

柱机联合浮选在某含金硫化矿中的应用

王晴, 马子龙, 曹亦俊, 许亚军, 邓洋洋

(中国矿业大学化工学院, 国家煤加工与洁净化工程技术研究中心, 江苏 徐州 221116)

摘要: 河南某金选厂矿石主要为细粒嵌布含金硫化矿, 为了实现矿石中金的高效回收, 降低生产成本, 本研究根据含金硫化矿原矿性质特点, 采用柱机联合一粗一精一扫浮选工艺, 对其进行了半工业试验。通过条件试验确定了最佳试验参数。当试验原矿品位为 5.11 g/t 时, 试验最终得到回收率 88.80%、品位为 65.77 g/t 的合格精矿。试验结果表明在试验回收率与工业相当的前提下, 半工业浮选工艺具有提高金精矿品位约 10.00 g/t 并缩短工艺流程的优势。

关键词: 含金硫化矿; 柱机联合; 半工业试验

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2018.03.010

中图分类号: TD989 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2018) 03-0052-05

河南某含金硫化矿选金厂, 采用一粗两精两扫 + 中矿再磨全浮选机浮选工艺流程, 该流程较为繁琐, 金分选效率低, 尾矿品位偏高, 精矿富集比偏低, 使得生产成本居高不下。通过选矿厂前期对于生产产品中金的分布率分析, 发现原矿粒度和金分布率呈现两头分布, 而尾矿中微细粒品位偏高, 采用一粗两精两扫 - 中矿再磨全浮选工艺对微细粒金回收效果欠佳。为提高浮选效率, 降低生产成本, 半工业试验采用旋流 - 静态微泡浮选柱与传统浮选机等设备, 采用一粗一精一扫工艺流程对原矿粗、细粒进行回收。

1 原矿性质

通过矿石分析确定该地区矿石主体为少硫化物—金矿石。蚀变碎裂岩为该矿区主要自然矿石类型, 次要岩石类型为蚀变碎裂流纹岩、蚀变粗面岩及碎裂蚀变岩。含金矿石主要存在类型包括蚀变碎裂岩及碎裂蚀变岩。金属矿连生体主要为黄铁矿, 同时少量连生黄铜矿、铅锌矿以及褐铁矿, 脉石矿以石英、绢云母以及白云石为主, 高岭石、钾长石、白铅矿少量, 绿泥石、方解石等微量。具体矿石分析结果见表 1。

表 1 原矿化学多项分析 / %
Table 1 Chemical analysis of ore

Cu	Pb	Zn	W	Mo	Cr	TiO ₂	V	CaO	Mn	MgO	Zr
0.0034	0.13	0.074	0.0075	0.0018	0.001	0.63	0.03	3.2	0.17	3.12	0.01
Co	Ni	Ag	Na	K	Ba	Al ₂ O ₃	Fe	SiO ₂	S	Au *	-
0.00068	0.0006	0.0013	0.19	3.95	0.11	8.91	4.30	67.44	1.8	5.07	-

* 单位为 g/t。

收稿日期: 2016-12-14; 改回日期: 2017-01-16

基金项目: 国家自然科学基金青年基金资助项目 (51204178); 国家科技支撑计划课题 - 赤铁矿反浮选尾矿二次分选关键技术与工艺系统 (2014BAB01B05)

作者简介: 王晴 (1990-), 男, 在读硕士研究生, 研究方向为矿物加工工艺与设备。

通讯作者: 杨马子龙 (1978-), 男, 硕导, 研究方向为矿物加工工艺与设备。

由表1可以看出, 矿石中金的品位为 5.07 g/t, 为中品位金矿, 金为矿石中的主要有价金属, 是最具开采价值的部分, 而金在该矿石中的主要连生体为硫化矿, 主要为黄铁矿, 根据现场生产工艺药剂制度可知硫化矿富集回收矿石中的金为该类型矿石分选的主要手段方法。

2 柱机联合半工业试验

2.1 试验矿样及试验药剂

样品取自现场一段磨矿螺旋分级机溢流浓度 22%, -0.074 mm 55%~60%, 粒度组成见表 2。

表 2 原矿粒度组成

Table 1 Particle size composition of ore

粒级/mm	产率/%	品位/(g·t ⁻¹)	分布率/%
+0.074	41.49	3.25	26.60
-0.074+0.038	14.58	5.03	14.47
-0.038	43.93	6.80	58.93
合计	100	5.07	100.00

由表 2 可以看出, 原矿中 -0.038 mm 产率 43.93%, 金属分布率 58.94%; +0.074 mm 产率 41.49%, 金属分布率 26.60%。原矿粒度主要分布在 +0.074 mm 和 -0.038 mm 粒度级, 实现微细粒金高效回收的重点。

2.2 试验流程

现场生产的工艺流程为中矿再磨全浮选机一次粗选、两次精选、两次扫选的浮选工艺。通过前期的工艺流程分析和探索, 该矿石原矿通过柱机联合浮选柱一次粗选一次精选浮选机一次扫选可以获得合格的精矿产品, 并能保证较低的尾矿品位。

半工业设备主要采用中国矿业大学旋流静态浮选柱及浮选机, 整体系统包括调浆设备、液位控制装置及柱机分选设备。系统设备采用 1 台 Φ400×4000 mm、1 台 Φ250×4000 mm 旋流-静态微泡浮选柱, 以及 1 台 Φ1000×1000 mm、1 台 Φ600×800 mm、Φ400×600 mm 搅拌桶, 2 套液位自动控制系统以及配套管道、阀门等。试验系统配备 2 台循环泵, 其中 1 台功率 15 Kw(扬程 40 m, 流量 35 m³/h), 1 台功率 7.50 kW(扬程 30 m, 流量 20 m³/h)。半工业试验流程见图 1。

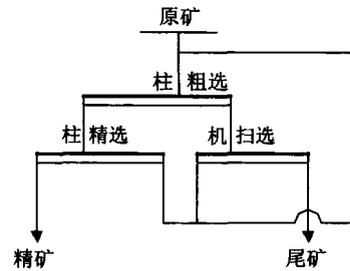


图 1 半工业试验流程

Fig. 1 Flowsheet of semi-industrial test

3 结果与分析

入浮原矿先进行粗选调浆准备, 粗选调浆过程中确定各药剂加药量分别为硫酸铜 75 g/t、丁基黄药 135 g/t、丁铵黑药 17 g/t、松醇油 60 g/t; 精选补加水玻璃 150 g/t 以保证最终精矿品位; 扫选各药剂加药量分别为硫酸铵 100 g/t、丁基黄药 90 g/t、丁铵黑药 45 g/t、松醇油 5 g/t, 可到达较好浮选指标。

3.1 处理量试验

固定矿浆浓度 20%~22%、PH 值 7.0、-0.074 mm 55%~60%, 粗选旋流-静态微泡浮选柱循环泵压力为 0.25 MPa, 充其量为 0.09 m³/min, 泡沫层厚度为 450 mm。处理量试验结果见图 2。

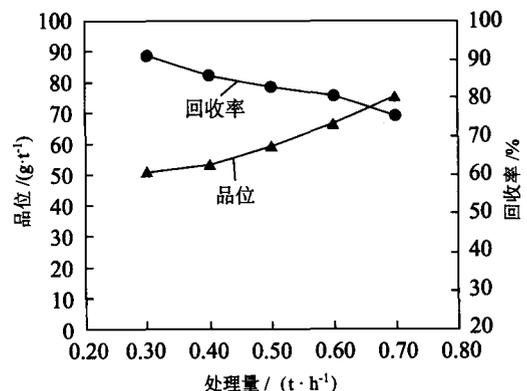


图 2 处理量试验结果

Fig. 2 Results of treatment quantity test

由图 2 可知, 随着处理量的逐步增加, 精矿品位不断升高; 当处理量为 0.70 t/h 时, 精矿品位 75.33 g/t, 回收率 75.42%; 当处理量为 0.30 t/h 时, 精矿品位 50.70 g/t, 回收率 90.83%。可以看出小处理量条件下, 半工业试验可以保证足够的浮选时间, 使得难选金矿石得到最大限度的回收; 而随着处理量的增加, 浮选时间则不断降低, 虽然精矿品位得到了显著的提高, 但是浮选效率大大降低, 回收率难以得到保证。

综合分析可知：在处理能力为 0.30 t/h 的条件下，精矿富集比为 10 左右，精矿品位达到了浮选指标，且回收率最大；因此确定试验处理量定为 0.30 t/h。

3.2 粗选捕收剂试验

(1) 捕收剂试验

固定矿浆浓度 20%~22%、pH 值 7.0、-0.074 mm 含量 55%~60%，旋流-静态微泡浮选柱循环泵压力 0.25 MPa，充其量 0.09 m³/min，泡沫层厚度 450 mm。保证捕收剂总用量 200 g/t 条件下，调整粗选丁基黄药与丁铵黑药添加比例，试验结果见图 3。

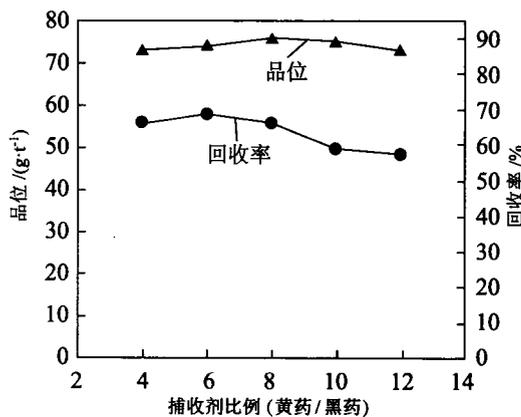


图 3 粗选捕收剂配比试验结果
Fig. 3 Results of collectors ratio test

由图 3 可以看出，随着捕收剂配比的提高，精矿回收率由 86.93% 提升到 89.90%；随后随着配比的增加回收率不断降低。而精矿品位则随着捕收剂配比的增大，整体呈现递增的趋势；当配比达到 6 之后，精矿品位开始逐渐下降。在平均原矿品位 5.08 g/t 的入浮条件下，捕收剂配比为 8 时，回收率可以达到最大提升，并且精矿富集比达到 11 左右，即为最佳配比。

(2) 捕收剂用量试验

固定其他条件不变的情况下，调整粗选捕收剂丁基黄药与丁铵黑药用量，试验结果见图 4。

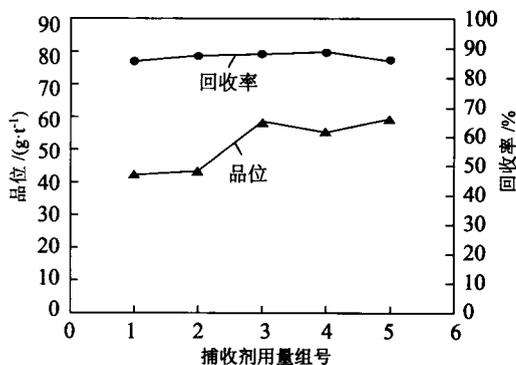


图 4 捕收剂用量试验结果
Fig. 4 Results of collectors dosage test

由图 4 可以看出，随着捕收剂用量的提高，精矿回收率由 86.69% 提升到 88.68%；随着药耗增加回收率开始降低，而精矿品位则随着捕收剂药耗的增大，由 42.32 g/t 逐步增加到 58.33 g/t；当捕收剂药耗达到 96:12~184:23，精矿品位变化不大，基本维持在 50-60 g/t 之间。在原矿品位 5.09 g/t 的入浮条件下，捕收剂药耗为 136:17 时，精矿品位和回收率可以达到最优指标，即确定捕收剂药耗为 136:17。

3.3 硫酸铜用量试验

固定其他条件不变的情况下，逐步增加粗选硫酸铜用量，观察浮选指标变化情况。具体试验结果见图 5。

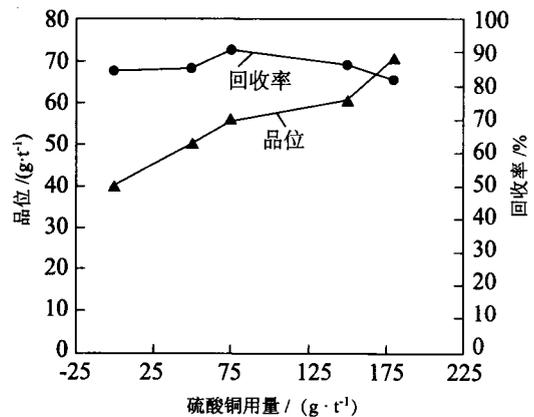


图 5 硫酸铜用量试验结果
Fig. 5 Results of Copper sulfate dosage test

由图 5 可以看出，随着硫酸铜用量的逐步增加，精矿品位逐步提高。起初随着硫酸铜用量的增加，精矿回收率由 84.38% 快速升高到 90.68%；随后随着硫酸铜用量的增加粗选泡沫状态开始发生明显粘稠变化，精矿回收率开始下降。由图 5 可知，硫酸铜用量确定为 75 g/t，时回收率最高，精矿品位较高，富集比 11 左右，综合考虑确定硫酸铜用量为 75 g/t。

3.4 精选水玻璃用量试验

为保证最终精矿品位，在精选段补加了抑制剂水玻璃，用来抑制脉石矿物，提高精矿品位。在固定其他条件不变的情况下，调整精选水玻璃用量，寻求较优的加药量。试验结果见图 6。

由图 6 可以看出，随着水玻璃用量的增加，精矿品位逐步提高，由 49.66 g/t 提升到 73.22 g/t；在水玻璃用量为 150 g/t 之前，随着水玻璃用量的增加精矿回收率有缓慢增加，最后回收率出现明显降低。综合分析得出水玻璃用量为 150 g/t 时，同比效果最佳。

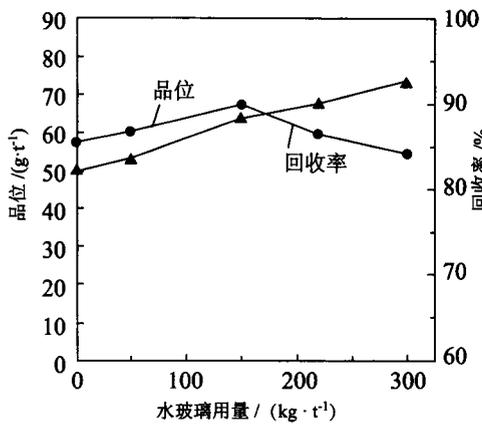


图6 水玻璃用量试验结果

Fig.6 Results of sodium silicate dosage test

因此，精选水玻璃用量定为 150 g/t 为宜。

3.5 扫选捕收剂试验

同上所述，在固定其他条件不变的情况下根据工业生产情况，调整扫选捕收剂配比及用量，进行了扫选捕收剂用量及配比试验，丁基黄药与丁铵黑药用量为 1) 30:60、2) 45:67.5、3) 90:45、4) 135:23、5) 150:15，单位 g/t。具体结果见图 7。

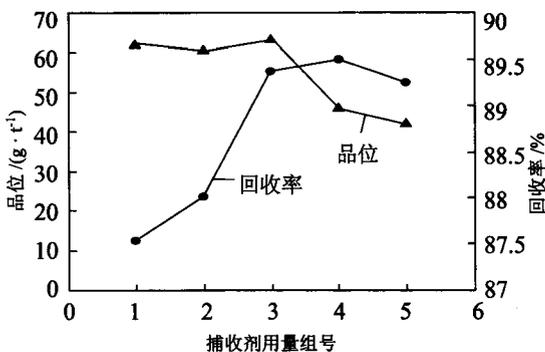


图7 捕收剂试验结果

Fig.7 Results of collectors dosage test

由图 7 可以看出，随着捕收剂用量和丁基黄药丁铵黑药比例的增加，精矿品位先维持稳定，随后出现明显降低；精矿回收率整体呈现不断提升的趋势直至回收率达到稳定。当丁基黄药丁铵黑药用量为 90:45 时，精矿品位为 63.20 g/t，回收率为 89.37%，实现了在保证精矿品位的条件下最大限度的提升回收率的目的，因此扫选捕收剂用量定为 90:45。

3.6 扫选硫酸铵用量试验

硫酸铵作为活化剂，在扫选段浮选过程中对提高回收率起着重要作用。在固定其他条件不变的情况下，改变扫选硫酸铵用量，试验结果见图 8。

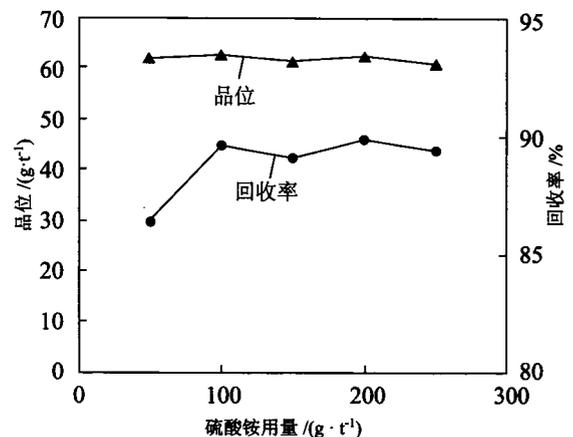


图8 硫酸铵用量试验结果

Fig.8 Results of ammonia sulfate dosage test

由图 8 可知，随硫酸铵用量增加，精矿品位波动不大；而回收率则有较大的波动性，回收率先增大，后趋于平稳。当硫酸铵用量为 100 g/t 时，精矿品位 62.58 g/t，回收率 89.59%，为最优浮选指标，所以确定扫选硫酸铵用量为 100 g/t。

3.7 稳定试验

在处理量和药剂试验的基础上，固定粗选浮选柱循环泵压力 0.25 MPa，充气量 0.09 m³/min，泡沫层厚度 450 mm；精选浮选柱循环泵压力 0.16 MPa，充气量 0.04 m³/min，泡沫层厚度 550 mm；扫选浮选机泡沫层厚度 150 mm，充气量 0.06 m³/min 进行稳定试验，试验结果见表 3。

表3 稳定试验结果

Table 3 Results of stability test

取样 批次	Au 品位 / (g·t ⁻¹)			Au 回收率 /%
	原矿	尾矿	精矿	
1	5.07	0.62	66.69	88.69
2	5.07	0.62	63.83	88.72
3	5.15	0.54	79.78	90.07
4	5.2	0.66	57.21	88.38
5	5.08	0.57	76.73	89.48
6	5.13	0.62	65.94	88.70
7	5.18	0.62	61.77	88.98
8	5.11	0.67	61.80	87.93
9	5.04	0.64	58.16	88.27
综合	5.11	0.62	65.77	88.80

4 结论

(1) 试验原矿金品位 5.07 g/t，-0.038 mm 金属分布率达 58.92%，金主要分布在 +0.074 mm 和 -0.038 mm

两个粒级，脉石矿物主要为石英，金主要伴生体为黄铁矿，硫化物含量 1.8%，为少硫化物—金矿石。

(2) 采用一粗一精一扫浮选工艺，开展了捕收剂配比、捕收剂用量、硫酸铜用量、水玻璃用量探索实验，确定最佳试验条件为粗选硫酸铜 75 g/t、丁基黄药 135 g/t、丁铵黑药 17 g/t、松醇油 60 g/t；精选加水玻璃 150 g/t、扫选硫酸铵 100 g/t、丁基黄药 90 g/t、丁铵黑药 45 g/t、松醇油 5 g/t。

(3) 在较佳试验条件下，采用柱机联合一粗一精一扫闭路浮选流程，得到了平均金精矿品位 65.77 g/t、平均回收率 88.80% 的良好指标，相比工业一粗两精两扫中矿再磨工艺系统，本试验缩短工艺流程的基础上，提高了精矿品位，实现了该金选矿厂原矿中的金的有效回收。

参考文献：

[1] 朱超, 戈保梁, 李青. 某含金黄铁矿实验室及半工业试验 [J]. 矿冶. 2013,22(4):41-46.

[2] 马驰, 卞孝东, 王守敬, 等. 金矿石的工艺矿物学研究 [J]. 黄金. 2011, 32(10):47-51.

[3] 阙绍娟, 王海芳, 赵锋. 低品位含金硫化矿选矿试验研究 [J]. 云南冶金. 2012,21(1):18-21.

[4] 王伊杰, 文书明, 刘丹, 等. 黄铁矿包裹金的浮选试验研究 [J]. 稀有金属. 2015,39(6):546-553.

[5] 宋永胜, 曹亦俊, 马子龙. 柱机联合浮选工艺在铜钼矿分选中的应用 [J]. 中国钼业. 2012,36(2):30-34.

[6] 刘洋, 曹亦俊, 黄根, 等. 旋流-静态微泡浮选柱分选某金矿泥的半工业试验 [J]. 金属矿山. 2012,(3):82-85.

Application of Column Machine Combination Method for a Gold-bearing Pyrite Ore

Wang Qing, Ma Zilong, Cao Yijun, Xu Yajun, Deng Yangyang

(School of Chemical Engineering & Technology, China University of Mining & Technology, National Engineering Research Center of Coal Preparation & Purification, Xuzhou, Jiangsu, China)

Abstract: The ore of a gold processing plant in Henan province are mainly fine-disseminated gold-bearing sulfide ore. In order to achieve efficient recovery of gold from ore and reduce production costs, this research was done based on characteristics of the gold-bearing sulfide ore, and the semi-industrial test was processed with column machine combination—one roughing, one scavenging, one cleaning. The optimum parameters of experiment were determined by condition tests. When ore grade is 5.11 g/t, the semi-industrial test finally obtained qualified concentrate which recovery rate was 88.80%, and the concentrate grade was 65.77 g/t. The result shows that based on the similar recovery of industry and semi industry, semi-industrial flotation process can improve the grade of gold concentrate about 10.00 g/t and shorten the process.

Keywords: Gold-bearing sulfide ore; Column machine combination; Semi-industrial test

