(19)中华人民共和国国家知识产权局

(12)发明专利申请

(10)申请公布号 CN 102029220 A
(43)申请公布日 2011.04.27

(21)申请号 201010518066.1

(22)申请日 2010.10.25

(71)申请人 广西华锡集团股份有限公司车河选矿厂
地址 547204 广西壮族自治区河池市南丹县车河选矿厂

(72)发明人 吴伯增 陈建明 黄承波 梁增永 王万忠 杨林院 吴传坤 姚学建 韦明

(74)专利代理机构 广西南宁汇博专利代理有限公司 45114
代理人 邹超贤

(51)Int.Cl.
B03B 7/00(2006.01)
B03B 1/00(2006.01)
B03D 1/018(2006.01)
B03D 103/02(2006.01)

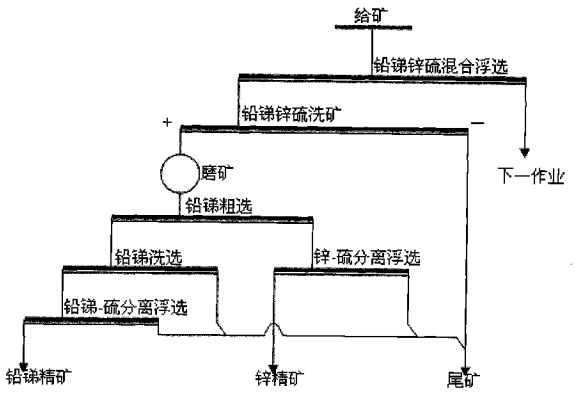
权利要求书 1 页 说明书 7 页 附图 2 页

(54)发明名称

低品位复杂铅锑锌分离浮选的方法

(57)摘要

本发明涉及铅锑锌硫化矿浮选新方法，特别针对低品位复杂难选铅锑锌硫化矿的选别，采用边选别边洗矿的方法，融洗选于一体，清除矿浆中有害离子、药剂、矿泥等不利因素的对低品位铅锑锌选别的干扰，从而有效地提高低品位铅锑锌硫化矿的选矿技术经济指标，本方法对扩大矿产资源利用率，有效回收老、残、废矿资源和二次资源具有重要意义，对矿产资源不断贫化的选矿领域具有重要影响，适应于铅、锑、锌、钼等低品位有色金属的浮选回收。



CN 102029220 A

1. 一种低品位复杂铅锑锌分离浮选的方法，包括洗矿、磨矿、铅锑粗选、锌浮选、铅锑洗选和铅锑精选工序，其特征在于：采用边洗边选，融选洗于一体的浮选工艺，清除矿浆中有害离子、药剂、矿泥等不利因素的对低品位铅锑锌选别的干扰，具体方法是：

(1) 将低品位矿物原料进行混合浮选，对产出的泡沫铅锑锌硫混合精矿进行洗矿，洗矿过程中不加任何药剂，仅加 4t/t 原矿的回用水在浓密机和分级机中进行，并浓缩脱水，溢流作为尾矿丢弃；

(2) 洗矿后的沉砂经过 Φ2100×3000 磨矿机磨矿，一方面是降低矿粒粒度，另一方面是清除矿粒表面的药剂污染，产生新鲜的矿物表面，促铅锑锌矿物与药剂的更好结合；

(3) 磨矿后的矿浆加入铅锑粗选液中进行铅锑粗选，控制入选重量浓度为 35%，产出铅锑泡沫精矿中含铅锑 2 ～ 6%，铅锑粗选作业回收率大于 90%；

(4) 直接加入锌硫浮选液进行锌硫分离浮选；

(5) 进行铅锑泡沫精矿洗选，清除杂质对铅锑浮选的影响；

(6) 洗选后的铅锑精矿加入铅锑精选液进行铅锑－硫分离浮选，控制产出含铅锑重量浓度 45%、回收率大于 60%的铅锑精矿和尾矿。

2. 根据权利要求 1 所述的低品位复杂铅锑锌分离浮选的方法，其特征在于：所述的低品位矿物原料，包括铅＋锑等于或小于重量浓度 0.35%、锌等于或小于 1.8%的低品位围岩矿石硫化矿物原料和经过混合浮选后的矿渣原料。

3. 根据权利要求 1 所述的低品位复杂铅锑锌分离浮选的方法，其特征在于：所述的铅锑粗选液，包括由以下化学成分和重量：乙硫氮 0.1 ～ 0.3Kg/t 原矿，硫酸锌 0.1 ～ 0.2Kg/t 原矿，氰化钠 0.05 ～ 0.15Kg/t 原矿和石灰 2 ～ 3Kg/t 原矿组成的混合水溶液。

4. 根据权利要求 1 所述的低品位复杂铅锑锌分离浮选的方法，其特征在于：所述的锌硫浮选液，包括由以下化学成分和重量：黄药 0.1 ～ 0.3Kg/t 原矿，硫酸铜 0.1 ～ 0.3Kg/t 原矿和石灰 1 ～ 3Kg/t 原矿组成的混合水溶液，最佳是黄药 0.2Kg/t 原矿，硫酸铜 0.2Kg/t 原矿和石灰 2Kg/t 原矿组成的混合水溶液。

5. 根据权利要求 1 所述的低品位复杂铅锑锌分离浮选的方法，其特征在于：所述的铅锑泡沫精矿洗选，在洗选过程中，不加任何药剂，仅加清水 1 ～ 2Kg/t 原矿作为补加水，同时控制铅锑精矿泡沫的重量浓度由 35%下降为 20 ～ 25%。

6. 根据权利要求 1 所述的低品位复杂铅锑锌分离浮选的方法，其特征在于：所述的铅锑精选液，包括由以下化学品和重量数：乙硫氮 1 ～ 2Kg/t 原矿和石灰 1 ～ 2Kg/t 原矿组成的混合水溶液。

低品位复杂铅锑锌分离浮选的方法

技术领域

[0001] 本发明属于选矿技术领域，涉及一种低品位复杂铅锑锌硫分离浮选的方法。

背景技术

[0002] 我国具有丰富的铅锑锌矿产资源，随着资源的不断贫化，含铅 + 锑、锌分别大于 10％、12％的高品位、易采、易选的矿石原料已经枯竭，而含铅 + 锑、锌分别等于或小于 0.35％、1.8％的低品位、难采、含铁、铜、硫、砷等杂质高、矿物组份复杂、选别难度大的围岩、矿柱、老尾矿二次资源等已逐步成为铅锑锌选矿行业的重要原料来源。因此，开发低品位、复杂难选铅锑锌矿浮选技术已成为选矿行业的重要课题，也是扩大资源利用率和提高资源综合利用的重要技术基础。

[0003] 广西大厂矿田是一个含锡、铅锑、锌、硫、铁、铜、砷、银、铟等 20 多种金属元素的复杂矿体，是我国重要的锡、铅锑、锌生产基地，其原矿中含锡石、脆硫锑铅矿、铁闪锌矿、毒砂、黄铁矿、磁黄铁矿等 10 多种矿物成份，矿物组成复杂、共生关系复杂，属国内外罕见的难选锡石多金属硫化矿，给选矿工作带来了较大的难度，开发研究新型选矿技术或工艺已成为当前选矿工作的重要任务，对提高选矿回收率和扩大矿产资源利用率具有重要意义。

[0004] 铅锑锌硫分离浮选技术在国内外都是比较成熟技术，对于简单铅锑锌矿物，如闪锌矿、方铅矿、辉锑矿等，都具有较好的技术经济指标。但是，对于复杂组份的铁闪锌矿、脆硫锑铅矿等矿物，特别是低品位复杂矿石组份，选矿技术经济指标较差。铅锑精矿质量仅为 25％左右，回收率低于 40％，锌精矿质量小于 40％，回收率低于 60％。目前，国内外采用的铅锑锌硫分离技术有 ：铅锑优先浮选技术、铅锑锌混合浮选 - 优先浮选技术、铅锑等可浮选 - 锌硫分离浮选技术、选冶联合技术、浸出技术等。在已有的公开文献资料中，主要有以下的技术方案 ：

[0005] 1、中国专利 200810143714.2，铅锌硫化矿浮选新工艺。该发明的技术方案是 ：

[0006] ①采用湿式球磨机球磨，在球磨机的铅锌硫化原矿中加入按反应物重量计算选矿药剂的硫酸锌 380 ～ 410g/t，亚硫酸钠 190 ～ 210g/t，碳酸钠 480 ～ 520g/t 进行混合球磨，当磨矿产品的粒度为 -200 目占 68 ～ 75％时，磨矿产品不经过脱泥，直接添加乙丁黄药 40 ～ 60g/t，丁基醚醇 50 ～ 70g/t 进入银一硫混浮槽浮选，混浮介质的 pH 值控制为 7.5 ～ 8.5。

[0007] ②从①步骤所浮选的目的矿物再按当前步骤反应物重量计算补充加入硫酸锌 190 ～ 210g/t，亚硫酸钠 190 ～ 210g/t 进入一次精选，取泡沫产品得铅硫混合精矿。

[0008] ③在②步骤所得浮选物铅硫矿物中按当前步骤反应物重量计算加石灰 2400 ～ 2600g/t，调 pH 值 10 ～ 12，加乙硫氮 13 ～ 16g/t 和丁基醚醇 13 ～ 16g/t 进入粗选铅 - 硫分离槽 ；从粗选铅 - 硫分离槽选出的泡沫产品中再补充加入石灰 400 ～ 600g/t，经一次粗选和两次精选得铅精矿 ；在铅 - 硫分离槽的尾矿中按当前步骤反应物重量计算加入乙硫氮 13 ～ 16g/t 和丁基醚醇 13 ～ 16g/t 进行一次扫选浮铅，浮铅返回前级铅 - 硫分离槽 ；扫选后的尾矿即为硫精矿。

[0009] ④在①步骤铅－硫混浮浮选槽所排出的铅尾中按当前步骤反应物重量计算加入乙丁黄药 9 ～ 12g/t，丁基醚醇 13 ～ 16g/t，再扫选得扫选铅硫矿返回铅－硫混浮槽，扫选后的尾矿按当前步骤反应物重量计算加入石灰 2800 ～ 3200g/t，调 pH 值 9 ～ 11，加丁基黄药 25 ～ 32g/t，硫酸铜 180 ～ 210g/t，丁基醚醇 50 ～ 70g/t 进入浮锌粗选槽，从浮锌粗选槽所浮选的目的矿物经加石灰 900 ～ 1100g/t，调 pH 值 10 ～ 12，通达两级精选得锌精矿；在浮锌粗选捎所排出的尾矿中按当前步骤反应物重量计算再加入丁基黄药 9 ～ 12g/t，硫酸铜 40 ～ 55g/t 进行一次扫选浮锌，浮锌泡沫返回浮锌粗选槽；扫选后的尾矿排出。

[0010] 2、中国专利 200410023072.4，一种锡铅锌硫化矿分步浮选技术。该发明具体的技术方案主要包括以下过程：

[0011] ①铅矿物分步高碱快速浮选与分离

[0012] 将硫化矿在湿式磨矿机中磨矿至 -0.074mm 65 ～ 70%，磨矿机采用铁磨矿介质，将矿浆电位调整剂加入磨矿机，加入量为使磨矿过程矿浆 pH 值保持在 9 左右，再将捕收剂按 80 ～ 200g/t 原矿加入磨矿机，在磨矿机中进行铅－锌－琉分离，磨矿矿浆进入快速浮选，快速浮选由快速粗选和快速精选组成，在快速粗选过程中加入乙硫氮 20 ～ 50g/t，起泡剂松醇油即 2 号油 20 ～ 40g/t，一次精选，得粗粒高品位矿；快速浮选后的尾矿以石灰调节 pH 至 12，加入乙硫氮 50 ～ 80g/t 浮选回收剩余的硫化铅矿物，然后经过 3 ～ 4 次精选获得细粒低品位铅精矿，与快速浮选的粗粒高品位铅精矿合并形成最终铅精矿。

[0013] ②高碱高钙低矿浆电位条件下锌硫浮选分离

[0014] 对浮铅后的尾矿采用亚硫酸盐和焦亚硫酸盐的混合物在 pH 为 12 的高碱条件下将矿浆电位调节至 200mV 以下，以硫酸铜为活化剂，用量为 200 ～ 400g/t、丁黄药为捕收剂，用量为 80 ～ 150g/t、2 号油 20 ～ 50g/t，实现铁闪锌矿和其它矿物的高效分离。

[0015] ③浮锌尾矿的处理

[0016] 对浮锌尾矿经过浓密后，降低矿浆的州值，采用硫酸活化，以丁黄药和 2 号油将硫铁矿脱出，浮选尾矿采用常规重选工艺回收锡石，其中丁黄药 50 ～ 150g/t，2 号油 20 ～ 50g/t。

[0017] 所述含钙矿浆电位调整剂为氢氧化钙，捕收剂为乙硫氮与丁黄药的混合药剂，其重量比为 1 ： 2。

[0018] 3、中国专利 200410023272.X，一种硫化－氧化混合铅锌矿浮选方。该发明具体的技术方案如下：采用湿式球磨机进行硫化－氧化混合铅锌矿的选择性磨矿，磨矿产品的粒度为 -0.074mm 占 75 ～ 90%，磨矿产品不经过脱泥，直接进入浮选，浮选浓度为 25 ～ 35%，铅浮选采用一次快选、一次粗选、一次扫选和三次精选的流程，整个浮选过程的矿浆酸碱度保持 pH ＞ 11；锌浮选采用一次快选、一次粗选、一次扫选和二次精选的流程，整个浮选过程的矿浆酸碱度保持 pH ＞ 12；在磨矿过程中加入乙硫氮 30 ～ 80g/t 原矿，同时加入 pH 调整剂使矿浆 pH 保持 11 ～ 12，在浮选过程中加入苯异羟肟酸 20 ～ 50g/t 原矿，起泡剂松醇油用量 30 ～ 40g/t，保持浮选矿浆的碱度环境 pH ＞ 11.0，铅矿物浮选后，加入石灰 3000 ～ 6000g/t、硫酸铜 200 ～ 400g/t 和丁黄药 60 ～ 120 纱浮选分离锌矿物。提高了整个铅锌矿的回收率与精矿质量；提高了浮选效率，减少了浮选设备与能耗。对氧化率为 30% 以上的铅锌矿，Pb、Zn 回收率提高 10% 以上。

[0019] 4、中国专利 200810058195.X，处理复杂难选低品位硫化铅锌矿选－冶联合的方

法。该方法步骤是：

[0020] (1) 采取复杂难选含铅 3 ～ 10%，含锌 2 ～ 10%的低品位硫化铅锌矿；

[0021] (2) 采用铅锌混合浮选工艺得到铅锌混合粗精矿，铅锌混合粗精矿采用重选工艺选别，得到部分铅精矿及混合硫化铅锌精矿，铅精矿含铅 40 ～ 80%，含锌 0.1 ～ 2%；混合硫化铅锌精矿含铅 5 ～ 30%，含锌 15 ～ 50%；

[0022] (3) 混合硫化铅锌精矿经过细磨，磨矿粒度为 -0.043mm 为 70 ～ 100%；用含硫酸为 80 ～ 110g/L 的溶液调浆；加入高压釜中，控制温度 150 ～ 1600C，压力为 1.1 ～ 1.4Mpa，直接进行通氧气酸浸；

[0023] (4) 酸浸后经过沉淀或过滤分离出浸出液和浸出渣；

[0024] (5) 浸出液采用常规湿法炼锌工艺中除铁、溶液净化、电极、熔铸工序，产出金属锌，浸出渣采用常规火法炼铅工艺进行回收铅、银金属。

[0025] 5、中国专利 200910038845.9，一种低品位硫化铅锌矿的选矿方法。该专利其特征是原矿经过破碎、磨矿、筛分，分级成 -1.0+0.30mm、-0.30+0.074mm 和 -0.074mm 粒级；重选抛掉原矿 40 ～ 50%的尾矿；重选粗精矿再磨后，与 -0.074mm 粒级合并进行浮选。该方法节省磨矿费用，提高硫化铅锌矿入选品位，减少浮选入选矿量，降低浮选药剂用量，为低品位硫化铅锌矿资源开采利用提供新途径。适用于 Pb 40.2%、Zn ＜ 3%的低品位硫化铅锌矿。

[0026] 6、中国专利 200910043779.4，复杂铅锌矿的浮选工艺。该复杂铅锌矿围岩主要为碳质页岩，有机碳的矿石，是高碳高硫高泥嵌布颗粒极细自燃过的铅锌矿。采用的如下工艺步骤：

[0027] ①磨矿

[0028] 原矿用溢流球磨机一和旋流器一进行磨矿，分级，产生粒度为 -200 目占 90%以上的溢流矿浆，进入原矿搅拌桶一。

[0029] ②铅浮选区浮选铅

[0030] 在原矿搅拌桶一的矿浆中加入 Y89 黄药 95 ～ 105g/t，SN9470 ～ 80g/t，柴油 240 ～ 360g/t，23 油 90 ～ 100g/t，进入铅粗一浮选机；经过一次铅粗选，将大量的碳，矿泥，白铁矿，黄铁矿，及主要的铅矿物和锌矿物随药剂上浮所产生的槽上料导流入铅精一作业槽；经铅精一，铅精二，铅精三和铅精四，共 4 次精选作业得到合铅 45%以上的铅精矿；铅粗一浮选机的槽下物加 SN91y 45 ～ 55g/t，24 油 10 ～ 15g/t，经铅扫选，进一步浮选碳，矿泥，白铁矿黄铁矿，及铅矿物，锌矿物后，铅次尾进入锌硫混选区流程；

[0031] 上述铅精一的槽下产品不返回粗选作业，直接开路进入一次粗选和一次空白精选的选锌脱碳硫脱泥作业流程；在一次粗选中加入硫酸铜 185 ～ 190g/t，Y89 黄药 70 ～ 80g/t，一次粗选槽下物即为脱下的碳，矿泥，白铁矿，黄铁矿一起为第一尾矿排入尾矿池；一次粗选的所产生的槽下锌硫精矿，经空白精选得锌硫精矿中矿，进入锌中矿再选区；

[0032] 在上述铅粗一浮选机所产生的槽上料导流入铅精一作业槽流程中，加石灰 3000g/t 将 PH 调至 12；进入铅精二流程中，再加石灰 3000g/t，SN9010g/t，将叫调至 12 以上，抑制碳，白铁矿，黄铁矿和锌矿物，以利于浮选铅矿物；在上述铅精四作业槽中加羧甲基纤维素 4g/t，石灰 1000g/t，进一步抑制碳与矿泥。

[0033] ③锌硫混选区浮选锌

[0034] 经②步骤经铅扫选所产生的铅次尾在尾矿箱中加入硫酸铜 485 ～ 4909/t，进入提

升搅拌桶二；在提升搅拌桶二中加入 Y89 黄药 85 ～ 95g/t，26L 油 20 ～ 25g/t，进入锌硫混选选锌作业，经锌粗选一，所产生的粗选泡沫，经过锌精一，锌精二两次空白精选，选出含锌 48％以上的锌精矿；锌粗选一的槽下矿浆经过中间室，加硫酸铜 185-190g/t，Y89 黄药 55 ～ 65g/t 进入锌粗选二，其上浮的泡沫与锌精一的槽下矿浆经过旋流器二，溢流球磨机二分级再磨，产生粒度为 -360 目占 80％以上的溢流矿浆，进入锌中矿再选区；锌粗选二槽下矿浆经过两次锌扫选，锌扫选一中间室加入硫酸铜 140 ～ 160g/t；Y89 黄药 25 ～ 35g/t，锌扫选二只加入硫酸铜 70 ～ 80g/t；锌扫选二的槽下矿浆为第二尾矿排入尾矿池。

[0035] ④锌中矿再选区浮选锌

[0036] 从②步骤所送来的锌硫精矿中矿中加入石灰 1000g/t 与③步骤所产生粒度为 -360 目占 80％以上的溢流矿浆，加硫酸铜 150g/t 后，一起进入提升搅拌桶三，经搅拌，提升，所得的中矿矿浆经一次中矿粗选，两次中矿精选，在中矿精选一泡沫槽中添加石灰 1000g/t，经中矿精选二泡沫槽选出含锌 38％左右的锌精矿；中矿粗选的槽下矿浆进行两次中矿扫选，在进入中矿扫选一和中矿扫选二的中间室中，均要加入硫酸铜 35 ～ 40g/t，中矿扫选二的槽下矿浆为第三尾矿排入尾矿池。

[0037] 7、中国专利 200910094204.5，选冶联合处理高钙镁低品位氧化铅锌矿的方法。该方法经过下列步骤：

[0038] A、将原矿湿式碎矿、磨矿至细度小于 0.074mm 的占 70 ～ 90％的矿浆；

[0039] B、常温常压下，在上述磨矿矿浆中加入氨和按盐至郁“浆总氨浓度为 3 ～ 6mol/L，其中氨和铰故的摩尔浓度比为 2 ： 1，控制矿浆液固比为 3 ： 1 ～ 5 ： 1，按 80 ～ 200g/t 原矿的量，在矿浆中加入活化剂，搅拌浸出 1 ～ 2 小时，固液分离后，得浸出液和浸渣；

[0040] C、在上述浸出液中加入体积比为 :5 ～ 15％的萃取剂，5 ～ 20％的改性剂，65 ～ 90％的稀释剂，进行 2 ～ 3 次萃取、沉涤后，得萃取液；

[0041] D、在上述萃取液中加入 2 ～ 3mol/L 的硫酸进行反萃取，使萃取液中的锌得以分离富集成硫酸锌溶液，余下的萃取剂回收；

[0042] E、将上述硫酸锌溶液电积后，得锌产品，电积余液回收；

[0043] F、在 B 步骤的浸渣中，按 180 ～ 350g/t 原矿的量加入捕收剂、500 ～ 1600g/t 原矿的量加入调整剂、60 ～ 110g/t 原矿的量加入起泡剂进行浮选，得铅锌混合精矿。

[0044] 所述 B 步骤中的氨为氨水，铰盐为碳酸氢铰、碳酸铵、硫酸铵中的一种或几种，含氟活化剂为氢氟酸 (HF)，具体种类的选择，视被处理的矿石化学成分及性质确定。

[0045] 所述 C 步骤中的萃取剂为醛厉类萃取剂中的 2- 羟基 -5- 壬基苯甲醛脂，改性剂为异戊醇或 C5 ～ 9 的混合醇，稀释剂为 260 磺化煤油或航空煤油，具体种类的选择，视被处理的矿石化学成分及件质确定。

[0046] 所述 E 步骤中的硫酸锌溶液屯积，采用现有技术个的常规电积方法。

[0047] 所述 F 步骤中的捕收剂为丁基黄药、异丁基黄药、680 捕收剂中的一种或几种，调整剂为硫化钠或水玻璃，起泡剂为 2 号油，具体种类的选择，视被处理的矿石化学成分及性质确定。

[0048] 8、黄承波，云南某氧化铅锌矿选矿试验研究。中国矿业 2010 年，第 19 卷，第 5 期。云南某氧化铅锌矿嵌布粒度微细、伴生关系复杂、含泥量大且原矿品位低。铅锌品位分别 5.73％、9.38％。通过多种方案的比较，采用硫化钠作铅矿物活化剂、丁基黄药作捕

收剂优先选铅；选铅尾矿用十八胺作捕收剂的试验方案，获得了含铅 50.60%、铅回收率为 77.65%的铅精矿，以及含锌 40.39%、锌回收率为 75.85%的锌精矿。

[0049] 上述文献从不同角度研究了铅锑锌浮选分离技术或工艺，特别在闪锌矿、方铅矿、辉锑矿的研究方面取得了较好成绩，但是没有涉及到原矿中含铅 + 锑等于或小于 0.35%、锌等于或小于 1.8%的脆硫铅锑矿、铁闪锌矿等低品位复杂矿石的分离技术方案。随着矿产资源不断贫化，可利用的有效资源也将不断减少，因此扩大资源利用率或综合回收二次资源将是选矿行业的重要资源来源，进一步开发研究铅锑锌分离浮选新技术具有重要意义。

发明内容

[0050] 本发明的目的是：针对选别低品位围岩矿石原料或二次资源综合回收利用的低品位复杂难选铅锑锌的浮选技术关键，降低可浮选选别的铅锑锌硫化矿的入选品位，扩大可选别的铅锑锌硫化矿的矿产资源，提供一种低品位复杂铅锑锌分离浮选的方法。

[0051] 本发明的是这样实现的：

[0052] 低品位复杂铅锑锌分离浮选的方法，包括洗矿、磨矿、铅锑粗选、锌浮选、铅锑洗选和铅锑精选工序，其特征在于：采用边洗边选，融选洗于一体的浮选工艺，清除矿浆中有害离子、药剂、矿泥等不利因素的对低品位铅锑锌选别的干扰，具体方法是：

[0053] (1) 将低品位矿物原料进行混合浮选，对产出的泡沫铅锑锌硫混合精矿进行洗矿，洗矿过程中不加任何药剂，仅加 4t/t 原矿的回用水在浓密机和分级机中进行，并浓缩脱水，溢流作为尾矿丢弃。

[0054] (2) 洗矿后的沉砂经过 Φ2100×3000 磨矿机磨矿，一方面是降低矿粒粒度，另一方面是清除矿粒表面的药剂污染，产生新鲜的矿物表面，促铅锑锌矿物与药剂的更好结合。

[0055] (3) 磨矿后的矿浆加入铅锑粗选液中进行铅锑粗选，由于铅锑品位低，干扰因素多，控制入选重量浓度为 35%，产出铅锑泡沫精矿中含铅锑重量浓度 2 ～ 6%，铅锑粗选作业回收率大于 90%。

[0056] (4) 铅锑粗选后的尾矿因干扰因素减少，直接加入锌硫浮选液进行锌硫分离浮选。

[0057] (5) 铅锑粗选后的铅锑泡沫精矿因铅锑品位较低、干扰因素多，因此进行铅锑泡沫精矿洗选，清除杂质对铅锑浮选的影响。

[0058] (6) 洗选后的铅锑精矿加入铅锑精选液进行铅锑 - 硫分离浮选，控制产出含重量浓度铅锑 45%、回收率大于 60%的铅锑精矿和尾矿。

[0059] 以上所述的低品位矿物原料，包括铅 + 锑重量浓度 0.35%、锌 1.8%的低品位围岩矿石硫化矿物原料和经过混合浮选后的矿渣原料。

[0060] 以上所述的铅锑粗选液，包括由以下化学成分和重量数：乙硫氮 0.1 ～ 0.3Kg/t 原矿，硫酸锌 0.1 ～ 0.2Kg/t 原矿，氰化钠 0.05 ～ 0.15Kg/t 原矿和石灰 2 ～ 3Kg/t 原矿组成的混合水溶液，最佳是乙硫氮 0.2Kg/t，硫酸锌 0.15Kg/t，氰化钠 0.1Kg/t 和石灰 2.5Kg/t 组成的混合水溶液。

[0061] 以上所述的锌硫浮选液，包括由以下化学成分和重量数：黄药 0.1 ～ 0.3Kg/t 原矿，硫酸铜 0.1 ～ 0.3Kg/t 原矿和石灰 1 ～ 3Kg/t 原矿组成的混合水溶液，最佳是黄药 0.2Kg/t，硫酸铜 0.2Kg/t 和石灰 2Kg/t 组成的混合水溶液。

[0062] 以上所述的铅锑泡沫精矿洗选，在洗选过程中，不加任何药剂，仅加清水 1 ～ 2Kg/

t 原矿作为补加水，最佳是 1.5Kg/t 原矿，同时控制铅锑精矿泡沫的重量浓度由 35％下降为 20 ～ 25％。

[0063] 以上所述的铅锑精选液，包括由以下化学品和重量数：乙硫氮 1 ～ 2Kg/t 原矿和石灰 1 ～ 2Kg/t 原矿组成的混合水溶液，最佳是乙硫氮 1.5Kg/t 原矿和石灰 1.5Kg/t 原矿组成的混合水溶液。

[0064] 本发明的显著进步是：

[0065] (1) 针对低品位复杂铅锑锌硫化矿物的分离浮选，开发研究的洗矿工艺和洗选工艺能较好的解决了低品位铅锑浮选和可浮性较好的铅锑对锌浮选的干扰，降低了杂质元素对选别过程的影响，从而提高了铅锑浮选和锌浮选的作业效率。

[0066] (2) 洗选工艺技术的研究应用，使原来含铅＋锑、锌分别等于或小于 0.35％、1.8％不能回收的低品位铅锑锌矿资源得到了很好的回收利用，铅＋锑回收率由 40％提高到 60％以上，锌回收率由 60％提高 70％以上，在提高经济效益的同时，扩大了资源利用率，为回收老、残、废矿及二次资源提供了技术基础。

[0067] (3) 洗选工艺技术以其成本低（仅电费、水费和设备磨损费）而开发应用于生产实践，大幅提高了低品位复杂铅锑锌硫化矿浮选工艺的稳定性、可靠性和有效性。

附图说明

[0068] 附图 1 是本发明工艺流程图。

[0069] 附图 2 是铅锑锌常规浮选工艺流程图。

[0070] 下面对附图作简要说明：

[0071] 附图 2 是铅锑锌常规浮选工艺流程图，采用了铅锑优先浮选流程。由于铅锑具有较强的自然可浮性，因此多年来国内外一直都是采用优先浮铅锑、再浮锌的工艺，并取得了稳定的选矿技术经济指标，针对铅品位大于 5％以上的高品位铅锑硫化矿，铅锑回收率可达到 85％以上。但随着矿产资源的不断贫化，原矿中含杂越来越高，干扰因素也越来越多，选矿难度也不断加大，因此图 2 的流程已不再适应低品位复杂矿石的选别，选矿效率也大幅下降，选矿技术指标相应降低，企业经济效益下降甚至亏损。

[0072] 图 1 是本发明工艺流程，是在低品位复杂铅锑锌硫化矿条件下开发研究应用的新工艺，该工艺将含铅＋锑等于或小于 0.35％、锌等于或小于 1.8％的硫化矿物进行混合浮选，对产出的泡沫铅锑锌硫混合精矿进行洗矿，不加任何药剂，仅加 4t/t 的清水于浓密机和分级机中，清除矿浆中多余药剂、矿泥、部分杂质等对浮选的影响；沉砂经磨矿机再次清理矿粒的表面污染，产生新鲜表面；磨矿后的矿浆进入铅锑粗选，入选重量浓度为 35％，加入 0.2Kg/t 乙硫氮，0.15Kg/t 硫酸锌，0.1Kg/t 氰化钠，2.5Kg/t 石灰等选矿药剂，产出含铅锑 2 ～ 6％，作业回收率大于 90％的铅锑泡沫精矿和铅锑尾矿；铅锑泡沫精矿在不加药剂仅加 1.5Kg/t 清水条件下经洗选处理后，再进行铅锑－硫分离浮选，加入 1.5Kg/t 乙硫氮，1.5Kg/t 石灰，产出最终含铅锑 45％以上的合格铅锑精矿，铅锑回收率大于 60％；铅锑尾矿进行锌－硫分离浮选，加入 0.2Kg/t 黄药，0.2Kg/t 硫酸铜，2Kg/t 石灰，产出含锌 48％的合格锌精矿，锌精矿回收率大于 70％。

具体实施方式

[0073] 下面结合附图和实施例对本发明作进一步祥细说明，本实施例仅是对本发明作更清楚的说明，而不是对本发明的限制。

[0074] 实施例

[0075] 本发明首先对含铅 + 锑 0.35%、锌 1.8%的硫化矿物进行混合浮选，然后对产出的泡沫铅锑锌硫混合精矿进行洗矿，在不加任何药剂仅加 4t/t 的清水于浓密机和分级机中进行清除多余药剂、矿泥、部分杂质等对浮选的影响，杂质及溢流部份作为尾矿丢弃；沉砂经磨矿机再次清理矿粒的表面污染，产生新鲜表面，为药剂作用创造条件；磨矿后的矿浆进入铅锑粗选，入选浓度为 35%，加入 0.2Kg/t 乙硫氮，0.15Kg/t 硫酸锌，0.1Kg/t 氰化钠，2.5Kg/t 石灰等选矿药剂，产出含铅锑 2 ～ 6%，作业回收率大于 90%的铅锑泡沫精矿和铅锑尾矿；铅锑泡沫精矿在不加药剂仅加 1.5Kg/t 清水条件下进行洗选处理，进一步消除杂质对铅锑浮选的影响，处理后浓度降为 20 ～ 25%，处理后的铅锑泡沫精矿再进行铅锑 - 硫分离浮选，加入 1.5Kg/t 乙硫氮，1.5Kg/t 石灰，产出最终含铅锑 45%以上的合格铅锑精矿，铅锑回收率大于 60%；铅锑尾矿进行锌 - 硫分离浮选，加入 0.2Kg/t 黄药，0.2Kg/t 硫酸铜，2Kg/t 石灰，产出含锌 48%的合格锌精矿，锌精矿回收率大于 70%。

[0076] 下面是新工艺与旧工艺的生产检测对比分析，见表 1

[0077] 表 1 生产检测指标对比分析表（三天九个班平均指标）

[0078]

	给矿品位（%）		产品品位（%）		产品回收率（%）		备注
	Pb+Sb	Zn	Pb+Sb	Zn	Pb+Sb	Zn	
常规工艺	0.36	1.76	27.77	48.56	42.34	61.66	
新工艺	0.34	0.81	45.32	48.47	65.68	73.46	

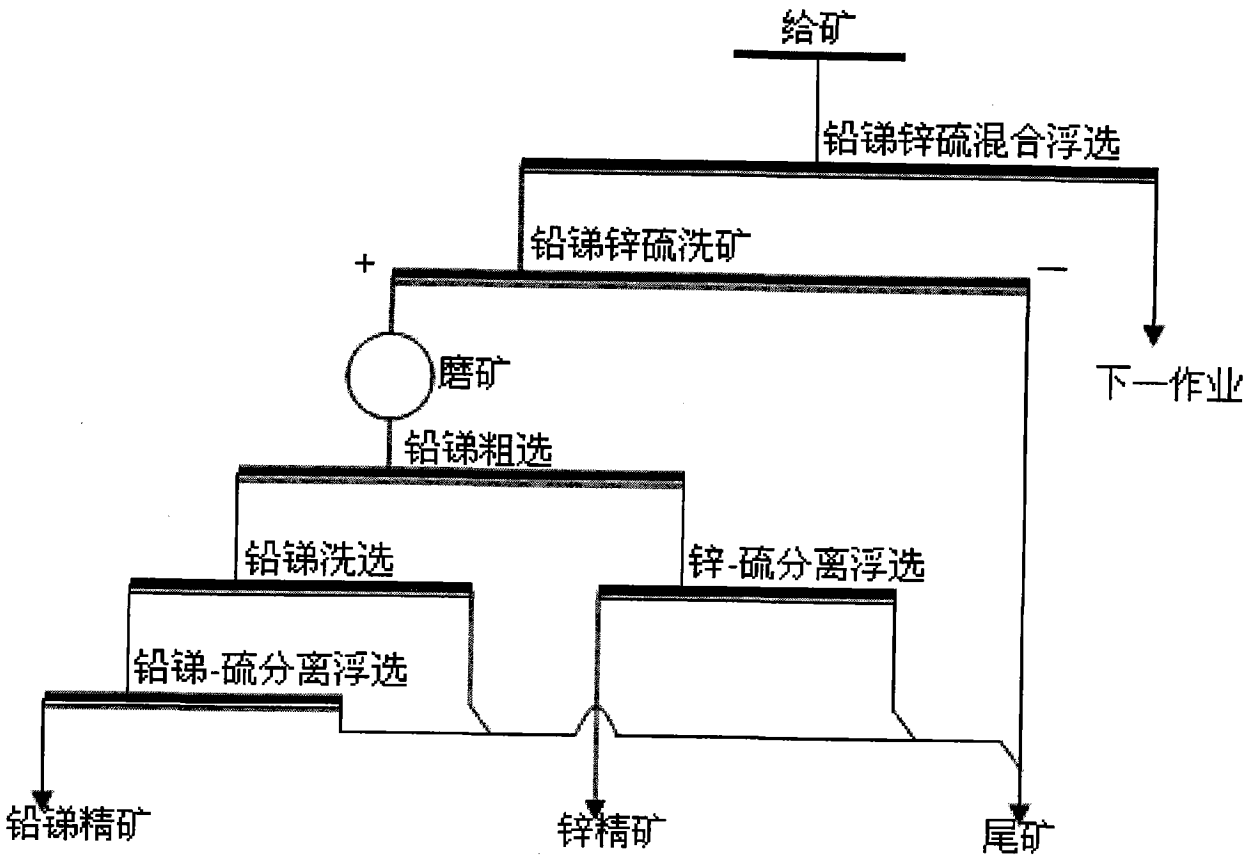

给矿
铅锑锌硫混合浮选
铅锑锌硫洗矿
+
—
磨矿
下一作业
铅锑粗选
铅锑洗选
锌-硫分离浮选
铅锑-硫分离浮选
铅锑精矿
锌精矿
尾矿

图 1

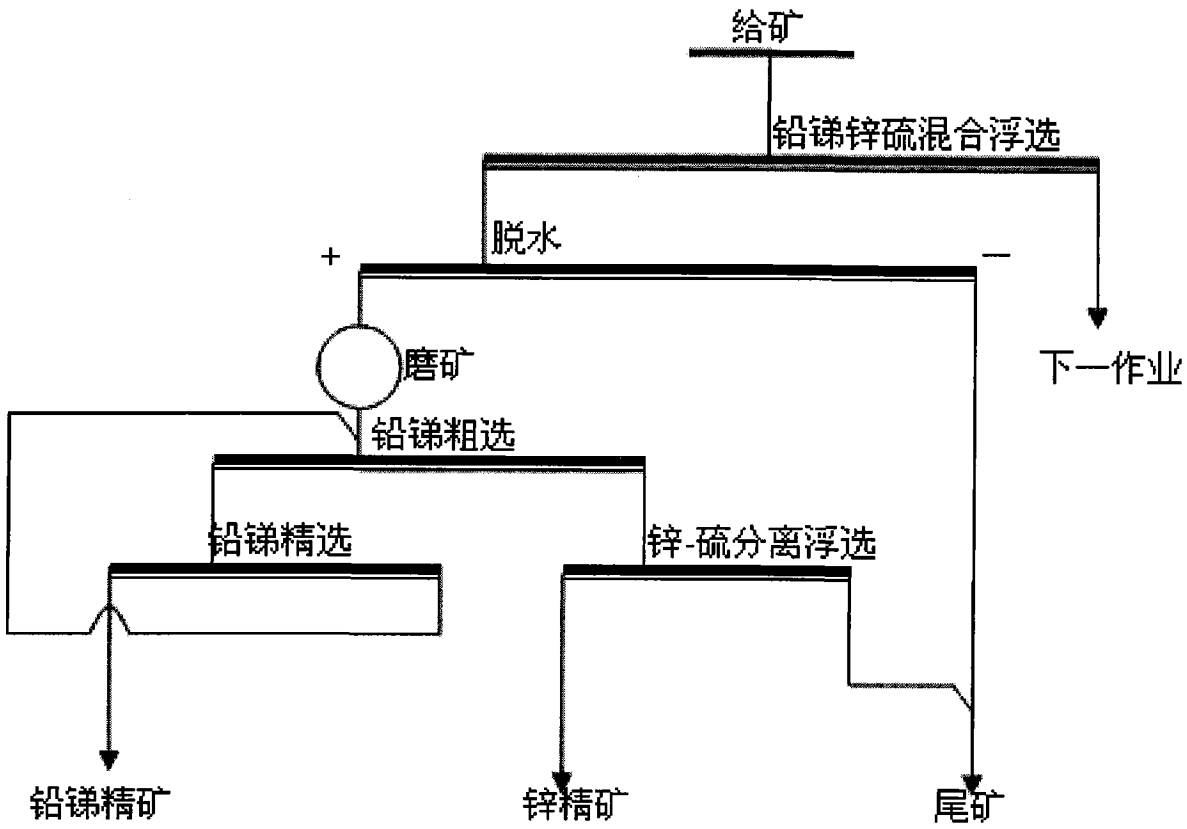


图 2