

某铅锌矿综合回收工艺技术

廖诗进^{1,2}, 何玉良^{1,2}, 岳国利¹, 付少英¹

(1. 河南省地质调查院, 河南 郑州 450001; 2. 河南省金属矿产成矿地质过程与资源利用重点实验室, 河南 郑州 450001)

摘要: 为了实现西藏某铅锌复杂难选矿石的铅、锌和硫的高效分离, 采用优先浮选工艺流程对矿样的有用组分进行条件实验, 以矿磨细度 $-74\ \mu\text{m}$ 80%, 采用乙硫氮 + 丁铵黑药为捕收剂, 适量石灰 + 硫化钠硫酸锌为活化剂, 浮选时间在 4.5 min 后, 取得了满意的铅产品作业回收率; 对铅的浮选尾矿以石灰作为 (磁) 黄铁矿的抑制剂及 pH 值调整剂, 硫酸铜为活化剂, 丁黄药为捕收剂, 浮选达到了较高的锌产品回收率; 硫粗选实验采用硫酸作为活化剂, 丁黄药作为捕收剂获得了满意的硫产品回收率。该实验可获得铅精矿 Pb 回收率 90.09%; 锌精矿 Zn 回收率 80.58%; 硫精矿 S 回收率 47.49%。从最终精矿产品可以看出, 采用铅中矿顺序返回 - 锌全浮选 - 锌精矿磁选工艺可获得较好的铅、锌、硫等精矿指标。

关键词: 铅锌矿; 优先浮选; 高效分离; 综合回收

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2021.03.002

中图分类号: TD923 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532(2021)03-0009-08

铅、锌是与经济发展关系密切的全球性的战略矿产资源, 在全球工业化进程中占有重要的地位^[1], 它们广泛应用于电气、机械、军事、冶金、化学、轻工和医药等领域^[2-3]。我国的铅锌矿资源丰富, 探明资源储量大, 综合利用价值大, 但贫矿多, 富矿少。铅锌矿床物质成分复杂, 共伴生组分多, 矿物种类复杂^[4-9], 通常情况下其脉石矿物和有用矿物共生简单, 但有用矿物之间的嵌布关系极复杂, 其嵌布或浸染粒度很不均匀, 由于大部分呈细粒浸染并伴生着多种有价成分, 导致其可浮性有明显差别, 从而使其在选矿工艺和药剂制度等方面存在不少差异^[4]。在铅锌分离过程中, 闪锌矿常受矿石中共生铜矿物中铜离子的活化使得铅锌难以分离, 部分闪锌矿随铅浮选作业进入铅精矿影响铅精矿品质降低锌精矿回收率^[10-12]。为了实现铅锌矿物有效分离、获得优异浮选指标, 必须优化浮选工艺和改进药剂制度^[10,12-16]。

西藏某铅锌矿金属矿物以硫化矿为主, 兼

含银特点, 根据矿石性质特征, 通过条件实验采用优先浮选方案对原矿中铅、锌、银和硫进行回收。从实验结果来看, 铅粗精矿的铅回收率达到 89.72%, 锌回收率为 20.10%; 通过精选铅精矿铅品位可达 60.52%, 回收率达 90.09%, 锌精矿锌品位 46.25%, 回收率 80.58%, 硫精矿硫品位 39.72%, 回收率 47.49%, 效果良好。

1 矿石工艺矿物学研究

将原矿配矿至铅 + 锌品位 5% ~ 7% (铅高锌低), 破碎至 $-2\ \text{mm}$ 按比例进行掺和混匀得综合样, 最终的综合样含铅 2.72%, 锌 2.58%, 硫 5.45%, 银 95.78 g/t。

1.1 主要矿物组成

通过对原矿、选矿产品、选矿尾矿的镜下检测 (表 1), 主要金属矿物有方铅矿、闪锌矿、铁闪锌矿、磁黄铁矿、黄铁矿, 少量黄铜矿、黝铜矿、含银锌砷黝铜矿、辉铜矿、铜蓝、毒砂、白铁矿、

收稿日期: 2020-01-25; 改回日期: 2020-03-26

作者简介: 廖诗进 (1974-), 男, 高级工程师, 研究方向为地质工程及资源勘查工程, 长期从事地质调查及找矿工作。

辉银矿等。非金属矿物主要有石英、方解石、白云母、绢云母，少量绿泥石、粘土矿物等。

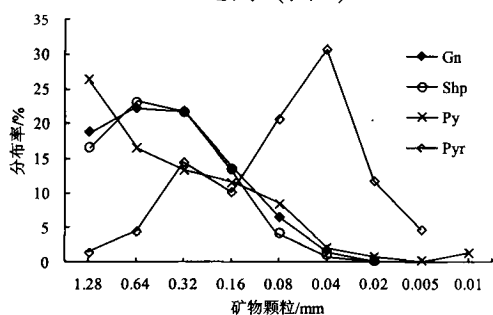
表 1 原矿主要矿物组成及其相对含量

Table 1 Main mineral composition and relative content of the raw ore

矿物名称	相对含量 /%	矿物名称	相对含量 /%
黄铁矿	4.7	黄铜矿、黝铜矿、辉铜矿、斑铜矿	0.2
磁黄铁矿	2.8	软锰矿、硬锰矿	0.5
磁铁矿	2.2	石英	30
赤铁矿	1.8	白云母、绢云母	10
(含少量褐铁矿)		绿泥石、角闪石	3
方铅矿	2.9	方解石、菱铁矿、锰方解石	35
白铅矿、异极矿	0.2	粘土矿物类	1
闪锌矿	3.8	其他矿物	1
铁闪锌矿	0.4		
毒砂	0.5		

1.2 主要回收矿物的嵌布特征

矿石中主要有用组分矿物为方铅矿、闪锌矿、磁黄铁矿、黄铁矿。方铅矿、闪锌矿、黄铁矿矿物颗粒粒径 +0.08 mm 90%，磁黄铁矿嵌布粒度主要在 0.32 ~ 0.01 mm 之间（图 1）。



Gn- 方铅矿; Shp- 闪锌矿; Py- 黄铁矿; Pyr- 磁黄铁矿

图 1 矿石主要矿物粒度分布

Fig. 1 Particle size distribution of main minerals

方铅矿，铅灰色，不规则粒状，粒径大小不一，以中粗粒为主，在矿石中呈他形 - 半自形粒状，大部分与黄铁矿及闪锌矿连生，有时沿黄铁矿晶体边缘及裂隙呈不规则脉状分布，与闪锌矿、磁黄铁矿、黄铁矿有包裹和交代关系，在部分矿石中方铅矿呈条带状聚集，或呈不规则孤岛状残布于闪锌矿晶体及集合体中，总体上大部分产出与磁黄铁矿关系密切；闪锌矿嵌布粒度以中粗粒为主，绝大多数为他形晶粒状，多与黄铁矿、磁黄铁矿、方铅矿、磁铁矿、赤铁矿接触嵌生；黄铁矿（磁

黄铁矿）嵌布粒度相对较粗，但不均匀，含量 2% ~ 10%，局部可达 50% 以上，黄铁矿常与闪锌矿、方铅矿、磁黄铁矿等接触嵌生，也见独立嵌布于石英、方解石、磁铁矿、赤铁矿粒间。

各类有用矿物嵌布粒度见表 2。

表 2 矿石矿物嵌布粒度

Table 2 Table of particle size distribution of ore minerals

矿物	方铅矿			闪锌矿			黄铁矿	磁黄铁矿
粒级范围 /mm	颗粒数 / 个	面积 / μm^2	分布率 / %	颗粒数 / 个	面积 / μm^2	分布率 / %	布率 / %	分布率 / %
1.28 ~ 2.56	14	1792	14.34	20	2560	19.1	20	
0.64 ~ 1.28	37	2368	18.95	35	2240	16.71	26.5	1.4
0.32 ~ 0.64	87	2784	22.28	97	3104	23.16	16.6	4.5
0.16 ~ 0.32	171	2736	21.9	182	2912	21.72	13.4	14.5
0.08 ~ 0.16	214	1712	13.7	228	1824	13.61	11.6	10.2
0.04 ~ 0.08	206	824	6.6	144	576	4.30	8.50	20.7
0.02 ~ 0.04	113	226	1.81	78	156	1.16	2.20	30.8
0.01 ~ 0.02	51	51	0.41	32	32	0.24	0.90	11.8
0.010 ~ 0.005							0.30	4.7
<0.005								1.4
合计	893	12493	99.99	816	13404	100.01	100.00	100.00

2 选矿工艺研究

选矿工艺研究方案取决于矿石性质，矿物间的嵌布关系、赋存状态、可浮性差异，以及上浮矿物量的大小等^[13]，根据矿石的物质组成、粒度、嵌布特征等，选择合理的冶炼工艺会使产品的品位和回收率更加理想^[17]。对于多金属硫化矿的浮选分离，国内外采用的浮选流程方案主要有：优先浮选、等可浮、混合浮选等^[17-20]。

本次矿样中铅锌以中细粒嵌布为主，铅、锌、硫主要以方铅矿、闪锌矿、黄铁矿及磁铁矿的形式存在，根据原矿的矿石性质特征，实验采用优先浮选方案。

2.1 铅浮选实验

2.1.1 磨矿细度实验

矿石磨碎至基本单体解离^[20-22]，铅、锌有用矿物在浮选过程中才能有效分离富集回收，磨矿细度是影响矿物的解离程度和药剂用量的重要因素^[4]，而入选粒度对浮选回收率有较大影响^[23]。本次试样可磨度测定实验在型号为 XMQ-240 mm × 90 mm 的锥形球磨机中进行，试样粒度为 -2.0 mm，每次磨矿量为 600 g，磨矿浓度为 65%（重量浓度）。固定了矿浆 pH 值、调整剂及捕收剂用量，进行粗

选磨矿细度实验，结果表明：磨矿细度越细，铅粗精矿中铅回收率越高，其中锌含量呈缓慢下降趋势，而银的回收率增加速度不明显，在磨矿细度 $-74\ \mu\text{m}$ 80%左右时（图2），铅粗精矿中铅、银的回收率达到较高值，再增大磨矿细度，铅粗精矿中铅、银的品位变化不大，其回收率增长也趋于平缓。

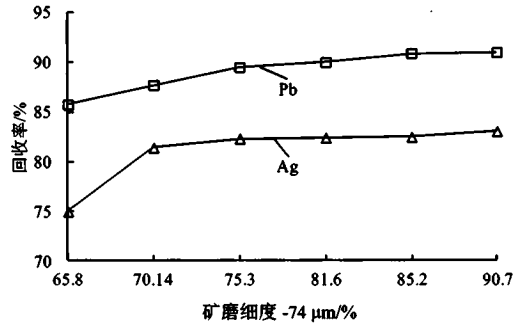


图2 磨矿细度条件实验

Fig. 2 Condition test of grinding fineness

2.1.2 捕收剂种类及用量实验

不同的捕收剂种类对浮选效果影响很大^[4]，不同组合捕收剂种类实验，结果见图3，其结果表明：乙硫氮+2[#]油作为捕收剂时，粗精矿中铅的回收率最高，可达92.34%；乙硫氮与丁黄药作为浮铅捕收剂时，铅粗精矿中铅的回收率较高，同时锌的含量也较高；以25[#]黑药+丁铵黑药或乙丁黄药+2[#]油为组合捕收剂浮铅，粗精矿中铅的回收率较低，锌的含量也相对较低。

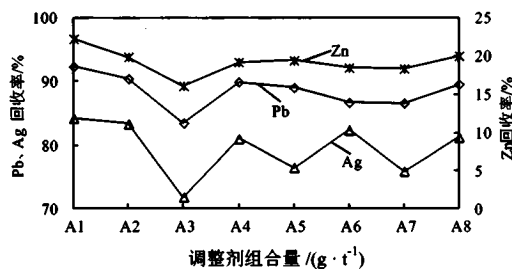


图3 捕收剂组合实验

Fig. 3 collector agent combination test

A1-A5 固定条件：硫化钠 200，石灰 1200，硫酸锌 1200；A6-A8 固定条件：硫化钠 200，碳酸钠 500，硫酸锌 1000
A1- 乙硫氮 30+（2[#]油 10）；
A2- 乙硫氮 20+ 丁铵黑药 15；
A3- 乙丁黄药（1: 1）40+（2[#]油 10）；
A4- 乙硫氮 15+ 丁黄药 15+（2[#]油 10）；
A5- 乙硫氮 15+ 乙黄药 15+（2[#]油 10）；
A6-25 号黑药 15+ 丁铵黑药 15；
A7-25 号黑药 30；
A8-25 号黑药 15+ 丁铵黑药 10+MB5

乙硫氮对方铅矿、黄铜矿的捕收能力强，浮选速度较快，考虑乙硫氮较强的捕收性，同时要尽量降低铅粗精矿中锌含量，最终确定乙硫氮+丁铵黑药组合为浮铅捕收剂。由乙硫氮用量实验结果可知（图4），捕收剂乙硫氮用量在 20 g/t 时，铅产品回收率可达 90%。

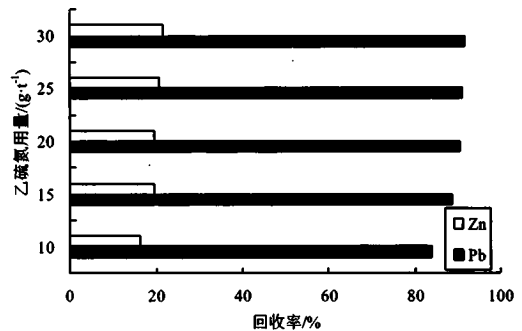


图4 乙硫氮用量实验

Fig. 4 Ethel thio carbamate dosage test

2.1.3 调整剂种类及用量实验

二氧化硫、亚硫酸及其盐类、石灰、硫酸锌或其他药剂配合可以抑制方铅矿的浮选。硫化钠对方铅矿的可浮性很敏感，适当添加硫化钠有利于铅矿物的上浮，过量硫离子的存在可抑制方铅矿的浮选^[24]，硫化钠可以沉淀矿浆中解离出的铜离子，减弱其对锌矿物的活化作用。通过不同调整剂种类组合实验（图5），发现适量石灰+硫化钠硫酸锌可有效抑制锌、硫上浮，提高铅精矿品位。

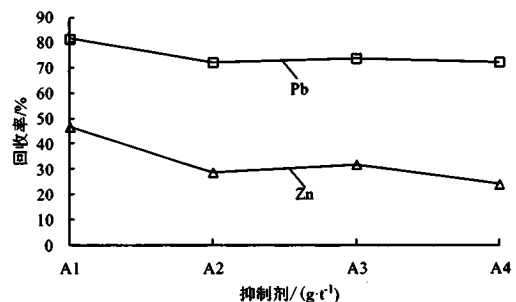


图5 铅粗精矿抑制剂组合实验

Fig. 5 Test of depressant combination for lead coarse concentrate

A1- 硫化钠 150+ 硫酸锌 900
A2- 石灰 120+ 硫酸锌 900
A3- 石灰 900+ 硫化钠 75+ 硫酸锌 900
A4- 石灰 1200+ 硫化钠 75+ 硫酸锌 900

通过调整硫化钠及硫酸锌用量（表3）可以发现，当硫化钠用量在 150~300 g/t 范围时锌矿物的上浮量较少，随着硫化钠用量的增加，粗精矿中铅品位、

回收率变化不显著, 硫化钠用量在 200 g/t 左右较为合适; 硫酸锌以 1200 g/t 用量比较合适, 再增大其用量, 铅粗精矿中锌含量亦无明显降低。

表 3 硫化钠及硫酸锌用量实验

Table 3 Aodium sulfide and zinc sulfate dosage test

调整剂种类 及用量/(g·t ⁻¹)	产品 名称	产 率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
硫化钠	铅粗精矿	6.75	34.94	7.96	88.77	21.14
	0 铅尾矿	93.25	0.32	2.15	11.23	78.86
	给矿	100.00	2.66	2.54	100.00	100.00
	铅粗精矿	6.36	36.9	7.78	89.63	19.37
	150 铅尾矿	93.64	0.29	2.2	10.37	80.63
	给矿	100.00	2.62	2.55	100.00	100.00
	铅粗精矿	6.59	37.10	7.61	90.34	19.26
	300 铅尾矿	93.41	0.28	2.25	9.66	80.74
	给矿	100.00	2.71	2.60	100.00	100.00
	铅粗精矿	6.22	39.63	8.15	88.85	19.87
	500 铅尾矿	93.78	0.33	2.18	11.15	80.13
	给矿	100.00	2.77	2.55	100.00	100.00
硫酸锌	铅粗精矿	7.15	35.07	8.05	90.61	21.83
	800 铅尾矿	92.85	0.28	2.22	9.39	78.17
	给矿	100.00	2.77	2.64	100.00	100.00
	铅粗精矿	6.55	37.36	7.57	90.03	19.72
	1200 铅尾矿	93.45	0.29	2.16	9.97	80.28
	给矿	100.00	2.72	2.51	100.00	100.00
	铅粗精矿	6.43	37.10	7.81	90.42	19.54
	1500 铅尾矿	93.57	0.27	2.21	9.58	80.46
	给矿	100.00	2.64	2.57	100.00	100.00
	铅粗精矿	6.28	37.93	8.05	89.44	19.76
	1800 铅尾矿	93.72	0.30	2.19	10.56	80.24
	给矿	100.00	2.66	2.56	100.00	100.00

2.2.4 时间实验

确定较佳浮选药剂种类及用量等条件后, 进行浮选时间的实验。由实验可知(图 6), 经过前 3 min 浮选, 铅金属大部分被回收(表 5), 回收率达 81.06%, 锌回收率为 15.49%。时间经过 4.5 min 以后, 铅粗精矿中的铅锌回收率分别达到 89.72%、20.10%。

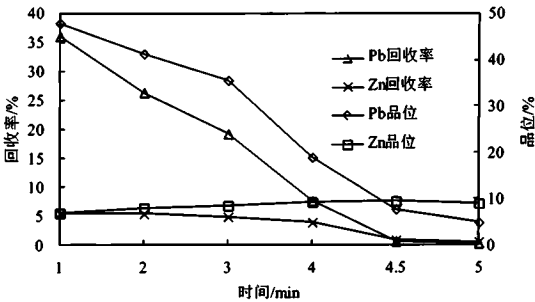


图 6 浮选时间实验

Fig. 6 Flotation time test

2.2 锌浮选实验

硫酸铜是锌矿物最常最有效的活化剂^[19,25-26], 石灰是(磁)黄铁矿最经典的抑制剂, 主要用来调整矿浆的 pH 值^[10], 石灰来源广, 价格便宜。对铅的浮选尾矿以石灰作为(磁)黄铁矿的抑制剂及 pH 值调整剂, 硫酸铜为活化剂, 丁黄药为捕收剂浮选回收锌。

表 4 铅粗选浮选时间实验结果 /%

Table 4 Test results of flotation time of lead coarse concentrate

浮选时间 /min	产品 名称	产率 /%		品位 /%				回收率 /%			
		个别	累计	Pb		Zn		Pb		Zn	
				个别	累计	个别	累计	个别	累计	个别	累计
1	铅粗精矿	2.03	2.03	47.83	47.83	6.75	6.75	36.03	36.03	5.37	5.37
1	铅粗精矿	1.72	3.75	41.25	44.81	7.89	7.27	26.33	62.36	5.32	10.69
1	铅粗精矿	1.46	5.21	35.52	42.21	8.38	7.58	19.24	81.60	4.80	15.49
1	铅粗精矿	1.07	6.28	18.95	38.25	9.16	7.85	7.53	89.13	3.84	19.33
0.5	铅粗精矿	0.21	6.49	7.62	37.25	9.37	7.90	0.59	89.72	0.77	20.10
0.5	铅粗精矿	0.13	6.62	4.76	36.62	8.85	7.92	0.23	89.95	0.45	20.55
	铅粗尾矿	93.38	100.00	0.29	2.69	2.17	2.55	10.05	100.00	79.45	100.00
	给矿	100.00		2.69		2.55		100.00		100.00	

由实验结果(表 5)可知: 硫酸铜用量大于 150 g/t 时, 锌粗精矿中锌的回收率达 95% 以上; 丁黄药用量在 30 g/t 时, 锌回收率及经济效益较大。

2.3 硫浮选实验

硫酸和硫酸铜是常用的选硫活化剂^[27], 考虑

经济成本, 硫粗选实验采用硫酸作为活化剂, 丁黄药作为捕收剂。由实验结果可知(图 7), 硫酸用量在 3000 g/t 时, 尾矿中硫含量较低, 硫的浮选产率较大; 丁黄药用量在 60 g/t 时, 粗选硫回收率效果较好。

表5 锌粗选调整剂用量实验
Table 5 Test for the dosage of zinc roughing regulator

调整剂种类 及用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	Zn 品位/%	
硫酸铜	锌粗精矿	7.29	24.77	81.23
	100 锌尾矿	92.71	0.45	18.77
	给矿	100.00	2.22	100.00
	锌粗精矿	8.71	23.63	95.35
	150 锌尾矿	91.29	0.11	4.65
	给矿	100.00	2.16	100.00
	锌粗精矿	9.55	22.15	96.45
	200 锌尾矿	90.45	0.086	3.55
	给矿	100.00	2.19	100.00
	锌粗精矿	10.52	20.68	96.74
	250 锌尾矿	89.48	0.082	3.26
	给矿	100.00	2.25	100.00
丁黄药	锌粗精矿	5.14	37.44	90.62
	0 锌尾矿	94.86	0.21	9.38
	给矿	100.00	2.12	100.00
	锌粗精矿	5.17	36.06	91.61
	10 锌尾矿	94.83	0.18	8.39
	给矿	100.00	2.03	100.00
	锌粗精矿	6.02	32.03	94.04
	20 锌尾矿	93.98	0.13	5.96
	给矿	100.00	2.05	100.00
	锌粗精矿	8.85	24.25	95.93
	30 锌尾矿	91.15	0.10	4.07
	给矿	100.00	2.24	100.00
	锌粗精矿	9.56	21.97	96.43
	40 锌尾矿	90.44	0.086	3.57
	给矿	100.00	2.18	100.00

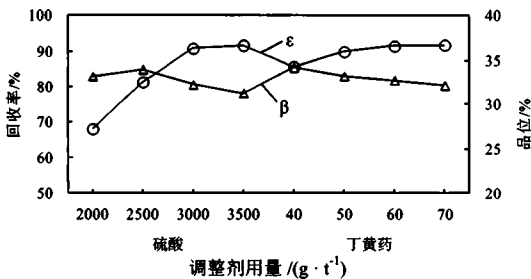


图7 硫粗选实验结果
Fig. 7 Test results of sulfur coarse separation

表6 全流程闭路实验精矿产品
Table 6 Concentrate products of the whole process closed-circuit test

产品名称	产率/%	品位/%				回收率/%			
		Pb	Zn	S	Ag*	Pb	Zn	S	Ag
铅精矿	3.90	60.52	7.52	16.44	1918.4	90.09	11.46	11.83	84.80
锌精矿（磁尾）	4.46	1.92	46.25	30.38	105.62	3.27	80.58	25.00	5.34
硫精矿	6.48	0.94	0.48	39.72	95.02	2.32	1.21	47.49	6.98
浮选尾矿	83.49	0.117	0.113	0.40	1.50	3.73	3.69	6.19	1.42
给矿	100.00	2.62	2.56	5.42	88.23	100.00	100.00	100.00	100.00

* 单位为 g/t。

从图9可以看出：铅锌硫精矿均达到较高回收率，尾矿中铅锌银含量均较低，采用铅中矿顺序返回-锌全浮选-锌精矿磁选工艺可获得较好的

2.4 闭路全流程实验

在条件实验的基础上，进行了实验室全流程闭路实验（图8）。由于进行闭路实验时中矿返回对锌的浮选影响较大，导致闪锌矿难以浮尽，锌的粗选在闭路实验中有较多量的硫酸铜，丁黄药在锌精选过程中也适当进行了补加。

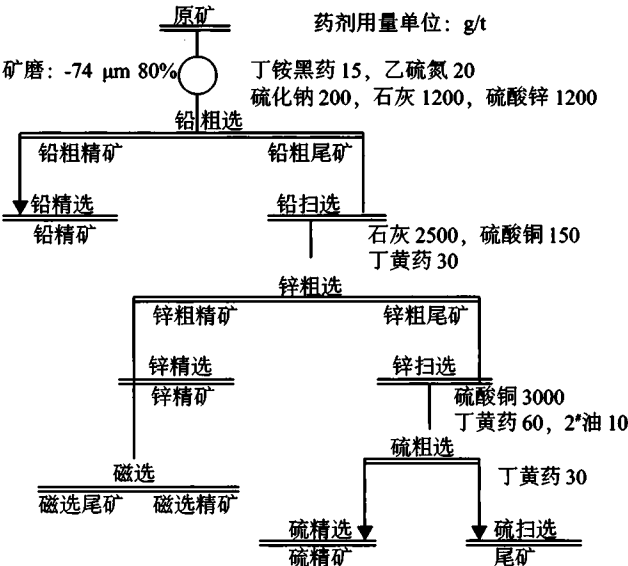


图8 优先浮选工艺流程
Fig. 8 Technological process of preferential flotation

全流程闭路实验结果表明（表6），矿石采用该浮选工艺流程进行闭路实验可获得铅精矿铅品位为60.52%（回收率90.09%），浮选锌精矿通过磁选后可获得锌品位为46.25%（回收率80.58%）的锌精矿（即磁选尾矿），浮选锌尾矿回收硫可获得含硫品位为39.72%（回收率47.49%）的硫精矿。

铅、锌、硫等精矿指标，实验较好解决了铅锌分离的问题。

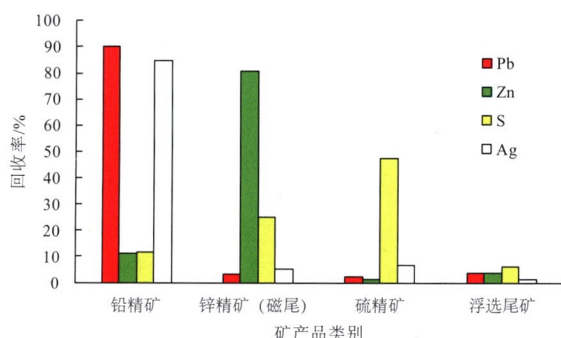


图9 铅中矿顺序返回作业产品回收率

Fig. 9 product recovery rate of sequential return operation in lead middlings

3 结 语

(1) 矿石中铅、锌的品位分别为 2.72% 和 2.58%，硫 5.45%，银 95.78×10^{-6} ，闪锌矿中普遍包含磁黄铁矿的离溶物，闪锌矿方铅矿之间的接触嵌生关系复杂，嵌布粒度多在适宜于浮选的 0.04 mm。

(2) 以乙硫氮 + 丁铵黑药为捕收剂，适量石灰 + 硫化钠硫酸锌为调整剂，磨矿细度 -74 μm 在 80% 左右，浮选时间达 4.5 min，可获得较为满意的铅产品作业回收率；石灰作为抑制剂，硫酸铜为活化剂，丁黄药为捕收剂对铅尾矿进行磁浮选，取得比较满意的锌金属回收率；硫产品以锌精尾矿浮选，采用硫酸为活化剂，丁黄药为捕收剂，获得较好效果。

(3) 矿样为复杂难选类型，根据原矿矿石性质特性，实验采用优先浮选工艺流程对原矿中铅、锌、银和硫进行回收，获得了较好的铅、锌、硫精矿产品指标：铅精矿 Pb 回收率 90.09%，锌精矿 Zn 回收率 80.58%，Ag 回收率 5.34%；硫精矿 S 回收率 47.49%。

参考文献：

- [1] 陈喜峰, 彭润民. 铅锌矿床类型划分评析 [J]. 化工矿产地质, 2007(4): 209-215.
- CHEN X F, PENG R M. Analysis on the classification of lead-zinc deposits [J] Geology of chemical minerals, 2007(4): 209-215.
- [2] 耿伟利, 罗天明, 郭文军. 我国细粒铅锌矿浮选技术现状及发展 [J]. 金属矿山, 2015(3): 116-119.

GENG W L, LUO T M, GUO W J. The current situation and development of fine grained lead-zinc ore flotation technology in China [J]. Metal Mine, 2015(3): 116-119.

[3] 杜五星, 戴惠新, 何东祥, 等. 氧化铅锌矿的选矿研究现状及进展 [J]. 矿产综合利用, 2016(4): 11-15.

DU W X, DAI H X, HE D X, et al. Research status and progress of beneficiation for a lead-zinc Oxide Ore [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2016(4): 11-15.

[4] 易凡, 陈禄政, 魏志聪, 等. 某低品位复杂多金属铅锌银硫矿选矿试验研究 [J]. 矿冶, 2019, 28(4): 60-64.

YI F, CHEN L Z, WEI Z C, et al. Experimental study on mineral processing of a low-grade Pb-Zn-Ag complex polymetallic sulfide ore [J]. Mining and Metallurgy, 2019, 28(4): 60-64.

[5] 戴自希, 张家睿. 世界铅锌资源和开发利用现状 [J]. 世界有色金属, 2004(3): 22-29.

DAI Z X, ZHANG J R. Present situation of world lead and zinc resources development and utilization [J]. World Nonferrous Metals, 2004(3): 22-29.

[6] 傅开彬, 宁燕, 肖军辉, 等. 贵州某铅细粒嵌布的高硫铅锌矿浮选工艺研究 [J]. 中国矿业, 2016, 25(5): 111-115.

FU K B, NING Y, XIAO J H, et al. Floatation of a Pb-finely-disseminated high-sulfur lead-zinc ore in Guizhou [J]. china mining magazine, 2016, 25(5): 111-115.

[7] 肖骏, 陈代雄, 覃文庆, 等. 某细粒浸染高硫难选铅锌矿选矿新工艺研究 [J]. 矿冶, 2014, 23(2): 5-10.

XIAO J, CHEN D X, QIN W Q, et al. New mineral processing research on a fine-grained disseminated high-sulfur refractory lead-zinc mine [J]. mining and metallurgy, 2014, 23(2): 5-10.

[8] 蒋素芳, 郭玉武, 魏党生, 等. 四川某难选硫铁铅锌矿合理选矿工艺研究 [J]. 矿产综合利用, 2016(3): 35-39.

JIANG S F, GUO Y W, WEI D S, et al. Research on the Reasonable Mineral Processing Technology of a Refractory Pb-Zn Ore in Sichuan [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2016(3): 35-39.

[9] 叶岳华, 王立刚, 陈旭波, 等. 某含碳高硫铅锌矿综合回收工艺技术 [J]. 矿冶, 2019, 28(6): 25-29.

YE Y H, WANG L G, CHEN X B, et al. Comprehensive recovery technology of a carbon-containing and high sulfur lead-zinc ore [J]. mining and metallurgy, 2019, 28(6): 25-29

[10] 唐谦, 黄建平, 鱼高学, 等. 某铅锌矿选矿生产指标考察与分析研究 [J]. 矿产综合利用, 2019(1): 123-126.

TANG Q, HUANG J P, YU G X, et al. Study on investigation and analysis of lead and zinc ore production indexes [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(1): 123-126.

- [11] 浦家杨. 浮选过程中闪锌矿的机理研究[J]. 国外金属选矿, 1995(5):33-35.
- PU J Y. Study on mechanism of SPHALERITE in flotation process[J]. Mineral Processing of foreign metal ores, 1995(5):33-35.
- [12] 顾帼华, 钟素姣. 方铅矿磨矿体系表面电化学性质及其对浮选的影响[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2008, 39(1):54-58.
- GU G H, ZHONG S J. Electrochemical properties on surface of galena in grinding system and its influence on flotation[J]. Journal of Central South University(Science and Technology), 2008, 39(1):54-58.
- [13] 罗仙平, 王淀佐, 孙体昌, 等. 难选铅锌矿石清洁选矿新工艺小型试验研究[J]. 江西理工大学学报, 2006(4):4-7.
- LUO X P, WANG D Z, SUN T C, et al. Research of new cleaner technological process on flotation of intricate lead-zinc sulphide ore[J]. Journal of Jiangxi University of Science and Technology, 2006(4):4-7.
- [14] 王林祥, 孙敬锋, 陆海涛, 等. 内蒙古某地铅锌矿选矿试验研究[J]. 矿产保护与利用, 2006(5):27-30.
- WANG L X, SUN J F, LU H T, et al. Investigation of mineral processing on a lead-zinc ore from Inner Mongolia[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2006(5):27-30.
- [15] 黄建平, 卢毅屏, 徐斌, 等. 某复杂铜铅锌银多金属硫化矿的综合回收试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2013(3):1-5.
- HUANG J P, LU Y P, XU B, et al. Experiment study on comprehensive recovery of a complex polymetallic copper-lead-zinc-silver sulfide ore [J]. Nonferrous Metals(mineral processing section)2013(3):1-5.
- [16] 王毓华. 提高某铜铅锌硫化矿选矿指标的研究[J]. 有色金属(选矿部分), 1990(3):10-17.
- WANG Y H. Study on improving mineral processing index of a copper-lead-zinc sulfide ore[J]. Nonferrous Metals(Mineral Processing Section)1990(3):10-17.
- [17] 周满赓. 工艺矿物学在矿产资源找矿和综合利用中的应用[J]. 矿产综合利用, 2012(3):7-9.
- ZHOU M G. Application of technological mineralogy in ore prospecting and comprehensive utilization of mineral resources[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2012(3):7-9.
- [18] 张红英, 张军, 刘建国, 等. 西藏某铜钼混合精矿分离试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2019(6):23-26+49.
- ZHANG H Y, ZHANG J, LIU J G, et al. Selective flotation of a copper-molybdenum bulk concentrate from Tibet[J]. Nonferrous Metals (mineral processing section)2019(6):23~26+49.
- [19] 岳萍(编译). 哈萨克斯坦矿产资源开发状况[J]. 中亚信息, 2007(2):9-14.
- YUE Ping(Compiles). Exploitation of mineral resources in Kazakhstan [J]. Central Asian information, 2007(2):9-14.
- [20] 文金磊, 朱一民, 周菁, 等. 铅锌矿产资源特征及浮选工艺研究现状[J]. 矿产综合利用, 2015(6):1-6.
- WEN J L, ZHU Y M, ZHOU J, et al. Research status of Pb-Zn mineral resource characteristics and flotation technology[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2015(6):1-6.
- [21] K L C Goncalves; V L L, Andrade; A E C Peres. The effect of grinding conditions on the flotation of a sulphide copper ore. [J] Minerals Engineering . 2003, 16(11).
- [22] 许时. 矿石可选性研究[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2006(8):133-140.
- XU S. Study on ore washability[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2006(8):133-140.
- [23] 杨玮, 覃文庆, 张建新. 湖南某铅锌矿浮选试验研究[J]. 矿业研究与开发, 2010, 30(6):28-31.
- YANG W, QIN W Q, ZHANG J W. Experimental study on flotation technology of a lead-zinc Ore from HuNan[J]. Mining Research and Development, 2010, 30(6):28-31.
- [24] 毛善成. 硫化钠氧化的复杂反应动力学与机理[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2009.
- MAO S C. The complex chemical kinetics and mechanism of sodium sulfide oxidation[D]. Xuzhou: China University of Mining and technology, 2009.
- [25] 邱廷省, 赵冠飞, 朱冬梅, 等. 四川某难选硫化铅锌银矿石浮选试验[J]. 金属矿山, 2012(12):62-65+94.
- QIU T A, ZHAO G F, ZHU D M, et al. Beneficiation Tests of a Refractory Lead-zinc-silver Sulfide in Sichuan Province, [J]. Metal Mine, 2012(12):62-65+94.
- [26] 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.
- ZHAO J, TAN X, WANG Z M, et al. Experimental study on beneficiation of a polymetallic Pb-Zn-Ag Ore in Shanxi [J]. Mining and metallurgical engineering, 2019, 39(1):44-48.
- [27] 王李鹏, 叶雪均, 江皇义. 被石灰抑制的黄铁矿活化浮选技术进展[J]. 有色金属科学与工程, 2011, 2(4):67-70.
- WANG L P, YE X J, JIANG H Y. Activation flotation technology advances of lime-suppressed Pyrite[J]. Jiangxi Nonferrous Metals 2011, 2(4):67-70.

Comprehensive Recovery Technology of a Lead-Zinc Ore

Liao Shijin^{1,2}, He Yuliang^{1,2}, Yue Guoli¹, Fu Shaoying¹

(1.Henan Institute of Geological Survey, Zhengzhou, Henan,China; 2.Henan Key Laboratory of Metal Mineralization Geological Process and Resource Utilization, Zhengzhou, Henan,China)

Abstract: In order to achieve the efficient separation of lead, zinc and sulfur from a lead-zinc complex refractory ore in Tibet, The conditional test of the useful components of the ore sample is carried out by adopting the preferential flotation technological process, By grinding fineness-74 μm content 80% , Using ethylthionitrogen + ammonium butylammonium black medicine as a collector, Appropriate amount of lime + sodium sulfate as activating agent, The flotation time is 4.5 min, The satisfactory recovery rate of Lead products was obtained; For lead flotation tailings, lime is used as the depressant and Ph regulator of (magnetic) pyrite, Cupric sulfate as activating agent, Butyl xanthate as a collector, High recovery of zinc was achieved by flotation; Sulfuric acid was used as activating agent and Butyl xanthate was used as collector in sulfur roughing test. The recovery of Pb, Zn and S from lead concentrate is 90.09% , 80.58% and 47.49% respectively. From the final concentrate products, it can be seen that better lead, zinc and sulfur concentrate indexes can be obtained by adopting the technology of sequential return of lead ore-zinc flotation-magnetic separation of zinc concentrate.

Keywords: Lead-zinc Ore; Preferential flotation; High Efficiency Separation; Comprehensive recovery

////////////////////////////////////
(上接 42 页)

Experimental Study on Separation of Weathering Flake Graphite Ore in Heilongjiang Province

Li Ya, Chu Jingbo, Wang Yingkai, Zhang Xu, Niu Yanping

(Research Center of Experimental Testing for Geology and Minerals of Heilongjiang, Harbin, Heilongjiang,China)

Abstract: The graphite ore from Heilongjiang to flake graphite ore, with fixed carbon content of 9.3%. A beneficiation test of graphite ore from local area was studied and concluded the best rougher flotation conditions: fineness of rougher grinding accounted 60% of -75 μm , the dosage of kerosene is 52 g/t, the dosage of alpha-terpineol is 56 g/t. An open and closed trial was conducted by five-times-regrinding and six-times-cleaning on the basic of the best rougher flotation conditions. Finally, the flow can obtain the graphite concentrate with the fixed carbon content of 94.08% and the recovery rate of 94.82%, providing a technical basis for explosion of graphite resources in the local.

Keywords: Graphite; Weathered alteration zone; Flotatio