

文章编号: 1005 - 7854(2003)01 - 0034 - 04

从棉土窝钨矿摇床尾砂中回收铋、钼的研究

李崇德¹, 彭桂华², 陈金中¹

(1. 北京矿冶研究总院, 北京 100044; 2. 棉土窝钨矿, 广东南雄 512400)

摘 要: 铋、钼在该摇床尾砂各粒级中分布比较均匀, 用分级的方法无法抛弃某个级别。直接浮选效果很差, 但将 +1.0mm 粒级分级后返回一段棒磨, 预计铋、钼的回收效果会得到改善, 在条件允许时建议进行工业试验。另一方案是摇床尾砂再磨浮选, 磨矿细度为 -0.074mm 占 45%, 采用新药剂 BK-60 及硫化浮选工艺, 开路试验获得铋、钼品位分别为 1.36%、1.11%, 回收率分别为 58.08%、92.29% 的混合粗精矿。

关键词: 钨矿; 摇床尾砂; 再磨浮选; 铋钼混合精矿

中图分类号: TD923; TD926.4 **文献标识码:** A

RESEARCH ON RECOVERING BISMUTH AND MOLYBDENUM FROM TABLE TAILINGS AT MIANTUWO TUNGSTEN MINE

LI Chong-de¹, PENG Gui-hua², CHEN Jin-zhong¹

(1. Beijing General Research Institute of Mining and Metallurgy, Beijing 100044, China;

2. Miantuwo Tungsten Mine, Nanxiong, Guangdong 512400, China)

ABSTRACT: Due to uniform distribution of Bi and Mo in every size fraction of the table tailings, it is impossible to discard any size fraction by classification methods. The poor floatation result is gotten when using direct floatation. However, an improved recovery of Bi and Mo will be obtained when the classified size fraction of +1.0mm is returned to rod mill. For this reason, the industrial test is proposed if possible. Another proposed method is that the table tailings is reground with a grinding fineness of 45% passing 74 μ m and a new collector BK-60 and sulphidizing floatation are used. In open-circuit test, a rough bulk concentrate is obtained with Bi and Mo grades of 1.36% and 1.11%, and recoveries of 58.08% and 92.29% respectively.

KEY WORDS: Tungsten minerals; Table tailings; Regrinding floatation; Bulk concentrate

1 引言

棉土窝钨矿是以钨为主, 伴生有铋、钼、铜等金属的多金属矿山, 已正常生产 36 年。目前选厂入选品位为 WO_3 0.37%、Bi 0.11%、Mo 0.10%, 选矿工艺以重选为主, 其中细泥通过浮选方法获得铋钼混合精矿。

在摇床选别过程中, 由于入选物料粒度较粗、解

离度不够, 同时也存在自然疏水上浮等因素, 致使部分铋、钼矿物损失在摇床尾砂中。几十年来, 铋、钼的回收率只有 30% 左右, 目前在生产上采取了一些技术措施强化铋、钼的回收, 铋、钼的回收率获得较大幅度提高, 但仍然只有 40%~50%。随着采矿开拓中段的下移, 矿石的铋、钼品位将会升高, 铋、钼在摇床尾砂中的金属损失将会增大。为此开展了从摇床尾砂中回收铋、钼的选矿试验研究, 取得了较好的效果。

收稿日期: 2002-12-05

作者简介: 李崇德, 矿物工程研究所高级工程师, 硕士。

2 摇床尾砂矿样

矿样分析品位为铋 0.08 %、钼 0.041 %，矿样粒度分析结果见表 1。结果表明，铋、钼在各粒级中分布比较均匀，只有 - 0.074mm 粒级中铋、钼品位明显较高，但其铋、钼金属占有率分别只有 4.54 %、3.82 %。+ 2mm 粒级含量为 1.54 %，其铋、钼金属占有率分别为 1.79 %、1.34 %。- 1.0 + 0.074mm 粒级产率达到 77.12 %，其铋、钼金属占有率分别达到 71.44 %、77.13 %，是金属分布的主要粒级。

表 1 摇床尾砂矿样粒度分析结果

粒级/mm	产率/%	品位/%		金属占有率/%	
		铋	钼	铋	钼
+ 2.0	1.54	0.090	0.0370	1.79	1.34
- 2.0 + 1.0	19.81	0.087	0.0380	22.23	17.71
- 1.0 + 0.074	77.12	0.072	0.0425	71.44	77.13
- 0.074	1.53	0.230	0.1060	4.54	3.82
合计	100.00	0.078	0.0425	100.00	100.00

3 不再磨方案

棉土窝钨矿矿床属于气化高温裂隙充填黑钨石英脉型，矿脉主要产于花岗岩中。重选摇床尾砂中主要金属矿物有黑钨矿，其次是黄铜矿、辉钼矿、辉铋矿、硫铋铜矿、铋华和锡石等；非金属矿物有石英、黄玉、正长石、萤石和方解石等。辉铋矿多呈不规则浸染分布，与黄铜矿、闪锌矿、脉石连生，辉铋矿易氧化成次生铋矿物铋华，而且部分辉铋矿表面覆盖铋华。辉钼矿呈片状或颗粒状嵌布于脉石中，自然可浮性很好。矿样粒度分析结果表明，铋、钼在各粒级中分布比较均匀，无法用分级的方法抛弃某个级别，但 - 1.0mm 粒级占有率达到 78.65 %，其铋、钼金属占有率分别达到 75.98 %、80.94 %，该粒级适宜于浮选。如果不考虑再磨，可以有两种解决方案：一是直接对摇床尾砂进行调浆浮选；二是将摇床尾砂分级，+ 1.0mm 粒级返回到一段棒磨机，- 1.0mm 粒级进行调浆浮选。第 1 方案优点是容易实施，运行成本也很低，但钼的回收率很低，铋几乎不能回收，分级后直接浮选试验结果见表 2。钼的回收率只有 21.79 %，铋的回收率只有 5.85 %，铋几乎没有上浮。第 2 方案优点是投资很少，流程改造容易，预计铋、钼的回收率会有所提高，但该方案很可能会使一段棒磨负荷过大，最终效果无法确定，只能通过工业试验来考察实施效果，由于该方案在工业生产中实施相对容易，在条件允许时建议进行工业试验。

表 2 分级后直接浮选试验结果

Table 2 Flotation test results after classification

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		铋	钼	铋	钼
混合粗精矿	0.12	3.79	7.50	5.85	21.79
尾矿 1	20.98	0.081	0.0350	21.68	17.62
尾矿 2	78.90	0.072	0.0320	72.47	60.59
原矿	100.00	0.078	0.042	100.00	100.00

4 再磨方案

摇床尾砂粒度粗，有用矿物解离度不够，不宜采用浮选方法回收铋、钼。要根本解决摇床尾砂的铋、钼回收问题，必须实施再磨浮选。本试验主要探索了摇床尾砂进行再磨浮选回收铋、钼的可行性。

由磨矿细度试验结果可知，磨矿粒度细些，指标较好。由于棉土窝钨矿的尾矿库已经大大超过设计的库容，所以需考虑尾砂再选后仍然能易于将粗砂分级出来，销售给附近的建材厂作为制造砂砖的原料，又由于是对尾砂的再回收，选矿成本应尽可能降低，因此再磨细度选定 - 0.074mm 占 45 % 为宜。

4.1 粗选捕收剂试验

4.1.1 捕收剂种类试验

选用煤油、Y89 黄药、丁黄药、丁基铵黑药和新药剂 B K-60 作为捕收剂进行对比试验，结果见表 3。结果表明，使用丁基铵黑药和新药剂 B K-60 所获得的指标较好，使用煤油和 Y89 黄药所获得的指标次之，使用丁黄药获得的指标较差。

4.1.2 捕收剂添加方式试验

丁基铵黑药和新药剂 B K-60 的浮选效果较好，煤油浮选效果虽然不及丁基铵黑药和 B K-60，但也不错，三种捕收剂的作用各有其特点。煤油捕收力弱且具有较强消泡作用；丁基铵黑药相对煤油捕收力强，在弱碱性介质中具有较强的起泡性能；新药剂 B K-60 的捕收力比煤油强得多，比丁基铵黑药弱些，且略有消泡作用。鉴于这三种捕收剂的这些作用性质，分别选用煤油、新药剂 B K-60 添加到球磨机中，而粗选二、粗选三加入丁基铵黑药，使粗选二和粗选三有较稳定的泡沫层。试验结果见表 4。采用在球磨机中添加 B K-60、粗选二及粗选三加入丁基铵黑药的方式比较合理，考虑到现场目前使用丁基铵黑药作为捕收剂，因此，该探索试验推荐使用新药剂 B K-60 和丁基铵黑药作为捕收剂。

4.2 粗选调整剂试验

选用石灰作为调整剂添加到球磨机中进行试验，同时考虑到该尾砂中所含的铋有一大部分以氧

化铋的形式存在,因此初步考察了球磨机中加入少量的硫化钠对浮选的影响。在磨机中添加石灰或硫化钠,捕收剂 B K-60 也在球磨添加,粗选二、粗选三添加丁基铵黑药,试验结果见表 5。结果表明,球磨

机中添加石灰和硫化钠对回收铋有利,但添加硫化钠对钼的回收不利,因此,确定在球磨机中添加 500g/t 的石灰作为粗选的调整剂。

表 3 捕收剂种类试验结果

Table 3 Flotation test results with using different collectors

捕收剂种类	产品名称	产率/ %	品位/ %		回收率/ %	
			铋	钼	铋	钼
丁黄药	混合粗精矿	1.91	1.850	1.8700	44.40	85.42
	尾矿	98.09	0.045	0.0062	55.60	14.58
	原矿	100.00	0.079	0.0417	100.00	100.00
Y89 黄药	混合粗精矿	3.10	1.210	1.1600	45.67	86.87
	尾矿	96.90	0.046	0.0056	54.33	13.13
	原矿	100.00	0.082	0.0413	100.00	100.00
煤油	混合粗精矿	2.15	1.680	1.5340	45.61	86.63
	尾矿	97.85	0.044	0.0052	54.39	13.37
	原矿	100.00	0.079	0.0380	100.00	100.00
丁基铵黑药	混合粗精矿	2.61	1.480	1.4200	48.57	86.97
	尾矿	97.39	0.042	0.0057	51.43	13.03
	原矿	100.00	0.080	0.0426	100.00	100.00
新药剂 B K-60	混合粗精矿	2.38	1.680	1.5400	50.60	87.43
	尾矿	97.62	0.040	0.0054	49.40	12.57
	原矿	100.00	0.079	0.0419	100.00	100.00

表 4 捕收剂添加方式试验结果

Table 4 Flotation test results with appending orders of different collectors

捕收剂添加方式	产品名称	产率/ %	品位/ %		回收率/ %	
			铋	钼	铋	钼
煤油 + 丁基铵黑药 + 丁基铵黑药	混合粗精矿	3.27	1.15	1.13	46.33	88.83
	尾矿	96.73	0.045	0.0048	53.67	11.17
	原矿	100.00	0.081	0.0416	100.00	100.00
B K-60 + 丁基铵黑 药 + 丁基铵黑药	混合粗精矿	3.17	1.16	1.2	47.46	90.33
	尾矿	96.83	0.042	0.0042	52.54	9.67
	原矿	100.00	0.077	0.0421	100.00	100.00

表 5 粗选调整剂试验结果

Table 5 Flotation test results with using different modifiers

粗选调整剂 (g t ⁻¹)	产品名称	产率/ %	品位/ %		回收率/ %	
			铋	钼	铋	钼
石灰 500	混合粗精矿	3.27	1.18	1.21	49.28	92.11
	尾矿	96.73	0.041	0.0035	50.72	7.89
	原矿	100.00	0.078	0.0429	100.00	100.00
硫化钠 200	混合粗精矿	3.17	1.31	1.25	51.07	88.12
	尾矿	96.83	0.038	0.0051	48.93	11.88
	原矿	100.00	0.075	0.0417	100.00	100.00

4.3 强化选铋试验

4.3.1 硫化选铋试验

由于摇床尾砂中的铋很大一部分是氧化铋,因此采用硫化浮选方法进行回收试验。前述结果说明,硫化钠添加在球磨机中对钼的回收不利,因此硫化钠不能添加到球磨机中,而硫化钠在粗选三作业

后添加再选,则浮选时间过长。为了不使铋、钼的浮选时间过长,硫化钠在粗选三作业时添加,并将粗选三作业的浮选时间由 5min 增加到 8min。试验流程见图 1,试验结果见表 6。结果表明,硫化浮选对回收铋有较明显的效果,在粗选三作业添加硫化钠 1000g/t、丁黄药 30g/t 时,铋钼粗选指标最好,可以

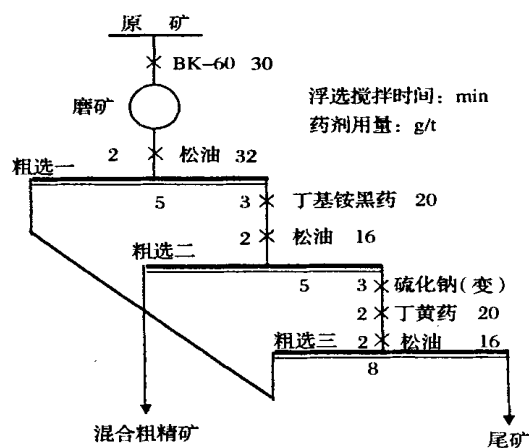


图 1 硫化选铋的浮选试验流程

Fig. 1 Sulfuration flotation test flowsheet

获得铋、钼品位分别为 1.36 %、1.11 % ,回收率分别为 58.08 %、92.29 % 的混合粗精矿。

4.3.2 浓缩脱水选铋试验

氧化铋浮游性较差,为了强化氧化铋的浮选,对粗选二尾进行脱水后加入石灰(200g/t)和硫化钠(1000g/t)调浆,试验结果见表 7。浓缩脱水强化选铋的试验指标并没有多大改善,初步说明浓缩脱水后重新调浆并不能显著提高铋的回收率。

4.4 混合粗精矿精选探索试验

考虑到该尾砂的开发利用前景,对铋钼混合粗精矿进行了精选探索试验。由于该尾砂的铋、钼品位太低,铋的氧化率很高,粗精矿量很少,无法进行多次精选试验,精选试验只获得了铋、钼品位分别为 23.56 %、19.71 % 的铋钼混合精矿。

表 6 硫化选铋试验结果

Table 6 Sulfuration flotation test results

硫化钠用量 (g·t ⁻¹)	产品名称	产率/ %	品位/ %		回收率/ %	
			铋	钼	铋	钼
500	混合粗精矿	3.70	1.12	1.06	53.74	91.46
	尾矿	96.30	0.037	0.0038	46.26	8.54
	原矿	100.00	0.077	0.0428	100.00	100.00
1000	混合粗精矿	3.54	1.36	1.11	58.08	92.29
	尾矿	96.46	0.036	0.0034	41.92	7.71
	原矿	100.00	0.083	0.0425	100.00	100.00

表 7 脱水强化选铋试验结果

Table 7 Results of dehydrating test to strengthen Bi recovery

产品名称	产率/ %	品位/ %		回收率/ %	
		铋	钼	铋	钼
混合粗精矿	3.60	1.16	1.08	53.91	91.80
尾矿	96.40	0.037	0.0036	46.09	8.20
原矿	100.00	0.077	0.0423	100.00	100.00

5 结 语

(1) 粒度分析结果表明,铋、钼在各粒级中分布比较均匀,只有 - 0.074mm 粒级铋、钼品位明显较高,但其铋、钼金属占有率分别只有 4.54 %、3.82 % ,用分级的方法无法抛弃某个级别。

(2) 摇床尾砂中 - 1.0mm 粒级直接浮选,得到铋、钼回收率分别为 5.85 %、21.79 % 和品位分别为 3.79 %、7.50 % 的铋钼混合粗精矿,直接浮选效果很差。将 + 1.0mm 粒级分级后返回到一段棒磨,预计

铋、钼的回收效果会得到改善,由于该方案在工业生产中实施相对容易,在条件允许时建议进行工业试验。

(3) 选择磨矿细度为 - 0.074mm 占 45 % ,采用新药剂 BK-60 及硫化浮选工艺,开路试验获得铋、钼品位分别为 1.36 %、1.11 % ,回收率分别为 58.08 %、92.29 % 的混合粗精矿。但由于尾砂品位太低,所获混合粗精矿矿量又少,无法进行多次精选,开路精选试验只能获得铋、钼品位分别为 22.56 %、19.71 % 的铋钼混合精矿。

参考文献:

- [1] 广州有色金属研究院. 提高棉土窝钨矿钨铋铜钼综合回收效果及尾砂二次利用回收铜铋钼的试验报告[R]. 1989.
- [2] 北京矿冶研究总院. 从棉土窝钨矿摇床尾砂中回收铋、钼的选矿探索试验报告[R]. 2002.