

江西某钨矿钨细泥选矿新工艺应用研究

邓丽红¹, 周晓彤¹, 罗传胜¹, 刘露玲²

(1. 广州有色金属研究院, 广东 广州 510650; 2. 江西大吉山钨矿, 江西 全南 341801)

摘要:江西某大型钨矿, 日产细泥 400~500t, 含 WO_3 0.13%~0.5%, -0.074mm 含量大于 90%, -0.02mm 含量达 32.3%。采用重选预富集-浮选-重选选矿新工艺选别该细泥, 小型试验指标为: 总钨精矿品位 WO_3 45.26%, 回收率 62.33%, 其中白钨精矿品位 WO_3 55.38%, 回收率 29.82%, 黑钨精矿品位 WO_3 38.76%, 回收率 32.51%。工业试验指标为: 总钨精矿品位 WO_3 51.148%, 回收率 62.52%, 其中白钨精矿品位 WO_3 65.43%, 回收率 31.40%, 黑钨精矿品位 WO_3 41.90%, 回收率 31.12%。

关键词:钨细泥; 重选; 浮选

中图分类号:TD952 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2010)01-0008-04

钨细泥的特点是粒度细、产率大、钨金属占有率高, 一般产率为入选原矿石的 10%~15%, 相应的金属占有率为 15%~20%, -0.074mm 含量 70% 以上, 部份钨矿山 -0.01mm 含量超过 20%。对这部份细泥, 大部分钨选厂采用重选、分级重选、磁选及其联合流程回收, 但回收率只有 20%~30%, 因此, 提高钨细泥回收率是大部分钨选厂实现节能减排、增产增效的有效途径之一。

江西某大型钨矿, 日处理量 2200~2500t, 日产钨细泥 400~500t, 含 WO_3 0.13%~0.5%。该厂自投产以来, 钨细泥回收工艺经过多次较大的改革, 各项指标有所提高, 但仍不理想。针对该钨矿细泥的具体情况, 笔者采用重选预富集-浮选-重选选矿新工艺, 小型试验获得含 WO_3 45.26% 的总钨精矿, 回收率 62.33%, 工业试验获得含 WO_3 51.148% 的总钨精矿, 回收率 62.52%。

1 矿石性质

该矿属高温热液裂隙充填石英脉矿石, 主要金属矿物有黑钨矿、白钨矿、辉钼矿、辉铋矿, 脉石矿物主要为石英、云母、方解石和少量电气石、石榴子石、绿柱石、金红石。黑钨矿呈不均匀分布在石英脉中, 大粒结晶体达 10mm 以上, 细粒只有 0.04~0.01mm, 白钨矿比黑钨矿更细, 小型试验矿样为原次生细泥按 1:1 比例混合而成, 含 WO_3 0.21%, 其中

黑钨矿含 WO_3 0.11%, 占总钨 53.01%, 白钨矿含 WO_3 0.0946%, 占总钨 45.3%, 钨华含 WO_3 0.0035%, 占总钨 1.69%。钨细泥主要元素化学分析结果见表 1, 筛析结果见表 2。

从表 2 可见, 混合细泥中细粒级含量很高, -0.02mm 产率达 32.30%, 钨占有率 25.92%。

2 选矿试验研究

2.1 小型闭路试验

钨细泥首先进行重选预富集, 流程为离心机一次粗选、一次精选, 粗选尾矿经摇床进行一次扫选, 摇床精矿与离心机精选精矿合并为重选预富集精矿。重选预富集精矿浮选脱除硫化矿后的尾矿经一粗二精三扫流程进行黑白钨混合浮选, 黑白钨混合浮选精矿用改进型的“彼德洛夫”法加温精选后得白钨精矿, 加温精选尾矿经淘洗后得黑钨精矿。钨细泥重选预富集-浮选-重选选矿新工艺小型闭路试验结果见表 3。

白钨浮选精矿经酸浸后可得 WO_3 70% 的最终白钨精矿。

2.2 工业试验

在小型试验及现场验证试验的基础上, 根据该矿生产、地形特点, 在选厂建立了日处理 500t 的细泥回收系统。细泥回收系统分重选预富集工段和浮选工段, 重选预富集工段包括离心机粗选、离心机精

收稿日期: 2008-05-18

作者简介: 邓丽红(1966-), 女, 高级工程师, 长期从事有色金属及稀有金属的选矿研究工作。

选及摇床扫选作业;浮选工段包括粗选作业和精选作业,粗选作业由硫化矿浮选和黑白钨混合浮选组

成,精选作业由加温精选及重选组成。其工业试验结果见表4。

表1 混合细泥主要元素化学分析结果/%

WO ₃	Sn	Cu	Bi	Mo	Zn	As	Fe	CaF ₂	CaCO ₃	SiO ₂	Pb	P	S
0.21	0.039	0.022	0.03	0.013	0.062	0.022	4.5	0.60	1.54	64.10	0.13	0.10	0.17

表2 混合细泥筛析结果

粒级/mm	产率/%	WO ₃ 品位/%	占有率/%
+0.074	7.26	0.06	2.10
-0.074+0.043	40.42	0.25	48.82
-0.043+0.020	20.02	0.24	23.16
-0.020+0.010	29.64	0.16	22.85
-0.010	2.66	0.22	3.07
合计	100.00	0.21	100.00

表3 小型闭路试验结果

产品名称	产率/%	WO ₃ 品位/%	回收率/%
硫化矿	0.66	1.20	2.36
总钨精矿	0.463	45.26	62.33
白钨精矿	0.181	55.38	29.82
黑钨精矿	0.282	38.76	32.51
精选尾矿	1.010	3.75	11.27
黑白钨混合浮选尾矿	9.637	0.07	2.01
重选预富集尾矿	88.23	0.084	22.03
混合细泥	100.00	0.336	100.00

表4 工业试验结果

产品名称	产率/%	WO ₃ 品位/%	回收率/%
硫化矿	0.88	0.554	1.92
总钨精矿	0.31	51.148	62.52
白钨精矿	0.12	65.43	31.40
黑钨精矿	0.19	41.90	31.12
浮选尾矿	19.65	0.177	13.71
重选预富集尾矿	79.16	0.07	21.85
混合细泥	100.00	0.25	100.00

2.3 生产实践

2007年11月底完成工业试验,12月份全面正式生产,当月产钨精矿13.3969t,占全厂生产总钨精矿量的6.57%,2007年12月~2008年5月钨细泥生产指标见表5。

3 新工艺技术创新点及应用技术关键

3.1 新工艺技术创新点

(1) 重选预富集

表5 钨细泥生产指标

时间	钨细泥总量/t	WO ₃ 品位/%	金属量/t	精矿金属量/t	回收率/%
2007年12月	8103	0.16	13.058	8.708	66.09
2008年1月	8411	0.184	15.537	7.173	46.16
2008年2月	2255	0.225	5.09	3.396	66.67
2008年3月	7960	0.342	27.23	12.7361	46.71
2008年4月	7016	0.32	22.668	9.521	42.00
2008年5月	6331	0.37	23.353	10.409	44.57

由于钨细泥中细粒级含量高,-0.02mm产率达32.3%,大量矿泥的存在对浮选会产生一系列有害作用。消除和减少矿泥对浮选的影响,最常用的方法是浮选前脱泥,新工艺的一大创新点是采用离心机+摇床对混合细泥进行重选预富集,不仅丢弃了80%~90%的细泥量,大幅减少进入浮选作业的矿量,降低药剂及运行成本,而且使钨细泥中WO₃的富集比提高了8倍左右(从含WO₃0.2%~0.3%提高到1%~2%)。

(2) 黑白钨混合浮选+加温精选实现细泥中黑白钨的分离

重选预富集精矿脱除硫化矿后,用NF和改性水玻璃作调整剂及抑制剂,螯合剂FB与TA3作捕收剂,可使黑白钨混合浮选精矿WO₃品位达10%以上,工业试验作业回收率89%,运用改进型的“彼德洛夫”法对黑白钨混合浮选精矿进行加温精选后得白钨精矿。此工艺适应性强,技术指标稳定,工业试验得到含WO₃65.43%的白钨精矿、加温精选作业回收率47%。2008年3月,对细泥系统进行实际回收率的测定,白钨精矿品位WO₃66.42%,加温精选实际作业回收率46.45%,与工业试验指标相当吻合。

(3) 云锡快速细泥摇床回收黑钨矿

云锡快速细泥摇床回收加温精选尾矿中的黑钨矿,效果显著,工业试验时黑钨精矿品位WO₃41.90%,回收率36.27%(对加温精选给矿),比小型试

验淘洗效果好。

3.2 新工艺生产应用关键

(1) 混合细泥的浓缩和存储

选厂原生细泥量 200t/d, 次生细泥量 300t/d。工业试验初期, 原生细泥经 1 台 $\Phi 15\text{m}$ 浓密机浓缩, 底流与次生细泥合并流入 1 台 $\Phi 18\text{m}$ 浓密机, $\Phi 18\text{m}$ 浓密机底流扬至斜板箱, 斜板箱底流经搅拌桶后进入离心机, 斜板箱溢流返回 $\Phi 18\text{m}$ 浓密机。由于产生原生细泥的碎矿工段与产生次生细泥的磨矿工段工作时间不同步, 当碎矿与磨矿同时生产时, $\Phi 18\text{m}$ 浓密机容量明显不足, 溢流跑混严重。经测试, 此时溢流中细泥约为总量的 30% ~ 40%, 离心机给矿浓度达 30%; 当碎矿工段停车, 离心机给矿浓度只有 10% ~ 20%, 离心机给矿浓度变化大, 造成了离心机选别效果不理想。经调整, 恢复 1 台闲置 $\Phi 18\text{m}$ 浓密机, 增添 10 台离心机, 同时把 2 台 $\Phi 18\text{m}$ 浓密机改为提升式, 增加其储矿能力。生产实践证明, 改造后离心机选别指标大为改善。改造前 6 ~ 7 月份, 离心机给矿品位 $\text{WO}_3 0.3\%$, 重选预富集精矿品位 0.45%, 回收率 61.60%, 改造后 11 月份, 离心机给矿品位 $\text{WO}_3 0.39\%$, 重选预富集精矿品位 $\text{WO}_3 4.13\%$, 回收率 68.75%。

(2) 离心机参数的控制

新工艺的一大特点是利用离心机 + 摇床进行重选预富集, 离心机的操作参数主要有给矿量、给矿浓度、转速、冲洗水及给矿时间。由于碎矿洗矿工段工作时间不连续, 在离心机转速、冲洗水和给矿时间恒定情况下, 给矿量和给矿浓度随细泥量的变化而变化。同时, 受现场场地的限制, 细泥经 $\Phi 18\text{m}$ 浓密机浓缩后扬至 15 ~ 20m 高的 3 个 3.2m^3 斜板箱, 扬程大, 浓度难以提高, 而斜板箱容积偏小, 当细泥量大时, 斜板箱溢流混浊。以上因素是导致离心机回收率与小试相差较大的原因之一。

(3) 浮选浓度的控制

浮选浓度及给矿量是浮选作业两个重要参数, 由于细泥量的变化, 重选预富集精矿也随之变化, 因此重选预富集精矿必须进入缓冲箱储存, 然后根据浮选工段的工作时间均匀地流至高效浓密箱, 由高效浓密箱控制浮选的给矿量和浮选浓度, 以确保浮选作业的稳定。

4 经济效益评价

2007 年 12 月 ~ 2008 年 5 月共生产钨精矿 79.9123t, 其成本及效益见表 6。

钨细泥工程改造前后生产情况比较见表 7。

结果表明, 细泥工程改造后细泥精矿回收率提

表 6 钨细泥生产成本及效益

成本/(元/吨精矿)				效益/(万元/吨精矿)			
动力费用	药剂费用	人工费用	材料费用	合计	售价	单位毛利	合计
5420	8350.5	6000	7000	26770.5	7	4.32295	345.457

表 7 钨细泥工程改造前后生产指标

时间	细泥精矿总量/t	平均月精矿量/t	平均回收率/%
改造前	230.572	7.438	26.45
改造后	79.9123	13.3187	48.57

高 20%, 平均月增精矿 5.8807t, 改造前钨精矿因品位低, 含硫高达 10% 以上, 销价仅为钨精矿的 35% 左右, 改造后钨精矿品位高, 含硫低至 0.9%, 可配矿销售, 改造后月增产值 41.1649 万元。

5 结 论

1. 对含 $\text{WO}_3 0.13\% \sim 0.5\%$, -0.074mm 含量 > 90% 的黑白钨混合细泥, 采用重选预富集 - 浮选 - 重选的选矿新工艺回收黑、白钨矿, 其小型闭路试

验指标为: 总钨精矿品位 $\text{WO}_3 45.26\%$, 回收率 62.33%, 其中白钨精矿品位 $\text{WO}_3 55.38\%$, 回收率 29.82%; 黑钨精矿品位 $\text{WO}_3 38.76\%$, 回收率 32.51%。工业试验指标为: 总钨精矿品位 $\text{WO}_3 51.148\%$, 回收率 62.52%, 其中白钨精矿品位 $\text{WO}_3 65.43\%$, 回收率 31.40%; 黑钨精矿品位 $\text{WO}_3 41.90\%$, 回收率 31.12%。

2. 新工艺的技术创新点为: 运用离心机 + 摇床进行重选预富集, 采用黑白钨混合浮选 + 加温精选实现黑白钨矿的分离, 采用云锡快速摇床回收黑钨矿。

3. 新工艺生产应用的关键: 混合细泥的浓缩和存储; 离心机参数的控制; 浮选浓度的控制。

某难选混合铜矿选矿工艺试验研究

刘丹, 文书明, 陈宇, 谢美芳
(昆明理工大学, 云南 昆明 650093)

摘要:针对云南某地难选混合铜矿进行了选矿试验研究。结果表明:采用混合捕收剂,经过两次粗选和三次精选的浮选流程,可获得铜精矿品位为 15.52%、回收率为 81.71% 的较好浮选指标。该工艺流程简单,易于工业化生产。

关键词:混合铜矿; 浮选; 羟肟酸

中图分类号:TD952 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2010)01-0011-04

硫氧混合铜矿在我国储量丰富,是我国铜资源的重要组成部分,我国大多数硫化矿床上部都有氧化带,有的矿床还被深度氧化成为大中型的氧化矿床^[1]。某选厂原使用常规的硫化-丁基黄药捕收的方法,其铜精矿品位仅 13.82%、回收率为 65.74%,选别指标较差。为此,本文针对该铜矿进行了一系列选矿工艺试验研究工作。

面上有少许蓝色或浅绿色的氧化铜矿物。此铜矿矿石成分复杂,通过 X 光衍射分析以及显微镜下观察,该矿样铜矿物嵌布粒度较粗,主要的硫化铜矿物为辉铜矿、斑铜矿、铜蓝、黄铜矿;氧化铜主要的矿物为孔雀石,次要的为硅孔雀石、蓝铜矿,脉石矿物主要有角闪石、白云母、方解石、白云石、微斜长石和石英等。原矿多元素分析如表 1 所示。

1 矿石性质

原矿多元素化学分析表明:原矿中铜的品位为 2.10%,铁和硫的品位比较低,说明黄铁矿较少;氧化镁、二氧化硅、氧化钙的品位很高,是该矿石最主

矿物进行破碎混匀后,外观呈淡黄色,表面和断

Application Research on the New Technology for Separating Tungsten Slimes Produced from a Tungsten Mine in Jiangxi

DENG Li-hong¹, ZHOU Xiao-tong¹, LUO Chuan-sheng¹, LIU Lu-ling²

(1. Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals, Guangzhou, Guangdong, China;

2. Dajishan Tungsten Mine of Jiangxi, Quannan, Jiangxi, China)

Abstract: There can be 400 ~ 500t tungsten slimes containing 0.13% ~ 0.5% WO₃ daily produced from a large-scale tungsten mine in Jiangxi Province, among them the content of -0.074mm is >90%, and the content of -0.02mm reached 32%. A new technology of "gravity pre-concentration-flotation-gravity separation" is adopted for separating these kinds of tungsten slimes. The bench test results show that the grade of total tungsten concentrate is 45.26% WO₃, the recovery is 62.33%, among which the grade of scheelite concentrate is 55.38% WO₃, the recovery is 29.82%, and the grade of wolframite concentrate is 38.76% WO₃, the recovery is 32.51%. The commercial-scale trail results show that the grade of total tungsten concentrate is 51.148% WO₃, the recovery is 62.52%, among which the grade of scheelite concentrate is 65.43% WO₃, the recovery is 31.40%, and the grade of wolframite concentrate is 41.90% WO₃, the recovery is 31.12%.

Key words: Tungsten slimes; Gravity pre-concentration; Flotation

收稿日期:2009-09-17

作者简介:刘丹(1983-),男,博士研究生,主要从事矿物加工方面的研究工作。