黄沙坪多金属选厂钼铋硫选矿工艺优化试验研究*

张永忠[1]，肖舜元[2]，何湛[2]，纪道河[1]，陈鹏飞[1]

（1.湖南有色黄沙坪矿业有限公司， 湖南 郴州市 424400；
2.长沙矿山研究院有限责任公司， 湖南 长沙 410012）

摘要：针对黄沙坪多金属选厂因混浮工艺中过量使用硫化钠导致铋、硫分离困难，并产生大量低品位铋中矿堆存的问题，在对原矿工艺矿物学研究的基础上，开展了钼铋硫选矿工艺优化研究。结果表明，原矿含钼0.061%、铋0.048%，采用药剂B11和CK-S，通过“磨矿-除铁-钼铋等可浮-钼铋粗精矿分离-等可浮尾矿选硫”工艺流程，最终获得Mo品位为38.57%、回收率为45.10%的钼精矿及Bi品位为37.21%、回收率为68.38%的铋精矿；选钼铋后的尾矿经“一粗三精两扫”选硫流程，获得硫精矿的S品位为23.17%、回收率为32.66%的选矿指标。与原工艺相比，新工艺使Bi品位从4.86%大幅提升至37.21%，并新增硫精矿产品，实现了铋、硫的高效回收，有效解决了原工艺回收率低、资源浪费严重的问题。

关键词：钼铋多金属矿；等可浮工艺；选矿工艺流程；工艺优化；B11捕收剂

中图分类号：TD923 **文献标识码**：A **文章编号**：1005-2763(2025)11-0266-11

Optimization of the Molybdenum-Bismuth-Sulfur Beneficiation Process at Huangshaping Concentrator

ZHANG Yongzhong[1], *XIAO Shunyuan*[2], *HE Zhan*[2], *JI Daohe*[1], *CHEN Pengfei*[1]

(1.Hunan Nonferrous Metals Holding Group Co., Ltd., Chenzhou, Hunan 424400, China;
2.Changsha Institute of Mining Research Co., Ltd., Changsha, Hunan 410012, China)

Abstract: Based on the problems at the Huangshaping Polymetallic Concentrator, where excessive use of sodium sulfide in the bulk flotation process led to difficulties in bismuth-sulfur separation and the accumulation of a large amount of low-grade bismuth middlings, process optimization research for molybdenum-bismuth-sulfur separation was carried out following a process mineralogy study of the raw ore. The results show that the raw ore contains 0.061% of Mo and 0.048% of Bi. Using reagents B11 and CK-S and adopting the process flowsheet of grinding-iron removal-molybdenum-bismuth iso-flotation-separation of Mo-Bi bulk concentrate-sulfur flotation from iso-flotation tailings, a molybdenum concentrate with a grade of 38.57%Mo and a recovery rate of 45.10% has been obtained, as well as a bismuth concentrate with a grade of 37.21% Bi and a recovery rate of 68.38%. The tailings from Mo-Bi flotation can be further processed through one roughing, three cleaning, and two scavenging stages to produce a sulfur concentrate with S grade of 23.17% and a recovery rate of 32.66%. Compared with the original process, the new process significantly increases the bismuth grade from 4.86% to 37.21%, and adds a saleable sulfur concentrate product. Efficient recovery of bismuth and sulfur has been achieved, effectively solving the problems of low recovery rate and serious resource waste in the original process.

Key words: Molybdenum-bismuth polymetallic ore, Iso-flotation process, Mineral process flowsheet, Process optimization, B11 collector

0 前言

钼(Mo)、铋(Bi)作为重要的战略性稀有有色金属，在现代工业中有着极为重要的地位[1-2]。钼凭借其高强度、高熔点、抗腐蚀等特性，广泛应用于钢铁、化工、航空航天等领域，铋则凭借低熔点、无毒环保等特点，在冶金添加剂、医药、电子陶瓷等行业发挥着重要作用。随着全球经济的快速发展与科技的持续进步，对钼、铋金属的需求持续稳步增长[3-5]。目前复杂多金属共生矿已成为资源开发的主要对象，其中钼-铋-硫等多金属共生矿石占比不断上升，这对选矿工艺提出了更高的要求与挑战[6-8]。

当前，针对钼铋多金属矿多采用“原矿-磁选铁-钼铋硫混浮-钼铋硫分离-选钨矿-选钨尾矿选萤石”的原则工艺流程，但该流程存在药剂消耗量大、流程冗长、能耗高等问题[9-10]。在钼与铋硫分离阶段，

* **收稿日期**：2025-05-26

作者简介：张永忠(1969—)，男，博士，湖南冷水江人，高级工程师，主要从事矿山管理工作。E-mail：zhangyzh@minmetals.com

传统抑制剂如硫化钠/硫氢化钠存在药剂消耗高、铋硫矿物后续分离困难等缺点。巯基化合物虽可选择性抑制铋硫矿物,但在 Cu^{2+} 共存时效果不佳。新型抑制剂没食子酸(PA)可通过在辉铋矿表面构建亲水膜以阻断捕收剂吸附,且对辉钼矿影响较小,但其工业化应用潜力尚待验证[11-12]。此外,随着矿石性质日趋复杂,矿物嵌布关系更加细微,现有钼铋硫矿分选原则工艺已难以完全适应实际需求,亟需进一步改进[13-15]。

湖南有色黄沙坪矿业有限公司现处理的多金属矿中主要有价组分为钼、铋、铁、钨、萤石。选厂以黄药作为硫化矿的主要捕收剂、2# 油为起泡剂,实施"钼铋硫混浮-粗精矿再磨-钼铋硫分离"工艺以回收有价资源,该工艺可获得指标较好的钼精矿,但因大量硫化钠的使用导致铋、硫分离困难,铋品位难以提升。分离作业中铋品位处于 3%~5%之间,所得"铋中矿"大量堆存于选厂,无法实现经济价值,造成资源浪费。因此,该矿石浮选回收的关键在于既要确保钼铋矿物充分上浮,又要有效抑制黄铁矿等杂质矿物进入浮选精矿。

基于上述情况,建议采用等可浮工艺(Iso-Flotation Process)及适宜的药剂选择性捕收钼、铋,同时减少硫的上浮,从而获得高品位钼铋混合精矿。钼铋混合精矿经再磨后通过钼铋分选作业,浮选精矿为钼精矿,浮选尾矿为铋精矿,有效避免了辉铋矿被抑制后难回收的技术难题,有助于实现辉铋矿的高效回收、降低药剂成本,提高经济效益[16-17]。基于上述矿石特性与工艺改进思路,本研究对钼、铋及硫资源选矿工艺开展了优化试验。

1 矿石性质

1.1 矿样制备

矿样为取自湖南有色黄沙坪矿业有限公司的多金属矿石。将矿样破碎至-2 mm,然后进行混匀、缩分、取样和化验分析,具体流程如图 1 所示。

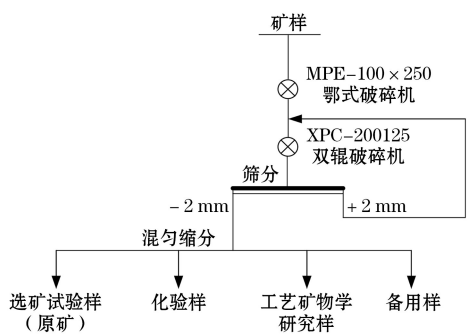


图 1 试验原矿样制备工艺流程

Fig.1 Process flow of raw ore sample preparation for test

1.2 矿石的化学分析及物相分析

通过 X 荧光光谱分析、化学多元素分析、物相分析对矿样的化学成分、物相结构进行研究,为后续的探索试验研究提供数据支撑。X 荧光光谱分析、化学多元素分析、物相分析结果分别见表 1、表 2、表 3 和表 4。

表 1 样品的 X 荧光光谱半定量分析结果

Table 1 Semi quantitative analysis results of X-ray fluorescence spectra of samples

元素	含量/%	元素	含量/%
CaO	31.71	S	0.066
SiO_2	26.96	Mo	0.054
Fe	11.63	Cl	0.047
F	15.30	Bi	0.040
Al_2O_3	5.15	TiO_2	0.032
MgO	1.13	Zn	0.023
MnO	1.11	P	0.007
Na_2O	0.58	Rb	0.013
K_2O	0.53	Pb	0.008
Sn	0.20	Sr	0.004
WO_3	0.23	Zr	0.001

表 2 样品中主要化学多元素分析结果

Table 2 Main chemical multi-element analysis results of the sample

组分	含量/%	组分	含量/%
CaF_2	20.170	MgO	1.260 0
Bi	0.041	C	0.550 0
Mo	0.061	K_2O	0.500 0
WO_3	0.240	Na_2O	0.370 0
Sn	0.220	S	0.077 0
CaO	30.680	P	0.009 6
SiO_2	28.940	As	0.003 9
Fe	14.410	TiO_2	0.011 0
Al_2O_3	5.730	MnO	1.190 0

注:CaO 为本矿石全钙,包括氟化钙中的钙。

表 3 样品中铋的化学物相分析结果

Table 3 Chemical phase analysis results of bismuth in the sample

相态	检测结果/%	分布率/%
自然铋及难溶物	0.008	6.51
辉铋矿	0.028	83.29
铋华	0.005	10.20
总铋	0.041	100.00

表 4 样品中钼的化学物相分析结果

Table 4 Chemical phase analysis results of molybdenum in the sample

相态	检测结果/%	分布率/%
硫化钼	0.040	59.52
氧化钼	0.021	40.48
总钼	0.061	100.00

本研究主要针对钼、铋的高效回收,不涉及萤石、钨等回收情况,由表 1、表 2 可知,矿石中 Mo 和 Bi 品位分别为 0.61%、0.48%,通过选矿排除的主要脉石成分为 SiO_2,其次为 Al_2O_3 和部分 CaO。有害元素 P、As 的含量分别为 0.009 6%、0.003 9%,可能对选矿产品的质量产生一定影响。表 3、表 4 的数据显示,钼、铋的赋存形式相对较为简单,辉铋矿中的铋占 83.29%,加上自然铋及难溶物中的铋,合计分布率为 89.80%;矿石中赋存在辉钼矿中的钼占比为 59.52%。

1.3 钼、铋嵌布粒度测定

矿石中主要矿物的粒度组成及其分布特点对确定磨矿细度和制定合理的选矿工艺流程有着直接影响。为此,利用光学显微镜和 MLA(矿物参数自动分析系统)对破碎至−2 mm 的原矿石中的铋矿物、辉钼矿的嵌布粒度进行了分析,统计结果如图 2 所示。

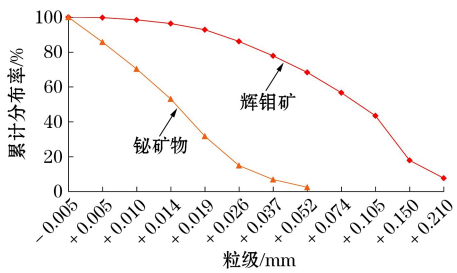


图 2 矿石中辉钼矿和铋矿物的嵌布粒度特性曲线

Fig.2 Characteristic curves of particle size distribution molybdenite and bismuth minerals in the ore sample

由图 2 可以看出,铋矿物的嵌布粒度远小于辉钼矿的嵌布粒度;+0.026 mm 粒级辉钼矿和铋矿物的嵌布粒度累计占比分别为 86.09%和 14.87%。辉钼矿的嵌布粒度特性曲线呈上凸下凹特征,对这类嵌布粒度特征,一般采用一段磨矿;而铋矿物的嵌布粒度特性曲线呈微凹趋势。综合判断该矿需采用阶段磨矿、阶段选别工艺。

2 选矿试验研究

2.1 磨矿细度试验

目标矿物的有效回收,取决于该矿物的单体解离度的高低,所以采用合适的磨矿细度是选矿试验的关键。为更加全面验证磨矿细度选矿指标的影响,进行了磨矿细度的条件试验,钼铋等可浮磨矿细度条件试验工艺流程如图 3 所示,试验结果如图 4 所示。

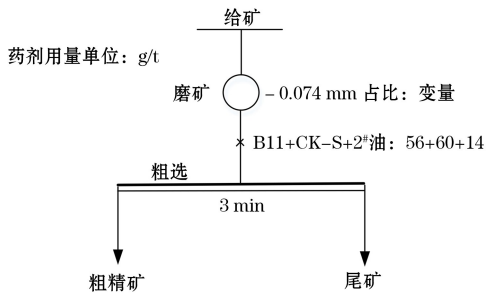


图 3 磨矿细度试验流程

Fig.3 Flowsheet of grinding fineness test

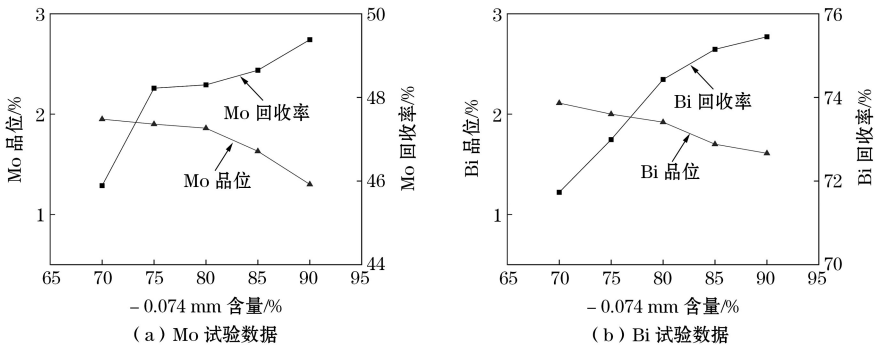


图 4 磨矿细度试验结果

Fig.4 Results of grinding fineness test

由图 4 可知,随着磨矿细度的增加,钼铋粗精矿的回收率呈上升趋势,磨矿细度越细,上浮杂质越多,钼、铋品位逐渐下降,当−0.074 mm 占比为 80%时,进一步提升磨矿细度,而回收率提升幅度不显著,且钼、铋品位下降较明显,此时粗精矿钼、铋品位分别为 1.86%、1.92%,回收率分别为 48.09%、74.43%。因此,综合考虑选定钼铋等可浮的磨矿细度为−0.074 mm 占比 80%。

2.2 磁选除铁试验

依据原矿工艺矿物学研究分析结果,矿石中存在少量磁铁矿。考虑到磁铁矿可能会对后续浮选作业产生干扰,本试验沿用现场预先磁选除铁流程。

本次选矿试验聚焦于钼、铋、硫矿物的研究,磁选流程并非重点研究方向,因此不对其进行深入探究,仅将磁性铁矿物除去即可。试验流程如图 5 所示,试验结果见表 5。

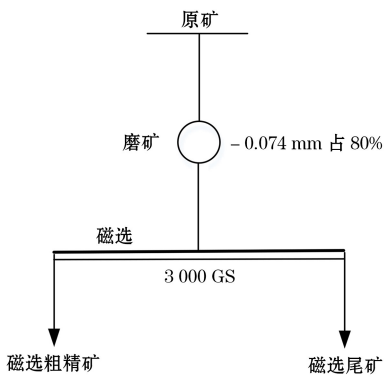


图 5 原矿除铁试验流程

Fig.5 Flowsheet of iron removal test for raw ore

表 5 原矿除铁试验结果

Table 5 Results of iron removal test on raw ore %

产品名称	产率	品位			回收率		
		Fe	Mo	Bi	Fe	Mo	Bi
磁选粗精矿	14.32	45.73	0.016	0.013	57.11	3.81	3.80
磁选尾矿	85.68	5.74	0.068	0.054	42.89	96.19	96.20
原矿	100.00	11.47	0.060	0.048	100.00	100.00	100.00

由表 6 可知,磁选粗精矿产率为 14.32%,磁选粗精矿中 Mo、Bi 损失较少,后续对磁选尾矿进行钼铋硫选矿试验研究。

2.3 钼铋等可浮试验

对磁选尾矿进行钼铋的等可浮条件试验,条件试验流程如图 6 所示。

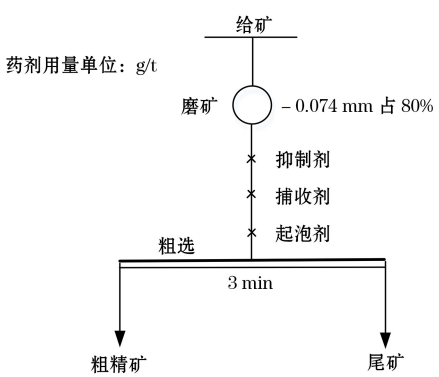


图 6 等可浮条件试验流程

Fig.6 Flowsheet of iso-flotation condition test

2.3.1 抑制剂种类及用量试验

对磁选尾矿进行脉石抑制剂种类试验,综合对比不同抑制剂的抑制效果,试验结果见表 6。

表 6 抑制剂种类及用量试验结果

Table 6 Test results of types and dosage of inhibitors

抑制剂种类	用量/(g/t)	粗精矿产率/%	粗精矿品位/%		粗精矿回收率/%	
			Mo	Bi	Mo	Bi
水玻璃	500	1.69	1.89	2.06	48.14	74.69
	1 000	1.55	1.95	2.18	45.35	72.53
	2 000	1.50	2.01	2.22	45.27	70.72
六偏磷酸钠	200	1.72	1.81	1.90	47.51	70.37
	500	1.60	1.90	1.99	46.18	69.80
	1 000	1.51	1.91	2.00	44.86	68.65
羧甲基纤维素	50	1.66	1.88	1.94	46.85	68.58
	100	1.59	1.90	1.96	46.03	67.86
	150	1.50	1.96	1.99	45.33	66.16

由表 6 可知,水玻璃作为等可浮脉石抑制剂能获得较优指标。当水玻璃用量为 500 g/t 时,粗精矿中 Mo 品位为 1.89%、Bi 品位为 2.06%,钼铋回收率分别为 48.14%、74.69%。综合粗精矿钼铋品位、回收率分析,并考虑药剂成本,选用水玻璃作为抑制剂,其用量为 500 g/t。

2.3.2 捕收剂种类及用量试验

确定磨矿细度及抑制剂后,进行捕收剂种类及用量试验,所选捕收剂需兼具强捕收性与高选择性,既能高效吸附目标矿物提升回收率,又能保障精矿品位。CK-S 为长沙矿山研究院有限责任公司研制的硫化矿捕收剂,试验结果见表 7。

表 7 捕收剂种类及用量试验结果

Table 7 Test results of types and dosage of collectors

捕收剂种类	用量/(g/t)	粗精矿产率/%	粗精矿品位/%		粗精矿回收率/%	
			Mo	Bi	Mo	Bi
丁黄药	60	2.99	0.930	1.01	43.65	68.46
乙黄药	60	2.81	0.89	1.12	37.77	67.77
CK-S	60	3.51	0.88	0.98	47.77	74.82
乙硫氮	60	3.95	0.83	0.90	50.10	75.52
B11	60	1.50	1.83	0.97	42.96	33.53
丁黄药+CK-S	30+30	2.90	1.03	1.18	46.78	74.60
B11+CK-S	30+30	1.65	1.80	1.92	45.62	68.23
B11+CK-S	60+30	1.70	1.82	1.98	47.35	74.05

由表 7 试验结果可知,综合考虑钼、铋的品位及回收率,选定 B11+CK-S 的组合作为钼铋等可浮段的组合捕收剂较为适宜,后续试验将 B11+CK-S 作为捕收剂用在钼铋等可浮段,粗选药剂用量 B11 为 60 g/t、CK-S 为 30 g/t。

2.3.3 起泡剂种类及用量试验

采用合适的起泡剂能够降低水的表面张力,产生大量均匀、稳定的气泡,为矿物附着提供良好的载体;同时增强气泡与矿物的黏附性,提升浮选效率与

精矿质量。在水玻璃用量为 500 g/t,B11+CK-S 用量为(56+60) g/t 的条件下考察不同的起泡剂对浮选指标的影响,试验结果见表 8。

表 8 起泡剂种类及用量试验结果

Table 8 Test results of types and dosage of foaming agents

起泡剂种类	用量/(g/t)	粗精矿产率/%	粗精矿品位/%		粗精矿回收率/%	
			Mo	Bi	Mo	Bi
2# 油	21	1.75	1.84	2.00	48.72	74.80
2# 油	28	2.11	1.41	1.58	46.91	75.44
MIBC	21	1.60	1.86	2.10	45.38	70.92
MIBC	28	1.49	1.90	2.20	43.45	68.93
RB-3	21	1.55	1.82	1.90	42.99	63.76
RB-3	28	1.63	1.74	1.82	43.14	65.34

由表 8 可知,在相同用量条件下,用 2# 油作为起泡剂时,钼、铋的回收率及品位较好。综合考虑浮选指标和药剂成本,选用 2# 油作为浮选段的起泡剂较为适宜。

2.4 钼铋分离试验

基于上述闭路试验所得到的钼铋粗精矿,包含了多种杂质及未充分分离的钼、铋矿物,无法达到高品质钼、铋精矿的标准。因此,为进一步提升钼、铋精矿的品位,去除粗精矿中的杂质,实现钼、铋矿物的高效分离,需对钼铋粗精矿开展针对性分离作业研究。钼铋分离条件试验流程如图 7 所示。

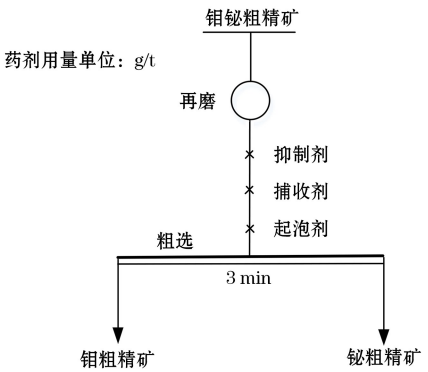
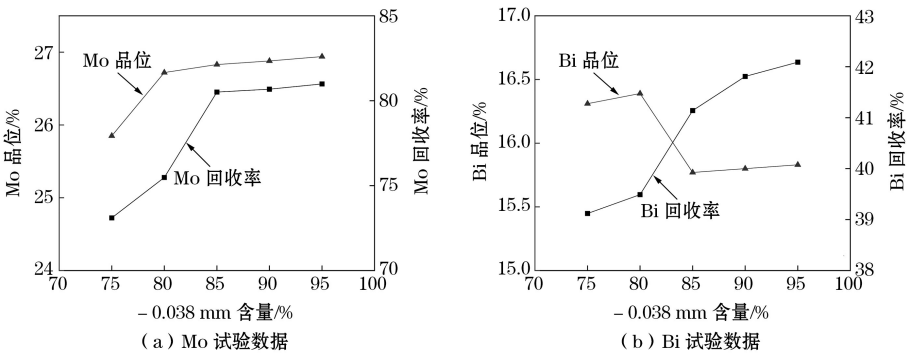


图 7 钼铋分离条件试验流程

Fig.7 Flowsheet of molybdenum bismuth separation conditions test

2.4.1 再磨细度试验

由工艺矿物学研究分析可知,原矿中钼铋矿物嵌布粒度较细,还需再磨才能获得高品位精矿。对钼铋精矿进行再磨细度试验,再磨细度与选矿指标的关系如图 8 所示。



(a) Mo 试验数据 (b) Bi 试验数据

图 8 再磨细度试验结果

Fig.8 Results of grinding fineness test

根据再磨细度试验结果,随着再磨细度的提高,粗精矿中钼品位呈上升趋势,在-0.038 mm 占比 85%的再磨细度下,品位、回收率较为合适,继续增加再磨细度,钼精矿品位及回收率变化较小,且可能会造成泥化现象加剧,导致回收率下降。因此,最终选用-0.038 mm 占比 85%的再磨细度。

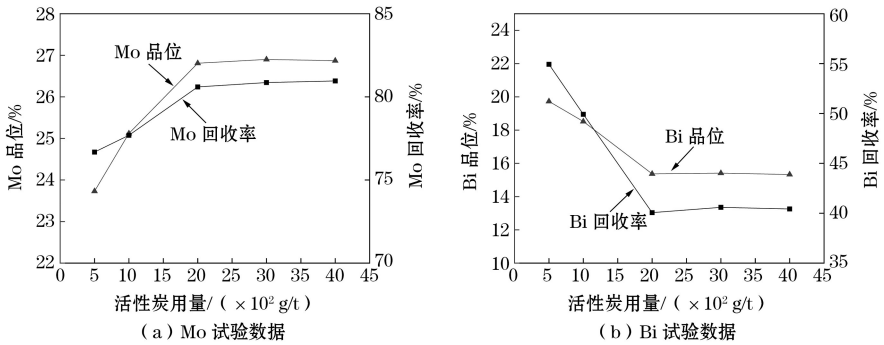
2.4.2 活性炭用量试验

对钼铋粗精矿进行活性炭用量试验,研究不同活性炭用量对钼铋分离效果的影响,试验结果如图 9 所示。

由图 9 可知,随着活性炭用量的增加,钼、铋分离效果更好,粗精矿中钼品位逐渐提高,铋的品位逐渐降低,粗精矿中铋含量越来越少,当活性炭用量为 2 000 g/t 时,粗精矿钼品位为 26.81%,钼回收率 80.60%;铋品位为 15.37%,铋回收率为 40.06%。继续提高活性炭用量,钼、铋分离效果不显著。综合考虑选矿指标和药剂成本,最终选择活性炭的适宜用量定为 2 000 g/t。

2.4.3 水玻璃用量试验

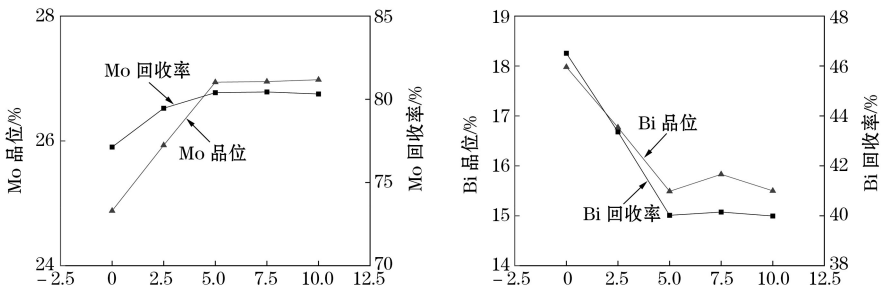
对钼铋粗精矿进行抑制剂水玻璃用量试验,研究不同水玻璃用量对钼铋分离的影响,试验结果如图 10 所示。



(a) Mo 试验数据　　(b) Bi 试验数据

图 9　活性炭用量试验结果

Fig.9　Test results of activated carbon dosage



(a) Mo 试验数据　　(b) Bi 试验数据

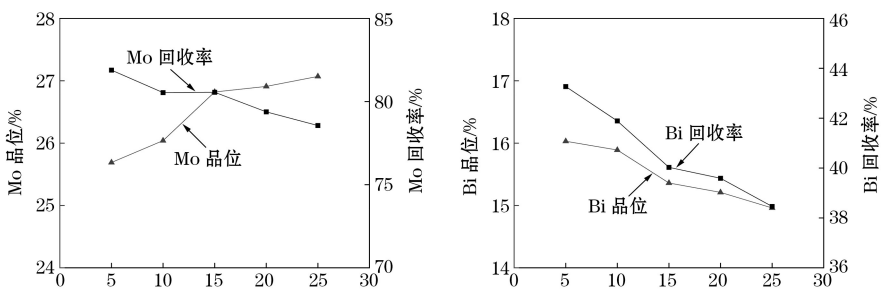
图 10　水玻璃用量试验结果

Fig.10　Test results of water glass dosage

由图 10 可以看出,随着水玻璃用量的增加,粗精矿的钼品位逐渐提高,而铋含量呈下降趋势。这表明在粗选作业中添加适量水玻璃,可有效抑制脉石矿物,增强矿浆的分散性,减少脉石和部分铋矿物的夹带上浮,对钼的品位和回收率产生积极影响。当水玻璃用量为 500 g/t 时,钼粗精矿品位达到 26.94%,继续增加水玻璃用量,而钼粗精矿品位提升幅度有限。因此,最终确定水玻璃的适宜用量为 500 g/t。

2.4.4　硫化钠用量试验

硫化钠可降低辉铋矿的可浮性,实现钼铋分离。选用硫化钠作为铋的抑制剂,并进行用量试验,研究钼铋分离的最佳用量,试验结果如图 11 所示。



(a) Mo 试验数据　　(b) Bi 试验数据

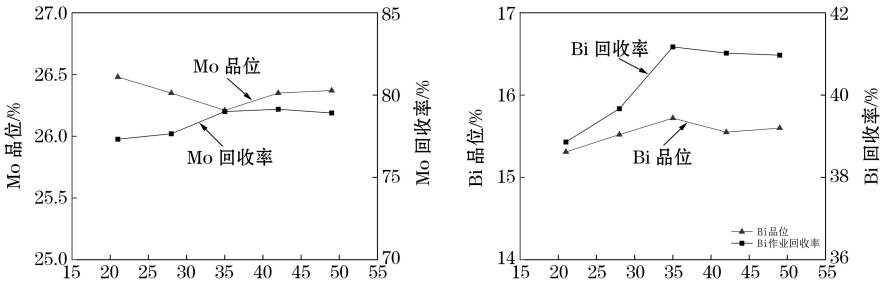
图 11　硫化钠用量试验结果

Fig.11　Test results of sodium sulfide dosage

由图 11 可知,随着硫化钠用量的增多,钼粗精矿钼品位呈上升趋势,而粗精矿中铋品位及回收率均降低,说明硫化钠可通过表面亲水化有效抑制辉铋矿的上浮。当硫化钠用量为 15 000 g/t 时,继续增加硫化钠用量,而钼品位增加不明显,回收率却有所下降。因此,综合考虑选矿指标及选矿成本,选择硫化钠的适宜用量为 15 000 g/t。

2.4.5　捕收剂用量试验

选用 B11 进行捕收剂用量试验,探究钼铋分离时的最佳捕收剂用量,试验结果如图 12 所示。



(a) Mo 试验数据 (b) Bi 试验数据

图 12 B11 用量试验结果

Fig.12 Test results of B11 dosage

由图 12 可知,在起泡剂为 2# 油的条件下,增加捕收剂用量,钼回收率呈先上升后下降的趋势。当捕收剂用量为 35 g/t 时,继续增大捕收剂用量,钼品位提升效果有限,回收率略有下降。从浮选现象来看,B11 用量过高时,浮选泡沫变脆、泡沫层变薄,导致携带能力下降。综合考虑浮选指标,最终确定 B11 的适宜用量为 35 g/t。

2.5 硫浮选试验

对完成钼铋分选流程后的尾矿进行选硫作业,旨在最大限度地回收其中的硫元素。此举可消除硫对后续白钨及萤石分选指标的干扰,确保整个选矿流程高效、稳定运行,并最终提升钨、萤石精矿指标。硫浮选条件试验流程如图 13 所示。

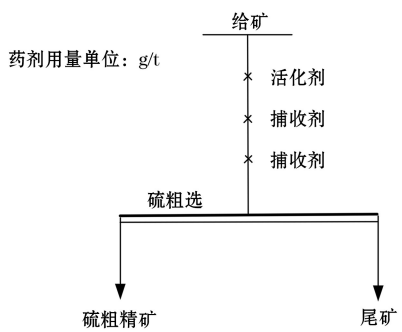


图 13 硫浮选条件试验流程

Fig.13 Flowsheet of sulfur flotation condition test

2.5.1 活化剂种类及用量试验

将选钼铋尾矿作为硫浮选给矿,进行活化剂种类及用量试验,试验结果见表 9。

表 9 活化剂种类及用量试验结果

Table 9 Test results of types and dosage of activators

活化剂种类	用量/(g/t)	S 粗精矿产率/%	S 品位/%	S 作业回收率/%
硫酸	200	1.08	2.28	46.07
	500	0.95	2.64	45.77
	1 000	0.89	2.70	43.89
硫酸铜	20	0.95	2.50	43.61
	40	0.99	2.55	44.81
	60	1.10	2.41	46.37
草酸	100	1.05	2.51	46.21
	200	1.00	2.54	44.50
	500	0.96	2.55	43.58

由表 9 可知,使用硫酸能获得较好的指标。当硫酸用量为 500 g/t 时,硫粗精矿品位为 2.64%,作业回收率为 45.77%。因此,后续试验选定硫酸作为硫活化剂,其用量为 500 g/t。

2.5.2 捕收剂种类及用量试验

采用常用的硫浮选捕收剂进行试验,对硫浮选段进行捕收剂种类及用量试验,试验结果见表 10。

表 10 硫捕收剂种类及用量试验结果

Table 10 Test results of types and dosage of sulfur collectors

捕收剂种类	用量/(g/t)	S 粗精矿产率/%	S 品位/%	S 作业回收率/%
丁黄药	30	0.85	2.70	42.43
	40	0.90	2.67	44.70
	50	0.96	2.56	45.27
乙黄药	30	0.85	2.69	42.66
	40	0.88	2.68	43.42
	50	0.91	2.61	43.60
乙硫氮	30	0.96	2.55	44.05
	40	1.02	2.51	45.17
	50	1.08	2.43	46.93

试验数据表明,硫浮选段选用丁黄药较为适宜,其用量为 40 g/t。

2.6 全流程闭路试验

基于上述钼铋等可浮、钼铋分离试验,开展了等可浮全流程闭路试验,试验流程如图 14 所示,试验结果见表 11。由于钼、铋分离浮选段药剂用量折合原矿处理量其数值过小,故图中以给矿用量计。

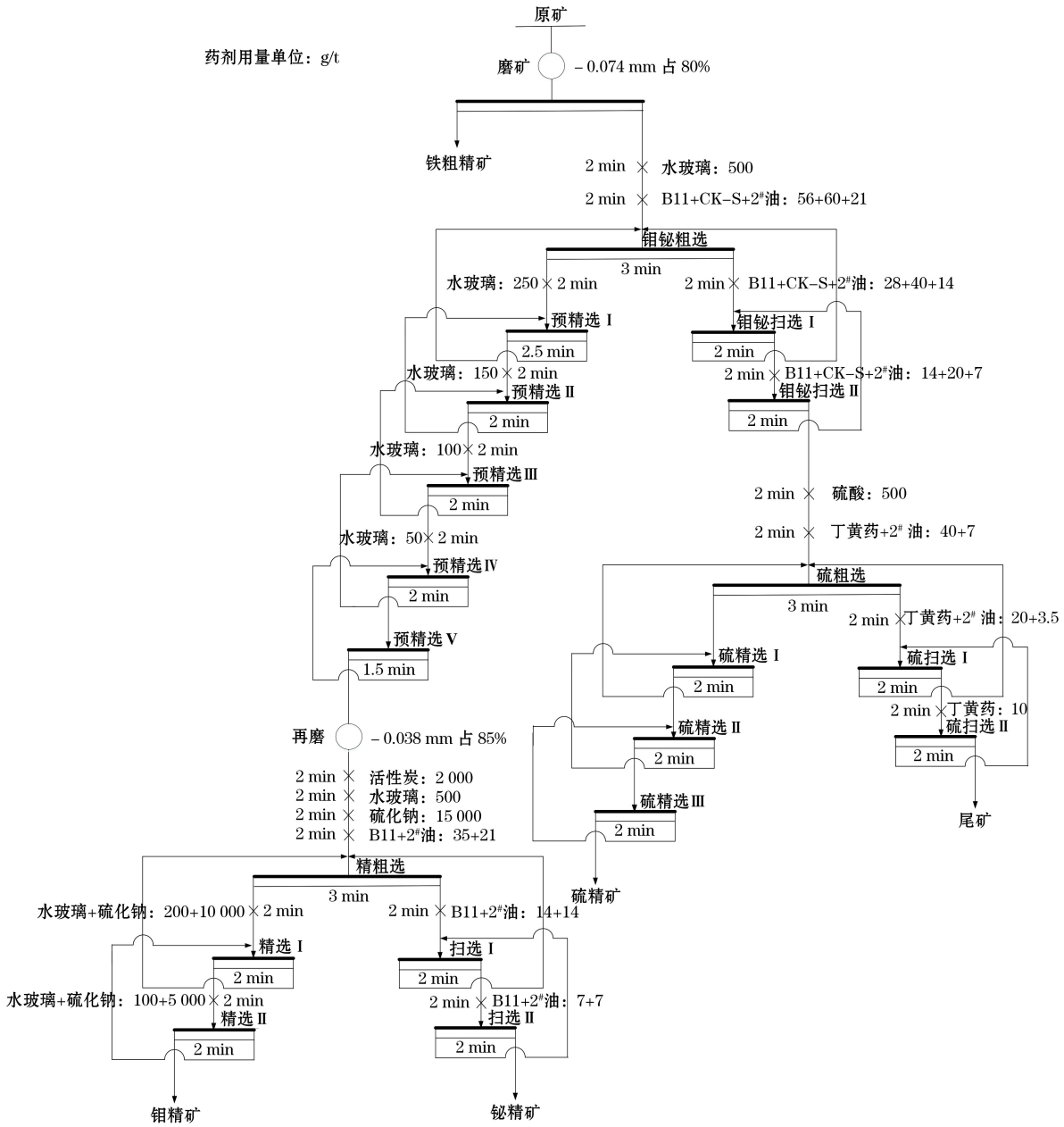


图 14　全流程闭路试验流程

Fig.14　Flowsheet of the whole process closed circuit test

表 11　全流程闭路试验结果

Table 11　Results of the whole process closed circuit test　%

产品名称	产率	品位			回收率		
		Mo	Bi	S	Mo	Bi	S
铁粗精矿	14.450	0.016	0.011	0.013	3.75	3.34	2.41
钼精矿	0.072	38.570	6.220	27.570	45.10	9.41	25.44
铋精矿	0.088	3.920	37.210	11.830	5.57	68.38	13.26
硫精矿	0.110	0.160	0.420	23.170	0.29	0.97	32.66
尾矿	85.280	0.033	0.010	0.024	45.29	17.91	26.23
原矿	100.000	0.062	0.048	0.078	100.00	100.00	100.00

由表 11 可知,原矿磨矿和除铁后,通过 5 次预精选获得钼铋粗精矿。钼铋粗精矿再磨后进入钼铋分离采用“一粗两精两扫”的工艺流程,获得 Mo 品位为 38.57%、回收率为 45.10%的钼精矿,以及 Bi 品位为 37.21%、回收率为 68.38%的铋精矿。钼铋分选后的尾矿进入选硫作业,经“一粗三精两扫”获得硫精矿 S 品位为 23.17%、S 回收率为 32.66%。从工艺矿物学分析来看,矿石中的硫元素赋存状态如下:53.46%赋存于辉钼矿和硫化铋中,36.12%赋存于黄铁矿中,其余部分则分布于脉石矿物中。试验所获得的硫精矿产品主要以黄铁矿为主,其硫回收率为 32.66%。

3 现场钼铋硫全混浮工艺

按黄沙坪多金属选厂工艺流程及药剂制度对原矿进行全流程闭路流程试验,旨在与等可浮工艺进行对比,分析两种工艺在相同矿石性质条件下的选矿指标差异。试验流程见图 15,试验结果见表 12。

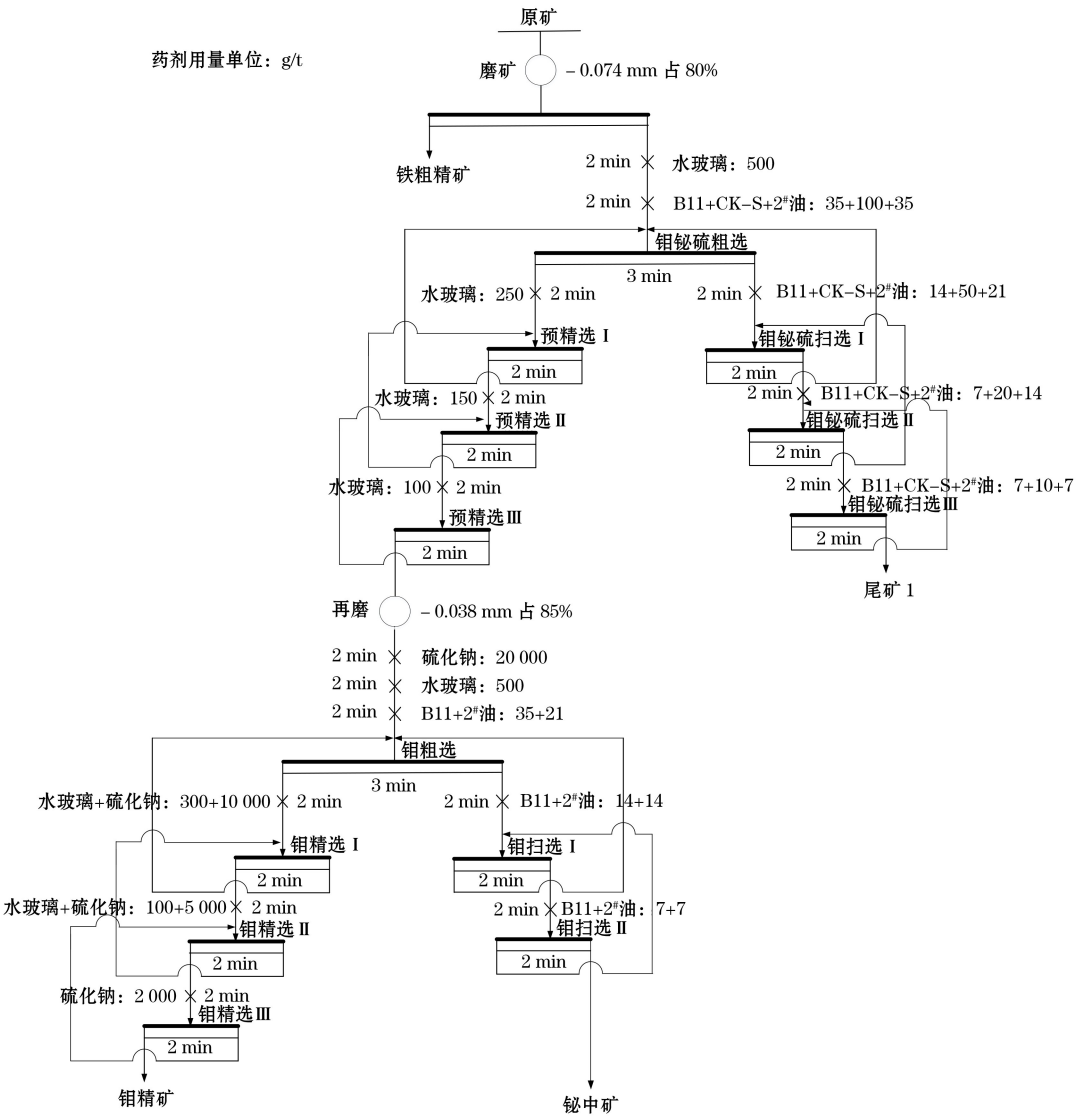


图 15 现场钼铋硫全混浮工艺流程

Fig.15 Process flowsheet of on-site molybdenum bismuth sulfur fully mixed flotation

表 12 现场钼铋硫全混浮试验结果

Table 12 Results of on-site molybdenum bismuth sulfur mixed flotation test %

产品名称	产率	品位			回收率		
		Mo	Bi	S	Mo	Bi	S
铁粗精矿	14.450	0.014	0.012	0.013	3.29	3.54	2.40
钼精矿	0.081	35.030	4.610	28.010	46.10	7.63	29.03
铋中矿	0.720	0.400	4.860	6.030	4.62	71.52	55.56
尾矿	84.750	0.033	0.010	0.012	45.99	17.31	13.01
原矿	100.000	0.062	0.049	0.078	100.00	100.00	100.00

由表 12 可知,按现场工艺流程、药剂制度可得品位为 35.03%、回收率为 46.10%的钼精矿,以及品位为 4.86%、回收率为 71.52%的铋中矿。相较于等可浮工艺,现行铋硫浮选工艺因大量使用硫化钠抑制,导致铋、硫矿物难以有效回收,仅能产出合格钼精矿产品,造成铋、硫资源的严重浪费。

4 结论

(1) 矿石的 Mo、Bi 品位分别为 0.061%、0.048%,铋的赋存形式相对简单,辉铋矿中铋分布率为 83.29%,加上自然铋及难溶物中的铋,合计分布率为 89.80%。钼主要赋存在辉钼矿中,分布率为 59.52%。

(2) 辉钼矿粒度一般为 0.01～0.30 mm,形态较规则、解理发育、与嵌连矿物之间的镶嵌关系较为复杂,有利于辉钼矿的解离与选别。辉铋矿和自然铋合计含量为0.045%。辉铋矿粒径一般为0.010～0.052 mm,自然铋粒径一般为0.004～0.02 mm。铋矿物含量低、粒度细小、分散程度高,且与脉石及辉钼矿、磁铁矿等镶嵌关系复杂,需充分细磨以实现有效分选。

(3) 通过等可浮工艺与选厂原有工艺的试验对比,现场工艺流程及药剂制度仅能获得品位为35.03%、回收率为 46.10%的钼精矿,以及品位为4.86%、回收率为71.52%的铋中矿。试验结果和生产实际表明,现场工艺在钼铋硫分离作业添加大量硫化钠,导致铋、硫难分离,所得铋中矿难以有效利用,只能长期堆存。

(4) 针对该矿山的原矿性质,采用等可浮工艺流程及药剂 B11+CK-S 选择性捕收钼、铋,最终获得 Mo 品位为 38.57%、回收率为 45.10%的钼精矿,及 Bi 品位为 37.21%、回收率为 68.38%的铋精矿。选硫作业采用"一粗三精两扫"获得硫精矿 S 品位23.17%、回收率 32.66%。鉴于硫精矿品位偏低,建议后续对硫浮选作业的脉石抑制剂进行针对性研究。与现场原有工艺相比,通过对选矿药剂制度、浮选流程进行优化,实现了铋、硫的高效回收。

参考文献(References):

[1] 王修,刘冲昊,王安建,等.中国钼资源开发利用现状及未来需求预测[J].矿产综合利用,2024,45(4):69-75.
WANG Xiu, LIU Chonghao, WANG Anjian, et al. Development andutilization status and the future demand forecast of molybdenum resources in China [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources,2024,45(4):69-75.

[2] 郭雨婷,匡敬忠,程明宇,等.结晶度对辉铋矿溶解行为与浮选性能的影响[J].有色金属(选矿部分),2025(4):79-87.
GUO Yuting, KUANG Jingzhong, CHENG Mingyu, et al. Influence ofcrystallinity on the dissolution behavior and flotation performance of bismuthinite[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section),2025(4):79-87.

[3] 刘萌,刘沛源,李伟.2019 年钼工业发展报告[J].中国钼业,2020,44(2):7-12.
LIU Meng, LIU Peiyuan, LI Wei. Molybdenum industry development report in 2019 [J]. China Molybdenum Industry,2020,44(2):7-12.

[4] 陶思源,马星华.湖南柿竹园超大型 W-Sn-Mo-Bi 矿床研究进展与主要科学问题门[J].矿物学报,2022,42(6)793-806.
TAO Siyuan, MA Xinghua. Research progresses and key scientific issues of the super-large Shizhuyuan W-Sn-Mo-Bi polymetallic deposit in Hunan Province, China[J]. Acta Mineralogica Sinica,2022,42(6):793-806.

[5] 刘能.陕西蟒岭岩体西缘钼矿床地质特征及找矿方向研究[J].世界有色金属,2022(4):78-80.
LIU Neng. The geological characteristics and prospecting direction of the western edge of the Yanling rock mass in Shaanxi Province[J]. World Nonferrous Metals,2022(4):78-80.

[6] 李政,吴琪,张必欣,等.中国钼矿开发利用现状及资源形势分析[J].科技导报,2024,42(5):47-52.
LI Zheng, WU Qi, ZHANG Bixin, et al. On the current situation and resource situation of molybdenum mining development and utilization in China [J]. Science & Technology Review,2024,42(5):47-52.

[7] 李杰,王龙,祁忠旭,等.河南某低品位钼铅矿选矿试验研究[J].矿业研究与开发,2023,43(4):217-223.
LI Jie, WANG Long, QI Zhongxu, et al. Experimental study on beneficiation of a low grade molybdenum-lead ore in Henan[J]. Mining Research and Development,2023,43(4):217-223.

[8] 李杰,祁忠旭,纪道河,等.提高某钨钼铋多金属矿钼选矿回收率的试验研究[J].矿业研究与开发,2025,45(1):246-252.
LI Jie, QI Zhongxu, JI Daohe, et al. Experimental study on improving the beneficiation recovery rate of molybdenum in a certain tungsten-molybdenum-bismuth polymetallic mine [J]. Mining Research and Development, 2025, 45(1): 246-252.

[9] 孙传尧,程新朝,李长根.钨铋钼萤石复杂多金属矿综合选矿新技术:柿竹园法[J].中国钨业,2004(5):13-19.
SUN Chuanyao, CHENG Xinchao, LI Changgen. Shizhuyuan method: a new technology for comprehensive processing ofthe complex multi-metal ore containing W, Bi, Mo and fluorite[J]. China Tungsten Industry, 2004(5): 13-19.

[10] 邵伟华,赵平,王洪杰,等.某低品位氧化钼钨粗精矿精选试验研究[J].矿业研究与开发,2014,34(2):41-44.
SHAO Weihua, ZHAO Ping, WANG Hongjie, et al. Concentration experimental research on low grade molybdenum-tungsten oxide rough concentrates[J]. Mining Research and Development,2014,34(2):41-44.

[11] 胡新红,何斌全,许道刚,等.柿竹园钼铋硫无氰回收新工艺工业化应用研究[J].矿冶工程,2022(4):82-85.
HU Xinhong, HE Binquan, XU Daogang, et al. Industrialapplication of new cyanide-free technique to reclaim molybdenum-bismuth-sulfur resources in Shizhuyuan[J]. Mining and Metallurgical Engineering,2022(4):82-85.

[12] LIN Shangyong, LIU Runqing, SUN Wei, et al. Pyrogallic acid: anovel depressant forbismuthinite in Mo-Bi sulfideore flotation[J]. Minerals Engineering,2019(1):237-240.

[13] 李立园,聂庆民,钟建峰,等.某高品位钼铋硫化矿选矿试验研究[J].有色金属科学与工程,2016,7(4):85-90.
LI Liyuan, NlE Qingmin, ZHONG Jianfeng, et al. Experimental study on a high grade molybdenum-bismuth sulfide ore[J]. Nonferrous Metals Science and Engineering, 2016,7(4):85-90.

[14] 王宇斌,荀婧雯,张鲁,等.某低品位难选钼铅矿选矿试验研究[J].湿法冶金,2020,39(2):96-99.
WANG Yubin, XUN Jingwen, ZHANG Lu, et al. Beneficiation of a low-grade refractory wulfenite [J]. Hydrometallurgy of China,2020,39(2):96-99.

[15] 林上勇.柿竹园难处理钼-铋硫化矿强化分选理论及应用研究[D].长沙:中南大学,2022.
LIN Shangyong. Study on the theory and application of enhanced separation of refractory molybdenum-bismuth sulfide ore in Shizhuyuan[D]. Changsha: Central South University,2022.

[16] 谭欣,刘书杰,肖巧斌,等.铜硫无碱等可浮工艺分选秘鲁某铁多金属矿深部矿石[J].有色金属(选矿部分),2022(3):55-65.
TAN Xin, LIU Shujie, XIAO Qiaobin, et al. Separation of Cu-S alkali-free iso-flotation process on deep ore in an iron polymetallic deposit in Peru[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section),2022(3):55-65.

[17] 林清泉,戴智飞,曾令明,等.江西某难选铜钼矿浮选试验研究[J].矿冶工程,2022,42(2):73-76.
LIN Qingquan, DAI Zhifei, ZENG Lingming, et al. Experimental study on flotation of refractory copper-molybdenum ore from Jiangxi[J]. Mining and Metallurgical Engineering,2022,42(2):73-76.