

原生混合锰矿浮选工艺

王伟生¹,熊淑华²

(1. 武汉理工大学, 武汉 430070; 2. 江西理工大学, 江西赣州 341000)

摘 要: 研究混合原生锰矿的浮选工艺。结果表明, 矿石可浮性较好, 对黄药类捕收剂较敏感, 浮选速度较快, 通过一粗一精二次扫选流程可以得到含锰 51.32%、硫 28.27% 的硫锰矿精矿, 产率为 35.44%, 锰回收率 44.79%, 同时可以得到含锰量 35.39%、硫 < 2% 的低硫低重金属的碳酸锰精矿。

关键词: 选矿工程; 混合原生锰矿; 浮选; 硫化锰

中图分类号: TD923.7; TD951 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001-0211(2006)04-0066-04

目前我国锰矿资源紧缺, 每年大约进口 150 万 t 的锰矿石。主要供给冶金、轻工、国防、电子工业及农业等领域。经过多年开采利用, 我国现有富矿资源日益枯竭, 易采易选的单—富矿愈来愈少。而随着锰矿产品加工行业对产品品种和质量要求的愈来愈高以及产品加工过程的环保要求愈来愈严, 给锰矿的分选带来了一定的困难。为了可持续发展的需要, 对我国矿山现有的嵌布粒度细、组成复杂的矿产资源的综合利用开发, 是矿物加工行业的一项重要举措。为此, 针对混合原生锰矿石的特性, 采用浮选

的方法, 使精矿中硫的含量相对稳定, 解决了酸浸过程中硫化氢含量波动较大的缺点, 从而为我国难选锰矿的开发利用作出了有利的探索。

1 原矿性质

试验采出 6 个矿样, 来自不同地点和不同时间, 其多元素分析结果见表 1。试验用矿样为 6 个矿样的混合矿, 比例为 1 号和 3 号各为 10%, 2 号、4~6 号均为 20%, 加权平均锰、硅、硫等含量见表 1 综合栏, 实际混合后原矿锰品位为 41.82%。

表 1 原矿多元素分析

Table 1 Composition of run-off-mine ore

样品	Mn	Fe	Pb	Zn	Cu	Co	Ni	CaO	MgO	SiO ₂	S	Ag ¹⁾
1	43.86	0.48	0.41	0.45	0.054	0.0031	0.0027	2.57	2.49	10.70	19.53	57
2	40.48	0.54	0.11	0.13	0.018	0.0024	0.0029	1.61	1.97	16.24	14.09	17
3	48.58	0.60	0.38	0.45	0.054	0.0024	0.0027	1.06	1.07	8.92	18.34	58
4	43.90	0.53	0.32	0.48	0.10	0.0024	0.0029	0.77	0.25	6.06	7.83	69
5	43.38	0.57	0.15	0.18	0.035	0.0023	0.0029	0.79	0.36	8.09	5.72	50
6	33.10	0.60	1.19	1.71	0.084	0.0020	0.0029	2.33	1.18	30.77	9.88	104
综合	43.42	0.56	0.43	0.59	0.058	0.0024	0.0029	1.46	1.11	14.19	11.29	59.5

1) 单位为 g/t。

2 选矿条件试验

2.1 磨矿细度

三个不同磨矿细度做比较试验, 流程见图 1, 试验结果见表 2。从表 2 可以看出, 随磨矿细度的增加, 锰品位略有下降, 但回收率增加较大, 故选用磨矿细度为 $-74\mu\text{m}$ 占 85% 作为入选粒度。

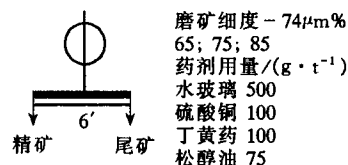


图 1 不同磨矿细度试验流程

Fig. 1 Flowsheet of test with various milling fineness

收稿日期: 2005-05-11

作者简介: 王伟生(1967-), 男, 江西会昌县人, 副教授, 博士生, 主要从事矿物加工和稀土综合应用等方面的研究。

表2 不同磨矿细度试验结果

Table 2 Result of test with various milling fineness

细度-74 $\mu\text{m}/\%$	产品	产率/%	锰品位/%	锰回收率/%
65	精矿	28.88	50.11	34.99
	尾矿	71.12	37.80	65.01
	合计	100.00	41.36	100.00
75	精矿	31.05	50.35	37.77
	尾矿	68.95	37.35	62.23
	合计	100.00	41.39	100.00
85	精矿	32.76	49.62	39.27
	尾矿	67.24	37.39	60.73
	合计	100.00	41.40	100.00

2.2 水玻璃用量试验

对水玻璃、丁黄药、乙黄药、硫酸铜和松醇油用量进行比较试验,目的是选取较好的药剂制度。在固定苏打用量为500g/t、硫酸铜用量100g/t、丁黄药为100g/t、松醇油为60g/t的条件下进行水玻璃用量试验,试验结果见表3。从表3明显可以看出,随着水玻璃用量由0增加到1000g/t时,精矿锰品位及回收率都明显增加,但当水玻璃用量达到1500g/t以上时,精矿锰品位及回收率都有明显下降,可见适当用量的水玻璃,一方面可以调整矿浆pH值,另一方面可以起到矿泥的分散作用,有利分选,但用量过大时,对硫化矿起到不良的抑制作用,水玻璃用量以1000g/t为宜。

表3 水玻璃用量及试验结果

Table 3 Result of test on sodium silicate dosage

水玻璃用量/(g·t ⁻¹)	产品	产率/%	锰品位/%	锰回收率/%
0	精矿	28.41	49.21	33.96
	尾矿	71.59	37.97	66.04
	合计	100.00	41.16	100.00
500	精矿	32.00	49.61	38.58
	尾矿	68.00	37.16	61.42
	合计	100.00	41.14	100.00
1000	精矿	34.00	49.98	40.97
	尾矿	66.00	37.10	59.03
	合计	100.00	41.48	100.00
1500	精矿	28.20	47.87	32.83
	尾矿	71.80	38.47	67.17
	合计	100.00	41.12	100.00
2000	精矿	27.30	47.85	31.66
	尾矿	72.70	38.78	68.34
	合计	100.00	41.25	100.00

2.3 硫酸铜用量试验

在固定水玻璃用量1000g/t、丁黄药100g/t、松醇油60g/t的条件下进行硫酸铜用量试验,结果见表4。从表4可以看出,硫酸铜对硫锰矿起一定活

化作用,随着用量增加,锰品位虽有上升,但回收率明显下降,根据试验结果,硫酸铜用量取200g/t。

表4 硫酸铜用量及试验结果

Table 4 Result of test on bluestone dosage

硫酸铜用量/(g·t ⁻¹)	产品	产率/%	品位/%	回收率/%
100	精矿	31.53	49.59	38.08
	尾矿	68.47	37.14	61.92
	合计	100.00	41.07	100.00
200	精矿	34.90	49.48	41.89
	尾矿	65.10	36.80	58.11
	合计	100.00	41.23	100.00
300	精矿	32.67	50.29	39.49
	尾矿	66.73	37.72	60.51
	合计	100.00	41.60	100.00
400	精矿	35.13	50.20	40.18
	尾矿	66.87	37.03	59.82
	合计	100.00	41.39	100.00
500	精矿	30.65	51.07	38.10
	尾矿	69.35	36.67	61.90
	合计	100.00	41.08	100.00

2.4 松醇油用量试验

在固定水玻璃用量1000g/t、硫酸铜用量200g/t的条件下进行松醇油用量试验,结果见表5。从表5可知,松醇油用量在65~75g/t之间较为合适,考虑粗精矿再精选,故选用松醇油用量为75g/t。

表5 松油用量及试验结果

Table 5 Result of test on pine oil dosage

松醇油用量/(g·t ⁻¹)	产品	产率/%	品位/%	回收率/%
40	精矿	31.48	51.18	38.99
	尾矿	68.52	36.80	61.01
	合计	100.00	41.33	100.00
50	精矿	34.27	51.13	42.00
	尾矿	65.73	36.81	58.00
	合计	100.00	41.72	100.00
65	精矿	34.27	51.28	42.40
	尾矿	65.73	36.68	57.60
	合计	100.00	41.85	100.00
75	精矿	35.72	50.38	43.03
	尾矿	64.28	37.07	56.97
	合计	100.00	41.82	100.00
90	精矿	35.69	50.86	43.52
	尾矿	64.31	36.63	56.48
	合计	100.00	41.70	100.00

2.5 黄药用量试验

丁黄药对硫化矿有较强的捕收性能,而乙黄药则有较好的选择性,所以进行了混合用药试验,结果见表6。从表6及以上试验可以看出,单一用药不如混合用药指标好,而随丁黄药量的增加,锰品位及回收率都有明显增加,生产中以丁黄药为主,适量添

加一些乙黄药对硫化矿的浮选有利。

表 6 混合用药试验结果

Table 6 Test result with mixed reagents

丁/乙黄药用量 (g·t ⁻¹)	产品	产率/%	品位/%	回收率/%
0:6	精矿	32.16	50.41	39.21
	尾矿	67.84	37.05	60.79
	合计	100.00	41.35	100.00
2:4	精矿	34.34	50.05	41.21
	尾矿	65.66	37.35	58.79
	合计	100.00	41.71	100.00
3:3	精矿	35.54	50.29	42.95
	尾矿	64.46	36.83	57.05
	合计	100.00	41.61	100.00
4:2	精矿	35.74	50.50	43.41
	尾矿	64.26	36.62	56.59
	合计	100.00	41.58	100.00
5:1	精矿	38.26	50.04	45.89
	尾矿	61.74	36.57	54.11
	合计	100.00	41.72	100.00

表 7 验证试验结果

Table 7 Verification test result

产品	产率/%	锰品位/%	锰回收率/%
精矿	36.94	50.93	45.19
尾矿	63.06	36.19	54.81
合计	100.00	41.63	100.00

4 闭路流程试验

通过对各个条件试验选出的最佳条件进行组合,进行了闭路试验,试验结果见图 3 数质量流程图,精矿、尾矿主要元素分析见表 8。药剂用量/(g·t⁻¹):粗选,水玻璃 1000,硫酸铜 200,丁黄药 50,乙黄药 10,松醇油 60;扫选 1,硫酸铜 100,丁黄药 30,松醇油 25;扫选 2,丁黄 20,松醇油 15。

3 验证试验

通过试验确定药剂制度为:水玻璃 1000g/t、硫酸铜 200g/t、丁黄药:乙黄药 = 5:1、丁黄药 100g/t、乙黄药 20g/t、松醇油 75g/t,试验流程见图 2,试验结果见表 7。

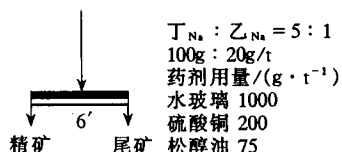


图 2 验证试验流程

Fig. 1 Verification test flowsheet

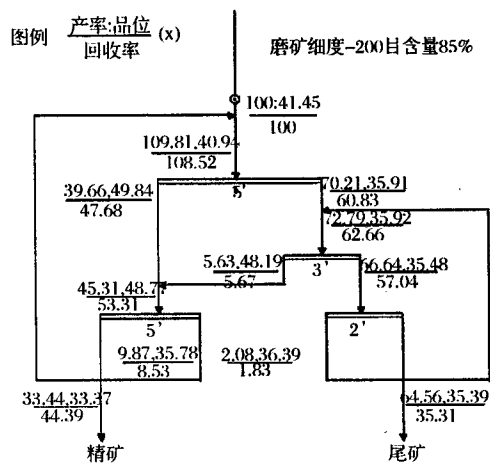


图 3 闭路试验结果数质量流程图

Fig. 3 Material flowsheet from closed circuit test result

表 8 闭路试验精矿和尾矿主要元素分析

Table 8 Main components content in concentrate and gangue from closed circuit test

成分	Mn	Fe	CaO	MgO	Pb	Cu	Ni	Co	Zn	Al ₂ O ₃	SiO ₂	S	Ag ¹⁾
精矿	51.32	2.30	0.54	0.72	1.41	0.097	0.0049	痕	1.64	0.43	4.36	28.27	133
尾矿	35.39	0.59	2.78	1.84	0.05	0.014	痕	痕	0.06	1.86	16.77	0.21	3.6

1)单位为 g/t。

5 结语

从整个选矿试验看,混合原生矿中的硫化矿(以硫化锰为主),可浮性较好,对黄药类捕收剂较敏感,浮选速度较快,通过一粗一精二次扫选流程可以得

到含锰 51.32%、硫 28.27% 左右、产率为 35.44%、锰回收率 44.79% 的硫锰矿精矿,同时可以得到锰含量为 35.39%、含硫 < 2% 的低硫低重金属的碳酸锰精矿。

参考文献:

[1] 朱玉霜,朱健光. 浮选药剂的化学原理[M]. 长沙:中南工业大学出版社,1987:252-253.
 [2] 胡熙庚,黄和慰,黄钜凡,等. 浮选理论与工艺[M]. 长沙:中南工业大学出版社,1989:23-28,56-60.
 [3] 熊淑华,余祖芳. 化学法浸出混合原生锰矿加工工艺试验条件研究中国现代教育学报,2004,(10):161-162.
 [4] 孙文英. 连城锰矿铅锌尾矿锰矿物回收的工艺探讨[J]. 福建冶金,2003,(1):15-16.

Flotation Technology of Mixed Primary Manganese Ore

WANG Wei-sheng¹, XIONG Shu-hua²

(1. Wuhan University of Technology, Wuhan 430070, China;

2. Jiangxi University of Science and Technology, Ganzhou 341000, Jiangxi, China)

Abstract

The flotation process for the mixed primary manganese ore is investigated. The results show that the ore is easy in flotation, sensitive to xanthate collectors and fast in flotation speed. The manganese sulphide concentrate with grade of Mn 51.32% and S 28.27% is obtained by the flowsheet of one rougher one cleaner two scavengers, the yield of the concentrate is 35.44%, and the recovery of the manganese is 44.79%. Simultaneously, the low heavy metals content manganese carbonate concentrate with grade of Mn 35.39% and S < 2% is obtained as the flotation tailings.

Keywords: mineral processing; mixed primary manganese ore; flotation; manganese sulphide

(上接第 62 页, Continued from p. 62)

参考文献:

- [1] 王淀佐. 浮选剂作用原理及应用[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1982: 201-222.
[2] 胡为柏. 浮选[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1989: 301-314.

Flotation-gravity Separation Technology for A Cu/Pb Complex Sulphide Ore

LIU Li-jun¹, WEI Ya-ru¹, XIE Jian-hong²

(1. North-West Mining & Geological Exploration Bureau For Nonferrous Metals, Xi'an 710054, China;

2. Xi'an University of Architecture & Technology, Xi'an 710055, China)

Abstract

The multi-metal sulfide ore with the contents of Cu 2.88%, Pb 1.02%, Zn 0.29%, S 3.60%, Ag 49 g/t is beneficiated by combined technology of flotation-gravity separation. The yield, grades of lead, silver and copper for the lead concentrate are 0.43%, 61.12%, 726.88g/t and 3.83%, respectively. The yield, grades of copper, silver and lead for the copper concentrate are 12.79%, 21.05%, 286.30g/t and 4.59%, respectively. The copper recovery is up to 93.40%, and the total recovery of silver is 81.11%. Comparing to the full flotation flowsheet, the combination of flotation-gravity separation has some advantages, such as simplified flowsheet, low investment cost, less equipments, low operation cost, environmental friendship, large capacity in production. Stable indexes and remarkable benefit are achieved in the practical application of the combination technology.

Keywords: mineral processing; multi-metal sulfide ore; flotation-gravity separation; copper lead separation