



(12)发明专利

(10)授权公告号 CN 105756697 B

(45)授权公告日 2018.01.02

(21)申请号 201610294380.3

E21F 17/18(2006.01)

(22)申请日 2016.05.05

审查员 马攀

(65)同一申请的已公布的文献号

申请公布号 CN 105756697 A

(43)申请公布日 2016.07.13

(73)专利权人 中国矿业大学

地址 221116 江苏省徐州市铜山区大学路  
中国矿业大学科研院

(72)发明人 陈开岩 周福宝 魏连江 裴晓东  
张人伟

(74)专利代理机构 南京瑞弘专利商标事务所

(普通合伙) 32249

代理人 杨晓玲

(51)Int.Cl.

E21F 1/00(2006.01)

权利要求书2页 说明书9页 附图3页

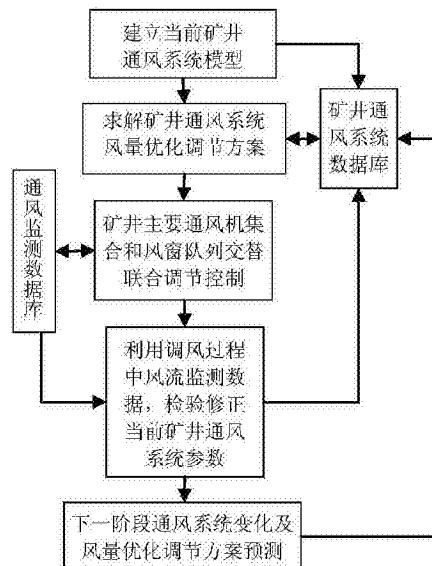
(54)发明名称

一种矿井通风系统动态分阶段安全调节控制方法

(57)摘要

本发明公开了一种矿井通风系统动态分阶段安全调节控制方法。根据当前所求得的矿井通风网络风量优化调节方案，采用主要通风机集合与风窗队列交替联合安全调节控制策略，同时利用调风过程中风流监测数据，检验修正通风网络分支风阻值、风窗风阻值和主要通风机特性参数，并结合采掘接替计划，对下一阶段矿井通风系统状态变化和风量优化调节方案进行预测，形成一个完整的调节控制循环，能够在通风系统不出故障的前提下，保证风量过剩的用风点风量单调减少至所需值，相反风量不足用风点风量单调增加至所需值，从而使矿井通风系统调节变得更加安全可靠。本发明既可用于现场人工调节也可用于远程监控，可以有效地提高矿井通风系统调风的安全可靠性。

B  
CN 105756697



CN

1. 一种矿井通风系统动态分阶段安全调节控制方法,其特征在于包括以下步骤:

步骤1:以最新的矿井通风阻力测定和主要通风机性能鉴定结果作为矿井通风系统初始基础参数,建立当前矿井通风系统模型;

步骤2:首先按当前调节风窗和主要通风机布置的位置,对矿井通风网络进行所需总风量一定下的风量优化调节解算,获得各主要通风机目标工况参数:目标风量值 $Q_{ib}$ 、目标风压值 $H_{ib}$ 、目标功率值 $N_{ib}$ 、目标转速值 $n_{ib}$ 和目标叶片角度值 $\theta_{ib}$ ,以及各风窗目标风阻值 $R_{jb}$ ,其中下标包含有i、j标号的值分别为主要通风机编号和风窗编号;

步骤3:设置各风窗的位置、风窗当前风阻值 $R_j$ 和风窗目标风阻值 $R_{jb}$ 、最小一步调节量 $\delta_R$ 和调节精度 $\epsilon_R$ ,以及各主要通风机的位置、当前转速值 $n_i$ 和目标转速值 $n_{ib}$ 、最小一步调节量 $\delta_n$ 和调节精度 $\epsilon_n$ ;

步骤4:从现有主要通风机中按转速最小调节量和调节效率筛选出可调主要通风机集合F,并比较当前转速与目标转速的大小,将其分为可增速主要通风机子集 $F_A$ 、可减速主要通风机子集 $F_B$ 和不调节子集 $F_C$ ;

步骤5:按当前风窗和分支的风阻值及不增速调节主要通风机的特性,对 $F_A$ 中各主要通风机在 $[n_i, n_{ib}]$ 区间进行二分法搜索计算出通风系统不出故障的当前可增速值 $n_{ia}$ ,并同时同比例渐进增速使其在调节精度 $\epsilon_n$ 内达到 $n_{ia}$ ,即 $(1-\epsilon_n) n_{ia} \leq n_i \leq (1+\epsilon_n) n_{ia}$ ,其中下标i表示主要通风机编号;

步骤6:风窗按其风阻调节变化量 $\Delta R_j = (R_{jb}-R_j)$ 的绝对值大于最小一步调节量 $\delta_R$ 的条件筛选,并按风窗风阻调节变化率 $\eta_{jR} = \Delta R_j/R_{jb}$ 值升序排成当前可调风窗队列,其中下标j表示风窗编号;

步骤7:从当前队首风窗开始,采用风窗风阻区间 $[R_{jb}, R_j]$ 或 $[R_j, R_{jb}]$ 二分法搜索,求解当前的主要通风机参数和其它风窗风阻不变下通风系统不出故障的该队首风窗当前可调节风阻值 $R_{ja}$ ;若无可行解,则转步骤5;否则转下一步骤8;所述的主要通风机参数有当前转速值 $n_i$ 和当前叶片角度值 $\theta_i$ ;

步骤8:如果当前队首风窗 $R_{ja} < R_j$ 时,则对其逐步进行减阻调节,相反则进行增阻调节,直到该风窗实际风阻值按调节精度 $\epsilon_R$ 要求达到 $R_{ja}$ ,即 $(1-\epsilon_R) R_{ja} \leq R_j \leq (1+\epsilon_R) R_{ja}$ 为止,当前队首风窗出队;

步骤9:当前风窗队列是否为空,若不为空,则转步骤7;否则转下一步骤10;

步骤10:从当前可增速主要通风机子集 $F_A$ 中删除已达到调节目标值 $(1-\epsilon_n) n_{ib} \leq n_i \leq (1+\epsilon_n) n_{ib}$ 的风机;

步骤11:判断当前可增速主要通风机子集 $F_A$ 是否为空,若不为空,转步骤5;否则转下一步骤12;

步骤12:判断所有风窗风阻是否全部达到风窗目标风阻值 $R_{jb}$ ,即 $(1-\epsilon_R) R_{jb} \leq R_j \leq (1+\epsilon_R) R_{jb}$ ,若是转下一步骤13,否则转步骤6;

步骤13:判断可减速主要通风机子集 $F_B$ 是否为空,若不为空,则对当前可减速主要通风机子集 $F_B$ 中的风机按同时同比例逐步减速至目标转速值 $n_{ib}$ ,即 $(1-\epsilon_n) n_{ib} \leq n_i \leq (1+\epsilon_n) n_{ib}$ ;若为空,转下一步骤14;

步骤14:检验当前矿井主要通风机工况和所有分支风量的模拟值与监测值的偏差,如果该偏差超过允许的误差范围,则利用调风过程所监测保存的主要通风机工况、分支风量

和风窗调节风阻值的变化数据,计算修正当前通风网络各分支巷道风阻和风窗目标风阻值,转步骤2;否则完成对矿井通风系统的一次风量调节及分支风阻值修正过程;

步骤15:根据下一阶段矿井采掘工程接替计划和矿井瓦斯涌出量、气温预测值,建立以当前矿井通风系统为初始状态的下一阶段通风网络扩展模型,预测下一阶段矿井通风系统运行状态变化和风量优化调节方案,获得这个阶段矿井风窗安装的最佳位置、调节时间和风阻调节范围,以及矿井主要通风机性能调节时间和调节参数值,为下一阶段矿井通风系统风流调节控制做好准备。

2.根据权利要求1所述的一种矿井通风系统动态分阶段安全调节控制方法,其特征在于:在上述矿井主要通风机和风窗交替联合调节过程中,实时监测保存风窗风阻和分支风量以及主要通风机工况参数变化,以便为通风网络分支风阻、风窗风阻和主要通风机特性曲线的修正提供所需的数据。

3.根据权利要求1所述的一种矿井通风系统动态分阶段安全调节控制方法,其特征在于:将当前矿井主要通风机与风窗交替联合安全调节控制、通风系统基础参数修正、以及下一阶段矿井通风系统运行状态变化和风量优化调节方案的预测三个方面有机结合,形成一个完整的调节控制循环。

## 一种矿井通风系统动态分阶段安全调节控制方法

### 技术领域

[0001] 本发明涉及煤矿通风技术领域,具体涉及一种矿井通风系统动态分阶段安全调节控制方法。

### 背景技术

[0002] 矿井通风系统不仅是创造安全生产和卫生条件的基础,而且也是预防各种灾害发生的重要手段,对保证矿井安全生产具有重要意义。

[0003] 矿井通风网络风流调节理论和方法比较成熟,已有很多用于正常静态下的矿井通风网络解算系统,对于建立合理的通风系统起到了很大的作用。由于矿井通风系统是一个动态系统,矿井通风网络的结构及其参数随采掘工程的进展等众多因素的影响而变化,往往使得矿井通风系统风流状态发生变化。目前矿井通风系统风流调节主要凭经验人工操作,调节风窗也是凭经验设计,这对一个简单的矿井通风系统而言调节目标相对容易实现,而对一个多主要通风机与多风窗的非线性联合调节系统,由于多风机与多风窗调节存在相互干扰,导致调节过程中通风系统极不稳定,安全可靠性降低,可能引发通风系统的故障,如矿井主要通风机喘振、采掘工作面风量变小瓦斯超限等,这种情况延续时间越长,给矿井安全生产带来的影响就越大。

### 发明内容

[0004] 为了解决上述技术问题,本发明提供一种矿井通风系统动态分阶段安全调节控制方法,使矿井通风系统调节变得更加安全可靠,为矿井通风系统长期保持合理、稳定、可靠、高效地运行提供有效的技术支持。

[0005] 本发明的目的是这样实现的:该安全调节控制方法是以矿井通风网络风量优化调节方案作为控制目标参数,将矿井主要通风机与风窗交替联合调节控制,分支风阻、风窗风阻和主要通风机特性参数的修正,以及下一阶段矿井通风系统运行状态变化和风量优化调节方案的预测三个方面有机结合,形成一个完整的调节控制循环,能够在通风系统不出故障的前提下,保证风量过剩的用风点风量单调减少至所需值,相反风量不足用风点风量单调增加至所需值,从而使矿井通风系统调节变得更加安全可靠,为矿井通风系统长期保持合理、稳定、可靠、高效地运行提供有效的技术支持。

[0006] 具体步骤如下:

[0007] 步骤1:以最新的矿井通风阻力测定和主要通风机性能鉴定结果作为矿井通风系统初始基础参数,建立当前矿井通风系统模型;

[0008] 步骤2:首先按当前调节风窗和主要通风机布置的位置,对矿井通风网络进行所需总风量一定下的风量优化调节解算,获得各主要通风机目标工况参数:目标风量值 $Q_{ib}$ 、目标风压值 $H_{ib}$ 、目标功率值 $N_{ib}$ 、目标转速值 $n_{ib}$ 和目标叶片角度值 $\theta_{ib}$ ,以及各风窗目标风阻值 $R_{jb}$ ,其中下标包含有*i*、*j*标号的值分别为主要通风机编号和风窗编号;

[0009] 步骤3:设置各风窗的位置、风窗当前风阻值 $R_j$ 和风窗目标风阻值 $R_{j*}$ 、最小一步调

节量 $\delta_k$ 和调节精度 $\varepsilon_k$ ,以及各主要通风机的位置、当前转速值 $n_i$ 和目标转速值 $n_{ib}$ 、最小一步调节量 $\delta_k$ 和调节精度 $\varepsilon_k$ ;

[0010] 步骤4:从现有主要通风机中按转速最小调节量和调节效率筛选出可调主要通风机集合 $F$ ,并比较当前转速与目标转速的大小,将其分为可增速子集 $F_A$ 、可减速子集 $F_B$ 和不调节子集 $F_C$ ;

[0011] 步骤5:按当前风窗和分支的风阻值及不增速调节主要通风机的特性,对 $F_A$ 中各主要通风机在 $[n_i, n_{ib}]$ 区间进行二分法搜索计算出通风系统不出故障的当前可增速值 $n_{ia}$ ,并同时同比例渐进增速使其在调节精度 $\varepsilon_k$ 内达到 $n_{ia}$ ,即 $(1-\varepsilon_k)n_{i2} \leq n_i \leq (1+\varepsilon_k)n_{ik}$ ,其中下标*i*表示主要通风机编号;

[0012] 步骤6:风窗按其风阻调节变化量 $\Delta R_j = (R_{j2} - R_{j1})$ 的绝对值大于最小一步调节量 $\delta_k$ 的条件筛选,并按风窗风阻调节变化率 $\eta_{jk} = \Delta R_j / R_{j1}$ 值升序排成当前可调风窗队列,其中下标*j*表示风窗编号;

[0013] 步骤7:从当前队首风窗开始,采用风窗风阻区间 $[R_{j1}, R_{j2}]$ 或 $[R_{j2}, R_{j1}]$ 二分法搜索,求解当前的主要通风机参数和其它风窗风阻不变下通风系统不出故障的该队首风窗当前可调节风阻值 $R_{jk}$ ;若无可行解,则转步骤5;否则转下一步骤8;所述的主要通风机参数有当前转速值 $n_i$ 和当前叶片角度值 $\theta_i$ ;

[0014] 步骤8:如果当前队首风窗 $R_{j2} < R_{j1}$ 时,则对其逐步进行减阻调节,相反则进行增阻调节,直到该风窗实际风阻值按调节精度 $\varepsilon_k$ 要求达到 $R_{jk}$ ,即 $(1-\varepsilon_k)R_{j2} \leq R_j \leq (1+\varepsilon_k)R_{j1}$ 为止,当前队首风窗出队;

[0015] 步骤9:当前风窗队列是否为空,若不为空,则转步骤7;否则转下一步骤10;

[0016] 步骤10:从当前可增速主要通风机子集 $F_A$ 中删除已达到调节目标值 $(1-\varepsilon_k)n_{ik} \leq n_i \leq (1+\varepsilon_k)n_{ik}$ 的风机;

[0017] 步骤11:判断当前可增速主要通风机子集 $F_A$ 是否为空,若不为空,则转步骤5;否则转下一步骤12;

[0018] 步骤12:判断所有风窗风阻是否全部达到风窗目标风阻值 $R_{jb}$ ,即 $(1-\varepsilon_k)R_{j2} \leq R_j \leq (1+\varepsilon_k)R_{j1}$ ,若是转下一步骤13,否则转步骤6;

[0019] 步骤13:判断可减速主要通风机子集 $F_B$ 是否为空,若不为空,则对当前可减速主要通风机子集 $F_B$ 中的风机按同时同比例逐步减速至目标转速值 $n_{ib}$ ,即 $(1-\varepsilon_k)n_{i2} \leq n_i \leq (1+\varepsilon_k)n_{ik}$ ;若为空,转下一步骤14;

[0020] 步骤14:检验当前矿井主要通风机工况和所有分支风量的模拟值与监测值的偏差,如果该偏差超过允许的误差范围,则利用调风过程所监测保存的主要通风机工况、分支风量和风窗调节风阻值的变化数据,计算修正当前通风网络各分支巷道风阻和风窗目标风阻值,转步骤2;否则完成对矿井通风系统的一次风量调节及分支风阻值修正过程;

[0021] 步骤15:根据下一阶段矿井采掘工程接替计划和矿井瓦斯涌出量、气温预测值,建立以当前矿井通风系统为初始状态的下一阶段通风网络扩展模型,预测下一阶段矿井通风系统运行状态变化和风量优化调节方案,获得这个阶段矿井风窗安装的最佳位置、调节时间和风阻调节范围,以及矿井主要通风机性能调节时间和调节参数值。

[0022] 进一步,在上述矿井主要通风机和风窗交替联合调节过程中,实时监测保存风窗风阻和分支风量以及主要通风机工况等参数变化,以便为通风网络分支风阻、风窗风阻和

主要通风机特性曲线的修正提供所需的数据。

[0023] 进一步,将当前矿井主要通风机与风窗交替联合安全调节控制、通风系统基础参数修正、以及下一阶段矿井通风系统运行状态变化和风量优化调节方案的预测三个方面有机结合,形成一个完整的调节控制循环。

[0024] 有益效果,本发明提供了一种矿井通风系统动态分阶段安全调节控制方法,采用主要通风机与风窗交替联合调节方式,即各主要通风机工作转速先同时同比例增加后同时同比例减少,各风窗按其风阻值升序逐个逐步的调节,实现了在调风过程中风量不足的用风地点,其风量单调增加;而风量过剩的用风地点,其风量单调减少的风流调节控制过程,以保证矿井通风系统风流调节控制的安全可靠性,避免了传统经验型调节的盲目性和不确定性,尤其对于高瓦斯复杂矿井通风系统,因调节不当而导致的瓦斯聚集和超限。

[0025] 优点:本发明的技术方法,既可用于现场人工调节也可用于远程监控,显著提高矿井通风系统调风的安全可靠性和有效性,使得复杂繁重的工作变得简单容易。

## 附图说明

[0026] 图1为本发明的矿井通风系统动态安全调节控制总流程图。

[0027] 图2为本发明的矿井通风系统安全调节控制方法流程图。

[0028] 图3为本发明的下一阶段矿井通风系统动态优化调节方案预测流程图。

## 具体实施方式

[0029] 该安全调节控制方法:以矿井通风网络风量优化调节方案作为控制目标参数,将矿井主要通风机与风窗交替联合调节控制,分支风阻、风窗风阻和主要通风机特性参数的修正,以及下一阶段矿井通风系统运行状态变化和风量优化调节方案的预测三个方面有机结合,形成一个完整的调节控制循环,能够在通风系统不出故障的前提下,保证风量过剩的用风点风量单调减少至所需值,相反风量不足用风点风量单调增加至所需值,从而使矿井通风系统调节变得更加安全可靠,为矿井通风系统长期保持合理、稳定、可靠、高效地运行提供有效的技术支持。

[0030] 具体步骤如下:

[0031] 步骤1:以最新的矿井通风阻力测定和主要通风机性能鉴定结果作为矿井通风系统初始基础参数,建立当前矿井通风系统模型;

[0032] 步骤2:首先按当前调节风窗和主要通风机布置的位置,对矿井通风网络进行所需总风量一定下的风量优化调节解算,获得各主要通风机目标工况参数:目标风量值 $Q_{ib}$ 、目标风压值 $H_{ib}$ 、目标功率值 $N_{ib}$ 、目标转速值 $n_{ib}$ 和目标叶片角度值 $\theta_{ib}$ ,以及各风窗目标风阻值 $R_{jb}$ ,其中下标包含有*i*、*j*标号的值分别为主要通风机编号和风窗编号;

[0033] 步骤3:设置各风窗的位置、风窗当前风阻值 $R_j$ 和风窗目标风阻值 $R_{jb}$ 、最小一步调节量 $\delta_s$ 和调节精度 $\varepsilon_s$ ,以及各主要通风机的位置、当前转速值 $n_i$ 和目标转速值 $n_{ib}$ 、最小一步调节量 $\delta_n$ 和调节精度 $\varepsilon_n$ ;

[0034] 步骤4:从现有主要通风机中按转速最小调节量和调节效率筛选出可调主要通风机集合 $F$ ,并比较当前转速与目标转速的大小,将其分为可增速子集 $F_A$ 、可减速子集 $F_B$ 和不调节子集 $F_C$ ;

[0035] 步骤5:按当前风窗和分支的风阻值及不增速调节主要通风机的特性,对 $F_A$ 中各主要通风机在 $[n_i, n_{ib}]$ 区间进行二分法搜索计算出通风系统不出故障的当前可增速值 $n_{ia}$ ,并同时同比例渐进增速使其在调节精度 $\varepsilon_s$ 内达到 $n_{ia}$ ,即 $(1-\varepsilon_s)n_{ib} \leq n_i \leq (1+\varepsilon_s)n_{ia}$ ,其中下标*i*表示主要通风机编号;

[0036] 步骤6:风窗按其风阻调节变化量 $\Delta R_j = (R_{j_k} - R_j)$ 的绝对值大于最小一步调节量 $\delta_s$ 的条件筛选,并按风窗风阻调节变化率 $\eta_{jk} = \Delta R_j / R_{j_k}$ 值升序排成当前可调风窗队列,其中下标*j*表示风窗编号;

[0037] 步骤7:从当前队首风窗开始,采用风窗风阻区间 $[R_{j_k}, R_j]$ 或 $[R_j, R_{j_k}]$ 二分法搜索,求解当前的主要通风机参数和其它风窗风阻不变下通风系统不出故障的该队首风窗当前可调节风阻值 $R_{js}$ ;若无可行解,则转步骤5;否则转下一步骤8;所述的主要通风机参数有当前转速值 $n_i$ 和当前叶片角度值 $\theta_i$ ;

[0038] 步骤8:如果当前队首风窗 $R_{js} < R_j$ 时,则对其逐步进行减阻调节,相反则进行增阻调节,直到该风窗实际风阻值按调节精度 $\varepsilon_s$ 要求达到 $R_{js}$ ,即 $(1-\varepsilon_s)R_{js} \leq R_j \leq (1+\varepsilon_s)R_{js}$ 为止,当前队首风窗出队;

[0039] 步骤9:当前风窗队列是否为空,若不为空,则转步骤7;否则转下一步骤10;

[0040] 步骤10:从当前可增速主要通风机子集 $F_A$ 中删除已达到调节目标值

$$(1-\varepsilon_s)n_{ib} \leq n_i \leq (1+\varepsilon_s)n_{ib}$$

[0041] 步骤11:判断当前可增速主要通风机子集 $F_A$ 是否为空,若不为空,则转步骤5;否则转下一步骤12;

[0042] 步骤12:判断所有风窗风阻是否全部达到风窗目标风阻值 $R_{jb}$ ,即

$$(1-\varepsilon_s)R_{jb} \leq R_j \leq (1+\varepsilon_s)R_{jb}$$

[0043] 步骤13:判断可减速主要通风机子集 $F_B$ 是否为空,若不为空,则对当前可减速主要通风机子集 $F_B$ 中的风机按同时同比例逐步减速至目标转速值 $n_{ib}$ ,即 $(1-\varepsilon_s)n_{ib} \leq n_i \leq (1+\varepsilon_s)n_{ib}$ ;若为空,转下一步骤14;

[0044] 步骤14:检验当前矿井主要通风机工况和所有分支风量的模拟值与监测值的偏差,如果该偏差超过允许的误差范围,则利用调风过程所监测保存的主要通风机工况、分支风量和风窗调节风阻值的变化数据,计算修正当前通风网络各分支巷道风阻和风窗目标风阻值,转步骤2;否则完成对矿井通风系统的一次风量调节及分支风阻值修正过程;

[0045] 步骤15:根据下一阶段矿井采掘工程接替计划和矿井瓦斯涌出量、气温预测值,建立以当前矿井通风系统为初始状态的下一阶段通风网络扩展模型,预测下一阶段矿井通风系统运行状态变化和风量优化调节方案,获得这个阶段矿井风窗安装的最佳位置、调节时间和风阻调节范围,以及矿井主要通风机性能调节时间和调节参数值。

[0046] 进一步,在上述矿井主要通风机和风窗交替联合调节过程中,实时监测保存风窗风阻和分支风量以及主要通风机工况等参数变化,以便为通风网络分支风阻、风窗风阻和主要通风机特性曲线的修正提供所需的数据。

[0047] 进一步,将当前矿井主要通风机与风窗交替联合安全调节控制、通风系统基础参数修正、以及下一阶段矿井通风系统运行状态变化和风量优化调节方案的预测三个方面有机结合,形成一个完整的调节控制循环。

[0048] 矿井通风系统动态安全调节控制方法,其基本原理如下:

[0049] 根据所确定的当前矿井通风系统风流优化调节方案的风窗目标风阻值 $R_d$ 、主要通风机目标转速值 $n_d$ 与叶片安装角 $\theta_d$ ，以及当前各风窗风阻 $R_i$ 、各主要通风机转速 $n_i$ 和叶片安装角 $\theta_i$ ；针对以下单主要通风机多风窗和多主要通风机多风窗二大类调节的通风系统，其中主要通风机可能存在不调节、增速和减速三种情况，为了使主要通风机与通风网络尽量做到相互匹配的调节，使井下采掘工作面关键作业地点的风量和主要通风机工况均处于合理范围之内，防止调节过程出现通风系统故障，故要对所述的两类通风系统调节控制特点分别进行具体分析；所述的通风系统故障为作业地点瓦斯超限、风机失速喘振。

[0050] 对于单主要通风机多风窗调节的通风系统，可以有以下三种调节方式：

[0051] 第一种是单主要通风机固定而多风窗调节，考虑到风窗减阻调节的地点是风量不足所致，而增阻调节的风窗所在地点是风量过剩所致，因此，只要对风窗按风阻调节变化量由小到大（风窗减阻在前，增阻在后）的顺序逐个分段进行调节，即能达到在调节过程中矿井总风量和关键地点风量处于只增不减的安全状态。

[0052] 第二种是单主要通风机增速和多风窗联合调节，在矿井通风网络分支和风窗风阻不变的情况下，增加轴流式主要通风机转速将导致井下各用风地点风量均有不同程度的增加，尤其是该主要通风机所属最大通风阻力线路上的关键作业地点风量增加幅度较大，因此该调节对于矿井通风网络风量变化起到了正面影响，是相对安全的。但是如果矿井通风网络总风阻较大，则风机转速增加，有可能使轴流式主要通风机超负荷运行而进入非稳定区工作。因此，必须对此采取单主要通风机增速与多风窗交替逐步调节方式，防止轴流式主要通风机进入非稳定区工作。

[0053] 第三种是单主要通风机减速和多风窗联合调节，在矿井通风网络分支和风窗风阻不变的情况下，降低主要通风机转速将导致井下各用风地点风量均有不同程度的减少，减少幅度最大的用风地点仍然是最大通风阻力线路上的关键作业地点，这可能会使该作业地点风量降低过多而引起瓦斯超限，因此，在不降低当前主要通风机转速下，先对风窗风阻调节变化量由小到大（风窗减阻在前，增阻在后）的顺序逐个逐步进行调节，在风窗调节全部完成后，再对主要通风机进行逐步减速调节。

[0054] 对于一般多主要通风机多风窗调节的通风系统，考虑到多主要通风机调节存在相互干扰影响，其影响程度大小取决于多主要通风机公共风路的通风阻力或风阻，为了降低多主要通风机间的相互影响，一般公共风路的通风阻力小于多风机中最小风机风压的30%，此时多主要通风机调节相互影响较小。另外，在满足矿井风量按需分配的情况下，多主要通风机工作风压相等时，矿井通风总能耗最低。实际上，多主要通风机通风系统一般具有公共风路阻力较小且各主要通风机风压较接近的特点。尽管如此，为了最大限度降低多主要通风机调节的相互干扰，防止轴流式主要通风机工况点进入非稳定区工作和关键作业地点风量不足，采用多主要通风机与多风窗交替联合逐步调节的安全控制方法，主要通风机调节顺序是先增速后减速，并且采取同时同比例匹配调节转速的策略，而多风窗采取风窗风阻调节变化量由小到大（风窗减阻在前，增阻在后）的顺序逐个逐步进行调节，每步调节后需等待一定的稳定时间5-10min，再进行下一步调节，避免多风窗调风之间的相互干扰，以保证在安全可靠的条件下进行矿井通风系统风流的调节控制。

[0055] 实施例1：为使本发明的技术方案和优点更加清楚，下面结合本发明实施例中的附图，对本发明实施例中的技术方案进行清楚完整的描述：

[0056] 首先建立当前矿井通风系统网络模型,绘制该时期矿井通风网络图的节点和分支,同时输入节点和分支属性参数,经合法性检验确定后自动存入矿井通风系统数据库相应的节点和分支参数表中。

[0057] 节点参数表包括:节点号、标高、气压、气温、空气密度和节点类型等参数。

[0058] 分支参数表包括:分支号、始末节点号、巷道名称、长度、断面形状、断面面积、断面周长、百米风阻或摩擦阻力系数、标志风阻、空气密度、配风量、调节风阻、分支类别、调节类别、允许最高最低风速、存在时间等。

[0059] 节点和分支参数主要来自于最新的矿井通风阻力测定和平时最近的测风结果,而当前分支的风量和调节风阻是从监测数据库中自动提取并经数据处理后输入。

[0060] 矿井主要通风机特性参数表包括:风机编号、风机型号、额定转速、额定功率、动叶片角(轴流风机)、允许最高最低转速、最大最小工作风量、风压和风阻、风机风压特性函数2次多项式系数、功率和效率特性函数3次多项式系数。

[0061] 图1给出了一种矿井通风系统动态安全调节控制总体流程图,结合图2所示的矿井通风系统安全调节控制方法流程图,具体实施步骤如下:

[0062] 步骤1:以最新的矿井通风阻力测定和主要通风机性能鉴定结果作为矿井通风系统初始基础参数,建立当前矿井通风系统模型;

[0063] 步骤2:首先按当前调节风窗和主要通风机布置的位置,对矿井通风网络进行所需总风量一定下的风量优化调节解算,获得主要通风机目标工况参数( $Q_{fb}$ ,  $H_{fb}$ ,  $N_{fb}$ )和与其相匹配的风机转速 $n_b$ 和叶片角 $\theta_b$ ,以及目标风阻值 $R_b$ ;

[0064] 步骤3:设置各风窗的位置、风窗风阻当前值 $R$ 和目标风阻值 $R_b$ 、最小一步调节量 $\delta_s$ 和调节精度 $\varepsilon_s$ ,以及各主要通风机的位置、转速当前值 $n$ 和转速 $n_b$ 、最小一步调节量 $\delta_n$ 和调节精度 $\varepsilon_n$ ;

[0065] 步骤4:从现有风机中按转速最小调节量和调节效率筛选出可调风机集合 $F$ ,并比较当前转速与目标转速的大小,将其分为可增速子集 $F_A$ 、可减速子集 $F_B$ 和不调节子集 $F_C$ ;

[0066] 步骤5:按当前风窗和分支的风阻值及不增速调节主要通风机的特性,对 $F_A$ 中各主要通风机在 $[n_i, n_{ib}]$ 区间进行二分法搜索计算出通风系统不出故障的当前可增速值 $n_{ia}$ ,并同时同比例渐进增速使其在调节精度 $\varepsilon_n$ 内达到 $n_{ia}$ ,即 $(1 - \varepsilon_n)n_{is} \leq n_i \leq (1 + \varepsilon_n)n_{is}$ ,同时监测保存风窗风阻和分支风量以及主要通风机工况等参数变化;

[0067] 步骤6:风窗按其风阻调节变化量 $\Delta R_i = (R_{is} - R_i)$ 的绝对值大于最小一步调节量 $\delta_s$ 的条件筛选,并按风窗风阻调节变化率 $\eta_{is} = \Delta R_i / R_{is}$ 值升序排成当前可调风窗队列;

[0068] 步骤7:从当前队首风窗开始,采用风窗风阻区间 $[R_{is}, R_{it}]$ 或 $[R_{is}, R_{it}]$ 二分法搜索,求解当前的风机参数( $n_i, \theta_i$ )和其它风窗风阻不变下通风系统不出故障的该队首风窗当前可调节风阻值 $R_{is}$ 。若无可行解,则转步骤5;否则转下一步骤8;

[0069] 步骤8:如果当前队首风窗 $R_{is} < R_i$ 时,则对其逐步进行减阻调节,相反则进行增阻调节,直到该风窗实际风阻值按调节精度 $\varepsilon_s$ 要求达到 $R_{is}$ ,即 $(1 - \varepsilon_s)R_{is} \leq R_i \leq (1 + \varepsilon_s)R_{is}$ 为止,当前队首风窗出队;

[0070] 步骤9:当前风窗队列是否为空,若不为空,则转步骤7;否则转下一步骤10;

[0071] 步骤10:从当前可增速风机集 $F_A$ 中删除已达到调节目标值 $(1 - \varepsilon_n)n_{is} \leq n_i \leq (1 + \varepsilon_n)n_{is}$ 的风机;

[0072] 步骤11:判断当前可增速风机子集 $F_A$ 是否为空,若不为空,则转步骤5;否则转下一步骤12;

[0073] 步骤12:判断所有风窗风阻是否全部达到目标值 $R_{ib}$ ,即 $(1-\varepsilon_s)R_{is} \leq R_i \leq (1+\varepsilon_s)R_{is}$ ,若是转下一步骤13,否则转步骤6;

[0074] 步骤13:判断可减速主要通风机子集合 $F_B$ 是否为空,若不为空,则对当前子集 $F_B$ 中的风机按同时同比例逐步减速至目标转速值 $n_{ib}$ ,即 $(1-\varepsilon_n)n_{is} \leq n_i \leq (1+\varepsilon_n)n_{is}$ ,同时监测保存风窗风阻和分支风量以及主要通风机工况等参数变化;若为空,转下一步骤14;

[0075] 步骤14:检验当前矿井主要通风机工况和所有分支风量的模拟值与监测值的偏差,如果该偏差超过允许的误差范围,则利用调风过程所监测保存的主要通风机风压、分支风量和风窗调节风阻值的变化数据,计算修正当前通风网络各分支巷道风阻和风窗目标风阻值,转步骤2;否则完成对矿井通风系统的一次安全风量调节及分支风阻值修正过程;

[0076] 步骤15:根据下一阶段矿井采掘工程接替计划和矿井瓦斯涌出量、气温预测值,建立以当前矿井通风系统为初始状态的下一阶段通风网络扩展模型,预测下一阶段矿井通风系统运行状态变化和风量优化调节方案,获得该阶段矿井风窗安装的最佳位置、调节时间和风阻调节范围,以及矿井主要通风机性能调节时间和调节参数值。

[0077] 进一步,风窗风阻和风机转速调节的区间二分法搜索求解过程如下:

[0078] 由矿井某一分支风阻变化对通风网络风流影响的基本规律可知,在主要通风机转速固定时,任何一个风窗风阻调节变化对通风系统中各分支风量和风机工况点的影响都是连续单调的,故而采用逐步收缩区间的二分法确定出风窗当前安全调节风阻值。对于当前调节的风窗,其可调节风阻值的搜索区间为 $[R_{is}, R_{is}]$ 或 $[R_{is}, R_{is}]$ ,先从 $R_{is}$ 开始进行矿井通风状态模拟,若模拟检验出通风系统有故障,则对当前搜索区间二分为 $[R_{is}, R_{is}]$ 和 $[R_{is}, R_{is}]$ ,取中值 $R_{is}$ 进行矿井通风状态模拟检验,若检验结果仍有故障,则对区间 $[R_{is}, R_{is}]$ 再二分为 $[R_{is}, R_{is}]$ 和 $[R_{is}, R_{is}]$ ,取中值 $R_{is}$ 进行模拟检验,直到找到该风窗当前可调节风阻值为止。

[0079] 相似地,由矿井某一台主要通风机特性变化对通风网络风流影响的基本规律可知,在矿井所有风窗风阻固定时,任何一台主要通风机转速调节对通风系统中各分支风量和其它各主要通风机工况点的影响都是连续单调的,故而可采用逐步收缩区间的二分法确定出风机转速安全调节值。对于当前同时同比例调节的多台主要通风机,其可调节转速值的搜索区间为 $[n_{is}, n_{is}]$ 或 $[n_{is}, n_{is}]$ ,先从 $n_{is}$ 开始进行多主要通风机同时联合调节的矿井通风状态模拟,若模拟检验出通风系统有故障,则对当前搜索区间二分为 $[n_{is}, n_{is}]$ 和 $[n_{is}, n_{is}]$ ,取中值 $n_{is}$ 进行矿井通风状态模拟检验,若模拟检验出通风系统仍有故障,则对区间 $[n_{is}, n_{is}]$ 再二分为 $[n_{is}, n_{is}]$ 和 $[n_{is}, n_{is}]$ ,取中值 $n_{is}$ 再进行模拟检验,直到找到各主要通风机当前可调节转速值为止。

[0080] 进一步,所述的风窗风阻调节达到目标值是采用百叶式风窗开度调节技术实现,风窗当前风阻值 $R_i$ 是利用通风网络风量监测值和风窗压差监测值,按风窗紊流局部阻力特性实时计算得到。当风窗当前风阻小于目标风阻,逐步减小风窗开度进行增阻调节;相反时逐渐增大风窗开度进行减阻调节。最终使风窗风阻以一定的叶角开度调节精度 $\varepsilon_s$ 达到其目标控制范围 $(1-\varepsilon_s)R_{is} \leq R_i \leq (1+\varepsilon_s)R_{is}$ 。

[0081] 而所述的风机转速调节达到目标值是采用变频调速技术实现,风机调速后的工作特性是由已知的某一转速下风机特性通过风机相似比例定律转换而得。风机当前转速 $n_i$ 是通过转

速传感器监测获得,当风机当前转速 $n_t$ 小于目标转速时,逐步增加转速,相反时逐步降低转速,最终使风机转速以一定的转速变频调节精度 $\varepsilon_n$ 达到其目标控制范围 $(1-\varepsilon_n)M_{\text{目标}} \leq n_t \leq (1+\varepsilon_n)M_{\text{目标}}$ 。

[0082] 进一步,对下一阶段矿井通风系统风量优化调节方案进行预测,如图3所示,其步骤如下:

[0083] (1) 在当前矿井通风系统模型的基础上,建立未来下一阶段矿井通风系统模型,输入的原始信息主要包括:通风网络节点参数表、分支参数表、掘进巷道参数表、回采工作面参数表、巷道掘进通风系统变化调节表、回采工作面通风系统变化调节、主要通风机安装参数表,具体如下:

[0084] 掘进巷道参数表包括:巷道掘进基本参数、瓦斯涌出量预测参数、掘进工作面需风量计算参数、以及单巷掘进通风系统状态变化设置参数。

[0085] 巷道掘进基本参数包括:掘进分支号、巷道名称、掘进队组、掘进巷道类别、围岩类别、掘进巷道长度、掘进断面积,计划掘进速度及其标准差、巷道设计长度、已掘长度、工作面埋深、计划掘进速度及其标准差、掘进开工时间及完工时间等。

[0086] 掘进面瓦斯涌出量预测模型参数包括:煤层号、瓦斯含量、煤容重、掘巷煤壁周界长、残存瓦斯含量、煤挥发份含量、迎头煤壁面积、绝对瓦斯涌出量、瓦斯涌出不均衡系数等。

[0087] 掘进工作面需风量计算模型参数包括:瓦斯抽采率、CO<sub>2</sub>涌出量、一次爆破最大炸药量、最多同时作业人数、局部通风机吸风量和掘进工作面需风量等参数。

[0088] 单巷掘进通风系统设置参数包括:巷道掘进通风始末节点号、巷道贯通后始末节点号、开掘节点号、贯通巷道类别、贯通调节类别和贯通需风量等参数。

[0089] 多巷掘进通风系统状态参数包括:掘进面分支号、掘进面名称、多巷掘进面通风系统布置和多巷掘进面通风系统状态设置等方面参数。

[0090] 采煤工作面参数包括:采煤工作面回采基本参数、瓦斯涌出量预测模型参数和回采工作面需风量计算模型参数、以及采煤工作面通风系统状态设置等方面参数。

[0091] 采煤工作面回采基本参数包括:工作面分支号、名称、煤层号、煤厚、倾角、采深、采长、采高、断面积、推进长度、贯通时间、备用时间、开推时间、计划推进度及其标准差、煤容重、回采率、日产量、移面时间,以及工作面进回风巷分支号、长度和存在时间、采完时间等。

[0092] 采煤工作面瓦斯涌出量预测模型参数包括:本煤层瓦斯含量及瓦斯涌出量、邻近煤层瓦斯涌出量、瓦斯抽采率、相对瓦斯涌出量、绝对瓦斯涌出量、瓦斯涌出不均衡系数等。

[0093] 回采工作面需风量计算模型参数包括:CO<sub>2</sub>涌出量、采煤工作面气温、最多同时作业人数、一次爆破使用最大炸药量、回采工作面需风量等。

[0094] 采煤工作面通风系统状态模型参数包括:采面分支号、名称、通风方式及其相关巷道随回采工作面状态变化参数等。

[0095] (2) 设置模拟控制参数,包括同采工作面数、同掘巷道数、模拟开始和结束时间、模拟时间步长、模拟步数、通风网络风量调节解算精度、最大迭代次数等。

[0096] (3) 矿井通风系统在期间[t<sub>0</sub>, T]的运行过程,以当前通风系统运行状态参数为初始值,按时序每一步模拟实现矿井通风系统的一步运行,反映在经过(t<sub>0</sub>, t)期间通风网络结构及其参数的变化。

[0097] (4) 首先修正矿井通风系统的网络结构。包括对巷道掘进、工作面回采以及巷道

贯通与注销的一步模拟，并且记录在 $[t_{j-1}, t_j]$ 期间任一分支可能发生的状态变化：如巷道掘进、掘完贯通；采煤工作面备用、回采、停止、出现新的工作面，或者工作面封闭注销不用的巷道等。

[0098] 同时，在一步 $j$ 模拟巷道掘进速度、采煤工作面推进速度及其上下顺槽风阻的变化值 $\Delta R_{ij}$ 等。通过产生随机数的方法可以得到这些随机变量的取值。

[0099] (5) 在模拟得出一步采掘工作面推进和接替引起的通风系统结构及其参数的变化后，采用矿井通风系统风量优化调节模拟方法，预测该时间步结束时刻 $t_j$ 的矿井通风系统风量调节状态的变化，并将模拟结果输入到动态网络分支、动态网络节点和动态风机运行工况参数表中。

[0100] (6) 重复步骤3-5，直到此阶段模拟结束为止。

[0101] 最后，分析确定这一阶段矿井通风系统风量优化调节时间与方案，如风窗安装的合理位置、使用起止时间和风阻调节范围，以及矿井主要通风机性能调节时间和调节参数值等，为合理设计矿井风窗、制定风窗安装调节计划和主要通风机性能调节计划提供科学依据和必要条件，以保证矿井通风系统持续安全可靠的调节。

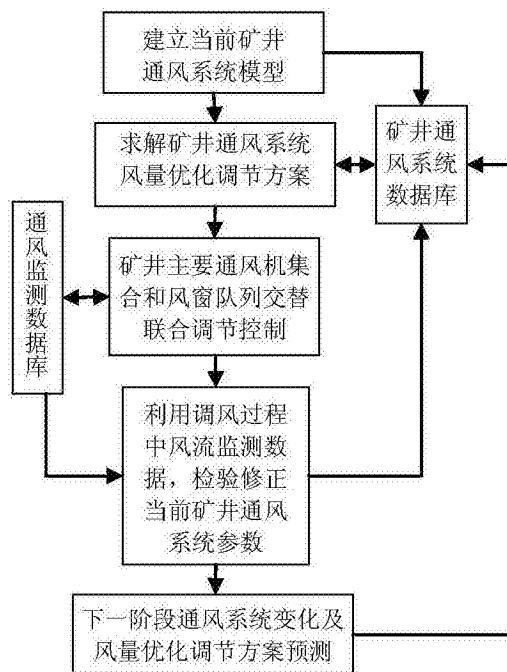


图1

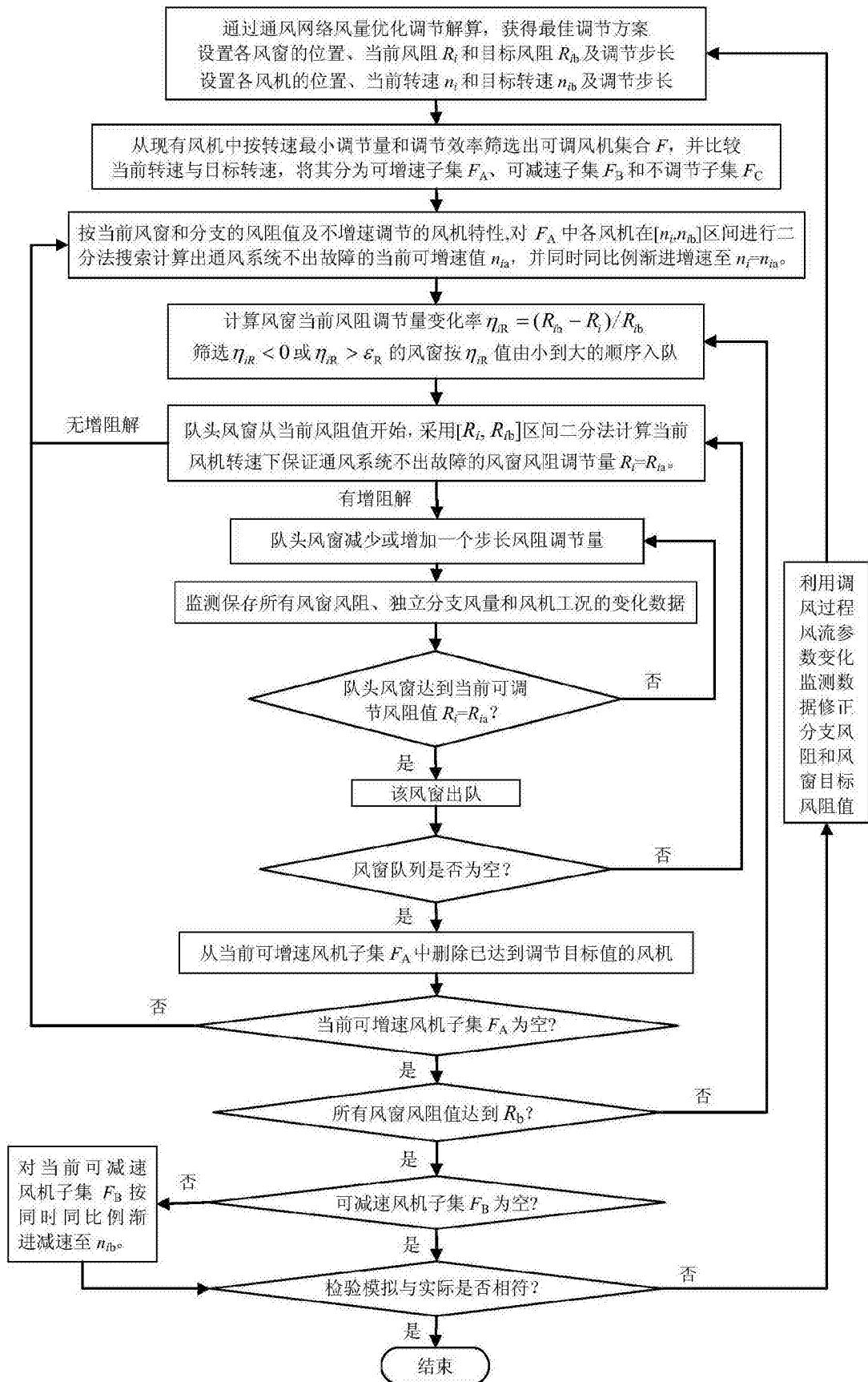


图2

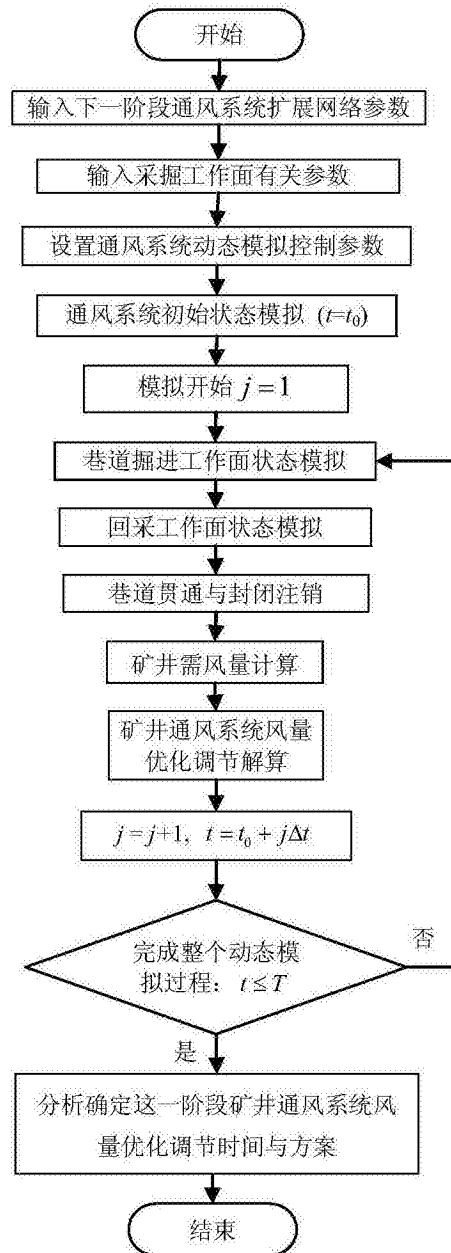


图3