

文章编号:1673-9981(2019)01-0057-05

某重选钨锡混合精矿精选分离试验研究*

付广钦,周晓彤,邓丽红,关 通

广东省资源综合利用研究所,稀有金属分离与综合利用国家重点实验室,
广东省矿产资源开发和综合利用重点实验室,广东 广州 510650



摘 要:某钨锡多金属矿原矿锡品位低于0.1%,因原矿锡品位低、可浮性差,采用摇床回收钨精选尾矿中的锡矿物,获得重选钨锡混合精矿。该重选钨锡混合精矿品位 WO_3 41.09%、Sn7.50%, WO_3 、Sn 金属主要分布在0.010~0.045 mm 粒级。对该混合精矿进行试验方案比较后,本研究采用自主研发的脂肪酸类捕收剂 TA-3 药剂以及“白钨浮选-湿式磁选”工艺,获得了白钨精矿品位 WO_3 51.39%, WO_3 回收率44.43%;黑钨精矿品位 WO_3 45.09%, WO_3 回收率47.71%;钨锡混合精矿品位 WO_3 15.41%、Sn23.05%, WO_3 回收率7.86%、Sn 回收率64.48%,达到了获得较高 Sn 品位精矿的目的,为后续分离和利用创造了有利条件。

关键词:钨锡混合精矿;药剂;浮选;磁选

中图分类号:TD954

文献标识码:A

钨、锡是国家重要的战略资源,在国民经济和国防建设中具有举足轻重的地位。我国的钨矿多数是黑钨矿与白钨矿共生矿,常有锡伴生在矿床中,属典型的难选矿产资源^[1]。

湖南某钨锡多金属矿矿物组成复杂,因原矿锡品位低于0.1%、可浮性差,未产出单独的锡精矿产品。在该选厂现生产工艺中,仅有部分锡矿物夹杂在钨粗选段上浮,但精选分离过程中钨回收率较低,造成钨精选尾矿钨锡品位较高。目前,选厂采用摇床重选对这部分可浮性较差的钨锡矿物进行回收,获得重选钨锡混合精矿。为了探索获得较高品位锡精矿的可行性,本研究针对该多金属矿的重选钨锡混合精矿开展了精选分离试验研究,为钨锡多金属矿的分离和利用提供借鉴。

1 矿石性质

试验矿样为钨粗精矿精选尾矿的摇床重选钨锡混合精矿,其品位为 WO_3 41.09%、Sn 7.50%。该重选精矿粒度主要分布在0.010~0.045 mm 粒级(占72.22%), WO_3 、Sn 金属主要分布在0.010~0.045 mm 粒级, WO_3 、Sn 金属分布率分别为79.61%、93.74%。-0.010 mm 粒级质量分数仅占12.80%, WO_3 、Sn 金属分布率分别为9.42%、3.50%。

采用扫描电镜分析方法对重选精矿的矿物嵌布状态以及含锡主要矿物进行了测定,扫描电镜分析照片如图1、图2所示。经扫描电镜分析,该精矿中主要钨矿物为黑钨矿和白钨矿,主要锡矿物为锡石,脉石矿物主要为石榴石和萤石。其中锡石主要为单体,少见连生体。该锡石化学成分的能谱分析结果列于表1,锡石含少量 SiO_2 、 FeO 、 Al_2O_3 等成分。由此可见,锡石具有一定的磁性。

收稿日期:2019-03-01

* 基金项目:国家科技支撑计划(2015BAB14B02);广东省省级科技计划项目(2017B030314046,2017A070701020);广东省科学院项目(2017GDASX-0109)

作者简介:付广钦(1985-),男,山东临朐人,工程师,硕士,研究方向是有色金属及稀有金属选矿工艺。

表 2 白钨浮选尾矿湿式磁选探索试验结果

Table 2 The results of wet-type magnetic separation test of scheelite flotation tailings

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		WO ₃	Sn	WO ₃	Sn
磁性产品 1	4.73	9.08	4.28	1.21	1.81
磁性产品 2	67.44	45.09	5.49	85.84	33.06
磁性产品 3	10.68	28.20	16.36	8.50	15.59
非磁产品	17.15	9.18	32.39	4.45	49.54
给 矿	100.00	35.42	11.21	100.00	100.00

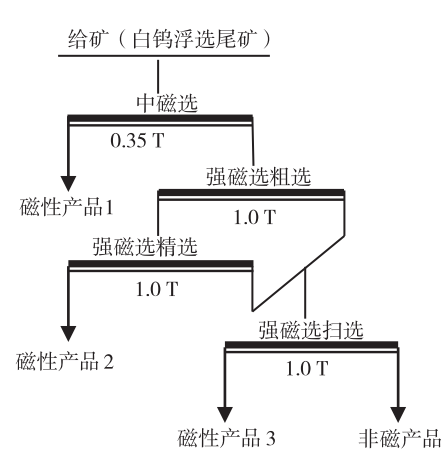


图 4 白钨浮选尾矿湿式磁选探索试验流程

Fig. 4 Wet-type magnetic separation test flow of scheelite flotation tailings

验时采用 ZCT 型滚筒式磁选机,磁场强度为 0.35 T. 强磁选试验采用 SSS-II 型高梯度强磁选机,磁选介质为 Φ2 mm 短介质,脉动冲次为 250 r/min,冲程为 22 mm.

由表 2 可知,经湿式磁选试验,获得 3 个磁性产品和 1 个非磁产品. 磁性产品 1 品位 WO₃9.08%、Sn4.08%,主要为铁磁性矿物;磁性产品 2 品位 WO₃45.09%、Sn5.49%,为黑钨精矿;磁性产品 3 品位 WO₃28.20%、Sn16.36%,为钨锡混合精矿;非磁产品品位 WO₃9.18%、Sn 32.39%,虽然 Sn 品位较高,但含 WO₃仍较高,为钨锡混合精矿,未能获得单独的锡精矿产品.

2.2.4 试验结果讨论分析

钨锡分离探索试验结果表明,采用电选和干式磁选的方法不能实现白钨浮选尾矿的钨锡分离,而采用湿式磁选方法可对白钨浮选尾矿中的锡金属进行富集,得到 Sn 品位较高的钨锡混合精矿(Sn 品位

32.39%),但未能实现钨锡的高效分离. 这主要有以下原因:第一,该矿样粒度较细,给矿中在 -0.045 mm 粒级质量分数为 85.02%,在分选时夹杂现象严重,分离效果较差;第二,部分锡石矿物具有磁性,在磁选分离过程中夹杂到了磁性产品中,影响了黑钨矿与锡石的磁选分离. 因此,对粒度细、含铁矿物较

多的钨锡混合精矿,湿式磁选不能完全实现黑钨矿和锡矿物的高效分离。

综合比较,采用湿式磁选方法对白钨浮选尾矿中的锡金属进行富集较合适,可根据需求调节磁场强度大小,获得不同 Sn 品位的钨锡混合精矿,生产白钨粗选

2.3 重选精矿精选分离全流程试验结果

在上述试验的基础上,制定了重选精矿精选分离的试验方案,试验流程如图 5 所示,试验结果列于表 3。

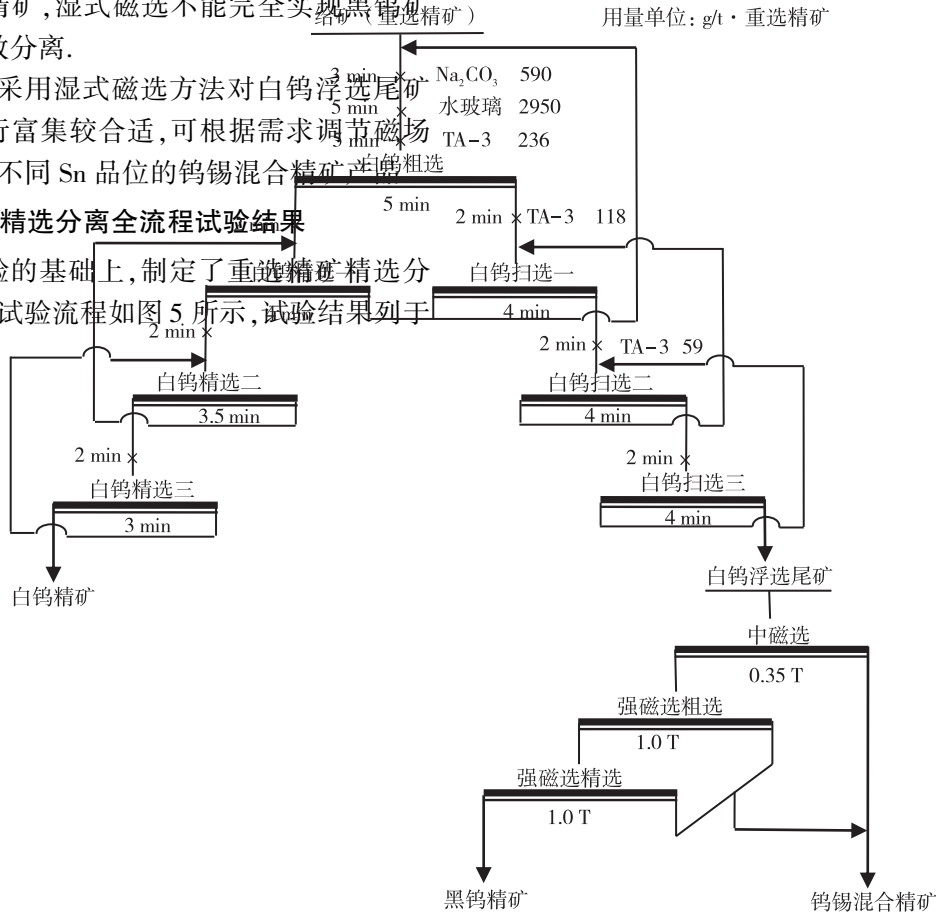


图 5 重选精矿白钨浮选-湿式磁选试验流程

Fig. 5 The flow of scheelite flotation-wet type magnetic separation test

表 3 重选精矿白钨浮选-湿式磁选试验结果

Table 3 The results of scheelite flotation-wet type magnetic separation test

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		WO ₃	Sn	WO ₃	Sn
白钨精矿	35.53	51.39	0.78	44.43	3.68
黑钨精矿	43.48	45.09	5.49	47.71	31.84
钨锡混合精矿	20.99	15.41	23.05	7.86	64.48
给矿(重选精矿)	100.00	41.09	7.50	100.00	100.00

由表 3 可知,采用白钨浮选-湿式磁选工艺,获得白钨精矿品位 WO_3 51.39%, WO_3 回收率 44.43%;黑钨精矿品位 WO_3 45.09%, WO_3 回收率 47.71%;钨锡混合精矿品位 WO_3 15.41%、 Sn 23.05%, WO_3 回收率 7.86%、 Sn 回收率 64.48%。采用本试验方案,不但获得 WO_3 品位较高的白钨精矿和黑钨精矿,同时还获得了 Sn 品位较高的钨锡混合精矿,该精选分离方案提高了精矿产品的商业价值。

3 结 论

针对该重选精矿,本研究采用对白钨矿选择性捕收效果好的 TA-3 药剂以及白钨浮选-湿式磁选工艺,获得白钨精矿品位 WO_3 51.39%, WO_3 回收率 44.43%;黑钨精矿品位 WO_3 45.09%, WO_3 回收率 47.71%;钨锡混合精矿品位 WO_3 15.41%、 Sn 23.05%, WO_3 回收率 7.86%、 Sn 回收率 64.48%,达到了获得较高 Sn 品位精矿的目的,为进一步分离

利用创造了有利条件。

对含黑钨矿、白钨矿和锡石的钨锡混合精矿,采用白钨浮选方法实现白钨矿与黑钨矿、锡石分离的技术路线是可行的。其中,自主研发的 TA-3 药剂是白钨浮选工艺能够高效分离白钨矿的技术关键。对粒度细、含铁矿物较多的钨锡混合精矿,采用湿式磁选的方法可对锡金属进行富集,但不能完全实现黑钨矿和锡矿物的高效分离,获得的黑钨精矿中仍含一定量的锡(5.49% Sn),需进一步采用化学选矿方法减少黑钨精矿中的锡含量。

参考文献:

[1] 邱显扬,董天颂. 现代钨矿选矿[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2012.

[2] ZHOU Xiaotong, FU Guangqin, DENG Lihong, et al. Research on mineral processing technology and production adjustment for seyrigite[C]//XXVIII International Mineral Processing Congress. Québec: the Canadian Institute of Mining, Metallurgy and petroleum. 2016:114.

Concentration separation experimental research of tungsten-tin bulk concentrate by gravity separation

FU Guangqin, ZHOU Xiaotong, DENG Lihong, GUAN Tong

Guangdong Institute of Resources Comprehensive Utilization, State Key Laboratory of Rare Metal Separation and Comprehensive Utilization, Guangdong Provincial Key Laboratory of Development and Comprehensive Utilization of Mineral Resource, Guangzhou 510650, China

Abstract: A large tungsten-tin polymetallic ore has low Sn grade of raw ore, which was below 0.1%. Due to the low grade and poor floatability, the associated tin minerals were difficult to be recovered. Only some of tin minerals in tungsten cleaning tailings were recovered by tables. The gravity concentrate of the tungsten-tin metallic ore contained 41.09% WO_3 and 7.50% Sn , and they mainly distributed in 0.010 ~ 0.045 mm grain size. In order to obtain the concentrate of high Sn grade, the self-developed TA-3 fatty collector and “scheelite flotation-wet type magnetic separation” process was carried out, the indexes were as follows: scheelite concentrate contained 51.39% WO_3 and its recovery was 44.43%; the wolframite concentrate contained 45.09% WO_3 and its recovery was 47.71%; the tungsten-tin concentrate contained 15.41% Sn and 23.05% WO_3 and their recovery was 7.86% and 64.48%, respectively. Then the purpose to get concentrate of high Sn grade was achieved.

Key words: tungsten-tin bulk concentrate; reagent; flotation; magnetic separation