矿产综合利用,2014(2):15 – 19.

Research and application of micro-fine low-grade gold recovery technology in cyanide tailings

Chen Lunan¹, Xu Xuejia¹, Dou Na²
(1. Zhaojin Mining Industry Co., Ltd.;

2. Shandong Guohuan Solid Waste Innovation Technology Center Co., Ltd.)

Abstract: In response to the issue of resource waste caused by the inability to recover and utilize microfine low-grade gold in the sulfur separation operation process of cyanide tailings in a gold production enterprise, a systematic experimental study was conducted. Based on the existing sulfur separation system, cyanide tailings and sulfur concentrate were used as experimental objects to test the gold recovery conditions of the technical scheme, forming a technical scheme for producing high-grade gold and sulfur concentrate and low-grade gold and sulfur concentrate through the enrichment of cyanide tailings by the existing sulfur separation system and further classification with a hydrocyclone. The scheme has the advantages of low cost and easy implementation for industrialization. After on-site transformation, two products were produced: high-grade gold and sulfur concentrate with a gold grade greater than 3.0 g/t and a sulfur grade greater than 46.5 %, and low-grade gold and sulfur concentrate with a sulfur grade greater than 46.5 %, which maximized the economic benefits.

Keywords: cyanide tailings; microfine grain; low-grade gold; hydrocyclone; gold recovery