选冶试验

重-磁联合工艺回收某白钨矿试验

陈慧杰,张　莉
(新疆矿产实验研究所,新疆　乌鲁木齐　830000)

摘要:采用重选-强磁选联合工艺回收新疆某白钨矿,螺旋溜槽抛尾-摇床精选工艺获得了较好的重选指标:重选精矿 WO_3 品位 52.50%,回收率 78.01%;重选中矿 WO_3 品位 2.69%,回收率 4.90%。重选精矿再磨后强磁选可以获得钨精矿 WO_3 品位 65.06%,回收率 76.44%。

关键词:白钨矿;螺旋溜槽;摇床;强磁选
doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2016.03.003
中图分类号:TD952　**文献标志码**:A　**文章编号**:1000-6532(2016)03-0010-04

钨的应用领域极其广泛,它作为一种重要战略资源,越来越受到各国的重视。随着钨资资源需求的不断增加,我国黑钨矿资源已慢慢枯竭,目前对白钨矿的选矿研究变得越来越重要和紧迫。目前白钨矿的选矿多采用浮选工艺[1],浮选流程较长,药剂制度较复杂。新疆某白钨矿地处生态保护区,且水资源比较匮乏。该白钨矿属于中粒占优势的矿石,综合考虑确定选用重选-强磁选联合工艺回收该白钨矿,不仅能够保护生态环境,且回水能够得到最大程度利用,对节约用水意义重大。通过对其进行重选和强磁选工艺研究,试验取得了较好的工艺指标。

1　矿石性质

1.1　矿石主要化学成分

原矿化学多元素分析结果见表1,原矿钨物相分析结果见表2。

表1　原矿多元素分析结果/%

Table 1　Analysis results of multi-element of the run-of-mine ore

WO_3	Cu	Pb	Zn	S	Sn	P
0.37	0.01	0.01	0.03	0.12	0.01	0.07
Fe	CaF_2	Al_2O_3	SiO_2	CaO	MgO	
2.70	1.94	9.74	50.25	21.06	3.50	

表2　钨物相分析结果

Table 2　Analysis results of tungsten phase

相别	白钨矿中钨	黑钨矿中钨	钨华中钨	总量
WO_3 含量/%	0.33	0.008	0.039	0.377
分布率/%	87.54	2.12	10.34	100.00

原矿化学成分分析结果表明,矿石中主要可回收元素为钨,其他伴生组分含量均未达到综合回收标准。钨主要赋存在白钨矿中,占 87.54%。

1.2　矿石矿物组成

矿石中金属矿物含量低,以白钨矿为主,次有少量-微量的黄铁矿、褐铁矿、孔雀石及赤铁矿等。矿石中非金属矿物种类多,矿物组合复杂,主要有透辉石、绿帘石、硅灰石、符山石、斜长石、石英、萤石、方解石及白云母等,次有阳起石、透闪石、石榴石、黑云母、绿泥石等。透辉石与白钨矿关系较为密切,形成连晶。绿帘石间会有星点状的白钨矿。

1.3　白钨矿嵌布粒度

矿石中白钨矿的嵌布粒度变化较大,0.1~1.0 mm 粒级 56.6%,0.01~0.1 mm 粒级 33.4%,1.0~6.0 mm 粒级白钨矿仅占 9.8%。从粒度分布看,该矿石属于中粒占优势的矿石,这对重选比较有利。但是白钨矿颗粒内部裂理构造非常发育,一个完整

收稿日期:2015-04-15
作者简介:陈慧杰(1985-),女,工程师,硕士研究生,主要从事选矿工艺技术研究工作。

万方数据

的白钨矿晶粒常被裂理分割为数个小颗粒,但相互之间未产生位移。由裂理分割开的白钨矿晶粒粒径较细,在0.01~0.6 mm之间,其中在0.01~0.1 mm粒级占49%和0.1~0.6 mm粒级占42%。矿石经破碎和磨矿后,大部分白钨矿都会倾向于沿其裂理自然裂开,形成更细一级的白钨矿单体,这对重选回收白钨矿非常不利。

根据磨矿后产品粒度分布及白钨矿单体解离度测定结果,初步确定重选入选粒度为-0.25 mm。

2　试验结果及讨论

2.1　重选探索试验

2.1.1　单一摇床重选探索试验

将-0.25 mm的磨矿产品分级为-0.25+0.15 mm、-0.15+0.071 mm、-0.071+0.045 mm、-0.045 mm四个级别,分别进行摇床重选。试验结果表明,对+0.045 mm粒级的作业回收率均在90%以上,尾矿总产率大于60%,WO_3品位<0.03%,摇床抛尾效果十分理想。-0.045 mm级别占原矿回收率23.53%,作业回收率仅为42.93%,尾矿品位0.21%,-0.045 mm级别摇床细泥中白钨矿损失率较大,控制细泥的量,提高-0.045 mm级别回收率是提高指标的关键。

2.1.2　螺旋溜槽抛尾试验

螺旋溜槽已广泛应用于黑色、有色、稀有金属选矿生产中,它的优点是占地面积小,处理量大,可节省基建投资;它本身无传动部件,不需动力,不要添加水,可省电、省水;结构简单,操作方便,生产维护费用较少。在钨选矿中的应用有一定进展[2]。

试验重点研究不分级时螺旋溜槽预先抛尾效果,通过进行入选粒度、抛尾比例、不同入选细度等条件试验,结果表明,螺旋溜槽尾矿WO_3品位0.093%左右,其中最边缘的细泥部分WO_3品位大于0.12%。螺旋溜槽的分选原理是矿浆流沿垂直的中心轴作向下旋转运动及横向环流运动,由于矿石的密度和粒度不同而分层,又由于上下层流速不同而产生离心力的差别得以分选。实验室用螺旋溜槽的规格为Φ350 mm×1600 mm,由于入选样品没有分级,加上螺旋溜槽规格偏小,部分细粒级重矿物夹杂在尾矿中导致尾矿品位偏高,将入选粒度为-0.25 mm 68.5%的螺旋溜槽尾矿进行粒度分析,结果见表3。

表3　螺旋溜槽尾矿粒度分析结果

Table 3　Analysis results of particle size of tailings of spiral chute

产品名称及粒级	产率/%	WO_3品位/%	分布率/%
粗精矿	41.77	0.73	84.94
尾矿1(+0.25 mm)	26.02	0.06	4.35
尾矿2(-0.25+0.15 mm)	10.38	0.04	1.16
尾矿3(-0.15+0.071 mm)	7.13	0.02	0.40
尾矿4(-0.071+0.045 mm)	4.35	0.09	1.09
尾矿5(-0.045 mm)	10.35	0.28	8.06
原矿	100.00	0.36	100.00

由表3可知尾矿中-0.071 mm级别WO_3品位较高,+0.15 mm级别产率36.40%,WO_3品位0.05%,回收率5.51%。通过对螺旋溜槽尾矿分级,+0.15 mm级别可直接甩尾,-0.15 mm级别与螺旋溜槽精矿合并分级摇床精选,既可以粗粒甩尾增大处理量,又可以保证回收率。

2.1.3　细泥的回收

-0.045 mm粒级分别进行了细泥摇床、尼尔森选矿机和离心选矿机[3]等不同重选设备探索试验,试验结果表明,离心选矿机回收细粒级白钨矿相对较好,但精矿品位较低,粗精矿再用细泥摇床进行精选。

2.2　重选全流程试验

为了充分达到单体解离且尽量控制细泥的量,螺旋溜槽精矿中+0.25 mm进行闭路再磨。-0.25 mm级别与螺旋溜槽尾矿-0.15 mm粒级合并分级为-0.25+0.15 mm、-0.15+0.071 mm、-0.071+0.045 mm、-0.045 mm四个级别分别进行摇床精选。为了尽量降低-0.045 mm粒级的产率,通过各流程对比,最终确定-0.25+0.15 mm粒级摇床中矿单独再磨,-0.15+0.071 mm和-0.071+0.045 mm粒级摇床中矿合并后再磨分级再选。最终推荐重选全流程开路试验流程见图1,试验结果见表4。现场中矿再磨后可直接返回分级作业。

重选精矿质量只能达到白钨精矿Ⅱ类五级品的要求,产品等级较差。将重选精矿磨制砂光片、薄片

万方数据

显微镜下鉴定,重选精矿中除了白钨矿外,还有少量的褐铁矿、磁铁矿,非金属矿物为透辉石、符山石、阳起石等。大部分白钨矿与脉石矿物实现单体解离,粒度为 0.15 mm 左右的部分颗粒有连生现象。可见重选精矿中除白钨矿外,影响精矿品位的其他矿物均有磁性或弱磁性,通过强磁选工艺对重选精矿进行除杂提纯是提高精矿质量的有效途径。

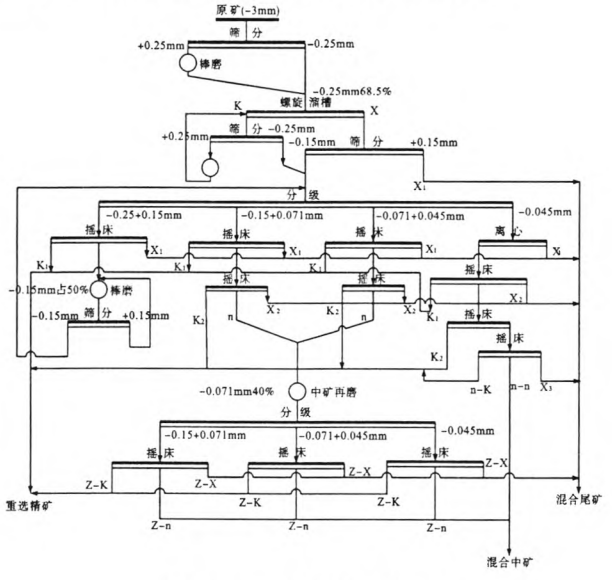

图 1 重选试验全流程

Fig. 1 Flowsheet of gravity separation full process

表 4 重选全流程试验结果

Table 4 Results of gravity separation full process

产品名称	产率/%	WO_3品位/%	回收率/%
重选精矿	0.541	52.50	78.01
重选中矿	0.664	2.69	4.90
混合尾矿	98.795	0.06	17.09
原矿	100.000	0.36	100.00

2.3 重选精矿强磁选试验

通过进行强磁选磁感应强度试验、再磨细度试验等条件试验,结果表明,磁感应强度必须达到 1.3 T 以上可以获得 WO_3品位 65% 以上的钨精矿,再磨后试验指标要好于不再磨。最终确定重选精矿强磁选工艺流程见图 2,试验结果见表 5。

强磁选可以获得钨精矿 WO_3品位 65.06%,回收率 76.44%。强磁选尾矿建议返回摇床分级作业。

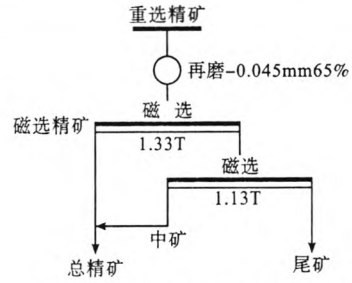

图 2 重选精矿强磁选试验流程

Fig. 2 Flowsheet of high-intensity magnetic separation test of gravity concentrate

表 5 重选精矿强磁选试验结果

Table 5 Analysis results of high-intensity magnetic separation test of gravity concentrate

产品名称	产率/%		WO_3	回收率/%	
	对作业	对原矿	品位/%	对作业	对原矿
磁选精矿	68.70	0.372	68.33	89.41	69.75
中矿	10.38	0.056	43.35	8.57	6.69
总精矿	79.08	0.428	65.06	97.98	76.44
尾矿	20.92	0.113	5.10	2.02	1.57
重选精矿	100.00	0.541	52.50	100.00	78.01

3 结 论

(1)矿石中白钨矿粒度嵌布属于中粒占优势,但是白钨矿颗粒内部裂理构造比较发育,在破碎磨矿过程中产生次生矿泥影响重选回收率。

(2)螺旋溜槽抛尾-摇床精选流程能够较好回收该矿石中的白钨矿,重选可以获得钨精矿 WO_3品位 52.50%,回收率 78.01%。螺旋溜槽可以抛掉 36% 的粗粒尾砂,对降低选矿成本、在新疆干旱地区节约用水有重要意义。

(3)强磁选对提高白钨精矿品位有显著效果,可以将重选精矿 WO_3品位从 52.50% 提高至 65.06%,回收率仅损失 1.57%。

参考文献:

[1]宋振国,孙传尧. 中国钨矿选矿工艺现状及展望[J]. 矿冶,2011(1):1-7.

[2]熊新兴,熊上皞. 螺旋溜槽在钨选矿中应用的进展[J]. 中国钨业,1999(5-6):118-122.

[3]林培基. 离心选矿机在钨细泥选矿中的应用[J]. 金属矿山,2009(2):137-140.

(下转 18 页)

万方数据

为11.66%，属钒钛磁铁矿的围岩，矿物主要由：钛磁铁矿、钛铁矿、硫化物、脉石组成，含铁含钛矿物都属于稀疏浸染状矿石，矿物含量低、矿物嵌布粒度偏细是其典型特征，浮选是有效的选别方法。

(2)确定了较佳工艺流程和工艺参数，即"弱磁+二段强磁+一粗五精"流程，可以得到产率2.97%、TiO_2品位47.00%，TiO_2回收率28.66%的高钛、含钒的优质钛精矿。影响其最终精矿品位、尾矿品位的主要因素是压碎结构的钛铁矿中未解离的脉石，这部分钛铁矿呈富连生体形式难以完全解离。

(3)攀枝花含铁辉长岩中钛铁矿大规模利用后，可延长攀枝花矿的矿山服务年限，可减少土场占用容积，降低排土场的压力，在矿产资源得到充分合理利用的同时，实现了生态环境的保护，实现了矿产资源的综合回收利用与矿山的可持续发展。

参考文献：

[1]孟长春，周建国. 攀枝花钒钛磁铁矿钛铁矿回收技术及装备优化研究[J]. 中国矿业，2009(增刊)：20-21.

[2]邢凤鸣. 攀枝花钛铁矿-磁铁矿矿床成因探讨[J]. 地质论评. 1959(9).

[3]卢记仁，张承信. 攀西地区钒钛磁铁矿矿床的成因类型[J]. 矿床地质，1988，7(1)：1-13.

Experimental Study on Recovery of Titanium Iron Ore from Ferrogabbro

Wu Juanjuan

(Design and Research Institute of Mining Co., Ltd., of PZH Steel & Iron Group Panzhihua, Sichuan, China)

Abstract: The study discusses the beneficiation method which recovery of titanium iron ore from ferrogabbro of TFe grade 11.66%, TiO_2 grade 5.24%. Through experiment, aiming at the characteristics of low content of the ferrotitanium mineral and relatively fine disseminated, the process 'Weak magnetic+Two stage strong magnetic+flotation with one section of rough selection and Five section of selection' is adopted, which can get high content titanium and high quality titanium concentrate containing vanadium with yield 2.97%, TiO_2 47.00% and recovery rate 28.66%. Comprehensive utilization of resources provides technical basis to recovery of titanium iron ore from ferrogabbro.

Keywords: Preferred titanium of selection of titanium; Ferrogabbro; Stage grinding and stage concentration; Vanadium titanium magnetite

(上接12页)

Research on the Combined Process of Gravity-magnetic Separation for Recovering Scheelite

Chen Huijie, Zhang Li

(Minerals Experimental Institute of Xinjiang Uighur Autonomous Region, Urumqi, Xinjiang, China)

Abstract: The combination of gravity concentration and strong magnetic concentration process for the scheelite in Xinjiang province is adopted in this paper. The good separation indexes can be obtained by the combined process, discarding tailing via spiral chute and concentrating via shaking table. The grade of gravity concentrate WO_3 is 52.50%, and the recovery is 78.01%. The grade of gravity middling WO_3 is 2.69%, and the recovery is 4.90%. After gravity concentration was reground and then graded by strong magnetic separation, the grade of final concentrate WO_3 is 65.06% and the recovery is 76.44%.

Keywords: Scheelite; Spiral chute; Shaking table; High-intensity magnetic separation

万方数据