

甘肃某难选含碳酸盐矿物白钨矿选矿工艺改进研究^{*}

罗良飞, 胡宜斌, 刘铭, 程征, 罗俊凯

(长沙矿冶研究院有限责任公司, 湖南 长沙 410012)

摘 要:甘肃某白钨矿矿石 WO_3 品位 0.68%, 矿石风化严重, 碳酸盐矿物含量较高, 褐铁矿和绿泥石等易泥化矿物较多, 属于典型的难选矿石。原有生产流程处理该矿石时, 存在生产不顺行和精矿 WO_3 回收率严重偏低等问题。在工艺矿物学研究的基础上, 进行了条件试验和脱泥关键技术开发。通过多流程对比试验, 开发出了适合该矿的选矿工艺流程, 采用原矿—磨矿分级—旋流器脱泥—沉砂浮硫—浮钨—加温解吸—精选流程, 取得了产率 2.75%、S 品位 10.02%、回收率 81% 的硫产品和产率 0.81%、 WO_3 品位 68.80%、 WO_3 回收率 81.87% 的钨精矿。该工艺可以解决生产操作顺行, 并可提高生产指标。

关键词:白钨矿; 浮选; 脱泥; 旋流器; 加温精选

中图分类号: TD954 文献标识码: B 文章编号: 1001-0076(2019)04-0121-04

DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2019.04.018

The Improvement Research on Dressing Process of Refractory Scheelite Ore Containing Carbonate Minerals in Gansu

LUO Liangfei, HU Yibin, LIU Ming, CHENG Zheng, LUO Junkai

(Changsha Research Institute of Mining & Metallurgy Co. Ltd., Changsha 410012, China)

Abstract: A scheelite ore with grade of WO_3 0.68% in Gansu, is typical refractory ore which is severely weathered ore containing limonite and carbonate. When the original production process was used to treat the ore, there were problems such as poor production and low recovery indicators. Based on the research of process mineralogy, conditional tests and key technologies for desliming were developed. through the multi-flow comparison tests, a beneficiation process suitable for the mine was developed. Adopting the ore-grinding classification-cyclone desliming-underflow flotation of sulfur-flotation of scheelite and heating-cleaning process, The sulphur product with syield of 2.75%, S grade 10.02% and S recovery of 81.00% and scheelite concentrate with yield of 0.81%, WO_3 grade 68.80% and recovery of 81.87% were obtained. This technology can solve the operation along the line and can improve the production index.

Key words: scheelite; flotation; desliming; hydraulic cyclone; heating cleaning

我国钨矿资源量丰富^[1-2],截至2015年底,查明钨矿资源储量958.8万t(WO_3)。我国钨矿主要分布在江西、湖南、甘肃、云南、福建、广西、内蒙、广东和河南等,其中江西、湖南和甘肃三省占总含量的70.47%。甘肃某钨矿属于典型的白钨矿矿石,由于矿床强烈风化,矿石含泥量大,选矿回收率一直在57%以下^[3]。本文在工艺矿物学研究和可选性试

验基础上,查明了该矿难选的原因。根据流程考查与优化试验结果,通过多种脱泥技术对比研究,制定了该难选白钨矿矿石脱泥浮选技术。

1 矿石性质

试验矿样取自甘肃某钨矿,原矿化学多元素分析结果见表1,钨的化学物相分析结果见表2。

* 收稿日期:2019-04-11

作者简介:罗良飞(1971-),男,湖南湘乡人,硕士,教授级高级工程师,主要研究方向:矿物加工。

表 1 原矿多元素化学分析结果										/%
Table 1 Analysis results of chemical composition in raw ore										
组成	WO ₃	Cu	Mo	Bi	Pb	Zn	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
含量	0.68	0.077	0.028	0.024	0.003	0.020	4.84	55.55	9.05	9.98
组成	MgO	MnO	Na ₂ O	K ₂ O	P	As	S	C	F	烧失
含量	5.26	0.31	0.19	2.76	0.05	0.006	0.34	1.91	0.62	9.10

表 2 原矿中钨的化学物相分析结果					/%
Table 2 Analysis results of chemical phase of tungsten in raw ore					
钨相	黑钨矿中 WO ₃	白钨矿中 WO ₃	钨华中 WO ₃	合计	
含量	0.042	0.636	0.002	0.68	
分布率	6.18	93.53	0.29	100.00	

由表 1 和表 2 可知:原矿中选矿可回收的主要组分是 WO₃, 含量 0.68%; Cu 和 Mo 含量分别为

0.077% 和 0.028%, 可考虑综合回收; 而铋、铅和锌等其他有价金属元素均因含量较低, 综合利用的价值不大; 有害杂质组分 S、P 和 As 含量均较低。WO₃ 在白钨矿中的分布率为 93.53%, 加上赋存在黑钨矿中的 WO₃, 合计分布率达到 99.71%。

采用 MLA 对原矿样品中主要矿物含量测定, 结果列于表 3。

表 3 矿石主要矿物含量								/%
Table 3 Contents of the main minerals in raw ore								
矿物	白钨矿	黄铜矿	辉钼矿	铋矿物	黄铁矿磁黄铁矿	褐铁矿	石英	长石
含量	0.85	0.17	0.05	0.03	0.57	3.85	38.89	0.53
矿物	闪石、透辉石	石榴石	绿泥石绿帘石	白云母黑云母	方解石白云石	萤石	榍石	其他
含量	13.40	—	3.80	19.53	14.68	1.33	0.32	2.00

由表 3 可知, 造成白钨分选困难的矿物主要是褐铁矿, 含量达到 3.85%, 它极易泥化, 恶化了浮选矿浆特性; 其次是方解石和白云石, 含量为 14.68%, 由于其可浮性与白钨矿接近, 增加了与白

钨矿分离的难度。

白钨矿显微镜嵌布粒度分析结果列于表 4。由表 4 可以看出, 要想使 90% 以上的钨矿物呈单体解离, 选择 -0.15 mm 磨矿细度较为适宜。

表 4 矿石中钨矿物的嵌布粒度										
Table 4 Dissemination sizes of tungsten minerals in raw ore										
粒级/mm	-1.17+0.83	-0.83+0.59	-0.59+0.42	-0.42+0.30	-0.30+0.21	-0.21+0.15	-0.15+0.105	-0.105+0.019	-0.019	合计
分布率/%	11.25	13.19	16.02	19.17	15.18	16.82	6.52	8.18	0.26	100.00

注: 白钨矿粒间常充填大量粒度小于 0.015 mm 的脉石矿物, 这些脉石粒度过于细小, 因此统计过程中亦作为白钨矿处理。

2 选矿试验设备

实验室试验主要使用的设备有:
选矿设备: 棒(球)磨机、XMB-67Φ200 mm×240 mm、不同容积的 XFD-63 单槽浮选机(8 L、3 L、1.5 L、1.0 L、0.75 L、0.5 L、0.25 L 和 0.1 L); MS-Φ450 矿浆搅拌器、202-3AB 型电热恒温干燥箱、(4kW)、雷兹 pH 计、RK/ZL-Φ260/Φ200 真空过滤机、颚式破碎机(PE-250 mm×400 mm、PE-100 mm×300 mm 和 XPG-60×100)和粒度检查筛。

检测仪器: MLA650, XRD 和 XRF。
试验药剂: 改性脂肪酸 CYW(白钨矿浮选捕收

剂)、丁基黄药、松醇油、碳酸钠和水玻璃等。

3 选矿试验

白钨矿矿石选矿常以水玻璃和碳酸钠为调整剂, 改性脂肪酸为捕收剂^[3-6]。现场生产中以一次粗选、一次精选和一次扫选流程浮硫, 硫浮选尾矿经一次粗选、一次精选和三次扫选获得钨粗精矿; 钨粗精矿经浓缩, 采用“彼德洛夫法”高温解吸后一次粗选、五次精选和三次扫精选。现场生产工艺中存在泡沫难消、不顺行, 以及浮选精矿品位波动大和回收率低等问题。根据流程考查及优化试验查明细泥是影响浮选生产不顺行和指标不高的主要因素, 根据

现场条件开发了脱泥技术。试验以钨浮选为主要研究对象,硫化矿的脱除药剂经过优化,确定药剂其用量黄药 150g/t、2#油 60g/t。

3.1 条件试验

3.1.1 磨矿细度试验

为了考查磨矿细度对浮选指标的影响,进行了不同磨矿细度浮选试验,浮硫药剂:黄药 150 g/t 和松醇油 60 g/t;浮钨药剂:碳酸钠 2 000 g/t、水玻璃 4 000 g/t、捕收剂 CYW 600 g/t,结果见图 1。

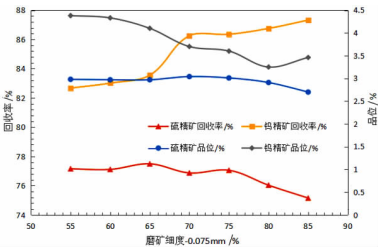


Fig.1 Relationship between scheelite & sulphide separation index and grinding fineness

由图 1 可以看出,在磨矿细度 -0.075 mm 含量 70%时 WO₃ 回收率达到 86.25%,继续增大磨矿细度对钨的回收率提高效果不显著,同时硫的浮选回收率随磨矿细度的增大变化不大(仅 77%左右)。综合比较钨精矿品位和回收率以及硫的脱除率可知,浮选较适宜的磨矿细度为 -0.075 mm 含量 70%。

3.1.2 脱泥试验

脱泥的目的是减轻细泥对浮选的影响,但又要兼顾钨的回收率,同时考虑技改投资、运行成本等诸多方面。脱泥试验考虑了三种方案,自由沉降或分散絮

凝脱泥、浮选脱泥和旋流器脱泥,试验结果见表 5。

表 5 脱泥试验结果
Table 5 Desliming test results

试验条件	产品名称	产率 /%	WO ₃ 品位 /%	回收率 /%
自由沉降脱泥 空白	泥	9.70	0.48	6.85
	沉砂	90.30	0.70	93.15
	给矿	100.00	0.68	100.00
分散絮凝沉降脱泥 Na ₂ CO ₃ 2 000 g/t FA 1 000 g/t	泥	10.45	0.36	5.53
	沉砂	89.55	0.72	94.47
	给矿	100.00	0.68	100.00
浮选脱泥 松醇油 120 g/t	泥	9.82	0.38	5.30
	沉砂	90.18	0.71	94.70
	给矿	100.00	0.68	100.00
旋流器脱泥	泥	6.33	0.35	3.62
	沉砂	93.67	0.70	96.38
	给矿	100.00	0.68	100.00

由表 5 可以看出,旋流器脱泥时矿泥产率仅 6.33%,损失的钨最少,仅 3.62%。综合比较三种方案:(1)沉降脱泥需要建一个较大面积的脱泥斗(浓密机),设备投资大、占地面积大和建设时间长,同时为提高脱泥效果也需要添加药剂,运转成本也高,根据矿山的自然环境条件,是不可行。(2)浮选脱泥需要增加浮选设备、设备投资大和占地面积也较大,脱泥需要加药剂,运转成本也较高,同时硫化物在泥中的损失比其它二者均多,可行性不大。(3)旋流器脱泥需要购置旋流器组和渣浆泵,投资中等,占地面积不大,可严格按粒度和密度分级,效果比较理想,可作为首选方案。原矿旋流器脱泥的沉砂和溢流(泥)粒度筛分结果见表 6。

表 6 旋流器脱泥试验产品粒度组成及金属量分布结果

Table 6 The results of particle size composition and metal quantity distribution in the desliming test product of cyclone

样品名称	粒级/mm	产率/%		WO ₃ 品位/%	WO ₃ 分布率/%	
		个别产率	累积产率		个别	负累积
沉砂	+0.15	15.92	100.00	0.33	7.38	100.00
	-0.15 + 0.075	22.37	84.08	0.60	18.85	92.62
	-0.075 + 0.045	17.79	61.71	0.91	22.74	73.77
	-0.045 + 0.038	4.89	43.91	0.93	6.39	51.03
	-0.038 + 0.019	14.57	39.02	0.89	18.21	44.65
	-0.019	24.45	24.45	0.77	26.44	26.44
	合计	100.00		0.712	100.00	
泥	-0.019 + 0.01	2.22	100.00	0.36	2.10	100.00
	-0.010	97.78	97.78	0.38	97.90	97.90
	合计	100.00		0.38	100.00	

由表 6 可以看出,原矿经过旋流器一粗一扫脱泥后,粒度组成整体变粗,沉砂品位提 0.04 个百分点,泥的品位下降了 0.3 个百分点,且泥中 -0.01 mm 微粒含量达到 97.78%。

3.1.3 钨浮选药剂用量试验

(1) 钨浮选碳酸钠用量试验

固定黄药 150 g/t 和松醇油 60 g/t 用量浮选硫化矿后,在水玻璃用量 3 000 g/t 和 CYW 600 g/t 条件下进行了碳酸钠用量试验,结果见图 2。

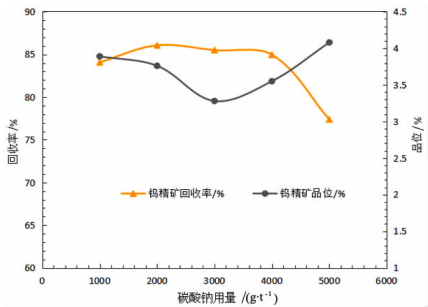


图 2 碳酸钠用量试验结果

Fig. 2 Test results of sodium carbonate dosage

由图 2 可知,碳酸钠用量为 1 000 ~ 4 000 g/t 时钨浮选指标接近,当用量达 5 000 g/t 时,钨粗精矿产率明显下降,尾矿品位大幅度升高。因此,综合比较可知较适宜的碳酸钠用量为 1 000 ~ 2 000 g/t。

(2) 水玻璃用量试验

钨浮选在碳酸钠用量 2 000 g/t 和 CYW 800 g/t 条件下进行了水玻璃用量试验,结果见图 3。

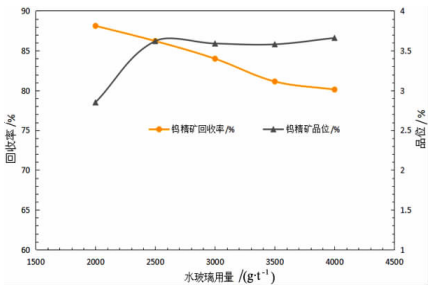


Fig. 3 Test results of water glass dosage

随着粗选水玻璃用量加大,钨粗精矿品位提高,回收率呈下降趋势,综合比较,较适宜的水玻璃用量为 3 000 g/t。

3.2 闭路试验

3.2.1 粗选段闭路试验

在条件试验的基础上,原矿磨矿至 -0.075 mm

粒级含量 70%,采用旋流器一次粗脱泥、泥再脱泥,脱泥沉砂合并采用丁黄药一次粗选、一次精选和一次扫选闭路流程浮选硫,硫浮选尾矿经过一次粗选、二次精选和三次扫选流程浮选钨,工艺流程见图 4,试验结果见表 7。

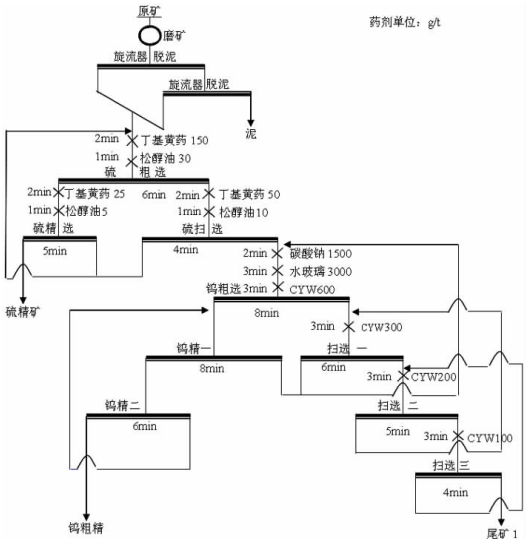


图 4 粗选段工艺流程图

Fig. 4 Flowsheet of rough stage process

表 7 钨粗选段闭路试验结果

Table 7 Closed circuit results of rough stage

试验条件	产品名称	产率/%	WO ₃ 品位/%	回收率/%
	泥	6.33	0.38	3.62
NaCO ₃ 1 500g/t	硫粗精矿	2.75	0.31	1.23
Na ₂ SiO ₃ 3 000g/t	钨粗精矿	18.45	3.18	86.28
CYW 500g/t	尾矿	72.47	0.08	8.87
	原矿	100.00	0.68	100.00

3.2.2 加温精选段闭路试验

钨粗精矿浓缩至固体浓度 60% 后,添加水玻璃 83 kg/t、氢氧化钠 930 g/t、硫化钠 1 852 g/t 和捕收剂 CYW 400 g/t,在 80 ℃ 条件下保温 90 min,以解吸粗精矿上的捕收剂,然后进行一次粗选、三次扫选和五次精选闭路试验,工艺流程见图 5,结果见表 8。

表 8 加温精选闭路试验结果

Table 8 Closed circuit results of Heating cleaning stage

试验条件	产品名称	流程产率/%	WO ₃ 品位/%	回收率/%
	钨精矿	0.81	68.80	81.87
解吸 80 ℃ * 90 min, Na ₂ SiO ₃ 80 000 g/t, CYW 400 g/t	尾矿	17.64	0.17	4.41
	原矿	18.45	3.18	100.00

(下转第 130 页)

收剂,进行一粗两扫三精闭路浮选试验,得到 TFe 品位 66.71%、S 品位 0.33%、TFe 回收率 81.57% 的合格铁精矿,脱硫率达 91.34%,副产品硫精矿 S 品位 29.98%,S 回收率 85.38%。

参考文献:

- [1] 孟宪瑜. 磁铁矿与磁黄铁矿的浮选分离的试验研究[J]. 有色矿冶, 2011, 27(5): 16-17.
- [2] 高洪山, 杨奉兰. 磁黄铁矿与磁铁矿的浮选分离实践[J]. 矿产保护与利用, 1997(4): 33-35.
- [3] 赵璐, 葛英勇, 余俊, 等. 内蒙古某磁选铁精矿浮选脱硫试验研究[J]. 矿冶工程, 2018, 38(2): 58-60.
- [4] 于慧梅, 王化军. 包钢选厂高硫磁选铁精矿反浮选脱硫试验

研究[J]. 金属矿山, 2012, 41(1): 63-66.

- [5] 陈雯. 浮选分离某磁铁矿和富含磁黄铁矿的试验研究[J]. 金属矿山, 2003(5): 33-35.
- [6] 刘占华, 孙体昌, 孙昊, 等. 从内蒙古某高硫铁尾矿中回收铁的研究[J]. 矿冶工程, 2012, 32(1): 46-49.
- [7] 白丽梅, 李萌, 张茹, 等. 黄铜矿与磁黄铁矿的浮选分离研究进展[J]. 矿产保护与利用, 2015(6): 71-77.
- [8] 苏建芳, 王中明, 刘书杰, 等. 加拿大某磁铁矿脱除磁黄铁矿浮选试验研究[J]. 矿产综合利用, 2017(4): 42-45.
- [9] 常宝乾, 张世银. 某富硫磁铁矿脱硫工艺技术研究[J]. 现代矿业, 2010, 26(8): 123-124.
- [10] 伍喜庆, 谢鑫, 曹扬帆, 等. 黄铁矿的自磁化及其在浮选中的应用[J]. 中国有色金属学报, 2016, 26(12): 3238-3244.
- [11] 汤朝荣. 磁黄铁矿的可浮性研究及强化浮选[J]. 有色金属(选矿部分), 1986(1): 13-17.

引用格式: 廖军平, 黄自力, 崔军, 等. 某高硫磁铁矿磁选—脱磁—复合活化反浮选脱硫试验[J]. 矿产保护与利用, 2019, 39(4): 125-130.

LIAO Junping, HUANG Zili, CUI Jun, et al. Desulfurization experiment of a high sulfur iron concentrate by magnetic separation - demagnetization - composite activation reverse flotation[J]. Conservation and utilization of mineral resources, 2019, 39(4): 125-130.

投稿网址: <http://kcbh.cbpt.cnki.net>

E-mail: kcbh@chinajournal.net.cn

(上接第 124 页)

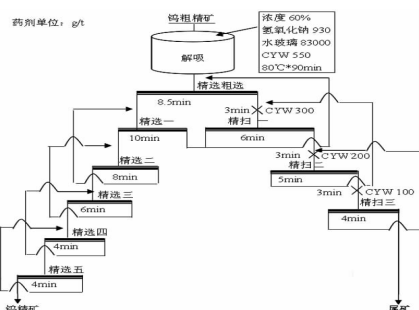


图 5 加温精选段工艺流程图

Fig. 5 Flowsheet of heating - cleaning stage process

4 结论

该白钨矿矿石 WO_3 品位 0.68%, 褐铁矿含量 3.85%, 碳酸盐脉石矿物含量高达 14.48%, 二者的存在增加了白钨矿回收难度, 常规选矿流程回收率小于 57%。

脱泥作业减轻了细泥对钨浮选的影响, 脱出的细泥产率达到 6.33%, WO_3 的损失率仅为 3.62%, 其细度达到 97.78% ~ 0.010 mm, 实验室试验证明无法回收。

原矿采用旋流器预先脱泥技术可以解决该矿石的浮选问题, 采用原矿一次粗脱泥、泥再脱泥; 一次粗选、一次精选和一次扫选浮硫; 一次粗选、二次精选和三次扫选浮钨; 钨浮粗精浓缩加温解吸; 一次粗选、五次精选和三次扫选流程。该流程泡沫顺稳定、精矿 WO_3 品位波动小、 WO_3 回收率大幅度提高。全流程试验取得了钨精矿 WO_3 品位 68.80%、回收率 81.87% 的指标, 为该矿的高效利用提供了技改依据。

参考文献:

- [1] 国土资源部. 中国矿资源年报(2016)[R]. 北京: 国土资源部, 2017.
- [2] 曹飞, 杨卉, 等. 全球钨矿资源概况及供需分析[J]. 矿产保护与利用, 2018(2): 145-150.
- [3] 徐福德. 小柳沟风化型白钨矿选矿工艺流程改进[J]. 矿产保护与利用, 2011(8): 49-52.
- [4] 左珍新, 王洪岭, 等. 新疆某白钨矿石选矿试验[J]. 金属矿山, 2017(11): 103-107.
- [5] 韦华祖, 郭玉武. 湖南某碳酸岩型白钨矿选矿工艺研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2018(3): 52-55.
- [6] 李天光, 邱显扬, 等. 湖白钨矿浮选药剂研究现状[J]. 材料研究与应用, 2018(12): 8-12.

引用格式: 罗良飞, 胡宜斌, 刘铭, 等. 甘肃某难选含碳酸盐矿物白钨矿选矿工艺改进研究[J]. 矿产保护与利用, 2019, 39(4): 121-124, 130.

LUO Liangfei, HU Yibin, LIU Ming, et al. The improvement research on dressing process of refractory scheelite ore containing carbonate minerals in Gansu[J]. Conservation and utilization of mineral resources, 2019, 39(4): 121-124, 130.

投稿网址: <http://kcbh.cbpt.cnki.net>

E-mail: kcbh@chinajournal.net.cn