



(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 105268539 A

(43) 申请公布日 2016. 01. 27

(21) 申请号 201410852709. 4

(22) 申请日 2014. 12. 31

(66) 本国优先权数据

201410342413. 8 2014. 07. 17 CN

(71) 申请人 北京有色金属研究总院

地址 100088 北京市西城区新街口外大街 2 号

(72) 发明人 宋永胜 李凤 李文娟 陈勇
陈超

(74) 专利代理机构 北京北新智诚知识产权代理有限公司 11100

代理人 刘茵

(51) Int. Cl.

B03B 7/00(2006. 01)

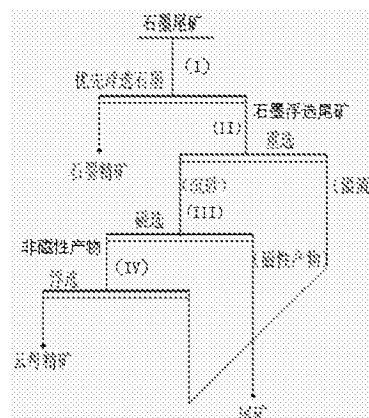
权利要求书1页 说明书6页 附图2页

(54) 发明名称

一种回收石墨尾矿中石墨和云母的选矿工艺

(57) 摘要

一种回收石墨尾矿中石墨和云母的选矿工艺,其包括如下步骤:I. 对石墨尾矿进行石墨浮选,获得石墨精矿和石墨浮选尾矿;II. 步骤I获得的石墨浮选尾矿进行重选,获得沉砂,云母富集在沉砂中;III. 步骤II获得的沉砂进行磁选,获得磁性矿物和非磁性矿物;IV. 步骤III获得的非磁性矿物进行云母浮选,得到云母精矿。本发明的工艺提高了从石墨尾矿中回收石墨、云母的精矿品位和回收率。



1. 一种回收石墨尾矿中石墨和云母的选矿工艺,其特征在于,其包括如下步骤:

I. 对石墨尾矿进行石墨浮选,获得石墨粗精矿和石墨浮选尾矿;

II. 步骤 I 获得的石墨浮选尾矿进行重选,获得沉砂,云母富集在沉砂中;

III. 步骤 II 获得的沉砂进行磁选,获得磁性矿物和非磁性矿物;

IV. 步骤 III 获得的非磁性矿物进行云母浮选,得到云母精矿。

2. 根据权利要求 1 所述的选矿工艺,其特征在于,所述步骤 I 石墨浮选步骤的具体操作如下:

磨矿细度为 -0.074mm 占 $80\% \sim 95\%$ 的石墨尾矿调成质量浓度为 $30 \sim 40\%$ 的矿浆,粗选的条件为:加入 $500 \sim 2000\text{g/t}$ 水玻璃作为抑制剂抑制脉石矿物,搅拌;随后加入 $80 \sim 180\text{g/t}$ 捕收剂煤油, $20 \sim 100\text{g/t}$ 起泡剂松醇油,混合搅拌;浮选得到石墨粗精矿和石墨浮选尾矿;所述水玻璃、煤油、松醇油的加入量均相对于每吨石墨尾矿计。

3. 根据权利要求 2 所述的选矿工艺,其特征在于,所述步骤 I 还包括石墨浮选后的扫选步骤,对石墨浮选后的矿浆扫选 1-2 次,每次扫选添加 $0 \sim 50\text{g/t}$ 煤油,煤油的加入量相对于每吨石墨尾矿计;第一次扫选得到的泡沫返回所述石墨浮选步骤,第二次扫选得到的泡沫返回第一次扫选步骤,扫选后的矿浆为石墨浮选尾矿。

4. 根据权利要求 1 所述的选矿工艺,其特征在于,所述步骤 I 获得的石墨粗精矿进行 2~5 次精选,各次精选的矿浆质量浓度为 $10 \sim 20\%$,每次精选加入抑制剂水玻璃,相对于每吨石墨尾矿加入水玻璃 $0 \sim 1000\text{g}$,第一次精选的中矿返回所述石墨浮选步骤,第 2-5 次精选的中矿返回到上一次精选作业,精选得到石墨精矿。

5. 根据权利要求 1 所述的选矿工艺,其特征在于,所述步骤 II 的重选设备为水力旋流器,水力旋流器入选的矿浆质量浓度为 $10 \sim 20\%$ 。

6. 根据权利要求 1 所述的选矿工艺,其特征在于,所述水力旋流器为 GSDF10&25J&50J 水力旋流器。

7. 根据权利要求 1 所述的选矿工艺,其特征在于,所述步骤 III 磁选操作的磁场强度为 $1500 \sim 18000\text{e}$ 。

8. 根据权利要求 1 所述的选矿工艺,其特征在于,所述步骤 IV 浮选步骤的具体操作如下:

向步骤 III 获得的非磁性矿物调成质量浓度为 $30 \sim 40\%$ 的矿浆,加入 $0 \sim 2000\text{g/t}$ 水玻璃作为抑制剂,搅拌;随后加入 $100 \sim 500\text{g/t}$ 捕收剂十二胺, $10 \sim 40\text{g/t}$ 起泡剂松醇油,混合搅拌;得到云母粗精矿和云母浮选尾矿;所述水玻璃、十二胺、松醇油的加入量均相对于每吨非磁性矿物计。

9. 根据权利要求 1 或 8 所述的选矿工艺,其特征在于,所述步骤 IV 获得的云母粗精矿进行 4-5 次精选;各次精选的矿浆质量浓度为 $10 \sim 20\%$,调节 pH 为 $2.5 \sim 3$,捕收剂为 $0 \sim 500\text{g/t}$ 十二胺,起泡剂为 $0 \sim 40\text{g/t}$ 松醇油,抑制剂为 $0 \sim 2000\text{g/t}$ 水玻璃,所述水玻璃、十二胺、松醇油的加入量均相对于每吨非磁性矿物计;第一次精选的中矿返回所述云母浮选步骤,第 2-5 次精选的中矿返回到上一次精选作业,精选得到云母精矿。

10. 根据权利要求 1-9 中任一项所述的选矿工艺,其特征在于,所述石墨尾矿中含石墨 3% 以上,云母 5% 以上,所述云母为白云母。

一种回收石墨尾矿中石墨和云母的选矿工艺

技术领域

[0001] 本发明涉及一种石墨尾矿中石墨和云母的回收工艺。

背景技术

[0002] 常用的选别石墨矿中石墨的方法有三种：浮选、重选、化学浸出。石墨是一种天然可浮性较好的矿物，通常添加非极性捕收剂就能起到很好的回收效果，因此对于大鳞片石墨都采用浮选法，且成本较低。而当石墨与脉石矿物比重差异较大时可采用重选，石墨属于轻矿物，易与中、重矿物分开。化学浸出适用于对石墨精矿纯度要求较高的隐晶质石墨矿。

[0003] 云母矿的选别方法有三种：风选、浮选、重选。风选适合破碎后呈大薄片的云母。片径较小且脉石矿物较为复杂适合用浮选工艺，通过添加捕收剂，拉大矿物表面性质差异程度，从而达到分选的目的。而重选则是利用云母与脉石矿物密度、粒度间的差异，实现云母与其他脉石矿物的分离。

[0004] 石墨尾矿中的石墨和云母粒级较细，脉石矿物的种类较复杂，表面性质相近，分离回收的石墨和云母的难度较大。现有技术回收石墨和云母的工艺流程如图2～图4所示，这些工艺获得石墨、云母精矿品位和/或回收率较低，石墨、云母分离回收效果不令人满意。

发明内容

[0005] 本发明的目的在于提供一种回收石墨尾矿中石墨和云母的选矿工艺，该工艺采用浮选-重选-磁选-浮选组合工艺流程来实现复杂石墨尾矿中石墨和云母的分离回收，可大幅提高资源利用率。

[0006] 为实现上述目的，本发明采用以下技术方案：

[0007] 一种回收石墨尾矿中石墨和云母的选矿工艺，其包括如下步骤：

[0008] I. 对石墨尾矿进行石墨浮选，获得石墨粗精矿和石墨浮选尾矿；

[0009] II. 步骤I获得的石墨浮选尾矿进行重选，获得沉砂，云母富集在沉砂中；

[0010] III. 步骤II获得的沉砂进行磁选，获得磁性矿物和非磁性矿物；

[0011] IV. 步骤III获得的非磁性矿物进行云母浮选，得到云母精矿。

[0012] 如上所述的选矿工艺，优选地，所述步骤I石墨浮选步骤的具体操作如下：

[0013] 磨矿细度为 -0.074mm 占80%～95%的石墨尾矿调成质量浓度为30～40%的矿浆，粗选的条件为：加入500～2000g/t水玻璃作为抑制剂抑制脉石矿物，搅拌；随后加入80～180g/t捕收剂煤油，20～100g/t起泡剂松醇油，混合搅拌；浮选得到石墨粗精矿和石墨浮选尾矿；所述水玻璃、煤油、松醇油的加入量均相对于每吨石墨尾矿计。

[0014] 如上所述的选矿工艺，优选地，所述步骤I还包括石墨浮选后的扫选步骤，对石墨浮选后的矿浆扫选1-2次，每次扫选添加0～50g/t煤油，煤油的加入量相对于每吨石墨尾矿计；第一次扫选得到的泡沫返回所述石墨浮选步骤，第二次扫选得到的泡沫返回第一次扫选步骤，扫选后的矿浆为石墨浮选尾矿。

[0015] 如上所述的选矿工艺，优选地，所述步骤I获得的石墨粗精矿进行2～5次精选，

各次精选的矿浆质量浓度为 10 ~ 20%，每次精选加入抑制剂水玻璃，相对于每吨石墨尾矿加入水玻璃 0 ~ 1000g，第一次精选的中矿返回所述石墨浮选步骤，第 2-5 次精选的中矿返回到上一次精选作业，精选得到石墨精矿。

[0016] 如上所述的选矿工艺，优选地，所述步骤 II 的重选设备为水力旋流器，水力旋流器入选的矿浆质量浓度为 10 ~ 20%。

[0017] 如上所述的选矿工艺，优选地，所述水力旋流器为 GSDF10&25J&50J 水力旋流器。

[0018] 如上所述的选矿工艺，优选地，所述步骤 III 磁选操作的磁场强度为 1500 ~ 18000e。

[0019] 如上所述的选矿工艺，优选地，所述步骤 IV 浮选步骤的具体操作如下：

[0020] 向步骤 III 获得的非磁性矿物调成质量浓度为 30 ~ 40% 的矿浆，加入 0 ~ 2000g/t 水玻璃作为抑制剂，搅拌；随后加入 100 ~ 500g/t 捕收剂十二胺，10 ~ 40g/t 起泡剂松醇油，混合搅拌；得到云母粗精矿和云母浮选尾矿；所述水玻璃、十二胺、松醇油的加入量均相对于每吨非磁性矿物计。

[0021] 如上所述的选矿工艺，优选地，所述步骤 IV 获得的云母粗精矿进行 4-5 次精选；各次精选的矿浆质量浓度为 10 ~ 20%，调节 pH 为 2.5 ~ 3，捕收剂为 0 ~ 500g/t 十二胺，起泡剂为 0 ~ 40g/t 松醇油，抑制剂为 0 ~ 2000g/t 水玻璃，所述水玻璃、十二胺、松醇油的加入量均相对于每吨非磁性矿物计；第一次精选的中矿返回所述云母浮选步骤，第 2-5 次精选的中矿返回到上一次精选作业，精选得到云母精矿。

[0022] 如上所述的选矿工艺，优选地，所述石墨尾矿中含石墨 3% 以上，云母 5% 以上，所述云母为白云母。

[0023] 本发明的设计原理如下：

[0024] 首先要求石墨尾矿的细度或经过再磨后的细度为 -0.074mm 占 80% ~ 95%，该细度的尾矿中石墨的单体解离度达 80% 以上，且石墨主要集中在粗粒级中。石墨尾矿进入浮选机优先浮选回收石墨，获得石墨粗精矿，浮选后进行 0 ~ 2 次扫选后得到石墨浮选尾矿。石墨粗精矿再经 2 ~ 5 次精选，得到石墨含量为 60% 以上，石墨回收率为 70% 以上的石墨精矿。

[0025] 浮选石墨后产生的石墨浮选尾矿用于云母的回收，由于云母呈片状，粒径相对其它脉石矿物大，因此，石墨浮选尾矿用水力旋流器重选时云母预富集产品存在于沉砂中，而大部分脉石矿物成为溢流产品。云母在沉砂中富集的同时，磁性矿物也在沉砂中得以富集，且会对云母后期的回收产生影响，因此，先将沉砂中的磁性矿物通过磁选去除。沉砂经磁选后获得的非磁性产品进行云母提纯的浮选，再经 4 ~ 5 次精选后得到云母含量为 80% 以上和云母回收率为 80% 以上的云母精矿。

[0026] 本发明的有益效果在于：本发明提供的工艺，提高了从石墨尾矿中回收石墨、云母的精矿品位和回收率，得到石墨含量为 60% 以上、石墨回收率为 70% 以上的石墨精矿，和云母含量为 80% 以上、云母回收率为 80% 以上的云母精矿，提高了资源利用率。

附图说明

[0027] 图 1 为本发明提供的回收石墨尾矿中石墨和云母的浮选 - 重选 - 磁选 - 浮选联合工艺流程示意图。

[0028] 图 2 为现有技术中浮选工艺回收石墨和云母的流程示意图。

[0029] 图 3 为现有技术中重选回收石墨和云母的流程示意图。

[0030] 图 4 为现有技术中浮选 + 重选的联合工艺流程回收石墨和云母的流程示意图。

具体实施方式

[0031] 以下结合具体实施例对本发明作进一步说明,但以下的实施例仅限于解释本发明,本发明的保护范围应包括权利要求的全部内容,不仅仅限于本实施例。

[0032] 实施例 1

[0033] 黑龙江萝北县石墨矿区尾矿库中的石墨含量为 4.98%,云母含量为 5.45%,长石化云母占 19.22%,石英占 21.35%,长石占 19.65%,石榴石占 7.0%,钙长石占 5.73%,辉石占 3.83%,透闪石占 3.88%,其它非金属脉石矿物占 8.91%。石墨尾矿经筛分分析表明 -0.074mm 占 89.90%,粒度较细,且脉石矿物复杂。

[0034] 工艺流程如图 1 所示。步骤 I 中抑制剂、捕收剂、起泡剂的加入量以每吨石墨尾矿计,步骤 IV 中抑制剂、捕收剂、起泡剂的加入量以每吨非磁性矿物计。

[0035] 步骤 I:上述石墨尾矿不磨直接进入浮选机优先回收石墨,矿浆质量浓度为 33%,加入抑制剂水玻璃抑制脉石矿物,用量为 1000g/t,搅拌 5 分钟。随后加入捕收剂煤油,用量为 120g/t,起泡剂为松醇油,用量为 60g/t,混合搅拌 3 分钟,得到石墨粗精矿,将粗精矿进行三次精选,第一次精选作业添加水玻璃 500g/t,后直接进行两次空白精选。第一次精选的中矿返回石墨浮选步骤,第二、三次精选的中矿返回到上一次精选作业。精选得到石墨含量为 60.56%,石墨回收率 73.93%的石墨精矿。

[0036] 步骤 II:浮选石墨后产生的石墨浮选尾矿进行重选回收云母,重选设备为 GSDF10&25J&50J 水力旋流器,矿浆质量浓度为 12%,云母预富集产品存在于沉砂中,大部分脉石矿物成为溢流产品。

[0037] 步骤 III:步骤 II 获得的沉砂进行磁选,磁选所用的磁场强度为 18000e,获得磁性矿物和非磁性矿物。

[0038] 步骤 IV:沉砂经磁选后获得的非磁性产品进行提纯云母的浮选,矿浆质量浓度为 32%,云母浮选作业直接添加捕收剂十二胺,用量为 300g/t,搅拌 3 分钟后添加起泡剂松醇油 20g/t,搅拌 2 分钟,进行云母粗选富集。经粗选脱出大部分脉石矿物,在第一次精选作业用硫酸调节矿浆的 pH 值,矿浆 $\text{pH} = 2.5 \sim 3$,然后通过添加抑制剂水玻璃进一步抑制脉石矿物,用量为 1000g/t,搅拌 5 分钟,添加捕收剂十二胺 100g/t 和起泡剂松醇油 10g/t,搅拌时间为 3 分钟后刮泡;第一次精选的中矿返回云母浮选步骤;第二次精选添加水玻璃 250g/t,添加捕收剂 80g/t 和起泡剂松醇油 5g/t;第三次精选添加水玻璃 0g/t,添加捕收剂 50g/t 和起泡剂松醇油 5g/t;第四次精选为空白精选;第二~四次精选的中矿返回到上一次精选作业;精选得到云母含量为 85.11%和云母回收率为 84.84%的云母精矿。

[0039] 实施例 2

[0040] 石墨尾矿取自湖北省某石墨尾矿库,其中无定型碳含量 3.85%,云母含量为 13.16%,石英含量为 43.15%,含有长石 20.81%,含有蒙脱石 11.88%,含有绿帘石 2.05%,磁铁物含 1.07%,其他矿物含量为 4.03%。矿物粒度较粗,-0.074mm 占 60.84%,且矿物组成复杂,本工艺适合该石墨尾矿。

[0041] 工艺流程如图 1 所示。步骤 I 中抑制剂、捕收剂、起泡剂的加入量以每吨石墨尾矿计,步骤 IV 中抑制剂、捕收剂、起泡剂的加入量以每吨非磁性矿物计。

[0042] 步骤 I:由于取自尾矿库的石墨尾矿粒度较粗,因此将石墨尾矿先进行磨矿,磨矿细度为 -0.074mm 占 90.00%,后将磨好的尾矿进行浮选。矿浆质量浓度为 33%,抑制剂水玻璃用量为 1200g/t ,搅拌 3 分钟。随后加入捕收剂煤油,用量为 100g/t ,起泡剂松醇油,用量为 40g/t ,混合搅拌 2 分钟,得到石墨粗精矿。将粗精矿进行再磨处理,再磨后的磨矿细度为 -0.074mm 占 95%,然后精选 3 次,第一次精选作业添加水玻璃 750g/t ,后直接进行两次空白精选。第一次精选的中矿返回石墨浮选步骤,第二、三次精选的中矿返回到上一次精选作业。精选得到石墨含量为 61.25%,石墨回收率为 72.56%的石墨精矿。

[0043] 步骤 II:将浮选石墨后产生的石墨浮选尾矿,送入水力旋流器,矿浆质量浓度为 10%,云母预富集产品存在于沉砂中,大部分脉石矿物成为溢流产品。

[0044] 步骤 III:步骤 II 获得的沉砂进行磁选,磁选所用的磁场强度为 16000e ,获得磁性矿物和非磁性矿物。

[0045] 步骤 IV:经磁选后的沉砂进行云母的浮选,矿浆质量浓度为 33%,粗选时捕收剂十二胺用量为 400g/t ,松醇油用量为 20g/t ,粗选不添加抑制剂,搅拌 5 分钟后进行刮泡得到粗精矿,抛掉部分尾矿。精选时,调节矿浆的 pH 值,矿浆 $\text{pH} = 2.5 \sim 3$,使得云母和其它脉石矿物分离。经五次精选,在第一次精选作业用硫酸调节矿浆的 pH 值,矿浆 $\text{pH} = 2.5 \sim 3$,然后通过添加抑制剂水玻璃进一步抑制脉石矿物,用量为 1200g/t ,搅拌 5 分钟,添加捕收剂十二胺 110g/t 和起泡剂松醇油 10g/t ,搅拌时间为 3 分钟后刮泡;第一次精选的中矿返回云母浮选步骤;第二次精选添加水玻璃 500g/t ,添加捕收剂 80g/t 和起泡剂松醇油 5g/t ;第三次精选添加水玻璃 0g/t ,添加捕收剂 50g/t 和起泡剂松醇油 5g/t ;第四次和第五次精选为空白精选;第二~四次精选的中矿返回到上一次精选作业;精选得到云母含量为 83.25%,云母回收率为 85.76%的云母精矿。

[0046] 比较例 1 全流程浮选工艺

[0047] (1) 采用全流程浮选工艺处理实施例 1 的石墨尾矿,流程见图 2。

[0048] 步骤 I:上述石墨尾矿不磨直接进入浮选机优先回收石墨,矿浆质量浓度为 33%,加入抑制剂水玻璃抑制脉石矿物,用量为 1000g/t ,搅拌 5 分钟。随后加入捕收剂煤油,用量为 120g/t ,起泡剂为松醇油,用量为 60g/t ,混合搅拌 3 分钟,得到石墨粗精矿,将粗精矿进行三次精选,第一次精选作业添加水玻璃 500g/t ,后直接进行空白精选,得到石墨含量为 60.56%,石墨回收率 73.93%的石墨精矿。

[0049] 步骤 II:石墨浮选尾矿进行提纯云母的浮选,矿浆质量浓度为 32%,云母浮选作业直接添加捕收剂十二胺,用量为 300g/t ,搅拌 3 分钟后添加起泡剂松醇油 20g/t ,搅拌 2 分钟,进行云母粗选富集。经粗选脱出大部分脉石矿物,在第一次精选作业用硫酸调节矿浆的 pH 值,矿浆 $\text{pH} = 2.5 \sim 3$,然后通过添加抑制剂水玻璃进一步抑制脉石矿物,用量为 1000g/t ,搅拌 5 分钟,添加捕收剂十二胺 100g/t 和起泡剂松醇油 10g/t ,搅拌时间为 3 分钟后刮泡;第二次精选添加水玻璃 250g/t ,添加捕收剂 80g/t 和起泡剂松醇油 5g/t ;第三次精选添加水玻璃 0g/t ,添加捕收剂 50g/t 和起泡剂松醇油 5g/t ;第四次精选为空白精选;得到云母含量为 37.26%,云母回收率为 39.88%的云母精矿,试验结果见表 1。

[0050] (2) 采用全流程浮选工艺处理实施例 2 的石墨尾矿,流程见图 2。

[0051] 步骤 I :由于取自尾矿库的石墨尾矿粒度较粗,因此将石墨尾矿先进行磨矿,磨矿细度为 -0.074mm 占 90.00% ,后将磨好的尾矿进行浮选。矿浆质量浓度为 33% ,抑制剂水玻璃用量为 1200g/t ,搅拌 3 分钟。随后加入捕收剂煤油,用量为 100g/t ,起泡剂松醇油,用量为 40g/t ,混合搅拌 2 分钟,得到石墨粗精矿。将粗精矿进行再磨处理,再磨后的磨矿细度为 -0.074mm 占 95% ,然后精选 3 次,第一次精选作业添加水玻璃 750g/t ,后直接进行空白精选,得到石墨含量为 61.25% ,石墨回收率为 72.56% 的石墨精矿。

[0052] 步骤 II :石墨浮选尾矿进行云母的浮选,矿浆质量浓度为 33% ,粗选时捕收剂十二胺用量为 400g/t ,松醇油用量为 20g/t ,粗选不添加抑制剂,搅拌 5 分钟后进行刮泡得到粗精矿,抛掉部分尾矿。精选时,调节矿浆的 pH 值,矿浆 $\text{pH} = 2.5 \sim 3$,使得云母和其它脉石矿物分离。经五次精选,在第一次精选作业用硫酸调节矿浆的 pH 值,矿浆 $\text{pH} = 2.5 \sim 3$,然后通过添加抑制剂水玻璃进一步抑制脉石矿物,用量为 1200g/t ,搅拌 5 分钟,添加捕收剂十二胺 110g/t 和起泡剂松醇油 10g/t ,搅拌时间为 3 分钟后刮泡;第二次精选添加水玻璃 500g/t ,添加捕收剂 80g/t 和起泡剂松醇油 5g/t ;第三次精选添加水玻璃 0g/t ,添加捕收剂 50g/t 和起泡剂松醇油 5g/t ;第四次和第五次精选为空白精选;得到云母含量为 71.57% ,云母回收率为 86.32% 的云母精矿,试验结果见表 2。

[0053] 比较例 2 全重选工艺

[0054] 采用全重选工艺处理实施例 1 和实施例 2 的石墨尾矿,流程见图 3。

[0055] 将石墨尾矿送入水力旋流器,矿浆质量浓度为 10% ,重选沉砂为石墨和云母混合精矿,重选溢流为最终尾矿,试验结果见表 1 和表 2。

[0056] 比较例 3 浮选 + 重选联合流程工艺

[0057] (1) 采用浮选 + 重选联合流程工艺处理实施例 1 的石墨尾矿,流程见图 4。

[0058] 步骤 I :上述石墨尾矿不磨直接进入浮选机优先回收石墨,矿浆质量浓度为 33% ,加入抑制剂水玻璃抑制脉石矿物,用量为 1000g/t ,搅拌 5 分钟。随后加入捕收剂煤油,用量为 120g/t ,起泡剂为松醇油,用量为 60g/t ,混合搅拌 3 分钟,得到石墨粗精矿,将粗精矿进行三次精选,第一次精选作业添加水玻璃 500g/t ,后直接进行空白精选,得到石墨含量为 60.56% ,石墨回收率 73.93% 的石墨精矿。

[0059] 步骤 II :将浮选石墨后产生的石墨浮选尾矿,送入水力旋流器,矿浆质量浓度为 10% ,重选沉砂为云母精矿,重选溢流为最终尾矿,试验结果见表 1。

[0060] (2) 采用浮选 + 重选联合流程工艺处理实施例 2 的石墨尾矿,流程见图 4。

[0061] 步骤 I :由于取自尾矿库的石墨尾矿粒度较粗,因此将石墨尾矿先进行磨矿,磨矿细度为 -0.074mm 占 90.00% ,后将磨好的尾矿进行浮选。矿浆质量浓度为 33% ,抑制剂水玻璃用量为 1200g/t ,搅拌 3 分钟。随后加入捕收剂煤油,用量为 100g/t ,起泡剂松醇油,用量为 40g/t ,混合搅拌 2 分钟,得到石墨粗精矿。将粗精矿进行再磨处理,再磨后的磨矿细度为 -0.074mm 占 95% ,然后精选 3 次,第一次精选作业添加水玻璃 750g/t ,后直接进行空白精选,得到石墨含量为 61.25% ,石墨回收率为 72.56% 的石墨精矿。

[0062] 步骤 II :将浮选石墨后产生的石墨浮选尾矿,送入水力旋流器,矿浆质量浓度为 10% ,重选沉砂为云母混合精矿,重选溢流为最终尾矿,试验结果见表 2。

[0063] 表 1

[0064]

选矿工艺名称	实施例 1 石墨尾矿中含量(%)		精矿中品位(%)		精矿中回收率 (%)	
	石墨	云母	石墨	云母	石墨	云母
浮选—重选—磁选—浮选联合工艺	4.98	5.45	60.56	85.11	73.93	84.84
全流程浮选工艺			60.56	37.26	73.93	39.88
全流程重选工艺			5.70	33.26	39.04	52.54
浮选+重选联合工艺			60.56	39.43	73.93	51.76

[0065] 表 2

[0066]

选矿工艺名称	实施例 2 石墨尾矿中含量(%)		精矿中品位(%)		精矿中回收率 (%)	
	石墨	云母	石墨	云母	石墨	云母
浮选—重选—磁选—浮选联合工艺	3.85	13.16	61.25	83.25	72.56	85.76
全流程浮选工艺			61.25	71.57	72.56	86.32

[0067]

全流程重选工艺			5.76	54.89	40.83	49.35
浮选+重选联合工艺			61.25	61.37	72.56	50.49

[0068] 从表 1 和表 2 可知,在实施例 1 和实施例 2 中,采用本发明工艺所得到石墨和云母回收率和品位明显优于传统浮选工艺,且品位大大提高。因此,本发明工艺与传统工艺比较,具有显著的优越性。

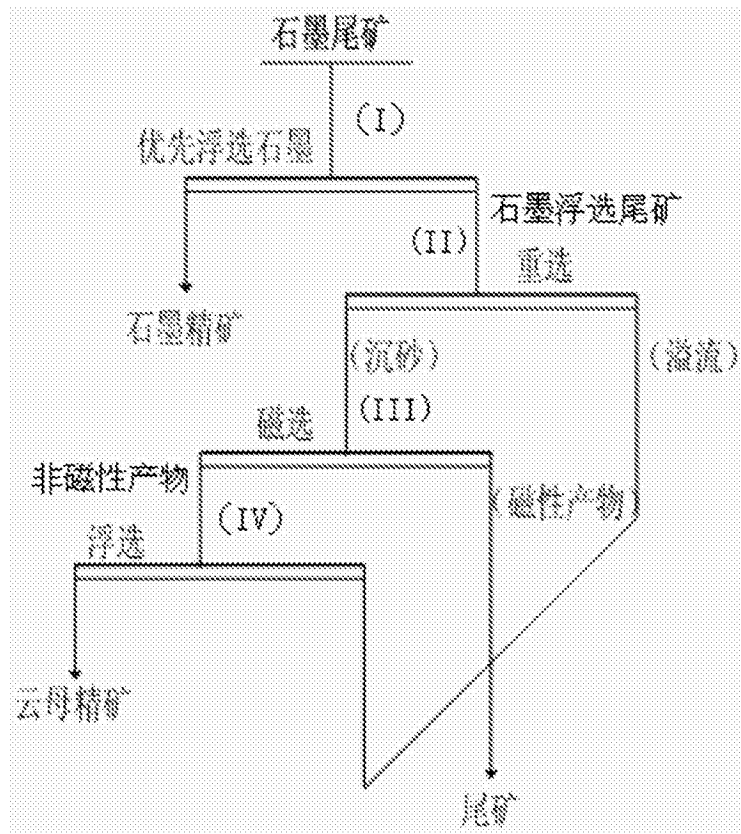


图 1

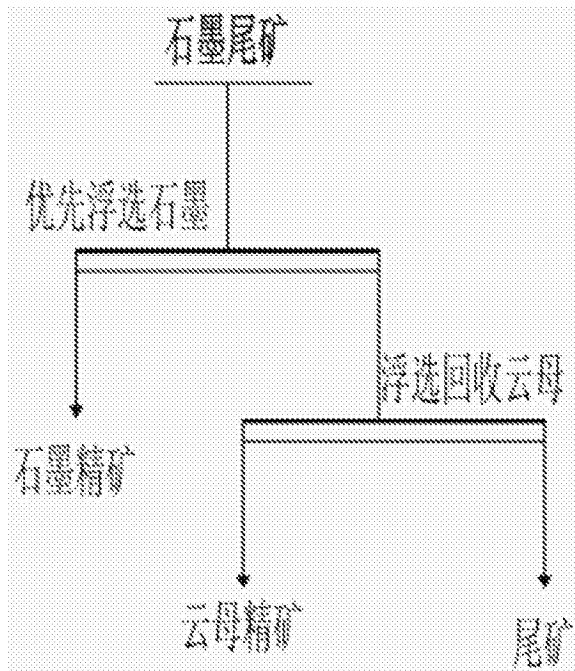


图 2

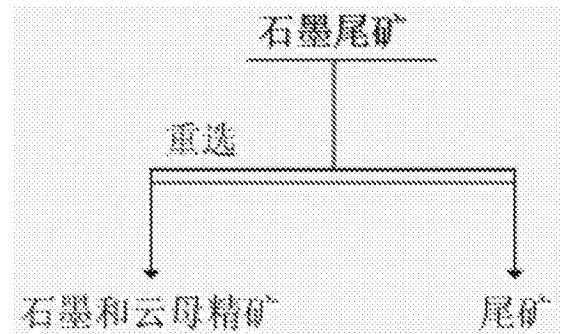


图 3

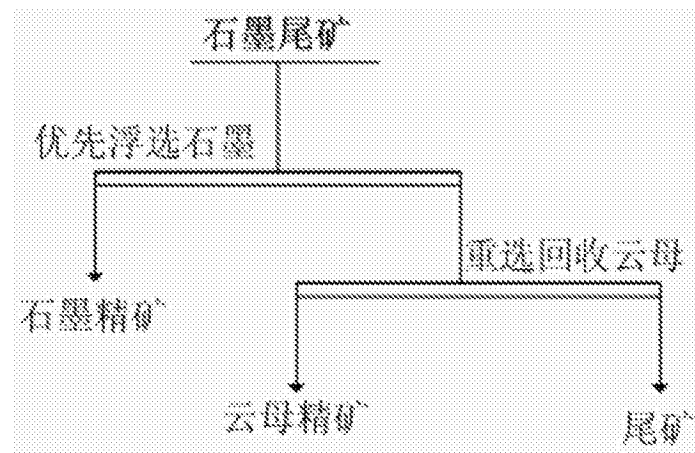


图 4