

文章编号:1673-9981(2019)04-0313-07

某低品位复杂难选铅锌矿的选别工艺研究*

王彦基¹,胡红喜^{2,3},陈志强^{2,3},吕昊子^{2,3}

1. 广东金宇环境科技有限公司,广东 东源 517500;2. 广东省资源综合利用研究所,稀有金属分离与综合利用国家重点实验室,广东 广州 510650



摘 要:某铅锌矿的铅、锌品位仅为 1.42%和 1.83%,有价矿物的嵌布关系复杂,磁黄铁矿含量较高,高效分选的难度较大.试验研究发现,针对该矿,采用铅、锌依次优先浮选—铅、锌粗精矿再磨精选的工艺可获得较好的浮选指标.试验结果表明:当铅浮选时用石灰+硫酸锌组合抑制黄铁矿和铁闪锌矿、乙硫氮和 2[#]油作铅捕收剂和起泡剂,选锌采用硫酸铜作闪锌矿活化剂、丁黄药和 2[#]油分别作锌捕收剂和起泡剂,铅、锌粗精矿分别再磨,可有效提升精选指标;最终,闭路试验所得铅精矿铅品位为 45.28%、含锌 2.36%,铅回收率为 74.46%;锌精矿锌品位为 48.01%、含铅 1.02%,锌回收率为 84.62%.

关键词:方铅矿;铁闪锌矿;浮选;阶段磨矿;磁黄铁矿
中图分类号:TD923 **文献标识码:**A

铅、锌是人类较早认识和利用的金属,是现代工业的重要基础原材料,在有色金属工业拥有举足轻重的地位^[1-3].随着矿产资源的不断开发利用,优质资源被不断消耗,铅锌资源愈发呈现贫、细、杂的特点,矿石选别的难度不断增大.某铅锌矿的铅、锌含量低、矿物组成复杂、矿物嵌布粒度细且致密共生,属典型的“贫、细、杂”铅锌矿.

针对该矿石开展了相关选别工艺的研究工作,着重研发符合该矿石特点的选别工艺流程,以及相应的药剂制度,以期获得较好的选别指标.

1 矿石性质分析

原矿的多元素分析结果列于表 1.由表 1 可知:主要有价元素为铅和锌,其品位分别为 1.42%和 1.83%;杂质元素的种类较多,主要为硅、铝、铁、钙和镁等.

原矿铅、锌的物相分析结果列于表 2.由表 2 可知,铅、锌主要以硫化矿物形式存在,铅、锌的硫化率分别为 95.77%和 92.90%.

表 1 原矿化学多元素分析
Table 1 Chemical multi-elemental analysis of crude ore

元素	Pb	Zn	Cu	Fe	S	As	C
含量 w/%	1.42	1.83	0.09	16.67	10.12	0.01	0.61
元素	Au ¹⁾	Ag ¹⁾	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	/
含量 w/%	0.11	26.91	5.24	2.84	7.12	40.13	/

注:1)单位为 g/t

收稿日期:2019-04-08
* 基金项目:广东省科学院科研平台建设项目(2016GDASPT-0204,2016GDASPT-0307)
通讯作者:王彦基(1963-),男,广东龙川人,工程师,本科,研究方向为重金属固废治理与资源化利用.

表 2 原矿物相分析结果
Table 2 Phase contents of main minerals for crude ore

铅物相	氧化铅	硫化铅	铅铁矾	总铅
含量/%	0.04	1.36	0.02	1.42
占有率/%	2.82	95.77	1.41	100.00

锌物相	氧化锌	硫化锌	锌铁尖晶石	总锌
含量/%	0.088	1.70	0.042	1.83
占有率/%	4.81	92.90	2.29	100.00

对原矿进行了显微镜和 MLA 分析发现,方铅矿和铁闪锌矿是主要的有价矿物.方铅矿嵌布粒度范围主要在 0.01~0.64 mm,呈中细至微细粒嵌布(图 1).从图 1 可见,方铅矿与磁黄铁矿和铁闪锌矿紧密连生,或浸染分布于脉石矿物中.铁闪锌矿嵌布粒度较方铅矿的细,嵌布粒度范围主要在 0.01~0.16 mm(图 2).从图 2 可见,铁闪锌矿主要与磁黄铁矿紧密连生,其次与方铅矿、黄铜矿连生,大比例

的连生体较多.磁黄铁矿、黄铁矿和毒砂是主要的干扰硫化矿物,它们的可浮性与主要有价矿物接近,易对 有价矿物的浮选造成干扰.脉石矿物主要有石英、长石、白云母、透辉石、透闪石、绿泥石、方解石等,此外有碳质微细粒分布在绿泥石、石英、绿泥石及黄铁矿中,时见碳质中含微晶方铅矿,这部分碳质易影响铅精矿品质.

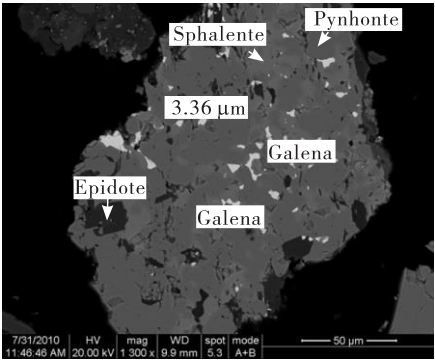


图 1 方铅矿 SEM 照片
Fi. 1 SEM photo of galena

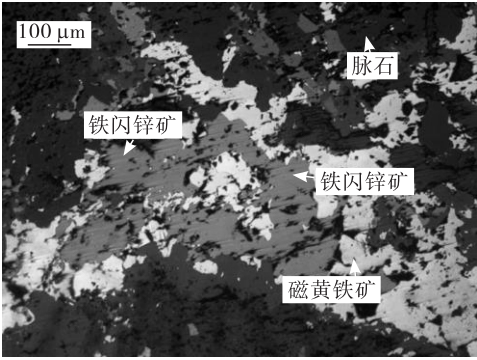


图 2 铁闪锌矿的 OM 照片
Fig. 2 OM photo of marmatite

2 选矿工艺研究

2.1 粗选磨矿细度试验

磨矿作业的目的是在适宜的磨矿细度条件下,使目的矿物与非目的矿物实现充分的单体解离,同时尽量减轻目的矿物的过粉碎^[4].选铅试验采用的药剂制度为石灰、硫酸锌、乙硫氮和 2 号油,选锌采用的药剂制度为硫酸铜、丁黄药和 2 号油.粗选磨矿细度试验流程及其对铅、锌浮选的影响分别见图 3

和图 4.

从图 4 可见,随着磨矿细度的提高,铅粗精矿中铅回收率逐渐提高、铅品位下降,而锌品位及回收率逐渐提高.表明,适当细磨有利于锌矿物的解离和选别指标的提高.综合考虑,确定粗选磨矿细度为 0.075 mm 占 80%.

2.2 铅浮选试验

铅浮选采用药剂制度为:石灰、硫酸锌作抑制剂(二者加入磨机)、乙硫氮和 2 号油作捕收剂和起泡剂.抑制剂用量试验选别流程为一次粗选,乙硫氮用量试验选别流程为一次粗选、一次扫选.

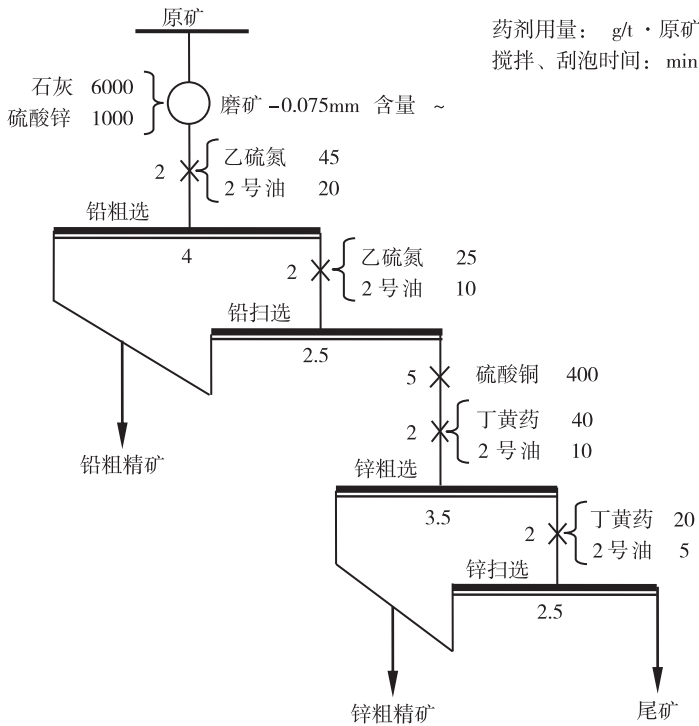


图 3 粗选磨矿细度试验流程

Fig. 3 Flowsheet of grinding fineness tests for rougher

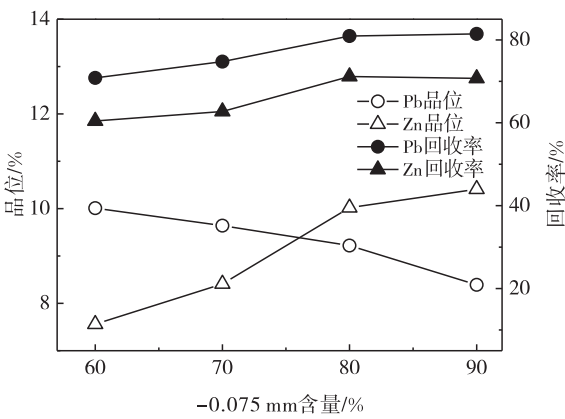


图 4 粗选磨矿细度对铅、锌浮选的影响

Fig. 4 Influence of grinding fineness on Pb, Zn flotation

2. 2. 1 铅粗选石灰、硫酸锌组合用量试验

在铅锌浮选中,当矿石中含大量磁黄铁矿、黄铁矿时,常采用石灰抑制黄铁矿. 硫酸锌是最常用的闪锌矿抑制剂,硫酸锌单独使用时抑制效果不佳,通常与石灰等配合使用^[5-6]. 试验采用石灰、硫酸锌组合粗选黄铁矿、闪锌矿的抑制剂,固定粗选磨矿细度-0.075 mm 占 80%,乙硫氮用量为 45 g/t,2 号油为 20 g/t. 考察石灰、硫酸锌用量对铅浮选的影响(图 5),其中 $m(\text{石灰}):m(\text{硫酸锌})=6:1$.

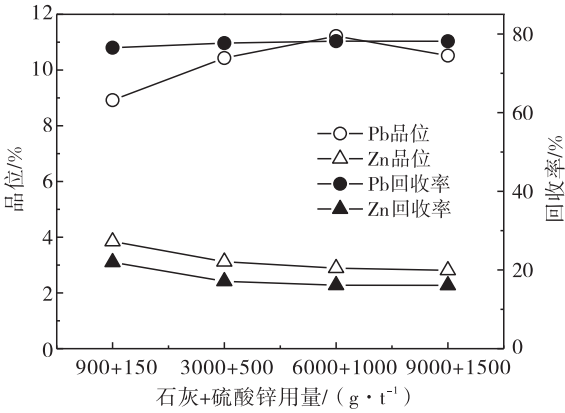


图 5 石灰、硫酸锌用量对铅浮选的影响

Fig. 5 Influence of lime dosage and zinc sulfate dosage on Pb flotation

从图 5 可见:随组合抑制剂用量的增加,铅粗精矿中铅的品位和回收率逐步提高,同时锌的夹带量逐渐降低;适当增加石灰、硫酸锌用量,磁黄铁矿、黄铁矿及闪锌矿等非目的矿物被有效抑制,使得铅矿物分选性提高. 合适的石灰及硫酸锌用量分别为 6000 g/t 和 1000 g/t.

2. 2. 2 铅浮选乙硫氮用量试验

乙硫氮对方铅矿捕收力强,对黄铁矿、磁黄铁矿

捕收力弱,具有良好的选择性,且可在较宽和较高的pH 值范围内使用,常用作铅优先浮选的捕收剂^[5]. 试验固定粗选磨矿细度-0.075 mm 占80%,石灰用量6000 g/t、硫酸锌用量1000 g/t,2号油用量30 g/t(粗选20 g/t,扫选10 g/t). 铅浮选乙硫氮用量试验结果见图6.

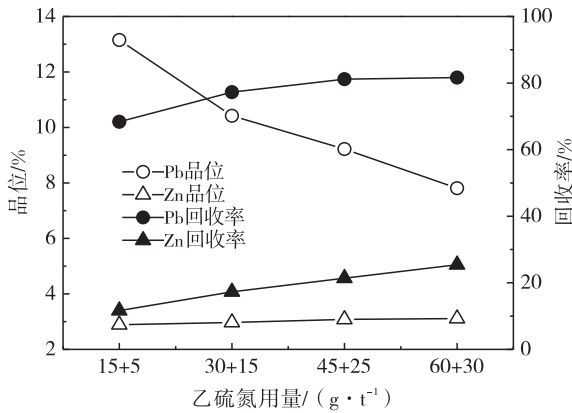


图6 乙硫氮用量对铅浮选的影响

Fig. 6 Influence of diethyldithiocarbamate on Pb flotation

从图6可见,随乙硫氮用量的增加,铅粗精矿中铅的品位逐渐下降,铅回收率逐渐提高,但铅粗精矿中锌的夹带变多,铅分选性变差. 综合考虑,确定粗选及扫选乙硫氮用量分别为45 g/t和25 g/t.

2.2.3 铅粗精矿再磨精选试验

经镜下观察,铅浮选粗精矿中仍有部分连生体,为实现铅与其他矿物的解离,提高选别指标,进行了铅粗精矿再磨精选试验. 精选抑制剂石灰、硫酸锌用量分别固定为800 g/t和400 g/t,二者加入磨机中,磨矿产品精选四次,试验结果见图7.

从图7可见,随再磨矿细度的提高,铅精矿中铅品位变化不大,铅作业回收率大幅提高,表明有相当部分的铅矿物连生体有效解离并得到回收. 当再磨矿细度为-0.043 mm 占88%时,铅精矿中铅作业回收率达到63.14%,继续提高磨矿细度,铅精矿中铅作业回收率趋于稳定. 因此,试验确定铅粗精矿再磨矿细度为-0.043 mm 占88%.

2.3 锌浮选试验

锌浮选采用药剂制度为硫酸铜作活化剂,丁黄药和2号油作捕收剂和起泡剂. 硫酸铜用量试验选别流程为一次粗选,丁黄药用量试验选别流程为一

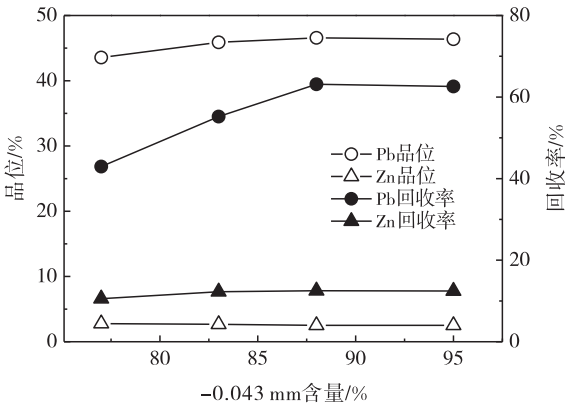


图7 铅粗精矿再磨细度对铅浮选的影响

Fig. 7 Influence of regrinding fineness on Pb flotation for Pb rougher concentrate

次粗选、一次扫选.

2.3.1 锌粗选硫酸铜用量试验

含铁高的铁闪锌矿是一种较难浮选的硫化矿物,在选别时需采用金属离子对其进行活化,使其浮选行为与活化剂相对应金属的硫化物相似,实践中常用硫酸铜作活化剂^[7]. 锌粗选采用硫酸铜为锌矿物活化剂,试验固定丁黄药和2号油用量均为20 g/t. 锌粗选硫酸铜用量结果见图8.

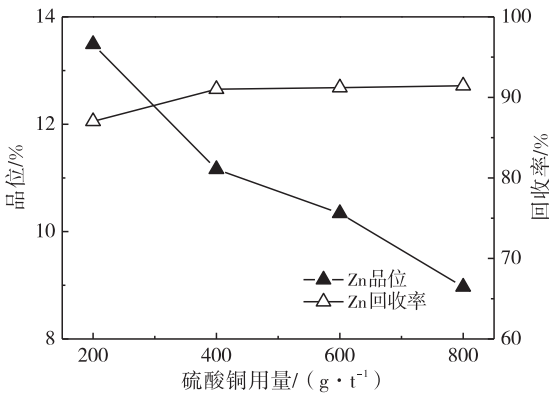


图8 硫酸铜用量对锌浮选的影响

Fig. 8 Influence of CuSO₄ on Zn flotation

从图8可见,随着硫酸铜用量的增加,锌粗精矿中锌的品位逐渐下降,锌回收率逐渐提高,当硫酸铜用量大于400 g/t后,锌粗精矿中锌的品位继续下降,锌回收率趋于稳定. 因此,硫酸铜用量确定为400 g/t.

2.3.2 锌浮选丁黄药用量试验

试验固定硫酸铜用量 400 g/t,2 号油 30 g/t(粗选 20 g/t,扫选 10 g/t). 锌浮选丁黄药用量为 m (粗选): m (扫选)=2:1,试验结果见图 9. 从图 9 可见,随着丁黄药用量的增加,锌粗精矿中锌的品位逐渐下降,锌回收率逐渐提高. 从指标综合考虑,确定丁黄药用量为 60 g/t.

2.3.3 锌粗精矿再磨精选试验

经镜下观察,锌浮选粗精矿中仍有较多黄铁矿连生体,为实现闪锌矿的有效解离、提高选别指标,进行了锌粗精矿再磨精选试验. 精选抑制剂石灰(加入磨机)用量固定为 1000 g/t,磨矿产品精选三次,试验结果见图 10.

从图 10 可见,随再磨矿细度的提高,锌精矿中

锌品位及作业回收率大幅提高,细磨有利于锌矿物的解离和选别指标的提高. 当再磨矿细度为-0.043 mm 占 92% 时,锌精矿中锌作业回收率达到 68.61%,继续提高磨矿细度,锌精矿中锌作业回收率趋于稳定. 因此,试验确定锌粗精矿再磨矿细度为-0.043 mm 占 92%.

2.4 闭路试验

在单元条件试验及全流程开路试验的基础上,进行全流程闭路试验. 闭路流程为铅浮选采用一粗二扫四精、粗精矿再磨流程,锌浮选采用一粗二扫三精、粗精矿再磨流程,中矿顺序返回上一作业. 闭路试验流程见图 11,结果列于表 3.

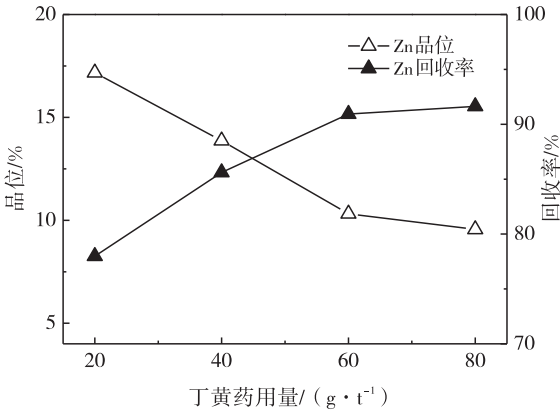


图 9 丁黄药用量对锌浮选的影响

Fig. 9 Influence of butyl xanthate on Zn flotation

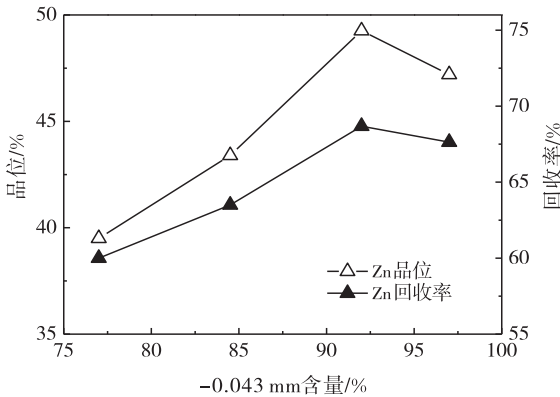


图 10 锌粗精矿再磨细度对锌浮选的影响

Fig. 10 The influence of regrinding fineness on Zn flotation for Zn rougher concentrate

表 3 闭路试验结果

Table 3 Results of closed circuit flotation test

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
铅精矿	2.34	45.28	2.36	74.46	3.01
锌精矿	3.23	1.02	48.1	2.32	84.62
尾矿	94.43	0.35	0.24	23.23	12.37
原矿	100.00	1.42	1.83	100.00	100.00

由表 3 可知:在原矿含 Pb 为 1.42% 和 Zn 为 1.80% 时,经铅、锌依次优先浮选—铅、锌粗精矿再

磨精选的工艺获得的铅精矿中含 Pb 为 45.39%、含 Zn 为 2.56%,铅回收率 72.40%;锌精矿中含 Zn 为

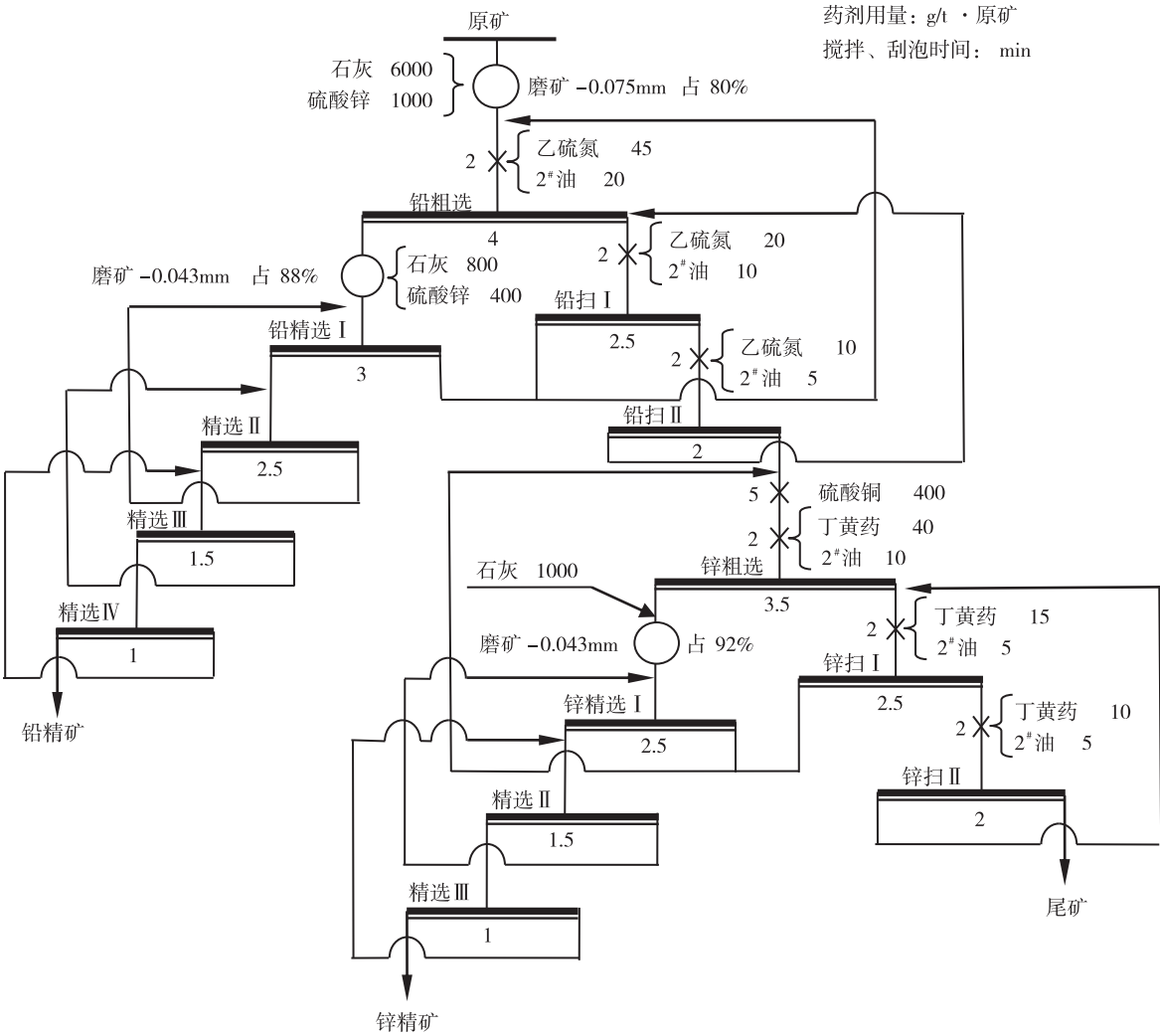


图 11 全开路浮选试验流程

Fig. 11 Closed circuit flotation flowsheet of Pb, Zn flotation

48.63%、含 Pb 为 1.08%，锌回收率 81.56%。对铅精矿多元素分析可知，铅精矿含 C 为 10.25%、含 Fe 为 4.40%，部分可浮性好的碳质及硫化铁矿物在浮选时进入铅精矿中，影响铅精矿品位。

3 结 语

- (1) 该铅锌矿的铅、锌含量分别为 1.42% 和 1.83%，铅、锌主要以硫化矿物形式存在，其有价矿物的嵌布粒度细、嵌布关系复杂，磁黄铁矿和碳质等易浮杂质含量较高，高效分选的难度较大。
- (2) 采用铅锌依次优先浮选—粗精矿再磨精选工艺处理该难选铅锌矿，闭路试验所得铅精矿铅品位为 45.28%、含锌 2.36%，铅回收率为 74.46%；锌精矿锌品位为 48.01%、含铅 1.02%，锌回收率为

84.62%，实现了该难选铅锌矿的高效选别。

参考文献：

[1] 杨荣林. 浅析我国铅锌矿资源开发现状及可持续发展建议[J]. 世界有色金属, 2018(1):148-150.

[2] 戴晶平, 刘侦德. 铅锌选矿技术[M]. 长沙:中南大学出版社, 2010:1-2.

[3] 陈喜峰, 彭润民. 中国铅锌矿资源形势及可持续发展对策[J]. 有色金属, 2008(3):129-132.

[4] 段希祥 主编. 碎矿与磨矿[M]. 北京:冶金工业出版社, 2010,124-126.

[5] 胡岳华, 冯其明 主编. 矿物资源加工技术与设备[M]. 北京:冶金工业出版社, 2006:187-18.

[6] 胡熙庚. 有色金属硫化矿选矿[M]. 北京:科学出版社, 1987:195-199.

Study on the beneficiation process of a low-grade complex refractory lead-zinc ore

WANG Yanji¹, HU Hongxi², CHEN Zhiqiang², LV Haozi²

1. *Guangdong Jinyu Environmental Technology Co. Ltd, Dongyuan 517500, China*; 2. *Guangdong Institute of Resource Comprehensive Utilization, State Key Laboratory of Rare Metals Separation and Comprehensive Utilization, Guangzhou 510650, China*

Abstract: A lead-zinc mine containing lead of 1.42% and zinc of 1.83%, which is characterized as low grade of lead and zinc, complex mineral relationship, high content of wide-floatability pyrrhotite and difficult-float marmatite. The process of "sequential selective flotation and cleaning flotation after rough concentrate regrinding" was adopted suitable to process the mine. In the stage of lead flotation; the combination of lime and zinc sulfate was adopted to inhabit pyrite and marmatite; diethyldithiocarbamate and pine oil were adopted as collector and froth, respectively. In the stage of zinc flotation; copper sulfate was used to activate marmatite; butyl xanthate and pine oil were used as collector and froth, respectively. In the stage of cleaners; the regrinding of crude concentrate can improve the concentrate index. Finally, the Pb concentrate with 45.39% of Pb assay, 2.56% of Zn assay and 72.40% of Pb recovery can be obtained. The Zn concentrate with 48.63% of Zn assay, 1.08% of Pb assay and 81.56% of Zn recovery can be obtained from the raw ore with 1.42% of Pb assay, 1.83% of Zn assay by closed-circuit flotation.

Key words: galena; marmatite; flotation; stage grinding; pyrrhotite