(19)国家知识产权局

(12)发明专利

(10)授权公告号 CN 112958271 B
(45)授权公告日 2023.01.03

(21)申请号 202110212896.X
(22)申请日 2021.02.25
(65)同一申请的已公布的文献号
申请公布号 CN 112958271 A
(43)申请公布日 2021.06.15
(73)专利权人 广东省科学院资源综合利用研究所
地址 510651 广东省广州市天河区长兴路363号大院
(72)发明人 陈志强 饶金山 胡红喜 吕昊子 刘超 刘勇 周吉奎 吕先谨 马致远 吕建芳
(74)专利代理机构 北京劲创知识产权代理事务所(普通合伙) 11589
专利代理师 王闯
(51)Int.Cl.
B03B 9/00(2006.01)
审查员 张文婷

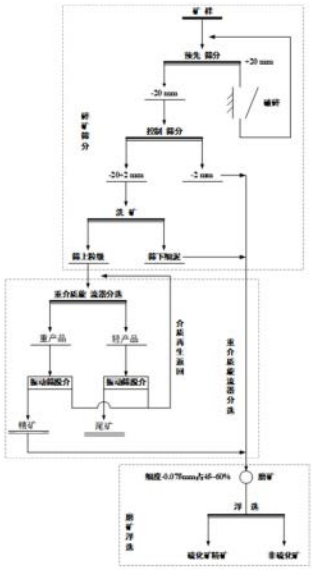
权利要求书1页 说明书6页 附图2页

(54)发明名称

一种白云石-重晶石型铅锌矿分离浮选方法

(57)摘要

本发明属于矿物分离技术领域，具体公开了一种白云石-重晶石型铅锌矿分离浮选方法。本发明方法将白云石-重晶石型铅锌矿矿石破碎，筛分出粒度-20+2mm矿石，之后经洗矿后的筛上粒级矿物进入重介质旋流器分选得到重产品和轻产品；重产品、轻产品分别脱介后得到的筛上产品为重矿物和轻矿物；重矿物粗磨、浮选得到硫化矿浮选精矿和非硫化矿，硫化矿浮选精矿为含方铅矿、闪锌矿和黄铁矿的矿物，非硫化矿为含重晶石的矿物。本发明方法可实现粗粒下白云石与硫化矿的分离，从根本上解决了白云石易过磨泥化、引起泡沫发粘和影响铅锌指标等难题；并且可以在较粗粒度下实现硫化矿和重晶石的分离，为重晶石之后的重选回收提供基础。



CN 112958271 B

1.一种白云石-重晶石型铅锌矿分离浮选方法,其特征在于,包括步骤:

(1)将白云石-重晶石型铅锌矿矿石破碎至20mm以下,使粒度在-20+2mm之间的矿石质量比含量为60%～85%,之后筛分得到粒度在-20+2mm之间的矿石,筛分后剩余的细粒矿石粉收集;

(2)所述粒度在-20+2mm之间的矿石采用2mm筛孔振动筛洗矿,洗矿后的筛上粒级矿物进入重介质旋流器分选,分别得到重产品和轻产品;洗矿后的筛下细粒级矿物经浓缩后收集;

(3)所述重产品和轻产品采用筛孔振动筛分别用水脱介,重产品脱介后筛上产品为精矿,轻产品脱介后筛上产品为尾矿;所述精矿为硫化矿和重晶石为主的重矿物,所述尾矿为白云石为主的轻矿物;

(4)将步骤(1)中收集的筛分后剩余细粒矿石粉、步骤(2)洗矿后的筛下细粒级矿物浓缩产品和步骤(3)所述精矿合并,之后粗磨至细度-0.075mm质量比占45～60%,然后进行浮选,得到硫化矿浮选精矿和非硫化矿,所述硫化矿浮选精矿为含方铅矿、闪锌矿和黄铁矿的矿物,所述非硫化矿为含重晶石的矿物。

2.根据权利要求1所述的方法,其特征在于,所述非硫化矿经磁选除去磁性杂质,之后脱水脱泥得到重晶石物料,所述重晶石物料再经分级、重选,得到重晶石产品。

3.根据权利要求1或2所述的方法,其特征在于,所述白云石-重晶石型铅锌矿中白云石的质量百分比含量为60～70%。

4.根据权利要求3所述的方法,其特征在于,所述尾矿中白云石矿物的质量百分比含量>91%,其中CaO的质量百分比含量＞27%,MgO的质量百分比含量>19%,所述尾矿可作为耐火初级材料使用。

5. 根据权利要求1所述的方法,其特征在于,所述重介质旋流器分选采用的重介质悬浮液比重为1.8～2.7,旋流器压力为0.9～1.5 kg/cm^2。

6.根据权利要求5所述的方法,其特征在于,所述重介质悬浮液采用的重介质为硅铁粉、磁铁矿或黄铁矿。

7.根据权利要求1所述的方法,其特征在于,步骤(3)中,所述精矿相对洗矿后的筛上粒级矿物产率为45～60%;和/或,所述尾矿相对洗矿后的筛上粒级矿物产率为40～55%。

8.根据权利要求1所述的方法,其特征在于,步骤(4)中,所述浮选使用的药剂包括活化剂、硫化矿捕收剂和起泡剂。

9.根据权利要求8所述的方法,其特征在于,所述活化剂为硫酸铜,所述硫化矿捕收剂为丁基黄药,所述起泡剂为松醇油。

10.根据权利要求2所述的方法,其特征在于,所述重晶石产品中硫酸钡含量≥90%。

一种白云石-重晶石型铅锌矿分离浮选方法

技术领域

[0001] 本发明涉及矿物分离技术领域，特别是涉及一种白云石-重晶石型铅锌矿的分离浮选方法。

背景技术

[0002] 目前在对白云石-重晶石型铅锌矿进行选矿分离时，一般采用直接浮选法进行分离，选矿得到铅锌矿精矿。一方面，白云石-重晶石型铅锌矿中所含的白云石量较多，一般占到60％以上，白云石容易在磨矿中过磨泥化，导致浮选过程中泡沫发粘，严重影响了铅锌的分选指标，是目前铅锌选矿的难题之一；另一方面，采用直接浮选法在对白云石-重晶石型铅锌矿进行选矿分离时，一般需要细磨浮选，导致其中的重晶石过粉碎，难以回收利用。

[0003] 因此，有必要针对白云石-重晶石型铅锌矿的特点进行研究，以提出一种新的分选方法来解决以上难题。

发明内容

[0004] 本发明主要解决的技术问题是提供一种白云石-重晶石型铅锌矿分离浮选方法，可实现粗粒下白云石与硫化矿的分离，分离出的白云石不进入之后的浮选分离流程，从根本上解决了白云石易过磨泥化、引起泡沫发粘和影响铅锌指标等选矿难题；并且可以在较粗粒度下实现硫化矿和重晶石的分离，为重晶石之后的重选回收提供良好的基础。

[0005] 为解决上述技术问题，本发明采用的技术方案是：一种白云石-重晶石型铅锌矿分离浮选方法，包括步骤：

[0006] (1)将白云石-重晶石型铅锌矿矿石进行选择性破碎，破碎至20mm以下，使粒度在-20+2mm之间的矿石质量比含量为60％～85％，之后筛分得到粒度在-20+2mm之间的矿石，筛分后剩余的细粒矿石粉收集，作为磨矿给料，之后进入浮选操作；

[0007] (2)所述粒度在-20+2mm之间的矿石采用2mm筛孔振动筛洗矿，采用高压水冲洗的方法进行洗矿，洗矿后的筛上粒级矿物进入重介质旋流器分选，分别得到重产品和轻产品；洗矿后的筛下细粒级矿物经浓缩后收集，作为磨矿给料，之后进入浮选操作；

[0008] (3)所述重产品和轻产品采用筛孔振动筛分别用高压水脱介，重产品脱介后筛上产品为精矿，轻产品脱介后筛上产品为尾矿；所述精矿为硫化矿和重晶石为主的重矿物，所述尾矿为白云石为主的轻矿物；脱介得到的筛下物经介质再生后返回重介质旋流器循环使用，其中介质再生方法采用现有的常用方法即可；分离得到的尾矿可以作为耐火初级材料使用；得到的精矿作为磨矿给料，之后进入浮选操作；

[0009] (4)将步骤(1)中收集的筛分后剩余细粒矿石粉、步骤(2)洗矿后的筛下细粒级矿物浓缩产品和步骤(3)所述精矿合并，之后粗磨至细度-0.075mm质量比占45～60％，然后进行浮选，得到硫化矿浮选精矿和非硫化矿，所述硫化矿浮选精矿为含方铅矿、闪锌矿和黄铁矿的矿物，所述非硫化矿为含重晶石的矿物。

[0010] 优选地，所述非硫化矿经磁选除去磁性杂质，之后脱水脱泥得到重晶石物料，所述

重晶石物料再经分级、重选，得到重晶石产品。

[0011] 优选地，所述白云石-重晶石型铅锌矿中白云石的质量百分比含量为60～70％。

[0012] 优选地，步骤(3)中所述尾矿中白云石矿物的质量百分比含量>91％，其中CaO的质量百分比含量＞27％，MgO的质量百分比含量>19％，所述尾矿可作为耐火初级材料使用。

[0013] 优选地，所述重介质旋流器分选采用的重介质悬浮液比重为1.8～2.7，旋流器压力为0.9～1.5kg/cm^2。

[0014] 优选地，所述重介质悬浮液采用的重介质为硅铁粉、磁铁矿和/或黄铁矿。

[0015] 优选地，步骤(3)中，所述精矿相对洗矿后的筛上粒级矿物产率为45～60％；和/或，所述尾矿相对洗矿后的筛上粒级矿物产率为40～55％。

[0016] 优选地，步骤(4)中，所述浮选使用的药剂包括活化剂、硫化矿捕收剂和起泡剂。

[0017] 进一步优选地，所述活化剂为硫酸铜，和/或，所述硫化矿捕收剂为丁基黄药，和/或，所述起泡剂为松醇油。

[0018] 所述活化剂用量为每吨浮选矿物添加活化剂220～270g。

[0019] 所述硫化矿捕收剂的用量为每吨浮选矿物添加220～240g。

[0020] 所述起泡剂的用量为每吨浮选矿物添加100～130g。

[0021] 优选地，非硫化矿处理得到的所述重晶石产品中硫酸钡含量≥90％。

[0022] 本发明首先基于白云石(比重为2.8～2.9)与方铅矿(比重为7.4～7.6)、闪锌矿(比重为3.9～4.1)、黄铁矿(比重为4.9～5.2)和重晶石(比重为4.0～4.6)的比重差，白云石的比重轻且与其他矿的比重差别大，利用重介质旋流器、在粗粒状态下将白云石-重晶石型铅锌矿中的白云石有效分离。在选厂磨矿作业前即将白云石脱除，这样可以大幅度减少进入磨矿-浮选流程的矿石量，有利于选厂的节能降耗；同时由于有效减少了进入磨矿浮选的白云石矿物的含量，因此有效解决了因白云石过磨泥化导致的浮选时泡沫发粘和浮选指标不高等技术难题。

[0023] 在去除白云石后，进入磨矿的矿物主要是硫化矿和重晶石为主的重矿物，此时可以在粗磨的条件下，采用浮选方法，实现非硫化矿(主要含重晶石的矿物)与硫化矿(主要含方铅矿、闪锌矿和黄铁矿的矿物)的有效分离，得到硫化矿浮选精矿和非硫化矿。硫化矿浮选精矿经进一步处理，可以得到铅精矿和锌精矿。非硫化矿经进一步处理，得到了重晶石产品，得到的重晶石产品中硫酸钡含量大于90％，可直接销售，经细磨加工后可用于石油钻探中环流泥浆加重剂。

[0024] 在本发明中，白云石-重晶石型铅锌矿矿石的破碎粒度也很重要。白云石-重晶石型铅锌矿矿石中方铅矿莫氏硬度最低，为2.5，白云石莫氏硬度为3.5～4.0，与闪锌矿接近，比黄铁矿(硬度为6.0～6.5)等要低。莫氏硬度越低的矿物优先被破碎，甚至是泥化。本发明通过采用选择性破碎磨矿，即控制碎矿粒度，并结合之后重介质旋流器分离，使白云石在粗粒状态下实现有效分离。本发明可以较为彻底地分离出白云石，且铅锌的损失率低。经试验，采用本发明方法，所得尾矿即白云石为主的轻矿物相对洗矿得到的筛上粒级产率大于40％，即尾矿产率大于40％，这说明白云石-重晶石型铅锌矿中的白云石得到了有效的分离。

[0025] 本发明方法可实现在粗粒下白云石和重晶石与硫化矿的分离，降低进入磨矿作业的矿石量，达到节能降耗的目的；同时减少进入磨矿浮选的白云石矿物含量，解决因白云石

过磨泥化导致的泡沫发粘和浮选指标不高等问题;采用粗磨-浮选,在粗磨状态下将硫化矿和非硫化矿重晶石进行分离,获得硫化矿精矿和非硫化矿重晶石,非硫化矿重晶石可以进一步处理得到重晶石产品。

附图说明

[0026] 图1是本发明提供的一种白云石-重晶石型铅锌矿分离浮选方法的工艺流程图;

[0027] 图2是本发明实验例1和实验例2进行非硫化矿处理的工艺流程图。

具体实施方式

[0028] 下面通过具体实施例对本发明的技术方案进行详细说明。

[0029] 以下实施例中的百分数均为质量百分数。以下实施例中,使用的重介质悬浮液采用的重介质为硅铁粉、磁铁矿和/或黄铁矿。

[0030] 实施例1

[0031] 本实施例处理的白云石-重晶石型铅锌矿,其中含铅0.97%、锌3.33%,重晶石矿物的含量约为16%,脉石矿物白云石的含量约为63%。本实施例提供的分离浮选方法参照图1所示的流程进行,包括以下步骤:

[0032] S1:破碎-筛分

[0033] 将白云石-重晶石型铅锌矿矿石破碎至-15mm,其中粒度在-15+4mm之间的矿石质量比含量为78%,其中-4mm粒级的细矿物进入选厂粉矿仓,作为磨矿机给料,-15mm+4mm粒级矿物进入洗矿;将-15mm+4mm矿石采用2mm筛孔的振动筛和高压水冲洗的方法进行洗矿,筛下细粒级浓缩后作为磨矿给料,筛上粒级进入重介质旋流器分选,洗矿得到的筛上粒级对原矿产率77.38%,含铅0.93%、含锌3.38%,铅锌回收率分别为75.85%和78.63%。

[0034] S2:重介质旋流器分选

[0035] 重介质旋流器通过调节重介质悬浮液比重为2.2和旋流器压力为1.2kg/cm^2,待重介质旋流器运转稳定后,将洗矿得到的筛上粒级矿物给入重介质旋流器中进行分选,分别获得重产品和轻产品,之后进入产品脱介;

[0036] 重产品和轻产品分别采用振动筛和高压水进行脱介,重产品脱介得到的筛上产品为精矿,轻产品脱介得到的筛上产品为尾矿。

[0037] 所得精矿相对洗矿得到的筛上粒级矿物产率为45.40%(对原矿35.13%),是硫化矿和重晶石为主的重矿物,含铅2.03%、锌7.15%,铅回收率95.31%(对原矿72.29%)、锌回收率96.12%(对原矿75.58%)。

[0038] 所得尾矿相对洗矿得到的筛上粒级矿物产率为54.60%(对原矿42.25%),是白云石为主的轻矿物,轻矿物含铅0.08%、锌0.24%,铅损失率4.69%(对原矿3.55%)、锌损失率3.88%(对原矿3.05%),轻矿物中白云石含量为92.76%,含CaO 27.82%、MgO 19.23%,经简易加工后可作为初级耐火材料。

[0039] S3:碎磨-浮选

[0040] 将-4mm粒级的细矿物、洗矿得到的筛下细泥和所得的精矿混合进行碎磨,至细度-0.075mm占55%,作为浮选给料,浮选给料对原矿产率55.75%,含铅1.62%、锌5.58%,铅锌回收率分别为96.45%和96.95%;

[0041] 对浮选给料进行浮选，按每吨浮选给料计，向浮选给料中加入活化剂硫酸铜250g/t，硫化矿捕收剂丁基黄药230g/t和起泡剂松醇油120g/t，进行浮选，获得硫化矿精矿和非硫化矿。

[0042] 硫化矿精矿产率对浮选给料44.78％(原矿25.86％)，主要是方铅矿、闪锌矿和黄铁矿，含铅3.09％、锌10.91％，对浮选给料铅回收率91.59％(对原矿88.33％)、锌回收率97.68％(对原矿94.70％)。

[0043] 非硫化矿主要是重晶石，对浮选给料产率55.22％(原矿31.89％)，对浮选给料铅损失率8.41％(对原矿8.11％)、锌损失率2.32％(对原矿2.25％)，含硫酸钡30.91％。

[0044] 实施例2

[0045] 本实施例处理的白云石-重晶石型铅锌矿，含铅0.97％、锌3.33％，重晶石矿物的含量约为16％，脉石白云石的矿物含量约为67％。本实施例提供的分离浮选方法参照图1所示的流程进行，包括以下步骤：

[0046] S1：破碎-筛分

[0047] 将白云石-重晶石型铅锌矿矿石破碎至-15mm，其中粒度在-15+2mm粒级范围之间的矿石质量比含量为84.5％，其中-2mm粒级的细矿物作为磨矿机给料，-15+2mm粒级矿物进入洗矿；将-15+2mm矿石采用2mm筛孔的振动筛和高压水冲洗的方法进行洗矿，筛下细粒级浓缩后作为磨矿给料，筛上粒级进入重介质旋流器分选，洗矿得到的筛上粒级对原矿产率83.96％，其含铅0.96％、含锌3.36％，铅锌回收率分别为83.12％和85.44％；

[0048] S2：重介质旋流器分选

[0049] 重介质旋流器通过调节重介质悬浮液比重为2.7和旋流器压力为0.9kg/cm^2，待重介质旋流器运转稳定后，将洗矿得到的筛上粒级矿物给入重介质旋流器中进行分选，分别获得重产品和轻产品，之后进入产品脱介；

[0050] 重产品和轻产品分别采用振动筛和高压水进行脱介，重产品脱介得到的筛上产品为精矿，轻产品脱介得到的筛上产品为尾矿。

[0051] 所得精矿相对洗矿得到的筛上粒级产率为58.44％(对原矿49.07％)，是硫化矿和重晶石为主的重矿物，含铅1.62％、锌5.62％，铅回收率97.78％(对原矿81.56％)、锌回收率94.39％(对原矿83.54％)。

[0052] 所得尾矿相对洗矿所得的筛上粒级产率为41.56％(对原矿34.90％)，是白云石为主的轻矿物，轻矿物含铅0.04％、锌0.18％，铅损失率1.88％(对原矿1.57％)、锌损失率2.22％(对原矿1.90％)，轻矿物中白云石含量为93.81％，含CaO 28.14％、MgO 19.45％，经简易加工后可作为初级耐火材料。

[0053] S3：碎磨-浮选

[0054] 将-2mm粒级的细矿物、洗矿得到的筛下细泥和所得精矿混合进行碎磨，至细度-0.075mm占46％，作为浮选给料，浮选给料对原矿产率65.10％，含铅1.47％、锌5.18％；

[0055] 对浮选给料进行浮选，按每吨浮选给料计，向浮选给料中加入活化剂硫酸铜250g/t，硫化矿捕收剂丁基黄药230g/t和起泡剂松醇油120g/t，进行浮选，获得硫化矿精矿和非硫化矿。

[0056] 硫化矿精矿主要是方铅矿、闪锌矿和黄铁矿，对浮选给料产率40.67％(对原矿26.48％)，含铅3.16％、锌11.82％，对浮选给料铅回收率86.31％(对原矿84.96％)、锌回收

率93.95%(对原矿92.17%)。

[0057] 非硫化矿主要是重晶石,对浮选给料产率59.33%(对原矿38.62%),含铅0.34%、锌0.52%,对浮选给料铅损失率13.69%(对原矿13.47%)、锌损失率6.05%(对原矿5.93%),含硫酸钡29.96%。

[0058] 实施例3

[0059] 本实施例处理的白云石-重晶石型铅锌矿,含铅0.97%、锌3.33%,重晶石的矿物含量约为16%,脉石白云石的矿物含量约为67%。本实施例提供的分离浮选方法参照图1所示的流程进行,包括以下步骤:

[0060] S1:破碎-筛分

[0061] 将白云石-重晶石型铅锌矿矿石破碎至-20mm,其中粒度在-20+2mm范围内的矿石质量比含量为84.9%,其中-2mm粒级的细矿物作为磨矿机给料,-20+2mm粒级矿物进入洗矿;将-20+2mm矿石采用2mm筛孔的振动筛和高压水冲洗的方法进行洗矿,筛下细粒级浓缩后作为磨矿给料,筛上粒级进入重介质旋流器分选,洗矿得到的筛上粒级对原矿产率84.30%,其含铅0.91%、含锌3.35%,铅锌回收率分别为83.52%和85.81%;

[0062] S2:重介质旋流器分选

[0063] 重介质旋流器通过调节重介质悬浮液比重为1.8和旋流器压力为1.5kg/cm^2,待重介质旋流器运转稳定后,将洗矿得到的筛上粒级矿物给入重介质旋流器中进行分选,分别获得重产品和轻产品,之后进入产品脱介;

[0064] 重产品和轻产品分别采用振动筛和高压水进行脱介,重产品脱介得到的筛上产品为精矿,轻产品脱介得到的筛上产品为尾矿。

[0065] 所得精矿相对洗矿得到的筛上粒级矿物产率为51.50%(对原矿43.24%),是硫化矿和重晶石为主的重矿物,含铅1.73%、锌6.34%,铅回收率98.03%(对原矿81.49%)、锌回收率97.39%(对原矿83.21%)。

[0066] 所得尾矿相对洗矿得到的筛上粒级产率为48.50%(对原矿40.72%),是白云石为主的轻矿物,含铅0.04%、锌0.18%,铅损失率1.97%(对原矿1.64%)、锌损失率2.61%(对原矿2.23%),其中脉石矿物白云石含量为93.21%,含CaO 27.95%、MgO 19.32%,经简易加工后可作为初级耐火材料。

[0067] S3:碎磨-浮选

[0068] 将-2mm粒级的细矿物、洗矿得到的筛下细泥和所得精矿混合进行碎磨,至细度-0.075mm占60%,作为浮选给料,浮选给料对原矿产率59.28%,含铅1.61%、锌5.49%,铅锌回收率分别为98.36%和97.77%;

[0069] 对浮选给料进行浮选,按每吨浮选给料计,向浮选给料中加入活化剂硫酸铜250g/t,硫化矿捕收剂丁基黄药230g/t和起泡剂松醇油120g/t,进行浮选,获得硫化矿精矿和非硫化矿。

[0070] 硫化矿精矿主要是方铅矿、闪锌矿和黄铁矿,对浮选给料产率45.92%(对原矿27.22%),含铅3.15%、锌11.37%,铅锌回收率分别为89.92%(对原矿88.49%)和95.07%(对原矿92.95%)。

[0071] 非硫化矿主要是重晶石,对浮选给料产率54.08%(对原矿32.06%),含铅0.30%、锌0.50%,铅锌损失率分别为10.08%(对原矿9.91%)和4.93%(对原矿4.82%),含硫酸钡

31.05%。

[0072] 实验例1

[0073] 本实验例对实施例1得到的非硫化矿进一步处理，按图2所示流程进行，进行磁选除杂、脱水脱泥和分级重选，获得的分选指标如下：

[0074] 重晶石含硫酸钡95.06%，对非硫化矿回收率55.01%。

[0075] 其中各处理步骤的操作条件如下：

[0076] 磁选除杂：背景场强1.0T，脉动频率30HZ，介质直径2mm；

[0077] 脱水脱泥：通过旋流器脱水浓缩并脱除-0.020mm细粒级；

[0078] 分级：通过旋流器分为+0.075mm、-0.075mm+0.038mm，-0.038mm+0.020mm三个粒级)；

[0079] 重选：+0.075mm采用螺旋溜槽，获得重晶石产品1$BaSO_4$>92；溜槽中矿再摇床重选(冲程15mm，冲次35Hz)，获得重晶石产品2$BaSO_4$>92；摇床中矿再进行摇床重选，获得重晶石产品3$BaSO_4$>92；-0.075mm+0.038mm和-0.038mm+0.020mm两个粒级，分别采用摇床获得重晶石产品4、5；摇床中矿再摇床重选分别获得重晶石产品6、7。

[0080] 重晶石1～7合并成为重晶石产品。

[0081] 实验例2

[0082] 本实验例是采用实施例1的白云石-重晶石型铅锌矿直接进行粗磨-浮选，即将白云石-重晶石型铅锌矿碎磨，至细度-0.075mm占46%，作为浮选给料进行浮选，按每吨浮选给料计，向浮选给料中加入活化剂硫酸铜250g/t，硫化矿捕收剂丁基黄药230g/t和起泡剂松醇油120g/t，进行浮选，获得硫化矿精矿和非硫化矿。

[0083] 硫化矿精矿含铅2.38%、含锌9.12%，对浮选给料铅回收率89.33%、锌回收率97.43%。

[0084] 所得的非硫化矿按图2所示流程进行磁选除杂、脱水脱泥和分级重选，操作条件同实验例1，获得的分选指标如下：

[0085] 重晶石含硫酸钡92.16%，对非硫化矿回收率44.52%。

[0086] 通过以上实验例1和实验例2的对比可知，预先分离大部分白云石，之后再粗磨浮选，可改善铅锌浮选指标，硫化矿精矿铅品位可提高0.71%、锌品位提高1.79%，铅作业回收率提高2.26%、锌作业回收率提高5%，锌回收率提高0.25%。同时大幅度改善重选回收重晶石指标，重晶石品位可提高2.90%，对非硫化矿回收率提高10.49%。

[0087] 虽然，上文中已经用一般性说明、具体实施方式及试验，对本发明作了详尽的描述，但在本发明基础上，可以对之作一些修改或改进，这对本领域技术人员而言是显而易见的。因此，在不偏离本发明精神的基础上所做的这些修改或改进，均属于本发明要求保护的范围。

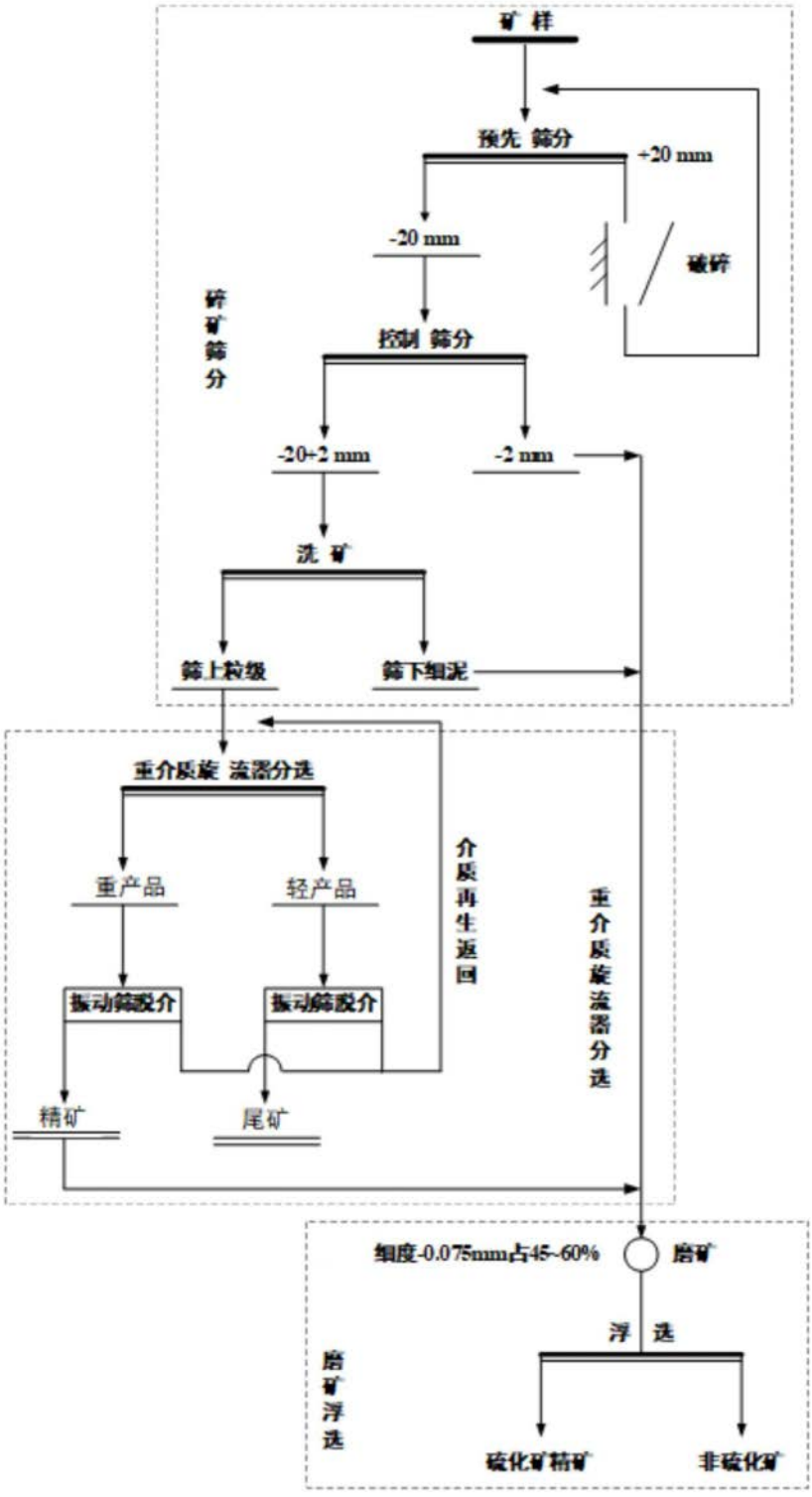

矿 样
预先 筛分
+20 mm
-20 mm
破碎
碎矿筛分
控制 筛分
-20+2 mm
-2 mm
洗 矿
筛上粒级
筛下细泥
重介质旋 流器分选
重产品
轻产品
介质再生返回
重介质旋流器分选
振动筛脱介
振动筛脱介
精矿
尾矿
细度-0.075mm占45~60%
磨矿
浮 选
磨矿浮选
硫化矿精矿
非硫化矿

图1

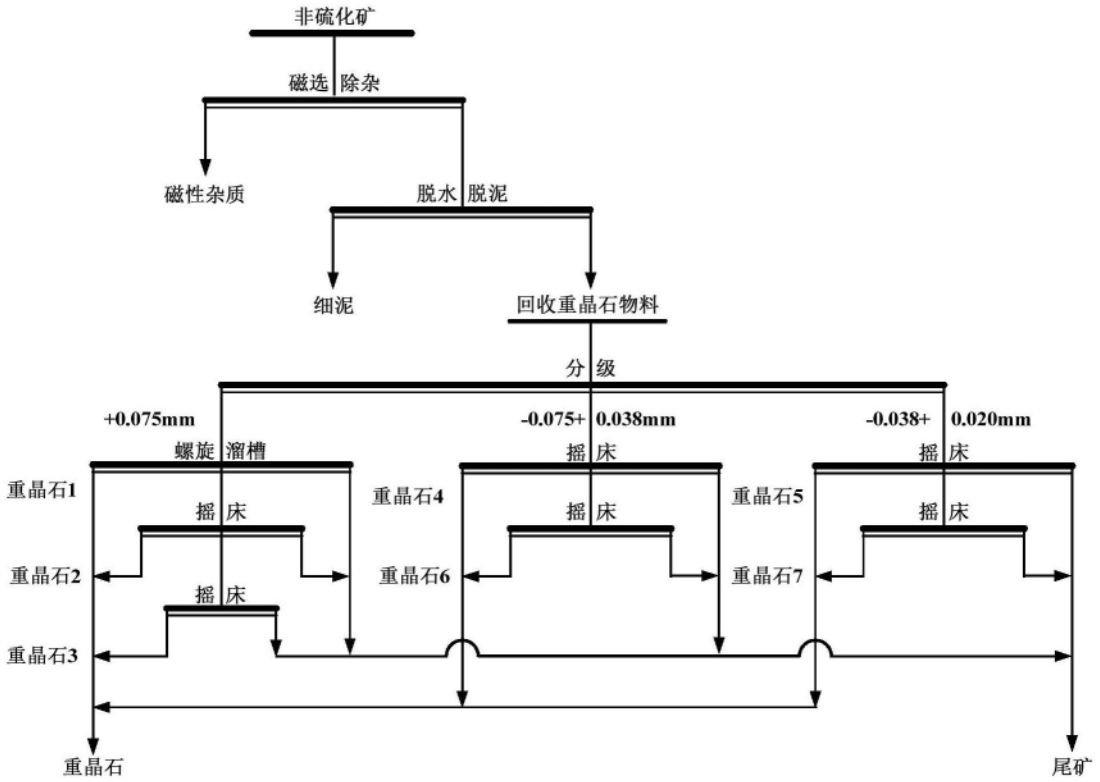

非硫化矿
磁选 除杂
磁性杂质
脱水 脱泥
细泥
回收重晶石物料
分 级
+0.075mm
螺旋 溜槽
-0.075+ 0.038mm
摇 床
-0.038+ 0.020mm
摇 床
重晶石1
摇 床
重晶石4
摇 床
重晶石5
摇 床
重晶石2
重晶石6
重晶石7
摇 床
重晶石3
重晶石
尾矿

图2