

浮选—浸出工艺回收澳大利亚某低品位铜金矿中的铜、金、硫

吕良^{1,2,3},程宏伟^{*1,2},岳铁兵^{1,2},王威^{1,2},郭珍旭^{1,2}

1. 中国地质科学院郑州矿产综合利用研究所, 河南 郑州 450006;
2. 自然资源部多金属矿综合利用评价重点实验室, 河南 郑州 450006;
3. 东北大学 资源与土木工程学院, 辽宁 沈阳 110819

中图分类号:TD925⁺.7;TD953⁺.1 文献标识码:A 文章编号:1001-0076(2021)06-0139-06
DOI:10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2021.06.017

摘要 澳大利亚某低品位铜金矿中铜以黄铜矿形式存在,金大部分以单体自然金形式存在,赋存于硫化物及脉石粒间,部分以不可见金的形式被黄铁矿包裹。黄铜矿和黄铁矿嵌布粒度较细,平均粒度 0.03 mm。试验采用混合浮选—铜硫分离工艺,获得铜、金品位分别为 19.02% 和 13.99 g/t,铜、金回收率分别为 73.00% 和 49.29% 的铜精矿;硫精矿经再磨后利用绿金浸出剂浸金,获得对原矿金浸出率 14.92%,金总回收率 64.21%,浸渣硫品位 30.23%,可作为硫精矿销售。

关键词 铜金矿;浮选工艺;浸出;黄铜矿;金

前言

2019 年全球铜矿基础资源储量接近 8.7 亿 t,其中智利是全球铜资源最丰富的国家,约占全球的 23%,澳大利亚和秘鲁位分列第 2 和第 3 位,分别占 10%,我国铜资源较为短缺,仅占全球的 3%,但我国铜精矿年产量占全球 8.2%,排名第三,铜矿静态储采比仅为 15.4 年^[1]。随着我国资源短缺和保障程度下降的趋势日益明显,对国外矿产资源的依赖日趋严重,矿业“走出去”成为必然。近年来,特别是在“一带一路”倡议的推动下,我国企业“走出去”参与境外矿业投资不断增加。因此针对澳大利亚低品位资源开展选冶技术研究,降低中资企业境外投资风险,进而提高资源的开发利用程度,对推动中资企业境外矿业开发和提高我国战略性矿产资源保障具有现实意义。

1 矿石性质

试验样品取自澳大利亚铜山铜矿,原矿化学多元素分析结果见表 1。矿石中主要矿物成分见表 2。

表 1 结果表明,原矿中铜、金和硫为主要有价元素,其他元素综合利用价值较低。

表 1 原矿化学多项分析结果 /%

Table 1 Main chemical composition analysis of the ore

元素	Cu	Au [*]	Ag [*]	Pb	Zn	MgO	CaO
含量	0.28	0.31	2.67	0.0015	0.045	2.14	4.14
元素	TFe	Al ₂ O ₃	SiO ₂	K ₂ O	Na ₂ O	S	
含量	4.79	14.78	59.53	2.59	1.43	2.28	

注:“*”单位 g/t。

表 2 矿石中主要矿物组成 /%

Table 2 Minerals composition of the raw ore

矿物	石英	钾长石	斜长石	白云母	方解石	磁铁矿
含量	42.3	3.6	13.2	11.9	10.3	0.7
矿物	黑云母	绿泥石	黄铜矿	黄铁矿	闪锌矿	方铅矿
含量	5.9	7.1	0.7	4.1	0.1	微量

收稿日期:2021-11-20

基金项目:中国地质调查局地质调查项目(DD20211408)

作者简介:吕良(1978-),男,矿物加工工程专业,高级工程师,39248259@qq.com。

通信作者:程宏伟(1990-),男,硕士,工程师,主要从事矿产资源综合利用、浮选理论与工艺等方面研究工作。E-mail:chw217@163.com。

矿石中主要金属矿物为黄铁矿和黄铜矿,主要的脉石矿物为石英、长石、云母和方解石等。

原矿中铜主要为原生铜,其次为次生铜,氧化铜含量较低,原矿铜物相分析结果见表 3。

表 3 原矿铜物相分析结果 /%

Table 3 The copper phase analysis result of the raw ore

铜物相	原生铜	次生铜	氧化铜	总铜
含量	0.230	0.030	0.013	0.273
分布率	84.25	10.99	4.76	100.00

矿石中铜主要以黄铜矿形式存在,其粒度较细,主要分布在 0.07 mm 粒级以下,平均粒度 0.027 mm。黄铜矿主要呈他形粒状或不规则状与脉石矿物共生,两者接触面较平直,有利于黄铜矿单体解离。金大部分以单体自然金形式存在,赋存于硫化物及脉石粒间,粒度中细(0.02~0.08 mm),26.25%的金以不可见金的形式被黄铁矿包裹。黄铁矿粒度为 0.002~0.259 mm,平均粒度 0.032 mm,主要呈半自形粒状,与其他矿物接触面较平直,有利于黄铁矿与其他矿物单体解离^[2-3]。矿石中黄铜矿、自然金和黄铁矿的嵌布关系如图 1 所示。

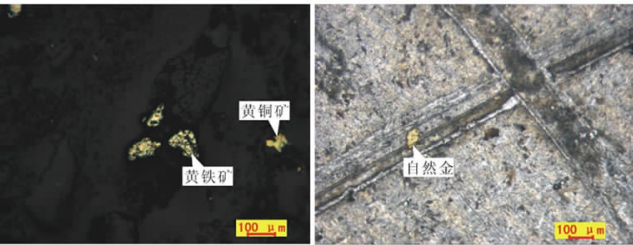


图 1 矿石中黄铜矿、自然金和黄铁矿的嵌布关系
Fig. 1 distribution of Chalcopyrite, native gold, and pyrite in ores

2 试验结果与讨论

2.1 原则工艺流程选择

为初步探明原矿中铜和金的可选性,在工艺矿物学研究基础上,采用混合浮选、优先浮选和原矿浸出金探索试验^[4],试验结果见表 4。

从表 4 中可以看出,采用混合浮选工艺铜和金铁回收率较高;采用优先浮选工艺铜的回收率略低,并且部分金进入硫精矿中,由于原矿中铜和金品位均较低,采用优先浮选工艺流程长、成本高;采用原矿直接浸出工艺金的浸出率不高,这与原矿中部分不可见金被黄铁矿包裹有关,可考虑含金精矿细磨浸出工艺,避免原矿直接细磨浸出引起的成本升高问题。综合考虑,拟采用混合浮选—铜硫分离—硫精矿浸金的原则工艺流程。

表 4 原矿可选性探索试验结果

Table 4 The results of exploration tests for raw ore

原则工艺流程及主要 药剂用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	品位		回收率	
		Cu/%	Au/(g·t ⁻¹)	Cu/%	Au/%
混合浮选	混合精矿	1.79	1.82	81.61	74.67
优先浮选	铜精矿	16.78	13.47	58.13	42.15
	硫精矿	0.55	1.50	8.20	20.18
原矿直接浸出	浸渣	/	0.15	/	51.61

*混合浮选:1 次粗选 2 次精选 2 次扫选;磨矿细度为 -0.074 mm 65%;丁基黄药 + 丁基黑药 80 + 20 g/t。优先浮选:铜浮选和硫浮选均为 1 次粗选 2 次精选 2 次扫选;磨矿细度为 -0.074 mm 65%;浮选铜采用乙基黄药 + 丁基黑药 30 + 15 g/t;浮选硫采用硫酸 200 g/t,丁基黄药 50 g/t。原矿直接浸出:浸金剂为 2 000 g/t。

2.2 铜硫混合浮选条件试验

对影响选别指标的主要因素磨矿细度、矿浆 pH 值、分散剂用量和捕收剂种类及用量等进行了条件试验,原则工艺见图 2。

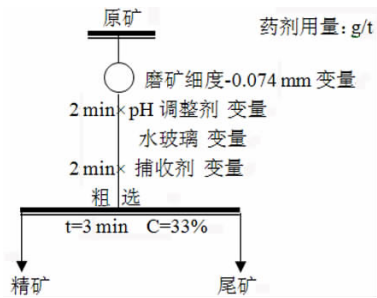


图 2 混合浮选粗选条件试验原则工艺流程
Fig. 2 Principle flowsheet of bulk flotation roughing conditions

2.2.1 捕收剂种类的影响

在磨矿细度 -0.074 mm 含量占 65%、碳酸钠 1 000 g/t,水玻璃 500 g/t 的条件下,进行捕收剂种类试验^[5],其结果见图 2。

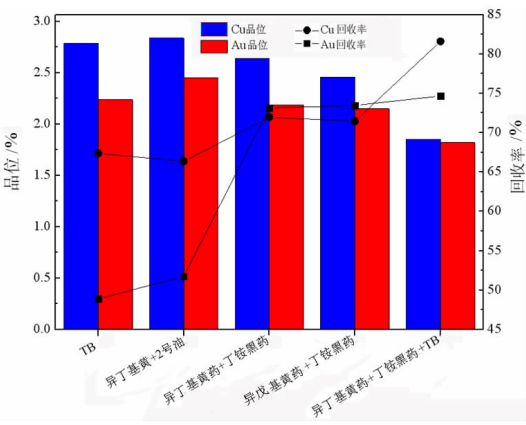


图 2 捕收剂种类对粗选指标的影响(TB 40 g/t;异丁基黄药 + 2 号油 40 + 20 g/t;异丁基黄药 + 丁胺黑药 40 + 20 g/t;异戊基黄药 + 丁胺黑药 40 + 20 g/t;异丁基黄药 + 丁胺黑药 + TB 40 + 20 + 10 g/t;Au 品位为 g/t)

Fig. 2 The effect of collector types on flotation

图 2 结果表明,采用单一捕收剂 TB 和丁基黄药时,粗精矿金和铜品位高,但回收率低;采用组合捕收剂黄药 + 黑药时,粗精矿金和铜品位略低,但回收率高,其中辅助 TB1021 (硫氨基酯类)对提高铜回收率有所帮助。从粗选尽量提高有价值元素回收率角度考虑,选择丁基黄药 + 丁基铵黑药 + TB 组合。

2.2.2 粗选磨矿细度的影响

固定碳酸钠 1 000 g/t,水玻璃 500 g/t,异丁基黄药 + 丁基铵黑药 + TB (40 + 20 + 10) g/t,进行粗选磨矿细度试验,其结果见图 3。

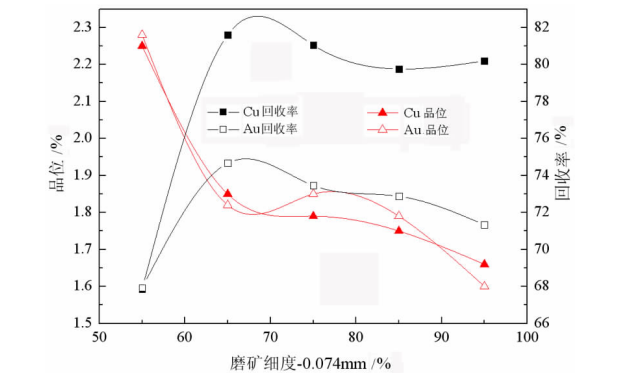


图 3 磨矿细度对浮选指标的影响 (Au 品位为 g/t)
Fig. 3 Effect of grinding fineness on flotation results

试验结果表明,较粗磨矿细度时,铜和金回收率较低,随着磨矿细度增加,粗精矿铜和金品位及回收率呈现先增加后小幅降低的趋势,当达到 -0.074 mm 占 65% 时,回收率达到较大值。进一步增加细度产生泥化,影响浮选分选效率,使得回收率有所降低。故选择磨矿细度 -0.074 mm 含量占 65%。

2.2.3 矿浆 pH 值的影响

在磨矿细度 -0.074 mm 含量 65% 时,水玻璃 500 g/t,异丁基黄药 + 丁基铵黑药 + TB 用量 40 + 20 + 10 g/t,分别采用硫酸和碳酸钠调节矿浆 pH 值,试验结果见图 4。

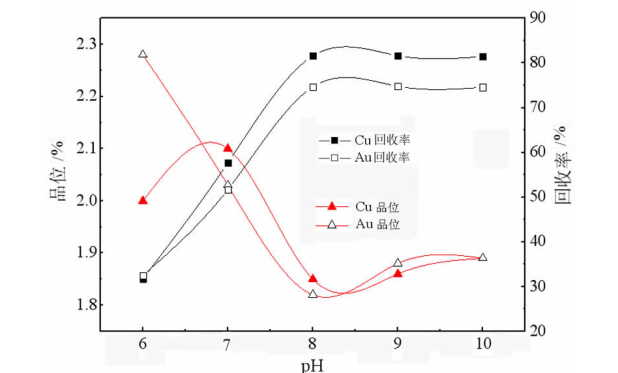


图 4 pH 对精矿指标的影响 (Au 品位为 g/t)
Fig. 4 Effect of pH on flotation index

图 4 结果表明,pH 值较低时,粗精矿中金和铜回收率较低,品位较高,随着 pH 值增加,粗精矿铜金回收率逐渐增加,当达到 pH 值为 9 时,回收率达到较大值,其后趋于平缓,选择碳酸钠用量 2 000 g/t 较为适宜。

2.2.4 水玻璃用量的影响

在磨矿细度 -0.074 mm 含量 65%、碳酸钠 2 000 g/t、异丁基黄药 + 丁铵黑药 + TB (40 + 20 + 10) g/t 的条件下,开展水玻璃用量试验,试验结果见图 5。

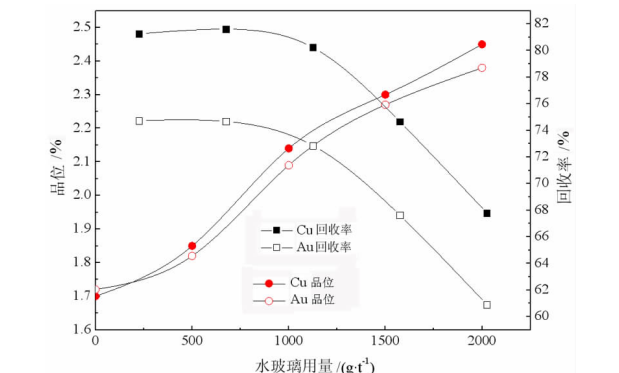


图 5 水玻璃用量对粗选指标的影响 (Au 品位为 g/t)
Fig. 5 Effect of sodium silicate dosage on flotation index

图 5 结果表明,随着水玻璃用量增加,粗精矿铜和金回收率逐渐降低,而品位逐渐升高,选取 1 000 g/t 较为适宜。

2.2.5 捕收剂用量的影响

在磨矿细度 -0.074 mm 含量 65%、碳酸钠 2 000 g/t、水玻璃 1 000 g/t 条件下,开展捕收剂用量试验,其中 $m(\text{异丁基黄药}) : m(\text{丁铵黑药}) : m(\text{TB})$ 为 4 : 2 : 1,试验结果见图 5。

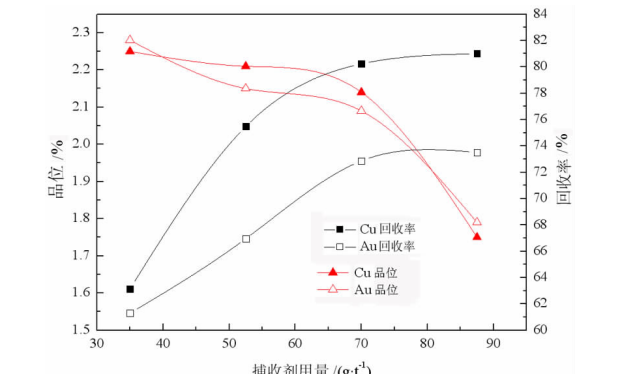


图 6 捕收剂用量对浮选指标的影响 (Au 品位为 g/t)
Fig. 6 Effect of collector dosage on flotation index

图 6 结果表明,随着捕收剂用量增加,粗精矿铜和金回收率逐渐升高,品位逐渐降低,达到 70 g/t 后回收率趋于平缓,品位较高,故捕收剂定为 70 g/t。

2.3 混合浮选闭路试验

在条件试验基础上,开展不同中间产品再磨、精扫选段数等流程结构试验,最终确定图 7 所示流程进行混合浮选段闭路试验,结果见表 5。

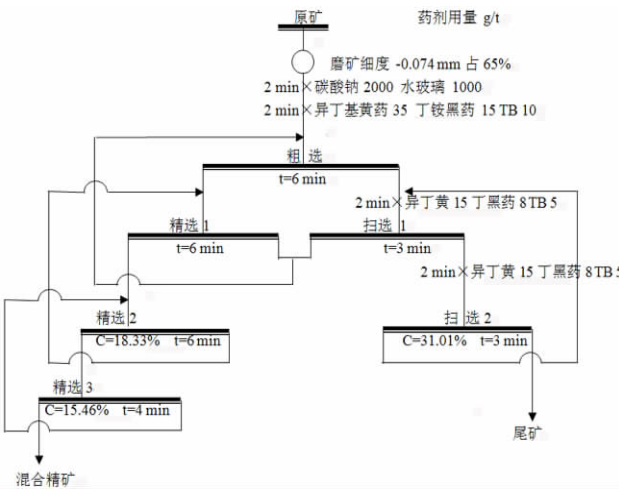


图 7 混合浮选闭路试验工艺流程
Fig. 7 The flowsheet of bulk flotation closed - circuit tests

表 5 混合浮选闭路试验结果

Table 5 The results of closed - circuit bulk flotation tests

产品名称	产率/%	品位		回收率/%	
		Cu/%	Au/(g · t ⁻¹)	Cu	Au
混合精矿	5.93	3.89	3.58	82.78	70.82
尾矿	94.07	0.05	0.09	17.22	29.18
原矿	100.00	0.28	0.30	100.00	100.00

2.4 铜硫分离条件影响

为获得合格品级的铜精矿,开展再磨细度及脱药剂用量条件试验,采用氧化钙作为黄铁矿抑制剂,添加少量 TB 作为铜捕收剂^[6-7],原则工艺流程见图 8。

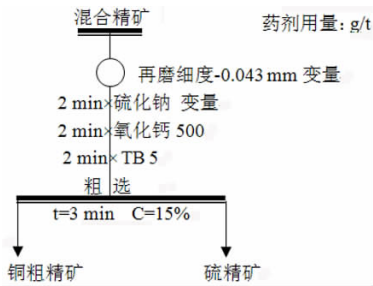


图 8 混合精矿铜硫分离条件试验原则工艺流程
Fig. 8 Principle flowsheet of copper - sulfur separation conditions for bulk concentrate

2.4.1 再磨细度影响

在硫化钠用量 2 000 g/t 条件下,进行混合精矿再

磨细度条件试验,试验结果见图 9。

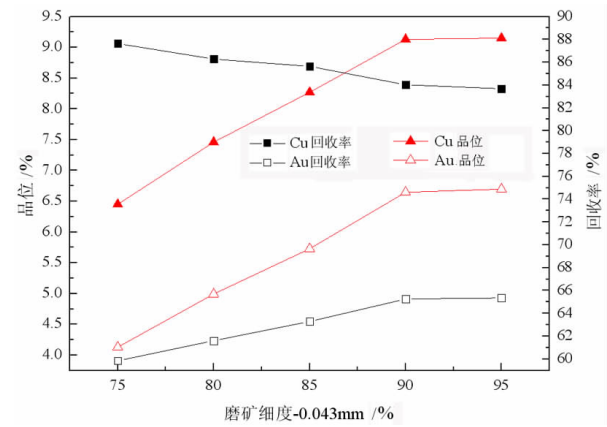


图 9 再磨细度对浮选指标的影响 (Au 品位为 g/t)
Fig. 9 Effect of regrinding fineness on flotation results

试验结果表明,随着再磨细度增加,铜硫矿物解离度增加,分离粗精矿铜和金品位逐渐升高,当细度达到 -0.43 mm 含量 90%,分离粗精矿铜金品位较高,此时回收率也保持在较高水平,进一步增加铜金指标趋缓。

2.4.2 硫化钠用量影响

再磨细度 -0.043 mm 含量 90% 条件下,进行抑制剂硫化钠用量条件试验,铜精矿指标见图 10。

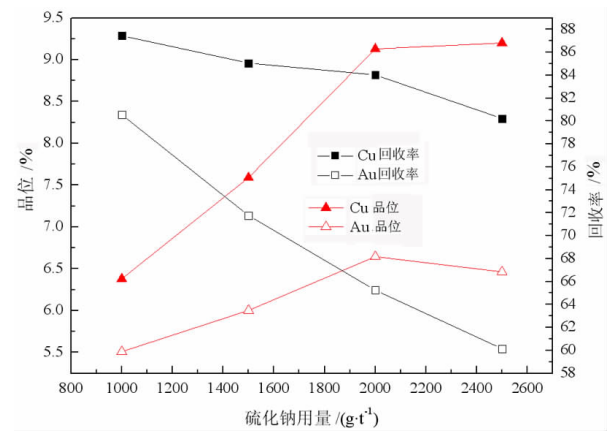


图 10 硫化钠用量对浮选指标的影响 (Au 品位为 g/t)
Fig. 10 Effect of sodium sulfide dosage on flotation index

试验结果表明,随着硫化钠用量增加,铜精矿铜品位和回收率呈上升趋势,当用量达到 2 000 g/t,此时铜和金品位及回收率均较大,进一步增加用量,铜有所抑制,因此硫化钠用量 2 000 g/t 较为适宜。

2.5 铜硫分离闭路试验

在条件试验基础上,进行了铜硫分离闭路试验。全流程试验,如图 10 所示,其结果见表 6。

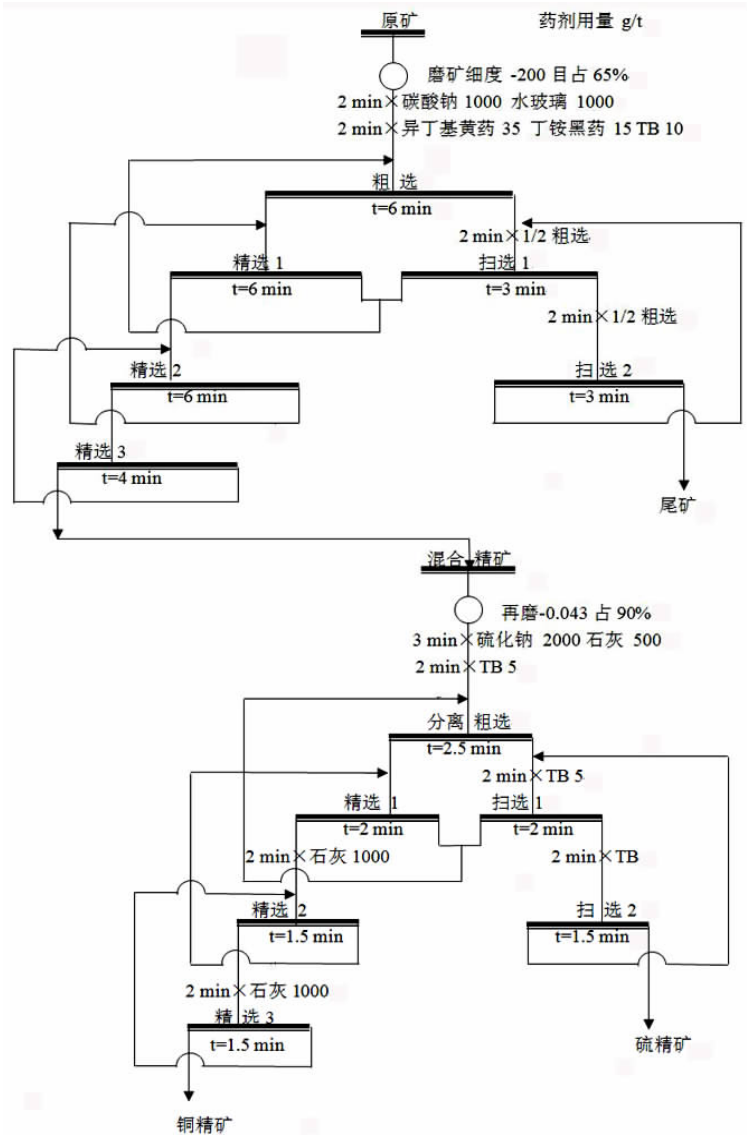


图 10 全流程闭路试验工艺流程

Fig. 10 Process flowsheet of closed – circuit experiment

表 6 全流程浮选闭路试验结果

Table 6 Results of closed – circuit experiment

产品名称	产率/%	品位				回收率/%		
		Cu/%	Au/(g · t ⁻¹)	S/%		Cu	Au	S
铜精矿	1.03	19.02	13.99	31.57		73.00	49.29	14.26
硫精矿	4.90	0.50	1.24	30.23		9.13	20.78	64.97
尾矿	94.07	0.051	0.093	0.50		17.87	29.93	20.77
原矿	100.00	0.27	0.29	2.28		100.00	100.00	100.00

2.6 硫精矿浸金影响

铜硫分离硫精矿金品位为 1.24 g/t,金相对原矿损失率 20.78%。岩矿鉴定表明,硫精矿中的主要矿物为黄铁矿,金被黄铁矿紧密包裹^[3]。本研究采用新型环保浸出剂—绿金浸出剂进行浸金^[8-9],由条件试验确定了再磨细度、浸出剂用量、碱用量、浸出时间和矿浆浓度等工艺条件,图 11 所示为最佳工艺条件下的浸出试验流程。

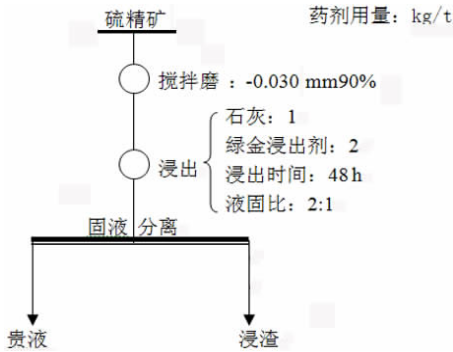


图 11 硫精矿浸金工艺流程

Fig. 11 The flowsheet of gold cyaniding leaching for sulfur concentrate

经化学分析浸渣化验金品位 0.35 g/t,作业浸出率 71.77%,对原矿金浸出率 14.92%,金总收率 64.21%。浸渣硫品位 30.23%,达到硫精矿销售品级。

3 结论

(1)澳大利亚某低品位铜金矿,铜和金品位分别为 0.28% 和 0.30 g/t,其中铜主要以黄铜矿形式存在,嵌布粒度较细;金主要以自然金形式存在于硫化物及脉石中,部分以微细粒形式包裹于黄铁矿中。

(2)根据矿石特性,采用混合浮选—铜硫分离工艺,综合回收了矿石中有价矿物:获得铜和金品位分别为 19.02% 和 13.99 g/t,铜和金回收率分别为 73.00% 和 49.29% 的铜精矿;硫精矿通过再磨氧化浸金工艺,金浸出率 14.92%,金总收率 64.21%,浸渣硫品位 30.23%,可作为硫精矿销售。该工艺具有成本低和药剂制度简单等优势。

参考文献:

[1] 黄洁,邓思杨,马晓婷,等. 全球铜产业发展现状与建议[J]. 现代矿

业,2021,37(6):1-5

[2] 侯凯,谢贤,童雄. 我国金矿床的工业类型及选矿研究方法[J]. 矿产综合利用,2014,4(9):15-24

[3] 方利红,王守敬,吕良,等. 澳大利亚铜山铜矿选矿技术开发研究鉴定报告[R]. 郑州:中国地质科学院郑州矿产综合利用研究所,2017.

[4] 吕子虎,刘红召,卫敏,等. 黄金矿床的分类及其综合利用技术现状[J]. 矿产保护与利用,2018(4):135-141.

[5] 韦性平,王宇斌,王昌龙,等. 铜矿浮选技术、药剂与装备发展概述[J]. 中国铝业. 2021,45(2):36-40.

[6] 吴海祥,邵延海,张铂华,等. 低碱度铜硫分离浮选药剂的研究进展[J]. 矿冶. 2021,30(4):33-40.

[7] NESTOR CRUZ, YONGJUN PENG. Interactions of clay minerals in copper - gold flotation: Part 1 - Rheological properties of clay mineral suspensions in the presence of flotation reagents[J]. Minerals Engineering. 2013, 50/51: 30-37.

[8] 周源,陈江安. 非氰药剂浸金进展[J]. 南方金属,2003,134(5):6-8

[9] 宋伟. 多种环保型浸金剂浸出试验研究[J]. 黄金,2017,38(10):53-56.

Recovery of Copper, Gold and Sulfur from A Low - Grade Copper - Gold Ore in Australia by Flotation - Leaching Process

LV Liang^{1,2,3}, CHENG Hongwei^{*1,2}, YUE Tiebing^{1,2}, WANG Wei^{1,2}, GUO Zhenxu^{1,2}

1. Zhengzhou Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, Chinese Academy of Geological Sciences, Zhengzhou 450006, China;
2. Key Laboratory for Polymetallic Ores Evaluation and Utilization, MNR, Zhengzhou 450006, China;
3. College of Resources and Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang 110819, China

Abstract: The process mineralogy of a low - grade copper - gold ore in Australia shows that copper in ore exists as Chalcopyrite, most of gold exists as monomeric native gold between sulfide and gangue particles, and some of it is enclosed by pyrite in the form of invisible gold. The average particle size of chalcopyrite and pyrite is 0.03 mm. The copper concentrate with copper 19.02% and gold grade 13.99 g/t, recovery of copper 73.00% and gold 49.29% was obtained by copper and gold bulk flotation. Through the regrinding and gold leaching of sulfur concentrate, the gold leaching rate for raw ore is 14.92%, the total gold recovery is 64.21%, and the sulfur grade of leaching residue is 30.23%, which can be sold as a sulfur concentrate.

Key words: copper - gold ore; flotation process; leaching; chalcopyrite; gold

引用格式:吕良,程宏伟,岳铁兵,王威,郭珍旭. 浮选—浸出工艺回收澳大利亚某低品位铜金矿中的铜、金、硫[J]. 矿产保护与利用, 2021,41(6):139-144.

LV Liang, CHENG Hongwei, YUE Tiebing, WANG Wei, GUO Zhenxu. Recovery of copper, gold and sulfur from a low - grade copper - gold ore in Australia by flotation - leaching process[J]. Conservation and utilization of mineral resources, 2021, 41(6): 139 - 144.