

滇西某红土型金矿浸出一磁选回收铁实验

龚明辉^{1,2}, 聂祖明², 祁磊^{1,2}, 戴惠新¹

(1. 昆明理工大学国土资源工程学院, 云南 昆明 650031; 2. 云南黄金矿业集团股份有限公司, 云南 昆明 650200)

摘要: 研究对象为滇西某红土型氧化金矿, 该金矿原矿 Au 品位 1.72 g/t, 共伴生 Ag 17.50 g/t、TFe 28.19% (mFe 含量 11.52%), 该金矿属低品位复杂难选多金属氧化金矿。针对前期开展的“原矿洗矿分级-泥沙分选, 泥选系统预选抛尾”产出的粗砂及预选粗精矿, 提出了“砂选系统全泥氰化浸金银—浸渣弱磁、强磁选铁, 泥选系统预选粗精矿氰化浸金、银”的技术路线, 本研究开展了系统的回收 Au、Ag、Fe 的工艺实验研究, 并对各工艺环节中, 工艺参数对指标的影响进行了详细的分析。实验结果表明, 该工艺技术指标较为优良, 最终可获得 Au 浸出率 88.99%, Ag 浸出率 31.52%, Fe 回收率 57.57% 的全流程技术指标。

关键词: 红土型氧化矿; 低品位多金属氧化矿; 泥沙分选; 氰化浸出一磁选工艺

doi:10.12476/kczhly.202403120094

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2025) 03-0158-06

引用格式: 龚明辉, 聂祖明, 祁磊, 等. 滇西某红土型金矿浸出一磁选回收铁实验[J]. 矿产综合利用, 2025, 46(3): 158-163+179.

GONG Minghui, NIE Zuming, QI Lei, et al. Test on iron recovery by leaching and magnetic separation from a laterite-type gold mine in western Yunnan Province[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2025, 46(3): 158-163+179.

氰化提金工艺具有浸出率高、对矿石适应性强、工艺成熟以及可以就地产金等优点, 至今仍是占绝对统治地位, 是处理金银矿石的主流工艺^[1-3], 其更加适用于以金银为主金属的岩脉型矿石^[4]。滇西某金矿是一个大型金银铁多金属矿, 其氧化矿分为岩金型氧化矿与红土型氧化矿(红土矿)两大类, 目前所处理矿石为矿体上部的岩金型氧化矿石, 选厂采用“半自磨+球磨两段磨矿, 全泥氰化浸出一活性炭吸附—解吸电解提金银, 浸渣经弱磁、强磁选铁”工艺^[5], 获得的产品有金银贵液、磁铁精矿和褐铁精矿。在多年的生产中, 通过优化 SAB(半自磨+球磨)磨矿流程^[6-8]、氰化药剂添加方式等优化措施后, 金、银浸出率逐年提升, 目前岩金型矿石金浸出率约 90%, 银浸出率约 31%, TFe 回收率约 31%。

该红土型氧化矿属原生矿经风化剥蚀-搬运沉积的表生作用成因的矿体^[9], 在表生氧化期内, 由于后期构造运动, 原生矿体被抬升出露地表, 遭受氧化淋滤, 使原生矿体中的黄铁矿被氧为褐铁矿、黄钾铁矾, 黄铜矿被分解为硫酸铜、碳酸铜, 磁铁矿被氧化为赤铁矿、褐铁矿^[10]; 矿石多为砂土状、蜂窝状, 岩体发生高岭土化^[11]。该红土矿金品位较低、多以微细粒自然金为主, 铁矿物主要是磁铁矿、褐铁矿^[12], 铁矿物是主要的载金矿物。原矿中黏土矿物、细粒级含量高(原矿-0.02 mm 41.29%), 且褐铁矿易过磨而产生次生矿泥, 这些矿泥污染金颗粒、降低金颗粒的表面活性、阻碍有效组分扩散和金的氰化浸出、活性炭吸附, 使分布在细泥中的极细粒金难以回收, 进而降低金的回收率^[13]。生产中, 如按现流程处

收稿日期: 2024-03-12

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(52364033)

作者简介: 龚明辉(1984-), 男, 高级工程师, 主要从事复杂难选共伴生资源综合利用技术。

理红土型氧化矿，大量原生矿泥与次生矿泥势必造成选厂处理能力、氰化吸附率等指标大幅下降，磁选指标异常^[14-15]等生产问题。本研究针对前期“原矿洗矿分级-泥沙分选，泥选系统预选抛尾”产出的洗矿分级粗砂（+0.038 mm）及预选粗精矿开展详细的实验研究，旨在解决以上生产问题，避免大量原生矿泥对主流程不利影响的同时，高效回收金、银、铁三种有价金属，为今后该技术的工程化提供关键技术支撑。

1 原矿洗矿分级—预选抛尾工艺

该红土型金矿粘主要有价元素为 Au、Ag、Fe，其中，Au 含量为 1.72 g/t、Ag 含量为 17.50 g/t，TFe 含量为 28.19%、mFe 含量为 11.52%。原矿细粒级产品中，-0.02 mm 41.29%，此部分细泥中铁、金、银品位及分布率均较低。采用“洗矿分

级—弱磁+强磁抛尾”工艺，确定的实验流程及实验条件见 图 1，预选抛尾实验结果见表 1。

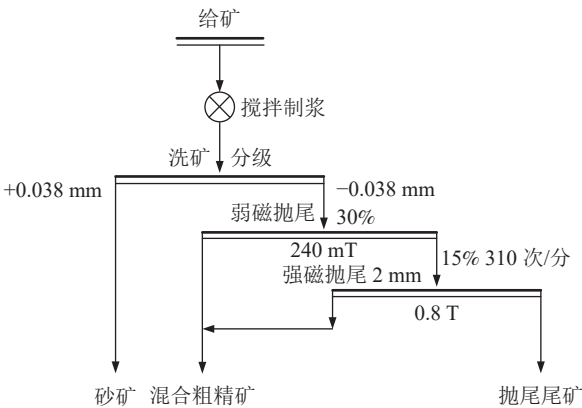


图 1 原矿分级—泥选系统预选抛尾实验流程及实验条件

Fig.1 Process and optimum test conditions of pre-separation and tail-off test of the raw ore classification and mud separation system

表 1 泥选系统预选抛尾实验结果
Table 1 Results of pre-selection tail throwing test of the mud separation system

产品名称	作业产率/%	品位/%			作业回收率/%		
		Fe	Au*	Ag*	Fe	Au	Ag
砂矿	57.25	39.26	2.798	20.19	79.73	93.13	66.05
混和粗精矿①	22.35	16.19	0.329	14.38	12.83	4.28	18.36
抛尾尾矿	20.42	10.27	0.219	13.36	7.44	2.59	15.59
给矿	100.00	28.19	1.720	17.5	100.00	100.00	100.00

*单位为g/t。
①预选粗精为弱磁粗精与强磁粗精的混合粗精矿。

2 选矿实验

2.1 浸出实验

2.1.1 原矿浸出条件实验

针对该原矿开展浸出条件实验研究，原矿在浸出浓度为 40%、石灰用量 2.5 kg/t、原矿（pH 值≈11）、氰化钠用量为 3 kg/t、浸出时间 42 h、浸出搅拌转速 600 r/min 的较佳作业条件下，Au、Ag 的浸出实验结果见表 2。

表 2 原矿浸出实验结果
Table 2 Results of the raw ore leaching test

产品名称	品位/（g/t）		对原矿回收率/%		作业浸出率/%	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
浸渣	0.151	11.17	8.78	63.83	91.22	36.17
给矿	1.72	17.5	100.00	100.00		

固定其他作业条件，各因素对 Au、Ag 浸出率的影响如下：

（1）磨矿细度-0.074 mm 80%、85%、90%、95%、98% 时，原矿中 Au 的浸出率分别为 87.85%、89.77%、91.11%、91.86%、92.21%，Ag 的浸出率分别为 30.23%、32.80%、35.60%、37.71%、39.66%，Au 和 Ag 的浸出率随着磨矿细度的提升逐步升高，当磨矿细度超过-0.074 mm 90% 以后，Au 和 Ag 的浸出率提高幅度较小，综合考虑后续铁矿物的回收等因素，较佳的磨矿细度为-0.074 mm 90%。

（2）原矿浸出浓度为 25%、30%、35%、40%、45% 时，矿中 Au 的浸出率分别为 88.95%、91.10%、91.22%、91.34%、91.05%，Ag 的浸出率分别为 34.86%、35.60%、36.11%、36.74%、36.29%，Au 和 Ag 的浸出率随着浸出浓度提高，原矿 Au、Ag 浸出率均呈现先增高后降低的趋势，当浸出浓度达到 40% 以后，Au、Ag 浸出率

均下降, 综合考虑较佳浸出浓度为 40%。

(3) 矿浆 pH 值为 9、10、11、12 时, 矿中 Au 的浸出率分别为 86.92%、89.65%、91.10%、91.05%, Ag 的浸出率分别为 31.20%、33.94%、35.60%、35.40%, Au 和 Ag 的浸出率随着矿浆 pH 值的而逐渐提高, 当 pH 值达到 11 以后, 金、银的浸出率提高幅度较小, 综合考虑, 原矿浸出 pH 值为 11 较合适, 此时的石灰添加量为 2.5 kg/t。

(4) 氰化钠用量 1.5、2.0、2.5、3.0、3.5 时, 矿中 Au 的浸出率分别为 87.44%、88.43%、90.12%、91.10%、91.20%, Ag 的浸出率分别为 31.77%、33.89%、34.57%、35.60%、35.30%, Au 和 Ag 的浸出率随着氰化钠用量的增加而提高, 当氰化钠用量超过 3.0 kg/t 给矿以后, 金、银的浸出率提高幅度较小, 综合考虑, 原矿浸出氰化钠用量以 3.0 kg/t 给矿左右较合适。

(5) 浸出时间为 18、24、30、36、42 h 时, 矿中 Au 的浸出率分别为 87.79%、89.94%、91.10%、91.40%、91.80%, Ag 的浸出率分别为

29.83%、33.43%、35.60%、36.46%、36.49%, 随着浸出时间延长, 原矿金、银浸出率呈现先增高后企稳的趋势, 当浸出时间达到 36 h 以后, 金银的浸出率逐步稳定, 综合考虑, 浸出时间以 42 h 左右较合适。

(6) 搅拌速度为 400、600、800、1 000、1 200 r/min 时, 矿中 Au 的浸出率分别为 90.87%、91.22%、91.18%、91.18%、91.05%, Ag 的浸出率分别为 34.34%、36.17%、36.05%、35.92%、35.38%, 搅拌转速在 600~1 200 r/min, 原矿金、银的浸出率呈现先增高后降低的趋势, 但变化幅度不大, 综合考虑, 本次实验中搅拌转速选用 600 r/min。此时金的浸出率为 91.22%, 银的浸出率为 36.17%。

2.1.2 预选抛尾混合粗精矿浸出实验

预选抛尾混合粗精矿 Au 品位 0.329 g/t, Ag 品位 14.38 g/t, 在浸出浓度为 40%、pH 值≈11、氰化钠用量为 3 kg/t、浸出时间 42 h、浸出搅拌转速 600 r/min, Au、Ag 的作业浸出率 66.56%、43.73%, 实验结果见表 3。

表 3 预选粗精矿浸出实验结果
Table 3 Leaching test results of pre-selected mixed coarse concentrate with tail dumping

产品名称	品位/(g/t)		对原矿回收率/%		作业浸出率/%		对原矿浸出回收率/%	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
浸渣	0.110	8.09	1.43	10.33	66.56	43.73	2.85	8.03
给矿	0.329	14.38	4.27	18.36				

2.1.3 洗矿分级粗砂的磨矿-浸出实验

在 Au 品位 2.798 g/t, Ag 品位 20.19 g/t 以及前述较佳浸出条件下, 进行了洗矿分级粗砂磨矿细度对浸出率影响的实验, 实验结果见图 2。结果表明, 随着磨矿细度提高, 洗矿分级粗砂的金、银的浸出率逐步提高, 当磨矿细度达到-0.074 mm 90% 以后, 金、银的浸出率的提升幅度变小, 此

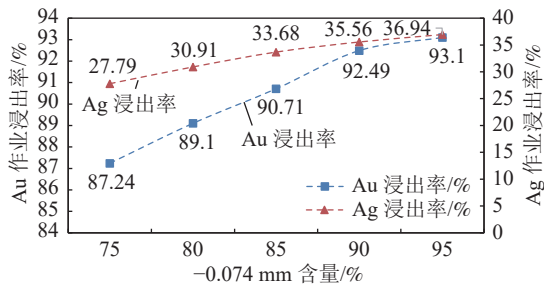


图 2 洗矿分级粗砂磨矿细度对 Au、Ag 浸出率的影响
Fig.2 Effect of fineness of ore washing classification coarse sand on leaching rates of Au and Ag

时金、银的作业浸出率分别为 92.49%、35.56%。

2.2 浸渣的磁选实验

对砂选系统浸渣开展磁选选铁实验研究, 流程为“粗选+两段精选”, 实验流程及各作业较佳实验条件见图 3。分别进行弱磁粗选, 强磁粗选, 磁场强度对一段弱磁精选, 一段强磁精选的条件实验。

2.2.1 粗选实验

(1) 弱磁粗选条件实验

磁场强度为 120、140、160、180、220、260、300 mT 时, Fe 品位分别为 60.78%、60.66%、59.74%、59.12%、58.60%、58.30%、57.14%, Fe 作业回收率分别为 34.18%、36.28%、38.97%、41.52%、44.24%、45.16%、46.34%, 随着磁场强度增加, 铁品位呈缓慢下降的趋势, 弱磁粗选作业回收率逐步升高, 综合来看, 弱磁粗选磁场强度以 260 mT 较为适宜。

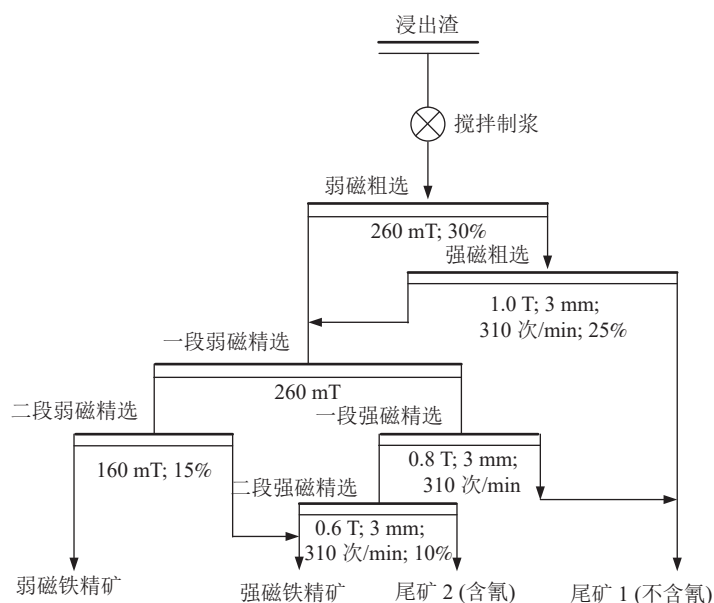


图3 粗砂浸出渣实验流程及较佳实验条件

Fig.3 Test flowsheet and optimum conditions of coarse sand leaching slags

给矿浓度为15%、20%、25%、30%、35%时，Fe品位分别为59.53%、59.18%、58.54%、58.30%、58.16%，Fe作业回收率分别为43.15%、43.97%、44.76%、45.16%、45.43%，随着给矿浓度的提升，弱磁粗选产品品位逐步下降，回收率逐步增加，综合来看，弱磁粗选给矿浓度以25%~30%较合适。

(2) 强磁粗选条件实验

强磁粗选背景场强为0.6、0.8、1.0、1.2、1.4 T时，TFe品位分别为60.78%、47.13%、45.92%、44.34%、42.45%、42.01%，Fe作业回收率分别为34.18%、75.03%、77.11%、78.79%、85.62%、91.35%，随着强磁粗选背景场强从0.6 T提高至1.2 T，铁品位逐渐降低，作业回收率则逐渐升高，综合来看，强磁粗选背景场强以1.0 T左右较合适。

分选介质棒直径为1、2、3 mm时，TFe品位分别为42.28%、44.34%、45.71%，Fe作业回收率分别为90.06%、78.79%、76.89%，随着分选介质直径的增加，强磁粗选精矿品位呈升高趋势，作业回收率呈下降趋势，综合考虑，分选介质以3 mm较为适宜。

脉动频率为220、250、280、310、330 次/min时，TFe品位分别为40.23%、42.16%、44.09%、45.71%、46.36%，Fe作业回收率分别为82.60%、80.47%、78.51%、76.89%、76.02%，随着脉动频

率提高，铁品位上升，铁回收率降低，当脉动频率从220 次/min提高至330 次/min，作业回收率从82.60%降低至76.02%，铁品位从40.23%提高至46.36%，综合来看，脉动频率以310 次/min较合适。

给矿浓度为15%、20%、25%、30%、35%时，TFe品位分别为45.89%、45.83%、45.71%、45.47%、45.03%，Fe作业回收率分别为75.32%、76.08%、76.89%、77.05%、77.81%，随着给矿浓度提高，强磁选粗精矿铁品位下降，铁回收率提高，当给矿浓度提高，铁品位下降，综合来看，强磁粗选给矿浓度以25%左右较合适。

2.2.2 一段精选实验

(1) 一段弱磁精选条件实验

磁场强度为100、140、180、220、260 mT时，Fe品位分别为60.83%、60.71%、60.54%、59.96%、59.65%，Fe作业回收率分别为48.40%、51.26%、53.11%、54.76%、56.05%，随着磁场强度增加，弱磁精矿铁品位缓慢下降，铁回收率逐步升高，综合来看，一段弱磁精选磁场强度以180~220 mT较合适。

2、一段强磁精选实验

针对一段强磁精选进行了背景场强、分选介质种类及脉动频率条件实验。

磁场强度为0.4、0.6、0.8、0.9、1.0 T时，Fe品位分别为48.17%、47.82%、47.36%、47.01%、46.47%，Fe作业回收率分别为72.57%、82.15%、

87.76%、88.83%、90.44%，随着磁场强度提高，一段强磁精选精矿产率提高，铁品位下降，铁回收率提高，当磁场强度提高，精矿作业回收率提高，铁品位下降，综合来看，背景场强以 0.8 T 左右较合适。

分选介质棒直径为 1、2、3 mm 时，TFe 品位分别为 45.92%、47.36%、47.97%，Fe 作业回收率分别为 92.08%、87.76%、85.56%，为提高一段强磁精选精矿品位，一段强磁精选分选介质以 3 mm 较合适。

脉动频率为 220、250、280、310、330 次/min 时，TFe 品位分别为 46.58 %、47.06%、47.52%、47.97%、48.16%，Fe 作业回收率分别为 89.63%、87.97%、86.69%、85.56%、82.68%，随着脉动频率提高，铁品位上升，铁回收率降低，作业回收率降低幅度较大，铁品位提高幅度较小，综合来看，脉动频率以 310 次/min 左右较合适。

2.2.3 二段精选实验

为进一步提高精矿品位，进行了二段精选实

验。二段弱磁精选实验条件为磁场强度 160 mT，给矿浓度 15%，可得到产率 15.35%，Fe 品位 61.57%，Fe 回收率 33.52% 的磁铁精矿；二段强磁精选条件为背景场强 0.6T，分选介质 3 mm，脉动频率 310 次/min，给矿浓度 10%，可得到产率 14.00%，Fe 品位 48.41%，Fe 回收率 24.05% 的褐铁精矿。

2.3 全流程实验

根据前述各作业较佳实验条件开展全流程实验，全流程数质量流程见图 4。

3 结 论

(1) 滇西某红土型矿石原矿多为砂土状、蜂窝状，岩体发生高岭土化，原矿中黏土矿物、细粒级含量高（原矿 -0.02 mm 41.29%）。该红土型金矿品位低，Au 1.72 g/t、Ag 17.50 g/t，TF 28.19%、mFe 11.52%，多以微细粒自然金为主，铁矿物主要是磁铁矿、褐铁矿，两种铁矿物同时

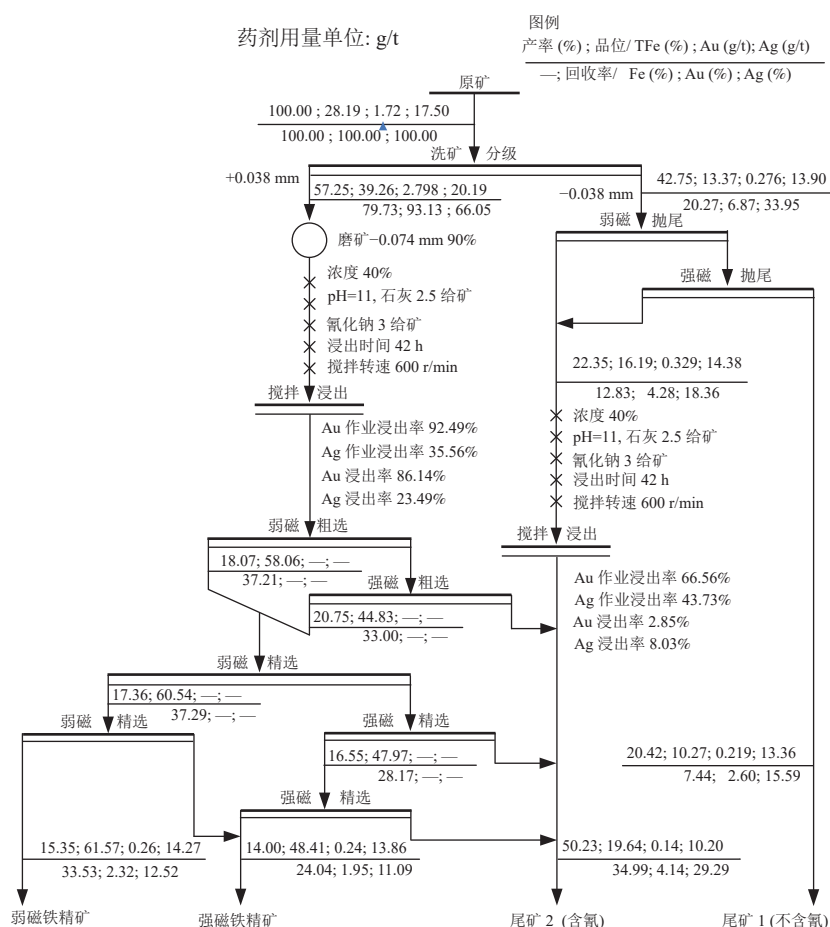


图 4 全流程数质量流程

Fig.4 Quantity-quality flowsheet of the whole process

也是 Au、Ag 的主要载体矿物,回收的关联性较强。对于高含泥的褐铁矿型红土金矿,通过“原矿洗矿分级-泥沙分选,泥选系统预选抛尾”的工艺路线,可有效解决原生矿泥对主流程的干扰,预选抛除 20.40% 细粒级尾矿,有效降低矿山氰化尾渣的堆排量。

(2) 全流程实验 Au、Ag 浸出率分别为 88.99%、31.52%,Fe 回收率为 57.57%,各有价元素均得到有效的回收。洗矿分级粗砂磨矿细度与原矿-0.038 mm 细粒级相差不大的前提下,金银氰化浸出特性存在明显差异,前者 Au 的作业浸出率比后者高近 26 个百分点,验证了原生矿泥比次生矿泥更难浸出的经验判断。

参考文献:

- [1] 李大江,郭持皓,袁朝新,等. 氰化尾渣浮选精矿焙砂提金工艺研究[J]. *矿产综合利用*, 2019(5):107-110.
- LI D J, GUO C H, YUAN C X, et al. Study on gold recover from cyanide tailings floatation sulfur concentrate roasting residue[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2019(5):107-110.
- [2] 赵磊. 山东某浮选金精矿氰化浸出实验研究[J]. *矿产综合利用*, 2021(5):167-171.
- ZHAO L. Study on cyanide leaching in a floating gold concentrate in Shandong[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2021(5):167-171.
- [3] 苑林松,代淑娟,苏馨,等. 广西某低品位金矿氰化浸出助浸剂实验研究[J]. *矿产综合利用*, 2023(2):63-69.
- YUAN L S, DAI S J, SU X, et al. Experimental study on cyanidation leaching of a low-grade gold mine in Guangxi[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2023(2):63-69.
- [4] 邱显扬. 北衙金矿金银铁矿石特性与选矿回收的关系[J]. *黄金*, 2016, 37(10):54-58,59.
- QIU X Y. Relationship between the properties and beneficiation of Au-Ag-Fe ore in Beiya Gold Mine[J]. *Gold*, 2016, 37(10):54-58,59.
- [5] 刘志斌,汪勇,高起方. 云南某黄金选矿厂工艺技术改造及生产实践[J]. *黄金*, 2015(1):53-55,56.
- LIU Z B, WANG Y, GAO Q F. Process optimization and its production practice in one gold ore-dressing plant, Yunnan Province[J]. *GOLD*, 2015(1):53-55,56.
- [6] 杨芳,朱从杰,谢峰,等. 云南某铅锌矿一段磨矿介质优化[J]. *矿产综合利用*, 2023(2):24-27.
- YANG F, ZHU C J, XIE F, et al. Optimization research about primary grinding medium of lead-zinc ore in Yunnan[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2023(2):24-27.
- [7] 肖庆飞,郭运鑫,黄胤淇,等. 提高冬瓜山铜矿粗磨磨矿效率的对比试验研究[J]. *矿产综合利用*, 2020(3):100-104.
- XIAO Q F, GUO Y X, HUANG Y Q, et al. Comparative experimental study on improving the grinding efficiency of the Dongguashan copper mine[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2020(3):100-104.
- [8] 张谦,肖庆飞,杨森,等. 喀拉通克铜镍矿球磨机磨矿作业质量优化试验研究[J]. *矿产综合利用*, 2020(4):100-105.
- ZHANG Q, XIAO Q F, YANG S, et al. Experimental research on quality optimization of ball mills in Kalatong copper-nickel ore[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2020(4):100-105.
- [9] 和中华,周云满,和文言,等. 滇西北衙超大型金多金属矿床成因类型及成矿规律[J]. *矿床地质*, 2013, 32(2):244-258.
- HE Z H, ZHOU Y M, HE W Y, et al. Genetic types and metallogenic regularity of Beiya superlarge gold-polymetallic deposit, northwestern Yunnan[J]. *Mineral Deposits*, 2013, 32(2):244-258.
- [10] 周云满,高起方,刘志斌,等. 滇西北衙金多金属矿床金的赋存状态研究[J]. *矿物学报*, 2017, 37(1):231-245.
- ZHOU Y M, GAO Q F, LIU Z B, et al. Occurrence of gold from Beiya gold-polymetallic deposit in Northwestern Yunnan Province, China[J]. *Acta Mineralogica Sinica*, 2017, 37(1):231-245.
- [11] 周云满,张长青,和中华,等. 滇西北衙金多金属矿床成矿作用特征标志[J]. *地质找矿论丛*, 2018, 33(1):1-14.
- ZHOU Y M, ZHANG C Q, HE Z H, et al. The characteristics marks of metallogenesis of Beiya gold-polymet deposit in the Northwest Yunnan province[J]. *Contributions to Geology and Mineral Resources Research*, 2018, 33(1):1-14.
- [12] 王燕,谭凯旋,刘顺生,等. 矿物吸附金的实验研究及其在红土型金矿形成中的意义[J]. *地球科学(中国地质大学学报)*, 2003, 28(1):26-30.
- WANG Y, TAN K X, LIU S S, et al. Experimental study of gold adsorption by minerals and its significance in forming of lateritic gold deposits[J]. *Earth Science (Journal of China University of Geosciences)*, 2003, 28(1):26-30.
- [13] 高艳艳,邱克辉,邱或冲,等. 某泥质难选氧化金矿选矿实验[J]. *金属矿山*, 2014(3):88-92.
- GAO Y Y, QIU K H, QIU Y C, Wang, et al. Beneficiation on a certain clayish refractory oxidized gold ore[J]. *Metal Mine*, 2014(3):88-92.
- [14] 姜亚雄,黄丽娟,黄恩旭,等. 云南某金银铁多金属氧化矿石氰化尾渣选铁试验研究[J]. *黄金*, 2019, 40(4):67-71.
- JIANG Y X, HUANG L J, HUANG E X, et al. Experimental research on iron recovery from cyanide leaching residue of gold-silver-iron polymetallic oxide ores in Yunnan[J]. *GOLD*, 2019, 40(4):67-71.
- [15] 李强,曾繁森,常永强,等. 钨细泥选矿工艺应用现状[J]. *矿产综合利用*, 2021(1):32-38.
- LI Q, ZENG F S, CHANG Y Q, et al. Current research situation and application of tungsten slime beneficiation[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2021(1):32-38.

(下转第 179 页)

Investigation on Beneficiation of a Complex Copper-lead-zinc Polymetallic Ore in Qinghai

AO Shunfu¹, ZHU Chao¹, CHEN Changcai¹, ZHAO Huake², WANG Cunzhu¹,
WANG Xiandao¹, LANG Zhaoyou¹

(1.Yunnan Chihong Zn & Ge Co., Ltd., Qujing, Yunnan 655011, China; 2.Qinghai Hongxin Mining Co., Ltd., Gulmud, Qinghai 816000, China)

Abstract: A copper-lead-zinc polymetallic ore in Qinghai has characteristics of complex ore properties, low copper-lead-zinc content, high sulfur content, and high argillated gangue content, so it is difficult to beneficiate. In order to achieve efficient separation and high recovery of useful minerals in the ores, a separating technique with flotation flowsheet consisting of copper-lead bulk and Separating flotation-sulfur flotation-zinc flotation was adopted. When the grades of copper, lead, zinc and sulfur in the ore are 0.10%, 0.31%, 0.40% and 21.58%, by the closed-circuit test copper concentrate grading 13.96% copper with recovery of 74.86%, a sulphur concentrate grading 38.25% sulfur with recovery of 90.24%, a low-grade lead concentrate grading 17.85% lead with recovery of 78.84%, and a low-grade zinc concentrate grading 15.45% zinc with recovery of 67.75% were obtained. The separation and recovery of valuable elements in the ore are realized.

Keywords: polymetallic ore; copper-lead-zinc sulfide ore; low grade; mineral processing; partial bulk and separating flotation; multipurpose recovery

////////////////////////////////////
(上接第 163 页)

Test on Iron Recovery by Leaching and Magnetic Separation from a Laterite-type Gold Mine in Western Yunnan Province

GONG Minghui^{1,2}, NIE Zuming², QI Lei^{1,2}, DAI Huixin¹

(1.Faculty of Land and Resources Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan 650031, China; 2.Yunnan Gold Ming Group Co., Ltd., Kunming, Yunnan 650200, China)

Abstract: The present study focuses on the comprehensive utilization of resources, specifically examining a laterite oxidized gold deposit located in western Yunnan Province. In this gold ore, the Au grade is 1.72 g/t, accompanied by 17.50 g/t Ag and 28.19% TFe (with an mFe content of 11.52%), which belongs to a low-grade complex and refractory polymetallic gold ore. A technical route of "the whole mud cyanidation leaching of gold and silver in the sand separation system-low and high magnetic separation iron from leaching slags, and cyanidation leaching of gold and silver from the pre-selected coarse concentrate in the mud separation system" was proposed, for the coarse sand and pre-selected coarse concentrate produced by the process of "raw ore washing classification-sand separation, pre-concentration for discarding tailings in the mud selection system". This study conducted a systematic process test research on the recovery of Au, Ag, and Fe, analyzing the impact of process parameters on the various indicators. The results showed that the process achieved excellent technical indicators, and finally, an Au leaching rate of 88.99%, an Ag leaching rate of 31.52%, and an Fe recovery rate of 57.57% were respectively obtained in the whole process.

Keywords: lateritic oxide ore; low-grade polymetallic oxide ore; mud and sand separation; cyanide leaching- magnetic separation process