

安徽某铜硫矿选矿工艺优化试验研究

万丽, 周少珍, 曾克文, 孙志健, 于洋, 胡志凯, 钱志博

(北京矿冶科技集团有限公司, 矿物加工科学与技术国家重点实验室, 北京 102628)

摘要: 安徽某铜硫矿现场选矿工艺为“铜硫等可浮出快铜-中矿再磨-铜硫分离”, 得到的硫精矿产品品位不够理想, 仅为41.43%, 离要求的48%差距较大。针对这一情况, 本文开展了选矿工艺试验研究, 针对含Cu 0.85%、S 15.23%的原矿, 采用“铜硫混浮粗精矿再磨脱脉石-铜硫分离”工艺流程, 闭路试验最终获得铜精矿含Cu 17.41%、S 32.44%, Cu回收率86.46%; 硫精矿含Cu 0.24%、S 48.95%、Fe 44.01%, S回收率60.78%。

关键词: 黄铜矿; 白铁矿; 黄铁矿; 浮选流程; 工艺优化

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2019.06.009

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2019) 06-0041-04

铜硫铁矿石选矿一般采用“先浮后磁”原则流程^[1]。对于铜硫浮选, 目前常用的工艺流程有: 优先浮选、混合浮选、等可浮、部分优先、部分混合浮选等^[2-4]。

安徽某铜硫矿选厂原矿含Cu 0.86%、S 15.53%, 采用的选矿工艺为“铜硫等可浮出快铜-中矿再磨-铜硫分离”, 最终得到的硫精矿含S 41.43%, 与选厂设定的目标(硫精矿含S 48%)差距较大。本研究针对含Cu 0.85%、S 15.23%的原矿, 采用“铜硫混浮粗精矿再磨脱脉石-铜硫分离”工艺, 最终获得了铜精矿含Cu 17.41%、S 32.44%, Cu回收率86.46%; 硫精矿含Cu 0.24%、S 48.95%、Fe 44.01%, S回收率60.78%的闭路试验指标。

1 矿石性质

矿石中主要可回收元素为铜、硫、铁, 其中铜矿物主要以黄铜矿的形式存在, 另有微量的斑铜矿、铜蓝、黝铜矿及辉铜矿; 硫矿物绝大部分为白铁矿、黄铁矿和磁黄铁矿; 铁矿物主要为菱铁矿, 其次为磁铁矿和赤铁矿以及微量的褐铁矿。脉石矿物主要以石英, 其次为绿泥石、斜长石和高岭石, 另有少量的方解石、正长石、白云石、白云母、黑云母、磷灰石以及微量的滑石。

矿石中的铜矿物和硫矿物均主要以中细粒嵌布, 少量以粗粒嵌布; 它们之间的嵌布关系十分密切, 常嵌布在一起或相互包裹形式复杂的嵌布关系, 有时相互以细脉状沿对方裂隙充填交代。

原矿多元素分析结果见表1。

表1 原矿多元素分析结果/%

Table 1 Multi-element analysis results of the run-of-mine

S	Cu	Fe	Pb	Zn	Au*	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	As	Ag*
15.53	0.85	28.50	0.013	0.042	0.52	5.53	3.15	7.67	25.35	0.035	2.97

* 单位为 g/t。

2 选矿试验研究

2.1 磨矿细度试验

对原矿进行了磨矿细度试验, 试验结果见表2, 试验流程见图1。

收稿日期: 2018-11-01

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(2014CB643403)项目资助

作者简介: 万丽(1987-), 女, 硕士, 主要从事选矿工艺研究。

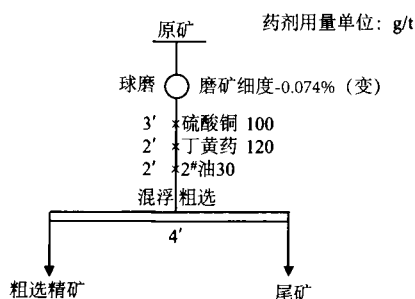


图 1 原矿磨矿细度试验工艺流程

Fig. 1 Flowsheet of grinding fineness test

表 2 原矿磨矿细度试验结果

Table 2 Results of grinding fineness test

磨矿细度 (-0.074mm)/ %	产品 名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			Cu	S	Cu	S
55	粗选精矿	23.93	3.05	44.97	84.46	69.48
66	粗选精矿	25.62	3.01	43.61	87.93	72.23
78	粗选精矿	26.61	2.92	44.52	90.95	75.96
81	粗选精矿	28.36	2.86	43.80	92.82	79.24
88	粗选精矿	25.12	3.10	43.88	92.04	71.60

由表 2 可知, 随着磨矿细度增加, 粗选精矿 Cu 品位逐渐下降、S 品位变化不大, 而 Cu、S 回收率均逐渐上升, 当磨矿细度为 -0.074 mm 占 81% 时, Cu、S 浮选回收率达到较佳; 继续增加磨矿细度, Cu、S 回收率则均呈下降趋势。

由于选厂目前的磨矿细度为 -0.074 mm 占 78%, 与试验较佳磨矿细度接近, 考虑到磨矿成本等因素, 后续试验中采用的磨矿细度均为 -0.074 mm 占 78%。

2.2 铜硫混浮捕收剂种类及组合试验

铜硫浮选常用捕收剂主要为黄药类、黑药类、硫氮类^[9]。本试验考察捕收剂种类及组合对混浮粗选指标的影响, 由于丁铵黑药有较强的起泡性, 因此在使用丁铵黑药时不添加 2# 油, 不使用丁铵黑药时 2# 油用量为 40 g/t。试验磨矿细度为 78% -0.074 mm, 粗选药剂制度为: 捕收剂 120 g/t; 2# 油 40 g/t, 搅拌时间分别为: 2 min; 2 min, 粗选时间为 5 min。试验结果见表 3。

表 3 捕收剂种类及组合试验结果

Table 3 Results of collector types test

磨矿细度 (-0.074mm)/ %	产品 名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			Cu	S	Cu	S
丁黄药: 120	粗选精矿	34.23	2.33	39.68	94.17	87.17
丁铵黑药: 120(不加 2# 油)	粗选精矿	32.42	2.49	38.56	94.24	80.05

SN-9: 120	粗选精矿	28.40	2.72	40.37	89.25	73.48
丁黄药 + 丁铵黑药: 80+40 (不加 2# 油)	粗选精矿	32.80	2.46	40.49	93.83	85.50
丁黄药 + SN-9: 80+40	粗选精矿	33.08	2.42	40.00	93.88	85.40
丁黄药 + 丁铵黑药 + SN-9: 40+40+40 (不加 2# 油)	粗选精矿	32.92	2.42	40.30	94.21	85.33

由表 3 可知, 综合考虑粗选精矿 Cu、S 的品位及回收率, 单用丁黄药时浮选指标较佳。

2.3 铜硫混浮粗选丁黄药用量试验

本试验考察丁黄药用量对铜硫混浮粗选指标的影响, 试验磨矿细度为 78% -0.074 mm, 粗选药剂制度为: 丁黄药 (变); 2# 油 40 g/t, 搅拌时间分别为: 2 min; 2 min, 粗选时间为 5 min, 丁黄药用量试验结果见表 4。

表 4 丁黄药用量试验结果

Table 4 Results of butyl xanthate dosage test

丁黄药用量 (g·t ⁻¹)	产品 名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			Cu	S	Cu	S
40	粗选精矿	29.81	2.63	39.52	91.18	76.14
60	粗选精矿	31.99	2.53	40.06	92.75	81.88
80	粗选精矿	32.60	2.47	40.09	92.92	83.72
100	粗选精矿	33.54	2.39	39.59	93.13	86.87
120	粗选精矿	34.02	2.37	39.83	94.14	87.29

由表 4 可知, 随着丁黄药用量的增加, 粗选精矿 Cu 品位逐渐下降、Cu 回收率逐渐上升; S 品位先上升后下降 (变化极小)、S 回收率逐渐上升。综合考虑药剂成本及浮选指标, 确定混浮粗选丁黄药用量为 100 g/t。

2.4 铜硫混浮粗选 2# 油用量试验

本试验考察 2# 油用量对铜硫混浮粗选指标的影响, 试验磨矿细度为 78% -0.074 mm, 粗选药剂制度为: 丁黄药 100 g/t; 2# 油 (变), 搅拌时间分别为: 2 min; 2 min, 粗选时间为 5 min, 2# 油用量试验结果见表 5。

表 5 2# 油用量试验结果

Table 5 Results of terpenic oil dosage test

2# 油用量 (g·t ⁻¹)	产品 名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			Cu	S	Cu	S
16	粗选精矿	31.24	2.54	40.44	91.44	82.97
24	粗选精矿	32.45	2.47	39.74	93.10	85.15
32	粗选精矿	33.08	2.40	39.11	93.76	86.10
40	粗选精矿	34.54	2.33	38.09	93.96	86.94

由表5可知，随着2#油用量的增加，粗选精矿Cu品位逐渐下降、Cu回收率逐渐上升；S品位逐渐下降、S回收率逐渐上升。综合考虑药剂成本及浮选指标，确定铜硫混浮粗选2#油用量为32 g/t。

2.5 铜硫混浮粗精矿再磨细度试验

将原矿磨矿至-0.074 mm 78%，粗选药剂制度为：丁黄药100 g/t；2#油32 g/t，搅拌时间分别为：2 min；2 min，粗选时间为5 min，所得泡沫产品为铜硫混浮粗精矿。

进行再磨细度试验，考察再磨细度对铜硫精选分离浮选指标的影响，混浮精选不加药，精选时间为5 min，再磨细度试验结果见表6。

表6 再磨细度试验结果

Table 6 Results of regrinding fineness test

再磨细度 /-0.043mm%	产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			Cu	S	Cu	S
72	粗精矿	76.03	3.12	45.24	95.01	86.72
80	粗精矿	78.02	3.07	45.55	96.98	89.59
87	粗精矿	80.80	3.09	45.76	98.04	92.28
93	粗精矿	76.16	3.09	46.42	97.34	89.80

由表6可知，随着磨矿细度的增加，粗精矿Cu、S品位变化不大，Cu、S回收率均先上升后下降。确定再磨细度为-0.043 mm 87%。

2.6 铜硫分离粗选石灰用量试验

根据文献^[6]可知亚硫酸钠与石灰配合使用时可有效抑硫。再磨后空白精选两道之后所得的混合精矿用于铜硫分离粗选，本试验考察石灰用量对铜硫分离粗选指标的影响，铜硫分离粗选药剂制度为：石灰（变）+亚硫酸钠400 g/t，搅拌时间为：4 min，粗选时间为5 min，石灰用量试验结果见表7。

表7 石灰用量试验结果

Table 7 Results of lime dosage test

石灰用量 /(g·t ⁻¹)	产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			Cu	S	Cu	S
0	铜粗精矿	92.65	3.61	47.04	98.10	94.25
(pH=7)	硫粗精矿	7.35	0.88	36.18	1.90	5.75
1000	铜粗精矿	60.03	5.33	46.18	94.01	59.93
(pH=10)	硫粗精矿	39.97	0.51	46.36	5.99	40.07
2000	铜粗精矿	16.96	18.22	35.99	90.30	13.22
(pH=11)	硫粗精矿	83.04	0.40	48.27	9.70	86.78
3000	铜粗精矿	14.99	18.73	35.64	82.93	11.54
(pH=12)	硫粗精矿	85.01	0.68	48.18	17.07	88.46
4000	铜粗精矿	13.61	19.57	35.34	78.80	10.39
(pH=13)	硫粗精矿	86.39	0.83	48.03	21.20	89.61

由表7可知，随着石灰用量的增加，铜粗精矿Cu品位先快速上升后趋于平稳，Cu回收率逐渐下降；硫粗精矿S品位先快速上升后趋于平稳，S回收率逐渐上升。综合考虑Cu、S选矿指标，混浮粗精矿再磨后经过两道空白精选后，铜硫分离时石灰用量为2000 g/t即可。

2.7 铜硫分离粗选亚硫酸钠用量试验

再磨后空白精选两道之后所得的混合精矿用于铜硫分离粗选，本试验考察在石灰介质中亚硫酸钠用量对铜硫分离粗选指标的影响，铜硫分离粗选药剂制度为：石灰2000 g/t+亚硫酸钠（变），搅拌时间为4 min，粗选时间为5 min，亚硫酸钠用量试验结果见表8。

表8 亚硫酸钠用量试验结果

Table 8 Results of sodium sulfite dosage test

亚硫酸钠 用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			Cu	S	Cu	S
0	铜粗精矿	21.51	14.15	37.56	89.81	17.48
	硫粗精矿	78.49	0.44	48.58	10.19	82.52
200	铜粗精矿	17.33	16.92	35.25	88.08	13.19
	硫粗精矿	82.67	0.48	48.66	11.92	86.81
400	铜粗精矿	15.90	18.22	34.99	86.02	12.06
	硫粗精矿	84.10	0.56	48.27	13.98	87.94
800	铜粗精矿	14.99	18.79	33.25	84.02	10.77
	硫粗精矿	85.01	0.63	48.58	15.98	89.23

由表8可知，添加亚硫酸钠后，铜粗精矿中S的回收率有所下降。综合考虑Cu、S选矿指标，混浮粗精矿再磨后经过两道空白精选后，确定铜硫分离时亚硫酸钠用量为200 g/t。

2.8 “铜硫混浮粗精矿再磨脱脉石-铜硫分离”闭路试验

“铜硫混浮粗精矿再磨脱脉石-铜硫分离”试验结果见表9，闭路试验工艺流程见图2。

表9 闭路试验结果

Table 9 Results of closed -circuit test

产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
		Cu	S	Cu	S
铜精矿	4.21	17.41	32.44	86.46	8.97
硫精矿	18.91	0.24	48.95	5.35	60.78
尾矿2	10.87	0.25	19.50	3.21	13.92
尾矿1	66.01	0.064	3.77	4.98	16.33
原矿	100.00	0.85	15.23	100.00	100.00

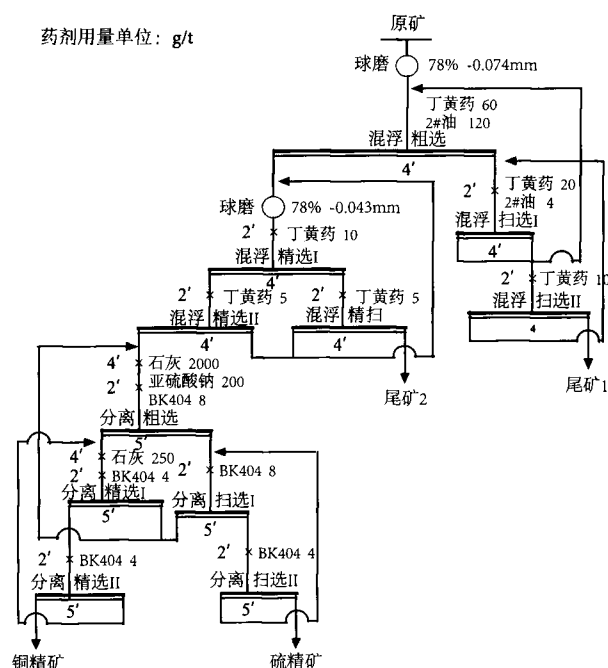


图 2 闭路试验工艺流程

Fig. 2 Flowsheet of closed-circuit test

由表 9 可知,“铜硫混浮粗精矿再磨脱脉石-铜硫分离”闭路试验最终获得铜精矿含 Cu 17.41%、S 32.44%, Cu 回收率 86.46%; 硫精矿含 Cu 0.24%、S 48.95%、Fe 44.01%, S 回收率 60.78%。

3 结 论

(1) 铜硫分离时亚硫酸钠与石灰配合使用,

既可以减少石灰用量,还可以有效抑硫。

(2) 针对原矿含 Cu 0.85%、S 15.23%, 采用“铜硫混浮粗精矿再磨脱脉石-铜硫分离”工艺流程, 闭路试验最终获得铜精矿含 Cu 17.41%、S 32.44%, Cu 回收率 86.46%; 硫精矿含 Cu 0.24%、S 48.95%、Fe 44.01%, S 回收率 60.78%。

(3) “铜硫混浮粗精矿再磨脱脉石-铜硫分离”工艺在保证选铜指标的情况下, 硫精矿质量得到了显著改善, 为选厂挖掘铜硫精矿潜力提供了技术支持。

参考文献:

- [1] 李俊宁, 肖春莲. 某铁硫铜复杂多金属矿选矿工艺研究[J]. 金属矿山, 2008 (12):58-63.
- [2] 朱继生. 冬瓜山铜矿选矿技术攻关[J]. 中国钼业, 2006,30 (5):24-27.
- [3] 阮华东, 彭屹. 武山铜矿提高选矿指标实践[J]. 矿业快报, 2004 (7):32-34.
- [4] 吴熙群, 李世伦, 谢珉. 西藏玉龙铜矿硫化矿选矿工艺流程的研究[J]. 矿冶, 2000,9 (4):32-37.
- [5] 李宗站, 刘家弟, 王振玉, 等. 国内铜硫浮选分离研究现状[J]. 现代矿业, 2010 (3):12-15.
- [6] 景开元. 亚硫酸钠在铜硫分离中的作用[J]. 有色矿冶, 1990 (1):17-20.

Experimental Research on Beneficiation Technology of a Copper-sulfur Ore from Anhui

Wan Li, Zhou Shaozhen, Zeng Kewen, Sun Zhijian, Yu Yang, Hu Zhikai, Qian Zhibo

(Beijing General Research Institute of Mining and Metallurgy, National key laboratory of science and technology of mineral processing, Beijing, China)

Abstract: A technology of ‘copper-sulfur iso-flotation-middling regrinding-copper-sulphur separation’ was used in a copper-sulfur ore plant in Anhui province. The S grade of sulphur concentrate is not ideal, only 41.43%, quite different from the requirement of 48%. In view of this situation, the optimization experiments of ore dressing process were carried out in this paper. For run-of-mine containing Cu0.85%, S 15.23%, a copper concentrate contains Cu17.41%, S 32.44%, Cu recovery of 86.46% and a sulfur concentrate contains Cu 0.24%, S 48.95%, Fe 44.01%, S recovery of 60.78% were achieved in closed-circuit test by using the technology of “copper-sulphur bulk flotation- rough concentrate regrinding-gangue removal-copper-sulphur separation”. In the case of the copper index, the quality of sulfur concentrate has been improved significantly, and the technology support is provided for tapping the potentials of the plant.

Keywords: Chalcopyrite; Marcasite; Pyrite; Flotation flowsheet; Technology optimization