

文章编号: 1003-7837(2001)02-0079-05

难选白钨矿重—浮选矿新工艺的研究

张忠汉, 张先华, 叶志平, 林日孝, 周晓彤

(广州有色金属研究院选矿工程研究所, 广东 广州 510651)

摘 要: 根据矿石工艺矿物学性质, 采用棒磨—细筛闭路磨矿、螺旋溜槽重选、细泥浮选的重—浮联合流程选白钨矿, 重选可丢弃约 3/4 的尾矿。对品位(WO_3) 30.5% 的重选粗精矿, 可用常温浮选精选; 对产率不足 1/5 的细泥矿, 用常规浮选工艺选白钨矿。原矿品位为 1.47% 时, 可获得白钨精矿品位 66.58%, 回收率 82.15%。与全浮流程相比, 回收率接近, 但重—浮工艺的选矿成本较低。

关键词: 白钨矿; 重选; 浮选; 联合流程

中图分类号: TD922, TD923 **文献标识码:** A

江西某地白钨矿石丰富, 该矿石中矿物种类多, 白钨矿嵌布粒度偏细, 较为难选。对品位(WO_3) 1.45% 的原矿, 采用全浮流程进行工业试验, 可获品位(WO_3) 68.91% 的白钨精矿, 钨回收率达 82.16%^[1]。为降低选矿生产成本, 特别当原矿品位降低时仍可保证选厂有较好的经济效益, 进行了粗磨下采用重选丢尾、提高浮选入选品位、减少浮选矿石量、降低选矿成本的试验研究。

1 矿石性质

该矿石属砂卡岩型白钨矿床, 主要有用矿物为白钨矿、黄铜矿、黄铁矿等, 主要脉石矿物为透辉石、萤石、方解石、石榴石、角闪石、石英、长石、绿泥石、磷灰石等。白钨矿粒度范围较宽, 粗至 0.8 mm, 细至 0.009 mm, 大多数在 0.04~0.3 mm, 属中细粒嵌布。原矿多元素分析见表 1。

表 1 原矿多元素分析结果
Table 1 Multielement analysis of the crude ore

元素	WO_3	Cu	Pb	Zn	Fe	Sn	Sb	Mn	Bi
含量 $w/\%$	1.47	0.16	0.08	0.04	4.60	0.077	0.029	0.008	0.079
元素	P	S	As	Mg	CaO	Al_2O_3	$CaCO_3$	CaF_2	SiO_2
含量 $w/\%$	0.083	1.68	0.009	3.0	18.92	8.39	7.95	11.57	60.95

收稿日期: 2000-11-08

作者简介: 张忠汉 (1946-), 男, 湖北沙市人, 教授级高级工程师, 硕士。

2 试验结果与讨论

2.1 重—浮选矿工艺的确定

白钨矿与矿石中脉石矿物的等降比 $e=2.08\sim2.78$, 属较易重选的矿石, 但因白钨矿嵌布粒度较细, 要磨至 0.2 mm 才基本单体解离, 从而增加了重选回收难度. 按入选矿石粒度细的特性, 只能用适于选别细粒物料的重选设备: 螺旋溜槽、细砂(细泥)刻槽摇床等^[2]. 螺旋溜槽处理量大, 占地面积小, 本身不要动力, 是试验首选设备. 重选首要目的是丢弃尾矿、减少进一步浮选的矿量; 同时, 将含钙脉石矿物(方解石、萤石、磷灰石等)抛除, 为精选创造好条件. 螺旋溜槽和摇床只适于选别粒度大于 $20\text{ }\mu\text{m}$ 的矿石, 对 $-20\text{ }\mu\text{m}$ 的细泥矿只能用浮选回收. 通过螺旋溜槽与刻槽摇床的对比试验, 确定用螺旋溜槽重选、细泥浮选的重—浮联合流程.

2.2 棒磨—细筛闭路磨矿

白钨矿性脆, 易过粉碎, 而石榴石硬度大、难磨, 故磨矿过程中, 应及时将已解离的单体白钨矿排出, 防止过磨过粉碎. 白钨矿密度大, 若用螺旋分级机分级, 已单体解离的白钨矿易进入返砂, 导致单体白钨矿过磨. 用细筛代替螺旋分级机, 与棒磨机闭路的试验表明, 将最终磨矿细度控制在 -0.23 mm 时, 已磨细的单体白钨矿可及时排出, 过粉碎减少, 为重选创造了适宜条件.

2.3 重选

采用溜槽断面为立方抛物线的螺旋选矿机选白钨矿. 溜槽为单头, 其直径为 600 mm , 共五圈. 螺旋溜槽除具分选作用外, 还具分级脱泥作用. 产品有精矿、中矿、尾矿和溢流(细泥矿).

粗选给矿粒度试验表明, 预先脱泥与不脱泥对选矿指标影响不大. 粗选浓度试验表明, 当给矿流量基本相同时, 给矿浓度(固体的质量分数) $20\%\sim35\%$, 选别结果差别不大, 为提高处理能力, 给矿浓度 $30\%\sim35\%$ 为宜. 粗选适宜处理矿量约 360 kg/h . 螺旋溜槽粗选中矿含 WO_3 $1.8\%\sim2.5\%$, 试验采用螺旋溜槽和摇床分别进行中矿再选试验, 均获得良好的选别结果.

通过试验, 确定如下重选流程, 对磨至 -0.23 mm 的原矿, 不分级不脱泥, 直接用螺旋溜槽进行粗选, 产出粗精矿、中矿、尾矿和溢流矿. 粗选中矿用摇床选别, 产出四种产品, 其中摇床的中矿返回摇床再选, 其余产品与螺旋溜槽粗选相应产品合并. 闭路试验指标见表 2. 由表 2 可知, 重选可丢弃产率达 74.16% 的尾矿, 大大减少了浮选的矿石量.

表 2 重选闭路试验结果

Table 2 Results of closed-circuit test of gravity concentration

产品名称	产率 $w/\%$	品位(WO_3)/%	回收率/%	备注
重选粗精矿	3.61	30.5	74.82	螺旋溜槽的给矿量 350 kg/h , 矿浆浓度 30%
重选尾矿	74.16	0.25	12.61	
溢流(细泥)矿	22.23	0.83	12.57	
原矿	100.00	1.47	100.00	

2.4 重选粗精矿的精选

重选粗精矿中主要矿物为白钨矿、硫化矿、石榴石等, 而萤石、方解石、磷灰石等含钙脉石矿物很少, 可采用普通常温浮选选别. 选出硫化矿后, 再用 Na_2CO_3 调浆, 改性水玻璃抑制脉

石,改性脂肪酸选白钨矿,试验结果见表3。

表3 重选粗精矿精选试验结果
Table 3 Cleaning test results of gravity rough concentrate

产品名称	产率 $w/\%$		品位(WO_3)/%	回收率/%	
	作业	对原矿		作业	对原矿
硫化矿	16.78	0.60	1.40	0.77	0.58
白钨精矿	44.52	1.61	66.5	97.07	72.62
精选尾矿	38.70	1.40	1.69	2.16	1.62
重选粗精矿	100.00	3.61	30.5	100.00	74.82

2.5 细泥(溢流)矿的浮选

重选溢流(细泥)矿,均为 $-20\mu\text{m}$ 细泥,用重选难以回收。采用浮选法先浮硫化矿,再用 Na_2CO_3 、改性水玻璃和改性脂肪酸选白钨矿,可获品位(WO_3)10.34%的白钨粗精矿,作业回收率83.46%。该粗精矿除含白钨矿外,还有大量方解石、萤石及少量石榴石、磷灰石、硫化矿等。采用常规白钨加温精选工艺,即加水玻璃,加温搅拌,然后脱药。为强化抑制作用,可添加少量LN药剂^[3]。浮选白钨精矿品位(WO_3)54.30%,作业回收率90.12%。因仍有较多方解石,盐酸浸出后钨精矿品位提高到67.2%。

2.6 白钨矿的选矿工艺流程

经过一系列试验,确定白钨矿选矿流程如图1,试验结果见表4。

表4 重-浮选矿流程选别结果
Table 4 Separation results of the gravity concentration-flotation flowsheet

产品名称	产率 $w/\%$	品位(WO_3)/%	回收率/%
重选白钨精矿	1.61	66.5	72.62
细泥白钨精矿	0.21	67.2	9.53
总白钨精矿	1.82	66.58	82.15
总硫化矿	0.99	1.28	0.87
尾矿	97.19	0.26	16.98
原矿	100.00	1.47	100.00

由表2、表3和表4可知,重选可丢弃产率达74.16%的尾矿,重选粗精矿品位(WO_3)30.5%,用简单的常温浮选精选,可获品位66.5%的白钨精矿,其回收率72.62%。对产率为22.23%的细泥矿,用原浮选工艺流程^[1],获得品位67.2%的白钨精矿,钨回收率9.53%。重-浮流程选矿总指标为:对品位(WO_3)1.47%的原矿,获得品位66.58%的白钨精矿,钨回收率82.15%。与全浮选流程相比,两种流程的回收率接近,但重-浮流程药剂费用及整体处理费用远较全浮选流程低。采用重选先丢弃3/4左右的尾矿大大提高了原矿处理能力,可使选厂经济效益上新台阶。

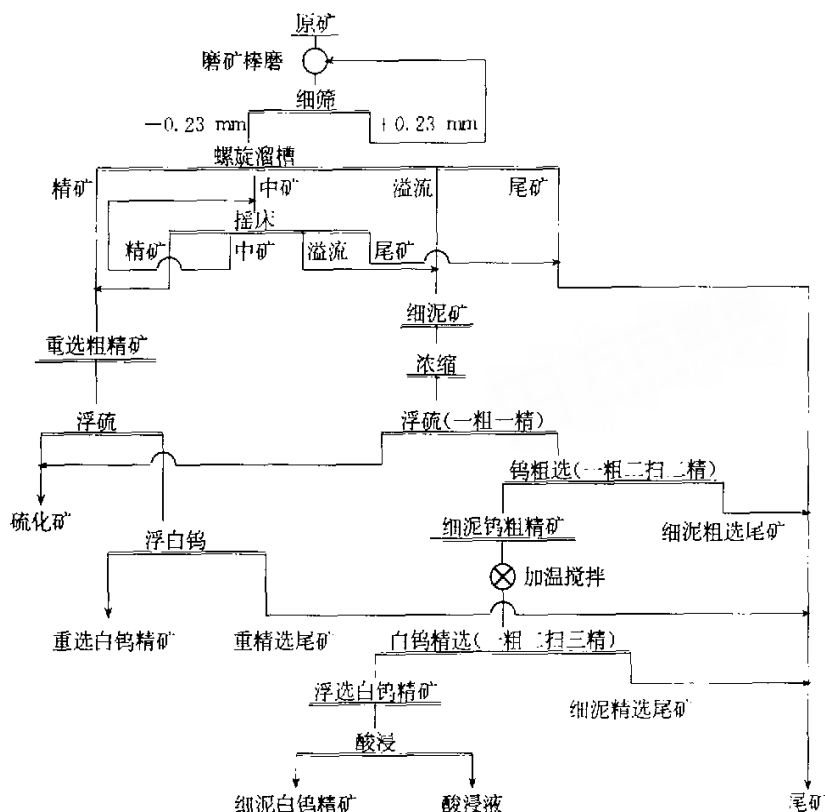


图1 重-浮选矿试验流程

Fig. 1 Gravity concentration-flotation test flowsheet

3 结 论

(1)用棒磨-细筛闭路将矿石磨至 -0.23 mm 是防止白钨矿过粉碎,保证钨回收率的重要措施.

(2)用螺旋溜槽全粒级入选,可丢弃74.16%的尾矿,产出含方解石、萤石和磷灰石极少的重选粗精矿,用简单的浮选法就可直接得到合格商品白钨精矿,流程简单,可提高选厂处理能力.与全浮流程比,选矿成本低,经济效益好.

(3)少量(占原矿22.23%)细泥矿用浮选法回收白钨矿是确保钨回收率的重要手段.

(4)采用重-浮联合选矿流程,对品位(WO_3)1.47%的白钨矿矿石进行选别,可获品位66.58%的白钨精矿,钨回收率82.15%.

参考文献:

- [1] 张忠汉,张先华,林日孝,et al. 难选白钨矿选矿新工艺的研究[J]. 广东有色金属学报,2000,19(2): 84-87.

- [2] 谢光, 吴威孙, 刘广泌, *et al.* 选矿手册(第八卷第二分册)[Z]. 北京: 冶金工业出版社, 1990.
- [3] 张忠汉, 张先华, 叶志平, *et al.* 柿竹园多金属矿 GY 法浮钨新工艺研究[J]. 矿冶工程, 1999, 19(4): 22—25.

Study on a new gravity-flotation technique for processing scheelite

ZHANG Zhong-han, ZHANG Xian-hua, YE Zhi-ping, LIN Ri-xiao, ZHOU Xiao-tong

(Research Department of Mineral Processing Engineering, Guangzhou Research Institute of
Non ferrous Metals, Guangzhou 510651, China)

Abstract: A gravity-flotation flowsheet was used to process scheelite ore, which includes rod mill-fine sieve in closed circuit grinding, gravity separation with spiral chute and slime flotation, in the light of the ore's process mineralogy. The tailings, amounting to about 3/4 of yield can be discarded by gravity separation, the gravity rough concentrate with WO_3 content of 30.5% can be cleaned by flotation at ambient temperature, while the slime in the outer ring of spiral, amounting to less than 1/5 of the yield, can be separated by a conventional flotation process. The crude ore containing 1.47% WO_3 can become a scheelite concentrate containing 66.58% WO_3 by the use of the gravity-flotation flowsheet, with the recovery being 82.15%, which is close to that by overall flotation flowsheet, but the former's processing cost is lower.

Key words: scheelite; gravity concentration; flotation; combined beneficiation flowsheet