



(12) 发明专利

(10) 授权公告号 CN 101972710 B

(45) 授权公告日 2012. 12. 26

(21) 申请号 201010509436. 5

(22) 申请日 2010. 10. 18

(73) 专利权人 中蓝连海设计研究院

地址 222004 江苏省连云港市新浦区朝阳西路 51 号

(72) 发明人 杨勇 李艳 柳佃义 朱孔金
冯春晖 刘星强

(74) 专利代理机构 南京众联专利代理有限公司
32206

代理人 刘喜莲

(51) Int. Cl.

B03D 1/02 (2006. 01)

B03D 1/08 (2006. 01)

(56) 对比文件

CN 1806931 A, 2006. 07. 26, 全文.

CN 101088623 A, 2007. 12. 19,

US 2660303 A, 1953. 11. 24, 全文.

《选矿手册》编辑委员会. 《细粒浮选的工艺措施》. 《选矿手册》. 冶金工业出版社, 1999, 第 3 卷第 244-246 页.

钱押林. 某硅钙质磷块岩双反浮选工艺研究. 《化工矿物与加工》. 2006, (第 01 期),

审查员 刘亚竹

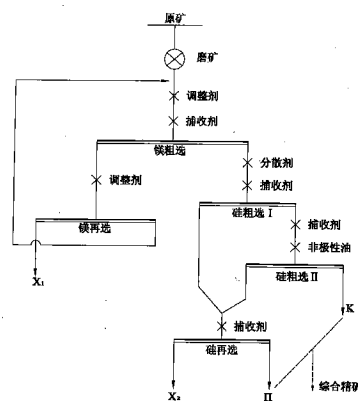
权利要求书 1 页 说明书 5 页 附图 1 页

(54) 发明名称

一种中低品位磷块岩双反浮选工艺

(57) 摘要

一种中低品位磷块岩双反浮选工艺, 其特征在于, 磷块岩原矿经磨到浮选要求的粒度后, 加入反浮选脱镁调整剂和捕收剂, 进行镁粗选作业, 镁粗选槽内为脱镁粗精矿; 镁粗选泡沫加入调整剂后, 进行镁再选作业, 镁再选槽内为脱镁中矿, 镁再选泡沫为碳酸盐尾矿; 在脱镁后的槽内矿浆中加入脱硅分散剂和脱硅捕收剂, 进行脱硅粗选 I 作业; 再加入脱硅捕收剂和非极性油进行脱硅粗选 II 作业, 硅粗选槽内为精矿; 硅粗选 I 和粗选 II 泡沫合并后, 加入脱硅捕收剂, 进行硅再选, 硅再选槽内为脱硅中矿, 硅再选泡沫为硅质脉石矿物尾矿; 脱硅中矿与精矿合并即得综合磷精矿。本发明工艺可以增加对硅质脉石矿物捕收, 提高分选效率, 降低反浮选脱硅捕收剂耗量。



1. 一种中低品位磷块岩双反浮选工艺,其特征在于,其步骤是:

(1) 磷块岩原矿经磨到浮选要求的粒度后,加入反浮选脱镁调整剂 $5 \sim 15\text{kg/t}$ 原矿和脱镁捕收剂 $0.8 \sim 2.5\text{kg/t}$ 原矿,进行镁粗选作业,镁粗选槽内为脱镁粗精矿;镁粗选泡沫加入不高于 1kg/t 原矿的调整剂后,进行镁再选作业,镁再选槽内为脱镁中矿,脱镁中矿循序返回镁粗选,镁再选泡沫为碳酸盐尾矿;镁粗选浮选时间为 $5 \sim 8$ 分钟,镁再选时间为 $4 \sim 6$ 分钟;所述脱镁调整剂选自硫酸、磷酸或者硫酸与磷酸按质量比 $1 : 0.5-2$ 组成的混合物,脱镁捕收剂为烷基脂肪酸的皂化物;

(2) 在脱镁后的槽内矿浆中,加入脱硅分散剂 $80 \sim 350\text{g/t}$ 原矿和脱硅捕收剂 $30 \sim 100\text{g/t}$ 原矿,进行脱硅粗选 I 作业;再加入脱硅捕收剂 $100 \sim 250\text{g/t}$ 原矿和非极性油 $10 \sim 30\text{g/t}$ 原矿,进行脱硅粗选 II 作业,硅粗选槽内为精矿;硅粗选 I 和粗选 II 泡沫合并后,加入不高于 50g/t 原矿的脱硅捕收剂,进行硅再选,硅再选槽内为脱硅中矿,硅再选泡沫为硅质脉石矿物尾矿;硅粗选 I 的时间为 $1 \sim 3$ 分钟,硅粗选 II 的时间为 $2 \sim 4$ 分钟,硅再选的时间为 $2 \sim 4$ 分钟;所述脱硅分散剂为碱金属的磷酸盐,脱硅捕收剂为烷基脂肪胺或烷基醚胺的醋酸盐或盐酸盐,非极性油为柴油或煤油;脱硅中矿与精矿合并即得综合磷精矿。

2. 根据权利要求 1 所述的中低品位磷块岩双反浮选工艺,其特征在于:步骤 (1) 中,当所述的脱镁调整剂为硫酸与磷酸的混合物时,其质量比为 $1 : 1$ 。

3. 根据权利要求 1 所述的中低品位磷块岩双反浮选工艺,其特征在于:步骤 (2) 中所述碱金属的磷酸盐为六偏磷酸钠、三聚磷酸钠或者焦磷酸钠。

一种中低品位磷块岩双反浮选工艺

技术领域

[0001] 本发明涉及一种磷块岩的浮选工艺,尤其是涉及一种中低品位磷块岩双反浮选工艺。

背景技术

[0002] 磷块岩是重要的不可再生的资源。它在农业中的应用是不可替代和不可再生的。磷块岩需要通过浮选法加工,以降低伴生脉石矿物(如石英、玉髓、黏土、长石、云母、白云石和方解石)的含量,以满足酸法加工磷肥用磷矿要求。

[0003] 我国磷矿资源以成矿年代古老、含 P_2O_5 中低品位、硅钙质难选沉积磷块岩矿石为主体。浮选此类型的磷矿石,不仅要求除去碳酸盐脉石矿物(主要是白云石),而且要求排出部分硅酸盐脉石矿物(主要是石英、玉髓、长石类)。单一反浮选(脱镁或脱硅)和单一正浮选(脱硅)难以满足磷肥用矿质量要求。对这种类型矿石的选别,目前普遍采用联合浮选法进行富集,通常应用的浮选工艺是正-反浮选(如中国公开专利文献CN 101020159A和CN 2005100412816)和双反浮选。与正浮选脱硅相比,反浮选硅质脉石矿物的浮选流程,符合“少浮多抑”浮选原则,可以在常温下实现,分选效率高。磷块岩双反浮选是磷矿浮选发展的趋势。

[0004] 磷块岩传统双反浮选是由反浮选脱镁和反浮选脱硅联合组成,矿石磨细后,在弱酸性条件下($pH = 5 \sim 6$),用脂肪酸皂类捕收剂浮出白云石等碳酸盐矿物,槽内矿浆中加入有机胺类阳离子捕收剂浮出石英、玉髓等硅质矿物,最终获得优质磷精矿。在反浮选脱硅中,胺类阳离子捕收剂对矿泥敏感, RNH_3^+ 易吸附矿泥颗粒表面,导致捕收剂消耗量增大,而且常会产生大量粘性泡沫。胺类捕收剂的选择性相对较差,同时兼具起泡性能,用量添加过多,常会使浮选过程恶化,降低浮选分离效率。

发明内容

[0005] 本发明所要解决的技术问题是针对现有技术的不足,提供一种增加对硅质脉石矿物捕收、提高分选效率、降低反浮选脱硅捕收剂耗量的中低品位磷块岩双反浮选工艺。

[0006] 本发明所要解决的技术问题是通过以下的技术方案来实现的。本发明是一种中低品位磷块岩双反浮选工艺,其特点是,其步骤是:

[0007] (1) 磷块岩原矿经磨到浮选要求的粒度后,加入反浮选脱镁调整剂 $5 \sim 15\text{kg/t}$ 原矿和脱镁捕收剂 $0.8 \sim 2.5\text{kg/t}$ 原矿,进行镁粗选作业,镁粗选槽内为脱镁粗精矿;镁粗选泡沫加入不高于 1kg/t 原矿的调整剂后,进行镁再选作业,镁再选槽内为脱镁中矿,脱镁中矿循序返回镁粗选,镁再选泡沫为碳酸盐尾矿;镁粗选浮选时间为 $5 \sim 8$ 分钟,镁再选时间为 $4 \sim 6$ 分钟;所述脱镁调整剂选自硫酸、磷酸或者硫酸与磷酸按质量比 $1 : 0.5 \sim 2$ 组成的混合物,脱镁捕收剂为烷基脂肪酸的皂化物;

[0008] (2) 在脱镁后的槽内矿浆中,加入脱硅分散剂 $80 \sim 350\text{g/t}$ 原矿和脱硅捕收剂 $30 \sim 100\text{g/t}$ 原矿,进行脱硅粗选 I 作业;再加入脱硅捕收剂 $100 \sim 250\text{g/t}$ 原矿和非极性

油 10 ~ 30g/t 原矿,进行脱硅粗选 II 作业,硅粗选槽内为精矿;硅粗选 I 和粗选 II 泡沫合并后,加入不高于 50g/t 原矿的脱硅捕收剂,进行硅再选,硅再选槽内为脱硅中矿,硅再选泡沫为硅质脉石矿物尾矿;硅粗选 I 的时间为 1 ~ 3 分钟,硅粗选 II 的时间为 2 ~ 4 分钟,硅再选的时间为 2 ~ 4 分钟;所述脱硅分散剂为碱金属的磷酸盐,脱硅捕收剂为烷基脂肪胺或烷基醚胺的醋酸盐或盐酸盐,非极性油为柴油或煤油;脱硅中矿与精矿合并即得综合磷精矿。

[0009] 以上所述的中低品位磷块岩双反浮选工艺的步骤(1)中,当所述的脱镁调整剂为硫酸与磷酸的混合物时,其质量比优选为 1 : 1。步骤(2)中所述碱金属的磷酸盐优选为六偏磷酸钠、三聚磷酸钠或者焦磷酸钠。

[0010] 本发明的双反浮选中脱硅工艺与一般反浮选脱硅采用的“分批加药”或“分批浮选”工艺不同。后者只是通过简单地分多次添加捕收剂,降低反浮选脱硅捕收剂总用量。而本发明的脱硅反浮选工艺是有针对性的药剂分两次添加。在脱硅粗选 I 作业添加碱金属磷酸盐类分散剂,增加磷酸盐矿物与硅质脉石矿物的静电斥力,有利于细泥和颗粒小硅质脉石矿物的分散,增加分选的选择性。在矿粒充分分散后,加入少量的脱硅捕收剂,优先在细泥和细粒硅质脉石矿物表面吸附,这样粗选 I 可以排出大量的细泥和细粒硅质脉石矿物,减少其对后续浮选作业的影响。在硅粗选 II 作业加入脱硅捕收剂和非极性油的组合,将粗粒硅质脉石矿物浮出。非极性油呈液滴状附着矿粒上,提高气泡和颗粒的粘附力和弹性,增加了可浮性矿物的疏水性,利于粗颗粒上浮。非极性油同时能改善泡沫的矿化作用和排水速率,利于泡沫的兼并,因而减少了颗粒的机械夹带,达到更好的选择性。

[0011] 本发明的脱硅中矿与硅粗选后的精矿合并成综合磷精矿产品,并不返回浮选作业,即反浮选脱硅是开路浮选流程。这样不仅可以使脱硅反浮选流程简单通畅,易控制和操作,而且避免了脱硅中矿(含一定量矿泥)返回对反浮选脱硅的影响。由于本发明工艺在脱硅粗选作业中,增强了对硅质脉石矿物的捕收且提高了分选的选择性,使脱硅粗选后的精矿质量优于普通双反浮选,使合并后的综合磷精矿也能满足磷肥用矿要求。

附图说明

[0012] 图 1 为本发明的一种结构示意图。图中: X_1 、 X_2 为尾矿,K 为精矿, Π 为脱硅中矿。

具体实施方式

[0013] 以下参照附图,进一步描述本发明的具体技术方案,以便于本领域的技术人员进一步地理解本发明,而不构成对其权利的限制。

[0014] 实施例 1。参照图 1。一种中低品位磷块岩双反浮选工艺,其步骤是:

[0015] (1) 磷块岩原矿经磨到浮选要求的粒度后,加入反浮选脱镁调整剂 5kg/t 原矿和脱镁捕收剂 0.8kg/t 原矿,进行镁粗选作业,镁粗选槽内为脱镁粗精矿;镁粗选泡沫加入 1kg/t 原矿的调整剂后,进行镁再选作业,镁再选槽内为脱镁中矿,脱镁中矿循序返回镁粗选,镁再选泡沫为碳酸盐尾矿;镁粗选浮选时间为 5 分钟,镁再选时间为 4 分钟;所述脱镁调整剂选自硫酸、磷酸或者硫酸与磷酸按质量比 1 : 0.5 组成的混合物,脱镁捕收剂为烷基脂肪酸的皂化物;

[0016] (2) 在脱镁后的槽内矿浆中,加入脱硅分散剂 80g/t 原矿和脱硅捕收剂 30g/t 原

矿,进行脱硅粗选 I 作业;再加入脱硅捕收剂 100g/t 原矿和非极性油 10g/t 原矿,进行脱硅粗选 II 作业,硅粗选槽内为精矿;硅粗选 I 和粗选 II 泡沫合并后,加入脱硅捕收剂 10g/t 原矿,进行硅再选,硅再选槽内为脱硅中矿,硅再选泡沫为硅质脉石矿物尾矿;硅粗选 I 的时间为 1 分钟,硅粗选 II 的时间为 2 分钟,硅再选的时间为 2 分钟;所述脱硅分散剂为碱金属的磷酸盐,脱硅捕收剂为烷基脂肪胺或烷基醚胺的醋酸盐或盐酸盐,非极性油为柴油或煤油;脱硅中矿与精矿合并即得综合磷精矿。

[0017] 实施例 2。参照图 1。一种中低品位磷块岩双反浮选工艺,其步骤是:

[0018] (1) 磷块岩原矿经磨到浮选要求的粒度后,加入反浮选脱镁调整剂 15kg/t 原矿和脱镁捕收剂 2.5kg/t 原矿,进行镁粗选作业,镁粗选槽内为脱镁粗精矿;镁粗选泡沫加入 0.1kg/t 原矿的调整剂后,进行镁再选作业,镁再选槽内为脱镁中矿,脱镁中矿循序返回镁粗选,镁再选泡沫为碳酸盐尾矿;镁粗选浮选时间为 8 分钟,镁再选时间为 6 分钟;所述脱镁调整剂选自硫酸、磷酸或者硫酸与磷酸按质量比 1 : 2 组成的混合物,脱镁捕收剂为烷基脂肪酸的皂化物;

[0019] (2) 在脱镁后的槽内矿浆中,加入脱硅分散剂 350g/t 原矿和脱硅捕收剂 100g/t 原矿,进行脱硅粗选 I 作业;再加入脱硅捕收剂 100 ~ 250g/t 原矿和非极性油 30g/t 原矿,进行脱硅粗选 II 作业,硅粗选槽内为精矿;硅粗选 I 和粗选 II 泡沫合并后,加入脱硅捕收剂 50g/t 原矿,进行硅再选,硅再选槽内为脱硅中矿,硅再选泡沫为硅质脉石矿物尾矿;硅粗选 I 的时间为 3 分钟,硅粗选 II 的时间为 4 分钟,硅再选的时间为 4 分钟;所述脱硅分散剂为碱金属的磷酸盐,脱硅捕收剂为烷基脂肪胺或烷基醚胺的醋酸盐或盐酸盐,非极性油为柴油或煤油;脱硅中矿与精矿合并即得综合磷精矿。

[0020] 实施例 3。参照图 1。一种中低品位磷块岩双反浮选工艺,其步骤是:

[0021] (1) 磷块岩原矿经磨到浮选要求的粒度后,加入反浮选脱镁调整剂 10kg/t 原矿和脱镁捕收剂 1.5kg/t 原矿,进行镁粗选作业,镁粗选槽内为脱镁粗精矿;镁粗选泡沫加入 0.5kg/t 原矿的调整剂后,进行镁再选作业,镁再选槽内为脱镁中矿,脱镁中矿循序返回镁粗选,镁再选泡沫为碳酸盐尾矿;镁粗选浮选时间为 6 分钟,镁再选时间为 5 分钟;所述脱镁调整剂选自硫酸、磷酸或者硫酸与磷酸按质量比 1 : 1 组成的混合物,脱镁捕收剂为烷基脂肪酸的皂化物;

[0022] (2) 在脱镁后的槽内矿浆中,加入脱硅分散剂 200g/t 原矿和脱硅捕收剂 70g/t 原矿,进行脱硅粗选 I 作业;再加入脱硅捕收剂 150g/t 原矿和非极性油 20g/t 原矿,进行脱硅粗选 II 作业,硅粗选槽内为精矿;硅粗选 I 和粗选 II 泡沫合并后,加入脱硅捕收剂 1g/t 原矿,进行硅再选,硅再选槽内为脱硅中矿,硅再选泡沫为硅质脉石矿物尾矿;硅粗选 I 的时间为 2 分钟,硅粗选 II 的时间为 3 分钟,硅再选的时间为 3 分钟;所述脱硅分散剂为碱金属的磷酸盐,脱硅捕收剂为烷基脂肪胺或烷基醚胺的醋酸盐或盐酸盐,非极性油为柴油或煤油;脱硅中矿与精矿合并即得综合磷精矿。

[0023] 实施例 4。实施例 1 或 2 或 3 所述的中低品位磷块岩双反浮选工艺,的步骤 (2) 中所述碱金属的磷酸盐为六偏磷酸钠、三聚磷酸钠或者焦磷酸钠。

[0024] 实施例 5。参照图 1。中低品位磷块岩双反浮选实验一。四川某地磷块岩矿石,采用双反浮选工艺,它包括如下步骤:

[0025] (1) 将原矿经磨到 -200 目含量 75% 后,加入硫酸和磷酸的混合物 (1 : 1) 7.0kg/

t 和捕收剂脂肪酸皂 1.25kg/t, 进行镁粗选作业。镁粗选泡沫加入 0.50kg/t 混酸后, 进行镁再选作业, 镁再选槽内为脱镁中矿, 镁再选泡沫为碳酸盐尾矿 X_1 。

[0026] (2) 在脱镁后的槽内矿浆中, 加入六偏磷酸钠 120g/t 和捕收剂十二烷基醚丙胺 (ON_{12}) 的醋酸盐 40g/t, 进行脱硅粗选 I 作业; 再加入捕收剂 ON_{12} 120g/t 和柴油 24g/t, 进行脱硅粗选 II 作业。硅粗选 I 和粗选 II 泡沫合并后, 加入捕收剂 20g/t, 进行硅再选, 硅再选槽内为脱硅中矿 II, 硅再选泡沫为硅质脉石矿物尾矿 X_2 。

[0027] (3) 脱镁中矿循序返回脱镁粗选, 脱硅中矿与精矿合并成综合精矿。

[0028] (4) 镁粗选浮选时间 6 分钟, 镁再选 5 分钟, 硅粗选 I 1.5 分钟, 硅粗选 II 2 分钟, 硅再选 2.5 分钟。

[0029] 表 1 是本实验一工艺与传统双反浮选 (脱硅分批浮选) 在相同的脱镁工艺条件下的对比试验结果。

[0030] 表 1 四川某地磷块岩矿石试验结果

[0031]

工艺名称	产品名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	ON_{12} 用量 (g/t)
			P_2O_5	MgO	P_2O_5	
传统分段加药脱硅	K	49.43	31.64	0.94	74.30	60+180 =240
	II	6.32	25.20	1.70	7.55	
	X_2	5.71	11.55	0.83	3.14	
	X_1	38.54	8.21	15.20	15.01	
	原矿	100.00	21.05	6.48	100.00	
	K+II	55.75	30.91	1.00	81.85	
实验一	K	46.62	32.80	0.86	72.57	40+120 =160
	II	7.47	25.06	1.65	8.88	
	X_2	7.51	10.20	0.74	3.64	
	X_1	38.40	8.18	15.24	14.91	
	原矿	100.00	21.07	6.43	100.00	
	K+II	54.09	31.72	0.96	81.45	

[0032] 由表 1 试验结果可见, 在反浮选脱镁相同的工艺下, 采用本发明工艺脱硅, 硅质脉石矿物尾矿 X_2 产率增加、 P_2O_5 % 品位降低。脱硅选矿效率增加, 且捕收剂 ON_{12} 用量下降。

[0033] 实施例 6。参照图 1。中低品位磷块岩双反浮选实验二。

[0034] 湖北某地磷块岩矿石, 采用双反浮选工艺, 它包括如下步骤:

[0035] (1) 将原矿经磨到 -200 目含量 60% 后, 加入磷酸 8.0kg/t 和捕收剂脂肪酸皂 2.40kg/t, 进行镁粗选作业。镁粗选泡沫加入 0.50kg/t 磷酸后, 进行镁再选作业, 镁再选槽内为脱镁中矿, 镁再选泡沫为碳酸盐尾矿 X_1 。

[0036] (2) 在脱镁后的槽内矿浆中, 加入三聚磷酸钠 200g/t 和捕收剂十二胺 (DAA) 的盐酸盐 50g/t, 进行脱硅粗选 I 作业; 再加入十二胺的盐酸盐 150g/t 和煤油 35g/t, 进行脱硅粗选 II 作业。硅粗选 I 和粗选 II 泡沫合并后, 加入捕收剂 10g/t, 进行硅再选, 硅再选槽内为脱硅中矿 II, 硅再选泡沫为硅质脉石矿物尾矿 X_2 。

[0037] (3) 脱镁中矿循序返回脱镁粗选, 脱硅中矿与精矿合并成综合精矿。

[0038] (4) 镁粗选浮选时间 7 分钟, 镁再选 6 分钟, 硅粗选 I 2 分钟, 硅粗选 II 2 分钟, 硅再选 3 分钟。

[0039] 表 2 是本实验二与传统双反浮选(脱硅分批浮选)在相同的脱镁工艺条件下的对比试验结果。

[0040] 表 2 湖北某地磷块岩矿石试验结果

[0041]

工艺名称	产品名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	DAA 用量 (g/t)
			P ₂ O ₅	MgO	P ₂ O ₅	
传统分段加药脱硅	K	61.24	30.07	0.66	81.35	80+240 =320
	Π	4.67	25.84	0.84	5.33	
	X ₂	6.54	15.18	0.71	4.39	
	X _I	27.55	7.34	13.14	8.93	
	原矿	100.00	22.64	4.11	100.00	
	K+Π	65.91	29.77	0.67	86.68	
本发明	K	58.60	31.17	0.60	80.34	50+150 =200
	Π	5.14	26.07	0.73	5.89	
	X ₂	8.87	13.22	0.65	5.16	
	X _I	27.39	7.15	13.33	8.61	
	原矿	100.00	22.74	4.10	100.00	
	K+Π	63.74	30.76	0.61	86.23	

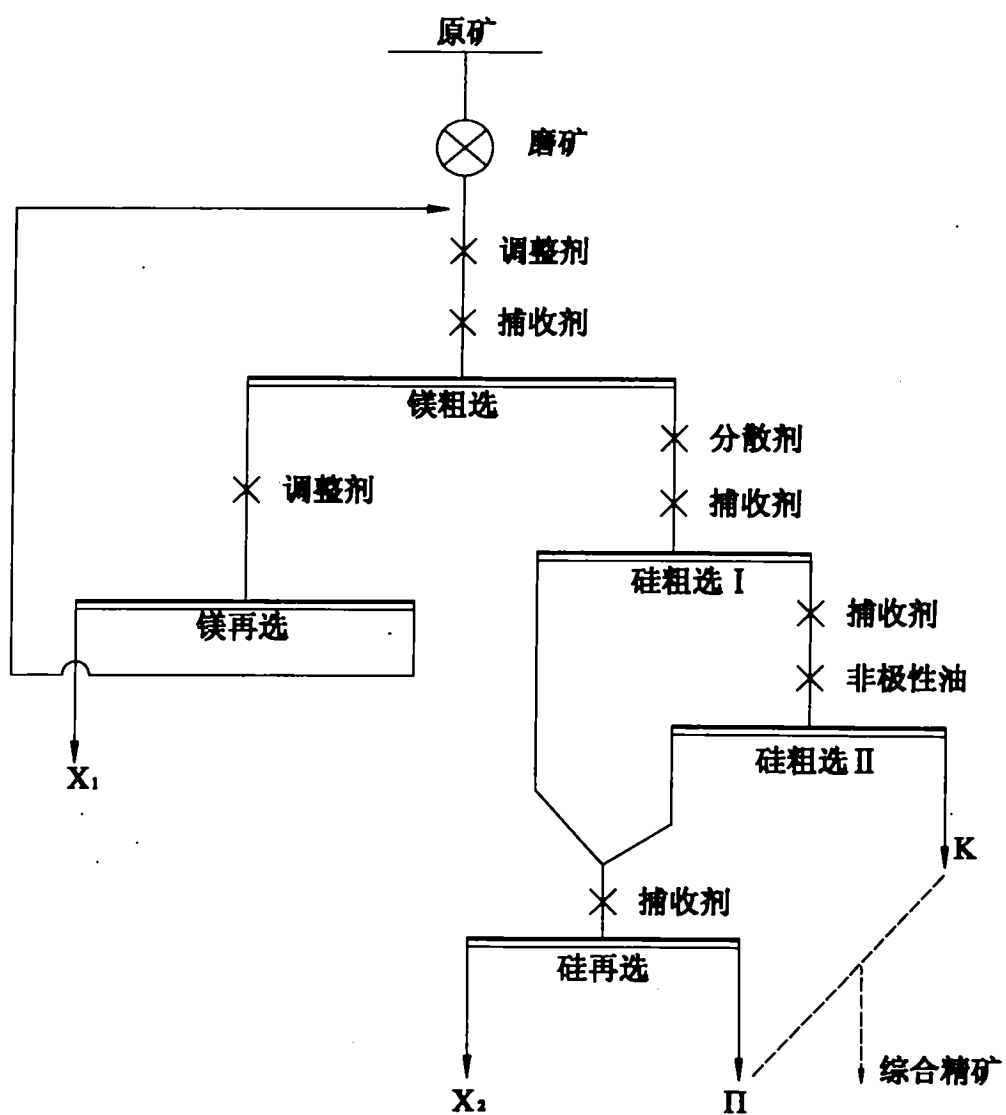


图 1