

硫化-氧化锑矿的选别工艺的改进

М. П. Розенфельд

在本身锑矿中锑呈辉锑矿和氧化形态。大部分的氧化锑矿物的脆性和泥化以及大部分松散和胶形结构，为形成大量矿泥^[1]创造良好的条件。具有低微硬度的辉锑矿^[2]也有形成矿泥的趋向。

在用一般方法搅拌矿浆与药剂的情况下，当药剂与各种粒度的微矿粒调节时，给粗粒和细粒疏水性带来不利的条件^[3]。

为了研究次生矿泥对选矿指标的影响，研究氧化率为 41.63% 的锑矿和试样，其锑和砷含量分别为 2.26 和 0.1%。84.5% 的废石为石英。

为了减少泥化和得到更加均一粒度，矿石磨碎到 -3+1 毫米，在各种制度下，在德聂伯罗彼得罗夫斯克矿业学院的设计的气流射流式磨机^[4]中磨矿，与球磨机中进行比较试验一（固体：液体：矿浆比例 = 1：1：12.5）。粗粒级含量用筛析测定，而矿泥分析用淘析方法进行^[5]。

用各种方法磨碎的矿石筛分和矿泥分析的结果列于表 1。

通过所得数据比较，证明在气流射流式磨机中磨碎比在球磨机中有许多优越性。例如，-0.071+0.025 毫米浮选粒级在气流磨矿情况下只比 0.071 毫米粒级产率少百分之几，矿泥量达到最小。大于 0.071 毫米的各级的含量在射流磨矿下比球磨时低得多。

表 1 矿石筛析和矿泥分析

磨矿方法	级 别 含 量 %						
	- 0.071	+ 0.16	- 0.16	- 0.071	- 0.025	- 0.015	- 0.005
			+ 0.071	+ 0.025	+ 0.015	+ 0.005	+ 0
球 磨	47.58	27.22	25.20	38.90	8.12	0.42	0.08
射 流	45.70	40.60	13.68	42.72	2.14	0.64	0.10
球 磨	55.28	21.50	23.22	44.44	10.00	0.72	0.12
射 流	54.42	39.14	6.44	51.22	2.74	0.34	0.12
球 磨	74.24	3.48	22.28	60.10	11.56	0.48	0.10
射 流	61.30	7.28	31.42	56.03	4.48	0.61	0.18
球 磨	99.24	0.18	0.58	70.58	28.00	0.50	0.16
射 流	95.14	0.52	4.34	90.36	3.34	0.26	0.28

各粒级锑分布的数据证实了我们想法,即浮选尾矿中锑损失大与锑矿物易于泥化有关。

在射流磨矿下粒度为+0.025毫米的锑含量为1.35%, -0.0025——+0.015为2.56%; -0.015——+0.005为2.84; -0.005——+0为5.88%,在球磨方法时——分别为1.37; 1.73; 2.46; 5.41%。

在射流磨矿时,与球磨相比较在细粒中锑含量提高不多,看来这与射流方法较有选择性有关。

为研究泥化对选矿结果之影响,使用槽的容积为0.5的实验室浮选机,在固:液比例=1:3下浮选采用呈水溶液和乳胶体状浮选药剂,并考虑其活性。

首先进行硫化浮选,然后尾矿进入氧化浮选。硝酸铅(200克/吨)、丁基钾黄药(150克/吨)、OP—(10120克/吨)和松根油(40克/吨)给入硫化矿浮选中。浮选时间为8分钟。把丁基钾黄药(50克/吨)、OP—10(40克/吨)、油酸(300克/吨)和水玻璃(800克/吨)加到氧化浮选中。氧化浮选时间为10分钟。

根据磨细度的试验结果列于表2。

表2 磨矿对选矿指标的影响

产 品	产率, %	品 位, %		锑回收率 %	-0.0574 毫米 粒级含量	磨矿方法
		砷	锑			
精 矿 1	9.08	0.34	17.32	69.92	47.58	球磨
精 矿 2	9.22		1.58	6.48		
尾 矿	81.70		0.65	23.60		
给 矿	100.00		2.25	100.00		
精 矿 1	3.97	0.11	19.9	65.14	45.70	射流
精 矿 2	0.83		1.38	7.74		
尾 矿	89.20		0.37	27.12		
给 矿	100.00		1.21	100.00		
精 矿 1	6.84	0.35	21.03	66.70	55.28	球磨
精 矿 2	11.66		1.88	10.20		
尾 矿	81.50		0.61	23.10		
给 矿	100.00		2.16	100.00		
精 矿 1	3.04	0.22	39.92	62.51	54.42	射流
精 矿 2	7.48		1.87	7.51		
尾 矿	89.48		0.65	29.98		
给 矿	100.00		1.94	100.00		
精 矿 1	4.95	0.24	35.21	67.29	61.30	射流
精 矿 2	11.45		1.82	8.18		
尾 矿	83.60		0.76	24.53		
给 矿	100.00		2.59	100.00		

续表 2

精 矿	1	5.85	0.44	24.35	66.20	74.24	球磨
精 矿	2	16.55		1.46	11.24		
尾 矿		77.60		0.62	22.56		
给 矿		100.00		2.15	100.00		
精 矿	1	6.48	0.34	19.80	59.96	89.16	球磨
精 矿	2	15.40		1.46	10.50		
尾 矿		78.12		0.81	29.54		
给 矿		100.00		2.14	100.00		
精 矿	1	12.69	0.22	11.31	63.90	99.24	球磨
精 矿	2	26.40		2.25	14.60		
尾 矿		60.91		0.79	1.50		
给 矿		100.00		2.25	100.00		
精 矿	1	3.63	0.28	40.12	67.42	95.14	射流
精 矿	2	12.91		1.25	7.47		
尾 矿		83.46		0.65	25.11		
给 矿		100.00		2.16	100.00		

所得结果的分析证明,在各种磨矿方法下无论在硫化精矿还是在氧化精矿中锑矿的回收率未见到很大的不同。

射流磨矿的优越性反映在硫化浮选精矿的质量上。如在射流磨矿方法下-0.074毫米级别含量达54.42%的矿石中,得到含39.92%的锑和0.22%砷的精矿,而在球磨时在同样粒度的矿石下在精矿中回收21.08%锑和0.35%砷。

按照资料^[6]在精矿中锑品位甚至可从21增加到30%,锑的回收率降到4.5%。

如表3结果表明那样,精矿中砷的含量在球磨时与锑含量成正比,这是由于在减小矿浆中矿泥量时砷黄铁矿和氧化矿物表面性质的差别增大。

由于硫化矿粗浮选以后浮游活泼的矿泥数量减少,可得标准的锑精矿,而且在精选作业中避免了金属损失,根据工业试验资料,此金属损失在20—30%锑之间。

为了从硫化-氧化矿中提高锑回收率和在没有可能实行射流磨矿时提高锑精矿的质量,建议在浮选前从过程中分出矿泥。

参 考 文 献 (略)

文 忠译自《Комплексное использование минерального сырья》, 1980, №9, 8—10.

肖 红校