

铅锌矿选矿技术中文资料 (30篇) 目录

- 1、铅锌尾矿再浮选的工艺问题 ... 1
- 2、含铅锌矿石的分选 ... 6
- 3、波兰的铅锌矿选矿 ... 11
- 4、PH值对铅锌矿浮选的影响 ... 120
- 5、含银铅锌矿石浮选剂制度的优化 ... 129
- 6、优先浮选铅锌氧化矿的新型合成捕收剂 ... 15
- 7、2*胺在锌浮选上的工业应用 ... 22
- 8、浅论提高湖南省地方有色铅锌选矿指标的途径 ... 25
- 9、兰布河阿古查铅锌矿(印度最大的复合矿床)——选矿流程的发展 ... 32
- 10、铅锌氧化的浮选 ... 132
- 11、用高锰酸钾浮选分离铅锌硫化矿 ... 39
- 12、乙基黄药吸附内锌矿杂质的作用及其浮选 ... 43
- 13、水口山难选铅锌矿工艺研究 ... 141
- 14、氧化锌矿的浮选研究 ... 51
- 15、氧化铅锌矿的浮选 ... 56
- 16、布伦瑞克矿冶有限公司锌浮选循环的改进 ... 160
- 17、银山铅锌选矿工艺流程技术改造的实践与探讨 ... 62
- 18、兰坪铅锌矿石的可选性研究 ... 69
- 19、会泽铅锌矿脉选矿工艺研究 ... 75
- 20、兰坪架崖山矿区氧化铅锌矿石的选矿 ... 80
- 21、水口山铅锌选矿流程的变革 ... 85
- 22、含自然硫的硫化化—氧铅锌矿石的选矿研究 ... 91
- 23、兰坪铅锌矿中方铅矿石可浮选性研究 ... 96
- 24、闪锌矿不用金属离子预先活化的浮选 ... 168
- 25、方铅矿石无捕收剂浮选行为的研究 ... 114
- 26、意大利的铅锌矿选矿 ... 99
- 27、氧化铅锌矿石浮选的若干问题 ... 105
- 28、西德有色金属选矿厂的技术改造 ... 153
- 29、选矿厂节能改造的可行途径 ... 126
- 30、联邦德国的破碎技术现状 ... 146

铅锌尾矿再浮选的工艺问题

东北工学院

柴河铅锌矿

郭永文 龚煥高 赵瑞琴 田世杰 潘乃良

· 提 要 · 柴河铅锌矿库存尾矿是一种品位很低、氧化率高的难处理物料。在查明尾矿性质之后，通过螺旋溜槽预先富集，选出品位较高的粗砂做为浮选的人选原料，以减少消耗。粗砂浮选前仍需细磨，而且要求合理的选别顺序、铅锌混合精矿的再磨以及合适的药剂制度与之相配合，使尾矿资源综合回收的试验研究工作获得了满意的结果。

· 关键词 · 尾矿、尾矿的预先富集、再磨。

柴河选矿厂投产以来，已堆存 363 万吨尾矿，如何能以较低的费用、简便的工艺、较高的经济效益、最大限度地回收其中铅、锌、硫和银等有用成分，已成为柴河尾矿综合回收的关键问题。

一、库存尾矿概况及预先富集结果

(一) 库存尾矿概况 库存尾矿中目前有回收价值的尾矿量为85万吨，其品位及金属分布见表 1。

(二) 尾砂预先富集 尾矿直接用浮选

法处理，技术经济上均不可行；尾矿重选预先富集再浮选的方案可行。

本试验研究的试样是1—3线的尾矿，预先富集是用螺旋溜槽丢弃品位很低的泥质最终尾矿，并产出粗细两种尾矿精矿。粗尾矿精矿占52.5%，细尾矿精矿占47.5%。预先富集的结果见表 2。主要有价成分比较多地富集于粗尾矿精矿中，其粒级筛析结果见表 3。粗尾矿精矿是本试验研究的对象，细尾矿精矿经浮选试验未能取得合格产品，且回收率很低，目前尚无处理价值。

尾矿库中品位及其金属分布率 表 1

尾矿库由西向东分段	铅		锌	
	品位 (%)	含量 (吨)	品位 (%)	含量 (吨)
基础坝-1线	0.370	788	2.799	5963
1-2线	0.320	1136	2.260	8022
2-3线	0.230	650	1.923	5407
合 计	0.303	2574	2.182	19392

尾矿重选预先富集结果 (%) 表 2

产品名称	产率	品 位			回 收 率		
		铅	锌	银 (克/吨)	铅	锌	银
粗尾砂精矿	17.84	1.149	7.441	70.0	51.81	62.63	53.06
细尾砂精矿	16.83	0.418	1.600	21.0	18.81	12.91	15.02
尾 矿	65.33	0.151	0.800	11.5	26.38	24.66	31.92
原 矿	100.0	0.374	2.120	23.5	100.0	100.0	100.0

注：参加试验工作的还有胡俊宝同志

粗尾矿精矿筛析结果(%)

表 3

粒 级 (毫米)	产 率	品 位		金属分布率	
		铅	锌	铅	锌
+0.3	6.78	0.209	0.640	1.40	0.76
-0.3+0.15	18.10	0.683	3.940	12.23	12.43
-0.15+0.10	14.75	0.906	5.680	13.22	14.61
-0.10+0.075	28.55	1.507	7.004	42.57	34.87
-0.075+0.056	11.25	1.988	12.300	22.13	24.13
-0.056+0.037	15.16	0.438	4.263	6.57	11.27
-0.037+0.026	3.77	0.359	2.339	1.34	1.54
-0.026+0.019	1.07	0.280	1.390	0.30	0.26
-0.019+0.013	0.36	0.394	1.163	0.14	0.07
-0.013	0.21	0.526	1.937	0.10	0.06
合 计	100.0	1.0108	5.735	100.0	100.0

(三) 粗砂试样的物质组成 尾矿中的铅矿物主要有白铅矿、铅矾、方铅矿、钒铅矿等；锌矿物主要是菱锌矿、闪锌矿、硅锌矿、异极矿、水锌矿等；铁矿物主要是黄铁矿、褐铁矿和针铁矿等；脉石矿物主要是白云石、方解石及石英等。物相分析结果见表 4。

粗砂物相分析结果(%)

表 4

铅物相	铅矾中的铅	白铅矿中的铅	方铅矿中的铅	铅铁矾中的铅	全 铅	
含 量	0.211	0.582	0.201	0.197	1.191	
分布率	17.72	48.87	16.88	16.53	100.0	
锌物相	锌矾中的锌	菱锌矿中的锌	硅酸锌中的锌	闪锌矿中的锌	锌铁尖晶石中的锌	全 锌
含 量	0.043	2.646	2.632	1.825	0.076	7.222
分布率	0.60	36.64	36.44	25.27	1.95	100.0

从表 4 可见，铅、锌氧化率分别为 83.12%、74.73%。

二、粗砂浮选的工艺问题

(一) 浮选前磨矿的必要性 从表 3 可见，60—70%的铅锌存在于 +200 目粒级中，而且大部分呈连生体存在，有磨矿的必要，并且将3.0公斤/吨的硫化钠和 20克/吨的丁基铵黑药加在球磨机中，强化药剂作用效果。在不同的磨矿细度下，将矿浆搅拌10分钟，加入120克/吨丁基黄药，浮选铅矿物，其结果见表 5。

根据上述试验结果，确定在铅粗选时其

磨矿细度为-200目占85%。

(二) 粗砂磨矿后各矿物的单体解离度 为了查明有价值金属成分在矿石中的分布状态，除了上述对磨矿之后-200目达85%时，考察了不同级别的金属分布之外，还就矿石在该磨矿细度下的嵌布特性、单体解离度情况进行了测定，其结果表明：各类矿物中含有量最高的是白云石，可达 60—70%；菱锌矿、闪锌矿、硅锌矿、白铅矿、方铅矿等五种有用矿物总计可达16%。

铅锌矿物的主要连生体是锌矿物和白云石、铅矿物与黄铁矿，而且铅矿物的嵌布粒度细，相当一部分存在于-10微米粒级中，

镜下检查结果见表6。矿物的单体解离度，随粒级变细而增加，但在+40微米的粒级中，锌矿物的单体解离度为85—86%；而铅矿物的单体解离度则为50—52%，两者之差大于30%，就粗砂的单体解离度而言，锌矿

物为85.5—86.7，铅矿物则为64.5—66.6%，两者在同一磨矿细度下单体解离度相差如此之大，势必给选别带来困难，这乃是铅精矿品位不高的原因之一。

粗砂磨矿细度的浮选试验结果 (%) 表 5

磨矿细度 -200目 (%)	名 称	产 率	品 位				回 收 率			
			铅	氧化铅	锌	铁	铅	氧化铅	锌	铁
69	铅粗精矿	9.37	5.220	3.454	3.040	23.00	41.11	43.70	3.73	48.46
	铅尾矿	90.63	0.773	0.460	8.100	2.529	58.89	55.30	96.27	51.54
	原 矿	100.0	1.19	0.705	7.626	4.447	100.0	100.0	100.00	100.0
80	铅粗精矿	14.18	6.540	4.030	6.880	18.220	77.05	80.82	12.89	59.61
	铅尾矿	85.82	0.322	0.158	7.680	2.051	22.95	19.18	89.11	40.39
	原 矿	100.00	1.204	0.707	7.557	4.358	100.0	100.0	100.00	100.0
85	铅粗精矿	13.23	6.960	4.260	6.980	19.770	79.90	76.73	12.17	58.72
	铅尾矿	86.77	0.267	0.197	7.680	2.119	20.10	23.23	87.83	41.28
	原 矿	100.0	1.153	0.735	7.587	4.454	100.0	100.0	100.00	100.0
90	铅粗精矿	12.53	7.320	4.490	6.380	20.080	77.30	80.28	10.49	56.77
	铅尾矿	87.47	0.308	0.158	7.800	2.187	22.70	19.72	89.51	43.23
	原 矿	100.0	1.187	0.701	7.622	4.425	100.0	100.0	100.0	100.0

粗砂的矿物单体解离度 (%) 表 6

粒 级 (微米)	产 率	矿 物 单 体 解 离 度				
		闪锌矿	菱锌矿	硅锌矿	方铅矿	白铅矿
+74	15.1	46.0	54.0	51.0	18.2	9.2
-7 +62	7.7	76.2	72.9	71.1	33.0	26.
-62 +40	24.6	85.0	86.0	83.0	50.0	52.1
-40 +30	15.7	91.0	93.0	90.1	70.9	73.0
-30 +20	11.1	94.1	95.9	93.0	86.9	85.3
-20 +10	11.2	95.0	95.0	96.0	95.2	92.9
-10	14.5	97.1	97.1	98.0	97.1	96.1
粗 砂	100.0	85.5	86.7	85.0	64.5	66.6

(三)黄铁矿分布对铅精矿质量的影响
在采用螺旋溜槽预先富集时，粗砂的铅锌品位分别从0.374%和2.120%提高到1.149%和7.441%。与此同时黄铁矿也相应得到富集，铁品位从1.5%提高到4.554%。为了尽早排除黄铁矿对浮选的干扰，先选出铅硫混合精矿。然而混合精矿经过多次精选，仍然得不到品位在40%以上的合格产品。其原因是在+30微米粒级中，铅矿物的单体解离度只有

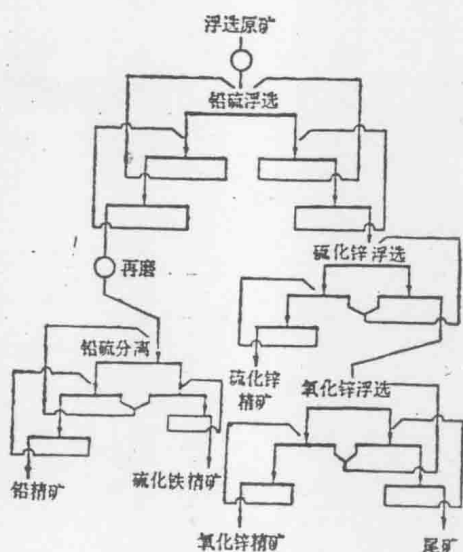
70.9—73.3%，而+30微米各粒级中，铅累积分布率却占63.0%，而且铅矿物与黄铁矿共生密切，结构复杂。为此欲想获得合格铅精矿，必须对铅硫混合精矿进行再磨。并将硫化钠、氰化物、石灰加在再磨机中以强化药剂作用。使再磨细度由-320目49%提高到93%，再进行分离时则获得了合格的铅精矿。

(四)选别顺序 预选试验时曾探讨了

多种方案，如先选硫化矿物后选氧化矿物；先选铅矿物后选锌矿物；硫化铅矿物、氧化铅矿物一起混选，再依次选出硫化锌矿物、氧化锌矿物。在上述方案中，选择了铅（包括硫化铅和氧化铅）硫混选，精选后再磨分离为铅、硫两种精矿的方案。

在锌浮选中，由于锌矿物中有25%的易浮硫化锌矿物和75%的难浮氧化锌矿物。为避免硫化钠活化氧化锌矿物时对硫化锌矿物的抑制作用，选择了硫化锌矿物、氧化锌矿物依次优先浮选的方案。

（五）推荐流程和药剂制度 经过系统的条件试验，最后确定了如下图所示的浮选流程和表7所示的药剂制度。



闭路试验流程

（六）闭路试验结果 闭路流程试验结果见表8，取得了铅锌精矿品位分别为40.57%、42.67%，回收率分别为48.36%、83.09%的较好指标。

通过上述考察和试验可以认为：

柴河铅锌矿的库存尾矿采用重选预先富集，提高入选品位，对改善浮选工艺降低生产成本颇有效果。

粗砂中的有用矿物与脉石矿物呈连生体，因此浮选前再次细磨很有必要。

浮选药剂制度(克/吨) 表7

加药地点	药剂名称	用量
磨 机	硫化钠	3000
	丁基铵黑药	20
铅硫混选(包括扫选)	丁基黄药	200
铅硫分离 (包括分离扫选)	硫化钠	400
	氰化物	25
	石 灰	325
硫化锌浮选 (包括扫选)	石灰	1000
	硫脲铜	1000
	丁基黄药	170
氧化锌浮选 (包括扫选)	六聚偏磷酸钠	100
	水玻璃	1000
	硫化钠	4500
	混合胺	450

粗砂的预先富集，也使黄铁矿含量增高，在浮选过程中尽早排除黄铁矿的干扰是很必要的。

在磨矿细度为-200目85%时，铅锌两种矿物单体解离度的差值大于20%，且铅矿物在黄铁矿中嵌布很细，为保证铅精矿品位，铅硫混合精矿需经再磨后进行分离浮选。

物相分析结果表明，有25%的硫化锌和75%的氧化锌，两者可浮性不同，为避免用硫化钠活化氧化锌时，对硫化锌产生抑制作用，采用硫化锌、氧化锌依次优先浮选。

根据可行性评估，预选后需要浮选处理的矿量约18万，可产铅精矿约1890吨（40%铅）、硫化锌精矿约5840吨（45%锌）、氧化锌精矿约18991吨（35%锌）、硫化铁精矿约10542吨（35%硫），此外在铅锌精矿中富集白银约3797公斤。

按现有产品销售价估计（不包括硫化铁精矿），总产值在扣除基建投资和生产成本后，尚可盈利。

根据上述柴河铅锌矿尾矿资源综合回收试验结果表明：采用重浮联合流程回收1—3线粗砂中的铅、锌、硫、银，在技术上可

、经济上有效益，对于延长柴河铅锌矿服务年限，增加矿山收入都有一定意义。

闭路流程试验结果

表 8

品名称	产 率 (%)	品 位(%)							
		铅	硫化铅	氧化铅	锌	硫化锌	氧化锌	铁	银(克/吨)
精 矿	1.37	40.570	13.880	26.690	6.770	2.660	4.110	14.960	1774
化铁精矿	6.51	3.906	1.045	2.861	8.220	4.603	3.620	37.830	150
化锌精矿	3.19	0.580	0.439	0.141	48.800	43.36	5.440	2.358	114
化锌精矿	11.30	1.320	0.888	0.432	40.940	3.140	37.800	5.434	190
精 矿	14.49	1.157	0.789	0.368	42.670	11.990	30.680	4.756	173.3
矿	77.63	0.221	0.036	0.185	0.812	0.148	0.664	1.541	14.0
矿	100.0	1.149	0.400	0.749	7.441	2.189	5.252	4.555	70.0
		回 收 率 (%)							
铅 精 矿		48.36	47.50	48.83	1.25	1.66	1.07	4.50	34.72
硫化铁精矿		22.12	16.98	24.88	7.19	13.69	4.49	54.07	13.95
硫化锌精矿		1.61	3.50	0.60	20.92	63.19	3.30	1.65	5.20
氧化锌精矿		12.98	25.05	6.52	62.17	16.21	81.32	13.48	30.67
锌 精 矿		14.59	28.55	7.12	83.09	79.40	84.62	15.13	35.87
尾 矿		14.93	6.97	19.17	8.47	5.25	9.82	26.30	15.46

含铅锑矿石的分选

刘如意

(广东工学院)

【提 要】 本文主要就我国的含铅锑矿的分选问题,论述了辉锑矿与硫锑铅矿的分选原理及工艺,并列出了有关的试验结果。

【关键词】 含铅锑矿 浮选分离 氯盐选择性浸出 选冶联合工艺

一、前 言

含铅锑矿中辉锑矿与含铅矿物的分离,是至今国内外尚未有效解决的难题。

锑矿石中的含铅矿物,主要指方铅矿、硫锑铅矿、脆硫锑铅矿等。由于这类矿物的物理化学性质及矿物工艺学特性与辉锑矿的相近,加上有时它们又呈复杂的相互连生状,因而在硫化锑矿浮选时常被选入精矿,不仅使冶炼过程复杂、成本增加,还会影响锑产品的质量与污染环境。因此,研究辉锑矿与含铅矿物的分离,具有十分重要的意义。

下面以两种不同含铅锑矿为对象,对辉锑矿与含铅矿物的分选原理及工艺进行探讨。

二、矿石性质

矿样A为某矿采出的供冶炼用的富铅锑矿块。矿石中主要金属矿物为辉锑矿,其次为黄铁矿、硫锑铅矿、闪锌矿;脉石矿物主要为方解石,另有少量石英、风化长石等。

辉锑矿主要为自形、半自形柱粒和他形粒状结构,嵌布粒度较粗,一般为0.5~0.06毫米。硫锑铅矿与辉锑矿、脉石的结合关系呈脉状流纹状,多数嵌布不复杂。硫锑铅矿的嵌布粒度一般在0.15毫米以下时就呈

单体出现。

矿样A主要化学成分(%): Sb 51.64, Pb 0.62, As 0.08, S 17.45。

矿样B中金属矿物主要为辉锑矿,含少量黄铁矿、块硫锑铅矿、闪锌矿等。脉石矿物主要有条纹长石、正长石、石英及少量伊利石。

辉锑矿主要呈细脉状、网脉状、粒状,充填交代于石英、正长石裂隙中,交代现象较明显。辉锑矿与硫锑铅矿共生关系密切。经电子探针测定,矿石中的Pb除少量呈类质同象存于在辉锑矿中外(辉锑矿平均含Pb0.25%),大部分以硫锑铅矿形式存在,其中一部分呈显微包裹体的形式包裹于辉锑矿中,一部分包裹辉锑矿,一部分呈独立形式出现。无论是哪种形式存在的硫锑铅矿,其粒度大小都在2—8微米之间。

矿样B主要化学成分(%): Sb 5.02, Pb 0.32, As 0.02, Fe 0.52, Cu 0.05, S 2.11。

三、辉锑矿与硫锑铅矿的浮选分离

辉锑矿与硫锑铅矿的可浮性极其相似,但在一定条件下,它们的浮选速率及可浮性又存在着较大的差异。图1示出了在捕收剂

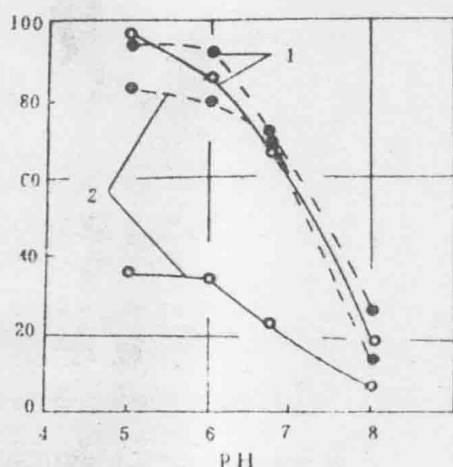


图1 辉锑矿和硫锑铅矿浮选回收率与pH的关系

1—乙硫氮用量400克/吨；2—乙硫氮用量70克/吨

用量不同时辉锑矿与硫锑铅矿浮选回收率与pH的关系。当捕收剂用量大时，辉锑矿与硫锑铅矿的可浮性非常接近；当捕收剂用量小时，在弱酸性介质中，硫锑铅矿的浮选速率比辉锑矿快，因而两者的浮选回收率差异明显增大。

可见，在弱酸性介质中，控制捕收剂用量，有可能使辉锑矿与硫锑铅矿初步分离。在这里，最重要的是捕收剂的选择。

表1列出了用三种捕收剂优先选铅的对比试验结果。

不同捕收剂浮选的铅锑精矿(%) 表1

捕收剂 (100克/吨)	产率	品位		回收率	
		Sb	Pb	Sb	Pb
乙硫氮	25.84	62.10	2.09	31.28	86.83
丁黄药	17.08	56.31	2.53	18.73	65.17
丁基胺黑药	15.96	55.52	1.29	17.31	33.21

乙硫氮是一种优良的选择性捕收剂。在优先选铅时，乙硫氮的用量以使选锑时锑精矿含铅达到允许范围为前提。锑精矿含铅低于0.2%时，乙硫氮的用量以85克/吨为宜。

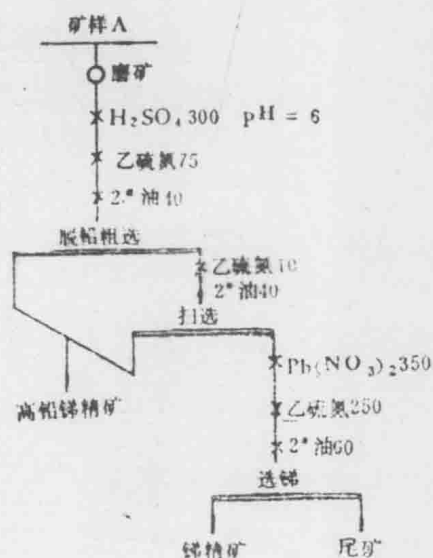


图2 矿样A选别工艺流程及条件(克/吨)

按照图2流程及条件对矿样A进行了流程试验，结果列于表2。

矿样A流程试验结果(%) 表2

产品名称	产率	品位		回收率	
		Sb	Pb	Sb	Pb
高铅锑精矿	26.20	62.07	1.99	31.45	82.90
锑精矿	56.42	62.08	0.16	67.72	14.34
尾矿	17.38	2.48	0.10	0.83	2.76
原矿	100.00	51.72	0.63	100.00	100.00

由于矿样B辉锑矿与硫锑铅矿呈极复杂关系的相互连生，只能用浮选方法选出富铅锑精矿，然后用氯盐选择性浸出脱铅。

表3列出了矿样B的一粗、一扫、三精浮选闭路流程试验结果。

四、富铅锑精矿的湿法氯化处理

1. 原理

三氯化铁浸出的基本依据是利用三氯化铁的氧化性，在酸性介质中将金属硫化物氧

矿样B闭路流程试验结果(%) 表3

产品名称	产率	品位		回收率	
		Sb	Pb	Sb	Pb
富铅锑精矿	7.4	62.49	3.30	91.92	72.51
尾矿	92.6	0.45	0.10	8.08	27.49
原矿	100.00	5.03	0.34	100.00	100.00

注：磨矿细度95%—200目；pH=5.5； $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ 120克/吨；乙硫氮220克/吨；2*油60克/吨。

化，使硫离子氧化为单质硫，并使金属以氯化物形式转入溶液。

不同硫化矿物在氯盐介质中的浸出性能有很大的差异，如利用这种差异实现不同成分的有效分离，只有在浸出体系中让不同成分在充分竞争的情况下才能较容易地达到目的。在这里，最重要的是选择怎样的浸出体

系。选择性浸出实质上是在低浓度或浸出剂相对不足条件下的浸出过程，因而它可以根据矿物的溶解性能使某些金属硫化物选择性地浸出。对富铅锑精矿作的试验结果已证实，硫锑铅矿 $\text{Pb}_3[\text{Sb}_4\text{S}_{11}]$ 与方铅矿一样，其晶格中的铅易被浸出，而锑与辉锑矿中的锑一样较难浸出，从而为锑-铅分离奠定了基础。低浓度三氯化铁选择性浸出工艺已成功地应用于钨矿副产多金属硫化矿的综合利用，使硫化矿中的锑、铅、银得到了回收^{[1][2]}。

2. 浸出工艺参数对铅-锑浸出率的影响

用矿样B的富铅锑精矿（锑品位62.49%， Pb 3.30%）进行浸出试验。图3—5示出浸出工艺参数对浸出率的影响。图线中的浸出率均系根据浸出渣分析数据计算的。

结果表明，铅-锑分离的最佳浸出条件是： FeCl_3 浓度 Fe^{3+} 14—21克/升， HCl 1.8N，

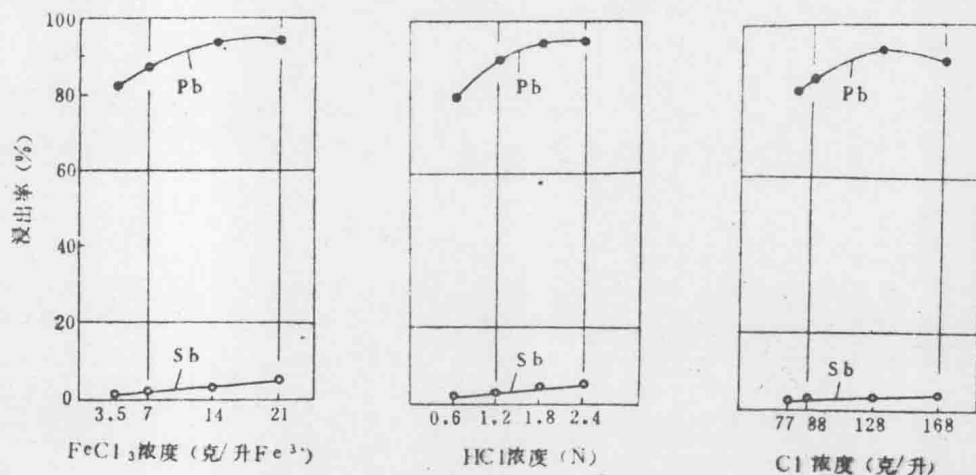


图3 药剂浓度对浸出率的影响

固定浸出条件：酸度1.5；温度 $95 \pm 2^\circ\text{C}$ 液固比3:1；浸出时间75分； Cl^- 浓度128克/升

Cl^- 浓度128克/升，温度 95°C 。浸出时间1—1.5小时，浸出液固比3:1。在上述条件下，铅的浸出率高达94.64%，锑的浸出率仅2.19%。

3. 浸出液中铅、锑的回收

三氯化铁浸出法的另一优点是可以利用

金属氯化物的特性较容易地把金属从溶液中分离出来。在用 FeCl_3 浸出锑铅精矿时，借助 PbCl_2 的溶解度对温度的敏感性可使铅直接从溶液中结晶析出。溶液温度愈低，铅的结晶愈完全，铅的回收率也愈高。试验结果是：铅的结晶率为78.62%，铅品位74.12%。

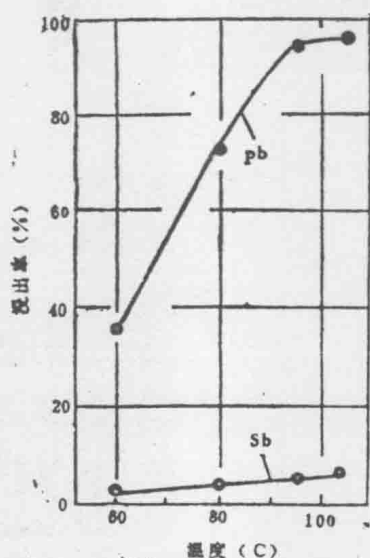


图4 温度对浸出率的影响

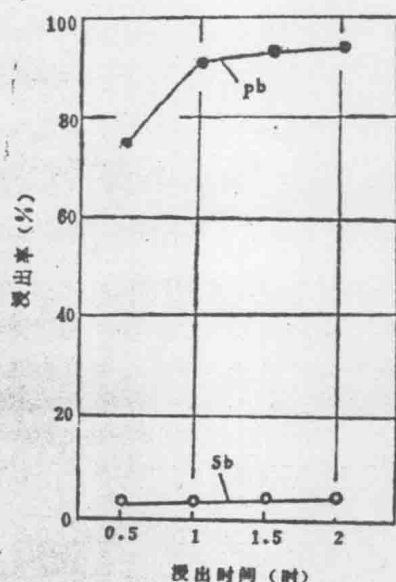


图5 浸出时间对浸出率的影响

浸出液中溶解有少量的锑，在滤液废弃之前，经过水解可使 SbCl_3 以氯氧锑形式结晶析出，这样不仅回收了锑，而且也消除了废液对环境的污染。

4. 三氯化铁再生

为了充分利用结晶过滤后的滤液，将其中的2/3通入氯气，使 FeCl_2 再生为 FeCl_3 ，然后返回作浸出液使用。试验结果表明，将所得再生液直接配制浸出液对浸出率没有影

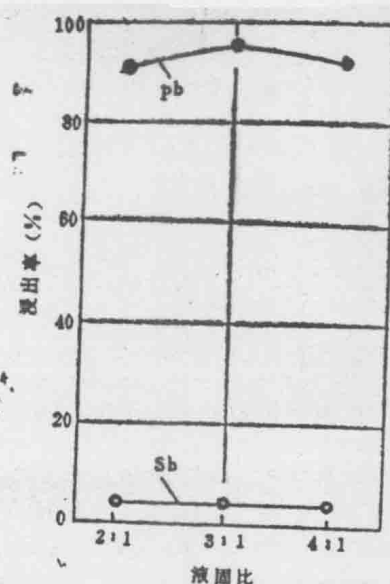


图6 液固比对浸出率的影响

响。滤液未能全部返回使用，其原因是考虑离子积累后对浸出过程产生不良影响。

综上所述，本研究对两种富铅锑矿所作的全流程试验结果列于表4。

富铅锑矿分选全流程试验结果(%) 表4

矿样	产品名称	产率	品位		回收率	
			Sb	Pb	Sb	Pb
A	锑精矿Ⅰ	56.2	62.08	0.16	67.12	14.28
	锑精矿Ⅱ	23.84	65.20	0.15	30.06	5.67
	锑精矿Ⅲ	0.76	75.85	0.77	1.11	0.93
	铅精矿	0.66	0.19	69.74	0.002	73.06
	尾矿	17.38	—	0.10	0.83	2.76
	废液损失	0.94	—	—	0.28	3.30
	原矿	100.00	51.73	0.63	100.00	100.00
B	锑精矿Ⅰ	7.05	64.68	0.12	90.65	2.49
	铅精矿(PbCl_2)	0.25	0.25	74.12	0.01	54.50
	尾矿	92.60	0.45	0.10	8.08	27.49
	废液	0.10	—	—	1.26	15.52
	原矿	100.00	5.03	0.34	100.00	100.00

*B矿样浸出废液中Sb的回收来计算在内

五、结 语

1. 含铅锑矿石中辉锑矿与硫锑铅矿，在弱酸性介质中，控度乙硫氮用量，可以得到初步分离，选出部分含铅低于0.2%的合格锑精矿。

2. 在低浓度三氯化铁浸出体系中，硫锑铅矿晶格中的铅易被浸出，锑较难浸出，利用这种差异，可以使含铅锑精矿中的锑-铅得到有效分离。

3. 三氯化铁选择性浸出法不仅选择性高，而且金属从溶液中分离出来容易。铅的回收，就是借助 $PbCl_2$ 的溶解度对温度的敏感性，使铅直接从溶液中结晶析出。

4. 采用浮选-氯盐选择性浸出联合工艺为含铅锑矿的开发利用提供了有效途径，可达到综合利用的目的。

参 考 文 献

- [1] 刘如意，曾 达等，矿冶工程，1985，No.4，51—56。
- [2] 曾 达，刘如意等，铀冶金，1986，No.1，15—20。

波兰的铅锌矿选矿

陈正学

一、概况

据报道,波兰锌矿储量居世界第十二位,铅矿是第廿位。

波兰铅锌矿床分布于比托姆(Bytom)、奥尔库什(Olkus2)、赫扎努夫(Chrzanow)和札维尔钦斯克(Zawirciansk)四个地区。其中贝托姆地区铅锌矿的开采已有100年历史,现已基本采完。60年代建成的选厂位于奥尔库什和赫沙诺夫地区,札维尔钦斯克地区勘探出铅锌矿床,但尚未开发。

铅锌矿石的产状分为硫化矿及氧化矿石两大类,目前开采利用的是硫化矿,氧化矿未开发。

硫化铅锌矿为含Pb、Zn、Fe的硫化物。锌的硫化物为含Cd的闪锌矿。铅的硫化物为含Ag的方铅矿。铁的硫化物为白铁矿及黄铁矿。硫化矿中一般含菱锌矿、异极矿约10%,含白铅矿15%。部分方铅矿单颗粒达数十毫米。

氧化铅锌矿中主要矿物为菱锌矿、异极矿、水锌矿、钒铅矿、白铅矿等。

两类矿石的脉石矿物为白云石、石灰石、方解石、重晶石以及非晶态石英及泥质物。

最早开采的铅锌硫化矿含Zn15%,含Pb2%以上。如今,则分别降为Zn3.2~4.4%,Pb0.7~1.5%,同时铁含量有上升趋势。

五十年代,比托姆地区有三家选矿厂,其中奥热乌一比阿维和马生尔达已关闭,马尔赫来斯基目前处理老浮选尾矿。

除马尔赫来夫斯基外,目前生产的铅锌选矿厂有车标诺卡(1965年建成)、保来斯互夫(1973)、奥尔库什一波莫沙内(1978)。它们的选矿工艺流程为重选预选—浮选联合流程。重选预选作业的目的,一为排除部分粗粒脉石,二为获得部分粗粒方铅矿精矿。最初重选采用跳汰机和摇床,60年代发展为采用粗粒重介质,细粒跳汰、摇床选别。适应矿石性质不同,各选厂的破碎磨矿流程各有特点。

二、碎磨流程

波兰铅锌选厂的碎磨流程一般具有如下特点:①在破碎与磨矿间插入重选预选作业,用以排除部分尾矿,获得部分粗粒方铅矿精矿;②破碎段数不等,但都采用颚式破碎机与圆锥破碎机;③磨矿流程有单一球磨和棒—球磨矿两种类型;④螺旋分级机与水力旋流器联合分级。

图1、2、3分别为奥尔库什一波莫沙内、保来斯互夫与车宾诺卡三个选矿厂的碎磨流程。

奥尔库什一波莫沙内选厂(图1)的生产实践和现厂工业试验表明:棒—球磨矿流程比单一球磨磨矿流程的处理量增加10%,采用螺旋分级机与水力旋流器联合分级可以

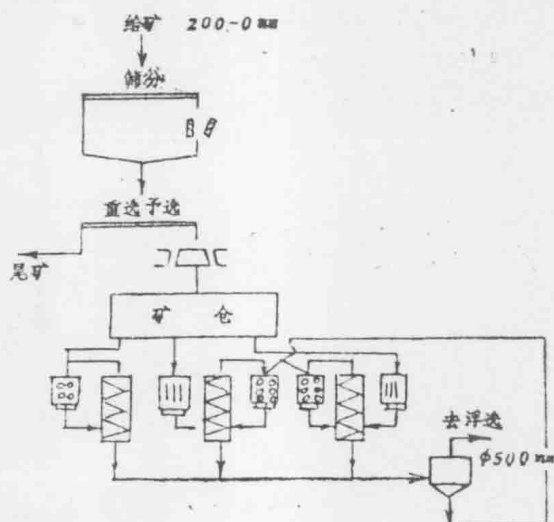


图1 奥尔库什—波莫沙内选矿厂破磨流程

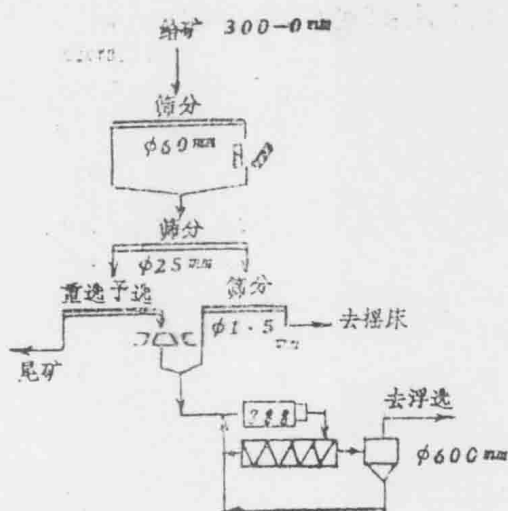


图3 车宾诺卡选矿厂破磨流程

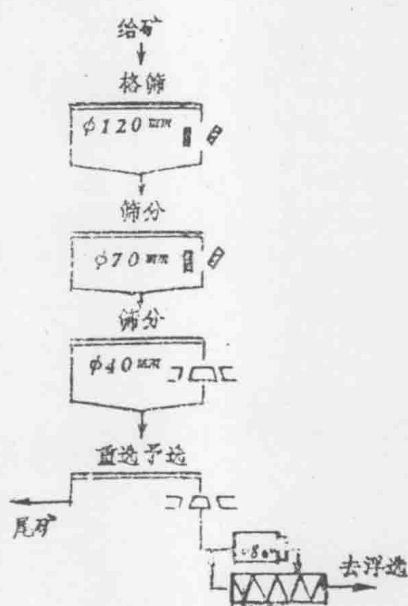


图2 保来斯互夫选矿厂破磨流程

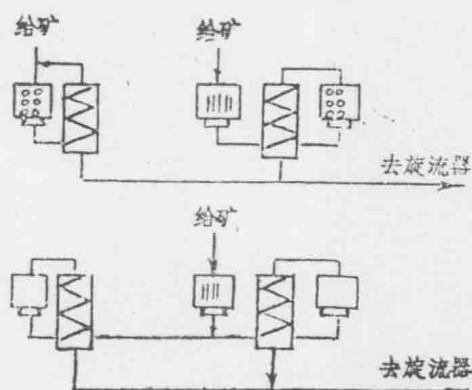


图4 奥尔库什改进的破磨流程

提高分级效率25%。但需要指出的是，试验查明，图1左侧的单一球磨磨矿系统因循环负荷不均而影响磨矿效率。如果按图4所示流程改进，则将平均提高处理量10%。

该厂还准备增加第三段破碎，采用4453型圆锥碎矿机。

保来斯互夫选矿厂(图2)的四段破碎系统的生产实践说明，这类破碎流程每段的破碎比偏低，需要改进。准备采用4453型圆锥破碎机。

车宾诺卡选矿厂(图3)碎磨系统的生产实践指出，两段碎矿只能保持球磨给矿中粒度小于30mm粒级占90%。为把球磨粒度降至15mm，则需增加第三段破碎作业，准备采用4453型圆锥破碎机，同时还要将单一球磨改为棒—球磨矿流程。

波兰铅锌选矿厂的生产实践还指出，如果浮选尾矿中连生体过多，则要考虑将其再磨。

三、重选预选

50年代预选作业为手选及摇床、跳汰选。60年代中期重介质选矿作为预选手段相继在新建的选矿厂中得到应用，并由处理粗粒物料向处理细粒物料方向发展。

重介质选矿的试验研究工作开始于1953年,到1965年首先应用于新建的车宾诺卡选厂。据统计,目前约有60%的入选矿量进入重介质预选作业,通过重介质预选排除25~35%尾矿。可以说重介质选矿已成为波兰铅锌选矿厂生产流程中必不可少的部分。由于采用重介质作为预选手段,波兰硫化铅锌矿的选矿技术水平提高到新阶段。

图5和图6分别为常用的重选—浮选联合选矿流程。从中可见,其选别粒度下限不同。需要指出的是,所排除的粗粒尾矿主要

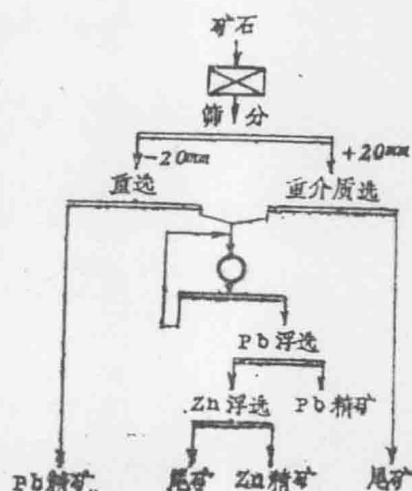


图5 重选—浮选流程

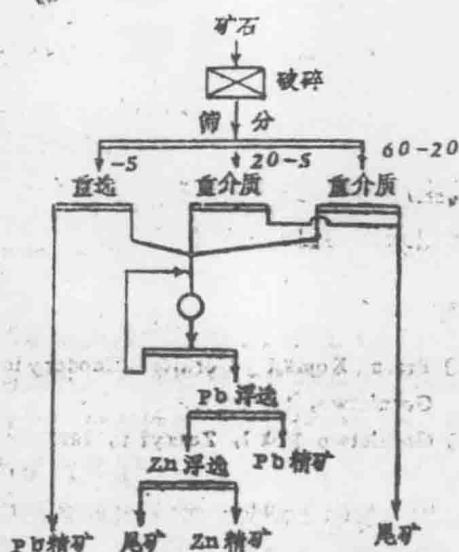


图6 重选—浮选流程

为白云石,其中铅锌损失分别为3.2~5.8%和5.6~6.7%。粗粒尾矿主要用于铺路及建筑材料,每吨售价370兹罗提。

生产实践表明,重选—浮选联合流程较单一浮选流程的生产成本低10~15%,每年可节省8000万到1亿兹罗提,经济效益显著。

铅锌选矿厂使用的重介质选矿机为波兰产的圆筒型(Disa)和锥形(Ewar)型。圆筒型重介质分选机的处理能力为200吨/小时,锥形重介质分选机的处理能力为100~150吨/小时。分选用的重介质系硅铁与磁铁矿的混合物,其比例一般为1:3,此时介质比重为2.85~2.75mg/M³。必须指出,当分选+20mm物料时介质比重常用2.85~2.80mg/M³,分选-20mm物料时介质比重采用2.70mg/M³。

表1列出三个选矿厂的重介质预选技术指标。

据报道,重介质选矿今后的发展目标有:①使用锥形分选机扩大选别粒度下限,要求再扩大尾矿排除量10%;②研制新型、高效重介质分选机。

四、浮选流程

重介质预选后的重产品与其它重选预选的重产品合并,经磨矿后送至浮选。磨矿细度一般为60%—75μm。铅浮选的药剂制度为:捕收剂—戊黄药;起泡剂—松油或重醇;闪锌矿抑制剂—硫酸锌;矿浆pH—8~10。锌浮选药剂制度:活化剂—硫酸铜;捕收剂—乙黄药;起泡剂—松油。

由于矿石中Pb、Zn含量降低,铁含量增高,因之铅锌选矿厂的生产实践指出,按方铅矿、闪锌矿、黄铁矿顺序的优先浮选难度增加。为保证Pb、Zn精矿品位,不得不增加精选次数,以及锌浮选时加强对易浮黄铁矿的抑制,导致回收率下降。

近年来,波兰有关科研单位依据矿石性

表1 重台质预选技术指标

指标		保来斯瓦夫	奥尔库什—波莫沙内	车奈诺卡
原矿品位 %	Zn	3.67	3.91	4.01
	ZnO	9.31	0.40	0.30
	Pb	0.85	0.98	1.44
	ZnO/Zn	8.4	10.2	7.5
分选粒度 mm		20~60	25~80	25~80
预选级别	产率, %	58±	60±	59±
	品位 Zn%	2.0	2~2.5	2.1
	Pb%	0.3	0.3~0.4	0.46
悬浮部分	产率, %	32	35	39
	品位 Zn%	0.62	0.6	0.39
	Pb%	0.09	0.01	0.22
	ZnO/Zn	17.7	18.0	/
介质损耗 g/t, FeSi		140	116	202
磁铁矿		80	83	54
对浮选给矿选矿比	Zn	1.43	1.46	1.52
	Pb	1.11	1.35	/
分离介质比重/cm ³		2.82	2.85	2.8

质的变化,研究了混合—优先浮选流程。在奥尔库什选矿厂采用方铅矿与易浮黄铁矿混合浮选,然后优先浮选闪锌矿的工艺。混合浮选得到的精矿含Pb50%, Fe15%,将其直接送到冶炼厂。据报道,如此则提高了铅回收率,改善了闪锌矿优先浮选条件。

铅锌浮选已全部使用波兰研制的IZ系列浮选机。据介绍,与机械搅拌式浮选机相比,IZ系列浮选机的结构简单,可自由控制充气量,自动调节泡沫精矿产率,能耗低。据报道,在奥尔库什选矿厂使用18槽IZ系列

浮选机可提高硫化锌回收率2%。

五、综合利用研究

资料表明,选矿得到的Pb、Zn精矿产率为10%左右。这样,经选别后要有90%的尾矿送至尾矿坝中存放,既占用土地,又污染环境。近年来,一些研究人员以最大限度利用已开采出的矿产资源为目标,广泛探讨将浮选尾矿中的白云石和菱镁矿分离出来,作为生产钙镁肥料的原料,或将白云石单独分选出来作为白云石粉出售。

参 考 文 献

- (1) Zeszyty Naukowe AGH, Gornictwo, № 132, 1987, Krakow.
- (2) Zeszyty Naukowe AGH, Gornictwo, № 128, 1986, Krakow.

- (8) Prace Komisji Gorniczo-Geodezyjnej, Gornictwo, 19, 1979.
- (4) Gornictwo. Rok I, Zeszyt 4, 1977

优先浮选铅锌氧化矿的新型合成捕收剂

A. Marabini 等

提 要

已经合成了两类捕收剂,它们可以分别浮选白铅矿和菱锌矿而不需要预先硫化。这两类药剂都有一个与芳环连接的烷基链,而芳环又含有能与Pb和Zn形成螯合物的基团。通过对Pb-Zn氧化矿的实验室浮选试验,对这种药剂的分子结构的影响进行了考查。提出了这类脂族-芳香族螯合物具有捕收能力的重要而基本的条件,它们包括:在苯环上烷基链与螯合基团的相对位置;就醚氧及其分枝(branching)而言的链的结构特征以及链的长度限制。

前 言

铅锌氧化矿物的洗选是一个非常困难的问题,这不仅因为还没有已知的可直接作用的捕收剂能够生产单一金属的精矿,而且通常在选矿厂中使用的捕收剂,只有当这种矿石受到严格的预硫化作用后,才能发生作用。

罗马选矿研究所探讨了这一问题,他们研究了几种能与Zn和Pb矿物直接相互作用的新的螯合捕收剂。

已出版了用螯合试剂作捕收剂的许多论文和文献述评^[1-13]。使用这种试剂有两个主要缺点:其一是螯合基团对阳离子有极大的化学亲和力,引起螯合物从矿物表面脱离^[14];其二是螯合剂中缺少长链烃,这意味着需要多层吸附,才能给矿物提供足够的疏水性,满足浮选的要求^[15]。

这里提出了作为Zn-Pb氧化矿物浮选的两类捕收剂,它们具有一种芳香-脂族的复合结构,含有与螯合官能团共存的烃链。这些药剂是巯基苯并噻唑和氨基硫酚型化合物。已证明,这几种药剂是不需要任何预先硫化的铅、锌氧化矿物的有效捕收剂^[16-17]。这里,介绍了用这些药剂浮选Zn-Pb氧化矿石

获得的结果。采用了具有不同长度、不同位置 and 不同结构的脂族链的药剂,介绍了脂族结构的组成对螯合型药剂捕收剂中脂族链的作用专著^[18-23],但似乎还没有对螯合类试剂进行过这种研究。本文研究的结论为设计最佳结构的螯合物捕收剂提供了有用的资料。

试验的原料

用由Sardinina矿采集的两个矿样做浮选试验。用巯基苯并噻唑作捕收剂进行浮选试验,所用样品A是取自Buggerru-Caitas矿山,该样品含有下列主要元素:4.2%Pb(3.8%为白铅矿,0.4%为方铅矿),6.5%Zn(菱锌矿),23.2%Ca,2.4%Mg,3.5%Fe和4.2%Si。对2-氨基硫酚类药剂,试验用的样品B是取自Masua-Massa Peloggio矿山,它含有下列主要元素:5.6%Zn(4.5%为菱锌矿,1.1%为闪锌矿),1.3%Pb(白铅矿),21.4%Ca,1.0%Mg,5.7%Fe和7.3%Si。

分散剂是硅酸钠和由Lamberti公司生产的羧甲基纤维素钠,起泡剂是采用由Cyanamid公司生产的65号Aero起泡剂(Aerofroth),用NaOH和H₂SO₄作pH调整剂。