



(12) 发明专利

(10) 授权公告号 CN 109954579 B

(45) 授权公告日 2021.01.22

(21) 申请号 201910246340.5

B03B 9/00 (2006.01)

(22) 申请日 2019.03.29

审查员 程晓蕾

(65) 同一申请的已公布的文献号

申请公布号 CN 109954579 A

(43) 申请公布日 2019.07.02

(73) 专利权人 中冶北方(大连)工程技术有限公司

地址 116600 辽宁省大连市经济技术开发区同汇路16号

(72) 发明人 李国洲 邢伟 段云峰

(74) 专利代理机构 北京鸿元知识产权代理有限公司 11327

代理人 张超艳 李玉琦

(51) Int. Cl.

B03B 7/00 (2006.01)

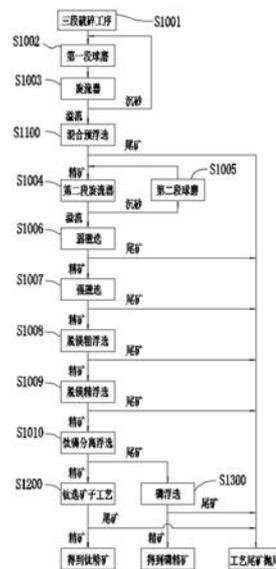
权利要求书2页 说明书6页 附图4页

(54) 发明名称

磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺

(57) 摘要

本发明属于选矿技术领域,提供了一种磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺,包括三段破碎工序、第一段球磨与旋流器闭路、混合预浮选、第二段球磨与第二段旋流器闭路、弱磁选、强磁选、脱镁粗浮选、脱镁精浮选、钛磷分离浮选、钛选矿子工艺和磷浮选。本发明的工艺通过磁选脱铁和浮选脱镁,提高所得到的钛精矿的品质,通过钛磷分离浮选对矿产中的钛与磷矿物进行初步分离,再分别进行钛和磷的选矿处理,通过前述的本发明工艺流程,可从磷灰石-钛铁矿获得品质较好的钛精矿,同时回收磷精矿,提高自然资源利用率和选矿厂的经济效益。



1. 一种磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺,包括三段破碎工序,其特征在于:还包括第一段球磨与旋流器闭路、混合预浮选、第二段球磨与第二段旋流器闭路、弱磁选、强磁选、脱镁粗浮选、脱镁精浮选、钛磷分离浮选、钛选矿子工艺和磷浮选;其中,所述混合预浮选包括混合预粗浮选、混合预精浮选和三次混合预扫浮选,混合预浮选为反浮选;

原矿经三段破碎工序后,粒度为0-12mm的破碎产品给入第一段球磨与旋流器闭路中的第一段球磨,第一段球磨磨矿后产品给入旋流器,旋流器的沉砂返回第一段球磨形成闭路,旋流器的粒度 P_{80} 为60~70 μm 的溢流产品给入混合预浮选中的混合预粗浮选,混合预粗浮选的底流精矿给入混合预精浮选,混合预粗浮选的泡沫尾矿给入第一次混合预扫浮选,第一次混合预扫浮选的泡沫尾矿给入第二次混合预扫浮选,第二次混合预扫浮选的泡沫尾矿给入第三次混合预扫浮选,第三次混合预扫浮选的底流精矿返回第一次混合预扫浮选,第一次混合预扫浮选的底流精矿、第二次混合预扫浮选的底流精矿和混合预精浮选的泡沫尾矿返回混合预粗浮选;

第三次混合预扫浮选的尾矿构成混合预浮选的尾矿,混合预精浮选的精矿构成混合预浮选的精矿,混合预浮选的精矿给入第二段球磨与第二段旋流器闭路中的第二段旋流器,第二段旋流器的沉砂给入第二段球磨,第二段球磨磨矿后的产品返回第二段旋流器形成闭路,第二段旋流器的 P_{80} 为30~40 μm 的溢流给入弱磁选;

弱磁选的精矿给入强磁选,强磁选的精矿给入脱镁粗浮选,脱镁粗浮选的底流精矿给入脱镁精浮选,脱镁精浮选的底流精矿给入钛磷分离浮选;

钛磷分离浮选的精矿给入钛选矿子工艺,钛选矿子工艺的精矿为钛精矿;

钛磷分离浮选的尾矿给入磷浮选,磷浮选的精矿为磷精矿;

混合预浮选的尾矿、弱磁选的尾矿、强磁选的尾矿、脱镁粗浮选的尾矿、脱镁精浮选的尾矿、钛选矿子工艺的尾矿和磷浮选的尾矿共同构成工艺尾矿抛尾。

2. 根据权利要求1所述的磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺,其特征在于:所述钛选矿子工艺包括三段摇床;钛磷分离浮选的精矿给入第一段摇床,第一段摇床重选的中矿给入第二段摇床重选,第二段摇床重选的中矿给入第三段摇床重选,三段摇床重选的精矿即为钛选矿子工艺的精矿,三段摇床重选的尾矿即为钛选矿子工艺的尾矿。

3. 根据权利要求1所述的磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺,其特征在于:所述磷浮选包括磷粗浮选、磷扫浮选和两次磷精浮选,磷浮选为正浮选;钛磷分离浮选的尾矿给入磷粗浮选,磷粗浮选的泡沫精矿给入第一次磷精浮选,第一次磷精浮选的精矿给入第二次磷精浮选,磷粗浮选的底流尾矿给入磷扫浮选,第二次磷精浮选的底流尾矿返回第一次磷精浮选,第一次磷精浮选的底流尾矿和磷扫浮选的泡沫精矿返回磷粗浮选,第二次磷精浮选的泡沫精矿即为磷浮选的精矿,磷扫浮选的尾矿即为磷浮选的尾矿。

4. 根据权利要求1所述的磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺,其特征在于:所述弱磁选磁场强度为1800-2200GS,强磁选的磁场强度为7200-8800GS。

5. 根据权利要求1所述的磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺,其特征在于:所述混合预粗浮选中每吨给矿加入108-132g的乙二胺和18-22g的甲基异丁基甲醇;所述混合预精浮选中每吨给矿加入72-88g的乙二胺和13-16g的甲基异丁基甲醇;所述第一次混合预扫浮选中每吨给矿加入36-45g的乙二胺和9-11g的甲基异丁基甲醇。

6. 根据权利要求1所述的磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺,其特征在于:所述脱镁粗浮选

中每吨给矿加入硫酸180-220g、醚胺55-66g和2#油13-16g;所述脱镁精浮选中每吨给矿加入醚胺27-33g。

7. 根据权利要求1所述的磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺,其特征在于:所述钛磷分离浮选中每吨给矿加入塔尔油135-165g、淀粉90-110g和甲氧基聚丙二醇18-22g。

8. 根据权利要求3所述的磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺,其特征在于:所述磷粗浮选中每吨给矿加入塔尔油135-165g、水玻璃72-88g和甲氧基聚丙二醇18-22g/t;第一次磷精浮选中每吨给矿加入塔尔油81-99g、水玻璃45-55g和甲氧基聚丙二醇13-16g,磷扫浮选中每吨给矿加入甲氧基聚丙二醇9-11g。

9. 根据权利要求1-8之一所述的磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺,其特征在于:所述原矿的有用矿物主要成分为钛铁矿和磷灰石,原矿的脉石矿物主要为辉石、云母、石英、磁铁矿和假象赤铁矿;TiO₂的含量为8.5%、P₂O₅的含量为2.3%、铁的品位为13.5%和MgO的含量为3.5%的原矿经权利要求1-8之一所述的磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺处理后,获得TiO₂含量为45.0%、P₂O₅的含量为0.05%、Fe的含量为22.6%、MgO的含量为0.45%、TiO₂的回收率为58.0%、P₂O₅的回收率为0.24%、Fe回收率为18.34%和MgO回收率为1.41%的钛精矿,以及获得TiO₂含量为0.7%、P₂O₅的含量为38.0%、Fe的含量为1.3%、MgO的含量为0.4%、TiO₂的回收率为0.29%、P₂O₅的回收率为58%、Fe回收率为0.34%和MgO回收率为0.4%的磷精矿。

磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺

技术领域

[0001] 本发明属于选矿技术领域,特别是涉及一种磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺。

背景技术

[0002] 钛同时兼有钢(强度高)和铝(质地轻)的优点、纯净的钛有良好的可塑性,它的韧性超过纯铁2倍,耐热和抗腐蚀性能也很好。由于钛有这些优点,促使其成为突出的稀有金属、钛及其合金,首先用在制造飞机、火箭、导弹、舰艇等方面,后来又广泛用于化工和石油部门。

[0003] 钛铁矿是最主要含钛矿物,是金属钛的最重要来源,其 TiO_2 理论含量52.66%,铁的含量一般为20%-30%之间。钛铁矿的化学成分与形成条件有关。当前,很多矿山蕴藏大量的磷灰石-钛铁矿。类似地区矿山的矿石一般含 TiO_2 含量为4%-8%之间, TiO_2 含量较高,具备获得高品质的钛精矿的条件。其 P_2O_5 的含量一般为2%以上, P_2O_5 主要以磷灰石的形式存在;此外该种矿石往往钛铁矿还与一定量的磁铁矿伴生,且还含有少量的假象赤铁矿,这些铁矿物和钛铁矿的比重类似,且对水的亲和力也类似,所以其极易在钛铁矿的重选和浮选中随钛铁矿进入到钛精矿中,导致钛精矿品位不高。这种矿石的脉石中还含有一定量的含镁云母,这些镁如果不加以脱出,最终进入到钛精矿中,会降低钛精矿的质量等级,降低其售价。此外该种矿物磷含量较高,如果能对磷进行回收,不仅符合资源高效回收的原则,而且获得的磷精矿将进一步增加选厂的经济效益。

[0004] 从上述内容可以看出,该矿原矿 TiO_2 较高, P_2O_5 的含量也较高, MgO 含量也较高,且还含有一定量的铁矿物,要想获得优质的钛精粉,必须对矿石中的铁和镁加以脱出,要想获得较高的经济效益还须对磷加以综合回收。所以我们有必要开发一种能够有效的提高钛精粉中 TiO_2 含量,有效降低铁含量和 MgO 含量的磷灰石-钛铁矿选磷选钛脱铁脱镁工艺。

发明内容

[0005] 为了解决上述技术问题,本发明提供了一种磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺,包括三段破碎工序、第一段球磨与旋流器闭路、混合预浮选、第二段球磨与第二段旋流器闭路、弱磁选、强磁选、脱镁粗浮选、脱镁精浮选、钛磷分离浮选、钛选矿子工艺和磷浮选;

[0006] 原矿经三段破碎工序后,粒度为0-12mm的破碎产品给入第一段球磨与旋流器闭路中的第一段球磨,第一段球磨磨矿后产品给入旋流器,旋流器的沉砂返回第一段球磨形成闭路,旋流器的粒度 P_{80} 为60~70 μm 的溢流产品给入混合预浮选;

[0007] 混合预浮选的精矿给入第二段球磨与第二段旋流器闭路中的第二段旋流器,第二段旋流器的沉砂给入第二段球磨,第二段球磨磨矿后的产品返回第二段旋流器形成闭路,第二段旋流器的 P_{80} 为30~40 μm 的溢流给入弱磁选;

[0008] 弱磁选的精矿给入强磁选,强磁选的精矿给入脱镁粗浮选,脱镁粗浮选的底流精矿给入脱镁精浮选,脱镁精浮选的底流精矿给入钛磷分离浮选;

[0009] 钛磷分离浮选的精矿给入钛选矿子工艺,钛选矿子工艺的精矿为钛精矿;

[0010] 钛磷分离浮选的尾矿给入磷浮选,磷浮选的精矿为磷精矿;

[0011] 混合预浮选的尾矿、弱磁选的尾矿、强磁选的尾矿、脱镁粗浮选的尾矿、脱镁精浮选的尾矿、钛选矿子工艺的尾矿和磷浮选的尾矿共同构成工艺尾矿抛尾。

[0012] 优选地,所述混合预浮选包括混合预粗浮选、混合预精浮选和三次混合预扫浮选,混合预浮选为反浮选;旋流器的溢流产品给入混合预粗浮选,混合预粗浮选的底流精矿给入混合预精浮选,混合预粗浮选的泡沫尾矿给入第一次混合预扫浮选,第一次混合预扫浮选的泡沫尾矿给入第二次混合预扫浮选,第二次混合预扫浮选的泡沫尾矿给入第三次混合预扫浮选,第三次混合预扫浮选的底流精矿返回第一次混合预扫浮选,第一次混合预扫浮选的底流精矿、第二次混合预扫浮选的底流精矿和混合预精浮选的泡沫尾矿返回混合预粗浮选;混合预精浮选的精矿即为混合预浮选的精矿,第三次混合预扫浮选的尾矿即为混合预浮选的尾矿。

[0013] 进一步地,所述混合预粗浮选中每吨给矿加入108-132g的乙二胺捕收剂和18-22g的起泡剂甲基异丁基甲醇;所述混合预精浮选中每吨给矿加入72-88g的乙二胺捕收剂和13-16g的起泡剂甲基异丁基甲醇;所述第一次混合预扫浮选中每吨给矿加入36-45g的乙二胺捕收剂和9-11g的起泡剂甲基异丁基甲醇。

[0014] 优选地,所述钛选矿子工艺包括三段摇床;钛磷分离浮选的精矿给入第一段摇床,第一段摇床重选的中矿给入第二段摇床重选,第二段摇床重选的中矿给入第三段摇床重选,三段摇床重选的精矿即为钛选矿子工艺的精矿,三段摇床重选的尾矿即为钛选矿子工艺的尾矿。

[0015] 优选地,所述磷浮选包括磷粗浮选、磷扫浮选和两次磷精浮选,磷浮选为正浮选;钛磷分离浮选的尾矿给入磷粗浮选,磷粗浮选的泡沫精矿给入第一次磷精浮选,第一次磷精浮选的精矿给入第二次磷精浮选,磷粗浮选的底流尾矿给入磷扫浮选,第二次磷精浮选的底流尾矿返回第一次磷精浮选,第一次磷精浮选的底流尾矿和磷扫浮选的泡沫精矿返回磷粗浮选,第二次磷精浮选的泡沫精矿即为磷浮选的精矿,磷扫浮选的尾矿即为磷浮选的尾矿。

[0016] 进一步地,所述磷粗浮选中每吨给矿加入磷灰石捕收剂塔尔油135-165g、脉石抑制剂水玻璃72-88g和起泡剂甲氧基聚丙二醇18-22g/t;第一次磷精浮选中每吨给矿加入捕收剂塔尔油81-99g、脉石抑制剂水玻璃45-55g和起泡剂甲氧基聚丙二醇13-16g,磷扫浮选中每吨给矿加入起泡剂甲氧基聚丙二醇9-11g。

[0017] 优选地,所述弱磁选的磁场强度为1800-2200GS,强磁选的磁场强度为7200-8800GS。

[0018] 优选地,所述脱镁粗浮选中每吨给矿加入PH调整剂硫酸180-220g、醚胺捕收剂55-66g和起泡剂2#油13-16g;所述脱镁精浮选中每吨给矿加入醚胺捕收剂27-33g。

[0019] 优选地,所述钛磷分离浮选中每吨给矿加入磷灰石捕收剂塔尔油135-165g、钛铁矿矿物抑制剂淀粉90-110g和起泡剂甲氧基聚丙二醇18-22g。

[0020] 优选地,所述原矿的有用矿物主要成分为钛铁矿和磷灰石,原矿的脉石矿物主要为辉石、云母、石英、磁铁矿和假象赤铁矿;TiO₂的含量为8.5%、P₂O₅的含量为2.3%、铁的品位为13.5%和MgO的含量为3.5%的原矿经上述的磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺处理后,获得TiO₂含量为45.0%、P₂O₅的含量为0.05%、Fe的含量为22.6%、MgO的含量为0.45%、TiO₂

的回收率为58.0%、 P_2O_5 的回收率为0.24%、Fe回收率为18.34%和MgO回收率为1.41%的钛精矿,以及获得 TiO_2 含量为0.7%、 P_2O_5 的含量为38.0%、Fe的含量为1.3%、MgO的含量为0.4%、 TiO_2 的回收率为0.29%、 P_2O_5 的回收率为58%、Fe回收率为0.34%和MgO回收率为0.4%的磷精矿。

[0021] 本发明的工艺通过磁选脱铁和浮选脱镁,提高所得到的钛精矿的品质,通过钛磷分离浮选对矿产中的钛与磷矿物进行初步分离,再分别进行钛和磷的选矿处理,通过前述的本发明工艺流程,可从磷灰石-钛铁矿获得品质较好的钛精矿,同时回收磷精矿,提高自然资源利用率和选矿厂的经济效益。

附图说明

[0022] 图1为磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺实施例流程示意图;

[0023] 图2为磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺实施例的混合预浮选流程示意图;

[0024] 图3为磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺实施例的钛选矿子工艺流程示意图;

[0025] 图4为磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺实施例的磷浮选流程示意图。

具体实施方式

[0026] 为了更进一步阐述本发明为解决技术问题所采取的技术手段及功效,以下结合附图和具体实施例对本发明做进一步详细描述,但不作为本发明要求的保护范围限定。

[0027] 如图1所示的磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺可选实施例的流程,包括三段破碎工序S1001、第一段球磨S1002与旋流器S1003闭路、混合预浮选S1100、第二段球磨S1005与第二段旋流器S1004闭路、弱磁选S1006、强磁选S1007、脱镁粗浮选S1008、脱镁精浮选S1009、钛磷分离浮选S1010、钛选矿子工艺S1200和磷浮选S1300;

[0028] 原矿 TiO_2 的含量为8.5%、 P_2O_5 的含量为2.3%、Fe的品位为13.5%和MgO的含量为3.5%;有用矿物主要成分为钛铁矿和磷灰石,脉石矿物主要为辉石、云母、石英、磁铁矿和假象赤铁矿,原矿经三段破碎工序S1001后,粒度为0-12mm的破碎产品给入第一段球磨S1002与旋流器S1003闭路中的第一段球磨S1002,第一段球磨S1002磨矿后产品给入旋流器S1003,旋流器S1003的沉砂返回第一段球磨S1002形成闭路,旋流器S1003的粒度 P_{80} 为60~70 μm 的溢流产品给入混合预浮选S1100;

[0029] 混合预浮选S1100的精矿给入第二段球磨S1005与第二段旋流器S1004闭路中的第二段旋流器S1004,第二段旋流器S1004的沉砂给入第二段球磨S1005,第二段球磨S1005磨矿后的产品返回第二段旋流器S1004形成闭路,第二段旋流器S1004的 P_{80} 为30~40 μm 的溢流给入弱磁选S1006,弱磁选S1006的磁场强度为2000GS;

[0030] 弱磁选S1006的精矿给入强磁选S1007,强磁选S1007的磁场强度为8000GS,强磁选S1007的精矿产率为53.35%、 TiO_2 含量为14.42%、 P_2O_5 的含量为3.77%、Fe的含量为12.2%、MgO的含量为5.59%、 TiO_2 的回收率为90.51%、 P_2O_5 的回收率为87.53%、Fe回收率为48.21%和MgO回收率为85.22%,强磁选S1007的精矿给入脱镁粗浮选S1008,脱镁粗浮选S1008加入PH调整剂硫酸200g/t给矿、醚胺捕收剂(flotigam3135)为60g/t给矿和起泡剂2#油15g/t给矿,脱镁粗浮选S1008的底流精矿给入脱镁精浮选S1009,脱镁精浮选S1009中加入醚胺捕收剂(flotigam3135)为30g/t给矿,脱镁精浮选S1009的底流精矿产率为43.02%、

TiO₂含量为17.36%、P₂O₅的含量为4.41%、Fe的含量为14.57%、MgO的含量为0.52%、TiO₂的回收率为87.85%、P₂O₅的回收率为82.5%、Fe回收率为46.42%和MgO回收率为6.4%，脱镁精浮选S1009的底流精矿给入钛磷分离浮选S1010，钛磷分离浮选S1010中加入磷灰石捕收剂塔尔油150g/t给矿、钛铁矿矿物抑制剂淀粉100g/t给矿和起泡剂甲氧基聚丙二醇20g/t；

[0031] 钛磷分离浮选S1010的精矿产率为36.71%、TiO₂含量为18.69%、P₂O₅的含量为0.61%、Fe的含量为15.51%、MgO的含量为0.48%、TiO₂的回收率为80.7%、P₂O₅的回收率为7.7%、Fe回收率为42.18%和MgO回收率为5.77%；钛磷分离浮选S1010的精矿给入钛选矿子工艺S1200，钛选矿子工艺S1200的精矿为钛精矿，钛精矿的产率为10.96%、TiO₂含量为45.0%、P₂O₅的含量为0.05%、Fe的含量为22.6%、MgO的含量为0.45%、TiO₂的回收率为58.0%、P₂O₅的回收率为0.24%、Fe回收率为18.34和MgO回收率为1.41%；

[0032] 钛磷分离浮选S1010的尾矿产率为6.31%、TiO₂含量为9.63%、P₂O₅的含量为27.26%、Fe的含量为9.08%、MgO的含量为0.35%、TiO₂的回收率为7.15%、P₂O₅的回收率为74.8%、Fe回收率为4.24%和MgO回收率为0.63%；钛磷分离浮选S1010的尾矿给入磷浮选S1300，磷浮选S1300的精矿为磷精矿，磷精矿的产率为3.51%、TiO₂含量为0.7%、P₂O₅的含量为38.0%、Fe的含量为1.3%、MgO的含量为0.4%、TiO₂的回收率为0.29%、P₂O₅的回收率为58%、Fe回收率为0.34%和MgO回收率为0.4%；

[0033] 混合预浮选S1100的尾矿、弱磁选S1006的尾矿、强磁选S1007的尾矿、脱镁粗浮选S1008的尾矿、脱镁精浮选S1009的尾矿、钛选矿子工艺S1200的尾矿和磷浮选S1300的尾矿共同构成工艺尾矿，工艺尾矿的产率为85.53%、TiO₂含量为4.15%、P₂O₅的含量为1.12%、Fe的含量为12.84%、MgO的含量为4.02%、TiO₂的回收率为41.71%、P₂O₅的回收率为41.76%、Fe回收率为81.32%和MgO回收率为98.19%，工艺尾矿抛尾。

[0034] 在图1所示的实施例中，采用三段破碎工序、第一段球磨与旋流器闭路、混合预浮选、第二段球磨与第二段旋流器闭路、弱磁选、强磁选、脱镁粗浮选、脱镁精浮选、钛磷分离浮选、钛选矿子工艺和磷浮选的流程，通过混合预浮选的方法，甩去了产率为36.77%的尾矿的同时，TiO₂的收率达到了93.2%，P₂O₅的收率达到了92.32%，在保证目的矿物的收率的前提下甩去了大量的辉石，石英等脉石矿物，大大降低了后续作业的处理量，降低了投资和运营成本，降低了能耗。对第二段球磨磨矿的解离度高的细粒溢流通过先弱磁除磁性磁铁矿和磁黄铁矿，然后通过强磁除弱磁性的假象赤铁矿，磁选精矿铁品位12.2%，铁回收率48.21%，相对于弱磁给矿除铁降硫效果非常显著。通过脱镁粗浮选和脱镁精浮选除去含镁云母，精浮选精矿MgO的含量为0.52%，MgO回收率为6.4%，脱镁效果非常显著。采用钛磷分离浮选，在浮选中加入磷灰石捕收剂塔尔油150g/t给矿和钛铁矿矿物抑制剂淀粉100g/t给矿，有效的实现了钛和磷的分离，为后续钛浮选和磷浮选获得合格的钛精矿和磷精矿创造了有利的条件，钛磷分离浮选还有利于进一步的减少设备投资和能耗。之后对钛磷分离浮选后的精矿进行钛选矿子工艺处理，获得了产率为10.96%、TiO₂含量为45.0%、P₂O₅的含量为0.05%、Fe的含量为22.6%、MgO的含量为0.45%、TiO₂的回收率为58.0%、P₂O₅的回收率为0.24%、Fe回收率为18.34和MgO回收率为1.41%的钛精矿。TiO₂的品位和回收率都很好，氧化镁含量低，P₂O₅含量低，钛精矿的指标非常好，为优质钛精矿。对钛磷分离浮选后的尾矿采用磷浮选的工艺，获得了产率为3.51%、TiO₂含量为0.7%、P₂O₅的含量为38.0%、Fe的含

量为1.3%、MgO的含量为0.4%、TiO₂的回收率为0.29%、P₂O₅的回收率为58%、Fe回收率为0.34%和MgO回收率为0.4%的磷精矿。P₂O₅的品位和回收率都很好,杂质含量较低,这部分磷精矿的获得不仅增加资源的综合利用率,而且增加了选厂的经济效益。

[0035] 如图2所示的磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺可选实施例的混合预浮选流程,混合预浮选S1100包括混合预粗浮选S1101、混合预精浮选S1102和三次混合预扫浮选,混合预浮选S1100为反浮选;旋流器S1003的溢流产品给入混合预粗浮选S1101,混合预粗浮选S1101加入120g/t给矿的乙二胺捕收剂和20g/t给矿的起泡剂甲基异丁基甲醇;混合预粗浮选S1101的底流精矿给入混合预精浮选S1102,混合预精浮选S1102加入80g/t给矿的乙二胺捕收剂和15g/t给矿的起泡剂甲基异丁基甲醇,混合预精浮选S1102的精矿产率为63.23%、TiO₂含量为12.53%、P₂O₅的含量为3.36%、Fe的含量为19.07%、MgO的含量为4.83%、TiO₂的回收率为93.20%、P₂O₅的回收率为92.32%、Fe回收率为89.30%和MgO回收率为87.20%;混合预粗浮选S1101的泡沫尾矿给入第一次混合预扫浮选S1103,第一次混合预扫浮选S1103加入40g/t给矿的乙二胺捕收剂和10g/t给矿的起泡剂甲基异丁基甲醇,第一次混合预扫浮选S1103的泡沫尾矿给入第二次混合预扫浮选S1104,第二次混合预扫浮选S1104的泡沫尾矿给入第三次混合预扫浮选S1105,第三次混合预扫浮选S1105的底流精矿返回第一次混合预扫浮选S1103,第一次混合预扫浮选S1103的底流精矿、第二次混合预扫浮选S1104的底流精矿和混合预精浮选S1102的泡沫尾矿返回混合预粗浮选S1101;混合预精浮选S1102的精矿即为混合预浮选S1100的精矿,第三次混合预扫浮选S1105的尾矿即为混合预浮选S1100的尾矿。

[0036] 在图2所示的实施例中,混合预扫浮选的精矿采用跨越式返回的方式,即每级扫浮选的精矿均返回上上级扫浮选,这种方式每级返回的矿浆均增加了一级扫浮选的时间,有力的保证了混合预浮选精矿的TiO₂和P₂O₅的高收率。

[0037] 如图3所示的磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺可选实施例的钛选矿子工艺流程,所述钛选矿子工艺S1200包括三段摇床;钛磷分离浮选S1010的精矿给入第一段摇床S1201,第一段摇床S1201重选的中矿给入第二段摇床S1202重选,第二段摇床S1202重选的中矿给入第三段摇床S1203重选,三段摇床重选的精矿为钛精矿,三段摇床重选的尾矿即为钛选矿子工艺S1200的尾矿,归入工艺尾矿抛尾。

[0038] 在图3所示的实施例中,在钛选矿子工艺采用了摇床重选,充分的利用了摇床对细颗粒的比重大的金属矿物具有较好的选择性的特点,提质效果明显,获得较好的钛精矿指标。

[0039] 如图4所示的磷灰石钛铁矿两产品选矿工艺可选实施例的磷浮选流程,所述磷浮选S1300包括磷粗浮选S1301、磷扫浮选S1302和两次磷精浮选,磷浮选S1300为正浮选;钛磷分离浮选S1010的尾矿给入磷粗浮选S1301,磷粗浮选S1301加入磷灰石捕收剂塔尔油150g/t给矿、脉石抑制剂水玻璃80g/t给矿和起泡剂甲氧基聚丙二醇20g/t,磷粗浮选S1301的泡沫精矿给入第一次磷精浮选S1303,第一次磷精浮选S1303加入捕收剂塔尔油90g/t给矿、脉石抑制剂水玻璃50g/t给矿和起泡剂甲氧基聚丙二醇15g/t,第一次磷精浮选S1303的精矿给入第二次磷精浮选S1304,磷粗浮选S1301的底流尾矿给入磷扫浮选S1302,磷扫浮选S1302中加入起泡剂甲氧基聚丙二醇10g/t,第二次磷精浮选S1304的底流尾矿返回第一次磷精浮选S1303,第一次磷精浮选S1303的底流尾矿和磷扫浮选S1302的泡沫精矿返回磷粗

浮选S1301,第二次磷精浮选S1304的泡沫精矿为磷浮选S1300的精矿,即磷精矿;磷扫浮选S1302的尾矿即为磷浮选S1300的尾矿,归入工艺尾矿抛尾。

[0040] 上述所提到的‘每吨给矿’是指给入本工序的矿石重量,与‘/t给矿’意义相同。

[0041] 当然,本发明还可有其它多种实施例,在不背离本发明精神及其实质的情况下,本领域技术人员可根据本发明作出各种相应的改变和变形,但这些相应的改变和变形都属于本发明的权利要求的保护范围。

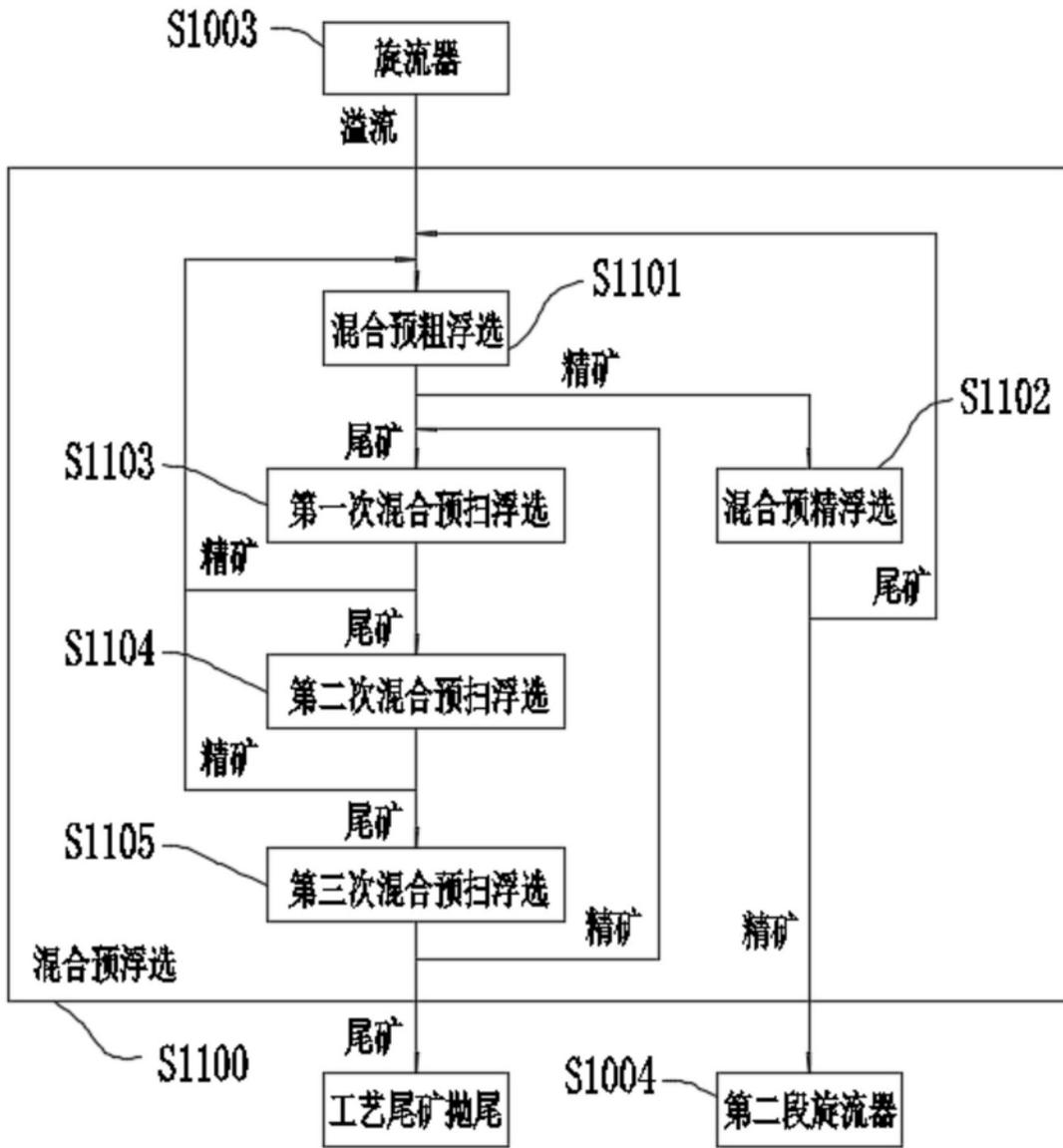


图2

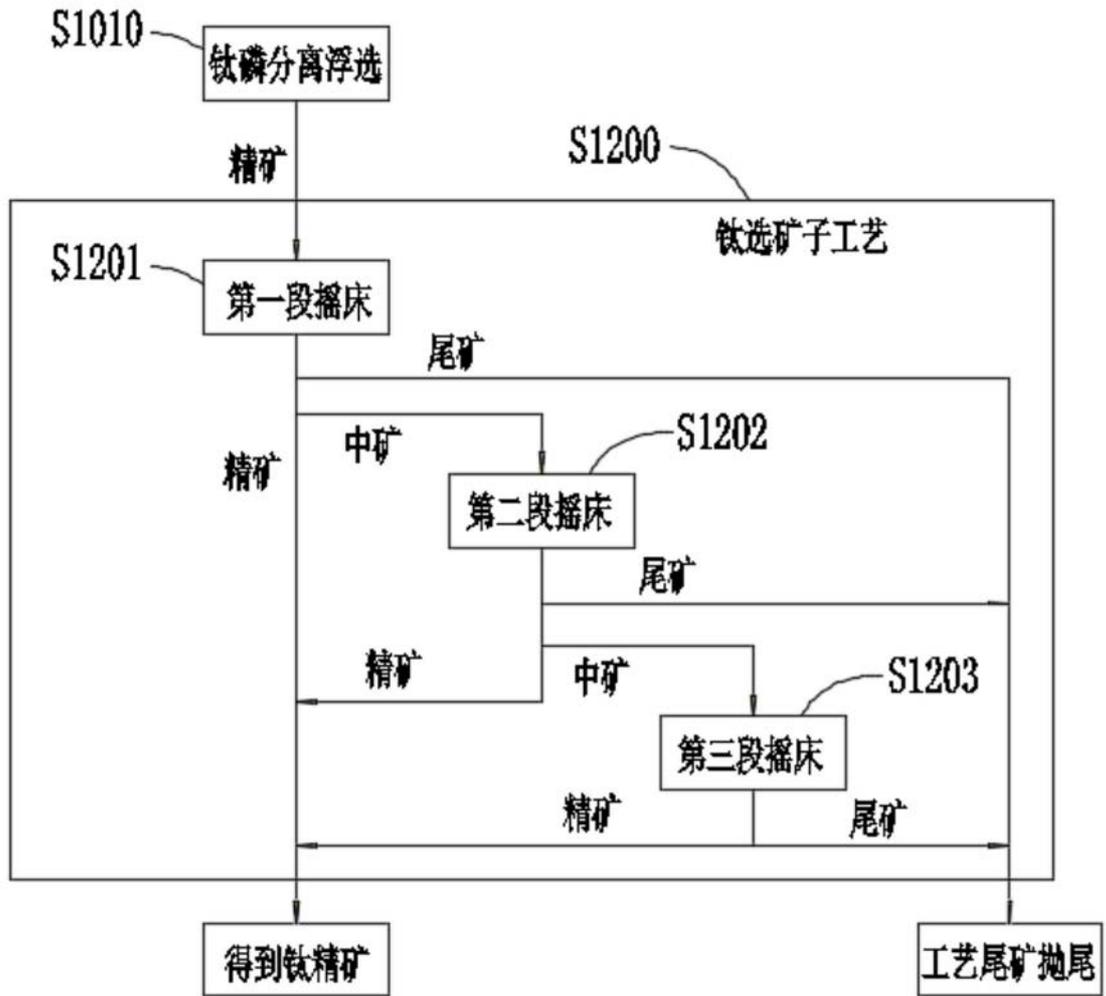


图3

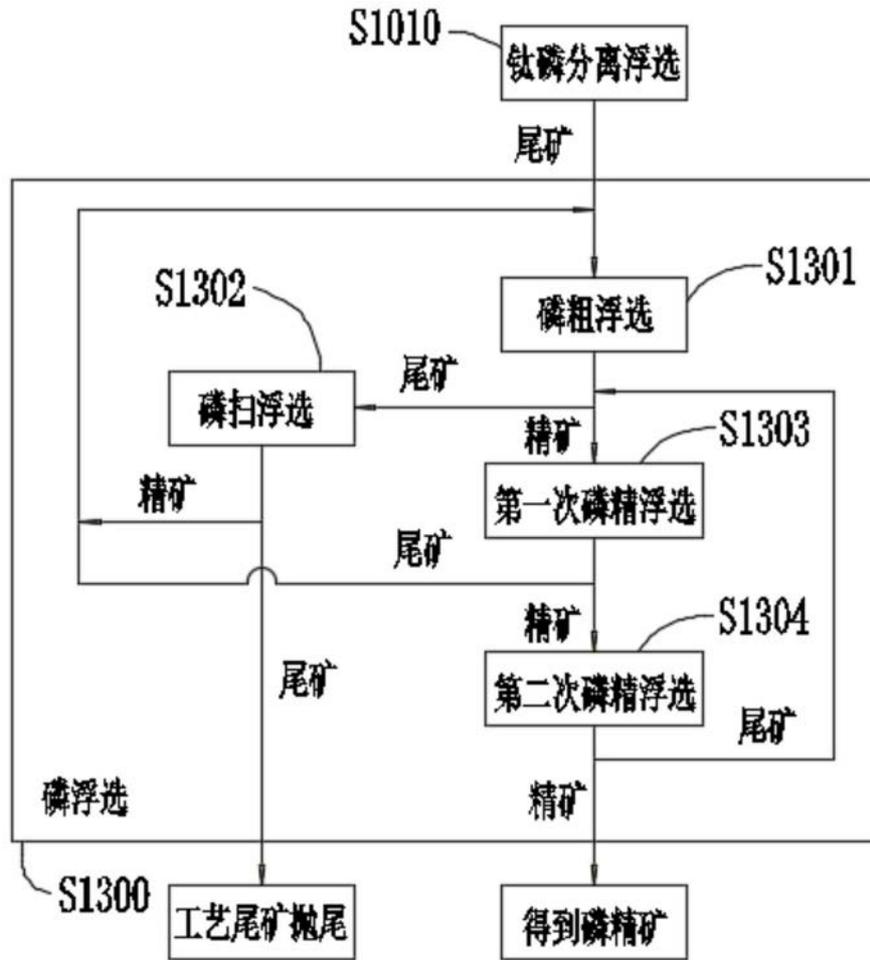


图4