

(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 102284351 A

(43) 申请公布日 2011.12.21

(21) 申请号 201110224272.6

(22) 申请日 2011.07.28

(71) 申请人 内蒙古科技大学

地址 014010 内蒙古自治区包头市昆区阿尔  
丁大街 7 号

(72) 发明人 李梅 柳召刚 胡艳宏 王冕堂  
高凯 张栋梁 张永强

(74) 专利代理机构 包头市专利事务所 15101

代理人 庄英菊

(51) Int. Cl.

B03B 7/00 (2006.01)

B03D 1/02 (2006.01)

B03D 1/018 (2006.01)

B03D 101/02 (2006.01)

B03D 101/04 (2006.01)

B03D 101/06 (2006.01)

B03D 103/10 (2006.01)

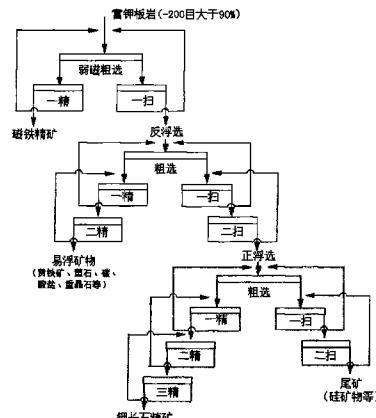
权利要求书 1 页 说明书 4 页 附图 1 页

(54) 发明名称

从白云鄂博富钾板岩中分选钾长石精矿的选  
矿方法

(57) 摘要

本发明涉及从白云鄂博富钾板岩中分选钾长  
石精矿的选矿方法，属于选矿领域。本发明从含  
钾长石含量为 60 ~ 70% 的富钾板岩中，用分馏  
磁选和分馏浮选联合的选矿方法制备钾长石纯度  
≥ 95%，回收率 ≥ 90% 的钾长石精矿，以便更好  
地从富钾板岩中回收钾和铝。本发明变废为宝，利  
用包头白云鄂博蕴藏着大量富钾板岩特点，富钾  
板岩为富含钾和铝等元素的钾长石矿物，但富钾  
板岩并没有得到很好的开发利用。



1. 从白云鄂博富钾板岩中分选钾长石精矿的选矿方法,其特征在于,方法步骤如下:

(1) 采用白云鄂博富钾板岩矿物,原矿先经过破碎磨细,粒度为-200目 $\geq 90\%$ ;

(2) 将步骤(1)得到的矿物进行分馏弱磁选,分馏弱磁选采用一次粗选、一次精选、一次扫选,中矿都依次返回前一级的循环闭路的分馏选矿方法,粗选磁场强度为0.12~0.27T,精选和扫选的磁场强度均为0.1~0.26T,得磁铁精矿和尾矿;

(3) 将步骤(2)得到的尾矿进行反浮选,反浮选是采用一次粗选、二次精选、两次扫选,反浮选过程中每一级产生的中矿都依次返回前一级循环闭路的分馏选矿步骤中,浮选出来的泡沫为其他脉石,浮选槽内的矿浆为富含钾长石的精矿;粗选药剂加入量按重量比计:抑制剂4.5~7.5kg/t、捕收剂0.5~1.5kg/t、起泡剂0.02~0.05kg/t,精选药剂加入量按重量比计:抑制剂1.0~4.5kg/t、捕收剂0.3~1.0kg/t、起泡剂0.02~0.05kg/t,扫选药剂加入量按重量比计:抑制剂0.5~1.5kg/t、捕收剂0.5~1.5kg/t、起泡剂0.02~0.05kg/t;整个反浮选过程中,矿浆质量浓度控制在25~55%,矿浆温度为18~35℃,矿浆的pH为10.5~12.5。

(4) 对步骤(3)得到的富含钾长石的精矿进行正浮选,正浮选是采用一次粗选、三次精选、两次扫选,正浮选过程中每一级产生的中矿都依次返回前一级循环闭路的分馏选矿步骤中,得到钾长石精矿和尾矿;粗选药剂加入量按重量比计:抑制剂1.0~3.0kg/t、捕收剂2.0~5.5kg/t、起泡剂0.02~0.05kg/t,精选药剂加入量按重量比计:抑制剂0.5~1.5kg/t、捕收剂0.5~2.0kg/t、起泡剂0.02~0.05kg/t,扫选药剂加入量按重量比计:抑制剂0.2~1.0kg/t、捕收剂0.5~2.0kg/t、起泡剂0.02~0.05kg/t,整个正浮选过程中,矿浆质量浓度控制在35~60%,矿浆温度为30~55℃,矿浆的pH为8.5~10.0。

2. 根据权利要求1所述的从白云鄂博富钾板岩中分选钾长石精矿的选矿方法,其特征在于,所述的白云鄂博富钾板岩矿物其钾长石含量为60~70%。

3. 根据权利要求1所述的从白云鄂博富钾板岩中分选钾长石精矿的选矿方法,其特征在于,所述反浮选:采用的捕收剂为脂肪酸类捕收剂GE-28,使用时配制成重量浓度为1~3%的水溶液;抑制剂为水玻璃,使用时配制成质量浓度为4.5~20%的水溶液,起泡剂为二号油,使用时直接加入。

4. 根据权利要求1所述的从白云鄂博富钾板岩中分选钾长石精矿的选矿方法,其特征在于,所述正浮选:采用的捕收剂均为脂肪酸类捕收剂GE-28,使用时配制成重量浓度为1~3%的水溶液;抑制剂为水玻璃,使用时配制成质量浓度为4.5~20%的水溶液,起泡剂为二号油,使用时直接加入。

## 从白云鄂博富钾板岩中分选钾长石精矿的选矿方法

### 技术领域

[0001] 本发明涉及从白云鄂博富钾板岩中分选钾长石精矿的选矿方法，属于选矿工艺技术领域。

### 背景技术

[0002] 我国是一个农业大国，粮食产量达5亿多吨，粮食产量的1/3以上是靠施肥获得的，我国农业长期存在氮、磷、钾肥比例严重失调的问题，氮：磷：钾的比例仅为1：0.36：0.06，远低于世界平均水平1：0.45：0.30的比例。我国水溶性钾盐紧缺，其储量不超过2.5亿吨，然而非水溶性钾盐矿资源非常丰富，储量巨大，超过100亿吨，其K<sub>2</sub>O含量一般为10～14%。

[0003] 白云鄂博富钾板岩就是这种非水溶性钾盐矿，是开采铁矿时被剥离的围岩，储量巨大，达几亿吨，但并没有被利用，被堆置起来。如何从中提取有用元素，变废为宝，是一项具有重大意义的工作。

[0004] 从富钾板岩中提取钾，特别是从白云鄂博矿的富钾板岩中提取钾还没有成功的例子，过去只是做过一些研究工作，但一直未得到工业上的实现和应用。由于白云鄂博富钾板岩中除富含钾外，还含有铝、铁、硅等其他有用元素矿物，因此必须综合利用，单独提取某一种元素在经济上是不合适的，也是不可取的。因此，富钾板岩必须先经选矿分离。关于白云鄂博富钾板岩的选矿分离目前还没有报道。

### 发明内容

[0005] 本发明的目的在于提供一种从白云鄂博富钾板岩中分选钾长石精矿的选矿方法，该方法变废为宝，有效提高了富钾板岩的综合利用率。

[0006] 本发明采用分馏弱磁选和分馏浮选的联合选矿工艺，经过选矿使钾长石的纯度达到≥95%，K<sub>2</sub>O的含量≥14%，钾长石的回收率≥90%。

[0007] 本发明的技术解决方案如下：

[0008] (1) 采用白云鄂博富钾板岩矿物，原矿先经过破碎磨细，粒度为-200目≥90%；

[0009] (2) 将步骤(1)得到的矿物进行分馏弱磁选，分馏弱磁选采用一次粗选、一次精选、一次扫选，中矿都依次返回前一级的循环闭路的分馏选矿方法，粗选磁场强度为0.12～0.27T，精选和扫选的磁场强度均为0.1～0.26T，得磁铁精矿和尾矿；

[0010] (3) 将步骤(2)得到的尾矿进行反浮选，反浮选是采用一次粗选、二次精选、两次扫选，反浮选过程中每一级产生的中矿都依次返回前一级循环闭路的分馏选矿步骤中，浮选出来的泡沫为其他脉石，浮选槽内的矿浆为富含钾长石的精矿；粗选药剂加入量按重量比计：抑制剂4.5～7.5kg/t、捕收剂0.5～1.5kg/t、起泡剂0.02～0.05kg/t，精选药剂加入量按重量比计：抑制剂1.0～4.5kg/t、捕收剂0.3～1.0kg/t、起泡剂0.02～0.05kg/t，扫选药剂加入量按重量比计：抑制剂0.5～1.5kg/t、捕收剂0.5～1.5kg/t、起泡剂0.02～0.05kg/t；整个反浮选过程中，矿浆质量浓度控制在25～55%，矿浆温度为18～35℃，矿

浆的 pH 为 10.5 ~ 12.5。

[0011] (4) 对步骤 (3) 得到的富含钾长石的精矿进行正浮选, 正浮选是采用一次粗选、三次精选、两次扫选, 正浮选过程中每一级产生的中矿都依次返回前一级循环闭路的分馏选矿步骤中, 得到钾长石精矿和尾矿; 粗选药剂加入量按重量比计: 抑制剂 1.0 ~ 3.0kg/t、捕收剂 2.0 ~ 5.5kg/t、起泡剂 0.02 ~ 0.05kg/t, 精选药剂加入量按重量比计: 抑制剂 0.5 ~ 1.5kg/t、捕收剂 0.5 ~ 2.0kg/t、起泡剂 0.02 ~ 0.05kg/t, 扫选药剂加入量按重量比计: 抑制剂 0.2 ~ 1.0kg/t、捕收剂 0.5 ~ 2.0kg/t、起泡剂 0.02 ~ 0.05kg/t, 整个正浮选过程中, 矿浆质量浓度控制在 35 ~ 60%, 矿浆温度为 30 ~ 55℃, 矿浆的 pH 为 8.5 ~ 10.0。

[0012] 所述的白云鄂博富钾板岩矿物其钾长石含量为 60 ~ 70%。

[0013] 所述反浮选: 采用的捕收剂为脂肪酸类捕收剂 GE-28, 使用时配制成重量浓度为 1 ~ 3% 的水溶液; 抑制剂为水玻璃, 使用时配制成质量浓度为 4.5 ~ 20% 的水溶液, 起泡剂为二号油, 使用时直接加入。

[0014] 所述正浮选: 采用的捕收剂均为脂肪酸类捕收剂 GE-28, 使用时配制成重量浓度为 1 ~ 3% 的水溶液; 抑制剂为水玻璃, 使用时配制成质量浓度为 4.5 ~ 20% 的水溶液, 起泡剂为二号油, 使用时直接加入。

[0015] 本发明的优点:

[0016] 1. 本发明以白云鄂博富钾板岩为原料, 其钾长石含量为 60~70%, K<sub>2</sub>O 含量为 10~20%, 采用分馏弱磁选和分馏浮选的联合选矿工艺, 经过选矿使钾长石的纯度 ≥ 95%, K<sub>2</sub>O 的含量 ≥ 14%, 钾长石的回收率 ≥ 90%。以这种钾长石精矿为原料, 提取钾、铝等有用元素更为有效和经济。

[0017] 2. 本发明磁选、反浮选和正浮选三种选矿作业都采用分馏选矿的方式。即每种选矿作业必须有粗选、精选和扫选, 没有中矿产出, 中矿返回上一步, 最终只产出两种产品即精矿和尾矿。本发明的精选和扫选次数根据实际需要设定。这种选矿方式能保证两种欲分离的矿物同时得到高纯度和高回收率。

## 附图说明

[0018] 图 1 为本发明的工艺流程图。

## 具体实施方式

[0019] 下面结合实施例详细解释本发明的技术方案, 但不作为对本发明权利要求保护范围的限制。

[0020] 实施例 1

[0021] 白云鄂博富钾板岩的矿物成分的质量百分含量主要包括: 钾长石 65.20, 斜长石 3.10, 磁铁矿 5.10, 赤铁矿 1.40, 黄铁矿 1.85, 石英 4.55, 碳酸盐 1.90, 萤石 1.80, 黑石母 5.0, 重晶石 1.60, 磷灰石 1.20, 其他 7.30; 白云鄂博富钾板岩主要化学成分百分含量包括: K<sub>2</sub>O 10.20, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 18.10, SiO<sub>2</sub> 53.10, TFe 6.50, 其他 12.10。

[0022] 制备方法如下:

[0023] 1) 原矿先经过破碎磨细, 粒度为 -200 目大于 90%。

[0024] 2) 先经行弱磁选。粗选时磁场强度为 0.15T, 精选时磁场强度为 0.1T, 扫选时磁场

强度也是 0.1T, 精选和扫选中得到的中矿返回上一步, 由于有了精选和扫选, 得到铁精矿纯度为 TFe63.10%, 回收率  $\geq 90\%$ , 产率 5.2%。

[0025] 3) 将经过弱磁选铁以后的尾矿进行反浮选, 反浮选是采用一次粗选、二次精选、两次扫选。粗选: 弱磁选铁以后的尾矿加入到粗选槽中, 加水混合调浆使矿浆矿浆质量浓度控制在 35%, 矿浆温度为 20°C; 在搅拌的同时依次加入质量浓度为 2% 的 GE-281.5Kg/t, 质量浓度 10% 的水玻璃 6Kg/t, 二号油 0.05Kg/t, 矿浆的 pH 为 11。得到粗选精矿和粗选尾矿, 粗选精矿继续进行第一级精选, 粗选尾矿继续进行第一级扫选。第一级精选: 将粗选精矿加入到第一级精选槽内, 加水混合调浆使矿浆质量浓度控制在 35%, 矿浆温度为 20°C; 在搅拌的同时依次加入质量浓度为 2% 的 GE-280.6Kg/t, 质量浓度为 10% 的水玻璃 2Kg/t, 二号油 0.05Kg/t, 矿浆的 pH 为 11, 得到第一级精选精矿和第一级精选中矿, 第一级精选精矿继续进行第二级精选, 第一级精选中矿返回下一次的粗选。第二级精选: 将第一级精选精矿加入到第二级精选槽内, 加水混合调浆使矿浆质量浓度控制在 35%, 矿浆温度为 20°C; 在搅拌的同时依次加入质量浓度为 2% 的 GE-280.4Kg/t, 质量浓度为 10% 的水玻璃 1.2Kg/t, 二号油 0.05Kg/t, 矿浆的 pH 为 11, 得到和第二级精选中矿, 第二级精选中矿返回上一级精选; 经测定: 第二级精选精矿主要组份包括: 黄铁矿、碳酸盐、萤石、重晶石、磷灰石, 钾长石含量为 8.40%。第一级扫选: 将粗选尾矿加入到第一级扫选槽内, 加水混合调浆使矿浆质量浓度控制在 35%, 矿浆温度为 20°C; 在搅拌的同时依次加入质量浓度为 2% 的 GE-281.0Kg/t, 质量浓度为 10% 的水玻璃 1.0Kg/t, 二号油 0.05Kg/t, 矿浆的 pH 为 11, 得到第一级扫选中矿和第一级扫选尾矿, 第一级扫选中矿返回粗选, 第一级扫选尾矿继续进行第二级扫选。第二级扫选: 将第一级扫选稀土尾矿加入到第二级扫选槽内, 加水混合调浆使矿浆质量浓度控制在 35%, 矿浆温度为 20°C; 在搅拌的同时依次加入质量浓度为 2% 的 GE-280.8Kg/t, 质量浓度为 10% 的水玻璃 0.5Kg/t, 二号油 0.05Kg/t, 矿浆的 pH 为 11, 得到第二级扫选中矿和第二级扫选尾矿, 第二级扫选中矿返回第一级扫选, 得到的第二级扫选尾矿作为正浮选的原料加入到正浮选的粗选槽中。

[0026] 4) 最后是正浮选。将第二级扫选尾矿加入到正浮选槽中, 采用一次粗选、三次精选和二次扫选, 中矿都依次返回前一级的分馏浮选方式, 具体操作步骤与反浮选相同, 正浮选得到两种产品: 第三级精选精矿为最后钾长石精矿产品, 第二级扫选尾矿为石英等硅酸盐的富集物。三次精选是为了保证纯度  $\geq 95\%$ ; 二次扫选是为了保证回收率  $\geq 90\%$ 。药剂制度如下: 捕收剂、抑制剂和起泡剂与反浮选相同, 浓度也相同, 每吨原料用量为, 粗选: GE-282.5Kg/t, 水玻璃 2Kg/t, 二号油 0.02Kg/t; 一精: GE-28 1.2Kg/t, 水玻璃 1.0Kg/t, 二号油 0.05Kg/t; 二精: GE-28 0.8Kg/t, 水玻璃 0.8Kg/t, 二号油 0.05Kg/t; 三精: GE-28 0.8Kg/t, 水玻璃 0.8Kg/t, 二号油 0.05Kg/t; - 扫: GE-28 1.2Kg/t, 水玻璃 1.0Kg/t, 二号油 0.05Kg/t; 二扫: GE-28 0.8Kg/t, 水玻璃 0.4Kg/t, 二号油 0.05Kg/t。整个正浮选过程中, 矿浆质量浓度控制在 45%, 矿浆温度为 40°C, 矿浆的 pH 为 9.0。经测定: 第三级精选精矿即钾长石精矿的产率为 61.50%, 钾长石纯度为 95.6%, 回收率为 90.5%; 尾矿产率 24.3%, 钾长石含量为 22.4%, 占有率为 8.34%。

[0027] 实施例 2

[0028] 白云鄂博富钾板岩的主要矿物成分重量百分含量如下: 钾长石 67.70, 斜长石 3.42, 磁铁矿 4.85, 赤铁矿 1.55, 黄铁矿 1.17, 石英 5.80, 碳酸盐 1.46, 萤石 1.64, 黑

石母 5.60, 重晶石 0.60, 磷灰石 1.73, 其他 4.48; 化学成分百分含量如下:  $K_2O$  11.37,  $Al_2O_3$  20.90,  $SiO_2$  51.09,  $TFe$  6.43。

[0029] 1) 原矿先经过破碎磨细, 粒度为 -200 目大于 90%。

[0030] 2) 先经行弱磁选。粗选时磁场强度为 0.26T, 精选时磁场强度为 0.12T, 扫选时磁场强度也是 0.12T, 精选和扫选中得到的中矿返回上一步, 由于有了精选和扫选, 得到铁精矿纯度为  $TFe$  65.25%, 回收率  $\geq 95\%$ , 产率 4.9%。

[0031] 3) 经过磁选铁以后的尾矿, 再进行浮选, 先进行反浮选, 经过一次粗选、二次精选和二次扫选; 中矿都依次返回前一级, 产率控制在 8 ~ 10%, 使易浮选矿物都进入泡沫, 得到一种易浮选矿物的富集物, 主要组份是黄铁矿、碳酸盐、萤石、重晶石、磷灰石等, 主要药剂制度: 捕收剂 G28, 配成 2% 质量浓度, 水玻璃配成 15% 质量浓度, 起泡剂为二号油。每吨原料用量, 粗选: GE-28 1.2Kg/t, 水玻璃 5.7Kg/t, 二号油 0.05Kg/t; 一精: GE-28 0.5Kg/t, 水玻璃 2.5Kg/t, 二号油 0.04Kg/t; 二精: GE-28 0.4Kg/t, 水玻璃 1.5Kg/t, 二号油 0.02Kg/t; 一扫: GE-28 1.0Kg/t, 水玻璃 1.0Kg/t, 二号油 0.02Kg/t; 二扫: GE-28 1.0Kg/t, 水玻璃 0.5Kg/t, 二号油 0.04Kg/t; 矿浆质量浓度控制在 30%, 矿浆温度为 25°C, 矿浆的 pH 为 11.5。反浮产品, 产率为 92%, 钾长石含量为 9.24%。

[0032] 4) 最后是正浮选。分选出钾长石精矿, 采用一次粗选、三次精选和二次扫选, 中矿都依次返回前一级的分馏浮选方式。三次精选是为了保证纯度  $\geq 95\%$ ; 二次扫选是为了保证回收率  $\geq 90\%$ 。如果要再提高回收率, 也可再增加一级扫选, 回收率也能提高到 95% 以上。药剂制度如下: 捕收剂、抑制剂和起泡剂与反浮选相同, 浓度也相同, 每吨原料用量为, 粗选: GE-28 3.5Kg/t, 水玻璃 2.0Kg/t, 二号油 0.02Kg/t; 一精: GE-28 1.4Kg/t, 水玻璃 0.7Kg/t, 二号油 0.05Kg/t; 二精: GE-28 1.3Kg/t, 水玻璃 0.6Kg/t, 二号油 0.05Kg/t; 三精: GE-28 1.0Kg/t, 水玻璃 0.5Kg/t, 二号油 0.05Kg/t; 一扫: GE-28 1.5Kg/t, 水玻璃 0.7Kg/t, 二号油 0.05Kg/t; 二扫: GE-28 1.2Kg/t, 水玻璃 0.4Kg/t, 二号油 0.05Kg/t。整个正浮选过程中, 矿浆质量浓度控制在 50%, 矿浆温度为 45°C, 矿浆的 pH 为 8.8。

[0033] 结果是: 钾长石精矿产率为 62.10%, 钾长石纯度为 95.4%, 回收率为 90.2%; 尾矿产率 25.2%, 钾长石含量为 20.9%, 占有率为 7.95%。

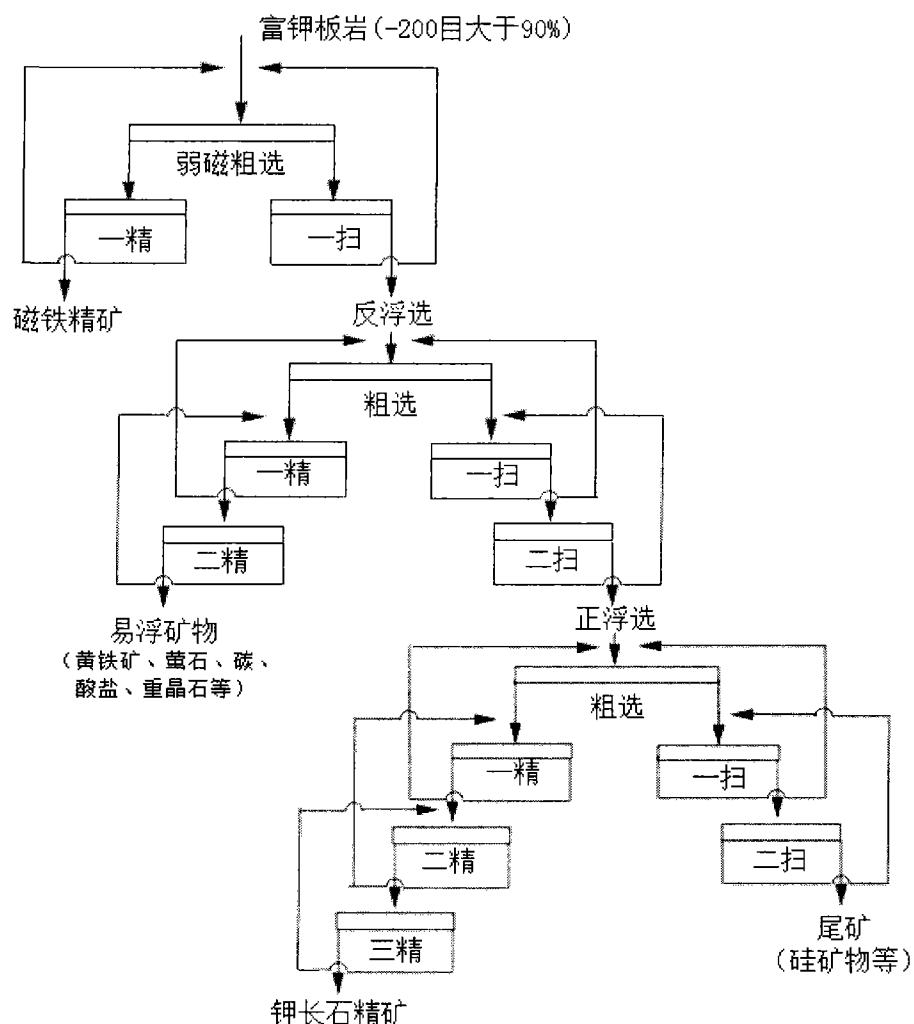


图 1