高碳高钙铋中矿脱药浮铋-酸浸联合提纯工艺研究*

纪道河[1,2]，肖舜元[3]，陈鹏飞[1]，段语嫣[3]

（1.湖南有色黄沙坪矿业有限公司， 湖南 郴州市 424421；
2.中南大学 资源加工与生物工程学院， 湖南 长沙 410083；
3.长沙矿山研究院有限责任公司， 湖南 长沙 410012）

摘要：为实现难选含铋多金属矿石的高效开发与铋资源的综合回收，针对高碳高钙铋中矿存在的高碳高钙脉石干扰强烈、矿浆浮选环境复杂、前端分选药剂残留抑制辉铋矿可浮性等技术难题，创新性地提出“脱药预处理-浮选提铋-酸浸提纯”联合除杂工艺，系统开展工艺矿物学分析与铋回收试验研究，并对工艺参数进行系统优化。研究结果表明：高碳高钙型铋中矿经盐酸调浆和活性炭脱药处理后，以水玻璃+石灰为抑制剂、丁基黄药为捕收剂、2#油为起泡剂进行浮选提铋，再采用质量浓度18%的盐酸，在浸出温度30 ℃、液固比2∶1的条件下浸出8 min，最终获得产率为17.07%、铋品位为19.91%、铋回收率为74.75%的合格铋精矿。此工艺精准破解了高碳高钙铋中矿回收的关键技术瓶颈，通过活性炭脱药预处理精准消除药剂抑制效应，再采用浮选工艺实现铋矿物与碳酸钙等脉石矿物的高效分离与富集，最后通过酸浸实现残留杂质的选择性脱除，从而显著提升铋精矿品质，最终实现了对该高碳高钙铋中矿的高效除杂与提纯。

关键词：高碳高钙；铋中矿；酸浸；铋回收；选冶联合

中图分类号：TD923 **文献标识码**：A **文章编号**：1005-2763(2026)06-0255-09

Study on the Combined Purification Process of Reagent Removal-Bismuth Flotation and Acid Leaching for High-Carbon and High-Calcium Bismuth Middlings

Ji Daohe[1,2], *Xiao Shunyuan*[3], *Chen Pengfei*[1], *Duan Yuyan*[3]

(1.Hunan Nonferrous Metals Huangshaping Mining Co., Ltd., Chenzhou, Hunan 424421, China;
2.School of Minerals Processing and Bioengineering, Central South University, Changsha, Hunan 410083, China;
3.Changsha Institute of Mining Research Co., Ltd., Changsha, Hunan 410012, China)

Abstract: To achieve the efficient exploitation of refractory bismuth-bearing polymetallic ores and the comprehensive recovery of bismuth resources, the technical challenges associated with high-carbon and high-calcium bismuth middlings were addressed, including strong interference from high-carbon and high-calcium gangue, a complex flotation pulp environment, and the inhibition of bismuthinite floatability caused by residual reagents from prior separation stages. An innovative combined impurity removal process of “reagent removal pretreatment - flotation bismuth extraction - acid leaching purification” was proposed. Process mineralogy analysis and bismuth recovery experiments were systematically conducted, and the process parameters were systematically optimized. The research results show that after conditioning with hydrochloric acid and reagent removal treatment with activated carbon, the high-carbon and high-calcium bismuth middlings undergo flotation bismuth extraction using sodium silicate and lime as depressants, butyl xanthate as the collector, and No.2 oil as the frother. Subsequently, acid leaching is performed with hydrochloric acid at a mass concentration of 18% under conditions of a leaching temperature of 30 ℃ and a liquid-solid ratio of 2∶1 for 8 min. Ultimately, a qualified bismuth concentrate with a yield of 17.07%, a bismuth grade of 19.91%, and a bismuth recovery of 74.75% can be obtained. This process precisely overcomes the key technical bottleneck in the recovery of high-carbon and high-calcium bismuth middlings. The reagent removal pretreatment with activated carbon accurately eliminates the inhibitory effect of residual reagents. Subsequently, the flotation process achieves efficient separation and enrichment of bismuth minerals from gangue minerals such as calcium carbonate. Finally, acid leaching realizes the selective removal of residual impurities, thereby significantly enhancing the quality of the bismuth concentrate and ultimately achieving efficient impurity removal and purification of these high-carbon and high-calcium bismuth middlings.

Key words: High-carbon and high-calcium, Bismuth middlings, Acid leaching, Bismuth recovery, Beneficiation-metallurgy union

---

* **收稿日期**：2026-01-13
基金项目：“十四五”国家重点研发计划项目(2022YFC2905103)
作者简介：纪道河(1986—)，男，湖北大冶人，高级工程师，主要从事有色金属选矿技术研究和应用开发工作。E-mail：duan123004@163.com

0 引言

铋作为稀缺的“绿色战略金属”,在核工业冷却剂、高温超导材料、无铅焊料、靶向抗癌药物等高端制造领域具有不可替代的应用价值[1-2]。我国铋资源储量占全球的58%,但超过65%的铋以伴生形式赋存于钨、钼、铅锌多金属矿床中,复杂的资源禀赋导致铋的综合回收难度较大[3-5]。

在伴生铋矿的选矿生产流程中,通常先通过破碎、磨矿、粗选等工序初步获得铋粗精矿;再经精选工序提纯分离,获得合格铋精矿产品,而在粗选与精选之间的分选环节,会产生大量铋品位中等、杂质含量较高的中间产物,即铋中矿[3-5]。目前,此类铋中矿多采用返回磨矿回路重新磨矿或直接浮选的方式处置,但高碳高钙型铋中矿因杂质组成特殊,已成为多金属矿山选矿过程中典型的难处理中间产物,其回收面临两大核心瓶颈:一是高碳高钙脉石矿物会导致矿浆黏度激增、细粒脉石严重泥化,破坏浮选体系稳定性[6-7];二是前端分离工序中残留的抑制剂,会在辉铋矿表面反应生成亲水复合层,掩盖矿物天然疏水性表面,显著抑制铋的可浮性[8-10]。双重技术难题导致传统浮选工艺难以实现铋的高效回收,最终造成铋回收率偏低、精矿产品纯度不足[11-12],已成为制约铋资源高效利用的技术瓶颈。因此,针对高碳高钙型铋中矿开展富集回收工艺研究,对突破铋资源回收瓶颈、提升我国资源综合利用水平具有重要意义。

国内外学者针对难处理铋矿的回收分选技术开展了大量研究。陈禹蒙等[13]针对云南某低品位铜铋硫化矿,以乙硫氮为捕收剂、石灰为黄铁矿抑制剂,通过“一粗一扫三精”闭路流程实现了铋的高效回收,获得铋品位为7.13%、回收率为73.34%的铋精矿。王晨亮等[14]针对广东某钨矿重选尾矿,发现铋、钼主要以硫化矿物的形式赋存,通过铋钼混选-铋钼分离的工艺流程,可获得铋品位为31.37%、回收率为74.24%的铋精矿。杨斌清[15]采用先分支串流混合浮选再分离浮选的新工艺,从钨尾矿中回收铋,获得铋品位为14.8%、回收率为87.7%的铋精矿。李振兴等[16]针对湖南柿竹园钼铋硫混合精矿,采用新型环保抑制剂CYZ-15开展无氰浮选分离,实现了铋的高效回收,最终获得铋品位为28.14%、回收率为95.64%的铋精矿。

综上所述,在伴生铋回收领域,现有研究大多聚焦于低品位铋原矿、钨尾矿、钼铋混合精矿的铋回收,针对高碳高钙型铋中矿的回收工艺研究较少。因此,本文以湖南黄沙坪多金属选矿厂高碳高钙铋中矿为研究对象,开展铋富集回收试验研究,优化全流程工艺参数,验证联合工艺可行性,以期为此类复杂难选铋矿资源的高效开发利用提供技术依据与参考。

1 原料性质

1.1 矿石性质

试验矿样取自湖南黄沙坪多金属选厂高碳高钙铋中矿,矿样经自然晾干、逐级混匀后,采集具有代表性的样品开展化学多元素分析和矿物组成检测,结果见表1至表3。

表1 矿样化学多元素分析结果

Table 1 Results of chemical multi-element analysis of ore samples %

Bi	TFe	Pb	Zn	Cu	S	Mo	WO_3
4.51	7.26	0.23	1.98	0.11	4.07	0.13	0.38
C	SiO_2	Al_2O_3	K_2O	Na_2O	CaO	MgO	As
3.68	23.78	2.46	0.56	0.69	30.59	10.66	0.57

表2 矿样中铋的化学物相分析结果

Table 2 Results of chemical phase analysis of bismuth in ore samples %

铋相	含量	分布率
硫化铋	3.25	72.06
自然铋	0.97	21.51
氧化铋	0.29	6.43
合计	4.51	100.00

表3 矿样的矿物组成及含量

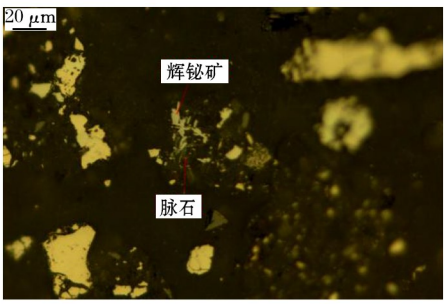
Table 3 Mineral composition and content of ore samples %

辉铋铅矿	磁黄铁矿	闪石	辉铋矿	辉钼矿	高岭石
0.12	0.68	5.44	3.15	0.14	1.81
自然铋	菱铁矿	毒砂	黄铜矿	白钨矿	石英
1.08	1.73	0.22	0.23	0.28	13.10
方铅矿	黑钨矿	萤石	闪锌矿	石榴石	云母
0.58	0.11	6.31	2.07	9.32	3.85
黄铁矿	方解石、铁白云石		赤铁矿	长石	其他
4.30	30.63		0.31	9.51	5.03

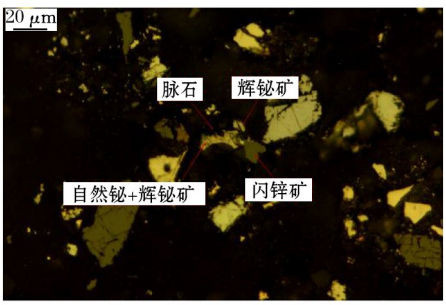
由表1至表3可知,矿样中Bi、Cu、Pb、Zn、Mo的含量分别为4.51%、0.11%、0.23%、1.98%、0.13%,有害杂质As含量为0.57%,As可能会对铋精矿的品质产生不利影响。矿样的C含量和CaO

含量较高，分别为3.68%和30.59%，属于高碳高钙型铋中矿。矿样中铋赋存以硫化铋为主，其含量为3.25%，分布率为72.06%，其次为自然铋。主要脉石矿物以方解石、石英、白云石、长石、石榴石、闪石、萤石和云母为主。影响铋选别的主要因素为脉石矿物，脉石矿物以钙质及硅酸盐脉石矿物为主，该类矿物在碎磨过程中易泥化，不仅会消耗浮选药剂，还会恶化矿浆化学环境，是影响铋矿物分选效率的核心干扰因素。

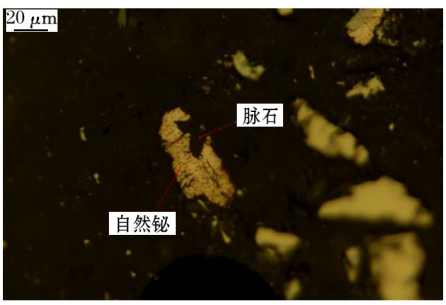
采用光学显微镜和MLA矿物参数自动分析系统，对矿样中的铋矿物与共生矿物的微观形貌特征和解离情况进行分析统计，结果见图1。



(a) 辉铋矿集合体嵌入脉石中



(b) 自然铋、辉铋矿与闪锌矿、脉石连生



(c) 自然铋与脉石连生

图1　铋矿物与脉石、闪锌矿的嵌布关系

Fig.1　Embedded distribution relationship of bismuth minerals with gangue and sphalerite

由图1可知：铋矿物嵌布粒度较细，多呈不规则粒状，以集合体形式嵌布于方解石等脉石中，部分铋矿物与黄铁矿、闪锌矿毗邻共生，增加了单体解离与分选分离的难度。一般铋矿物沿脉石边缘或嵌入其中，少量铋矿物与闪锌矿、辉钼矿、黄铁矿等毗邻镶嵌。整体上，铋矿物嵌布粒度较细，解离情况一般，仍有少量铋矿物与脉石、辉钼矿、黄铁矿等连生，铋矿选别作业时少量钼矿物和黄铁矿将会损失在铋精矿中。

为考察铋中矿中铋矿物和辉钼矿的解离情况，采用MLA及光学显微镜对磨矿细度为-0.074 mm占90%的磨矿产品进行解离度测定，统计结果见表4。

表4　矿样中铋矿物和闪锌矿的解离情况统计

Table 4　Statistical results of dissociation of bismuth minerals and sphalerite in ore samples　%

矿物	单体	连生体				单体+富连生体
		>3/4	3/4~1/2	1/2~1/4	<1/4	
铋矿物	65.28	11.27	7.05	9.24	7.16	76.55
闪锌矿	70.63	8.78	7.21	5.13	8.25	79.41

由表4可知：磨矿细度为-0.074 mm占90%的条件下，矿样中铋矿物、闪锌矿的单体解离度分别为65.28%、70.63%，单体和富连生体(目的矿物大于3/4)的合计占比分别为76.55%、79.41%。从整体占比来看，铋矿物和闪锌矿解离度均属一般，表明产品中铋矿物与闪锌矿、黄铁矿和脉石矿物等连生情况较为复杂。

1.2　设备与药剂

本次试验所用主要化学试剂见表5，主要仪器设备见表6。

表5　试验中主要使用的化学试剂

Table 5　Main chemical reagents used in the test

化学试剂	化学式	等级
盐酸	HCl	AR
活性炭	C	CP
水玻璃	Na_2SiO_3	CP
石灰	CaO	工业级
丁基黄药	$C_4H_9OCSSNa$	AR
松醇油	$C_{10}H_{17}OH$	CP

表6　试验中主要使用的仪器设备

Table 6　Main instruments and equipments used in the test

仪器设备	型号
锥形球磨机	MQZ-Φ300×100
三头研磨机	XPM-Φ120×3
1.5 L浮选机	XFD
0.75 L浮选机	XFD
0.5 L浮选机	XFD
烘箱	DHG-9070 A
电子天平	SQ-FA-2104
数显恒温电动搅拌器	FK-J1500H

2 试验研究

2.1 原则流程的确定

针对高碳高钙铋中矿存在的脉石矿物含量高、残留药剂干扰严重,导致铋矿物回收率与精矿品位偏低的问题,本研究提出了“脱药预处理-浮选富集-酸浸提纯”的联合工艺流程。该工艺流程的步骤为:首先通过脱药预处理,消除矿浆中残余药剂对铋中矿的不利影响,有效降低脉石对铋矿物的覆盖与干扰,显著净化分选环境;预处理后的矿浆进入浮选作业提铋,再结合酸浸选择性溶解铋精矿中大部分杂质脉石矿物,最终实现对铋的高效富集与提纯,工艺流程见图 2。

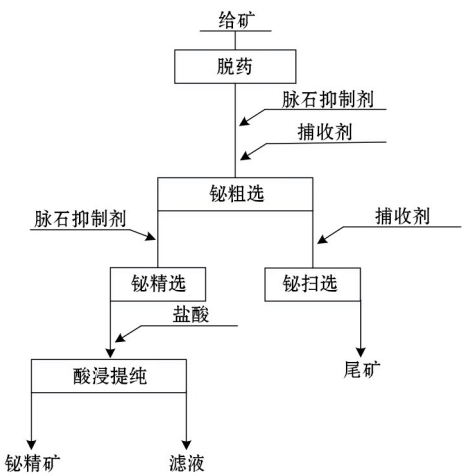


图 2 原则工艺流程

Fig.2 Principle process flow

2.2 预处理浮选试验

2.2.1 脱药预处理方式试验

铋中矿表面残留的捕收剂和抑制剂会对后续铋的选别效果产生不利影响[8,10,11-16]。为保障铋回收的选择性与分选效率,本试验固定水玻璃+石灰用量为 2 000 g/t+2 000 g/t、丁基黄药+2# 油用量为 150 g/t+40 g/t 的条件下,采用一次粗选流程,系统比较了不同脱药预处理方式的处理效果,试验流程如图 3 所示,富集效果如图 4 所示。

由图 4 可知,铋中矿未经任何处理时,粗精矿富集比低,产率高,无明显分选效果。仅补加盐酸脱药预处理,对铋富集效果的提升较为有限,矿浆过滤后重新调浆、添加活性炭的方式,对提升铋粗精矿富集比有明显效果。综合考虑现场生产情况和选别指标,确定最佳脱药预处理方式为补加活性炭脱药预处理。

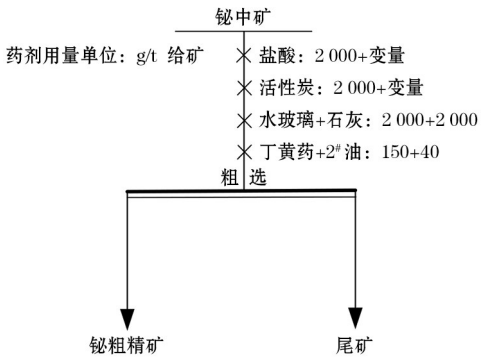


图 3 浮选提铋试验流程

Fig.3 Flow of flotation bismuth extraction test

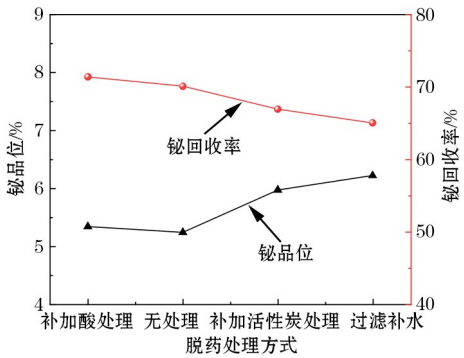


图 4 脱药预处理方式对铋富集效果的影响

Fig.4 Influence of reagent removal pretreatment method on bismuth enrichment effect

2.2.2 活性炭用量试验

为消除前端残留药剂的不利影响,采用活性炭进行脱药预处理。活性炭是选矿常用的高效脱药剂,其用量对脱药效果影响较为显著[17-18]。本试验固定盐酸用量为 2 000 g/t、水玻璃+石灰用量为 2 000 g/t+2 000 g/t、丁基黄药+2# 油用量为 150 g/t+40 g/t 的条件下,采用一次粗选流程,考察了活性炭用量对铋中矿富集效果的影响,试验流程见图 3,试验结果如图 5 所示。

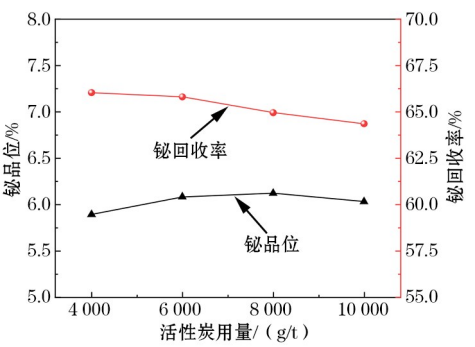


图 5 活性炭用量对铋富集效果的影响

Fig.5 Influence of activated carbon dosage on bismuth enrichment effect

由图 5 可知，随着活性炭用量的增加，铋粗精矿中铋品位呈先增后减趋势，铋回收率逐渐降低，整体波动幅度较小。当活性炭用量为 6 000 g/t 时，铋富集效果最佳，可实现残留药剂的深度脱除。添加活性炭可深度脱除矿浆中的残留药剂，有效净化浮选环境，同时削弱脉石矿物对药剂的竞争吸附，使后续添加的捕收剂能更选择性地作用于解离的铋矿物新鲜表面，重建其疏水性，提升铋矿物的可浮性；但活性炭用量过多会导致铋矿物表面疏水性过强，造成部分脉石矿物误浮，降低精矿品位[18-19]。因此，活性炭用量确定为 6 000 g/t 较为适宜。

2.2.3　抑制剂用量试验

现场采用水玻璃作为脉石抑制剂，石灰作为硫化矿抑制剂，组合抑制剂的适配性强，二者协同使用可强化对脉石矿物的抑制效果[20-21]。本试验在固定盐酸用量为 2 000 g/t、活性炭用量为 6 000 g/t、丁基黄药＋2# 油用量为 150 g/t＋40 g/t 的条件下，采用一次粗选流程，考察了水玻璃＋石灰用量对铋中矿富集效果的影响，试验流程见图 3，试验结果如图 6 所示。

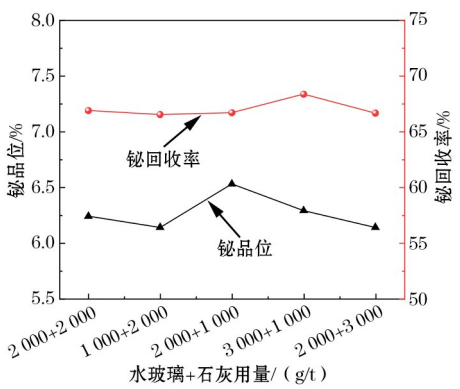


图 6　抑制剂用量对铋富集效果的影响

Fig.6　Influence of depressant dosage on bismuth enrichment effect

由图 6 可知，随着抑制剂用量增加，铋粗精矿中铋的品位和回收率均呈现先升后降趋势。当铋中矿粗选作业中水玻璃和石灰用量为 2 000 g/t＋1 000 g/t 时，铋粗精矿中铋回收率较高，铋品位最高。水玻璃通过水解生成硅酸胶体吸附于脉石矿物表面，增强其亲水性[20]，同时分散矿浆中团聚的碳酸钙细泥，减少脉石矿物和部分铋矿物的夹带上浮，降低矿浆黏度，改善矿浆流变性[21]；石灰可将矿浆调节 pH 至 9～10，促使黄铁矿表面生成 $Fe(OH)_3$ 和 $CaSO_4$ 亲水化合物，阻碍捕收剂与黄铁矿表面的吸附[22]。二者协同作用时，水玻璃分散脉石矿物细泥，石灰抑制黄铁矿，共同为铋矿物浮选创造良好环境，因此确定水玻璃＋石灰最佳用量为 2 000 g/t＋1 000 g/t。

2.2.4　捕收剂用量试验

捕收剂用量是影响浮选分选效率的关键因素之一，本试验在盐酸用量为 2 000 g/t、活性炭用量为 6 000 g/t、水玻璃＋石灰用量为 2 000 g/t＋1 000 g/t 的条件下，采用一次粗选流程，系统考察了捕收剂丁基黄药的用量对铋中矿富集效果的影响，试验流程如图 3 所示，富集效果如图 7 所示。

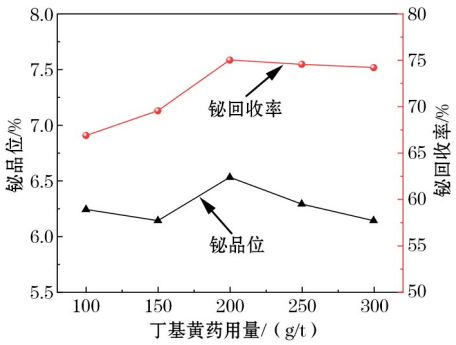


图 7　捕收剂用量对铋富集效果的影响

Fig.7　Influence of collector dosage on bismuth enrichment effect

由图 7 可知，随着丁基黄药用量的增加，铋粗精矿的铋品位呈先升后降的趋势，铋回收率呈先快速增加后趋于平稳的趋势。当丁基黄药用量达到 200 g/t 时，铋粗精矿的品位与回收率综合富集指标最佳。因此，后续试验均固定丁基黄药用量为 200 g/t。

2.3　酸浸试验

2.3.1　浸出时间试验

在液固比 2∶1、浸出温度 30 ℃、磁力搅拌转速 300 r/min 和浸出盐酸质量浓度 12% 的固定条件下，系统探究了浸出时间对浮选铋粗精矿浸出行为的影响，试验流程如图 8 所示，试验结果如图 9 所示。

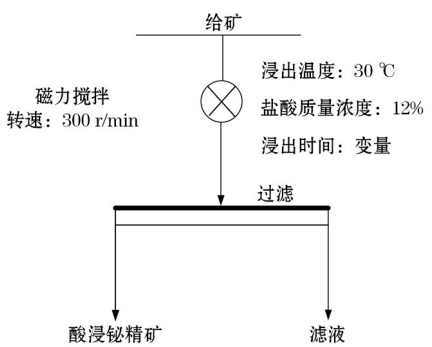


图 8　酸浸提纯试验流程

Fig.8　Flow of acid leaching purification test

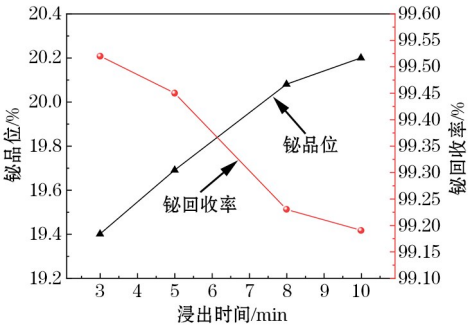


图 9 浸出时间对铋提纯效果的影响

Fig.9 Influence of leaching time on bismuth purification effect

由图 9 可知,随着酸浸时间的延长,酸浸精矿中铋品位持续提升,而铋回收率逐渐下降,酸浸过程中铋的损失较低;当浸出时间为 8 min 时,铋的提纯富集效果最优,盐酸与碳酸钙发生化学溶解反应,生成可溶性氯化钙进入液相,经液固分离后脱除,可有效降低精矿中脉石含量[23]。钙质脉石等杂质矿物与稀盐酸的反应为热力学自发反应过程,反应生成的二氧化碳以气体形式逸出,可实现杂质的高效脱除。而辉铋矿等铋矿物在稀盐酸体系中溶解趋势远低于碳酸盐,溶解反应速率极慢[23-25]。因此,搅拌浸出时间选定为 8 min 左右较为适宜。

2.3.2 液固比试验

液固比直接影响酸浸过程中盐酸与矿物的接触效率和反应充分性[26]。在固定浸出温度 30 ℃、磁力搅拌转速 300 r/min 和浸出盐酸质量浓度 12%的条件下,开展不同浸出液固比(浸出试验中盐酸溶液与铋精矿质量比)条件试验,探究液固比对铋精矿酸浸提纯指标的影响。试验流程如图 8 所示,试验结果如图 10 所示。

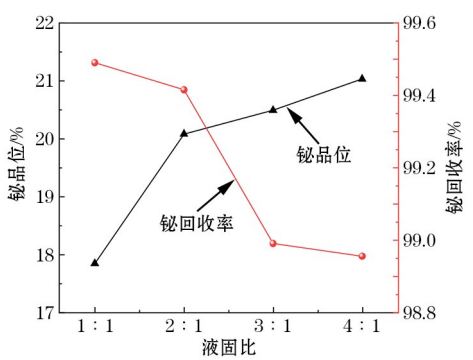


图 10 液固比对铋提纯效果的影响

Fig.10 Influence of liquid-solid ratio on bismuth purification effect

由图 10 可知,随着液固比的增大,酸浸精矿中铋品位呈持续升高趋势,液固比过低时,浸出剂盐酸用量不足,无法实现碳酸钙等杂质的完全溶解,造成脉石矿物残留。当液固比为 2∶1 时,酸浸提纯效果最优,铋品位和铋回收率均达到较优综合指标。这说明适宜的液固比可保证盐酸充分包裹、接触铋精矿颗粒,快速溶解与铋矿物连生体边缘或包裹铋矿物的脉石杂质,实现铋矿物的进一步单体解离,起到深度“清洗”与“解离”的作用。该过程不仅可直接脱除杂质,还可通过杂质溶解降低精矿总质量,显著提高铋的品位[27-28],但当液固比大于 2∶1 后,酸浸精矿的品位变化提升幅度趋于平稳。因此,综合考虑,选定最佳液固比为 2∶1。

2.3.3 浸出盐酸质量浓度试验

为系统研究浸出盐酸质量浓度对铋精矿酸浸提纯指标的影响,在固定浸出液固比 2∶1、浸出时间 8 min、磁力搅拌转速 300 r/min 的条件下,开展盐酸质量浓度条件试验。试验流程如图 8 所示,试验结果如图 11 所示。

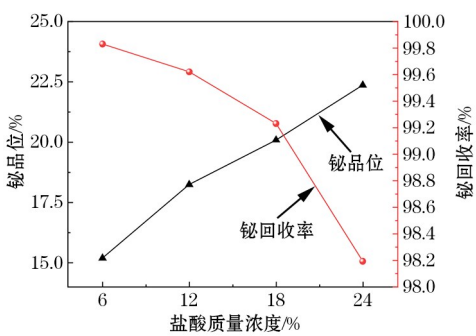


图 11 盐酸质量浓度对铋提纯效果的影响

Fig.11 Influence of hydrochloric acid mass concentration on bismuth purification effect

由图 11 可知,随盐酸质量浓度的升高,铋粗精矿中碳酸盐含量降低,使得酸浸精矿的品位呈显著升高趋势。适宜的盐酸质量浓度可实现脉石矿物高效溶解的同时,又能避免浓度过高引发的铋矿物溶解损失。综合考虑高浓度盐酸挥发损耗与操作环境安全性,选择最适宜的盐酸质量浓度为 18%。

2.4 全流程试验

为考察中矿循环返回对浮选效果及药剂用量的实际影响,并验证最优试验条件下的稳定分选指标,在开路试验基础上,开展全流程闭路试验。试验采用“一粗五精二扫脱药浮选-酸浸提纯”的联合工艺流程处理高碳高钙铋中矿,试验流程如图 12 所示,试验结果见表 7。

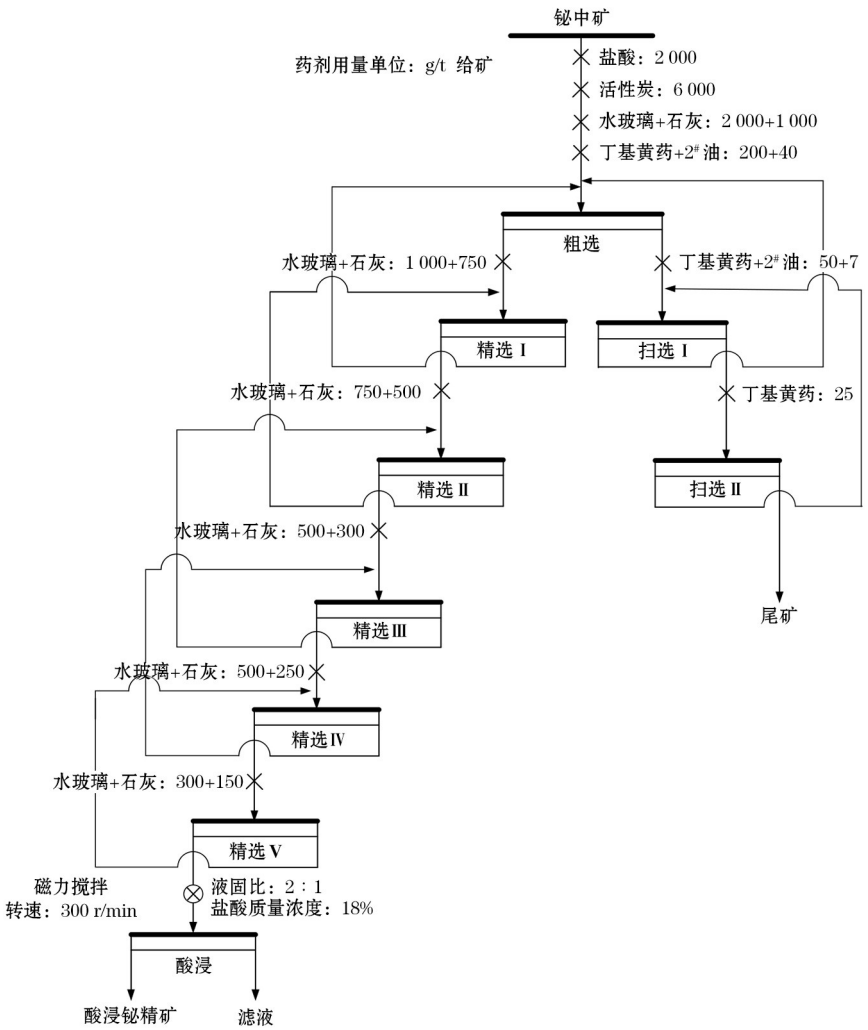


图 12　全流程闭路试验流程

Fig.12　Flow of the whole process closed-circuit test

表 7　全流程闭路试验结果

Table 7　Results of the whole process closed-circuit test　%

产品	产率	铋品位	铋回收率
酸浸铋精矿	17.07	19.91	74.75
尾矿	73.12	1.55	24.93
滤液	9.81	0.15	0.32
给矿	100.00	4.55	100.00

全流程闭路试验结果表明：在本文优化确定的工艺流程及药剂制度条件下，针对给矿铋含量4.51%的铋中矿，闭路试验可获得产率为17.07%、铋品位为19.91%、铋回收率为74.75%的铋精矿，实现了该高碳高钙铋中矿的高效除杂与提纯。

3　结论

(1) 试验所用高碳高钙铋中矿的铋含量为4.51%，碳元素、氧化钙含量分别高达3.68%和30.59%；铋主要以辉铋矿为载体赋存，目标矿物嵌布粒度细微、解离度一般，且部分其他硫化矿毗邻镶嵌，这大幅增加了分离难度。

(2) 针对该高碳高钙型铋中矿的矿样特性，提出了“脱药预处理-浮选提铋-酸浸除杂提纯”联合新工艺，经系统条件试验确定最佳参数后，采用“一粗五精二扫脱药浮选-酸浸提纯”全流程工艺，最终获得铋精矿产率17.07%、品位19.91%、回收率74.75%的优良指标，成功实现了该铋中矿的除杂提纯。

(3) 该工艺精准破解了高碳高钙铋中矿因矿浆黏度高、脉石细泥化，以及药剂抑制作用所导致的回收效率低及产品纯度不足的核心技术瓶颈，构建了分步协同除杂提质模式。该模式为复杂铋矿提供了一项专属高效回收方案，同时完善了复杂伴生铋矿综合回收技术体系，并为同类高碳高钙金属矿回收

提供了技术参考与理论依据,从而对提升我国铋资源综合利用水平、推动矿产资源绿色高效开发具有重要的工程应用价值与理论意义。

参考文献(References):

[1] 龙涛,陈其慎,于汶加,等.中国铋供需形势分析及对策建议[J].中国矿业,2016,25(5):11-15.
Long Tao, Chen Qishen, Yu Wenjia, et al. The analysis and suggestions of the bismuth's supply and demand in China [J]. China Mining Magazine,2016,25(5):11-15.

[2] 辛艳梅,么聪菲,缪煜清.铋的特殊性质及其在高新技术领域的应用前景[J].有色金属材料与工程,2020,41(5):38-45.
Xin Yanmei, Yao Congfei, Miao Yuqing. Special properties of bismuth and its application prospect in high-tech fields [J]. Nonferrous Metals Materials and Engineering,2020,41(5):38-45.

[3] 彭涛,王建军,范仕清,等.钨尾矿高值化与综合利用研究进展[J].中国钨业,2025,40(4):1-16.
Peng Tao, Wang Jianjun, Fan Shiqing, et al. Research progress on high-value and comprehensive utilization of tungsten tailings[J]. China Tungsten Industry,2025,40(4):1-16.

[4] 廖经桢.浅析我国铋矿资源的综合回收现状和潜力[J].矿产综合利用,1990(5):34-37.
Liao Jingzhen. Brief analysis on the comprehensive recovery status and potential of bismuth ore resources in China[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 1990(5):34-37.

[5] 张志,齐钒宇,王京彬,等.湖南省黄沙坪多金属矿床的钨锡铋钼综合利用分析[J].矿床地质,2012,31(增刊1):969-970.
Zhang Zhi, Qi Fanyu, Wang Jingbin, et al. Comprehensive utilization analysis of tungsten, tin, bismuth and molybdenum in Huangshaping polymetallic deposit, Hunan Province[J]. Mineral Deposits,2012,31(Suppl.1):969-970.

[6] 刘铭,阳华玲,王长福,等.湖南某复杂高碳酸钙型伴生萤石选矿试验研究[J].中国非金属矿工业导刊,2023(5):69-72+68.
Liu Ming, Yang Hualing, Wang Changfu, et al. Experimental study on mineral processing of a complex high calcium carbonate type associated fluorite ore in Hunan Province[J]. China Non-Metallic Minerals Industry, 2023(5):69-72+68.

[7] 关智文,杨丙桥,胡杨甲.一种新型辉钼矿抑制剂及其在铜钼浮选分离中的机理研究[J].有色金属(选矿部分),2022(5):171-176.
Guan Zhiwen, Yang Bingqiao, Hu Yangjia. A novel molybdenite depressant and its mechanism in flotation separation of copper and molybdenum [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section),2022(5):171-176.

[8] Lin Shangyong, Zhang Hongliang, Meng Xiangsong, et al. Selective fabrication of hydrophilic BiOCl deposition layer on bismuthinite surface for efficient molybdenite/bismuthinite separation[J]. Minerals Engineering,2023,202:108235.

[9] Smith L K, Bruckard W J, Sparrow G J. Rejection of antimony and bismuth in sulphide flotation: a literature review[J]. Mineral Processing and Extractive Metallurgy, 2018,131(3):260-270.

[10] Solozhenkin P M. Development of principles of selection of reagents for flotation of antimony and bismuth minerals[J]. Doklady Chemistry,2016,466(2):57-60.

[11] 黄云松,李平,沈新春,等.钨矿山伴生多金属硫化矿的回收工艺现状[J].中国钨业,2016,31(1):58-62+73.
Huang Yunsong, Li Ping, Shen Xinchun, et al. Recovery technology of poly-metallic sulfide ore in China's tungsten mines[J]. China Tungsten Industry, 2016, 31(1): 58-62+73.

[12] 祝俊,孙爱辉.某硫精矿铋的回收及资源综合利用[J].矿产综合利用,2019(3):56-60+81.
Zhu Jun, Sun Aihui. Comprehensive utilization and recovery of bismuth from a sulfur concentrate [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources,2019(3):56-60+81.

[13] 陈禹蒙,童雄,吕昊子.从铜铋硫化矿中回收铋的试验研究[J].矿产综合利用,2018(2):25-27+56.
Chen Yumeng, Tong Xiong, Lyu Haozi. Experimental research on retrieve bismuth from Cu-Bi sulfide ore[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources,2018(2):25-27+56.

[14] 王晨亮,邱显扬,邹坚坚,等.从钨重选尾矿中回收铋钼选矿试验研究[J].矿山机械,2016,44(8):53-57.
Wang Chenliang, Qiu Xianyang, Zou Jianjian, et al. Beneficiation test study on recovery of bismuth and molybdenum from tailings of tungsten gravity separation[J]. Mining & Processing Equipment,2016,44(8):53-57.

[15] 杨斌清.钨尾矿综合回收铋钼新工艺的研究[J].矿产保护与利用,1997(5):53-55.
Yang Binqing. A study on new process of comprehensive recovery of Bi and Mo from a tailings separated of tungsten [J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources,1997(5):53-55.

[16] 李振兴,唐雪峰,马巍,等.钼铋硫混合精矿无氰分离新技术研究[J].矿冶工程,2025,45(3):84-87.
Li Zhenxing, Tang Xuefeng, Ma Wei, et al. New cyanide-free separation technology for Mo-Bi-S bulk concentrate[J]. Mining and Metallurgical Engineering,2025,45(3):84-87.

[17] 李俊旺,张红华,洪建华.铜精矿提质降杂试验研究[J].矿产综合利用,2017(3):55-57+61.
Li Junwang, Zhang Honghua, Hong Jianhua. Experimental research on improving copper concentrate quality by removing the impurity [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources,2017(3):55-57+61.

[18] 王文,宋翔宇,黄业豪,等.金精矿浮选药剂作用机理及脱药工艺研究现状[J/OL].矿产综合利用:1-9[2026-01-05].https://link.cnki.net/urlid/51.1251.
Wang Wen, Song Xiangyu, Huang Yehao, et al. Research status on the mechanism of gold concentrate flotation reagents and dereagent processes[J/OL]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources:1-9[2026-01-05].https://link.cnki.net/urlid/51.1251.

[19] 张胜东,谢维友,王晓,等.铜钼分离工艺及药剂研究现状及展望[J].中国有色金属学报,2025,35(3):979-992.
Zhang Shengdong, Xie Weiyou, Wang Xiao, et al. Research status and prospect of copper-molybdenum separation technology and chemicals[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals,2025,35(3):979-992.

[20] 张慧,周浩,韩远燕,等.新型矿泥抑制剂在国外某铜钼矿浮选中的应用研究[J].矿业研究与开发,2025,45(7):266-272.
Zhang Hui, Zhou Hao, Han Yuanyan, et al. Study on the application of a new-type slime inhibitor in flotation of a copper-molybdenum ore abroad[J]. Mining Research and Development,2025,45(7):266-272.

[21] 李宏静,刘春光,刘剑飞,等.萤石与方解石浮选分离药剂研究进展[J].中国矿业,2025,34(1):226-232.
Li Hongjing, Liu Chunguang, Liu Jianfei, et al. The research progress on flotation separation reagents of fluorite and calcite[J]. China Mining Magazine, 2025, 34(1): 226-232.

[22] 李强,李淑菲.黄铁矿低碱度浮选抑制剂的研究进展[J].中国矿业,2024,33(1):212-217.
Li Qiang, Li Shufei. The development of research on pyrite low alkalinity flotation depressants[J]. China Mining Magazine,2024,33(1):212-217.

[23] 夏孔海,马保中,杨慧,等.白云母矿石盐酸酸洗除钙试验研究[J].矿冶,2024,33(2):303-309.
Xia Konghai, Ma Baozhong, Yang Hui, et al. Experimental study on calcium removal from muscovite ore by hydrochloric acid pickling[J]. Mining and Metallurgy,2024,33(2):303-309.

[24] Soltani F, Abdollahy M, Petersen J, et al. Leaching and recovery of phosphate and rare earth elements from an iron-rich fluorapatite concentrate: part Ⅱ: selective leaching of calcium and phosphate and acid baking of the residue[J]. Hydrometallurgy,2019,184:29-38.

[25] 朱安宇,沈裕军,彭俊,等.钼铋混合精矿 HCl-NaCl 体系浸出工艺优化与机理研究[J].稀有金属与硬质合金,2025,53(3):1-7.
Zhu Anyu, Shen Yujun, Peng Jun, et al. Process optimization and mechanism study on HCl-NaCl leaching of molybdenum-bismuth mixed concentrate[J]. Rare Metals and Cemented Carbides,2025,53(3):1-7.

[26] 李军,邓立勤,伏彩萍,等.低品位钨锡混合矿酸碱联合浸出工艺研究[J].稀有金属与硬质合金,2023,51(6):1-7.
Li Jun, Deng Liqin, Fu Caiping, et al. Study on acid-alkali combined leaching process of low-grade tungsten-tin mixed ore[J]. Rare Metals and Cemented Carbides,2023,51(6):1-7.

[27] 吴希桃,张洁,吴海国,等.废稀土抛光粉盐酸浸出过程研究[J].矿冶工程,2023,43(2):109-113.
Wu Xitao, Zhang Jie, Wu Haiguo, et al. Hydrochloric acid leaching process of rare earth polishing powder waste[J]. Mining and Metallurgical Engineering,2023,43(2):109-113.

[28] Xu Yingpeng, Liu Xuheng, Zhao Zhongwei, et al. Kinetics and mechanism of selective leaching of bismuth from molybdenite and bismuthinite mixed ore[J]. Hydrometallurgy, 2024,224:106258.