



(12) 发明专利

(10) 授权公告号 CN 102764690 B

(45) 授权公告日 2014. 10. 22

(21) 申请号 201210255410. 1

(22) 申请日 2012. 07. 23

(73) 专利权人 昆明冶金研究院

地址 650031 云南省昆明市圆通北路 86 号

(72) 发明人 李晓阳 简胜 李明晓 朱从杰
杨玉珠 王少东 严小陵 杨林
张晶 阚赛琼

(74) 专利代理机构 昆明正原专利商标代理有限公司 53100

代理人 陈左

(51) Int. Cl.

B03B 7/00 (2006. 01)

B03B 1/00 (2006. 01)

(56) 对比文件

CN 102357396 A, 2012. 02. 22,

CN 1117406 A, 1996. 02. 28,

丘继存. 《第七章 摇床选矿》. 《选矿学》. 冶金工业出版社, 1987,

汪兆龙等. 《擦洗对架崖山氧化铅锌矿石重介

质分选的影响》. 《云南冶金》. 1991, (第 3 期),
赵晖等. 《某高氧化率铅锌矿的选矿试验研究》. 《矿业研究与开发》. 2011, 第 31 卷 (第 3 期),

赵智明. 《重介质选矿现状及分选兰坪北厂矿石的探讨》. 《云南冶金》. 1997, 第 26 卷 (第 3 期),

审查员 刘亚竹

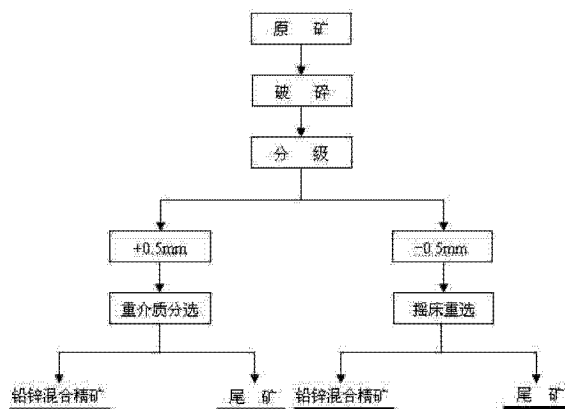
权利要求书1页 说明书4页 附图1页

(54) 发明名称

一种处理低品位难选氧化铅锌矿的选矿方法

(57) 摘要

本发明提供一种处理低品位氧化铅锌矿的选矿方法, 采用全重选工艺流程, 将原矿全部破碎至最大粒度上限 20mm ~ 5mm, 破碎后的矿石筛析分成 +0. 5mm、-0. 5mm 两个粒级, 分别进行重介质分选和摇床重选, 得到铅锌混合精矿产品, 可作为下一步氧压酸浸工艺的原料。本发明具有工艺流程简单, 易操作; 磨矿量少, 选矿成本低; 不需要任何药剂, 环境污染小; 回水可循环使用, 技术指标良好等优点, 大幅度提高了铅锌金属的回收率, 整体上达到了节能、减排、降耗、资源综合利用的目的。



1. 一种处理低品位难选氧化铅锌矿的选矿方法,其特征在于经过下列步骤:

A、原矿全部破碎至最大粒度上限 20mm ~ 5mm;

B、将破碎后的矿石分级成 +0.5mm 和 -0.5mm 两个粒级;

C、将 +0.5mm 粒级的原矿进行重介质分选,重介质分选的分选比重为 2.00 ~ 3.00,分选出铅锌混合精矿;所述的重介质分选的介质为磁铁矿粉或硅铁矿粉;

D、将 -0.5mm 粒级的原矿分级进入摇床重选作业,一段摇床重选作业直接得到铅锌混合精矿和尾矿,或者得到铅锌混合精矿、中矿和尾矿,或者得到铅锌混合粗精矿、中矿和尾矿;

二段摇床重选作业将铅锌混合粗精矿直接进行选别得到铅锌混合精矿和尾矿,或者将铅锌混合粗精矿再磨后进行选别得到铅锌混合精矿和尾矿;

中矿直接进行选别得到铅锌混合精矿和尾矿,或者将中矿再磨后进行选别,得到铅锌混合精矿和尾矿;

E、将步骤 C 和步骤 D 所得的铅锌混合精矿合并,得到最终的铅锌混合精矿产品;

所述的氧化铅锌矿原矿中的氧化铅矿包括方铅矿和白铅矿,铅的品位为 1% ~ 10%,氧化锌矿包括闪锌矿、菱锌矿、硅锌矿、水锌矿、红锌矿和异极矿,锌的品位为 3% ~ 15%。

2. 如权利要求 1 所述的一种处理低品位难选氧化铅锌矿的选矿方法,其特征在于所述 D 步骤中的摇床重选作业的给矿浓度为 10% ~ 35%,分别采用粗砂摇床、细砂摇床、刻槽摇床对不同粒级给矿进行处理。

3. 如权利要求 1 所述的一种处理低品位难选氧化铅锌矿的选矿方法,其特征在于所述 D 步骤中的摇床选别的段数根据被处理的矿石化学成分及性质确定为 1 ~ 5 段。

4. 如权利要求 1 所述的一种处理低品位难选氧化铅锌矿的选矿方法,其特征在于所述 E 步骤中的最终铅锌混合精矿,作为下一步氧压酸浸工艺的原料。

一种处理低品位难选氧化铅锌矿的选矿方法

技术领域

[0001] 本发明涉及矿物的处理方法,特别是一种处理低品位难选氧化铅锌矿的方法。

背景技术

[0002] 我国氧化铅锌矿资源储量丰富,据统计,我国铅的资源储量为 1400 万吨,锌的基础储量为 4300 万吨,但贫矿多,富矿少,分布相对集中,主要分布在云南、甘肃、四川、广西和辽宁等省。云南省的铅锌矿资源占我国总量的 20.55%,是我国重要的铅锌矿资源基地,但其中低品位难选氧化铅锌矿资源占了相当大的比例,如规模最大、最著名的位于滇西的兰坪铅锌矿,其金属储量高达 1500 多万吨,是亚洲最大、全球第四大的铅锌矿,但其中氧化矿和混合矿占了 54.40%,对于这部分资源,由于缺乏高效的加工处理技术,目前仍未得到大规模的开发利用,这也是制约兰坪铅锌资源大规模开发的关键问题。因此,低品位难选氧化铅锌矿的开发利用对于保障我国铅锌资源供给和促进云南地方经济的发展具有重要意义。

[0003] 由于氧化铅锌矿物性质存在差异,所以氧化铅和氧化锌的处理方法也不同。目前,对于低品位氧化铅矿,一般采用硫化黄药法进行回收,其关键核心是表面硫化的控制,硫化剂用量需适量控制;低品位氧化锌矿的处理方法主要有选矿和湿法冶金两大类。氧化锌矿的选矿作为国内外公认的难题,主要以浮选法为主,包括硫化—胺盐浮选法、硫化—黄药浮选法、螯合捕收剂浮选法、脂肪酸类捕收剂浮选法以及絮凝浮选法等。浮选法尽管技术成熟,但存在流程复杂、药剂消耗大、回收率低、效益差等问题。根据有关资料报道,国外氧化锌矿的选别回收率为 60%~70%,最高达 78%;我国氧化锌矿的选别回收率平均为 68%,最高达 73%。湿法冶金以酸浸法的使用最为广泛,其优点是技术成熟,回收率高,其缺点是由于酸耗太高,不适宜处理碱性脉石含量高的低品位氧化锌矿石。

[0004] 长期以来,对于低品位氧化铅锌矿的加工处理,由于科研人员试图通过单一的选矿或者冶炼的方法获得理想技术指标,未充分考虑选矿和冶炼全流程的合理链接和整体优化,导致选冶割裂,其结果是一直未能实现低品位氧化铅锌矿的高效开发利用。近几年来,云南冶金集团股份有限公司研发成功了可以处理铅锌混合精矿的氧压酸浸技术,并申请了国家专利,大大降低了对铅锌冶金原料的要求,为低品位氧化铅锌矿的加工利用开辟了一条新的出路。然而,若采用该方法直接处理低品位高杂质的氧化铅锌矿石,由于成本太高,则不适用。因此,低品位难选氧化铅锌矿的处理,迄今为止仍然是尚未解决的重大技术问题。

[0005] 公开号为 CN1117406A 的中国专利申请介绍了一种重力选氧化锌矿的方法,该方法以氧化锌矿为原料,破碎成粒度小于 100mm 的矿粒,经洗矿、筛分后,将大于 30mm 的矿石破碎成 6-10mm 的粒度,不需入选经脱泥后即可得锌精矿,将筛分后粒度为 1.2mm 左右的矿石经磨矿、脱泥分级后进入摇床粗选,将小于 0.037mm 的矿粒直接进入摇床扫选,摇床粗选后得精矿和次精矿,次精矿经摇床精矿得精矿和次精矿,再将次精矿送入摇床扫选,得精矿和尾矿。本发明与 CN1117406A 的区别在于,本发明处理的原矿是低品位难选的氧化铅锌矿,矿石全部破碎至最大粒度上限为 20~5mm 后,采用公开号为 CN1117406A 的发明专利得

不到合格的铅锌精矿,本发明只需分级进行重介质分选和摇床分选,便可得到最终的铅锌混合精矿,提高了铅锌的回收率,同时可作为下一步氧压酸浸工艺的原料。

[0006] 公开号为 CN102357396A 的发明专利介绍了一种用双锥重介质旋流器分选低品位铅锌矿的方法,该方法以比重不低于 1.8 的重介质悬浮液与粒度不低于 -50mm 的铅锌矿配制成矿介比为 1:1 ~ 30 的均匀混合液;将该混合液以 5 ~ 10MPa 压力沿切线方向给入双锥重介质旋流器上椎体部分,通过双锥重介质旋流器离心力重力分选作用,最后在旋流器底端沉砂口得到粗精矿,在旋流器上端溢流口得到尾矿,粗精矿和尾矿分别进过脱介质脱水后得到合格铅锌粗精矿和尾矿,脱下来的介质再分别经精矿和尾矿磁选机回收合格介质以循环使用,并分离出夹杂其中的精矿和尾矿。本发明与 CN102357396A 的区别在于,该发明处理的原矿粒度下限在 +1mm 以上,不能处理 -1mm 粒级的原矿,而且最终得不到合格的铅锌精矿产品,只是起到了预先抛尾并适度富集铅锌品位的作用。本发明将矿石全部破碎至最大粒度上限为 20 ~ 5mm 后,分级进行重介质分选和摇床分选,得到最终的铅锌混合精矿,使每一个粒级中的铅锌都得到了回收,且得到了可以作为下一步氧压酸浸工艺原料的铅锌混合精矿。

发明内容

[0007] 针对低品位氧化铅锌矿存在的难处理问题,为合理利用该类矿石资源,提高氧化铅锌矿的回收率,本发明提供一种处理低品位难选氧化铅锌矿的选矿方法。

[0008] 本发明通过下列技术方案完成:

[0009] 一种处理低品位难选氧化铅锌矿的选矿方法,其特征在于经过下列步骤:

[0010] A、原矿全部破碎至最大粒度上限 20mm ~ 5mm;

[0011] B、将破碎后的矿石分级成 +0.5mm 和 -0.5mm 两个粒级;

[0012] C、将 +0.5mm 粒级的原矿进行重介质分选,重介质分选的分选比重为 2.00 ~ 3.00,分选出铅锌混合精矿;

[0013] D、将 -0.5mm 粒级的原矿分级进入摇床重选作业,一段摇床重选作业直接得到铅锌混合精矿和尾矿,或者得到铅锌混合精矿、中矿和尾矿,或者得到铅锌混合粗精矿、中矿和尾矿;

[0014] 二段摇床重选作业将铅锌混合粗精矿直接进行选别得到铅锌混合精矿和尾矿,或者将铅锌混合粗精矿再磨后进行选别得到铅锌混合精矿和尾矿;

[0015] 中矿直接进行选别得到铅锌混合精矿和尾矿,或者将中矿再磨后进行选别,得到铅锌混合精矿和尾矿;

[0016] E、将步骤 C 和步骤 D 所得的铅锌混合精矿合并,得到最终的铅锌混合精矿产品。

[0017] 所述 C 步骤中的重介质分选的介质为磁铁矿粉或硅铁粉等,具体种类的选择,视被处理的矿石化学成分及性质确定。

[0018] 所述 D 步骤中的摇床重选作业的给矿质量浓度为 10% ~ 35%,分别采用粗砂摇床、细砂摇床、刻槽摇床对不同粒级给矿进行处理。

[0019] 所述 D 步骤中的摇床分选的段数视被处理的矿石化学成分及性质确定为 1 ~ 5 段。

[0020] 氧化铅锌矿原矿中氧化铅矿包括方铅矿、白铅矿,铅的品位为 1% ~ 10%,氧化锌

矿包括闪锌矿、菱锌矿、硅锌矿、水锌矿、红锌矿和异极矿，锌的品位为 3%~15%。

[0021] 所述 E 步骤中的最终铅锌混合精矿，可作为下一步氧压酸浸工艺的原料。

[0022] 本发明具有下列优点和积极效果：

[0023] 1、针对低品位难选氧化铅锌矿石，采用上述技术方案，工艺流程简单，得到铅锌混合精矿，在为后续氧压酸浸工艺提供铅锌原料的同时，也使低品位难选氧化铅锌矿资源得到了高效回收。

[0024] 2、针对低品位氧化铅锌矿难选的特点，本发明采用的全重选工艺流程，不需要任何药剂，环境污染小，处理量大，回水可循环使用，投资小，效益好。

[0025] 3、本发明采用的全重选工艺流程，可减少磨矿量，甚至无需磨矿，大幅度降低了选矿成本。

[0026] 4、本发明采用的全重选工艺流程，符合国家清洁生产、循环经济的政策，达到了节能、减排、降耗、资源综合利用的目的。

附图说明

[0027] 图 1 为本发明的工艺流程图。

具体实施方式

[0028] 下面结合实施例对本发明做进一步描述。

[0029] 实施例 1

[0030] 所处理的氧化铅锌矿原矿成分：Zn 7.81%，Pb 1.49%，Fe 5.55%，CaO 29.13%，MgO 0.47%，SiO₂ 20.04%，铅氧化率 89.45%，锌氧化率 91.30%。

[0031] 将上述原矿经过下列工艺步骤：

[0032] (1) 将原矿全部破碎至 -10mm；

[0033] (2) 将破碎后的矿石筛析分成 -10mm ~ +0.5mm、-0.5mm ~ +0.2mm、-0.2mm ~ +0.074mm、-0.074mm 四个粒级；

[0034] (3) 将 -10mm ~ +0.5mm 粒级的原矿在分离比重为 2.85 的重介质旋流器中进行分选，重悬浮液采用硅铁粉配制，分选出铅锌混合精矿；

[0035] (4) 将 -0.5mm ~ +0.2mm 粒级的原矿给到粗砂床进行摇床重选作业，给矿浓度为 30%；将 -0.2mm ~ +0.074mm 粒级的原矿给到细砂床进行摇床重选作业，给矿浓度为 25%；将 -0.074mm 粒级的原矿给到刻槽床进行摇床重选作业，给矿浓度为 20%；摇床粗选后得到铅锌混合精矿、次精矿和尾矿，次精矿经摇床精选得到铅锌混合精矿、中矿和尾矿，再将中矿进行摇床精选，得到铅锌混合精矿和尾矿。

[0036] (5) 将步骤 3 和步骤 4 所得的铅锌混合精矿合并，得到最终的铅锌混合精矿产品，可作为下一步氧压酸浸工艺的原料。

[0037] 技术指标：铅锌混合精矿铅加锌品位：18.81%；回收率：82.37%。

[0038] 实施例 2

[0039] 所处理的氧化铅锌矿原矿成分：Zn 9.76%，Pb 2.12%，Fe 8.51%，CaO 18.23%，MgO 3.23%，SiO₂ 16.52%，铅氧化率 87.31%，锌氧化率 90.05%。

[0040] 将上述原矿经过下列工艺步骤：

[0041] (1) 将原矿全部破碎至 -10mm ;

[0042] (2) 将破碎后的矿石筛析分成 -10mm ~ +0.5mm、-0.5mm ~ +0.2mm、-0.2mm ~ +0.074mm、-0.074mm 四个粒级 ;

[0043] (3) 将 -10mm ~ +0.5mm 粒级的原矿在重介质分离比重为 2.80 的重介质旋流器中进行分选,重悬浮液采用硅铁粉配制,分选出铅锌混合精矿 ;

[0044] (4) 将 -0.5mm ~ +0.2mm 粒级的原矿给到粗砂床进行摇床重选作业,给矿浓度为 30%,摇床粗选后得到铅锌混合粗精矿、中矿和尾矿,铅锌混合粗精矿再磨后进行摇床精选得到铅锌混合精矿,中矿直接进行摇床精选得到铅锌混合精矿和尾矿 ;将 -0.2mm ~ +0.074mm 粒级的原矿给到细砂摇床进行摇床重选作业,给矿浓度为 25%,摇床粗选后得到铅锌混合精矿、次精矿和尾矿,次精矿经摇床精选得到铅锌混合精矿、中矿和尾矿,再将中矿进行摇床精选,得到铅锌混合精矿和尾矿 ;将 -0.074mm ~ +0.019mm 粒级的原矿给到刻槽摇床进行摇床重选作业,给矿浓度为 20%;摇床粗选后得到铅锌混合精矿、中矿和尾矿,中矿经摇床精选得到铅锌混合精矿和尾矿。

[0045] (5) 将步骤 3 和步骤 4 所得的铅锌混合精矿合并,得到最终的铅锌混合精矿产品,可作为下一步氧压酸浸工艺的原料。

[0046] 技术指标 :铅锌混合精矿铅加锌品位 :20.12% ;回收率 :82.05%。

[0047] 实施例 3

[0048] 所处理的氧化锌矿原矿成分 :Zn 12.45%, Pb 1.95%, Fe 9.32%, CaO 22.13%, MgO 2.85%, SiO₂ 14.65%, 铅氧化率 81.85%, 锌氧化率 83.75%。

[0049] 将上述原矿经过下列工艺步骤 :

[0050] (1) 将原矿全部破碎至 -16mm ;

[0051] (2) 将破碎后的矿石筛析分成 -16mm ~ +0.5mm、-0.5mm ~ +0.15mm、-0.15mm ~ +0.037mm、-0.037mm 四个粒级 ;

[0052] (3) 将 -16mm ~ +0.5mm 粒级的原矿在分离比重为 2.75 的重介质旋流器中进行分选,重悬浮液采用磁铁粉配制,分选出铅锌混合精矿 ;

[0053] (4) 将 -0.5mm ~ +0.15mm 粒级的原矿给到粗砂床进行摇床重选作业,给矿浓度为 30%,摇床粗选后得到铅锌混合精矿、次精矿和尾矿,次精矿经过再磨后进行摇床精选得到铅锌混合精矿、中矿和尾矿,再将中矿进行摇床精选,得到铅锌混合精矿和尾矿。将 -0.15mm ~ +0.037mm 粒级的原矿给到细砂床进行摇床重选作业,给矿浓度为 25%,摇床粗选后得到铅锌混合精矿、中矿和尾矿,再将中矿进行摇床精选,得到铅锌混合精矿和尾矿。将 -0.037mm 粒级的原矿给到刻槽摇床进行摇床重选作业,给矿浓度为 20%,摇床粗选后得到铅锌混合精矿、中矿和尾矿,再将中矿进行摇床精选,得到铅锌混合精矿和尾矿。

[0054] (5) 将步骤 3 和步骤 4 所得的铅锌混合精矿合并,得到最终的铅锌混合精矿产品,可作为下一步氧压酸浸工艺的原料。

[0055] 技术指标 :铅锌混合精矿铅加锌品位 :22.05% ;回收率 :81.56%。

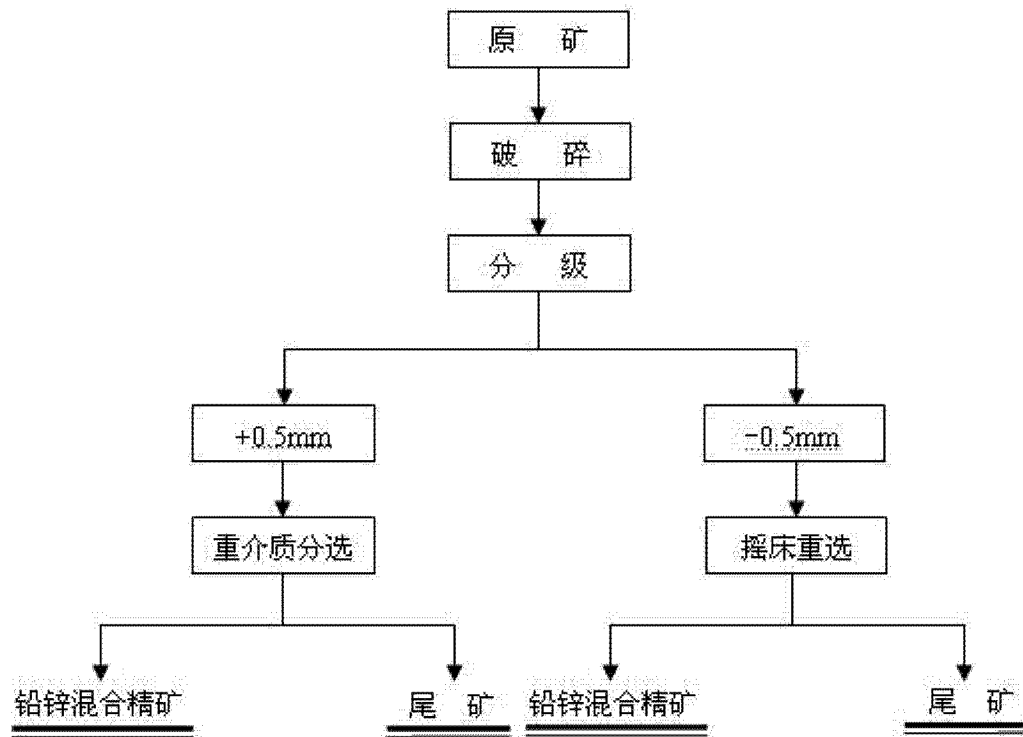


图 1