

云南元阳华西白钨矿选矿试验研究

饶维红

(香格里拉县华西矿业有限公司, 云南 香格里拉 674400)

摘要: 针对云南元阳华西白钨矿开展了选矿试验研究, 试验研究表明, 采用预选脱硫—常温浮选白钨矿的工艺流程。丁黄与丁胺为脱硫混合捕收剂, 当用量分别为 60g/t 和 30g/t, 硫化物的脱除率为 85.78%, 钨的损失率为 7.66%。脱硫尾矿回收白钨矿, 以 Na_2CO_3 调浆, 水玻璃作抑制剂, 731 为捕收剂, 经过一粗二扫五精流程, 获得了 WO_3 71.78%, 回收率 81.18% 的白钨精矿。

关键词: 白钨矿; 脱硫; 调整剂; 抑制剂; 常温浮选

doi: 10.3969/j.issn.1000-6532.2013.02.010

中图分类号: TD952 文献标识码: A 文章编号: 1000-6532(2013)02-0036-04

白钨矿浮选有彼得洛夫法和 731 氧化石蜡皂常温浮选法两种^[1], 前者浮选指标稳定, 对矿石适应性强, 但需要加温调浆, 操作管理复杂, 成本高。白钨浮选一般可以分为粗选和精选两个阶段, 粗选以提高粗选富集比为目的。由于粗选段的脉石抑制剂普遍使用水玻璃, 因此白钨粗选工艺有碳酸钠+水玻璃法、氢氧化钠+水玻璃法、碳酸钠+氢氧化钠+水玻璃法和石灰+碳酸钠+水玻璃法^[2]。该矿山的脉石矿物主要是硅酸盐矿物, 探索试验中采用碳酸钠+水玻璃单一浮选法能获得较好指标, 所以确定采用碳酸钠+水玻璃单一浮选法来富集白钨矿。

1 矿石性质

表1 原矿样化学多元素分析结果/%

Table 1 Analysis results of multi-elements of the raw ore

WO_3	TS	SiO_2	TFe	SnO_2
0.46	1.26	52.17	5.59	0.11
As	Al_2O_3	MgO	CaO	P_2O_5
<0.035	0.62	0.62	17.37	0.20

该矿石类型为矽卡岩型, 矿石中非金属矿物有透闪石(含阳起石)、石榴石、帘石类(以黝帘石为主)、石英、斜长石、辉石、方解石、绿泥石、萤石、黑云母等; 金属矿物有白钨矿、磁黄铁矿、黄铁矿、闪锌矿、黄铜矿、方铅矿、毒砂、赤(褐)铁矿、锡石等; 副矿物有榍石、磁铁矿、电气石、磷灰石等。此外还见

少量碳质碎片。原矿化学多元素分析结果见表1。

2 试验结果与讨论

表2 脱硫试验结果

Table 2 Test results of Desulfurization

药剂及用量/ $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$	产品名称	产率/%	WO_3 /% 回收率	品位	S /% 回收率	品位
丁黄 40	硫精矿	10.2	6.91	0.32	82.11	10.1
	尾矿	89.8	93.09	0.49	17.89	0.25
丁胺 20	原矿	100.00	100.00	0.47	100.00	1.25
	硫精矿	12.3	7.66	0.29	85.78	8.6
丁黄 60	尾矿	87.7	92.34	0.49	14.22	0.20
	原矿	100.00	100.00	0.47	100.00	1.23
丁胺 30	硫精矿	8.65	5.23	0.28	79.88	11.7
	尾矿	91.35	94.77	0.48	20.17	0.28
丁黄 60	原矿	100.00	100.00	0.46	100.00	1.27
	硫精矿	9.25	5.34	0.26	79.87	10.9
丁黄 100	尾矿	90.75	94.66	0.47	20.13	0.28
	原矿	100.00	100.00	0.45	100.00	4.26
丁胺 40	硫精矿	10.3	6.4	0.28	76.75	9.2
	尾矿	89.7	93.6	0.47	23.25	0.32
丁胺 60	原矿	100.00	100.00	0.45	100.00	4.23
	硫精矿	12.3	6.68	0.24	77.37	7.8
丁胺 60	尾矿	87.7	93.32	0.47	22.63	0.32
	原矿	100.00	100.00	0.44	100.00	1.24

目前, 浮选法还是回收白钨矿的主要选矿方法之一^[3-5]。由矿石性质可知, 在钨的浮选之前需要进行脱硫处理^[6-7]; 试验中采用丁黄药和 2[#]油分别

收稿日期: 2012-07-24; 改回日期: 2012-08-20

作者简介: 饶维红(1983-) 男, 工程师。

作为捕收剂和起泡剂, 731 氧化石蜡皂为白钨矿捕收剂, 常温浮选^[8], 采用“一粗一扫”流程就能达到较好的脱硫效果, 脱硫试验结果见表 2。

由表 2 可以看出, 脱硫捕收剂的优越性依次是丁黄+丁铵>单独采用丁黄>单独采用丁铵, 故选择丁黄+丁铵的组合药剂, 捕收剂用量小, 分别为 60g/t 和 30g/t, 此时硫化物的脱除率为 85.78%, 而钨的损失率为 7.66%。

2.1 磨矿细度试验

磨矿细度试验流程见图 1, 结果见图 2。

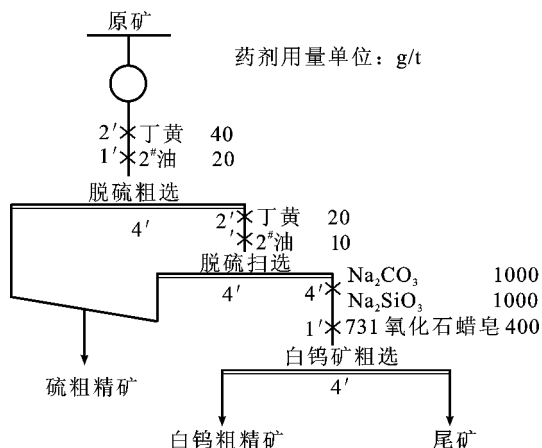


图 1 粗选条件试验流程

Fig. 1 Condition test flowsheet of roughing

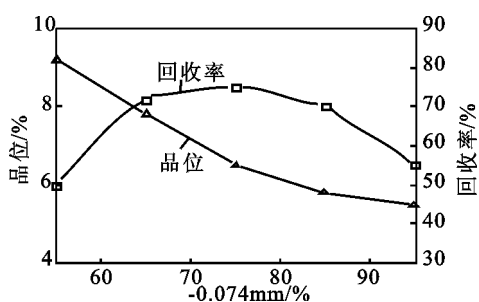


图 2 磨矿细度试验结果

Fig. 2 Test results of the grinding fineness

从图 2 可知, 钨粗精矿的品位随着磨矿细度的增加而下降, 回收率呈现先升后降趋势, 当磨矿细度 -0.074mm 65% 时, 钨粗精矿含 WO_3 7.81%, WO_3 回收率为 72.02%, 浮选指标较好, 因此, 确定适宜的磨矿细度为 -0.074mm 65%。

2.2 水玻璃用量试验

磨矿细度 -0.074mm 65%, 在其他药剂用量条件不变的基础上, 考察水玻璃的用量对粗选指标的影响, 结果见图 3。

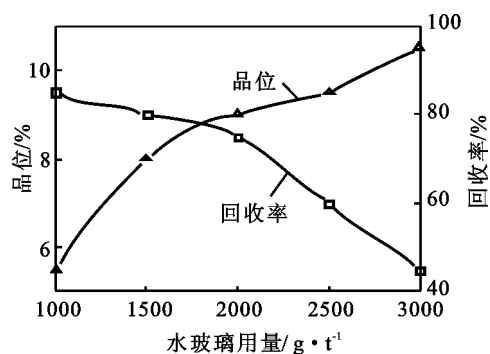


图 3 水玻璃用量试验结果

Fig. 3 Test results of the dosage of sodium silicate

由图 3 可知, 水玻璃用量过大, 脉石矿物没有被完全抑制, 钨粗精矿产率大, 品位低; 而水玻璃用量过大, 白钨矿也受到一定程度的抑制, 钨矿回收率降低。综合考虑, 钨粗精矿选时水玻璃用量以 2000g/t 为宜, 此时钨粗精矿含 WO_3 9.02%, WO_3 回收率为 75.13%。

2.3 碳酸钠用量试验

碳酸钠是浮选白钨矿时常用的 pH 调整剂, 可以形成白钨矿易于上浮的碱性介质, 改善矿物表面活性, 并且能消除多种有害离子对白钨矿浮选的影响。在磨矿细度 -0.074mm 65%, 粗选水玻璃用量 2000g/t 条件下进行了 Na_2CO_3 用量试验, 试验结果见图 4。

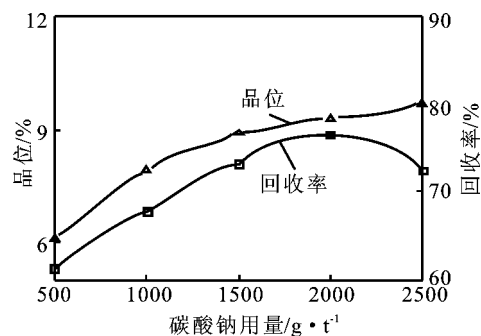


图 4 碳酸钠用量试验结果

Fig. 4 Test results of the dosage of sodium carbonate

由图 4 可知, 随着碳酸钠用量的增加, 钨粗精矿的回收率和品位均逐渐增加, 当然碳酸钠用量为 2000g/t 时回收率与品位达到最大值; 继续增加碳酸钠用量, 钨粗精矿回收率降低。故碳酸钠用量采用 2000g/t 为宜。

2.4 捕收剂 731 氧化石蜡皂用量试验

在磨矿细度 -0.074mm 65%, 粗选水玻璃用量为 2000g/t, 粗选碳酸钠用量为 2000g/t 的条件下, 进行捕收剂 731 氧化石蜡皂的用量试验, 流程见图 1, 结果见图 5。

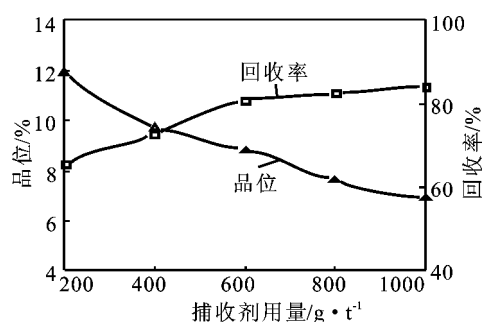


图5 捕收剂 731 氧化石蜡用量试验结果

Fig. 5 Test results of the dosage of the collector of 731 oxidized paraffin

从图5可知,随着氧化石蜡皂用量的增加,钨矿回收率提高,但是钨粗精矿品位下降。综合考虑,捕收剂 731 氧化石蜡皂用量 600g/t 时效果较好,此时钨粗精矿含 WO_3 8.82%,白钨精矿作业回收率 80.71%。

2.5 白钨矿精选试验

白钨矿精选的开路试验流程见图6,试验结果见表3。

表3 精选开路试验结果

Table 3 Open circuit test results of cleaning

产品名称	产率/%	WO_3 品位/%	WO_3 回收率/%
钨精矿	0.43	74.16	69.32
中矿1	1.62	3.02	10.64
中矿2	1.01	1.48	3.25
中矿3	0.93	1.13	2.28
中矿4	0.39	0.86	0.73
中矿5	0.15	0.12	0.04
白钨粗精矿	4.53	8.76	86.27

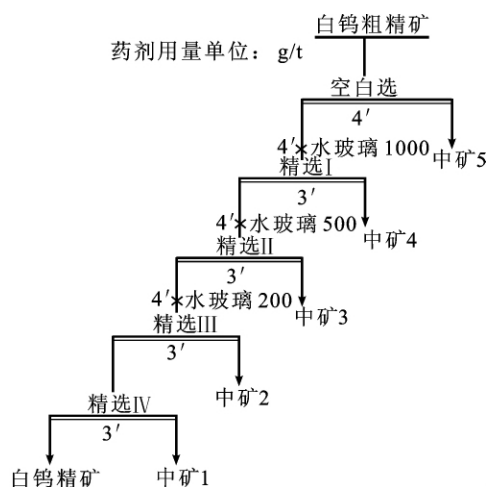


图6 精选开路试验

Fig. 6 Open circuit test of cleaning

精选试验结果表明,白钨粗精矿泡沫产品经一次空白精选、四次精选可获得 WO_3 74.16%, WO_3 作

业回收率为 69.32% 的钨精矿产品。

2.6 闭路试验

对条件试验优化,进行闭路流程试验,试验流程见图7,试验结果见表4。

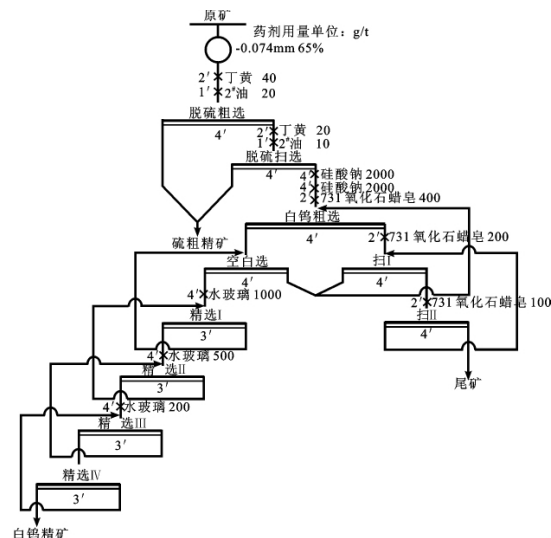


图7 闭路流程试验

Fig. 7 Test of closed-circuit flowsheet

表4 闭路试验结果

Table 4 Test results of closed-circuit flowsheet

产品名称	产率/%	WO_3 品位/%	回收率/%
钨精矿	0.52	71.78	81.18
硫精矿	2.38	0.78	4.04
尾矿	97.10	0.07	14.78
原矿	100.00	0.46	100.00

闭路试验结果表明,采用图7的流程和药剂制度,对含钨 0.46% 的原矿,经过“脱硫—粗二扫五精”流程,可获得含 WO_3 71.78%, WO_3 回收率 81.18% 的白钨精矿,获得较好的选矿指标。

3 结 论

(1) 该矿石是矽卡岩型,矿石结构构造简单,有回收价值的矿物为白钨矿,脉石矿物主要以硅酸盐为主,属低品位易选矿石。

(2) 该白钨矿可在较粗的磨矿细度-0.074mm 65%,常温精选的条件下进行浮选分离,流程简单、操作方便,获得了较优指标。

(3) 原矿 WO_3 品位 0.46%,以碳酸钠作 pH 调整剂,用水玻璃作脉石抑制剂,731 氧化石蜡皂为捕收剂,经过“脱硫—粗二扫五精”试验流程,获得了白钨精矿品位 71.78%,回收率 81.18% 的良好指标。

(4) 试验采用优先脱硫—浮选白钨矿的工艺流程,闭路试验取得的较好指标,为现场生产提供了技

术依据。

参考文献:

- [1] 叶雪均, 刘军, 刘智林. 某低品位白钨矿浮选试验研究[J]. 中国钨业 2006 21(5): 20-23.
- [2] 胡红喜, 周晓彤, 邱显扬, 等. 白钨矿浮选药剂及其应用[J]. 中国钨业 2010 25(4): 19-22.
- [3] 冷文华, 朱龙华, 冯其明. 钨矿物浮选研究进展[J]. 矿产保护与利用, 1999(5): 33-36.
- [4] 孙伟, 胡岳华, 覃文庆. 钨矿浮选药剂研究进展[J]. 矿产

保护与利用 2000(3): 42-46.

- [5] 刘清高, 韩兆元, 管则皋. 白钨矿浮选药剂进展[J]. 中国钨业 2009 24(4): 23-27.
- [6] 张忠汉, 张先华, 林日孝, 等. 难选白钨矿矿物选矿新工艺流程研究[J]. 矿冶 2002(11): 181-184.
- [7] 周士强, 石志强, 周红勤. 从浮选尾矿中回收白钨矿试验研究[J]. 中国钨业 2004 19(1): 23-25.
- [8] 艾光华, 叶雪均, 任祥君. 提高某低品位白钨矿石选矿指标的试验研究[J]. 中国钨业 2008 23(4): 15-18.

Experimental Research on Mineral Processing Technology for Huaxi Scheelite in Yuanyang Yunnan

RAO Wei-hong

(Shangri-la County Huaxi Mining Co., Ltd., Shangri-la, Yunnan, China)

Abstract: Experimental research on mineral processing technology was carried on according to the properties of Huaxi scheelite in Yuanyang Yunnan. When the technical flowsheet of pre-desulfurization—flotation of scheelite at the normal temperature was adopted and butyl xanthate and butylamine were acted as combined collectors and their dosage was 60g/t and 30g/t respectively, the removal rate of sulfide was 85.78% and the loss rate was 7.66%. To recover scheelite from the tailings of desulfurization, adopting Na_2CO_3 as pulp-mixing, sodium silicate as inhibitor and 731 as collector, through the flowsheet of one roughing—two scavenging—five cleaning flotation, the scheelite concentrate with the WO_3 grade of 71.78% and the recovery of 81.18% was obtained.

Key words: Scheelite; Desulfurization; Regulator; Inhibitor; Flotation at normal temperature

(上接 35 页)

参考文献:

- [1] 胡为柏. 浮选[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1990. 350-353.
- [2] 叶雪均. 白钨矿常温浮选工艺研究[J]. 中国钨业, 1999, 14(5-6): 113-117.
- [3] 邓丽红, 周晓彤. 白钨矿常温浮选工艺研究[J]. 中国钨业 2008 23(5): 20-22.

- [4] 陈景桂. 常温浮选白钨矿试验和实践[J]. 有色金属, 1979(02): 1-6.
- [5] 黄万抚. “石灰法”浮选白钨矿的研究[J]. 江西冶金, 1989(01): 16-19.
- [6] 孙伟. 柿竹园钨矿常温浮选新药剂研究. [D]. 长沙: 中南大学, 1998.

Technical Research on Flotation of the Low-grade Scheelite at Normal Temperature by Lime-based Method

LIU Hong-wei, XU Zeng-guang

(Nanjing Yinmao Lead-zinc Mining Co., Ltd., Nanjing Jiangsu, China)

Abstract: The WO_3 grade of the low-grade scheelite is 0.39%. By adopting the lime-based method for the flotation and separation at the normal temperature, through the roughing closed-circuit test, the rough concentrate of scheelite with the grade of 3.53% and the recovery of 77.01% was obtained. Through the open-circuit test, the concentrate with the grade of 42.12% and the recovery of 46.26% was obtained by adding the acidized sodium silicate. The XRD spectrum analysis for the product of concentrate showed that fluorite and calcite were inhibited on the stages of roughing by lime-based method and cleaning respectively, realizing the separation of scheelite and calcareous gangue minerals effectively. This study showed that lime method is an effective way to realize the Scheelite Flotation at room temperature.

Key words: Scheelite; Lime-based method; Flotation at normal temperature; Separation