

秘鲁某复杂金矿工艺矿物学及选别工艺研究

刘朝兴¹, 胡泽伟², 何东³, 宋强², 谢贤^{2*}

(1. 云南迪庆有色金属有限责任公司; 2. 昆明理工大学国土资源工程学院; 3. 云南华联锌铜股份有限公司)

摘要:随着易选金矿资源的逐渐匮乏,开发处理低品位、含硫含砷复杂金矿的高效工艺尤为关键。针对秘鲁某复杂金矿进行工艺矿物学分析,并对全浸和浸出—浮选联合工艺的处理效果进行了比较。研究结果显示:该矿石金品位为 6.64 g/t,其中 51.9 % 的金被矿物包裹,主要载金矿物为黄铁矿和石英。在优化工艺条件下,全浸法的 Au 浸出率可达 74.1 %,浸出渣中残留 Au 品位为 1.72 g/t,说明回收效果有待提升。通过对浸出渣进行浮选处理,闭路试验获得的金精矿 Au 品位达到 21.60 g/t, Au 回收率为 14.47 %。采用浸出—浮选联合工艺, Au 总回收率提高至 88.57 %,显示出该工艺在处理复杂金矿方面的显著优势。研究结果为复杂金矿的开发提供了有效的技术参考。

关键词:金矿;浸出;浮选;联合工艺;黄铁矿;工艺矿物学

中图分类号:TD953

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2025)01-0095-05

doi:10.11792/hj20250115

引言

金作为一种贵金属,其历史用途最早可追溯至货币领域。随着对其物理和化学属性的深入认识,金的应用范围已拓展至医疗、电子设备及精密仪器等多个领域^[1-3]。在全球范围内,金矿资源的开发与利用始终是矿业领域的重要组成部分,对经济增长和工业发展具有显著的推动作用。然而,随着易采、易选及高品位金矿资源的逐渐枯竭,深部难处理金矿的开发变得日益迫切^[4-8]。这些难处理金矿通常伴随着复杂的矿物组成、极细的嵌布粒度和较高含量的有害元素,如砷和碳,给选冶工艺带来了前所未有的挑战^[9-11]。为有效应对这些挑战,工艺矿物学研究成为了关键环节。工艺矿物学能够揭示矿石性质,指导选矿工艺的优化,进而提高金的回收率^[12-13]。

工艺矿物学研究旨在深入分析矿石的矿物组成、金及其载体矿物的嵌布粒度和赋存状态,以及金与金属硫化物的关系,为选矿工艺的确定提供科学依据^[14-17]。传统的氰化浸出工艺能够选择性地溶解金,但在处理含硫金矿、含砷金矿时,砷等物质会消耗保护碱,导致金矿表面形成钝化膜,并降低溶液 pH。此外,脉石矿物中的铜、铅等金属也会增加氰化物的消耗,被脉石矿物包裹的金难以与浸出剂接触并溶解,通常会留在浸出渣中^[18]。为提高复杂金矿的回收率,常采用氧化焙烧、高压氧化、生物氧化和化学氧

化等预处理方法。尽管这些方法能够提升金的浸出回收率,但整体成本较高,限制了其在小型黄金矿山的应用^[19-20]。

本文针对秘鲁某复杂金矿进行全面的工艺矿物学分析,通过详细研究矿石的化学成分、矿物组成及嵌布特征,探讨不同选别工艺对金的综合回收影响,旨在为高效开发利用此类复杂金矿提供科学依据,并为未来制定合理的选矿工艺流程提供理论支持。

1 原矿工艺矿物学研究

1.1 化学成分分析

对经过充分混合的原矿进行 X 射线荧光光谱(XRF)分析,化学成分分析结果见表 1。由表 1 可知:该矿石中金品位为 6.64 g/t,银品位为 22.4 g/t,含氧化铝 9.21 %,含硫 1.34 %,含有机碳 0.1 %。该矿石属于含硫含碳金矿石,除金、银外,其他元素的回收价值较低。

表 1 化学成分分析结果

Table 1 Chemical composition analysis results

成分	Au ¹⁾	Ag ²⁾	S	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	K ₂ O
w/%	6.64	22.4	1.34	0.14	0.22	9.21	2.02
成分	Na ₂ O	Fe	SiO ₂	As	Cu	有机碳	
w/%	0.061	7.74	70.60	0.51	0.029	0.1	

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

1.2 矿物组成

通过 X 射线衍射、人工重砂及电子探针分析了

收稿日期:2024-09-08; 修回日期:2024-10-23

基金项目:国家自然科学基金项目(52364031);昆明理工大学“双一流”科技专项(202202AG050010-4)

作者简介:刘朝兴(1985—),男,工程师,从事选矿技术研究及国内外选矿厂生产实践工作;E-mail:137954884@qq.com

* 通信作者:谢贤(1981—),男,教授,博士,研究方向为浮选理论与工艺、尾矿资源二次利用、矿产资源综合利用等;E-mail:89235376@qq.com

矿石矿物组成及嵌布粒度,结果见表 2。由表 2 可知:该矿石中存在 5 类共 18 种矿物,涵盖自然元素矿物、硫化物矿物、氧化物-氢氧化物矿物、硅酸盐矿物和砷酸盐矿物。其中,氧化物-氢氧化物矿物是矿石

的主要成分,相对含量为 72.66 %;其次是硅酸盐矿物,相对含量为 23.78 %;硫化物矿物相对含量为 3.56 %;金主要以单质形式存在,相对含量为 6.64×10^{-6} ,其嵌布粒度在 0.01~0.2 mm。

表 2 矿物组成及嵌布粒度分析结果

Table 2 Analysis results of mineral composition and embedding size

矿物类型	矿物名称	嵌布粒度/mm	相对含量/%
自然元素矿物	自然金	0.01~0.2	6.64 ¹⁾
	黄铁矿	0.004~0.15	1.88
硫化物矿物	毒砂	0.01~3	1.11
	方铅矿	0.004~0.5	0.31
	闪锌矿	0.3~1	0.19
	黄铜矿	0.004~0.01	0.07
	铜蓝	0.004~0.05	少
	黝铜矿		偶见
	辉锑矿		偶见
	锑铅银矿		偶见
氧化物-氢氧化物矿物	石英	<0.004;0.004~0.01;0.01~2	59.76
	褐铁矿	0.004~0.6	12.90
	金红石	0.004~0.03	少
	绢云母	<0.004;0.004~0.02	17.14
硅酸盐矿物	高岭石		6.64
	长石	0.2	偶见
	硅孔雀石	集合体 0.02~0.1	偶见
砷酸盐矿物	臭葱石		偶见

注:1)单位为 10^{-6} 。

1.3 金物相分析

对矿石中的金进行物相分析,查明金的赋存状态。结果显示,金主要以独立矿物形式存在,其中,可见金及显微金占矿石中金的 48.1 %;包裹或吸附于黄铁矿、石英、绢云母、高岭石等矿物中的超次显微金的分布率为 51.9 %。

1.4 金嵌布特征

在原矿中,金主要载体矿物为黄铁矿、石英和绢

云母,其嵌布粒度极为细小,主要呈微小颗粒分布,金被包裹在矿物内部。黄铁矿、石英和绢云母的嵌布特征见图 1。由图 1、表 2 可知:黄铁矿嵌布粒度为 0.004~1.5 mm,形态包括自形、半自形和他形粒状,以及破碎粒状;石英嵌布粒度较小,通常在 0.004~0.01 mm,呈他形粒状或齿状,部分为单体解离的破碎颗粒;而绢云母嵌布粒度一般为 0.004~0.02 mm,呈显微鳞片状。

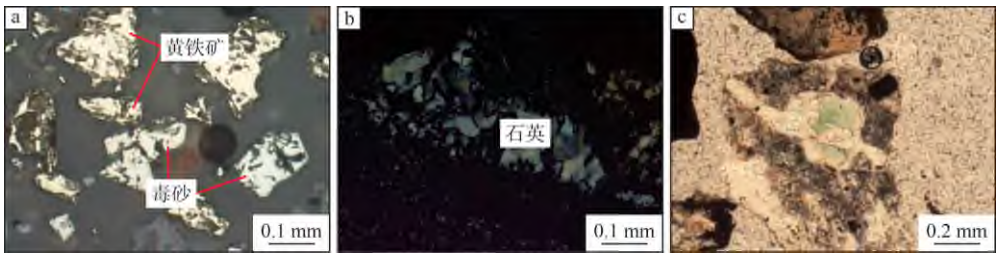


图 1 黄铁矿、石英、绢云母嵌布特征

Fig. 1 Embedding characteristics of pyrite, quartz, and sericite

2 试验结果与讨论

对原矿进行全浸、浸出—浮选联合工艺,比较不同工艺条件下金的回收率。

2.1 全浸回收金

将磨矿细度为-0.074 mm 占比 90 %的原矿置于

烧杯中,通过调节石灰用量,将浸出液 pH 值稳定在 10,并设定矿浆浓度为 25 %。在此试验条件下,探究浸出时间、氰化钠用量,以及助浸剂种类和用量等因素对金浸出率的影响。试验流程见图 2,试验结果见图 3。

由图 3-a 可知:在浸出剂用量为 4 kg/t 时,随着

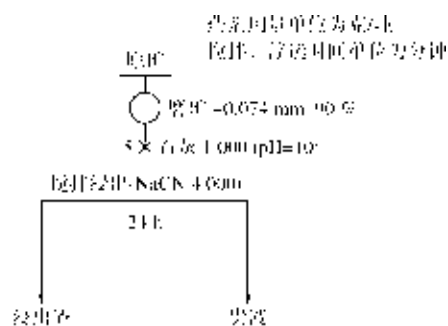
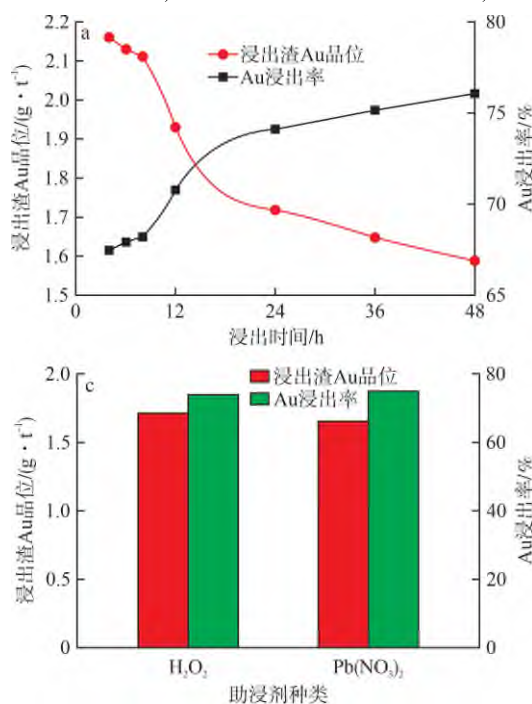


图 2 全浸回收金试验流程

Fig. 2 Flowchart of gold recovery by total leaching test

浸出时间的延长, Au 浸出率先上升后趋于平稳。当浸出时间超过 24 h 后, Au 浸出率提升幅度较小, 因



此确定 24 h 为最佳浸出时间,此时 Au 浸出率为 74.1 %。

由图 3-b 可知:在浸出时间为 24 h 的条件下,改变氰化钠的用量,随着用量的增加, Au 浸出率显著提升,但当用量超过 3 kg/t 后, Au 浸出率提升幅度不再明显。因此,选择氰化钠用量为 3 kg/t,此条件下 Au 浸出率为 74.02 %。

由图 3-c 可知:在相同条件下,当过氧化氢和硝酸铅 2 种助浸剂用量均为 1.5 kg/t 时,硝酸铅的助浸效果优于过氧化氢。

由图 3-d 可知:当以硝酸铅为助浸剂时,随着其用量的增加, Au 浸出率变化不大,说明硝酸铅对提升 Au 浸出率没有明显效果,因此不建议在浸出过程中添加助浸剂。

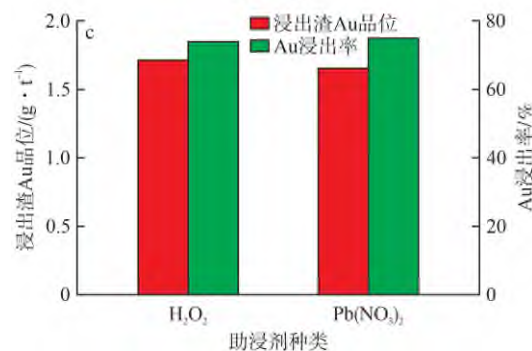
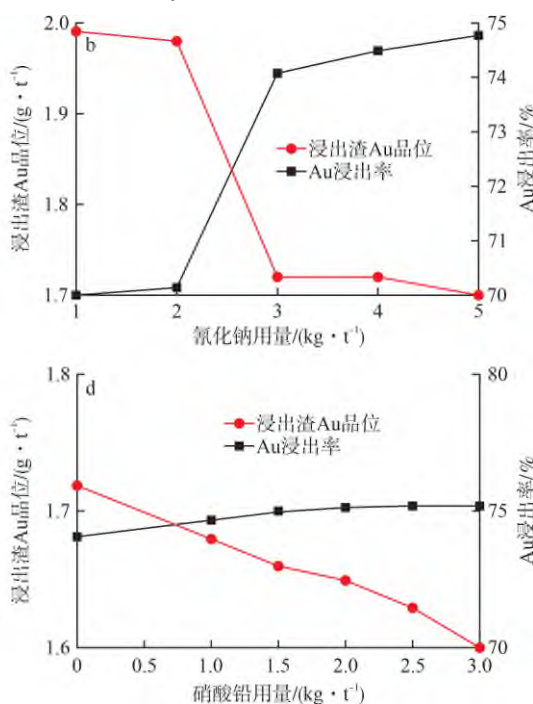


图 3 不同条件对金浸出效果的影响

Fig. 3 Effects of different conditions on gold leaching efficiency

综上所述,在磨矿细度为-0.074 mm 占比 90 %、浸出液 pH=10、矿浆浓度 25 %、浸出时间 24 h、氰化钠用量 3 kg/t 的最佳条件下,该金矿的 Au 浸出率仅保持在 74 % 左右,这可能是由于黄铁矿包裹了金,使其无法与浸出剂反应而溶出。因此,后续考虑采用浸出—浮选工艺回收金。

2.2 浸出—浮选联合工艺回收金

为回收被硫化矿物包裹的金,采用浮选法从浸出渣中提取剩余的金。通过一粗一扫工艺流程筛选出最优的浮选工艺参数,并验证不同捕收剂的类型、用量及活化剂硫酸铜用量对浮选金精矿的影响。

2.2.1 捕收剂种类试验

在活化剂硫酸铜用量为 300 g/t,起泡剂 2 号油

用量为 30 g/t 的条件下,比较丁基黄药、丁铵黑药和异戊基黄药对金粗精矿 Au 品位和 Au 回收率的影响,其中每种药剂的用量均为 (100+50) g/t。试验流程见图 4,试验结果见表 3。

由表 3 可知:使用丁基黄药时,金粗精矿的产率和 Au 回收率相对较低, Au 品位尚可,但回收效率未能达到较高水平,说明其捕收效果有限。异戊基黄药的捕收效果最佳,产率和 Au 回收率均为最高,尽管 Au 品位略低于丁基黄药,但其综合表现更为优越,表明该药剂在黄金提取方面的能力较强。丁铵黑药作用下的金粗精矿产率和 Au 回收率属中等水平, Au 品位相对较高,虽然其回收率略低于异戊基黄药,但在金粗精矿中的表现依然稳定。综合考虑,选用异戊基黄药作为捕收剂。

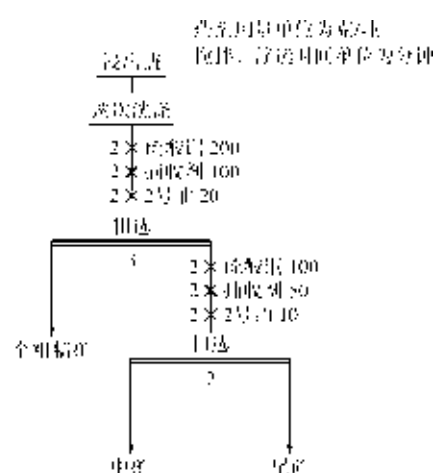


图 4 捕收剂种类试验流程

Fig. 4 Flowchart of collector type test

表 3 捕收剂种类试验结果

Table 3 Collector type test results

捕收剂种类	产物	产率/%	Au 品位/(g · t ⁻¹)	Au 回收率/%
丁基黄药	金粗精矿	7.63	10.42	46.22
	中矿	5.16	1.87	5.61
	尾矿	87.21	0.95	48.17
	浸出渣	100.00	1.72	100.00
异戊基黄药	金粗精矿	9.36	9.66	52.23
	中矿	5.65	1.85	6.04
	尾矿	84.99	0.85	41.73
	浸出渣	100.00	1.73	100.00
丁铵黑药	金粗精矿	8.23	10.33	49.68
	中矿	5.16	1.75	5.28
	尾矿	86.61	0.89	45.04
	浸出渣	100.00	1.71	100.00

2. 2. 2 捕收剂用量试验

在活化剂硫酸铜用量为 300 g/t,起泡剂 2 号油用量为 30 g/t 的条件下,研究了捕收剂异戊基黄药用量对浮选效果的影响。试验流程见图 4,试验结果见图 5。

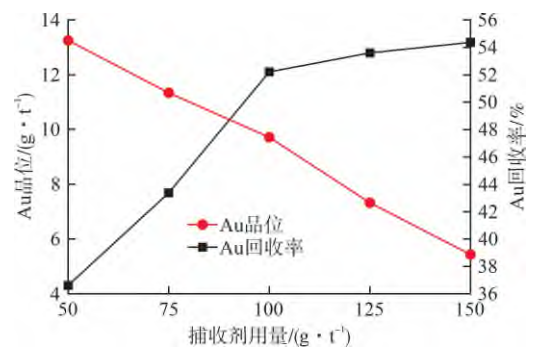


图 5 捕收剂用量试验结果

Fig. 5 Collector dosage test results

由图 5 可知:随着捕收剂异戊基黄药用量的增加,金粗精矿中 Au 回收率逐渐提升,而 Au 品位则逐渐下降。当捕收剂用量超过 100 g/t 后,Au 回收率提升幅度并不显著。综合考虑,粗选时捕收剂用量以 100 g/t 为宜,扫选时用量减半。

2. 2. 3 活化剂用量试验

在捕收剂异戊基黄药用量为 100 g/t、起泡剂 2 号油用量为 30 g/t 的条件下,研究了活化剂硫酸铜用量对 Au 品位与 Au 回收率的影响。试验流程见图 4,试验结果见图 6。

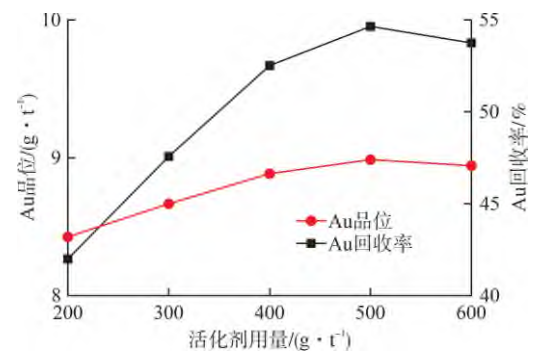


图 6 活化剂用量试验结果

Fig. 6 Activator dosage test results

由图 6 可知:随着硫酸铜用量的增加,金粗精矿的 Au 回收率逐渐上升,Au 品位变化较小。当硫酸铜用量达到 400 g/t 时,获得了最佳的 Au 回收率和 Au 品位。因此,粗选时硫酸铜用量为 400 g/t,扫选时用量减半。

2. 3 浸出—浮选联合工艺闭路试验

根据上述最佳工艺条件,进行了浸出—浮选联合工艺闭路试验。试验流程见图 7,试验结果见表 4。由表 4 可知:闭路试验获得的金精矿 Au 品位和 Au 回收率分别为 21.60 g/t 和 14.47 %,而尾矿 Au 品位为 0.79 g/t,说明金的提取回收得到了进一步的提升。经计算,Au 浸出率为 74.1 %,浮选得到的金精矿 Au 回收率为 14.47 %,因此理论上该矿石的 Au 总回收率可达 88.57 %。

3 结 论

1)本研究针对秘鲁某复杂金矿进行了系统的工艺矿物学分析,结果表明:原矿金品位为 6.64 g/t,其中 51.9 %的金被矿物包裹,主要赋存于黄铁矿和石英等矿物中。

2)在全浸出工艺条件下,当磨矿细度-0.074 mm 占比 90 %、浸出时间 24 h、氰化钠用量 3 kg/t 时,金浸出率达 74.1 %,但浸出渣中残留 Au 品位 1.72 g/t,表明回收效果尚需进一步提升。

3)采用浸出—浮选联合工艺,异戊基黄药用量 100 g/t、活化剂硫酸铜用量 400 g/t,浮选效果最佳。在闭路试验中,金精矿的 Au 品位达到 21.60 g/t,Au 回收率为 14.47 %,联合工艺的 Au 总回收率可高达 88.57 %,显示出该方法在处理复杂金矿中的有效性。

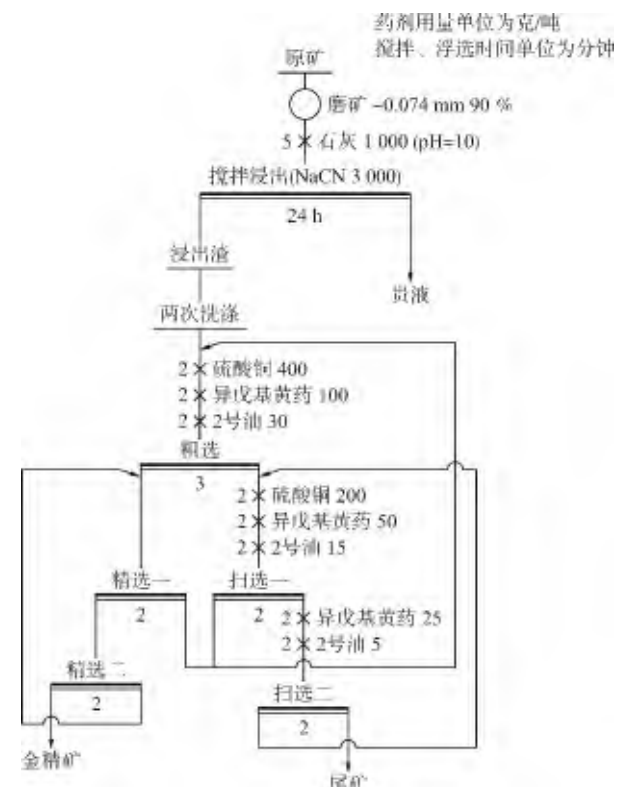


图 7 浸出—浮选联合工艺处理金矿流程
Fig. 7 Flowchart of combined leaching-flotation process for gold ores

表 4 浸出—浮选联合工艺闭路试验结果
Table 4 Closed-circuit test results of combined leaching-flotation process

产物	产率/%	Au 品位/ (g · t ⁻¹)	Au 作业回 收率/%	Au 回收率/%
金精矿	4.45	21.60	55.88	14.47
尾矿	95.55	0.79	44.12	11.43
浸出渣	100.00	1.72	100.00	25.90

4) 综合来看,浸出—浮选联合工艺在处理低品位、含硫含砷复杂金矿方面具有显著的优势,值得进一步推广与应用。

[参考文献]

[1] 贵琪皓.超声强化难处理金矿预氧化及浸出机理研究[D].昆明:昆明理工大学,2023.

[2] ZHANG D C, XIAO Q K, LIU W F. Acid leaching decarbonization and following pressure oxidation of carbonic refractory gold ore[J]. Journal of Central South University, 2016, 3(7): 1 584-1 590.

[3] WANG J, XIE F, WANG W, et al. Eco-friendly leaching of gold from a carbonaceous gold concentrate in copper-citrate-thiosulfate solutions[J]. Hydrometallurgy, 2020, 191: 105204.

[4] 杨德明,李飞,邢晴晴,等.青海省五龙沟金矿原矿工艺矿物学研究[J].矿冶,2021,30(4):140-146.

[5] 汪勇,姜亚雄,郑仁军,等.某高砷微细粒难处理金矿石选冶试验研究[J].黄金,2022,43(7):60-66.

[6] 苑林松,代淑娟,苏馨,等.广西某低品位金矿氧化浸出助浸剂实验研究[J].矿产综合利用,2023(2):63-69.

[7] 柯圣钊,丘世澄.某微细粒金矿石浮选试验研究[J].铜业工程,2020(1):6-10.

[8] 田庆华,王浩,辛云涛,等.难处理金矿预处理方法研究现状[J].有色金属科学与工程,2017,8(2):83-89.

[9] 张映群.广南老寨湾金矿难处理矿石金回收工艺的研究及应用[D].昆明:昆明理工大学,2020.

[10] 宾万达.贵金属冶金学[M].长沙:中南大学出版社,2011.

[11] LI X H, ZHANG Q, XIE J, et al. [Au(CN)₂]⁻ adsorption on a graphite (0001) surface: A first principles study[J]. Minerals, 2018, 8: 425.

[12] 张辰敏.工艺矿物学在难处理金矿矿物加工中的应用[J].中国金属通报,2021(5):158-159.

[13] 王玲,赵战锋.工艺矿物学在地质冶金学中的应用及问题[J].矿产综合利用,2020(2):37-43.

[14] 朱幸福,张文平.山东某含金矿石的工艺矿物学研究[J].山东化工,2020,49(22):128-129.

[15] 于综权,李光胜,朱幸福,等.某重选尾矿的工艺矿物学研究[J].世界有色金属,2021(21):217-218.

[16] 蒋正威,杨洪英,刘子龙,等.甘肃某难选含碲金矿中金的赋存状态研究[J].有色金属(选矿部分),2021(6):52-60,81.

[17] 张兴旺,孙志勇.某金矿尾矿浮选回收金工艺研究[J].现代矿业,2020,36(11):117-120,134.

[18] WANG Y L, LIU X, YAN J M, et al. Selective extraction of arsenic and antimony from gold bearing sludge using two-stage alkaline leaching[J]. Resources, Conservation and Recycling, 2021, 167: 105388.

[19] GUO P, WANG S X, ZHANG L B. Selective removal of antimony from refractory gold ores by ultrasound[J]. Hydrometallurgy, 2019, 190: 105161.

[20] 周光浪,段胜红.某高砷高硫复杂难处理金矿选冶工艺研究[J].有色金属(选矿部分),2024(3):83-90.

Process mineralogy and beneficiation process study of a complex gold ore in Peru

Liu Chaoxing¹, Hu Zewei², He Dong³, Song Qiang², Xie Xian²

(1. Yunnan Diqing Nonferrous Metals Co., Ltd.;

2. Faculty of Land Resources Engineering, Kunming University of Science and Technology;

3. Yunnan Hualian Zinc & Indium Co., Ltd.)

Abstract: As easily processed gold ore resources become increasingly scarce, developing efficient processes for low-grade, sulfur- and arsenic-bearing complex gold ores is critical. This study focuses on the process mineralogy of a complex gold ore in Peru and compares the treatment effects of total leaching and a combined leaching-flotation process. Results show that the gold grade of the ore is 6.64 g/t, with 51.9 % of the gold encapsulated in minerals, primarily hosted by pyrite and quartz. Under optimized conditions, the gold leaching rate via full cyanidation reached 74.1 %, with a residual gold grade of 1.72 g/t in the leach residue, indicating room for recovery improvement. By subjecting the leach residue to flotation, closed-circuit tests achieved a gold concentrate grade of 21.60 g/t and a gold recovery of 14.47 %. The combined leaching-flotation process increased the total gold recovery to 88.57 %, demonstrating significant advantages for processing complex gold ores. These findings provide an effective technical reference for future complex gold ore development.

Keywords: gold ore; leaching; flotation; combined process; pyrite; process mineralogy