

doi: 10. 20239/j. issn. 1671-9492. 2025. 03. 004

国外某含砷难处理金矿硫砷浮选 分离工艺试验研究

李睿^{1,2}, 杨松涛^{1,2}, 李国尧^{1,2}, 林海彬^{1,2}, 孙忠梅^{1,2}, 周利华^{1,2}

(1. 低品位难处理黄金资源综合利用国家重点实验室, 福建 厦门 361101;

2. 厦门紫金矿冶技术有限公司, 福建 厦门 361101)

摘要: 毒砂和黄铁矿结晶构造和表面性质相似, 难以分离, 毒砂不仅影响金精矿产品质量, 而且会对金后续冶炼过程造成不良影响, 毒砂和黄铁矿的分离一直是黄金选冶的一大难题。国外某金矿含 Au 3.05 g/t、As 0.66%, 该金矿的砷含量高, 金主要浸染于黄铁矿和毒砂中, 以不可见金为主, 属于高砷难处理金矿。该矿石脉石成分复杂, 主要以石英及硅酸盐矿物为主, 含量75%左右, 其中易泥化硅酸盐矿物为绢云母与绿泥石, 含量12%左右。原工艺采用“一粗三扫三精”的混合浮选流程, 金精矿存在砷含量高的问题。在原矿磨矿细度为 $-74\ \mu\text{m}$ 占80%, 采用焦亚硫酸钠和石灰为砷黄铁矿的抑制剂, 以连续充气搅拌的方式稳定矿浆氧化氛围, 控制氧化反应pH为9.5~10, 氧化时间为30 min, 闭路试验可优先产出的低砷金精矿金品位为72.59 g/t、金回收率29.24%、砷品位3.67%、砷回收率6.51%, 浮选尾矿采用硫酸铜为活化剂, 异戊基黄药和丁胺黑药组合作为捕收剂, 产出高砷金精矿金品位为52.52 g/t、金回收率58.75%、砷品位15.68%、砷回收率77.22%。该工艺较好地实现了黄铁矿与砷黄铁矿的有效分离, 较原工艺选别指标, 优先分选出部分合格可销售低砷金精矿, 能有效减少后续砷处理成本, 为含砷金矿处理提供了一种新思路。采用筛选出的焦亚硫酸钠和石灰作为砷抑制剂, 连续充气氧化氛围下抑制效果优于传统氧化型砷抑制剂, 可为类似金矿石硫砷分离处理提供借鉴。

关键词: 含砷金矿; 硫砷分离; 浮选; 焦亚硫酸钠

中图分类号: TD953

文献标志码: A

文章编号: 1671-9492(2025)03-0035-07

Experimental Study on Sulfur and Arsenic Flotation Separation Process of a Foreign Refractory Arsenic-bearing Gold Ore

LI Rui^{1,2}, YANG Songtao^{1,2}, LI Guoyao^{1,2}, LIN Haibin^{1,2}, SUN Zhongmei^{1,2}, ZHOU Lihua^{1,2}

(1. State Key Laboratory of Comprehensive Utilization of Low-Grade Refractory Gold Ores,

Xiamen 361101, Fujian, China;

2. Xiamen Zijin Technology of Mining and Metallurgy Co., Ltd., Xiamen 361101, Fujian, China)

Abstract: Arsenopyrite and pyrite have similar crystal structures and surface properties and are difficult to separate. Arsenopyrite not only affects the quality of gold concentrate products, but also has adverse effects on the subsequent gold smelting process. The separation of arsenopyrite and pyrite has always been a major problem in gold beneficiation. The foreign gold ore used in this research contains 3.05 g/t Au and 0.66% As. The gold ore has high arsenic content. The gold is mainly disseminated in pyrite and arsenopyrite, mainly invisible gold, which is a refractory gold ore with both sulfide and high arsenic content. The ore has a complex gangue composition, mainly quartz and silicate minerals, accounting for about 75%, of which the easily muddy silicate minerals are sericite and chlorite, accounting for about 12%. The original process to treat this ore adopts a bulk flotation process using “one rougher, three scavengers, and three cleaners” stages, which has the problem of high arsenic content in gold concentrate. In the new process, at P_{80} of $74\ \mu\text{m}$ for grinding size, sodium metabisulfite and lime are used as dual depressants for arsenopyrite, and the slurry oxidation atmosphere is stabilized by continuous aeration and stirring.

收稿日期: 2024-01-09

基金项目: 福建省科学技术厅对外合作项目(闽科资 2021 25号, 2021H1012)

作者简介: 李睿(1995—), 男, 江西吉安人, 硕士, 工程师, 主要从事选矿工艺研究。

通信作者: 杨松涛(1983—), 男, 加拿大籍华人, 江苏东台籍, 博士, 高级工程师, 主要从事选矿新药剂、选冶联合关键技术研究。

The pH of the oxidation reaction is managed at 9.5—10, and the oxidation time is 30 min. The locked-cycle test can preferentially produce low-arsenic gold concentrate with a gold grade of 72.59 g/t, a gold recovery of 29.24%, an arsenic grade as low as 3.67%, and the arsenic recovery is 6.51%. The tailings are activated with copper sulfate and floated with isoamyl xanthate and butyl ammonium as collectors. The gold grade of high arsenic gold concentrate contains 52.52 g/t Au, and the gold recovery is 58.75%. Arsenic grade is 15.68%, and arsenic recovery is 77.22%. The effective separation of pyrite and arsenopyrite is achieved. Compared to original process separation parameters, qualified salable low arsenic gold concentrates are successfully recovered from the new process, which can significantly reduce the cost of subsequent arsenic treatment, and provide a new idea for arsenic bearing gold treatment. The sodium metabisulfite and lime selected in this paper are used as arsenic depressants. Their depressing effect is better than that of traditional oxidizing arsenic depressants under continuous aerated oxidation atmosphere, which can be used as a reference for arsenic-sulfur separation treatment of similar gold ores.

Key words: arsenic-bearing gold ore; arsenopyrite-pyrite separation; flotation; sodium metabisulfite

随着资源的不断开发,易选冶金矿石资源日渐枯竭,难处理金矿石的开发利用越发重要^[1-3]。黄铁矿和毒砂可浮性相近,毒砂与黄铁矿分离一直是黄金选冶的一大难题^[4-5]。

国内外大量研究表明,黄铁矿和毒砂的结晶构造和表面性质相似导致了相近的物理化学性质,是两者难分离的主要原因^[3-4]。矿浆的氧化还原电位与pH值对毒砂的可浮性有直接影响^[6],在酸性介质中,毒砂表面生成 Fe^{2+} 、 Fe^{3+} 、 $\text{Fe}(\text{OH})^{2+}$ 、 $\text{Fe}(\text{OH})^{2+}$ 及疏水的 S^0 ,可浮性与黄铁矿相似;在中性或弱碱性介质中,毒砂比黄铁矿氧化速度快、氧化程度深,在有氧化剂的条件下,氧化电位的出现会使毒砂表面形成 $\text{Fe}(\text{OH})_3$ 和 $\text{Fe}(\text{AsO}_4) \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ 亲水氧化薄膜,而黄铁矿适度氧化,表面氧化薄膜容易脱落且析出 S^0 有利于浮选^[7-9]。目前,通过选用合适的氧化剂,控制矿浆电位与pH值,使黄铁矿和毒砂达到不同程度的选择性氧化,增大两者可浮性差异,是实现黄铁矿和毒砂浮选分离的重要途径^[2]。

国外某金矿砷含量高,金主要浸染于黄铁矿和毒砂中,属于高砷难处理金矿。该矿石目前采用“一粗三扫三精”的浮选流程进行选厂建设,产出金精矿

金品位为40~50 g/t、含砷9%~11.5%,砷含量极高,不仅影响金精矿产品质量,而且会对金后续冶炼过程造成不良影响。为此,本文针对该矿石进行硫砷浮选分离工艺试验研究,通过筛选合适的氧化型砷抑制剂,分离出高砷和低砷金精矿,低砷金精矿(含砷<4%)在境外可直接计价销售,能有效减少后续砷处理成本,为含砷金矿处理提供了一种新思路。

1 矿石性质

矿石主要化学成分分析结果见表1,矿石组成及含量分析结果见表2,金化学物相分析结果见表3,毒砂粒度-解离连生关系见表4。由表1~3可知,矿石中主要有价元素为金,含量为3.05 g/t,银、铜、铅、锌等其他金属元素含量较低,均未达到综合回收标准。有害元素As含量为0.66%,主要赋存在毒砂中,极少量赋存在锑黝铜矿中。金矿物种类主要是含银自然金,解离金以10~74 μm 中细粒级为主,载金硫化物主要是黄铁矿与毒砂,以不可见金为主,脉石矿物成分复杂,主要是石英及硅酸盐矿物,含量75%左右,其中易泥化硅酸盐矿物绢云母与绿泥石,含量12%左右;其次是碳酸盐矿物,含量20%左右。

表1 矿石化学多元素分析结果

Table 1 Results of chemical multi-element analysis of the ore

/%

组分	Au ¹⁾	TS	As	Ag ¹⁾	S ²⁻	Cu	Fe	Pb	Zn
含量	3.05	1.21	0.66	1.81	1.02	<0.01	3.49	<0.01	<0.01
组分	C _{有机}	Sb	F	Cl	Hg*	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃
含量	0.20	0.32	0.10	<0.01	0.86	55.93	4.14	3.58	11.98

注: 1) 单位为g/t, 下同。

由表4可知,71.77%的毒砂已完全解离,成为游离单体颗粒。未解离毒砂含量为28.23%,其中17.87%的毒砂以易浮选回收的富连生体存在,粒级

在10~150 μm ; 10.36%以易损失的贫连生体存在,较多连生粗粒级硅酸盐矿物。该金矿石毒砂和黄铁矿在理论上具备浮选分离的矿物学条件。

表2 矿石主要组成及相对含量

Table 2 Main mineral composition and relative content of the ore /%

矿物名称	含量	矿物名称	含量
黄铁矿	1.38	白云石	14.18
毒砂	1.43	菱铁矿	0.95
辉锑矿	0.05	方解石	0.62
锑黝铜矿	0.01	绢云母	18.41
石英	45.31	钾长石	7.31
褐铁矿	1.96	斜长石	4.72
金红石	0.14	绿泥石	2.16
重晶石	0.39	其他	0.98

表3 矿石金化学物相分析结果

Table 3 Results of gold chemical phase analysis of the ore /%

金相别	裸露金	碳酸盐及氧化物包裹金	硫化物包裹金	硅酸盐及其他包裹金	合计
含量 ¹⁾	0.77	0.14	2.33	0.11	3.35
占有率	23.04	4.05	69.62	3.29	100.0

表4 毒砂粒度-解离连生关系

Table 4 The relationship between particle size and dissociation of arsenopyrite /%

连生类型	含量	连生关系			粒度分布					
		与黄铁矿	与硅酸盐	与碳酸盐	-10 μm	-20+10 μm	-38+20 μm	-75+38 μm	-150+75 μm	-220+150 μm
X=100	71.77	—	—	—	8.39	13.65	23.06	19.33	7.34	—
80≤X<100	14.27	1.22	9.66	3.39	0.21	0.33	3.2	5.86	2.86	1.81
50≤X<80	3.60	0.71	2.35	0.54	0.06	0.23	0.68	2.29	0.34	—
X<50	10.36	0.78	8.73	0.85	2.56	3.02	3.02	1.52	0.24	—
合计	100.0	2.66	20.79	4.79	11.22	17.23	29.96	29	10.78	1.81

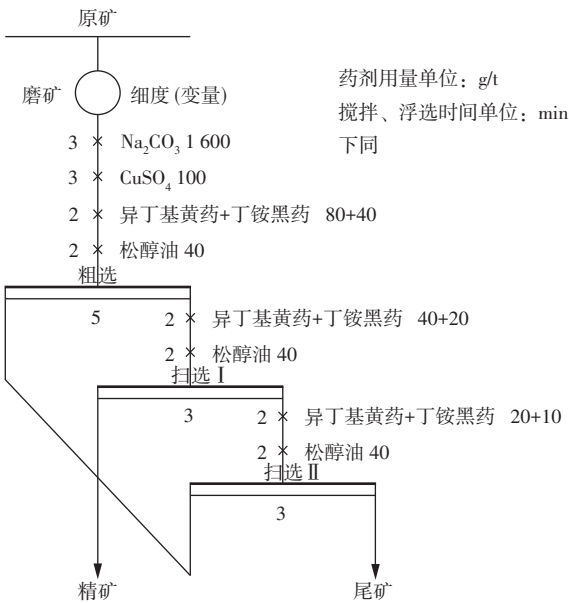


图1 磨矿细度试验流程

Fig. 1 Flowsheet of grinding fineness tests

2.2 硫砷浮选分离试验

采用“抑砷浮硫—活化浮砷”的硫砷浮选分离原则工艺流程,在毒砂被抑制的情况下,优先浮选出载

2 试验结果与分析

2.1 磨矿细度试验

磨矿细度决定了矿物的解离程度,直接影响矿物的浮选效果。为探索原矿分砷流程最佳磨矿细度,进行了磨矿细度探索试验,试验流程见图1,试验结果见图2。图2结果表明,当磨矿细度为-74 μm占60%~90%时,随着磨矿细度的增加,浮选混合金精矿总回收率先增加后基本趋于稳定、金品位呈先增加后降低的趋势。因此,确定合理的磨矿细度为-74 μm占80%。

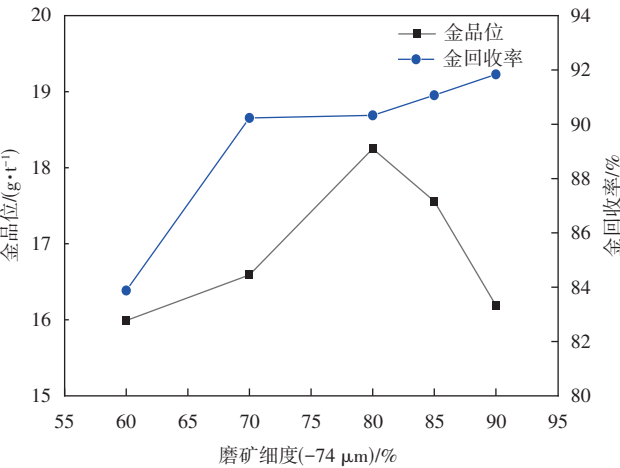


图2 磨矿细度试验结果

Fig. 2 Results of grinding fineness tests

金黄铁矿产品,再通过活化剂活化浮选毒砂,分离出高砷和低砷金精矿,能有效减少后续砷的处理成本。在磨矿细度为-74 μm占80%的条件下,通过试验筛选合适的抑制剂种类,考察抑制剂用量、分散剂种类和浮选时间对硫砷分离的影响,硫砷浮选分离原则工艺流程见图3。

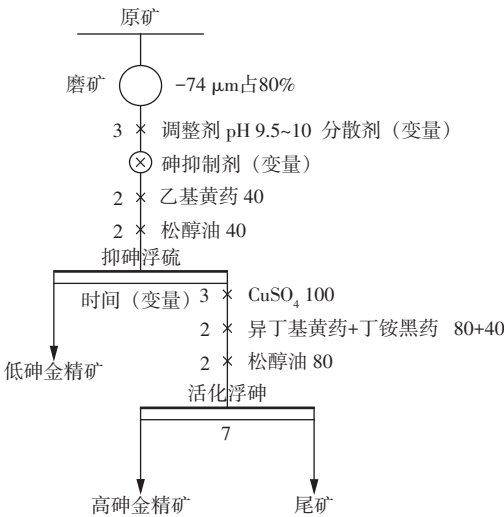


图3 “抑砷浮硫—活化浮砷”硫砷
浮选分离原则工艺流程

Fig. 3 Principle flowsheet of sulfur and arsenic
flotation separation tests

2. 2. 1 砷抑制剂筛选试验

黄铁矿和毒砂在氧化气氛环境下可增加可浮性差异,砷抑制剂的选择对毒砂的抑制能力影响较大。

双氧水、漂白粉(次氯酸盐)、KMnO₄是常见的氧化型毒砂抑制剂^[2],焦亚硫酸钠(SMBS)在充氧下表现为氧化体系,在充氧氧化氛围环境下,焦亚硫酸钠在水-气介质中主要化学反应如式(1)~(3)所示,焦亚硫酸钠水解产生的HSO₃³⁻与氧气反应产生活性氧,能加剧毒砂氧化生成亲水的氧化物层。



为筛选该金矿石硫砷浮选分离的最佳砷抑制剂,分别以Ca(ClO)₂、SMBS、H₂O₂、KMnO₄作为砷抑制剂,弱捕收剂短链烃乙基黄药为黄铁矿捕收剂,异丁基黄药+丁铵黑药为毒砂捕收剂,固定磨矿细度为-74 μm占80%、不添加调整剂、乙基黄药用量为40 g/t、活化剂CuSO₄用量为100 g/t、异丁基黄药+丁铵黑药用量为(80+40) g/t,进行了砷抑制剂的筛选试验。需要特别指出的是,采用SMBS作为砷抑制剂时,需以连续充气搅拌的方式稳定矿浆氧化氛围,连续充气搅拌充气量为3 L/min,试验流程同图3,试验结果见表5。

表5结果表明,采用KMnO₄作为砷抑制剂,精矿

表5 硫砷浮选分离砷抑制剂种类试验结果

Table 5 Results of arsenic depressant type tests of sulfur-arsenic flotation separation

/%

砷抑制剂种类及用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率	品位			回收率		
			Au ¹⁾	As	S	Au	As	S
Ca(ClO) ₂ +CaO 750 pH=9.6	低砷金精矿 [*]	2.29	21.92	1.501	12.57	18.29	4.94	24.98
	高砷金精矿 [*]	13.29	14.56	4.38	6.01	70.36	83.02	69.17
	尾矿 [*]	84.42	0.37	0.10	0.08	11.36	12.04	5.85
	原矿 [*]	100.0	2.75	0.70	1.15	100.0	100.0	100.0
SMBS+NaOH 2 000 pH=9.6 连续充气搅拌 30 min	低砷金精矿 [*]	2.52	43.63	1.92	27.74	33.93	6.27	57.99
	高砷金精矿 [*]	14.63	12.77	4.31	3.11	57.86	81.90	37.87
	尾矿 [*]	82.85	0.32	0.11	0.06	8.21	11.83	4.14
	原矿 [*]	100.0	3.23	0.77	1.20	100.0	100.0	100.0
H ₂ O ₂ +NaOH 1 000 pH=10.2	低砷金精矿 [*]	1.77	38.35	2.08	22.67	20.47	5.00	32.80
	高砷金精矿 [*]	18.75	12.62	3.31	4.13	71.38	84.22	63.30
	尾矿 [*]	79.48	0.34	0.10	0.06	8.15	10.78	3.90
	原矿 [*]	100.0	3.32	0.74	1.22	100.0	100.0	100.0
KMnO ₄ +NaOH 500 pH=9.7	低砷金精矿 [*]	0.77	2.88	0.51	0.86	0.69	0.65	0.54
	高砷金精矿 [*]	10.03	12.84	2.02	8.29	40.13	33.33	68.07
	尾矿 [*]	89.20	2.13	0.45	0.43	59.18	66.02	31.39
	原矿 [*]	100.0	3.21	0.61	1.22	100.0	100.0	100.0

总硫回收率仅68.07%,总金回收率仅41.72%,毒砂和黄铁矿均被抑制,且被抑制后不易被活化;采用Ca(ClO)₂、SMBS和H₂O₂作为砷抑制剂,均有较好的抑制效果;采用Ca(ClO)₂作为砷抑制剂时,Ca(ClO)₂呈碱性且高用量时对黄铁矿抑制效果较强;采用SMBS和H₂O₂作为砷抑制剂,低砷金精矿金品位分别为43.63、38.35 g/t,金回收率分别为33.93 %和

20.47%。因此,确定最佳的砷抑制剂为SMBS。

2. 2. 2 砷抑制剂用量试验

固定磨矿细度为-74 μm占80%、不添加调整剂、乙基黄药用量为40 g/t、活化剂CuSO₄用量为100 g/t、异丁基黄药+丁铵黑药用量为(80+40) g/t,开展了砷抑制剂SMBS用量试验,试验流程同图3,试验结果见图4。图4结果表明,采用SMBS作为硫砷浮选分

离的砷抑制剂,随着SMBS用量的增加,金总回收率基本不变,尾矿金损失率约为10%;低砷金精矿砷品位先减少后趋于稳定,金品位先增加后趋于稳定,金回收率先减少后增加然后趋于稳定。综合考虑,SMBS最佳用量为5 000 g/t,低砷金精矿砷品位为1.62%,金回收率达到最大值48.16%。

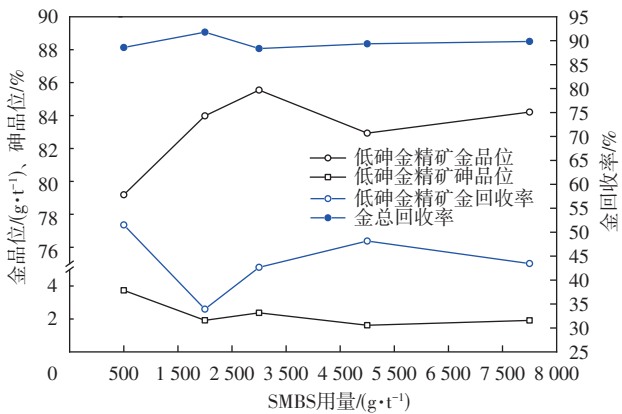


图4 硫砷浮选分离砷抑制剂SMBS用量试验试验结果

Fig. 4 Results of arsenic depressant SMBS dosage tests of sulfur-arsenic flotation separation

2.2.3 分散剂种类对比试验

为减小矿泥对浮选指标的影响,固定磨矿细度为-74 μm占80%、砷抑制剂SMBS用量为5 000 g/t、CaO用量(800+1 300)g/t、乙基黄药用量为40 g/t、活化剂CuSO₄用量为100 g/t、异丁基黄药+丁铵黑药用量为(80+40) g/t,开展水玻璃和六偏磷酸钠矿泥分散剂对比试验,试验流程同图3,试验结果见表6。表6结果表明,添加六偏磷酸钠和水玻璃后,金总回收率变化较小,低砷金精矿砷品位和金品位有所降低,金回收率降低,原矿硫砷分离流程不推荐使用分散剂。

2.2.4 硫砷分离浮选动力学试验

在原流程基础上,优化SMBS给药形式,采用蠕动泵连续给药的形式,将SMBS溶解于水溶液中,蠕动泵给药流量为6.66 mL/min,给药开始即对矿浆进行连续充气搅拌,搅拌过程中补加CaO使矿浆pH维持在9~9.5。固定磨矿细度为-74 μm占80%、砷抑制剂SMBS用量为5 000 g/t、CaO用量(800+1 300) g/t、乙基黄药用量为40 g/t、活化剂CuSO₄用量为100 g/t、异丁基黄药+丁铵黑药用量为(80+40) g/t,对抑硫浮硫分离工艺流程进行分段刮泡,考察低砷金精矿浮

表6 硫砷浮选分离分散剂种类对比试验结果

分散剂种类及用量/(g·t ⁻¹)		产品名称	产率	品位			回收率		
				Au ^D	As	S	Au	As	S
六偏磷酸2 000, SMBS+CaO 5 000+(800+1 300) 连续充气搅拌30分钟 pH 9.5	低砷金精矿	2.23	25.04	1.04	15.96	18.58	3.24	29.84	
	高砷金精矿	12.16	17.45	4.71	6.62	70.60	80.02	67.50	
	尾矿	85.61	0.38	0.14	0.04	10.82	16.74	2.66	
	原矿	100.0	3.01	0.72	1.19	100.0	100.0	100.0	
水玻璃2 000 SMBS+CaO 5 000+(800+1 300) 连续充气搅拌30分钟 pH 9.5	低砷金精矿	3.71	31.98	1.77	21.03	38.00	9.44	64.83	
	高砷金精矿	12.22	13.69	4.39	3.30	53.65	77.25	33.56	
	尾矿	84.07	0.31	0.11	0.02	8.36	13.31	1.61	
	原矿	100.0	3.12	0.69	1.20	100.0	100.0	100.0	

选动力学,试验流程同图3,试验结果见图5。图5结果表明,随着浮选时间的增加,低砷金精矿累计砷品位缓慢上升后下降,累计砷回收率缓慢上升后增加缓慢,累计金品位缓慢下降,累计金回收率先增加后缓慢增加;原矿低砷抑砷浮硫分离工艺流程浮选低砷金精矿的最佳浮选时间为5 min。

2.3 硫砷分离闭路试验

在上述条件试验基础上,优化了流程和相关条件,进行了“抑砷浮硫—活化浮砷”硫砷浮选分离闭路试验,试验流程见图6,试验结果见表7。表7结果表明,闭路试验可获得低砷金精矿金品位72.59 g/t、金回收率29.24%、砷品位3.67%、砷回收率6.51%,

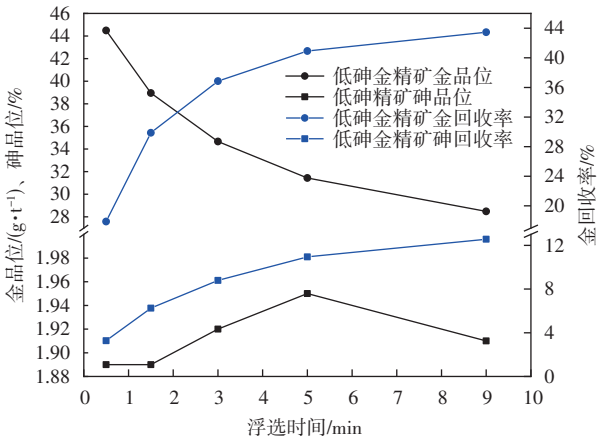


图5 浮选动力学试验试验结果

Fig. 5 Results of flotation kinetics tests

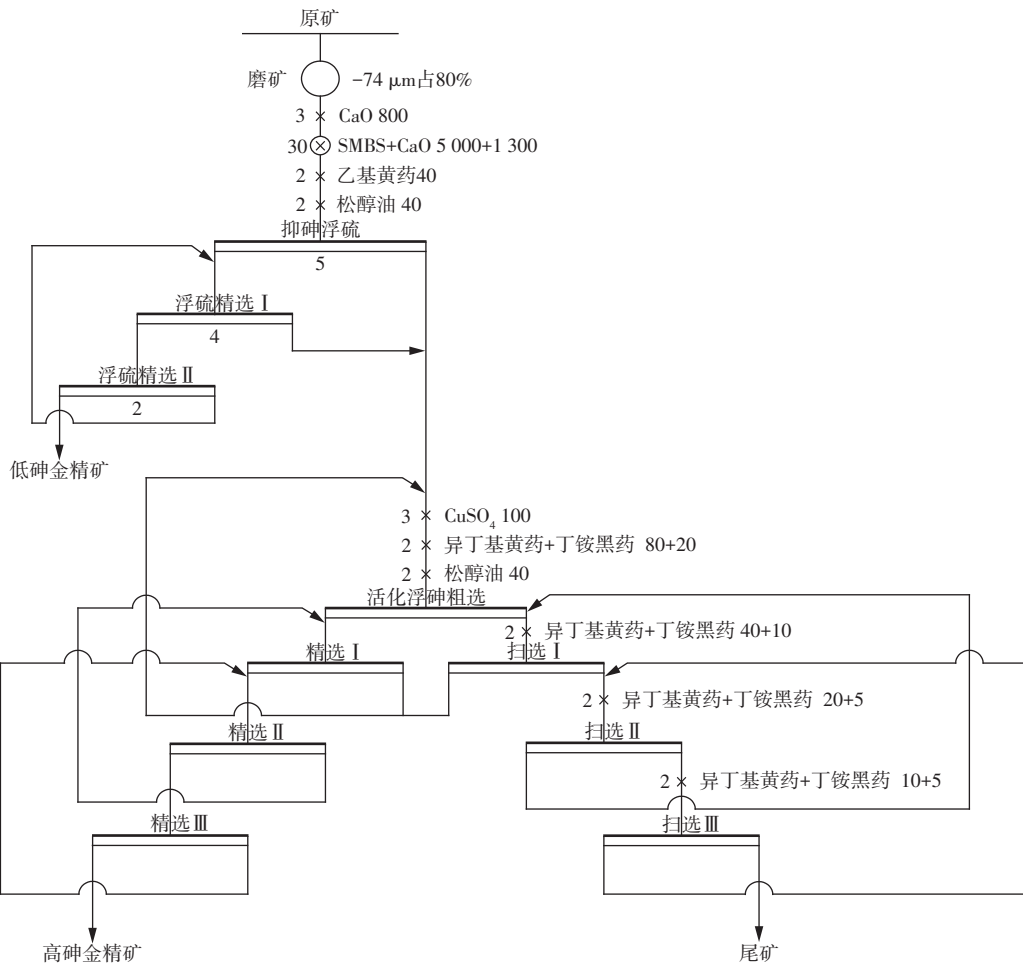


图 6 “抑砷浮硫—活化浮砷” 硫砷浮选分离闭路试验流程

Fig. 6 Flowsheet of sulfur-arsenic flotation separation locked-cycle tests

表 7 硫砷浮选分离闭路试验结果

Table 7 Results of sulfur-arsenic flotation separation locked-cycle tests

/%

产品名称	品位			回收率		
	Au ¹⁾	As	S	Au	As	S
低砷金精矿	72.59	3.67	43.50	29.24	6.51	48.53
高砷金精矿	52.62	15.68	15.80	58.75	77.22	48.85
尾矿	0.38	0.12	0.03	12.01	16.27	2.62
原矿	3.02	0.68	1.09	100.0	100.0	100.0

高砷金精矿金品位 52.52 g/t、金回收率 58.75%、砷品位 15.68%、砷回收率 77.22%，合并精矿中硫回收率 89.96% 的试验指标。通过“抑砷浮硫”分离浮选流程，优先分出部分合格低砷金精矿产品具有一定的可行性。

3 结论

1) 矿石中主要有价元素为金，含量为 3.05 g/t，有害元素 As 含量为 0.66%，含碳 3.15%，该金矿石中的砷和碳含量高，金主要浸染于黄铁矿和毒砂中，以不可见金为主，属于典型的含砷炭质双重难处理金

矿。原工艺采用“一粗三扫三精”浮选流程生产的高砷金精矿，未进行黄铁矿与砷黄铁矿的分离，计价系数很低且难以销售。

2) 根据矿石性质，采用“优先浮硫—尾矿活化选砷”的工艺流程能够选别出高砷金精矿和低砷金精矿，以焦亚硫酸钠为砷黄铁矿的抑制剂，通过充气搅拌、蠕动泵连续给药的方式加药，可稳定分选环境，氧化砷黄铁矿，从而实现对砷黄铁矿的有效抑制，同时采用石灰为矿浆 pH 调整剂，被抑制的砷黄铁矿采用硫酸铜活化，异戊基黄药和丁铵黑药为砷黄铁矿的捕收剂，可较好地回收含金砷矿物。

3) 该工艺闭路试验可获得低砷金精矿金品位72.59 g/t、金回收率29.24%、含砷品位3.67%、砷回收率6.51%,高砷金精矿金品位52.52 g/t、金回收率58.75%、砷品位15.68%、砷回收率77.22%,较原工艺选别指标,优先分出部分合格低砷金精矿,显著增加金的销售价值,能有效减少后续砷处理成本,为含砷含碳金矿处理提供了一种新思路。

参考文献

- [1] 苏好芸. 印尼某难处理金矿的金赋存状态研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2023(3): 10-16.
SU Yuyun. Gold deportment study of a refractory gold ore in Indonesia[J]. Nonferrous Metals(Mineral Processing Section), 2023(3): 10-16.
- [2] 黄宇松, 郑永兴, 宁继来, 等. 含砷硫铁矿浮选分离研究现状与进展[J]. 矿冶, 2021, 30(2): 7-14.
HUANG Yusong, ZHENG Yongxing, NING Jilai, et al. Research status and development of flotation separation of arsenic-bearing pyrite[J]. Mining and Metallurgy, 2021, 30(2): 7-14.
- [3] 张文杰, 朱辉, 谢贤, 等. 某含硫高碳难处理金矿选矿工艺研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2022(3): 34-40.
ZHANG Wenjie, ZHU Hui, XIE Xian, et al. Study on beneficiation process of a sulfur-containing high-carbon refractory gold ore[J]. Nonferrous Metals(Mineral Processing Section), 2022(3): 34-40.
- [4] 吴卫煌. 金矿石处理方法研究现状及进展[J]. 黄金, 2023, 44(1): 42-48.
WU Weihuang. Research status and progress of gold ore processing methods[J]. Gold, 2023, 44(1): 42-48.
- [5] 陈勃伟, 蔡缪璐, 周成英, 等. 某含砷含碳微细粒难处理金精矿预氧化-氰化提金工艺研究[J]. 稀有金属, 2018, 42(12): 1339-1344.
CHEN Bowei, CAI Liulu, ZHOU Chengying, et al. Study on preoxidation and cyanidation process of a refractory gold concentrate containing arsenic and carbon[J]. Chinese Journal of Rare Metals, 2018, 42(12): 1339-1344.
- [6] 李新春, 焦芬, 覃文庆, 等. 黄铁矿与毒砂氧化行为差异的电极过程动力学研究[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2023, 54(8): 2965-2972.
LI Xinchun, JIAO Fen, QIN Wenqing, et al. Electrode process kinetics of oxidation behavior difference between pyrite and arsenopyrite[J]. Journal of Central South University(Science and Technology), 2023, 54(8): 2965-2972.
- [7] 陈晓芳. 高硫含砷难选金矿石选矿工艺研究[J]. 赣州: 江西理工大学, 2011.
CHEN Xiaofang. Study on beneficiation process of high-sulfur arsenic-bearing refractory gold ore[J]. Ganzhou: Jiangxi University of Science and Technology, 2011.
- [8] VALDIVIESO A L, LÓPEZ S A A, ESCAMILLA C O, et al. Flotation and depression control of arsenopyrite through pH and pulp redox potential using xanthate as the collector[J]. International Journal of Mineral Processing, 2006, 81(1): 27-34.
- [9] 邱廷省, 张宝红, 张卫星, 等. 毒砂与黄铁矿分离技术现状及研究进展[J]. 矿山机械, 2013, 41(4): 1-5.
QIU Tingsheng, ZHANG Baohong, ZHANG Weixing, et al. Current status and progress of technology of separating arsenopyrite and pyrite[J]. Mining & Processing Equipment, 2013, 41(4): 1-5.

(本文编辑 刘水红)