

河北某难选铅矿石选矿试验研究

刘万峰

(北京矿冶研究总院 矿物加工科学与技术国家重点实验室, 北京 100044)

摘要: 针对某难选铅矿进行了详细的小型试验研究, 采用“硫化铅浮选—硫化铅浮选尾矿脱泥—脱泥后产品氧化铅浮选”流程获得了较好的选矿指标。硫化铅精矿品位 65.58%、铅回收率 34.04%、氧化铅精矿品位 50.21%、铅回收率 34.20%。最终铅精矿品位 56.86%, 铅回收率 68.24%。

关键词: 氧化铅矿; 脱泥; 浮选

中图分类号: TD952.2 文献标识码: A 文章编号: 1671-9492 (2009) 03-0010-04

该铅矿位于河北省张家口市境内, 铅品位 6.75%, 其中硫化铅中的铅占 36.00%, 铅矾中的铅占 37.63%, 白铅矿中的铅占 5.19%, 其它铅占 21.18%, 属难选矿石。根据矿物的可浮特性, 试验按照“先硫后氧、先易后难”的原则, 经试验研究, 最终推荐采用“硫化铅浮选—硫化铅浮选尾矿脱泥—脱泥后产品氧化铅浮选”流程处理该铅矿石, 下面对该流程进行详细的介绍。

同, 因此试验按照“先硫后氧、先易后难”的原则, 对该矿石进行选矿试验研究。

2.1 硫化铅浮选捕收剂种类试验

原矿在磨矿细度-74μm 占 65% 条件下进行硫化铅浮选捕收剂种类试验, 试验流程见图 1, 试验结果见表 3。由试验结果可知, 采用丁基铵黑药浮选时, 硫化铅粗精矿的铅品位与回收率均较高, 因此选用丁基铵黑药作为浮选硫化铅的捕收剂。

1 矿石性质

铅矿中的铅矿物主要为方铅矿、白铅矿、铅矾、含铅褐铁矿、含铅硬锰矿, 属难选矿石。矿石的主要化学成分分析结果见表 1, 矿石中铅的化学物相分析结果见表 2。

表 1 原矿主要化学成分分析结果

Table 1 The chemical analysis results of run-of-mine ore/%

化学成分	Pb	S	P	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
质量分数	6.75	0.73	0.02	23.12	2.12	12.93	6.09

表 2 原矿中铅的化学物相分析结果

Table 2 The chemical phase analysis results of lead minerals of run-of-mine ore %

相别	硫化铅中的铅	铅矾中的铅	白铅矿中的铅	其它铅	总铅
质量分数	2.43	2.54	0.35	1.43	6.75
占有率	36.00	37.63	5.19	21.18	100.0

注: 其它铅主要为含铅褐铁矿中的铅和含铅硬锰矿中的铅。

2 选矿试验研究

矿石中含有硫化铅和氧化铅, 其浮选特性不

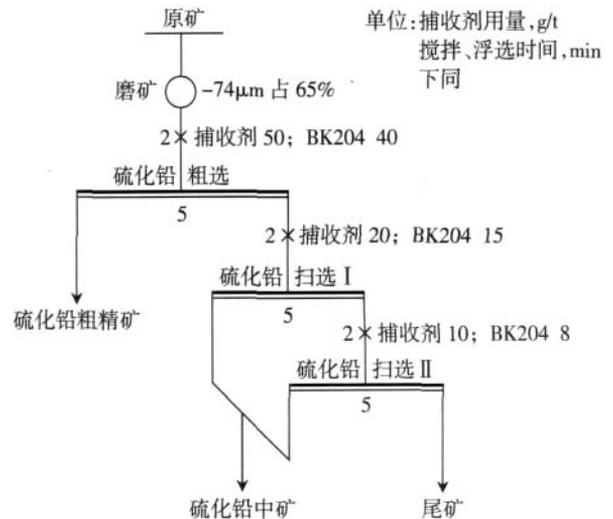


图 1 硫化铅浮选捕收剂种类试验流程

Fig. 1 The flowsheet of lead sulphide flotation collector type test

2.2 硫化铅浮选捕收剂用量试验

原矿在磨矿细度-74μm 占 65% 条件下, 进行硫化铅捕收剂丁基铵黑药用量试验, 试验流程见

表 3 硫化铅浮选捕收剂种类试验结果
Table 3 The results of lead sulphide flotation collector type test %

捕收剂种类	产品名称	产率	铅品位	铅回收率
苯胺黑药	硫化铅粗精矿	5.08	44.46	33.57
	硫化铅中矿	4.03	6.83	4.10
	尾矿	90.89	4.61	62.33
	原矿	100.0	6.72	100.0
丁基黄药	硫化铅粗精矿	4.72	46.15	32.32
	硫化铅中矿	3.87	6.68	3.83
	尾矿	91.41	4.71	63.85
	原矿	100.0	6.74	100.0
硫氮九号	硫化铅粗精矿	4.84	44.35	31.83
	硫化铅中矿	3.78	6.78	3.80
	尾矿	91.38	4.75	64.37
	原矿	100.0	6.74	100.0
丁基铵黑药	硫化铅粗精矿	5.13	45.45	34.81
	硫化铅中矿	4.05	7.69	4.65
	尾矿	90.82	4.46	60.54
	原矿	100.0	6.69	100.0

图1, 试验结果见图2。由试验结果可知, 随着丁基铵黑药用量的增加, 硫化铅粗精矿的铅品位降低, 但回收率变化幅度不大。当丁基铵黑药增加到50g/t后再增加, 分选效果变差, 因此确定丁基铵黑药的用量为50g/t。

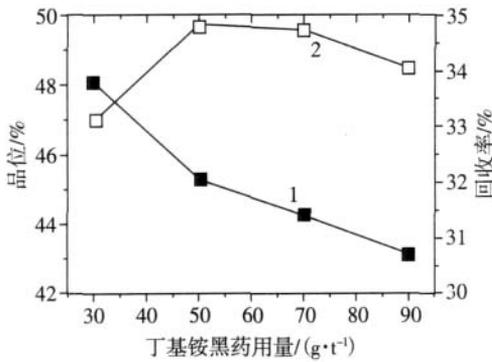


图 2 丁基铵黑药用量试验结果

Fig. 2 The results of ammonium dibutyl dithiophosphat dosage test

1—品位; 2—回收率; 下同

2.3 氧化铅浮选硫化钠用量试验

硫化铅浮选尾矿经脱泥后, 进行氧化铅浮选。氧化铅浮选捕收剂采用常用的丁基黄药。氧化铅浮选硫化钠用量、六偏磷酸钠用量和丁基黄药用量试验的给矿均为硫化铅浮选尾矿脱泥后的产品。

经探索试验, 硫化钠用量在 10kg/t 以下不能获得理想指标, 因此硫化钠在高用量下进行用量条件试验, 氧化铅浮选硫化钠用量试验流程见图 3, 试验结果见图 4。由试验结果可知, 随着硫化钠用量

的增加, 氧化铅粗精矿的铅品位增加, 铅作业回收率也增加, 但硫化钠用量不宜过多, 过多铅作业回收率降低。硫化钠用量选用 12kg/t 为宜。

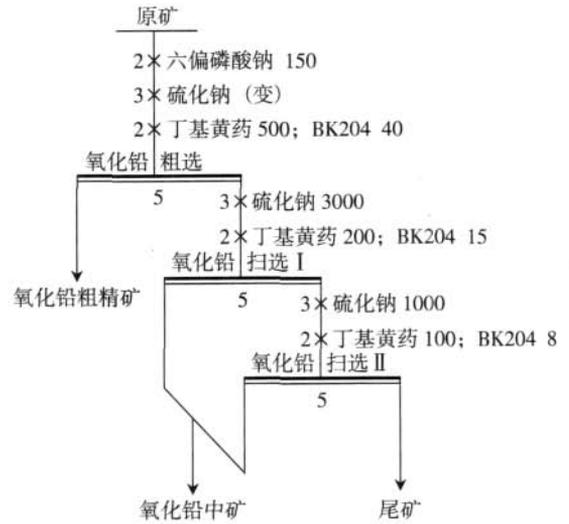


图 3 氧化铅浮选硫化钠用量试验流程

Fig. 3 The flowsheet of sodium sulphide dosage test of lead oxide flotation

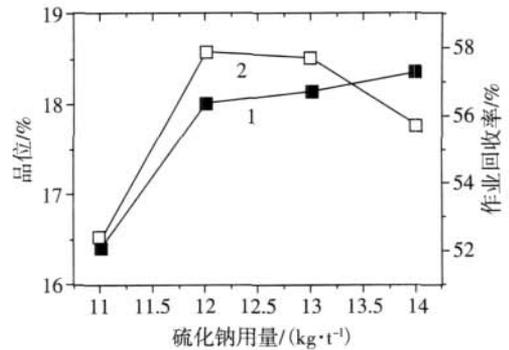


图 4 氧化铅浮选硫化钠用量试验结果

Fig. 4 The results of sodium sulphide dosage test of lead oxide flotation

2.4 氧化铅浮选六偏磷酸钠用量试验

氧化铅浮选六偏磷酸钠用量试验流程见图 3, 试验结果见图 5。由试验结果可知, 随着六偏磷酸钠用量的增加, 氧化铅粗精矿的铅品位与作业回收率均增加, 但用量不宜过多, 六偏磷酸钠用量选 100g/t 为宜。

2.5 氧化铅浮选丁基黄药用量试验

氧化铅浮选丁基黄药用量试验流程见图 3, 试验结果见图 6。由试验结果可知, 随着丁基黄药用量的增加, 氧化铅粗精矿的铅作业回收率增加, 但用量过大, 氧化铅粗精矿的铅品位降低较大, 综合考虑确定丁基黄药用量为 500g/t。

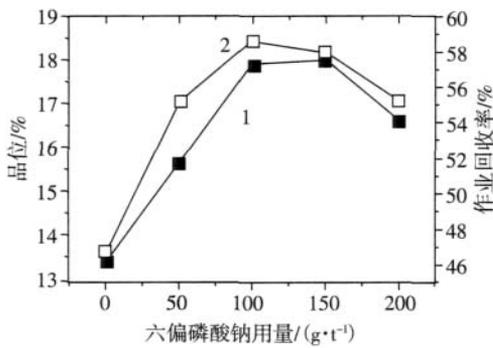


图5 氧化铅浮选六偏磷酸钠用量试验结果

Fig. 5 The results of sodium hexametaphosphate dosage test of lead oxide flotation

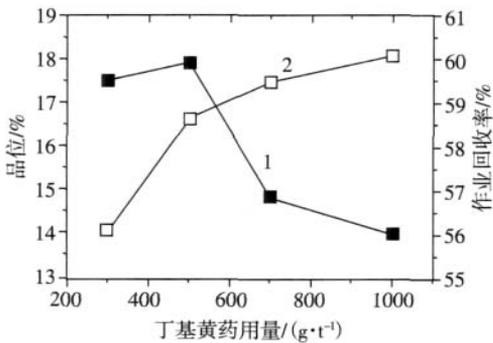


图6 氧化铅浮选丁基黄药用量试验结果

Fig. 6 The results of butyl xanthate dosage test of lead oxide flotation

2.6 磨矿细度试验

在确定硫化铅浮选条件与氧化铅浮选条件后,进行磨矿细度试验,试验流程见图7,试验结果见图8。由试验结果可知,随着磨矿细度的增加,硫化铅粗精矿与氧化铅粗精矿的铅品位与回收率均增加,但磨矿细度-74 μm 占65%后再增加,硫化铅粗精矿与氧化铅粗精矿的铅品位与回收率均降低,因此确定磨矿细度-74 μm 占65%。

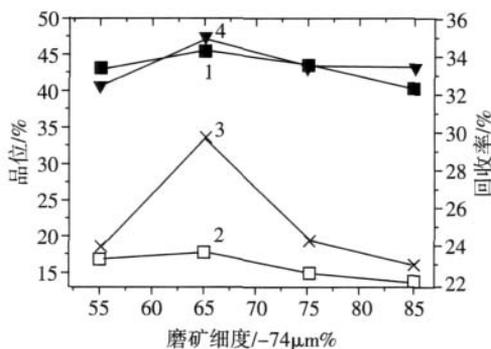


图8 磨矿细度试验结果

Fig. 8 The results of grinding fineness test

1—硫化铅品位;2—氧化铅品位;3—氧化铅回收率;4—硫化铅回收率

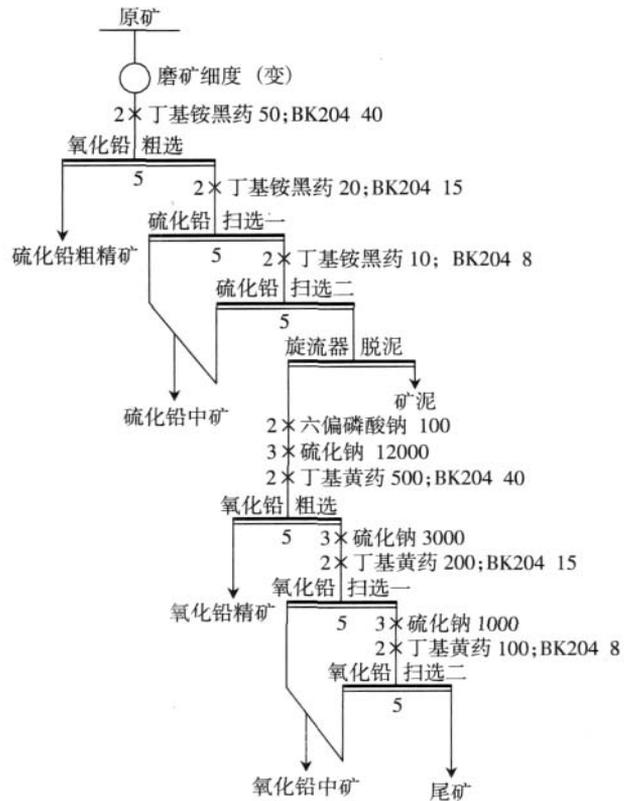


图7 磨矿细度试验

Fig. 7 The flowsheet of grinding fineness test

2.7 脱泥对氧化铅浮选影响试验

氧化铅浮选时,矿泥对浮选影响较大,因此在氧化铅浮选前需进行脱泥。脱泥对氧化铅浮选影响试验流程见图7,试验结果见图9。给矿在磨矿细度-74 μm 占65%条件下硫化铅浮选的尾矿。由试验结果可知,随着脱泥量的增加,氧化铅粗精矿的铅品位与作业回收率均增加,但脱泥量的作业产率为20.64%后再增加,氧化铅粗精矿的铅作业回收率降低。因此确定氧化铅浮选前脱泥的作业产率为20.64%。

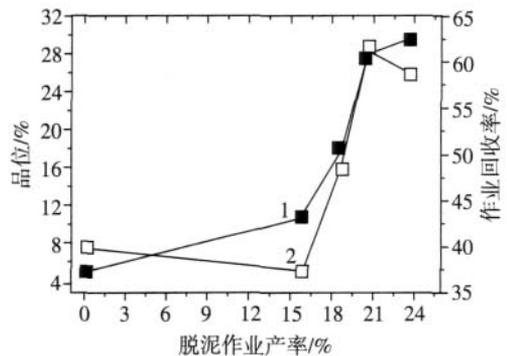


图9 脱泥对氧化铅浮选影响试验结果

Fig. 9 The test results of desliming affection on lead oxide flotation

1—品位;2—回收率

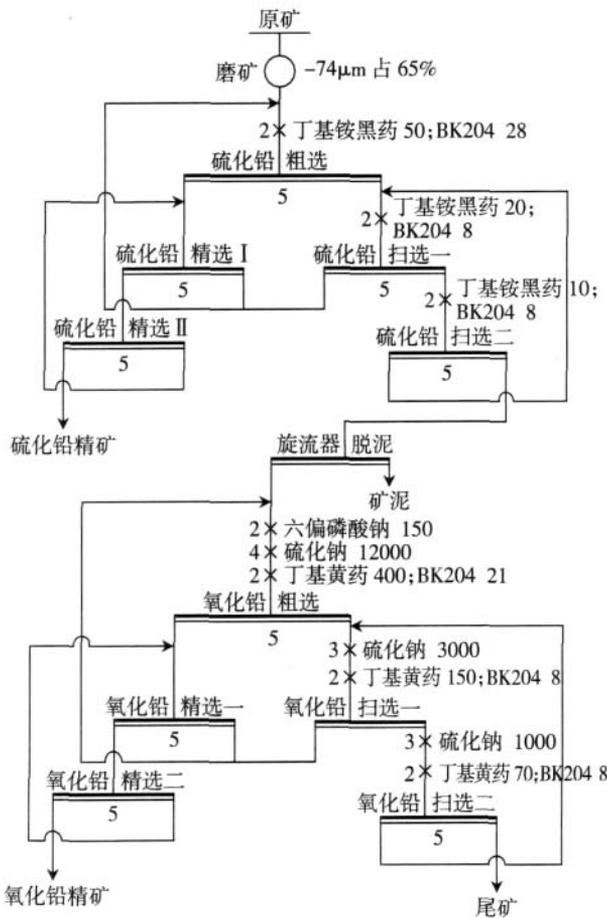


图 10 闭路试验流程

Fig. 10 The flowsheet of closed-circuit test

表 4 闭路试验结果

Table 4 The results of closed-circuit test %

产品名称	产率	铅品位	铅回收率
硫化铅精矿	3.52	65.58	34.04
氧化铅精矿	4.62	50.21	34.20
总铅精矿	8.14	56.86	68.24
矿泥	22.24	4.05	13.28
尾矿	69.62	1.80	18.48
原矿	100.0	6.78	100.0

2.8 闭路试验

在优化试验条件的基础上进行浮选闭路试验，试验流程见图 10，试验结果见表 4。

3 结论

1) 铅矿中的铅矿物主要为方铅矿、白铅矿、铅矾、含铅褐铁矿、含铅硬锰矿，铅品位 6.75%，硫化铅中的铅占 36.00%，铅矾中的铅占 37.63%，白铅矿中的铅占 5.19%，其它铅占 21.18%。

2) 采用“硫化铅浮选—硫化铅浮选尾矿脱泥—脱泥后产品氧化铅浮选”流程处理该矿石，获得硫化铅精矿品位 65.58%、铅回收率为 34.04%，氧化铅精矿品位 50.21%、铅回收率为 34.20%，最终铅精矿品位 56.86%，铅回收率 68.24%。

EXPERIMENTAL STUDY ON BENEFICIATION OF A REFRACTORY LEAD ORE IN HEBEI

LIU Wanfeng

(Beijing General Research Institute of Mining and Metallurgy, State Key Laboratory of Mineral Processing Science and Technology, Beijing, 100044)

ABSTRACT

The author introduced of detailed laboratory test results of a refractory lead ore in this paper. Using “lead sulfide flotation–Desliming of PbS Flotation tailings–lead oxide flotation” process, we obtain a better metallurgical performance. Beneficiation test indicators: lead sulfide concentrate containing lead 65.58% with lead recovery 34.04%, lead oxide concentrate containing lead 50.21% with lead recovery 34.20%. Final lead concentrate containing lead 56.86% with lead recovery rate 68.24%.

Key words : lead oxide ; desliming ; flotation