

文章编号:1673-9981(2007)04-0303-04

黑白钨细泥选矿新工艺的研究

周晓彤, 邓丽红

(广州有色金属研究院, 广东 广州 510650)

摘要:江西某矿钨细泥(70%—30 μm)的 WO₃ 在白钨矿、黑钨矿和钨华中的分布率分别为 45.30%, 53.01%, 1.69%。采用 Na₂CO₃、改性 Na₂SiO₃ 和 Pb(NO₃)₂ 作调整剂, TA-4 作捕收剂对黑白钨矿进行粗选, 然后加温精选分离, 其泡沫经酸浸获得白钨精矿, 加温精选尾矿经摇床选别获得黑钨精矿。试验结果表明, Na₂CO₃ 的合理添加直接影响黑白钨混合浮选的选别效果; 采用新型选钨捕收剂 TA-4 是提高钨选别指标的关键, 精选中加入 NTA 有利于白钨矿与黑钨矿的分离。当钨细泥给矿品位(WO₃)为 0.2% 时, 获得品位 59.55%、回收率 47.21% 的白钨精矿, 品位 36.62%、回收率 19.53% 的黑钨精矿, 钨精矿的平均品位为 50.60%、总回收率为 66.74%。

关键词: 黑钨矿; 白钨矿; 浮选; 调整剂; 捕收剂
中图分类号: TD923 **文献标识码:** A

江西某钨矿选矿厂年处理矿石 50 万 t, 原生和次生钨细泥 400~500 t/d, 占原矿钨金属量 7%~8%, 而钨的回收率仅为 20% 左右。因此, 提高钨细泥的选别指标十分重要。

1 矿石性质

该钨矿为高温热液裂充填石英脉矿石, 主要金属矿物为黑钨矿和白钨矿, 其次为辉钼矿、辉铋矿、

自然铋、钨华、黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿及少量的孔雀石等; 脉石矿物主要为石英、云母、方解石和少量的电气石、石榴子石、绿柱石及金红石等。根据该选厂原生钨细泥和次生钨细泥的实际比例及该选厂的要求, 按原生钨细泥与次生钨细泥的质量比为 1:1 的比例配成混合钨细泥(简称钨细泥)。钨细泥中的 WO₃ 在白钨矿、黑钨矿和钨华中的占有率分别为 45.30%, 53.01%, 1.69%, 小于 30 μm 粒级的钨金属占有率达 70%, 其多元素分析列于表 1。

表 1 钨细泥多元素分析的结果

Table 1 Multielement analysis results of fine tungsten sediment

元素	WO ₃	Sn	Cu	Bi	Mo	Zn	Pb	P	S	As	Fe	CaF ₂	CaCO ₃	Al ₂ O ₃	Mg(O)	SiO ₂
含量 w/%	0.21	0.039	0.022	0.03	0.013	0.062	0.13	0.10	0.17	0.022	4.5	0.60	1.54	14.30	2.96	64.10

2 原则流程的选择

钨细泥是否需要预脱硫取决于预脱硫对钨细泥浮选的影响。现采用三种流程进行试验, 即先脱硫再

一次粗选五次精选二次扫选浮钨流程 A(中矿依次顺序返回)、先脱硫再一次粗选二次精选二次扫选浮钨流程 B(中矿依次顺序返回)和不脱硫浮钨一次粗选五次精选二次扫选流程(中矿依次顺序返回)。其

收稿日期:2007-05-10

作者简介:周晓彤(1967-),女,湖南人,高级工程师,学士。

中流程 A 开路试验的黑白钨混合精矿的品位达 8.30%，闭路试验的黑白钨混合精矿的品位仅为

2.51%，这是由于矿浆含泥量过大造成的。三种流程闭路试验的结果列于表 2。

表 2 不同流程的试验结果

Table 2 Test results of different processes

试验流程	给矿品位(WO ₃)/%	黑白钨混合精矿 w/%	
		品位(WO ₃)	回收率
先脱硫后浮钨流程 A(钨五次精选)	0.21	2.51	78.98
先脱硫后浮钨流程 B(钨二次精选)	0.21	2.37	79.38
不脱硫直接浮钨流程(钨五次精选)	0.21	3.93	51.94

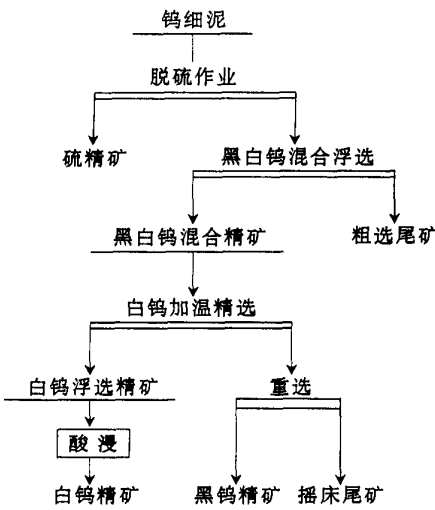


图 1 钨细泥选矿的原则流程

Fig. 1 Principle flowsheet for beneficiating fine tungsten

由表 2 可知，先脱硫后浮钨，钨回收率较高。试验中发现，先脱硫后浮钨的浮选过程较稳定。因此，

选钨前先脱硫较适合。采用流程 A(五次精选)与流程 B(二次精选)所得到的黑白钨混合精矿的品位和回收率相近，可见，黑白钨混合浮选采用流程 B 即一次粗选二次精选二次扫选较为合适。

钨细泥经粗选得到黑白钨混合精矿，在常温条件下进行黑白钨浮选分离，白钨精矿品位为 9.22%，而采用传统的“彼德洛夫”法得到的白钨精矿品位为 40.90%。将加温浮选精矿经酸浸得到白钨精矿，白钨加温精选尾矿用摇床选别得到黑钨精矿。钨细泥选别的原则流程见图 1。

3 实验结果与讨论

3.1 黑白钨粗选

3.1.1 粗选调整剂的选择

在黑白钨细泥混合浮选的粗选中，用 Na₂CO₃ 和改性 Na₂SiO₃ 作调整剂，对其添加顺序和用量进行了试验，试验结果列于表 3。

表 3 Na₂CO₃ 和改性 Na₂SiO₃ 的试验结果

Table 3 Test results of adding Na₂CO₃ and Na₂SiO₃

试验条件	Na ₂ CO ₃ 用量/(kg·t ⁻¹)	给矿品位(WO ₃)/%	粗选钨精矿 w/%	
			品位(WO ₃)	回收率
先加 Na ₂ CO ₃ ，后加改性 Na ₂ SiO ₃	2	0.20	1.54	76.24
只加改性 Na ₂ SiO ₃	0	0.20	0.66	89.83
先加改性 Na ₂ SiO ₃ ，后加 Na ₂ CO ₃	2	0.20	0.60	33.24

由表 3 可知，在 Na₂CO₃ 用量相同的条件下，Na₂CO₃ 和改性 Na₂SiO₃ 的添加顺序不同，对粗选选别指标的影响很大。当 Na₂CO₃ 用量为 2 kg/t 时，按先加 Na₂CO₃ 后加改性 Na₂SiO₃ 的顺序添加药

剂，选别指标较好。

活化剂 Pb(NO₃)₂ 用量对钨粗选的影响如图 2 所示。由图 2 可知，随着 Pb(NO₃)₂ 用量的增加，钨粗精矿的回收率提高，品位降低。在 Pb(NO₃)₂ 用量

为 0.6 kg/t 时,钨粗精矿的选别指标较好.

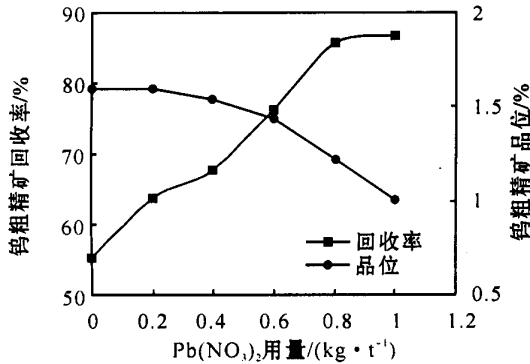


图 2 Pb(NO₃)₂ 用量对钨粗选的影响

Fig. 2 Influence of Pb(NO₃)₂ on scheelite and wolframite roughing

3.1.2 粗选捕收剂的选择

TA-3, TA-4, TA-18 和 ZL 是广州有色金属研究院研制的新型选钨捕收剂. 在捕收剂用量均为 0.4 kg/t 的条件下, 将这些药剂与传统的选钨捕收剂 731 和 733 进行对比, 试验结果列于表 4.

表 4 不同捕收剂的试验结果
Table 4 Test results of different collectors

捕收剂	给矿品位 (WC ₃) / %	粗选精矿 w / %		选矿效率 w / %
		品位 (WC ₃)	回收率	
TA-3	0.20	1.51	71.01	536.13
TA-4	0.20	1.96	68.86	674.83
TA-18	0.20	0.84	84.82	356.24
ZL	0.20	1.30	69.17	449.61
731	0.20	0.54	33.65	90.86
733	0.20	1.01	67.54	341.08

由表 4 可知, 在捕收剂用量相同的条件下, 6 种捕收剂的选别效果为 TA-4 > TA-3 > ZL > TA-18 > 733 > 731. TA-4 对黑白钨矿的选择捕收效果最好, 粗选钨精矿品位达 1.96%, 回收率为 68.86%; 731 的浮选效果最差, 粗选钨精矿品位为 0.54%、回收率仅为 33.65%.

3.2 黑白钨的精选分离

在黑白钨精选分离作业考查了 NTA、加温温度及保温时间等对黑白钨浮选分离的影响. NTA 对黑

白钨加温浮选分离的影响见图 3. 由图 3 可知, 当 NTA 用量低于 1.3 kg/t 时, 随着 NTA 用量的增加, 白钨精矿的品位和回收率逐渐提高; 当 NTA 用量高于 1.3 kg/t 时, 白钨精矿品位下降. 加温温度对黑白钨浮选分离的影响见图 4. 由图 4 可知, 随温度升高, 白钨精矿的品位提高; 当温度为 60~80 °C 时, 钨回收率明显增加. 保温时间对黑白钨加温精选分离的影响见图 5. 由图 5 可知, 随着保温时间的延长, 白钨精矿的品位提高, 但保温时间超过 60 min 时, 钨回收率降低. 试验结果表明, 在传统“彼德洛夫”法的基础上添加一定量的 NTA, 有助于提高白钨精矿的品位和回收率, NTA 最佳用量为 1.3 kg/t; 当温度为 60~80 °C 和保温时间为 60 min 时, 黑白钨精选分离的效果较好.

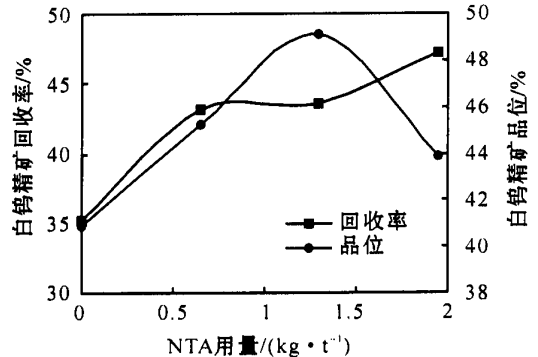


图 3 NTA 用量对精选分离的影响
Fig. 3 Influence of NTA usage on concentration-separation results

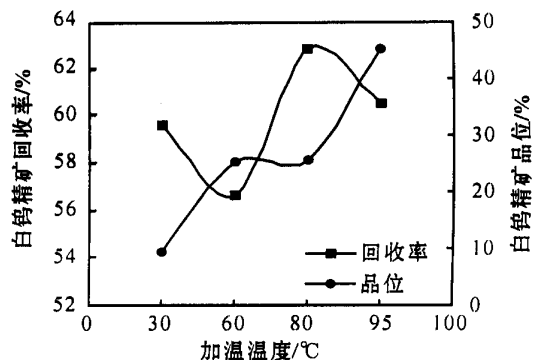


图 4 加温温度对精选分离的影响
Fig. 4 Influence of heating temperature on concentration-separation results

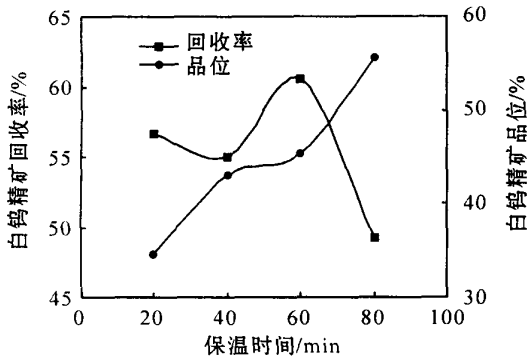


图5 保温时间对加温精选的影响

Fig. 5 Influence of holding time on concentration-separation results

采用图1所示的流程进行试验,在最佳的试验

条件下,当钨细泥的品位为0.20%时,得到品位59.55%、回收率47.21%的白钨精矿,品位36.62%、回收率19.53%的黑钨精矿,钨精矿的平均品位为50.60%、总回收率为66.74%。

4 结论

Na_2CO_3 的合理添加直接影响黑白钨混合浮选的选择效果;采用新型选钨捕收剂 TA-4 是提高钨选别指标的关键,加温浮选中采用 NTA 有利于白钨矿与黑钨矿的分离。当钨细泥给矿品位(WO_3)为0.2%时,采用先脱硫后混合浮选黑白钨,再加温浮选分离、酸浸和摇床选别,可得到品位50.60%、总回收率66.74%的钨精矿。

Study on a new technology of separating refractory fine scheelite and wolframite sediments

ZHOU Xiao-tong, DENG Li-hong

(Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals, Guangzhou 510650, China)

Abstract: In a mine of Jiangxi province, the distribution rates of WO_3 in fine tungsten sediments (70% with particle sizes less than $30\ \mu\text{m}$) such as scheelite, wolframite and tungstite are 45.03%, 53.01% and 1.69%, respectively. By the adoption of Na_2CO_3 , modified Na_2SiO_3 and $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ as adjustor, TA-4 as collector, a roughing process was performed for the scheelite and wolframite, followed by a heating concentration and separation one, a scheelite concentrate was obtained after the acid leaching of the froth of the mixed ore, and a wolframite concentrate was obtained after the table concentration of the heating concentrated tailings. The test result indicates that the adequate addition of Na_2CO_3 has direct effect on the flotation of scheelite and wolframite mixed concentrate. The key to increase the tungsten concentration indexes is to adopt a new type collector TA-4, and the addition of NTA during the concentration also benefits the separation of scheelite and wolframite. For the fine tungsten sediments, at a feed grade of 0.2% WO_3 , a scheelite concentrate and a wolframite one with the grades of 59.55% WO_3 and 36.62% WO_3 respectively, and the recovery of 47.21% and 19.53% respectively are obtained, the average grade of the tungsten concentrate is 50.60% WO_3 , and the total recovery is 66.74%.

Key words: scheelite; wolframite; flotation; regulator; collector