内蒙古某含砷锌多金属矿选矿试验研究*

张维佳[1]，刘永茂[2]，AZZAYA Tumendelger[3]，闫宝宝[1]，ALEN Silam[3]，刘双有[1]

(1.内蒙古自治区产业技术创新中心(内蒙古自治区科学技术检测实验中心)， 内蒙古 呼和浩特 010010；
2.内蒙古科学技术研究院， 内蒙古 呼和浩特 010010；
3.Institute of Chemistry and Chemical Technology, Mongolian Academy of Science,
Bayanzurkh District, Ulaanbaatar 13330, Mongolia)

摘要：针对内蒙古某锌多金属矿山的锌精矿含砷超标及砷精矿品位低的问题，对铜、锌、砷浮选工艺进行了系统研究。采用石灰、腐植酸钠、硫酸锌组合抑制砷硫矿物，用乙黄药与Z-200作组合捕收剂强化铜浮选的选择性；锌浮选阶段以石灰、NY作为抑制剂抑制砷，用硫酸铜活化闪锌矿，并采用捕收剂ZC，提高了锌的回收率；砷浮选阶段对铜锌浮选尾矿进一步细磨(－0.074 mm占68.10%)，并通过硫酸、水玻璃、硫酸铜药剂组合提高砷的回收率。通过优先浮选工艺，分别获得铜精矿品位29.35%、回收率82.17%，含砷0.46%；锌精矿品位46.85%、回收率86.34%，含砷0.52%；砷精矿含砷品位32.20%、回收率87.94%。磨矿细度优化至－0.074 mm占80.13%时，铜锌矿物解离度显著提高，相比于原选矿工艺，大大地降低了铜锌精矿的砷含量。研究结果为解决高砷锌多金属矿选矿难题提供了技术参考。

关键词：含砷多金属矿；浮选；组合药剂；选矿指标

中图分类号：TD923　　**文献标识码**：A　　**文章编号**：1005-2763(2025)04-0238-10

Experimental Study on Beneficiation of Arsenic-Zinc Containing Polymetallic Ore in Inner Mongolia

ZHANG Weijia[1], *LIU Yongmao*[2], *AZZAYA Tumendelger*[3], *YAN Baobao*[1], *ALEN Silam*[3], *LIU Shuangyou*[1]

(1.Inner Mongolia Autonomous Region Industrial Technology Innovation Center (Inner Mongolia Autonomous Region Science and Technology Testing and Experimental Center), Hohhot, Inner Mongolia 010010, China;
2.Inner Mongolia Academy of Science and Technology, Hohhot, Inner Mongolia 010010, China;
3.Institute of Chemistry and Chemical Technology, Mongolian Academy of Science,
Bayanzurkh District, Ulaanbaatar 13330, Mongolia)

Abstract: Aiming at the problem of excessive arsenic content in zinc concentrate and low grade of arsenic concentrate in a zinc polymetallic mine in Inner Mongolia, the flotation process of copper, zinc and arsenic was systematically studied. The combination of lime, sodium humate and zinc sulfate was used to inhibit arsenic-sulfur minerals, ethyl xanthate and Z-200 were used as combined collectors to enhance the selectivity of copper flotation. During the zinc flotation stage, the lime and NY were used as inhibitors to inhibit arsenic, the copper sulfate was used to activate sphalerite, and the collector ZC was used to improve the recovery rate of zinc. In the arsenic flotation stage, the copper-zinc flotation tailings were further finely ground (－0.074 mm accounts for 68.10%), and the arsenic recovery rate was improved by reagents combined with sulfuric acid, sodium silicate and copper sulfate. Copper concentrate with a grade of 29.35%, recovery rate of 82.17% and arsenic content of 0.46% are obtained through preferential flotation process. The zinc concentrate grade is 46.85%, the recovery rate is 86.34% and the arsenic content is 0.52%. The arsenic concentrate contains arsenic grade of 32.20% and recovery of 87.94%. When the grinding fineness is optimized to －0.074 mm accounts for 80.13%, the dissociation degree of copper-zinc minerals is significantly improved. Compared with the original beneficiation process, the arsenic content of copper-zinc concentrate is greatly reduced. The research results provide technical reference for solving the difficult problem of beneficiation of high arsenic-zinc polymetallic ores.

Key words: Arsenic containing polymetallic ore, Flotation, Combined reagent, Beneficiation index

---

* **收稿日期**：2024-12-19
基金项目：国家重点研发计划项目(2022YFE0210800)
作者简介：张维佳(1983—)，女，吉林长岭县人，硕士，高级工程师，主要从事矿物加工与利用工作。E-mail：peace_1983@126.com
通信作者：刘永茂(1967—)，男，内蒙古乌兰察布人，高级工程师，主要从事选矿试验及选厂设计工作。E-mail：ymliu67@sina.com

0 引言

我国单一锌矿比较少,随着矿产资源不断地被开采利用,现存可供开发的锌矿资源多为伴生铜、铅、银等多金属矿物,且原矿品位低、嵌布粒度细、矿石性质复杂。部分锌多金属矿含砷、硫等有害组分,且矿物单体解离困难,导致有用组分综合回收利用难度增加[1-3]。对含砷、硫等有害组分的锌多金属矿进行高效选矿是矿山技术人员面临的主要技术难题之一。

为解决锌多金属矿浮选过程中有害组分的干扰,学者们进行了多项试验研究。刘志国等[4]以青海某复杂铜铅锌多金属矿为研究对象,采用混合浮选铜铅、磁选后精矿脱硫、磁选尾矿再选锌的工艺,得到铜品位为 2.19%、回收率为 46.16%,铅品位为 60.72%、回收率为 90.98%的铜铅混合精矿,以及锌品位为 45.16%、回收率为 88.94%的锌精矿,和硫品位为 66.35%的硫精矿。赵杰等[5]对云南某含砷铅锌银多金属矿进行浮选试验研究,使用铅银矿高效捕收剂 BK915 和黄铁矿抑制剂 BD,采用优先浮选工艺得到铅品位超过 68%、铅回收率为 88.50%、含砷 1.45%的铅精矿,锌品位超过 51%、锌回收率为 89.07%的锌精矿,同时得到回收率超过 82%的硫精矿。陈京玉等[6]对内蒙古某含硫接近 30%的铅锌矿进行浮选研究,采用优先浮选工艺并使用特效起泡剂 730A,分别得到铅品位为 59.23%、回收率为 88.73%的铅精矿,锌品位为 52.21%、回收率为 94.95%的锌精矿以及硫品位为 48.71%的硫精矿。

对伴生铜铅多金属的锌矿石进行浮选时,多采用铜铅混合浮选—分离工艺;铅锌矿石多采用优先浮选工艺,先抑锌浮铅,再将锌活化后浮选锌;单一含砷或单一含硫的锌多金属矿石较为常见,浮选多为先抑制砷或硫,再对尾矿进行硫或砷的回收,但同时含高硫高砷的锌多金属矿浮选试验相对较少。

内蒙古某锌多金属矿含铜、铅、锌、银等金属矿物,同时硫、砷含量较高。选矿厂原选矿生产流程为:原矿经一段磨矿后(−0.074 mm 占比为 65%～68%),进行两次粗选获得铜粗精矿,铜粗精矿再磨后进行三次精选产出铜精矿;对铜浮选尾矿选锌,经一次粗选、三次扫选和四次精选产出锌精矿;选锌尾矿经一次粗选、二次扫选和三次精选产出砷精矿。选矿结果显示,铜浮选指标较理想;锌精矿品位和回收率基本达标,但含砷稍高于产品标准要求;砷精矿含砷仅 20%,低于市场要求。

为了在不影响铜精矿品位的前提下,降低锌精矿中砷含量并提高砷精矿品位,开展了浮选试验研究。该研究旨在为优化选厂技术指标提供依据,同时为高硫高砷锌多金属矿选矿试验提供参考。

1 矿物性质分析

1.1 矿物组成成分

试验矿石属石英脉型,是以闪锌矿为主的多金属原生矿石,有用金属矿物种类繁多且分布不均匀。矿石中主要金属矿物为磁黄铁矿、毒砂、闪锌矿、白铁矿、磁铁矿等,其他少量金属矿物为黄铁矿、黄铜矿、方铅矿及辉银矿。主要非金属矿物有石英、白云母、绢云母,少量非金属矿物有黏土矿物、碳酸盐类矿物及萤石。毒砂多呈半自形产出,部分赋存于脉石中,部分被黄铜矿、闪锌矿交代,或交代于黄铁矿;闪锌矿与其他金属矿物(尤其是黄铜矿)的嵌布关系十分紧密,常被黄铜矿交代,或与之形成固熔体分离结构;闪锌矿对磁黄铁矿、黄铁矿、毒砂的交代现象也较多见。闪锌矿粒度较粗,多数超过 0.5 mm;黄铜矿粒度一般小于 0.1 mm,部分以不规则粒状分布于脉石中,另一部分通过交代作用与磁黄铁矿、闪锌矿共生,特别是与闪锌矿的嵌布关系较为紧密:沿闪锌矿边缘交代,或沿闪锌矿内部微裂隙形成平行排列的细脉状嵌布结构,或在闪锌矿中呈不规则网脉状嵌布结构。

1.2 化学多元素分析

矿物化学多元素分析结果见表 1。由表 1 可知,矿物中主要有价元素为 Cu、Zn、As、Ag、S,由于硫价值较低,暂不列入本文研究内容。

表 1 化学多元素分析结果

Table 1 Results of chemical multielement analysis %

Cu	Pb	Zn	As	S	Fe	Ag*
1.17	0.10	4.66	5.40	7.82	15.22	94.00
P	CaO	MgO	SiO_2	Al_2O_3	C	
0.90	0.70	0.35	57.84	4.30	0.10	

注:* 代表 Ag 的单位为 g/t。

1.3 物相分析

锌物相、铜物相分析结果分别见表 2、表 3。由表 2 可知,锌主要以硫化锌的形式存在,占比为 85.37%,此部分锌较易回收;由表 3 可知,铜主要以原生硫化铜为主,占比为 72.13%,其次为次生硫化铜,占比为 16.39%。

表 2 锌物相分析结果

Table 2 Results of zinc phase analysis %

矿物名称	含量	分布率
硫化锌	4.02	85.37
氧化锌	0.24	5.15
其他锌	0.45	9.48
合计	4.71	100.00

表 3 铜物相分析结果

Table 3 Results of copper phase analysis %

矿物名称	含量	分布率
原生硫化铜	0.88	72.13
次生硫化铜	0.20	16.39
自由氧化铜	0.10	8.20
结合氧化铜	0.04	3.28
合计	1.22	100.00

2 浮选试验结果分析

本次试验的主要内容为选铜作业、抑制砷、锌矿物和选锌作业、抑制含砷矿物的药剂组合方面。现场生产流程的磨矿细度为－0.074 mm 占 65%～68%，对两次粗选产出的铜粗精矿再磨后再经过 3 次精选，获得指标较好的铜精矿。因此，设定在－0.074 mm 占 65%的细度条件下进行药剂条件试验。

2.1 铜浮选试验

2.1.1 铜浮选石灰用量试验

铜浮选一般采用石灰调浆抑制黄铁矿[7]。矿石中含磁黄铁矿、黄铁矿，磁黄铁矿，在磨矿后容易泥化，干扰选矿药剂对目标矿物的作用，降低铜矿物的可浮性[8-9]。铜浮选试验流程如图 1 所示。

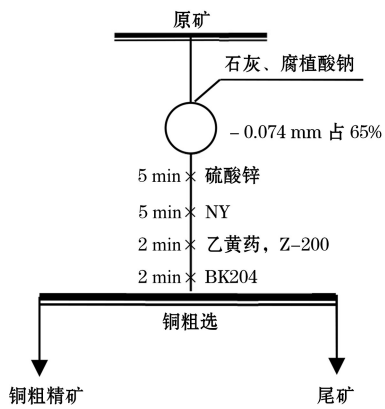


图 1 铜浮选试验流程

Fig.1 Flow chart of copper flotation exploration test

按图 1 所示的工艺流程进行石灰用量试验，试验中固定磨矿细度为－0.074 mm 占 65%、腐植酸钠 500 g/t、硫酸锌 1 500 g/t、NY 用量 0、乙黄药 30 g/t、Z-200 20 g/t、BK204 20 g/t。铜浮选石灰用量试验结果如图 2 所示，从图 2 可以看出，随着石灰用量的增加，铜精矿中锌、砷含量降低，但铜回收率也下降，石灰用量暂定为 2 000 g/t。

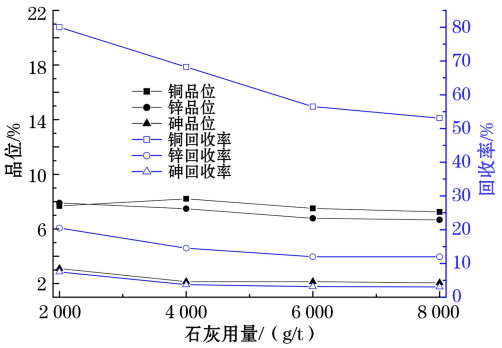


图 2 铜浮选石灰用量试验结果

Fig.2 Test results of lime dosage for copper flotation

2.1.2 铜浮选腐植酸钠用量试验

腐植酸钠常用于多金属矿浮选，在碱性条件下，矿石中的 Fe^{2+} 及 Fe^{3+} 会对铜产生抑制作用。加入腐植酸钠后，可在一定程度上提高黄铜矿的可浮性能，还可降低硅酸盐矿物对铜浮选的干扰[10]。有研究发现，在铜浮选分离砷的过程中，pH 值为 9～11 可明显降低被铜离子活化的砷活性，提高铜砷分离效果[11-12]。腐植酸钠用量试验流程见图 1，磨矿细度为－0.074 mm 占 65%、石灰 2 000 g/t、硫酸锌 1 500 g/t、NY 用量 0、乙黄药 30 g/t、Z-200 20 g/t、BK204 20 g/t，通过试验考察腐植酸钠变量对铜浮选效果的影响，试验结果见图 3。由图 3 可知，随着腐植酸钠用量的增加，铜回收率有所提高，铜精矿中锌、砷含量有所下降。综合考虑确定腐植酸钠用量为 500 g/t。

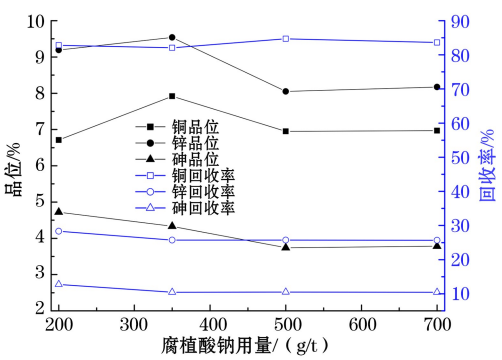


图 3 铜浮选腐植酸钠用量试验结果

Fig.3 Test results of sodium humate dosage for copper flotation

2.1.3 铜浮选硫酸锌用量试验

硫酸锌是较常用的锌矿物抑制剂，在铜浮选中与其他药剂(如亚硫酸钠、石灰、碳酸钠等)组合使用能获得较好的抑锌效果[13-14]。依照图 1 进行铜浮选

硫酸锌用量试验,固定磨矿细度为-0.074 mm 占65%、石灰 2 000 g/t、腐植酸钠 500 g/t、NY 用量 0、Z-200 20 g/t、乙黄药 30 g/t、BK204 20 g/t,试验结果见图 4。由图 4 可知,随着硫酸锌用量增加到 2 000 g/t,铜精矿品位及回收率较高,因此确定硫酸锌的用量为 2 000 g/t。

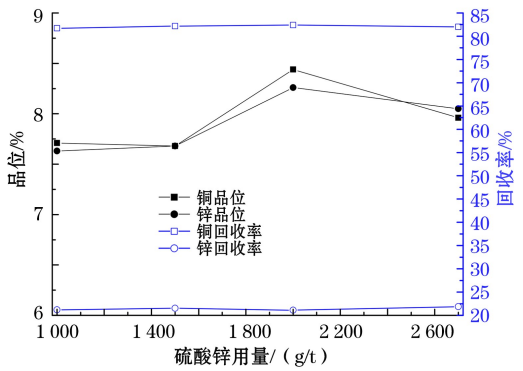


图 4 铜浮选硫酸锌用量试验结果

Fig.4 Test results of $ZnSO_4$ dosage for copper flotation

2.1.4 铜浮选砷抑制剂用量试验

矿石中含一定量的砷,而铜对砷离子具有一定的活化作用,被铜离子活化后,砷较难抑制。为实现铜矿物与砷的分离,采用无机抑制剂 NY 进行试验,试验条件为:磨矿细度-0.074 mm 占 65%、石灰 2 000 g/t、腐植酸钠 500 g/t、硫酸锌 2 000 g/t、乙黄药 30 g/t、Z-200 20 g/t、BK204 20 g/t。试验流程见图 1,试验结果见图 5。通过图 5 可以看到,NY 用量为 0 时,铜精矿的砷含量达到 3.74%,加入 NY 后,铜精矿中砷含量先降至 3.55%,随着 NY 用量的增加,砷的抑制效果变差,铜精矿中砷含量不降反升,同时铜回收率有所下降,锌含量有所增加。综合考虑,确定 NY 的用量为 60 g/t。

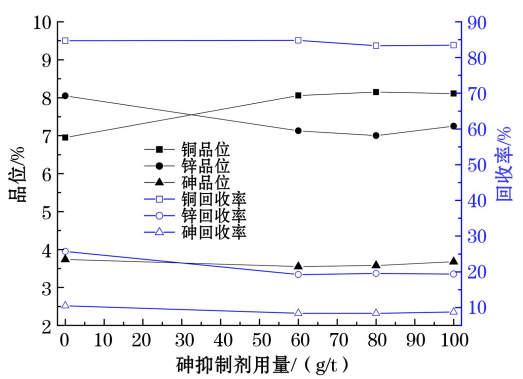


图 5 铜浮选砷抑制剂用量试验结果

Fig.5 Test results of arsenic inhibitor dosage for copper flotation

2.1.5 铜浮选捕收剂用量试验

在含锌铜矿中,乙黄药对铜的选择性较好,对闪锌矿捕收能力较弱。Z-200 对黄铁矿的捕收能力较弱,在铜矿浮选中有较强的选择性。本次试验采用乙黄药与 Z-200 组合用药,固定磨矿细度为-0.074 mm 占 65%、石灰 2 000 g/t、腐植酸钠 500 g/t、硫酸锌 2 000 g/t、NY 60 g/t、BK204 20 g/t。组合捕收剂的用量分别为 20 g/t(乙黄药 10 g/t+Z-200 10 g/t)、30 g/t(乙黄药 10 g/t+Z-200 20 g/t)、40 g/t(乙黄药 20 g/t+Z-200 20 g/t)、50 g/t(乙黄药 30 g/t+Z-200 20 g/t)。试验流程见图 1,试验结果见图 6。由图 6 可知,随着捕收剂用量增加,铜回收率逐渐升高,同时铜精矿中锌、砷含量也逐渐增加。当捕收剂用量为 40 g/t 时,铜精矿品位及回收率相对较好,且含锌、砷较低。当捕收剂用量增加到 50 g/t 时,铜品位下降明显,且含锌、砷较高。综合考虑,确定组合捕收剂的用量为 40 g/t(乙黄药 20 g/t+Z-200 20 g/t)。

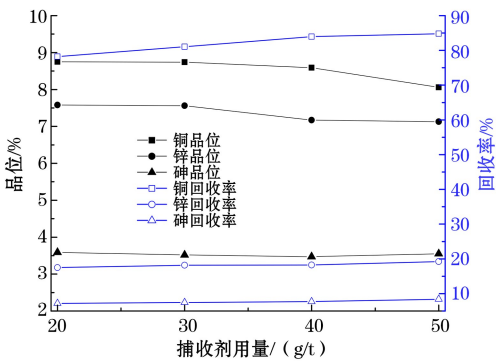


图 6 铜浮选捕收剂用量试验结果

Fig.6 Test results of collector dosage test for copper flotation

2.2 锌浮选试验

2.2.1 锌浮选石灰用量试验

固定铜浮选条件为:磨矿细度-0.074 mm 占 65%、石灰 2 000 g/t、腐植酸钠 500 g/t、硫酸锌 2 000 g/t、NY 60 g/t、乙黄药 20 g/t、Z-200 20 g/t、BK204 20 g/t。锌浮选条件为:NY 30 g/t、硫酸铜 150 g/t、ZC 20 g/t、2# 油 20 g/t。为进一步抑制黄铁矿,通过试验考察石灰用量变化对锌精矿浮选的影响。试验流程见图 7,试验结果见图 8。由图 8 可知,若不加石灰,锌回收率较高,但锌精矿中砷品位达到 9.30%、砷回收率达到 29.75%,锌精矿中含砷较高。随着石灰用量的增加,锌精矿品位有所提高,锌精矿中砷含量有所下降。当石灰用量增加至

3 000 g/t时,锌精矿指标较好且含砷较低。继续增加石灰用量至4 500 g/t时,虽然砷含量继续降低,但锌也在一定程度上被抑制,导致锌品位及回收率均有所下降。综合考虑,选择石灰的用量为3 000 g/t。

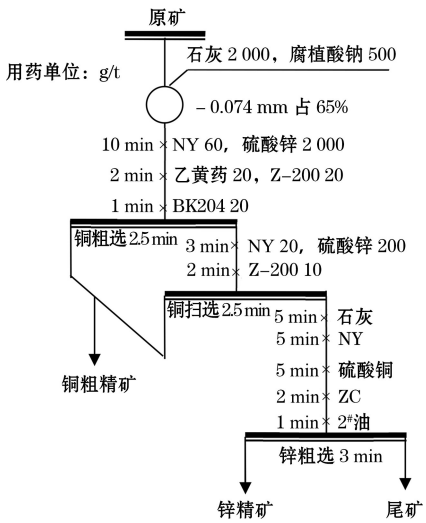


图7 锌浮选试验流程

Fig.7 Flow chart of zinc flotation test

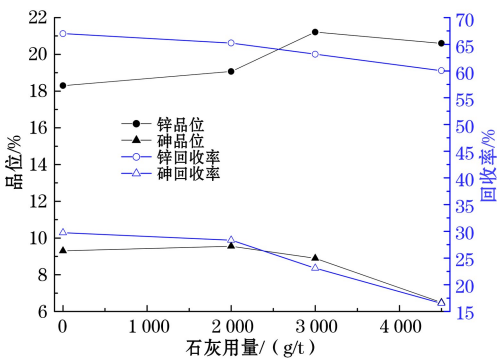


图8 锌浮选石灰用量试验结果

Fig.8 Test results of lime dosage test for zinc flotation

2.2.2 锌浮选砷抑制剂用量试验

石灰不仅是一种常用的浮选调整剂,在硫砷矿物浮选中也可与其他抑制剂组合抑制砷矿物[15]。锌浮选过程加入砷抑制剂NY,与石灰搭配进一步抑制砷。固定铜浮选、锌浮选条件为:石灰3 000 g/t、硫酸铜150 g/t、ZC 20 g/t、2# 油20 g/t。试验流程见图7,试验结果见图9。由图9可知,随着NY用量的增加,锌品位及回收率总体有所提高,锌精矿中砷含量逐渐下降。但当NY用量超过80 g/t后,砷含量下降不明显,且锌指标受到一定的影响,因此选择NY的用量为80 g/t。

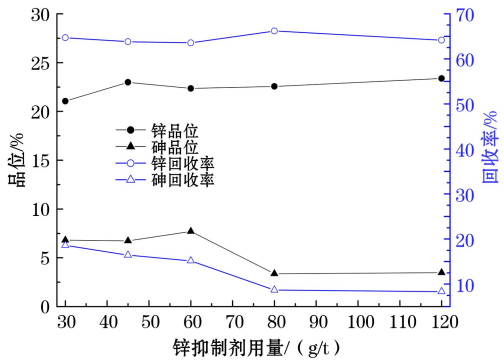


图9 锌浮选砷抑制剂用量试验结果

Fig.9 Test results of depressant dosage for zinc flotation

2.2.3 锌浮选硫酸铜用量试验

为抑制黄铁矿、磁黄铁矿,浮选过程加入石灰,但石灰对闪锌矿有一定抑制作用。为活化被抑制的闪锌矿,可加入硫酸铜。铜离子与硫化锌发生取代反应,使闪锌矿表面生成铜的硫化物,该化合物与黄药类药剂作用性更强,有利于提高闪锌矿矿物的表面疏水性[16]。试验固定铜浮选、锌浮选条件为:石灰3 000 g/t、NY 80 g/t、ZC 20 g/t、2# 油20 g/t。试验流程见图7,试验结果见图10。从图10可看出,随着硫酸铜用量增加,锌精矿回收率逐渐上升,但品位逐渐下降。当硫酸铜用量达到120 g/t时,锌品位较高,且此时含砷相对较低,且能得到较好的回收率。因此选择硫酸铜的用量为120 g/t。

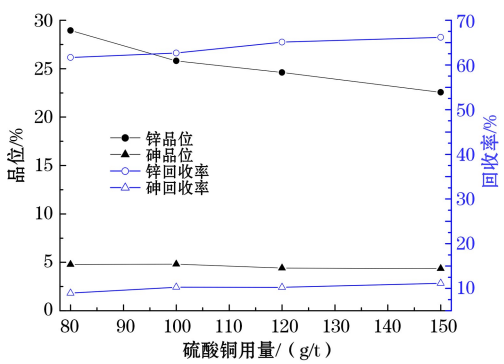


图10 锌浮选硫酸铜用量试验结果

Fig.10 Test results of $CuSO_4$ dosage for zinc flotation

2.2.4 锌浮选捕收剂用量试验

锌浮选捕收剂一般选用黄药[17],但此矿石为多金属原生矿石,金属矿物种类繁多且分布不均,因此选择ZC作为锌浮选捕收剂。ZC不仅对闪锌矿的选择性好,捕收能力也相对较强。试验固定铜浮选、锌浮选条件为:石灰3 000 g/t、NY 80 g/t、硫酸铜120 g/t、2# 油20 g/t。试验流程见图7,试验结果见

图 11。由图 11 可知,随着 ZC 用量增加,精矿的锌品位逐渐下降,锌回收总体呈上升趋势,而锌精矿的砷含量下降。当 ZC 用量达到 30 g/t 时,锌精矿的砷含量为 4.20%,随着 ZC 用量继续增加,砷含量变化不大。综合考虑,选择 ZC 的用量为 30 g/t。

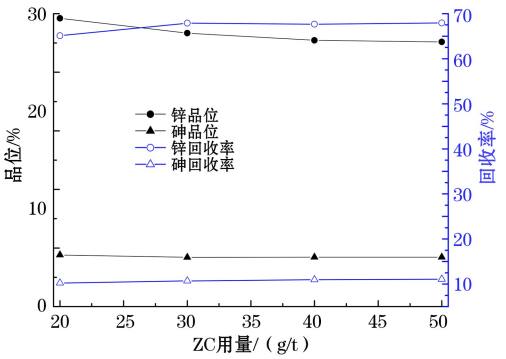


图 11 锌浮选 ZC 用量试验结果

Fig.11 Test results of ZC dosage for zinc flotation

2.3 铜锌浮选细度验证试验

在一段磨矿－0.074 mm 占 65%的细度条件下,含铜矿物粗选回收率为 87%,依据铜物相分析结果,基本达到了铜硫化物回收的目标。铜粗精矿中有 20%～25%的含锌矿物与铜矿物连生,另外还含有 15%左右的砷矿物。

对铜浮选尾矿选锌,锌的回收率基本达到了原矿中锌矿物所占比例。但由于含锌矿物与其他矿物,尤其与含砷矿物的解离不足,使多次精选中锌粗精矿的品位始终保持在 23%左右,以及含 4%左右的砷。为提高锌品位及回收率、降低锌精矿的砷含量,试用了大量的石灰(4.5 kg/t)和多种药剂组合,但效果甚微,且有相当部分的锌矿物损失于尾矿中。对以上选锌试验结果分析认为,含锌矿物与其他矿物连生,尤其是与含砷矿物连生是主要影响因素。

若要解决上述问题,需对原矿进行细磨,使含铜矿物、含锌矿物与其他矿物实现较好的单体解离。因此固定其他试验条件,进行不同磨矿细度的验证试验,试验流程见图 7。固定铜浮选条件为:石灰 2 000 g/t、腐植酸钠 500 g/t、硫酸锌 2 000 g/t、NY 60 g/t、乙黄药 20 g/t、Z-200 20 g/t、BK204 20 g/t;固定锌浮选条件为:石灰 3 000 g/t、NY 80 g/t、硫酸铜 120 g/t、ZC 30 g/t、2# 油 20 g/t。不同磨矿细度条件下的试验结果见图 12 和图 13。由图 12 和图 13 可知,磨矿细度达到－0.074 mm 占 80.13%时,铜、锌精矿品位及回收率较高,且砷含量较少。因此确定磨矿细度为－0.074 mm 占 80.13%。

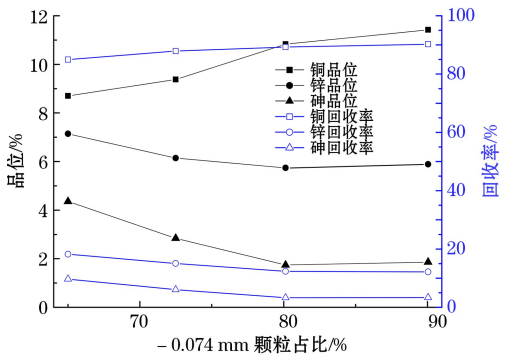


图 12 磨矿细度验证试验的铜精矿指标

Fig.12 Copper concentrate indicators of grinding fineness verification test

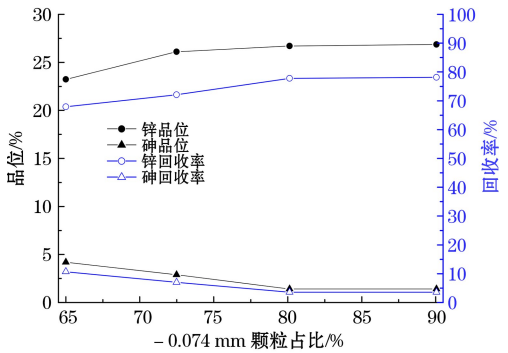


图 13 磨矿细度验证试验的锌精矿指标

Fig.13 Zinc concentrate indicators of grinding fineness verification test

2.4 铜锌浮选闭路试验

在以上各条件试验的基础上进行闭路试验,铜锌浮选闭路试验流程见图 14,试验结果见表 4。

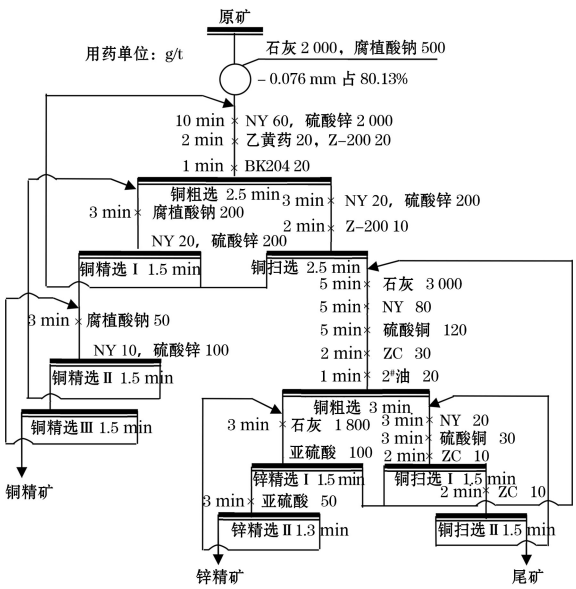


图 14 铜锌浮选闭路试验流程

Fig.14 Closed-circuit test process of copper-zine flotation

表 4 铜锌浮选闭路试验结果

Table 4 The results of closed-circuit test of copper-zinc flotation %

产品名称	产率	品位				回收率			
		Cu	Zn	Ag*	As	Cu	Zn	Ag	As
铜精矿	3.51	29.35	6.18	1 265	0.46	82.17	4.64	48.10	0.30
锌精矿	8.62	0.86	46.85	352	0.52	5.91	86.34	32.87	0.82
尾矿	87.87	0.17	0.48	20	6.12	11.92	9.02	19.03	98.88
原矿	100.00	1.25	4.67	92	5.44	—	—	—	—

注：* 表示 Ag 的单位为 g/t。

2.5 铜锌尾矿浮选砷试验

砷浮选试验的原料样品取自选矿厂的铜锌浮选尾矿。化验分析结果表明，试样含砷 5.30%、含硫 5.50%，细度为－0.074 mm 占 15.70%。

2.5.1 砷浮选细度试验

矿石性质分析显示，毒砂是矿石主要有害元素砷的赋存形态，一般粒度在 0.05 mm 左右。铜锌尾矿的粒度较粗（－0.074 mm 占 15.70%），为考察给矿细度对砷浮选的影响，进行了磨矿细度试验。试验条件为：pH＝6（加硫酸调整 pH）、水玻璃 1 200 g/t、硫酸铜 200 g/t、丁黄药 80 g/t、BK204 50 g/t。磨矿细度试验流程见图 15，试验结果见图 16。

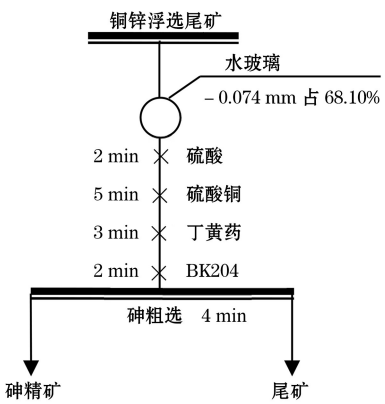


图 15 砷浮选磨矿细度试验流程

Fig.15 Flow chart of grinding fineness test for arsenic flotation

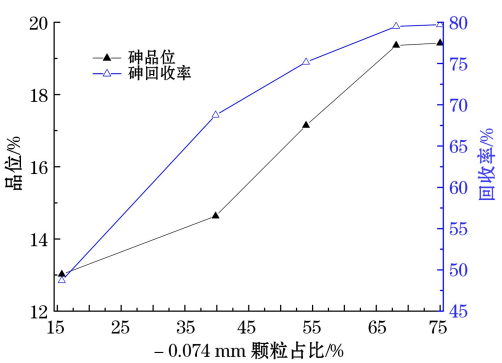


图 16 砷浮选磨矿细度试验结果

Fig.16 Results of grinding fineness test of arsenic flotation

试验结果显示，尾矿细度为－0.074 mm 占 15.70% 时，砷品位仅为 13.02%、回收率仅为 48.71%。随着磨矿细度增加，砷品位总体有所提升，当磨矿细度增加至－0.074 mm 占 68.10%时，砷品位及回收率可分别达到 17.36%、78.50%，继续细磨至－0.074 mm 占 75%时，砷回收率提升不明显，且砷品位有所下降，因此选择尾矿的磨矿细度为－0.074 mm 占 68.10%。

2.5.2 砷浮选调整剂试验

试验条件为：磨矿细度－0.074 mm 占 68.10%、水玻璃 1 200 g/t、硫酸铜 200 g/t、丁黄药 80 g/t、BK204 50 g/t、调整剂为硫酸。试验流程见图 15，试验结果见图 17。由图 17 可知，随着 pH 值升高，砷品位及回收率总体呈下降趋势。根据试验结果，选择 pH 值为 5。

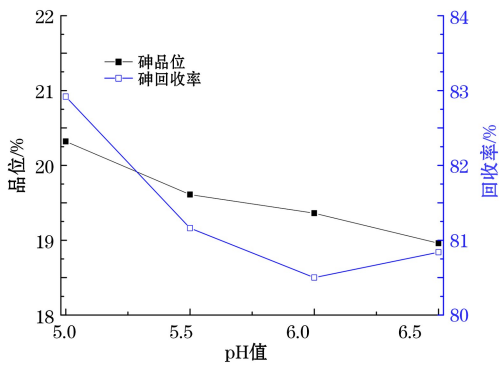


图 17 砷浮选调整剂用量试验结果（对应 pH 值）

Fig.17 Test results (corresponding to pH) of regulator dosage for arsenic flotation

2.5.3 砷浮选水玻璃用量试验

水玻璃可增大含砷矿物在矿浆中的分散性，同时还可以增强对硅酸盐矿物的抑制作用。试验条件为：磨矿细度－0.074 mm 占 68.10%、pH＝5（调整剂采用硫酸）、硫酸铜 200 g/t、丁黄药 80 g/t、BK204 50 g/t。试验流程见图 15，试验结果见图 18。由图 18 可知，随着水玻璃用量增加，砷品位及回收率总体呈上升趋势，水玻璃用量超过 1 200 g/t

后,砷品位及回收率略有下降,因此选择水玻璃用量为 1 200 g/t。

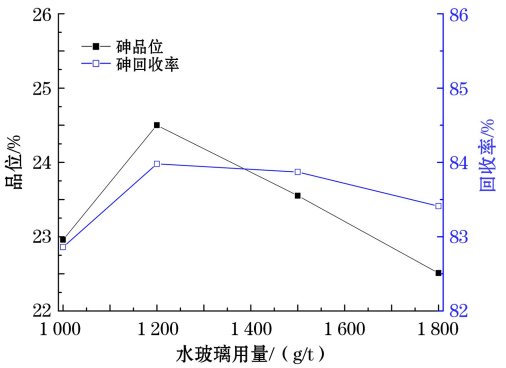


图 18 砷浮选水玻璃用量试验结果

Fig.18 Test results of sodium silicate dosage for arsenic flotation

2.5.4 砷浮选硫酸铜用量试验

由矿石性质可知,部分毒砂与闪锌矿、黄铁矿连生,经铜锌浮选后与闪锌矿、黄铜矿连生部分的毒砂被抑制。为提高砷精矿回收率,进行硫酸铜用量试验。试验条件为:磨矿细度-0.074 mm 占 68.10%、水玻璃 1 200 g/t、pH=5(调整剂采用硫酸)、丁黄药 80 g/t、BK204 50 g/t。试验流程见图 15,结果见图 19。由图 19 可知,硫酸铜用量从 100 g/t 增加至 500 g/t 时,砷回收率明显提高,但砷品位也出现下降趋势,综合考虑,选择硫酸铜用量为 300 g/t。

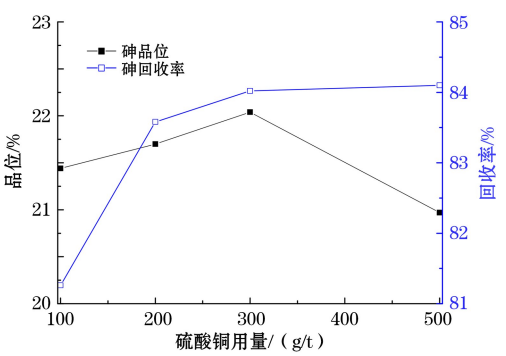


图 19 砷浮选硫酸铜用量试验结果

Fig.19 Test results of $CuSO_4$ dosage for arsenic flotation

2.5.5 砷浮选丁黄药用量试验

试验条件为:磨矿细度-0.074 mm 占 68.10%、水玻璃 1 200 g/t、pH=5(调整剂采用硫酸)、硫酸铜 300 g/t、BK204 50 g/t。试验流程见图 15,结果见图 20。由图 20 可知,随着丁黄药用量逐渐增加,砷回收率逐渐提高,但砷品位出现先增加后降低的趋势。当丁黄药用量超过 110 g/t 后,砷品位明显下降,因此选择丁黄药用量为 110 g/t。

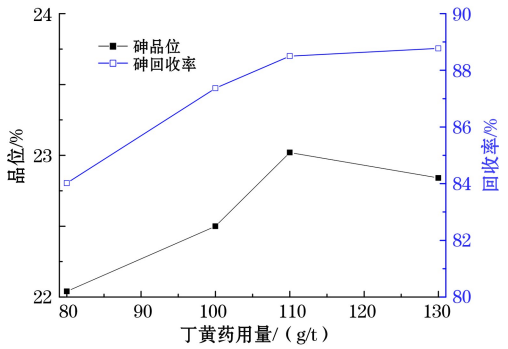


图 20 砷浮选丁黄药用量试验结果

Fig.20 Test results of collector dosage for arsenic flotation

2.5.6 闭路试验

以选厂铜锌浮选尾矿为试样,在选砷条件试验的基础上进行闭路试验。试验流程见图 21,试验结果见表 5。

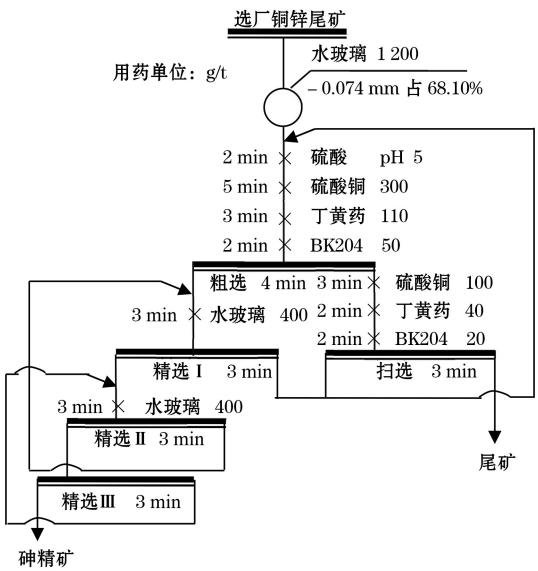


图 21 砷浮选闭路试验流程

Fig.21 Closed-circuit test process of arsenic flotation

表 5 砷浮选闭路试验结果

Table 5 The results of closed-circuit test of arsenic flotation

%

产品名称	产率	砷品位	砷回收率
精矿	14.68	32.20	87.94
尾矿	85.32	0.76	12.06
铜锌尾矿	100.00	5.37	—

3 结论

(1) 某矿石富含铜、锌、砷、银等金属硫化物,粒度不均匀,不同矿物之间的嵌布关系复杂。部分固

溶体分离结构产出的闪锌矿、黄铜矿等硫化矿解离较难,是精矿含杂和影响目的矿物回收的主要因素。

(2) 矿石中的锌主要以铁闪锌矿形式存在,锌精矿品位较难提高。部分细粒、微细粒闪锌矿被黄铜矿包裹且呈固溶体分离结构分布,另有部分闪锌矿由于蚀变作用与毒砂嵌布关系复杂,以及嵌布在黄铁矿中的细粒、微细粒闪锌矿,都较难实现理想的单体解离。

(3) 部分经热液蚀变作用呈极不规则状的毒砂,与黄铜矿或闪锌矿形成较复杂的嵌连关系,难以与铜、锌硫化矿较好地解离。

(4) 在铜锌浮选取得较好指标前提下,通过试验将砷精矿品位提高至 32.20%,砷回收率达到 87.94%。研究结果可为该选厂生产提供借鉴。

参考文献(References):

[1] 刘晓,张宇,王楠,等.我国铅锌矿资源现状及其发展对策研究[J].中国矿业,2015,24(增刊 1):6-9.
LIU Xiao, ZHANG Yu, WANG Nan, et al. Pb-Zn metal resources situation and suggestion for Pb-Zn metals industry development in China[J]. China Mining Magazine,2015,24(Suppl.1):6-9.

[2] 敖顺福.铅锌矿选矿工艺、药剂及设备研究进展[J].矿产保护与利用,2023,43(5):146-162.
AO Shunfu. Research progress of lead-zinc ore separation process, reagents and equipments[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources,2023,43(5):146-162.

[3] 文金磊,朱一民,周菁,等.铅锌矿产资源特征及浮选工艺研究现状[J].矿产综合利用,2015(6):1-6.
WEN Jinlei, ZHU Yimin, ZHOU Jing, et al. Research status of Pb-Zn mineral resource characteristics and flotation technology [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources,2015(6):1-6.

[4] 刘志国,张宇,康金星,等.青海某复杂铜铅锌矿选矿试验研究[J].中国矿山工程,2022(5):75-81.
LIU Zhiguo, ZHANG Yu, KANG Jinxing, et al. Metallurgical testwork of a complex Cu-Pb-Zn ore from Qinghai[J]. China Mine Engineering,2022(5):75-81.

[5] 赵杰,罗思岗,赵志强,等.云南某含砷铅锌银多金属矿选矿试验研究[J].矿冶,2022(5):49-55.
ZHAO Jie, LUO Sigang, ZHAO Zhiqiang, et al. Experimental study on beneficiation of a Pb-Zn-Ag polymetallic ore containing arsenic in Yunnan[J]. Mining and Metallurgy,2022(5):49-55.

[6] 陈京玉,康维刚,谢建平,等.内蒙古某深部高硫铅锌矿石浮选工艺试验研究[J].金属矿山,2018(10):80-85.
CHENG Jingyu, KANG Weigang, XIE Jianping, et al. Study on the flotation process of a high sulfur Pb-Zn ore in deep ore body from inner Mongolia[J]. Metal Mine,2018(10):80-85.

[7] 毕云霄,余攀,丁湛,等.黄铁矿浮选抑制剂的研究进展[J].矿产保护与利用,2020,40(4):157-166.
BI Yunxiao, YU Pan, DING Zhan, et al. The development of research on the pyrite flotation depressants [J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources,2020,40(4):157-166.

[8] 王双玉,袁致涛,刘磊,等.磁黄铁矿型铜铁多金属矿选矿研究进展[J].矿产综合利用,2018(5):13-20.
WANG Shuangyu, YUAN Zhitao, LIU Lei, et al. Research progress ion beneficiation of pyrrhotite type copper-iron polymetallic ore[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources,2018(5):13-20.

[9] 邱显扬,马先峰,何晓娟,等.磁黄铁矿与黄铜矿浮选分离研究进展[J].矿业工程,2011(6):29-32.
QIU Xianyang, MA Xianfeng, HE Xiaojuan, et al. Research progress in flotation separation of pyrrhotite from chalcopyrite[J]. Mining Engineering,2011(6):29-32.

[10] 韩英梅.腐殖酸钠在铜硫矿石浮选中的作用机理[J].武汉科技大学学报(自然科学版),2002,25(14):342-344.
HAN Yingmei. Functions of sodium humate in flotation of the sulphide minerals containing low copper[J]. Journal of Wuhan University of Science and Technology,2002,25(14):342-344.

[11] 方夕辉,钟常明,邱廷省.$Ca(ClO)_2$ 与腐殖酸钠对黄铜矿和黄铁矿浮选的影响[J].中国矿业,2007(8):48-51.
FANG Xihui, ZHONG Changming, QIU Tingsheng. Flotation behaviour of chalcopyrite and pyrite with calium hypochlorate and sodium humate combined depressants[J]. China Mining Magazine,2007(8):48-51.

[12] 彭蓉,魏志聪,王衡嵩,等.铜砷矿物分离研究进展.矿产保护与利用,2020,40(2):93-99.
PENG Rong, WEI Zhicong, WANG Hengsong, et al. Research development on separation of copper and arsenic minerals [J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources,2020,40(2):93-99.

[13] 郑思勇,安昌,戚华强,等.某铜锌硫多金属硫化矿高效分离浮选试验研究[J].中国矿业,2023,32(3):118-124.
ZHENG Siyong, AN Chang, QI Huaqiang, et al. Experimental study on high-efficiency separation and flotation of a copper-zinc-sulfur polymetallic sulfide ore[J]. China Mining Magazine,2023,32(3):118-124.

[14] 符海桃,童雄,谢贤,等.铜锌硫化矿分离技术研究进展[J].世界有色金属,2023(20):1-3.
FU Haitao, TONG Xiong, XIE Xian, et al. Research progress on separation technology of copper-zinc sulfide ore [J]. World Nonferrous Metals,2023(20):1-3.

[15] 李江丽,刘殿文,杨升旺,等.硫砷矿物浮选分离药剂的研究进展[J].矿产保护与利用, 2020, 40(1):145-151.
LI Jiangli, LIU Dianwen, YANG Shengwang, et al. Research progress on flotation separation agents for sulfide minerals and arsenic-bearing mminerals[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources,2020,40(1):145-151.

[16] 曾勇,刘建,王瑜,等.典型金属离子对闪锌矿浮选行为的影响及作用机制的研究进展[J].矿产保护与利用,2019,39(2):109-117.
ZENG Yong, LIU Jian, WANG Yu, et al. Research progress on the interaction mechanism of typical metal ions with sphalerite and its effect on flotation[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources,2019,39(2):109-117.

[17] 常自勇,李玉娇,沈政昌,等.微细粒矿物浮选捕收剂的应用及其机理研究进展[J].工程科学学报,2023,45(11):1807-1819.
CHANG Ziyong, LI Yujiao, SHEN Zhengchang, et al. Advancements in the application and mechanism of fine-grained mineral flotation collectors[J]. Chinese Journal of Engineering,2023,45(11):1807-1819.