



某钼铜铋多金属硫化矿工艺矿物学及浮选试验研究

王明强, 赵 航, 赵 强, 张鹏羽, 杨 卓

(中冶长天国际工程有限责任公司, 湖南 长沙 410205)

摘要: 某钼铜铋多金属硫化矿中, 铋元素质量分数为 0.52%, 主要以辉铋矿和自然铋形式存在。此外, 矿石中钼和铜质量分数较低, 分别为 0.094% 和 0.048%, 且主要以辉钼矿和黄铜矿形式赋存。值得注意的是, 辉钼矿、自然铋、黄铜矿和辉铋矿这 4 种矿物的共伴生关系极为紧密。针对该矿石特性, 采用“钼铜铋混合浮选—钼、铜、铋再磨再分离”的选矿工艺流程, 以实现资源的高效回收与综合利用。研究结果表明: 以“乙硫氮 + 柴油”作为混合浮选捕收剂, 可实现钼、铜、铋的综合回收。经过再磨脱药处理后, 钼、铜、铋的分离效果良好, 能够获得高质量的钼、铜、铋精矿。在实验室小型闭路试验中, 可获得以下指标: 钼精矿含钼 51.64%, 钼回收率 88.24%; 铜精矿含铜 15.84%, 铜回收率 55.95%; 铋精矿含铋 52.69%, 铋回收率 82.23%。该工艺有效实现了矿物资源的综合利用, 具有较高的经济和环境效益。

关键词: 钼铜铋多金属硫化矿; 混合浮选; 辉钼矿; 黄铜矿; 辉铋矿

中图分类号: TD923; TD95

文献标志码: A

文章编号: 1673-8993(2025)12-0030-09

doi:10.13402/j.gcjs.2025.12.147

Process mineralogy and flotation experiments of a molybdenum-copper-bismuth polymetallic sulfide ore

WANG Mingqiang, ZHAO Hang, ZHAO Qiang, ZHANG Pengyu, YANG Zhuo

(Zhongye Changtian International Engineering Co., Ltd., Changsha 410205, Hunan, China)

Abstract: In a molybdenum-copper-bismuth polymetallic sulfide ore, the bismuth content was 0.52%, primarily occurring as bismuthinite and native bismuth. The molybdenum and copper contents were relatively low at 0.094% and 0.048%, respectively, mainly existing in the forms of molybdenite and chalcopyrite. Notably, the four minerals (molybdenite, native bismuth, chalcopyrite, and bismuthinite) exhibit a remarkably close intergrowth relationship. A processing flowsheet of “bulk flotation of Mo-Cu-Bi followed by regrinding and sequential separation” was developed to achieve efficient resource recovery and comprehensive utilization. Experimental results demonstrated that using “diethyldithiocarbamate (DDTC) + diesel oil” as combined collectors enabled effective co-recovery of molybdenum, copper, and bismuth. After regrinding and reagent removal treatment, satisfactory separation efficiency was achieved, producing high-grade concentrates for each metal. Laboratory-scale closed-circuit tests yielded the following indicators: molybdenum concentrate grading 51.64% Mo with 88.24% recovery; copper concentrate containing 15.84% Cu with 55.95% recovery; and bismuth concentrate assaying 52.69% Bi with 82.23% recovery. This innovative process successfully realizes comprehensive utilization of mineral resources, demonstrating significant economic benefits and environmental advantages.

Key words: molybdenum-copper-bismuth polymetallic sulfide ore; mixed flotation; molybdenite; chalcopyrite; bismuthinite

收稿日期: 2025-02-17

基金项目: 国家应急管理部重点研发计划资助项目(2024YFB2908800)

作者简介: 王明强(1984—),男,高级工程师,从事选矿技术与工程设计等工作。

钼、铋、铜作为支撑现代工业体系的关键战略资源，其独特的物理化学性质赋予其不可替代的产业价值^[1]。钼(Mo)以高熔点、耐极端腐蚀及合金强化特性著称，是航空航天高温部件、核反应堆结构材料及特种合金钢的核心添加剂^[2]；铋(Bi)则依托低熔融阈值、生物相容性及半导体特性，成为医疗造影剂、量子计算超导材料及无铅焊料的重要组分^[3]；而铜(Cu)凭借卓越的导电导热性能，在新能源电力传输、5G 通信基建设备及电动汽车电控系统中占据主导地位^[4]。在全球碳中和目标驱动下，清洁能源技术与高端装备制造业的爆发式增长，进一步推升了钼、铋、铜资源的需求，如何实现其资源的高效开发与综合利用成为研究焦点。

从全球矿产分布格局分析，钼资源主要富集于中国、美国及南美安第斯山脉三大区域；铋矿则呈现显著地域集中性，中国占据全球六成以上储量，且多与钨、铅、铜等矿床形成共生关系；铜矿资源则主要沿环太平洋成矿带(智利、秘鲁等国)及非洲中部区域分布^[5-7]。值得注意的是，钼-铋-铜多金属矿床因复杂的矿物嵌布特征与多元素共生关系，导致分选效率低下、金属回收指标不理想，成为资源高效利用的主要瓶颈。特别是矿石中钼、铜等有价值金属品位普遍偏低，进一步浮选分离并综合利用面临严峻挑战。当前工业实践中，针对此类多金属共生矿多采用混合浮选再分离工艺流程，该工艺通过回收紧密共生的低品位矿物，展现出良好的经济性与资源利用效率^[8-9]。因此，开展复杂钼铋铜矿选冶协同技术攻关具有重要现实意义。

为加强钼、铋、铜资源的回收，本文以某钼铜铋多金属硫化矿为研究对象，系统梳理其矿物赋存形式与选矿技术难点，旨在为多金属矿产资源的高效分选与综合回收提供理论依据与实践参考。

1 试验原料和方法

1.1 矿石的化学成分及矿物组成分析

通过对试验矿样进行多元素化学分析(表 1)可知，矿石中最主要的有价值组分为 Mo 与 Bi，质量分数分别为 0.094% 与 0.52%。铜的质量分数

较低，仅为 0.048%，但仍有一定的回收价值，可进行综合回收。稀散元素镓的质量分数较低，仅为 0.001 82%。矿石中 Au、Ag 的质量分数也均较低，不具备回收价值。矿石中主要的非金属组分为 SiO₂、Al₂O₃ 与 CaO，三者的质量分数分别为 49.31%、19.13% 与 19.79%。尽管矿石中 CaO 质量分数较高，但的 CaF 与 CaCO₃ 质量分数仅分别为 1.38% 与 3.76%。具体化学成分如表 1 所示，矿物组成及质量分数结果如表 2 所示。

表 1 原矿多元素化学分析结果(质量分数) %

Mo	Bi	Cu	Sn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
0.094	0.520	0.048	0.018	49.310	19.130	19.790
CaF ₂	CaCO ₃	S	C	Ag*	Au*	其它
1.380	3.760	0.190	0.350	7.720	0.100	5.410

注：带 * 元素单位为 g/t。

表 2 矿物组成及质量分数分析结果 %

矿物	质量分数	矿物	质量分数
辉钼矿	0.17	普通辉石	29.76
自然铋	0.26	钙铝榴石	21.26
辉铋矿	0.37	石英	22.11
黄铜矿	0.16	正/黄长石	12.38
其它	2.71	白云母	10.82

由表 2 可知，矿石中主要的含铋矿物为辉钼矿和自然铋，其质量分数分别为 0.26% 和 0.37%。含钼矿物主要为辉钼矿，质量分数为 0.17%；含铜矿物主要为黄铜矿，质量分数为 0.16%。矿石中的脉石矿物以钙铝榴石和辉石类矿物为主，二者总质量分数超过 50%；其次为石英，质量分数占比为 22.11%；此外，还含有长石和云母类矿物，二者总占比超过 20%。综合矿石的矿物组成，主要的有用矿物为辉钼矿、自然铋、黄铜矿。鉴于这些矿物的物理和化学特性，浮选法是实现其高效回收和分离的最适宜方法。

1.2 矿石中钼、铋与铜的化学物相分析

采用化学方法对矿石中钼、铋与铜的物相进行了分析，结果如表 3 所示。

根据表 3 的化学物相分析结果，原矿中钼的质量分数为 0.92%，与化学分析结果基本一致，主要以硫化矿形式赋存，占比高达 89.13%，这对其浮选回收极为有利。其余部分以氧化钼形式存

表 3 矿物组成及质量分数分析结果 %

相态	钼		铋		铜	
	质量分数	占比	质量分数	占比	质量分数	占比
硫化相	0.082	89.13	0.29	59.67	0.041	91.11
氧化相	0.010	10.87	0.03	5.35	0.004	8.89
金属相	—	—	0.17	34.98	—	—
合计	0.092	100.00	0.49	100.00	0.045	100.00

在。原矿中铋的质量分数为 0.49%，与化学分析结果基本一致。铋主要以硫化矿和自然铋形式赋存，其中硫化矿中的铋质量分数为 0.28%，占比约 60%；自然铋质量分数为 0.17%，占比 34.98%。二者合计占比接近 95%，这为铋的浮选回收提供了有利条件。此外，氧化铋的占比为 5.35%。原矿中铜的质量分数为 0.045%，与化学分析结果基本一致。铜主要以硫化矿形式赋存，占比超过 90%，其中原生硫化铜质量分数为 0.041%。其余部分以自由氧化铜和结合氧化铜的形式存在。

1.3 矿石中主要矿物的嵌布特征

采用偏光显微镜对矿石中辉钼矿、黄铜矿、辉铋矿的嵌布特征进行分析。观察的样品为中碎

后人工挑选的块矿。结果如图 1 所示。

由图 1 可知，矿石中辉铋矿与自然铋的嵌布关系极为密切，尤其在稀疏浸染状矿石中，自然铋矿多以细粒结构星散嵌布于矿石中。此外，黄铜矿与辉铋矿的连生关系较为显著：部分辉铋矿交代黄铜矿形成残留结构，或包裹黄铜矿形成包含结构，还可见团块状黄铜矿与辉铋矿的交代现象。黄铜矿与辉钼矿的连生关系同样紧密，束状或板状的辉钼矿常被黄铜矿包裹，部分辉钼矿以交代残留的形式分布于黄铜矿中。辉钼矿与辉铋矿的连生关系也非常密切，辉钼矿周围常见自形粒状的辉铋矿。总体而言，辉钼矿、自然铋、黄铜矿和辉铋矿 4 种矿物的共伴生关系极为紧密。要实现它们的有效分离，需要极细的磨矿细度，但矿石中钼、铜质量分数极低，过细的磨矿可能导致矿物过度泥化，反而不利于分离。因此，采用混合浮选后再进行分离的工艺方案是一个较为合理的选择。

1.4 选矿方案

根据工艺矿物学分析,矿石中具有回收价值

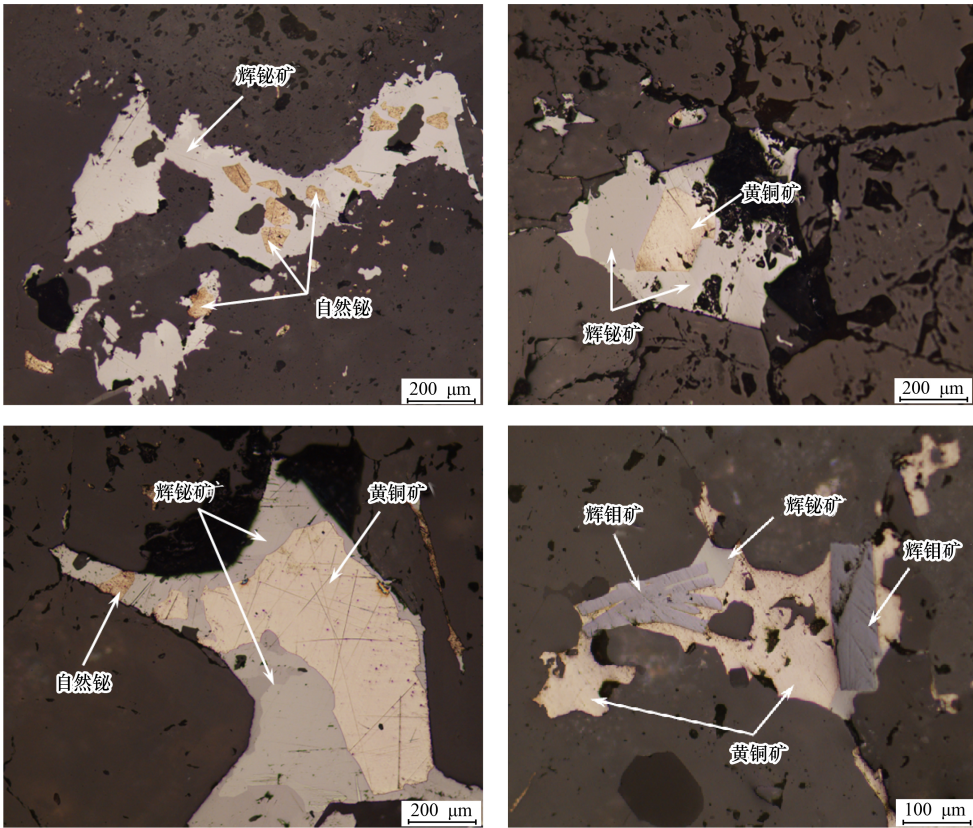


图 1 矿石中主要矿物嵌布特征

的组分为钼、铋和铜，这些是选矿回收的主要目标矿物。其中，钼主要赋存于辉钼矿中，铜主要赋存于黄铜矿中，而铋则主要赋存于辉铋矿中，此外还有部分铋以自然铋的形式存在。这 4 种矿物(辉钼矿、自然铋、黄铜矿和辉铋矿)均具有良好的可浮性，适合采用硫化矿浮选工艺进行回收。由于钼、铜、铋之间存在紧密的连生关系，尤其是辉铋矿与黄铜矿、辉钼矿之间共生紧密，且钼与铜的品位较低，因此采用钼铜铋混合浮选工艺可以在相对较粗的磨矿细度下进行。对混合浮选产出的粗精矿进行再磨，能够有效实现钼、铋、铜矿物的解离，从而获得更好的分离指标。与优先浮选工艺相比，混合浮选可以显著减少抑制剂的用量。综上所述，根据矿石的性质，确定采用“钼铜铋混合浮选—钼、铜、铋再磨再分离”的选矿工艺流程，以实现资源的高效回收和综合利用。

2 结果与讨论

2.1 钼铜铋混合浮选试验

2.1.1 捕收剂种类条件试验

在混合浮选辉钼矿、辉铋矿、自然铋和黄铜矿 4 种矿物时，捕收剂的选择至关重要。对于辉钼矿，通常采用非极性捕收剂。由于煤油属于危

险化学品，其购买和运输受到限制，因此选厂多采用柴油作为替代捕收剂^[10]。而对于辉铋矿、自然铋和黄铜矿，通常使用常规的硫化矿捕收剂。因此，在钼、铋、铜的混合浮选中，捕收剂采用柴油与硫化矿捕收剂的组合。由于柴油不溶于水，为了增强药剂与矿物的作用效果，柴油在使用过程中直接加入磨矿机中。本阶段试验考察了柴油与其他硫化矿捕收剂组合对钼、铋、铜浮选效果的影响。试验条件：磨矿细度为 <0.074 mm 占 60%，组合捕收剂总用量为 200 g/t(其中硫化矿捕收剂与柴油按 1:1 配比)，2[#]油用量为 20 g/t。试验流程如图 2 所示，结果如表 4 所示。

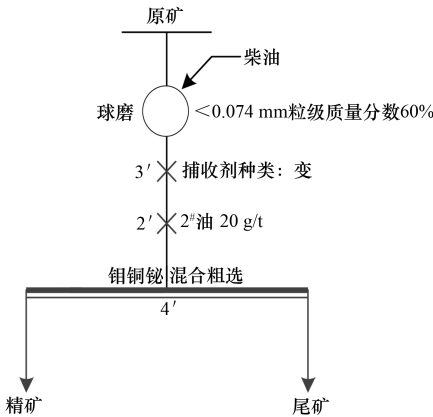


图 2 捕收剂种类条件试验流程

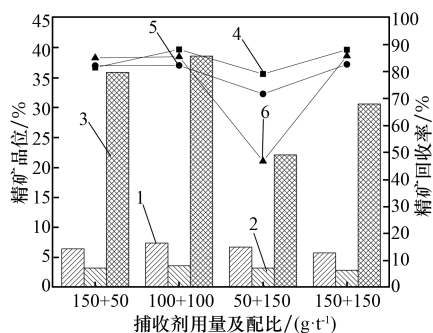
表 4 捕收剂种类条件试验结果 %

组合捕收剂种类	产品名称	产率	品位			回收率		
			Mo	Cu	Bi	Mo	Cu	Bi
Z-200 + 柴油	精矿	0.95	8.710	4.120	40.20	88.36	77.03	73.72
	尾矿	99.05	0.011	0.012	0.14	11.64	22.97	26.28
	原矿	100.00	0.094	0.051	0.52	100.00	100.00	100.00
乙硫氮 + 柴油	精矿	1.11	7.514	3.700	39.03	87.50	81.87	84.66
	尾矿	98.89	0.012	0.009	0.08	12.50	18.13	15.34
	原矿	100.00	0.095	0.050	0.51	100.00	100.00	100.00
乙黄 + 柴油	精矿	0.84	9.860	4.380	39.30	88.58	77.06	62.62
	尾矿	99.16	0.011	0.011	0.20	11.42	22.94	37.38
	原矿	100.00	0.094	0.048	0.53	100.00	100.00	100.00
丁黄 + 柴油	精矿	1.14	7.220	3.320	35.30	87.92	80.86	77.71
	尾矿	98.86	0.011	0.009	0.12	12.08	19.14	22.29
	原矿	100.00	0.094	0.047	0.52	100.00	100.00	100.00
25 [#] 黑药 + 煤油	精矿	1.77	4.740	2.220	18.20	88.19	78.47	63.07
	尾矿	98.23	0.011	0.011	0.19	11.81	21.53	36.93
	原矿	100.00	0.095	0.050	0.51	100.00	100.00	100.00

从表4可知,当柴油与其他硫化矿捕收剂组合使用时,精矿中钼矿物的回收率能够稳定在87%左右,表现出良好的浮选效果。具体而言,使用“乙黄+柴油”“丁黄+柴油”“Z-200+柴油”和“乙硫氮+柴油”这几种组合捕收剂时,铜矿物的回收率分别为77.06%、80.86%、77.03%和81.87%。然而,采用“25#黑药+柴油”组合捕收剂时,尽管对铜和钼矿物的捕收效果有显著提升,但会导致铋矿物的损失,使铋的品位和回收率均处于较低水平。此外,尽管“乙黄+柴油”组合可以使粗精矿中铜品位达到4.38%,高于“乙硫氮+柴油”组合,但从资源综合回收的角度来看,“乙硫氮+柴油”组合的钼、铜、铋回收率分别为87.50%、81.87%和84.66%,均优于其他组合捕收剂。因此,综合考虑捕收剂种类试验的结果,后续试验中钼铜铋混合浮选的捕收剂确定为“乙硫氮+柴油”组合。

2.1.2 捕收剂用量及配比条件试验

捕收剂种类试验结果表明,“乙硫氮+柴油”组合捕收剂对铜、钼、铋矿物具有良好的捕收效果,同时能够有效降低粗精矿中非目的矿物的质量分数。本次试验针对捕收剂用量及配比进行了优化研究,设置了200 g/t和300 g/t两档捕收剂总用量,并考察了乙硫氮与柴油按1:1、1:3、3:1这3种比例的配比方案。浮选条件为:磨矿细度<0.074 mm质量分数60%,2#油用量20 g/t。试验结果如图3所示。



1—钼品位; 2—铜品位; 3—铋品位;
4—钼回收率; 5—铜回收率; 6—铋回收率

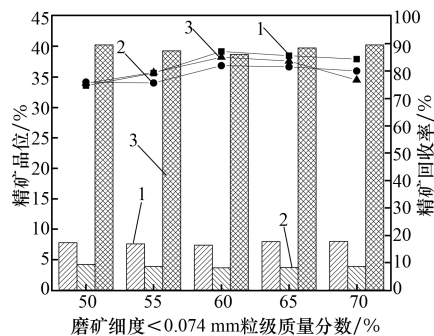
图3 捕收剂用量及配比条件试验结果

根据图3所示,当组合捕收剂总用量固定为200 g/t时,随着柴油比例的增加,粗精矿中铜和铋的回收率逐渐降低,而钼的回收率则逐步升高。

与此同时,粗精矿中钼、铜、铋的品位呈现出先升高后降低的趋势。当乙硫氮与柴油的比例达到1:1时,粗精矿中钼、铜、铋的回收率分别达到最大值,分别为87.89%、81.99%和85.19%。当组合捕收剂用量进一步增加至300 g/t时,钼、铜、铋的回收率基本保持不变,但其品位明显下降,这表明捕收剂用量已接近饱和状态。综合以上分析,确定组合捕收剂的最佳总用量为200 g/t,且乙硫氮与柴油的最佳配比为1:1。

2.1.3 磨矿细度条件试验

磨矿细度对浮选效果具有显著影响,尤其是在混合浮选工艺中^[11]。磨矿细度过粗会导致目的矿物与脉石矿物无法充分解离,影响矿物的单体解离度,从而降低浮选效率;而磨矿细度过细则可能导致目的矿物过度粉碎,进入尾矿,造成资源损失。因此,本阶段试验重点考察了磨矿细度对钼铜铋混合浮选效果的影响。浮选条件为组合捕收剂“乙硫氮+柴油”用量为100+100 g/t,2#油用量为20 g/t,试验结果如图4所示。



1—钼品位; 2—铜品位; 3—铋品位;
4—钼回收率; 5—铜回收率; 6—铋回收率

图4 磨矿细度条件试验结果

由图4可知,随着磨矿细度的增加,粗精矿中钼、铜、铋的回收率先升高后降低,而钼、铜、铋的品位则呈现出相反的趋势,即先降低后升高。相比之下,不同磨矿细度条件下,精矿中钼、铜、铋的品位差异较小,但回收率差异较大。因此,在这种情况下,有用矿物回收率是更为关键的指标。当磨矿细度达到<0.074 mm占60%时,尽管钼、铜、铋的品位相对较低,但回收率却达到最高值,分别为87.17%、81.98%、85.08%。相比之下,在<0.074 mm占70%时,虽然品位有明显提高,但回收率却显著下降,这表明此时有用矿

物出现了明显的跑尾现象, 导致回收率降低。综合来看, 当磨矿细度为 <0.074 mm 占 60% 时, 铜、钼、铋矿物的回收率和品位均达到了较为理想的状态, 因此该磨矿细度是较为理想的条件。

2.2 钼与铜铋浮选分离试验

2.2.1 硫化钠用量条件试验

为了获得高品质钼精矿, 需对混合精矿进一步再磨至 <0.045 mm 质量分数达 80%。再磨后的精矿经两次两段空白精选, 以去除再磨解离的脉石矿物及粗选时夹带的脉石矿物。此外, 混合粗精矿矿浆中残留较多药剂, 而硫化钠作为铋与铜的抑制剂, 兼具抑制与脱药功能。本阶段试验主要考察硫化钠用量对钼与铜、铋分离指标的影响, 浮选条件为柴油用量 30 g/t、2[#]油用量 10 g/t。试验流程如图 5 所示, 试验结果如图 6 所示。

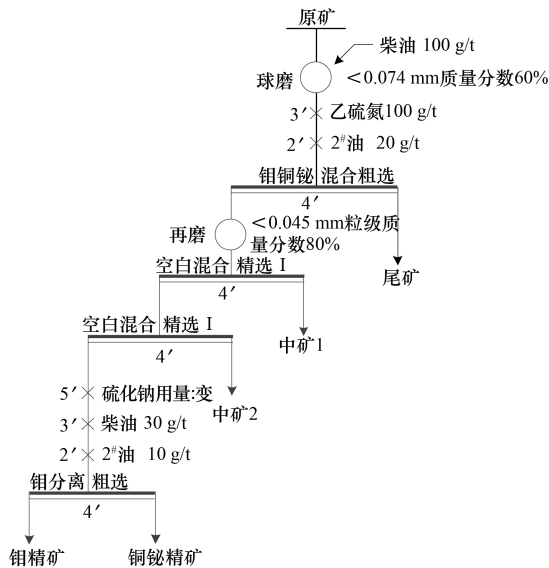
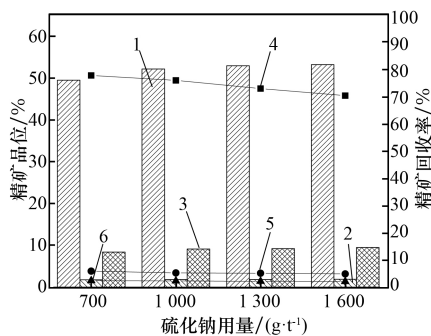


图 5 钼与铜铋浮选分离试验流程图



1—钼品位; 2—铜品位; 3—铋品位;
4—钼回收率; 5—铜回收率; 6—铋回收率。

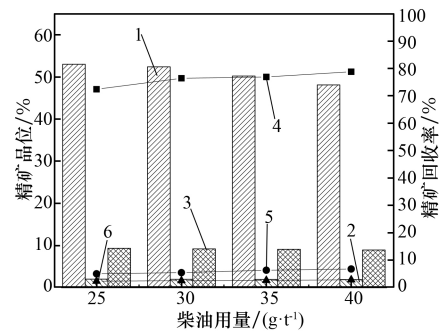
图 6 硫化钠用量试验结果

由图 6 可知, 随着硫化钠用量的增加, 钼精

矿的回收率逐渐降低, 而钼的品位逐步升高。当硫化钠用量达到 1 000 g/t 时, 钼精矿的品位为 52.19%, 回收率为 76.10%, 此时钼的浮选指标达到最佳平衡。此时, 精矿中铜的品位为 1.97%, 回收率为 5.46%; 铋的品位为 9.24%, 回收率为 2.51%。综合考虑钼精矿的品位和回收率, 以及铜和铋的相关指标, 后续试验中铜铋分离的硫化钠用量确定为 1 000 g/t。

2.2.2 柴油用量条件试验

鉴于铜钼铋混合精矿中铜和钼的质量分数较低, 钼分离捕收剂的用量对浮选效果具有决定性影响。因此, 本研究开展了钼分离捕收剂用量的条件试验, 以探讨捕收剂用量对钼浮选指标的作用。试验的浮选条件为: 硫化钠用量 1 000 g/t, 2[#]油用量 10 g/t。试验结果如图 7 所示。



1—钼品位; 2—铜品位; 3—铋品位;
4—钼回收率; 5—铜回收率; 6—铋回收率。

图 7 柴油用量试验结果

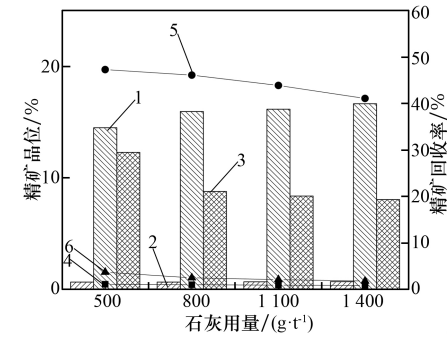
由图 7 可知, 当柴油用量从 25 g/t 增加到 40 g/t 时, 钼精矿中钼的回收率逐渐上升, 但钼的品位则随之逐步下降。具体而言, 当柴油用量为 30 g/t 时, 钼的回收率达到 76.4%, 而钼的品位为 52%。若进一步增加柴油用量, 虽然回收率略有提升, 但钼的品位却从 52% 下降至 48%。综合考虑钼精矿的品位和回收率, 当柴油用量为 30 g/t 时, 二者均处于较为理想的状态。因此, 确定在钼与铜铋浮选分离过程中, 柴油的最佳用量为 30 g/t。

2.3 铜铋浮选分离试验

2.3.1 石灰用量条件试验

针对钼浮选尾矿, 其主要成分包括铜和铋矿物。在二者之间, 铋矿物相对更易被抑制, 而铜矿物一旦被抑制则难以重新活化。因此, 本研究采用“抑铋浮铜”的工艺方案。石灰作为一种常

见的铋抑制剂，被选用作本次试验的抑制剂，以实现铜、铋的有效分离。为此，开展了石灰用量的条件试验，试验中浮选精矿为铜精矿，尾矿为铋精矿。浮选条件：Z-200 用量 7 g/t，2[#]油用量 10 g/t。试验结果如图 8 所示。



1—铜品位；2—铜品位；3—铋品位；
4—铜回收率；5—铜回收率；6—铋回收率。

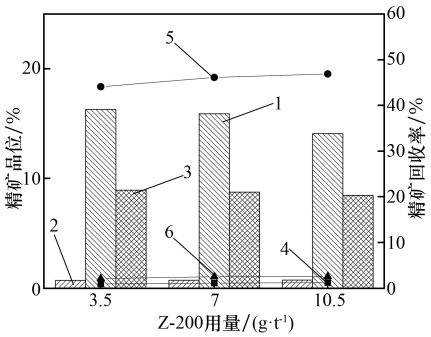
图 8 石灰用量试验结果

由图 8 可知，随着石灰用量的增加，铜精矿中铜的品位逐渐提高，但铜的回收率呈现下降趋势。当石灰用量达到 800 g/t 时，铜精矿的品位和回收率分别为 15.95% 和 46.12%。此时，精矿中铋的品位为 0.65%，回收率为 0.99%；铋的品位为 8.78%，回收率为 2.49%。这表明铜的浮选指标已达到最佳状态，而铋和铋的质量分数在精矿中极低，说明石灰对铜的活化作用显著，同时对铋和铋的抑制效果良好。综合考虑铜的回收率和品位，以及铋、铋的抑制效果，确定石灰用量为 800 g/t 是铜分离的最佳抑制剂用量。

2.3.2 Z-200 用量条件试验

Z-200 是一种高效且选择性较高的黄铜矿捕收剂，广泛应用于铜的浮选过程。鉴于其优良性能，本研究在铜与铋的分离过程中选用 Z-200 作为铜的捕收剂，并开展了捕收剂用量条件试验，以评估 Z-200 用量对铜浮选指标的影响。试验结果如图 9 所示。

从图 9 可以看出，随着 Z-200 用量的增加，铜精矿的回收率逐渐提高，但铜品位逐渐降低。这可能是因为较低捕收剂用量下，只有部分铜矿物被有效捕收，此时铜精矿品位较高。随着捕收剂用量增加，未被捕收的铜矿物逐渐减少，回收率随之提高。然而，当捕收剂用量进一步增加时，其他硫化矿物也被捕收，导致铜精矿中杂质质量分



1—铜品位；2—铜品位；3—铋品位；
4—铜回收率；5—铜回收率；6—铋回收率。

图 9 Z-200 用量试验结果

数增加，铜品位下降。当 Z-200 用量达到 7 g/t 时，浮选指标达到最佳状态。因此，综合回收率和品位的平衡，确定 Z-200 的最佳用量为 7 g/t。

2.4 原矿浮选闭路流程试验

在确定各最佳试验条件下，对原矿进行闭路试验，试验流程如图 10 所示，结果如表 5 所示。

表 5 钼铜铋混合浮选-钼、铜、铋再分离的选别工艺闭路试验结果 %

产品名称	产率	品位			回收率		
		Mo	Cu	Bi	Mo	Cu	Bi
钼精矿	0.16	51.64	1.31	3.37	88.24	4.63	1.04
铜精矿	0.16	0.26	15.84	4.82	0.44	55.95	1.49
铋精矿	0.81	0.21	1.35	52.69	1.82	24.14	82.23
尾矿	98.87	0.009	0.007	0.08	9.50	15.28	15.24
原矿	100.00	0.094	0.045	0.52	100.00	100.00	100.00

从表 5 可知：在原矿钼品位 0.094%、铜品位 0.048%、铋品位 0.52% 的条件下，经过钼铜铋混合浮选-钼、铜、铋再分离的选别工艺闭路，可以得到含钼 51.64%，钼回收率 88.24% 的钼精矿；含铜 15.84%，铜回收率 55.95 % 的铜精矿；铋质量分数 52.69%，铋回收率 82.23% 的铋精矿。值得注意的是，铜的回收率仅为 55.95 %，其主要原因在于矿石中铜的品位较低，此外由于黄铜矿与辉铋矿、辉钼矿连生，且可浮性相近，导致其在钼精矿与铋精矿中损失较大，尤其在铋精矿中的分布率达到 24.14%。

3 结 论

(1) 某钼铜铋多金属硫化矿中，铋元素质量分数为 0.52%，主要以辉铋矿和自然铋的形式存

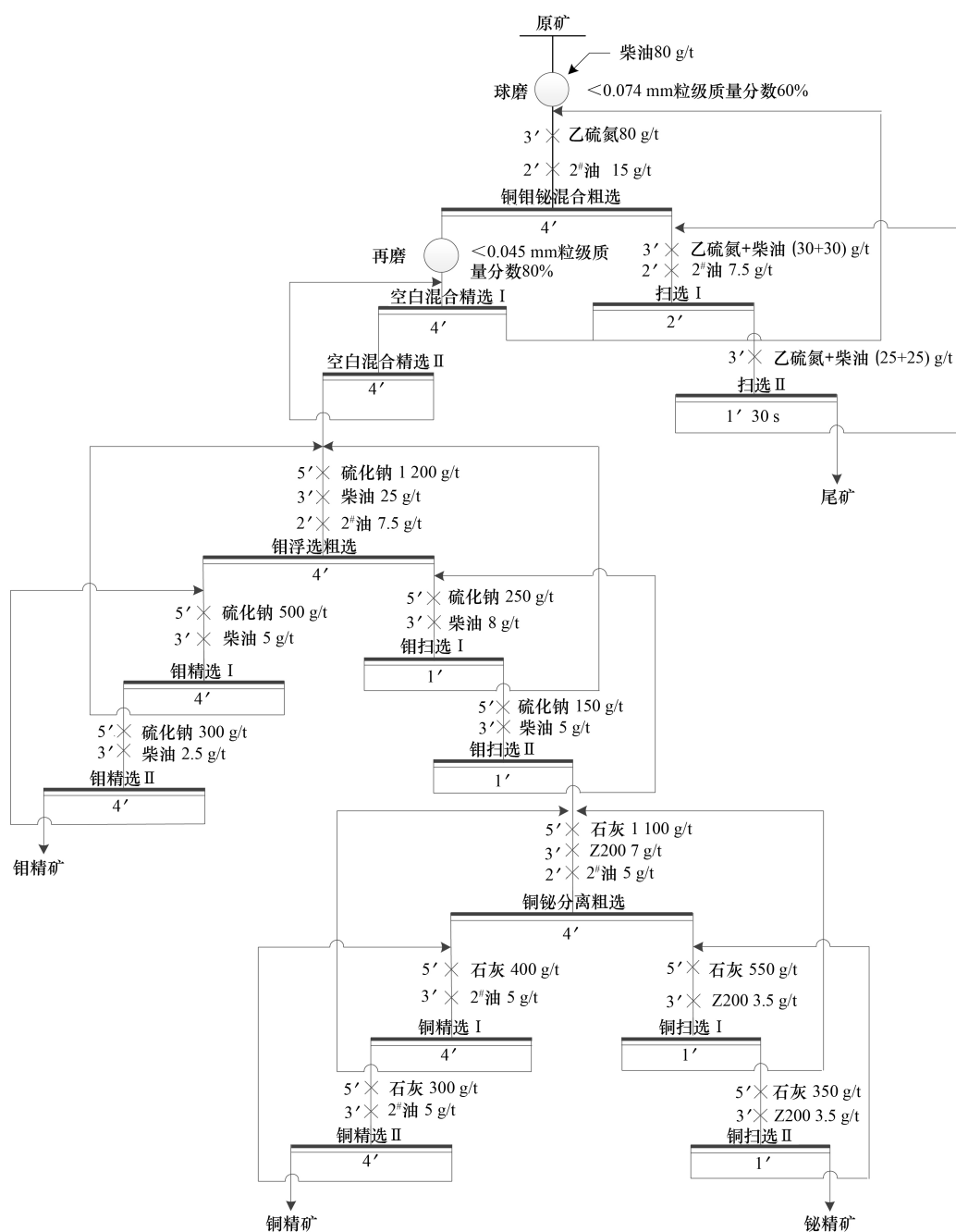


图 10 钼铜铋混合浮选—钼、铜、铋再分离的选别工艺闭路试验流程

在。此外,矿石中伴生的钼和铜质量分数较低,分别为 0.094% 和 0.048%,且主要以辉钼矿和黄铜矿的形式赋存。脉石矿物多以含硅、钙矿物形式出现,如普通辉石、钙铝榴石、石英和云母等矿物。值得注意的是,辉钼矿、自然铋、黄铜矿和辉铋矿 4 种矿物的共伴生关系极为紧密。

(2) 针对该矿石的特性,采用“钼铜铋混合浮选—钼、铜、铋再磨再分离”的选矿工艺流程,以实现资源的高效回收与综合利用。研究结果表

明,以“乙硫氮+柴油”作为混合浮选捕收剂,可实现钼、铜、铋的综合回收。经过再磨脱药处理后,钼、铜、铋的分离效果良好,能够获得高质量的钼、铜、铋精矿。在实验室小型闭路试验中,可获得如下指标:含钼 51.64%,钼回收率 88.24% 的钼精矿;含铜 15.84%,铜回收率 55.95% 的铜精矿;铋质量分数 52.69%,铋回收率 82.23% 的铋精矿。该工艺有效实现了矿物资源的综合利用,具有较高的经济和环境效益。

参考文献:

- [1] 李爱民. 福建某钨矿伴生硫化矿钼铜铋分离试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2022(5): 117-123.
- [2] 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.
- [3] 李碧平. 西藏中凯矿业钨钼铋多金属矿中辉钼矿的浮选试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2010(5): 6-8.
- [4] 宋宝旭, 李亭亭, 刘四清. 钼铜混合精矿的浮选分离试验研究[J]. 矿冶, 2016, 25(2): 31-35.
- [5] 冯丹丹. 全球钼资源供需形势分析与展望[J]. 国土资源情报, 2020(10): 39-44.
- [6] 龙涛, 陈其慎, 于汶加, 等. 中国钼供需形势分析及对策建议[J]. 中国矿业, 2016, 25(5): 11-15.
- [7] 魏明辉. 我国铜资源开发利用现状及可持续发展策略[J]. 现代矿业, 2023, 39(10): 9-12.
- [8] 胡城, 叶雪均, 邬东, 等. 某锡矿石伴生钼铋铜的综合回收[J]. 有色金属科学与工程, 2012, 3(2): 92-95.
- [9] 方能香, 胡斌. 钼、铋、铜、钨多金属矿石选矿试验研究[J]. 金属矿山, 2005(1): 39-41.
- [10] 杨孟月, 韩百岁, 宋宝旭, 等. 铜钼分离抑制剂研究进展[J]. 有色金属(选矿部分), 2023(2): 173-182.
- [11] 罗仙平, 杨思琦, 何坤忠, 等. “十三五”期间我国铅锌硫化矿选矿技术进展[J]. 有色金属科学与工程, 2022, 13(3): 117-129.

本刊编辑部版权许可声明

本刊已许可中国学术期刊(光盘版)电子杂志社、万方数据电子出版社、重庆维普资讯有限公司、超星学术期刊“域出版”、学术中国-知识产权服务平台等第三方平台在其系列数据库产品中以数字化方式复制、汇编、发行、信息网络传播本刊编辑出版的文章。本刊不收取版面费、专家审稿费(相关著作权许可使用费与审稿费相抵, 不再另行支付), 对优质稿件支付稿酬。作者向本刊提交文章发表的行为视为同意上述许可声明, 如有异议请来稿说明, 本刊将作适当处理。