

某高氧化率铜矿石的选矿试验研究

刘明实, 万选志, 刘子龙, 王立辉, 付勇, 逢军武, 达娃卓玛, 柳晓蒙, 张金刚

(中国黄金集团西藏华泰龙矿业开发有限公司, 西藏 拉萨 850000)

摘要: 介绍了某矿区高氧化率铜矿石的性质, 对该高氧化率铜矿石进行了详细的条件试验研究, 在原矿铜品位为 0.99%, 铜氧化率高达 60.79% 的情况下, 试验采用两粗三精两扫浮选工艺流程, 获得了铜精矿铜品位为 17.47%、铜回收率为 63.45% 的选矿指标, 为该高氧化率铜矿石的开发利用提供了技术依据。

关键词: 高泥; 高氧化率; 铜矿石

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2019.06.005

中图分类号: TD453; TD989 文献标识码: A 文章编号: 1000-6532 (2019) 06-0024-04

某矿区矿石种类复杂多变, 其中露天采场高氧化率铜矿石储量达到 6000 万 t, 随着开采的深入, 该类型矿石数量还在进一步增加。该矿石氧化率高、含泥量大、结合率高、氧硫混合、矿石共生、杂质混杂, 是典型极难选矿石。

对该矿区高氧化率铜矿石进行岩矿鉴定、矿物分离、结构分析等基础性研究工作, 发现了该矿区与其他难处理铜矿具有类同的硫化矿表面弛豫重构、流体包裹体自活化、氧化铜矿层间硫化等基础性科学问题, 找到制约现场指标不高的根本问题, 为试验研究提供了理论指导。

1 矿石性质

对该铜矿矿样进行混匀缩分及取样化验分析, 其化验结果见表 1、2。

表 1 原矿多元素分析结果 /%

Table 1 Multi-element analysis results of the raw ore

Cu	Pb	Zn	Ag*	Au*	Mo	CuO
0.99	0.22	0.29	24.72	0.13	0.0012	60.79

* 单位为 g/t。

表 2 铜物相分析结果

Table 2 The analysis results of copper phase

项目	硫酸铜	自由氧化铜	结合氧化铜	次生硫化铜	原生硫化铜	总铜
含量 /%	0.013	0.34	0.26	0.037	0.34	0.99
占有率 /%	1.31	34.53	26.26	3.55	34.34	100.00

从表 1、2 可以看出, 该矿铜的品位为 0.99%, 铜的氧化率较高为 60.79%, 其中结合氧化铜占 26.26%, 属于难选氧化铜矿。其中银品位 24.72 g/t, 金品位为 0.13 g/t, 金银品位较低, 未达到工业品位, 应考虑作为在铜精矿中综合回收。本试验在保证产品合格的情况下, 重点研究提高铜的选矿回收率。

2 试验研究

2.1 探索试验

该铜矿铜氧化率为 60.79%, 原矿含泥量较大, 参考类似矿石的试验方案, 先硫后氧工艺指标往往优于氧硫混浮工艺指标, 更易于现场实现。为此, 初步决定采用先硫后氧的选矿工艺开展探索试验, 试验结果见表 3, 试验流程见图 1。

表 3 探索试验结果

Table 3 Results of exploration test

样品名称	产率 /%	品位		回收率 /%	
		Cu	Au/(g·t ⁻¹)	Cu	Au
铜粗精矿 ⁺	6.02	8.20	0.630	50.14	29.36
中矿 ⁺	4.99	4.85	0.100	24.57	3.86
尾矿 ⁺	88.98	0.28	0.097	25.29	66.78
原矿 ⁺	100.00	0.99	0.130	100.00	100.00

收稿日期: 2018-01-18

作者简介: 刘明实 (1984-), 男, 工程师, 主要从事矿物加工工艺技术工作。

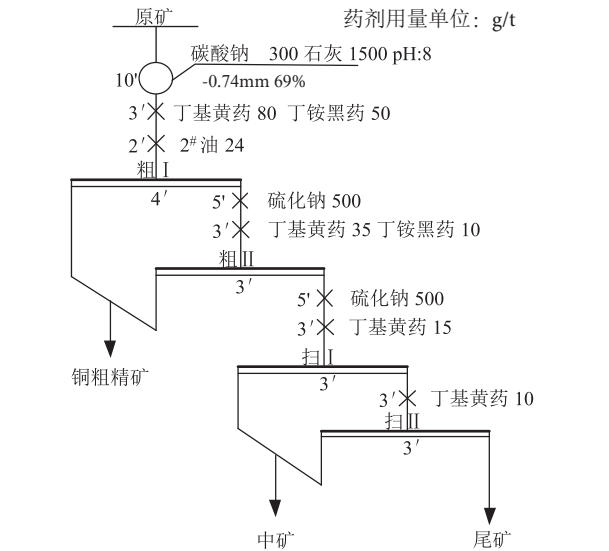


图 1 探索试验流程

Fig .1 Flowsheet of exploration test

从表 3 可以看出，经过两次粗选，铜粗精矿中铜品位 8.20%，铜回收率 50.14%，两次扫选铜回收率 24.57%。探索试验效果较好，决定据此方案开展条件试验，优化工艺指标。

2.2 条件试验

2.2.1 粗选 II 硫化钠用量试验

对粗选 II 作业段的硫化钠用量进行条件试验，以确定粗选 II 作业段较佳硫化钠用量。试验结果见表 4。

表 4 硫化钠用量条件试验结果						
Table 4 Results of sodium sulfide dosage test						
用量 / (g·t ⁻¹)	样品名称	产率 / %	品位		回收率 / %	
			Cu / %	Au / (g·t ⁻¹)	Cu	Au
500	铜粗精矿		8.20	0.630	50.14	29.36
	尾矿	93.98	0.52	0.100	49.86	70.64
	原矿	100.00	0.99	0.130	100.00	100.00
750	铜粗精矿	11.19	5.17	0.570	56.57	45.21
	尾矿	88.81	0.50	0.090	43.43	54.79
	原矿	100.00	1.02	0.140	100.00	100.00
1000	铜粗精矿	11.10	5.38	0.840	57.36	49.58
	尾矿	92.43	0.48	0.070	42.64	50.42
	原矿	100.00	1.04	0.130	100.00	100.00
1200	铜粗精矿	11.02	5.80	0.620	63.09	52.30
	尾矿	88.98	0.42	0.070	36.91	47.70
	原矿	100.00	1.01	0.130	100.00	100.00

1500	铜粗精矿	11.02	6.28	0.700	66.03	59.90
	尾矿	88.98	0.40	0.058	33.97	40.10
	原矿	100.00	1.05	0.130	100.00	100.00
2000	铜粗精矿	7.92	8.67	0.870	64.52	54.68
	尾矿	92.08	0.41	0.062	35.48	45.32
	原矿	100.00	1.06	0.130	100.00	100.00

从表 4 可以看出，当粗 II 硫化钠用量增大时，粗选产率明显增加，铜回收率明显提高，当硫化钠用量增大至 1500 g/t 时，粗选铜回收率为 66.03%；当硫化钠用量继续增大时，铜回收率有所下降。故选用粗 II 硫化钠用量为 1500 g/t。

2.2.2 粗选 I 丁铵黑药用量试验

对粗选 I 作业段的丁铵黑药用量进行条件试验，以确定粗选 I 作业段较佳丁铵黑药用量，试验结果见表 5。

表 5 丁铵黑药用量条件试验结果						
Table 5 Results of ammonium dibutyl dithiophosphate dosage test						
用量 / (g·t ⁻¹)	样品名称	产率 / %	品位		回收率 / %	
			Cu / %	Au / (g·t ⁻¹)	Cu	Au
50	铜粗精矿	11.02	6.28	0.700	66.03	59.90
	尾矿	88.98	0.40	0.058	33.97	40.10
	原矿	100.00	1.05	0.130	100.00	100.00
80	铜粗精矿	14.11	5.20	0.540	70.94	60.89
	尾矿	85.89	0.35	0.057	29.06	39.11
	原矿	100.00	1.03	0.130	100.00	100.00
100	铜粗精矿	16.35	4.93	0.500	73.92	61.57
	尾矿	83.65	0.34	0.061	26.08	38.43
	原矿	100.00	1.09	0.130	100.00	100.00
120	铜粗精矿	18.76	4.08	0.430	74.06	62.34
	尾矿	81.24	0.33	0.060	25.94	37.66
		100.00	1.03	0.130	100.00	100.00

从表 5 可以看出，当丁铵黑药用量增大时，粗选铜回收率明显提高；当丁铵黑药用量增大至 100 g/t 时，粗选铜回收率为 73.92%，当丁铵黑药用量继续增大时，粗选铜回收率提高不明显。综合考虑，选用丁铵黑药用量为 100g/t。

2.2.3 粗选 I 丁基黄药用量试验

对粗选 I 作业段的丁基黄药用量进行条件试验，以确定粗选 I 作业段较佳丁基黄药用量试验结果见表 6。

表 6 丁基黄药用量条件试验结果						
Table 6 Results of butyl xanthate dosage test						
用量 /(g·t ⁻¹)	样品 名称	产率 /%	品位		回收率 /%	
			Cu/%	Au/(g·t ⁻¹)	Cu	Au
40	铜粗精矿 [*]	15.15	4.65	0.510	71.55	58.34
	尾矿 [*]	84.85	0.33	0.065	28.45	41.66
	原矿 [*]	100.00	0.98	0.130	100.00	100.00
60	铜粗精矿 [*]	14.11	5.19	0.560	72.10	59.36
	尾矿 [*]	85.89	0.33	0.063	27.90	40.64
	原矿 [*]	100.00	1.02	0.130	100.00	100.00
80	铜粗精矿 [*]	16.01	4.62	0.510	73.96	61.44
	尾矿 [*]	83.99	0.31	0.061	26.04	38.56
	原矿 [*]	100.00	1.00	0.130	100.00	100.00
100	铜粗精矿 [*]	13.77	5.03	0.550	70.26	59.41
	尾矿 [*]	86.23	0.34	0.060	29.74	40.59
	原矿 [*]	100.00	0.99	0.130	100.00	100.00

从表 6 可以看出,当丁基黄药用量增大时,粗选铜回收率明显提高;当丁基黄药用量增大至 80 g/t 时,粗选铜回收率为 73.96%,当丁基黄药用量继续增大时,铜回收率有所下降。故选用丁基黄药用量为 80 g/t。

2.3 开路试验

试验采用两粗三精两扫浮选流程,开路试验结果见表 7。

表 7 开路试验结果						
Table 7 Results of open-circuit test						
样品 名称	产率 /%	品位		回收率 /%		
		Cu/%	Au/(g·t ⁻¹)	Cu	Au	
铜精矿 [*]	2.07	21.60	2.630	45.93	40.49	
中矿一	0.86	4.46	0.480	3.95	3.08	
中矿二	5.86	2.40	0.250	14.46	10.90	
中矿三	6.90	0.98	0.130	6.95	6.67	
中矿四	2.07	1.36	0.160	2.89	2.46	
中矿五	9.00	1.55	0.140	0.13	1.58	
尾矿 [*]	80.69	0.29	0.058	24.05	34.82	
原矿 [*]	100.00	0.97	0.130	100.00	100.00	

2.4 闭路试验

因原矿中含泥量较大,为保证闭路试验铜精矿品位,选择在精 I 作业段加入适量水玻璃。闭路试验流程见图 2,试验结果见表 8。

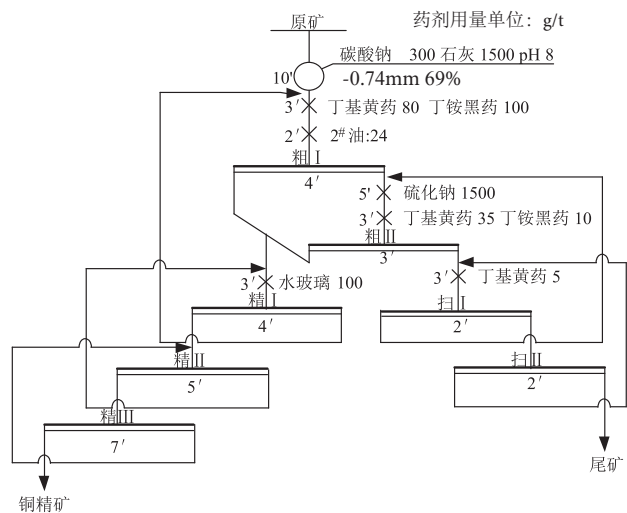


图 2 闭路试验流程图
Fig. 2 Flowsheet of the closed-circuit test

表 8 闭路试验结果								
Table 8 Results of closed-circuit test								
样品 名称	产率 /%	品位 /%			回收率 /%			
		Cu	Au	Ag	Cu	Au	Ag	
铜精矿 [*]	3.36	17.47	1.890	359.25	63.45	48.90	48.96	
尾矿 [*]	96.64	0.35	0.069	13.02	36.55	51.10	51.04	
原矿 [*]	100.00	0.93	0.130	24.65	100.00	100.00	100.00	

* 单位为 g/t。

闭路试验取得了较好的指标:铜精矿中铜品位 17.47%,金品位 1.89 g/t,银品位 359.25 g/t,铜回收率为 63.45%,金回收率为 48.90%,银回收率为 48.96%。

3 结 论

(1) 该铜矿石含泥量较大,氧化率较高,原矿铜的品位为 0.99%,铜的氧化率为 60.79%,其中结合氧化铜占 26.26%,属于难选氧化铜矿,选矿难度较大。

(2) 采用两粗三精两扫闭路试验流程,获得铜精矿铜品位为 17.47%,铜回收率 63.45%,金品位为 1.89 g/t,金回收率 48.90%,银品位为 359.25 g/t,银回收率 48.96%。

参考文献:

- [1] 刘阅兵. 云南金山高氧化率氧化铜矿浮选试验研究 [J]. 矿冶, 2014(4): 24-28.
- [2] 尹万里, 宋国顺, 李红艳, 等. 高效氧化铜捕收剂

T-711 在江西某氧化铜矿石浮选中的试验研究 [J]. 有色矿冶, 2014(5): 12-16.

[3] 杨淮东. 硫酸铵用于高氧化率铜矿石的浮选 [J]. 有色金属, 1979(5): 20-23.

[4] 王红梅, 荆平, 李素伟, 等. 云南某氧化铜矿的浮选试验

研究 [J]. 现代矿业, 2009(9):18-23.

[5] 魏转花. 刚果 (金) 某高泥高氧化率铜矿石选矿试验 [J]. 金属矿山, 2016(9): 34-38.

[6] 朱雅卓, 冯其明, 胡波. 某氧化铜矿选矿试验研究 [J]. 湖南有色金属, 2016(4): 22-25.

Experimental Study on Beneficiation of the High Mud and High Oxidation Rate Copper Ore

Wan Xuanzhi, Liu Zilong, LiuMingshi, Zhang Jingang, WangLihui, FuYong, PangJunwu, DawaZhuoma, LiuXiaomeng

(China gold group Xizang Huatailong Mining Co.,Ltd., Lhasa, Tibet, China)

Abstract: This paper introduced the property of the high mud and high oxidation rate copper ore and detailed condition test was carried on it. Under the condition that the grade of raw copper is 0.99% and the oxidation rate of copper is as high as 60.79%, when the flotation process of two roughing, three cleaning and two scavenging was adopted, the mineral processing indexes of copper concentrate with a copper grade of 17.47% and a copper recovery rate of 63.45% were obtained, which provides a technical basis for the development and utilization of the copper ore with high oxidation rate.

Keywords: High mud; High oxidation rate; Copper ore

////////////////////////////////////
(上接 36 页)

Experimental Study on Preparation of Super Iron Concentrate from Iron Concentrate of an Iron Mine in Hebei Province

Li Fengjiu^{1,2}, Shang Xinyue¹, Li Guofeng^{1,2}, Shan Zhiwei¹

(1.College of Mining Engineering, North China University of Science and Technology, Tangshan, Hebei, China; 2.Hebei Province mining industry develops with safe technology priority laboratory, Tangshan, Hebei, China))

Abstract: The preparation of super iron concentrate was investigated by using the iron concentration of Hebei province iron ore with TFe content of 66.72% and SiO₂ content of 4.56% as raw materials. The results showed that the separation index of the grinding-magnetic separation-magnetic flotation process had better sorting index in which the grinding fineness was -0.074 mm, the content was 93.48%, the magnetic field strength was 80 kA/m, and the magnetic flotation with the dosage of HY-9 collector was 80 g/t, the magnetic field strength was 25 kA/m at the condition of pH=7, pulp concentration was 30%, and the room temperature was 25℃, obtained the TFe grade of super iron concentrate of 72.33%, a recovery rate of 79.81% and acid insoluble content of 0.15%.

Keywords: Magnetic-flotation; Reverse flotation; Insolubles in acid; Super iron concentrate