维普资讯 http://www.cqvip.com

含泥难选氧化铜矿石选矿工艺研究①

李荣改，宋翔宇，乔江晖，余广学，李志伟，徐 靖
（河南省岩石矿物测试中心，河南 郑州 450053）

摘 要：对某地泥化的氧化铜矿进行了可选性试验研究。根据矿石的工艺矿物学特性，制定出“预先脱泥 + Na_2S 诱导浮选”的工艺流程，有效避免了矿泥的不良影响，取得了较好的分选指标：铜精矿品位达21.14%，回收率达81.80%。

关键词：选矿；孔雀石；预先脱泥；诱导浮选
中图分类号：TD923 **文献标识码**：A **文章编号**：0253－6099(2008)01－0046－05

Research on Mineral Processing Technology for Refractory Oxidized Copper Ore with High Mud Content

LI Rong-gai, SONG Xiang-yu, QIAO Jiang-hui, YU Guang-xue, LI Zhi-wei, XU Jing
(*The Rock and Mineral Test Centre of Henan Province, Zhengzhou* 450053, *Henan, China*)

Abstract: A test is made for the beneficiability of some slimed oxidized copper ore. According to the mineralogical characteristic of the ore, a technological flowsheet of “pre-desliming + Na_2S induced flotation” is put forward, whereby the harmful effect of mud has been effectively avoided, obtaining better separating indexes such as copper concentrate grade of 21.14% and recovery of 81.80%.

Key words: mineral processing; malachite; pre-desliming; inducing flotation

铜矿物大致可分为硫化铜、氧化铜和自然铜3大类。随着硫化铜矿资源的日趋枯竭和世界各国对铜金属需求量的不断增加，氧化铜矿的利用更受重视，但目前国内外对氧化铜矿的选矿工艺研究报道甚少[1~7]。

本次研究以某地含泥氧化铜矿为对象，工艺矿物学研究表明，试样中含铜矿物以孔雀石为主，黄铜矿微量。脉石矿物以石英为主，其次为绿泥石、绢云母、高岭石和褐铁矿等。该矿石自然类型为含铜硅质岩、含铜含沙粘土岩及含铜铁泥质石英砂岩等，原生矿泥（褐铁矿泥和粘土矿泥）约占7%，在磨矿过程中又易于泥化，确定试验的工艺以浮选方案为主。在浮选试验中，通过大量的条件试验，找到了脱泥和孔雀石的可浮性规律，确定了该矿适宜的工艺流程和工艺参数。经过闭路试验验证，获得了较好的分选指标。

1 原矿性质

1.1 原矿多元素分析

原矿多元素分析和主要矿物含量分析结果见表1和表2。由表1的结果可知，原矿中有回收价值的元素为铜、钴。由表2的结果可知，该矿石含铜矿物主要是孔雀石。

表1 原矿多元素分析结果（质量分数）/%

Cu	CaO	MgO	Co_2O_3	TFe	Al_2O_3	SiO_2	MnO	TiO_2
4.46	0.0575	9.605	0.48	5.40	7.52	64.35	0.073	0.345

表2 原矿矿物成分及含量（质量分数）/%

孔雀石	黄铜矿	石英	绿泥石	绢云母	褐铁矿	高岭石
7	1	49	24	15	3	1

1.2 主要矿物的工艺特性

矿石自然类型主要为含铜硅质岩、含铜含沙粘土岩及含铜铁泥质石英砂岩等；矿石工艺类型为沉积型氧化铜矿石。

孔雀石为主要的含铜矿物，它是原生铜矿的次生矿物，晶体呈柱状或针状，常呈纤维状、束装、放射状、块状等集合体产出。常呈次生纤柱状结构、聚粒状结

① 收稿日期：2007-06-14
作者简介：李荣改（1978－），女，河北邢台人，硕士，主要从事选矿工艺研究。

维普资讯 http://www.cqvip.com

构和含砂-铁泥质结构，在含砂-铁泥质结构中孔雀石的含量最高，故含泥高。孔雀石常与褐铁矿或氧化铁质薄膜混杂在一起共生，原矿中褐铁矿含量虽不高，但孔雀石与褐铁矿关系密切。有时褐铁矿与孔雀石共同组成细脉穿插于矿石之中。铜精矿中不可避免掺杂有氧化铁影响铜精矿品位。孔雀石还与石英、绿泥石、绢(白)云母连生或伴生。孔雀石以细粒为主的不等粒不均匀嵌布。其中 -0.074 mm 粒级占 26.03%，粒径为 0.074 ~0.35 mm 的占 73.97%。

黄铜矿多包裹于石英之中，加之粒度较细，一般 0.01 ~0.02 mm，很难完全与石英单体解离，故这部分铜难以回收，而流失于尾矿，影响铜的回收率。

2　工艺方案讨论

2.1　浮选原则流程的确定

氧化铜矿的浮选方法主要有 2 种：① 经硫化剂硫化后，再用黄药等捕收剂进行浮选的硫化浮选法；② 用脂肪酸作捕收剂进行浮选，通常还要添加碳酸钠、水玻璃和磷酸盐作脉石的抑制剂和矿浆的调整剂。第二种方法只适用于脉石不是碳酸盐的氧化铜矿，当脉石中含有大量铁、锰矿物时，其指标就会变坏。本研究确定采用硫化浮选法回收矿石中的铜矿物。由于含泥量高恶化浮选，故需要提前脱泥，且该矿物磨矿时容易产生次生矿泥，因此原、次生矿泥一块脱除，则可简化选矿流程，降低选矿成本。

试验所用磨矿和浮选设备分别为 XMB200 × 240 湿式棒磨机和 XJ - 1.5L 单槽浮选机和 XFD 型单槽浮选(1.5 L、0.75 L、0.5 L)。所用药剂 2 号油、水玻璃、硫化钠均为试验室化学纯药剂，丁黄药为铁岭选矿药剂厂商品。

2.2　浮选脱泥试验

在浮选脱泥试验中按照图 1 所示流程分别进行了不同磨矿细度和不同药剂用量的试验，其中磨矿细度为 -0.074 mm 粒级占 65%，2 号油用量为 20 g/t 时可获得最佳结果，如表 3 所示。

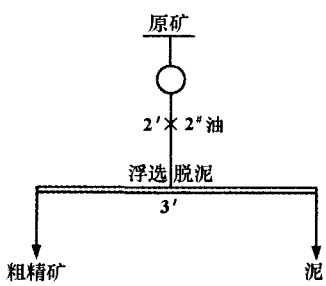

图 1　浮选脱泥试验流程

表 3　浮选脱泥试验最佳条件和结果

产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
粗精矿	94.43	4.63	95.05
泥	5.56	3.98	4.95
原矿	100.00	4.60	100.00

2.3　沉降脱泥试验

沉降脱泥通常要求在稀悬浮液中进行，以保证悬浮液中的固体颗粒均能自由沉降，根据斯托克斯公式：

$$\frac{h}{t} = \frac{(\rho_s - \rho_f)g}{18\mu}d^2 \tag{1}$$

可以推出：

$$t = \frac{18\mu h}{d^2(\rho_s - \rho_f)g} \tag{2}$$

式中 h 为沉降距离，m；t 为沉降时间，s；ρ_s 为固体密度，kg/m^3；ρ_f 为流体密度，kg/m^3，若以水为介质，则 ρ_f = 1 000 kg/m^3；g 为重力加速度，为 9.81 m/s^2；d 为球形固体颗粒直径，m；μ 为流体的粘度，Pa · s，水的粘度在 20 ℃时为 0.001 Pa · s。

已知：h = 30 cm，ρ_s = 2 700 kg/m^3，可以求出不同固体颗粒直径 d 对应的沉降时间 t，计算结果见表 4。

表 4　不同脱泥粒度需要的沉降时间

脱泥粒度/μm	沉降时间/s
15	1 430
20	800
25	510
30	350
35	260
40	200

2.3.1　*磨矿细度的影响*　按照图 2 所示流程，在水玻璃用量为2 000 g/t 时，脱去 15 μm 的细泥，磨矿细度对脱泥效果的影响结果见表 5。

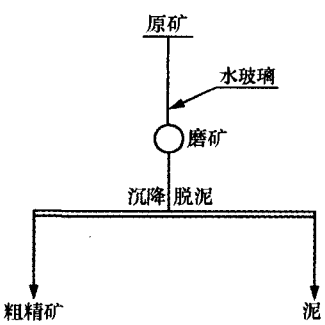

图 2　不同磨矿细度沉降脱泥试验流程

维普资讯 http://www.cqvip.com

表5 不同磨矿细度沉降脱泥试验结果

-0.074 mm粒级含量/%	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
20.32	粗精矿	87.91	4.71	90.07
	泥	12.09	3.78	9.93
	原矿	100.00	4.60	100.00
40	粗精矿	86.94	4.80	90.62
	泥	13.06	3.30	9.38
	原矿	100.00	4.60	100.00
60	粗精矿	83.58	4.99	90.67
	泥	16.42	2.62	9.33
	原矿	100.00	4.61	100.00

由表5中的数据可知,随着磨矿细度的增加,泥的产率越来越大,但泥中铜的品位却逐渐降低,因此铜在泥中的损失率相差不大。但考虑到单体解理的情况,选择磨矿细度为-0.074 mm粒级占60%。

2.3.2 脱泥细度的影响 按照图2所示流程,在水玻璃用量2 000 g/t,磨矿细度为-0.074 mm粒级占60%时,改变脱泥细度进行沉降脱泥试验,结果见表6。由表6中数据可知,随着脱泥细度的增加,铜流失于泥中的量越来越大。故仍选择脱泥细度为15 μm。

表6 不同脱泥细度沉降脱泥试验结果

脱泥细度/μm	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
15	粗精矿	85.74	4.81	89.68
	泥	14.26	3.33	10.32
	原矿	100.00	4.60	100.00
20	粗精矿	80.04	4.97	86.86
	泥	19.96	3.01	13.14
	原矿	100.00	4.58	100.00
25	粗精矿	76.84	4.92	82.39
	泥	23.16	3.49	17.61
	原矿	100.00	459	100.00

2.3.3 分散剂(水玻璃)用量 按照如图2流程,在磨矿细度为-0.074 mm粒级占60%,向沉降脱泥试验中添加不同量的水玻璃,脱去15 μm的细泥,试验结果见表7。由表7可知,是否添加水玻璃对沉降脱泥试验影响不大。

表7 水玻璃用量脱泥试验结果

水玻璃用量/(g·t^{-1})	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
0	粗精矿	85.00	4.86	90.17
	泥	15.00	3.00	9.83
	原矿	100.00	4.58	100.00
2 000	粗精矿	85.74	4.86	90.61
	泥	14.26	3.03	9.39
	原矿	100.00	4.60	100.00

2.3.4 沉降脱泥的最佳条件和结果 通过上述试验可知,在-0.074 mm粒级占60%,脱泥细度为15 μm,不添加水玻璃时,脱泥效果最佳,结果见表8。

表8 沉降脱泥试验的最佳条件和结果

产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
粗精矿	85.00	4.86	90.17
泥	15.00	3.00	9.83
原矿	100.00	4.58	100.00

通过对比表3和表8的结果可知,浮选脱泥试验中铜流失于泥中的量仅为4.95%,比沉降脱泥效果好。最终决定脱泥方案为:在磨矿细度为-0.074 mm粒级占65%的条件下用2号油20 g/t进行浮选脱泥试验。此时泥的品位为3.98%,回收率为4.95%。

2.4 选别试验

2.4.1 磨矿细度试验 工艺矿物学表明,目的矿物以细粒嵌布为主,与脉石矿物的共生关系较为复杂,磨矿必须达到一定的细度才能使目的矿物孔雀石充分单体解离。但目的矿物多呈含砂-铁泥质结构,原生矿泥较多,并且孔雀石性脆,在磨矿过程中易泥化,这给浮选造成了很大的困难。因此选择合适的磨矿细度具有重大的意义。

按如图3所示工艺流程进行了磨矿细度试验,结果见表9。由表9可知,磨矿细度对铜浮选的指标有较大影响。在试验磨矿细度变化范围内,粒度越细,铜在泥中的损失率增大,在尾矿中的损失率减小,综合考虑铜在泥和尾矿的损失率取磨矿细度为-0.074 mm粒级占65%。

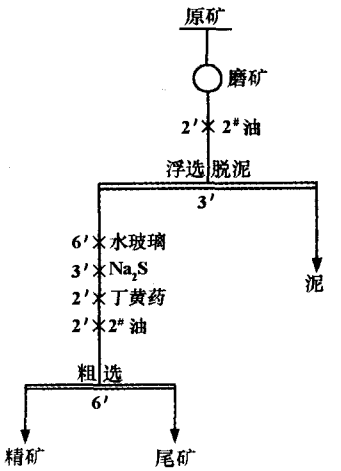

图3 磨矿细度条件试验流程

维普资讯 http://www.cqvip.com

表9　磨矿细度条件试验结果

-0.074 mm 粒级含量/%	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
50	精矿	37.83	8.63	70.98
	泥	7.49	3.09	5.03
	尾矿	64.68	1.71	23.99
	原矿	100.00	4.60	100.00
65	精矿	31.17	11.61	78.33
	泥	8.45	3.00	5.49
	尾矿	60.38	1.24	16.18
	原矿	100.00	4.62	100.00
75	精矿	25.45	14.11	77.93
	泥	8.52	3.84	7.10
	尾矿	66.03	1.05	14.97
	原矿	100.00	4.61	100.00
85	精矿	26.20	13.52	77.13
	泥	11.11	3.64	8.80
	尾矿	62.69	1.03	14.07
	原矿	100.00	4.59	100.00

2.4.2　水玻璃用量试验　按图3所示流程，在磨矿细度为-0.074 mm粒级占65%时进行水玻璃用量试验，结果见图4。由图4可以看出，在试验水玻璃用量变化范围内，精矿品位呈波浪形曲线，精矿回收率随水玻璃用量的增加逐渐降低。综合考虑精矿的品位和回收率，取水玻璃用量为500 g/t为宜，此时精矿的品位和回收率分别为13.20%和78.83%。

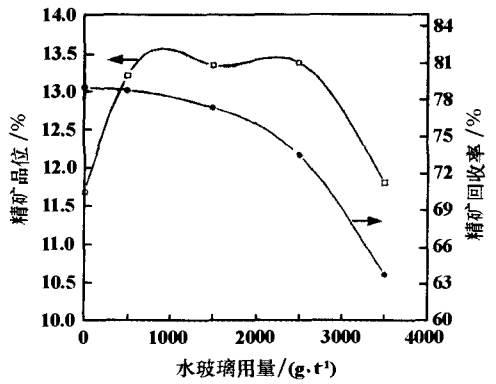

图4　水玻璃用量对铜浮选指标的影响

2.4.3　Na_2S用量试验　按图3所示流程，在磨矿细度-0.074 mm粒级占65%、粗选水玻璃用量为500 g/t、丁黄药用量为2 000 g/t时，进行了Na_2S用量试验，结果见图5。由图5可见，在试验Na_2S用量变化范围内，精矿品位和回收率均呈凸抛物线。综合考虑精矿的品位和回收率，取Na_2S用量为1 000 g/t为宜，此时精矿的品位和回收率分别为13.58%和83.29%。

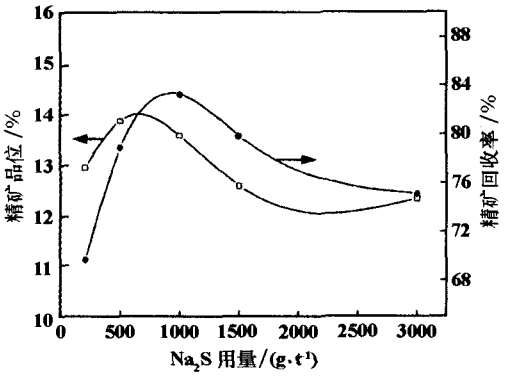

图5　Na_2S用量对铜浮选指标的影响

2.4.4　丁黄药用量试验　按图3所示流程，在磨矿细度-0.074 mm粒级占65%、粗选水玻璃用量为500 g/t、Na_2S用量为1 000 g/t时，进行了丁黄药用量试验，结果见图6。由图6可以看出，在试验丁黄药用量变化范围内，精矿品位呈下降趋势，回收率呈上升趋势。综合考虑精矿的品位和回收率，取丁黄药用量为2 500 g/t为宜，此时精矿的品位和回收率分别为13.33%和79.22%。由于此次试验样品中的目的矿物为泥化的细粒孔雀石，其可浮性很差，要想获得较高的回收率，则需要加大捕收剂黄药的用量，故黄药用量较多。

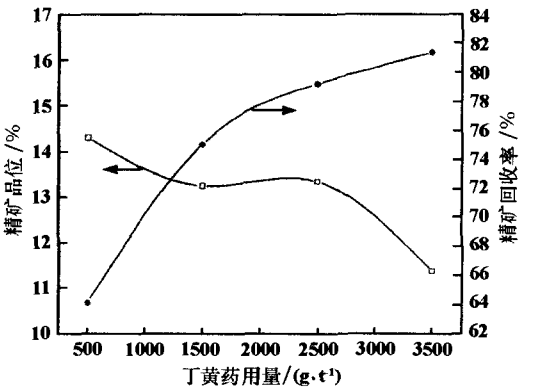

图6　丁黄药用量对铜浮选指标的影响

2.5　闭路试验

采用一段浮选脱泥，一粗两精四扫浮选流程，在开路状态下模拟闭路浮选，矿泥在生产中积累十分有害，采用灵活的流程，矿泥不返回，可用湿法冶金的方法单独处理。闭路试验所用浮选浓度为30%，流程如图7所示，试验结果见表10。闭路试验结果表明，采用上述流程可以有效的回收含泥难选铜矿石中的铜矿物。闭路试验可获得铜精矿品位21.14%，回收率81.80%。

维普资讯 http://www.cqvip.com

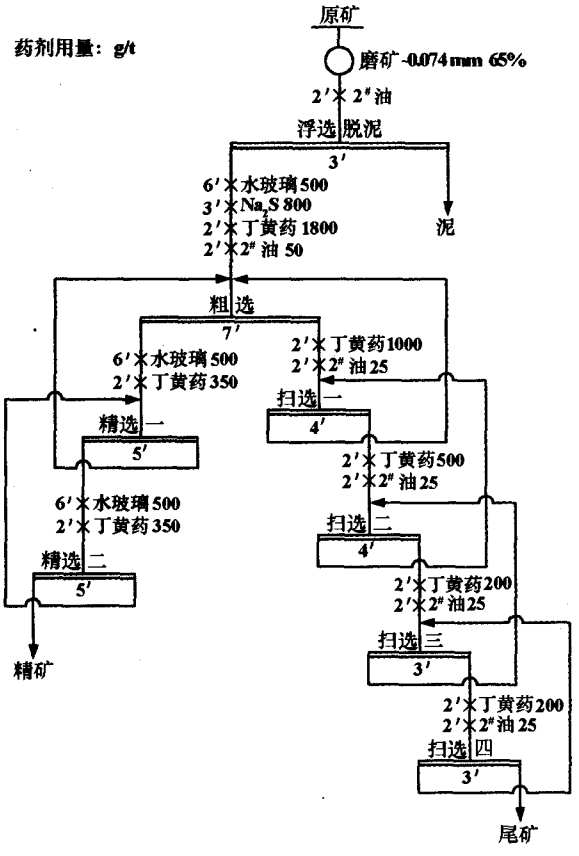

图7 闭路试验流程

表10 闭路试验结果

产品名称	产率%	品位%	回收率%
铜精矿	17.82	21.14	81.80
泥	9.51	4.00	8.27
尾矿	72.67	0.63	9.93
合计	100.00	4.61	100.00

3 结 语

1）从工艺矿物学特性可知，某地含泥氧化铜矿为含铜硅质岩、含铜含沙粘土岩及含铜铁泥质石英砂岩，泥化严重，有用矿物主要为孔雀石，其次为黄铜矿。孔雀石与褐铁矿常混杂在一起共生，铜精矿中不可避免掺杂有氧化铁。黄铜矿则多包裹于石英之中，粒度较细，一般为0.01～0.02 mm，很难完全与石英单体解离，故这部分铜难以回收，而流失于尾矿，影响铜的回收率。

2）选矿试验表明，在磨矿细度为-0.074 mm粒级占65%时，预先脱泥后采用硫化浮选工艺可有效的回收矿石中的铜元素，闭路试验可获得铜精矿品位21.14%，回收率81.80%的良好指标。预先脱出的矿泥和尾矿可通过湿法冶金的方法再进行单独处理，可进一步提高铜的回收率。

参考文献：

[1] 田 锋，张锦柱，师伟红，等. 氧化铜浮选研究现状与前景[J]. 甘肃冶金，2006(4)：9-10.

[2] 汤雁斌. 铜绿山氧化铜矿石选矿工艺探讨[J]. 中国矿山工程，2004(4)：13-16.

[3] 高洪山，杨奉兰. 提高难选氧化铜矿有用矿物回收率的选矿工艺[J]. 矿冶工程，1999(2)：44-46.

[4] 谭 欣，宋 磊. 西藏某氧化铜矿石选矿试验研究[J]. 有色金属，2006(5)：1-5.

[5] 罗传胜. 羟酸钠浮选氧化铜矿的研究[J]. 广东有色金属学报，1997(2)：85-89.

[6] 罗新民，田松鹤，刘忠荣. 难选氧化铜矿浮选工艺研究[J]. 湖南有色金属，2003(4)：12-14.

[7] 甘宏才. 铜绿山氧化铜铁矿石综合回收铜铁金银的合理选别工艺[J]. 湖南有色金属，2004(4)：11-14.