内蒙古某含碳低品位铅锌矿选矿试验研究

严群[1]，李涛[2]，陈志勇[2]，郭蔚[2]

（1. 江西理工大学建筑与测绘工程学院，江西　赣州 341000；
2. 江西理工大学资源与环境工程学院，江西　赣州 341000）

摘要：采用“优先浮碳 - 铅锌依次优先浮选”的工艺流程对内蒙古某含碳低品位铅锌矿进行了选矿试验研究。结果表明，以铁铬盐木质素为铅精选抑制剂、以硫酸铜和某盐为锌粗选活化剂可有效回收铅锌，最终铅精矿中铅品位为 44.77%、锌品位为 6.85%、铅回收率为 68.10%、锌回收率为 2.75%，锌精矿中锌品位为 49.21%、铅品位为 0.63%、锌回收率为 82.45%、铅回收率为 4.00%，并且铅和锌在碳质中的损失率较低。

关键词：含碳低品位铅锌矿；优先浮碳；铁铬盐木质素；硫酸铜

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2018.01.012

中图分类号：TD952 **文献标志码：**A　**文章编号：**1000-6532（2018）01-0055-06

铅锌是重要的有色金属，随着工业的发展，品质优良的铅锌矿基本开采殆尽，复杂难选的铅锌矿资源越来越得到重视[1]。含碳铅锌矿一直以来是铅锌选矿的难点，其主要问题在于铅锌矿中的碳质严重干扰选矿作业稳定，造成最终精矿指标不理想。低品位铅锌矿特别是当铅品位含量较低时，铅精矿的品位和回收率一般难以达到生产要求。本研究针对内蒙古某含碳低品位铅锌矿进行选矿试验研究，根据工艺矿物学结果，基于目前使用较多的优先浮碳和碳铅混浮[2]分别进行条件试验，确定最佳浮选工艺。

1　原矿性质

1.1　多元素分析

原矿中主要元素含量见表 1。由表 1 可知，矿样中的有价金属元素铅、锌含量较低，含碳质较高，属含碳低品位铅锌矿。

表 1 原矿多元素分析结果 /%

Table 1 Analysis results of the elements of the raw ore

Cu	Pb	Zn	Al_2O_3	Fe	SiO_2	MgO	CaO	C	S	Au*	Ag*
0.026	0.45	2.65	3.17	10.60	49.50	1.80	2.23	5.55	6.20	0.60	5.00

* 单位为 g/t。

1.2　物相分析及矿物组成

对矿样进行工艺矿物学研究，原矿铅锌矿物相分析见表 2，矿物组成及含量见表 3。由表 2 及表 3 可知，矿样中主要有用矿物为方铅矿、闪锌矿和铁闪锌矿，其次还含有少量的氧化铅、氧化锌矿物。此外，脉石矿物主要为白云石、方解石、云母等。

表 2 原矿铅锌矿物相分布

Table 2 Distribution rate of lead-zinc mineral phase of the raw ore

矿物	含铅矿物			含锌矿物		
物相 /%	氧化铅	硫化铅	其他	氧化锌	硫化锌	其他
分布率 /%	3.46	95.88	0.66	4.07	95.32	0.62

收稿日期：2016-12-13
基金项目：“十二五”国家科技支撑项目（2012BAC11B07）；江西省科技厅自然科学基金资助项目（20122BAB203027）
作者简介：严群（1973-），女，副教授，主要从事选矿工艺及矿产资源综合利用研究。

万方数据

表 3 原矿矿物组成 /%

Table 3 Mineral composition of the raw ore

方铅矿	铁闪锌矿	闪锌矿	磁黄铁矿	黄铁矿	白云石	云母	石英	方解石	石榴石	其他	总量
0.55	3.08	1.00	6.80	0.48	51.5	14.54	7.80	12.93	0.42	0.90	100.00

1.3 原矿中主要有用金属矿嵌布特征

原矿中主要有用金属矿为方铅矿、闪锌矿和铁闪锌矿。其中方铅矿含量较少，粒度分布以中 - 细粒级为主，多成分散状态交代于闪锌矿、铁闪锌矿、黄铁矿和磁黄铁矿中，或被包裹于方解石等碳酸盐矿物中；闪锌矿和铁闪锌矿主要与其它硫化矿复杂伴生，部分被白云石包裹，单体解离度较差。

2 选矿试验方案

处理含碳铅锌矿在实践中一般分为预先除碳和预先不除碳两种工艺 [3]。预先除碳是在铅锌浮选作业前利用非极性捕收剂先选别出一定量碳质，此法优点在于减少了碳对整个作业的干扰，提高工艺稳定性，缺点在于对微细粒级铅锌矿选别效果不佳，易造成铅锌金属在含碳矿物中的流失。预先不除碳即直接进行铅锌浮选，此法操作简便，对含碳量低的矿石具有较好的效果，缺点在于当矿石含碳较高时，作业的稳定性较差，此外耗药量加大，增加选矿成本 [4]。根据矿石性质和前期的探索试验，得到以下几点启示：(1) 由于原矿样含有较多的碳质，为降低碳质对铅锌浮选的影响，进行优先浮碳条件试验，确定适宜工艺；(2) 该选矿试验的主要目的是回收铅锌矿物，根据铅锌矿物可浮性差异，考虑优先浮选流程；(3) 碳质在铅精选过程中严重影响铅精矿品位，对铅精矿脱碳可有效提高最终铅精矿品位 [5]。因此，确定原则试验流程为优先浮碳、铅锌依次优先浮选。

2.1 优先浮碳条件试验

2.1.1 浮碳捕收剂种类试验

根据之前探索试验，确定优先浮碳工艺，试验流程见图 1。为考察捕收剂种类对后续工艺的影响，试验分别对比了松醇油、煤油、柴油在用量为 60 g/t 时对碳的浮选效果，试验结果见表 4。由表 4 可知，三种捕收剂对碳都有良好的捕收性能，同时也存在一定的差异：柴油对碳的捕收性最好但选择性较差，浮选过程中易造成铅锌在碳粗精矿中流失，即使在闭路中，这部分金属矿也难以有效回收；煤油对碳的捕收性相对较差，致使后续作业极不稳定。这是因为煤油具有一定消泡作用，造成泡沫发虚，使得含碳矿物难以上浮而在作业中不断累积；使用松醇油为碳浮选捕收剂既能有效去除一定碳杂质，同时也能较好的控制铅锌矿的流失，浮选作业中，泡沫稳定。因此，确定以松醇油作为浮碳捕收剂。

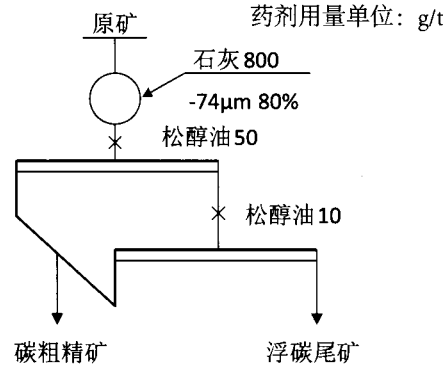

图 1 浮碳工艺流程

Fig. 1 Process flowsheet for carbon flotation

表 4 浮碳捕收剂种类试验结果

Table 4 Test results of carbon flotation collector

捕收剂类型	产品名称	产率 /%	品位/% Pb	品位/% Zn	品位/% C	回收率/% Pb	回收率/% Zn	回收率/% C
煤油	碳粗精矿	4.61	0.40	1.39	21.57	4.10	2.42	18.08
	浮碳尾矿	95.39	0.45	2.71	4.72	95.90	97.58	81.92
	原矿	100.00	0.45	2.65	5.50	100.00	100.00	100.00
松醇油	碳粗精矿	7.62	0.25	1.48	18.12	4.24	4.26	25.10
	浮碳尾矿	92.38	0.46	2.75	4.46	95.76	98.24	88.55
	原矿	100.00	0.45	2.65	5.50	100.00	100.00	100.00
柴油	碳粗精矿	8.70	0.28	1.50	16.9	6.18	5.92	26.73
	浮碳尾矿	91.30	0.49	2.76	4.41	93.82	94.08	73.27
	原矿	100.00	0.47	2.65	5.50	100.00	100.00	100.00

万方数据

2.1.2 浮碳捕收剂用量试验

松醇油可有效地浮选部分含碳矿物，拟定第二次粗选松醇油用量为 10 g/t，为确定第一次粗选松醇油合理用量，分别进行了松醇油用量试验，试验结果见图 2。由图 2 可知，第一次碳粗选中，松醇油用量从 30 g/t 增加到 60 g/t 时，碳粗精矿中铅品位逐渐增加，回收率也相应增加，这是由于微细粒的方铅矿自身可浮性较好，并且其易被碳质夹杂随碳上浮，造成铅在碳中流失；而铁闪锌矿由于自身可浮性较差且粒度较粗，随含碳矿物上浮较少。综合考虑以上因素，确定第一次粗选松醇油用量为 50 g/t。

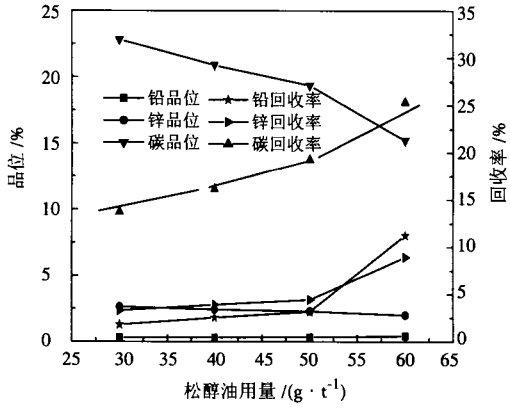

图 2 碳粗 I 松醇油用量试验结果

Fig. 2 Test results of the amount of pine oil tests of first carbon roughing

2.2 铅循环条件试验

原矿中铅含量较低，若不采用较为合理的工艺流程易造成铅的流失，致使铅回收率不高。为提高铅回路综合指标，本研究分别对抑制剂用量、捕收剂种类和用量进行了条件试验。

2.2.1 铅粗选抑制剂用量试验

根据之前探索试验，本研究采用硫酸锌 + 亚硫酸钠（2:1）为铅回路抑制剂。考察铅浮选抑制剂用量对选矿指标的影响，试验结果见图 3。由图 3 可知，随着硫酸锌 + 亚硫酸钠用量的增加，铅粗精矿中铅品位逐渐升高，铅回收率逐渐降低，锌品位和回收率都略有下降。这说明，该抑制剂对锌具有良好的抑制效果，当硫酸锌 + 亚硫酸钠用量为 900 g/t 时，抑制效果最好。继续增加抑制剂用量，方铅矿被强烈抑制，可能是多余的抑制剂吸附在方铅矿表面，造成捕收剂难以与其作用 。

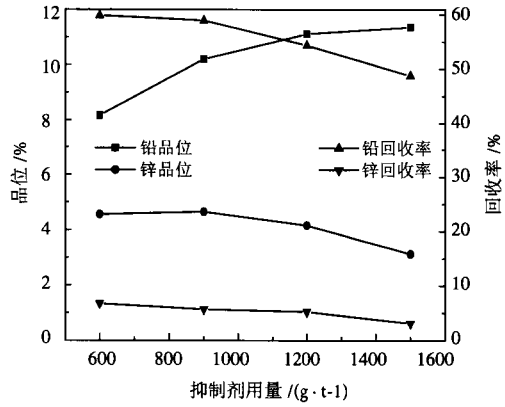

图 3 铅粗选抑制剂用量试验结果

Fig.3 Results of inhibitor dosage tests for lead roughing

因此，确定抑制剂用量为 900 g/t。

2.2.2 铅粗选捕收剂种类和用量试验

铅浮选捕收剂种类较多，根据矿石性质应采用适宜的捕收剂。本试验考察乙硫氮、丁基铵黑药、BK906 对铅捕收效果的影响，试验结果见表 5。由表 5 可知，丁基铵黑药具有很好的捕收性，但对铅矿物选择性差，利用丁基铵黑药作为铅捕收剂难以使得铅粗精矿中铅品位得到有效富集；BK906 捕收性能较差但对铅矿物具有良好的选择性，利用 BK906 作为铅捕收剂导致铅的回收率不足；乙硫氮对铅矿物既有较好的捕收性又能保证一定的回收率。此外，分别进行了以上三种药剂的两两组合试验，结果表明以乙硫氮和 BK906 为组合捕收剂浮选效果略好于单一捕收剂，考虑现场操作的便易性和药剂成本，本试验选用单一乙硫氮作为铅粗选捕收剂。

表 5 铅粗选捕收剂种类试验结果

Table 5 Results of collector type tests for lead roughing

捕收剂种类	产品名称	产率/%	品位/% Pb	品位/% Zn	回收率/% Pb	回收率/% Zn
乙硫氮	铅粗精矿	2.89	9.20	3.74	59.79	4.03
	浮铅尾矿	90.58	0.19	2.67	37.56	90.22
	原矿	100.00	0.46	2.68	100.00	100.00
丁基铵黑药	铅粗精矿	17.5	1.34	2.00	45.48	12.99
	浮铅尾矿	76.94	0.34	2.89	50.74	82.51
	原矿	100.00	0.52	2.69	100.00	100.00
BK906	铅粗精矿	1.98	11.50	2.12	47.44	1.60
	浮铅尾矿	90.49	0.25	2.67	47.70	92.14
	原矿	100.00	0.48	2.62	100.00	100.00

万方数据

乙硫氮对方铅矿具有良好的选择性和捕收性，研究表明，在碱性环境中能够较大发挥乙硫氮的作用[6]。在石灰用量为 1000 g/t 的条件下，考察乙硫氮用量对浮选指标的影响，试验结果见图 4。由图 4 可知，随乙硫氮用量的增加，铅粗精矿中铅的品位和回收率都呈下降趋势。这与理论上品位和回收率呈负相关性存在差异。可能原因在于，在该含碳铅锌矿中，当捕收剂用量较多时，方铅矿与其它硫化矿可浮性差异相对减小，矿浆中的其它硫化矿与方铅矿产生一定的竞争吸附，致使用于捕收铅矿物的捕收剂用量不足，使得铅的回收率呈略微下降趋势。此外试验发现，铅粗精矿的产率随乙硫氮用量增加而增加。由于原矿中铅品位较低，当乙硫氮用量为低水平时，粗精矿产率较低，易加大后续试验的误差。综合考虑各方面因素，本试验选用乙硫氮的用量为 60 g/t。

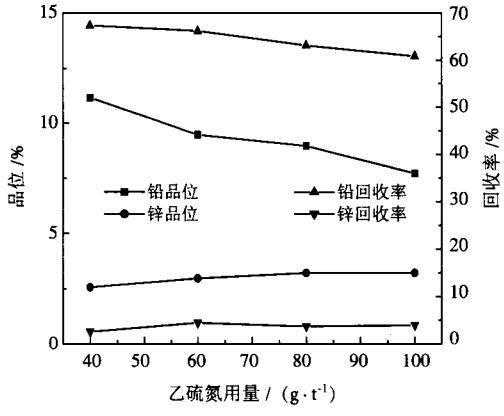

图 4 铅粗选乙硫氮用量试验结果

Fig. 4 Results of DDTC dosage tests for lead roughing

2.2.3 铅精选抑制剂种类和用量试验

经过粗选后，铅粗精矿的品位还远远不能满足合格产品的需要，故在粗选基础上必须进行精选作业。铅精选的主要目的是提高铅品位，降低铅精矿中锌和硫的含量。本研究分别进行了不同抑制剂种类试验，结果表明：(1) 单用石灰作为抑制剂可对黄铁矿、磁黄铁矿具有很好的抑制作用，但对闪锌矿抑制作用有限，致使最终铅精矿难以达到合格产品要求；(2) 硫酸锌和亚硫酸钠组合抑制剂对闪锌矿、铁闪锌矿抑制作用明显，然而对方铅矿也具有一定的抑制作用，致使最终精矿铅回收率不高；(3) 利用石灰、硫酸锌和亚硫酸钠作为组合抑制剂可有效抑制锌、硫矿物，但最终精矿产率很低，回收率不够理想。因此，通过抑制锌、硫矿物来提高铅精矿产品指标可行性不足。为合理提高铅精矿品位和回收率，可改变思路，重点研究对碳的抑制。试验结果表明，以铁铬盐木质素为碳矿物抑制剂，加入少量的硫酸锌、亚硫酸钠可有效提高铅精矿指标，试验流程见图 5。结果表明，经过三次精选，最终铅精矿中铅品位为 41.65%，锌品位为 4.785，铅回收率为 52.63%，锌回收率为 1.35%。

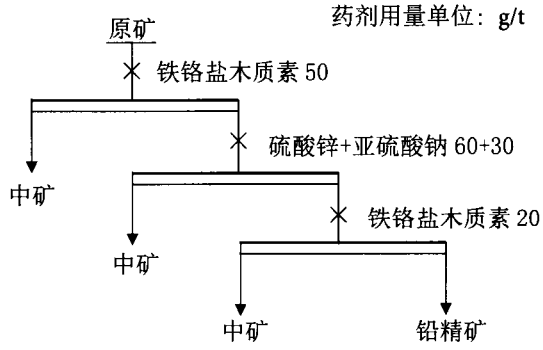

图 5 铅精选工艺流程

Fig. 5 Process flowsheet for lead concentration

2.3 锌循环条件试验

选铅尾矿中含有大量的锌、硫等矿物，需考虑对锌的回收。研究表明[7]，利用石灰作为黄铁矿、磁黄铁矿抑制剂，硫酸铜为闪锌矿活化剂、丁基黄药为捕收剂可有效浮选闪锌矿。由于本研究中锌矿物以铁闪锌矿为主且与含碳矿物复杂伴生，利用传统工艺难以实现锌硫的有效分离。在之前试验基础上，以丁基黄药为捕收剂，重点考察石灰抑制剂用量和活化剂的种类与用量。

2.3.1 锌粗选抑制剂用量试验

锌硫分选常用的抑制剂为石灰，石灰可很好抑制黄铁矿而对闪锌矿抑制作用较弱。由于铁闪锌矿自身可浮性相对较差，石灰的用量可严重影响其浮选效果。因此，对于铁闪锌矿浮选，必须严格控制石灰用量[8]。本研究以丁基黄药用量为 100 g/t、硫酸铜用量为 300 g/t，考察石灰用量对锌选别指标影响，试验结果见图 6。由图 6 可知，随着石灰用量的增加，锌品位逐渐提高，锌回收率在石灰用量为 1600 g/t 时最高，随后急剧下降。铅的品位和回收率随石灰变化不大。原因在于，石灰对黄铁矿和铁闪锌矿具有一定抑制作用，当石灰低用量时，黄铁矿未被充分抑制，在浮选过程中消耗捕收剂，造成用于浮选锌的捕收剂用量不足，使得锌品位和回收率不高；当石灰用量超过 1600 g/t 时，铁闪锌矿的抑制作用明显，致使锌回收率不高。有研究表明[9]，铁闪锌矿浮选较佳 pH 值为 10~11，当 pH 值超过 11 时铁闪锌矿将被强烈抑制。上述试验中，石灰用量 1600 g/t 时 pH 值接近 11。

万方数据

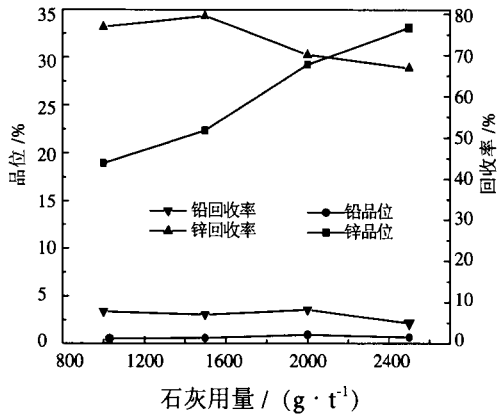

图 6 锌粗选石灰用量试验结果

Fig. 6 Results of lime dosage tests for zinc roughing

2.3.2 锌粗选活化剂种类和用量

锌粗选常用活化剂为硫酸铜，本试验单一采用硫酸铜浮选效果一般，且药剂消耗量较大。根据之前探索试验，选用硫酸铜和某盐（2:1）为组合活化剂，可有效提高锌浮选指标，降低药剂成本。本研究以石灰用量为 1600 g/t，丁基黄药用量为 100 g/t，考察活化剂用量对锌浮选指标的影响，试验结果见 7。由图 7 可知，随活化剂硫酸铜和某盐用量增加，锌粗精矿中，铅品位和回收率变化很小，锌品位逐渐降低，锌回收率先增加后减小，当活化剂用量为 360 g/t 时回收率达到最大。根本原因在于，随活化剂用量增加，锌矿物被活化的部分增多，回收率增加。继续增加活化剂用量，黄铁矿等脉石矿物被活化，抢夺了作用于锌矿物的捕收剂，造成锌回收率下降。

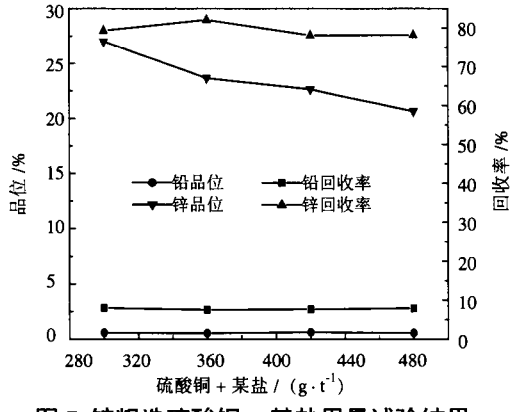

图 7 锌粗选硫酸铜 + 某盐用量试验结果

Fig.7 Results of copper sulfate + a salt tests for zinc roughing

2.4 磨矿细度验证试验

为确定磨矿细度对选别指标的影响，在前期优化的试验条件下，考察不同细度下的铅锌粗精矿选别指标，试验结果见图 8。由图 8 可知，铅品位和回收率随磨矿细度变化不大，在细度较细时效果略好；锌品位随磨矿细度增加而下降，回收率在磨矿细度为 -74 μm 80% 时最大，这与工艺矿物学结果相对应，即锌矿物与脉石矿物复杂伴生，需在细度较细时方能单体解离；继续增加磨矿细度，矿浆泥化严重，消耗浮选药剂，不利于选别指标的提高。

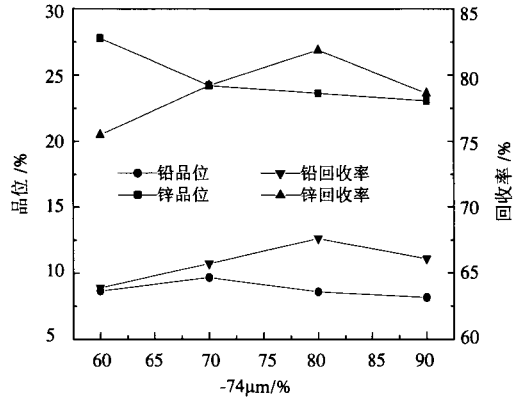

图 8 磨矿细度验证试验结果

Fig.8 Results of verification tests for grinding fineness

2.5 闭路试验

根据上述条件试验，确定最佳浮选条件，进行闭路试验，试验流程见图 9，结果见表 6。

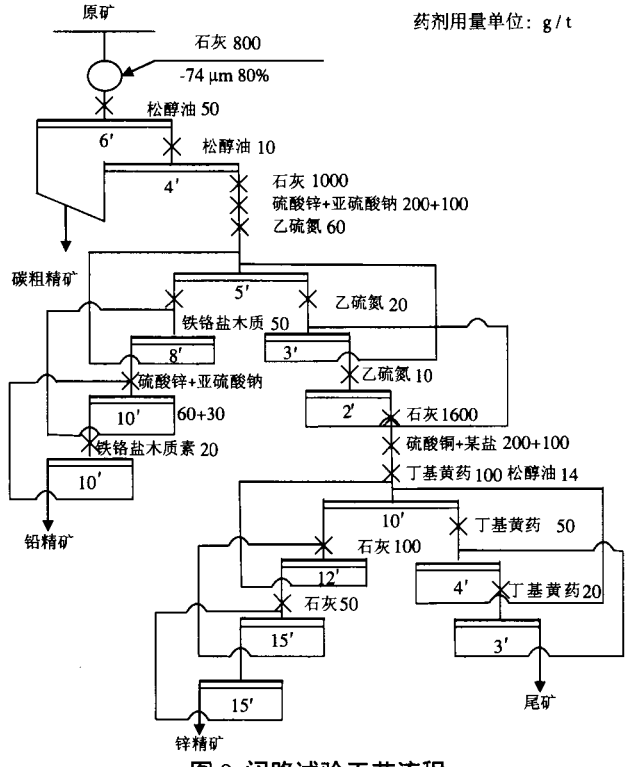

图 9 闭路试验工艺流程

Fig. 9 Process flowsheet for closed-circuit tests

万方数据

表 6 闭路试验结果

Table 6 Results of closed-circuit tests

产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
		Pb	Zn	C	Pb	Zn	C
碳粗精矿	5.74	0.35	2.14	20.86	4.07	6.58	19.56
铅精矿	0.75	44.77	6.85	7.84	68.10	2.75	0.96
锌精矿	3.13	0.63	49.21	3.47	4.00	82.45	1.77
尾矿	90.38	0.13	0.17	0.56	23.83	8.22	23.83
原矿	100.00	0.49	1.87	6.12	100.00	100.00	100.00

由表 6 可知，采用图 9 闭路流程可获得铅品位为 44.77%、铅回收率为 68.10% 的铅精矿和锌品位为 49.21%、锌回收率为 82.45% 的锌精矿，且铅锌在对方精矿中含量均不高，达到合格工业产品的要求。

3 结 论

（1）该矿石中有价金属矿物为方铅矿、铁闪锌矿、闪锌矿，矿石中含有大量的含碳矿物。其中，铅锌嵌布粒度较细，锌矿物与含碳矿物复杂伴生，该矿属于难选含碳低品位铅锌矿。

（2）采用优先浮碳、铅锌依次优先浮选的工艺可得到品位为 44.77%、回收率为 68.10% 的合格铅精矿和品位为 49.21%、回收率为 82.45% 的合格锌精矿。铅、锌在碳产品中损失不大，基本实现了铅、锌的有效回收。

（3）浮选铁闪锌矿必须严格控制石灰用量，pH 值不宜超过 11；采用硫酸铜和某盐为铁闪锌矿活化剂可有效提高浮选指标。

参考文献：

[1] 周显文，周波，苏秀娟，等．广西某低品位铅锌难选矿石浮选试验研究 [J]. 矿冶工程 ,2012(32): 318-320.

[2] 及亚娜，纪军，孙体昌，等．某含碳细粒铅锌矿浮选工艺研究 [J]. 有色金属（选矿部分）,2009(4): 15-18.

[3] 胡敏．含碳难选低品位铅锌硫化矿铅锌分离试验研究 [J]. 有色金属：选矿部分 ,2010(3): 17-21.

[4] 张晶，简胜，王少东，等．云南某含碳铅锌矿浮选回收铅锌试验研究 [J]. 矿冶工程 ,2014,34(4):55-58.

[5] 邱显扬，叶威，陈志强，等．某含碳铅锌矿铅锌分离试验研究 [J]. 矿冶工程 ,2012,32 (1): 39-41.

[6] 王淀佐．浮选理论的新进展 [M]. 北京：科学出版社 ,1992,129-131.

[7] 聂光华，李帅，邱盛华，等．某铁闪锌矿浮选试验研究 [J]. 矿冶工程 ,2012,32(8): 44-47.

[8] 方夕辉，丛颖，朱冬梅，等．青海某低品位难选铅锌矿石合理选矿流程的探索 [J]. 有色金属科学与工程 ,2013,4(2): 56-60.

[9] 罗仙平，严群，聂光华．含铁闪锌矿的锌矿石选矿试验研究 [J]. 四川有色金属 ,2002 (3): 37-44.

Mineral Processing of a Low-grade Carbonaceous Lead-zinc Ore from Inner Mongolia

Yan Qun[1],Li Tao[2],Chen Zhiyong[2],Guo Wei[2]

(1.School of Architecture and Surveying Engineering, Jiangxi University of Science and Technology, Ganzhou, Jiangxi, China; 2.School of Resources and Environmental Engineering, Jiangxi University of Science and Technology, Ganzhou, Jiangxi, China)

Abstract: Mineral processing of a low-grade carbonaceous lead-zinc ore from Inner Mongolia province was carried out by using "selective flotation of carbon-sequential selective flotation of lead and zinc". Results showed that, lead and zinc can be effectively recovered when ferrochrome lignin was used as the inhibitor for cleaning separation of lead, as well as copper sulfate and a salt were used as the activator for roughing separation of zinc. Lead grade, zinc grade, recovery rate of lead and recovery rate of zinc in the obtained lead concentrate were 44.77%, 6.85%, 68.10% and 2.75% respectively. Zinc grade, lead grade, recovery rate of zinc and recovery rate of lead in the obtained zinc concentrate were 49.21%, 0.63%, 82.45% and 4.00% respectively. Moreover, loss rate of lead and zinc in the carbon were relatively low.

Keywords: Low-grade carbonaceous lead-zinc ore; Selective flotation of carbon; Ferrochrome lignin; Copper sulfate

万方数据