

doi:10.3969/j.issn.2095-1744.2024.04.014

综合利用含锑砷金精矿关键集成技术试验研究

王建军, 郭建东

(山东国大黄金股份有限公司, 山东 招远 265406)

摘要:针对某含锑砷金精矿,通过直接氰化试验、两段焙烧氰化试验、直接氰化-浮选回收锑-浮选尾矿两段焙烧氰化试验等工艺技术进行试验研究。结果表明,采用一级直接氰化、二级氰化尾矿浮选富集锑精矿、三级为锑浮选尾矿两段焙烧氰化关键集成技术方法,含锑含砷金精矿直接氰化金、银浸出率分别为31.22%、85.19%,氰化尾矿浮选产出锑含量为38.80%的锑精矿,精矿产率为10.50%,锑回收率达到90.94%,锑浮选尾矿采用两段焙烧氰化金、银回收率分别达到90.07%、52.70%,该关键集成技术方法使金、银、锑的综合回收率分别达到93.56%、92.99%、90.94%,显著提高了有价金属资源的综合回收效果,实现了含锑砷金精矿资源的高值化、资源化利用。

关键词:含锑砷金精矿;综合利用;焙烧氰化;浮选富集;两段焙烧氰化

中图分类号:TF831;TF832;TF818

文献标志码:A

文章编号:2095-1744(2024)04-0105-07

Experimental Study on Key Integrated Technology for Comprehensive Utilization of Antimony-Arsenic-Bearing Gold Concentrate

WANG Jianjun, GUO Jiandong

(Shandong Guoda Gold Co., Ltd., Zhaoyuan 265406, China)

Abstract: Direct cyanidation test, two stage roasting cyanidation test, direct cyanidation-flotation recovery of antimony-flotation tailings two stage roasting cyanidation test were carried out for a gold concentrate containing antimony and arsenic. The results show that the primary direct cyanidation, the secondary cyanidation tailings flotation enrichment of antimony concentrate, and the third stage two-stage roasting cyanidation of antimony flotation tailings are the key integrated technical methods, the leaching rate of gold and silver from gold concentrate containing antimony and arsenic is 31.22% and 85.19%, respectively. Antimony concentrate with antimony content of 38.80% is produced from cyanide tailings flotation. The concentrate yield is 10.50% and antimony recovery is 90.94%, the recovery of gold, silver and antimony from antimony flotation tailings by two-stage roasting is 90.07% and 52.70%, respectively. The comprehensive recovery of gold, silver and antimony is 93.56%, 92.99% and 90.94%, respectively, the comprehensive recovery effect of valuable metal resources is obviously improved, and the high-value and resourceful utilization of antimony-arsenic-bearing gold concentrate is realized.

Key words: antimony-arsenic gold concentrate; comprehensive utilization; roasting cyanidation; flotation enrichment; two-stage roasting cyanidation

收稿日期:2024-02-15

基金项目:山东省科技发展计划项目(2012GSF11601)

Fund: Supported by Shandong Province Science and Technology Development Project(2012GSF11601)

作者简介:王建军(1978—),男,高级工程师,主要从事金银冶炼、硫酸生产、金银选矿工艺技术研究应用与生产过程管理。

通信作者:郭建东(1977—),男,高级工程师,主要从事金银冶炼、多金属矿物浮选回收、金银矿物综合利用等研究。

引用格式:王建军,郭建东.综合利用含锑砷金精矿关键集成技术试验研究[J].有色金属工程,2024,14(4):105-111.

WANG Jianjun, GUO Jiandong. Experimental Study on Key Integrated Technology for Comprehensive Utilization of Antimony-Arsenic-Bearing Gold Concentrate[J]. Nonferrous Metals Engineering, 2024, 14(4): 105-111.

我国西部地区存在大量的锑、金共生的矿藏,该矿一般通过浮选法生产含锑金精矿。锑因优异的物理化学性质被广泛应用于阻燃剂、合金材料和耐火材料等领域,属于国家一种重要的战略性矿产资源,为了充分利用含锑金精矿,需要对含锑金精矿进行综合处理回收,提高锑与金的资源利用率。

目前常用锑金矿的浮选工艺主要包括混合浮选、锑金分离和锑金优先浮选^[1-5],对于混合浮选工艺,辉锑矿、毒砂、黄铁矿等各种矿物同时进入含锑金精矿中,已上浮进入混合精矿中的毒砂因为表面吸附了捕收剂在分离过程中很难被抑制,导致锑精矿中砷超标。对于锑金优先浮选工艺,在浮选初期毒砂可浮性比较低,但随着辉锑矿进入精矿产品,矿浆中金属量急剧降低,同时随着浮选时间的延长,毒砂表面微氧化,其表面亲水膜脱落,导致毒砂二次活化上浮进入中矿产品,毒砂因无法处于有效的抑制状态导致其在流程内部恶性循环,在后续流程循环过程中以机械夹带或者上浮的形式进入锑精矿产品,这是影响锑金矿砷超标的另外一个重要因素。

我国黄金冶炼企业主要采用氰化浸出工艺,而锑元素严重影响氰化浸出工艺的金浸出率,为保证金的浸出率,黄金冶炼企业要求金精矿中的锑含量在1%以下。目前,对于含锑砷金精矿主要采取两段焙烧预先脱除锑、砷之后进行氰化浸出金银的方

法^[6-9],该方法会产生二氧化硫、锑粉、三氧化二砷等污染;另外,焙烧法使金精矿中的金烧结,影响了金的回收率,同时不能完全分开锑和金,影响精矿的利用率。综合高效地回收利用含锑砷金精矿已经成为冶炼企业可持续发展的重要技术方向。

本试验通过对含锑砷金精矿进行三级关键集成工艺,一级直接氰化、二级氰化尾矿浮选富集锑精矿、三级浮选尾矿两段焙烧氰化工艺技术方法,回收含锑砷金精矿中的有价金属,金、银回收率分别达到93.56%、92.99%,锑精矿锑含量为38.80%、精矿产率为10.50%,锑回收率达到90.94%,试验结果较为理想。该工艺技术方法能够有效解决含锑砷金精矿中金、锑有价元素的综合回收技术难题,为含锑金精矿资源的综合利用提供了新的技术途径。

1 含锑砷金精矿的化学性质

试验所用含锑砷金精矿来源于甘肃某黄金选矿厂,含金矿石经过破碎—筛分—磨矿—一次粗选—二次扫选—二次精选流程产出含锑砷金精矿。首先对含锑砷金精矿样品进行混匀、缩分后化学分析,其主要化学元素分析结果如表1所示。由表1可知,该金精矿样品金品位为41.00 g/t、银品位为260.00 g/t,其他主要元素硫、砷、锑、二氧化硅、氧化镁、氧化钙含量分别为10.50%、5.38%、4.50%、51.00%、1.85%、1.96%,金、银、锑综合回收价值可观。

表1 含锑砷金精矿化学多元素分析结果

Table 1 Results of chemical multi-element analysis of antimony-arsenic gold concentrate

Elements	Au ¹⁾	Ag ²⁾	Cu	S	Pb	Zn	As	Sb	SiO ₂	Na ₂ O	MgO	CaO
Contents/%	41.00	260.00	0.06	10.50	0.01	0.01	5.38	4.50	51.00	0.82	1.85	1.96

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

金精矿中的金属矿物主要有黄铁矿、辉锑矿、毒砂等,非金属矿物主要为石英、白云石、方解石、绢云母、高岭石等;高岭石、绢云母等易于泥化的矿物含量约占35%以上;辉锑矿及金的载体矿物黄铁矿、毒砂等嵌布粒度不均匀,部分矿物粒度细小,被石英、方解石等脉石矿物包裹,或嵌于脉石矿物微裂隙

中。由表2可知,金精矿中毒砂含量相对较多,辉锑矿与毒砂关系密切;含锑砷金精矿中自然金占28.20%,赋存于黄铁矿中金约占18.00%,其次赋存于毒砂中,约占26.80%,辉锑矿中含量约占11.00%,铅锌铜硫化物中约占12.00%,石英及其他脉石矿物中约占4.00%。

表2 含锑砷金精矿金的物相分析结果

Table 2 The results of phase analysis of gold in antimony-arsenic-bearing gold concentrate

Physical appearance	Gold content/ $(\text{g} \cdot \text{t}^{-1})$	Distribution rate/%
Natural Gold	11.56	28.20
Pyrite coats gold	7.38	18.00
The poison dust covered the gold	10.99	26.80
Stibnite is coated with gold	4.51	11.00
Lead, zinc, copper sulfides coated gold	4.92	12.00
Quartz and other wrapped gold	1.64	4.00
Total	41.00	100.0

2 试验部分

2.1 直接氰化浸出工艺试验

为回收该含锑砷金精矿中的金、银,首先进行了工艺成熟、流程简单的直接氰化浸出工艺试验,试验条件为:称取定量的含锑砷金精矿样品,控制磨矿浓

度 60% ~ 65%,磨矿时间 20 min,磨矿细度 -0.037 mm 占 98%,磨矿后调整矿浆浓度为 33%,采用石灰调 pH=10,加入氰化钠,氰化钠浓度控制 0.30% ~ 0.35%,按照二浸二洗流程,浸出时间 (24+12) h,浸出渣分析金、银。直接氰化浸出工艺试验结果见表 3。

表 3 直接氰化浸出工艺试验结果

Table 3 Results of direct cyanide leaching process

Element	Au ¹⁾	Ag ²⁾	Cu/%	S/%	Pb/%	Zn/%	As/%	Sb/%	Gold leaching rate%	Leaching rate of silver%	Lime consumption/(kg·t ⁻¹)	Sodium cyanide consumption/(kg·t ⁻¹)
Raw ore	41.00	260.00	0.06	10.50	0.01	0.01	5.38	4.50				
Leach residue	28.20	38.50	—	—	—	—	5.37	4.48	31.22	85.19	5.60	6.50

由直接氰化浸出工艺试验结果可知,该含锑砷金精矿中的浸出渣含金仍然高达 28.20 g/t,金浸出率仅为 31.22%,金浸出效果不理想;但浸出渣含银为 38.50 g/t,银浸出率达到 85.19%,银浸出效果较好;石灰、氰化钠消耗量较低,分别为 5.60、6.50 kg/t。

2.2 两段焙烧氰化浸出工艺试验

两段焙烧氰化浸出工艺通过焙烧预处理使包裹金银的矿物得到分解,使金得到有效解离和充分暴露,从而在后续氰化浸出过程得以回收,该工艺能够有效处理含砷碳难处理复杂金精矿。因此进行了焙烧氰化浸出工艺试验,焙烧试验条件为:称取定量经干燥后的含锑砷金精矿样品,铺开于焙烧盘中,料层厚度在 1~1.5 mm,一段焙烧马弗炉设定温度为 580 ℃,待温度达到设定值后,将焙烧盘放入马弗炉,开始计时,每 5 min 搅动 1 次,30 min 将焙烧盘内外倒换一次,一段焙烧时间为 3 h,两段焙烧马弗

炉设定温度为 630 ℃,焙烧过程操作方法与一段焙烧操作方法相同,每 5 min 搅动 1 次,30 min 将焙烧盘内外倒换一次,焙烧至无酸性气体排放为止,终点测定方法为采用蘸水的广泛 pH 试纸放置在马弗炉炉门口进行测定,试纸不显现红色为焙烧终点。

酸浸试验条件为:将焙砂与清水混合调浆至矿浆浓度 40%,恒温水浴加热至 80~90 ℃,开启 XJT 酸浸浸出搅拌机,添加浓硫酸调整矿浆 pH 值至 1~2,搅拌时间 2 h,酸浸结束后,将酸浸矿浆过滤洗涤至中性,烘干得到酸浸渣。

氰化试验条件为:将酸浸渣控制磨矿浓度 60%~65%,磨矿时间 20 min,磨矿细度 -0.037 mm 占 98%,磨矿后调整矿浆浓度为 33%,采用纯碱调 pH=10,加入氰化钠,氰化钠浓度控制 0.30%~0.35%,按照二浸二洗流程,浸出时间 (24+12) h,浸出渣分析金、银。两段焙烧氰化浸出工艺试验结果见表 4。

表 4 两段焙烧氰化浸出工艺试验结果

Table 4 Experimental results of two stage roasting cyanide leaching process

Name	Au ¹⁾	Ag ²⁾	S/%	As/%	Sb/%	Gold leaching rate%	Leaching rate of silver%	Consumption of soda ash/(kg·t ⁻¹)	Sodium cyanide consumption/(kg·t ⁻¹)
Roasted raw ore	41.00	260.00	10.50	5.38	4.50				
Roasted ore	48.23	305.88	1.50	1.16	1.50				
Acidleaching residue	53.59	339.87	0.80	0.96	1.38	84.89	37.15	23.50	4.80
Leach residue	8.10	213.60							

由两段焙烧氰化浸出工艺试验结果可知,该含锑砷金精矿中的浸出渣含金为 8.10 g/t,金浸出率为 84.89%,金浸出率较直接氰化浸出工艺金浸出率提高 53.67%;但浸出渣含银为 213.60 g/t,银浸

出率为 37.15%,银浸出率较直接氰化浸出工艺降低 48.04%,纯碱与氰化钠消耗量分别为 23.50、4.80 kg/t。该矿物采用两段焙烧氰化浸出工艺处理,金、银、锑等元素没有得到有效回收。

2.3 直接氰化—两段焙烧氰化浸出金银工艺试验

针对直接氰化浸出工艺、两段焙烧氰化浸出工艺的单一工艺存在的缺陷,进行了直接氰化—两段

焙烧氰化浸出联合工艺试验,直接氰化浸出工艺试验条件、两段焙烧氰化浸出金银试验条件同前。直接氰化—两段焙烧氰化浸出工艺试验结果见表5。

表5 直接氰化—两段焙烧氰化浸出工艺试验结果

Table 5 Results of direct cyanidation-two stage roasting cyanidation leaching process

Name	Au ¹⁾	Ag ²⁾	S/%	As/%	Sb/%	Gold leaching rate/%	Leaching rate of silver/%	Lime consumption/(kg·t ⁻¹)	Consumption of soda ash/(kg·t ⁻¹)	Sodium cyanide consumption/(kg·t ⁻¹)
Raw ore	41.00	260.00	10.50	5.38	4.50					
Direct cyanide residue	28.20	38.50	10.30	5.37	4.48					
Roasted ore	33.17	45.29	1.40	1.26	1.55	88.61	92.47	5.60	26.50	11.30
Acid leaching residue	36.85	50.32	0.80	0.90	1.38					
Leach residue	6.10	25.60								

由直接氰化—两段焙烧氰化浸出工艺试验结果可知,通过对含锑砷金精矿采用两种联合工艺进行处理,浸出渣含金为6.10 g/t,含银为25.60 g/t,金、银浸出率分别达到88.61%、92.47%,金、银浸出率均得到大幅提升,消除了单一直接氰化浸出工艺和单一两段焙烧氰化浸出工艺的弊端,显著提高了金银的综合回收价值。但在两段焙烧过程中锑矿物与砷矿物分别以三氧化二锑、三氧化二砷状态大部分挥发进入烟气中,有价元素锑没有得到实质有效回收。

2.4 含锑砷金精矿综合回收金、银、锑工艺试验

该含锑砷金精矿采用直接氰化—两段焙烧氰化浸出工艺进行处理,金、银回收效果明显,基于含锑砷金精矿直接氰化工艺后黄铁矿、毒砂等矿物呈被

有效抑制状态,有利于浮选法回收锑矿物,遂进行氰化尾矿浮选锑精矿工艺试验。因直接氰化尾矿细度—0.037 mm占98%,因此未进行磨矿细度对锑矿物浮选的影响试验,主要探讨了活化剂选择性试验、活化剂用量试验、捕收剂种类及用量试验,浮选试验在XFD系列浮选机进行,试验流程为一次粗选二次扫选二次精选流程。

2.4.1 活化剂选择性探讨试验

固定浮选试验条件。称取直接氰化尾矿,用清水调浆矿浓30%~33%,纯碱用量1000 g/t,以乙基黄药:丁基黄药1:1混合药剂为捕收剂,捕收剂用量为200 g/t,2#油用量为60 g/t,浮选时间15 min,各种活化剂用量均为1000 g/t。氰化尾矿浮选锑精矿活化剂选择性试验结果见表6。

表6 氰化尾矿浮选锑精矿活化剂选择性试验结果

Table 6 Results of selective test of activators for flotation of antimony concentrate from cyanide tailings

Name of activator	Name	Concentrate yield/%	Content/%				Recovery rate/%			
			Au ¹⁾	Sb	S	As	Au	Sb	S	As
Sulfuric acid	Concentrate		30.20	16.20	20.30	6.60	13.17	44.48	24.24	15.12
	Tailings	12.30	27.92	2.84	8.90	5.20	86.83	55.52	75.76	84.88
	Raw ore		28.20	4.48	10.30	5.37	100.0	100.0	100.0	100.0
Copper sulfate	Concentrate		32.60	26.80	18.20	2.60	9.83	50.85	15.02	4.12
	Tailings	8.50	27.79	2.41	9.57	5.63	90.17	49.15	84.98	95.88
	Raw ore		28.20	4.48	10.30	5.37	100.0	100.0	100.0	100.0
Lead nitrate	Concentrate		15.20	38.80	16.60	1.50	5.66	90.94	16.92	2.93
	Tailings	10.50	29.73	0.45	9.56	5.82	94.34	9.06	83.08	97.07
	Raw ore		28.20	4.48	10.30	5.37	100.0	100.0	100.0	100.0
sodium metabisulfite	Concentrate		35.80	20.50	23.60	2.20	19.30	69.55	34.83	6.23
	Tailings	15.20	26.84	1.61	7.92	5.94	80.70	30.45	65.17	93.77
	Raw ore		28.20	4.48	10.30	5.37	100.0	100.0	100.0	100.0

由表6可知,氰化尾矿浮选锑精矿探讨试验分别采用硫酸、硫酸铜、硝酸铅、焦亚硫酸钠四种化学试剂作活化剂,从浮选精矿来看,精矿锑品位分别达

到16.20%、26.80%、38.80%、20.50%,采用硝酸铅作活化剂,精矿锑品位最高,锑含量为38.80%,同时锑回收率达到90.94%,锑精矿产率为

10.50%,均优于其他三种活化剂。因此氰化尾矿浮选活化剂选择硝酸铅为宜。

2.4.2 活化剂硝酸铅用量条件试验

固定浮选试验条件。称取直接氰化尾矿,用清水调浆矿浓30%~33%,纯碱用量1000 g/t,

以乙基黄药:丁基黄药1:1混合药剂为捕收剂,捕收剂用量为200 g/t,2#油用量为60 g/t,浮选时间15 min,活化剂硝酸铅用量为变量。活化剂硝酸铅用量对锑浮选回收率的影响试验结果见表7。

表7 活化剂硝酸铅用量对锑浮选回收率的影响试验结果

Table 7 Experimental results of the effect of the amount of activator lead nitrate on the recovery of antimony flotation /%

Dosage of activator lead nitrate/(g·t ⁻¹)	Name	Concentrate yield	Content				Recovery rate			
			Au ^D	Sb	S	As	Au	Sb	S	As
600	Concentrate		16.10	26.20	18.30	1.60	5.31	54.39	16.52	2.77
	Tailings	9.30	29.44	2.25	9.48	5.76	94.69	45.61	83.48	97.23
	Raw ore		28.20	4.48	10.30	5.37	100.0	100.0	100.0	100.0
800	Concentrate		16.00	35.80	17.20	1.58	5.39	75.92	15.86	2.80
	Tailings	9.50	29.48	1.19	9.58	5.77	94.61	24.08	84.14	97.20
	Raw ore		28.20	4.48	10.30	5.37	100.0	100.0	100.0	100.0
1000	Concentrate		15.20	38.80	16.60	1.50	5.66	90.94	16.92	2.93
	Tailings	10.50	29.73	0.45	9.56	5.82	94.34	9.06	83.08	97.07
	Raw ore		28.20	4.48	10.30	5.37	100.0	100.0	100.0	100.0
1200	Concentrate		15.10	38.50	16.60	1.48	5.57	89.38	16.76	2.87
	Tailings	10.40	29.72	0.53	9.57	5.82	94.43	10.63	83.24	97.13
	Raw ore		28.20	4.48	10.30	5.37	100.0	100.0	100.0	100.0

由表7可知,氰化尾矿浮选锑精矿以硝酸铅作为活化剂,精矿的锑含量、产率及锑回收率均随着活化剂硝酸铅用量的增加而升高,但当硝酸铅用量大于1000 g/t时,精矿的产率、锑含量及锑回收率随着硝酸铅用量的增加而呈现略微下降趋势,综合试验结果考虑,活化剂硝酸铅的用量选择1000 g/t为宜。

2.4.3 捕收剂选择性条件试验

固定浮选试验条件。称取直接氰化尾矿,用清水调浆矿浓30%~33%,纯碱用量1000 g/t,硝酸铅用量1000 g/t,2#油用量为60 g/t,浮选时间15 min,捕收剂分别为乙基黄药、丁基黄药、乙基黄药:丁基黄药比例1:1、异戊基黄药四种类型。各种捕收剂对锑浮选回收率的影响选择性试验结果见表8。

表8 各种捕收剂对锑浮选回收率的影响选择性试验结果

Table 8 Effect of various collectors on the recovery of antimony flotation selectivity test results /%

Name of collector	Name	Concentrate yield	Content				Recovery rate			
			Au ^D	Sb	S	As	Au	Sb	S	As
Ethyl xanthate	Concentrate		15.20	39.20	15.30	1.48	5.12	83.13	14.11	2.62
	Tailings	9.50	29.56	0.84	9.78	5.78	94.88	16.88	85.89	97.38
	Raw ore		28.20	4.48	10.30	5.37	100.0	100.0	100.0	100.0
Butyl	Concentrate		16.30	35.80	17.00	1.62	6.30	87.10	17.99	3.29
	Tailings	10.90	29.66	0.65	9.48	5.83	93.70	12.90	82.01	96.71
	Raw ore		28.20	4.48	10.30	5.37	100.0	100.0	100.0	100.0
Ethyl xanthate: butyl xanthate ratio 1:1	Concentrate		15.20	38.80	16.60	1.50	5.66	90.94	16.92	2.93
	Tailings	10.50	29.73	0.45	9.56	5.82	94.34	9.06	83.08	97.07
	Raw ore		28.20	4.48	10.30	5.37	100.0	100.0	100.0	100.0
Isoamyl xanthate	Concentrate		16.80	36.50	17.60	1.65	6.61	90.44	18.97	3.41
	Tailings	11.10	29.62	0.48	9.39	5.83	93.39	9.56	81.03	96.59
	Raw ore		28.20	4.48	10.30	5.37	100.0	100.0	100.0	100.0

由表8可知,氰化尾矿浮选锑精矿的捕收剂选择试验,以乙基黄药:丁基黄药比例1:1混合为捕收剂,所得锑精矿的锑含量及回收率均优于乙基黄药、丁基黄药、异戊基黄药,而且锑精矿中

金、砷的含量均较低。综合试验结果,选择捕收剂乙基黄药:丁基黄药比例1:1混合捕收剂为宜。

通过固定浮选试验条件,继而进行了大量的乙

基黄药:丁基黄药比例 1:1 混合捕收剂的用量以及起泡剂 2#油用量等对氰化尾矿锑矿物的浮选影响试验,综合试验结果确定了混合捕收剂最佳用量为 200 g/t、起泡剂 2#油用量为 60 g/t。

2.4.4 锑浮选尾矿两段焙烧氰化浸出金银试验

氰化尾矿采用一次粗选二次扫选二次精选浮选

工艺使锑矿物得到有效回收,但锑浮选尾矿金、银、硫、砷、锑含量分别为 29.73 g/t、40.50 g/t、9.56%、5.82%、0.45%,为进一步回收其中的金,进行了两段焙烧氰化浸出金银试验,试验条件同两段焙烧氰化浸出工艺试验。锑浮选尾矿两段焙烧氰化浸出金银试验结果见表 9。

表 9 锑浮选尾矿两段焙烧氰化浸出金银试验结果

Table 9 Experimental results of two-stage roasting of silver gold cyanidation from antimony flotation tailings

Name	Au ¹⁾	Ag ²⁾	S/%	As/%	Sb/%	Gold leaching rate/%	Leaching rate of silver/%	Consumption of soda ash/(kg·t ⁻¹)	Sodium cyanide consumption/(kg·t ⁻¹)
Roasted raw ore	29.73	40.50	9.56	5.82	0.45				
Roasted ore	37.16	50.62	1.00	1.06	0.30	90.07	52.70	18.50	5.20
Acid leaching residue	41.29	56.24	0.60	0.86	0.26				
Leach residue	4.10	26.60							

由表 9 可知,锑浮选尾矿采用两段焙烧氰化浸出试验流程,浸出渣金、银品位分别为 4.10 g/t、26.60 g/t,金、银浸出率分别达到 90.07%、52.70%,金浸出效果较直接氰化——两段焙烧氰化浸出工艺有较大提升,分析原因为在两段焙烧前预先脱除了锑矿物,消除了锑矿物焙烧中生成包裹金的熔结物,降低金浸出率的因素,从而使金颗粒得到充分暴露,易于氰化浸出。

3 综合试验

在优化工艺技术条件下进行了含锑砷金精矿综合回收金、银、锑工艺试验,即一级采用含锑砷金精矿在磨矿细度-0.037 mm 占 98%,矿浆浓度为 33%,石灰调 pH=10,氰化钠浓度 0.30%~0.35%,浸出时间(24+12) h 的二浸二洗直接氰化条件下,金、银浸出率分别 31.22%、85.19%;二级为氰化尾矿调节矿浓 30%~33%,纯碱用量 1 000 g/t,活化剂硝酸铅用量为 1 000 g/t,乙基黄药:丁基黄药 1:1 混合捕收剂用量为 200 g/t,2#油用量为 60 g/t,浮选时间 15 min 的条件下,得到含金、锑、硫、砷品位分别为 15.20 g/t、38.80%、16.60%、1.50% 的锑精矿,产率为 10.50%,金、锑回收率分别为 5.66%、90.94%;三级为对锑浮选尾矿进行一段焙烧温度为 580 ℃,两段焙烧温度为 630 ℃,焙烧产出焙砂酸浸,酸浸渣磨矿细度-0.037 mm 占 98%,矿浆浓度为 33%,纯碱调 pH=10,氰化钠浓度 0.30%~0.35%,浸出时间(24+12) h 的二浸二洗条件下,金、银浸出率分别为 90.07%、52.70%。

4 结论

1)通过对含锑砷金精矿采用一级直接氰化浸出金银、二级氰化尾矿浮选富集锑精矿、三级锑浮选尾矿两段焙烧氰化浸出金银的综合回收工艺方法,含锑砷金精矿中的金、银的直接氰化浸出率分别为 31.22%、85.19%,直接氰化尾矿采用浮选回收法可以产出含金 15.20 g/t、含锑 38.80%、含砷 1.50% 的锑精矿,产率为 10.50%,金、锑回收率分别为 5.66%、90.94%,锑浮选尾矿采用两段焙烧氰化法,金、银浸出率分别为 90.07%、52.70%。该技术方法金、银、锑的综合回收率分别为 93.56%、92.99%、90.94%,实现了含锑砷金精矿的有价元素的综合回收与资源化利用。

2)该方法通过直接氰化、浮选富集锑矿物及两段焙烧氰化多级联合工艺方法,解决了采用各种单一传统直接氰化工艺、两段焙烧工艺处理含锑砷金精矿存在的金、银、锑回收效果不佳的技术难题。该工艺方法为该类型含锑砷金精矿的综合处理提供了新的技术途径。

参考文献:

- [1] 陈雄,何名飞,卜浩,等.某铅锌硫化矿无碱浮选新工艺研究[J].有色金属工程,2023,13(7):75-80.
CHEN Xiong, HE Mingfei, BU Hao, et al. Lime-free flotation research on a Lead-zinc sulfide ore [J] Nonferrous Metals Engineering, 2023, 13(7): 75-80.
- [2] 王普蓉.青海某金锑矿浮金试验研究[J].中国矿业, 2018, 27(6): 108-112.
WANG Purong. Experimental study on floating gold

- from a gold-antimony ore in Qinghai Province [J]. *China Mining Magazine*, 2018, 27(6): 108-112.
- [3] 卜显忠, 车美佳, 张崇辉, 等. 磨矿介质对方铅矿浮选影响的电化学机制研究[J]. *有色金属工程*, 2023, 13(2): 100-108.
BU Xianzhong, CHE Meijia, ZHANG Chonghui, et al. Study on electrochemical mechanism of the influence of grinding medium on galena flotation [J]. *Nonferrous Metals Engineering*, 2023, 13(2): 100-108.
- [4] 王明燕, 肖仪武, 刘娟. 砷的赋存状态对云南某银铅锌多金属矿选矿的影响[J]. *有色金属工程*, 2023, 13(1): 81-85.
WANG Mingyan, XIAO Yiwu, LIU Juan. Effect of occurrence state of arsenic on beneficiation of a silver-lead-zinc polymetallic ore in Yunnan [J]. *Nonferrous Metals Engineering*, 2023, 13(1): 81-85.
- [5] 李永辉, 陈国强, 邵立南. 黄金冶炼萃余液废水资源化及中和渣减量技术研究[J]. *有色金属工程*, 2023, 13(2): 149-154.
LI Yonghui, CHEN Guoqiang, SHAO Li'nan. Recycling of gold smelting raffinate wastewater and reduction technology neutralization slag [J]. *Nonferrous Metals Engineering*, 2023, 13(2): 149-154.
- [6] 文堪, 李耀山, 刘远, 等. 中温氯化焙烧-浸出法从废炉砖中提取稀贵金属研究[J]. *有色金属工程*, 2023, 13(6): 60-65.
WEN Kan, LI Yaoshan, LIU Yuan, et al. Extraction of rare and precious metals from waste furnace bricks by medium-temperature Chlorination roasting-leaching method [J]. *Nonferrous Metals Engineering*, 2023, 13(6): 60-65.
- [7] 路良山, 吕翠翠, 丁剑, 等. 含锑复杂金精矿的综合利用[J]. *计算机与应用化学*, 2014, 31(4): 406-410.
LU Liangshan, LYU Cuicui, DING Jian, et al. Comprehensive use of complex gold concentrate containing antimony [J]. *Computer and Applied Chemistry*, 2014, 31(4): 406-410.
- [8] 王胜, 徐文文, 卜旭东, 等. 铅银渣焙烧脱硫动力学研究[J]. *有色金属工程*, 2023, 13(3): 72-78.
WANG Sheng, XU Wenwen, BU Xudong, et al. Roasting desulfurization of lead-silver slag [J]. *Nonferrous Metals Engineering*, 2023, 13(3): 72-78.
- [9] 张永峰, 武鑫. 两段焙烧工艺在黄金生产中的应用[J]. *中国有色冶金*, 2010(5): 37-40.
ZHANG Yongfeng, WU Xin. Application of two-stage roasting process in gold production [J]. *China Nonferrous Metallurgy*, 2010(5): 37-40.