

doi:10.3969/j.issn.1007-7545.2024.10.014

碳质高砷硫化物包裹多重难处理金矿 热压氧化—氰化试验

林海彬^{1,2}, 郭金溢^{1,2}, 谢洪珍^{1,2,3}, 王乾坤^{1,2,3}, 李有辉^{1,2}, 邱耀兴^{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;

3. 紫金矿业集团股份有限公司, 福建 上杭 364200)

摘要:对某碳质高砷硫化物包裹多重难处理金矿进行了以热压氧化—氰化为主体工艺的试验。结果表明:原矿全硫浮选—浮选精矿常规热压氧化—氰化金浸出率仅 76.2%, 采取了氧化渣脱碳、原矿预脱炭及硫砷分选等措施, 均难以提高金回收率。热压氧化渣采用中温焙烧预处理再氰化, 可较彻底地消除有机碳的影响, 金浸出率达到 94.7%, 且焙烧过程有害组分砷几乎不会进入气相, 焙烧-氰化渣与热压氧化液中和渣混合后的毒性浸出结果满足一般固废要求。

关键词:碳质; 难处理金矿; 热压氧化; 焙烧; 氰化

中图分类号: TF831

文献标志码: A

文章编号: 1007-7545(2024)10-0111-08

Experiment on Hot Pressing Oxidation and Cyaniding of Multiple Refractory Gold Ore Coated with Carboniferous High Arsenic Sulfide

LIN Haibin^{1,2}, GUO Jinyi^{1,2}, XIE Hongzhen^{1,2,3}, WANG Qiankun^{1,2,3},
LI Youhui^{1,2}, QIU Yaoping^{1,2}

(1. State Key Laboratory for Comprehensive Utilization of Low-grade Refractory Gold Ores, Xiamen 361101, Fujian, China;

2. Xiamen Zijin Mining & Metallurgy Technology Co., Ltd., Xiamen 361101, Fujian, China;

3. Zijin Mining Group Co., Ltd., Shanghang 364200, Fujian, China)

Abstract: A multi-refractory gold deposit coated with carbon high arsenic sulfide was studied by hot pressing oxidation and cyaniding. The results indicate that the gold leaching recovery of the whole sulfide flotation concentrate is only 76.2% by conventional hot pressurized oxidation-cyanidation process, and the measurements such as decarbonization of hot pressurized oxidation solid product, raw ores pre-carbonization and segmentation flotation of sulfide and arsenic, are all difficult to improve the gold recovery. The effect of organic carbon can be completely eliminated by medium temperature roasting and then cyaniding, the gold leaching rate reaches 94.7%, and the harmful component arsenic hardly enters the gas phase during roasting. The toxic leaching results of the mixture of roasting-cyanidation slag and neutralization slag of hot press oxidation eutralization slag can meet the general requirements of solid waste.

Key words: carbonaceous; refractory gold ore; hot pressurized oxidation; roasting; cyanidation

收稿日期: 2024-04-17

基金项目: 福建省科学技术厅对外合作项目(2021H1012)

作者简介: 林海彬(1989-), 男, 硕士, 高级工程师

随着易处理金矿的日益开发,难处理金矿已逐步成为黄金工业的重要原料来源。难处理金矿石的储量占世界黄金总量的 60%^[1-2],在我国已探明的黄金储量中,有 1/3 以上属于难处理金矿,主要分布在我国四川、贵州、甘肃、青海和辽宁等地^[3-6]。含有两种及以上难处理类型的金矿称为双重或多重难处理金矿,其中,硫化物包裹同时含砷和有机碳是业内公认最难处理的难处理金矿类型之一,这类难处理金矿在目前开采利用和已探明的金矿储量中占到 20% 以上^[7]。例如:美国 Goldstrike、中国贵州水银洞、马来西亚 Penjom、新西兰 Macraes、澳大利亚 Fosterville、Stawell、巴布亚新几内亚 Porgera 等金矿。

难处理金矿直接氰化金浸出率低,需先通过物理、化学或生物等方法预处理,消除相应的难处理因素后再浸出,才能获得较好的结果。主要的预处理方法有超细磨、焙烧、常压化学氧化、热压氧化及细菌氧化等^[8-12],每种预处理方法都有其原料适应性和技术、经济、环境等方面的优缺点。不同难处理金矿需要根据其难处理因素数量和难处理程度,通过试验确定相应的预处理方法和解决方案。本文对某碳质高砷硫化物包裹多重难处理金矿进行了以热压氧化—氰化为主体工艺的试验研究,针对其常规热压氧化—氰化金浸出率低问题,采取了氧化渣脱碳、原矿预脱炭、硫砷分选以及热压氧化渣焙烧等措施,以期提高金综合回收率。

1 试验原料

难处理金矿产自我国西北地区,原矿多元素分析结果如表 1 所示,金的化学物相分析结果见表 2。该金矿含金 1.93 g/t,含银 1.15 g/t,硫化物硫 2.11%,砷含量 0.62%,有机碳 0.12%。根据分析结果,主要考虑金的回收,银含量很低不考虑回收。矿石中主要金属硫化物为黄铁矿、毒砂,其次为白铁矿、磁黄铁矿;主要的非金属矿物为石英、其次为绢云母、铁白云石。—75 μm 占 65% 的磨矿细度下,金主要以硫化物包裹金的形式存在,占 62.2%,其次

是单体金+连生金,占 32.4%,包裹金矿物显微特征如图 1 所示,金主要被黄铁矿和毒砂包裹。光学显微镜下发现:矿石中主要存在两种类型的有机碳,第一种有机碳结晶较好,呈片状、磷片状,光学显微镜反射光条件下呈浅棕灰色,双反射明显,强非均质性,粒度约(5~60) μm×(1~10) μm,根据这些特征可定名为石墨;第二种有机碳为无定形碳,其成熟度较低(非晶态),呈粒状或不规则形态,光学显微镜反射光条件下呈棕灰色,无双反射,均质性,粒度 0~30 μm。另外在扫描电镜下发现少量绒毛状碳质(图 2),这些绒毛的存在极大地增加了碳质表面的比表面积。

该金矿的难处理因素有硫化物包裹、含砷及碳质,其中碳质是最难解决的因素。目前消除碳质最有效的方法是焙烧法,但是金矿或金精矿直接焙烧存在金的二次包裹问题,金浸出率不佳,同时矿石含砷高,直接焙烧存在砷的环境污染问题;细菌氧化法处理周期长,细菌对温度、酸度及有害物质较敏感,对碳质难处理金矿通常难以奏效。热压氧化法对碳质劫金问题较敏感,但效率高,对解决硫化物包裹和砷的环保问题具有明显的技术优势。综合考虑,选取热压氧化—氰化为主体工艺进行研究。

表 1 原矿多元素分析结果

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

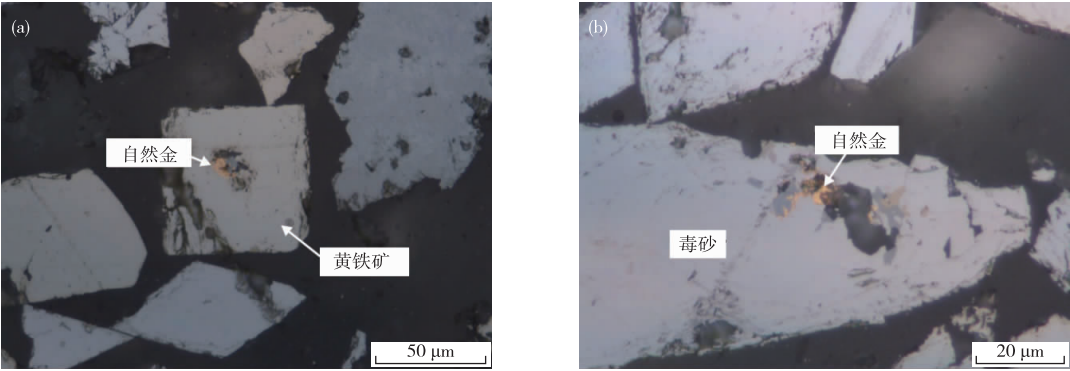
										/%
Au*	Ag*	As	S	S ²⁻	总炭	有机碳	Cu	Zn	Pb	
1.93	1.15	0.62	2.15	2.11	1.29	0.12	<0.01	0.15	0.06	

注: * 单位为 g/t,下同。

表 2 原矿金化学物相分析结果

Table 2 Analysis results of gold chemical phases of the raw ore

名称	含量/(g·t ⁻¹)	分布率/%
裸露金	0.64	32.48
氧化物包裹金	0.05	2.54
硫化物包裹金	1.23	62.44
硅酸盐及其它包裹金	0.05	2.54
合计	1.97	100.0



(a)黄铁矿包裹金;(b)毒砂包裹金

图 1 包裹金矿物特征(光学显微镜照片)

Fig. 1 The mineral characteristics of gold inclusions (Optical microscope images)

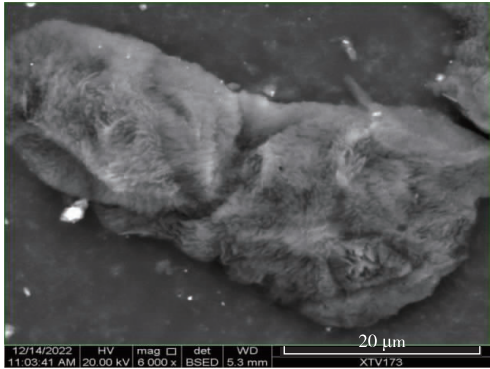


图 2 表面绒毛状的碳质

Fig. 2 Carbonaceous material with a velvety surface

2 试验部分

2.1 全硫浮选—热压氧化—氰化

原矿硫含量低于 5%,直接热压氧化无法实现自热,需先进行浮选富集,再对精矿进行热压氧化。在最佳磨矿细度-75 μm 占 65%下,采用图 3 所示的一粗四扫三精浮选流程,用水玻璃作分散剂,硫酸铜作活化剂,碳酸钠作调整剂,戊基黄药+丁铵黑药作捕收剂,松醇油作起泡剂,进行原矿全硫浮选试验,试验结果列于表 3。由表 3 可知,通过全硫浮选,金、硫和砷基本富集至金精矿中,回收率分别为 89.0%、

94.3%、92.5%,同时有 30.7%的有机碳也富集到精矿中。全硫浮选精矿含金 23.26 g/t,硫 26.89%,砷 7.60%,有机碳 0.49%。

对试验产出全硫浮选精矿进行热压氧化—氰化试验。浮选精矿的粒度为-75 μm 占 86.3%,浮选精矿先用清水调浆,用硫酸预酸化至矿浆 pH=1.5 消除碳酸盐,然后转移至高压釜中,根据精矿含硫量及热压氧化反应热平衡计算出所需的入釜矿浆浓度为 13%。热压氧化试验在 210 ℃、氧分压 0.8 MPa、总压 2.7 MPa、搅拌速率 700 r/min 及停留时间 60 min 的常规条件下进行,热压氧化后的矿浆在水浴 90 ℃下进行碱式硫酸铁(BFS)转型 3 h,然后固液分离,洗涤。氧化渣在矿浆浓度为 30%、pH=11~12、初始氰化钠浓度 0.24%、炭密度 40 g/L 的条件下进行氰化,氰化时间 24 h,试验结果见表 4。由表 4 可知,热压氧化后,硫化物氧化率达到 99.2%,但氧化渣氰化金浸出率仅 76.2%。对氰渣进行了金化学物相分析,结果如表 5 所示,氰渣中无法氰化回收的金主要存在碳质物中,高达 9.06 g/t。进一步探索了热压氧化温度(180~220 ℃)和氧化停留时间(30~120 min)的影响,并探索了氰化过程中适当增加炭密度至 80 g/L,但金浸出率始终低于 80%(表 6),说明该精矿中的碳质对热压氧化—氰化提金的影响极大,同时无法通过简单的热压氧化和氰化工艺参数优化而减轻碳质的影响。

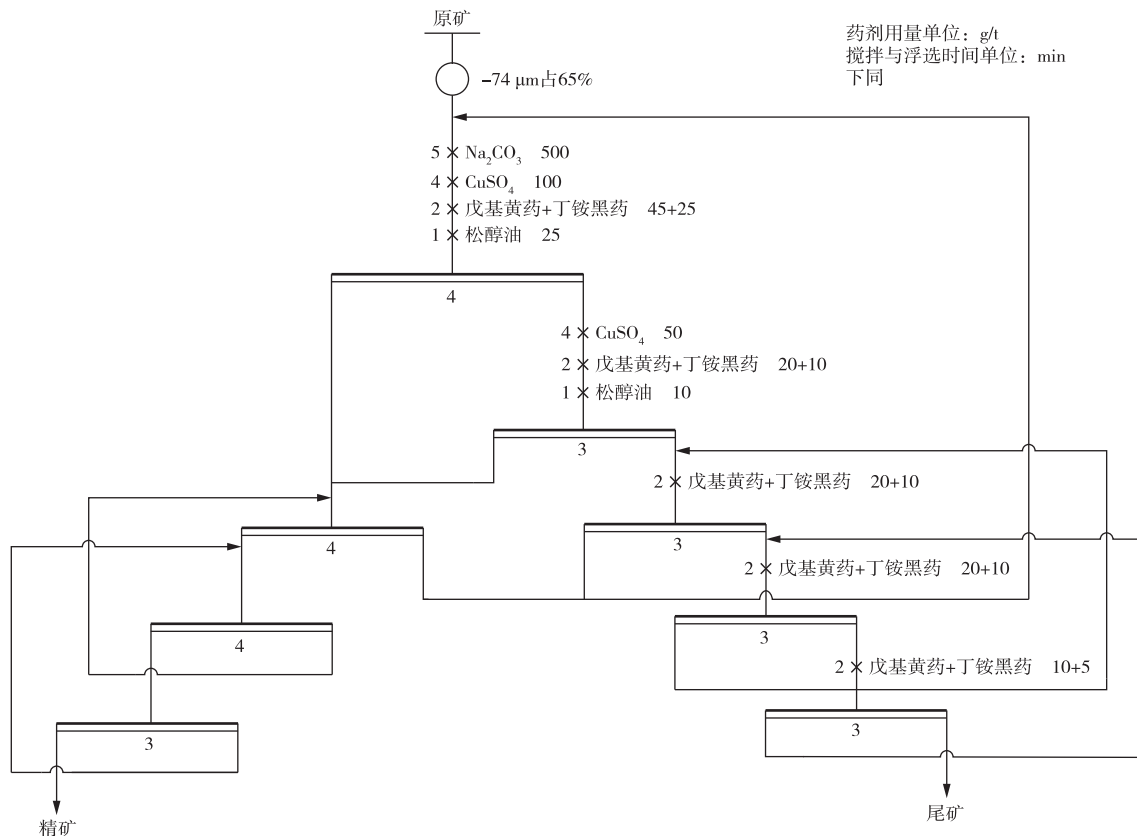


图 3 全硫浮选试验流程

Fig. 3 Flowchart of whole sulfide flotation test

表 3 全硫浮选试验结果

产品名称		产率		品位				回收率			
				Au*	S	有机碳	As	Au	S	有机碳	As
原矿		100.0		1.97	2.15	0.12	0.62	100.0	100.0	100.0	100.0
金精矿		7.55		23.26	26.89	0.49	7.60	89	94.3	30.7	92.5
尾矿		92.45		0.23	0.13	0.09	0.05	11	5.7	69.3	7.5

表 4 全硫浮选精矿热压氧化—氰化试验结果

Table 4 Results of hot pressurized oxidation-cyanidation

渣率 (对精矿)		S ²⁻ 氧化率		Au*		S ²⁻ 有机碳		氰渣含 Au*		Au 浸出率	
57.2		99.2		40.8		0.35		0.78		9.7	

表 5 全硫浮选精矿热压氧化—氰化渣金

化学物相分析结果

Table 5 Chemical phase analysis results of gold in the

hot pressurized oxidation-cyanidation residue of the

whole sulfide flotation concentrate

项目	含量/(g·t ⁻¹)	分布率/%
裸露金	0.08	0.84
氧化物包裹金	0.05	0.52
硫化物包裹金	0.09	0.94
碳质吸附/包裹金	9.06	94.57
硅酸盐及其它包裹金	0.30	3.13
合计	9.58	100.0

2.2 热压氧化渣脱碳—氰化

采用煤油+松醇油对热压氧化渣(粒度为-75 μm 占 95%)进行两级浮选脱碳,第一级的煤油和松醇油用量分别为 40 和 30 g/t,浮选时间 4 min,第二级的煤油和松醇油用量分别为 20 和 10 g/t,浮选时间 4 min,脱碳后的氧化渣再进行氰化,氰化参数与上文相同(炭密度 40 g/L,下同),试验结果如表 7 所示。由表 7 可知,热压氧化渣浮选脱碳后,有机碳含量从 0.78%降低至 0.53%,有机碳脱除率 35.2%,金氰化浸出率提高至 83.9%,但仍然较低。由于热压氧化渣中的金几乎全部为暴露金,浮选脱碳过程中,金很容易富集至碳金精矿中,碳金精矿含金高达 227 g/t,同时砷也大量上浮,碳金精矿含砷高达 12.2%,难以销售。因此,采用热压氧化渣脱碳对提高金回收率帮助有限,同时存在金的分流和碳金精矿销售问题。

表 6 全硫浮选精矿热压氧化温度和停留时间条件试验结果

Table 6 Results of temperature and residence time of hot pressurized oxidation for the whole sulfide flotation concentrate					
氧化温度/℃	停留时间/min	硫氧化率/%	氰化炭密度/(g·L ⁻¹)	氰渣含 Au/(g·t ⁻¹)	金浸出率/%
220	30	98.9	40	9.31	76.8
	60	99.2	40	9.73	76.2
	90	99.3	80	9.40	76.9
	120	99.3	40	10.62	73.8
200	30	85.8	40	10.20	74.4
	60	96.7	40	11.33	70.7
	90	98.8	40	9.91	74.8
	120	99.2	40	9.50	76.2
180	30	52.7	40	10.32	74.5
	60	75.4	40	13.78	58.5
	90	88.9	40	11.53	66.1
	120	98.5	40	9.24	75.3
			80	8.60	78.4
				8.43	78.9

表 7 全硫浮选精矿热压氧化渣脱碳—氰化试验结果

Table 7 Results of hot pressurized oxidation-decarbonization-cyanidation test for the whole sulfide flotation concentrate								/%
名称	氧化渣			碳金精矿		氰化		
	有机碳	Au*	有机碳脱除率	Au*	As	有机碳	氰渣 Au*	Au 浸出率
未脱碳	0.78	40.8	—	—	—	—	9.7	76.2
脱碳	0.53	29.9	35.2	227	12.2	5.9	5.3	83.9

2.3 原矿浮选脱炭—全硫浮选—热压氧化—氰化

考虑从前端降低碳质对热压氧化—氰化金浸出率的影响,采用煤油+松醇油对原矿进行两级浮选预脱碳,第一级的煤油和松醇油用量分别为 40 和 30 g/t,浮选时间 4 min,第二级的煤油和松醇油用量分别为 20 和 10 g/t,浮选时间 4 min,然后再接图 3 所示的全硫

浮选流程产出金精矿,试验结果见表 8。由表 8 可知,原矿浮选预脱碳,可脱除 33.8% 的有机碳,但有 29.1% 的金、20.9% 的硫化物和 5.2% 的砷矿物也会同时上浮,碳金精矿含金 40.60 g/t、硫 30.60%、有机碳 2.63%、砷 2.38%。脱碳后再全硫浮选的金精矿含金 17.12 g/t、硫 21.50%、有机碳 0.28%、砷 8.10%。

表 8 原矿浮选预脱碳—全硫浮选试验结果

Table 8 Results of the pre-decarbonization and whole sulfide flotation test for the raw ore										/%
产品名称	产率	品位				回收率				
		Au*	S	有机碳	As	Au	S	有机碳	As	
原矿	100	1.97	2.15	0.12	0.68	100.0	100.0	100.0	100.0	
碳精矿	1.47	40.6	30.6	2.63	2.38	29.1	20.9	33.8	5.2	
金精矿	7.4	17.12	21.5	0.28	8.1	62	74	18.2	88.2	
尾矿	91.13	0.2	0.12	0.06	0.05	8.9	5.1	48	6.6	

如表 9 所示,相同试验条件下,脱碳后再全硫浮选的金精矿热压氧化—氰化金浸出率为 83.3%,与全硫浮选精矿热压氧化渣脱炭再氰化的 83.9% 相当,该工艺同样存在一部分金分流至碳金精矿问题,碳金精矿含砷 2.38%,影响销售计价系数,与热压氧化渣脱碳—氰化工艺并无本质区别。

2.4 硫砷分选—低砷精矿销售—高砷精矿热压氧化—氰化

无论是热压氧化渣脱炭还是原矿预脱炭,均无法高效靶向地脱除有机碳,同时脱碳过程中砷易上

浮,极大地降低了碳金精矿的品质。为此,在浮选阶段开展了硫砷分选试验,即黄铁矿和毒砂的分选,试验采用丁基黄药+松醇油浮选黄铁矿,同时采用碳酸钠+硫酸锌+亚硫酸钠作氧化剂氧化毒砂表面抑制毒砂的浮选,然后采用硫酸铜活化毒砂,再用丁基黄药+丁铵黑药浮选毒砂,试验流程如图 4 所示。设计该浮选流程旨在产出适合销售的低砷精矿进行外售,以帮助矿山开发初期快速产生现金流,硫砷分选产出的高砷精矿再考虑采用热压氧化—氰化工艺就地处理。硫砷分选试验结果见表 10。从表 10 可

以看出,黄铁矿和毒砂的分选效果较好,低砷精矿含砷 2.46%,高砷精矿含砷 13.17%,砷回收率分别为 11.9%和 81.6%,但是金在低砷精矿和高砷精矿中的分配比较平均,分别占比 42.4%和 48.0%。相同试验条件下,高砷精矿热压氧化—氰化金浸出率提高至 88.2%(表 11),无法达到 90%以上水平,主要原因是仍然有 15.3%的有机碳进入高砷精矿中。总体而言,由于 42.3%的金分流至低砷精矿中需折

价销售,该工艺的金回收率同样不理想。

表 9 原矿浮选预脱碳再全硫浮选
金精矿热压氧化—氰化试验结果

Table 9 Results of hot pressurized oxidation-cyanidation for pre-decarbonization-whole sulfide flotation concentrate /%

渣率 (对精矿)	氧化渣				氰化		
	S ²⁻ 氧化率	Au*	S ²⁻	有机碳	氰渣含 Au*	Au 浸出率	
64.7	99.8	26.8	0.07	0.45	4.47	83.3	

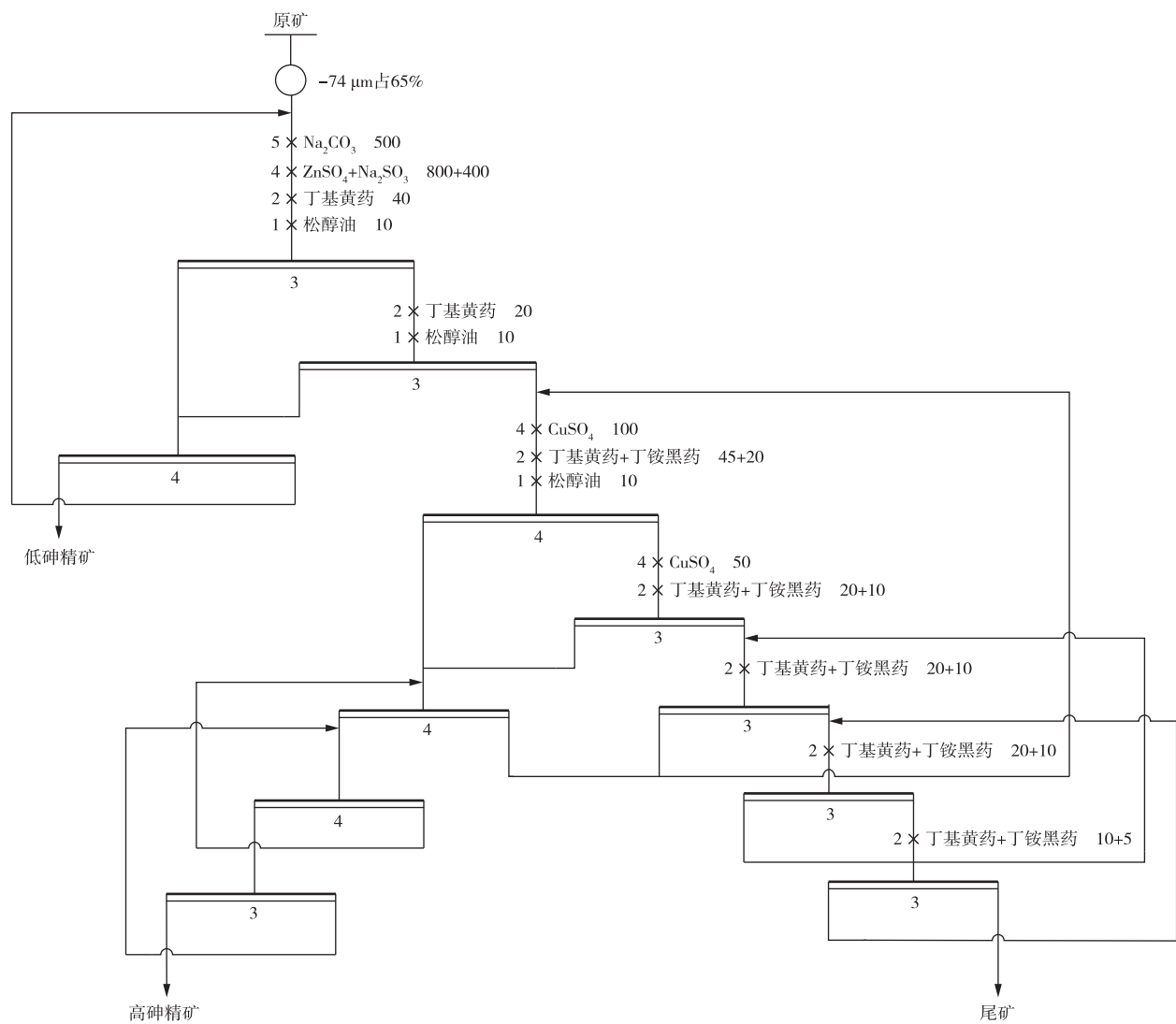


图 4 原矿硫砷分选试验流程
Fig. 4 Flowchart of segmented flotation of sulfide and arsenic for the raw ore

表 10 原矿硫砷分选试验结果

Table 10 Results of segmented flotation of sulfide and arsenic for the raw ore /%

产品名称	产率	品位				回收率			
		Au*	S	有机碳	As	Au	S	有机碳	As
原矿	100.0	1.91	2.07	0.12	0.62	100.0	100.0	100.0	100.0
低砷精矿	3.3	24.56	31.4	1.01	2.46	42.4	50	28.8	11.9
高砷精矿	4.23	21.63	20.38	0.42	13.17	48.0	41.7	15.3	81.6
尾矿	92.47	0.20	0.18	0.07	0.05	9.6	8.3	55.9	6.5

表 11 砷硫分选—高砷精矿热压氧化—氰化试验结果

Table 11 Results of hot pressurized oxidation-cyanidation for the high arsenic concentrate produced from segmented flotation of sulfide and arsenic /%							
氧化渣				氰化			
渣率 (对精矿)	S ²⁻ 氧化率	Au*	S ²⁻	有机碳	氰渣含 Au*	Au 浸出率	
82.6	99.5	21.0	0.12	0.51	2.46	88.2	

表 12 全硫浮选精矿热压氧化渣焙烧-氰化试验结果

Table 12 Results of roasting-cyanidation for the hot pressurized oxidation solid of whole sulfide flotation concentrate									
焙烧温度/ ℃	焙烧时间/ h	Au/ (g·t ⁻¹)	有机碳/ %	As/ %	焙砂产率/ %	有机碳分解率/ %	砷挥发率/ %	氰渣含 Au/ (g·t ⁻¹)	Au 浸出率/ %
650	0.5	44.11	0.10	9.93	92.5	88.1	0.25	3.10	93.0
	1.0	45.18	0.08	10.17	90.3	90.7	0.30	2.79	93.9
	1.5	45.03	0.08	10.13	90.6	90.7	0.34	2.93	93.5
550	0.5	43.68	0.12	9.85	93.4	85.6	0.12	3.52	92.0
	1.0	43.80	0.08	9.60	93.3	90.1	0.30	2.32	94.7
	1.5	43.82	0.07	9.87	93.1	91.6	0.27	2.47	94.4
450	0.5	42.72	0.32	9.64	95.5	60.8	0.05	5.23	87.9
	1.0	43.04	0.26	9.70	94.8	68.4	0.12	4.48	89.7
	1.5	43.08	0.24	9.72	94.7	70.9	0.10	4.31	90.1

由表 12 可知,热压氧化渣在 450~650 ℃下进行焙烧,砷挥发率均低于 0.5%,说明热压氧化渣中砷的化学性质较稳定。最佳焙烧参数为 550 ℃,焙烧时间 1 h,有机碳脱除率 90.1%,焙砂氰化金浸出率达到 94.7%。对该组试验的氰渣进行金化学物相分析,结果显示(表 13):氰渣中碳质吸附/包裹金显著降低至 0.63 g/t,未回收的金主要是氧化物包裹金(1.23 g/t),占比 54.19%,可能是焙烧过程中砷铁矿物发生晶型转化引起的。总体而言,采用热压氧化—焙烧—氰化工艺,可有效消除碳质对氰化提金影响,获得较理想的金浸出率,同时焙烧过程中几乎不存在砷的环境污染问题。

表 13 全硫浮选精矿热压氧化—焙烧—氰化渣

金化学物相分析结果

Table 13 Chemical phase analysis results of gold in the hot pressurized oxidation-roasting-cyanidation residue of the whole sulfide flotation concentrate

项目	含量/(g·t ⁻¹)	分布率/%
裸露金	0.02	0.88
氧化物包裹金	1.23	54.19
硫化物包裹金	0.05	2.20
碳质吸附/包裹金	0.63	27.75
硅酸盐及其它包裹金	0.34	14.98
合计	2.27	100.0

2.5 热压氧化渣焙烧—氰化

为彻底消除有机碳的影响,开展了全硫浮选精矿热压氧化渣焙烧—氰化试验。每次取 100 g 全硫浮选精矿热压氧化渣(粒度为-75 μm 占 94.8%),平铺在灰皿中,于马弗炉中分别在 450、550 和 650 ℃焙烧 0.5~1.5 h,取部分焙砂化验金、有机碳和砷,其余焙砂进行氰化试验,氰化参数与上文相同,试验结果见表 12。

2.6 热压氧化渣焙烧—氰化渣毒性浸出特性

氰化渣浆排放至尾矿库时需破氰处理,同时需满足尾矿库一般固废的毒性浸出要求。基于工业生产实际,将破氰后的氰化渣浆与热压氧化液中和渣浆一同排放至尾矿库,因此制备了热压氧化液中和渣,按热压氧化—焙烧—氰化渣和中和渣的质量比 1:3(这两种渣的产率之比)进行混合,对混合渣、热压氧化—氰化渣以及热压氧化—焙烧—氰化渣进行毒性浸出对比试验。试验采用国家标准《HJ/T 299—2007 固体废物浸出毒性浸出方法 硫酸硝酸法》和美国 EPA 毒性浸出 TCLP 法,液固比 10:1,浸出时间 20 h。试验结果见表 14。

由表 14 可知,全硫浮选精矿热压氧化—氰化渣无浸出毒性,热压氧化—焙烧—氰化渣毒性浸出液中 Pb、Cd、Cr 等含量满足尾矿库一般固废堆存要求,但砷含量超标,分别为 55 mg/L(硫酸硝酸法)和 72 mg/L(TCLP 法),说明热压氧化渣焙烧过程中虽然不会将砷挥发至气相,但会一定程度上破坏氧化渣中砷化合物的化学稳定性。热压氧化—焙烧—氰化渣与中和渣混合后再进行毒性浸出,浸出液的砷含量显著降低至 0.44 mg/L(硫酸硝酸法)和<0.3 mg/L(TCLP 法),满足尾矿库一般固废堆存要求。

表 14 毒性浸出试验结果

Table 14 Results of toxicity leaching test												/(mg · L ⁻¹)				
样品	方法	As	Pb	Cd	Cr	Cr ⁶⁺	Cu	Zn	Be	Ba	Ni	Hg	Se	Ag	F	
热压氧化— 氰化渣	硫酸硝酸法	<0.3	<0.1	<0.01	<0.03	<0.05	<0.03	<0.02	<0.02	<0.01	<0.03	<0.01	<0.1	<0.1	0.38	
	TCLP 法	<0.3	<0.1	<0.01	<0.03	<0.05	<0.03	<0.02	<0.02	0.016	<0.03	<0.01	<0.1	<0.1	0.41	
热压氧化— 焙烧—氰化渣	硫酸硝酸法	55	<0.1	0.089	<0.03	<0.05	<0.03	<0.02	<0.02	<0.01	<0.03	<0.01	<0.1	<0.1	0.45	
	TCLP 法	72	<0.1	0.024	<0.03	<0.05	<0.03	<0.02	<0.02	0.016	<0.03	<0.01	<0.1	<0.1	0.67	
热压氧化— 焙烧—氰化渣+ 中和渣	硫酸硝酸法	0.44	<0.1	<0.01	<0.03	<0.05	<0.03	<0.02	<0.02	0.012	<0.03	<0.01	<0.1	<0.1	0.62	
	TCLP 法	<0.3	<0.1	<0.01	<0.03	<0.05	<0.03	<0.02	<0.02	0.02	0.074	<0.01	<0.1	<0.1	0.63	
标准限值	硫酸硝酸法	5	5	1	1.5	0.5	100	100	0.02	100	5	0.1	1	5	100	
	TCLP 法	5	5	1	5	—	—	—	100	100	—	0.2	1	5	100	

3 结论

1)某碳质难处理金矿全硫浮选—金精矿热压氧化—氰化金浸出率仅 76.2%,无法通过简单的热压氧化和氰化工艺参数优化消除碳质的影响,提高金浸出率。

2)采取热压氧化渣脱碳,原矿预脱碳及硫砷分选—低砷精矿外售—高砷精矿热压氧化等措施,均无法彻底解决有机碳对精矿热压氧化及氰化的影响,且存在金的分流和碳精矿销售等问题,对提高金回收率帮助有限。

3)全硫浮选精矿热压氧化氧化渣中温焙烧后再氰化,可较彻底地消除碳质的影响,金浸出率可达 94.7%。氧化渣中有害元素砷在中温(550 ℃)焙烧过程几乎不会转移到气相中,最终氰渣与热压氧化液中和渣混合后无浸出毒性,满足尾矿库一般固废堆存要求。

参考文献

[1] 孙留根,袁朝新,王云,等. 难处理金矿提金的现状及发展趋势[J]. 有色金属(冶炼部分),2015(4):38-43.
SUN L G, YUAN C X, WANG Y, et al. Status and development of gold extraction from refractory gold ore[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2015(4): 38-43.

[2] 《矿产资源综合利用手册》编辑委员会. 矿产资源综合利用手册[M]. 北京:科学出版社,2000:373-374.
Editorial Committee of the Handbook on Comprehensive Utilization of Mineral Resources. Handbook on comprehensive utilization of mineral resources [M]. Beijing: Science Press, 2000: 373-374.

[3] 李俊萌. 难处理金矿石预处理工艺及其选择[J]. 有色金属(选矿部分),2002(5):16-23,11.
LI J M. Pretreatment process and selection of refractory gold ore[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2002(5): 16-23, 11.

[4] 郑晔. 难处理金矿石预处理技术及应用现状[J]. 黄金, 2009(1):36-41.
ZHENG Y. Pretreatment technique and its application of refractory gold ore[J]. Gold, 2009(1): 36-41.

[5] 熊召华,浦江东,胡海平,等. 某难处理金矿石绿色高效联合提金工艺试验研究[J]. 黄金,2018,39(1):58-61,65.
XIONG Z H, PU J D, HU H P, et al. Experimental research of gold extraction from one refractory gold ore by combined green and high-efficient process[J]. Gold, 2018, 39(1): 58-61, 65.

[6] 牛会群,佟琳琳,衷水平,等. 卡林型金矿碳质物特征及其去碳方法研究现状[J]. 有色金属(冶炼部分),2019(6):33-39.
NIU H Q, TONG L L, ZHONG S P, et al. Research status on carbonaceous matter characteristic and decarbonization of carlin-type gold ore[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2019(6): 33-39.

[7] AFENYA P M. Treatment of carbonaceous refractory gold ores[J]. Minerals Engineering, 1991, 91 (4): 1043-1055.

[8] 周一康. 难处理金矿石预处理方法研究进展及对策建议[J]. 有色金属(冶炼部分),1999(6):33-37.
ZHOU Y K. Research progress and countermeasure suggestions on the pretreatment methods of refractory gold ore[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 1999(6): 33-37.

[9] 张秀华. 难选冶金矿石预处理工艺现状[J]. 湿法冶金, 1998, 17(3): 13-18.
ZHANG X H. The current situation of the pretreatment technology of refractory gold ore[J]. Hydrometallurgy of China, 1998, 17(3): 13-18.

[10] 殷书岩,赵鹏飞,李少龙,等. 难处理金矿预处理技术的选择[J]. 中国有色冶金,2018,47(2):30-34.
YIN S Y, ZHAO P F, LI S L, et al. Selection of pretreatment technology of refractory gold ore [J]. China Nonferrous Metallurgy, 2018, 47(2): 30-34.

[11] 谭巧义,高立强,贾先兵,等. 某难处理金矿生物预氧化[J]. 有色金属工程,2024,14(3):63-69.
TAN Q Y, GAO L Q, JIA X B, et al. Biological preoxidation of a refractory gold ore [J]. Nonferrous Metals Engineering, 2024, 14(3): 63-69.

[12] 周光浪,周东云. 含碳微细粒难处理复杂金矿中金的回收[J]. 矿冶,2022,31(4):48-55.
ZHOU G L, ZHOU D Y. Gold recovery from refractory complex gold ores containing carbon fine particles [J]. Mining and Metallurgy, 2022, 31 (4): 48-55.