



(12) 发明专利申请

(10) 申请公布号 CN 104722393 A

(43) 申请公布日 2015. 06. 24

(21) 申请号 201510121314. 1

(22) 申请日 2015. 03. 19

(71) 申请人 长沙矿冶研究院有限责任公司
地址 410000 湖南省长沙市岳麓区麓山南路
966 号

(72) 发明人 陈雯 麦笑宇 唐雪峰 郭灵敏
严小虎 张立刚 李文凤

(74) 专利代理机构 长沙朕扬知识产权代理事务
所(普通合伙) 43213

代理人 杨斌

(51) Int. Cl.

B03B 7/00(2006. 01)

B03C 1/025(2006. 01)

B03D 1/00(2006. 01)

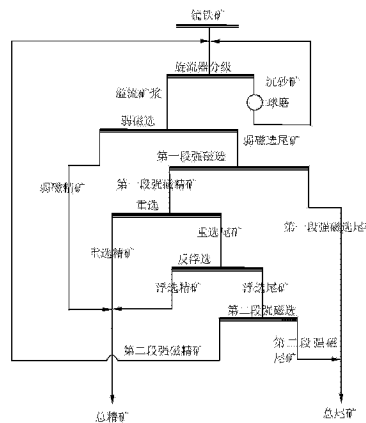
权利要求书1页 说明书4页 附图1页

(54) 发明名称

一种提高微细粒镜铁矿回收率的选矿方法

(57) 摘要

本发明公开了一种提高微细粒镜铁矿回收率的选矿方法,包括以下步骤:a)对镜铁矿进行原料分级,得到溢流矿浆和分级沉砂矿,对分级沉砂矿进行磨矿,磨矿后得到的矿浆返回原料分级;b)对溢流矿浆进行弱磁选,得到弱磁精矿与弱磁选尾矿;c)对弱磁选尾矿进行第一段强磁选,得到第一段强磁精矿与第一段强磁选尾矿;d)对第一段强磁精矿进行重选,得到重选精矿与重选尾矿;e)对重选尾矿采用反浮选工艺分选,得到浮选精矿与浮选尾矿;f)对浮选尾矿进行第二段强磁选,得到第二段强磁精矿与第二段强磁尾矿,第二段强磁精矿返回步骤a)中分级。本发明的选矿方法铁回收率高、流程适应性强、铁精矿产品质量高且品质稳定。



1. 一种提高微细粒镜铁矿回收率的选矿方法,其特征在于,包括以下步骤:
 - a) 对镜铁矿进行原料分级,得到溢流矿浆和分级沉砂矿,对所述分级沉砂矿进行磨矿,磨矿后得到的矿浆返回原料分级;
 - b) 对步骤 a) 中所得的溢流矿浆进行弱磁选,得到弱磁精矿与弱磁选尾矿;
 - c) 对步骤 b) 中所得的弱磁选尾矿进行第一段强磁选,得到第一段强磁精矿与第一段强磁选尾矿,所述第一段强磁选尾矿抛弃;
 - d) 对步骤 c) 中所得的第一段强磁精矿进行重选,得到重选精矿与重选尾矿;
 - e) 对步骤 d) 中所得的重选尾矿采用反浮选工艺分选,得到浮选精矿与浮选尾矿;
 - f) 对步骤 e) 中所得的浮选尾矿进行第二段强磁选,得到第二段强磁精矿与第二段强磁尾矿,所述第二段强磁尾矿抛弃,所述第二段强磁精矿返回至步骤 a) 中进行分级。
2. 如权利要求 1 所述的选矿方法,其特征在于,所述步骤 a) 中,镜铁矿的含铁品位为 20%~50%,粒度 -200 目占 30%~65%;分级后得到的溢流矿浆的细度 -200 目占 75%~95%。
3. 如权利要求 1 所述的选矿方法,其特征在于,所述步骤 b) 中,弱磁选的次数为 1~2 次,弱磁选磁场强度为 0.10~0.40 特斯拉。
4. 如权利要求 1 所述的选矿方法,其特征在于,所述步骤 c) 中,第一段强磁选设备为三盘组合式高梯度强磁选机,其上盘磁场强度为 0.1~0.3 特斯拉,中盘磁场强度为 0.5~1.5 特斯拉,下盘磁场强度为 0.8~1.8 特斯拉。
5. 如权利要求 1 所述的选矿方法,其特征在于,所述步骤 d) 中,重选设备为螺旋溜槽或摇床,重选次数为 1~3 次。
6. 如权利要求 1 所述的选矿方法,其特征在于,所述步骤 f) 中,第二段强磁选设备为高梯度强磁选机,第二段强磁选的磁场强度为 0.80~1.50 特斯拉。
7. 如权利要求 1~6 任一项所述的选矿方法,其特征在于,所述步骤 e) 中,反浮选工艺包括 1 次粗选、1~2 次精选和 1~5 次扫选;反浮选工艺浮选矿浆温度为 15~50℃。
8. 如权利要求 7 所述的选矿方法,其特征在于,所述反浮选工艺中采用的浮选 pH 调整剂包括氢氧化钠, pH 调整剂用量相对给矿为 200~3000g/t;采用的浮选活化剂为 CaO、Ca(OH)₂、CaCl₂和 Ca(ClO)₂中的一种或几种,浮选活化剂用量相对给矿为 50~1500g/t;采用的浮选抑制剂包括淀粉,浮选抑制剂用量相对给矿为 200~1500g/t。
9. 如权利要求 7 所述的选矿方法,其特征在于,所述反浮选工艺采用的浮选捕收剂为阴离子浮选捕收剂,浮选捕收剂用量相对给矿为 50~2000g/t。

一种提高微细粒镜铁矿回收率的选矿方法

技术领域

[0001] 本发明涉及一种铁矿的选矿方法,尤其涉及一种提高微细粒镜铁矿回收率的选矿方法。

背景技术

[0002] 钢铁工业是国民经济的重要基础产业,其快速发展带动了对铁矿石需求的大幅增长。2012年我国进口铁矿石7.43亿吨,对外依存度近60%。经济的发展迫切需要依靠技术的进步最大限度地利用我国有限的铁矿资源,从而提高国内铁矿石的自给率、降低我国钢铁行业对进口矿石的依赖程度。我国铁矿资源禀赋较差,“贫、细、杂”的特点突出,富矿石保有储量仅占2.53%;低品位难处理的赤铁矿、褐铁矿、镜铁矿及其伴生多金属资源比例大,且铁矿物嵌布粒度微细、铁矿物与脉石矿物表面物理化学性质相近、伴生组分关系复杂,回收难度较大,因此,提高铁矿选矿技术指标将是未来高效利用我国铁矿石资源的关键所在。

[0003] 镜铁矿为赤铁矿的变种,晶体结构为金属光泽的片状集合体或玫瑰花状聚片,属于难选红矿的一种,常常与石英伴生,其化学组成式为 Fe_2O_3 ,理论品位TFe 69.94%。国内含铁硅酸盐矿物类型的镜铁矿资源主要分布在山西袁家村、安徽霍邱地区,其中安徽霍邱地区已查明的镜铁矿资源储量约20亿吨。

[0004] 目前处理镜铁矿石资源的选矿工艺主要有:连续磨矿-弱磁、强磁-阴离子反浮选工艺;阶段磨矿-弱磁、强磁-阴离子反浮选工艺;阶段磨矿-强磁提精-强磁中矿阴离子反浮选工艺等。

[0005] 上述选矿工艺存在的主要问题有:(1)工艺流程对FeO变化的适应性较差,技术指标波动大;(2)第二段磨矿细度为80%以上时,磨矿过程中镜铁矿物过粉碎严重,采用常规立环强磁选机对 $-25\mu m$ 微细粒级镜铁矿回收效果差,该粒级强磁选铁作业回收率不足50%;(3)浮选作业负荷重,药剂消耗量大;(4)反浮选分选效果差,浮选尾矿含铁品位高达30%左右,铁作业回收率低于85%。因此,针对镜铁矿石资源的性质特点,研究开发经济合理的选矿工艺方案以实现镜铁矿的高效回收,对大幅度提高微细粒级镜铁矿的回收率具有积极的意义和示范作用。

发明内容

[0006] 本发明要解决的技术问题是克服现有技术的不足,提供一种提高微细粒镜铁矿回收率的选矿方法。

[0007] 为解决上述技术问题,本发明提出的技术方案为:

[0008] 一种提高微细粒镜铁矿回收率的选矿方法,包括以下步骤:

[0009] a) 对镜铁矿进行原料分级,得到溢流矿浆和分级沉砂矿,对所述分级沉砂矿进行磨矿,磨矿后得到的矿浆返回原料分级;

[0010] b) 对步骤a)中所得的溢流矿浆进行弱磁选,得到弱磁精矿与弱磁选尾矿;

[0011] c) 对步骤b)中所得的弱磁选尾矿进行第一段强磁选,得到第一段强磁精矿与第

一段强磁选尾矿,所述第一段强磁选尾矿抛弃;

[0012] d) 对步骤 c) 中所得的第一段强磁精矿进行重选,得到重选精矿与重选尾矿;

[0013] e) 对步骤 d) 中所得的重选尾矿采用反浮选工艺分选,得到浮选精矿与浮选尾矿;

[0014] f) 对步骤 e) 中所得的浮选尾矿进行第二段强磁选,得到第二段强磁精矿与第二段强磁尾矿,所述第二段强磁尾矿抛弃,所述第二段强磁精矿返回至步骤 a) 中进行分级。

[0015] 上述的选矿方法,优选的,所述步骤 a) 中,镜铁矿的含铁品位为 20%~50%,粒度 -200 目占 30%~65%;分级后得到的溢流矿浆的细度 -200 目占 75%~95%。

[0016] 上述的选矿方法,优选的,所述步骤 b) 中,弱磁选的次数为 1~2 次,弱磁选磁场强度为 0.10~0.40 特斯拉。

[0017] 上述的选矿方法,优选的,所述步骤 c) 中,第一段强磁选设备为三盘组合式高梯度强磁选机,其上盘磁场强度为 0.1~0.3 特斯拉,中盘磁场强度为 0.5~1.5 特斯拉,下盘磁场强度为 0.8~1.8 特斯拉。

[0018] 上述的选矿方法,优选的,所述步骤 d) 中,重选设备为螺旋溜槽或摇床,重选次数为 1~3 次。

[0019] 上述的选矿方法,优选的,所述步骤 f) 中,第二段强磁选设备为高梯度强磁选机,第二段强磁选的磁场强度为 0.80~1.50 特斯拉。

[0020] 上述的选矿方法,优选的,所述步骤 e) 中,反浮选工艺包括 1 次粗选、1~2 次精选和 1~5 次扫选;反浮选工艺浮选矿浆温度为 15~50℃。

[0021] 上述的选矿方法,优选的,所述反浮选工艺中采用的浮选 pH 调整剂包括氢氧化钠,pH 调整剂用量相对给矿为 200~3000g/t;采用的浮选活化剂为 CaO 、 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 、 CaCl_2 和 $\text{Ca}(\text{ClO})_2$ 中的一种或几种,浮选活化剂用量相对给矿为 50~1500g/t;采用的浮选抑制剂包括淀粉,浮选抑制剂用量相对给矿为 200~1500g/t。

[0022] 上述的选矿方法,优选的,所述反浮选工艺采用的浮选捕收剂为阴离子浮选捕收剂,浮选捕收剂用量相对给矿为 50~2000g/t。

[0023] 与现有技术相比,本发明的优点在于:

[0024] 1) 本发明采用重选工艺回收较粗粒的镜铁矿,不仅减轻了浮选系统的负荷、浮选药剂消耗量,而且全流程对 FeO 变化有较强的适应性,流程稳定性好,精矿品质稳定;

[0025] 2) 本发明的工艺过程中强磁选工艺采用高梯度组合式强磁选机,其上盘磁场强度为 0.1~0.3 特斯拉,以回收少量强磁性矿物,中盘磁场强度为 1.0~1.5 特斯拉,用于回收细粒级的镜铁矿,下盘磁场强度高达 1.7~1.8 特斯拉,可高效回收微细粒镜铁矿;

[0026] 3) 本发明的工艺中对浮选尾矿采用强磁选工艺回收流失的微细粒镜铁矿,并循环至磨矿系统再磨矿,有效保证了微细粒镜铁矿的高效回收。

[0027] 本发明提供的提高微细粒镜铁矿回收率的选矿方法,采用的弱磁选—高梯度强磁选—重选—阴离子反浮选—浮选尾矿强磁选的选矿工艺具有铁回收率高、流程适应性强,具有铁精矿产品质量好且品质稳定的特点,实现了微细粒镜铁矿的高效回收。

附图说明

[0028] 图 1 为本发明的提高微细粒镜铁矿回收率的选矿方法的工艺流程图。

具体实施方式

[0029] 为了便于理解本发明,下文将结合说明书附图和较佳的实施例对本发明作更全面、细致地描述,但本发明的保护范围并不限于以下具体的实施例。

[0030] 除非另有定义,下文中所使用的所有专业术语与本领域技术人员通常理解的含义相同。本文中所使用的专业术语只是为了描述具体实施例的目的,并不是旨在限制本发明的保护范围。

[0031] 除有特别说明,本发明中用到的各种试剂、原料均为可以从市场上购买的商品或者可以通过公知的方法制得的产品。

[0032] 实施例 1:

[0033] 一种本发明的提高微细粒镜铁矿回收率的选矿方法(本实施例铁矿石中可回收的铁矿物主要是镜铁矿,次为假象赤铁矿与磁铁矿;需要选矿排除的脉石矿物主要为石英,其次为绿泥石、绢云母与角闪石。镜铁矿晶体粒度大多在 0.01 ~ 0.08mm 之间),如图 1 所示,包括以下步骤:

[0034] a) 将铁品位为 43.04% 的混合磁选精矿,采用旋流器分级,得到溢流矿浆(溢流矿浆细度 -200 目占 80%)和分级沉砂矿,分级沉砂矿采用卧式长筒球磨机进行第一段磨矿,磨矿得到的矿浆返回至旋流器分级;

[0035] b) 将步骤 a) 中得到的溢流矿浆进行一次弱磁选,弱磁选的磁场强度为 0.2 特斯拉,得到弱磁选精矿和弱磁选尾矿,其中弱磁精矿产率为 10.03%、铁品位 63.46%、铁回收率 14.79%;

[0036] c) 将步骤 b) 中得到的弱磁选尾矿经组合式高梯度强磁选机进行第一段强磁选,高梯度强磁选机的上盘磁场强度为 0.3 特斯拉、中盘磁场强度为 1.5 特斯拉、下盘磁场强度为 1.7 特斯拉,得到产率为 25.00%、铁含量为 11.03% 的第一段强磁选尾矿和产率为 64.97%、铁品位为 52.20%、铁回收率为 78.80% 的第一段强磁精矿;

[0037] d) 将步骤 c) 得到的第一段强磁精矿采用螺旋溜槽进行一次选别,获得重选尾矿和产率为 17.85%、铁品位 66.02%、铁回收率 27.38% 的重选精矿;

[0038] e) 将步骤 d) 获得的重选尾矿采用反浮选工艺分选,反浮选工艺包括一次粗选一次精选三次扫选,中矿循序返回;反浮选粗选药剂 pH 调整剂 NaOH 的用量相对给矿量为 400g/t,浮选抑制剂淀粉的用量相对给矿量为 600g/t,浮选活化剂 CaO 的用量相对给矿量为 200g/t,捕收剂 CY-43 的用量相对给矿量为 300g/t,浮选矿浆温度为 30°C;精选药剂浮选活化剂 CaO 的用量相对给矿量为 100g/t,捕收剂的用量相对给矿量为 200g/t,所得浮选精矿产率为 27.78%、铁品位为 65.85%、铁回收率为 42.50%、浮选尾矿含铁品位为 26.74%;

[0039] f) 将步骤 e) 所得的浮选尾矿经立环强磁选机进行第二段强磁选,磁场强度为 1.0 特斯拉,获得铁品位为 41.66% 的第二段强磁精矿和铁品位为 18.74% 的第二段强磁选尾矿,第二段强磁精矿循环返回至步骤 a) 中旋流器分级。

[0040] 最终所得总精矿产率为 55.66%、铁品位为 65.47%、铁回收率为 84.67%。

[0041] 实施例 2:

[0042] 一种本发明的提高微细粒镜铁矿回收率的选矿方法(本实施例铁矿石中可回收的铁矿物主要是镜铁矿,次为假象赤铁矿与磁铁矿;需要选矿排除的脉石矿物主要为石英,其次是角闪石、金云母和黑云母,镜铁矿晶体粒度一般 0.03 ~ 0.3mm,如图 1 所示,包括以下

步骤：

[0043] a) 将铁品位为 37.21% 的混合磁选精矿，采用旋流器分级，得到溢流矿浆（溢流矿浆细度 -200 目占 80%）和分级沉砂矿，分级沉砂矿采用卧式长筒球磨机进行第一段磨矿，磨矿得到的矿浆返回至旋流器分级；

[0044] b) 将步骤 a) 中得到的溢流矿浆进行弱磁一次粗选和一次精选，粗选磁场强度为 0.3 特斯拉，精选磁场强度为 0.2 特斯拉，得到弱磁选精矿和弱磁选尾矿，其中弱磁精矿产率为 13.67%、铁品位 65.59%、铁回收率 24.10%；

[0045] c) 将步骤 b) 中得到的弱磁选尾矿经组合式高梯度强磁选机进行第一段强磁选，高梯度强磁选机的上盘磁场强度为 0.3 特斯拉、中盘磁场强度为 1.5 特斯拉、下盘磁场强度为 1.7 特斯拉，得到产率为 25.00%、铁含量为 11.03% 的第一段强磁选尾矿和产率为 64.97%、铁品位为 52.20%、铁回收率为 78.80% 的第一段强磁精矿；

[0046] d) 将步骤 c) 得到的第一段强磁精矿采用螺旋溜槽进行一次选别，获得获得重选尾矿和产率为 16.20%、铁品位为 65.66%、铁回收率为 28.59% 的重选精矿；

[0047] e) 将步骤 d) 获得的重选尾矿采用反浮选工艺分选，反浮选工艺为一次粗选一次精选三次扫选，中矿循序返回；反浮选粗选 pH 调整剂 NaOH 的用量相对给矿为 500g/t，浮选抑制剂淀粉的用量相对给矿为 600g/t，浮选活化剂 CaO 用量相对给矿为 200g/t，捕收剂 CY-43 用量相对给矿为 400g/t，浮选矿浆温度为 30℃；精选药剂浮选活化剂 CaO 用量为 100g/t，捕收剂用量 200g/t，所得浮选精矿产率为 15.11%、铁品位 65.33%、铁回收率 26.53%、浮选尾矿含铁品位 25.79%；

[0048] f) 将步骤 e) 所得的浮选尾矿经立环强磁选机进行第二段强磁选，磁场强度为 1.0 特斯拉，获得铁品位为 40.00% 的第二段强磁精矿和铁品位为 18.46% 的第二段强磁选尾矿，第二段强磁精矿循环返回至步骤 a) 中旋流器分级。

[0049] 最终所得总精矿产率为 44.98%、铁品位 65.53%、铁回收率 79.21%。

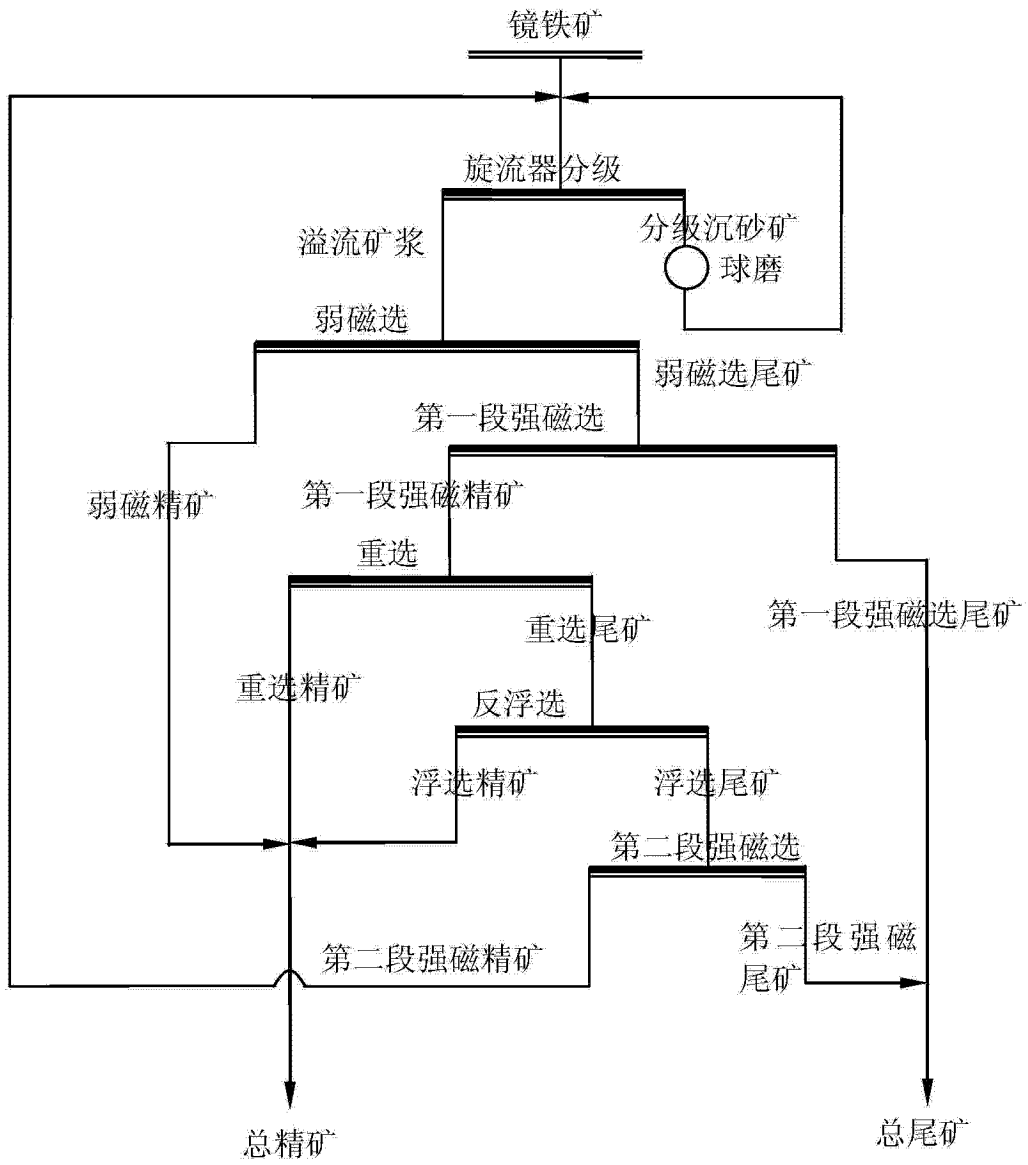


图 1