

doi:10.3969/j.issn.1671-9492.2024.04.008

难选高硫低品位硫化铅锌矿分选工艺研究与探讨

吕超^{1,2}, 张晶^{1,2}, 谢峰^{1,2}, 简胜^{1,2}, 张曙光^{1,2}

(1. 昆明冶金研究院有限公司, 昆明 650031;

2. 云南省选冶新技术重点实验室, 昆明 650031)

摘要: 某难选高硫低品位硫化铅锌矿石, 主要有价元素 Pb、Zn、Fe 和 S 含量分别为 2.45%、2.76%、26.76% 和 30.63%, 主要赋存矿物分别是方铅矿、铁闪锌矿和黄铁矿, 含量分别为 2.97%、4.76% 和 54.65%; 矿石中方铅矿和铁闪锌矿含量较低, 而黄铁矿含量超过 55%, 有用矿物含量差异极大; 有用矿物间关系密切, 存在相互共生和相互包裹, 属于难选硫化铅锌矿石。为确定合理工艺流程, 进行了全优先浮选、铅硫部分混合浮选及等可浮选等方案的对比试验研究。结果表明, 全优先浮选得到的铅精矿 Pb 品位和锌精矿 Zn 品位均很低, 通过该流程很难得到合格的铅精矿和锌精矿, 主要原因为大量黄铁矿难以有效抑制, 同时添加大量石灰调整 pH 对矿浆环境产生不利影响; 铅硫部分混合浮选得到的铅精矿 Pb 品位偏低, 但 Zn 回收率偏低, 造成该问题主要原因为部分铁闪锌矿与黄铁矿存在连生未解离, 同时大量铅硫混合精矿经再磨后黄铁矿难抑制; 而等可浮选即铅硫等可浮+铅硫分离—锌硫等可浮+锌硫分离工艺流程可得到铅精矿 Pb 品位 60.41%、Pb 回收率 82.38%, 锌精矿 Zn 品位 48.75%、Zn 回收率 81.59% 的良好指标, 该流程对大量黄铁矿进行了分段分选, 为铅硫分离和锌硫分离提供便利条件。因此, 针对该高硫低品位硫化铅锌矿石, 等可浮流程稳定可靠且对矿石适应性强, 可为选厂设计确定最终流程提供研究方向, 并为同类型矿石开发利用提供理论借鉴。

关键词: 高硫; 硫化铅锌矿; 优先浮选; 部分混合浮选; 等可浮

中图分类号: TD952; TD923

文献标志码: A

文章编号: 1671-9492(2024)04-0077-08

Research and Discussion on a Separation Process of Refractory High-sulfur Low-grade Lead-Zinc Sulfide Ore

LÜ Chao^{1,2}, ZHANG Jing^{1,2}, XIE Feng^{1,2}, JIAN Sheng^{1,2}, ZHANG Shuguang^{1,2}

(1. Kunming Metallurgy Institute Co., Ltd., Kunming 650031, China;

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

Abstract: The contents of Pb, Zn, Fe and S in a refractory high-sulfur low-grade lead-zinc sulfide ore are 2.45%, 2.76%, 26.76% and 30.63% respectively, and the main occurrence minerals are galena, marmatite and pyrite with the contents of 2.97%, 4.76% and 54.65% respectively. The content of galena and marmatite is low, while the content of pyrite is more than 55%, and the contents of useful minerals are very different. The useful minerals are closely related, and there are mutual intergrowths and mutual encapsulation. It belongs to a refractory lead-zinc sulfide ore. In order to determine a reasonable processing flowsheet, comparative tests have been carried out on the schemes of full selective flotation, part bulk flotation of lead and sulfur, and iso-floatability flotation. The results show that the Pb grade of lead concentrate and the Zn grade of zinc concentrate obtained by full-selective flotation are very low. It is difficult to obtain qualified lead concentrate and zinc concentrate by this process. The main reasons are that a large amount of pyrite is difficult to be effectively depressed, and adding a large amount of lime to adjust pH has a negative impact on the pulp environment. Lead concentrate obtained by lead-sulfur bulk flotation has low Pb grade, but low Zn recovery. The main reason for this problem is that some marmatite and pyrite are not dissociated, and a large amount of pyrite is difficult to depress after regrinding of lead-sulfur bulk

收稿日期: 2023-04-03

基金项目: 云南省重大专项项目(202302AB080010)

作者简介: 吕超(1991—), 男, 云南镇雄人, 硕士, 工程师, 主要从事金属矿资源综合回收利用研究和浮选药剂研发工作。

通信作者: 谢峰(1987—), 男, 湖南永州人, 硕士, 高级工程师, 主要从事选矿工艺和磨矿优化研究。

concentrate. The technological flowsheet of iso-floatability of lead and sulfur-separation of lead and sulfur, iso-floatability flotation of zinc and sulfur-separation of zinc and sulfur can obtain a lead concentrate with Pb grade of 60.41% and Pb recovery of 82.38%, and a zinc concentrate with Zn grade of 48.75% and Zn recovery of 81.59%, which provide convenient conditions for lead and sulfur separation and zinc and sulfur separation. Therefore, for the high-sulfur low-grade lead-zinc sulfide ore, the flotation process is stable and reliable, and has strong adaptability to the ore, which can provide a research direction for the design and determination of the final process of the concentrator, and provide a theoretical reference for the development and utilization of the same type of ore.

Key words: high sulfur; lead and zinc sulfide ore; selective flotation; part-bulk flotation; iso-floatability flotation

铅锌矿是重要的战略性资源,在国民经济建设中有不可替代的作用,被广泛应用于机械工业、军工工业、电气工业、化学工业、冶金工业、轻工业等领域。因此,开发利用铅锌资源具有重要的战略意义^[1-6]。

硫化铅锌矿石的传统浮选工艺流程主要有优先浮选、混合浮选、等可浮选、分速分支浮选和电位调控浮选等流程^[7-9]。选矿工作者对不同类型硫化铅锌矿石浮选工艺做了很多研究,敖顺福等^[10]针对某低品位硫化铅锌矿石,采用优先浮铅再浮锌的流程,获得铅精矿铅品位 66.43%、铅回收率 95.97%,锌精矿锌品位 53.35%、锌回收率 90.35%的指标;唐鑫等^[11]以云南某高硫铁硫化铅锌矿石为研究对象,采用部分混合浮选流程,即铅硫混浮—混合浮选尾矿再选锌的原则工艺流程,获得了铅精矿 Pb 品位 62.67%、含 Zn 2.97%、Pb 回收率 85.01%,锌精矿 Zn 品位 58.71%、含 Pb 0.85%、Zn 回收率 91.22%的选别指标;谢立志等^[12]针对云南某高硫高锌复杂多金属硫化矿,采用铅硫混选—混选精矿分离—铅硫混选尾矿再选锌的工艺流程,获得铅精矿含铅 61.13%、含锌 5.36%,锌精矿含铅 0.64%、含锌 52.67%的指标;袁建江^[13]针对硫化铁铅锌矿采用优先浮选铅锌—磁选铁的选矿工艺流程取得了铅精矿铅品位 57.93%、铅回收率 90.93%,锌精矿锌品位 49.97%、锌回收率

83.95%,铁精矿铁品位 65.08%、铁回收率 47.30%的良好分选指标;阚赛琼等^[5]针对云南某高硫高铁铅锌矿采用“铅硫混合浮选—铅硫分离—尾矿再选锌”的浮选工艺流程获得了铅精矿铅品位 58.37%、铅回收率 86.02%、铅精矿含银 430.9g/t、银回收率为 44.84%,锌精矿锌品位为 50.25%、锌回收率为 94.38%的浮选指标。可见硫化铅锌矿石采用何种浮选工艺和矿石性质密切相关,应通过试验探索确定。

某矿山因长时间开采,采矿深度不断增加,新采矿区矿石性质发生了很大变化,特别是矿石中黄铁矿含量提高明显。为确定合理的选矿工艺流程,本文针对高硫低品位硫化铅锌矿石开展了浮选工艺研究,以期充分回收有价值组分,同时也为该类型矿石的开发利用提供借鉴。

1 矿石性质

1.1 矿石化学多元素分析

为准确测定矿石中各元素的含量,对矿石进行了化学多元素分析,分析结果见表 1。由表 1 可知,矿石中有价元素主要为 Pb、Zn、Fe 和 S,含量分别为 2.45%、2.76%、26.76%和 30.63%;矿石中 Ag 含量为 33.30 g/t,具有一定的综合利用价值;矿石中主要杂质成分 SiO₂、Al₂O₃ 和 CaO 的含量分别为 18.36%、6.15%和 3.16%。

表 1 矿石化学多元素分析结果

Table 1 Results of chemical multi-element analysis of the ore

/%

成分	Pb	Zn	Fe	S	As	Cu	SiO ₂	MgO	CaO	Al ₂ O ₃	Au ¹⁾	Ag ¹⁾	In ¹⁾
含量	2.45	2.76	26.76	30.63	0.09	0.10	19.36	1.71	3.11	6.34	0.22	13.30	16.90

注:1)单位为 g/t。

1.2 矿石中铅锌化学物相分析

为查明矿石中铅、锌的赋存状态,进行铅、锌化学物相分析,分析结果见表 2、3。由表 2、3 可知,矿石中铅主要以方铅矿的形式存在,分布率达

84.08%,少量为铅矾和白铅矿,另外还有少量的铅铁矾及其他铅;矿石中锌主要以硫化锌形式存在,分布率为 92.75%,其次为硫酸锌等。

表2 矿石铅化学物相分析结果

Table 2 Results of lead phase analysis of the ore

铅相别	含量	分布率
铅钒	0.15	6.12
白铅矿	0.14	5.72
方铅矿	2.06	84.08
铅铁矾及其他铅	0.1	4.08
总铅	2.45	100.0

表3 矿石锌化学物相分析结果

Table 3 Results of zinc phase analysis of the ore

锌相别	含量	分布率
硫酸锌	0.12	4.35
氧化锌	0.050	1.81
硫化锌	2.56	92.75
锌铁尖晶石及其他锌	0.030	1.09
总锌	2.76	100.0

1.3 矿石矿物组成及含量

通过矿物自动分析仪(MLA)对矿石矿物组成

表4 矿石矿物组成及含量

Table 4 Minerals composition and relative content of the ore

矿物名称	方铅矿	铁闪锌矿	硫砷铅矿	黄铁矿	黄铜矿	黝铜矿	雄黄	白云母	高岭石	蒙脱石	钾长石
含量	2.97	4.76	0.11	54.65	0.17	0.02	0.01	3.91	7.80	6.00	2.37
矿物名称	白云石	铁白云石	菱铁矿	绿帘石	锆石	石英	锐钛矿	磷灰石	白铅矿	方解石	
含量	0.79	0.65	0.58	0.47	0.10	10.70	1.45	0.30	0.42	1.10	

2 试验结果与讨论

本文研究对象为典型的高硫铅锌矿石,主要有价矿物为方铅矿、铁闪锌矿和黄铁矿,矿石主要特点是铅锌含量较低而黄铁矿含量很高,因此,为确定合理的工艺流程,需考虑以下几个方面:1)方铅矿可浮性较好,而铁闪锌矿理论含锌偏低,可浮性较差,对石灰敏感,流程原则上“抑锌浮铅”;2)少量方铅矿和铁闪锌矿与黄铁矿紧密共生和相互包裹,粗粒嵌布与细粒嵌布共同存在,碎磨需采取合理工艺避免解离不充分和过粉碎;3)黄铁矿含量高,约55%,易造成矿浆pH难调整,同时黄铁矿与方铅矿、铁闪锌矿含量差异极大,浮选时矿物分离难度

进行了分析,分析结果见表4。由表4可知,目的元素铅、锌、硫、银、砷的载体矿物主要为方铅矿、铁闪锌矿、黄铁矿、黄铜矿、白铅矿,含量分别为2.97%、4.76%、54.65%、0.17%、0.42%。可以看出,矿石中主要有用矿物为方铅矿、铁闪锌矿和黄铁矿,主要脉石矿物为石英。

矿石中铅主要以方铅矿的形式存在,含量约2.97%,方铅矿+0.074 mm粒级含量约95%,少量方铅矿与白铅矿、黄铁矿和铁闪锌矿等矿物紧密连生,相互包裹;矿石中硫化锌主要为铁闪锌矿,含量约4.76%,铁闪锌矿+0.074 mm粒级含量约96%,与方铅矿嵌布粒度相近,但矿石中仍有部分铁闪锌矿与其他硫化矿相互包裹;矿石中黄铁矿含量约55%,与方铅矿、铁闪锌矿、毒砂、黄铜矿、磁黄铁矿的关系均较为密切、相互共生和相互包裹,考虑黄铁矿与矿石中其他硫化矿物含量差异较大,分选过程中很难控制条件获得较好指标,属于难选高硫铅锌矿石。

大,分离不充分。由此,进行多方案对比试验确定最终工艺流程。

2.1 优先浮选工艺流程试验

矿石中矿物主要有用矿物主要为方铅矿、铁闪锌矿和黄铁矿,矿物可浮性顺序依次为方铅矿、铁闪锌矿和黄铁矿。矿石中硫化矿物组成相对简单,有用矿物的可浮性理论上具有较大差异,嵌布粒度相对较粗,因此,首先探索全优先浮选试验流程,即优先浮铅—选铅尾矿抑硫浮锌—选锌尾矿浮硫的工艺流程,可实现:1)按照矿物理论可浮性差异探索矿物分离;2)通过优先浮选流程探索验证矿石中方铅矿、铁闪锌矿和黄铁矿的实际可浮性差异,进而研判下一步工作。试验流程如图1所示,试验结果见表5。

表5 全优先浮选试验结果

Table 5 Results of full selective flotation tests

产品名称	产率		品位				回收率			
	个别	累计	Pb		Zn		Pb		Zn	
			个别	平均	个别	平均	个别	累计	个别	累计
铅精矿	5.73	—	34.23	—	4.02	—	79.69	—	8.34	—
锌精矿	6.56	12.29	1.09	16.54	31.35	18.61	2.91	82.14	74.47	86.77
硫精矿	42.59	54.88	0.37	3.99	0.32	4.42	6.40	88.46	4.94	90.74
尾矿	45.12	100.0	0.60	2.46	0.75	2.76	11.00	100.0	12.25	100.0
原矿	100.0	—	2.46	—	2.76	—	100.0	—	100.0	—

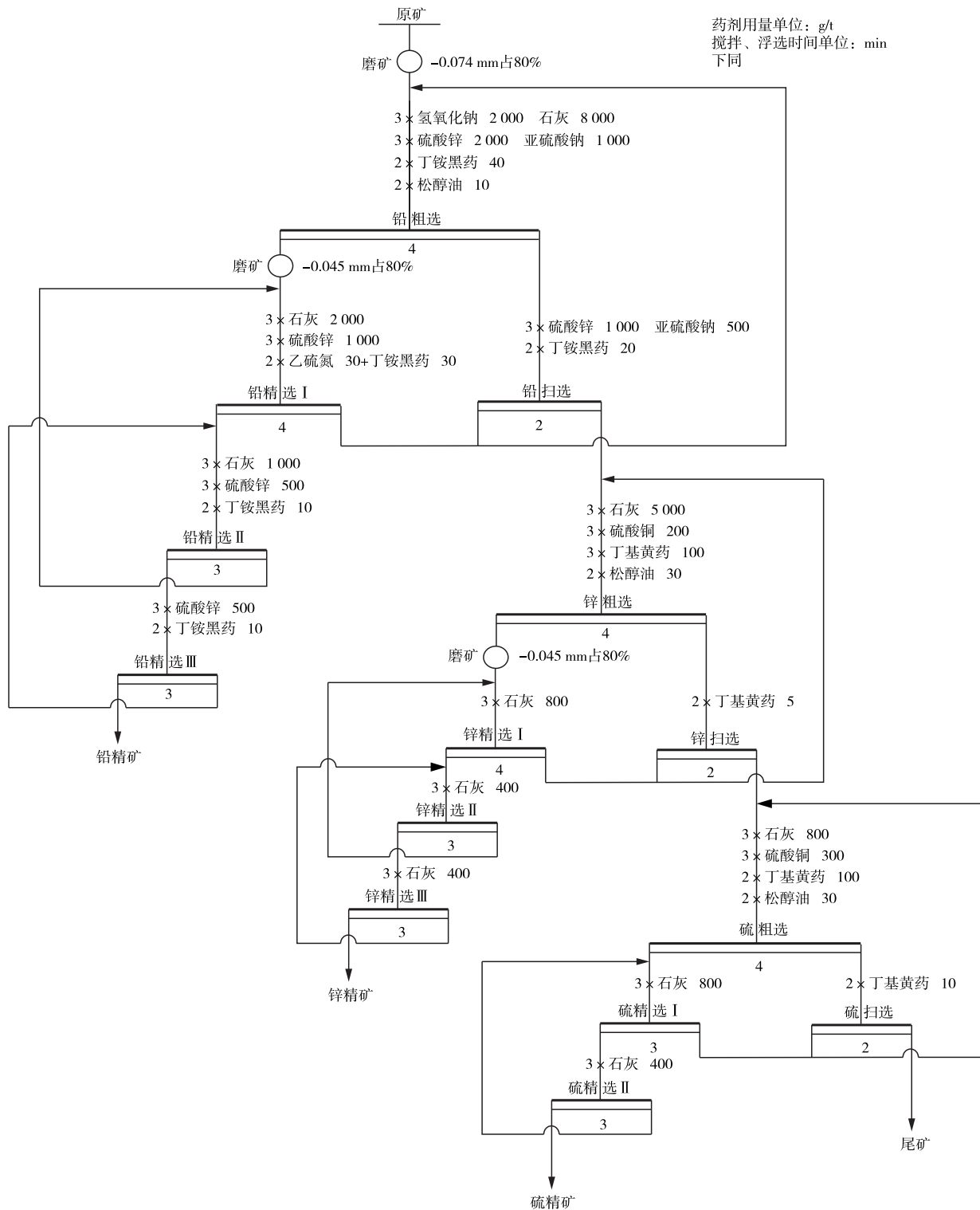


图 1 全优先浮选试验流程

Fig. 1 Flowsheet of full selective flotation tests

由表 5 可知,通过全优先浮选试验可得到指标:铅精矿 Pb 品位 34.23%、Pb 回收率 79.69%, 锌精矿 Zn 品位 31.35%、Zn 回收率 74.47%, 硫精矿 Pb 品位 0.37%、Zn 品位 0.32%。可以看出, 优先浮选流程得到的铅精矿 Pb 品位和锌精矿 Zn 品位均很低,通过该流程很难获得合格的铅精矿和锌

精矿。原因主要有:1)黄铁矿含量较高,粗选加入大量 pH 调整剂(石灰+氢氧化钠)仍很难调整至适宜 pH 值,导致部分黄铁矿抑制不充分进入铅粗精矿中,大量黄铁矿导致铅精选段铅硫分离不充分,铅精矿铅品位较低,同时加入大量石灰调整 pH 值,造成矿浆发黏“不清爽”,浮选硫化锌时造成锌

硫分离难控制,分离不充分,锌精矿锌品位低;2)存在少量可浮性较好的黄铁矿进入铅浮选工序,不易被抑制,这部分黄铁矿和方铅矿混合精矿宜采用“强压强拉”方法进行分离。另外,铅精矿 Zn 品位较低,说明该矿石中铁闪锌矿易受抑制并且铁闪锌矿与方铅矿的连生关系不是特别紧密,这与理论相符合。因此,通过优先浮选完全抑制矿石中的黄铁矿较难实现。

2.2 铅硫混合浮选工艺流程试验

2.1 节试验结果说明全矿浆分选时黄铁矿难抑制,主要原因是存在大量黄铁矿和脉石矿物 pH 值难提高,同时锌矿物易抑制,因此,考虑将黄铁矿和方铅矿优先浮选调整为铅硫混合浮选再进行铅硫分

离、铅硫浮选尾矿选锌。这种流程的特点是把可浮性相近的有用矿物分选到混合精矿中,然后进行分离。混合浮选流程的优点:1)节省磨矿费用,经粗磨后混合浮选将有用矿物连生体浮出,然后混合粗精矿经再磨再选,可节省大量不必要的磨矿费用;2)节省浮选机,混合浮选回路中全部矿浆通过浮选机,而在以后浮选分离回路中,只有少量混合精矿通过浮选机,因而所需浮选机的台数和容积相应减少;3)节省浮选药剂,采用混合浮选流程时,因整个矿浆量减少,所以药剂用量也相应减少。此外,矿石在粗磨后进行浮选,还可以减少脆性易泥化矿物的过粉碎。开展铅硫混合浮选工艺试验,试验流程如图 2 所示,试验结果见表 6。

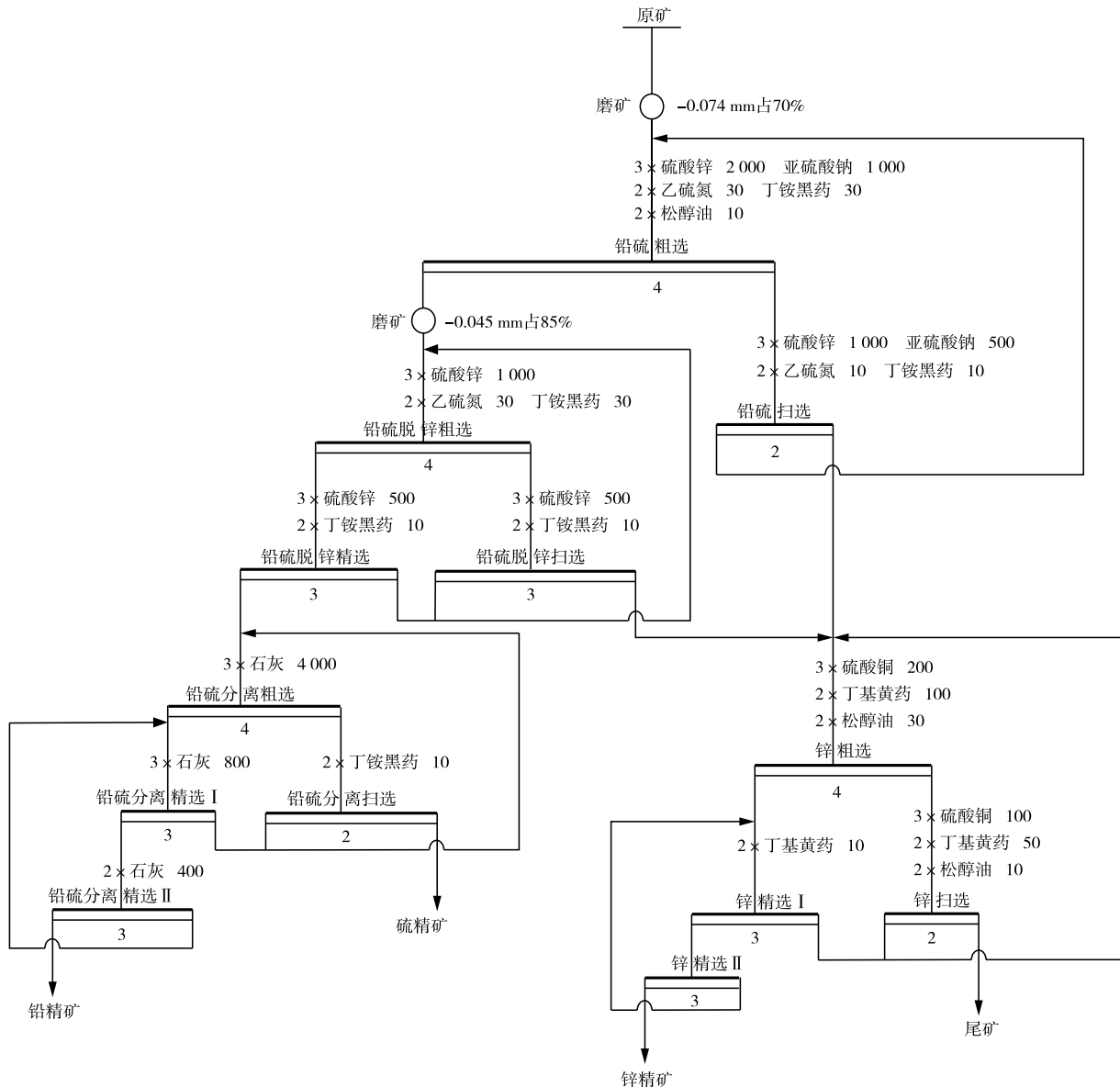


图 2 铅硫混合浮选试验流程

Fig. 2 Flowsheet of lead-sulfur bulk flotation tests

由表6可知,通过铅硫混合浮选试验可得到指标:铅精矿Pb品位45.43%、Pb回收率79.51%,锌精矿Zn品位45.32%、Zn回收率75.77%,硫精矿Pb品位0.63%、Zn品位0.34%。可以看出,通过铅硫混合浮选得到的铅精矿Pb品位偏低,锌精矿Zn品位尚可,但Zn回收率偏低,说明有部分锌矿物与

黄铁矿存在连生未解离,阶段磨矿阶段选别有助于提高回收率。铅精矿Pb品位偏低原因分析:1)铅硫浮选为混合精矿时,两种矿物极大的含量差使得铅硫分离难度增大;2)铅硫混合精矿经再磨后整体细度变小,而细粒级黄铁矿不易受抑制,造成铅硫分离困难。

表6 铅硫混合流程试验结果

Table 6 Results of lead-sulfur bulk flotation tests

/%

产品名称	产率		品位				回收率			
	个别	累计	Pb		Zn		Pb		Zn	
			个别	平均	个别	平均	个别	累计	个别	累计
铅精矿	4.43	—	45.43	—	6.21	—	79.51	—	9.87	—
锌精矿	4.66	9.09	1.01	22.66	45.32	26.26	1.86	82.14	75.77	86.77
硫精矿	40.34	49.43	0.63	4.68	0.34	5.11	10.04	88.46	4.92	90.74
尾矿	50.57	100.0	0.43	2.53	0.52	2.79	8.59	100.0	9.43	100.0
原矿	100.0	—	2.53	—	2.79	—	100.0	—	100.0	—

2.3 等可浮选工艺流程试验

从优先和混合浮选试验结果可以看出,超过矿石50%含量的黄铁矿是影响该矿石铅锌硫分离的重要因素,因此,为更好地实现铅锌硫的分离,人为地减小铅硫分离和锌硫分离难度很重要,而解决这一问题可尝试减小方铅矿与黄铁矿、铁闪锌矿与黄铁矿含量差,具体可通过方铅矿和部分黄铁矿优先混合浮选,再进行铅硫分离;而铁闪锌矿和部分黄铁矿混合浮选,再进行锌硫分离,最终得到铅精矿、锌精矿和硫精矿1与硫精矿2,两个硫精矿可合并为最终硫精矿,即等可浮流程。流程的特点是将可浮性相近的矿物分选到一种混合精矿中,然后进行分选,这种流程可避免对易浮矿物的活化和后续分离的强抑制,同时避免对难浮矿物的抑制和强活化,按有用矿物的浮选难易程度在不同工艺条件下进行浮选,可节省药剂用量,浮选指标往往能得到改善。本文等

可浮选流程可理解为铅硫等可浮选+铅硫分离—锌硫等可浮选+锌硫分离的试验流程如图3所示,试验结果见表7。

由表7可知,通过浮选试验可得到指标:铅精矿Pb品位60.41%、Pb回收率82.38%,锌精矿Zn品位48.75%、Zn回收率81.59%,硫精矿1 Pb品位0.37%、Zn品位0.31%,硫精矿2 Pb品位0.25%、Zn品位0.43%。可以看出,等可浮选流程试验指标较好,可得到品位较高的铅精矿和锌精矿,铅精矿铅回收率和锌精矿锌回收率均较高,并且硫精矿1和硫精矿2的铅锌损失率均较低。该流程对大量黄铁矿进行了分段分选,按可浮性进行巧妙“分流”,为铅硫分离和锌硫分离提供便利条件。不难看出,等可浮选工艺试验流程稳定可靠,可作为重点研究方向进一步确定最佳工艺参数。

表7 等可浮选试验结果

Table 7 Results of iso-flotation tests/%

/%

产品名称	产率		品位				回收率			
	个别	累计	Pb		Zn		Pb		Zn	
			个别	平均	个别	平均	个别	累计	个别	累计
铅精矿	3.43	—	60.41	—	3.31	—	82.38	—	4.17	—
锌精矿	4.56	7.99	1.09	26.56	48.75	26.94	1.98	84.36	81.59	85.76
硫精矿1	21.59	21.58	0.37	7.44	0.31	8.13	3.18	87.53	2.46	88.21
硫精矿2	24.59	54.17	0.25	4.18	0.43	4.63	2.44	89.98	3.88	92.09
尾矿	45.83	100.0	0.55	2.52	0.47	2.72	10.02	100.0	7.90	100.0
原矿	100.0	—	2.52	—	2.72	—	100.0	—	100.0	—

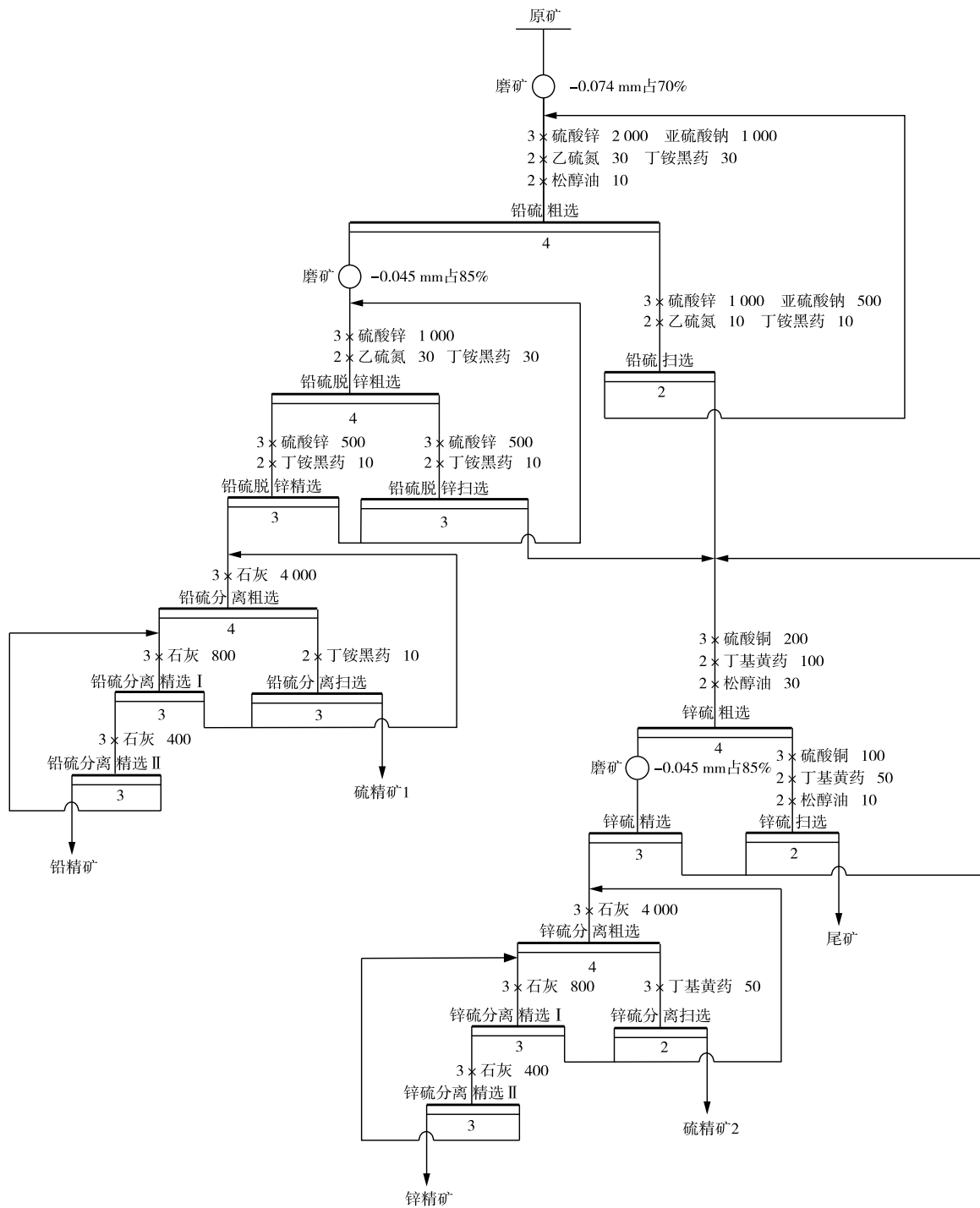


图3 等可浮选试验流程

Fig. 3 Flowsheet of iso-floatability flotation tests

3 结论

1) 矿石中有价元素主要为 Pb、Zn、Fe 和 S, 含量分别为 2.45%、2.76%、26.76% 和 30.63%; 有用矿物主要为方铅矿、铁闪锌矿和黄铁矿; 矿石中有用矿物不均匀嵌布, 主要是粗粒嵌布, 少量为相互包裹细粒嵌布。

2) 研究对比了全优先浮选、铅硫混合浮选和等

可浮选试验流程, 最终确定等可浮选试验流程对矿石具有较好的适应性, 该流程较好地解决硫高分离干扰大的问题, 最终实现铅锌硫的浮选分离, 为高硫低品位铅锌矿石的分选提供借鉴。

3) 采用铅硫等可浮+铅硫分离—锌硫等可浮+锌硫分离可得到闭路指标: 铅精矿 Pb 品位 60.41%、Pb 回收率 82.38%, 锌精矿 Zn 品位 48.75%、Zn 回收率 81.59%, 硫精矿 1 Pb 品位

0.37%、Zn品位0.31%，硫精矿2 Pb品位0.25%、Zn品位0.43%。

参考文献

- [1] 乔吉波,郭宇,王少东.某复杂难选铜铅锌多金属矿选矿工艺研究[J].有色金属(选矿部分),2012(3):4-6,31.
QIAO Jibo, GUO Yu, WANG Shaodong. Study on mineral processing technology for a complex refractory Cu-Pb-Zn multi-metal ore [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2012(3):4-6,31.
- [2] 吕超,谢峰,谢立志,等.滇东北某高硫铅锌矿流程优化试验研究[J].金属矿山,2021,50(3):110-115.
LÜ Chao, XIE Feng, XIE Lizhi, et al. Experimental study on process optimization of a high sulfur lead-zinc mine in northeast Yunnan[J]. Metal Mine, 2021, 50(3): 110-115.
- [3] 阚赛琼,劳忠友,宋涛,等.缅甸某硫化铅锌矿浮选试验研究[J].云南冶金,2020,49(5):33-37.
KAN Saiqiong, LAO Zhongyou, SONG Tao, et al. Experimental study on flotation of one lead-zinc sulfide ore in Burma [J]. Yunnan Metallurgy, 2020, 49(5): 33-37.
- [4] 谢禹,叶国华,左琪,等.甘肃某低品位铅锌银矿浮选试验研究[J].有色金属(选矿部分),2020(4):134-139.
XIE Yu, YE Guohua, ZUO Qi, et al. Experimental study on flotation of a low-grade lead-zinc-silver ore in Gansu province [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2020(4):134-139.
- [5] 阚赛琼,宋涛,梁溢强,等.云南某高硫高铁铅锌矿浮选分离试验研究[J].有色金属(选矿部分),2020(3):41-46.
KAN Saiqiong, SONG Tao, LIANG Yiqiang, et al. Research on flotation separation of high sulfur and high iron Pb-Zn ore in Yunnan province [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2020(3):41-46.
- [6] 吕超,赵轩,梁溢强,等.云南某氧化铜浮选试验研究[J].有色金属(选矿部分),2019(3):46-50.
LÜ Chao, ZHAO Xuan, LIANG Yiqiang, et al. Experimental study on flotation of a certain copper oxide from Yunnan [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2019(3):46-50.
- [7] 杨茂春,冉银华,辜锋,等.某地难选风化混合型铅锌矿浮选试验研究[J].有色金属(选矿部分),2019(1):48-52,77.
YANG Maochun, RAN Yinhu, GU Feng, et al. Flotation test study on refractory weathered mixed lead-zinc ore in some place [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2019(1):48-52,77.
- [8] 杨玉珠,周强.2016年云南选矿年评[J].云南冶金,2017,46(2):24-40.
YANG Yuzhu, ZHOU Qiang. Annual review on Yunnan mineral processing in 2016 [J]. Yunnan Metallurgy, 2017, 46(2):24-40.
- [9] 印万忠.浮选工艺流程的变革与优化[C]//中国矿业科技文汇.2014:13-19,25.
YIN Wanzhong. Reform and optimization of flotation process flow [C]//Chinese Mining Science and Technology Papers. 2014:13-19,25.
- [10] 敖顺福,王春光,胡红喜,等.某含银低品位铅锌矿石选矿试验研究[J].有色金属(选矿部分),2019(4):32-39.
AO Shunfu, WANG Chunguang, HU Hongxi, et al. Processing experimental study on a low-grade lead-zinc ore containing silver [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2019(4):32-39.
- [11] 唐鑫,张晶,周清良,等.云南某高硫铁硫化铅锌矿选矿试验研究[J].有色金属(选矿部分),2022(1):80-88.
TANG Xin, ZHANG Jing, ZHOU Qingliang, et al. Experimental study on mineral processing of a lead-zinc sulfide ore with high iron and sulfur content in Yunnan [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2022(1):80-88.
- [12] 谢立志,刘鹏,梁溢强,等.滇东某高硫高锌多金属硫化矿选矿试验研究[J].云南冶金,2019,48(3):34-39.
XIE Lizhi, LIU Peng, LIANG Yiqiang, et al. Mineral processing experiment study of one polymetallic sulphide ore with high sulfur and high zinc in eastern Yunnan [J]. Yunnan Metallurgy, 2019, 48(3):34-39.
- [13] 袁建江.新疆某复杂硫化铁铅锌矿可选性试验研究[J].有色金属(选矿部分),2022(5):107-116.
YUAN Jianjiang. Experimental study on beneficiability of a complex lead-zinc iron sulfide ore in Xinjiang [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2022(5):107-116.

(本文编辑 刘水红)