

# 银铅无碱混选工艺分选含银低品位铅锌硫化矿石

谭欣<sup>1,2</sup>, 王中明<sup>1,2</sup>, 肖巧斌<sup>1,2</sup>, 赵杰<sup>1,2</sup>

1. 矿冶科技集团有限公司, 北京 100160;
2. 矿物加工科学与技术国家重点实验室, 北京 102628

中图分类号: TD952.2; TD952.3 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2021)02-0089-10  
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2021.02.012

**摘要** 对某含银低品位铅锌硫化矿进行了选矿工艺流程的试验研究。根据矿石性质, 采用银铅混选(银铅粗精矿再磨)–锌浮选和银铅混选(银铅中矿再磨)–锌浮选两种原则工艺流程进行试验研究, 银铅混选时, 采用选择性的银铅捕收剂组合BK906 + BK903G在近中性的无碱条件下将银矿物和硫化铅矿物浮出, 获得银铅混合精矿; 然后通过常规的石灰 + 硫酸铜 + 丁基黄药法浮选回收硫化锌矿物, 得到锌精矿。通过银铅混选(银铅粗精矿再磨)–锌浮选和银铅混选(银铅中矿再磨)–锌浮选两种试验方案的工艺流程和闭路试验指标的对比分析, 最终确定了银铅混选(银铅粗精矿再磨)–锌浮选的工艺流程, 闭路试验获得含银 5 252.5 g/t、含铅 27.54%、含锌 3.87%、银回收率 73.03%、铅回收率 76.47%的银铅精矿和含银 359.6 g/t、含铅 0.37%、含锌 54.96%、锌回收率 71.00%的锌精矿。新工艺实现了矿石中有价金属银、铅、锌的高效回收。

**关键词** 含银低品位铅锌矿石; 银铅无碱混选; 铅锌分离; 综合回收

银作为一种重要的贵金属, 具有良好的延展性、导电性以及导热性等优良特性, 是国民经济发展的基础原材料和现代高新技术发展的关键支撑材料, 其产品广泛应用于国民生产各领域<sup>[1-2]</sup>。铅、锌是重要的战略性矿产资源, 广泛应用于电气、机械、军事、冶金、化学、轻工和医药业等领域<sup>[3]</sup>。中国铅锌矿资源丰富, 据自然资源部《中国矿产资源报告 2020》发布<sup>[4]</sup>, 截至 2019 年底, 中国铅矿查明资源储量为 9 821.51 万 t 金属, 锌矿查明资源储量为 20 235.17 万 t 金属, 铅、锌储量都居世界第二, 仅次于澳大利亚。我国的铅锌矿石类型复杂, 共伴生组分较多, 特别是金和银, 据不完全统计, 我国 60% 的银矿资源来自于铅锌矿床<sup>[5]</sup>, 与铅锌矿伴生的银矿占银矿总矿床数的 41.27%。在白银生产方面, 从铅、锌精矿中回收的白银占银总产量的 66%, 具有极大的综合利用价值<sup>[6-7]</sup>。浮选法是目前铅锌多金属硫化矿的主要分选方法。硫化铅锌矿浮选分离的主要原则为“抑锌浮铅”。矿石中伴生的金、

银大多富集在铅精矿中, 并在后续冶炼中得到回收。有用矿物的嵌布特征, 有价成分的种类、含量及价值是影响硫化铅锌矿浮选工艺流程选择的最主要因素。因此, 硫化铅锌矿的浮选工艺流程要综合矿石性质、选矿指标要求和浮选试验效果等因素来确定<sup>[8]</sup>。姜美光等<sup>[9]</sup>对某铅品位 0.52%、锌品位 2.76% 的低品位硫化铅锌矿石进行了混合浮选和优先浮选的对比试验, 结果表明: 采用混合浮选流程, 无硫酸铜活化时, 锌回收率不高, 而采用硫酸铜活化可提高锌回收率但不利于铅锌分离; 采用铅、锌顺序优先浮选流程可获得铅品位 61.38%、含锌 1.99%、铅回收率 90.89% 的铅精矿和锌品位 57.68%、含铅 0.69%、锌回收率 90.49% 的锌精矿。黄沙坪铅锌矿<sup>[10]</sup>先后采用过部分混浮、全浮流程, 浮选指标均不理想, 而采用等可浮流程选铅, 然后对铅等可浮尾矿进行锌浮选, 既获得了较好选矿指标, 又简化了药剂制度。凡口铅锌矿<sup>[11]</sup>为复杂高铅锌铁硫化矿石, 有用矿物呈中细粒不均匀嵌布, 分选困难,

经过不断地研究和完善,最终确立了易浮快浮+难选慢浮的流程思路,按矿物解离度、可浮性难易进行铅锌快速浮选,得到高品质的铅精矿和锌精矿,难分离的铅锌中矿合并细磨再选获得铅锌混合精矿,铅锌尾矿浮选得硫精矿。陆院沟银铅锌矿中银品位 170 g/t,伴生铅、锌品位分别为 2.0% 和 0.8%,有用矿物主要为硫化矿,铅锌矿物嵌布粒度较细,且互含严重,徐启云等<sup>[12]</sup> 试验采用“抑锌浮铅—活化选锌”的浮选工艺流程,获得了铅品位 61.44%、银品位 4 665 g/t、锌品位 2.23%、铅回收率 83.62%、银回收率 73.54% 的铅精矿和锌品位 44.54%、铅品位 1.51%、锌回收率 56.42% 的锌精矿。内蒙古某银铅锌多金属硫化矿矿石中黄铁矿、毒砂、云母含量较高,可浮性好,易上浮进入精矿影响精矿质量,对银、铅、锌矿物分离及和脉石矿物分离产生不利因素;矿石中含有绿泥石、高岭土、粘土等易泥化的脉石矿物导致机械夹带严重,恶化浮选过程。黄晓锋<sup>[13]</sup> 采用对易泥化且易浮脉石抑制效果明显的 MP 抑制剂和高选择性的捕收剂,研究表明,当原矿铅品位 1.95%、锌品位 1.97%、银品位 100.50 g/t 时,采用优先浮选的工艺流程,在较佳的浮选条件下,获得了铅品位 50.08%、银品位 2 040.35 g/t、铅回收率 91.62%、银回收率 72.34% 的铅精矿和锌品位 46.81%、锌回收率 82.04% 的锌精矿。滇东某铅锌硫化矿主金属为铅、锌和硫,含量分别为 3.56%、12.41% 和 30.01%,伴生有价金属银含量为 28.3 g/t。谢峰等<sup>[14]</sup> 通过铅硫部分混合浮选一再选锌的工艺流程,最终得到铅品位 60.16%、含银 222.30 g/t、铅回收率 82.76%、银回收率 37.96% 的铅精矿和锌品位 52.57%、含银 62.80 g/t、锌回收率 91.96%、银回收率 48.27% 的锌精矿。谭欣等<sup>[15]</sup> 采用铜铅混选—锌浮选的工艺流程对内蒙古含银铅锌矿石进行选矿试验,从含银 310.92 g/t、铅 6.10%、锌 4.95% 的矿石中获得含铅 76.63%、含银 3 659.74 g/t、铅回收率为 91.50%、银回收率为 87.11% 的铅精矿和含锌 55.48%、含银 282.84 g/t、锌回收率为 89.15%、银回收率为 7.34% 的锌精矿。实现了矿石中银、铅、锌的综合回收。

山西某含银铅锌矿床矿石类型较多、矿石性质较复杂、矿石的品位和可选性差异较大,现场采用铅(银)锌优先浮选工艺,铅浮选作业以硫酸锌和亚硫酸钠作为闪锌矿的抑制剂、丁铵黑药、25#黑药和乙基黄药作为捕收剂浮选回收银、铅矿物,锌浮选作业以石灰、硫酸铜和丁基黄药浮选回收硫化锌矿物。现场处理含银 98 g/t、铅 0.7%、锌 1.2% 左右的硫化矿石时,获得平均含铅 22.5%、含银 2 650 g/t、含锌 9.6% 的铅

精矿,银回收率 71% 左右、铅回收率 82% 左右,以及平均含锌 50.5%、含铅 0.45%、含银 420 g/t 的锌精矿,锌回收率 67% 左右。锌在铅精矿中损失较高,银、铅、锌回收率均较低。本文针对该矿含银 90 g/t、铅 0.48%、锌 0.75% 的低品位铅锌硫化矿石进行选矿工艺流程试验,对影响该矿石浮选回收银铅锌的重要参数进行研究,提出技术可行、经济合理的选矿工艺流程和技术参数,综合回收矿石中的银、铅和锌,为合理开发利用该类资源、实现资源效益的最大化提供依据。

## 1 矿石性质研究

### 1.1 矿石化学成分、矿物组成及含量

试验矿样为含银铅锌硫化矿石。矿石中可回收的有价元素主要为银、铅和锌。矿石中银矿物主要为辉银矿,其次为自然银,以及微量的硫锑铜银矿、银黝铜矿和硫铜银矿等;铅矿物主要为方铅矿,其含量为 0.45%,其次为锰铅矿(0.11%)和白铅矿(0.08%);锌矿物主要为闪锌矿,其含量为 1.17%。矿石中其它金属矿物主要为黄铁矿,其含量为 1.72%,其次为褐铁矿(1.02%),另有微量的黄铜矿、斑铜矿、铜蓝、硬锰矿、锰钒矿、钛铁矿和磁铁矿等。脉石矿物主要为石英(34.60%)和微斜长石(33.88%),其次为绢云母(14.99%),少量白云石(5.35%)、菱锰矿(2.56%)、菱铁矿(1.52%)和钠长石(1.53%),以及微量的金红石(0.16%)、磷灰石(0.11%)、钙长石、方解石和锆石等。矿石中银主要以裸露硫化银的形式存在,其占有率为 47.37%,其次以裸露金属银和硫化物包裹银的形式存在,其占有率分别为 28.19% 和 16.27%,而其他矿物包裹银为 8.17%。矿石中铅主要以方铅矿形式存在,其占有率为 81.08%,其次为白铅矿,其占有率为 13.51%,另有 5.41% 以与锰结合(锰铅矿)的形式存在。矿石中锌绝大部分以闪锌矿的形式存在,其占有率为 96.82%,仅有 3.18% 以氧化锌的形式存在。矿石的主要元素化学分析见表 1,银的化学物相分析结果见表 2。

表 1 矿石主要元素化学分析结果 /%

**Table 1** Chemical analysis results of run-off-mine ore

成分	Cu	Pb	Zn	S	Au	Ag	Fe	Mn	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
含量	0.007	0.48	0.75	1.38	0.05	90.0	2.35	1.91	64.35	10.68
成分	CaO	MgO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	P	Sb	Cd	As	Hg
含量	1.71	1.29	6.85	0.18	0.20	0.048	0.009	0.006	<0.005	<0.005

注: Au、Ag 单位为 g/t<sup>-1</sup>。

表2 银的化学物相分析结果

Table 2 Analysis results of silver phase

相别	裸露金属银	裸露硫化银中银	硫化物包裹银	其它矿物包裹银	总银
银含量/(g·t <sup>-1</sup> )	25.09	42.16	14.48	7.27	89.00
分布率/%	28.19	47.37	16.27	8.17	100.00

## 1.2 重要矿物的嵌布特征

矿石中银矿物主要为辉银矿,其次为自然银,微量的硫锑铜银矿、硫铜银矿和银黝铜矿等。辉银矿主要呈不规则粒状产出,辉银矿与方铅矿的嵌布关系最为密切,大部分嵌布在方铅矿与脉石矿物粒间,少量包裹在方铅矿中;有时可见辉银矿嵌布在脉石矿物间或以微粒包裹在其中;有时可见辉银矿与黄铁矿共生,嵌布在黄铁矿与脉石粒间或包裹在黄铁矿中;偶尔可见辉银矿与闪锌矿共生。自然银常呈微粒状或长条状嵌布在脉石矿物中;部分自然银嵌布在黄铁矿粒间及黄铁矿与脉石矿物粒间;有时可见自然银与方铅矿共生嵌布在脉石中;有时还可见自然银嵌布在闪锌矿与脉石矿物粒间;偶尔可见自然银与黄铜矿共生。硫铜银矿、硫锑铜银矿、银黝铜矿主要包裹在脉石矿物中。矿石中银矿物的嵌布粒度较细,其中52.35%分布在20 μm以下。

方铅矿是矿石中主要的铅矿物,也是回收的目的矿物之一。方铅矿主要呈微细粒不规则状局部富集在脉石中;少量方铅矿与闪锌矿嵌布关系较为密切,方铅矿呈粒状或脉状嵌布在闪锌矿裂隙中或包裹在闪锌矿中;有时可见方铅矿呈不规则状嵌布在黄铁矿裂隙中或包裹在黄铁矿中;偶尔可见方铅矿与黄铜矿共生,方铅矿呈微粒包裹在黄铜矿中;偶尔还可见方铅矿与微细粒辉银矿、硫锑铜银矿、硫铜银矿、银黝铜矿等银矿物共生。

闪锌矿是矿石中主要的锌矿物,也是回收的矿物之一。闪锌矿主要呈不规则状嵌布在脉石矿物中;少量闪锌矿与黄铁矿共生嵌布在脉石矿物中,粗粒闪锌矿中可见包裹有黄铁矿,有的甚至穿插有脉状黄铁矿;有时可见闪锌矿与方铅矿共生;偶尔可见闪锌矿与黄铜矿共生,部分闪锌矿中包裹有乳滴状黄铜矿;偶尔还可见闪锌矿与磁铁矿共生嵌布在脉石矿物中。该矿石中大部分闪锌矿含铁,偶见闪锌矿中含少量Mn。闪锌矿中铁含量主要在0%~6%。

黄铁矿多呈半自形-它形粒状结构产出,少量呈自形结构产出嵌布在脉石矿物中;有时可见黄铁矿与方铅矿、闪锌矿等复杂共生,有的甚至相互包裹,有的黄铁矿孔洞和裂隙被方铅矿、闪锌矿等充填呈粒状或

脉状;偶尔可见黄铁矿与黄铜矿共生嵌布在脉石矿物中;偶尔还可见黄铁矿与辉银矿、自然银等银矿物共生嵌布在脉石矿物中。

## 1.4 重要矿物的解离特征

对不同磨矿细度下银矿物、方铅矿和闪锌矿的单体解离度进行了测定,结果表明,当磨矿细度为-74 μm占72%(现场磨矿细度)时,矿石中的银矿物、方铅矿和闪锌矿的解离度分别为23.24%、62.64%和72.81%,解离情况均较差,其中银矿物主要与方铅矿连生(54.71%),其次为与脉石包裹(17.28%),少量与脉石和闪锌矿连生,如果将银矿物单体和与方铅矿的连生体看作一个整体,其解离度为77.95%,解离仍不充分;方铅矿主要与脉石连生(23.28%);闪锌矿主要与脉石连生(17.86%)。当磨矿细度提高到-74 μm占80%时,银矿物、方铅矿和闪锌矿的解离度分别提高到26.12%、72.40%和76.69%,其中银矿物单体和与方铅矿连生的银矿物的解离度为80.07%,解离较充分;而方铅矿和闪锌矿仍均解离不充分。当磨矿细度在-74 μm占90%时,银矿物单体和与方铅矿连生的银矿物的解离度为82.09%,解离较充分,银矿物连生体主要与脉石包裹;此时,方铅矿的解离度为75.07%,解离仍不充分,主要与脉石连生,而闪锌矿的解离度为83.43%,解离较充分,较少与脉石连生。

## 2 试验结果与讨论

本研究试样为低品位含银铅锌硫化矿石。就铅、锌硫化矿物而言,可供选择的浮选方案主要有:铅、锌顺序优先浮选<sup>[9]</sup>、混合浮选再分离<sup>[17]</sup>、等可浮分离<sup>[10]</sup>、异步混合浮选<sup>[11]</sup>。根据试样的性质,对于这种铅锌含量较低的银铅锌多金属硫化矿石的分离,在前期研究<sup>[16]</sup>的基础上,结合现场工艺流程,试验采用银铅无碱混选-锌浮选的工艺流程,即首先在近中性无碱条件下银铅混选,获得银铅混合精矿;然后在石灰介质中采用硫酸铜作活化剂和丁基黄药作捕收剂浮选回收硫化锌矿物,实现综合回收矿石中银、铅和锌等有价元素的目的。

### 2.1 选矿工艺优化试验研究

#### 2.1.1 银铅混选条件试验

首先进行了银、铅粗选的重要条件试验,包括磨矿细度、石灰用量、抑制剂种类及用量、捕收剂种类及用量等,以及再磨精选等条件试验。试验流程见图1。

(1)磨矿细度对银铅粗选浮选指标的影响  
粗选磨矿细度是一个很重要的选矿工艺参数,直

接影响到银、铅、锌矿物的浮选分离效果。按图1所示流程,考察了粗选磨矿细度对银、铅粗选指标的影响,试验结果如图2所示。由图2中结果可知,随着磨矿细度的增加,粗精矿中银、铅、锌的品位逐渐降低,而银、铅的回收率逐渐增加;当磨矿细度大于 $-74\ \mu\text{m}$ 占80%时,银、铅的回收率变化不大,当磨矿细度大于 $-74\ \mu\text{m}$ 占85%以后,银、铅的回收率呈缓慢下降趋势;粗精矿中的锌损失率随磨矿细度的增加整体变化不大。综合考虑,银、铅粗选磨矿细度以 $-74\ \mu\text{m}$ 占80%左右为宜。后续选矿试验的磨矿细度暂定为 $-74\ \mu\text{m}$ 占80%。

(2)水玻璃用量对银铅粗选浮选指标的影响

由于矿石中绢云母含量较高,磨矿后矿石泥化明显,可能会影响银、铅的浮选效果。因此,在磨矿细度( $-74\ \mu\text{m}$ 粒级)为80%的条件下,按图1所示流程,考察了水玻璃用量对银、铅粗选指标的影响,试验结果如图3所示。

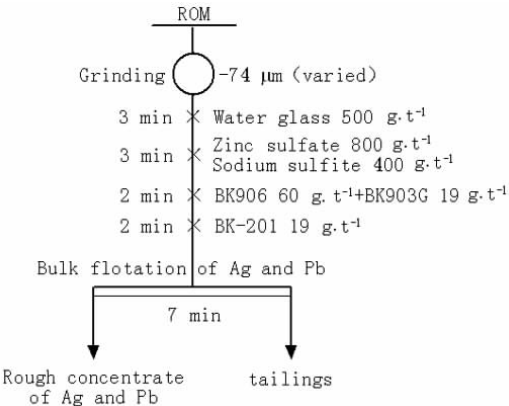


图1 银铅粗选条件试验流程  
Fig. 1 Flowsheet of Ag and Pb bulk flotation

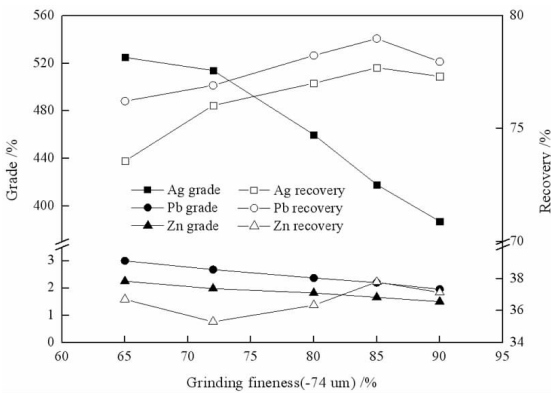


图2 磨矿细度对银铅粗选浮选指标的影响结果  
Fig. 2 Effect of grinding fineness on Ag and Pb bulk flotation indexes

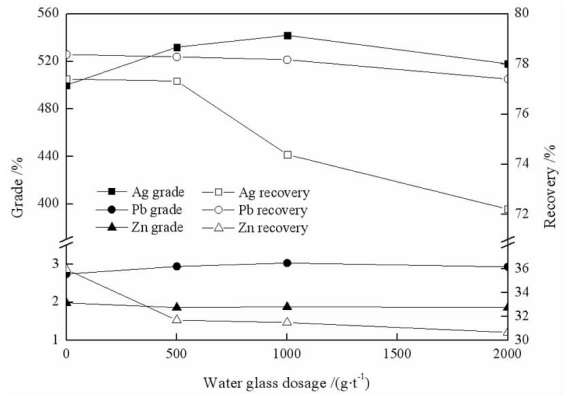


图3 水玻璃用量对银铅粗选浮选指标的影响结果  
Fig. 3 Effect of water glass dosage on Ag and Pb bulk flotation indexes

由图3中结果可知,当水玻璃用量不大于500 g/t时,随着水玻璃用量的增加,粗精矿中银品位逐渐提高,铅、锌的品位和银、铅的回收率变化不大,而锌损失率明显降低;当水玻璃用量大于500 g/t时,随着水玻璃用量的增加,粗精矿中银的回收率明显降低,而铅、锌的回收率变化不大。综合考虑,银、铅粗选水玻璃用量选择500 g/t左右为宜。

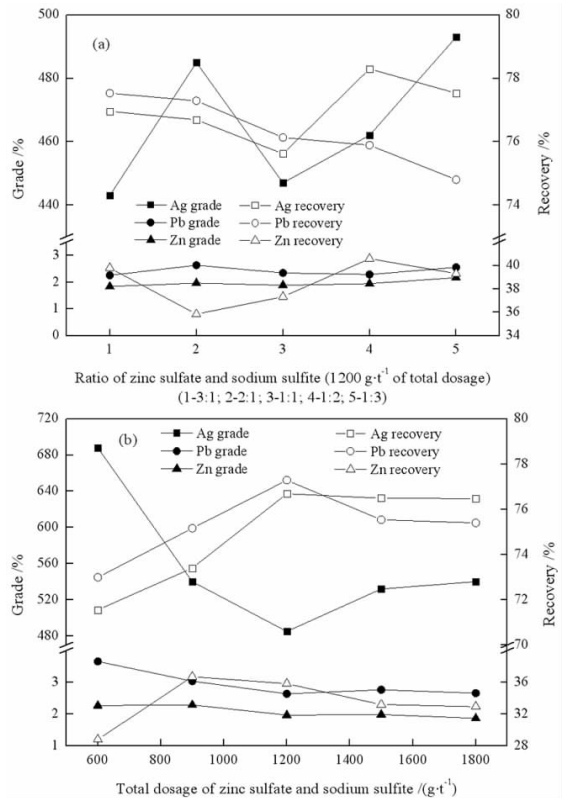


图4 硫酸锌和亚硫酸钠配比(a)及总用量(b)对银铅粗选浮选指标的影响结果  
Fig. 4 Effect of ratio(a) and dosage(b) of zinc sulfate and sodium sulfite on Ag and Pb bulk flotation indexes

### (3) 硫酸锌和亚硫酸钠组合抑制剂对银铅粗选浮选指标的影响

硫酸锌和亚硫酸钠的组合对闪锌矿具有良好的抑制效果<sup>[15]</sup>。固定硫酸锌和亚硫酸钠总用量为 1 200 g/t,按图 1 所示流程,考察了其配比对银、铅粗选指标的影响,并考察抑制剂总用量对银、铅粗选指标的影响,试验结果如图 4 所示。由图 4(a)中结果可知,当硫酸锌与亚硫酸钠的配比为 2 : 1 时,粗精矿中锌回收率最低。综合考虑,银、铅粗选抑制剂硫酸锌与亚硫酸钠的配比以 2 : 1 为宜(总用量为 1 200 g/t)。由 4(b)中结果可知,在抑制剂硫酸锌与亚硫酸钠用量比为 2 : 1 时,当抑制剂总用量不大于 1 200 g/t 时,随着抑制剂总用量的增加,粗精矿中银、铅的回收率逐渐增加;当抑制剂总用量大于 1200 g/t 时,银回收率变化不大,铅、锌的回收率则呈缓慢下降趋势。综合考虑,银、铅粗选抑制剂用量选择硫酸锌 800 g/t + 亚硫酸钠 400 g/t 为宜。

### (4) 硫酸锌和亚硫酸钠组合抑制剂添加方式对银铅粗选浮选指标的影响

固定硫酸锌和亚硫酸钠配比 2 : 1 和总用量 1 200 g/t,按图 1 所示流程,考察了抑制剂添加方式对银、铅粗选指标的影响,试验结果如图 5 所示。

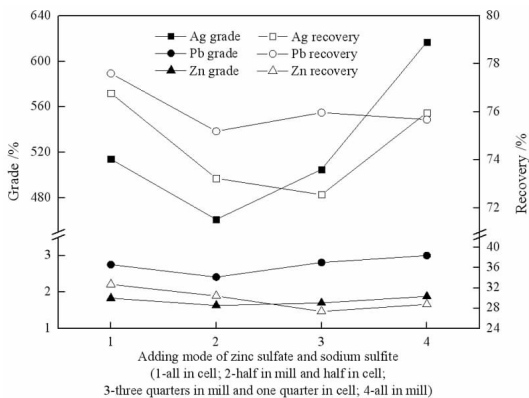


图 5 硫酸锌和亚硫酸钠添加方式对银铅粗选浮选指标的影响结果  
Fig. 5 Effect of adding mode of zinc sulfate and sodium sulfite on Ag and Pb bulk flotation indexes

由图 5 中结果可知,抑制剂硫酸锌和亚硫酸钠加入球磨机中对锌的抑制作用较强,但同时也对银、铅的回收有不利影响。综合考虑,选择银、铅粗选抑制剂硫酸锌 800 g/t + 亚硫酸钠 400 g/t 添加于浮选槽中为宜。

### (5) 捕收剂种类及用量对银铅粗选浮选指标的影响

为了选择既经济又合理的银、铅选择性捕收剂,针对本试验矿样的特性,按图 1 所示流程,考察了多种选铅捕收剂对银、铅浮选指标的影响,并考察捕收剂用量

对银、铅粗选指标的影响,试验结果如图 6 所示。

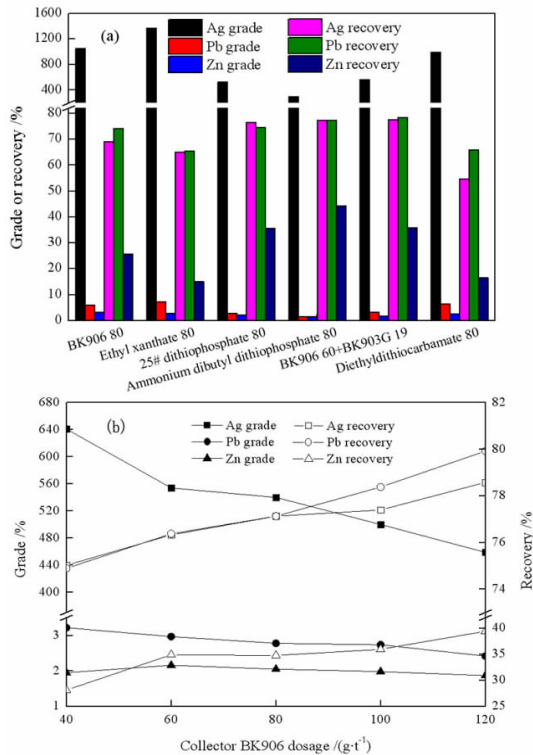


图 6 捕收剂种类(a)及用量(b)对银铅粗选浮选指标的影响结果  
Fig. 6 Effect of collector kind (a) and dosage (b) on Ag and Pb bulk flotation indexes

由图 6(a)中结果可知,BK906 与 BK903G 组合捕收剂对银、铅矿物具有较强的选择性捕收作用。由图 6(b)中结果可知,随着 BK906 用量的增加,粗精矿中银、铅、锌的回收率逐渐增加,而银、铅的品位逐渐降低,而锌的品位变化不大。综合考虑,银、铅粗选捕收剂 BK906 用量选择 100 g/t 左右为宜。

### (6) 石灰用量对银铅粗选浮选指标的影响

在磨矿细度 ( - 74 μm 粒级 ) 为 80 %、捕收剂

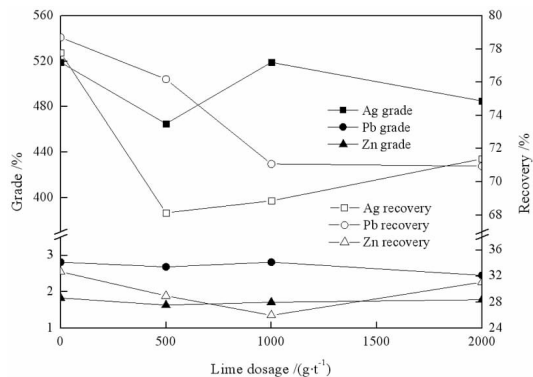


图 7 石灰用量对银铅粗选浮选指标的影响结果  
Fig. 7 Effect of lime dosage on Ag and Pb bulk flotation indexes

BK906 和 BK903G 用量分别为 100 g/t 和 19 g/t 的条件下,按图 1 所示流程,考察了石灰用量对银、铅粗选指标的影响,试验结果如图 7 所示。

由图 7 中结果可知,石灰对银、铅矿物有较强的抑制作用,且随着石灰用量的增加,粗精矿中银、铅的回收率显著降低。因此,银、铅粗选以不添加石灰为宜,此时矿浆 pH 值为近中性(7.8)。

(7) 银铅粗精矿再磨细度对银铅粗精矿精选的影响

按图 8 所示流程以银、铅粗选的银铅粗精矿为给矿进行粗精矿再磨精选试验,试验结果见图 9。从图 9 可知,随着再磨细度的增加,银铅精矿中银、铅的品位逐渐增加,银、铅、锌作业回收率逐渐降低。综合考虑,再磨细度以 -38 μm 粒级占 83% 左右为宜。

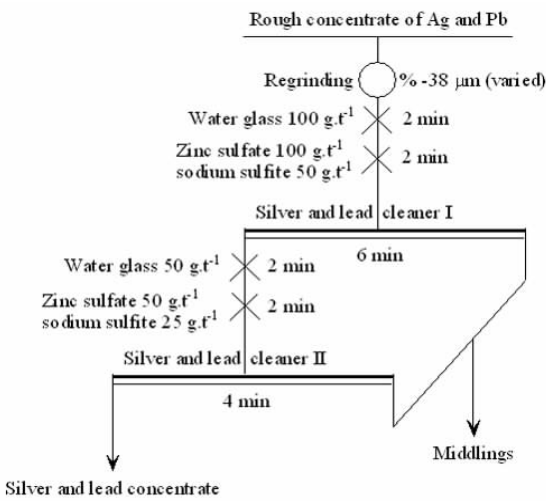


图 8 银铅粗精矿再磨精选试验流程  
Fig. 8 Flowsheet of re-grinding fineness on Ag and Pb rough concentrate of cleaning

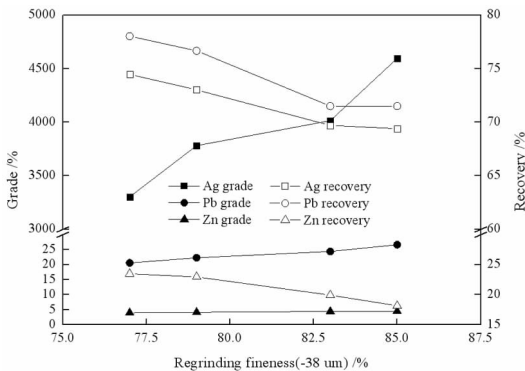


图 9 再磨细度对银铅粗精矿精选的影响结果  
Fig. 9 Effect of re-grinding fineness on Ag and Pb rough concentrate of cleaning

### 2.1.2 锌浮选条件试验

以银铅混选(粗选+扫选)尾矿作为锌浮选给矿(下同)进行锌浮选重要条件试验,包括石灰用量及活化剂硫酸铜用量等条件试验。试验流程见图 10。

(1) 石灰用量对锌粗选浮选指标的影响

按图 10 所示流程,考察了石灰用量对锌粗精矿指标的影响,结果见图 11。由图 11 中结果可知,当石灰用量不大于 4 000 g/t 时,增加石灰用量,锌粗精矿中锌品位降低,而锌回收率逐渐上升;当石灰用量大于 4 000 g/t 时,锌回收率呈下降趋势。因此,锌粗选石灰用量选择 4 000 g/t 为宜,此时矿浆 pH = 12.5。

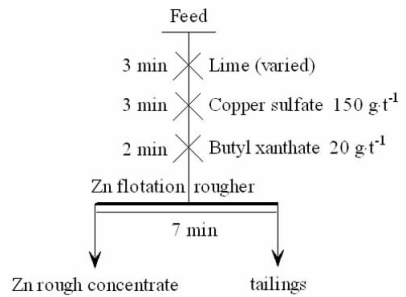


图 10 锌粗选试验流程  
Fig. 10 Flowsheet of Zn flotation roughing

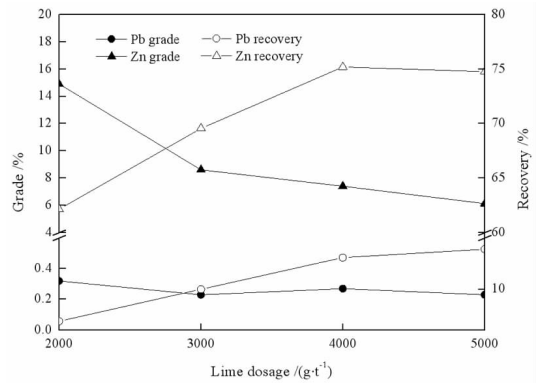


图 11 石灰用量对锌粗选浮选指标的影响结果  
Fig. 11 Effect of lime dosage on Zn flotation index

(2) 硫酸铜用量对锌粗选浮选指标的影响

硫酸铜<sup>[8]</sup>是硫化锌矿物最常用的活化剂。按图 10 所示流程,考察了硫酸铜用量对锌粗精矿指标的影响,结果见图 12。由图 12 中结果可知,随着硫酸铜用量的增加,锌粗精矿中锌的品位及作业回收率均先升高后降低,在硫酸铜用量为 150 g/t 时达到最大。因此,锌粗选活化剂硫酸铜用量选择 150 g/t 左右为宜。

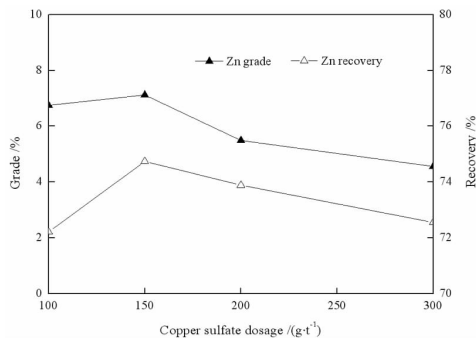


图 12 硫酸铜用量对锌粗选浮选指标的影响结果  
 Fig. 12 Effect of copper sulfate dosage on Zn flotation index

## 2.2 闭路试验

根据前面优化条件试验和前期研究结果,分别进

行了银铅无碱混选(银铅粗精矿再磨)—锌浮选(简称方案一)和银铅无碱无碱混选(银铅中矿再磨)—锌浮选(简称方案二)的两种选矿工艺流程的全流程闭路试验。

### 2.2.1 方案一全流程闭路试验

试验流程见图 13。采用如图 13 所示的工艺流程及药剂制度可获得含银 5 252.5 g/t、含铅 27.54%、含锌 3.87%、银回收率 73.03%、铅回收率 76.47% 的银铅精矿,含银 54.96%、含铅 359.6 g/t、含铅 0.37%、锌回收率 71.00% 的锌精矿,试验结果如表 4 所示。

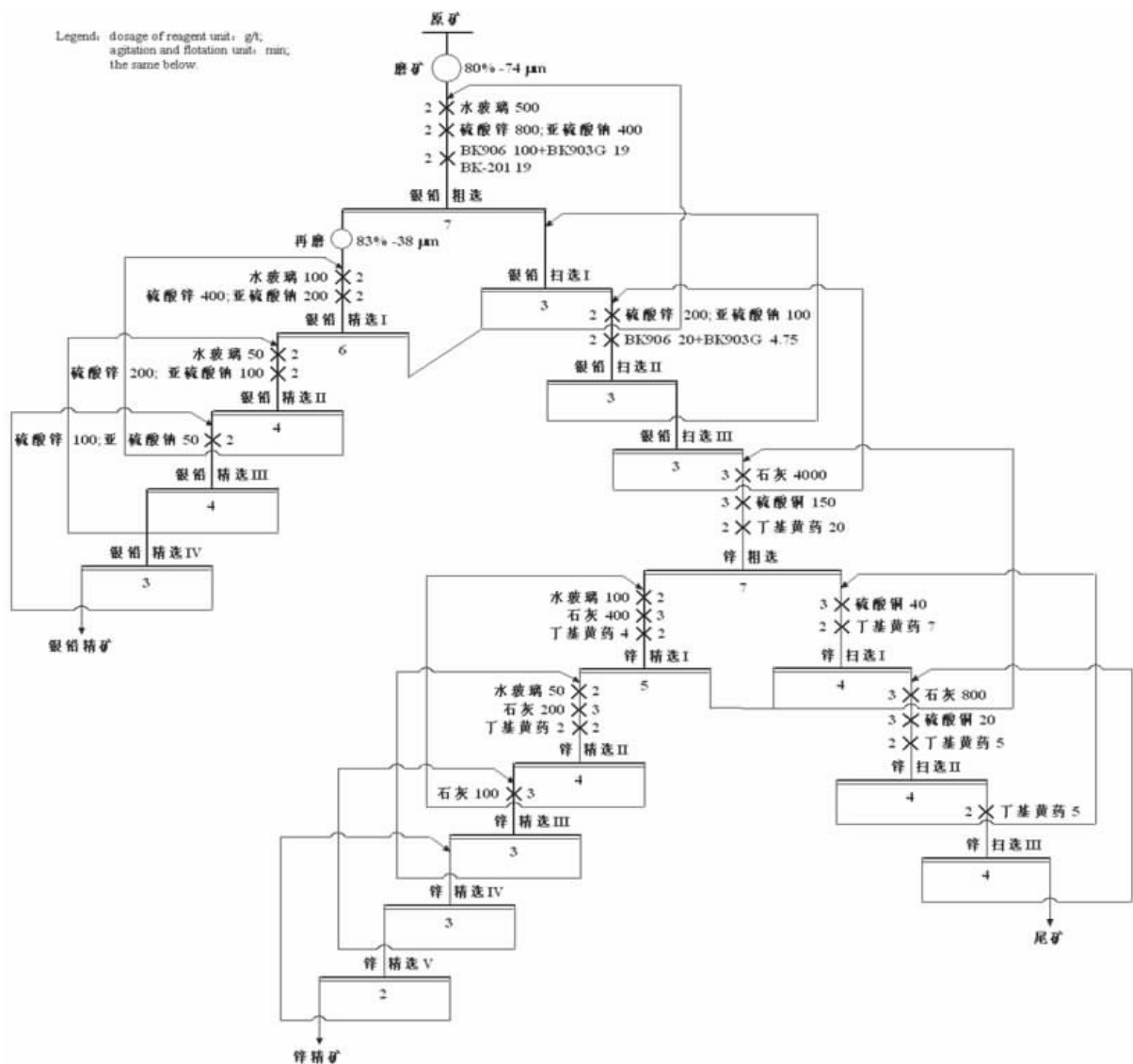


图 13 银铅无碱混选(银铅粗精矿再磨)—锌浮选工艺闭路试验流程  
 Fig. 13 Closed-circuit test flowsheet of the Ag and Pb alkali-free bulk flotation (regrinding of Ag and Pb rough concentrate)—Zn flotation process

表 4 银铅粗精矿再磨方案闭路试验结果

Table 4 Closed-circuit test results of process of Ag and Pb alkali-free bulk flotation (regrinding of Ag and Pb rough concentrate)—Zn flotation

产品名称	产率/%	品位			回收率/%		
		Ag/(g·t <sup>-1</sup> )	Pb/%	Zn/%	Ag	Pb	Zn
银铅精矿	1.31	5 252.5	27.54	3.87	73.03	76.47	6.65
锌精矿	0.98	359.6	0.37	54.96	3.99	0.77	71.00
尾矿	97.71	22.2	0.11	0.17	22.98	22.76	22.35
原矿	100.00	89.0	0.47	0.76	100.00	100.00	100.00

2.2.2 方案二全流程闭路试验

试验流程见图 14。采用如图 14 所示的工艺流程及药剂制度可获得含银 4 995.3 g/t、含铅 29.13%、含

锌 3.48%、银回收率 72.57%、铅回收率 77.25% 的银铅精矿，含锌 50.90%、含银 365.7 g/t、含铅 0.34%、锌回收率 72.27% 的锌精矿，试验结果如表 5 所示。

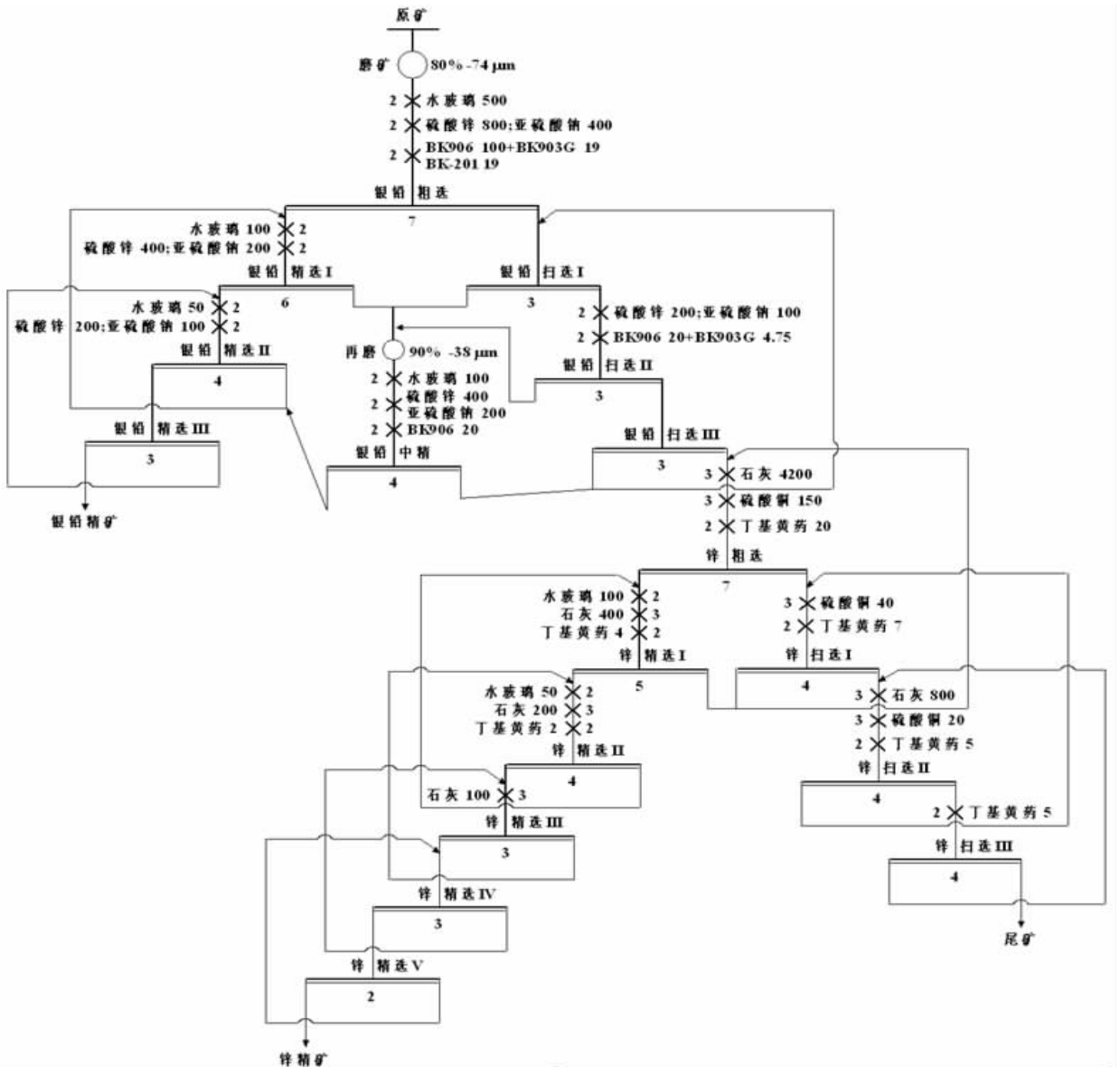


图 14 银铅无碱混选(银铅中矿再磨)—锌浮选工艺闭路试验流程

Fig. 14 Closed-circuit test flowsheet of process of Ag and Pb alkali-free bulk flotation (regrinding of Ag and Pb middlings)—Zn flotation



表5 银铅混选(银铅中矿再磨)—锌浮选工艺闭路试验结果

Table 5 Closed-circuit test results of process of Ag and Pb alkali-free bulk flotation (regrinding of Ag and Pb middlings)—Zn flotation

产品名称	产率/%	品位			回收率/%		
		Ag/(g·t <sup>-1</sup> )	Pb/%	Zn/%	Ag	Pb	Zn
银铅精矿	1.28	4 995.3	29.13	3.48	72.57	77.25	5.92
锌精矿	1.08	365.7	0.34	50.90	4.43	0.75	72.27
尾矿	97.64	21.0	0.11	0.17	23.00	22.00	21.81
原矿	100.00	89.1	0.49	0.76	100.00	100.00	100.00

### 2.3 不同工艺流程试验结果对比分析

两种工艺流程和试验指标对比表明:

(1)银铅无碱混浮(银铅粗精矿再磨)—锌浮选工艺(方案一)和银铅无碱混浮(银铅中矿再磨)—锌浮选工艺(方案二)都获得了合格可销售的铅精矿和锌精矿产品,其中:与方案二相比,方案一的铅品位、铅回收率和锌回收率分别低1.60、0.78和1.27个百分点,但银品位、银回收率和锌品位分别高257 g/t、0.46和4.06个百分点。

(2)每处理1 t原矿,方案一的选矿药剂成本为20.893元/t,方案二的选矿药剂成本为21.781元/t,方案二工艺的药剂成本比方案一工艺的高0.888元/t。

(3)从浮选药剂成本和选矿指标对比看,银铅无碱混选(银铅粗精矿再磨)—锌浮选工艺流程方案具有流程结构简单,前期投资较低,银、铅、锌选别指标较高,而选矿药剂成本较低的优点。

## 3 结论

(1)该矿石是含银低品位铅锌硫化矿石。矿石中要回收的有价元素主要为银、铅、锌。矿石中银矿物主要为辉银矿,其次为自然银;铅矿物主要为方铅矿,其次为锰铅矿和白铅矿;锌矿物主要为闪锌矿。矿石中硫化铅仅占总铅的81.08%,而以锰铅矿和白铅矿形式存在的铅在硫化铅浮选过程中易损失到尾矿中;矿石中分别有17.43%和5.02%的方铅矿和闪锌矿粒度小于20 μm,且主要浸染于石英、钾长石等脉石矿物中,易损失到尾矿中。矿石中绢云母含量较高,具有易浮、易泥化的性质,磨矿后矿石泥化明显,可能会影响银、铅的浮选效果,需要消除其影响。由于矿石中的银矿物嵌布粒度较细,其中52.35%分布在20 μm以下,且银矿物与方铅矿的关系较为密切,而方铅矿主要呈微细粒不规则状局部富集在脉石中,因此采用原矿细磨后通过混合浮选将与之嵌布关系密切的银矿物富集于铅精矿中是比较合理的。

(2)本文进行了银铅无碱混浮和锌浮选条件优化试验,采用银铅无碱混浮(银铅粗精矿再磨)—锌浮选

工艺和银铅无碱混浮(银铅中矿再磨)—锌浮选工艺两种工艺处理该含银铅锌矿石,均取得了较好的选别指标。根据以上两种工艺流程的工艺、流程、药剂成本和闭路试验指标的对比分析,并根据目前现场生产条件,推荐采用银铅混浮(银铅粗精矿再磨)—锌浮选工艺处理该含银低品位铅锌硫化矿石,闭路试验获得了含银5 252.5 g/t、含铅27.54%、含锌3.87%、银回收率73.03%、铅回收率76.47%的银铅精矿和含锌54.96%、含银359.6 g/t、含铅0.37%、锌回收率71.00%的锌精矿。

(3)采用银铅无碱混浮(银铅粗精矿再磨)—锌浮选工艺,在近中性(pH=7.8)无碱条件下采用矿冶科技集团有限公司研制的铅银矿物高效捕收剂BK906和BK903G混选回收银铅,实现了矿石中有价金属银、铅、锌的高效回收。

### 参考文献:

- [1] 李东亮. 银金铂的性质及其用途[M]. 北京:高等教育出版社,1998.
- [2] 张文朴. 银的应用与从废料中的回收[J]. 中国金属通报,2003(39/40):23.
- [3] 黄军,吴师金. 江西某铅锌矿选矿试验研究[J]. 有色金属(选矿部分),2015(2):20-24.
- [4] 中华人民共和国自然资源部. 中国矿产资源报告2020[R]. 中华人民共和国自然资源部,北京:地质出版社,2020.
- [5] 叶富兴,宋宝旭,胡真,等. 硫化铅锌矿中共伴生银的强化综合回收技术研究现状和发展概况[J]. 有色金属(选矿部分),2013(s1):15-18.
- [6] 宋强,谢贤,童雄,等. 滇西某含锑铅锌硫化矿石浮选试验[J]. 金属矿山,2017(5):79-82.
- [7] 吴荣庆. 我国铅锌矿资源特点与综合利用[J]. 中国金属通报,2008(9):32-33.
- [8] 邱廷省,何元卿,余文,等. 硫化铅锌矿浮选分离技术的研究现状及进展[J]. 金属矿山,2016(3):1-9.
- [9] 姜美光,刘全军,杨俊龙,等. 新疆某硫化铅锌矿选矿试验研究[J]. 矿冶,2014,23(1):26-30.
- [10] 倪章元,顾幅华. 黄沙坪铅锌矿选矿工艺流程沿革及技术特点[J]. 中国矿业,2009,18(S1):164-168.
- [11] 宣道中. 铅锌快速优先、中矿细磨混选——新四产品工艺流程研究与评述[J]. 有色金属(选矿部分),2004(3):10-15.
- [12] 徐启云,李文军,陈代雄,等. 陆院沟银铅锌矿选矿试验研究[J]. 矿产保护与利用,2016(3):31-34.

- [13] 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.
- [14] 谢峰, 梁溢强, 杨林. 滇东某含银硫化铅锌矿选矿试验研究[J]. 矿产保护与利用, 2018, 27(4):36-40.
- [15] 谭欣, 刘书杰, 王中明, 等. 内蒙古银铅锌矿选矿试验研究[J]. 中国矿业, 2018, 27(3):110-115.
- [16] 赵杰, 谭欣, 王中明, 等. 山西某铅锌银多金属矿选矿试验研究[J]. 矿冶工程, 2019, 39(1):44-48.
- [17] 刘德军, 代淑娟, 秦贵杰. 内蒙古某铅锌矿铅锌分离的研究与实践[J]. 有色矿冶, 2000(3):8-11.

## Separation of Ag – Pb Alkali – free Bulk Flotation Process on a Silver – bearing Low – grade Lead & Zinc Sulfide Ore

TAN Xin<sup>1,2</sup>, WANG Zhongming<sup>1,2</sup>, XIAO Qiaobin<sup>1,2</sup>, ZHAO Jie<sup>1,2</sup>

1. BGRIMM Technology Group, Beijing 100160, China;
2. State Key Laboratory of Mineral Processing, Beijing 102628, China

**Abstract:** In this paper, mineral processing study was carried out on a silver – bearing low – grade lead & zinc ore. The two processes of Ag and Pb bulk flotation (regrinding of Ag and Pb rough concentrate)—Zn flotation and Ag and Pb bulk flotation (regrinding of Ag and Pb middlings)—Zn flotation were proposed based on the characteristics of the ore property, firstly, the selective combination collector BK906 and BK903G was adopted to collect silver and lead sulfides from the alkali – free pulp close to neutral pH value with the bulk flotation process flowsheet and the Ag and Pb bulk concentrate was obtained, and then the zinc sulfides were recovered by flotation separation from the flotation tailings of Ag and Pb by the conventional lime + copper sulfate + xanthate method and the Zn concentrate was obtained. The comparison tests were conducted by adopting two technological processes of Ag and Pb bulk flotation (regrinding of Ag and Pb rough concentrate)—Zn flotation and Ag and Pb bulk flotation (regrinding of Ag and Pb middlings)—Zn flotation. Finally the flowsheet of Ag and Pb bulk flotation (regrinding of Ag and Pb rough concentrate)—Zn flotation was determined, and the results of closed – circuit test were obtained the silver and lead concentrate with grading 5252.5 g/t Ag, 27.54% Pb, 3.87% Zn and recovery rate of 73.03% Ag and 76.47% Pb, and the zinc concentrate with grading 359.6 g/t Ag, 0.37% Pb, 54.96% Zn and Zn recovery of 71.00%. It can be achieved high – capacity recovering valuable metals silver, lead and zinc associated in the ore.

**Key words:** silver – bearing low – grade lead and zinc ore; Ag – Pb alkali – free bulk flotation; Pb – Zn flotation separation; comprehensive recovery

引用格式: 谭欣, 王中明, 肖巧斌, 赵杰. 银铅无碱混选工艺分选含银低品位铅锌硫化矿石[J]. 矿产保护与利用, 2021, 41(2):89-98.

Tan X, Wang ZM, Xiao QB, and Zhao J. Separation of Ag – Pb alkali – free bulk flotation process on a silver – bearing low – grade lead & Zinc sulfide ore[J]. Conservation and utilization of mineral resources, 2021, 41(2): 89 – 98.

投稿网址: <http://kcbh.cbpt.cnki.net>

E – mail: [kcbh@chinajournal.net.cn](mailto:kcbh@chinajournal.net.cn)