



(12) 发明专利

(10) 授权公告号 CN 112474030 B

(45) 授权公告日 2022.03.15

(21) 申请号 202011298075.4

(22) 申请日 2020.11.19

(65) 同一申请的已公布的文献号
申请公布号 CN 112474030 A

(43) 申请公布日 2021.03.12

(73) 专利权人 金川集团股份有限公司
地址 737100 甘肃省金昌市北京路

(72) 发明人 代宗 李金智 赵凯

(74) 专利代理机构 兰州中科华西专利代理有限
公司 62002

代理人 张华芳

(51) Int. Cl.

B03B 7/00 (2006.01)

B03B 9/00 (2006.01)

B03D 1/018 (2006.01)

B03C 1/30 (2006.01)

C22B 1/00 (2006.01)

C22B 15/00 (2006.01)

C22B 23/00 (2006.01)

B03D 101/02 (2006.01)

B03D 101/04 (2006.01)

B03D 101/06 (2006.01)

B03D 103/02 (2006.01)

(56) 对比文件

CN 106583022 A, 2017.04.26

CN 109092563 A, 2018.12.28

CN 101613825 A, 2009.12.30

CN 105013603 A, 2015.11.04

CN 102441495 A, 2012.05.09

CN 106694190 A, 2017.05.24

CN 102896050 A, 2013.01.30

CN 104162475 A, 2014.11.26

BR PI1105184 A2, 2013.10.08

JP 2003170430 A, 2003.06.17

CA 1130258 A, 1982.08.24

RU 2008105001 A, 2009.08.20

王玛斗等.“金川 Ni-Cu 回路的浮选改造升级”.《世界有色金属》.2018, (第12期), 第53-55页.

袁凤艳等.“硫化铜镍矿浮选尾矿处理工艺探索”.《中国矿山工程》.2011, 第40卷(第6期), 第23-26页.

罗立群等.“硫化铜镍矿分选难点与工艺技术进展”.《中国矿业》.2017, 第26卷(第5期), 第102-106、111页.

审查员 梁韬

权利要求书1页 说明书4页 附图2页

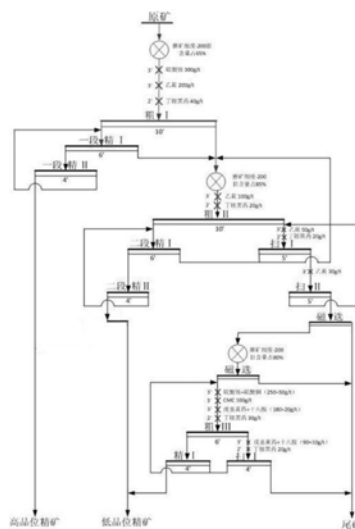
(54) 发明名称

一种硫化铜镍矿的选矿方法

(57) 摘要

本发明涉及一种硫化铜镍矿的选矿方法。本发明先通过两段磨矿浮选作业对原矿进行选别,获得高品位精矿和二段铜镍混合精矿,对浮选尾矿进行一次磁选抛尾,对一次磁选精矿再磨后进行二次磁选降镁再富集,对二次磁选精矿进行强捕收浮选,获得精矿与二段铜镍混合精矿合并为低品位精矿。本发明创造性的提出了尾矿一次磁选抛尾、再磨磁选降镁再富集、磁精矿强捕收提高金属回收率的工艺,可在保证低品位精矿质量的前提下,显著提高镍和铜的回收率。

CN 112474030 B



1. 一种硫化铜镍矿的选矿方法,其特征在于包括如下步骤:

(1) 对原矿进行一段磨矿后,进行一段粗选和两次精选,一次精选中矿与一段粗选中矿进入二段浮选,二次精选中矿返回一次精选,二次精选产品为高品位精矿;

(2) 二段磨矿后进行一次粗选,两次精选和两次扫选作业,一次精选和一次扫选中矿返回二段粗选,二次精选和二次扫选中矿分别返回上一级,二次精选产品为二段铜镍混合精矿;

(3) 二段浮选尾矿经一次磁选抛尾获得磁精矿,再对一次磁选精矿再磨后进行二次磁选降镁,后对二次磁选精矿进行强捕收浮选作业,采用一次粗选,一次精选和一次扫选作业,浮选中矿顺序返回上级;精选获得精矿与二段铜镍混合精矿合并为低品位精矿,扫选尾矿与一次磁选尾矿及二次磁选尾矿合并为最终尾矿;其中,浮选药剂活化剂硫酸铵用量为0~500g/t二次磁选原矿,硫酸铜用量为0~100g/t二次磁选原矿,抑制剂CMC0~100g/t二次磁选原矿,捕收剂戊基黄药用量0~500g/t二次磁选原矿,捕收剂十八胺用量0~50g/t二次磁选原矿。

2. 根据权利要求1所述的一种硫化铜镍矿的选矿方法,其特征在于其步骤(1)中对原矿进行磨矿,其磨矿产品-200目以下含量占总粒级质量的60%~65%。

3. 根据权利要求1所述的一种硫化铜镍矿的选矿方法,其特征在于其步骤(1)中浮选药剂调整剂硫酸铵用量为0~1000g/t原矿,捕收剂乙基黄药用量为100~500g/t原矿,起泡剂丁铵黑药用量为0~300g/t原矿。

4. 根据权利要求1所述的一种硫化铜镍矿的选矿方法,其特征在于其步骤(2)对二段入选原矿进行磨矿,其磨矿产品-200目以下含量占总粒级质量的80%~85%。

5. 根据权利要求1所述的一种硫化铜镍矿的选矿方法,其特征在于其步骤(2)中浮选药剂调整剂硫酸铵用量为0~500g/t原矿,捕收剂乙基黄药用量为100~300g/t原矿,起泡剂丁铵黑药用量为0~100g/t原矿。

6. 根据权利要求1所述的一种硫化铜镍矿的选矿方法,其特征在于其步骤(3)中一次磁选磁场强度为1000高斯,对其一次磁精矿再磨,其磨矿产品中-200目含量占总粒级质量的80%~85%,二次磁选磁场强度为1000高斯。

一种硫化铜镍矿的选矿方法

技术领域

[0001] 本发明涉及一种硫化铜镍矿的选矿方法,运用该方法可在不影响低品位精矿氧化镁的前提下,显著提高镍和铜的回收率。

背景技术

[0002] 硫化铜矿是重要的矿产资源,随着不断对硫化铜镍矿的开发利用,硫化铜镍矿性质出以下两个变化:①原矿组成成分、原矿性质发生变化,以现在的工艺流程处理,其金属回收率低;②原矿金属品位下降,氧化镁含量升高,导致精矿氧化镁超标,尤其经过二段磨矿浮选后的低品位精矿,由于其细度高,氧化镁更易超标。冶炼厂闪速炉要求精矿氧化镁含量 $\leq 6.5\%$,富氧顶吹炉要求精矿氧化镁含量 $\leq 11.5\%$ 。

[0003] 针对上述性质的第一个问题,由于原矿性质发生变化,如:镍矿物与磁铁矿紧密共生,脉石与磁铁矿紧密共生,铜矿物中墨铜矿含量升高,导致金属回收率降低,采用浮选法提高回收率,导致精矿品位降低,氧化镁超标,精矿品质不达标,尤其低品位精矿影响更加严重,产品不能出售大量堆存,严重影响生产运营;针对第二个问题精矿中氧化镁超标问题,国内外研究者从药剂制度、和工艺流程做了大量工作。但是针对对氧化镁进行研发的各类抑制,用量少对氧化镁抑制效果不明显,用量高,又不可避免对金属产生抑制作用,降低了金属回收率,而新技术、新工艺存在许多问题,大部分难以应用于工业生产。

[0004] 本发明针对以上硫化铜镍矿选矿过程所存在的问题,结合原矿性质,创造性的提出了尾矿一次磁选抛尾、再磨磁选降镁再富集、磁精矿强捕收提高金属回收率的工艺。尾矿经一次磁选抛尾,磁精矿产率较低,且金属富集,但其粒度较粗,且由于脉石与磁铁矿等磁性矿物共生,其氧化镁含量较高,因此,对一段磁选精矿再磨进行二次磁选,再磨磁选后金属进一步富集,氧化镁含量显著降低,再对二次磁精矿进行强捕收浮选,得到浮选精矿,其氧化镁含量符合要求,金属品位与低品位精矿接近。该工艺可在保证低品位精矿质量的前提下,显著提高镍和铜的回收率。

发明内容

[0005] 本发明针对现有的选矿技术不足,导致精矿品质差、金属回收率低的问题,创造性的提出了尾矿一次磁选抛尾、再磨磁选降镁再富集、磁精矿强捕收提高金属回收率的工艺,可在保证低品位精矿质量的前提下,显著提高镍和铜的回收率。

[0006] 本发明的目的是通过以下方案来实现的。

[0007] 一种硫化铜镍矿的选矿方法,其步骤如下:

[0008] 第一步:对原矿进行一段磨矿后,进行一段粗选和两次精选,一次精选中矿与一段粗选中矿进入二段浮选,二次精选中矿返回一次精选,二次精选产品为高品位精矿;

[0009] 第二步:二段磨矿后进行一次粗选,两次精选和两次扫选作业,一次精选和一次扫选中矿返回二段粗选,二次精选和二次扫选中矿分别返回上一级,二次精选产品为二段铜镍混合精矿,二次扫选尾矿作为磁选原料进行磁选。

[0010] 第三步:二段浮选尾矿经一次磁选抛尾获得磁精矿,再对磁精矿再磨后进行二次磁选降镁再富集,后对二次磁选精矿进行强捕收浮选,采用一次粗选,一次精选和一次扫选作业,浮选中矿顺序返回上级。精选获得精矿与二段铜镍混合精矿合并为低品位精矿,扫选尾矿与一次磁选尾矿及二次磁选尾矿合并为最终尾矿。

[0011] 所述第一步对原矿进行一段磨矿,其磨矿产品-200目以下含量占总粒级质量的60%~65%。

[0012] 所述第一步中浮选药剂调整剂硫酸铵用量为0~1000g/t原矿,捕收剂乙基黄药用量为100~500g/t原矿,起泡剂丁铵黑药用量为0~300g/t原矿。

[0013] 所述第二步中二段原矿进行二段磨矿,其磨矿产品-200目以下含量占总粒级质量的80%~85%。

[0014] 所述第二步中浮选药剂调整剂硫酸铵用量为0~500g/t原矿,捕收剂乙基黄药用量为100~300g/t原矿,起泡剂丁铵黑药用量为0~100g/t原矿。

[0015] 所述第三步中一次磁选磁场强度为1000高斯,对其一次磁精矿再磨,其磨矿产品中-200目含量占一次磁选原矿总重量的80%~85%,二次磁选磁场强度为1000高斯。

[0016] 所述第三步中浮选药剂活化剂硫酸铵用量为0~500g/t二次磁选原矿,硫酸铜用量为0~100g/t二次磁选原矿,抑制剂CMC0~100g/t二次磁选原矿,捕收剂戊基黄药用量0~500g/t二次磁选原矿,捕收剂十八胺用量0~50g/t二次磁选原矿。

[0017] 本发明的优点及有益效果:

[0018] 本发明创造性的提出了尾矿一次磁选抛尾、再磨磁选降镁再富集、磁精矿强捕收提高金属回收率的工艺,可在不增加低品位精矿氧化镁的前提下,显著提高镍和铜的回收率。

[0019] 本发明是将尾矿经过一次磁选抛尾、再磨磁选降镁工艺后镍和铜都有很好的富集,且氧化镁含量低,再对磁精矿进行强捕收,浮选精矿中氧化镁含量达标,且镍和铜回收率较高,再将其与二段铜镍混合精矿合并为低品位精矿,其精矿品质满足富氧顶吹炉对精矿品质的要求,而且提高了金属回收率。

附图说明

[0020] 图1为本发明的一种硫化铜镍矿的选矿方法的工艺流程图;

[0021] 图2为传统工艺流程示意图。

具体实施方式

[0022] 结合附图,下面通过实施例进一步说明本发明方法和效果,但并不以任何方式限制本发明。

[0023] 实施例1:矿石样品为金川硫化铜镍矿某矿浆样,原矿含镍1.01%,含铜0.5%,主要脉石为橄榄石、蛇纹石。

[0024] 硫化铜镍矿按照图1所示流程,一段磨矿细度-200目产品含量为65%,一段浮选中粗选按照每吨原矿300g硫酸铵、200g乙黄药、40g丁铵黑药添加,精选不加药,一段粗选尾矿与一段一次精选中矿进入二段选别,一段二次精选中矿返回上一级,一段二次精选产品为高品位精矿。二段磨矿细度为-200目产品含量为85%,二段浮选中粗选按照每吨原矿100g乙

黄药、20g丁铵黑药添加,一次扫选按照每吨原矿50g乙黄药、20g丁铵黑药添加,二次扫选按照每吨原矿30g添加,精选不加药精选和扫选中矿顺序返回上一级。扫选尾矿进行一次磁选抛尾,磁场强度为1000高斯,一次磁选精矿再磨矿,磨至-200目含量占80%,再进行二次磁选降镁再富集,磁场强度为1000高斯,二次磁选精矿进行强捕收浮选浮选作业,粗选按照每吨二次磁选原矿250g硫酸铵、50g硫酸铜、100gCMC,180g戊黄药和20g十八胺、40g丁铵黑药添加,扫选按照每吨二次磁选原矿90g戊黄药、10g十八胺,20g丁铵黑药添加。浮选精矿与二段铜镍混合精矿合并为低品位精矿,浮选尾矿与一次磁选和二次磁选尾矿合并为最终尾矿。试验结果见表1。

[0025] 表1

产品	产率/%	品位/%		MgO含量/%	回收率/%	
		Ni	Cu		Ni	Cu
高精	8.58	7.3	3.59	5.85	62.07	62.22
低精	6.13	4.16	1.52	11.5	25.27	18.82
总精	14.71	5.99	2.73	8.20	87.32	81.05
尾矿	85.29	0.15	0.11		12.68	18.95
原矿	100	1.01	0.50		100.00	100.00

[0027] 硫化铜镍矿按照图2所示流程,一段磨矿细度-200目产品含量为65%,一段浮选中粗选按照每吨原矿300g硫酸铵、200g乙黄药、40g丁铵黑药添加,精选不加药,一段粗选尾矿与一段一次精选中矿进入二段选别,一段二次精选中矿返回上一级,一段二次精选产品为高品位混合精矿。二段磨矿细度为-200目产品含量为85%,二段浮选中粗选按照每吨原矿100g乙黄药、20g丁铵黑药添加,一次扫选按照每吨原矿50g乙黄药、20g丁铵黑药添加,二次扫选按照每吨原矿30g添加,精选不加药精选和扫选中矿顺序返回上一级,二段二次精选产品为低品位精矿。试验结果见表2。

[0028] 表2

产品	产率/%	品位/%		MgO含量/%	回收率/%	
		Ni	Cu		Ni	Cu
高精	8.58	7.3	3.59	5.85	62.03	61.59
低精	5.44	4.37	1.47	10.5	23.54	61.51
总精	14.02	6.16	2.77	7.65	85.53	77.65
尾矿	85.98	0.17	0.13		14.47	22.35
原矿	100	1.01	0.50		100	100

[0030] 由表1和表2的数据对比可以发现,本发明方案镍回收率提高了1.80%,铜回收率提高了3.40%。

[0031] 实施例2:矿石样品为金川硫化铜镍矿某矿浆样,原矿含镍1.15%,含铜0.55%,主要脉石为橄榄石、蛇纹石。

[0032] 硫化铜镍矿按照图1所示流程,一段磨矿细度-200目产品含量为65%,一段浮选中粗选按照每吨原矿300g硫酸铵、200g乙黄药、40g丁铵黑药添加,精选不加药,一段粗选尾矿与一段一次精选中矿进入二段选别,一段二次精选中矿返回上一级,一段二次精选产品为

高品位精矿。二段磨矿细度为-200目产品含量为85%，二段浮选中粗选按照每吨原矿100g乙黄药、20g丁铵黑药添加，一次扫选按照每吨原矿50g乙黄药、20g丁铵黑药添加，二次扫选按照每吨原矿30g添加，精选不加药精选和扫选中矿顺序返回上一级。扫选尾矿进行一次磁选抛尾，磁场强度为1000高斯，一次磁选精矿再磨矿，磨至-200目含量占80%，再进行二次磁选降镁再富集，磁场强度为1000高斯，二次磁选精矿进行强捕收浮选浮选作业，粗选按照每吨二次磁选原矿250g硫酸铵、50g硫酸铜、100gCMC、180g戊黄药和20g十八胺、40g丁铵黑药添加，扫选按照每吨二次磁选原矿90g戊黄药、10g十八胺、20g丁铵黑药添加。浮选精矿与二段铜镍混合精矿合并为低品位精矿，浮选尾矿与一次磁选和二次磁选尾矿合并为最终尾矿。试验结果见表3。

[0033] 表3

产品	产率/%	品位/%		MgO含量/%	回收率/%	
		Ni	Cu		Ni	Cu
高精	8.74	7.54	3.91	6.05	57.49	61.93
低精	6.23	5.50	1.72	11.40	29.89	19.42
总精	14.98	6.69	3.00	8.27	87.39	81.36
尾矿	85.02	0.17	0.12		12.61	18.64
原矿	100.00	1.15	0.55		100.00	100.00

[0035] 硫化铜镍矿按照图2所示流程，一段磨矿细度-200目产品含量为65%，一段浮选中粗选按照每吨原矿300g硫酸铵、200g乙黄药、40g丁铵黑药添加，精选不加药，一段粗选尾矿与一段一次精选中矿进入二段选别，一段二次精选中矿返回上一级，一段二次精选产品为高品位混合精矿。二段磨矿细度为-200目产品含量为85%，二段浮选中粗选按照每吨原矿100g乙黄药、20g丁铵黑药添加，一次扫选按照每吨原矿50g乙黄药、20g丁铵黑药添加，二次扫选按照每吨原矿30g添加，精选不加药精选和扫选中矿顺序返回上一级，二段二次精选产品为低品位精矿。试验结果见表4。

[0036] 表4

产品	产率/%	品位/%		MgO含量/%	回收率/%	
		Ni	Cu		Ni	Cu
高精	8.74	7.54	3.91	6.05	57.54	61.84
低精	5.39	5.84	1.68	10.1	27.48	64.68
总精	14.13	6.89	3.06	7.59	85.00	78.24
尾矿	85.87	0.2	0.14		15.00	21.76
原矿	100	1.15	0.55		100	100

[0038] 由表3和表4的数据对比可以发现，本发明方案镍回收率提高了2.39%，铜回收率提高了3.11%。

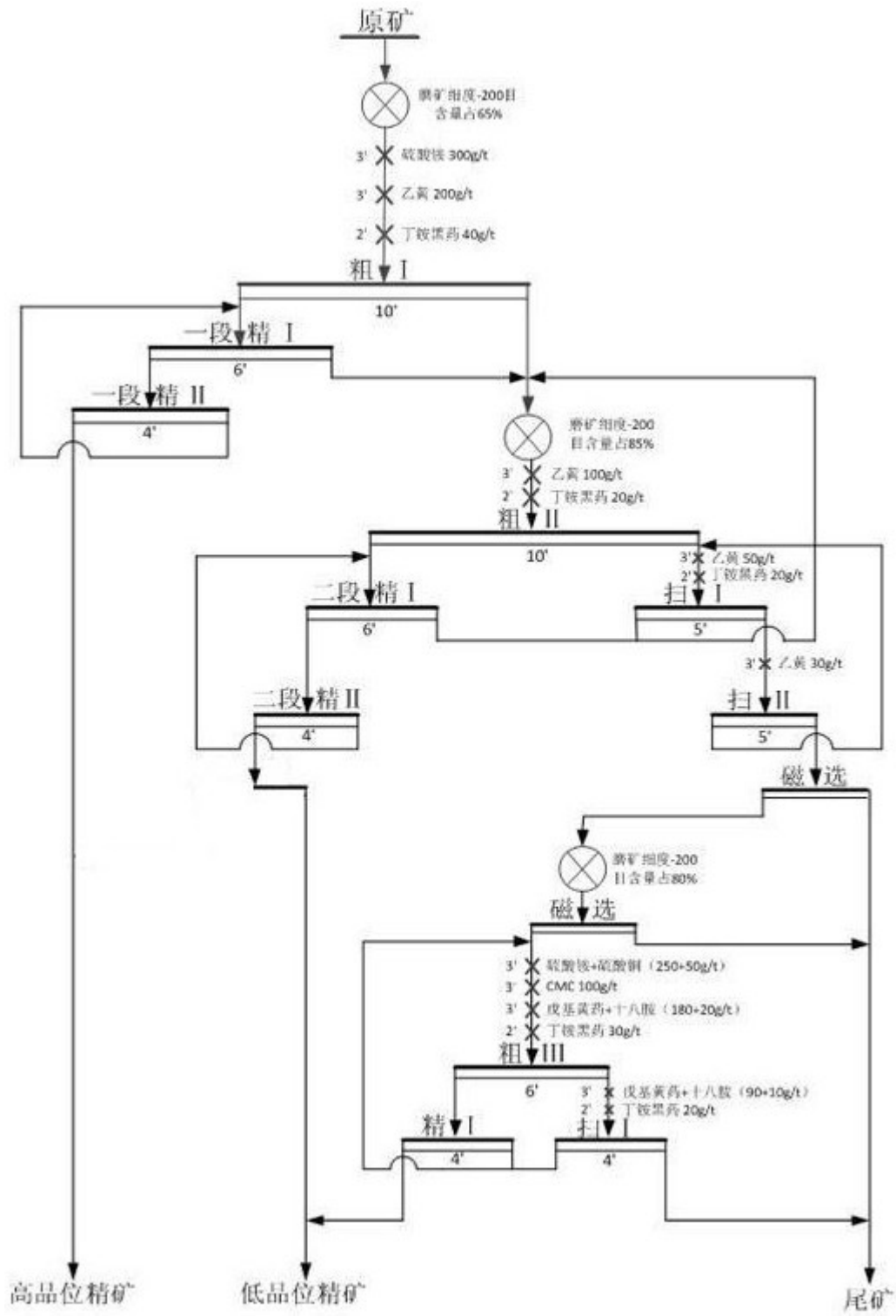


图1

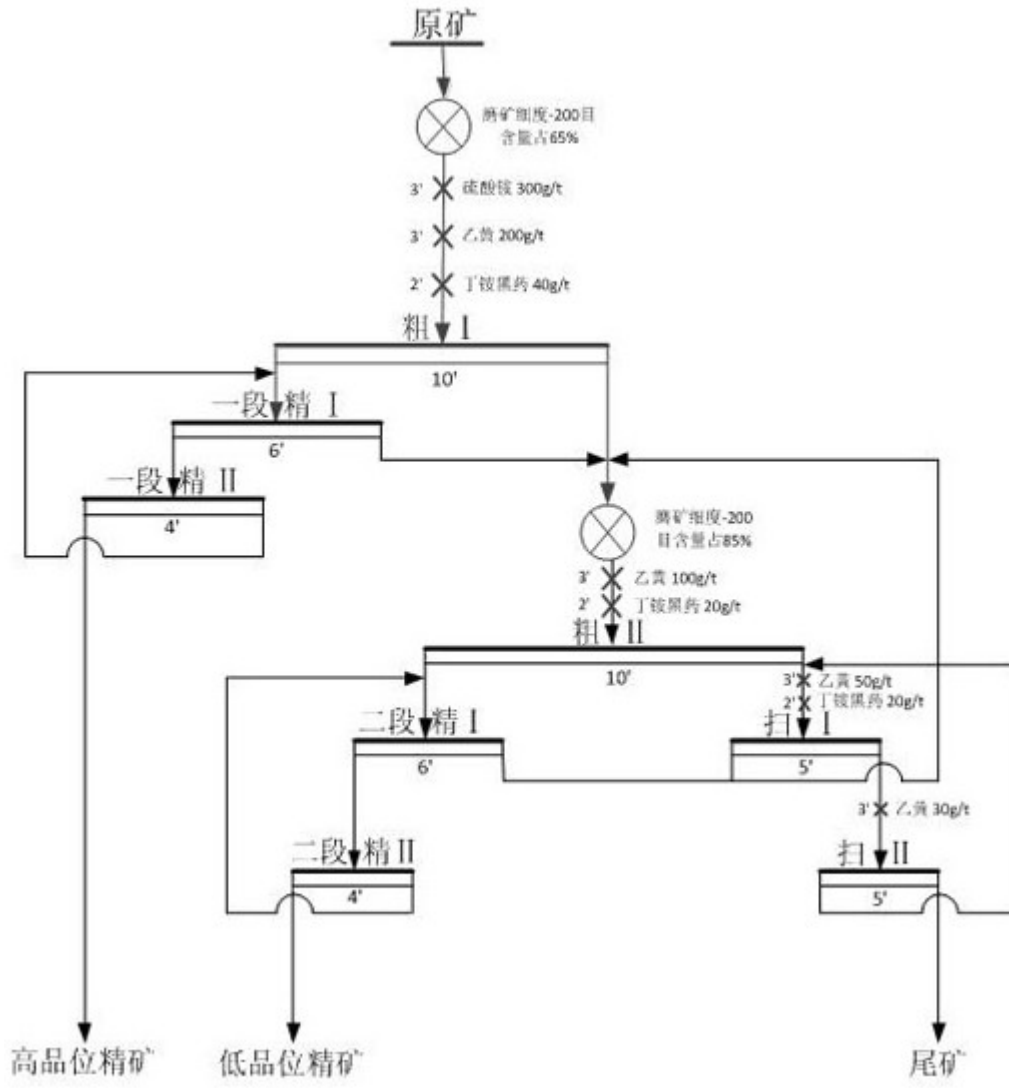


图2