



(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 102441496 A

(43) 申请公布日 2012. 05. 09

(21) 申请号 201110311095. 5

(22) 申请日 2011. 10. 14

(71) 申请人 中科翔(天津) 科技有限公司  
地址 100029 北京市朝阳区华严北里 20 号  
楼 9 门 1101 室

(72) 发明人 孟祥瑞 王克明 孟雷

(74) 专利代理机构 北京万科园知识产权代理有  
限责任公司 11230  
代理人 张亚军 刘俊玲

(51) Int. Cl.

B03D 1/00 (2006. 01)

B03D 1/08 (2006. 01)

B03B 1/00 (2006. 01)

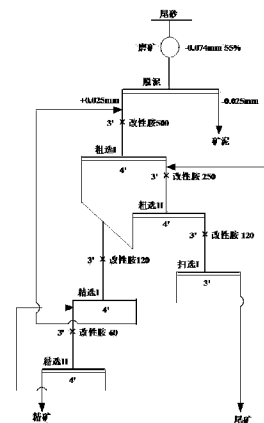
权利要求书 2 页 说明书 6 页 附图 2 页

(54) 发明名称

一种含钾尾矿中钾长石的精选方法

(57) 摘要

本发明提供一种有色金属矿山含钾尾矿中钾长石的精选方法,包括磨矿、脱泥、浮选等步骤,其中所述的浮选包括 2 次粗选和 2 次精选步骤,最终从低钾含量的不能作为商品的尾矿中回收得到能够符合陶瓷和涂料等工业使用标准、可以作为商品销售的钾长石精矿。使有色金属矿山的含钾尾矿得到有效的综合利用,使矿山尾矿变废为宝,符合国家节能减排,环境保护和循环经济的发展方针,使企业提高经济效益。



1. 一种有色金属矿山含钾尾矿中钾长石的精选方法,所述的有色金属矿山含钾尾矿中, $K_2O$ 品位在 3.0 ~ 8.5%、 $Na_2O$ 的品位在 2.0 ~ 6.0%,精选方法包括以下步骤:

- 1) 将有色金属含钾尾矿砂经常规磨矿处理至细度为  $-0.074mm$  含量为 30 ~ 70w/w% ;
- 2) 将步骤 1) 磨矿后的尾矿砂进行脱泥处理,得到细度为  $+0.025mm$  的尾矿砂 ;
- 3) 对步骤 2) 得到的细度为  $+0.025$  的尾矿砂进行浮选的粗选作业,按照 450 ~ 550g/吨尾矿砂的比例加入捕收剂,得到粗精矿 I 和尾矿 I,该工序称为粗选 I ;

4) 对步骤 3) 得到的尾矿 I 再次进行浮选的粗选作业,按照 200 ~ 300g/吨尾矿 I 的比例加入捕收剂,得到粗精矿 II 和尾矿 II,该工序称为粗选 II ;

5) 将步骤 3) 得到的粗精矿 I 和步骤 4) 得到的粗精矿 II 合并后,对合并的粗精矿进行浮选的精选作业,按照 100 ~ 150g/吨粗精矿的比例加入捕收剂,得到精矿 I 和尾矿 III,该工序称为精选 I ;

6) 对步骤 5) 得到的精矿 I 再次进行浮选的精选作业,按照 40 ~ 80g/吨精矿 I 的比例加入捕收剂,得到最终的精矿 II 和尾矿 IV,该工序称为精选 II。

2. 权利要求 1 所述的方法,其特征在于:步骤 1) 是将有色金属含钾尾矿砂经常规磨矿处理至细度为  $-0.074mm$  含量为 55w/w%。

3. 权利要求 1 所述的方法,其特征在于:进一步对步骤 4) 得到的尾矿 II 进行扫选作业,按照 100 ~ 150g/吨尾矿 II 的比例加入捕收剂,除去尾矿后的产物与尾矿 I 物料合并返回粗选 II。

4. 权利要求 1 所述的方法,其特征在于:将步骤 5) 得到的尾矿 III 与步骤 2) 得到的尾矿砂合并后返回粗选 I。

5. 权利要求 1 所述的方法,其特征在于:将步骤 6) 得到的尾矿 IV 与步骤 5) 得到的精矿 I 合并后返回精选 II。

6. 权利要求 1 所述的方法,其特征在于:所述的捕收剂为改性胺。

7. 权利要求 6 所述的方法,其特征在于:所述的改性胺为改性十八胺。

8. 权利要求 1 所述的方法,其特征在于:将步骤 6) 得到的精矿 II 作为给矿,进一步选用湿式强磁选机在分选场强为 1200 ~ 1800kA/m 的条件下进行磁选除铁。

9. 权利要求 8 所述的方法,其特征在于:所述的分选场强为 1500kA/m。

10. 权利要求 1 所述的方法,其特征在于,包括以下步骤:

1) 将有色金属含钾尾矿砂经常规磨矿处理至细度为  $-0.074mm$  55w/w%;所述的尾矿中  $K_2O$  品位在 3.0 ~ 8.5%、 $Na_2O$  的品位在 2.0 ~ 6.0% ;

2) 将步骤 1) 磨矿后的尾矿砂进行脱泥处理,得到细度为  $+0.025mm$  的尾矿砂 ;

3) 对步骤 2) 得到的细度为  $+0.025$  的尾矿砂进行浮选的粗选作业,按照 500g/吨尾矿砂的比例加入捕收剂,得到粗精矿 I 和尾矿 I,该工序称为粗选 I ;

4) 对步骤 3) 得到的尾矿 I 再次进行浮选的粗选作业,按照 250g/吨尾矿 I 的比例加入捕收剂,得到粗精矿 II 和尾矿 II,该工序称为粗选 II ;

5) 将步骤 3) 得到的粗精矿 I 和步骤 4) 得到的粗精矿 II 合并后,对合并的粗精矿进行浮选的精选作业,按照 120g/吨粗精矿的比例加入捕收剂,得到精矿 I 和尾矿 III,该工序称为精选 I ;对步骤 4) 得到的尾矿 II 进行扫选作业,按照 120g/吨尾矿 II 的比例加入捕收剂,除去尾矿后的产物与尾矿 I 物料合并返回粗选 II ;

6) 将步骤 5) 得到的尾矿 III 与步骤 2) 得到的尾矿砂合并后返回粗选 I ;对步骤 5) 得到的精矿 I 再次进行浮选的精选作业,按照 60g/ 吨精矿 I 的比例加入捕收剂,得到精矿 II 和尾矿 IV ;该工序称为精选 II ;将尾矿 IV 与步骤 5) 得到的精矿 I 合并后返回精选 II ;

7) 将步骤 6) 得到的精矿 II 作为给矿,进一步选用湿式强磁选机在分选场强为 1500kA/m 的条件下进行磁选除铁,得到最终的钾长石精矿。

## 一种含钾尾矿中钾长石的精选方法

### 技术领域

[0001] 本发明涉及一种选矿方法,具体涉及一种尾矿的选矿方法,更具体地涉及一种含钾尾矿在钾长石的精选回收方法。

### 背景技术

[0002] 我国矿产资源丰富,潜力巨大,矿业已发展为我国的经济支柱产业。但是在矿石采选过程中都有大量尾矿产生,例如一般有色金属的矿石品位在 1%左右,意味着生产 1 吨矿石就会产生 99 吨的尾矿,稀有和贵金属采选中产生的尾矿比例就更多。

[0003] 钾长石是重要的非金属产品,广泛应用于农业、化工、机械、硅酸盐工业领域。在某些有色金属矿山中常伴有质量较好的长石矿物。

[0004] 前苏联稀有金属研究所为一个伟晶岩稀有金属矿制定重选尾矿回收钠长石的浮选方案,在 70 年代投入生产。我国湖北湖北长石矿原为稀有金属矿山。70 年代,该矿与中南矿冶学院合作,对该矿重选后的尾矿进行了综合回收长石和石英的半工业试验,实现了矿物资源的综合利用。

[0005] 本发明对国内有色金属矿山含钾尾矿的工艺矿物学研究发现,尾矿中主要矿物为石英、长石外,还有少量绢云母、绿泥石和碳酸盐,同时含有微量的黄铜矿、黄铁矿、磁铁矿、赤铁矿、金红石等矿物。特别是 2000 年以来,本发明人对内蒙古红花沟黄金尾矿、白音诺尔铅锌尾矿、鸡冠山、碾子沟、车户沟铜钼矿等尾矿进行了许多有意义的分析研究工作,为今后进一步的综合应用工作打下了基础。下表中显示了对上述个别尾矿进行分析的结果:

[0006] 表 1

[0007]

赤峰地区钼矿尾矿化学分析												
样品编号	分析检测结果 10%											
	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SO <sub>3</sub>	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	MoO <sub>3</sub>	CuO	IL
1#鸡冠山	71.05	13.64	5.02	4.01	1.89	1.69	1.23	0.40	0.26			1.04
2#鸡冠山	70.72	13.68	5.00	4.10	2.16	1.94	1.27	0.46	0.24			1.15
3#碾子沟	67.72	14.87	4.86	3.49	3.24	0.59	2.65	1.44	0.47	0.09		1.60
4#车户沟	67.97	15.06	5.82	4.07	1.73	1.18	2.94	0.64	0.25		0.01	1.64
5#车户沟	55.90	20.88	6.39	4.58	3.71	3.44	2.93	1.53	0.22		0.08	7.63

[0008] 本发明人对铜钼矿尾矿进行了化学分析和矿物学分析,主要矿物有钾长石、钠长石、石英、硫铁矿等,都是重要的非金属矿物,有广泛的工业应用。因此这些尾矿都需要通过浮选原理利用不同矿物表面的物理化学性质差异进行选矿处理,从尾矿中分离出有用的矿物。对于通过浮选分离含钾尾矿,国内外有相关技术的研究,也有生产应用。但是从工艺和

技术解决以上复杂矿物的浮选分离方法,还没有报道。

### 发明内容

[0009] 本发明的目的在于:提供一种含钾尾矿中钾长石的精选方法,能够得到工业品位的钾长石,实现了含钾矿山尾矿的综合利用。

[0010] 本发明的上述目的是通过以下技术方案实现的:

[0011] 提供一种有色金属矿山含钾尾矿中钾长石的精选方法,包括以下步骤:

[0012] 1) 将有色金属含钾尾矿砂经常规磨矿处理至细度为  $-0.074\text{mm}$  含量为  $30 \sim 70\text{w}/\text{w}\%$ , 优选  $55\text{w}/\text{w}\%$ ; 所述尾矿中  $\text{K}_2\text{O}$  品位在  $3.0 \sim 8.5\%$ 、 $\text{Na}_2\text{O}$  的品位在  $2.0 \sim 6.0\%$ ;

[0013] 2) 将步骤 1) 磨矿后的尾矿砂进行脱泥处理,得到细度为  $+0.025\text{mm}$  的尾矿砂;

[0014] 3) 对步骤 2) 得到的细度为  $+0.025$  的尾矿砂进行浮选的粗选作业,按照  $450 \sim 550\text{g}/\text{吨尾矿砂}$ , 优选  $500\text{g}/\text{吨尾矿砂}$  的比例,加入捕收剂,得到粗精矿 I 和尾矿 I,该工序称为粗选 I;

[0015] 4) 对步骤 3) 得到的尾矿 I 再次进行浮选的粗选作业,按照  $200 \sim 300\text{g}/\text{吨尾矿 I}$ , 优选  $250\text{g}/\text{吨尾矿 I}$  的比例,加入捕收剂,得到粗精矿 II 和尾矿 II,该工序称为粗选 II;

[0016] 5) 将步骤 3) 得到的粗精矿 I 和步骤 4) 得到的粗精矿 II 合并后,对合并的粗精矿进行浮选的精选作业,按照  $100 \sim 150\text{g}/\text{吨粗精矿}$ , 优选  $120\text{g}/\text{吨粗精矿}$  的比例,加入捕收剂,得到精矿 I 和尾矿 III,该工序称为精选 I;

[0017] 6) 对步骤 5) 得到的精矿 I 再次进行浮选的精选作业,按照  $40 \sim 80\text{g}/\text{吨精矿 I}$ , 优选  $60\text{g}/\text{吨精矿 I}$  的比例,加入捕收剂,得到最终的精矿和尾矿 IV,该工序称为精选 II。

[0018] 本发明一种优选的方案中,可以进一步对步骤 4) 得到的尾矿 II 进行扫选作业,按照  $100 \sim 150\text{g}/\text{吨尾矿 II}$  的比例加入捕收剂,除去尾矿后的产物与尾矿 I 物料合并返回粗选 II。

[0019] 本发明另一种优选的方案中,可以将步骤 5) 得到的尾矿 III 与步骤 2) 得到的尾矿砂合并后返回粗选 I。

[0020] 本发明再一种优选的方案中,还可以将步骤 6) 得到的尾矿 IV 与步骤 5) 得到的精矿 I 合并后返回精选 II。

[0021] 本发明上述几种优选的方案可以单独采用,也可以同时采用。

[0022] 步骤 1) 所述的尾矿中,优选  $\text{K}_2\text{O}$  品位在  $5.0 \sim 6.5\%$ 、 $\text{Na}_2\text{O}$  的品位在  $4.0 \sim 5.0\%$ 。

[0023] 本发明所述的用于浮选的捕收剂优选改性胺,进一步优选改性十八胺。

[0024] 为进一步降低长石精矿中杂质的含量,本发明优选将步骤 6) 得到的浮选产品——长石精矿作为给矿,进一步选用湿式强磁选机在分选场强为  $1200 \sim 1800\text{kA}/\text{m}$ , 优选  $1500\text{kA}/\text{m}$  的条件下进行磁选除铁。

[0025] 本发明一个优选的实施方式包括以下步骤:

[0026] 1) 将有色金属含钾尾矿砂经常规磨矿处理至细度为  $-0.074\text{mm}$  含量为  $55\text{w}/\text{w}\%$ ; 所述的尾矿中  $\text{K}_2\text{O}$  品位在  $3.0 \sim 8.5\%$ 、 $\text{Na}_2\text{O}$  的品位在  $2.0 \sim 6.0\%$ ;

[0027] 2) 将步骤 1) 磨矿后的尾矿砂进行脱泥处理,得到细度为  $+0.025\text{mm}$  的尾矿砂;

[0028] 3) 对步骤 2) 得到的细度为  $+0.025$  的尾矿砂进行浮选的粗选作业,按照  $500\text{g}/\text{吨尾矿砂}$  的比例加入捕收剂,得到粗精矿 I 和尾矿 I,该工序称为粗选 I;

[0029] 4) 对步骤 3) 得到的尾矿 I 再次进行浮选的粗选作业,按照 250g/吨尾矿 I 的比例加入捕收剂,得到粗精矿 II 和尾矿 II,该工序称为粗选 II;

[0030] 5) 将步骤 3) 得到的粗精矿 I 和步骤 4) 得到的粗精矿 II 合并后,对合并的粗精矿进行浮选的精选作业,按照 120g/吨粗精矿的比例加入捕收剂,得到精矿 I 和尾矿 III,该工序称为精选 I;对步骤 4) 得到的尾矿 II 进行扫选作业,按照 120g/吨尾矿 II 的比例加入捕收剂,除去尾矿后的产物与尾矿 I 物料合并返回粗选 II;

[0031] 6) 将步骤 5) 得到的尾矿 III 与步骤 2) 得到的尾矿砂合并后返回粗选 I;对步骤 5) 得到的精矿 I 再次进行浮选的精选作业,按照 60g/吨精矿 I 的比例加入捕收剂,得到精矿 II 和尾矿 IV;该工序称为精选 II;将尾矿 IV 与步骤 5) 得到的精矿 I 合并后返回精选 II;

[0032] 7) 将步骤 6) 得到的精矿 II 作为给矿,进一步选用湿式强磁选机在分选场强为 1500kA/m 的条件下进行磁选除铁,得到最终的钾长石精矿。

[0033] 本发明中,各选矿步骤的设备均采用常规的市售设备。

[0034] 与现有技术相比,本发明的选矿方法优化了工艺流程,并采用了改性胺作为捕收剂,能够得到较高的长石精矿产率,得到了工业品位的钾长石,技术指标达到相关工业标准,而且显著降低了选矿成本。特别是采用闭路浮选工艺,并采用改性胺代替现有的单一种胺类阳离子作为捕收剂时,可以有效提高精矿品位。在有色金属矿山含钾尾矿的选矿中,从捕收剂种类试验结果可知:单一采用十八胺选别效果不佳,得到的精矿产品直观上观察品位较低,不能得到很好的分选;本发明采用改性胺做捕收剂,当粗选 I 用量为 500g/t、粗选 II 用量为 250g/t 时,得到的精矿品位较高,精矿中  $K_2O$  品位为 8.72%,回收率为 55.30%; $Na_2O$  品位为 4.30%,回收率为 52.36%。

### 附图说明

[0035] 图 1 是本发明实施例 1 步骤 1) 到步骤 6) 的工艺流程图。

[0036] 图 2 是本发明实施例 1 步骤 1) 到步骤 7) 的工艺流程图。

### 具体实施方式

[0037] 以下通过实施例的方式对本发明的选矿方法进行详细说明。

[0038] 实施例 1.

[0039] 2010 年,针对内蒙古赤峰地区的车户沟铜钼矿尾矿进行选矿综合处理。

[0040] 经化验该尾矿样  $K_2O$  品位为 5.10%, $Na_2O$  品位为 2.79%。

[0041] 工艺矿物学查明该尾矿样中除长石、石英石外,还有少量绢云母、绿泥石及碳酸盐,同时含有微量黄铜矿、黄铁矿、金红石和磁铁矿、赤铁矿、辉钼矿等金属矿物。

[0042] 尾矿砂筛析结果显示:尾矿砂粒度较粗,+0.1mm 含量为 86.9%;-0.074mm 含量为 9.0%。

[0043] 具体选矿方法,如图 1 所示,包括以下步骤:

[0044] 1) 将车户沟铜钼矿尾矿砂细磨至细度为 -0.074mm 含量为 55w/w%;

[0045] 2) 将步骤 1) 磨细的尾矿砂进行脱泥处理,得到细度为 +0.025mm 的尾矿砂和 -细度为 0.025mm 的矿泥;

[0046] 3) 对步骤 2) 得到的细度为 +0.025 的尾矿砂使用浮选机进行浮选的粗选作业,按照 500g/吨尾矿砂的比例加入科宁公司生产的改性十八胺捕收剂,得到粗精矿 I 和尾矿 I,该工序称为粗选 I;

[0047] 4) 对步骤 3) 得到的尾矿 I 再次进行浮选的粗选作业,按照 250g/吨尾矿 I 的比例加入科宁公司生产的改性十八胺捕收剂,得到粗精矿 II 和尾矿 II,该工序称为粗选 II;

[0048] 5) 将步骤 3) 得到的粗精矿 I 和步骤 4) 得到的粗精矿 II 合并后,对合并的粗精矿进行浮选的精选作业,按照 120g/吨粗精矿的比例加入科宁公司生产的改性十八胺捕收剂,得到精矿 I 和尾矿 III,该工序称为精选 I;对步骤 4) 得到的尾矿 II 进行扫选作业,按照 120g/吨尾矿 II 的比例加入科宁公司生产的改性十八胺捕收剂,除去尾矿后的产物与尾矿 I 物料合并返回粗选 II;

[0049] 6) 将步骤 5) 得到的尾矿 III 与步骤 2) 得到的尾矿砂合并后返回粗选 I;对步骤 5) 得到的精矿 I 再次进行浮选的精选作业,按照 60g/吨精矿 I 的比例加入科宁公司生产的改性十八胺捕收剂,得到精矿 II 和尾矿 IV;该工序称为精选 II;将尾矿 IV 与步骤 5) 得到的精矿 I 合并后返回精选 II;

[0050] 7) 将步骤 6) 得到的精矿 II 作为给矿,进一步选用湿式强磁选机在分选场强为 1500kA/m 的条件下进行磁选除铁,得到最终的钾长石精矿和磁性矿。

[0051] 上述方法中使用的改性十八胺是市售产品,例如可以购自科宁公司,型号为 Versamine1000;浮选设备可以选择 SF-0.37 型浮选机;研磨设备可以选择型号为 ZTMY0909 的直筒节能型球磨机;脱泥设备可以选择型号为 FG-500 的高堰式单螺旋分级机和  $\phi 750$  的普通搅拌槽;湿式强磁选机可以选择型号为 CTB-69 的磁选机。

[0052] 上述步骤 6) 精选 II 完成后的浮选结果见表 2:

[0053] 表 2

[0054]

产品名称	产率, %	品位, %		回收率, %	
		K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O
精矿 II	31.53	9.31	4.28	57.12	50.94
尾矿 IV	42.69	1.96	1.54	16.29	24.82
矿泥	25.78	5.3	2.49	26.59	24.24
尾砂	100.00	5.14	2.65	100.00	100.00

[0055] 从上述步骤 1) 到步骤 6) 的浮选结果可知:(1) 采用磨矿——脱泥——浮选的流程,当磨矿细度为 -0.074mm 55% 时,选用改性十八胺作捕收剂,可得到长石精矿产率为 31.53%,精矿中 K<sub>2</sub>O 品位为 9.31%,回收率为 57.12%;Na<sub>2</sub>O 品位为 4.28%,回收率为 50.94%。(2) 尾矿产率为 42.69%,尾矿中 K<sub>2</sub>O 品位为 1.96%,损失率为 16.29%;Na<sub>2</sub>O 品位为 1.54%,损失率为 24.82%。(3) 矿泥的产率为 25.78%,尾矿中 K<sub>2</sub>O 品位为 5.3%,损失率为 26.59%;Na<sub>2</sub>O 品位为 2.49%,损失率为 24.24%。

[0056] 上述步骤 7) 磁选完成后的浮选结果见表 3:

[0057] 表 3

[0058]

产品名称	产率, %	品位, %			回收率, %		
		K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	TFe	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	TFe
精矿	26.81	9.35	4.36	0.49	48.77	43.13	11.23
磁性矿	4.72	9.10	3.91	2.86	8.34	6.66	11.54
尾矿	42.69	1.96	1.54	1.06	16.28	24.26	38.67
矿泥	25.78	5.35	2.73	1.75	26.81	25.94	38.56
尾砂	100	5.15	2.71	1.17	100.00	100.00	100.00

[0059] 从步骤 7) 的磁选结果可知:(1) 采用磨矿——脱泥——浮选——磁选的流程,当磨矿细度为 -0.074mm 55%时,选用改性十八胺作捕收剂,浮选精矿 II 再用 1500kA/m 的磁选场强选别,可得到最终精矿产率为 26.81%,精矿中 K<sub>2</sub>O 品位为 9.35%,回收率为 48.77%;Na<sub>2</sub>O 品位为 4.36%,回收率为 43.13%;TFe 含量为 0.49%,Fe 回收率为 11.23%。

[0060] 经含量分析,本实施例中原尾矿含钾较低,不能作为产品使用;经步骤 1 到步骤 6) 的浮选后的钾长石,从钾含量及杂质含量分析,达到了陶瓷和涂料使用标准,可以作为商品销售。最终获得的钾长石技术指标见下表 4:

[0061] 表 4. 钾长石技术指标及用途

[0062]

级别	化学成分	含量	产品用途
特级	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<0.3	作白色釉药用
1 级	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<0.5	釉药、白坯、平板玻璃用
2 级	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<0.8	坯料和电瓷用
3 级	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<1.0	搪瓷用

[0063] 在本实施例中,分别使用改性十八胺浮选剂与传统浮选剂(科宁公司生产的十八胺)进行浮选对比,结果见表 5-1,表 5-2:

[0064] 表 5-1:使用传统浮选剂的浮选实验结果

[0065]

产品名称	产率, %	品位, %		回收率, %	
		K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O
精矿	24.21	8.19	3.76	43.86	50.94
尾矿	50.01	1.72	1.35	29.55	24.82
矿泥	25.78	4.66	2.19	26.59	24.24
尾砂	100.00	4.52	2.33	100.00	100.00

[0066] 表 5-2:使用改性胺浮选剂的浮选实验结果

[0067]



产品名称	产率, %	品位, %		回收率, %	
		K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O
精矿	31.53	9.31	4.28	57.12	50.94
尾矿	42.69	1.96	1.54	16.29	24.82
矿泥	25.78	5.3	2.49	26.59	24.24
尾砂	100.00	5.14	2.65	100.00	100.00

[0068] 由此可见,本发明的选矿方法能够使有色金属矿山的含钾尾矿得到有效的综合利用,使矿山尾矿变废为宝,符合国家节能减排,环境保护和循环经济的发展方针,使企业提高经济效益。

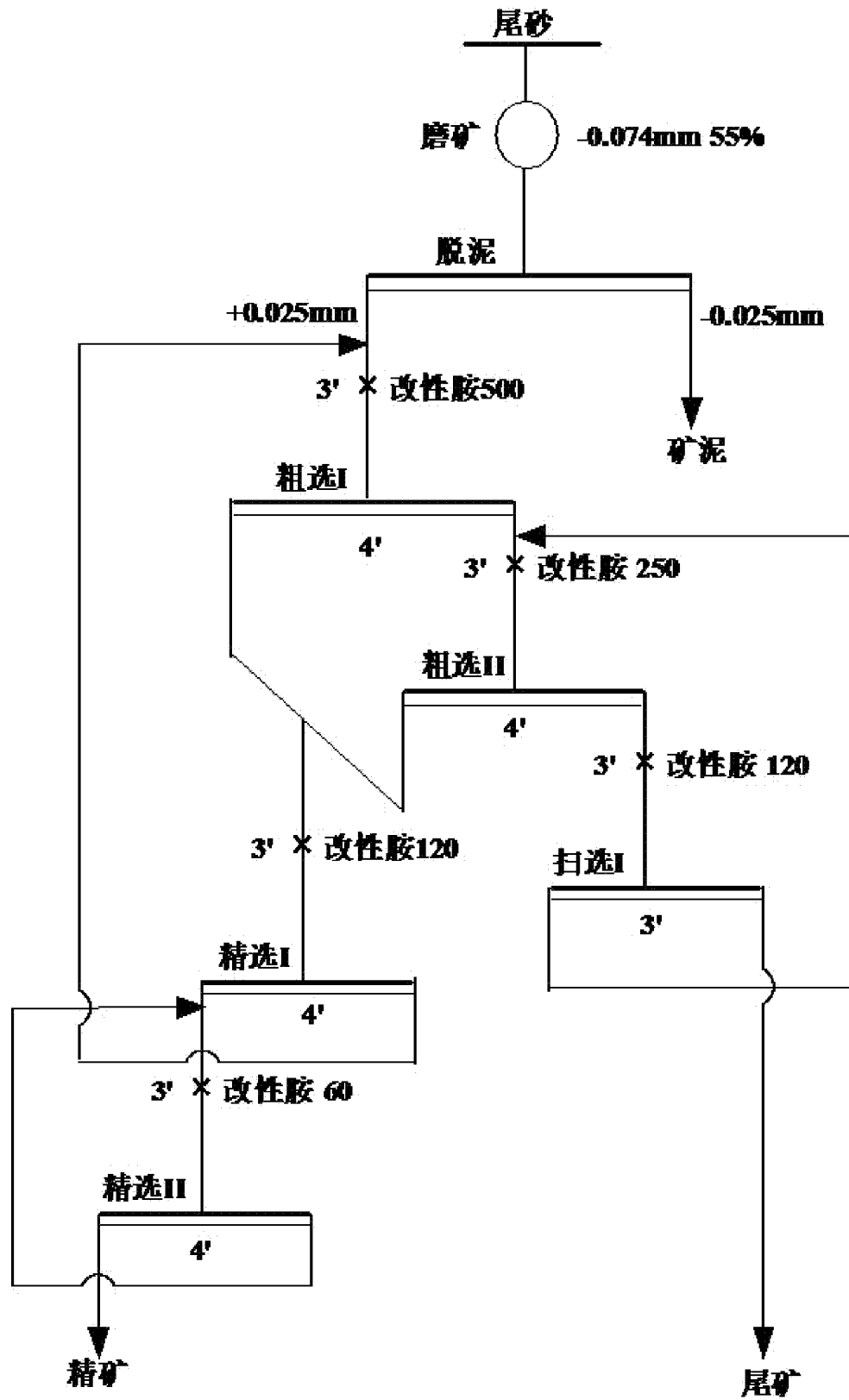


图 1

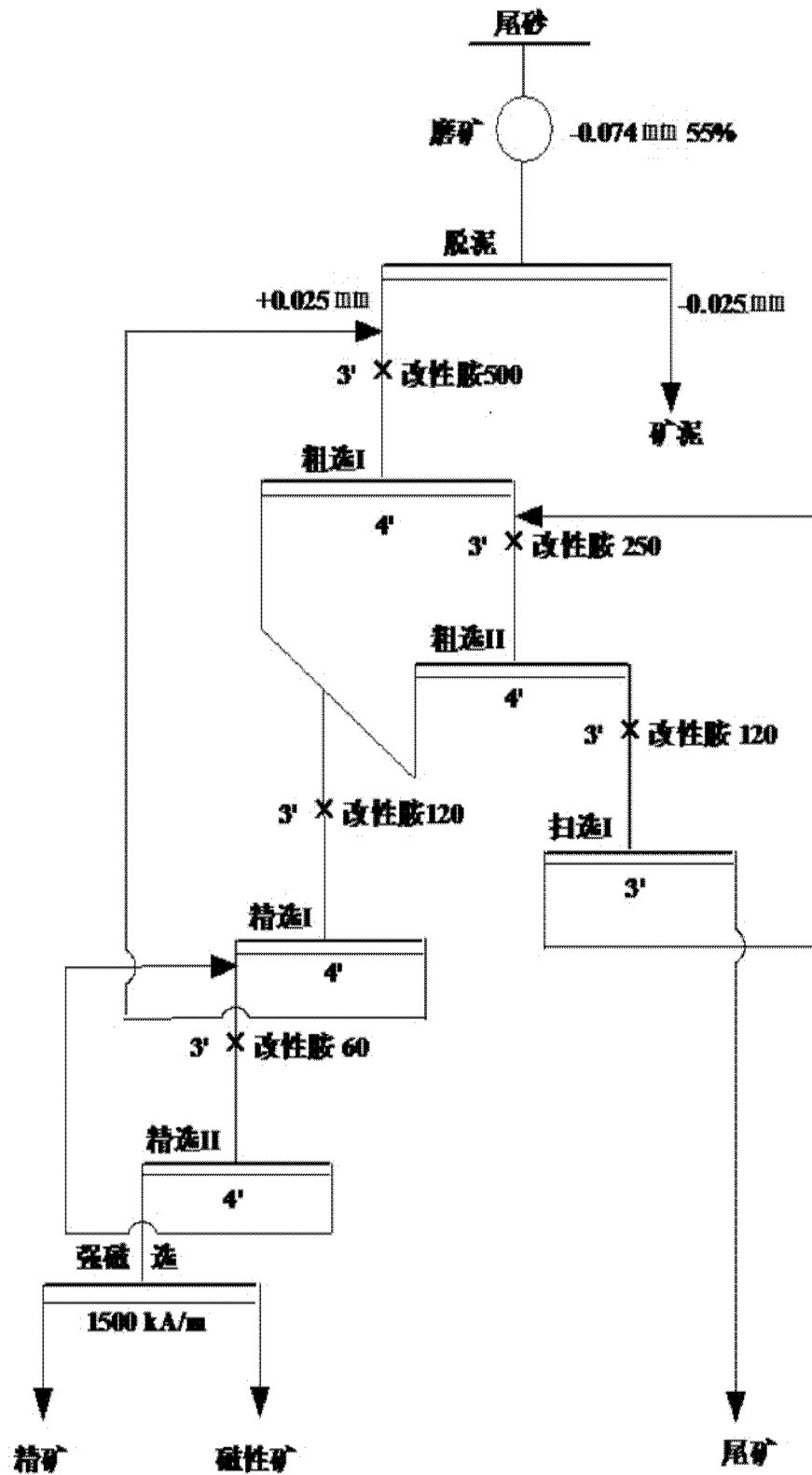


图 2