

文章编号: 1003-7837(2002)02-0079-06

# 锯板坑钨多金属矿综合利用选矿工艺研究

管则皋, 张忠汉, 高玉德, 何晓娟, 邹 霓, 梁冬云

(广州有色金属研究院选矿工程研究所, 广东 广州 510651)

**摘 要:** 采用多段磨矿多段选别的重-浮-磁工艺选别锯板坑钨多金属矿, 并用新型动筛跳汰机和 GL 高效螺旋选矿机等作粗选设备, 用新药剂 JA 和 JB 浮选分离铜铅锌硫化矿。在给矿品位  $WO_3$  0.66%, Sn 0.16%, Cu 0.3%, Pb 0.26%, Zn 0.93% 和 Ag 50 g/t 的情况下, 钨、锡、铜、铅、锌精矿品位分别为 69.88%, 50.30%, 24.14%, 43.36%, 50.29%; 回收率分别为 86.00%, 63.30%, 69.40%, 69.53%, 71.69%; 银则富集于铜铅锌精矿, 回收率为 74.98%, 为锯板坑钨多金属矿的开发利用提供了依据。

**关键词:** 钨矿床; 重选; 浮选; 磁选; 多金属矿

**中图分类号:** TD 952

**文献标识码:** A

锯板坑钨多金属矿是我国目前保有储量最大的黑钨矿矿床, 伴生有锡、铜、铅、锌、银等金属, 具有很高的综合利用价值。我国黑钨矿山经过几十年的开采, 资源日趋枯竭, 黑钨精矿产量显著下降, 预计到 2005 年, 我国黑钨矿工业储量将基本耗尽, 急待开发新的黑钨矿生产基地。有关锯板坑钨矿开发的前期工作, 1969 年曾用勘探样进行过选矿小型探索性试验, 1981 年就 575 中段上部矿体矿石进行过小型可选性试验。就当时的技术水平而言, 试验虽得到较好的技术指标, 但工艺流程较复杂, 伴生金属锡、铜、铅、锌、银回收率不高, 选矿药剂用量偏大, 生产成本较高, 有的药剂如氰化物易对环境造成污染。目前, 锯板坑有 125 t/d 的选矿厂, 采用重-浮-磁工艺回收钨锡, 回收率低, 伴生的铜铅锌银未回收。本研究的目的是为锯板坑钨多金属矿的综合开发利用提供依据。

## 1 矿石性质

原矿样多元素分析结果(质量分数)为:  $WO_3$  0.66%, Sn 0.16%, Cu 0.3%, Pb 0.26%, Zn 0.93%, S 1.75%, Fe 5.27%, As 0.63%,  $SiO_2$  65.28%, Bi 0.009%, Mo 0.008%, Ge 0.0015%, Ga 0.0015%, Ag 50 g/t。

原矿由 20 多种矿物组成。主要金属矿物相对含量为: 黑钨矿 0.867%、锡石 0.218%、黄铁矿 1.205%、黄铜矿 0.818%、方铅矿 0.264%、铁闪锌矿 1.519%、毒砂 1.523%、锰菱铁矿

收稿日期: 2002-06-25

作者简介: 管则皋(1962-), 男, 广东梅县人, 硕士, 教授级高工。

0.725%、磁铁矿 0.408%；主要脉石矿物为：黄玉 9.235%、石英和绿泥石等 83.218%。原矿物相分析结果见表 1，主要有用矿物单体解离度的测定结果见表 2。黑钨矿以自形晶、半自形晶为主，小晶体呈薄板状和针状，大晶体呈厚板柱状，晶粒不均匀，一般为  $0.6 \times 3 \sim 2 \times 8 \text{ mm}$ ，呈不等粒毗连嵌镶结构，或以自形晶放射状集合体极不均匀地嵌镶于石英脉中，或与硫化物共生呈粒状集合体不均匀浸染于脉石中。锡石呈自形、半自形粒状集合体出现，晶粒不均匀，常见为  $0.2 \sim 1 \text{ mm}$ ，其粒状集合体呈极不均匀的星点浸染状嵌布于脉石中。黄铜矿呈它形晶不规则团块状集合体，粒度粗细不均，大多为  $0.08 \sim 1 \text{ mm}$ ，呈不等粒毗连嵌镶结构。黄铜矿呈细脉或星点状充填于闪锌矿、毒砂和黑钨矿的解理裂隙中，与铁闪锌矿、黄铁矿组成致密块状集合体浸染于脉石中。方铅矿主要呈自形晶、半自形晶为主，粒度常为  $0.2 \sim 1 \text{ mm}$ ，多与黄铜矿、铁闪锌矿、黄铁矿等共生呈聚粒状集合体浸染于脉石中。铁闪锌矿呈半自形晶、它形晶不规则团块状集合体，粒度不均匀，一般为  $0.1 \sim 1 \text{ mm}$ 。铁闪锌矿与黄铜矿、黄铁矿和黑钨矿等共生呈聚粒状集合体浸染于脉石中。黄铁矿：呈自形或半自形不规则团块集合体，粒度不均，一般为  $0.1 \sim 5 \text{ mm}$ ，常与黄铜矿、铁闪锌矿等共生呈聚粒状集合体浸染于脉石中。

表 1 原矿物相分析结果

Table 1 Mineral phase analysis results of the crude ore

	钨物相				铜物相				
	黑钨矿	白钨矿	钨华	合计	硫化铜	次生硫化铜	自由氧化铜	结合氧化铜	合计
含量 $w/\%$	0.668	0.02	0.002	0.672	0.245	0.025	0.022	0.003	0.295
相对含量 $w/\%$	96.73	2.98	0.29	100.00	83.05	8.47	7.46	1.02	100.00

	锡物相			铅物相				锌物相		
	锡石	黄锡矿	合计	硫化铅	氧化铅	其它	合计	硫化锌	氧化锌	合计
含量 $w/\%$	0.17	0.002	0.172	0.23	0.02	0.025	0.275	0.82	0.09	0.91
相对含量 $w/\%$	98.84	1.16	100.00	83.64	7.27	9.09	100.00	90.11	9.89	100.00

表 2 主要有用矿物单体解离度的测定结果<sup>1)</sup>

Table 2 Test results of the monomer liberation degree of main valuable minerals

粒级/mm	产率 $w/\%$	单体解离度/%				
		黑钨矿	锡石	铁闪锌矿	黄铜矿	方铅矿
-12+5	49.82	36.4	9.0	8.5	1.9	0.5
-5+1	24.53	54.6	15.5	17.7	19.5	14.0
-1+0.63	6.55	89.2	56.4	60.2	54.5	66.2
-0.63+0.33	6.06	97.3	79.5	83.5	70.2	85.3
-0.33+0.1	6.27	100.00	91.8	90.6	91.3	93.8
-0.1+0.074	0.84		96.3	97.2	96.3	97.2
-0.074+0.053	1.83		99.5	100.00	98.2	100.00
-0.053+0.03	0.57		100.00		100.00	
-0.03	3.53					
合计	100.00					

1) 连生体小于 10% 者均视为单体。

2 试验流程及结果讨论

根据试样的矿物组成、岩矿鉴定的结果以及前人所做的研究,我们选择了多段磨矿多段分选的重—浮—磁联合工艺流程,在粗选段丢弃大部分尾矿,得到钨锡和硫化矿的混合粗精矿及中矿,随后对钨锡和硫化矿的混合精矿进行磨碎矿、台浮和浮选,得钨锡混合精矿和硫化矿混合精矿,钨锡混合精矿经磁选和重选得到钨、锡精矿;将台浮及浮选的硫化矿和粗选中矿混合后进行硫化矿分离,银则富集于铜铅锌精矿中. 试验原则工艺流程如图 1,试验结果如表 3.

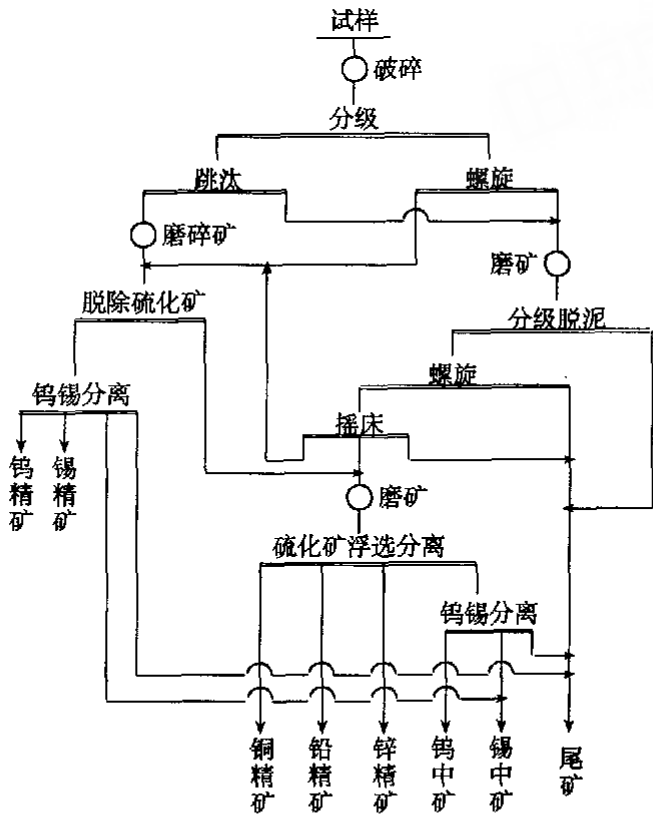


图 1 钨多金属硫化矿选别原则流程

Fig. 1 Principle flowsheet of separation of polymetallic sulfide ore bearing tungsten

表 3 试验结果  
Table 3 Test results

产品名称	品位	回收率	银回收率
钨精矿	69.88	86.00	
钨中矿	40.96	3.82	
锡精矿	50.30	63.30	
锡中矿	9.63	10.84	
铜精矿	24.14	69.40	16.85
铅精矿	43.36	69.53	56.31
锌精矿	50.29	71.69	1.82

## 2.1 粗选

根据原矿性质,试验以回收钨为主,综合回收锡、铜、铅、锌,并附带回收银等.根据矿物的单体解离度,确定入选粒度 $-12\text{ mm}$ ,将其筛分成三个级别( $12\sim 5\text{ mm}$ ,  $5\sim 1.0\text{ mm}$ ,  $-1.0\text{ mm}$ )分别进行跳汰和螺旋选别,各粒级粗选尾矿合并磨到 $-0.6\text{ mm}$ ,分级脱泥后再进螺旋选别,粗选结果见表4.

表4 粗选试验结果  
Table 4 Results of roughing test

产品名称	产率	WO <sub>3</sub>		Sn		Cu		Pb		Zn	
		品位	占有率	品位	占有率	品位	占有率	品位	占有率	品位	占有率
粗精矿	10.159	6.055	93.337	1.341	85.131	1.489	50.450	1.876	73.473	4.750	51.855
中矿	20.603	0.136	4.266	0.057	7.325	0.466	32.028	0.174	13.819	1.526	33.785
尾矿	69.238	0.023	2.397	0.018	7.544	0.076	17.522	0.048	12.708	0.193	14.360
原矿	100.00	0.659	100.00	0.160	100.00	0.300	100.00	0.259	100.00	0.930	100.00

## 2.2 粗精矿的选别

将重选粗精矿磨碎至 $-1.5\text{ mm}$ ,再筛分成 $1.5\sim 0.6\text{ mm}$ ,  $0.6\sim 0.2\text{ mm}$ ,  $-0.2\text{ mm}$ 三个粒级,对粗粒级( $1.5\sim 0.2\text{ mm}$ )和细粒级( $-0.2\text{ mm}$ )分别采用台浮和浮选法分离钨锡及硫化矿.一般台浮的药剂种类为硫酸、黄药和煤油,由于黄药和硫酸作用后会产生恶臭的气味,煤油对其后的硫化矿浮选分离作业产生干扰,故需选用新的台浮药剂.试验表明,采用丁基铵黑药和硫酸作台浮药剂不仅取得较好的分选指标,而且对环境污染程度大大降低.对 $-0.2\text{ mm}$ 粒级粗精矿采用浮选分离钨锡硫化矿,浮选药剂为:硫酸、硫酸铜、黄药和2号油.通过台浮和浮选脱除硫化矿的试验结果见表5.从表5可以看出,在硫化矿产品中,铜、铅、锌的作业回收率均达到98%~99%,钨的占有率为5.48%,锡占有率为9.67%.这些钨和锡主要与硫化矿连生进入硫化矿中,经再磨浮选后,可从浮选槽内产品中回收钨锡.

表5 脱除硫化矿试验结果  
Table 5 Test results of removing sulfide minerals

产品名称	作业产率	品位					作业回收率				
		WO <sub>3</sub>	Sn	Cu	Pb	Zn	WO <sub>3</sub>	Sn	Cu	Pb	Zn
硫化矿	47.197	0.704	0.275	3.161	3.853	9.860	5.485	9.673	99.350	98.740	99.677
钨锡混合粗精矿	52.803	10.855	2.294	0.018	0.044	0.029	94.515	90.327	0.650	1.260	0.323
合计	100.0	6.055	1.341	1.502	1.942	4.670	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

## 2.3 钨锡分离

钨锡混合粗精矿分别用磁选、重选分离,得到不同品级的钨、锡精矿和锡中矿,钨锡最终分离结果见表6.

## 2.4 铜铅锌分选

将台浮和浮选选出的硫化矿及粗选中矿混合后磨矿,再采用全优先浮选流程分选硫化矿.首先用选择性抑制剂JB和石灰抑制硫化铅矿、硫化锌矿及黄铁矿,用高效选择性捕收剂JA

浮选硫化铜矿；然后再用 SN-9 浮选方铅矿；最后用硫酸铜活化硫化锌矿，丁基黄药浮选硫化锌矿。试验结果见表 7。从表 7 可知，铜铅锌的作业回收率均达到 80% 以上。

表 6 钨锡分离结果

Table 6 Test results of seperating tungsten and tin w/%

产品名称	产率		品位		WO <sub>3</sub> 回收率		Sn 回收率	
	对作业	对原矿	WO <sub>3</sub>	Sn	作业	对原矿	作业	对原矿
钨精矿	15.120	0.811	69.882	0.379	97.492	86.005	2.501	1.923
锡精矿	3.754	0.202	1.772	50.289	0.614	0.541	82.315	63.297
锡中矿	2.021	0.108	1.940	10.846	0.362	0.319	9.557	7.349
尾矿	79.105	4.243	0.210	0.163	1.532	1.352	5.627	4.327
给矿	100.00	5.364	10.838	2.294	100.00	88.217	100.00	76.896

表 7 分选硫化矿的试验结果

Table 7 Test results of seperating sulphide minerals w/%

产品名称	产率		品位			Cu 回收率		Pb 回收率		Zn 回收率	
	作业	对原矿	Cu	Pb	Zn	作业	对原矿	作业	对原矿	作业	对原矿
铜精矿	3.41	0.87	24.14	1.74	4.13	84.48	69.40	6.68	5.77	4.45	3.80
铅精矿	1.65	0.42	4.08	43.36	7.19	6.91	5.67	80.50	69.53	3.75	3.20
锌精矿	5.28	1.34	0.91	0.12	50.29	4.93	4.05	0.71	0.61	83.87	71.69
尾矿	89.66	22.77	0.040	0.12	0.28	3.68	3.03	12.11	10.46	7.93	6.78
给矿	100.00	25.40	0.97	0.89	3.17	100.00	82.15	100.00	86.37	100.00	85.47

2.5 从硫化矿浮选尾矿中回收钨锡矿物

台浮及浮选的硫化矿与粗选中矿的粒度分别为-1.5 mm 和-0.6 mm，部分锡石和黑钨矿仍然与其它矿物连生，进入浮选的钨占原矿的 9.386%，锡占 15.560%，值得回收。在分选硫化物时，磨矿细度为 87%—0.074 mm，这时绝大部分钨锡已单体解离，用浮选—重选—磁选工艺回收钨锡，得到钨和锡中矿，钨中矿的品位 40.69%，对原矿回收率为 3.817%，锡中矿的品位为 7.734%，对原矿回收率为 3.488%，达到了回收钨和锡的目的。

3 结 论

1. 采用多段磨矿多段选别的工艺流程分选锯板坑钨多金属矿，在给矿品位 WO<sub>3</sub> 0.66%，Sn 0.16%，Cu 0.3%，Pb 0.26%，Zn 0.93% 和 Ag 50 g/t 的情况下，钨、锡、铜、铅、锌精矿品位分别为 69.88%，50.30%，24.14%，43.36%，50.29%；回收率分别达到 89.82%，63.30%，69.40%，69.53%，71.69%；银则富集于铜铅锌精矿，回收率为 74.98%，技术指标良好。
2. 采用丁基铵黑药+硫酸作台浮新药剂取代传统的台浮药剂黄药+煤油+硫酸，不但改善了台浮选别指标，而且大大降低了环境污染。
3. 在铜铅锌硫化矿浮选分离中，采用全优先浮选工艺流程，取得了较好的分选指标，铜铅锌的作业回收率均达到 82% 以上。

## Study on the mineral processing technique for comprehensive utilization of polymetallic ore bearing tungsten in Jubankeng

GUAN Ze-gao, ZHANG Zhong-han, GAO Yu-de, HE Xiao-juan, ZOU Ni, LIANG Dong-yun  
(Research Department of Mineral Processing Engineering, Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals, Guangzhou 510651, China)

**Abstract:** The polymetallic ore bearing tungsten in Jubankeng has been separated by use of the gravity separation—flotation—magnetic separation process with multi-stage grinding and multi-stage separation. A new style movable screen jig and a GL high efficient spiral separator are used as the rougher apparatus, the new reagents JA and JB are used in flotation of sulfide minerals. Under the condition that the grades of the crude ore are  $WO_3$  0.66%, Sn 0.16%, Cu 0.3%, Pb 0.26%, Zn 0.93% and Ag 50 g/t, the concentrate grades of tungsten, tin, copper, lead, zinc are 69.88%, 50.30%, 24.14%, 43.36% and 50.29%, respectively, with the recovery of 89.82%, 63.30%, 96.40%, 69.53% and 71.69%, respectively, and silver is concentrated in the copper, lead, and zinc concentrate with the recovery of 74.89%, the basis has been provided for exploiting and utilizing polymetallic ore bearing tungsten in Jubankeng.

**Key words:** tungsten deposit; gravity concentration; flotation; magnetic separation; polymetallic ore

## 纳米稀土氧化物粉末

广州有色金属研究院稀土研究室采用湿法沉淀工艺生产的系列稀土氧化物纳米粉末,具有纯度高、粒度分布窄、晶型单一、分散性好等优点。

几种常用稀土氧化物的纯度及粒度

品名	纯度 $w/\%$	重量累计中值 粒径 $d_{50}/\mu m$	单一晶粒尺寸 /nm	比表面积 / $(m^2 \cdot g^{-1})$	松装密度 / $(g \cdot m^{-3})$
CeO <sub>2</sub>	99~99.99	0.50	100	10	0.35
Nb <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	99~99.99	0.40	100	10	0.35
Sm <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	99~99.99	0.40	100	10	0.35
Eu <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	99~99.99	0.3	100	10	0.35
Dy <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	99~99.99	0.3	100	10	0.35
Er <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	99~99.99	0.3	100	10	0.35
Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	99~99.99	0.4	100	30	0.30