

doi: 10.3969/j.issn.2095-1744.2024.08.012

蒙古某低品位铜金矿选矿工艺优化及尾矿综合回收铁试验研究

魏转花^{1,2}, 岳涛^{1,2}, 纪婉颖^{1,2}, 黄裕卿^{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)

摘要: 蒙古某低品位铜金矿原矿含金 0.20 g/t、铜 0.24%、硫 1.80%、磁性铁 1.70%。铜矿物主要是黄铜矿, 微量斑铜矿及铜蓝, 其他硫化物主要是黄铁矿, 磁性矿物主要是磁铁矿和赤铁矿, 可综合回收。针对该矿石中目标矿物含量低、嵌布粒度细的特点, 采用“铜硫混合浮选-混合浮选精矿再磨-铜硫分离-混合浮选尾矿磁选回收铁”磁浮联合工艺流程, 闭路试验可获得铜金混合精矿品位 Cu 20.30%、Au 11.44 g/t, 回收率 Cu 86.00%、Au 69.40%; 铁精矿品位 65.34%, 铁回收率 23.80%, 磁性铁回收率 91.70% 的试验指标。与原生产工艺相比, 在显著提高铜金精矿品位的同时, 综合回收了浮选尾矿中的铁资源。

关键词: 低品位; 铜金矿; 铜硫分离; 综合回收铁; 磁选

中图分类号: TD922; TD923; TD926.4

文献标志码: A

文章编号: 2095-1744(2024)08-0104-07

Experimental Study on Beneficiation Process Optimization and Comprehensive Recovery of Iron from Tailings of a Low grade Copper-gold Ore in Mongolia

WEI Zhuanhua^{1,2}, YUE Tao^{1,2}, JI Wanying^{1,2}, HUANG Yuqing^{1,2}

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

Abstract: A low grade copper-gold ore in Mongolia contains 0.20 g/t gold, 0.24% copper, 1.80% sulfur and 1.7% magnetic iron. Copper minerals are mainly the chalcopyrite mineral, a small amount of Bornite and copper blue; The other sulfides are mainly pyrite; Magnetic minerals are mainly magnetite and hematite, which can be recovered comprehensively. Based on the ore properties of low content of target minerals and fine distribution size, the flotation-magnetic process of "Cu-S bulk flotation-mixed concentrate regrinding-Cu-S separation-comprehensive recovery of Fe from bulk flotation tailings" was recommended, and the closed-circuit flotation test obtained a copper-gold bulk concentrate containing 20.30% copper and 11.44 g/t gold, with recoveries of 86.00% copper and 69.40% gold. A final iron concentrate containing 65.34% iron was then obtained by the flotation-magnetic process, with recoveries of 23.80% iron and 91.70% magnetic iron. Compared with the original process, iron resource in flotation tailings can be comprehensively recovered while copper and gold concentrate grade were significantly improved.

Key words: low grade; Cu-Au Ore; Cu-S separation; comprehensive recovery of iron; magnetic separation

收稿日期: 2024-03-08

作者简介: 魏转花(1986—), 女, 选矿高级工程师, 硕士。

引用格式: 魏转花, 岳涛, 纪婉颖, 等. 蒙古某低品位铜金矿选矿工艺优化及尾矿综合回收铁试验研究[J]. 有色金属工程, 2024, 14(8): 104-110.

WEI Zhuanhua, YUE Tao, JI Wanying, et al. Experimental Study on Beneficiation Process Optimization and Comprehensive Recovery of Iron from Tailings of a Low grade Copper-gold Ore in Mongolia[J]. Nonferrous Metals Engineering, 2024, 14(8): 104-110.

蒙古某低品位铜金矿矿石类型是低硫黄铜矿型铜金矿石,赋矿岩石为闪长岩及其蚀变岩,主要矿产为金、铜,平均品位 Cu 0.30%,Au 0.25 g/t。主要矿物黄铜矿粒度主要分布 0.1~0.05 mm,大部分颗粒稀疏分布在非金属矿物粒间,少部分嵌布在黄铁矿粒间、裂隙中或黄铁矿的颗粒边缘;斑铜矿主要粒度 0.15~0.05 mm,与黄铜矿共同嵌布在脉状分布的黄铁矿粒间,嵌布关系较为简单;黄铁矿主要粒度区间 0.8~0.1 mm,生成时为立方体自形晶、半自形晶结构,后期遭受构造应力作用,大部分黄铁矿碎裂,但碎块之间无相对位移或位移较小。磁铁矿为原生矿物,呈八面体自形晶结构,主要粒度区间 0.07~0.03 mm,呈不均匀的稀疏浸染状分布。目前,现场采用低碱“优先选铜”工艺获得铜金混合精矿,由于原矿中黄铁矿含

量相对较多,低碱工艺对硫的抑制能力有限,导致铜金混合精矿中硫含量高、铜和金品位低,产品品质不合格,销售困难。为提高该矿石中铜和金的回收指标,对其原矿进行详细的矿物学研究及选矿工艺优化试验,同时对浮选尾矿中的有价资源铁进行综合回收^[1-2]。

1 矿石性质

1.1 主要元素分析及矿物组成分析

原矿主要元素分析结果见表 1,原矿中主要有价元素为 Au、Cu,磁性铁(MFe)可综合回收。

矿物组成与含量结果见表 2。该矿石中铜矿物主要是黄铜矿,微量斑铜矿及铜蓝,其他硫化物主要是黄铁矿,磁性矿物主要是磁铁矿和赤铁矿,脉石矿物主要是石英及硅酸盐矿物。

表 1 矿石多元素分析结果

Table 1 Chemical analysis of multi-elements

/%

Elements	Cu	Au*	Ag*	Total S	Total Fe
Contents	0.24	0.20	<2.0	1.80	6.53
Elements	MFe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	Na ₂ O
Contents	1.70	55.56	15.07	2.60	2.81

Note: * the unit is g/t, MFe is for magnetic iron.

表 2 矿物组成与含量分析结果

Table 2 Analysis results of mineral composition and content

/%

Minerals	Content	Minerals	Content	Minerals	Content
Gold minerals	Trace	Quartz	34.97	Magnetite	2.28
Chalopyrite	0.60	Albite	15.94	Hematite	4.17
Bornite	0.05	Feldspars	9.62	Fulfate minerals	0.21
Covellite	0.01	Chloride	6.54	Dickite	0.55
Pyrtie	2.70	Epidote	6.13	Carbonates	4.12
pyrrhotite	0.21	Biotite	3.30	Others	

1.2 硫化铜解离连生情况分析

原矿中铜主要为硫化铜,占总铜 98.4%。原矿

在磨矿细度为-74 μm 占 65%条件下,进行铜硫化物的解离连生情况分析,结果见表 3。

表 3 原矿中铜硫化物解离连生情况分析结果

Table 3 Analysis results of copper sulfide particle size and dissociation in raw ore

Liberation classes/%	Contents/%	Association/%		Size distribution(μm)/%				
		To sulfide	To non-sulfide	-10	+10-20	+20-38	+38-74	+74-150
100	57.45			2.62	16.86	17.06	20.91	
80-≤100	15.01	5.18	9.83		0.84	3.43	6.81	3.93
50-≤80	17.41	2.60	14.81	1.12	2.46	4.56	5.21	4.06
≤50	10.13	1.37	8.76	1.78	1.11	3.21	4.03	
Total	100.0	11.15	38.4	3.52	21.27	30.26	36.96	7.99

Note: Liberation is based on area percent of the mineral of interest over the total area of a particle. Liberation classes are defined in 4 groups ranging from 0 to 100 area-% (≤50%, 50-≤80%, 80-≤100%, 100%), the following are the same as.

由表 3 可知,当磨矿细度为-74 μm 占 65%时,样品中铜硫化物解离情况较好,主要分布在 10~74 μm 之间的易浮选粒级,其富连生体以上含量高达 89.87%,贫连生体主要与脉石矿物连生。铜硫

化物解离单体含量偏低,将影响铜精矿品质,浮选工艺将采用再磨工艺提高硫化铜矿物单体解离情况。

1.3 金矿物特征

样品在-74 μm 占 65%细度下,通过尼尔森

与 Superpanner 重选获得金精矿,再通过实体显微镜及 MLA 等分析可知,矿石中金矿物(可见金)主要是银金矿,其次是含银自然金,呈不规则粒状、规则长粒状或薄片状等形态。该矿石中金矿物粒度分布测定结果见表4。结果表明,样品

在该粒度下,解离金非常少,主要分布在10~100 μm 之间。

金化学物相分析结果见表5,金以裸露金为主,占61.58%,其次为硫化物包裹金,占19.65%,脉石包裹金占比18.77%。

表4 解离金矿物粒度分布情况

Table 4 Results of grain size distribution determination of gold ore

Size/ μm	-10	+10-20	+20-38	+38-74	+74-100	Total
Occupancy/%	0.40	7.17	32.47	44.38	15.58	100.0

表5 金化学物相分析

Table 5 Chemical phase analysis results of gold

Items	Exposed gold	Gold in coarse pyrite	Gold in other minerals	Total
Gold grade/($\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$)	0.148	0.047	0.045	0.240
Occupancy/%	61.58	19.65	18.77	100.0

2 试验方案的确定

目前,生产现场采用低碱“优先选铜”工艺获得铜金混合精矿,具体工艺流程为一次粗选两次扫选三次精选。由于原矿中黄铁矿含量相对较多,为获得较好的金回收率,控制优先选铜矿浆 pH 小于10,低碱工艺对硫的抑制能力有限,导致精矿产品中硫含量高,精矿铜品位小于18%,产品品质差,销售困难。

针对矿石中裸露金占比大的特点,试验开展了尼尔森重选探索试验,结果表明重选工艺对金的富集效果差,重选精矿金回收率小于10%,与1.3节中矿物学分析结果一致(解离金少)。结合现场生产情况及重选探索试验结果,本研究拟采用“铜硫混浮—混浮精矿再磨—铜硫分离—混浮尾矿磁选回收铁”工艺替代现场工艺,主要有以下特点:1)铜硫混浮工艺以异丁基黄药和丁铵黑药为组合捕收剂,可最大限度的将硫化物回收至浮选精矿中,保证混浮精矿中获得较高的铜金回收率,同时避免磁黄铁矿残留在混浮尾矿中对铁精矿品质的影响;2)混合精矿铜硫分离阶段采用石灰为硫抑制剂,在高碱环境中加强对黄铁矿的抑制,提高铜硫分离效果,获得铜精矿和硫尾矿;3)采用磁选工艺综合回收尾矿中的铁资源,其工艺流程简单、生产成本低^[3-5]。

3 试验结果与讨论

3.1 磨矿细度试验

磨矿细度试验固定粗选作业石灰用量为300 g/t(pH~9),捕收剂为异丁基黄药+丁铵黑药组合药剂,用量为(60+30) g/t,起泡剂2[#]油,用量

为15 g/t,条件优化试验流程见图1,磨矿细度条件试验结果见图2。

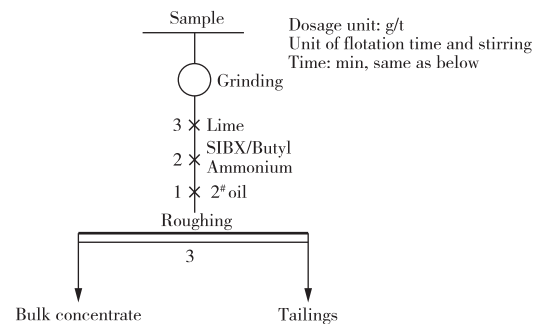


图1 浮选条件试验流程

Fig. 1 Condition test flowsheet of the flotation

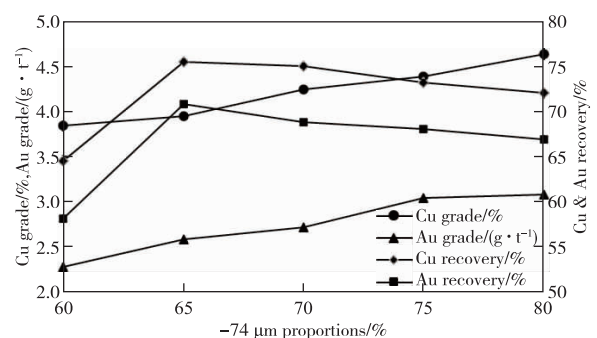


图2 磨矿细度试验结果

Fig. 2 Test results of grinding fineness test

由图2可知,随着磨矿细度提高,粗精矿中铜品位及金品位均缓慢增加,总体变化不大;铜回收率及金回收率呈先增加后缓慢下降趋势。在磨矿细度-74 μm 超过65%时,铜回收率及金回收率有缓慢下降趋势,因此确定合理的磨矿细度为-74 μm 含量占65%。

3.2 石灰用量试验

在原矿磨矿细度为-74 μm 占65%,固定粗选

作业捕收剂为异丁基黄药+丁铵黑药组合药剂,用量为(60+30) g/t,起泡剂2[#]油,用量为15 g/t,开展石灰用量试验,试验流程见图1,试验结果见图3。

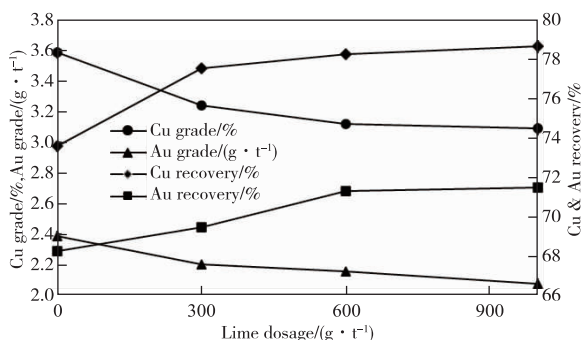


图3 石灰用量试验结果

Fig. 3 Test results of lime dosage

由图3可知,粗精矿铜品位及金品位随着石灰用量增加呈缓慢降低趋势,金回收率和铜回收率呈增加趋势。当石灰用量超过600 g/t,即矿浆pH大于10.1,金/铜回收率变化不大,因此确定合理的石灰用量为600 g/t。

3.3 捕收剂种类试验

对于混合浮选工艺,要求捕收剂具有较强的捕收能力,可同时获得较好的铜和金回收率。捕收剂种类试验固定磨矿细度为-74 μm占65%,石灰用量为600 g/t,2[#]油用量为15 g/t,试验流程见图1,试验结果见表6。

由表6可知,捕收剂采用异丁基黄药加丁铵黑药为组合药剂,粗精矿中铜回收率及金回收率均较好。

表6 捕收剂种类试验结果

Table 6 Test results of collector types

Collector types/ (g · t ⁻¹)	Sample	Yield/%	Grade/%, * /(g · t ⁻¹)		Recovery/%	
			Au *	Cu	Au	Cu
Potassium Amyl Xanthate 120	Bulk concentrate	3.80	3.29	4.58	64.70	66.50
	Tailings	96.20	0.070	0.090	35.30	33.50
	Total	100.0	0.19	0.26	100.0	100.0
SIBX 120	Bulk concentrate	4.00	2.92	4.72	67.00	70.60
	Tailings	96.00	0.060	0.082	33.00	29.40
	Total	100.0	0.17	0.27	100.0	100.0
Potassium Amyl Xanthate/Butyl Ammonium 80+40	Bulk concentrate	6.60	2.12	3.43	75.00	81.80
	Tailings	93.40	0.050	0.054	25.00	18.20
	Total	100.0	0.19	0.28	100.0	100.0
SIBX/Butyl Ammonium 80+40	Bulk concentrate	6.40	2.24	3.43	79.20	84.10
	Tailings	93.60	0.040	0.044	20.80	15.90
	Total	100.0	0.18	0.26	100.0	100.0

3.4 组合捕收剂用量试验

组合捕收剂用量试验固定磨矿细度为-74 μm占65%,石灰用量为600 g/t,组合捕收剂异丁基黄药:丁铵黑药为2:1,2[#]油用量为15 g/t,开展组合捕收剂用量试验,试验流程见图1,试验结果见图4。

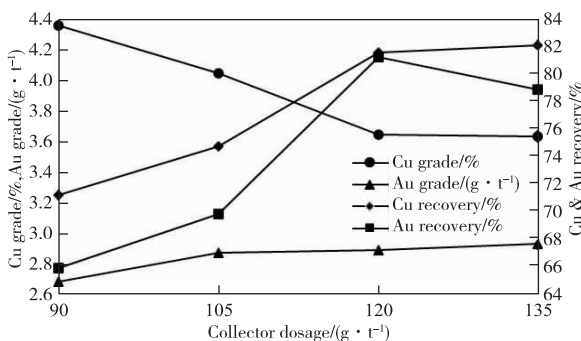


图4 组合捕收剂用量试验结果

Fig. 4 Test results of collector dosage

由图4可知,随着组合捕收剂用量增加,粗精矿铜品位呈下降趋势,金品位变化不大,铜、金回收率呈快速增加后基本不变趋势,当捕收剂用量超过120 g/t,铜/金回收率变化不大,此时粗精矿中硫回收率为92.8%。为保证获得较高的铜/金回收率,确定合理的组合捕收剂用量为120 g/t,此时异丁基黄药为80 g/t,丁铵黑药为40 g/t。

3.5 铜粗精矿再磨细度试验

在混合粗选最优条件的基础上,以粗精矿为对象进行再磨细度试验,在再磨设备中添加150 g/t的石灰(pH>12.3),获得局部高碱环境,强化对黄铁矿的抑制效果。其试验流程见图5,试验结果见图6。

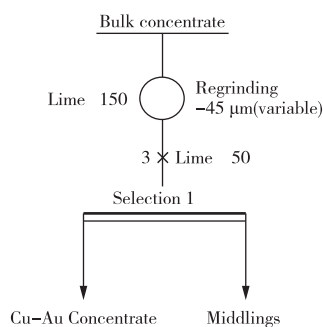


图 5 铜粗精矿再磨细度试验流程

Fig. 5 Regrinding fineness test process of copper rough concentrate

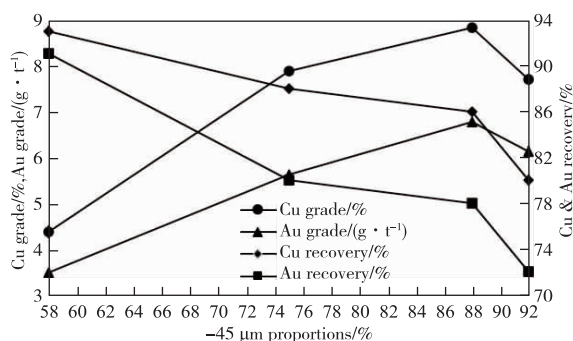


图 6 再磨细度试验结果

Fig. 6 Test results of regrinding fineness

由图 6 可知,随着再磨细度由 $-45 \mu\text{m}$ 占 58% (不磨细度)提高至 92% 时,精矿中铜/金品位均呈显著提高后小幅下降,铜/金回收率呈下降趋势;当再磨细度超过 $-45 \mu\text{m}$ 占 88% 时,精矿中铜/金品位不再增加,且铜/金回收率迅速下降,因此确定合理的再磨细度为 $-45 \mu\text{m}$ 占 88%。

3.6 混浮尾矿选铁条件试验

矿石中含有一定量磁(赤)铁矿,呈不均匀的稀疏浸染状分布在矿石中。为了综合回收这部分铁资源,针对混合浮选尾矿,在粗选磁场强度为 0.19 T 时,采用一段磁选工艺,可获得铁粗精矿作业产率 3.8%、铁品位 52%、磁性铁品位 40.68%、有害元素硫仅 0.08%、作业回收率铁 36.7%、磁性铁作业回收率 92.20% 的试验指标。

针对该铁粗精矿,在精选磁场强度为 0.1 T 时,进行再磨细度试验,考查获得合格铁精矿的可行性,试验流程见图 7,试验结果见图 8。

由图 8 可知,随着铁粗精矿再磨细度提高,铁精矿铁品位快速提高,当再磨细度达到 $-74 \mu\text{m}$ 占 93%,

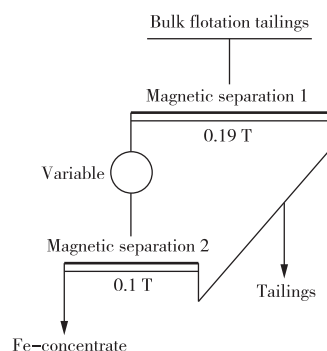


图 7 铁粗精矿再磨细度试验

Fig. 7 Regrinding fineness test process of iron rough concentrate

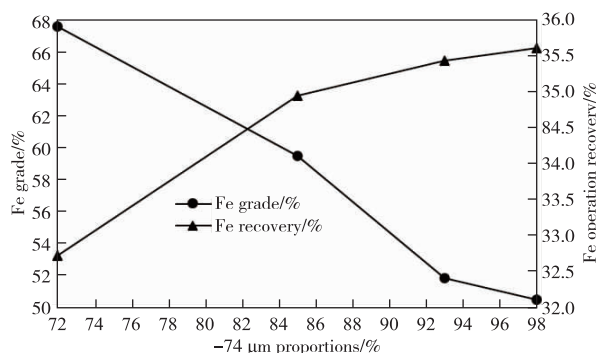


图 8 铁粗精矿再磨细度试验结果

Fig. 8 Regrinding fineness test results of iron rough concentrate

铁精矿铁品位达到 65.43%,达到 C65 铁精矿品质要求,继续提高再磨细度,铁精矿品质可继续提高;铁作业回收率呈下降趋势,综合考虑铁精矿品质及回收率,确定合理的再磨细度为 $-74 \mu\text{m}$ 占 93%。

3.7 闭路试验

在条件试验基础上,开展全流程闭路试验,试验流程见图 9,试验结果见表 7。由表 7 可知,在原矿细度 $-74 \mu\text{m}$ 占 65%、铜再磨细度 $-45 \mu\text{m}$ 占 88%、铁再磨细度占 $-74 \mu\text{m}$ 占 93% 的条件下,采用“铜硫混合浮选—混合浮选精矿再磨—铜硫分离—混合浮选尾矿磁选回收铁”工艺流程可获得铜金混合精矿产率 1.09%,品位 Cu 20.30%、Au 11.44 g/t,回收率 Cu 86.0%、Au 69.4%;铁精矿产率 2.36%,铁品位 65.34%,铁回收率 23.80%,磁性铁回收率 91.70% 的试验指标。与原工艺相比,在显著提高铜金精矿品位的同时,综合回收了浮选尾矿中的铁资源。

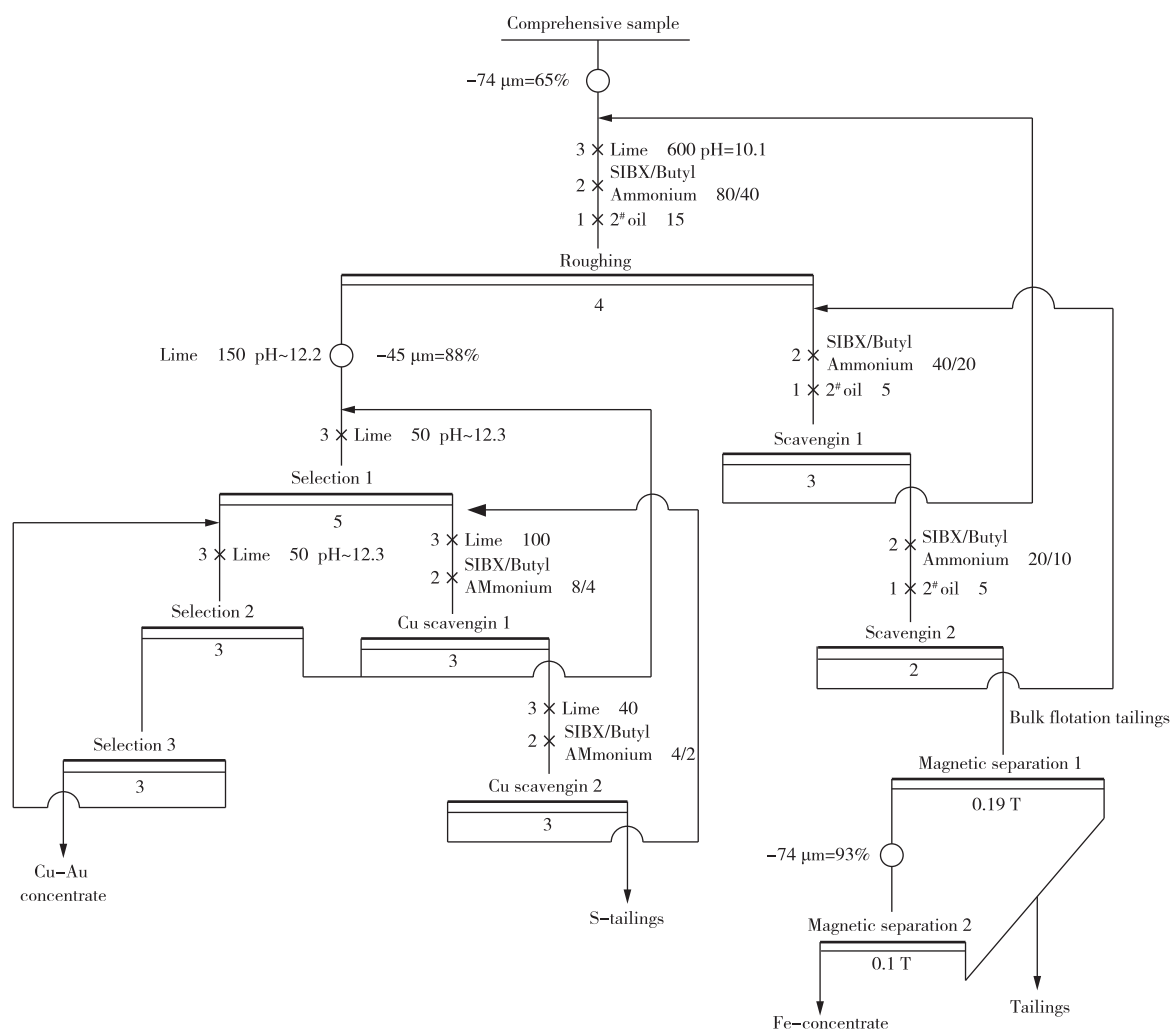


图 9 闭路试验流程

Fig. 9 Process of closed-circuit test

表 7 闭路试验结果

Table 7 The results of closed-circuit test

	Samples	Yield/%	Grade/%, * / (g · t ⁻¹)		Recovery/%	
			Au *	Cu	Au	Cu
Flotation process	Cu-Au Concentrate	1.09	11.44	20.30	69.40	86.00
	S-Tailings	4.55	0.57	0.08	15.00	1.40
	Bulk flotation tailings	94.36	0.03	0.03	15.60	12.60
	Total	100.0	0.18	0.26	100.0	100.0
	Samples	Yield/%	Grade/%		Recovery/%	
			TFe	MFe	TFe	MFe
Magnetic separation process	Fe-concentrate	2.36	65.34	64.28	23.80	91.70
	Fe-Tailings	92.01	3.61	0.15	50.60	8.30
	Bulk flotation tailings	94.37	5.17	1.77	74.40	100.0
	Total	100.0	6.53		100.0	

Note: Fe-concentrate rate is calculated according to the bulk flotation tailings ore rate; The total iron recovery rate is calculated according to the total iron content of the original ore.

4 结论

1) 该矿石类型属低硫黄铜矿型铜金矿石, 原矿含金 0.2 g/t, 铜 0.24%, 硫 1.80%, 磁性铁 1.7%,

为主要有价元素。铜矿物主要是黄铜矿, 微量斑铜矿及铜蓝, 其他硫化物主要是黄铁矿, 磁性矿物主要是磁铁矿和赤铁矿, 可综合回收。

2) 针对该矿石中目标矿物含量低、嵌布粒度细

的特点,在原矿细度 $-74\ \mu\text{m}$ 占65%、铜再磨细度 $-45\ \mu\text{m}$ 占88%、铁再磨细度占 $-74\ \mu\text{m}$ 占93%的条件下,采用“铜硫混合浮选—混合浮选精矿再磨—铜硫分离—混合浮选尾矿磁选回收铁”工艺流程可获得铜金混合精矿产率1.09%,品位Cu 20.30%、Au 11.44 g/t,回收率Cu 86.00%、Au 69.40%;铁精矿产率2.36%,铁品位65.34%,铁回收率23.80%,磁性铁回收率91.70%的试验指标。与原生产指标相比,在显著提高铜金精矿品位的同时,综合回收了铁资源。

3)相对现场工艺,该工艺采用“一粗—粗精矿再磨—一精”磁选工艺综合回收浮选尾矿中的铁资源,其工艺流程简单、生产成本低。为有价资源综合利用提供了有力的技术支撑。研究结果对同类矿石选矿具有较大的借鉴意义。

参考文献:

- [1] 刘璇遥,赵艳宾,于鸿宾,等.某高硫矽卡岩型金铜矿选矿试验研究[J].有色金属(选矿部分),2020(3):19-23.
LIU Xuanyao, ZHAO Yanbin, YU Hongbin, et al. Experimental research on skarn gold-bearing with high sulphur content [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2020(3):19-23.
- [2] 张曙光,简胜,唐鑫,等.某低品位细粒嵌布硫化铜矿选矿工艺研究[J].矿冶工程,2021,41(6):77-80.
ZHANG Shuguang, JIAN Sheng, TANG Xin. Technical research on beneficiation of low-grade finely-disseminated copper sulfide ore [J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2021, 41(6):77-80.
- [3] 黄春海,胡新红,段瑶,等.湖南某高硫低品位铜矿选矿试验研究[J].矿冶工程,2021,41(3):72-74.
HUANG Chunhai, HU Xinhong, DUAN Yao. Mineral processing technology for high-sulfur lean copper ore from Hunan [J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2021, 41(3):72-74.
- [4] 穆国红.低品位铜矿选矿工艺研究[J].有色金属(选矿部分),2008(3):16-19.
MU Guohong. Study on the beneficiation technology of low grade sulphide copper ore [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2008(3):16-19.
- [5] 胡熙庚.有色金属硫化矿选矿[M].北京:冶金工业出版社,1987.
HU Xigeng. Nonferrous sulfide ores processing [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1987.