

西藏某富银难选铜铅锌硫化矿选矿试验研究^{*}

赵强¹, 丁士瑞¹, 周南², 崔宝玉¹

(1. 东北大学 资源与土木工程学院, 辽宁 沈阳 110819; 2. 辽宁省地质矿产研究院, 辽宁 沈阳 110800)

摘要:针对西藏某富银难选铜铅锌硫化矿矿物共生关系密切、嵌布粒度细且不均匀、相互包裹严重等特点, 采用铜铅锌混浮—精矿再磨—铜铅混浮—铜铅分离的浮选流程进行了选矿试验。通过条件试验, 确定了矿石最佳磨矿细度和浮选药剂制度。在此基础上进行了闭路试验, 最终获得的铜精矿品位为 14.48%, 回收率为 59.72%; 铅精矿品位为 53.74%, 回收率为 88.78%; 锌精矿品位为 57.18%, 回收率为 84.57%。同时铜精矿中金的品位为 73.30 g/t, 回收率为 41.47%, 银品位为 12 507 g/t, 回收率为 83.12%。矿石中铅、锌、铜、金、银等有价元素都得到有效的回收。

关键词:铜铅锌硫化矿; 混合浮选; 铜铅混浮; 铜铅分离

中图分类号: TD952.1; TD952.2; TD952.3 文献标志码: B 文章编号: 1001-0076(2017)02-0039-08

DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2017.02.008

Experimental Study on a Refractory Rich Silver - lead - zinc Sulfide Ore Bearing Copper from Tibet

ZHAO Qiang¹, DING Shirui¹, ZHOU Nan², CUI Baoyu¹

(1. School of Resource and Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang 110819, China; 2. Institute of Geology and Mineral Resources of Liaoning, Shenyang 10800, China)

Abstract: In view of the characteristics of a refractory rich silver - bearing copper - lead - zinc sulfide ore in Tibet, namely valuable minerals with a close paragenetic relationship, uneven fine dissemination and serious inclusions, a flotation process consisting of copper - lead - zinc bulk flotation, regrinding, copper - lead bulk flotation and separation was adopted. Based on the condition tests, the best grinding fineness and the optimal consumptions of flotation reagents were determined. Then, the closed circuit flotation experiment was conducted. The results indicated that under the optimum conditions, the copper concentrate with grade of 14.48% and a recovery of 59.72%, the lead concentrate with grade of 53.74% and a recovery of 88.78%, and the zinc concentrate with a grade of 57.18% and a recovery of 84.57% were obtained. Meanwhile, the associated gold with a grade of 73.30 g/t and a recovery of 41.47% and the associated silver with a grade of 12 507 g/t and a recovery of 83.12% were enriched in copper concentrate. Therefore, valuable elements of lead, zinc, copper, gold and silver could be effectively separated and recovered.

Key words: copper - lead - zinc sulfide ore; bulk flotation; regrinding; copper - lead bulk flotation; copper - lead separation

铜、铅和锌是非常重要的有色金属,在冶金工业、化学工业、电气工业、机械工业、等工业生产中发

* 收稿日期: 2016 - 10 - 15

基金项目: “十二五”国家科技支撑计划项目(2012BAB01B03)

作者简介: 赵强(1993 -), 男, 河北邯郸人, 博士研究生。

挥着重要作用^[1]。铜铅锌多金属硫化矿是这三种有色金属元素主要来源之一,这类性质矿石一般都具有矿石共生关系密切、嵌布粒度细和相互包裹程度大等特征,并且常伴生金、银等贵金属元素^[2,3]。这些因素造成了铜铅锌矿物的单体解离困难,也为铜铅锌矿石的分选带来了重大问题,成为选矿科技工作者的重要研究对象之一^[4]。

西藏某铜铅锌硫化矿具有矿物种类繁多、共生关系密切、有用矿物嵌布粒度细且不均匀,相互包裹严重等特点。矿石中包含铅、锌、铜、金、银等多种有价金属;脉石矿物中主要有石英、斜长石、绢云母、碳酸盐等,属于典型的富银难选多金属硫化矿。针对该多金属矿的性质特点,进行了铜铅锌矿物的分选试验研究,使得铜、铅、锌、金、银等金属得到有效的分离和回收。

1 矿石性质

1.1 化学多元素分析

原矿化学多元素分析结果如表1所示。

成分	Cu	Pb	Zn	TFe	S	As
含量	0.24	4.05	7.68	3.26	7.38	0.68
成分	Au	Ag	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
含量	1.75	148.97	57.92	6.92	3.37	2.03

注: Au、Ag 的含量单位为 g/t。

从表1中可以看出,原矿中主要有用元素为铜、铅、锌、金和银,因此该矿石具有较高的综合回收价值。

1.2 物相分析

原矿铜铅锌物相分析结果如表2所示。

名称	相名	含量	分布率
铜矿物	硫化物中铜	0.22	91.67
	氧化物中铜	0.02	8.33
	全铜	0.24	100.00
铅矿物	硫化物中铅	3.80	93.37
	氧化物中铅	0.27	6.63
	全铅	4.07	100.00
锌矿物	硫化物中锌	7.50	95.30
	氧化物中锌	0.37	4.70
	全锌	7.87	100.00

从表2中可以看出,矿石中的铜铅锌主要以硫

化物的形式存在,氧化程度较低,其中硫化物中铜占全铜的91.67%,硫化物中铅占全铅的93.37%,硫化物中锌占全锌的95.30%。因此,本试验主要考虑铜铅锌硫化物的回收。

1.3 主要矿物及嵌布特征

该矿石的矿物组成相对复杂,属富银难选多金属硫化矿。矿石中的主要的金属矿物有闪锌矿、方铅矿、黄铜矿、黄铁矿,其次为白铅矿、菱锌矿、针铁矿、砷黝铜矿等;非金属矿物以石英、绢云母为主,其次为斜长石、方解石等。矿石中矿物共生关系复杂,嵌布形式多样,主要有用矿物多成自形、半自形相互交代包围。方铅矿嵌布粒度粗细不均,一般分布在10~1 000 μm。大部分方铅矿呈脉状或团块状分布具明显黑三角形孔,与闪锌矿密切共生,小部分晚期方铅矿呈星点状散布于岩石中。闪锌矿嵌布粒度一般分布在10~500 μm,主要呈灰色他形晶粒状集合体产出。其分布也极不均匀,部分粗粒分布于脉石矿物中,部分10~50 μm的细粒常沿裂隙与方铅矿交代填充,少量20 μm微细粒嵌布在网状黄铁矿中。粗粒闪锌矿中常常包裹有呈固溶体分离结构的细粒星点状的黄铜矿。黄铜矿呈黄色他形晶粒状结构,星点状分布于闪锌矿中,分布疏密不均,粒度细微。黄铁矿多呈圆粒和自形晶结构,粗粒(100~200 μm)呈脉状或粒状分布于脉石矿物及方铅矿颗粒中,细粒(10~30 μm)呈浸染状分布。银矿物主要以银黝铜矿、辉银矿、深红银矿等形式存在,与黄铜矿伴生密切,少量分布在方铅矿、闪锌矿和黄铁矿中。

2 试验方案的确定

铜铅锌多金属硫化矿的浮选工艺主要有优先浮选、混合浮选、部分混合浮选和等可浮选四类流程^[5-7]。由于该矿石中铜铅锌的硫化矿物致密共生、嵌布粒度粗细不均,有用矿物常相互交代包裹,如果采用一段磨矿使有用矿物单体解离则能耗较大,因此采用阶段磨矿阶段选别进行回收。同时探索试验表明,由于方铅矿和与闪锌矿密切共生,黄铜矿也主要呈细粒包裹于闪锌矿中,一段磨矿后大部分有用矿物仍未达到单体解离,采用优先浮选和等可浮选后仍有部分铜铅锌硫化矿物互相包裹,难以分离,而采用混合浮选可以先将铜铅锌矿物富集到混合精矿中。混合精矿经过二段磨矿后,有用矿

物得到进一步解离,依据铜铅锌硫化矿物可浮性差异,可以先将可浮性较好的黄铜矿和方铅矿与可浮性较差的闪锌矿分离,然后再进行铜铅分离。

因此,确定处理该富银难选铜铅锌多金属硫化矿的工艺方案为:铜铅锌混浮—精矿再磨—铜铅混浮—铜铅分离。具体流程为:(1)一次磨矿后,对铜、铅、锌矿物进行混合浮选,将有用矿物富集到混合精矿中;(2)混合精矿再磨后,尽可能使有用矿物特别是铜、锌矿物单体解离;(3)进行铜铅混浮,抑锌浮铜铅,得到铜铅混合精矿和锌精矿;(4)进行铜铅分离,抑铅浮铜,得到铜精矿和铅精矿,金银作为伴生矿将主要富集在铜精矿中。

3 试验结果与讨论

由于铜、铅矿物可浮性相近,且铜、锌矿物互相包裹严重,在铜铅锌混合浮选阶段,铜硫化物随铅、锌矿物也主要在混合精矿富集,且铜品位较铅、锌品位要低很多,只需考察铅、锌的浮选指标。

3.1 铜铅锌混合粗选条件试验

铜铅锌混合浮选作业中以石灰为 pH 调整剂, CuSO_4 为锌矿物活化剂,丁基黄药 + 乙基黄药组合为硫化矿捕收剂,2#油为起泡剂。在探索试验的基础上,对磨矿细度、石灰用量、 CuSO_4 用量、黄药用量进行条件试验,试验流程图如图 1 所示。

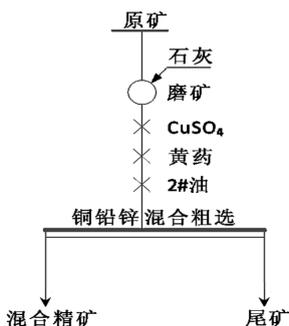


图 1 铜铅锌混合粗选试验流程图

3.1.1 磨矿细度试验

适宜的磨矿细度是获得高质量产品的必要条件,粒度太粗就不能使有用矿物与脉石矿物充分解离,而过磨后,不仅增加了磨矿成本,且易泥化,使浮选指标恶化^[8]。为了确定合理的磨矿细度,在石灰用量为 800 g/t、丁基黄药 + 乙基黄药(质量比 1 : 1)混合用量为 100 g/t、2#油用量为 20 g/t 的条件下,进行了磨矿细度试验,试验结果如图 2 所示。从

图 2 可以看出,随着磨矿细度的增加,混合精矿中铅品位和锌品位均呈现上升趋势,而铅回收率和锌回收率先升高后渐趋平缓甚至有所下降。

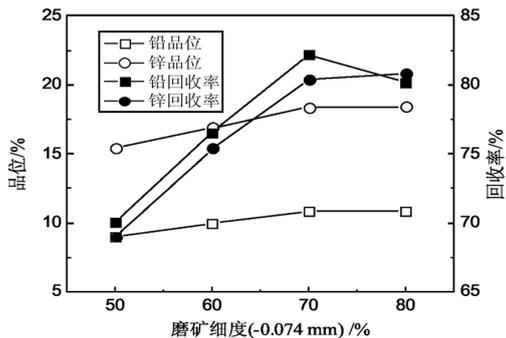


图 2 磨矿细度对混合精矿指标的影响

综合考虑粗精矿指标和磨矿效率,最终确定粗选磨矿细度为 -0.074 mm 含量占 70%。

3.1.2 石灰用量试验

石灰作为 pH 调整剂和分散剂在磨矿阶段加入到球磨机中。当石灰的用量增加时,浮选时的泡沫层也越来越稳定,但大量使用石灰会使泡沫发黏,从而影响精矿的品位和回收率^[9]。为了考察石灰用量对混合精矿指标的影响,在磨矿细度为 -0.074 mm 含量占 70%、丁基黄药 + 乙基黄药(质量比 1 : 1)混合用量为 100 g/t、2#油用量为 20 g/t 条件下,进行了石灰用量试验,试验结果如图 3 所示。

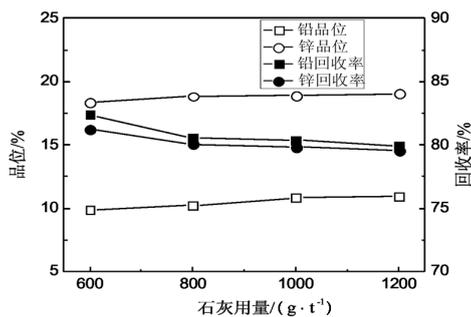


图 3 石灰用量对混合精矿指标的影响

从图 3 中可以看出,随着石灰用量的增加,混合精矿中铅品位和锌品位逐渐上升,而铅回收率和锌回收率逐渐下降。综合考虑,确定粗选石灰用量为 1 000 g/t。

3.1.3 硫酸铜用量试验

由于闪锌矿的可浮性不及方铅矿,在混合浮选阶段需要加入 CuSO_4 对其进行活化。为了考察

CuSO₄用量对混合精矿浮选指标的影响,在磨矿细度为-0.074 mm 含量占70%、丁基黄药+乙基黄药(质量比1:1)混合用量为100 g/t、2#油用量为20 g/t条件下,进行了硫酸铜用量试验,试验结果如图4所示。

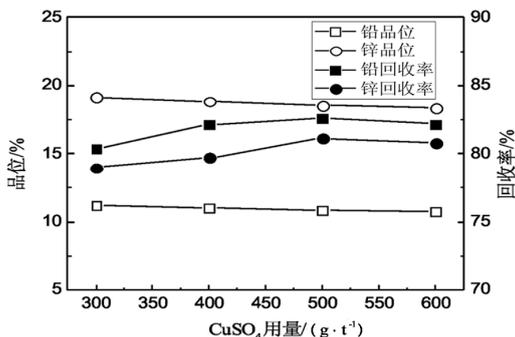


图4 CuSO₄用量对混合精矿指标的影响

从图4中可以看出,随着CuSO₄用量的增加,混合粗精矿中铅品位和锌品位缓慢下降,铅回收率和锌回收率均呈现先上升后缓慢下降的趋势。综合考虑,确定粗选CuSO₄用量为500 g/t。

3.1.4 黄药用量试验

试验选用丁基黄药和乙基黄药作为铜铅锌硫化矿物的捕收剂,依据相关经验进行了配比探索试验。结果表明,按m(丁基黄药):m(乙基黄药)=1:1混合作为硫化矿的捕收剂使用效果较好。为了考查黄药用量对混合精矿浮选指标的影响,在磨矿细度为-0.074 mm 含量占70%、石灰用量为1 000 g/t、CuSO₄用量为500 g/t、2#油用量为20 g/t条件下,进行了黄药用量试验,试验结果如图5所示。

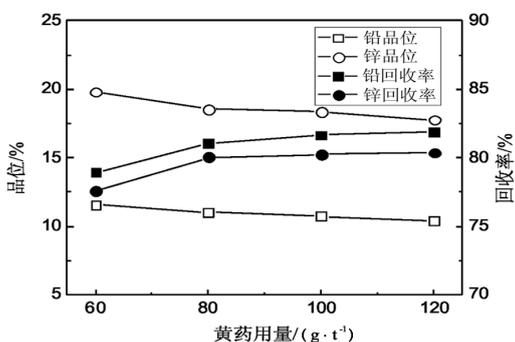


图5 黄药用量对混合精矿指标的影响

从图5可以看出,黄药用量对混合精矿指标的影响规律与CuSO₄用量影响规律相近。随着黄药

用量的增加,混合粗精矿中铅品位和锌品位逐渐下降,铅回收率和锌回收率逐渐上升。综合考虑,确定铜铅锌混合粗选丁基黄药+乙基黄药混合用量为100 g/t。

3.2 铜铅混合粗选条件试验

铜铅锌混合精矿进行再磨之前需要进行脱药处理,本试验中采用活性炭进行脱药。铜铅混合浮选作业中以石灰为pH调整剂,ZnSO₄+Na₂SO₃组合为锌矿物抑制剂,乙硫氮为铜铅矿物捕收剂,2#油为起泡剂。在探索试验基础上,对再磨细度、石灰用量、ZnSO₄+Na₂SO₃组合抑制剂用量和乙硫氮用量进行条件试验,试验流程图如图6所示。

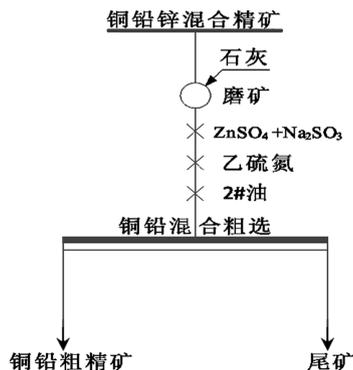


图6 铜铅混合粗选试验流程图

3.2.1 再磨细度试验

矿石中有色金属矿物共生关系比较复杂,特别是部分微细粒铜矿物被闪锌矿包裹,将铜铅锌混合精矿直接分离并不能得到良好的分离指标,所以需要铜铅锌混合精矿进行再磨。为了考察再磨细度对铜铅混合精矿指标的影响,在石灰用量为1 000 g/t、ZnSO₄+Na₂SO₃用量为2 000 g/t+1 000 g/t、乙硫氮用量为100 g/t、2#油为用量为20 g/t的条件下进行了再磨细度试验,试验结果如图7所示。

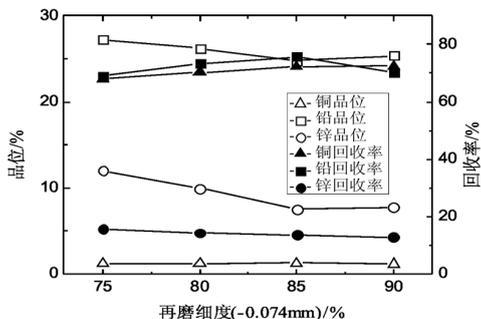


图7 再磨细度对铜铅混合精矿指标的影响

从图 7 可以看出,随着再磨细度的增加,有用金属矿物进一步解离,铜铅混合精矿中铅品位呈现先下降后上升的趋势,铜品位几乎保持不变;铜回收率逐渐上升后基本稳定,铅回收率先上升后下降,锌回收率缓慢下降。当磨矿细度为 -0.074 mm 占 85% 时,铜铅混合精矿中铜铅回收率都相对较高。综合考虑,确定铜铅混合粗选再磨细度为 -0.074 mm 占 85%。

3.2.2 石灰用量试验

为了考察石灰用量对铜铅混合精矿指标的影响,在再磨细度为 -0.074 mm 含量占 85%, $\text{ZnSO}_4 + \text{Na}_2\text{SO}_3$ 用量为 $2\ 000\text{ g/t} + 1\ 000\text{ g/t}$, 乙硫氮用量为 100 g/t , 2#油为用量为 20 g/t 的条件下,进行了石灰用量试验,试验结果如图 8 所示。

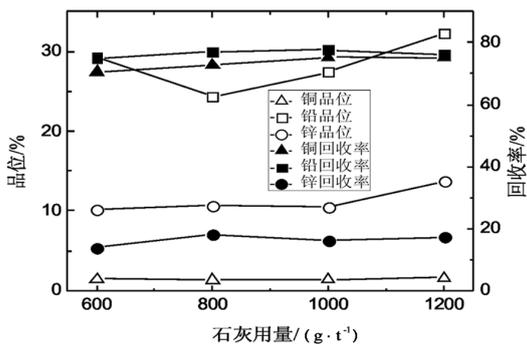


图 8 石灰用量对铜铅混合精矿指标的影响

从图 8 可以看出,随着石灰用量的增加,铜铅混合精矿中铅品位先下降后上升,锌品位逐渐上升,铜品位基本不变;铜回收率和铅回收率先上升后保持稳定。当石灰用量达到 $1\ 000\text{ g/t}$ 时,铜铅混合精矿铜回收率和铅回收率均达到最大值。综合考虑,确定铜铅混合粗选石灰用量为 $1\ 000\text{ g/t}$ 。

3.2.3 抑制剂用量试验

对铜铅锌混合精矿进行铜铅混合浮选实质上是对铜铅矿物和锌矿物进行分离。根据长期选矿实践经验,常采用 $\text{ZnSO}_4 + \text{Na}_2\text{SO}_3$ 作为锌矿物的抑制剂,且两者的质量比例为 2 : 1 时效果较好^[10,11]。为了考察抑制剂用量对铜铅混合精矿指标的影响,在再磨细度为 -0.074 mm 含量占 85%,石灰用量为 $1\ 000\text{ g/t}$,乙硫氮用量为 100 g/t ,2#油为用量为 20 g/t 的条件下进行了抑制剂用量试验,试验结果如图 9 所示。

从图 9 中可以看出,随着组合抑制剂用量的增加,铜铅混合精矿中铜品位和铅品位先下降后基本

稳定,锌品位逐渐下降后基本稳定;锌矿物收到良好的抑制效果,锌回收率迅速下降,铜铅矿物受影响较小,铜回收率和铅回收率缓慢下降。在抑制剂用量为 $3\ 000\text{ g/t}$ 时,铅品位达到最高,铜、铅回收率均较高。综合考虑,确定铜铅混合粗选 $\text{ZnSO}_4 + \text{Na}_2\text{SO}_3$ 组合用量为 $2\ 000\text{ g/t} + 1\ 000\text{ g/t}$ 。

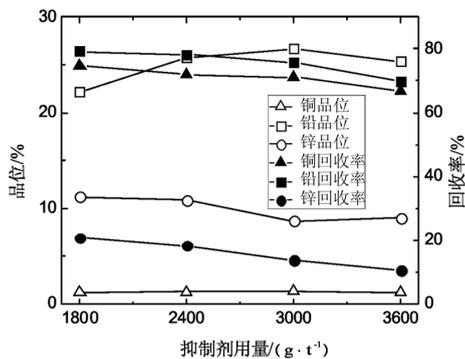


图 9 抑制剂用量对铜铅混合精矿指标影响

3.2.4 乙硫氮用量试验

乙硫氮对方铅矿、黄铜矿的捕收能力强,而对闪锌矿和黄铁矿的捕收能力较弱,药剂选择性好,且用量比黄药少。为了考察乙硫氮用量对铜铅混合精矿指标的影响,在再磨细度为 -0.074 mm 含量占 85%、石灰用量为 $1\ 000\text{ g/t}$ 、 $\text{ZnSO}_4 + \text{Na}_2\text{SO}_3$ 用量为 $2\ 000\text{ g/t} + 1\ 000\text{ g/t}$ 、2#油用量为 20 g/t 的条件下进行了乙硫氮用量试验,试验结果如图 10 所示。

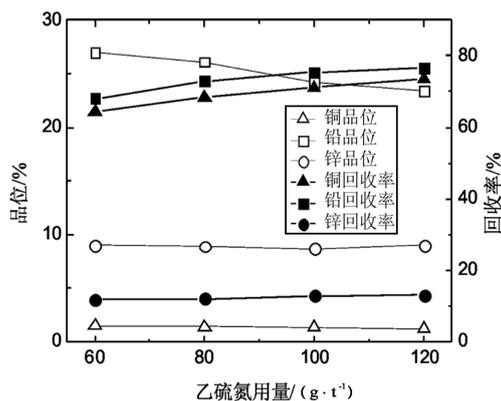


图 10 乙硫氮用量对铜铅混合精矿指标的影响

从图 10 中可以看出,随着乙硫氮用量的增加,铜铅混合精矿中铜品位和铅品位逐渐下降,锌品位变化较小;铜回收率和铅回收率逐渐上升,锌回收率变化较小,说明乙硫氮的选择性良好。综合考虑,确定铜铅混合粗选乙硫氮用量为 100 g/t 。

3.3 铜铅分离条件试验

铜铅混合精矿进行铜铅分离前也需要用活性炭脱药。由于硫化铜矿物和硫化铅矿物的可浮性相近,根据该矿石性质和“抑多浮少”的原则,可采用抑铅浮铜法进行铜铅分离。目前抑制铅矿物的药剂主要有重铬酸盐、亚硫酸盐和羧甲基纤维素(CMC)等。由于重铬酸盐对环境污染较大,在生产上需尽量不用或少用^[12]。研究表明,亚硫酸盐和CMC与水玻璃配合使用可替代重铬酸盐并可获得良好的分离指标^[13,14]。组合抑制剂中亚硫酸盐和CMC对方铅矿均有很好的抑制作用,但CMC对铜矿物的浮游性也有较大影响,水玻璃对铜铅矿物抑制作用均较弱^[15]。因此,针对该铜铅混合精矿进行了组合抑制剂配比探索试验,确定了亚硫酸钠、CMC和水玻璃的最佳质量比例为10:1:1。铜铅分离作业中以乙硫氮为铜矿物捕收剂,组合抑制剂为铅矿物抑制,对组合抑制剂和乙硫氮的用量进行条件试验,试验流程图如图11所示。

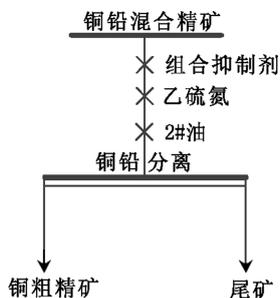


图11 铜铅分离粗选试验流程图

3.3.1 组合抑制剂用量试验

在乙硫氮用量为20 g/t的条件下进行了组合抑制剂用量试验,试验结果如图12所示。

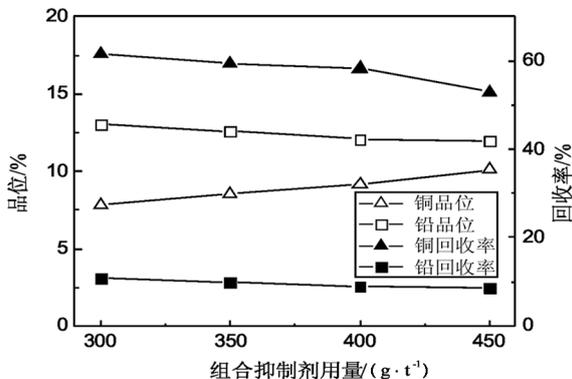


图12 组合抑制剂用量对铜粗精矿指标的影响

从图12中可以看出,随着组合抑制剂用量的增加,铜精矿中铜品位逐渐上升,铜回收率逐渐下降;铅品位和回收率都呈现下降趋势。在组合抑制剂用量超过400 g/t后,铜矿物也受到较强的抑制作用,铜回收率下降明显。综合考虑,确定铜铅分离粗选组合抑制剂用量为400 g/t。

3.3.2 乙硫氮用量试验

乙硫氮对铜、铅硫化物的捕收性能都比较好,在组合抑制剂的作用下,乙硫氮可以上浮未被抑制的铜硫化物。为了考察乙硫氮用量对铜铅分离指标的影响,在组合抑制剂用量为400 g/t的条件下进行试验,试验结果如图13所示。

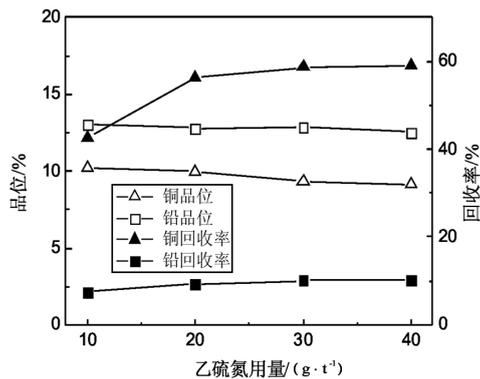


图13 乙硫氮用量对铜粗精矿指标的影响

从图13中可以看出,随着乙硫氮用量的增加,铜精矿中铜品位呈现下降趋势,铜回收先上升后基本稳定;铅品位和铅回收率变化不大。综合考虑,确定铜铅分离乙硫氮用量为30 g/t。

3.4 闭路试验

通过铜铅锌混合粗选、铜铅混合粗选和铜铅分离条件试验,确定了最佳的磨矿细度和药剂制度。在此基础上,结合精选扫选次数试验确定了最终的闭路试验流程,进行了闭路试验。试验流程及工艺条件如图14所示,试验结果如表4所示。

从表4中可以看出,采用图14所示的铜铅锌混浮—精矿再磨—铜铅混浮—铜铅分离的浮选流程进行浮选分离试验,可获得铜品位为14.48%,回收率为59.72%的铜精矿;铅品位为53.74%,回收率为88.78%的铅精矿;锌品位为57.18%,回收率为84.57%的锌精矿。同时金银元素主要在铜精矿中富集,其中金品位为73.30 g/t,回收率为41.47%,

表4 闭路试验结果

产品	产率	品位					回收率				
		Cu	Pb	Zn	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Au	Ag
铜精矿	0.99	14.48	8.20	5.10	73.30	12 507	59.72	2.00	0.66	41.47	83.12
铅精矿	6.69	0.73	53.74	6.30	8.08	263.89	20.35	88.78	5.49	30.89	11.85
锌精矿	11.36	0.35	0.79	57.18	3.26	65.60	16.56	2.22	84.57	21.16	5.00
尾矿	80.96	0.01	0.35	0.88	0.14	0.05	3.37	7.00	9.28	6.48	0.03
原矿	100.00	0.24	4.05	7.68	1.75	148.97	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

注: Au、Ag 的含量单位为 g/t。

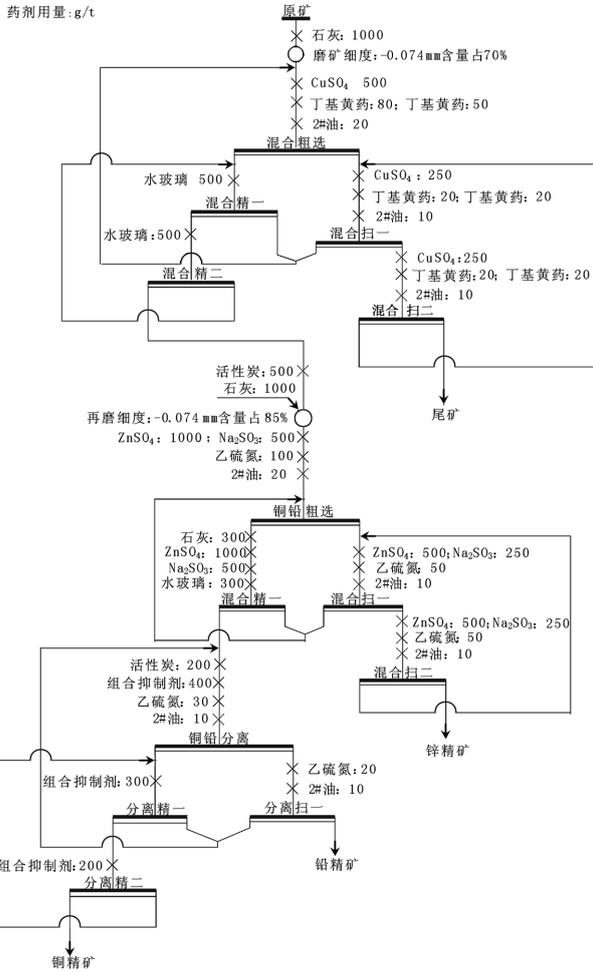


图14 闭路试验流程图

银品位达到 12 507 g/t,回收率为 83.12%。由此看出,矿石中的铅、锌、铜、金、银有价元素得到了有效的回收。

4 结论

(1) 西藏某铜铅锌硫化矿具有矿物种类繁多、共生关系密切、有用矿物嵌布粒度细且不均匀、相互

包裹严重等特点,特别是部分细粒黄铜矿被闪锌矿包裹,给铜铅锌分离造成了困难。

(2) 针对该矿石的特点,最终采用铜铅锌混选—精矿再磨—铜铅混选—铜铅分离的浮选工艺进行了浮选分离试验。通过铜铅锌混合浮选将有用矿物富集到混合精矿中,然后进行精矿再磨,不仅降低了磨矿成本,同时使铜铅锌矿物进一步单体解离,为浮选分离创造了条件。在最佳磨矿细度和药剂制度的条件下,闭路试验最终获得了指标良好的铜精矿、铅精矿和锌精矿,同时金银元素在铜精矿中也得到了有效回收。

(3) 试验采用的工艺流程具有药剂制度简单,流程结构针对性强等特点,且所用药剂无氰、无铬、污染小,解决了该复杂难选多金属硫化矿分选难题,实现了铜、铅、锌、金、银有价元素的有效分离和回收,为同类矿石的分选提供了依据。

参考文献:

- [1] 胡为柏. 浮选[M]. 北京:冶金工业出版社,1982.
- [2] 雷力,周兴龙,文书明,等. 我国铅锌矿资源特点及开发利用现状[J]. 现代矿业,2007,23(9):1-4.
- [3] 王伟之,陈丽平,孟庆磊. 某复杂难选铜铅锌多金属硫化矿选矿试验[J]. 金属矿山,2014,43(3):75-79.
- [4] 薛亚洲,王海军. 我国铅锌矿资源综合利用现状[J]. 中国矿业,2005,14(8):41-42.
- [5] 黄晓锋. 某复杂银铅锌矿浮选分离试验研究[J]. 矿产保护与利用,2016(4):23-27.
- [6] 黄万抚,陈园园,文金磊,等. 某低品位富银铅锌矿选矿试验研究[J]. 矿业研究与开发,2014(2):45-49.
- [7] 李文娟,宋永胜,刘爽,等. 内蒙某复杂铜铅锌硫化矿选矿工艺研究[J]. 金属矿山,2012(6):79-84.
- [8] 杨琳琳,文书明,程坤. 磨矿过程中矿物的解离行为分析及提高单体解离度的方法[J]. 矿冶,2006(2):13-16.
- [9] 孙运礼,李国栋. 甘肃某富银难选铅锌矿选矿试验[J]. 金属矿山,2012(9):65-68.

- [10] 罗仙平,杜显彦,赵云翔,等. 内蒙古某低品位难选铅锌矿石选矿工艺研究[J]. 金属矿山,2013,42(10):58-62.
- [11] 刘斌,叶茜. 铅锌矿石浮选分离抑制剂研究进展[J]. 有色矿冶,2014(4):33-36.
- [12] 路永森. 铜铅混合精矿分离的研究现状与进展[J]. 世界有色金属,2011(3):44-47.

- [13] 艾光华,朱易春,魏宗武. 组合抑制剂在铜铅分离浮选中的试验研究[J]. 中国矿山工程,2005,34(5):11-12.
- [14] 姜毅,梁军,郭建斌,等. 甘肃某铜铅锌多金属矿选矿试验研究[J]. 矿产保护与利用,2012(3):15-19.
- [15] 贾仰武. 云南某铜铅锌硫化矿铜铅分离浮选试验研究[J]. 矿冶工程,2009,29(4):47-49.

(上接第38页)

浮选分离,而铅离子可一定程度上恶化白钨矿与石英的浮选分离。

(2)浮选溶液化学计算表明, $\text{Fe}(\text{OH})_3(\text{S})$ 是铁离子活化石英与白钨矿的有效组分,且 $\text{Fe}(\text{OH})_3(\text{S})$ 与油酸钠反应所对应的pH区间决定了铁离子活化石英和白钨矿的pH区间;铅离子活化白钨矿与石英对应的pH区间主要与 Pb^{2+} 、 $\text{Pb}(\text{OH})^+$ 以及 $\text{Pb}(\text{OH})_2(\text{S})$ 组分占优的pH区间有关;金属离子对矿物活化能力的强弱顺序与活化组分的性质以及矿物的表面性质有关。

参考文献:

- [1] 祁水達,侯春华. 我国钨资源利用情况分析[J]. 中国国土资源经济,2011,(10):24-27.
- [2] 胡为柏. 浮选[M]. 北京:冶金工业出版社,1990.
- [3] 孙传尧,印万忠. 硅酸盐矿物浮选原理[M]. 北京:科学出版社,2001.
- [4] 王淀佐,胡岳华. 氢氧化物表面沉淀在石英浮选中的作用[J]. 中南矿冶学院学报,1990,2(3):248-253.
- [5] D. 福马西罗. $\text{Cu}(\text{II})$ 和 $\text{Ni}(\text{II})$ 在石英、蛇纹石和水绿石

浮选中的活化作用[J]. 国外金属矿选矿,2006(10):16-20.

- [6] 石云良,邱冠周,胡岳华,等. 石英浮选中的表面化学反应及其作用机理[J]. 矿冶工程,2001,21(3):43-45.
- [7] 于洋,宋磊,周少珍,等. 多价金属阳离子对几种含钙盐类矿物可浮性的影响[J]. 化工矿物与加工,2015(9):9-13.
- [8] 高玉德,钟传刚,邱显扬,等. 苯甲羟肟酸浮选黑钨矿体系中铅离子的活化作用机理[J]. 中国有色金属学报,2016,26(9):1999-2006.
- [9] 程新朝. 钙矿物分离新方法及药剂作用机理研究 I. 钨矿物与含钙脉石矿物浮选分离新方法 - CF 法研究[J]. 国外金属矿选矿,2000(6):21-25.
- [10] 程新朝. 钨矿物和含钙矿物分离新方法及药剂作用机理研究 II. 药剂在矿物表面作用机理研究[J]. 国外金属矿选矿,2000(7):16-21.
- [11] 钟传刚,高玉德,邱显扬,等. 金属离子对苯甲羟肟酸浮选黑钨矿的影响[J]. 中国钨业,2013,28(2):22-26.
- [12] 王淀佐,胡岳华. 浮选溶液化学[M]. 长沙:湖南科技出版社,1987.