

难处理含锑金精矿高效回收金锑试验研究

孙仁锋, 邵京明, 李少梅, 郭建东*, 薛希刚

(山东国大黄金股份有限公司)

摘要:某难处理含锑金精矿含金 43.70 g/t、锑 15.60 %, 直接采用氧化焙烧—氰化浸出工艺处理, 金浸出率仅为 82.42 %, 且有价金属锑未得到有效回收。通过试验研究, 确定采用含锑金精矿浮选—浮选尾矿碱浸—浸锑尾渣两段焙烧—焙烧渣氰化浸出—烟气制酸工艺流程; 浮选获得金品位 32.00 g/t、锑品位 41.50 %, 金、锑回收率分别为 23.98 %、87.12 %的锑精矿; 浮选尾矿碱浸锑浸出率为 96.17 %; 金、锑总回收率分别达到 97.69 %和 99.51 %, 实现了难处理含锑金精矿资源有价元素金、锑的高效综合回收。

关键词:含锑金精矿; 氧化焙烧; 氰化; 浮选; 锑精矿; 碱浸; 综合回收

中图分类号: TD952

文献标志码: A

文章编号: 1001-1277(2025)08-0043-06

doi:10.11792/hj20250809

引言

难处理金精矿主要有含砷金精矿、含锑金精矿、含碳金精矿等^[1-5]。难处理含锑金精矿采用直接氰化法金浸出率低, 通常需要对其进行预处理后才能提高金浸出率。目前, 已经获得工业应用的预处理方法主要有氧化焙烧法、加压氧化法和生物氧化法 3 种^[6-10], 但这些预处理方法均不能有效回收难处理含锑金精矿中的锑, 造成有价金属锑的浪费。

锑作为关键的战略性矿产资源, 在现代工业和高科技领域具有不可替代的作用。中国锑金属年产量约 15 万 t, 占世界锑金属年产量的 88 %; 中国也是从锑金矿中回收锑和金的主要国家; 每年从锑金矿中生产的锑金属约 1.5 万 t, 约占全国锑金属产量的 10 %。锑金矿中锑与金紧密共生, 而金属锑的熔点较低, 在焙烧预处理过程中易形成对金的二次包裹, 导致后续

采用氰化法处理时, 金、银回收率低。因此, 研究从难处理含锑金精矿中高效综合回收锑、金等有价金属, 具有极其重要的意义^[11-20]。

某矿山选矿厂浮选产出的含锑金精矿含金 43.70 g/t, 含银 10.60 g/t, 含硫 20.53 %, 含砷 4.18 %, 含锑 15.60 %, 属于典型的难处理含锑金精矿。试验采用含锑金精矿浮选—浮选尾矿碱浸—浸锑尾渣两段焙烧—焙烧渣氰化浸出—烟气制酸工艺流程, 不仅使含锑金精矿中的锑得到梯级有效回收, 而且大幅提高了金的回收率。

1 试样性质

试验样品为某矿山选矿厂浮选产出的含锑金精矿, 其化学成分分析结果见表 1, 金赋存状态分析结果见表 2。

由表 1、表 2 可知: 该金精矿含金 43.70 g/t, 含银

表 1 含锑金精矿化学成分分析结果

Table 1 Analysis results of chemical composition in the gold concentrate containing antimony

成分	Au ¹⁾	Ag ²⁾	As	Sb	C	S	SiO ₂	Fe	MgO	CaO	Cu	Pb
w/%	43.70	10.60	4.18	15.60	2.40	20.53	29.33	19.84	2.86	4.20	0.15	0.12

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

10.60 g/t, 含硫 20.53 %, 含砷 4.18 %, 含锑 15.60 %, 含碳 2.40 %。主要金属矿物为辉锑矿、黄铁矿、毒砂, 以及少量的黄铜矿、方铅矿等; 非金属矿物主要为白云

石、方解石、石英等。金精矿中 31.12 % 的金为单体及裸露金, 47.55 % 的金为硫化物包裹金, 11.74 % 的金为碳酸盐包裹金, 9.59 % 的金为硅酸盐包裹金。金精

收稿日期: 2025-04-20; 修回日期: 2025-05-25

基金项目: 山东省重点研发计划(重大科技创新工程)项目(2023CXGC010903)

作者简介: 孙仁锋(1984—), 男, 工程师, 从事选矿及冶炼等方面的研究工作; E-mail: Sunrenfeng128@163.com

*通信作者: 郭建东(1977—), 男, 高级工程师, 从事多金属矿物浮选及贵金属冶炼加工等研究工作; E-mail: guojiandong08@126.com

表2 金赋存状态分析结果
Table 2 Analysis results of gold occurrence state

相别	$w(\text{Au})/(\text{g}\cdot\text{t}^{-1})$	分布率/%
单体及裸露金	13.60	31.12
硫化物包裹金	20.78	47.55
碳酸盐包裹金	5.13	11.74
硅酸盐包裹金	4.19	9.59
合计	43.70	100.00

矿含有大量的包裹金,须采用适宜的预处理方法才能有效提高金回收率。

2 试验流程与方法

2.1 工艺流程

采用含锑金精矿浮选—浮选尾矿碱浸—浸锑尾渣两段焙烧—焙烧渣氰化浸出—烟气制酸工艺流程,见图1。

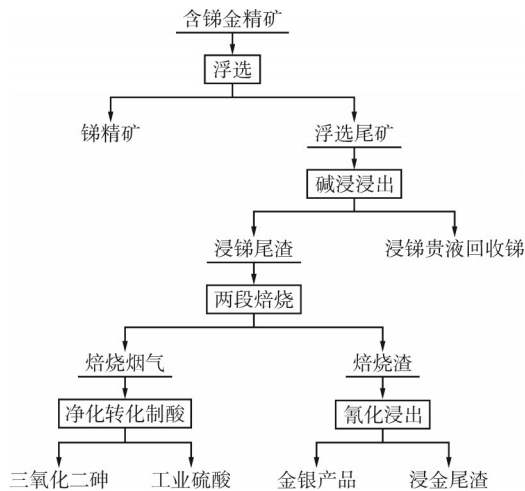


图1 难处理含锑金精矿回收金、锑工艺流程

Fig. 1 Flow of gold and antimony recovery from the refractory antimony-bearing gold concentrate

表3 氧化焙烧—氰化浸出试验结果

Table 3 Results oxidation roasting–cyanidation leaching test

产物	品位/%						焙烧渣产率/%	As挥发率/%	Sb挥发率/%	Au浸出率/%
	Au ¹⁾	Ag ²⁾	As	Sb	C	S				
金精矿	43.70	10.60	4.18	15.60	2.40	20.53				
焙砂	52.34	12.70	1.16	10.26	0.10	1.80	83.49	76.83	45.09	82.42
氰化渣	9.20	4.20	1.10	10.16	0.10	1.60				

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

难以有效回收锑,且焙烧中锑熔结物严重影响金浸出率,因此进行含锑金精矿浮选回收锑试验,以降低对后续金浸出作业的影响,并实现锑矿物的优先回收。探讨了磨矿细度、活化剂硝酸铅用量、抑制剂YZJ用量对锑浮选回收率的影响。浮选试验流程见图2。

2.2 试验方法

含锑金精矿浮选:控制含锑金精矿磨矿细度–0.074 mm占比85%,矿浆浓度25%,以硝酸铅为锑矿物活化剂,YZJ为pH调整剂及其他硫化物抑制剂,丁基黄药为捕收剂,产出锑精矿与浮选尾矿。

浮选尾矿碱浸:液固比2:1,氢氧化钠调整矿浆pH值至12,硫化钠为锑浸出剂,控制碱浸温度60℃,碱浸时间2 h。

浸锑尾渣两段焙烧:一段焙烧温度580℃,焙烧时间2 h;二段焙烧温度660℃,焙烧时间2 h。

焙烧渣氰化浸出:采用纯碱调整矿浆pH值至10,液固比2:1,氰化钠用量0.30%~0.40%,浸出时间(24+12)h。

酸浸除杂:液固比2:1,初始硫酸30%,酸浸温度80℃~90℃,酸浸时间2 h。

3 试验结果与讨论

3.1 氧化焙烧—氰化浸出试验

开展了试样氧化焙烧—氰化浸出试验,条件为:焙烧温度630℃,焙烧时间4 h,焙烧后再氰化,控制磨矿细度–0.074 mm占比90%,石灰调整矿浆pH值为10,液固比2:1,氰化钠用量0.15%~0.20%,浸出时间(24+12)h。试验结果见表3。

由表3可知:含锑金精矿采用氧化焙烧—氰化浸出处理后,砷、锑元素在焙烧过程中均部分挥发,挥发率分别为76.83%、45.09%,金浸出率为82.42%,氰化渣金品位为9.20 g/t,金、锑回收效果均不理想。氰化渣中部分辉锑矿由于焙烧过程中生成低熔点锑化物而发生对金的二次包裹,同时残余未分解的黄铁矿、砷黄铁矿使包裹金未彻底解离是金浸出率低的关键影响因素。

3.2 浮选回收锑试验

由于含锑金精矿采用氧化焙烧—氰化浸出工艺

3.2.1 磨矿细度

在矿浆浓度25%,抑制剂YZJ 3 000 g/t,活化剂硝酸铅600 g/t,捕收剂丁基黄药1 200 g/t条件下,控制磨矿细度–0.074占比分别为75%、80%、85%、90%。试验结果见表4。

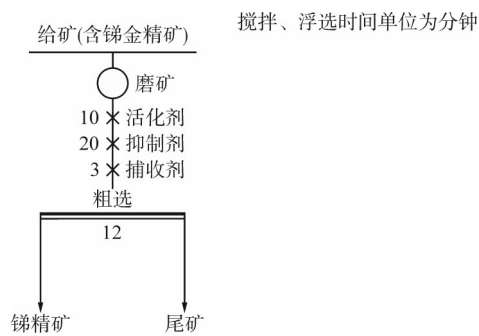


图2 含锑金精矿浮选试验工艺流程

Fig. 2 Flow of the antimony-bearing gold concentrate flotation test

由表4可知:随着磨矿细度的增加,锑精矿产率及金、硫、砷品位降低,锑品位及回收率提高。当磨矿细度-0.074 mm 占比85 %时,锑精矿产率为32.75 %,锑品位为41.50 %、锑回收率达到87.12 %;继续增加磨矿细度,锑精矿中金、锑、硫、砷回收率基本无变化。综合考虑,选择磨矿细度-0.074 mm 占比85 %为宜。

3. 2. 2 活化剂用量

在磨矿细度-0.074 mm 占比85 %,矿浆浓度25 %,抑制剂YZJ 3 000 g/t,捕收剂丁基黄药1 200 g/t条件下,控制活化剂硝酸铅用量分别为400 g/t、500 g/t、

表4 磨矿细度试验结果

Table 4 Results of the grinding fineness test

$w(\text{磨矿细度}-0.074\text{ mm})/\%$	产物	产率/%	品位/%				回收率/%			
			Au ¹⁾	Sb	S	As	Au	Sb	S	As
75	锑精矿	36.35	38.80	35.60	19.90	2.30	32.27	82.95	35.23	20.06
	尾矿	63.65	46.50	4.18	20.89	5.25	67.73	17.05	64.77	79.94
	给矿	100.00	43.70	15.60	20.53	4.18	100.00	100.00	100.00	100.00
80	锑精矿	34.05	35.80	39.60	18.30	1.60	27.89	86.43	30.35	13.03
	尾矿	65.95	47.78	3.21	21.68	5.51	72.11	13.57	69.65	86.97
	给矿	100.00	43.70	15.60	20.53	4.18	100.00	100.00	100.00	100.00
85	锑精矿	32.75	32.00	41.50	16.90	1.30	23.98	87.12	26.96	10.19
	尾矿	67.25	49.40	2.99	22.30	5.58	76.02	12.88	73.04	89.81
	给矿	100.00	43.70	15.60	20.53	4.18	100.00	100.00	100.00	100.00
90	锑精矿	32.70	32.30	41.60	16.90	1.36	24.17	87.20	26.92	10.64
	尾矿	67.30	49.24	2.97	22.29	5.55	75.83	12.80	73.08	89.36
	给矿	100.00	43.70	15.60	20.53	4.18	100.00	100.00	100.00	100.00

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

600 g/t、700 g/t。试验结果见表5。

由表5可知:锑精矿锑回收率随硝酸铅用量的增加先提高后降低。当硝酸铅用量为600 g/t时,锑精矿锑品位为41.50 %、锑回收率为87.12 %;继续增加硝

酸铅用量至700 g/t时,锑精矿锑品位、锑回收率分别降低至41.28 %、86.79 %。综合考虑,选择硝酸铅用量600 g/t为宜。

3. 2. 3 抑制剂用量

表5 硝酸铅用量试验结果

Table 5 Results of the lead nitrate dosage test

硝酸铅用量/ $(\text{g}\cdot\text{t}^{-1})$	产物	产率/%	品位/%				回收率/%			
			Au ¹⁾	Sb	S	As	Au	Sb	S	As
400	锑精矿	35.65	37.20	32.80	19.60	2.40	30.35	74.96	34.04	20.47
	尾矿	64.35	47.30	6.07	21.05	5.17	69.65	25.04	65.96	79.53
	给矿	100.00	43.70	15.60	20.53	4.18	100.00	100.00	100.00	100.00
500	锑精矿	33.85	36.80	39.10	18.20	1.50	28.51	84.84	30.01	12.15
	尾矿	66.15	47.23	3.57	21.72	5.55	71.49	15.16	69.99	87.85
	给矿	100.00	43.70	15.60	20.53	4.18	100.00	100.00	100.00	100.00
600	锑精矿	32.75	32.00	41.50	16.90	1.30	23.98	87.12	26.96	10.19
	尾矿	67.25	49.40	2.99	22.30	5.58	76.02	12.88	73.04	89.81
	给矿	100.00	43.70	15.60	20.53	4.18	100.00	100.00	100.00	100.00
700	锑精矿	32.80	33.30	41.28	17.10	1.42	24.99	86.79	27.32	11.14
	尾矿	67.20	48.78	2.97	22.20	5.53	75.01	13.21	72.68	88.86
	给矿	100.00	43.70	15.60	20.53	4.18	100.00	100.00	100.00	100.00

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

在磨矿细度-0.074 mm 占比 85 % ,矿浆浓度 25 % ,活化剂硝酸铅 600 g/t ,捕收剂丁基黄药 1 200 g/t 条件下 ,控制抑制剂 YZJ 用量分别为 2 000 g/t、2 500 g/t、3 000 g/t、3 500 g/t。试验结果见表 6。

表 6 YZJ 用量试验结果
Table 6 Results of the YZJ dosage test

YZJ 用量/(g·t ⁻¹)	产物	产率/%	品位/%				回收率/%			
			Au ¹⁾	Sb	S	As	Au	Sb	S	As
2 000	锑精矿	38.05	40.20	29.80	21.60	3.40	35.00	72.69	40.03	30.95
	尾矿	61.95	45.85	6.88	19.87	4.66	65.00	27.31	59.97	69.05
	给矿	100.00	43.70	15.60	20.53	4.18	100.00	100.00	100.00	100.00
2 500	锑精矿	36.85	38.90	36.10	20.20	1.90	32.80	85.27	36.26	16.75
	尾矿	63.15	46.50	3.64	20.72	5.51	67.20	14.73	63.74	83.25
	给矿	100.00	43.70	15.60	20.53	4.18	100.00	100.00	100.00	100.00
3 000	锑精矿	32.75	32.00	41.50	16.90	1.30	23.98	87.12	26.96	10.19
	尾矿	67.25	49.40	2.99	22.30	5.58	76.02	12.88	73.04	89.81
	给矿	100.00	43.70	15.60	20.53	4.18	100.00	100.00	100.00	100.00
3 500	锑精矿	32.70	32.30	41.49	17.00	1.32	24.17	86.97	27.08	10.33
	尾矿	67.30	49.24	3.02	22.25	5.57	75.83	13.03	72.92	89.67
	给矿	100.00	43.70	15.60	20.53	4.18	100.00	100.00	100.00	100.00

注:1)w(Au)/(g·t⁻¹)。

由表 6 可知:随着 YZJ 用量增加,锑精矿锑品位及锑回收率均逐渐提高,但锑精矿产率逐渐降低。当 YZJ 用量超过 3 000 g/t 时,锑精矿锑品位及锑回收率增幅不明显。综合考虑,选择 YZJ 用量 3 000 g/t 为宜。

3.3 浮选尾矿碱浸试验

浮选尾矿含金、锑、硫、砷分别为 49.40 g/t、2.99 %、22.30 %、5.58 % ,其中,锑仍具有较高回收价值,且进一步回收锑有利于后续焙烧—氰化浸出工艺金回收率的提高。目前,工业上锑矿物碱性浸出溶剂为硫化钠溶液,硫化锑在硫化钠溶液中具有较高的溶解度,但硫化钠在中性及酸性条件下稳定性差,需添加适量的氢氧化钠,保持溶液的碱度条件,从而抑制硫化钠的水解和氧化。因此,浮选尾矿碱浸浸出锑试验选择在氢氧化钠+硫化钠溶液中进行,主要探讨硫化钠用量及碱浸温度对锑浸出率的影响。

3.3.1 硫化钠用量

在液固比 2:1,氢氧化钠调整矿浆 pH 值至 12,碱浸温度 60 ℃,碱浸时间 2 h 条件下,控制硫化钠用量分别为 10 g/L、20 g/L、30 g/L、40 g/L、50 g/L。试验结果见表 7。

由表 7 可知:锑浸出率随着硫化钠用量的增加先增加,当硫化钠用量增加到 40 g/L 时,浸渣产率为 95.45 % ,渣含锑为 0.12 % ,锑浸出率为 96.17 %。继续增加硫化钠用量,锑浸出率降低;这是由于硫化钠

表 7 硫化钠用量试验结果

Table 7 Results of the sodium sulfide dosage test					
硫化钠用量/(g·L ⁻¹)	浸渣产率/%	渣含砷/%	渣含锑/%	As 浸出率/%	Sb 浸出率/%
10	98.75	5.48	2.32	1.79	23.38
20	97.80	5.28	1.67	5.38	45.38
30	96.68	5.08	0.22	8.96	92.89
40	95.45	4.68	0.12	16.13	96.17
50	95.84	4.65	0.14	16.67	95.51

用量增加,溶液氧化程度增大,氧化生成的硫代硫酸钠和亚硫酸钠使硫化锑在硫化钠溶液中的溶解度下降,从而引起锑浸出率降低。综合考虑,选择硫化钠用量 40 g/L 为宜。

3.3.2 碱浸温度

在液固比 2:1,氢氧化钠调整矿浆 pH 值至 12,硫化钠用量 40 g/L,碱浸时间 2 h 条件下,控制碱浸温度分别为 20 ℃、40 ℃、60 ℃、80 ℃。试验结果见表 8。

表 8 碱浸温度试验结果

Table 8 Results of the alkaline leaching temperature test					
碱浸温度/℃	浸渣产率/%	渣含砷/%	渣含锑/%	As 浸出率/%	Sb 浸出率/%
20	97.25	4.98	0.52	13.21	83.09
40	96.80	4.78	0.26	17.08	91.58
60	95.45	4.68	0.12	19.95	96.17
80	95.46	4.53	0.15	22.50	95.21

由表 8 可知:砷、锑的浸出率整体随着碱浸温度的升高而升高,当碱浸温度超过 60 ℃,锑浸出率降低;这是因为碱浸温度越高,溶液中逸出的硫化氢气体越多,硫化钠浓度降低,同时,硫化钠被氧化为硫代硫酸钠的量也随之增加,导致硫化锑在硫化钠溶液中的溶解度降低。综合考虑,碱浸温度选择 60 ℃为宜,此时渣含锑为 0.12 %,锑浸出率为 96.17 %,回收效果较佳。

表 9 浸锑尾渣两段焙烧—氰化浸出试验结果

Table 9 Results of the two-stage roasting-cyanidation leaching test for antimony leaching tailings

产物	品位/%					焙烧渣产率/%	酸浸渣产率/%	Sb 脱除率/%	As 脱除率/%	Au 浸出率/%
	Au ¹⁾	Sb	S	As	C					
浸锑尾渣	51.75	0.12	23.40	4.68	2.38					
焙烧渣	70.83	0.05	0.60	0.56	0.08					
酸浸渣	85.60	0.02	0.10	0.10	0.08	73.06	82.75	89.92	98.71	96.96
浸金尾渣	2.60									

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

烧渣中锑、砷品位分别为 0.05 %、0.56 %。焙烧渣酸浸除杂后,酸浸渣锑、砷品位分别降至 0.02 %、0.10 %,锑、砷脱除率分别达到 89.92 %、98.71 %,使包裹金矿物得到有效解离;同时,酸浸渣中金得到高效富集,金品位达到 85.60 g/t。该工艺金浸出率达 96.96 %,相较于直接氧化焙烧—氰化浸出,金浸出率

3.4 浸锑尾渣两段焙烧—焙烧渣氰化浸出试验

浸锑尾渣含金、锑、硫、砷、碳分别为 51.75 g/t、0.12 %、23.40 %、4.68 %、2.38 %,其中,硫、砷、碳为影响金回收率的主要元素,因此对浸锑尾渣进行两段焙烧—氰化浸出试验。通过焙烧脱除硫、砷、碳等元素,降低杂质元素对金浸出率的影响。两段焙烧、酸浸除杂、氰化浸出工艺技术条件同 2.2 试验方法。浸锑尾渣两段焙烧—氰化浸出试验结果见表 9。

由表 9 可知:浸锑尾渣经过两段焙烧处理后,焙

提高 14.54 百分点。

3.5 综合条件试验

综合条件试验结果见表 10。

由表 10 可知:综合条件下,锑精矿产率为 32.75 %,浮选尾矿产率为 67.25 %,浸锑尾渣产率为 95.45 %,浸锑尾渣焙烧酸浸总产率为 60.45 %;锑精

表 10 综合条件试验结果

Table 10 Results of the comprehensive condition test

锑精矿					浮选尾矿			浸锑尾渣				焙烧渣	酸浸渣	氰化尾渣	总回收率/%	
品位/%		回收率/%		产率/%	品位/%		产率/%	品位/%		产率/%	锑浸出率/%	Au 品位/ ($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	Au 品位/ ($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	Au 品位/ ($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	Au Sb	
Au ¹⁾	Sb	Au	Sb	%	Au ¹⁾	Sb	%	Au ¹⁾	Sb	%					Au	Sb
32.00	41.50	23.98	87.12	32.75	49.40	2.99	67.25	51.75	0.12	95.45	96.17	70.83	85.60	2.60	97.69	99.51

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

矿金、锑回收率分别为 23.98 %、87.12 %,浸锑尾渣锑浸出率为 96.17 %,锑精矿金、锑品位分别为 32.00 g/t、41.50 %,浮选尾矿金、锑品位分别为 49.40 g/t、2.99 %,浸锑尾渣两段焙烧—氰化浸出处理后,焙烧渣、酸浸渣、氰化渣金品位分别为 70.83 g/t、85.60 g/t、2.60 g/t,金、锑总回收率分别达到 97.69 %、99.51 %,整体指标良好。

4 结 论

1)某含锑金精矿含金 43.70 g/t、含锑 15.60 %,且硫、砷、碳含量较高。金主要包裹于辉锑矿、黄铁矿、毒砂等硫化矿物中,采用氧化焙烧—氰化浸出工艺处理时,金浸出率仅 82.42 %,且锑难以回收。

2)研究采用含锑金精矿浮选—浮选尾矿碱浸—

浸锑尾渣两段焙烧—焙烧渣氰化浸出—烟气制酸工艺流程,金总回收率达到 97.69 %,锑总回收率达到 99.51 %。

3)难处理含锑金精矿采用两段焙烧,可有效脱除硫、砷、碳等杂质元素,降低了对金浸出率的不利影响。

[参 考 文 献]

[1] 马玉天,陈大林,陈治毓,等.高砷高硫难处理金精矿预处理工艺研究[J].黄金科学技术,2014,22(4):103-107.
[2] 潘志刚,谢锋,郑钟伟,等.某高砷金精矿预处理后焙砂硫代硫酸盐浸出研究[J].黄金,2023,44(1):49-52.
[3] 谭巧义,高立强,贾先兵,等.某难处理金矿生物预氧化研究[J].有色金属工程,2024(3):90-97.
[4] 余鹤雷,王闯,高起鹏,等.塔吉克斯坦某含砷金精矿两段焙烧—浸出试验研究[J].黄金,2024,45(2):47-50.
[5] 郭建东,欧海涛,王敏杰,等.锌冶炼渣中有价金属回收工艺研

- 究[J].黄金,2024,45(2):57-60.
- [6] 张宇,崔毅琦,闫增达,等.云南普洱含金低品位锑矿综合回收试验研究[J].有色金属工程,2025(3):452-461.
- [7] 赵福财,栾东武,丁雨波,等.甘肃某含砷锑难处理金矿选矿试验研究[J].黄金,2024,45(6):45-49.
- [8] 董红建.青海某金锑矿选矿试验研究[J].黄金,2024,45(10):96-101.
- [9] 陈国民,杨洪英,陈彦臻,等.金矿预氧化处理过程中砷的转化[J].黄金科学技术,2023,31(5):865-872.
- [10] 范美康,韩广.广西某锑多金属矿选矿工艺研究[J].黄金,2024,45(12):67-75.
- [11] 马辉,伊山廷,袁朝新,等.某难处理金矿加压氧化提金试验研究[J].黄金,2025,46(1):30-36.
- [12] 霍明春,陆兆锋,杨晓龙,等.某金精矿焙烧氧化—氰化浸金试验研究[J].黄金,2023,44(11):44-47.
- [13] 李俞良,王宏伟,刘瑛鑫,等.复杂多金属银铜精矿湿法高效分离新工艺研究[J].有色金属工程,2024(11):129-137.
- [14] 薛希刚,郭建东,梁志伟.某含铜金矿石有价金属梯级回收试验研究[J].黄金,2023,44(11):57-61.
- [15] 石嘉俊,宋永辉,张亮,等.碳质金精矿与 Fe_2O_3 真空焙烧—磁选—浸出工艺试验研究[J].黄金科学技术,2025,33(1):184-192.
- [16] 刘慧,赵福财,王苹,等.某高硫含砷低品位金精矿选矿工艺研究[J].黄金,2024,45(1):47-51.
- [17] 王衡嵩,黄胤淇,宋超.云南某贫硫化物难处理金矿石选别试验研究[J].黄金,2024,45(1):56-60.
- [18] 张飞宇.难选冶含锑金精矿中锑的选择性浸出及回收研究[D].西安:西安建筑科技大学,2023.
- [19] 石磊,李玺,王艳,等.甘肃某难选金矿石选矿工艺研究[J].黄金,2023,44(2):34-37.
- [20] 王铜,于鸿宾,王艳,等.甘肃某金矿石工艺矿物学研究[J].黄金,2023,44(6):59-63.

Experimental study on efficient recovery of gold and antimony from refractory gold concentrate containing antimony

Sun Renfeng, Shao Jingming, Li Shaomei, Guo Jiandong, Xue Xigang
(Shandong Guoda Gold Co., Ltd.)

Abstract: A certain refractory gold concentrate containing antimony, with 43.70 g/t gold and 15.60 % antimony, was directly treated using an oxidative roasting-cyanidation leaching process, yielding a gold leaching rate of only 82.42 %, and the valuable metal antimony was not effectively recovered. Through experimental research, an optimized process was established comprising flotation of the antimony-bearing gold concentrate, alkaline leaching of the flotation tailings, two-stage roasting of the antimony leaching residue, cyanidation leaching of the roasted residue, and acid production from flue gas. The flotation yielded an antimony concentrate with 32.00 g/t gold and 41.50 % antimony, achieving recovery rates of 23.98 % for gold and 87.12 % for antimony. The antimony leaching rate from flotation tailings reached 96.17 %. The overall recovery rates of gold and antimony were 97.69 % and 99.51 %, respectively, realizing the efficient comprehensive recovery of valuable metals, including gold and antimony, from refractory gold concentrate containing antimony.

Keywords: gold concentrate containing antimony; oxidative roasting; cyanidation; flotation; antimony concentrate; alkaline leaching; comprehensive recovery