

文章编号:1673-9981(2008)03-0231-03

钨细泥重-浮-重选矿新工艺的研究

周晓彤, 邓丽红

(广州有色金属研究院, 广东 广州 510650)

摘要:根据钨细泥的矿石特性,采用重-浮-重联合流程回收钨,即先用离心选矿机脱除部分微细粒级可浮性较好的轻矿物,再进行黑白钨混合浮选,经加温浮选获得白钨精矿及摇床重选获得黑钨精矿。在钨细泥品位为0.33%时,获得品位55.38%WO₃、回收率29.82%的白钨精矿,品位38.76% WO₃、回收率32.55%的黑钨精矿,总钨平均品位为45.26%,总钨回收率为62.37%的选别指标。

关键词:黑钨矿;白钨矿;重选;浮选;磁选

中图分类号:TD923 文献标识码:A

江西某钨矿选厂日处理量2200~2500 t,原次生细泥400~500 t/d,占原矿钨金属量7%~8%。现原次生细泥的钨回收率仅20%左右,因此提高细泥钨回收率对提高该选矿厂的综合选别指标十分重要。

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、黄铜矿及少量孔雀

石等;脉石矿物主要为石英、云母、方解石及少量电气石、石榴子石、绿柱石和金红石等。在矿石开采和破碎、磨矿过程中,产出原生细泥和次生细泥。根据该选厂原生细泥和次生细泥的实际比例和该公司的要求,将原生细泥和次生细泥按质量比为1:1配成原次生混合细泥(简称钨细泥),其多元素分析列于表1。

钨细泥中白钨矿、黑钨矿和钨华的金属占有率分别为45.30%,53.01%,1.69%。钨细泥中-74 μm,-43 μm和-30 μm粒级的钨金属占有率分别为98%,89.7%,70%。

表1 钨细泥多元素分析结果

Table 1 Multi-elemental analysis results of the tungsten fine clays

元素	WO ₃	Sn	Cu	Bi	Mo	Zn	Pb	P	S	As	Fe	CaF ₂	CaCO ₃	Al ₂ O ₃	MgO	SiO ₂
含量 w/%	0.33	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 试验结果及讨论

2.1 重-浮流程的确定

由于钨细泥中云母、方解石、萤石和高岭土的可

浮性较好,其矿物含量高达30%~40%,且钨细泥中小于30 μm粒级的钨金属占有率超过70%,因此,用全浮流程选别时会造成黑白钨混合浮选闭路循环中矿量大。全浮流程实验结果也证实这一点,开路流程的黑白钨混合精矿品位(WO₃)达8.30%,闭

收稿日期:2008-05-14
作者简介:周晓彤(1967—),女,湖南武冈人,高级工程师,学士。

路实验的黑白钨混合精矿品位仅 2.51%。这说明可浮性较好的杂质矿物对黑白钨混合浮选的影响很大。

离心选矿机是分选微细粒矿物的一种有效的重选设备。为了提高入选品位和减少可浮性较好的杂质矿物对浮选的影响,先用离心选矿机除去大部分可浮性较好的轻矿物,然后再采用浮选回收钨。实验结果表明:品位(WO_3)0.32%~0.42%钨细泥经离心机(型号 $\Phi 800 \times 600$)一次粗选一次精选(粗选浓度 22%~26%、精选浓度 21%~23%),获得重选精矿品位(WO_3)为 2.12%,钨回收率为 76%。

2.2 钨的选别

从重选精矿中回收钨时,先浮选脱硫,然后进行黑白钨混合浮选,可获得黑白钨混合精矿品位(WO_3)为 15.63%,对离心机精矿的钨回收率为 93.90%。在黑白钨混合精矿中添加水玻璃和 NTA,并使矿浆在 95℃保温 1 h 后浮选白钨矿,得到品位 55.38%、对离心机精矿的钨回收率 39.47%、对钨细泥给矿的钨回收率 29.82%的白钨精矿。

分别用重选法、磁选法和磁-重法从加温精选白钨矿的尾矿中回收黑钨矿。重选法为用摇床一次粗选一次扫选获得黑钨精矿;磁选法为先用弱磁选机选出强磁性矿物,再用强磁选机选出弱磁性矿物—黑钨精矿;磁-重法为先用磁选机选出弱磁性矿物,再用摇床重选得到黑钨精矿。实验结果列于表 2。

表 2 不同方法回收黑钨矿的实验结果

Table 2 Result of different flows test

方法	给矿品位 $w(\text{WO}_3)/\%$	黑钨精矿 $w/\%$	
		品位	回收率
重选法	11.40	38.76	74.30
磁选法	11.40	18.09	90.71
磁-重法	11.40	37.57	74.74

由表 2 可知,用重选法和磁-重法得到的黑钨精矿的选矿指标相当,用磁选法得到的黑钨精矿回收率高,但精矿品位低。经综合考虑,选用操作简单和节能的重选法回收黑钨矿。

2.3 全工艺流程实验

先用离心选矿机脱去钨细泥中部分可浮性较好的轻矿物,再浮选脱硫,然后进行黑白钨混合浮选;黑白钨混合精矿经加温浮选可将白钨矿与黑钨矿分

离,加温浮选精矿经酸浸得到白钨精矿,加温浮选槽内矿浆经摇床选别可得到黑钨精矿。用重-浮-重联合工艺从钨细泥中回收白钨矿与黑钨矿的原则流程见图 1,试验结果列于表 3。

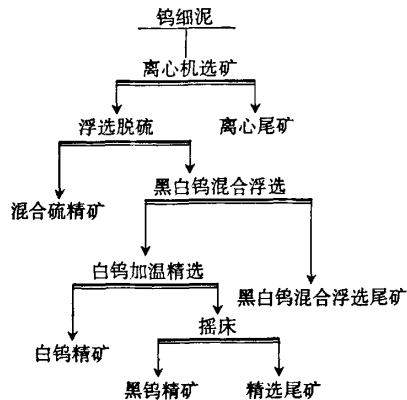


图 1 选别钨细泥重-浮-重联合工艺的原则流程

Fig. 1 The principle flowsheet of the gravity-flotation-gravity process

表 3 钨细泥重-浮-重联合工艺全流程试验结果

Table 3 Separation result of the gravity-flotation-gravity flowsheet

产品	产率	品位(WO_3)	回收率 $w/\%$
白钨精矿	0.181	55.38	29.82
黑钨精矿	0.282	38.76	32.55
硫化矿	0.660	1.20	2.36
精选尾矿	1.010	3.75	11.23
黑白钨混合浮选尾矿	9.637	0.070	2.00
离心机尾矿	88.230	0.084	22.04
离心机给矿	100.00	0.33	100.00

由表 3 可知,钨细泥经离心机选矿约有 88%矿量弃为尾矿,仅有 12%矿量进入浮选。这样既提高了浮选给矿的钨品位,减少了下一步作业的给矿量,又有效避免了可浮性较好的杂质矿物对浮选的危害影响,对提高钨的选矿指标具有重要意义。

3 结论

先用离心选矿机脱去钨细泥中部分轻矿物,有

利于提高浮选入选品位,减少浮选作业的矿量,减少微细粒矿泥对浮选的有害影响。用摇床重选从加温浮选尾矿中回收黑钨矿,操作简单,选矿指标高。用重-浮-重联合选矿工艺流程,可从钨品位 0.33%

钨细泥中,获得品位 55.38% WO_3 、回收率 29.82% 的白钨精矿,品位 38.76% WO_3 、回收率 32.55% 的黑钨精矿,总钨平均品位为 45.26% WO_3 ,总钨回收率为 62.37% 的选别指标。

Study on a new gravity-flotation-gravity technique for processing the fine scheelite and wolframite ore

ZHOU Xiao-tong, DENG Li-hong

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

Abstract: In the light of the ore's mineralogy, a gravity-flotation-gravity flowsheet was used to process the fine scheelite and wolframite ore. Firstly, the mixed concentrate of scheelite and wolframite was obtained, and then the scheelite concentrate and wolframite concentrate were obtained by scheelite warming selection and table gravity separation, respectively. Scheelite concentrate with a grade of 55.38% WO_3 and recovery rate of 29.82%; and wolframite concentrate with a grade of 38.76% WO_3 and recovery rate of 32.55% were obtained when the scheelite and wolframite fine clay with a grade of 0.33% WO_3 was dealt with. The average grade of scheelite and wolframite reached 45.26% WO_3 , and the total recovery was 62.74%.

Key words: scheelite; wolframite; gravity separation; flotation process; magnetic separation