

贵州某难处理金矿资源化利用工艺开发研究

熊明

(贵州紫金矿业股份有限公司, 贵州黔西南自治州 562205)

[摘要] 贵州某金矿为含砷、硫、碳质、微细粒浸染型金矿,是典型的“卡林型”难处理金矿。对该金矿进行磨矿细度、pH调节剂、硫酸铜用量、捕收剂种类等一系列浮选参数的试验,均得不到较好的浮选效果,精矿产率低、金品位富集程度低,金回收率低于60%,尾矿金损失高。针对上述问题,本文突破了传统浮选工艺的局限,创新提出了一种将难处理金矿与易浮选金精矿配矿进行加压氧化-氰化的处理技术。该方法综合考虑了矿石处理的酸碱平衡、热力学平衡以及资源的高效利用,将难处理金矿与易浮选金精矿配矿,不仅可以综合利用难处理金矿氧化产生的过剩酸量,还可实现98%的金浸出率,极大提升了难处理矿产资源的经济价值和开发利用效率。

[关键词] 难处理金矿; 卡林型金矿; 浮选; 加压氧化; 氰化; 资源化利用

[中图分类号] TF831 **[文献标志码]** A **[文章编号]** 2097-2423(2025)06-0064-08

DOI: 10.19610/j.cnki.cn10-1873/tf.2025.06.010

0 引言

随着矿业大规模开发,易处理金矿资源日益枯竭,复杂难处理的金矿石已成为黄金生产的主要资源^[1]。世界黄金储量中60%以上是难处理金矿石,而目前全球黄金产量中的1/3都来自难处理矿^[1-4]。我国难处理金矿资源占探明保有储量的比例维持在1/3左右,因此,难处理金矿资源的加工处理是当前我国黄金工业持续发展的关键。

针对难处理金矿,一般采用浮选预富集-浮选精矿预处理-氰化浸出的工艺。预处理工艺包括焙烧氧化法、加压氧化法^[5-7]、常压氧化法、微生物氧化法、硝酸催化氧化法和微波焙烧法等^[8],旨在分解矿石中的硫化物和碳质物,使金颗粒暴露以便提取。然而,这些工艺存在不同的问题,包括环境污染、高能耗、处理周期长等,如焙烧过程中产生的有害气体需严格处理,加压氧化对设备要求高且操作复杂,微生物氧化则受限于较长的处理

时间。因此,如何在提高金回收率的同时,实现环保、节能和高效处理,是当前难处理金矿工艺面临的挑战。

贵州某金矿地处我国滇黔桂“金三角”地区,金矿资源为含砷、碳质、含硫、微细粒浸染型金矿,直接氰化金浸出率约10%,为典型的“卡林型”极难处理金矿石。该矿山目前拥有超过50 t金金属储量的矿产资源难以经济开发利用,其金矿金品位较低,在现有设计浮选工艺流程下,存在药剂耗量大、尾渣金品位高、浮选金回收率低等问题。因此,查明选矿流程中可能存在的问题,探索浮选回收的难点及物性因素,同时开发技术可行、经济合理的高效利用处理工艺,提高金回收率,对企业可持续发展和资源综合利用具有重要意义。

本文针对该难处理金矿浮选回收率低的特性,创新提出了一种将该难处理金矿与易浮选金精矿配矿进行加压氧化-氰化处理技术。综合考虑酸碱平衡、热平衡以及资源高效利用,进行了精准配矿-加压氧化-氰化试验研究,成功实现了98%的金浸出率,极大地提升了难处理矿产资源的经济价值和开发利用效率,产生了显著的经济效益。

1 试验部分

1.1 试验原料和试剂

试验矿样取自贵州省某矿区,磨矿细度-0.074 mm占比90%,经化学分析、MLA分析、显微镜观察等工艺矿物学手段研究,矿样的主要元素分析见表1,矿

[收稿日期] 2025-06-12

[作者简介] 熊明(1979—),男,湖北红安人,高级工程师,主要从事湿法冶金及环保工艺等研发及生产管理工作。

[引用格式] 熊明. 贵州某难处理金矿资源化利用工艺开发研究[J]. 绿色矿冶,2025,41(6):64-71.

XIONG Ming. Research on the resource utilization treatment technology of a refractory gold mine in Guizhou province [J]. Sustainable Mining and Metallurgy,2025,41(6):64-71.

物组成分析结果见表2,矿样中黄铁矿的粒度-解离连生情况见表3,矿样中金化学物相分析结果见表4,矿样中微细黄铁矿(Py)单体如图1所示。

表1 矿样的主要成分分析 %

成分	Au*	TS	总碳	有机碳	As	CaO	MgO	SiO ₂
含量	2.60	5.80	0.61	0.54	0.074	0.46	0.22	75.32

注: * 单位为 g/t。

由表1可知,该矿石以硅酸盐矿物为主,金品位为2.60 g/t,硫含量为5.80%,SiO₂含量为75.32%,无机碳含量仅0.07%。表2表明,该金矿的金属矿物主要是黄铁矿,还含微量的磁黄铁矿,毒砂极少;脉石矿物主要是石英、绢云母和黏土矿物,含量分别为78.25%、5.55%、2.98%,其他矿物含量为少量。由表3和图1可知,黄铁矿的嵌布粒度较细,67%的黄铁矿粒度小于20 μm,这部分微细的黄铁矿主要以解离单体的形式存在,其次以贫连生体形式存在,

浮选难度较大。由表4可知,矿石中的金主要以硫化物(主要为黄铁矿)及碳质(主要为有机碳)包裹金的形式存在,占比83.68%,硅酸盐及其他包裹金占比13.36%,裸露金及碳酸盐氧化物包裹金少量,直接氰化金回收率仅约20%。

表2 矿样的矿物组成与含量 %

矿物	含量	矿物	含量
黄铁矿	10.36	菱铁矿	0.10
磁黄铁矿	0.05	绿泥石	0.12
毒砂	<0.01	石英	78.25
铁氧化物	0.12	黏土矿物	2.98
铁矾	0.04	绢云母	5.55
重晶石	0.59	金红石	0.57
磷灰石	0.27	有机碳	0.54
白云石	0.10	其他矿物	0.34
方解石	0.02	合计	100.00

表3 矿样中黄铁矿的粒度-解离连生情况

解离情况/%	含量/%	粒度(μm)/%				
		0~10	10~20	20~38	38~75	75~150
$x=100$	76.13	24.76	29.58	13.54	7.39	0.86
$80 \leq x < 100$	5.18	0.03	0.41	0.69	2.92	1.13
$50 \leq x < 80$	4.41	0.20	1.17	1.19	1.75	0.10
$x < 50$	14.28	6.70	4.22	2.66	0.70	0.00
合计	100.00	31.69	35.38	18.08	12.76	2.09

注:“x”为复合颗粒中目标矿物的面积占比。

表4 矿样中金化学物相分析结果

项目	裸露金	碳酸盐及氧化物包裹金	硫化物及碳质包裹金	硅酸盐及其他包裹金	含量	总金
含量/g·t ⁻¹	0.04	0.044	2.38	0.38	2.844	2.58
占比/%	1.41	1.55	83.68	13.36	100	—

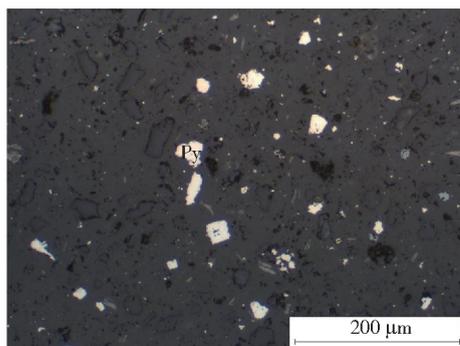


图1 -400目矿样:微细黄铁矿(Py)单体(图中小亮点)

试验所用药剂主要包括工业级的丁基黄药、丁胺黑药、戊基黄药、2[#]油、椰壳活性炭等,分析纯级的碳酸钠、硫酸铜、氧化钙、氰化钠等。

1.2 试验设备

试验设备主要有PE-900F型原子吸收光谱、DM2700P型偏光显微镜、XMB-Φ240×300型棒磨机、XFDIV-1.0L型浮选机、GSHA-2L型高压釜等。

1.3 试验方法

1.3.1 浮选试验

单个试样质量为500 g,在XMB-Φ240×300型棒磨机中细磨至需要的粒度,浮选试验在XFDIV-

1. 0L 型浮选机中进行,采用“两粗四扫两精”工艺,采用单因素试验法。

1.3.2 加压氧化-氰化试验

称取一定量原矿(粒度为 $P_{90}@74\mu\text{m}$)加入硫酸或氧化液脱除碳酸盐,控制终点 pH 值约 1.5;酸化后的矿浆按矿浆浓度要求补充清水后加入高压釜内,控制一定的反应温度,氧分压 0.8 MPa,搅拌转速 700 r/min,反应至不消耗氧气后,保温保压 30 min;降温卸压后,控制转型温度 90 ~ 95 °C,转型 2 h,然后进行液固分离洗涤,渣烘干后氰化;氰化控制 pH 值约 11.0,矿浆浓度约 35%,活性炭 30 g/L,初始氰化钠浓度 1 g/L,浸出 24 h。

2 试验结果与讨论

2.1 选矿试验研究

本文结合生产现场工艺流程(磨矿细度

-0.074 mm 含量占 90%,浮选流程为“两粗四扫两精”),基于矿物表面物理化学性质的差异,通过调整一系列可控变量,开展浮选工艺参数优化。目的是最大化利用目标矿物与脉石矿物的可浮性差异,从而实现高效、经济的分离与富集。

2.1.1 磨矿细度试验

采用现场工艺流程及药剂制度进行磨矿细度开路试验,其中 -0.074 mm 细度含量占 90% 为现场工艺细度,具体工艺流程和试验结果如图 2 和图 3 所示。

该难处理金矿浮选时,泡沫层薄、泡沫脆,精选段没有加药,中矿掉槽明显。由图 3 可知,磨矿细度 -0.074 mm 含量占 90% 条件下,开路获得粗精矿含金仅为 4.24 g/t,回收率仅为 43.35%,尾矿中金品位仍有 1.90 g/t。继续增加磨矿细度,尾矿中金品位变化不明显,说明当磨矿过细时,已单体解离的

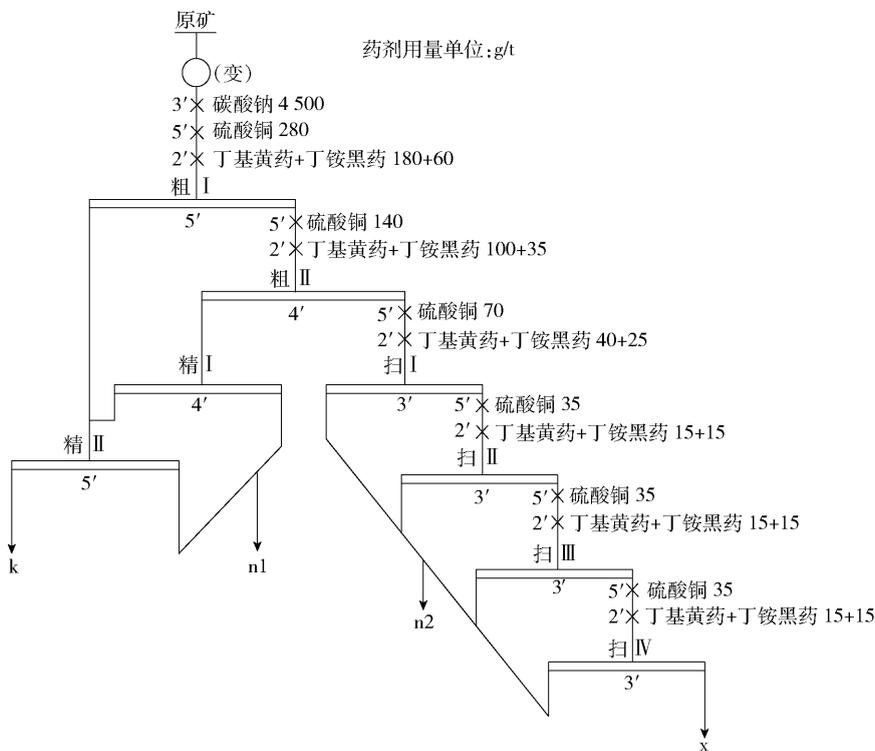


图 2 难处理金矿磨矿细度试验流程

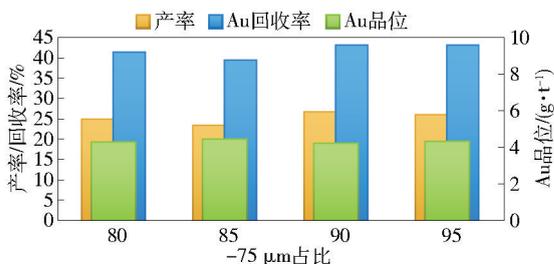


图 3 难处理金矿磨矿细度试验结果

金颗粒会被进一步研磨成极细的矿泥,这些微细金粒在后续浮选过程中,因质量太小难以有效被捕收,从而导致回收困难;同时,尾矿中残留的金很可能无法通过机械磨矿解离的极细粒包裹金形式存在载体矿物中,因此即使再增加细度也无法使其暴露回收。

2.1.2 pH 调整剂对比试验

为考察碳酸钠、石灰两种不同 pH 调整剂对试

验的影响,进行了 pH 调整剂种类对比试验,试验流程和结果如图 4 和图 5 所示。

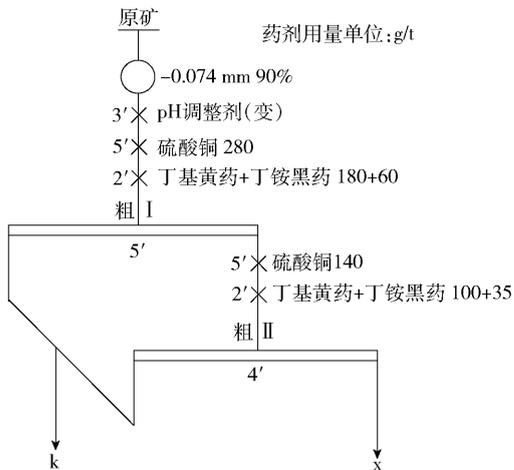


图 4 难处理金矿 pH 调整剂对比试验流程

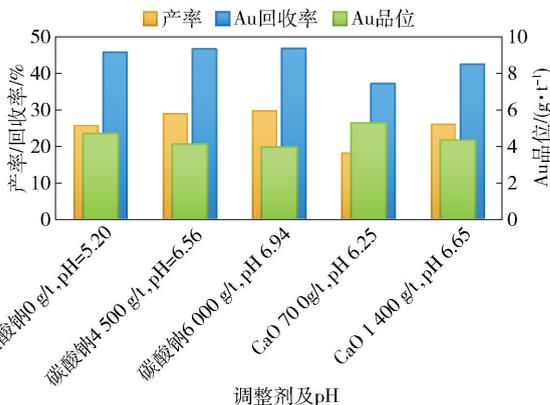


图 5 难处理金矿 pH 调整剂试验结果

由图 5 可知,该难处理金矿属于弱酸性矿石,采用 CaO 调节矿浆 pH 值时,泡沫很脆,Au 回收率显著降低,金跑尾较严重,因此,该矿不适合用氧化钙调节矿浆 pH 值,宜采用碳酸钠调节 pH 值。采用碳酸钠为矿浆 pH 值调整剂,当碳酸钠用量达到 4 500 g/t 时,金回收率为 46.63%,继续增加碳酸钠用量,金回收率变化不明显。

2.1.3 硫酸铜用量试验

在进行磨矿细度试验时发现,难处理金矿浮选泡沫层较薄且泡沫易破裂,推测原因为硫酸铜用量过多,消耗了部分捕收剂,不利于浮选作业,因此开展硫酸铜用量试验。试验流程和试验结果分别如图 6 和图 7 所示。

由图 6 可知,不添加硫酸铜时,浮选产率过大,且尾矿金品位超过 2 g/t,达不到分选效果;而硫酸铜用量过量时,精矿金品位及回收率均逐步下降。粗 I 和粗 II 硫酸铜的最佳用量分别为 120 g/t 和

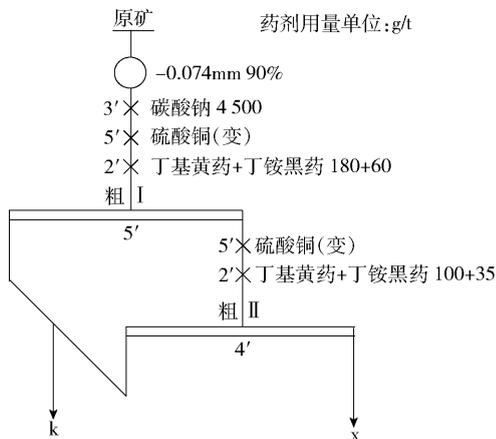


图 6 难处理金矿硫酸铜用量试验流程

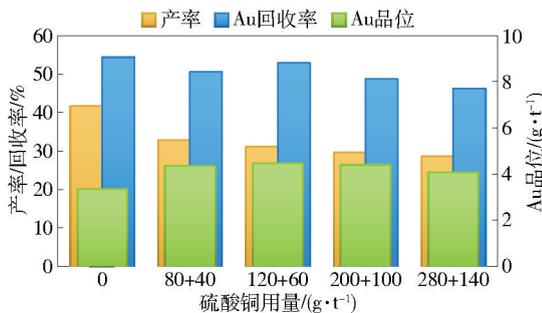


图 7 难处理金矿硫酸铜用量试验结果

60 g/t 时,粗选金回收率为 53.39%,尾矿含金量为 0.66 g/t。

2.1.4 捕收剂种类对比试验

为了考察其他捕收剂对难处理金矿的适应性,开展丁基黄药+丁铵黑药、戊基黄药+丁铵黑药以及 Y89+丁铵黑药三种组合药剂的对比试验,流程和试验结果分别如图 8 和图 9 所示。

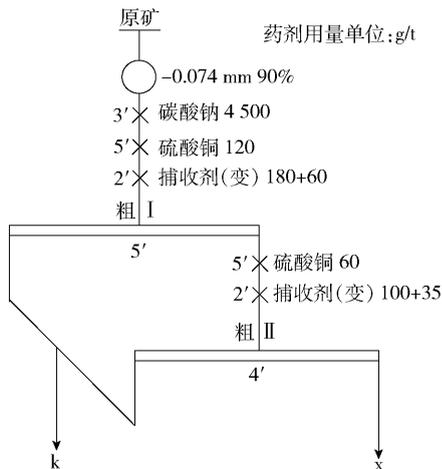


图 8 难处理金矿捕收剂种类试验流程

由图 9 可知,采用戊基黄药+丁铵黑药试验指标优于丁基黄药+丁铵黑药、Y89+丁铵黑药组合,

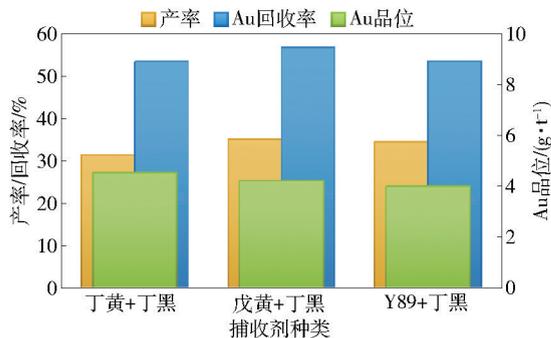


图9 难处理金矿捕收剂种类试验结果

因此,选用戊基黄药+丁铵黑药为捕收剂。其核心原因在于戊基黄药更强的捕收能力和与丁铵黑药良好的浮选泡沫性能产生“协同效应”,使其形成的疏水产物的更稳定,在矿浆湍流中不易脱落,从而提高了金和载金矿物的总回收率,适合应对难处理金矿的复杂情况。

2.1.5 捕收剂用量试验

为节省药剂成本,开展捕收剂用量试验,试验流程和结果分别如图10和图11所示。

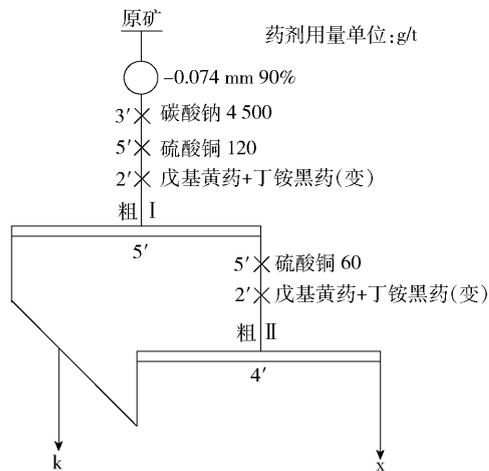


图10 难处理金矿捕收剂用量试验流程

由图11可知,当戊基黄药+丁铵黑药用量增加,精矿产品产率,精矿品位递减,精矿 Au 回收率增加,尾矿品位和尾矿损失率也递减,当药剂用量为粗 I 戊基黄药+丁铵黑药=180 g/t+60 g/t、粗 II 戊基黄药+丁铵黑药=100 g/t+35 g/t 时,浮选效果最佳,金、硫回收率最高,药剂用量继续增大,回收率

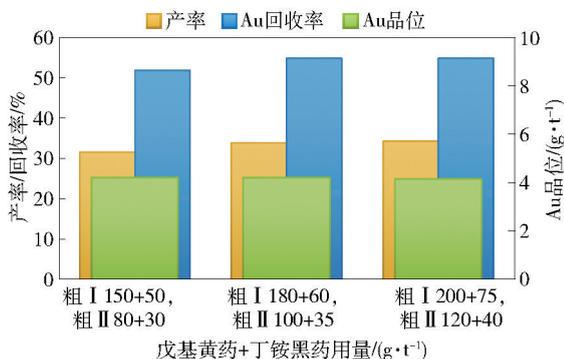


图11 难处理金矿捕收剂用量试验结果

变化不大。

上述分析结果表明,难处理金矿为弱酸性矿石,经过一系列条件试验,均得不到较好的浮选结果,精矿产率大,金品位及富集比低,浮选金回收率低于60%,尾矿金损失率高,为极难选金矿。因此,需进一步开发技术可行、经济合理的高效利用处理工艺。

2.2 加压氧化-氰化试验研究

为实现该难处理金矿资源化和高效利用,结合其工艺矿物学研究结果,开展加压氧化-氰化处理工艺开发研究,工艺流程如图12所示。

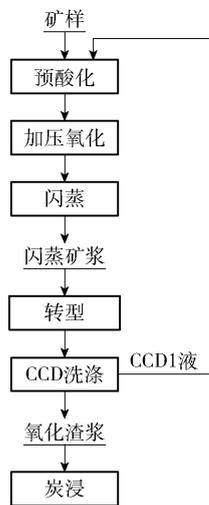


图12 加压氧化-氰化工艺流程图

2.2.1 难处理金矿加压氧化试验

难处理金矿原矿酸化-加压氧化-氰化结果分别见表5和表6。

表5 难处理金矿加压氧化试验结果

酸化硫酸用量/(kg·t ⁻¹)	氧化液 体积/mL	氧化液		渣率/ %	氧化渣			氧化产酸量/ (kg·t ⁻¹)
		H ₂ SO ₄ / (g·L ⁻¹)	Fe/ (g·L ⁻¹)		Au/ (g·t ⁻¹)	S ²⁻ /%	S ²⁻ 氧化率/ %	
2.20	778.8	31.35	2.41	94.16	2.82	0.09	98.54	95.46

表6 加压氧化渣氰化实验结果

氰化方式	石灰耗量/($\text{kg}\cdot\text{t}_{\text{矿}}^{-1}$)	NaCN 耗量/($\text{kg}\cdot\text{t}_{\text{矿}}^{-1}$)	氰化渣率/%	氰化渣 Au 含量/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	渣计 Au 浸出率/%
直接炭浸	5.65	1.78	100.4	0.13	95.4

由表5可知,该难处理金矿样无机碳含量仅为0.05%~0.07%,酸化过程硫酸耗量仅为2.2 kg/t原矿,氧化渣氰化金浸出率95%~96%。难处理金矿样氧化产酸量高于酸化过程硫酸耗量,因此,为综合利用其过剩的酸,同时降低中和药剂成本,将该矿石作为易浮选金精矿加压氧化处理的配矿。

2.2.2 难处理金矿与易浮选金精矿配矿加压氧化试验

根据热平衡经验公式,综合考虑加压氧化系统热平衡,并尽量减少硫酸补加量,难处理金矿与易浮选金精矿的配比为2:3。将难处理金矿与浮选金精矿混合后,送样分析检测,主要元素分析结果见表7。

表7 配矿样品多元素分析

成分	Au*	TS	S ²⁻	TC	有机碳	CaO	MgO	SiO ₂	%
含量	16.91	6.70	6.48	3.84	0.68	15.27	1.26	54.64	

注:*单位为g/t。

配矿后样品无机碳含量为3.16%,折算吨矿酸化硫酸耗量为260 kg/t左右;S²⁻含量6.48%,根据热平衡经验公式计算,加压氧化矿浆浓度需保持在36%左右。

对配矿开展氧化温度、反应时间及循环浸出条件试验,获得最优工艺参数。

2.2.3 温度条件试验结果

控制加压氧化温度为190℃、200℃、210℃、220℃,考察不同温度对加压氧化-氰化的影响,结果如图13所示。

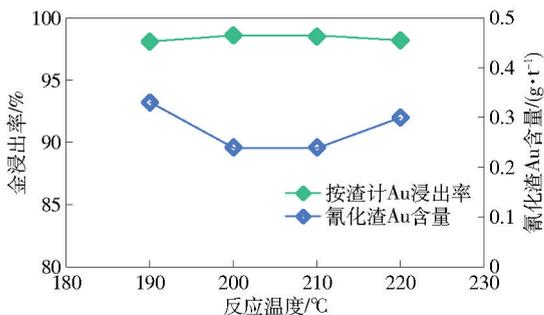


图13 难处理金矿不同温度加压氧化-氰化试验结果

由图13可知,反应温度对配矿加压氧化-氰化结果影响不大,反应温度为200~210℃时,氰化金

浸出率约为98.5%;当温度 ≥ 210 ℃时反应速度较快,因此,后续试验选择反应温度210℃。当反应温度 > 210 ℃时,系统中的熔融硫黏度更低、流动性极佳,能瞬间从反应表面剥离,几乎完全消除了其对反应的阻碍;同时,水的介电常数进一步降低,溶解氧浓度更高,使得气-液-固相传质效率急剧提升,使得氧化反应的速率常数显著增大,反应速度更快,在更短的停留时间内达到相同的氧化程度。

2.2.4 时间条件试验结果

控制反应温度为210℃,加压氧化反应时间分别为20 min、40 min和60 min,考察不同反应时间对加压氧化-氰化的影响,结果如图14所示。

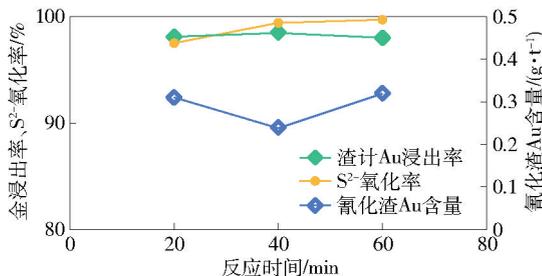


图14 难处理金矿不同反应时间加压氧化-氰化试验结果

由图14可知,加压氧化反应20 min,S²⁻氧化率已达97.53%,氰化金浸出率达到98.1%,氰化尾渣金品位为0.31 g/t;延长反应时间至40 min,S²⁻氧化率达99.7%,氰化金浸出率提高至98.5%,氰化尾渣金品位降至0.24 g/t。继续延长反应时间,金浸出率略有降低。在加压氧化初期,硫化物被有效分解,使包裹的金充分暴露,从而显著提高金的浸出率;但当反应时间过度延长,体系中会生成致密的铁/砷酸盐等钝化膜,将已暴露的金颗粒二次包裹或覆盖,阻碍氰化物溶液与金的接触,导致金浸出率不升反降。因此,加压氧化反应时间宜为40 min。

2.2.5 氧化液循环利用返回酸化条件试验结果

配矿先用硫酸酸化-加压氧化,获得的氧化液返回下一次加压氧化作为酸化药剂,当氧化液中的酸不足以满足酸化要求时,补加硫酸进行酸化,氧化液返回酸化的加压氧化-氰化结果如表8和表9所示。

由表8和表9可知,氧化液返回酸化后,酸化过程需补充硫酸量为150 kg/t,酸化矿浆进行加压氧化-氰

化,金浸出率仍然有 98% 左右。因此,可将氧化液返回 酸化,充分利用硫化物氧化产生的酸脱除碳酸盐。

表 8 氧化液返回酸化条件试验结果

酸化药剂	硫酸用量/ ($\text{kg}\cdot\text{t}^{-1}$)	氧化渣			S^{2-} 氧化率/%	氧化产酸量/ ($\text{kg}\cdot\text{t}^{-1}$)
		渣率/%	$\text{Au}/(\text{g}\cdot\text{t}^{-1})$	S^{2-} 含量/%		
硫酸	245.0	95.98	15.95	0.02	99.70	91.40
硫酸 + 氧化液	150.0	98.05	16.18	0.05	99.24	71.01

表 9 氧化液返回酸化的加压氧化渣氰化试验结果

试验	石灰耗量/ ($\text{kg}\cdot\text{t}^{-1}$)	NaCN 耗量/ ($\text{kg}\cdot\text{t}^{-1}$)	氰化渣率/ %	总渣率/ %	氰化渣 Au 含量/ $(\text{g}\cdot\text{t}^{-1})$	按渣计 Au 浸出 率/%
硫酸酸化氧化渣	7.18	0.76	99.6	95.59	0.24	98.5
氧化液酸化氧化渣	5.33	1.25	98.6	96.68	0.36	97.8

综上所述,将难处理金矿与易浮选金精矿配矿进行加压氧化-氰化处理,在推荐工艺参数下,金浸出率约为 98%,可实现该难处理金矿资源的经济开发及高效利用,将原本无法经济开发的“呆矿”变成可高效利用的资源,实现变废为宝。

3 结论

1) 贵州某难处理金矿属于弱酸性矿石类型,经过一系列浮选实验条件的尝试,始终未能获得理想的浮选效果。结果显示,金回收率未能超过 60%,同时精矿产率偏高,金的富集程度较低,尾矿中的金损失率较高,从而确认了该矿石为难选型金矿。

2) 该难处理金矿的特点是无机碳含量较低,酸化过程中硫酸的消耗量仅为 2.2 kg/t ,而氧化渣的氰化金浸出率为 95% ~ 96%。然而,直接采用加压氧化-氰化工艺无法达到酸碱和热量的平衡。鉴于此,将该矿石作为易浮选金精矿的配矿材料,在确保系统热平衡的基础上,有效降低酸化过程中硫酸的用量和成本,从而实现系统的酸碱平衡。采用配矿加压氧化-氰化工艺后,金浸出率可提升至大约 98%,这不仅实现了金的高效回收和经济的开发,还

促进了废矿资源的综合利用,显著提升了企业的经济效益。

[参考文献]

- [1] 崔永霞,沈艳. 难处理金矿石提炼技术研究进展[J]. 黄金科学技术, 2007,15(3): 53-57,61.
- [2] 陈聪,姚香. 难处理金矿石预处理方法简述[J]. 黄金科学技术, 2004, 12(4):27-30.
- [3] 李俊萌. 难处理金矿石预处理方法研究现状及其发展趋势[J]. 稀有金属,2003(4): 478-481,490.
- [4] 苏大雄,张秋利,周军,等. 难处理金矿的预处理[C]// 新世纪贵金属科技与产业——第二届全国贵金属学术研讨会论文集 2002 年增刊. 北京:《有色金属》编辑部, 2002:137-141.
- [5] 许晓阳. 难处理金矿石加压氧化-氰化提金技术研究[J]. 黄金,2020,41(4):50-53.
- [6] 卢松. 国内某卡林型金矿加压氧化-炭浸工艺金浸出率影响因素分析[J]. 中国有色冶金,2019,48(3):34-37.
- [7] 杨晓峰,梁树丰,潘凤娇. 高硫富砷金矿氧化预处理工艺研究现状[J]. 黄金,2022,43(2):85-89.
- [8] 黄宪涛,郭艳波. 黄金真空蒸馏精炼技术试验研究与生产实践[J]. 绿色矿冶,2025,41(1):31-34,43.

Research on the Resource Utilization Treatment Technology of a Refractory Gold Mine in Guizhou Province

XIONG Ming

(Guizhou Zijin Mining Co., Ltd., Qianxinan Autonomous Prefecture 562205, China)

Abstract: A gold mine in Guizhou contains arsenic, sulfur and carbon. It's a fine-grained disseminated gold deposit and a typical Carlin-type refractory gold deposit. A series of flotation parameters such as grinding fineness, pH regulator, copper sulfate dosage and collector type were tested, and no good flota-

tion effect was obtained. The concentrate rate was low, the gold grade enrichment degree was low, the gold recovery rate was less than 60%, and the gold loss of tailings was high. In view of the above problems, this paper broke through the limitations of traditional flotation process, and innovatively proposed a treatment technology of pressurized oxidation-cyanidation of refractory gold ore and easy flotation gold concentrate. This method comprehensively considers the acid-base balance, thermodynamic balance and efficient utilization of resources in ore treatment. The ore blending of refractory gold ore and easy-to-float gold concentrate can not only comprehensively utilize the excess acid generated by the oxidation of refractory gold ore, but also achieve a gold leaching rate of 98%, which greatly improves the economic value and development and utilization efficiency of refractory mineral resources.

Key words: refractory gold mine; Carlin type gold; flotation; pressure oxidation; cyanide; efficient utilization

(上接第 27 页)

Experimental Study on Co-processing of Neutralization Slag and Waste Acid from Copper Smelting

GUO Jinyi

(State Key Laboratory for Comprehensive Utilization of Low Grade Refractory Gold Ores,
Xiamen Zijin Mining & Metallurgy Technology Co., Ltd., Xiamen 361101, China)

Abstract: The arsenic-fixing process of waste acid in a foreign copper pyrometallurgical plant was adjusted from neutralization arsenic-fixing process to crystalline iron arsenate arsenic-fixing process. After adjustment, the arsenic-fixing liquid reached the discharge standard, and the leaching toxicity of arsenic-fixing slag met the TCLP requirements. In order to solve the problem of a large amount of neutralization slag hazardous waste left over from the previous treatment of waste acid by neutralization precipitation method, combined with the process of solid arsenic treatment of waste acid by crystalline iron arsenate after on-site production adjustment, the test of synergistic waste acid treatment of neutral slag hazardous waste was carried out. The alkaline substances such as CaO in the stored gypsum slag hazardous waste were used as neutralizers in the pre-neutralization process of arsenic fixation of waste acid. The test results show that with the increase of the amount of gypsum slag added in the field storage, the available alkaline substances increase, and the amount of limestone powder decreases accordingly. The unstable arsenate precipitation and alkaline heavy metal precipitation in the neutralized slag were dissolved by the waste acid. Therefore, the concentrations of As, Cu, Ni, Pb, Zn, F, Fe, Cd and Sb in the pre-neutralized solution were significantly increased, and the purity of the pre-neutralized gypsum slag was improved, and the toxicity leaching of the pre-neutralized gypsum slag met the TCLP requirements. The process converts gypsum slag hazardous waste into gypsum slag products that meet the external sales standards, realizes “treating waste with waste” and “turning waste into treasure”, and has good economic and social benefits.

Key words: neutralization precipitation; neutralizing gypsum slag; waste acid treatment; arsenic solidification