

旋流器脱泥提升某氧化铜矿浮选指标的工业试验研究^①

刘国晨

(紫金矿业集团股份有限公司,福建 上杭 364200)

摘要: 针对某氧化铜矿含泥量高且铜金属易流失等问题,对原矿优先选出硫化铜后的尾矿产品新增旋流器脱泥系统。工业试验结果表明,硫化铜浮选尾矿直接硫化浮选氧化铜矿,可获得铜品位 19.20%、作业回收率 76.24%的综合氧精矿,尾矿铜品位 0.94%;硫化铜浮选尾矿经旋流器脱泥、沉砂浮选氧化铜矿,可获得铜品位 24.63%、作业回收率 67.84%的综合氧精矿,旋流器溢流(细泥)可通过湿法浸出工艺进一步回收铜,最终尾矿铜品位降至 0.60%。应用旋流器脱泥的氧化铜矿精矿指标明显高于直接硫化浮选,且生产流程相对简化,氧化铜矿浮选段药剂单耗也有所下降。

关键词: 氧化铜矿;旋流器;脱泥;湿法浸出;浮选

中图分类号: TD92

文献标识码: A

doi:10.3969/j.issn.0253-6099.2023.03.020

文章编号: 0253-6099(2023)03-0089-04

Industrial Experiment on Cyclone Desliming to Improve Flotation Performance of Copper Oxide Ore

LIU Guochen

(Zijin Mining Group Co Ltd, Shanghang 364200, Fujian, China)

Abstract: In the actual production, not only the copper oxide ore has a high content of slime, but also the copper minerals therein are prone to be lost during the beneficiation. In consideration of these problems, a cyclone desliming system was added to process the tailings after the copper sulfide was preferentially floated. The industrial experiment results show that a copper oxide concentrate grading 19.20% Cu can be obtained with the process recovery of 76.24% by adopting a direct sulphidizing flotation process to reclaim copper oxide minerals from copper sulfide flotation tailings, and the copper grade of tailings can be reduced to 0.94%. After copper sulfide flotation tailings were deslimed by cyclone, a process consisting of flotation of copper oxide minerals from underflow and a wet leaching to recover copper resource from fine slime (overflow) was adopted, resulting in a comprehensive copper oxide concentrate with Cu grade of 24.63% and process recovery of 85.55%, and the final tailings with Cu grade reduced to 0.60%. The indices of the copper oxide concentrate from the flowsheet containing cyclone desliming process are obviously superior to those by direct sulphidizing flotation process. Besides, this flow is relatively simple with reduced unit consumption of reagent for copper oxide flotation.

Key words: copper oxide minerals; cyclone; desliming; wet leaching; flotation

随着开采的深入,易选硫化铜矿石资源日益减少,氧化铜矿占比越来越大,且泥化程度也越来越高。矿浆脱泥的方法通常分为浮选脱泥、选择性絮凝脱泥、水力旋流器脱泥。工业上应用较多的主要是浮选脱泥和水力旋流器脱泥。浮选脱泥需添加部分醚醇类起泡剂,该起泡剂残余在脱泥后的矿浆中,影响后续氧化铜

矿浮选的稳定性和矿泥中含铜矿物夹带明显,铜在细泥产品中损失较大。近年来,旋流器脱泥因操作简单、分级效率高、可控范围宽等优点,开始逐渐取代浮选脱泥^[1-3]。本文对国外某氧化铜矿进行了旋流器脱泥研究,并对脱泥后的现场选矿指标提升情况进行了分析。

① 收稿日期: 2022-12-10

作者简介: 刘国晨(1989—),男,江西泰和人,工程师,主要从事矿物加工工艺研究与应用工作。

1 矿石性质

矿石来源于刚果(金)-赞比亚巨型铜钴成矿带,可回收利用的金属矿物主要为铜矿物,矿物组成以孔雀石为主,其次是辉铜矿,同时还有少量硅孔雀石、黄铜矿等;脉石矿物以石英、绢云母、绿泥石等镁铝硅酸盐为主。原矿化学多元素分析结果见表1,铜金属矿物分布情况见表2。

表1 原矿化学多元素分析结果(质量分数) %

Cu	Fe	S	Mn	MgO	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂
4.06	1.58	0.34	0.15	5.72	0.88	7.11	56.34

表2 铜金属矿物分布情况

矿物名称	含量/%	铜品位/%	金属分布率/%
孔雀石	4.94	53.06	64.72
硅孔雀石	1.40	25.80	8.92
辉铜矿	1.03	74.48	18.94
黄铜矿	0.24	32.71	1.94
其他矿物	92.39	0.24	5.48
合计	100.00	4.06	100.00

由表1~2可知,矿样中有回收价值的元素为铜,含量4.06%;该矿石中,浮选可回收的氧化铜矿物(孔雀石、硅孔雀石)理论分布率为73.64%,可回收的硫化铜矿物(辉铜矿、黄铜矿)理论分布率为20.88%。

该铜矿石现场选矿流程为:矿石经SAB破磨后,先浮选硫化铜矿后浮选氧化铜矿。矿石适宜磨矿细度为-0.074 mm 粒级占68%左右,磨矿产品和硫化铜浮选尾矿粒度筛析结果见表3。

表3 磨矿产品和硫化铜浮选尾矿粒度筛析结果

产品名称	粒级/mm	产率/%	铜品位/%	铜分布率/%
磨矿产品	+0.15	18.75	3.61	16.52
	-0.15+0.074	13.18	4.04	12.99
	-0.074+0.045	17.08	3.68	15.34
	-0.045+0.038	4.84	4.11	4.86
	-0.038+0.020	11.54	5.21	14.67
	-0.02+0.010	18.92	4.27	19.71
	-0.010	15.69	4.16	15.92
合计	100.00	4.10	100.00	
硫化铜浮选尾矿	+0.15	10.85	2.42	7.71
	-0.15+0.074	18.44	2.85	15.43
	-0.074+0.045	13.95	3.36	13.76
	-0.045+0.038	11.21	3.01	9.90
	-0.038+0.020	8.18	4.48	10.76
	-0.02+0.010	15.61	3.91	17.92
	-0.010	21.76	3.84	24.53
合计	100.00	3.41	100.00	

由表3可知,磨矿产品-0.010 mm 粒级含量15.69%,硫化铜浮选尾矿-0.010 mm 粒级含量21.76%,矿泥含量较高^[4],且该粒级铜分布率从15.92%增加到了24.53%。如何有效脱除-0.010 mm 粒级矿泥,同时尽可能避免该粒级含铜矿物的流失、提升选矿回收率,是本次试验研究的重点。

2 旋流器脱泥试验

据前期各阶段产品筛析结果,现场在硫化铜浮选后增设FX150型水力旋流器组进行脱泥,脱泥后的细泥入湿法浸出,沉砂则进入氧化铜矿浮选。试验流程图见图1。

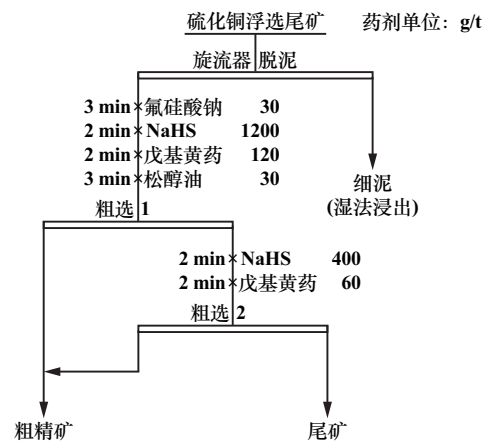


图1 硫化铜浮选尾矿脱泥条件试验流程

2.1 给料压力

关于旋流器给料压力,一般来说,大规格旋流器选用小压力值,小规格旋流器选用大压力值。旋流器分离粒度随给料压力增加而减小^[5]。给料浓度32%、沉砂口直径与溢流口直径均为20 mm 时,进行了给料压力条件试验,结果如图2所示。由图2可知,随着给料压力增大,粗精矿铜品位及铜回收率均呈现先上升后下降的趋势。综合考虑,适宜的给料压力为0.20 MPa。

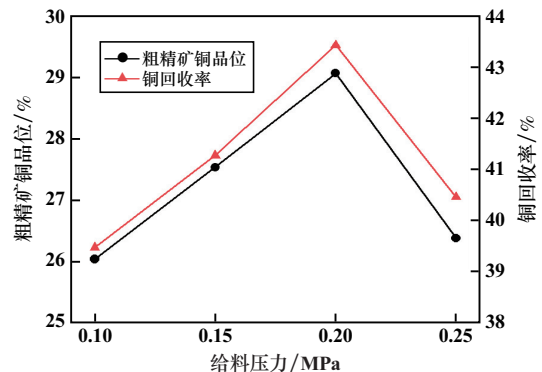


图2 旋流器给料压力试验结果

2.2 给料浓度

旋流器给料压力 0.20 MPa, 沉砂口直径与溢流口直径均为 20 mm 时, 进行了旋流器脱泥系统给料浓度条件试验, 结果如图 3 所示。从图 3 可以看出, 给料浓度对粗精矿铜品位及铜回收率均存在不同程度的影响, 给料浓度 32% 时试验指标达到峰值。适宜的给料浓度为 32%。

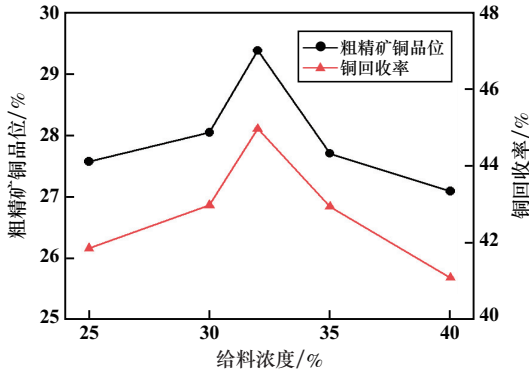


图 3 旋流器给料浓度试验结果

2.3 沉砂口直径与溢流口直径之比

可以通过调整沉砂口与溢流口直径之比(以下简称排口径比)来改变脱泥率(即细泥产率)。排口径比越小, 旋流器分离粒度越大, 分级效率越低, 但相应的脱泥率越大, 细泥脱除越充分。旋流器给料压力 0.20 MPa、给料浓度 32%、溢流口直径 20 mm, 排口径比条件试验结果见表 4。由表 4 可知, 随着排口径比减小, 脱泥率增大, 氧粗精矿铜品位不断升高, 最终趋于平衡; 铜回收率则先上升后下降。这主要是因为脱泥率越大, 溢流细泥脱除越充分, 有利于改善后续氧化矿分选效果; 但脱泥过量会导致进入浮选作业的矿量减少, 铜回收

表 4 旋流器排口径比试验结果

排口径比	产品名称	产率/%	Cu 品位/%	Cu 回收率/%
1.1	细泥	10.64	4.91	15.54
	粗精矿	5.21	27.84	43.15
	尾矿	84.15	1.65	41.31
	硫化铜浮选尾矿	100.00	3.36	100.00
1.0	细泥	11.35	4.92	16.26
	粗精矿	5.24	29.09	44.39
	尾矿	83.41	1.62	39.35
	硫化铜浮选尾矿	100.00	3.43	100.00
0.9	细泥	12.70	4.96	18.28
	粗精矿	5.25	29.56	45.04
	尾矿	82.05	1.54	36.67
	硫化铜浮选尾矿	100.00	3.45	100.00
0.8	细泥	14.08	4.72	19.28
	粗精矿	5.05	29.49	43.19
	尾矿	80.87	1.60	37.53
	硫化铜浮选尾矿	100.00	3.45	100.00

率下降。综合考虑, 适宜的排口径比为 0.9, 此时脱泥率为 12.70%。

2.4 脱泥综合试验

矿石含泥量较大, 矿泥覆盖于有用矿物表面, 严重影响浮选过程的选择性^[6]。在旋流器脱泥条件试验基础上, 确定适宜的脱泥率为 12.70%。对该条件下所得脱泥沉砂进行了粒度筛析, 结果见表 5。对比表 3 数据可知, 氧化铜矿浮选前经水力旋流器脱泥, -0.010 mm 粒级细泥基本已脱除(产率仅 5.13%), 且脱泥沉砂中铜金属大部分分布在 0.074~0.15 mm 粒级和 0.020~0.038 mm 粒级, 该粒度同样是浮选回收较佳的给料粒度。同时, 也应该注意到, 经过水力旋流器脱泥, 脱泥沉砂品位有所下降。

表 5 脱泥旋流器沉砂粒度筛析结果

粒级/mm	产率/%	品位/%	金属分布率/%
+0.15	14.23	1.83	8.17
-0.15+0.074	25.21	3.45	27.30
-0.074+0.045	17.57	2.41	13.29
-0.045+0.038	6.94	3.36	7.32
-0.038+0.020	19.84	4.25	26.47
-0.020+0.010	11.08	3.50	12.17
-0.010	5.13	3.28	5.28
合计	100.00	3.19	100.00

3 流程试验

在条件试验基础上, 现场针对脱泥系统进行了各参数调试, 设备稳定后即试运行, 同时适当降低选氧段药剂用量。相较于硫化铜浮选尾矿直接硫化浮选氧化铜矿, 针对硫化铜浮选尾矿新增旋流器脱泥系统后的选氧流程相对简化, 指标更加平稳可控。试验流程如图 4~5 所示, 运行 3 个月后的生产指标对比情况见表 6。结果表明, 硫化铜浮选尾矿直接硫化浮选氧化铜矿, 可获得铜品位 19.20%、铜作业回收率 76.24% 的综合氧精矿, 尾矿铜品位达 0.94%。而硫化铜浮选尾矿经旋流器脱泥、沉砂浮选氧化铜矿, 可获得铜品位 24.63%、铜作业回收率 67.84% 的综合氧精矿, 且氧精矿 2 无需再次精选便能达到铜品位 17.82%, 远高于硫化铜浮选直接硫化浮选指标; 细泥可通过湿法浸出进一步回收其中的铜; 最终尾矿铜品位降至 0.60%。对比流程及药剂制度也可以发现, 直接浮选流程因矿浆泥化严重, 各类药剂尤其是用于分散细泥的氟硅酸钠^[7]、硫化剂硫氢化钠^[8-9]及捕收剂戊基黄药用量较大; 新增旋流器脱泥系统后, 氧化铜矿浮选指标得到提升的同时, 浮选药剂单耗有所下降。

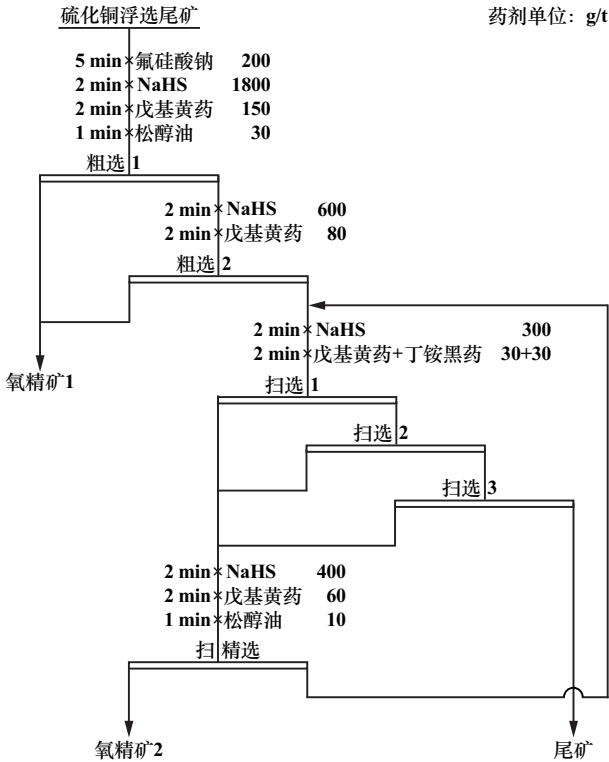


图4 直接浮选工艺流程

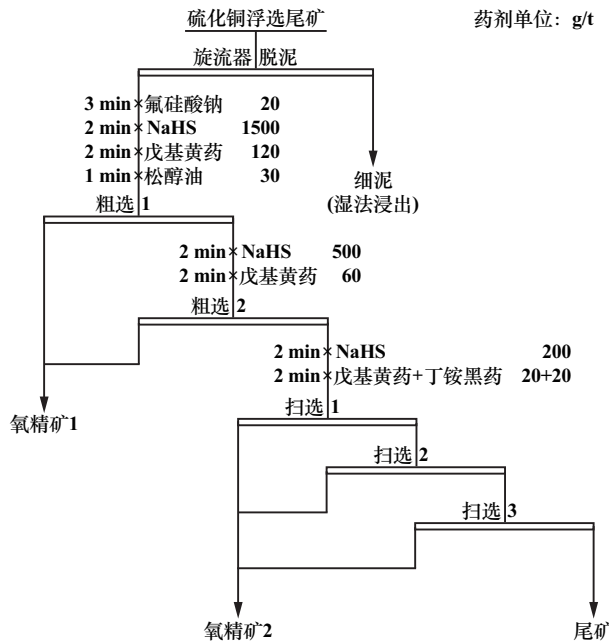


图5 旋流器脱泥-浮选工艺流程

表6 工艺流程试验结果对比

工艺流程	产品名称	产率/%	Cu 品位/%	回收率/%
直接浮选	氧精矿 1	8.72	23.35	59.55
	氧精矿 2	4.86	11.74	16.69
	综合氧精矿	13.58	19.20	76.24
	尾矿	86.42	0.94	23.76
硫化铜浮选尾矿		100.00	3.42	100.00

续表 6

工艺流程	产品名称	产率/%	Cu 品位/%	回收率/%
脱泥-浮选	细泥	12.68	4.95	18.43
	氧精矿 1	5.23	30.04	46.13
	氧精矿 2	4.15	17.82	21.71
	综合氧精矿	9.38	24.63	67.84
	尾矿	77.94	0.60	13.73
	硫化铜浮选尾矿	100.00	3.41	100.00

4 结 论

1) 某硫氧混合铜矿石铜含量 4.06%，矿石中浮选可回收的氧化铜矿物（孔雀石、硅孔雀石）理论分布率为 73.64%，可回收的硫化铜矿物（辉铜矿、黄铜矿）理论分布率为 20.88%，其中细泥（-0.010 mm 粒级）含量 21.76%、铜分布率 24.53%，含泥量高且铜金属易损失。

2) 硫化铜浮选尾矿直接硫化浮选氧化铜矿，可获得铜品位 19.20%、铜作业回收率 76.24%的综合氧精矿，尾矿铜品位 0.94%。

3) 硫化铜浮选尾矿经旋流器脱泥、浮选氧化铜矿，可获得铜品位 24.63%、铜作业回收率 67.84%的综合氧精矿，细泥可通过湿法浸出工艺进一步回收铜，最终尾矿铜品位降至 0.60%。

4) 应用旋流器脱泥工艺后，氧化铜矿铜品位明显高于直接硫化浮选工艺，且生产流程相对简化，氧化铜矿浮选段药剂单耗有所下降。

参考文献:

- [1] 唐雪峰,赵洪冬. 脱泥-浮选工艺回收极微细粒锡石试验研究[J]. 矿冶工程, 2021,41(1):41-44.
- [2] 骆任. 某氧化铜矿脱泥优化工业试验研究[J]. 湖南有色金属, 2016,32(6):16-20.
- [3] 王鑫. 刚果(金)高泥铜钴选矿工艺研究[J]. 湖南有色金属, 2018,34(4):13-17.
- [4] 孙大勇,孙建喜. 双龙镍蛇纹石矿脱泥浮选试验研究[J]. 矿产综合利用, 2016(1):25-27.
- [5] 王明嘉. 提高水力旋流器分级效率的数值计算研究[J]. 中国资源综合利用, 2022,40(1):50-52.
- [6] 靳晨曦,马子龙,曹亦俊,等. 极低品位泥质难选氧化锌矿浮选试验研究[J]. 矿产综合利用, 2017(1):70-75.
- [7] 孙忠梅,龙翼,张兴勋,等. 提高难选氧化铜矿选矿回收率试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2019(5):45-49.
- [8] 邢春燕,贾瑞强,霍明春. 氧化铜矿硫化浮选中硫化钠大量消耗机理研究[J]. 昆明理工大学学报(自然科学版), 2012,37(2):6-9.
- [9] 朱一民. 2019年浮选药剂的进展[J]. 矿产综合利用, 2020(5):1-17.

引用本文: 刘国晨. 旋流器脱泥提升某氧化铜矿浮选指标的工业试验研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(3):89-92.