



(12) 发明专利

(10) 授权公告号 CN 101961673 B

(45) 授权公告日 2014. 03. 26

(21) 申请号 201010271699. 7

CN 201295645 Y, 2009. 08. 26,

(22) 申请日 2010. 09. 03

曹占芳等. 墨西哥某铜矿浮选-浸出-萃取-电积回收铜工艺研究.《金属矿山》. 2008, (第383期),

(73) 专利权人 罗光臣

曹占芳等. 墨西哥某铜矿浮选-浸出-萃取-电积回收铜工艺研究.《金属矿山》. 2008, (第383期),

地址 651224 云南省禄丰县广通青山铜镍冶金科技有限公司青山冶金公司

(72) 发明人 罗光臣 向文之

审查员 孙洁

(74) 专利代理机构 昆明大百科专利事务所 53106

代理人 何健

(51) Int. Cl.

B03B 7/00(2006. 01)

B03B 1/00(2006. 01)

(56) 对比文件

CA 2107963 A1, 1994. 04. 10,

CN 101440434 A, 2009. 05. 27,

CN 101451192 A, 2009. 06. 10,

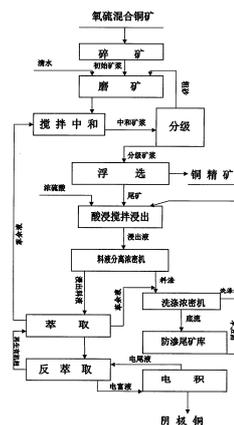
权利要求书1页 说明书3页 附图1页

(54) 发明名称

一种混合铜矿的联合选冶方法

(57) 摘要

一种混合铜矿的联合选冶方法, 该方法是将氧化率在 10 ~ 80% 之间的氧硫混合铜矿石用浮选方法选出硫化矿得到铜精矿, 浮选中禁止加入氧化铜矿的浮选活化剂 Na<sub>2</sub>S, 将磨矿得到的初始矿浆进行搅拌中和得到中和矿浆, 将中和矿浆分级后得到分级矿浆, 分级矿浆经浮选后得到铜精矿和尾矿。浮选后的尾矿再直接进行酸浸搅拌浸出, 经萃取电积得到阴极铜, 形成浮选酸浸的选冶联合方法。本发明的有益效果是, 能够大幅度提高氧硫混合铜矿石回收率, 回收率一般能提高 10 ~ 40 个百分点。本发明工艺流程简洁高效、浮选药剂用量小、流程新水耗量低、节省浮选尾矿固液分离流程投资和生产成本、避免氧化铜进入铜精矿、流程合理、回收率高。



CN 101961673 B

1. 一种混合铜矿的联合选冶方法,其特征在于,该方法是将氧化率在 10%~80%之间的氧硫混合铜矿石用浮选方法选出硫化矿得到铜精矿,浮选后的尾矿再直接进行酸浸搅拌浸出,经萃取电积得到阴极铜,形成浮选-酸浸联合的选冶联合方法,浮选中禁止加入氧化铜矿的浮选活化剂  $\text{Na}_2\text{S}$ , 在磨矿机和分级机之间加入搅拌中和槽装置,将磨矿得到的初始矿浆与萃取后的萃余液进行搅拌中和得到中和矿浆,将中和矿浆分级后得到分级矿浆,分级矿浆经浮选后得到铜精矿和尾矿。

2. 根据权利要求 1 所述的一种混合铜矿的联合选冶方法,其特征在于,磨矿矿浆浓度为 75~82%;分级矿浆浓度为 35~50%;中和矿浆、分级矿浆的 pH 值均为 4.5~7。

3. 根据权利要求 2 所述的一种混合铜矿的联合选冶方法,其特征在于,矿浆在分级时利用萃取后的萃余液分级。

## 一种混合铜矿的联合选冶方法

### 技术领域

[0001] 本发明属于铜矿浮选和铜矿浸出-萃取-电积湿法冶金技术领域。

### 背景技术

[0002] 在铜矿开采加工生产中,很多矿山企业采出的铜矿都有混合铜矿。本发明所述混合铜矿是指氧化率在 10%~80%之间的氧硫混合铜矿,氧化率小于 10%的铜矿石为硫化铜矿,氧化率大于 80%的铜矿石为纯氧化矿(我国上世纪 50 年代制定的矿物加工技术规范把氧化率在 10~30%之间的铜矿石定为氧硫混合铜矿,氧化率小于 10%的铜矿石定为硫化铜矿,氧化率大于 30%的铜矿石定为氧化矿铜,这一规范目前已经不适合现代矿物加工技术的进步)。现有的混合铜矿回收方法较多,但都存在很多不足。例如采用选矿方法回收,氧化铜回收率低;采用搅拌浸出-萃取-电积湿法冶炼工艺方法回收,硫化铜回收率低;采用细菌堆浸-萃取-电积湿法冶炼工艺方法回收,生产周期长达 6 个月乃至数年,浸出回收率不稳定;采用搅拌浸出-浸渣浮选-浸出液萃取-电积工艺,浸出尾矿要固液分离设备,供给浮选矿浆连续性稳定性差,浮选波动大,工业生产中不易操作。

[0003] 氧硫混合铜矿浮选-浸渣搅拌浸出-萃取-电积工艺方法有一些研究文献报道,如中南大学曹占方等完成的《墨西哥某铜矿浮选-浸出-萃取-电积回收铜工艺研究》,以墨西哥某矿混合矿铜矿为研究对象,重点研究了浮选-浸出工艺,结果表明,采用 160g/吨硫化钠活化和丁黄药浮选,能获得铜回收率为 35.02%,铜品位为 19.10%的铜精矿;浮选尾矿过滤后直接用于后续浸出试验,H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>浓度为 1mol/L,液固比为 3,室温(15℃)下搅拌浸出 1h,铜浸出率 83.33%。以原矿为计算基准,铜浸出率为 54.16%,若浮选精矿加浸出铜的总回收率则达到 89.18%。由杜淑华等完成的《云南某难选氧化铜矿选矿试验研究》,对含铜 1.04%、氧化率 52.94%的原矿进行了浮选试验研究,结果表明,加入 2000g/吨 Na<sub>2</sub>S 做活化剂,获得铜精矿含铜 20.54%、回收率 80.57%的技术指标。若进一步对浮选尾矿进行酸浸 10 小时,硫酸用量为 20g/L,可使铜总回收率达到 89.27%。这些研究都无一例外地采用了硫化钠活化浮选氧化铜矿,采用清水分级,中性及碱性矿浆浮选。而在浮选中加入硫化钠活化浮选氧化铜矿、使部分氧化铜进入铜精矿是不好的方法,氧化铜回收由工艺中浸出环节完成,加入硫化钠是浪费药剂。硫化钠带入尾矿中、在浸出工艺中会和浸出液中 Cu<sup>2+</sup>反应、生产 CuS 沉淀,降低回收率。在工业生产工艺流程中,用清水分级矿浆浮选,浮选尾矿在进入搅拌浸出前必须进行固液分离,以减少进入后续工艺的水量,不然后续工艺将造成水膨胀,大量酸性废水需要处理,这既不科学也不环保。

### 发明内容

[0004] 本发明的目的正是为了解决上述现有技术存在的不足而提供一种工艺流程简洁高效、浮选药剂用量小、流程新水耗量低、节省浮选尾矿固液分离流程投资和生产成本、避免氧化铜矿物进入铜精矿、流程合理、回收率高、能够在工业生产中应用的氧硫混合铜矿选冶联合方法。

[0005] 本发明的目的是通过如下技术方案实现的。

[0006] 一种混合铜矿的联合选冶方法, 该方法是将氧化率在 10 ~ 80% 之间的氧硫混合铜矿用浮选方法选出硫化矿得到铜精矿, 浮选后的尾矿再直接进行酸浸搅拌浸出, 经萃取电积得到阴极铜, 形成浮选 - 酸浸联合的选冶联合方法。

[0007] 本发明所述浮选方法是在磨矿机和分级机之间加入搅拌中和槽装置, 将磨矿得到的初始矿浆进行搅拌中和得到中和矿浆, 将中和矿浆分级后得到分级矿浆, 分级矿浆经浮选后得到铜精矿和尾矿。所述酸浸搅拌浸出是将浮选后的尾矿直接送入搅拌浸出槽, 再加入浓硫酸进行酸浸搅拌浸出, 得到浸出液, 将浸出液进行固液分离, 将分离出的浸出料液经萃取和反萃取, 再进行电解得到阴极铜; 萃取的萃余液进入洗涤浓密分离机, 洗涤浓密分离机出来的底流进入尾矿库, 洗涤液和尾矿库出来的尾矿水回送入搅拌浸出槽。本发明磨矿矿浆浓度为 75 ~ 82%; 分级矿浆浓度为 35 ~ 50%; 分级矿浆的 PH 值为 4.5 ~ 7。矿浆在分级时利用萃取后的萃余液分级。

[0008] 本发明改变了浮选氧化铜矿都要加活化剂  $\text{Na}_2\text{S}$  的传统习惯, 提出了在浮选中禁止加入氧化铜矿的浮选活化剂如  $\text{Na}_2\text{S}$  的技术方法。由于浮选中不加  $\text{Na}_2\text{S}$  等活化剂, 节约了药剂成本, 且得到的硫化铜精矿品位高, 避免氧化矿进入铜精矿产品, 还可增加阴极铜产量, 经济效益好。本发明可避免硫化钠带入尾矿中, 防止硫化钠带入尾矿中在搅拌浸出时会和浸出液中  $\text{Cu}^{2+}$  反应、生成  $\text{CuS}$  沉淀、降低回收率。此外, 分级溢流矿浆挟带大量二氧化碳气泡进入粗选, 几乎不需要加入粗选松油, 泡沫很好, 节省松油用量。本发明矿浆在分级时可利用萃取时的萃余液分级, 可实现水循环使用, 因此生产流程中不需要安排浮选尾矿固液分离设备, 节省投资和运行成本。

[0009] 本发明的有益效果是, 能够大幅度提高氧硫混合铜矿石回收率, 回收率一般能提高 10 ~ 40 个百分点。本发明工艺流程简洁合理、连续性好、自动化程度高、生产周期短、操作控制容易, 有利于在氧硫混合铜矿工业生产中推广使用。

[0010] 下面结合说明书附图和实施例进一步阐述本发明的内容。

## 附图说明

[0011] 图 1 是本发明的工艺流程图。

## 具体实施方式

[0012] 如图 1 所示, 本发明的生产工艺流程如下:

[0013] 将氧化率在 10 ~ 80% 之间的氧硫混合铜矿石进行浮选 - 浸出, 本实施例的氧硫混合铜矿矿石含铜 0.96%、氧化钙 3.2%、氧化镁 0.78%、二氧化硅 66.8%、三氧化二铁 2.7%。矿石中硫化铜矿物主要为辉铜矿、少量斑铜矿; 氧化铜矿物主要孔雀石、硅孔雀石、少量黑铜矿。矿石为云南滇中砂岩铜矿。生产规模为日处理矿石 100 吨。

[0014] 氧硫混合铜矿石经过  $\text{PEF}400 \times 600$  鄂式碎矿机粗碎、 $\text{PEF}250 \times 750$  鄂式碎矿机细碎成粉矿, 粉矿粒度控制为  $-20\text{mm}$ , 粉矿放入磨矿粉矿仓。粉矿用给矿机给入  $1500 \times 3000$  球磨机, 给矿干量为  $70\text{kg}/\text{分钟}$ , 加清水磨矿得到初始矿浆。控制磨矿矿浆浓度为 75 ~ 82%、磨矿细度  $-200$  目在 60% 以上。将球磨机排出初始矿浆用萃余液冲入直径 1.5 米、高 1.0 米的搅拌中和槽中, 矿浆和萃余液在搅拌中和槽内中和。中和矿浆流入直径 1.5 米长度 7

米的分级机中分级,分级返砂进球磨机再磨矿,控制分级矿浆浓度在 35 ~ 50%,分级溢流矿浆进入 4A 浮选机浮选,经过精选生产出铜精矿。精矿含铜 25 ~ 30%、浮选回收率 20 ~ 35%。浮选采用两次粗选 - 两次精选 - 两次扫选流程,用丁基黄药做捕收剂、松油做起泡剂浮选混合铜矿中硫化铜矿物,特别注意不能加入常规选矿习惯加的硫化钠等活化剂,浮选出的铜精矿经过脱水后成为产品。浮选尾矿进入直径 4 米、高 4 米的酸浸搅拌浸出槽,浸出时间 3 ~ 4 小时,矿浆浓度为 30 ~ 45%,浸出回收率 60 ~ 75%。将浸出液进入 200m<sup>2</sup> 的料液分离浓密机。料液分离浓密机浸出料液进入萃取,经过日产铜 1 吨的萃取电积流程萃取 -- 反萃取 -- 电解沉积生产出含铜 > 99.95% 的标准阴极铜产品。电解后的电尾液送入反萃取器进行反萃取;反萃取后的再生有机相送入萃取器进行萃取。料液分离浓密机分离出的料渣用萃余液洗涤、进入 200m<sup>2</sup> 的洗涤浓密机,洗涤浓密机底流放入防渗尾矿库,尾矿库中回收尾矿水、洗涤浓密机的上清洗液回送到酸浸搅拌浸出。本发明生产过程中,控制中和矿浆、分级矿浆的 PH 值均为 4.5 ~ 7。本发明实现了浮选 - 酸浸联合的联合选冶,氧硫混合铜矿石浮选加酸浸搅拌浸出的总回收率可达 90 ~ 95%。

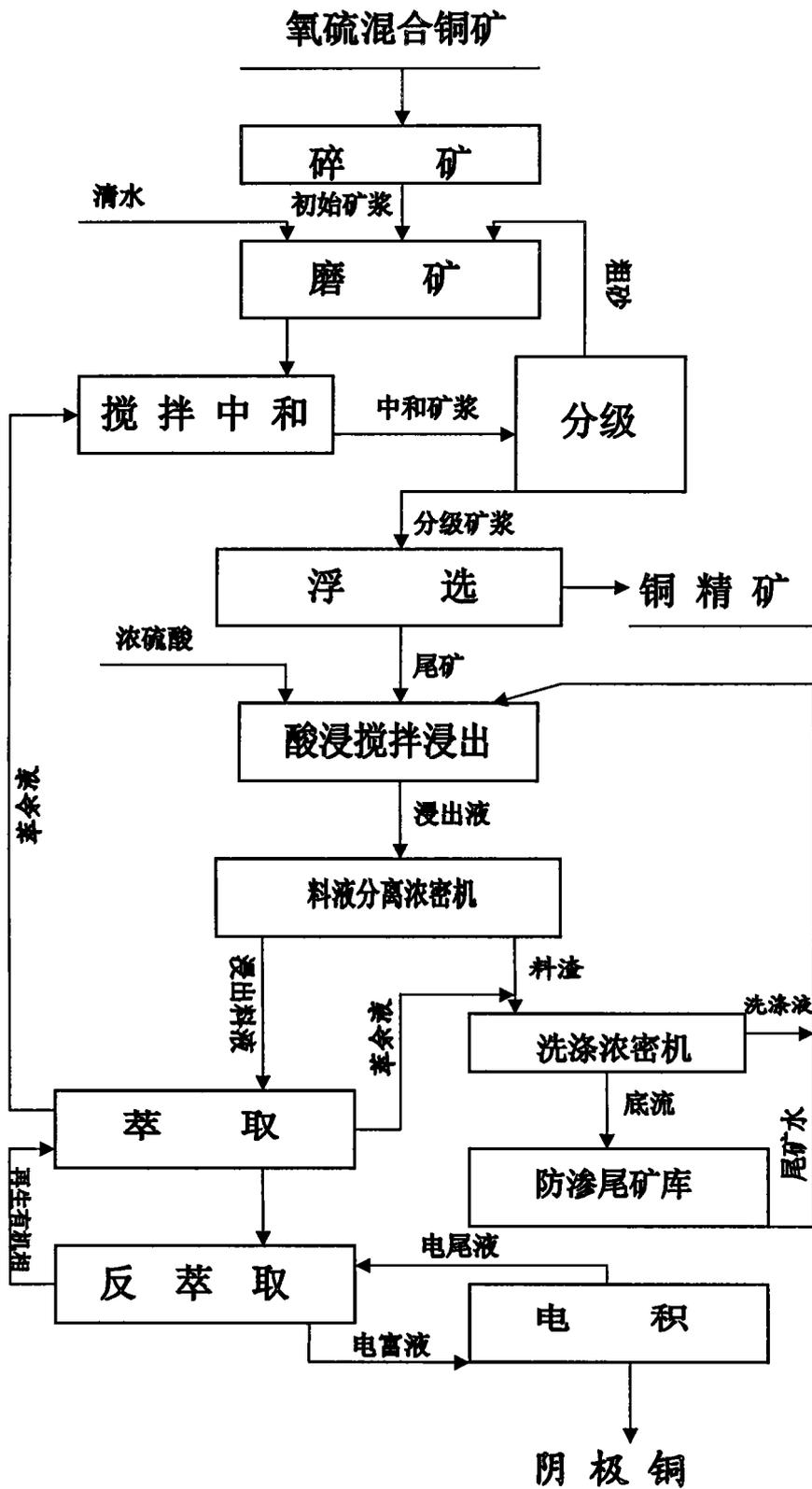


图 1