

文章编号: 1674-9669(2016)01-0080-09
DOI: 10.13264/j.cnki.ysjskx.2016.01.016

江西某铅锌银复杂多金属矿综合回收试验研究

齐超, 刘诚

(中南大学资源加工与生物工程学院, 长沙 410083)

摘要:江西某铅锌银多金属矿的特点是含硫高,并含有铅、锌、银、铁、锰等多种有用金属矿物可以回收利用。试验针对该多金属矿物中伴生复杂的情况,对比了铜铅锌优先浮选和铜铅锌优先浮选-锌粗精矿再磨-锌中矿磁选的工艺流程,后者获得了较好指标:铅精矿含 Pb 49.57 %, Pb 回收率 87.53 %; 锌精矿含 Zn 45.82 %, Zn 回收率 75.12 %; 硫精矿含 S 44.69 %, S 回收率 71.35 %。针对铁锰以碳酸盐的形式存在,且与脉石伴生严重呈细粒嵌布的情况,采用磁选-焙烧-磁选的试验方案回收浮选尾矿中的铁锰,获得了较好的回收效果。

关键词:优先浮选;磁选;焙烧;铅锌矿

中图分类号:TD952 文献标志码:A

Experimental study of comprehensive recovery of a polymetallic ore in Jiangxi province

QI Chao, LIU Cheng

(School of Mineral Processing and Bioengineering, Central South University, Changsha 410083, China)

Abstract: A polymetallic ore from Jiangxi Province has high content of sulfur, and contains lead, zinc, iron, manganese etc., which could be recovered. Due to the complicated association situation, the authors compared the common differential flotation process and the differential flotation process with the zinc rough concentrate reground and the zinc medium product processed through magnetic separation. Through the comparison, the latter process obtained desired concentrate: the lead concentrate contains 49.57 % Pb with the recovery of 87.53 %; the zinc concentrate contains 45.82 % Zn with a recovery of 75.12 %; the sulfur concentrate contains 44.69 % S with a recovery of 71.35 %. Due to the fact that iron and manganese existed as carbonate in this ore and they always associated with gangue minerals, the authors employ magnetic separation, roasting process and then magnetic separation to recover the iron and manganese in the flotation tailings.

Keywords: differential flotation; magnetic separation; roasting; lead zinc ore

我国铅锌资源分布广泛,总储量居世界前列,且普遍伴生银^[1]。铅锌银等作为重要的有色金属资源,在国民经济中具有重要的地位^[2],因此对铅锌银等复杂多金属矿产资源的综合回收利用变得非常重要。

1 原矿性质

原矿的化学多元素分析结果见表 1,主要矿物及

表 1 化学多元素分析结果 /%

Table 1 Chemical multi-element analysis result /%

元素	Pb	Zn	Ag / (g·t ⁻¹)	Cu	Cd	S	TFe	As
含量	1.67	2.39	88.30	0.075	0.018	16.16	29.29	0.20
元素	Mn	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Na ₂ O	K ₂ O	Au / (g·t ⁻¹)
含量	3.5	16.86	0.92	1.00	1.66	0.57	0.98	1.2

相对含量见表 2。分析结果表明, 矿石主要化学成分是 SiO_2 、 Fe 、 Al_2O_3 、 CaO 、 S 等, 主要有价元素为 Pb 、 Zn 、 Fe 、 Mn 以及 Ag 、 Au 等, 主要的有害元素为 As 。铅、锌、硫主要以方铅矿、闪锌矿、黄铁矿及磁黄铁矿的形式存在, 而铁、锰主要以碳酸盐矿物存在。

表 2 原矿主要矿物组成及其相对含量 /%

Table 2 Main consisting mineral and their relative content of run-of-mine ore

矿物名称	相对含量	矿物名称	相对含量
黄铁矿、磁黄铁矿	26.91	毒砂	0.43
菱铁矿	32.48	黄铜矿	0.22
磁铁矿	1.37	石英、玉髓	15.3
方铅矿	1.77	粘土矿物	5.6
闪锌矿	2.49	白云石	2.8
菱锌矿	0.69	方解石	0.3
锌铁尖晶石	0.98	水镁石	0.6
菱锰矿	7.06	其它	1.0

2 铅、锌及硫的浮选回收工艺流程的制定和条件试验

根据矿石性质特征, 铅锌矿物主要以硫化矿的形式存在于原矿中, 因而铅锌矿适合通过优先浮选的方案进行浮选分离回收。而原矿中银的分布相对较分散, 且与方铅矿伴生比较紧密, 适宜通过浮选尽可能使银富集在铅精矿中进而得以回收^[3-6]。

2.1 磨矿细度条件试验

方铅矿与磁黄铁矿、黄铁矿、闪锌矿关系较密切, 偶见部分细粒者包含于闪锌矿中, 属中粒嵌布, 粒度主要在 0.074~1.000 mm 之间。因而试验首先考查入选粒度对铅、银浮选的影响, 工艺流程见图 1(a), 试验结果见图 1(b)。

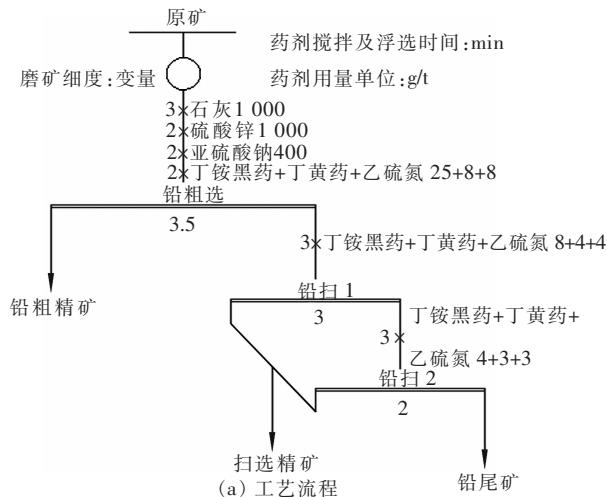


Fig. 1 Flowsheet and result of conditional milling fineness test

从图 1(b)可知, 磨矿细度越细, 铅的解离程度越好, 暴露出的铅越容易被回收, 铅粗精矿中铅回收率也会越高, 银多与铅伴生, 因此银也能得到更高的回收率, 但磨矿细度粒经 74 μm 以下占有 85 % 以上之后, 磨矿细度对铅粗精矿中铅、银的回收率的影响开始不明显。因此, 74 μm 以下占到 85 % 左右的细度较为合适, 此时铅的解离度达到较好水平。

2.2 铅粗选条件试验

2.2.1 铅粗选捕收剂用量试验

本次试验铅浮选捕收剂采用丁铵黑药+乙硫氮+丁黄药^[1,7]组合对铅矿物进行回收。捕收剂用量条件试验固定条件为: 石灰 1 800 g/t, 硫化钠 300 g/t, 亚硫酸钠 400 g/t, 硫酸锌 1 000 g/t。试验结果见表 3。

由表 3 可知, 捕收剂丁铵黑药+乙硫氮+丁黄药用量以 (25+6+6) g/t 可以充分捕收暴露出的铅矿物, 增加药剂用量还会进一步增大铅的回收率, 不利于铅锌的分离, 将会对铅精矿中铅的品位产生较大影响。

2.2.2 铅粗选调整剂用量试验

原矿含硫较高, 为了降低铅粗精矿中锌、硫的含量, 试验采用石灰+硫化钠+亚硫酸钠+硫酸锌^[6, 8-10]的组合进行抑制。

1) 石灰及硫化钠用量试验。石灰、硫化钠用量试验的固定条件为硫酸锌 1 000 g/t, 亚硫酸钠 400 g/t, 丁铵黑药+乙硫氮+丁黄药 (25+6+6) g/t。石灰用量试验中固定硫化钠用量 300 g/t, 硫化钠用量试验中固定石灰 1 800 g/t。

石灰用量试验结果如图 2(a)所示, 石灰用量达到 1 800 g/t 后, 增大用量对于 Pb 品位的提升没有明显的促进作用, 这是由于石灰对原矿中的硫达到了有效抑制。硫化钠用量试验结果如图 2(b)所示, 当硫化钠用量在 200~400 g/t 时锌矿物的上浮量较少, 同时铅的上浮不会受到太大影响。

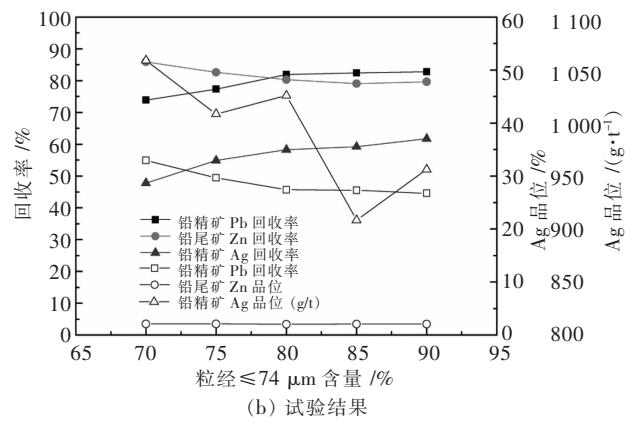


表3 捕收剂用量条件试验结果 /%

Table 3 Result of conditional collector dosage test

捕收剂用量 /($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	产品名称	产率	品位		回收率	
			Pb	Zn	Pb	Zn
丁铵黑药 20	铅粗 K	4.26	31.25	4.86	80.68	8.74
乙硫氮 6	铅尾矿	95.74	0.33	2.26	19.32	91.26
丁黄药 6	原矿	100.00	1.65	2.37	100.00	100.00
丁铵黑药 25	铅粗 K	5.18	26.35	5.01	81.73	10.95
乙硫氮 6	铅尾矿	94.82	0.32	2.23	18.27	89.05
丁黄药 6	原矿	100.00	1.67	2.37	100.00	100.00
丁铵黑药 30	铅粗 K	5.67	24.92	5.36	83.12	12.82
乙硫氮 6	铅尾矿	94.33	0.30	2.19	16.88	87.18
丁黄药 6	原矿	100.00	1.70	2.37	100.00	100.00
丁铵黑药 25	铅粗 K	4.91	26.55	5.26	78.53	11.18
乙硫氮 4	铅尾矿	95.09	0.37	2.16	21.47	88.82
丁黄药 4	原矿	100.00	1.66	2.31	100.00	100.00
丁铵黑药 25	铅粗 K	5.63	24.01	5.86	83.44	13.92
乙硫氮 8	铅尾矿	94.37	0.28	2.16	16.56	86.08
丁黄药 8	原矿	100.00	1.62	2.37	100.00	100.00

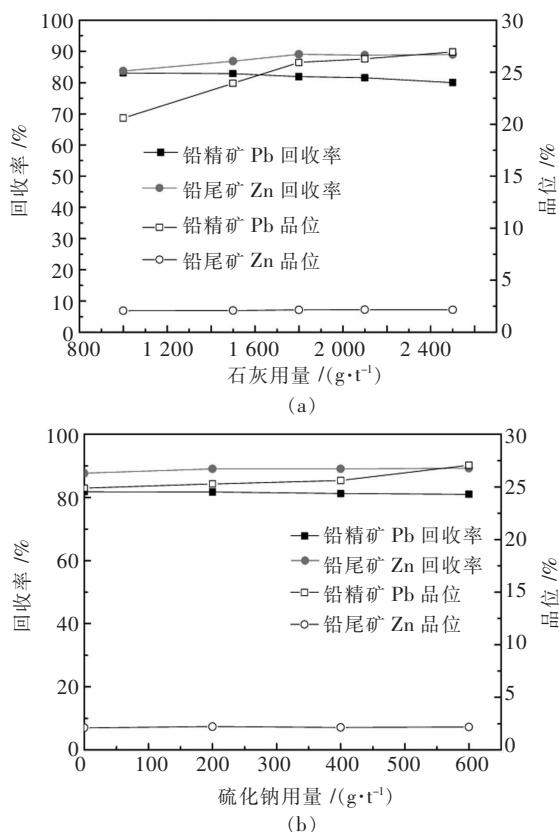


图2 石灰用量及硫化钠用量试验结果

Fig. 2 Result of conditional lime dosage test and sodium sulfide dosage test

2)硫酸锌+亚硫酸钠组合用量试验.铅粗选硫酸锌+亚硫酸钠组合用量条件试验固定条件为:石灰 1 800 g/t, 硫化钠 200 g/t, 丁铵黑药+乙硫氮+丁黄药 (25+6+6) g/t. 试验结果见表 4.

从表 4 中可知硫酸锌+亚硫酸钠用量以 (1 000+400) g/t 为宜, 再增大其用量铅粗精矿中锌品位基本不受影响, 因而该用量下锌得到了较为有效地抑制, 浮选铅精矿中的锌很可能是泡沫夹杂或是与铅伴生较为紧密的锌矿物, 因而难以完全抑制.

2.3 锌浮选条件试验

对铅的浮选尾矿进行锌矿物回收试验, 首先要解决铅浮选尾矿中磁黄铁矿含量高、锌的活化以及对活化以后的锌浮选回收的问题. 采用石灰对磁黄铁矿进行抑制, 用硫酸铜活化闪锌矿, 用丁黄药浮选回收活化之后的闪锌矿^[7-11], 锌的粗选试验流程见图 3(a).

2.3.1 石灰用量试验

在 CuSO_4 300 g/t, 丁黄药 15 g/t 的条件下进行了石灰的用量试验, 试验结果见图 3(a).

试验发现随着石灰用量的升高, Zn品位上升缓慢, 这是由于试验条件下的石灰用量能够对锌精矿中的硫有效抑制, 增大其用量对于硫矿物的抑制作用不大. 故本文根据图 3(b)试验结果认为采取 4 000 g/t 较为合适, 此时的 pH 值约为 10.5, 过量的石灰会增大溶液 pH 值, 进而对锌的浮选回收产生不利影响, 降低锌精矿中锌品位.

2.3.2 锌浮选硫酸铜及丁黄药用量试验

硫酸铜用量试验的固定条件为: 石灰 4 000 g/t, 丁黄药 15 g/t. 丁黄药用量试验的固定条件: 石灰 4 000 g/t, 硫酸铜 300 g/t. 图 4(a)为硫酸铜用量试验结果, 图 4(b)为丁黄药用量试验结果.

由图 4 试验结果可知, 随着活化剂硫酸铜和捕收

表 4 硫酸锌用量试验结果 /%

Table 4 Result of conditional zinc sulfate dosage test /%

硫酸锌+亚硫酸钠 / (g·t ⁻¹)	产品名称	产率	品位		回收率	
			Pb	Zn	Pb	Zn
600+300	铅粗精矿	5.88	23.93	5.31	82.29	13.29
	铅尾矿	94.12	0.32	2.17	17.71	86.71
	原矿	100.00	1.71	2.35	100.00	100.00
1 000+400	铅粗精矿	5.33	25.28	4.90	81.66	11.11
	铅尾矿	94.67	0.32	2.21	18.34	88.89
	原矿	100.00	1.65	2.35	100.00	100.00
1 400+500	铅粗精矿	5.12	26.71	4.99	82.38	11.16
	铅尾矿	94.88	0.31	2.14	17.62	88.84
	原矿	100.00	1.66	2.29	100.00	100.00
1 800+400	铅粗精矿	5.23	26.14	4.95	81.86	10.92
	铅尾矿	94.77	0.32	2.23	18.14	89.08
	原矿	100.00	1.67	2.37	100.00	100.00

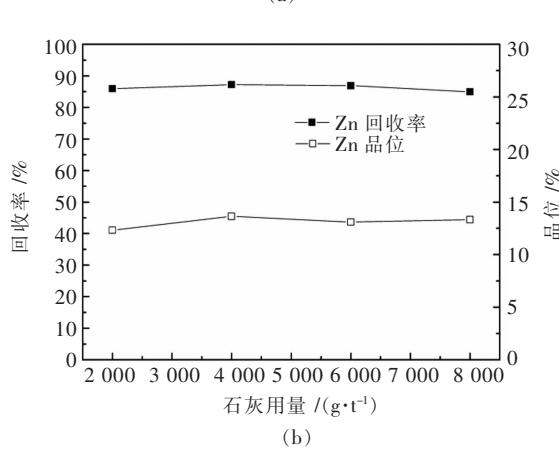
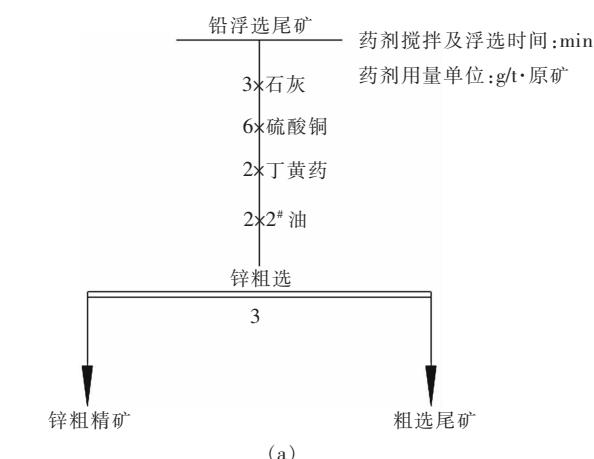


图 3 锌粗选试验工艺流程及石灰用量试验结果

Fig. 3 Flowsheet of zinc rough concentration and result of conditional lime dosage test

剂丁黄药用量的增大, 粗选精矿中锌的浮选回收率逐渐增大, 品位逐渐减小。但当硫酸铜用量达到 300 g/t, 丁黄药用量达到 15 g/t 后, 二者用量的增加对于粗选锌精矿回收率的影响不明显, 此时锌矿物已得到较好的活化和捕收, 因而二者采用该用量较为合适。

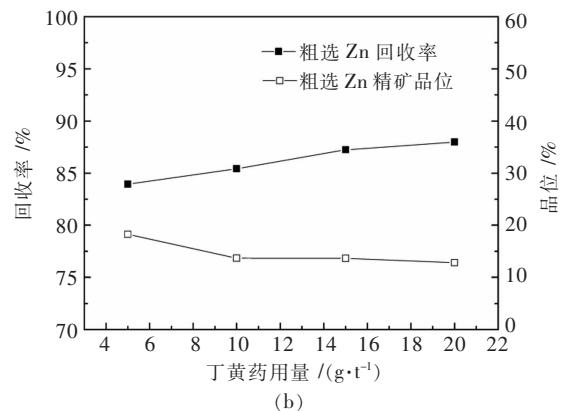
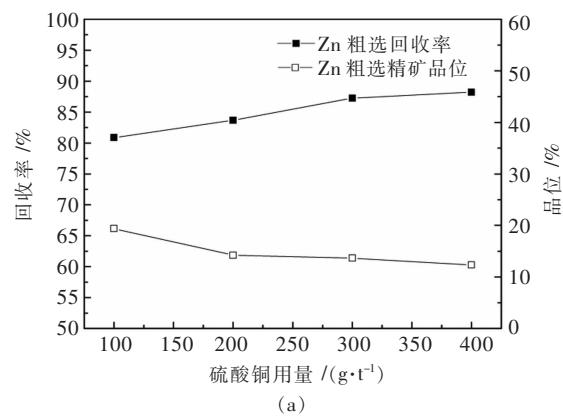


图 4 锌浮选硫酸铜用量及丁黄药用量试验结果

Fig. 4 Result of conditional copper sulfate dosage test and conditional butyl xanthate dosage test

2.4 硫浮选条件试验

在对原矿浮选回收铅、锌后, 对有一定经济价值的硫(矿样中占 16.16 %)进行浮选回收。由于铅锌浮选过程中, 采用石灰抑制了硫的浮选。高碱条件下硫的可浮性很差, 故试验用硫酸调整 pH 值后用丁黄药浮选回收硫^[12]。

硫酸用量试验固定条件为: 丁黄药 45 g/t, 2# 油

10 g/t。丁黄药用量条件试验固定条件为：硫酸用量5 500 g/t, 2#油10 g/t。试验结果见图5。

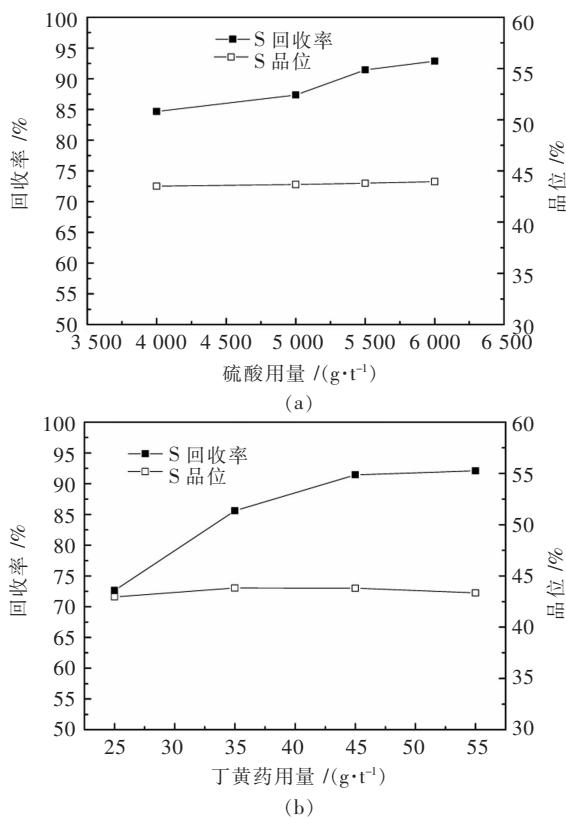


图5 硫酸用量及丁黄药用量试验结果

Fig. 5 Result of conditional sulfuric acid dosage test and conditional butyl xanthate dosage test

试验结果表明,硫酸用量的增大和丁黄药用量升高都对硫的浮选有利,但硫酸用量达到5 500 g/t,丁

黄药用量达到45 g/t以后,用量的升高对于硫的浮选回收率影响变小,此时被抑制的硫矿物得到了充分的活化和回收,因而二者采用该用量较为适宜。

3 铅锌硫浮选闭路试验

3.1 铅、锌、硫常规优先浮选闭路试验

在以上条件试验的基础上进行铅、锌、硫常规优先浮选闭路试验,试验工艺流程见图6,试验结果见表5。

3.2 铅、锌、硫优先浮选-锌粗选精矿再磨-锌中矿磁选闭路试验

上述铅、锌、硫常规优先浮选获得锌精矿品位较低,仅有36%。这是由于原矿中含有的硫高达16.16%,磁黄铁矿有较好的可浮性且与闪锌矿等伴生关系密切,锌硫分离难度较大。并且锌精矿的分析中也发现锌精矿中含有大量磁性较强的磁黄铁矿,其中很大一部分是磁黄铁矿与闪锌矿互为包裹的现象。故常规优先浮选流程难以获取品位较高的锌精矿,应采用浮选-磁选联合流程更加适合^[13]。

所以,在上述试验流程的基础上设计了铅、锌、硫优先浮选-锌粗精矿再磨-锌中矿磁选闭路试验,试验工艺流程见图7,试验结果见表6。

从表6闭路试验数据可以看出,锌浮选通过采取锌粗精矿再磨结合锌中矿磁选的工艺,可获得较高品位的锌精矿产品,且锌精矿回收率也可达到75%左右。这是由于锌精矿中的锌得到了更好地解离,并且通过磁选与磁黄铁矿等具有磁性的矿物得到了较好的分离。该流程还能够解决常规浮选流程中磁黄铁矿在浮

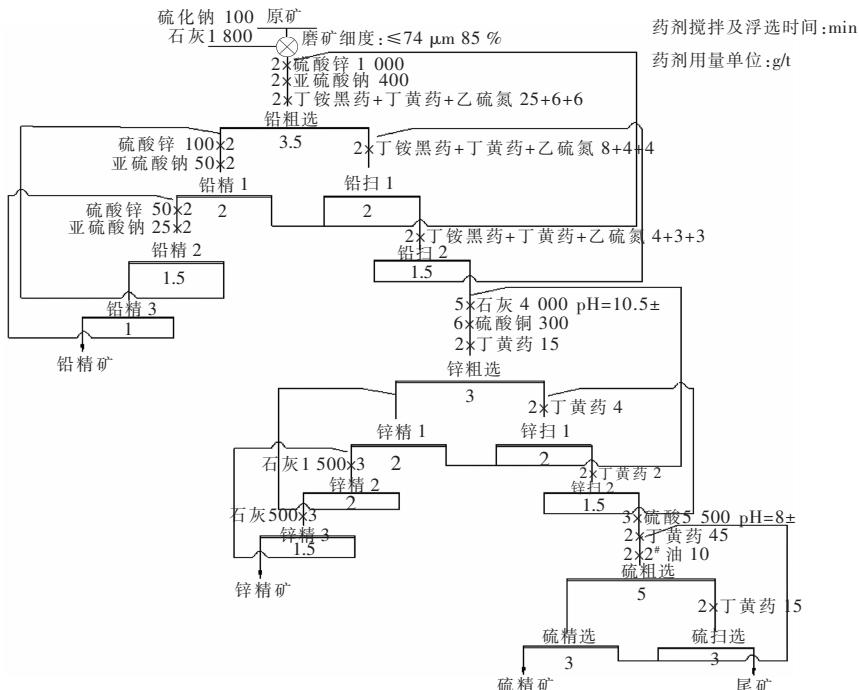


图6 常规优先浮选闭路试验工艺流程

Fig. 6 Closed circuit process flowsheet of common differential flotation

表 5 常规优先浮选闭路试验结果 /%

Table 5 Test result of closed circuit common differential flotation /%

产品名称	产率	品位				回收率			
		Pb	Zn	S	Ag / (g·t ⁻¹)	Pb	Zn	S	Ag
铅精矿	3.01	48.16	5.36	21.65	1 707.1	87.86	6.75	4.22	57.99
锌精矿	5.13	0.67	36.25	31.74	183.5	2.08	77.81	10.53	10.62
硫精矿	27.35	0.38	0.47	43.28	51.26	6.30	5.38	76.57	15.82
尾矿	64.51	0.10	0.37	2.08	21.38	3.76	10.06	8.69	15.57
原矿	100.00	1.65	2.39	15.46	88.61	100.00	100.00	100.00	100.00

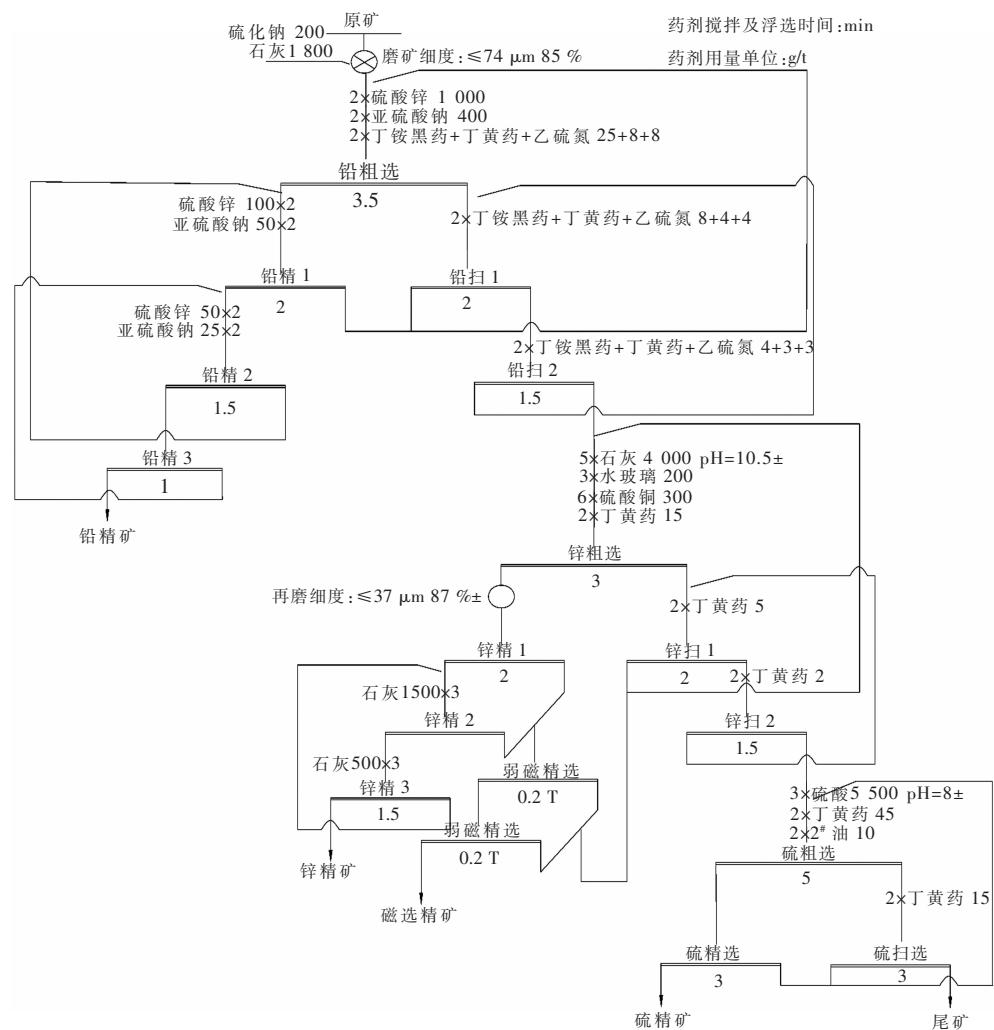


图 7 铅、锌、硫优先浮选-锌粗精矿再磨-锌中矿磁选闭路试验工艺流程

Fig. 7 Process flowsheet of lead-zinc-sulphur differential floatation with zinc rough concentrate reground and zinc medium processed via magnetic separation

选流程中不断循环恶化的现象, 具有很好的适应性。

4 磁选-焙烧-磁选方案回收铁、锰探索试验

原矿中的铁、锰主要以碳酸盐矿物存在, 且铁、锰矿物与黄铁矿、白云石、方解石等脉石呈细粒嵌布, 部分铁、锰矿物呈包裹或结核状态存在。故单独采用磁选无法获得较高品位的铁、锰精矿产品。需结合火法焙烧或湿法浸出才可获得较高品位的铁、锰精矿^[14-16]。

因而采用磁选-焙烧-磁选方案进行了探索试验。

4.1 磁选预富集试验

单独采用磁选无法获得高品位铁、锰精矿, 故磁选条件试验仅用于增大磁选抛尾率, 降低后续作业处理量及成本为目的展开, 试验工艺流程见图 8。

根据图 8 所示工艺流程进行了浮选尾矿的再磨条件试验和强磁选的磁选强度条件试验。试验结果如图 9 所示, 当磁场强度为 1.2 T 较为适宜, 此时磁选能够有效地回收铁锰, 并且对铁锰的品位无明显影响。

表 6 铅、锌、硫优先浮选-锌粗精矿再磨-锌中矿磁选闭路试验结果 /%

Table 6 Test result of closed circuit of lead-zinc-sulphur differential floatation with zinc rough concentrate reground and zinc medium processed via magnetic separation

产品名称	产率	品位				回收率			
		Pb	Zn	S	Ag / (g·t ⁻¹)	Pb	Zn	S	Ag
铅精矿	3.09	49.57	5.07	20.43	1597.32	87.53	6.72	3.88	57.83
锌精矿	3.82	0.97	45.82	29.88	185.23	2.12	75.12	7.02	8.29
磁选精矿	4.35	0.33	0.85	38.13	41.14	0.82	1.59	10.20	2.10
硫精矿	25.96	0.34	0.41	44.69	52.31	5.04	4.57	71.35	15.91
尾矿	62.78	0.13	0.45	1.95	21.58	4.49	12.00	7.55	15.87
原矿	100.00	1.75	2.33	16.26	85.35	100.00	100.00	100.00	100.00

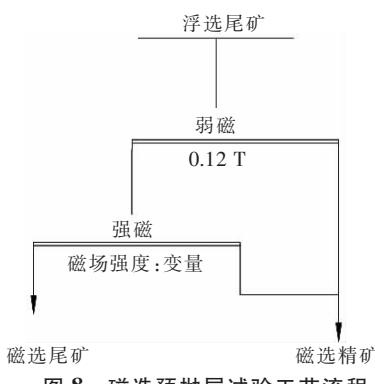


图 8 磁选预抛尾矿工艺流程

Fig. 8 Process flowsheet of removal tailings via magnetic separation

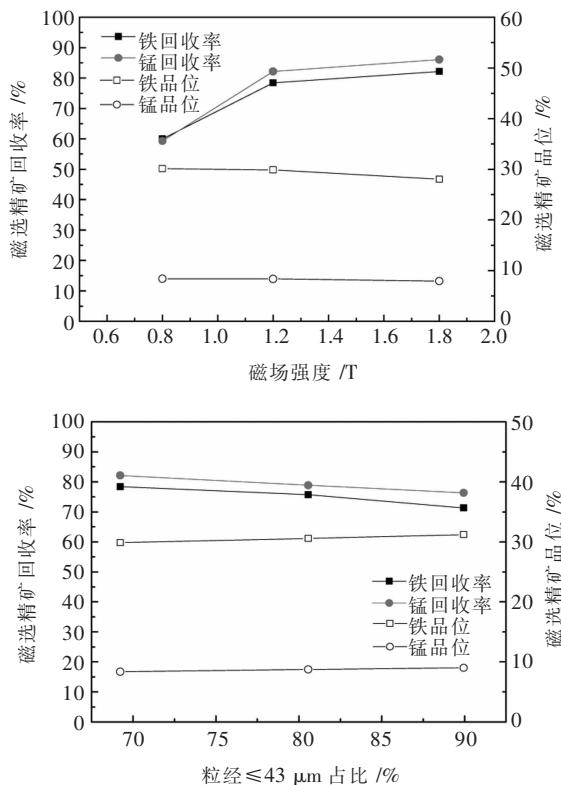


图 9 磁场强度及浮选尾矿再磨试验结果

Fig. 9 Result of conditional magnetic field intensity test and conditional regrinding test of flotation tailings

4.2 焙烧条件试验

对于铁锰的碳酸盐类矿物的特点,设计了磁选-焙烧-磁选工艺流程获取铁精矿和锰精矿,工艺流程如图 10。焙烧的影响因素很多,包括焙烧时间、焙烧温度、焙烧配煤量等,试验首先就通过单因素试验来确定这些影响因素的最佳参数值。

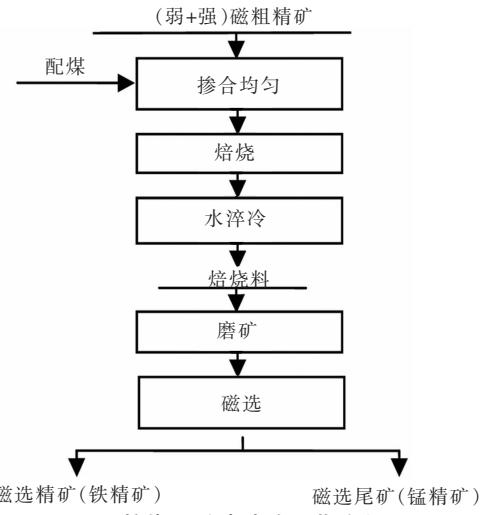


Fig. 10 Process flowsheet of combination of roasting and magnetic separation

4.2.1 焙烧时间及焙烧温度试验

由于参数不确定,首先运用配煤量(相对焙烧给矿量)4%,再磨后粒度小于43 μm为85.92%,磁场强度0.2 T的条件进行焙烧时间和焙烧温度条件试验。焙烧时间试验中采用焙烧温度800 °C,焙烧温度条件试验中采用焙烧时间20 min。

焙烧时间的延长和焙烧温度的升高可使菱铁矿得到充分磁化焙烧,但时间过长或温度过高以后容易使得磁化焙烧后的铁矿进一步焙烧成为无磁性的氧化铁。试验结果如图 11 所示,从图 11 中可以看出焙烧时间20 min、焙烧温度800 °C较为适宜。

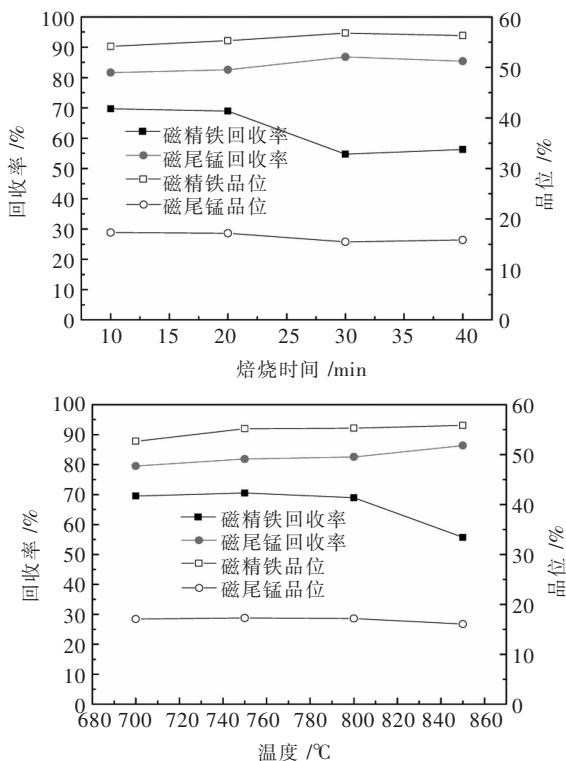


图 11 焙烧时间及焙烧温度试验结果

Fig. 11 Result of conditional roasting time test and conditional roasting temperature test

4.2.2 焙烧配煤量试验

焙烧配煤量试验固定条件: 焙烧时间为 20 min, 焙烧温度为 800 ℃, 再磨细度小于 43 μm 占 85.92 %, 磁场强度 0.2 T.

焙烧配煤量的大小会影响焙烧之后的矿物中磁性铁矿物含量, 因此过小或过大的配煤量对试验都会产生不利影响。试验结果见图 12, 由图 12 可知焙烧配煤量(相对焙烧给矿量)4 %即可获得较好的试验指标。

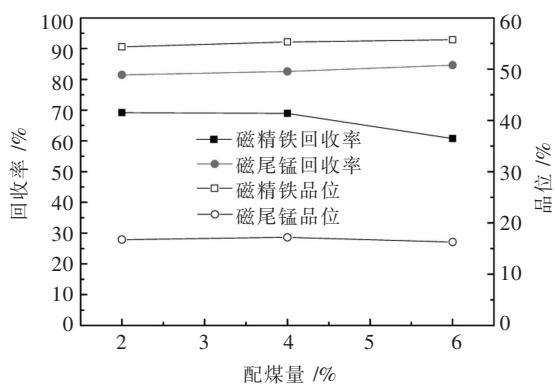


图 12 配煤量试验结果

Fig. 12 Result of conditional coal blending ratio test

4.3 焙烧后分离铁、锰试验

在上述确定的焙烧条件下对磁粗精矿进行焙烧处理后, 进行再磨细度和弱磁选磁场强度条件试验。

其中再磨细度试验中固定磁场强度为 0.2 T, 磁场强度试验中固定再磨细度为 85.92 %.

试验结果如图 13 所示, 磁场强度对铁锰分离影响不大, 再磨细度取小于 43 μm 占 85 %以上时可获得 55 %左右的铁精矿产品。因此, 在再磨细度小于 43 μm 占 85 %时铁锰矿物之间得到了较好的解离。

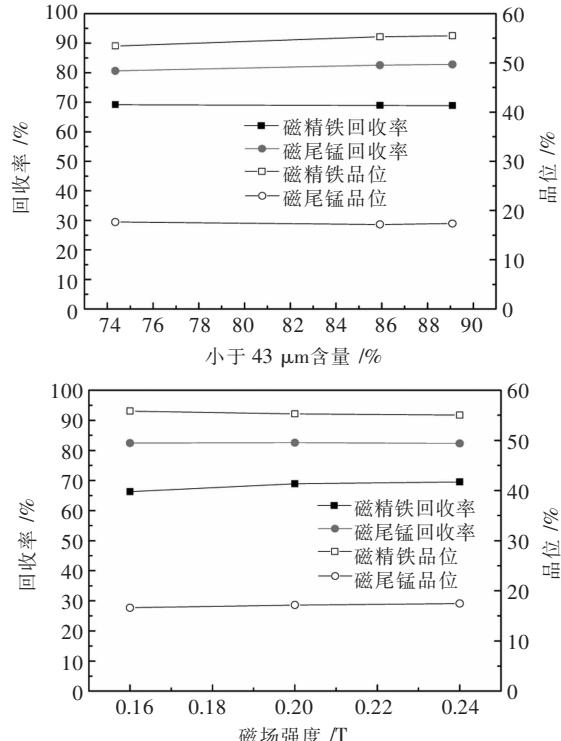


图 13 再磨细度试验及磁场强度试验结果

Fig. 13 Result of regrinding fineness test and magnetic field intensity test

最终磁选精矿中铁品位为 55.30 %, 回收率为 68.93 %, 磁选尾矿锰品位 17.18 %, 回收率 82.59 %.
(注: 铁、锰回收率均对硫化矿浮选尾矿计算)

5 结 论

1) 该铅锌银矿样采用铅锌硫常规优先浮选工艺流程和铅、锌、硫优先浮选-锌粗选精矿再磨-锌中矿磁选流程均能获得较好的铅精矿指标。但后者获得的锌精矿产品品位可达 45 %, 较前者锌精矿的锌品位提高了 9 %, 同时后者可避免可浮性较好的磁黄铁矿不断循环对锌浮选回路造成的恶劣影响。故对于闪锌矿嵌布粒度小且与黄铁矿、磁黄铁矿伴生关系密切的矿物, 锌粗精矿再磨-锌中矿磁选工艺有较好的适用性。

2) 针对该矿区的铅锌银矿样, 采用铅、锌、硫优先浮选-锌粗选精矿再磨-锌中矿磁选流程, 闭路浮选

流程中获得的各精矿指标为：铅精矿含 Pb 49.57 %、Zn 5.07 %、Ag 1 597.32 g/t, Pb 回收率 87.53 %, Ag 回收率 57.83 %；锌精矿含 Zn 45.82 %、Pb 0.97 %, Zn 回收率 75.12 %；硫精矿含 S 44.69 %、Pb 0.34 %, Zn 0.41 %, S 回收率 71.35 %. 获得了较高品位和较高回收率的铅精矿、锌精矿，并且实现了银在铅精矿中富集。

3) 硫化矿浮选尾矿通过磁选预丢尾-焙烧-磁选分离铁、锰工艺综合回收铁、锰的探索试验中，在条件试验确定的较佳工艺参数下可获得铁精矿：铁品位 55.30 %，回收率 54.06 %；锰精矿：锰品位 17.18 %，回收率 67.87 %. (注：铁、锰回收率均对硫化矿浮选尾矿计算)

参考文献：

- [1] 石贵明, 陈海蛟, 吴彩斌. 某复杂低品位铅锌银矿可选性试验研究[J]. 中国矿业, 2014(4):109–114.
- [2] 张阳, 陈军, 余生根. 云南某铅锌矿选矿试验研究[J]. 矿产综合利用, 2014(5):30–33.
- [3] 朱宾, 陆智. 广西某铅锌矿优先浮选试验研究[J]. 中国矿业, 2013(3): 80–82.
- [4] 李文辉, 王奉水, 高伟, 等. 新疆某低品位铜铅锌矿优先浮选试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2011(1):14–18.
- [5] 黎小浪, 王吉坤, 周平, 等. 云南某铅锌矿优先浮选试验研究[J]. 云南冶金, 2008(5):15–19.
- [6] YUAN Z T, YU X L, LIU L P, et al. Flotation Separation of High Sulfur Lead-zinc Ore [C]// Advanced Materials Research, Dai S J, Stafa-Zurich:Trans Tech Publications Ltd, 2012, 454: 205–209.
- [7] 李文娟, 刘爽, 宋永胜, 等. 某铅锌银复杂多金属硫化矿的浮选工艺研究[J]. 稀有金属, 2015(2):159–168.
- [8] JIAN S, HU Y H. Study on the new technique for High-Sulfur lead-zinc ore of Laos [C]// Advanced Materials Research, Liu Z, Peng F, Liu X, Stafa-Zurich:Trans Tech Publications Ltd, 2012: 550–553, 2858–2861.
- [9] 赵红芬, 彭时忠, 王周和, 等. 伏牛山高硫铜锌矿选矿工艺研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2015(3):9–14.
- [10] LI M M, ZHANG Q D. Experimental Study on Flotation Process Conditions of Lead-zinc Ore [C]// Advanced Materials Research, Dai S J, Stafa-Zurich:Trans Tech Publications Ltd, 2012: 454, 183–188.
- [11] 马晶, 黄海露, 万宏民, 等. 陕西某铅锌矿选矿试验研究[J]. 湿法冶金, 2015, 34(2):100–104.
- [12] ZHANG Y, WANG X, GONG K, et al. Study on the recovery of sulfur from a lead-zinc tailings of Fujian[J]. Engineering and Manufacturing Technologies, 2014, 541/542: 334–337.
- [13] 唐顺昌, 朱雅卓, 胡波, 等. 高硫难选低品位铜铅锌矿铜铅硫分离浮选新工艺研究[J]. 湖南有色金属, 2015(2):20–24.
- [14] 罗琳, 魏江涛, 周向葛, 等. 低品位菱锰矿浸出锰的工艺条件研究[J]. 化学研究与应用, 2009(8):1104–1107.
- [15] 罗良飞, 陈雯, 罗明发. 王家滩菱铁矿焙烧选矿试验研究[J]. 金属矿山, 2007(1):48–51.
- [16] 赵鹤飞, 文书明, 丰奇成, 等. 铅锌浮选尾矿回收铁试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2014(2):56–59.