

文章编号:1673-9981(2014)01-0062-05

某花岗岩型钽铌矿选矿研究

黄伟^{1,2},董天颂²,汤玉和²,张忠汉²,邹霓²,胡红喜²

1.中南大学资源加工与生物工程学院,湖南长沙 410083; 2.广东省工业技术研究院(广州有色金属研究院),广东广州 510650

摘要:对一矿床为大型花岗岩的钽铌矿进行了选矿试验研究,以回收其中的有用矿物钽铌铁矿、钽铌铁矿和细晶石。矿石经两段磨矿、两段选别,粗选采用单一重选法得粗精矿,精选采用重-浮-重工艺流程,得到品位为6.89%的钽铌精矿,其回收率为57.482%。精矿经水冶除钨、锡、硅等杂质后得到钽铌渣,其中 Ta_2O_5 的含量为29.0%,对原矿的回收率为53.487%。

关键词:钽铌矿;粗选;精选;水冶

中图分类号:TD955;TD954

文献标识码:A

钽是一种重要的功能材料,特别是在高新技术领域中。由于其性能特殊,钽产品在电子、冶金、化工、原子能、航天航空等领域中得到日益广泛地应用,全世界60%左右的钽都消耗在制造钽电容器上^[1-3]。钽在高新技术领域中也是一种重要的功能材料,其可作为碳钢、不锈钢及合金钢的添加剂。除此之外,将钽钛、钽锆合金及钽锡、钽铝锆等化合物应用在超导材料中,可使超导材料产生超导磁场。目前,已知含钽和铌的矿物约130余种,其中具有工业价值的主要矿物有钽铁矿、烧绿石、铌铁矿、钽铌铁矿、褐钨铌矿、细晶石、钽锡矿、易解石及黑稀金矿等^[4]。

1 矿物组成

本试验的矿石为花岗岩型细晶石钽铌铁矿矿石。矿物组成分析结果表明:钽铌矿物包括钽铌锰矿、钽铌锰矿、钨钽铌锰矿、钨铌钽矿、细晶石以及铀-钽烧绿石;其他金属氧化物包括锡石、钨锰矿、黑钨矿、赤铁矿,少量的白钨矿、磁铁矿、钛铁矿和褐铁矿;脉石矿物主要为石英、长石、白云母、黄玉、水黑云母,以及少量的萤石、锆石。原矿多元素分析及主要矿物相对含量分别列于表1和表2。

表1 原矿多元素化学分析结果

Table 1 Chemical analysis results of multi-element in crude ore

成分	Ta_2O_5	Nb_2O_5	Sn	WO_3	TFe	Ca	Mn	K_2O	Na_2O	Li_2O	Rb	Ti	Be	SiO_2	Al_2O_3
含量 $w/\%$	0.015	0.014	0.024	0.027	0.61	0.09	0.12	3.01	1.06	0.096	0.12	0.002	0.0005	66.66	17.13

表2 主要矿物相对含量

Table 2 The relative contents of main minerals

矿物	钽铌锰矿	细晶石	锡石	黑钨矿	黄铁矿	磁黄铁矿	黄铜矿	方铅矿	闪锌矿
含量 $w/\%$	0.04085	0.00345	0.02745	0.03492	0.05659	0.00035	0.00060	0.00538	0.01251
矿物	辉铋矿	赤褐铁矿	钛铁矿	黄玉	石英	长石	云母	合计	
含量 $w/\%$	0.00103	0.05984	0.0006	2.45648	26.18642	59.09777	13.01876	100.000	

收稿日期:2013-12-12

作者简介:黄伟(1990-),男,江西赣州人,硕士研究生。

2 原则流程

该矿样物质组成研究表明,铌与钽为完全类质同象系列,综合回收了钽也就综合回收了铌,其中主要回收的金属矿物有钽铌铁矿、细晶石、锡石及黑钨矿等,它们密度较大,一般为 5~7;非金属矿物主要为长石、石英和云母,它们含量为 97%,密度小于 3,因此采用单一的重选方法进行粗选是合理、经济的.

粗选的粗精矿磁性分析结果表明,其磁性范围广、磁性较弱,当磁场强度达 1500 mT 时,仍然有 20% 的钽铌矿物不能被选上来,而这一磁场强度是国内生产的干式磁选机难以达到的.鉴于通过干式强磁选机难以获得钽铌铁精矿和锡石、细晶石精矿,采用了重—浮—重的精选流程,所获得的精矿中主要矿物为钽铌铁矿、锡石、细晶石、黑钨矿和白钨.由于钽铌铁矿、锡石、黑钨矿都不同程度地具有一定的磁性,并且各矿物的磁性重叠,因此很难通过磁选进一步将其分开,故通过水冶方法进一步分离^[5].

3 选矿试验

3.1 磨矿粒度试验

磨矿工艺和磨矿粒度的选择是选矿工艺的关键,合理的磨矿工艺应该是使有用矿物充分单体解离而又最大限度地降低过磨^[6].

钽铌铁矿试样的单体解离度测定结果表明, +0.5 mm 粒级的单体解离度为 25.00%, -0.5~+0.4 mm 粒级的单体解离度达到 67.14%,比+0.5 mm 级别已有明显提高, -0.2 mm 粒度的钽铌铁矿的单体解离度达 90% 以上.因此,先将原矿磨至 0.6 mm,然后将其分成 -0.6~+0.4 mm, -0.4~+0.2 mm 和 -0.2~+0.074 mm 三个级别,再分别进行摇床选别,摇床选别结果列于表 3.

由表 3 可以看出: -0.6~+0.4 mm 级别的摇床精矿品位仅为 0.085%,回收率 21.55%; -0.4~+0.2 mm 级别的摇床精矿品位可以达到 0.26%,回收率达到 60.91%; -0.2~+0.074 mm 级别的摇床精矿品位为 0.21%,回收率可以达到 76.41%.因此,一段磨矿的磨矿粒度为 0.4 mm、二段磨矿的磨矿粒度为 0.2mm 是较合理的.

表 3 原矿不同粒级摇床试验结果
Table 3 The results of table test on crude ore with different size fraction

粒级/mm	产品	产率/%	w(Ta ₂ O ₅)/%	回收率/%
-0.6~+0.4	精矿	3.61	0.085	21.55
	中矿	52.25	0.018	66.05
	尾矿	44.14	0.004	12.40
	合计	100.00	0.014	100.00
-0.4~+0.2	精矿	3.73	0.26	60.91
	中矿 1	12.25	0.02	15.39
	中矿 2	34.89	0.008	17.53
	尾矿	49.13	0.002	6.17
	合计	100.00	0.015	100.00
-0.2+0.074	精矿	5.30	0.21	76.14
	中矿 1	10.29	0.012	8.45
	中矿 2	18.82	0.005	6.44
	尾矿	65.59	0.002	8.97
	合计	100.00	0.014	100.00

3.2 粗选设备的对比试验

作为粗选设备不但要有较高的处理能力,而且还要有较好的分选效果^[7].螺旋溜槽和螺旋选矿机都是高效的重选设备,在重选厂得到日益广泛地应用.原矿经一段磨矿后,将一段磨矿产品分成粗砂(-0.4~+0.15 mm)、细砂(-0.15~+0.04 mm)和细泥(-0.04 mm)三种产品.为考查 GL 螺旋选矿机、螺旋溜槽和旋转螺旋溜槽这三种粗选设备对该矿的适应性,以粗砂和细砂为选别对象,在粗砂给矿量为 500 kg/h·头、给矿浓度为 33%,以及细砂给矿量为 300 kg/h·头、给矿浓度为 25% 的条件下,进行了粗、细砂重选设备的对比试验,试验结果分别列于表 4 和表 5.

表 4 粗砂选别设备比较试验结果
Table 4 The results of comparison test on rough sand with different equipments

选别设备	产品	产率/%	w(Ta ₂ O ₅)/%	回收率/%
GL 螺旋选矿机	精矿	10.24	0.13	68.05
	中矿	22.01	0.013	14.63
	尾矿	67.75	0.005	17.32
	合计	100.00	0.019	100.00
螺旋溜槽	精矿	10.92	0.12	69.65
	中矿	18.23	0.008	7.75
	尾矿	70.85	0.006	22.60
	合计	100.00	0.0188	100.00

(续表 1)

选别设备	产品	产率 /%	$w(\text{Ta}_2\text{O}_5) / \%$	回收率 /%
旋转螺旋溜槽	精矿	8.82	0.14	64.08
	中矿	24.17	0.012	15.05
	尾矿	67.01	0.006	20.87
	合计	100.00	0.019	100.00

从表 4 可以看出,作为粗选设备,选别粗砂时 GL 螺旋选矿机的分选指标略好,在尾矿产率相近的情况下其尾矿品位略低。

表 5 细砂选别设备比较试验结果
Table 5 The results of comparison test on fine sand with different equipments

选别设备	产品	产率 /%	$w(\text{Ta}_2\text{O}_5) / \%$	回收率 /%
GL 螺旋选矿机	精矿	14.95	0.033	50.69
	中矿	17.47	0.012	21.54
	尾矿	67.58	0.004	27.77
	合计	100.00	0.0097	100.00
螺旋溜槽	精矿	18.43	0.031	56.17
	中矿	14.94	0.012	17.62
	尾矿	66.63	0.004	26.21
	合计	100.00	0.010	100.00
旋转螺旋溜槽	精矿	14.74	0.032	45.53
	中矿	18.59	0.013	28.71
	尾矿	66.67	0.004	25.76
	合计	100.00	0.010	100.00

从表 5 可以看出,选别细砂时螺旋溜槽与其他设备丢弃的尾矿产率及品位大致相同,但螺旋溜槽的精矿回收率略高。

3.3 粗选试验

一段磨矿采用溢流型棒磨机与振动筛构成闭路,筛面为不锈钢丝编织网,筛孔为 0.5 mm,筛下粒度为 0.4 mm 时,筛分量效率为 80.38%,筛分质效率为 74.64%,返砂比为 96%。

一段磨矿后筛下产品用水力分级机分成四级,然后分别进行重选试验。第 1 级粗选设备为 GL 螺旋选矿机,2~4 级为螺旋溜槽。经一次粗选和一次扫选后,除第 1 级外,第 2~4 级均可以丢弃大量的尾矿,螺旋溜槽的溢流集中在一起作为细泥物料, GL 螺旋选矿机及螺旋溜槽的精矿用摇床处理得粗精矿。第 1 级别的选别尾矿与第 2~4 级选别的少量中矿合并进入第二段磨矿,进入第二段磨矿的产品产率为 51.4023%。二段磨矿采用格子型球磨机与

振动筛构成闭路,筛孔尺寸为 0.3 mm,筛下产品粒度为 0.2 mm 时,筛分量效率为 73.19%,筛分质效率为 71.44%,返砂比为 75%。

第二段磨矿的筛下产品经水力分级分成三段,采用与第一段相同的设备与工艺进行选别,所有摇床精矿都作为粗选段的粗精矿。

粗选所得粗精矿的产率为 0.8025%, Ta_2O_5 的含量为 1.21%,对原矿的回收率为 64.596%。粗选原则流程图见图 1,粗选总指标列于表 6。

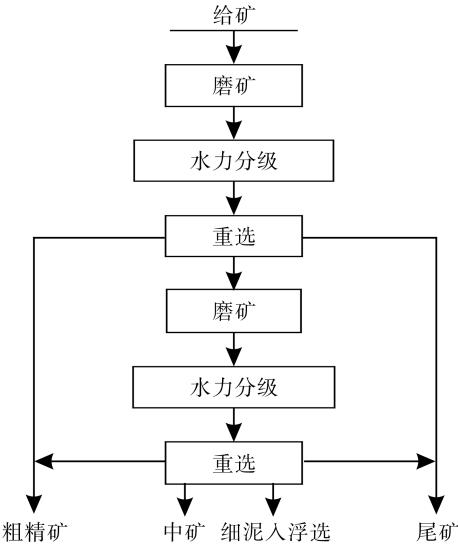


图 1 粗选原则流程图
Fig.1 Flowchart for roughing

表 6 粗选总指标
Table 6 The total results of roughing

产品	产率 /%	$w(\text{Ta}_2\text{O}_5) / \%$	回收率 /%
粗精矿	0.8025	1.21	64.596
中矿	0.9623	0.0550	3.536
尾矿	67.5934	0.0047	21.019
细泥	30.6418	0.0053	10.849
合计	100.0000	0.0151	100.000

3.4 精选试验

粗选所获得的粗精矿中除含有钽铌铁矿、细晶石之外,含量比较高的物质还有铁杂质、硫化矿、赤铁矿、黑钨矿、锡石、黄玉以及其他脉石。

首先将粗精矿筛分成+0.15 mm, -0.15~+0.10 mm 和 -0.10 mm 三个产品,把+0.15 mm 粒级的物料磨至 -0.15 mm,然后将 -0.15~+0.10 mm 及 -0.10 mm 级别的物料分别进行摇床分选,

以丢弃大部分尾矿,摇床精矿用浮选法脱除硫化矿,槽内产品再进行摇床选别,丢掉部分黄玉,其精矿是钽、铌、钨、锡的混合精矿.精选试验原则流程图见图2,精选试验结果列于表7.

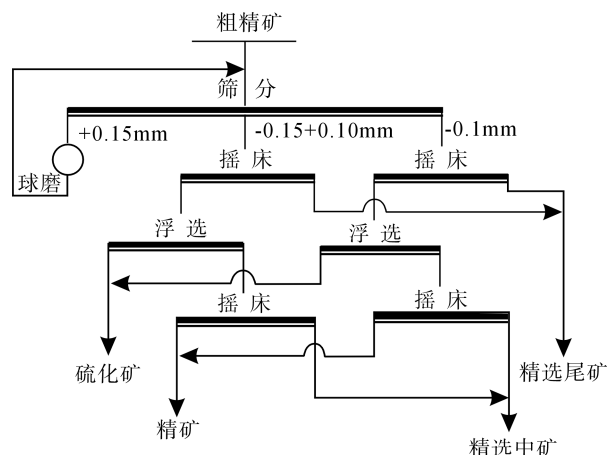


图 2 精选原则流程图

Fig.2 The flow-sheet of cleaning test

表 7 精选试验结果

Table 7 The results of cleaning test

产品	产率/%		品位 $w(\text{Ta}_2\text{O}_5)/\%$	回收率/%	
	对作业	对原矿		对作业	对原矿
精矿	15.529	0.1246	6.89	88.987	57.482
硫化矿	6.493	0.0521	0.048	0.261	0.169
精选中矿	6.151	0.0494	0.35	1.791	1.157
精选尾矿	71.827	0.5764	0.15	8.961	5.788
合计	100.000	0.8025	1.202	100.000	64.596

由表 7 可知,选试验获得 Ta_2O_5 含量为 6.89% .对原矿的回收率为 57.482% 的混合精矿.

3.5 水冶试验

对精选获得的钽、铌、钨、锡的混合精矿进行水冶试验。焙烧条件为混合精矿：苏打：炭粉=1：0.8：0.1，焙烧温度 850~900℃，保温时间 1.5~2 h；碱浸条件为液：固=5：1，浸液为浓度 5% 的 NaOH 溶液，温度为 60~70℃，搅拌时间为 2 h；脱硅条件为液：固=10：1，溶相为浓度 10% 的 HCl 溶液；矿物分解条件为液：固=4：1，液相为浓度 20% 的 HCl 溶液，温度为 80℃，分解时间为 30 min。水冶试验结果列于表 8。

表 8 水冶试验结果

Table 8 The results of hydrometallurgy test

产品	给矿品位 $w/\%$				作业 产率 / $\%$	钼钨渣				
				品位 $w/\%$		回收率(Ta_2O_5) / $\%$				
	Ta_2O_5	WO_3	Sn			对作业	对原矿			
混合 精矿	6.89	11.9	6.9	22	29.0	1.5	2.91	93.05	53.487	

由表 8 可知,水冶试验获得 Ta_2O_5 含量为 29.0%、对原矿的回收率为 53.487% 的钽铌渣。

4 结 语

(1) 该钽铌矿矿床为一大型花岗岩矿床, 矿石中主要回收的有用矿物为钽铌铁矿、铌钽铁矿和细晶石, 综合回收的矿物有黑钨矿和锡石。

(2)粗选设备采用处理能力大、用水量少的螺旋选矿机和螺旋溜槽,粗选时利用它们可以直接丢弃大量尾矿,

(3) 矿石经两段磨矿两段选别,粗选采用单一重选法得粗精矿,精选采用重一浮一重,可以得到品位为 6.89%、回收率为 57.482% 的混合精矿。

(4) 精矿经水冶除钨、锡、硅等杂质后,得到含 Ta_2O_5 为 29.0% 的钽铌渣,其对原矿的回收率为 53.487%.

参考文献:

- [1] 吴荣庆. 钽和铌: 战略资源如何保护与利用[J]. 中国金属通报, 2009(21): 30-33.
- [2] 刘宁平, 刘建章, 孙洪志, 等. 钽铌工业生产及其展望[J]. 稀有金属快报, 2005, 24(9): 1-6.
- [3] 何季麟, 张宗国. 中国钽铌工业的现状与发展[J]. 中国金属通报, 2006(48): 2-8.
- [4] 崔广仁. 稀有金属选矿[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1975: 78-79.
- [5] 邱显扬, 董天颂. 现代钨矿选矿[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2012: 180-181.
- [6] 王淀佐, 邱冠周, 胡岳华. 资源加工学[M]. 北京: 科学出版社, 2005: 65-67.
- [7] 胡岳华, 冯其明. 矿物资源加工技术与设备[M]. 北京: 科学出版社, 2006: 95-100.

Study on the beneficiation of granite type tantalum niobium ore

HUANG Wei^{1,2}, DONG Tiansong², TANG Yube², ZHANG Zhonghan², ZOU Ni², HU Hongxi²

1. School of Resources Processing and Bioengineering, Central South University, Changsha 410083, China; 2. Guangzhou General Research Institute for Industrial Technology (Research Institute of Nonferrous Metals), Guangzhou 510651, China

Abstract: In order to recycle the valuable minerals, such as tantalum niobite, columbite-tantalite and microcline, beneficiation test is carried out for the tantalum-niobium ore, the ore deposit of which is large granite. The tantalum niobium concentrate with 6.89% grade and 57.482% recovery is achieved after the mineral has been treated by two-stage grinding and two-stage separation, rough concentrate is obtained by single gravity separation during the roughing, the scheme gravity-flotation-gravity is used in cleaning. Tantalum niobium slag with 29.0% Ta_2O_5 and 53.487% recovery for raw ore is received after the impurities such as tungsten, tin, silicon are removed by hydrometallurgy.

Key words: tantalum-niobium ore; roughing; cleaning; hydrometallurgy