

新型抑制剂在某铅锌硫混合精矿浮选分离中的应用

梁溢强^{1,2,3}, 毛明发⁴, 宋涛^{1,2,3}, 阚赛琼^{1,2,3}

1. 昆明冶金研究院有限公司, 云南 昆明 650031;
2. 云南省选冶新技术重点实验室, 云南 昆明 650031;
3. 共伴生有色金属资源加压湿法冶金技术国家重点实验室, 云南 昆明 60031;
4. 云南驰宏锌锗股份有限公司会泽矿业分公司, 云南 曲靖 655000

中图分类号: TD952.2; TD952.3 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2020)05-0109-07
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2020.05.014

摘要 采用新型抑制剂 X33 和 L3 对云南某铅锌硫混合精矿进行浮选分离试验研究。结果表明该抑制剂替代传统抑制剂, 能很好地分离铅锌硫混合精矿, 其药剂工艺环保, 用量低。含铅 17.35%、锌 6.76% 和铁 31.04% 的铅锌硫混合精矿经过浮选分离后, 可得到含铅 64.59%、铅回收率 95.49%、含银 326.8 g/t、银回收率 83.29%、含锌 4.64% 的铅精矿和含锌 51.56%、锌回收率 64.09%、含铅 3.55% 的锌精矿, 以及含硫 43.4%、硫回收率 78.67% 的硫精矿。

关键词 混合精矿; 锌抑制剂; 硫抑制剂; 脱药; 铅; 锌; 硫

我国作为铅锌矿产资源大国, 铅锌矿产的资源储量稳居世界第二。通过多年的地质勘探获得的保有储量数据来看, 我国的铅锌资源主要集中在云南、青海、广东、内蒙古、湖南和甘肃等省区, 在滇西和川滇发现多个特大型的铅锌矿床^[1], 因此云南省一直是我国铅锌生产的重要基地。多年的开采致使云南某高硫铅锌选矿厂的矿石入选品位有所变化, 由于进入选矿厂的矿石性质波动, 导致铅锌精矿互含高、闪锌矿抑制剂及黄铁矿抑制剂用量大等问题产生, 制约着企业的可持续发展。为了更好地满足选矿厂生产需求, 应该优化铅锌硫混合矿样分选工艺, 以提高铅锌硫化矿的资源综合利用率^[2]。

1 矿石性质

云南某高硫高锌硫化矿选矿厂将矿石磨矿至 -0.074 μm 含量 70%, 添加少量硫酸锌后, 采用乙基黄药作为捕收剂, 松醇油为起泡剂, 通过两次粗选两次扫选的闭路浮选工艺流程获得铅锌硫混合精矿。表 1 所示为该混合精矿的化学成分分析结果, 铅锌物相分析结果见表 2 和表 3。

由表 1 可知, 铅锌硫混合精矿含铅 17.35%, 含锌 6.76%, 含铁 31.04%。通过 X-衍射分析可知, 混合

精矿主要金属矿物为方铅矿、闪锌矿和黄铁矿, 脉石矿物主要为白云石、方解石和少量的石英。

表 1 铅锌硫混合精矿多元素分析结果 /%

Table 1 Multi element analysis results of lead - zinc - sulfur mixed concentrate /%

元素	Pb	Zn	Fe	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	Ag
含量	17.35	6.76	31.04	38.52	0.93	0.96	2.75	1.41	95

注: Ag 品位的单位为 g/t。

表 2 铅物相分析结果 /%

Table 2 Analysis results of lead in phases /%

相别	铅矾	白铅矿	硫化物	铅铁矾及其它	全量
铅含量	0.10	0.19	16.87	0.08	17.24
铅分布率	0.58	1.10	97.85	0.47	100.00

由表 2 可知混合精矿中铅主要为硫化物, 氧化铅的分布率较低。

表 3 锌物相分析结果 /%

Table 3 Analysis results of zinc phases /%

相别	碳酸锌	氧化物	硫化物	锌铁尖晶石及其它	全量
锌含量	0.07	0.08	6.42	0.09	6.66
锌分布率	1.11	1.20	96.40	1.29	100.00

收稿日期: 2020-07-18

作者简介: 梁溢强(1982-), 男(汉族), 广东佛山人, 高级工程师, 硕士, 主要研究方向: 铜铅锌多金属矿分离浮选药剂研究和浮选工艺的优化。

Email: 644783704@qq.com.

由表 3 可知混合精矿中硫化锌分布率为 96.40%，氧化锌分布率为 3.60%。

2 选矿试验

2.1 试验方案的选择

多金属铅锌硫混合精矿中主要的金属矿物可浮性差异不大,且硫化矿物相互间可浮性的交互影响,容易导致最终产品铅锌互含较为严重^[3-4]。总体来说,方铅矿的可浮性最好,故常用全优先浮选工艺流程,先抑制锌硫矿物浮选铅矿物,铅浮选尾矿继续抑制硫矿物浮选锌矿物。前期探索试验发现,部分铅矿物容易被石灰抑制,造成铅矿物损失在硫精矿中。为此,铅-锌硫分离工艺采用两次粗选精矿合并精选,以提高铅金属的回收率;由于铅-锌硫分离粗选 II 获得的精矿产品含锌较高(锌含量可达 20%),为了更好地降低最终铅精矿锌品位,故该精矿精选一次后,其尾矿与铅-锌硫分离粗选 I 的精矿合并进行二次精选。铅-锌硫分离和铅锌-硫分离对比试验发现,采用铅锌-硫分离流程,在不添加硫酸铜的情况下,部分锌矿物将损失在硫精矿中,在添加硫酸铜的情况下,铅锌分离较为困难,铅锌精矿杂质互含较高,故选择铅-锌硫分离流程,选铅尾矿再进行锌硫分离。

2.2 脱药试验

由于混合精矿矿浆残留有较多混合浮选的捕收剂和起泡剂,容易导致分离浮选时锌硫矿物抑制效果变差,也会间接造成抑制剂用量的增加,为了考察残留捕收剂对分离浮选的影响,进行不同脱药方式地对比试验。现场生产中采用石灰作为黄铁矿的抑制剂,其使用量大,配制麻烦,且大量的钙离子导致管道和浮选机结垢严重,造成生产不稳定和指标波动大,为此急需找到一种石灰的替代工艺进行铅硫的高效分离。鉴于选矿厂流程改造空余了一台球磨机,考虑到对混合精矿磨矿擦洗既有利于脱药,也能使抑制剂更充分作用,故采用氢氧化钠和 L3 组合作为黄铁矿抑制剂(L3 是一种小分子有机抑制剂和亚硫酸盐的混合物),X33 作为闪锌矿抑制剂(一种微溶于水的小分子有机物),乙硫氮作为捕收剂,进行磨矿擦洗脱药、活性炭脱药和浓缩脱药的对比试验,试验流程见图 1,试验结果见图 2。

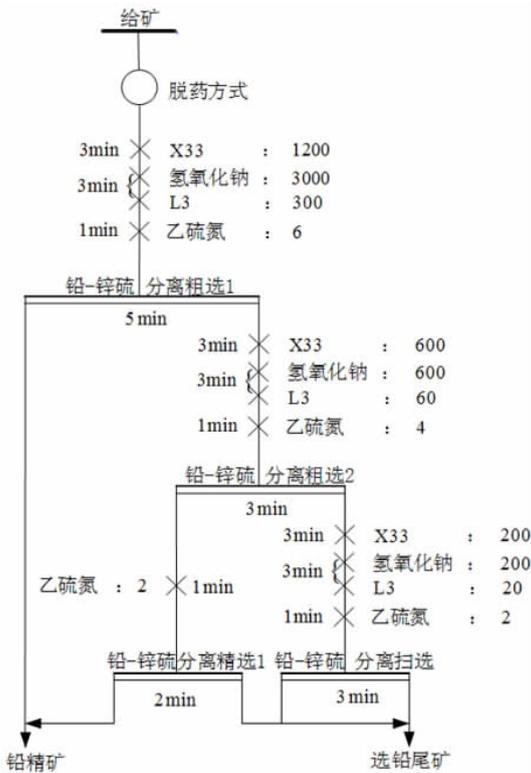


图 1 脱药试验流程

Fig. 1 Flowsheet of reagent removal test

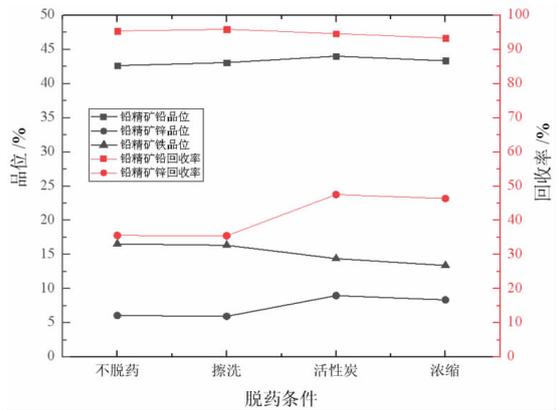


图 2 脱药试验结果

Fig. 2 Results of reagent removal test

试验结果表明,擦洗脱药对铅回收的效果明显,铅精矿铅的回收率最高;不脱药浮选工艺对锌的抑制效果略次于擦洗脱药的工艺,其铅回收率略低于擦洗脱药,为 95.22%;采用活性炭脱药工艺获得的铅精矿含铅品位最高,但是部分锌矿物难以抑制,进入了铅精矿中,且成本较高;浓缩脱药容易导致铅金属的损失,且大量的回水不好处理。综合考虑采用擦洗脱药的效果最佳。由于脱药条件只是小幅提高试验指标,为了方便快速地进行试验研究,以下条件试验采用不脱药的工艺,只在最终闭路采用磨矿擦洗脱药进行试验。

2.3 黄铁矿抑制剂对比试验

近年来我国绿色矿山建设正在走向制度化标准化,其中明确要求选矿工艺要采用高效、低毒对环境影响小的浮选药剂。现有选厂普遍采用高碱高钙工艺进

行黄铁矿的抑制^[5]。虽然石灰的来源广,价格便宜,生产稳定,使用范围较广,但是大量地使用石灰既不利于环保,且石灰用量大会造成浮选泡沫发黏,导致铅精矿的铅锌互含较高,也会导致部分铅矿物受到抑制而造成损失。故采用新型黄铁矿抑制剂(氢氧化钠和 L3)与石灰进行对比试验,分离粗选 I、分离粗选 II、分离扫选、分离精选 II 的石灰用量分别为 6 000 g/t、600 g/t、400 g/t、1 000 g/t,氢氧化钠用量分别为 3 000 g/t、600 g/t、200 g/t、600 g/t,L3 用量分别为 300 g/t、60 g/t、20 g/t、60 g/t,试验流程见图 3,试验结果见图 4。

失,也造成硫精矿铅含量高不好销售。两种药剂工艺获得的铅精矿含铁品位在 14% 左右,说明两种药剂工艺都能较好地抑制黄铁矿。采用氢氧化钠和 L3 组合抑制,其选铅尾矿含铅品位较低,相对石灰工艺可更好回收铅矿物。为了减少药剂的用量(石灰总用量为 8 000 g/t,新药剂总用量为 4 840 g/t,对比发现,石灰的用量较大。生产配制石灰需要相对复杂的配制系统,成本较高),降低回水的处理成本及提高生产稳定性(由于石灰工艺添加大量的石灰将导致浮选机和管道结垢严重,严重影响生产稳定,需要在回水中添加大量的碳酸钠中和沉淀,造成回水处理成本较高),综合考虑选择氢氧化钠和 L3 组合抑制黄铁矿较为适宜。

2.4 硫酸锌加药顺序试验

根据文献记载,合适的药剂添加顺序是获得良好浮选指标的重要措施^[6]。现有选矿厂生产经验表明,先添加锌抑制剂,再添加硫抑制剂有利于硫化锌矿物的抑制,为了考察两种抑制剂的添加顺序对浮选指标的影响(试验中添加了硫酸锌抑制闪锌矿,添加氢氧化钠和 L3 抑制黄铁矿),故进行不同添加顺序对比试验,试验流程见图 3,试验药剂的用量同上,试验结果见图 5。

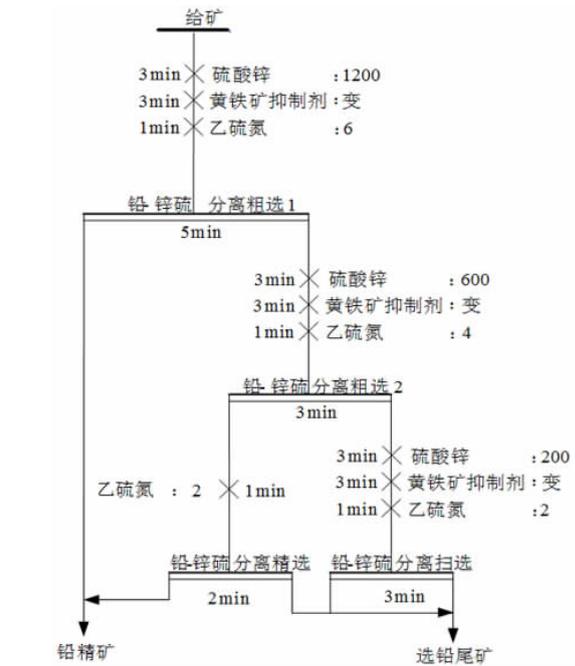


图 3 黄铁矿抑制剂对比试验流程
Fig. 3 Flowsheet of pyrite depressant comparison test

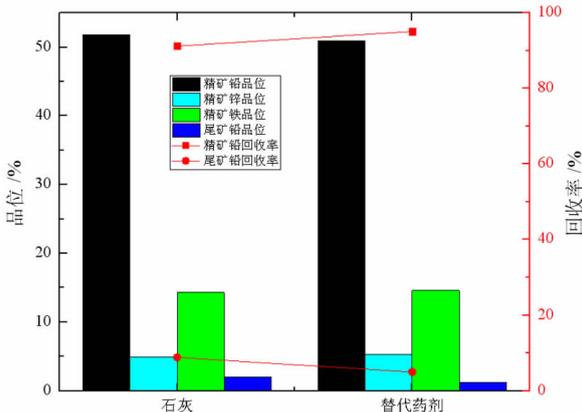


图 4 黄铁矿抑制剂对比试验结果
Fig. 4 Results of pyrite depressant comparison test

从图 4 可知,采用石灰工艺,最终铅精矿含铅品位较高,但是选铅尾矿中铅损失率较大,既造成铅金属损

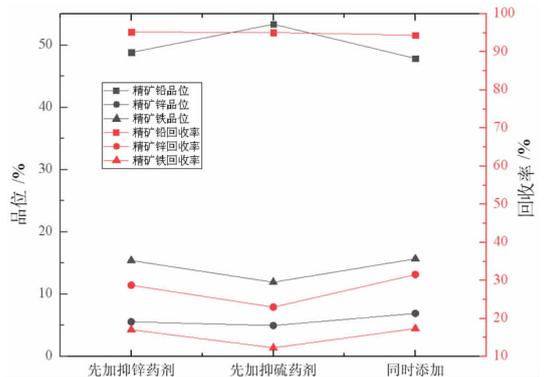


图 5 硫酸锌加药顺序对比试验结果
Fig. 5 Results of zinc sulfate dosing sequence test

从图 5 结果可以看出,先添加硫酸锌抑制闪锌矿,再添加硫抑制剂(即氢氧化钠和 L3),获得的铅精矿铅回收率最高,铅品位最低(铅回收率 95.31%,铅品位 47.84%);先添加硫抑制剂抑制黄铁矿,再添加硫酸锌,铅精矿含锌和含铁最低,铅品位最高;同时添加硫抑制剂和锌抑制剂,铅精矿中锌硫含量最高,造成锌矿物和硫矿物损失。结果表明,该多金属铅锌硫混合精矿进行铅-锌硫分离浮选时,先添加硫抑制剂再添加锌抑制剂既有助于锌矿物的抑制,为后续更好地回收锌矿物创造条件,也有助于黄铁矿的抑制,有利于铅精矿品质的提升,选择先添加硫抑制剂再添加硫酸锌进

行以下试验。

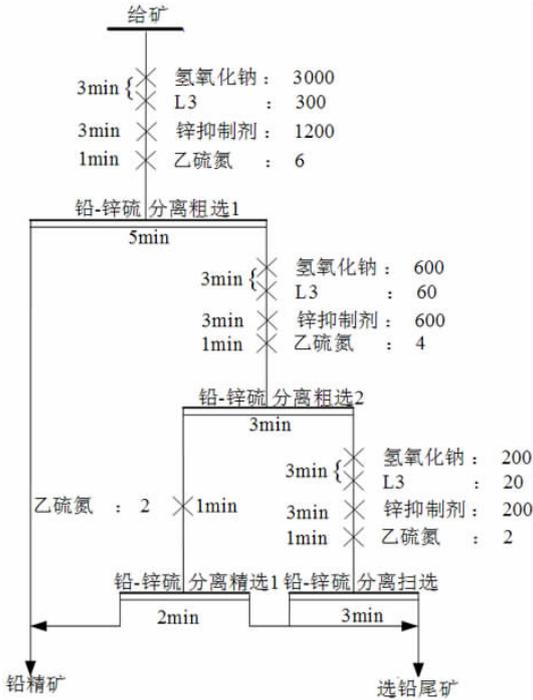


图6 锌抑制剂种类试验流程
Fig. 6 Flowsheet of the kinds of zinc depressants

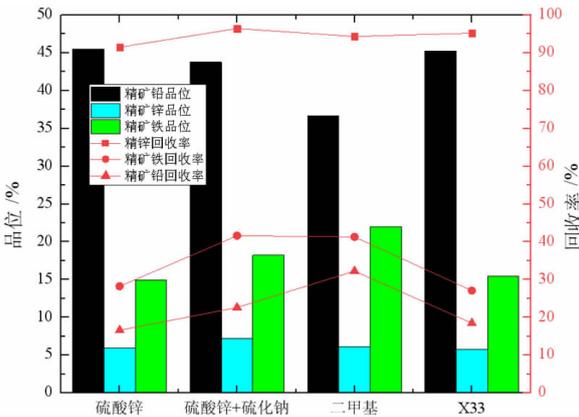


图7 锌抑制剂种类试验结果
Fig. 7 Results of the kinds of zinc depressant

2.5 锌抑制剂种类试验

在铅锌浮选分离工艺中,锌矿物抑制剂的选择对提高选矿指标有着至关重要的作用。常用的锌抑制剂可分为无机抑制剂和有机抑制剂两大类^[7]。较为经典的闪锌矿抑制方法有氰化物法、硫酸锌法及氧硫化物法^[8]。由于氰化物有剧毒,存在较大的安全隐患,故现有的工艺基本是无氰工艺。通过大量的药剂种类试验发现,亚硫酸钠可明显地抑制部分铅矿物,与硫酸锌

配合使用的效果不佳,最终筛选出四种效果较好的药剂,即硫酸锌、硫化钠、二甲基二硫代氨基甲酸钠及X33,故将四种效果较好的药剂进行对比试验,其中锌抑制剂X33是一种微溶于水的小分子有机物,其中硫酸锌、二甲基二硫代氨基甲酸钠和X33用量分别为1200、600、200和600 g/t,试验流程见图6,试验结果见图7。

试验结果表明,硫酸锌和硫化钠组合抑制剂对锌的抑制作用较硫酸锌差,其铅精矿含锌品位最高,但是对铅捕收有利,铅精矿中铅的回收率最高;采用二甲基二硫代氨基甲酸钠抑制闪锌矿,会造成泡沫发黏,导致浮选过程夹带严重,最终铅精矿铅品位明显下降,对锌的抑制效果也不佳;采用X33抑制效果最好,铅精矿锌品位下降至5.74%,铅精矿中锌回收率为27.09%(用硫酸锌时的铅精矿锌回收率28.24%),且硫精矿中铅的品位下降至0.80%,这说明X33与其它药剂协同作用,有利于铅矿物的回收,综合考虑采用X33较为适宜。

2.6 硫酸铜用量试验

由于闪锌矿被X33抑制,为了更好的回收,需要采用活化剂活化闪锌矿。硫酸铜是闪锌矿较好的活化剂^[9],其低毒高效,故进行硫酸铜的用量试验,锌硫分离粗选和扫选的锌捕收剂分别采用40 g/t和20 g/t丁基黄药。试验流程见图8,试验结果见图9。

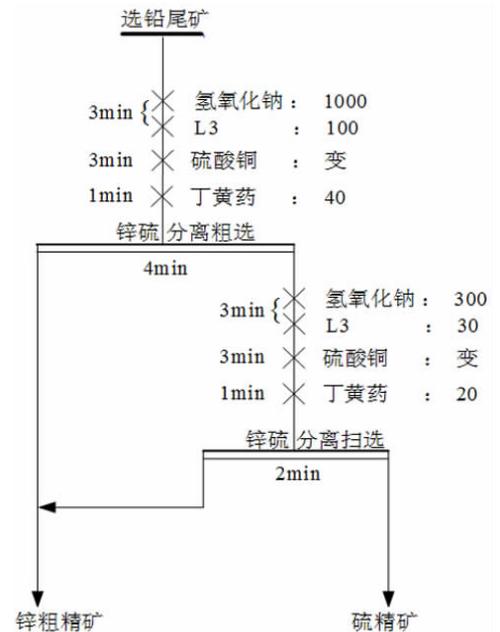


图8 硫酸铜用量试验流程
Fig. 8 Flowsheet of copper sulfate dosage tests

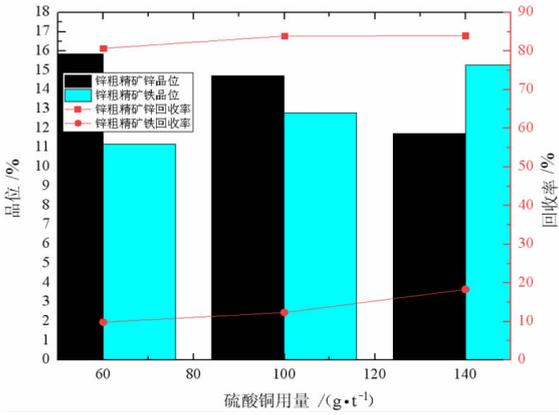


图 9 硫酸铜用量试验结果
Fig. 9 Results of copper sulfate dosage test

试验结果表明,随着硫酸铜用量增加,锌粗精矿锌品位逐步下降,锌回收率逐步增加。硫精矿中铁的回收率先小幅降低后大幅度下降,表明过量的硫酸铜会活化黄铁矿,造成黄铁矿进入锌粗精矿和中矿中,综合考虑,粗扫选硫酸铜用量以 100 g/t + 30 g/t 为宜。

2.7 闭路试验

在各种药剂用量优化试验基础上,进行了闭路试验研究,试验流程见图 10,试验结果见表 4。

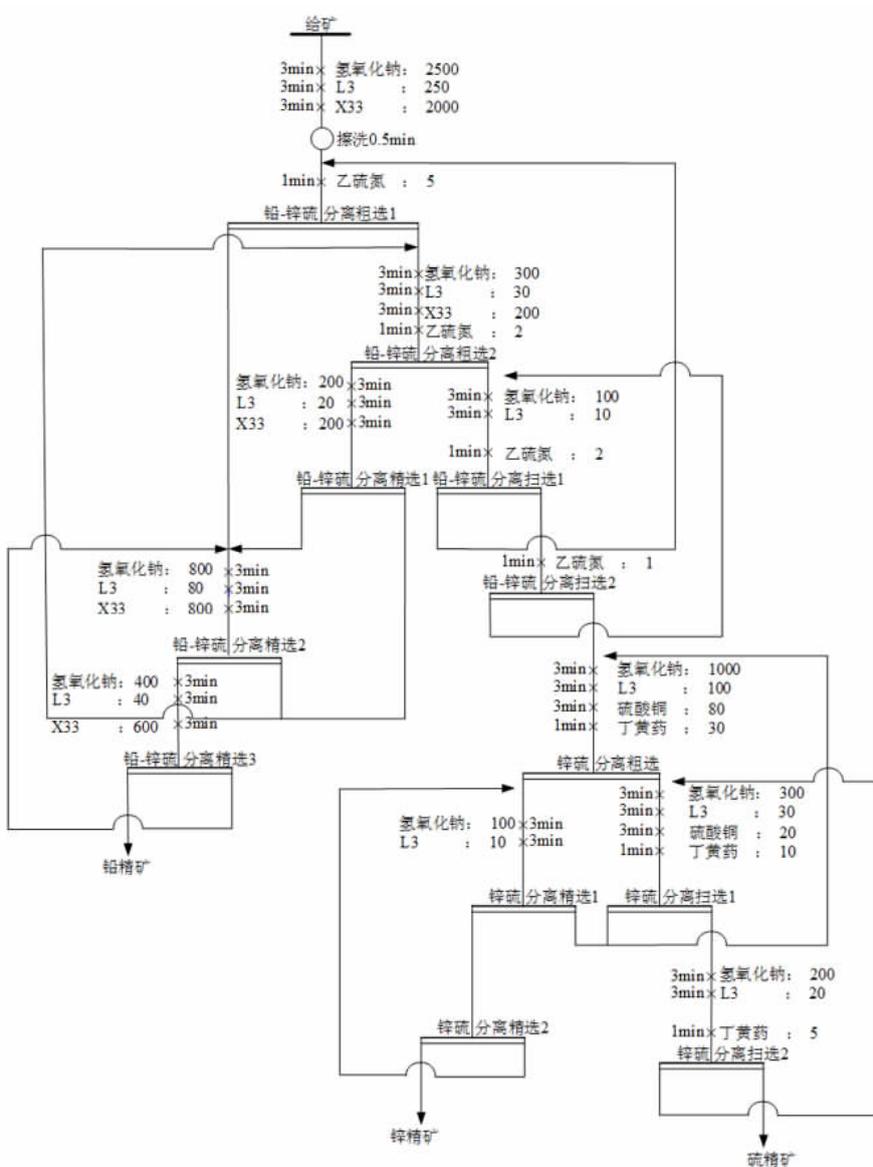


图 10 小型浮选闭路试验流程
Fig. 10 Flowsheet of closed - circuit test

表4 小型浮选闭路试验结果 /%

产品名称	产率	品位				回收率			
		Pb	Zn	S	Ag	Pb	Zn	S	Ag
铅精矿	23.57	64.59	4.64	23.8	326.8	95.49	18.91	14.67	83.29
锌精矿	7.19	3.55	51.56	35.3	48.4	1.60	64.09	6.66	3.76
硫精矿	69.24	0.67	1.42	43.4	17.3	2.91	17.00	78.67	12.95
给矿	100.00	15.94	5.78	38.2	92.5	100.00	100.00	100.00	100.00

闭路试验获得的铅精矿含铅 64.59%，含锌 4.64%，含银 326.8 g/t，铅回收率 95.49%，锌回收率 18.91%，银回收率 83.29%；锌精矿含铅 3.55%，含锌 51.56%，铅回收率 1.60%，锌回收率 64.09%；硫精矿含铅 0.67%，含锌 1.42%，含硫 43.4%，硫回收率 78.67%。铅锌得到了较好回收。硫精矿经单体解离度分析可知，其中铅锌矿物多与黄铁矿微细粒包裹，若要回收，需要对硫精矿进行超细磨，故该部分铅锌回收的价值不大。

3 结语

(1) 混合精矿含铅 17.86%，含锌 6.76%，含铁 31.40%，含银 108.05 g/t，主要金属矿物为方铅矿、闪锌矿和黄铁矿，含有少量白云石和方解石等脉石矿物。

(2) 由目的矿物的可浮性差异及探索试验可知，优先浮选分离该混合精矿是较为合理的。X33 是闪锌

矿的有效抑制剂，和 L3 是黄铁矿的有效抑制剂，配合不同铅锌捕收剂，能较好地分离回收混合精矿中的铅锌硫矿物。

(3) 药剂制度和流程结构优化后获得的铅精矿含铅 64.59%、含锌 4.64%、含银 326.8g/t，铅、锌和银的回收率分别为 95.49%、18.91% 和 83.29%，锌精矿含锌 51.56%、锌回收率 64.09%，硫精矿含硫 43.4%、回收率 78.67%。

参考文献：

- [1] 孙麟. 中国有色金属产业整合研究[D]. 武汉: 武汉理工大学, 2012.
- [2] 张曦. “一带一路”背景下我国西部五省矿业对外发展战略研究[D]. 北京: 中国地质大学, 2016.
- [3] 李俊旺. 会泽铅锌硫化矿浮选过程分流分速的动力学研究[D]. 沈阳: 东北大学, 2012.
- [4] 赵强, 丁士瑞, 周南, 等. 西藏某富银难选铜铅锌硫化矿选矿试验研究[J]. 矿产保护与利用, 2017(2): 39-46.
- [5] 赵连兵, 先永骏, 文书明, 等. 黄铁矿的抑制及活化分选研究进展[J]. 矿产保护与利用, 2020, 40(2): 74-81.
- [6] 朱一民, 周艳红. 2014年浮选药剂进展[J]. 矿产综合利用, 2015(2): 1-11.
- [7] 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.
- [8] 王衡嵩, 魏志聪, 曾明, 彭蓉, 薛晨. 铜锌矿物分离中闪锌矿抑制剂的作用机理研究进展[J]. 矿产保护与利用, 2019, 39(2): 124-130.
- [9] 杨子轩. 新型高效活化剂 X-45 对铁闪锌矿浮选行为影响的研究[D]. 昆明: 昆明理工大学, 2017.

Application of a New Depressant in the Flotation Separation of a Lead – zinc – sulfur Bulk Concentrate

LIANG Yiqiang^{1,2,3}, MAO Mingfa⁴, SONG Tao^{1,2,3}, KAN Saiqiong^{1,2,3}

1. Kunming Metallurgical Research Institute Co. LTD, Kunming 650031, China;

2. Yunnan Key Laboratory for New Technology of Beneficiation and Metallurgy, Kunming 650031, China;

3. State Key Laboratory of Pressure Hydrometallurgical Technology of Associated Nonferrous Metal Resources, Kunming 650031, China;

4. Yunnan Chi Hong Zinc Germanium Limited by Share Ltd Huize Mining Branch, Qujing 655000, China

Abstract: A new type of depressant X33 and L3 was used for flotation separation of a lead – zinc – sulfur bulk concentrate in Yunnan. The test results show that the depressant can replace the traditional depressants in separation method for separate the lead – zinc – sulfur bulk concentrate. Its chemical process is environmentally friendly and the dosage is low. A galena – sphalerite – pyrrhotite mixed concentrate in Yunnan contains 17.35% lead, 6.76% zinc and 31.04% iron, when is separated by flotation, lead concentrate containing 64.59% lead, and lead recovery of 95.49%, 326.8 g/t silver, and silver recovery of 83.29% and 4.64% zinc; zinc concentrate containing 51.56% zinc, 3.55% lead, and zinc recovery of 64.09% was obtained; 43.4% sulfur and 78.67% sulfur recovery in the pyrite concentrate.

Key words: mixed concentrate; zinc depressant; sulfur depressant; reagent removal; lead; zinc; sulfur

引用格式:梁溢强,毛明发,宋涛,阚赛琼.新型抑制剂在某铅锌硫混合精矿浮选分离中的应用[J].矿产保护与利用,2020,40(5):109 – 115.

Liang YQ, Mao MF, Song T, and Kan SQ. Application of a new depressant in the flotation separation of a lead – zinc – sulfur bulk concentrate[J]. Conservation and utilization of mineral resources, 2020, 40(5): 109 – 115.

投稿网址: <http://kcbh.cbpt.cnki.net>

E – mail: kcbh@chinajournal.net.cn