

铜和锌精矿精选的中间产品的工艺

М. Л. Эпсльман

制定了锌精矿精选的工艺, 也提出西拜依、乌恰林斯克、中乌拉尔和基洛夫格勒选矿厂的商品精矿精选流程。乌拉尔选矿厂处理目前开采的铜-锌矿石, 所得的精矿是低品级的精矿, 铜精矿含铜 12.0—19.7%, 含锌 7.4%; 锌精矿含铜 0.5—2.5%、含锌 45—50%。此时在各同名精矿中的铜和锌的损失分别为 5.6 和 37.5%。

铜-锌矿石再处理的研究和实践证明, 提高原料综合利用的主要方向是改进矿石-矿浆的准备和优先浮选过程, 以及从选别的最终精矿中除去难浮选的呈中间产品的矿物, 然后用冶炼方法进行进一步的处理。

各作者所推荐的浮选工艺和药剂制度彼此有很大不同, 所达到的指标也不相同^[1-4]。

在该工作中, 考虑在精矿浮选精选前经浓密和再磨作业是否合理的问题, 进一步明确了药剂的制度和选别指标。

1. 铜精矿的精选 铜精矿精选的研究结果证明, 分离铜-锌中间产品(平均含铜 5% 和锌 20%), 可提高精矿中铜品位 4÷5%, 锌含量至少降低 3% (绝对) (表 1)。

表 1 按各种流程精选铜精矿的指标

产品	产率, %	品 位, %		回 收 率, %	
		Cu	Zn	Cu	Zn
不浓密和再磨					
I	79.0—80.0	23.2—23.5	5.4—5.7	94.3—91.8	59.3—59.7
II	20.0—21.0	4.9—5.4	14.1—14.6	5.2—5.7	40.3—40.7
不浓密和再磨					
I	78.1—81.8	22.6—22.7	5.1—5.5	94.6—95.6	57.3—58.5
II	18.2—21.9	4.6—4.9	14.6—16.4	4.6—5.4	41.5—42.7
浓密和再磨					
I	74.3—77.6	23.8—24.1	5.1—5.2	94.6—95.5	50.6—55.4
II	22.4—25.7	3.9—4.0	14.3—14.7	4.5—5.4	44.6—49.4
浓密和再磨					
I	80.8—81.0	22.7—22.8	4.7—4.8	95.0—95.1	49.5—50.4
II	19.0—19.2	5.0—5.1	19.8—20.3	4.9—5.0	49.6—50.5
原始精矿	100.0	18.0—19.7	7.2—7.7	100.0	100.0

附注: I —精选后的精矿;

II —中间产品

中间产品的产率随原始精矿的质量和所采用的工艺流程而变化，在18到25%之间变化，而对于中等质量的选厂精矿则为作业的20%。

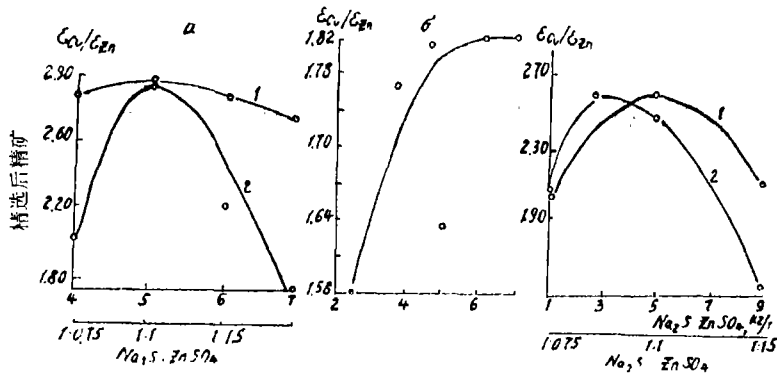


图 1 精选过程中西拜依铜精矿 e_{Cu}/e_{Zn} 与以下的关系：
a—比例（1）和抑制剂耗量（2）（不浓密和再磨）；b—浓密下抑制剂耗量；c—在有浓密和再磨作业下比例（1）和抑制剂耗量（2）

此时按流程的后一方案，硫化钠和硫酸锌的用量可由 5 ÷ 6 减少到 2.5 公斤/吨精矿（表 2）。

表 2 按有浓密和再磨作业的流程精选铜精矿

作业	药 剂 克/吨 精 矿					时间 分
	活性炭	Na ₂ S	ZnSO ₄	丁基黄药	黑药	
解吸	500	2250	—	—	—	10
浓密*	—	—	—	—	—	达一昼夜
再磨	—	250	2500	—	—	15
浮选**	—	—	—	0 + 10 + 10	0 + 10 + 10	15 + 5 + 5 浮选
总计	500	2500	2500	20	20	25

* $C_{Na_2S} = 300$ 克/升；

** 矿浆 pH 值 8.3—9.3

精选后铜精矿中铜与锌回收率比例与抑制剂耗量比例的关系如图 1 所示。显而易见，对所有的研究流程最佳硫化钠耗量与硫酸锌耗量的比例为 1:1，而其耗量随所采用的工艺流程可能由 2.5 到 6 公斤/吨精矿而变化，在无再磨作业时增加了。

在硫酸钠介质中的浓密精矿将会加强闪锌矿的抑制但视处理时间而不同，（由 0 到 3 昼夜），而精矿的铜和锌回收率的比例在沉淀几昼夜后便稳定（图 2）。

2. 锌精矿精选 较好的结果是按以下工艺流程得到的。该流程包括选厂锌精矿预先浓密，然后在分级设备或闭路中再磨，在磨机中加活性炭、硫化钠、

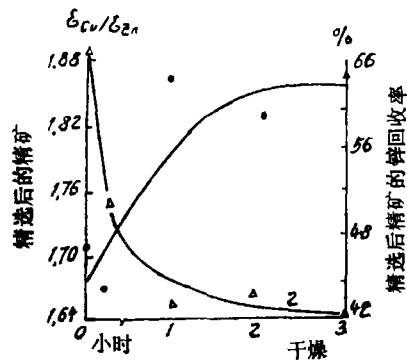


图 2 西拜依铜精矿 e_{Cu}/e_{Zn} （1）和铜精矿回收率（2）与精选前原精矿浓密时间之间的关系

硫酸锌和苏打。在从原始精矿（含铜低于1%）（表3）中分出含铜1.5%和25%锌的中间产品下锌精矿中锌的含量可以提高4÷6%，铜含量可降到20÷30%（相对的）。

从含铜1.6÷1.7%的原始精矿中，分离中间产品（含铜7÷8和含锌35÷38%），在精矿中锌含量提高不大，但其中铜降低30%（相对的）。

在中间产品中锌损失5%下，回收铜30÷35%。

各厂铜精矿精选结果列于表4。在活性碳耗量为500克/吨和苏打2公斤/吨精矿时，硫化钠和硫酸锌耗量分别为2和3公斤/吨（在以选厂全部或部分槽内产品作为原始精矿产出的情况下）；当用所得泡沫产品作为精矿时为7公斤/吨（图3）。丁基黄药和黑药的耗量分别为15—20和10—15公斤/吨。实验室条件下浮选时间达33分钟。

该研究数据证实铜和锌精矿浮选精选在工艺上是可能的。

表 3 锌精矿精选指标

产 品	产率, %	品位, %		回收率, %	
		Cu	Zn	Cu	Zn
西拜依选厂					
第二次精选浮选的精矿	12.1	1.69	19.98	31.4	4.9
第一次精选浮选的尾矿	4.5	1.50	41.67	10.4	3.2
第二次精选浮选的尾矿	2.4	0.60	24.68	2.2	1.2
扫选浮选的精矿	3.2	1.02	47.81	5.0	3.1
扫选浮选的尾矿	77.8	0.43	55.19	51.0	87.0
原 矿	100.0	0.65	49.35	100.0	100.0
累计中间产品	17.2	1.52	25.82	40.2	9.0
精选后累计精矿	83.8	0.46	53.59	59.8	91.0
中乌拉尔选矿					
精选后的精矿	93.0	1.16	48.97	66.1	94.8
中间产品	7.0	7.89	35.71	33.9	5.2
原 精 矿	100.0	1.63	48.04	100.0	100.0

表 4 在各选矿厂铜精矿精选指标

产 品	产率, %	品 位, %		回收率, %	
		Cu	Zn	Cu	Zn
西拜依选厂					
I	80.8	22.70	4.75	95.1	40.5
II	19.2	5.03	20.32	4.9	50.5
III	100.0	19.30	7.71	100.0	100.0
乌恰林斯克选厂					

续表 4

I	78.1	22.20	4.97	96.1	44.1
II	21.9	3.19	22.40	3.9	55.9
III	100.0	18.00	8.79	100.0	100.0
中乌拉尔选厂					
I	71.1	19.44	4.38	95.7	52.6
II	28.3	2.20	10.01	4.3	47.4
III	100.0	14.56	5.97	100.0	100.0
基洛夫格勒选厂					
I	80.3	16.29	2.24	94.5	38.1
II	19.7	3.88	14.83	5.5	61.9
III	100.0	13.84	4.72	100.0	100.0

注：I—精选后的精矿；II—中间产品；III—原精矿

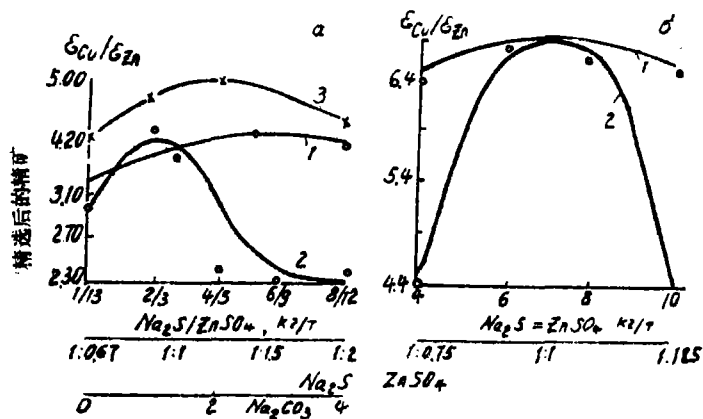


图 3 锌精矿中 $\epsilon_{Cu}/\epsilon_{Zn}$ 与以下的关系：

a—在西拜依选厂以槽内产品作为原始精矿分出的条件下精选作业中比例（1）和抑制剂耗量（2）和苏打耗量（3）；б—在乌恰林斯克选厂以泡沫产品作为原始精矿分出的条件下

参 考 文 献（略）

尚 红译自《Комплексное использование минерального сырья》，1980，
№9，12—16. 柳 民校