



(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 102319618 A

(43) 申请公布日 2012. 01. 18

(21) 申请号 201110256348. 3

B03D 1/08 (2006. 01)

(22) 申请日 2011. 09. 01

(71) 申请人 吉林吉恩镍业股份有限公司

地址 132311 吉林省吉林市磐石市红旗岭镇
红旗大街 54 号

(72) 发明人 李景峰 刘玉江 冯立伟 刘绪光
孙英 崔商哲

(74) 专利代理机构 长春菁华专利商标代理事务
所 22210

代理人 李晓莉

(51) Int. Cl.

B03B 7/00 (2006. 01)

B03B 1/00 (2006. 01)

B03D 1/00 (2006. 01)

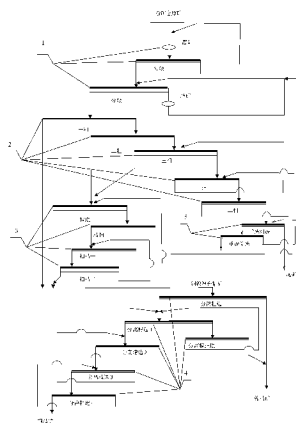
权利要求书 2 页 说明书 4 页 附图 1 页

(54) 发明名称

一种高磁黄铁矿含量硫化铜镍矿石的选矿方法

(57) 摘要

一种高磁黄铁矿含量硫化铜镍矿石的选矿方法,属于一种从硫化铜镍矿石中回收铜、镍金属选矿方法的领域。包含以下工序:①硫化铜镍矿石集中闭路磨矿工序;②磨矿后的硫化铜镍矿石混合浮选工序;③混合浮选所得铜镍混合精矿开路精选工序;④开路精选所得的混合精矿铜镍分离工序;⑤铜镍混合浮选工序产生的尾矿重选工序。本发明在浮选过程中采用分段加药方式加入指定配比的选矿药剂,可在原矿镍品位 1.14%、铜品位 0.3% 的情况下获得品位 7.6%、回收率 85.1% 的镍精矿与品位 26.5%、回收率 54% 的铜精矿,该方法工艺可靠先进、精矿品位高、铜镍分离效果好、有价金属综合回收率高,是一种较理想的硫化铜镍矿石选矿方法。



1. 一种高磁黄铁矿含量硫化铜镍矿石的选矿方法,其特征在于其选矿过程中依次包含以下工序:

①硫化铜镍矿石集中闭路磨矿工序,利用溢流型球磨机与分级设备构成闭路循环,采用两段全闭路磨矿流程将硫化铜镍矿石一次磨至适宜的粒度,磨矿细度为 -0.074mm ,粒级大于 75% ;

②磨矿后的硫化铜镍矿石混合浮选工序,混合浮选由三次粗选、二次扫选二个分工序组成,在磨矿后的矿浆中加入选矿药剂后进入浮选工序中的一次粗选分工序,一次粗选得到的铜镍混合精矿进入混合精矿池,一次粗选后的尾矿依次进入二次粗选、三次粗选、一次扫选、二次扫选,二次扫选后的尾矿进入尾矿池,二次扫选后的产品返回一次扫选,一次扫选后的产品返回三次粗选,三次粗选与二次粗选产品进入下一开路精选工序;

③混合浮选所得铜镍混合精矿开路精选工序,该工序由一次精选粗选、一次精选扫选、二次扫选精选三个分工序组成,来自工序②中的铜镍混合精矿进入开路精选粗选,所得铜镍精矿进入混合精矿池,尾矿进入精选扫选分工序,精选扫选所得产品依次进入一次扫选精选、二次扫选精选,二次扫选精选的产品进入混合精矿池,尾矿返回一次扫选精选,一次扫选精选尾矿返回精选粗选,精选扫选尾矿返回工序①中检查分级处,经过该工序所得的混合精矿镍品位可达到 $6\% - 8\%$,铜品位可达到 $1\% - 1.6\%$,尾矿镍品位 $\leq 0.2\%$,铜品位 $\leq 0.04\%$;

④开路精选所得的混合精矿铜镍分离工序,该工序由一次分离粗选、四次分离精选、一次分离精选扫选三个分工序组成,来自混合精矿池的铜镍精矿在此进入铜镍分离粗选,分离粗选所得尾矿为最终产品镍精矿 1,所得产品依次进入一次分离精选、二次分离精选、三次分离精选、四次分离精选,四次分离精选的产品为最终铜精矿,尾矿返回三次分离精选,三次分离精选尾矿返回二次分离精选,二次分离精选尾矿返回一次分离精选,一次分离精选尾矿进入分离精扫选,分离精扫选所得尾矿为最终产品镍精矿 2,所得精矿返回分离粗选,经过该工序所得的镍精矿镍品位可达 7.6% 、铜品位 0.78% 、镍金属回收率 85.1% ,铜精矿铜品位 26.5% 、镍品位 1% 、铜金属回收率 54% ;

⑤铜镍混合浮选工序产生的尾矿重选工序,该工序由一次重选粗选、一次重选精选二个分工序组成,工序②产生的铜镍尾矿砂经尾矿池在此进入尾矿重选粗选工序,重选粗选所得的尾矿为最终尾矿,精矿进入重选精选工序,重选精选所得产品返回工序①中检查分级处,重选精选尾矿返回重选粗选。

2. 根据权利要求 1 所述的一种高磁黄铁矿含量硫化铜镍矿石的选矿方法,其特征在于所述的工序②及工序③中,铜镍矿石混合浮选及开路精选工序的药剂制度为:调整剂为碳酸钠,药剂用量 530g/t ;活化剂为硫酸铜,药剂用量 60g/t ;抑制剂为羧甲基纤维素,药剂用量 1050g/t ;捕收剂用量 110g/t ,由丁基黄药与异戊基黄药按 $1:1$ 比例构成;起泡剂为复合药剂 C125,药剂用量 110g/t ;所述的选矿药剂分别用水溶解,配置成浓度 5% 或 10% 的水溶液,采用分段加药方式,在工序②及工序③的各个作业中分段添加。

3. 根据权利要求 1 所述的一种高磁黄铁矿含量硫化铜镍矿石的选矿方法,其特征在于所述的工序④中,混合精矿铜镍分离的药剂制度为:镍矿物抑制剂为石灰及羧甲基纤维素,药剂用量分别为 1100g/t 、 30g/t ;铜矿物捕收剂为硫氢酯(Z200#),药剂用量 20g/t ;所述选矿药剂分别用水溶解,配置成浓度 5% 或 10% 的水溶液,羧甲基纤维素仅在第四次分离精

选时添加,其他药剂采用分段加药方式,在工序④的各个作业中分段添加。

一种高磁黄铁矿含量硫化铜镍矿石的选矿方法

技术领域

[0001] 本发明属于一种从硫化铜镍矿石中回收铜、镍金属选矿方法的领域,特别是涉及硫化铜、镍含量较高的镍磁黄铁矿的选矿方法。

背景技术

[0002] 目前,公知的硫化铜镍矿石中的镍主要以镍黄铁矿、针硫镍矿、紫硫镍铁矿等游离硫化镍形式存在,还有相当部分镍以类质同像形式赋存于磁黄铁矿之中。由于主要含镍矿物是脆性易泥化、易氧化的富含铁硫化矿物,它们同滑石、绿泥石、蛇纹石等易泥化脉石矿物在碎、磨过程中极易产生矿物泥化现象。在传统的选矿流程中,铜镍硫化矿石通常采用多段磨选流程,采用黄药、丁胺黑药为硫化矿物捕收剂,硫酸铜为活化剂进行混合浮选或优先浮选,采用石灰为抑制剂抑制镍矿物进行铜镍分离。由于矿石性质问题,在磁黄铁矿含量较高的镍矿石在生产过程中通常存在着铜、镍金属回收率低,精矿杂质含量高、药剂消耗高、铜镍互含现象等严重问题。

发明内容

[0003] 本发明的目的是提供一种工艺可靠先进、生产效率高、铜镍精矿品位高、铜镍分离效果好、有价金属综合回收率高的硫化铜镍矿石选矿方法。

[0004] 本发明的目的是通过如下措施来达到的。

[0005] 一种高磁黄铁矿含量硫化铜镍矿石的选矿方法,其特征依次包括以下工序:

[0006] ①硫化铜镍矿石集中闭路磨矿工序,利用溢流型球磨机与分级设备构成闭路循环,采用两段全闭路磨矿流程将硫化铜镍矿石一次磨至适宜的粒度,磨矿细度为 -0.074mm 、粒级大于 75% ;

[0007] ②磨矿后的硫化铜镍矿石混合浮选工序,混合浮选由三次粗选、二次扫选两个分工序组成,在磨矿后的矿浆中加入选矿药剂后进入浮选工序中的一次粗选分工序,一次粗选得到的铜镍混合精矿进入混合精矿池,一次粗选后的尾矿依次进入二次粗选、三次粗选、一次扫选、二次扫选,二次扫选后的尾矿进入尾矿池,二次扫选后的产品返回一次扫选,一次扫选后的产品返回三次粗选,三次粗选与二次粗选产品进入下一开路精选工序;

[0008] ③混合浮选所得铜镍混合精矿开路精选工序,该工序由一次精选粗选、一次精选扫选、两次扫选精选三个分工序组成,来自工序②中的铜镍混合精矿进入开路精选粗选,所得铜镍精矿进入混合精矿池,尾矿进入精选扫选分工序,精选扫选所得产品依次进入一次扫选精选、二次扫选精选,二次扫选精选的产品进入混合精矿池,尾矿返回一次扫选精选,一次扫选精选尾矿返回精选粗选,精选扫选尾矿返回工序①中检查分级处,经过该工序所得的混合精矿镍品位可达到 6% -8%,铜品位可达到 1% -1.6%,尾矿镍品位 $\leq 0.2\%$,铜品位 $\leq 0.04\%$;④开路精选所得的混合精矿铜镍分离工序,该工序由一次分离粗选、四次分离精选、一次分离精选扫选三个分工序组成,来自混合精矿池的铜镍精矿在此进入铜镍分离粗选,分离粗选所得尾矿为最终产品镍精矿 1,所得产品依次进入一次分离精选、二次

分离精选、三次分离精选、四次分离精选,四次分离精选的产品为最终铜精矿,尾矿返回三次分离精选,三次分离精选尾矿返回二次分离精选,二次分离精选尾矿返回一次分离精选,一次分离精选尾矿进入分离精扫选,分离精扫选所得尾矿为最终产品镍精矿 2,所得精矿返回分离粗选,经过该工序所得的镍精矿镍品位可达 7.6%、铜品位 0.78%、镍金属回收率 85.1%,铜精矿铜品位 26.5%、镍品位 1%、铜金属回收率 54% ;

[0009] ⑤铜镍混合浮选工序产生的尾矿重选工序,该工序由一次重选粗选、一次重选精选两个分工序组成,工序②产生的铜镍尾矿砂经尾矿池在此进入尾矿重选粗选工序,重选粗选所得的尾矿为最终尾矿,精矿进入重选精选工序,重选精选所得产品返回工序①中检查分级处,重选精选尾矿返回重选粗选。

[0010] 本发明的一种高磁黄铁矿含量硫化铜镍矿石的选矿方法,其特征在于所述的工序②及工序③中,铜镍矿石混合浮选及开路精选工序的药剂制度为 :

[0011] 调整剂为碳酸钠,药剂用量 530g/t ;活化剂为硫酸铜,药剂用量 60g/t ;抑制剂为羧甲基纤维素,药剂用量 1050g/t ;捕收剂用量 110g/t,由丁基黄药与异戊基黄药按 1 : 1 的比例构成 ;起泡剂为腾达化工厂生产的复合药剂 C125,药剂用量 270g/t-280g/t。所述的选矿药剂分别用水溶解,配置成浓度 5%或 10%的水溶液,采用分段加药方式,在工序②及工序③的各个作业中分段添加。

[0012] 本发明的一种高磁黄铁矿含量硫化铜镍矿石的选矿方法,其特征在于所述的工序④中,混合精矿铜镍分离的药剂制度为 :镍矿物抑制剂为石灰及羧甲基纤维素,药剂用量分别为 1100g/t、30g/t ;铜矿物捕收剂为硫氨酯 (Z200#),药剂用量 20g/t。所述选矿药剂分别用水溶解,配置成浓度 5%或 10%的水溶液,羧甲基纤维素仅在第四次分离精选时添加,其他药剂采用分段加药方式,在工序④的各个作业中分段添加。

[0013] 有益效果 :本发明工序①采用两段式闭路磨矿,将矿石一次磨至适宜的粒度,其与传统的阶段式磨矿阶段选别流程相比,通常后者在一段磨矿后细度较粗,不能使一部分连生体矿物和可浮性较差的大颗粒磁黄铁矿上浮。不能上浮的这部分矿物进入二段磨矿再选过程中,滞留时间较长,磁黄铁矿易氧化,导致可浮性下降,而其氧化过程中又消耗了矿浆中大量的氧,影响其它矿物浮选。多年生产实践证明,在磁黄铁矿含量较多时,传统阶段式磨矿阶段选别流程的第二段选矿回收率常常小于 5% (以原矿计)。

[0014] 在硫化铜镍矿石中,主要金属矿物的浮游速度为黄铜矿 > 镍黄铁矿 > 黄铁矿 > 磁黄铁矿,含镍高的磁黄铁矿 > 含镍低的磁黄铁矿。根据这一特点,在工序②及工序③中,采用一次粗选和精选粗选开路出精矿,具有减少矿物损失、阻止矿泥循环、提高精矿质量与回收率、简化流程等特点。精选扫选尾矿作为浮选中矿,其成份主要是精矿夹带的脉石矿物、可浮性差低品位磁黄铁矿、未单位解离的连生体矿物。中矿返回工序①中检查分级处进入二段磨矿,一是增加矿物单体解离度,二使矿物产生新生表面宜于药剂作用,三是中矿平均品位为原矿品位 60%,使粗选作业品位低于入选实际原矿品位,有利于降低尾矿品位。

[0015] 本发明的一种高磁黄铁矿含量硫化铜镍矿石的选矿方法解决了现有技术存在的金属回收率低、精矿品位低、杂质含量高、药剂消耗高、铜镍互含现象严重等问题。工艺先进可靠,采用两段闭路磨矿将矿石一次磨至适宜的粒度,一次粗选和精选粗选开路出精矿,集中精选,通过重选工艺降低尾矿金属损失,有价金属综合回收率高。通过工艺探索确定新的药剂制度,实现了捕收剂高低搭配的良好用药组合。铜镍分离效果好,采用石灰法进行铜镍

分离,可在原矿镍品位 1.14%、铜品位 0.3%的情况下获得品位 7.6%、回收率 85.1%的镍精矿与品位 26.5%、回收率 54%的铜精矿,是一种较理想的硫化铜镍矿石选矿方法。

附图说明

[0016] 下面结合附图及具体实施方式对本发明做进一步说明。

[0017] 图 1 为本发明一种高磁黄铁矿含量硫化铜镍矿石的选矿方法的工艺流程图。

[0018] 图中 1 为硫化铜镍矿石集中闭路磨矿工序,2 为硫化铜镍矿石混合浮选工序,3 为铜镍混合精矿开路精选工序,4 为混合精矿铜镍分离工序,5 为混合浮选尾矿重选工序。

具体实施方式

[0019] 下面利用附图和具体实施例对本发明作进一步描述。

[0020] 参照图 1,一种高磁黄铁矿含量硫化铜镍矿石选矿方法依次包含以下步骤:

[0021] 硫化铜镍矿石集中闭路磨矿工序 1,矿石经皮带给入由溢流型球磨机与螺旋分级机构成的一段闭路磨矿工序,一段磨矿浓、细度分别为 75% -80%、25% -35%,分级机溢流浓、细度分别为 38±2%、50% -55%,分级机溢流给入二段分级处水力旋流器,溢流浓、细度分别为 38±2%、75% -80%,合格粒级进入混合浮选作业,不合格粒级进入二段磨矿,磨矿浓、细度分别为 65% -70%、30% -40%。

[0022] 硫化铜镍矿石混合浮选工序 2,该工序由 XCF-8 及 KYF-8 浮选机构成联合机组,工序 1 给入的矿浆在此加入选矿药剂后进入 PH 值 9 左右的一次粗选分工序,一次粗选得到的铜镍混合精矿进入混合精矿池,一次粗选后的尾矿依次进入二次粗选、三次粗选、一次扫选、二次扫选,二次扫选后的尾矿进入尾矿池,二次扫选后的产品返回一次扫选,一次扫选后的产品返回三次粗选,三次粗选与二次粗选产品进入下一开路精选工序,该工序药剂制度为:调整剂为碳酸钠,药剂用量 530g/t,活化剂为硫酸铜,药剂用量 52g/t,抑制剂为羧甲基纤维素,药剂用量 840g/t,捕收剂用量 90g/t,由丁基黄药与异戊基黄药按 1:1 比例构成,起泡剂为复合药剂 C125,药剂用量 250g/t,所述的选矿药剂分别用水溶解,配置成浓度 5%或 10%的水溶液,采用分段加药方式,在各个作业中分段添加。

[0023] 铜镍混合精矿开路精选工序 3,该工序由 GF-4 浮选机构成联合机组,来自工序 2 中的铜镍混合精矿进入开路精选粗选,所得铜镍精矿进入混合精矿池,尾矿进入精选扫选分工序,精选扫选所得产品依次进入一次扫选精选、二次扫选精选,二次扫选精选的产品进入混合精矿池,尾矿返回一次扫选精选,一次扫选精选尾矿返回精选粗选,精选扫选尾矿返回工序 1 中检查分级处,该工序药剂制度为:活化剂为硫酸铜,药剂用量 8g/t,抑制剂为羧甲基纤维素,药剂用量 210g/t,捕收剂用量 20g/t,由丁基黄药与异戊基黄药按 1:1 比例构成,起泡剂为复合药剂 C125,药剂用量 20g/t-30g/t,所述的选矿药剂分别用水溶解,配置成浓度 5%或 10%的水溶液,采用分段加药方式,在各个作业中分段添加。经过该工序所得的混合精矿镍品位可达到 6% -8%,铜品位可达到 1% -1.6%,尾矿镍品位 ≤ 0.2%,铜品位 ≤ 0.04%。

[0024] 混合精矿铜镍分离工序 4,该工序由 GF-1.1 浮选机构成联合机组,来自混合精矿池的铜镍精矿在此进入 PH 值 14 的铜镍分离粗选,分离粗选所得尾矿为最终产品镍精矿 1,所得产品依次进入一次分离精选 (PH13)、二次分离精选 (PH12)、三次分离精选 (PH12)、四

次分离精选 (PH14), 四次分离精选的产品为最终铜精矿, 尾矿返回三次分离精选, 三次分离精选尾矿返回二次分离精选, 二次分离精选尾矿返回一次分离精选, 一次分离精选尾矿进入分离精扫选, 分离精扫选所得尾矿为最终产品镍精矿 2, 所得精矿返回分离粗选, 经过该工序所得镍精矿镍品位可达 7.6%、铜品位 0.78%、镍金属回收率 85.1%, 铜精矿铜品位 26.5%、镍品位 1%、铜金属回收率 54%, 该工序药剂制度为: 镍矿物抑制剂为石灰及羧甲基纤维素, 药剂用量分别为 1100g/t、30g/t, 铜矿物捕收剂为硫氨酯 (Z200#), 药剂用量 20g/t, 所述选矿药剂分别用水溶解, 配置成浓度 5% 或 10% 的水溶液, 羧甲基纤维素仅在第四次分离精选时添加, 其他药剂采用分段加药方式, 在各个作业中分段添加。

[0025] 混合浮选尾矿重选工序 5, 工序 2 产生的铜镍尾矿砂经尾矿池在此进入由 19 台 BL1500B 型螺旋溜槽组成的尾矿重选粗选工序中, 重选粗选所得的尾矿为最终尾矿, 精矿进入由 2 台 BL1500B 型螺旋溜槽组成的重选精选工序, 重选精选所得产品返回工序 1 中检查分级处, 重选精选尾矿返回重选粗选。

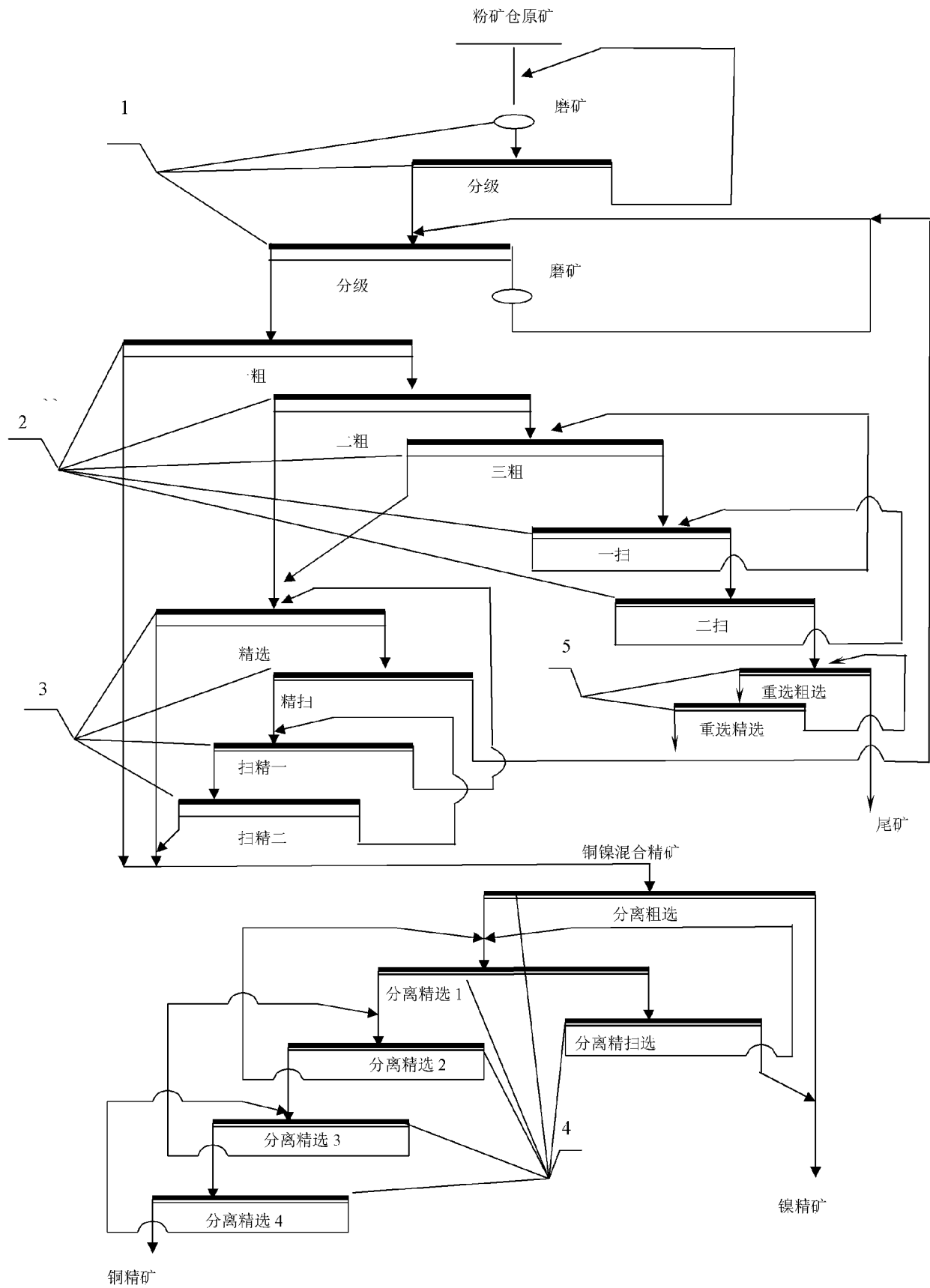


图 1