

IC 3.010

备案号:18913—2006

AQ

中华人民共和国安全生产行业标准

AQ 1028—2006

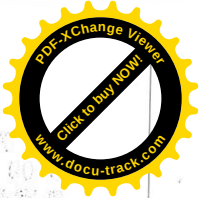
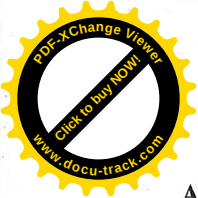
煤矿井工开采通风技术条件

Coal mine ventilation technical condition

2006-11-02 发布

2006-12-01 实施

国家安全生产监督管理总局 发布



AQ 1028—2006

前 言

本标准依照国家有关煤矿安全生产法律法规、《煤矿安全规程》等规定编制而成。

本标准主要对煤矿井工开采矿井通风技术条件作出了规定。

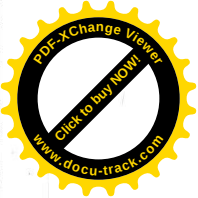
本标准由国家安全生产监督管理总局提出。

本标准由全国安全生产标准化技术委员会煤矿安全分技术委员会归口。

本标准负责起草单位：中国煤炭工业劳动保护科学技术学会。

本标准参加起草单位：开滦(集团)有限责任公司。

本标准主要起草人：窦永山、殷作如、邱宝杓、常文杰、张瑞玺、周凤增、郭达、高伟、陈成桥、武建国。



煤矿井工开采通风技术条件

1 范围

本标准规定了采用井工方式开采的煤矿的基本通风技术条件。

本标准适用于全国井工开采的煤矿,包括新建和改、扩建矿井。

2 规范性引用文件

下列文件中包含的部分条款通过本标准引用而成为本标准条文。本标准出版时,所示版本均为有效。所有标准都会被修订,使用本标准的各方应探讨使用下列标准最新版本的可能性。

《煤矿安全规程》(2004 年版)

GB 50215—2005 煤炭工业矿井设计规范

3 术语和定义

3.1

矿井通风 mine ventilation

向矿井连续输送新鲜空气,供给人员呼吸,稀释并排出有害气体和浮尘,改善井下气候条件的作业。

3.2

矿井通风系统 mine ventilation system

矿井通风方式、主要通风机的工作方法、矿井通风网络和通风设施的总称。

3.3

矿井通风方式 layout of ventilation shafts

指矿井进风井和出风井的布置方式。

3.4

矿井通风方法 main fan operating mode

指矿井主要通风机的工作方法。

3.5

矿井通风网络 mine ventilation network

通风系统中表示风道(分支)连接形式和风流方向的结构系统,习惯称风网。

3.6

中央并列式通风 centralized appose ventilation

进风井和出风井并列位于井田走向中央的通风方式。

3.7

中央分列式通风(又称中央边界式通风) centralized borderline ventilation

进风井位于井田走向的中央,出风井位于井田沿边界走向中部的通风方式。

3.8

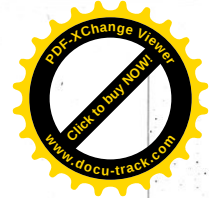
对角式通风 diagonal ventilation

进风井位于井田中央,出风井位于两翼,或出风井位于井田中央,进风井位于两翼的通风方式。

3.9

混合式通风 compound ventilation

井田中央和两翼边界均有进、出风井的通风方式。



3.10

主要通风机 main fan

安装在地面的,向全矿井、一翼或一个分区供风的通风机。

3.11

局部通风机 auxiliary fan

向井下局部地点供风的通风机。

3.12

辅助通风机 booster fan

某分区通风阻力过大,主要通风机不能供给足够风量时,为了增加风量而在该分区使用的通风机。

3.13

通风机工况点 fan operating point

通风机个体特性曲线与矿井风阻特性曲线在同一坐标图上的交点。

3.14

矿井空气 mine air

来自地面的新鲜空气和井下产生的有害气体及浮尘的混合体。

3.15

矿井气候条件 climatic condition in mine

矿井空气温度、湿度、大气压力和风速等反映的综合状态。

3.16

风量 air quantity

单位时间内流过井巷或风筒的风流体积。

3.17

矿井有效风量 effective air quantity

送到采掘工作面、硐室和其他用风地点的风量之总称。

3.18

矿井有效风量率 ventilation efficiency

矿井有效风量占矿井总进风量的百分数。

3.19

需风量 air requirement

矿井生产过程中,为供人员呼吸,稀释和排出有害气体、浮尘,创造良好气候条件所需要的风量。

3.20

机械通风 mechanical ventilation

利用通风机产生的风压对矿井和井巷进行通风的方法。

3.21

自然通风 natural ventilation

利用自然风压对矿井或井巷进行通风的方法。

3.22

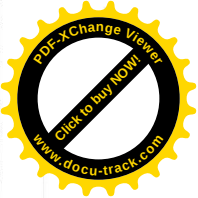
局部通风 local ventilation

利用局部通风机或主要通风机产生的风压对局部地点进行通风的方法。

3.23

全风压通风 total pressure ventilation

利用矿井主要通风机产生的风压和通风设施向采、掘工作面和硐室等用风地点供风的通风方法。



3.24

扩散通风 diffusion ventilation

利用空气中分子的自然扩散运动,对局部地点进行通风的方式。

3.25

通风机附属装置 accessory equipment of fan

用以引导风流、降低矿井通风点阻力,提高主要通风机的有效静压、保护主要通风机免受爆炸冲击波的破坏,实现灾变时期矿井反风的主要通风机的配套装置。

3.26

分区通风 separate ventilation

井下各用风地点的回风直接进入采区回风巷或总回风巷的通风方式。

3.27

串联通风 series ventilation

井下用风地点的回风再次进入其他用风地点的通风方式。

3.28

压入式通风 forced ventilation

通风机向井下或风筒内压入空气的通风方法。

3.29

抽出式通风 exhaust ventilation

通风机从井下或局部用地点抽出污浊空气的通风方法。

3.30

上行通风 ascensional ventilation

风流沿采煤工作面由下向上流动的通风方式。

3.31

下行通风 descensional ventilation

风流沿采煤工作面由上向下流动的通风方式。

3.32

反风风门 reversing door

与正常风门开启方向相反的风门。

3.33

矿井通风阻力 head loss of mine ventilation

矿井风流流动过程中,在风流内部粘滞力和惯性力、井巷壁面的外部阻滞、障碍物的扰动作用下,部分机械能不可逆地转换为热能而引起的机械能损失。

3.34

等积孔 equivalent orifice

衡量矿井或风巷通风难易程度的假想薄壁孔口面积值。

3.35

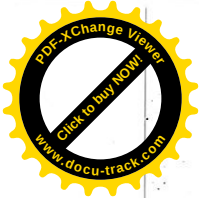
通风设施 ventilation equipment and installation

为保证进入矿井的风量能按生产的需要定向、定量地流向用风地点而在通风网络中设置用以引导、隔断和控制风流的设施,又称通风构筑物。

3.36

风量调节 air quantity regulation

为了满足采掘工作面和硐室所需风量,对矿井总风量或局部风量进行的调节工作。



3.37

矿井反风 reversal ventilation in mines

为防止灾害扩大和抢救人员的需要而采取的迅速倒转风流方向的措施。

3.38

矿井通风测量 measurement of mine ventilation

测定矿井通风参数的工作。

3.39

矿井风量测量 measurement of mine air quantity

检测矿井井巷中风流流量的工作。

3.40

矿井通风阻力测定 measurement of mine head loss

测量矿井井巷中风流的摩擦阻力和局部阻力的工作。

3.41

通风机性能测定 measurement of fan's characteristics

测定通风机的风压、功率、效率与风量之间关系的工作。常以通风机性能曲线即通风机产生的风压 H 、消耗的功率 N 和效率 η 分别与风量 Q 之间的关系曲线来表征。

3.42

矿井漏风 air leakage of mine

从与矿井生产无关的通道中漏失的风量。

3.43

矿井通风图 mine ventilation diagram

表示矿井通风系统和通风状态的图形。它包括通风系统图、通风系统立体示意图、通风网络图、通风压力分布图、通风压能图等。

3.44

矿井通风设计 the design of mine ventilation

在进行矿井开拓、开采设计的同时,依据矿井的自然条件及生产技术条件,确定矿井通风系统、供风量、通风阻力和矿井主要通风设备的工作。

3.45

主要风巷 the main air-way

总进风巷、总回风巷、主要进风巷和主要回风巷的总称。

3.46

进风巷 intake

进风风流所经过的巷道。为全矿井或矿井一翼进风用的叫总进风巷;为几个采区进风用的叫主要进风巷;为1个采区进风用的叫采区进风巷;为1个工作面进风用的叫工作面进风巷。

3.47

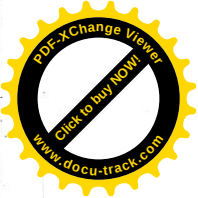
回风巷 return

回风风流所经过的巷道。为全矿井或矿井一翼回风用的叫总回风巷;为几个采区回风用的叫主要回风巷;为1个采区回风用的叫采区回风巷;为1个工作面回风用的叫工作面回风巷。

3.48

专用回风巷 specialized return

在采区巷道中,专门用于回风,不得用于运料、安设电气设备的巷道。在煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出区,专用回风巷内还不得行人。



3.49

采煤工作面的风流 **airflow in face**

采煤工作面工作空间中的风流。

3.50

掘进工作面的风流 **airflow in head**

掘进工作面到风筒出风口这一段巷道中的风流。

3.51

独立风流 **independent airflow**

从主要进风巷分出的,经过爆炸材料库或充电硐室后再进入主要回风巷的风流。

3.52

全风压 **total pressure**

通风系统中主要通风机出口侧和进口侧的总风压差。

3.53

火风压 **fire induced draft**

井下发生火灾时,高温烟流流经有高差的井巷所产生的附加风压。

3.54

循环风 **recirculation ventilation**

局部通风机的回风,部分或全部再进入同一部局部通风机的进风风流中。

4 矿井空气

4.1 矿井空气成分

4.1.1 采掘工作面的进风流中,氧气浓度不低于 20%,二氧化碳浓度不超过 0.5%。

4.1.2 矿井总回风巷或一翼回风巷中瓦斯或二氧化碳浓度不应超过 0.75%,超过时,必须立即查明原因,进行处理。

4.1.3 井下一些有害气体的浓度不得超过表 1 规定。

表 1 矿井有害气体最高允许浓度

名 称	最高允许浓度 %
一氧化碳(CO)	0.002 4
氧化氮(换算成为二氧化氮 NO ₂)	0.000 25
二氧化硫(SO ₂)	0.000 5
硫化氢(H ₂ S)	0.000 66
氨(NH ₃)	0.004

注:矿井中所有气体的浓度均按体积的百分比计算。

4.2 矿井气候条件

4.2.1 进风井口以下的空气温度(干球温度,下同)必须在 2℃以上。

4.2.2 生产矿井采掘工作面空气温度不得超过 26℃,机电设备硐室的空气温度不得超过 30℃;当空气温度超过时,必须缩短超温地点工作人员的工作时间,并给予高温保健待遇。

4.2.3 采掘工作面的空气温度超过 30℃、机电设备硐室的空气温度超过 34℃时,必须停止作业。

4.2.4 矿井井巷中的风速应符合表 2 规定。

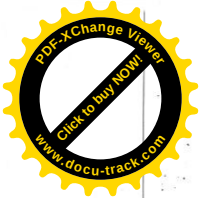
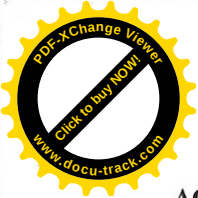


表 2 井巷中的允许风流速度

井 巷 名 称	允许风速 m/s	
	最低	最高
无提升设备的风井和风硐		15
专为升降物料的井筒		12
风桥		10
升降人员和物料的井筒		8
主要进、回风巷		8
架线电机车巷道	1.0	8
运输机巷,采区进、回风巷	0.25	6
采煤工作面、掘进中的煤巷和半煤岩巷	0.25	4
掘进中的岩巷	0.15	4
其他通风行人巷道	0.15	
注 1: 设有梯子间的井筒或修理中的井筒,风速不得超过 8 m/s;梯子间四周经封闭后,井筒中的最高允许风速可按表中有关规定执行。 注 2: 无瓦斯涌出的架线电机车巷道中的最低风速可低于 1.0 m/s,但不得低于 0.5 m/s。 注 3: 综合机械化采煤工作面,在采取煤层注水和采煤机喷雾降尘等措施后,其最大风速可高于 4 m/s 的规定值,但不得超过 5 m/s。 注 4: 专用排瓦斯巷道的风速不得低于 0.5 m/s,抽放瓦斯巷道的风速不应低于 0.5 m/s。		

4.2.5 井下作业场所空气中粉尘浓度应符合表 3 要求。

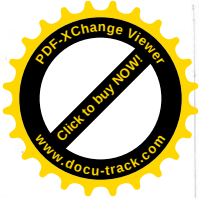
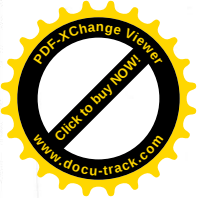
表 3 作业场所空气中粉尘浓度标准

粉尘中游离 SiO ₂ 含量 %	最高允许浓度 mg/m ³	
	总粉尘	呼吸性粉尘
<10	10	3.5
10~50	2	1
50~80	2	0.5
≥80	2	0.3

5 矿井通风

5.1 矿井通风系统

- 5.1.1 矿井必须有完整独立的通风系统。两个及以上独立生产的矿井不允许有共用的主要通风机、进、回风井和通风巷道。
- 5.1.2 矿井的通风系统必须根据矿井瓦斯涌出量、矿井设计生产能力、煤层赋存条件、表土层厚度、井田面积、地温、煤层自燃倾向性等条件,通过优化或技术经济比较后确定。
- 5.1.3 每个生产矿井必须至少有 2 个能行人的通达地面的安全出口,各个出口间的距离不得小于 30 m。采用中央式通风系统的新建和改扩建矿井,设计中应规定井田边界附近的安全出口。当井田一翼走向较长、矿井发生灾害不能保证人员安全撤出时,必须掘出井田边界附近的安全出口。
- 5.1.4 矿井进风井口应按全年风向频率,必须布置在粉尘、有害气体和高温气体不能侵入的地方。已布置在粉尘、有害气体和高温气体能侵入的地点的,应制定完善的防治措施。

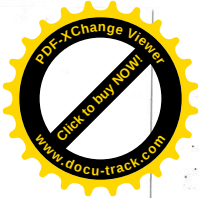
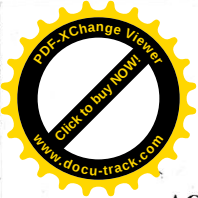


- 5.1.5 木料场、矸石山、炉灰场距进风井的距离不得小于 80 m,不得将矸石山或炉灰场设在进风井的主导风向上风侧。抽放瓦斯的泵房距进风井口和主要建筑物不得小于 50 m。进风井口应装设防火铁门,防火铁门必须严密并易于关闭,打开时不妨碍提升、运输和人员通行,并应定期维修;如果不设防火铁门,必须有防止烟火进入矿井的安全措施。
- 5.1.6 矿井进风井和出风井的位置应位于当地历年来最高洪水位以上。
- 5.1.7 箕斗提升井或装有带式输送机的井筒兼作风井使用时,必须遵守下列规定:
- a) 箕斗提升井兼作回风井时,井上下装、卸载装置和井塔(架)必须有完善的封闭措施,其漏风率不得超过 15%,并应有可靠的防尘措施;装有带式输送机的井筒兼作回风井时,井筒中的风速不得超过 6 m/s,且必须装设安全监测系统。
 - b) 箕斗提升井或装有带式输送机的井筒兼作进风井时,箕斗提升井筒中的风速不得超过 6 m/s、装有带式输送机的井筒中的风速不得超过 4 m/s,并应有可靠的防尘措施,井筒中必须装设自动报警灭火装置和敷设消防管路。
- 5.1.8 所有矿井必须采用机械通风,矿井主要通风机必须安装在地面。
- 5.1.9 矿井通风系统阻力应满足表 4 要求。

表 4 矿井通风阻力要求

矿井通风系统风量 m ³ /min	系统的通风阻力 Pa
<3000	<1500
3000~5000	<2000
5000~10000	<2500
10000~20000	<2940
>20000	<3920

- 5.1.10 矿井通风系统必须能够将足够的新鲜空气有效地送到井下工作场所,保证安全生产和良好的劳动条件;井下通风巷道必须风流稳定可靠,井下环境符合规定;发生事故时,风流易于控制,人员便于撤出。
- 5.1.11 新建、改扩建矿井设计时,必须进行矿井风温预测计算,超温地点必须有制冷降温设计,配齐降温设施。
- 5.1.12 新建矿井投产前必须进行 1 次矿井通风阻力测定,以后每 3 年至少进行 1 次。矿井转入新水平生产或改变一翼通风系统后,必须重新进行矿井通风阻力测定。矿井通风阻力测定方法见附录 A。
- 5.1.13 进、回风井之间和主要进、回风巷之间的每个联络巷中,必须砌筑永久性风墙;需要使用的联络巷,必须安设 2 道联锁的正向风门和 2 道反向风门。
- 5.1.14 矿井开拓新水平和准备新采区的回风,必须引入总回风巷或主要回风巷中。在未构成通风系统前,可将此种回风引入生产水平的进风中;但在有瓦斯喷出或有煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出危险的矿井中,开拓新水平和准备新采区时,必须先将在无瓦斯喷出或无煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出危险的煤(岩)层中掘进巷道并构成通风系统,为构成通风系统的掘进巷道的回风,可以引入生产水平的进风中。上述的 2 种回风流中的瓦斯和二氧化碳浓度都不得超过 0.5%,其他有害气体浓度必须符合本标准 4.1.3 条规定,并制定安全措施,报企业技术负责人审批。
- 5.1.15 矿井总回风巷或一翼回风巷风流中瓦斯浓度超过 0.75% 时,必须立即查明原因,进行处理。
- 5.1.16 装备矿井安全监控系统的矿井,每一个采区、一翼回风巷及总回风巷的测风站应设置风速传感器。
- 5.1.17 对开采容易自燃和自燃的单一厚煤层或煤层群的矿井,集中运输大巷和总回风巷应布置在岩层内或不易自燃的煤层内;如果布置在容易自燃和自燃的煤层内,必须砌碛或锚喷,碛后的空隙和冒落



处必须用不燃性材料充填密实,或用无腐蚀性、无毒性的材料进行处理。

5.1.18 采用均压技术防灭火时,改变矿井通风方式、主要通风机工况以及井下通风系统时,对均压地点的均压状况必须及时进行调整,保证均压状态的稳定。

5.1.19 煤系底部有强岩溶承压含水层时,主要运输巷和主要回风巷必须布置在不受水威胁的层位中,并以石门分区隔离开采。

5.1.20 矿井开拓或准备采区时,在设计中必须根据该处全风压供风量和瓦斯涌出量编制通风设计。掘进巷道的通风方式、局部通风机和风筒的安装和使用等应在作业规程中明确规定。

5.2 矿井通风方式和通风方法

5.2.1 矿井通风方式主要有中央式(包括中央并列式、中央分列式又叫中央边界式)、对角式(包括两翼对角式、分区对角式)、分区式和混合式等。

5.2.2 矿井通风方法主要有抽出式、压入式。

5.2.3 有煤与瓦斯突出危险的矿井、高瓦斯矿井、煤层易自燃的矿井及有热害的矿井,应采用对角式或分区式通风;当井田面积较大时,初期可采用中央式通风,逐步过渡为对角式或分区式通风。

5.2.4 矿井通风方法应采用抽出式;当地形复杂、露头发育、老窑多,采用多风井通风有利时,可采用压入式通风;由于管理复杂,矿井一般不宜采用压抽混合式,只是在矿井地表裂隙多、深井、高阻力矿井中采用。

5.3 矿井通风系统图和通风网络图

5.3.1 矿井必须按季绘制通风系统图,图中必须标明风流方向、风量和通风设施的安装地点。通风系统图必须按月补充修改。

5.3.2 多煤层开采的矿井必须绘制分煤层通风系统图。

5.3.3 矿井应绘制通风系统立体示意图和矿井通风网络图。

5.4 矿井建井期间通风

5.4.1 建井期间,必须安装使用机械通风设备;至少应安装1台主要通风机和2台配套的电动机装置,其中1台电动机作备用。

5.4.2 建井期间的局部通风,应根据现场实际,合理选择压入式、抽出式或混合式通风。

5.4.3 在井筒掘进通风时,布置在地面的通风机距离井口不得小于15 m,风机应避开永久通风机房及风道的位置,不影响施工期间的运输和提升;井下排出的污风要避开当地常年主要风向,以免造成井口空气污染。

5.4.4 竖井掘进过程中风筒要悬吊平直,固定牢靠,井筒内吊挂的风筒接头连接牢固。

5.4.5 主、副井贯通后,应尽快改装通风设备,安装地面主要通风机或临时主要通风机。高瓦斯或瓦斯突出矿井的临时主要通风机不能设在井下。

5.4.6 主、副井掘至井底车场水平时,应尽快在它们之间掘一条联络风巷,以便尽早构成通风系统;主井与副井贯通后,直至主、副井与风井贯通前,应利用贯通后的双巷及时构成通风系统。每完成一次贯通,应及时调整通风系统,局部通风机及时移到合理位置。

5.5 矿井漏风

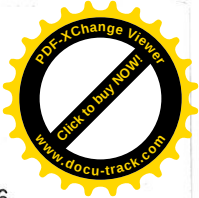
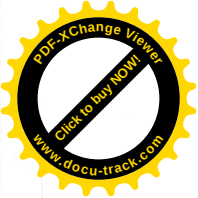
5.5.1 矿井漏风按形式不同分为外部漏风(指从装有主要通风机的井口及其附属装置处漏失的风流);内部漏风(指未经采掘工作面、硐室和其他用风地点,直接漏入回风的无效风流)。

5.5.2 矿井漏风率(指矿井总漏风量占通风机风量的百分率)分为外部漏风率和内部漏风率。

5.5.3 矿井外部漏风率应满足以下规定:

a) 对于抽出式主要通风机,无提升任务的出风井不得超过5%,有提升任务的出风井不得超过15%;

b) 对于压入式主要通风机,无提升任务的进风井不得超过10%,有提升任务的进风井不得超过15%。



5.5.4 矿井应采取措施提高矿井有效风量。

5.6 矿井风量计算、分配与调节

5.6.1 矿井需要的风量应按下列要求分别计算,并选取其中的最大值:

- a) 按井下同时工作的最多人数计算,每人每分钟供给风量不得少于 4 m^3 。
- b) 按采煤、掘进、硐室及其他地点实际需要风量的总和进行计算。各地点的实际需要风量,必须使该地点的风流中的瓦斯、二氧化碳、氢气和其他有害气体的浓度、风速以及温度、每人供风量符合本标准的有关规定。

5.6.2 煤矿企业应根据自身具体条件制定风量计算方法,至少每 5 年修订 1 次。煤矿矿井风量计算方法参照本标准附录 C。

5.6.3 矿井每年安排采掘作业计划时必须核定矿井通风能力,必须按实际供风量核定矿井产量,严禁超通风能力生产。煤矿生产能力核定标准见附录 C。

5.6.4 矿井必须建立测风制度,每 10 天进行 1 次全面测风,每次测风结果应记录并写在测风地点的记录牌上。

5.6.5 矿井应根据井下有害气体变化、生产实际、测风结果采取措施,及时进行风量调节。

5.6.6 当使用增加风阻的调节法进行局部风量调节时,调节设施应避免设置在通过风量较大的主要风路中;尽量设在非运输巷道中;还要考虑防火需要。

5.6.7 应根据矿井风量、风压的变化情况调整主要通风机的工况点,进行矿井总风量调节。

5.6.8 当矿井多台主要通风机联合运转时,公共风路的阻力不大于能力较小主要通风机的 30%;当能力较大主要通风机进行风量调节后,必须对其他主要通风机作出相应的调整。

5.6.9 多风机通风系统,在满足风量按需分配的前提下,各主要通风机的工作风压应接近。当通风机之间的风压相差较大时,应减小共用风路的风压,使其不超过任何一个通风机风压的 30%。

6 采区通风

6.1 采区通风系统

6.1.1 矿井生产水平和采区必须实行分区通风。

6.1.2 任何准备采区,必须在采区构成通风系统后,方可开掘其他巷道。采煤工作面必须在采区构成完整的通风、排水系统后,方可回采。

6.1.3 高瓦斯矿井、有煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出危险的矿井的每个采区和开采容易自燃煤层的采区,必须设置至少 1 条专用回风巷;低瓦斯矿井开采煤层群联合布置的采区和分层开采采用联合布置的采区,必须设置 1 条专用回风巷。采区专用回风巷内不得运输物料、安设电气设备;在煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出区域,专用回风巷内不得行人。

6.1.4 采区进、回风巷必须贯穿整个采区,严禁一段为进风巷、一段为回风巷。

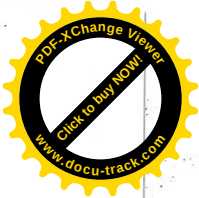
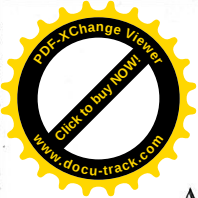
6.1.5 采、掘工作面应实行独立通风;同一采区内,同一煤层上下相连的 2 个同一风路中的采煤工作面、采煤工作面与其相连接的掘进工作面、相邻的 2 个掘进工作面,布置独立通风有困难时,在制定措施后,可采用串联通风,但串联通风的次数不得超过 1 次。

6.1.6 采区内为构成新区段通风系统的掘进巷道或采煤工作面遇地质构造而重新掘进的巷道,布置独立通风确有困难时,其回风可以串入采煤工作面,但必须制定安全措施,且串联通风的次数不得超过 1 次;构成独立通风系统后,必须立即改为独立通风。

6.1.7 对于 6.1.5 条、6.1.6 条两种情况规定的串联通风,必须在进入被串联工作面的风流中装设安全监测系统,且瓦斯和二氧化碳浓度都不得超过 0.5%,其他有害气体浓度都应符合本标准规定。

6.1.8 开采有瓦斯喷出或有煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出危险的煤层时,严禁任何 2 个工作面之间串联通风。

6.1.9 采掘工作面的进风和回风不得经过采空区或冒顶区。水采工作面由采空区回风时,工作面必须



有足够的新鲜风流,工作面及其回风巷的风流中的瓦斯和二氧化碳浓度必须符合本标准有关规定。

6.1.10 无煤柱开采沿空送巷和沿空留巷时,应采取防止从巷道的两帮和顶部向采空区漏风的措施。矿井在同一煤层、同翼、同一采区相邻正在开采的采煤工作面沿空送巷时,采掘工作面严禁同时作业。

6.1.11 突出矿井中布置采掘工作面应遵循下列原则:

- a) 主要巷道应布置在岩层或非突出煤层中。应尽可能减少突出煤层中的掘进工作量。开采保护层的采区,应充分利用保护层的保护范围。
- b) 应尽可能减少石门揭穿突出煤层的次数,揭穿突出煤层地点应避免地质构造带。如果条件许可,应尽量将石门布置在被保护区内,或先掘出揭煤地点的煤层巷道,然后再与石门贯通。石门与突出煤层中已掘进巷道贯通时,被贯通巷道应超过石门贯通位置 5 m 以上、并保持正常通风。
- c) 在同一突出煤层的同一区段的集中应力影响范围内,不得布置 2 个工作面相向回采或掘进。突出煤层的掘进工作面,应避免本煤层或邻近煤层采煤工作面的应力集中范围。

6.1.12 防突安全防护措施中,采取震动爆破的工作面,必须具有独立、可靠、畅通的回风系统,爆破时回风系统内必须切断电源,严禁人员作业和通过。在其进风侧的巷道中,必须设置 2 道坚固的反向风门。与回风系统相连的风门、密闭、风桥等通风设施必须坚固可靠,防止突出后的瓦斯涌入其他区域。

6.1.13 采区回风巷、采掘工作面回风巷风流中瓦斯浓度超过 1.0% 或二氧化碳浓度超过 1.5% 时,必须停止工作,撤出人员,采取措施,进行处理。

6.1.14 对回采工作面和其他用风地点,应根据实际需要随时测风,每次测风结果应记录并写在测风地点的记录牌上。

6.2 回采工作面通风

6.2.1 回采工作面通风方式由采区瓦斯、粉尘、气温以及自然发火倾向等因素决定。根据采煤工作面进、回风道的数量与位置,将回采工作面通风方式分为 U 形、W 形、Y 形、Z 形及 U+L 形等。

6.2.2 U 形通风方式指采煤工作面与进、回风道构成的形如英文字母“U”的通风方式,包括后退式和前进式两种。U 形后退式通风漏风小,上角易瓦斯积聚,适用于瓦斯涌出量不大的煤层;U 形前进式通风漏风大,不适用于自然发火煤层。

6.2.3 W 形通风方式指采煤工作面上、下端的平巷进风(或回风),中间平巷回风(或进风)的布置方式。W 形通风采准巷道的开掘和维护量少;风阻小,漏风量小,易于防火;中间及上下平巷可布置钻孔,利于煤层注水和抽放瓦斯。适用于高瓦斯、易自燃的煤层。

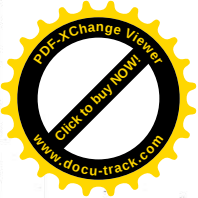
6.2.4 Y 形通风方式指在采煤工作面上、下端各设一条进风道,另在采空区一侧设回风道的通风方式。Y 形通风上角不易积聚瓦斯,且其上下两端处于进风流中、可布置抽放钻孔;采空区漏风多,易引起采空区煤炭自燃。适用于瓦斯涌出量大、发火不严重的煤层。

6.2.5 Z 形通风方式指采煤工作面、进、回风道构成的形如英文字母“Z”的通风方式,其中一条进风道(或回风道)的一侧为采空区,分为前进式和后退式。前进式上角易积聚瓦斯,不适用于瓦斯涌出大的工作面;后退式当采空区的瓦斯涌出量很大时,其回风巷中会出现瓦斯超限现象。Z 形通风采空区内漏风大,易引起煤炭自燃,不适用于发火严重的工作面。

6.2.6 U+L 形通风方式即 U 形通风+尾巷的通风方式,俗称尾巷通风方式。风流通过上隅角经联络横巷进入上部回风巷,上角不易瓦斯积聚,但是大部分瓦斯涌向尾巷,易发生瓦斯事故,因此尾巷不得兼作其他用途,不得敷设电缆、金属管道,并须设栅栏、安装安全监测系统。适用于瓦斯涌出量大的工作面。

6.2.7 有煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出危险的采煤工作面不得采用下行通风。

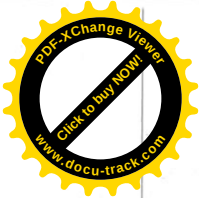
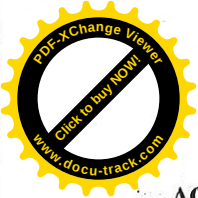
6.2.8 装有矿井安全监控系统的机械化采煤工作面、水采和煤层厚度小于 0.8 m 的保护层的采煤工作面,经抽放瓦斯(抽放率 25% 以上)和增加风量已达到最高允许风速后,其回风巷风流中瓦斯浓度仍不能降低到 1.0% 以下时,回风巷风流中瓦斯最高允许浓度为 1.5%,但应符合下列要求:



- a) 工作面的风流控制必须可靠。
 - b) 必须保持通风巷的设计断面。
 - c) 必须配有专职瓦斯检查工。
- 6.2.9 回采工作面及其他作业地点风流中瓦斯浓度达到 1.0% 时,必须停止用电钻钻眼;爆破地点附近 20 m 以内风流中瓦斯浓度达到 1.0% 时,严禁爆破。
- 6.2.10 回采工作面及其他作业地点风流中、电动机或其开关安设地点附近 20 m 以内风流中的瓦斯浓度达到 1.5% 时,必须停止工作,切断电源,撤出人员,进行处理。
- 6.2.11 回采工作面及其他巷道内,体积大于 0.5 m³ 的空间内积聚的瓦斯浓度达到 2.0% 时,附近 20 m 内必须停止工作,撤出人员,切断电源,进行处理。
- 6.2.12 回采工作面风流中二氧化碳浓度达到 1.5% 时,必须停止工作,撤出人员,查明原因,制定措施,进行处理。
- 6.2.13 采煤工作面绝对瓦斯涌出量大于或等于 20 m³/min、进回风巷道净断面 8 m² 以上,经抽放瓦斯(抽放率 25% 以上)和增大风量已达到本标准规定最高允许风速后,其回风巷风流中瓦斯浓度仍不符合本标准规定时,由企业主要负责人审批后,可采用专用排瓦斯巷,但该巷回风流中的瓦斯浓度不得超过 2.5%,并遵守下列规定:
- a) 工作面风流控制必须可靠。
 - b) 专用排瓦斯巷内不得进行生产作业和设置电气设备;进行巷道维修工作时,瓦斯浓度必须低于 1.5%。
 - c) 专用排瓦斯巷内风速不得低于 0.5 m/s。
 - d) 专用排瓦斯巷内必须用不燃性材料支护,并应有防止产生静电、摩擦和撞击火花的安全措施。
 - e) 专用排瓦斯巷必须贯穿整个工作面推进长度且不得留有盲巷。
 - f) 专用排瓦斯巷内必须安设甲烷传感器,甲烷传感器应悬挂在距专用排瓦斯巷回风口 15 m 处,当甲烷浓度达到 2.5% 时,能发出报警信号并切断工作面电源,工作面必须停止工作,进行处理。
 - g) 煤层的自燃倾向性为不易自燃。
- 6.2.14 开采容易自燃和自燃的煤层(薄煤层除外)时,采煤工作面必须采用后退式开采。
- 6.2.15 矿井在同一煤层、同翼、同一采区相邻正在开采的采煤工作面沿空送巷时,采掘工作面严禁同时作业。
- 6.2.16 水采工作面由采空区回风时,工作面必须有足够的新鲜风流,工作面及其回风巷的风流中的瓦斯和二氧化碳浓度必须符合本标准 6.2.9~6.2.12 规定。
- 6.2.17 采空区必须及时封闭。必须随采煤工作面推进逐个封闭与采空区连通的巷道。采区开采结束后 45 天内,必须在所有与已采区相连通的巷道中设置防火墙,全部封闭采区。

7 掘进通风

- 7.1 掘进巷道必须采用矿井全风压通风或局部通风机通风。
- 7.2 掘进通风分为压入式、抽出式、混合式 3 种。掘进巷道中瓦斯涌出量、掘进距离、巷道断面是选择掘进通风方式的依据。
- 7.3 压入式通风指用局部通风设备向掘进工作面输送空气的通风方式。压入式通风安全性好,风流有效射程远、工作面通风效果好,可使用普通柔性风筒,但作业环境差,适用于有瓦斯涌出的巷道。
- 7.4 抽出式通风指通过局部通风设备从掘进工作面抽出污浊空气的通风方式。抽出式通风巷道作业环境好,但安全性较差,需用刚性风筒或带金属骨架的可伸缩柔性风筒。
- 7.5 混合式通风指装备的 2 套局部通风设备一套作压入式通风、另一套作抽出式通风的联合通风方式。混合式通风巷道作业环境好,通风效果好,但使用设备多、管理复杂。适用于长距离、大断面的掘进

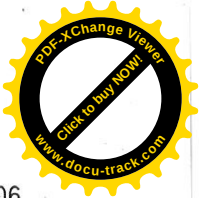
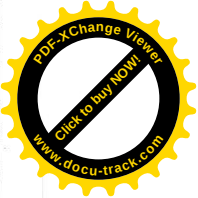


巷道。

- 7.6 煤巷、半煤岩巷和有瓦斯涌出的岩巷的掘进通风方式应采用压入式,不得采用抽出式(压气、水力引射器不受此限);如果采用混合式,必须制定安全措施。
- 7.7 瓦斯喷出区域和煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出煤层的掘进通风方式必须采用压入式。
- 7.8 煤矿井下使用的局部通风机必须性能良好,运转超过6个月应上井检修。
- 7.9 局部通风机设备要齐全,吸风口有风罩和整流器,高压部位(包括电缆接线盒)有衬垫,通风机必须吊挂或垫高,离地面高度大于0.3 m;11 kW及以上功率的局部通风机要装有消音器(低噪声局部通风机、除尘风机除外)。
- 7.10 局部通风机必须由指定人员负责管理,保证正常运转。
- 7.11 压入式局部通风机和启动装置,必须安装在进风巷道中,距掘进巷道回风口不得小于10 m;全风压供给该处的风量必须大于局部通风机的吸入风量,局部通风机安装地点到回风口间的巷道中的最低风速不能低于0.15 m/s。
- 7.12 矿井使用局部通风机通风时,压入式风筒的出风口或抽出式风筒的吸风口与掘进工作面的距离,应在风流的有效射程或有效吸程范围内,并在作业规程中明确规定。
- 7.13 使用混合式通风时,短抽或短压风筒与主导风筒的重叠段长度应大于10 m,风筒重叠段的掘进巷道中的风速和瓦斯浓度,应满足本标准有关规定。
- 7.14 低瓦斯矿井掘进工作面的局部通风机,可采用装有选择性漏电保护装置的供电线路供电,或与采煤工作面分开供电。
- 7.15 瓦斯喷出区域、高瓦斯矿井、煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出矿井中,掘进工作面的局部通风机应采用三专(专用变压器、专用开关、专用线路)供电;也可采用装有选择性漏电保护装置的供电线路供电,但每天应有专人检查1次,保证局部通风机可靠运转。
- 7.16 严禁使用3台以上(含3台)的局部通风机同时向一个掘进工作面供风。不得使用1台局部通风机同时向2个作业的掘进工作面供风。
- 7.17 使用局部通风机供风的地点必须实行风电闭锁,保证停风后切断停风区内全部非本质安全型电气设备的电源。使用2台局部通风机供风的,2台局部通风机都必须同时实现风电闭锁。
- 7.18 使用混合式通风时,安设在掘进巷道中的局部通风机(或湿式除尘通风机)必须与掘进巷道中的主导局部通风机联动闭锁。当主导通风机停止运转时,掘进巷道中的局部通风机能自动停止运转;主导局部通风机未启动时,掘进巷道中的局部通风机不能启动。
- 7.19 当使用混合式通风时,位于掘进巷道中的局部通风机的吸风口必须安装瓦斯自动断电装置,保证吸入风流的瓦斯浓度不超过1.0%,超过时自动切断局部通风机的电源。
- 7.20 用局部通风机通风的掘进工作面,不得停风;因检修、停电等原因停风时,必须撤出人员,切断电源。恢复通风前,必须检查瓦斯。只有在局部通风机及其开关附近10 m以内风流中的瓦斯浓度都不超过0.5%时,方可人工开启局部通风机。
- 7.21 局部通风机因故停止运转,在恢复通风前,必须首先检查瓦斯,只有停风区中最高瓦斯浓度不超过1.0%和最高二氧化碳浓度不超过1.5%,且符合6.20条规定条件时,方可人工启动局部通风机,恢复正常通风。
- 7.22 巷道贯通必须遵守下列规定:

综合机械化掘进巷道在相距50 m前,其他巷道在相距20 m前,必须停止一个工作面作业,做好调整通风系统的准备工作。

掘进巷道贯通时,必须由专人在现场统一指挥,停掘的工作面必须保持正常通风,设置栅栏及警标,经常检查风筒的完好状况和工作面及其回风流中瓦斯浓度,瓦斯浓度超限时,必须立即处理。掘进的工作面每次爆破前,必须派专人和瓦斯检查工共同到停掘的工作面检查工作面及其回风流中的瓦斯浓度,瓦斯浓度超限时,必须先停止在掘工作面的工作,然后处理瓦斯,只有在2个工作面及其回风流中的瓦



斯浓度都在 1.0 % 以下时,掘进的工作面方可爆破。每次爆破前,2 个工作面入口必须有专人警戒。

掘进巷道贯通后,必须停止采区内的一切工作,立即调整通风系统,风流稳定后,方可恢复工作。

7.23 在突出矿井的突出危险区,掘进工作面进风侧必须设置至少 2 道牢固可靠的反向风门。反向风门距工作面的距离,应根据掘进工作面的通风系统和预计的突出强度确定。

7.24 掘进工作面及其他作业地点风流中瓦斯浓度达到 1.0 % 时,必须停止用电钻钻眼;爆破地点附近 20 m 以内风流中瓦斯浓度达到 1.0 % 时,严禁爆破。

7.25 掘进工作面及其他作业地点风流中、电动机或其开关安设地点附近 20 m 以内风流中的瓦斯浓度达到 1.5 % 时,必须停止工作,切断电源,撤出人员,进行处理。

7.26 掘进工作面及其他巷道内,体积大于 0.5 m³ 的空间内积聚的瓦斯浓度达到 2.0 % 时,附近 20 m 内必须停止工作,撤出人员,切断电源,进行处理。

7.27 掘进工作面风流中二氧化碳浓度达到 1.5 % 时,必须停止工作,撤出人员,查明原因,制定措施,进行处理。

8 硐室通风

8.1 井下各类硐室风速、温度必须满足本标准 4.2 相关条文规定。

8.2 井下爆炸材料库必须有独立的通风系统,回风风流必须直接引入矿井的总回风巷或主要回风巷中。新建矿井采用对角式通风系统时,投产初期可利用采区岩石上山或用不燃性材料支护和不燃性背板背严的煤层上山作爆炸材料库的回风巷。

8.3 爆炸材料库每小时风量不得小于其总容积的 4 倍。

8.4 井下机电设备硐室应设在进风风流中。如果硐室深度不超过 6 m、入口宽度不小于 1.5 m 而无瓦斯涌出,可采用扩散通风。

8.5 井下个别机电设备硐室,可设在回风流中,但此回风流中的瓦斯浓度不得超过 0.5 %,并必须安装安全监测系统。

8.6 采区变电所必须有独立的通风系统。

8.7 处在回风流中的机电设备硐室的进风侧必须安装安全监测系统。

8.8 井下充电室必须有独立的通风系统,回风风流引入回风巷。

8.9 井下充电室,在同一时间内,5t 及其以下的电机车充电电池的数量不超过 3 组,5t 以上的电机车充电电池的数量不超过 1 组时,可不采用独立的通风系统,但必须在新鲜风流中。

8.10 井下充电室风流中以及局部积聚处的氢气浓度,不得超过 0.5 %。

9 通风设备及通风设施

9.1 矿井主通风机

9.1.1 新建矿井选择通风设备,应符合下列规定:

a) 应满足首采水平各个时期的工况变化,并使通风设备长期高效率运行。当工况变化较大时,应根据矿井分期时间及节能情况,分期选择电动机。

b) 风机能力应留有 10 % 的余量。

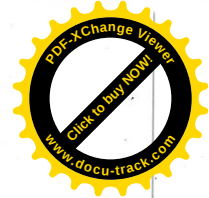
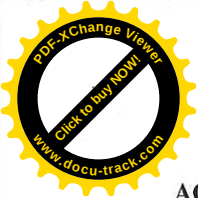
c) 轴流式通风机应校验电动机正常启动容量,还应校验反风时的容量。

9.1.2 矿井必须采用机械通风;主要通风机必须安装在地面;装有通风机的井口必须封闭严密,其外部漏风率在无提升设备时不得超过 5 %,有提升设备时不得超过 15 %。

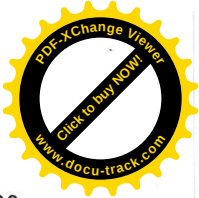
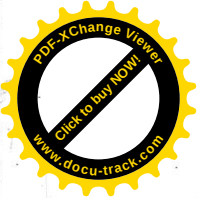
9.1.3 必须保证主要通风机连续运转。主要通风机应有两回路直接由变(配)电所馈出的供电线路;主要通风机的控制回路和辅助设备,必须有与主要通风机同等可靠的备用电源。

9.1.4 必须安装 2 套同等能力的主要通风机装置,其中 1 套作备用,备用通风机必须能在 10 min 内开动。

9.1.5 生产矿井严禁采用局部通风机或风机群作为主要通风机使用。



- 9.1.6 矿井应建立主要通风机定期检修制度,至少每月检查1次主要通风机。
- 9.1.7 改变通风机转数或叶片角度时,必须经矿技术负责人批准。
- 9.1.8 新安装的主要通风机投入使用前,必须进行1次通风机性能测试和试运转工作,以后每5年至少进行1次性能测定。煤矿用主要通风机现场性能参数测定方法参照附录B进行。
- 9.1.9 矿井通风机房应按同类型矿井井口防洪标准采取防洪措施。
- 9.1.10 通风机房周围20 m以内不得布置有烟火作业的建筑物及设施,并应考虑噪声及排出的乏风对周围的影响,与提升机房、变电所、矿办公楼的距离不宜小于30 m;与进风井口、压缩空气站的距离应符合下列规定:
- a) 低瓦斯矿井不应小于30 m;
 - b) 高瓦斯矿井不应小于50 m。
- 9.1.11 通风机房附近20 m内,不得有烟火或用火取暖。通风机房位于工业广场以外时,除开采有瓦斯喷出区域的矿井和煤(岩)与瓦斯突出矿井外,可用隔焰式火炉或防爆式电热器取暖。
- 9.1.12 严禁主要通风机房兼作他用。主要通风机房内必须安装水柱计、电流表、电压表、轴承温度计等仪表,还必须有直通矿调度室的电话,并有反风操作系统图、司机岗位责任制和操作规程。
- 9.1.13 主要通风机的运转应由专职司机负责,司机应每小时将通风机运转情况计入运转记录簿内;发现异常,立即报告。
- 9.1.14 每个主要通风机房内,主要通风机的噪音不得超过90 dB(A);通风机房内噪音不应超过85 dB(A),值班室应隔音。通风装置对附近的住宅区、办公室的噪声值不得超过55 dB(A),当达不到要求时,通风装置必须采取消除噪声措施。
- 9.1.15 因检修、停电或其他原因停止主要通风机运转时,必须制定停风措施。
- 9.1.16 主要通风机停止运转时,受停风影响的地点,必须立即停止工作、切断电源,撤出人员。
- 9.1.17 主要通风机停止运转期间,对由1台主要通风机担负全矿通风的矿井,必须打开井口防爆门和有关封门,利用自然风压通风;对由多台主要通风机联合通风的矿井,必须正确控制风流,防止风流紊乱。
- 9.1.18 矿井主要通风机应有监测系统,以监测主要通风机及电机的运转情况。
- 9.2 矿井主要通风机附属装置
- 9.2.1 装有主要通风机的通风井口应安装防爆门,防爆门每6个月检查维修1次。
- 9.2.2 矿井主要通风机与出风井连接的风硐,风速最大不得超过15 m/s;风硐转弯部分要呈圆弧形,内墙光滑,拐弯平缓,并保持无堆积物;风硐及其闸门等装置,结构要严密不漏风;风硐和主要通风机相连的一段巷道的长度应不小于10~12倍的风机动轮直径。
- 9.2.3 扩散器应用混凝土砌筑或金属板焊接,扩散器的设计、构筑原则是阻力小、出口速压低。
- 9.2.4 暖风道和压入式通风的风硐必须用不燃性材料砌筑,并应至少设2道防火门。
- 9.3 矿井辅助通风机
- 9.3.1 矿井通风系统中,如果某一分区风路的风阻过大,主要通风机不能供给其足够风量时,可在井下安设辅助通风机。
- 9.3.2 在井下安设辅助通风机,必须经过计算选定辅助通风机的性能和型号。
- 9.3.3 安设辅助通风机的巷道或硐室,必须有绕道,并在绕道内设置两道风门,辅助通风机正常运转时,必须关闭两道绕道风门,防止风流循环;辅助通风机临时因故停止运转时,必须迅速打开绕道风门,保证矿井全风压通风。
- 9.3.4 辅助通风机吸入端风流中的瓦斯浓度不得超过0.5%,并安排专人经常检查。辅助通风机必须有专用线路供电,在供电线路上不应分接任何负荷。
- 9.3.5 辅助通风机需要检修停止运转时,必须制定安全技术措施;辅助通风机所负担的区域,必须停止工作,撤出人员,切断电源。



9.3.6 当矿井主要通风机需要反风时,辅助通风机必须停止运转,并打开绕道风门。

9.3.7 辅助通风机房,必须符合下列要求:

- a) 供给新鲜风流。
- b) 有能行人的直达主要进风巷道的进风道。
- c) 设有通达矿井调度室的专用电话。
- d) 配备专用司机,负责辅助通风机的运转和绕道风门的控制,并备有辅助通风机运行记录簿。

9.3.8 在新建、改扩建矿井设计中,不得在井下安设辅助通风机。

9.3.9 严禁在煤(岩)与瓦斯(二氧化碳)突出矿井中安设辅助通风机。

9.4 矿井通风设施

9.4.1 矿井中控制风流的风门、风桥、风墙、风窗等通风设施必须可靠、位置合理。

9.4.2 在井筒之间、矿井(一翼、采区)进回风巷之间、石门、采区上下山车场,各区段车场等需长期隔断风流但人员、物料需要通过的地点应设置永久风门。每处至少安装两道连锁的正向风门和两道反向风门,风门能自动关闭;任意两道风门之间距离不小于4 m,需要有运输工具通过时,两道风门之间距离同时不得小于运输工具长度。

9.4.3 不应在倾斜巷道中设置风门;如果必须设置风门,应安设自动风门或设专人管理,并有防止矿车或风门碰撞人员以及矿车破坏风门的安全措施。

9.4.4 凡报废的采区通向运输大巷和总回风巷的所有联络巷,所有结束回采的工作面、平巷间的联络巷、岩石集中巷连通煤层的巷道都应设置永久性密闭。

9.4.5 开采突出煤层时,工作面回风侧不应设置风窗。

9.4.6 井下巷道需临时封闭的地点应构筑临时密闭。

9.4.7 凡是进风、回风风流平面交叉的地点均应设置风桥。风桥应用不燃性材料建筑,桥面平整不漏风,风桥不应设风门。

9.4.8 矿井的总进风巷、总回风巷、矿井一翼的总进风巷、总回风巷应设置永久测风站,采掘工作面及其他用风地点应设置临时测风站。

10 矿井反风

10.1 生产矿井主要通风机必须装有反风装置,并满足以下要求:

- a) 结构简单,坚固可靠。
- b) 所有操作开关集中安设,动作灵活可靠,便于值班司机一人独立操作。
- c) 能在10 min内改变巷道中的风流方向。
- d) 当风流方向改变后,主要通风机的供给风量不应小于正常供风量的40%。
- e) 反风风门(闸板)的起重量大于1 t时,应采用电动、手摇两用风门绞车,并集中操作。

10.2 矿井必须明确反风方法。

10.3 每季度应至少检查1次反风设施,检查项目包括主要通风机和启动电气设备、进风井口房、反风道、所有地面闸门和风门、电控设备绞车和钢丝绳、防爆门、反风设备的防冻设施以及进、回风井之间和主要进、回风道之间的正、反向风门等。每一矿井每年应进行1次反风演习,矿井通风系统有重大变化时,应进行一次反风演习。

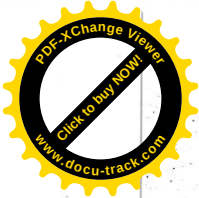
10.4 对多台主要通风机通风的矿井,应分别作多台主要通风机同时反风和单台主要通风机各自反风的演习,以分别观测其反风效果。

10.5 反风演习持续时间不应少于从矿井最远地点撤到地面所需的时间。

10.6 反风演习前,必须制定反风演习计划,报企业技术负责人审批。

10.7 反风演习持续时间内,在反风后出风井口附近20 m范围内以及反风后出风井口相连通的井口房等建筑物内,都必须切断电源,禁止一切火源存在,并禁止交通。

10.8 反风演习过程中,必须及时对有关观测项目进行观测记录。



附 录 A
(资料性附录)
矿井通风阻力测定方法

A.1 仪器准备

矿井通风阻力测定应准备下列仪器,并在检验有效期内。

a) 普通型空盒气压计:

测量范围 80 kPa~107 kPa(相当于 600 mmHg~800 mmHg),最小分度值 50 Pa。

b) 倾斜压差计或矿用通风参数仪:

测量范围 0 kPa~3000 Pa,最小分度值 10 Pa。

c) 精密气压计:

测量范围 83.6 kPa~114 kPa,最小分度值 25 Pa。

d) 通风干湿温度计:

测量范围 $-25^{\circ}\text{C}\sim+50^{\circ}\text{C}$,最小分度值 0.2°C 。

e) 皮托管:

校正系数 0.998~1.004。

f) 低速风速表:

测量范围 0.2 m/s~5 m/s,启动风速 ≤ 0.2 m/s。

g) 中速风速表:

测量范围 0.4 m/s~10 m/s,启动风速 ≤ 0.4 m/s。

h) 高速风速表:

叶轮式,测量范围 0.8 m/s~25 m/s,启动风速 ≤ 0.5 m/s。

杯式,测量范围 1.0 m/s~30 m/s,启动风速 ≤ 0.8 m/s。

i) 秒表:

最小分度值 1 s。

j) 钢卷尺:

2 m 钢卷尺,测量范围 0 m~2 m,最小分度值 1.0 mm。

30 m 钢卷尺,测量范围 0 m~30 m,最小分度值 1.0 mm。

k) 橡胶管(或塑胶管):

内径 4 mm~5 mm。

l) 橡胶管接头:

内径 3 mm~4 mm,外径 5 mm~6 mm,长度 50 mm~80 mm。

A.2 测定步骤

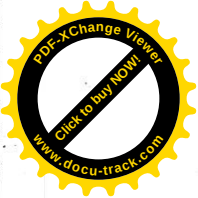
A.2.1 测定路线选择

在通风系统图上选择测定的主要路线和次要路线。同时,要考虑一个工作班内将该路线测完;当测定路线较长时,可分段、分组测定。

A.2.2 测点选择

首先在通风系统图上按选定测定路线布置测点,并按顺序编号。然后再按井下实际情况确定测点位置,并作标记。

选择测点时应满足下列要求:



- a) 测点应在分风点或合风点前(或后)处选定。选在前方不得小于巷道宽度的 3 倍;选在后方不得小于巷道宽度的 8 倍;
- b) 需要在巷道转弯处、断面变化大的地方选点时,选在前方不得小于巷道宽度的 3 倍;选在后方不得小于巷道宽度的 8 倍;
- c) 测点前、后 3 m 内巷道应支护良好,巷道内无堆积物;
- d) 两测点间的压差应不小于 20 Pa。

A.2.3 压差计法

A.2.3.1 风压测量

从测点 1 开始,在测点 1、2 两处各设置一个皮托管,一般在测点 2 的下风侧 6 m~8 m 处安设压差计。

皮托管应设置在风流稳定的地点,正对风流。压差计应靠近巷道壁安设平稳,调零或记下初读数。橡胶管要防止折叠和被水、污物等堵塞,待橡胶管内的空气温度等于巷道内的空气温度后,将两个橡胶管安在压差计上,待压差计液面稳定后读数,及时进行记录。

测点 1、2 测完后,压差计可以不动,进行测点 2、3 间的测量。依次按测点的顺序进行测量,直至全路线测完为止。

测量顺序也可逆风流方向进行。

A.2.3.2 风速测量

用风速表测量风速,需测量三次,取其平均风速值。

A.2.3.3 大气物理参数测量

用空盒气压计测量大气压力;用通风干湿温度计测量空气的干球温度和湿球温度。

A.2.3.4 巷道断面积和周长参数测量

按测点的巷道断面形状,用钢卷尺进行测量。

A.2.3.5 测点间距测量

用钢卷尺测量两测点的距离。

A.2.4 气压计法

A.2.4.1 风压测量

逐点测量法:在井口或井底车场调好两台精密气压计(I、II),并记录初读数。仪器 I 留在原地监视大气压力变化,每隔 10 min~15 min 记录一次读数,仪器 II 按测点顺序分别测出各测点风流的绝对静压。

双测点同时测定法:在测点 1 处,调好两台精密气压计(I、II),并记录初读数。然后仪器 I 留在原处不动,仪器 II 放置在测点 2,在约定时间内两台仪器同时读数。再把仪器 I 移到测点 2,同时读数,仪器 I 不动,将仪器 II 移到测点 3,再在约定时间内两台仪器同时读数。如此前进直至测完。

A.2.4.2 风速测量同 A.2.3.2

A.2.4.3 大气物理参数测量同 A.2.3.3

A.2.4.4 巷道断面积和周长参数测量同 A.2.3.4

A.2.4.5 测点间距测量同 A.2.3.5

A.2.4.6 测点标高测量

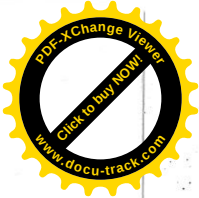
由矿地测部门给出各点标高。

A.3 测定结果计算

A.3.1 空气密度计算

空气密度按下式计算:

$$\rho = 3.484 \times 10^{-3} \frac{P_0 - 0.3779 \phi P_{sh}}{273.15 + t}$$



式中:

ρ ——空气密度, kg/m^3 ;

P_0 ——测点的大气压力, Pa ;

ϕ ——空气相对湿度, %;

P_s ——测点温度为 $t^\circ\text{C}$ 时, 空气的绝对饱和水蒸气压力, Pa ;

t ——空气温度, $^\circ\text{C}$ 。

A.3.2 巷道断面积和周长计算

按巷道断面形状, 计算其断面积和周长。

A.3.3 平均风速计算

每测点取三次实际风速值的算术平均值。

A.3.4 风量计算

风量按下式计算:

$$q_v = Sv$$

式中:

q_v ——测点风量, m^3/s ;

S ——测风处巷道断面积, m^2 ;

v ——测风断面的平均风速, m/s 。

A.3.5 动压计算

动压按下式计算:

$$h_d = \frac{\rho v^2}{2}$$

式中:

h_d ——测点的动压, Pa 。

A.3.6 通风阻力计算

A.3.6.1 两测点间通风阻力

压差计法按下式计算:

$$h_{xij} = h_{ij} + h_{di} - h_{dj}$$

式中:

h_{xij} ——两测点间的通风阻力, Pa ;

h_{ij} ——两测点间的压差值, Pa ;

h_{di} ——测点 i 的动压值, Pa ;

h_{dj} ——测点 j 的动压值, Pa 。

气压计法:

a) 逐点测定法。按下式计算:

$$h_{nij} = k'(h_j' - h_i') - k''(h_i'' - h_j'') + (Z_i - Z_j)\rho_{ij}g + (h_{di} - h_{dj})$$

式中:

k', k'' ——气压计(I、II)的校正系数;

h_i', h_j' ——气压计在 i, j 的读数, Pa ;

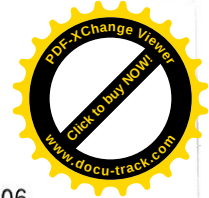
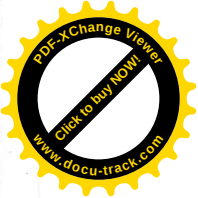
h_i'', h_j'' ——测 h_j', h_i' 时, 气压计(II)的读数, Pa ;

Z_i, Z_j ——测点 i, j 的标高, m ;

ρ_{ij} ——测点 i, j 空气密度的平均值, kg/m^3 ;

g ——重力加速度, m/s^2 。

b) 双测点同时测定法。按下式计算:



$$h_{rij} = k'(h_j' - h_i') - k''(h_i'' - h_j'') + (Z_i - Z_j)\rho_{ij}g + (h_{dj} - h_{di})$$

式中:

h_i'', h_j'' ——气压计(Ⅱ)在测点 i, j 的读数, Pa。

A. 3. 7 测量路线的总阻力计算

测量路线的总阻力按下式计算:

$$h_r = \sum h_{rij}$$

式中:

h_r ——测量路线的总阻力, Pa;

h_{rij} ——在测量路线上的各段阻力之和, Pa。

A. 3. 8 巷道风阻

A. 3. 8. 1 两点间阻力计算

两点间风阻按下式计算:

$$R_{ij} = \frac{h_{rij}}{q_{vij}^2}$$

式中:

R_{ij} ——测点 i, j 间的风阻, $N \cdot s^2/m^8$;

q_{vij} ——测点 i, j 风量的算术平均值, s^3/m 。

A. 3. 8. 2 两点间的标准风阻计算

两点间的标准风阻按下式计算:

$$R_{sj} = 1.2 \frac{R_{ij}}{\rho_{ij}}$$

式中:

R_{sj} ——标准空气密度下的测点 $n, n+1$ 间的标准风阻, $N \cdot s^2/m^8$ 。

A. 3. 8. 3 巷道百米标准风阻计算

巷道百米标准风阻按下式计算:

$$R_{100} = 100 \frac{R_{sj}}{L_{ij}}$$

式中:

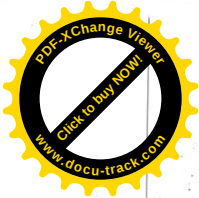
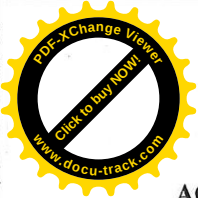
R_{100} ——巷道百米标准风阻, $N \cdot s^2/m^8$;

L_{ij} ——测点 i, j 间的距离, m。

A. 4 测定结果处理

对选定的测定路线作通风阻力测定时, 还需同时作必要的补充测定, 以便对通风网络的风量平衡和阻力平衡校核。同时, 按风量不同中相对静压测值与自然风压值校验全矿阻力测定值的误差、判定可靠性。

测定结果计算后, 应编制矿井通风阻力测定报告, 报告内容主要包括: 测定时间、测定目的和要求、当时矿井的通风和生产情况、测定路线选择、人员组织、使用仪器、测量方法、测定结果、矿井通风阻力分布、绘制阻力分布曲线及分析和改善矿井通风状况的建议等。



附 录 B
(资料性附录)

煤矿用主要通风机现场性能参数测定方法

B.1 一般规定

B.1.1 一般条件

- a) 测定前应检查通风机、电动机各零部件是否齐全,装配是否紧固,运行是否正常。
- b) 通风机进风口或出风口至风量、风压测定断面之间的风道应无明显漏风。
- c) 引风道、风硐内应无杂物堆积和积水。
- d) 保障测定人员安全及防止机器受损坏所采取的措施,应对通风机的空气动力性能无任何影响。

B.1.2 风量和风压调节

B.1.2.1 轴流式通风机

- a) 抽出式通风。风量调节闸门应设在距通风机入口大于 5 倍叶轮直径的巷道内。
- b) 压入式通风。风量调节闸门应设在距通风机出口大于 10 倍叶轮直径的巷道内。
- c) 风量调节闸门。应安装牢固,其强度应能承受大于通风机最大风压 1.5 倍的压力。

B.1.2.2 离心式风机

一般可利用通风机自身设置的闸门进行风量调节。若闸门损坏或调节不方便,可参照轴流式风机的规定设置风量调节风门。

每调节一次风量、风压为通风机的一个工况点,通风机的特性曲线应包含有 7 个以上工况点。

- a) 轴流式通风机应采用开路启动,逐渐增阻调节。
- b) 离心式通风机应采用闭路启动,逐渐降阻调节。
- c) 特殊情况可不受此限。

B.1.3 运行参数调节

安装在煤矿的通风机,有下列情况之一者应进行运行参数测定:

- a) 连续运转 3 年。
- b) 新安装。
- c) 技术改造前、后。
- d) 更换了叶片、电动机、改变了动叶、导叶角度。

B.1.4 检测

通风机应由相应资质的检测机构进行测量。

B.1.5 测量仪器

见表 B.1。

表 B.1 测量仪器

序号	仪器名称	测量范围	准确度	数量	用途
1	气压计	800 hPa~1 060 hPa	±200 Pa	1	测大气压力
2	温度计	0℃~50℃	0.1℃	2	测温度
3	干湿温度计	-25℃~+50℃	0.2℃	2	测干、湿温度
4	皮托管		系数 0.998~1.004	≥25	测动压、全压
5	全压管		系数 0.998~1.004	≥25	测全压

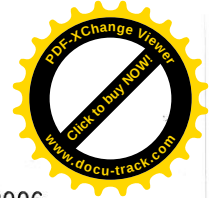
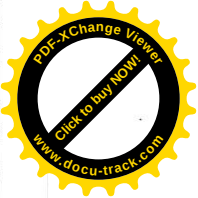


表 B.1(续)

序号	仪器名称	测量范围	准确度	数量	用途
6	附壁静压片或静压管		系数 0.998~1.004	≥8	测全压
7	风速传感器、风速表	0.5 m/s~20 m/s	±(0.1~0.2)m/s	≥25	测风速
8	压差计	0~6000 Pa	±10 Pa	≥5	测静压、全压
9	压差计	0~2000 Pa	±1.0 Pa	≥5	测动压
10	电流传感器		0.2 级	2	电气参数测定
11	电压互感器		0.2 级	2	电气参数测定
12	功率因数测量仪表		0.5 级	2	电气参数测定
13	功率测量仪表		0.5 级	2	电气参数测定
14	电压测量仪表		0.5 级	2	电气参数测定
15	电流测量仪表		0.5 级	2	电气参数测定
16	转速表		±1 r/min	2	测风机、电机转数
17	声差计		1 型	2	测噪声
18	点温计	0℃~100℃	0.1℃	1	电机升温

注：在进行通风机运行参数测定时，可根据具体测定方法选用表中的测量仪表。在高原地区测量大气压时，应选用相适应的空壳气压计。

B.2 参数测定

B.2.1 空气密度的测定

在距风压测点 20 m 内的巷道中，用气压计测量绝对静压，用干、湿温度计测量干、湿温度。每调节工况 1 次测量 3 次，取其算术平均值按下式计算空气密度：

$$\rho = 3.484 \times 10^{-3} \frac{p_0 - 0.337\psi p_{sh}}{273 + t}$$

式中：

ρ ——空气密度，kg/m³；

p_0 ——大气压力，Pa；

ψ ——空气相对湿度，%；

p_{sh} ——温度为 t ℃ 时空气的绝对饱和水蒸气压力，Pa；

t ——空气的温度，℃。

B.2.2 风量测定

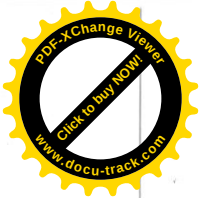
B.2.2.1 选择测定断面的条件

按 GB/T 10178 中 6.2 条选择风量测定断面，应选两个以上测风断面，断面之间应无漏风。现场条件不能满足要求时可按下列的要求选择：

- 轴流式通风机可选在集风器入口。
- 离心式通风机可选在通风机入风口附近。

B.2.2.2 风速测点的布置

- 圆形巷道断面：按 GB/T 10178 中 6.4.3.1 条的要求布置。
- 矩形巷道断面：按 GB/T 10178 中 6.4.3.3 条的要求布置。
- 扩散器环形断面：按 GB/T 10178 中 6.4.3.2 条的要求布置。
- 其他形状的巷道断面：



- 1) 面积测定在同一断面上划分成若干个矩形、三角形、半圆形等小块,计算总面积。
- 2) 测点布置用全压管测风量,将全压测点布置在每个小面积块的重心上。静压测点,根据巷道断面的近似形状布置在巷道壁上。

B.2.2.3 静压测点的布置

- a) 环形空间,测点布置在水平、垂直的两条直径与硐壁和芯筒外缘的交点。
- b) 圆形断面,测点布置在水平、垂直的两条直径与硐壁的交点。
- c) 矩形断面,测点布置在高、宽中线与硐壁的交点处。

B.2.2.4 测定方法

- a) 皮托管测定法:皮托管布置在流速均匀的测定断面安装支撑架和皮托管,皮托管的测头应超前支撑架 100 mm,其全压孔应迎风正对风流,偏角不大于 5° ;动压测量时,用干净、畅通,不漏气的软管,将皮托管的“+”“-”接头与压差计的“+”“-”接头对应连接,测量动压。
- b) 全压管、附壁静压片测定法:全压管的安装按 C.3.2 条的规定。在流速不均匀的测定断面或扩散器环形空间、集风器入口安设全压管。全压管测头应超前支撑架 100 mm,全压孔迎风正对气流,允许偏角不大于 15° 。附壁静压片紧贴壁面安设。全压、静压测定时用干净、畅通、不漏气的软管,将全压管、附壁静压片的接头分别与压差计连接。
- c) 风速传感器、风速计测定法:按 C.3.2 的要求,安设支撑架和风速传感器。仪表测头应超前支撑架 200 mm~250 mm,测量各测定风速。

B.2.2.5 风速计算

B.2.2.5.1 皮托管测定法

$$v_i = \sqrt{\frac{2p_{di}}{\rho}}$$

式中:

v_i ——测风断面第 i 测点风速, m/s;

ρ ——空气密度, kg/m³;

p_{di} ——第 i 测点测得的动压, Pa。

B.2.2.5.2 全压管、附壁静压片测定法

$$p_{di} = \xi_i p_{ti} - p_{si}$$
$$p_{si} = \frac{L_{ib}}{L_{ab}} (\xi_a p_{sa} - \xi_b p_{sb}) + \xi_b p_{sb}$$

式中:

p_{ti} ——第 i 测点测得的全压, Pa;

ξ_i ——第 i 测点全压管系数;

p_{si} ——第 i 测点测得的静压, Pa;

L_{ib} —— i 点到静压测点 b 的距离, m;

L_{ab} —— a 、 b 两静压点的距离, m;

p_{sa} 、 p_{sb} —— a 、 b 静压测点测得的静压, Pa;

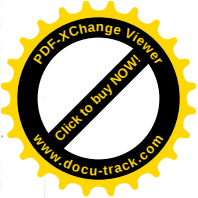
ξ_a 、 ξ_b —— a 、 b 静压测点附壁静压片的系数。

B.2.2.5.3 风速传感器、遥测风速计测定法

直接测得各测点的风速。

B.2.2.6 风量计算

$$q_{vi} = \sum_{i=1}^n v_i A_i$$



式中:

q_{vi} ——通过通风机的风量, m^3/min ;

n ——测点数;

v_i ——第 i 测点测得的风速, m/s ;

A_i ——测风断面第 i 块的面积, m^2 。

B. 2. 2. 7 测定误差

在同一工况用同一方法在两个(或多个)断面上所测定的风量,其算术平均值与最大值或最小值的相对差值应不大于 2.5%,若大于 2.5%应重新测试或重新审定测试方案。

B. 2. 3 风压测定

B. 2. 3. 1 选择测定断面的条件

轴流式通风机:

- a) 抽出式通风,测风断面应选定在集风器入口。
- b) 压入式通风,测定断面应选择扩散器出口。
- c) 抽压式通风,测风断面应选定在集风器入口和扩散器出口。

离心式风机:

- a) 单吸风口离心式通风机,测压断面应选定在控制闸门后尽可能靠近通风机入口。
- b) 双吸风口离心式通风机,测压断面应选定在风道分支处。
- c) 也可根据轴流式通风机相应原则选定。

现场可根据生产的实际情况,可在其他适宜的位置选定测压断面,测定结果仅供生产使用。

B. 2. 3. 2 风压测点的布置

与风速测点选择原则相同。

B. 2. 3. 3 风压计算

B. 2. 3. 3. 1 通风机静压计算

- a) 皮托管测定法。

抽出式通风:

$$p_a = \left| \frac{\sum_{i=1}^n \xi_i p_{ti}}{n_i} \right|$$

式中:

p_a ——通风机静压;

p_{ti} ——第 i 测点测得全压, Pa;

ξ_i ——第 i 测点皮托管系数;

n_i ——测点数。

- b) 全压管测定法。

抽出式通风按上式计算。

B. 2. 3. 3. 2 通风机全压计算

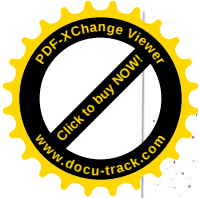
- a) 抽出式通风:

$$p_t = p_a + p_{d2}$$

$$p_{d2} = \frac{1}{2} \rho_2 \left(\frac{q_{v2}}{A_2} \right)^2$$

- b) 压入式通风:

$$p_t = \frac{\sum_{i=1}^n p_{ti}}{n_i}$$



c) 抽压式通风:

$$p_t = \left| \frac{\sum_{j=1}^n p_{tj}}{n_2} \right| + \left| \frac{\sum_{i=1}^{n_1} p_{ti}}{n_1} \right|$$

式中:

- p_t ——通风机全压,Pa;
- p_{d2} ——通风机扩散器出口测算的速压,Pa;
- ρ_2 ——通风机扩散器出口空气密度,kg/m³;
- q_{v2} ——通风机扩散器出口通过风量,m³/s;
- A_2 ——通风机扩散器出口断面积,m²;
- p_{ti} ——通风机入口第*i*测点全压,Pa;
- p_{tj} ——通风机扩散器出口第*j*测点全压,Pa;
- n_2 ——扩散器出口测点数;
- n_1 ——通风机入口测点数。

B.2.4 转速测定

B.2.4.1 电动机转速测定

用转速表测算电动机转速,每调1个工况点测3次,取其算术平均值。

B.2.4.2 通风机转速测定

测定方法同电动机测量,通风机与电动机直接转动,只测电动机转数;通风机与电动机以其他方式传动,应分别测通风机、电动机的转数。

B.2.4.3 传动效率

传动效率按表B.2选取。

表 B.2 传动效率

类型	传动形式	效率
联轴器	浮动联轴器	0.98
	齿轮联轴器	0.99
	弹性联轴器	0.99
	万向联轴器($\alpha \leq 3^\circ$)	0.97
	万向联轴器($\alpha > 3^\circ$)	0.95
	梅花接轴	0.97
	液力联轴器(在设计点)	0.93
带式传动	平带无压紧轮的开式传动	0.98
	平带有压紧轮的开式传动	0.97
	平带交叉传动	0.90
	三角带传动	0.96

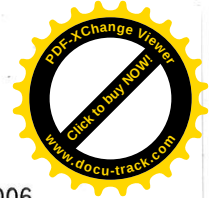
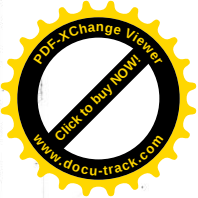
B.2.4.4 通风机功率、效率测定

B.2.4.4.1 电动机输入功率、效率的测定

按国标 GB/T 10178 中功率测定方法进行。

B.2.4.4.2 通风机轴功率计算

$$P_a = \eta_n \eta_m p_e$$



式中:

P_a ——通风机轴功率, kW;
 η_i ——机械传动效率;
 η_m ——电动机效率;
 p_e ——电动机输入功率, kW。

B.2.5 通风机输出功率计算

B.2.5.1 通风机全压功率

$$P_t = \frac{p_t q_{vi}}{1000}$$

式中:

P_t ——通风机全压功率, kW;
 p_t ——通风机全压, Pa;
 q_{vi} ——通过通风机风量, m^3/s 。

B.2.5.2 通风机静压功率

$$P_s = \frac{p_s q_{vi}}{1000}$$

式中:

P_s ——通风机静压功率, kW;
 p_s ——通风机静压, Pa;
 q_{vi} ——通过通风机风量, m^3/s 。

B.2.6 通风机效率计算

B.2.6.1 通风机全压效率计算

$$\eta_t = \frac{P_t}{P_a} \times 100$$

式中:

η_t ——通风机全压效率, %;
 P_t 、 P_a ——通风机全压功率、轴功率, kW。

B.2.6.2 通风机静压效率

$$\eta_s = \frac{P_s}{P_a} \times 100$$

式中:

η_s ——通风机静压效率, %;
 P_s 、 P_a ——通风机静压功率、轴功率, kW。

B.2.6.3 测定数据的换算

将测定数据换算成标准空气状况和通风机额定转速条件下的数据。

B.2.6.3.1 换算系数计算

a) 空气密度换算系数:

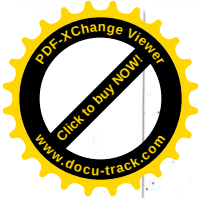
$$k_p = \frac{1.2}{\rho_{1i}}$$

式中:

k_p ——密度换算系数;
 ρ_{1i} ——某一工况点实测空气密度, kg/m^3 。

b) 通风机转速换算系数:

$$k_n = \frac{N_0}{N_i}$$



AQ 1028—2006

式中:

k_n ——转速换算系数;

N_0 ——通风机额定转速, r/min;

N_i ——某一工况点实测转速, r/min。

B.2.6.3.2 通风机风量换算

$$q_{vj} = k_n \times q_v$$

式中:

q_{vj} ——换算后的通风机风量, m^3/s 。

B.2.6.3.3 通风机风压换算:

a) 全压换算:

$$p_{tf} = k_p \cdot k_n^2 \cdot p_t$$

b) 静压换算:

$$p_{sf} = k_p \cdot k_n^2 \cdot p_s$$

式中:

p_{tf} ——换算后的通风机全压, Pa;

p_{sf} ——换算后的通风机静压, Pa。

B.2.6.3.4 通风机功率换算

a) 轴功率换算:

$$p_{af} = k_p \cdot k_n^3 \cdot p_a$$

b) 输出全压功率换算:

$$p_{tf} = k_p \cdot k_n^3 \cdot p_t$$

c) 输出静压功率换算:

$$p_{sf} = k_p \cdot k_n^3 \cdot p_s$$

式中:

p_{af} ——换算后的通风机轴功率, kW;

p_{tf} ——换算后的通风机全压功率, kW;

p_{sf} ——换算后的通风机静压功率, kW。

B.2.6.3.5 通风机效率换算

a) 全压效率:

$$\eta_{tf} = \frac{p_{tf}}{p_{af}} \times 100\%$$

b) 静压效率:

$$\eta_s = \frac{p_s}{p_{af}} \times 100\%$$

c) 通风机机组效率:

$$\eta_{fm} = \frac{p_{tf}}{p_e} \times 100\%$$

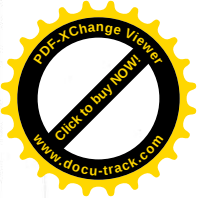
B.2.7 通风机工序能耗计算

B.2.7.1 单台通风机工序能耗计算

$$E_t = \frac{nW}{t \sum_{j=1}^n q_{vfj} p_{tfj}} \times 10^6$$

式中:

E_t ——单台通风机工序能耗, $\text{kW} \cdot \text{h}/(\text{Mm}^3 \cdot \text{Pa})$;



- n ——单台通风机测定次数；
- W ——单台通风机消耗电量(可按电动机输入功率计算), $\text{kW} \cdot \text{h}$ ；
- t ——统计时间,这里取 3600 s；
- q_{vj} ——第 j 次测算的通风机风量, m^3/s ；
- p_{vj} ——第 j 次测算的通风机全压, m^3/s 。

B.2.7.2 多台通风机工序能耗计算

$$E_{mf} = \frac{\sum_{i=1}^n E_{fi}}{n}$$

- 式中：
- E_{fi} ——第 i 台通风机工序能耗, $\text{kW} \cdot \text{h}/(\text{Mm}^3 \cdot \text{Pa})$ ；
 - n ——运行的通风机台数。

B.2.8 噪声测定

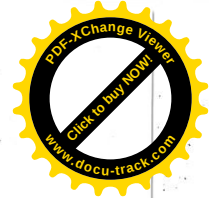
参照 GB/T 2888 第 1.9 条规定标准长度,即当主要通风机叶轮直径小于或等于 1 m 时,取标准长度为 1 m,当叶轮直径大于 1 m 时,取标准长度等于叶轮直径。按 C.3.2.1 条在主要通风机扩散器出口 45°的水平方向上,测量风机噪声。

B.2.9 反风量测量

通风机及其系统处于反风运行状态,参照正常通风状态下的规定进行测定。

B.3 测定结果的处理

测定完成后,应及时编写测试报告。



附录 C (资料性附录)

煤矿生产能力核定标准

C.1 总则

C.1.1 为科学核定煤矿生产能力,依据有关法律、法规和技术政策,制定本标准。

C.1.2 核定煤矿生产能力,必须具备以下条件:

- a) 依法取得采矿许可证、安全生产许可证、煤炭生产许可证和营业执照;
- b) 有健全的生产、技术、安全管理机构及必备的专业技术人员;
- c) 有完善的生产、技术、安全管理制度;
- d) 各生产系统及安全监控系统运转正常。

C.1.3 核定煤矿生产能力以万 t/a 为计量单位,年工作日采取 330 d。

C.1.4 核定煤矿生产能力应当逐项核定各生产系统(环节)的能力,取其中最低能力为煤矿综合生产能力。同时核查采区回采率、煤炭资源可采储量和服务年限。

井工矿主要核定主井提升系统、副井提升系统、排水系统、供电系统、井下运输系统、采掘工作面、通风系统和地面生产系统的能力。矿井压风、灭尘、通讯系统和地面运输能力、高瓦斯矿井瓦斯抽排能力等作为参考依据,应当满足核定生产能力的需要。

露天矿主要核定穿爆、采装、运输、排土等环节的能力。除尘、防排水、供电、地面生产系统的能力作为参考依据,应当满足核定生产能力的需要。

C.1.5 核定煤矿生产能力档次划分标准为:

- a) 30 万 t/a 以下煤矿以 1 万 t 为档次(即 1、2 万 t/a……);
- b) 30 万 t/a 至 90 万 t/a 煤矿以 3 万 t 为档次(即 33、36 万 t/a……);
- c) 90 万 t/a 至 600 万 t/a 煤矿以 5 万 t 为档次(即 95、100 万 t/a……);
- d) 600 万 t/a 以上的煤矿以 10 万 t 为档次(即 610、620 万 t/a……)。

生产能力核定结果不在标准档次的,按就近下靠的原则确定。

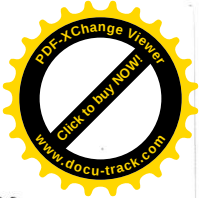
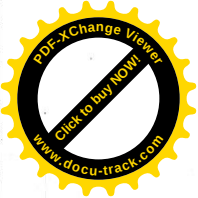
C.1.6 煤矿通风系统能力必须按实际供风量核定,井下各用风地点所需风量要符合规程规范要求。经省级煤炭行业管理部门批准的矿井年度通风能力,可作为核定生产能力的依据。

C.1.7 核定煤矿生产能力所用参数,必须采集已公布或上报的生产技术指标、现场实测和合法检测机构的测试数据,经统计、分析、整理、修正,并进行现场验证而确定。

C.2 资源储量及服务年限核查

C.2.1 煤矿资源储量核查内容及标准:

- a) 有依法认定的资源储量文件;
- b) 有上年度核实或检测的资源储量数据;
- c) 采区回采率达到规定标准;
- d) 安全煤柱的留设符合有关规定;
- e) “三个煤量”符合要求;
- f) 上行开采及特殊开采的批准文件;
- g) 厚薄煤层、难易开采煤层、不同煤种煤质煤层合理配采情况;



h) 按规定批准的资源储量的增减情况(注销、报损、地质及水文地质损失和转入、转出等);

i) 有无超层越界开采行为。

C.2.2 提高煤矿核定生产能力必须有资源保障,核定生产能力后的服务年限应不低于煤矿设计规范对各类型矿井(露天)服务年限的规定。达不到上述规定的,不得提高核定生产能力。

C.3 提升系统生产能力核定

C.3.1 核定主、副井提升系统能力必备条件:

- a) 提升系统设备、设施配套完整,符合有关规程规范要求,经具备资质的检测检验机构测试合格;
- b) 提升系统保护装置完善、运转正常;
- c) 提升系统技术档案齐全,各种运行、维护、检查、事故记录完备。每日强制性检查和维护时间应达到 2 h~4 h。

C.3.2 主井提升系统核定生产能力的主要内容:

- a) 主井提升能力是指从主井底到达地面的提升系统的能力;
- b) 主井提升能力按年工作日 330 d、每日提升时间 16 h 计算。若采用定量装载并实现数控自动化运行、滚筒直径 2 m 以上的提升机,或采用带式输送机提升且设有井底中央煤仓时,每日提升时间可按 18 h 计算。

C.3.3 主井提升系统能力核定公式及标准:

- a) 主井采用箕斗、矿车提升时,提升能力核定按下式计算:

$$A = 3600 \frac{b \cdot t \cdot P_M \cdot k}{10^4 k_1 \cdot k_2 \cdot T} (\text{万 t/a})$$

式中:

A——主井提升能力,万 t/a;

b——年工作日,330 d;

t——日提升时间,16 h 或 18 h,按第十一条规定选取;

P_M ——每次提升煤炭量,t/次;

k——装满系数。立井提升取 1.0;当为斜井串车或箕斗提升时,倾角 20°及以下取 0.95,20°~25°取 0.9,25°以上取 0.8;

k_1 ——提升不均匀系数。井下有缓冲仓时取 1.1,无缓冲仓时取 1.2;

k_2 ——提升设备能力富余系数,取 1.1~1.2;

T——提升一次循环时间,s/次。

- b) 主井采用带式输送机提升时,提升能力核定按下式计算:

1) 钢绳芯胶带(或普通胶带)输送机。

$$A = 330 \frac{k \cdot B^2 \cdot v \cdot \gamma \cdot C \cdot t}{10^4 k_1} (\text{万 t/a})$$

式中:

A——年运输量,万 t/a;

k——输送机负载断面系数,按表 C.1 取值;

B——输送机带宽,m;

v——输送机带速,m/s;

C——输送机倾角系数,按表 C.2 取值,当输送机倾角在 25°~28°时,按 20°~25°外推计算取值;

k_1 ——运输不均匀系数,取 1.2;

γ ——松散煤堆容积重,t/m³,取 0.85~0.9;

t——日提升时间,16 h 或 18 h,按第十一条规定选取;当乘人时,应扣除运送人员时间。

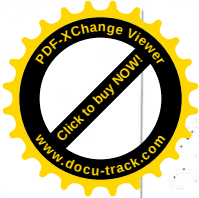
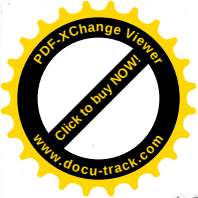


表 C.1 输送机负载断面系数

物料煤动堆积角 θ			25°	30°	35°
k	带宽 mm	650	355	390	420
		800~1000	400	435	470
		1200~1400	420	455	500
		1600~1800		470	520
		2000~2200		480	535

表 C.2 输送机倾角系数

输送机倾角	0°~8°	8°~16°	16°~20°	20°~25°
C	1~0.97	0.97~0.88	0.88~0.81	0.81~0.72

2) 钢丝绳牵引输送机。

$$A = 330 \frac{(k' + k'')B^2 \cdot v \cdot \gamma \cdot C \cdot t}{10^4 k_1} (\text{万 t/a})$$

式中：

$k' + k''$ ——输送机负载断面系数，按表 C.3 取值。

表 C.3 输送机负载断面系数

物料煤动堆积角 θ	25°	30°
$k' + k''$	180+125	220+130

其他字母含义及单位同钢绳芯胶带(或普通胶带)输送机。

3) 按实测的输送机状况计算公式。

$$A = 3\,600 \times 330 \frac{w \cdot v \cdot t}{10^7 k_1} (\text{万 t/a})$$

式中：

w ——单位输送机长度上的负载量，kg/m。该参数实测时，应根据在用输送机实际情况，同时观察电流变化情况和电动机、减速器等运行情况，找出其变化规律后，确定准确的计算参数。

其他字母含义及单位同钢绳芯胶带(或普通胶带)输送机。

C.3.4 副井提升系统能力核定的主要内容：

- a) 副井提升系统能力是指从副井底到达地面的提升系统的能力；
- b) 副井提升能力按年工作日 330 d、三班作业、班最大提升时间 5 h 计算。

C.3.5 副井提升系统能力核定公式及标准：

副井提升能力核定按下式计算：

$$A = 330 \times 3 \frac{5 \times 3600 - T_R - D \cdot T_Q}{10^4 \left(\frac{R}{P_G} T_G + \frac{M}{P_C} T_C \right)} (\text{万 t/a})$$

式中：

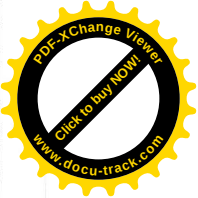
A ——副井提升能力，万 t/a；

R ——出矸率(矸石与产量的重量比)，%；

P_G ——每次提矸石重量，t/次；

T_G ——提矸一次循环时间，s/次；

M ——吨煤用材料比重，%；



P_C ——每次提升材料重量,t/次;

T_C ——每次提升材料循环时间,s/次;

D ——下其他材料次数,每班按5次~10次计(指下炸药、设备、长材等);

T_Q ——下其他材料每次循环时间,s/次;

T_R ——每班人员上下井总时间,s/班。

计算人员上下井所需时间应符合以下规定:

a) 工人每班下井时间,取实测最大值。

b) 升降工人时间为工人下井时间的1.5倍;有综采工作面的矿井为1.6倍~1.8倍(全部为综采的取大值);升降其他人员时间为升降工人时间的20%。

C.3.6 混合井提升系统能力核定的主要内容:

a) 混合井提升能力是指从承担矿井主副提升任务的混合井底到达地面的提升系统的能力。

b) 混合井提升能力按年工作日330d、三班作业、班最大提升时间6h计算。

C.3.7 混合井提升系统能力核定公式及标准:

混合井提升能力核定按下式计算:

$$A = 330 \times 3 \frac{6 \times 3600 - T_R - D \cdot T_Q}{10^4 \left(\frac{k_1}{P_M} T_M + \frac{k_1 R}{P_G} T_G + \frac{M}{P_C} T_C \right)} \text{ (万 t/a)}$$

式中:

A ——混合井提升能力,万t/a;

R ——出矸率(矸石与产量的重量比),%;

P_G ——每次提矸石重量,t/次;

T_M ——提煤一次循环时间,s/次;

P_M ——每次提煤重量,t/次;

T_G ——提矸一次循环时间,s/次;

M ——吨煤用材料比重,%;

P_C ——每次提升材料重量,t/次;

T_C ——每次提升材料循环时间,s/次;

D ——下其他材料次数,每班按5次~10次计(指下炸药、设备、长材等);

T_Q ——下其他材料每次循环时间,s/次;

T_R ——每班上下人总时间,s/班,有关规定同副井提升能力核定;

k_1 ——提煤和提矸不均匀系数,取1.25。

C.4 井下排水系统生产能力核定

C.4.1 核定井下排水系统能力必备条件:

a) 排水系统完善,设备、设施完好,运转正常,经具备资质的检测检验机构测试合格;

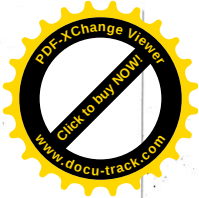
b) 有依法批准的地质报告提供的正常涌水量和最大涌水量,以及生产期间的实际涌水量数据。有突水淹井危险的矿井应有经技术论证预测的突水量,并有防治水害的有效措施;

c) 管理维护制度健全,各种运行、维护、检查、事故记录完备,有每年一次的全部工作水泵和备用水泵联合排水试验报告。

C.4.2 排水系统能力核定的主要内容和标准:

a) 矿井有多级排水系统的,应对各级排水系统能力分别核定,然后根据矿井排水系统构成和各级涌水情况,综合分析确定矿井排水能力;

b) 从依法批准的矿井地质报告提供的涌水量和生产期间的实际涌水量数据中,取最大值作为矿



井排水系统能力的计算依据;

- c) 核定矿井排水系统能力时,水泵和排水管的能力应按规定在 20 h 内排出矿井 24 h 的正常涌水量和最大涌水量;
- d) 矿井水仓容量必须满足《煤矿安全规程》规定,主水仓容量必须符合以下计算要求:

- 1) 正常涌水量在 1 000 m³/h 以下时:

$$V \geq 8Q_s(\text{m}^3)$$

- 2) 正常涌水量大于 1 000 m³/h 时:

$$V \geq 2(Q_s + 3\,000)(\text{m}^3)$$

且应符合 $V \geq 4Q_s(\text{m}^3)$

式中:

V ——主要水仓的有效容量, m³;

Q_s ——矿井每小时正常涌水量, m³/h。

- e) 矿井排水系统能力核定按下式计算:

- 1) 矿井正常涌水量排水能力。

$$A_n = 330 \frac{20B_n}{10^4 P_n} (\text{万 t/a})$$

- 2) 矿井最大涌水量排水能力。

$$A_m = 330 \frac{20B_m}{10^4 P_m} (\text{万 t/a})$$

式中:

A_n ——排正常涌水时的能力, 万 t/a;

B_n ——工作水泵小时排水能力, m³/h;

P_n ——上一年度平均日产吨煤所需排出的正常涌水量, m³/t;

A_m ——排最大涌水时的能力, 万 t/a;

B_m ——工作水泵加备用水泵的小时排水能力, m³/h;

P_m ——上一年度平均日产吨煤所需排出的最大涌水量, m³/t。

以上两种计算结果取其小值为矿井排水系统能力。

C.5 供电系统生产能力核定

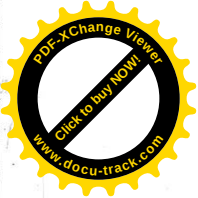
C.5.1 核定供电系统能力必备条件:

- a) 供电系统合理,设备、设施及保护装置完善,技术性能符合规定要求,运行正常;
- b) 供电系统技术档案齐全,各种运行、维护、检查、事故记录完备,管理维护制度健全;
- c) 年产 6 万 t 及以上的矿井应有两回路独立的、不得分接任何负荷的电源线路;
- d) 年产 6 万 t 以下的矿井采用独立的、未分接任何负荷的单回路电源供电时,应有满足通风、排水、提升等矿井设备可靠运转的备用电源。

C.5.2 供电系统能力核定的主要内容和标准:

- a) 正常情况下,两回路电源线应采用分列运行的方式。当采用一回路运行时,另一回路必须带电备用。能力核定计算为工作线路和工作变压器的折算能力,备用线路、备用变压器、备用发电机组不计入供电容量。
- b) 电源线路的供电能力,需符合允许载流量的要求,并应满足线路压降不超过 5% 的规定。
- c) 电源线路能力核定按下式计算:

$$A = 330 \times 16 \frac{P}{10^4 w} (\text{万 t/a})$$



式中:

A ——电源线路的折算能力,万 t/a;

P ——线路合理、允许的供电容量,kW。按线路允许的载流量计算,但线路电压降不得超过 5%;

w ——矿井吨煤综合电耗,kWh/t,采用上年度的实际吨煤综合电耗。

d) 主变压器能力核定按下式计算:

$$A = 330 \times 16 \frac{S \cdot \psi}{10^4 w} (\text{万 t/a})$$

式中:

A ——变压器的折算能力,万 t/a;

S ——工作变压器容量,kVA;

ψ ——为全矿井的功率因数,取 0.9;

w ——矿井吨煤综合电耗,kWh/t,同电源线路能力核定计算式采用数。

e) 井筒电缆可不折算矿井生产能力,但需保证当任何一回路发生故障或停止供电时,其余回路仍能担负井下全部负荷用电,安全载流量及电压降均符合要求。

C.6 井下运输系统生产能力核定

C.6.1 核定井下运输系统能力必备条件:

- 井下运输系统完善,保护齐全,运转正常;
- 倾斜井巷内按规定装备有完善、有效的防跑车及跑车防护装置;
- 各种行车、调度信号设施齐全,安全标志齐全、醒目,车场、巷道内照明符合规定。
- 井下采用无轨胶轮车运输的,所用设备必须为防爆型。

C.6.2 井下运输系统能力核定的主要内容和标准:

- 井下运输系统能力主要包括工作面巷道、上(下)山、集中巷、暗斜井、大巷的运输能力;
- 核定井下运输系统能力时,若实测数据大于设备额定能力,以设备额定能力为准;若实测数据小于设备额定能力,以实测数据为准;
- 井下运输系统中最小的环节(或设备)能力为井下运输系统的核定能力;
- 井下运输系统有多个独立的系统时,其核定能力为各独立系统最小环节能力之和;
- 当采用带式输送机运输时,核定能力按主井提升带式输送机计算公式计算,其中 k_1 不均匀系数取 1.1,大巷为平巷运输时,倾角系数 C 取 1.0;
- 当采用电机车运输时,大巷运输及井底车场通过能力按下式计算:

$$A = 60 \times 16 \times 330 \frac{N \cdot G}{10^4 k_1 (1 + R) \cdot T} (\text{万 t/a})$$

式中:

N ——每列车矿车数,辆/列;

G ——每辆车载煤量,t/辆;

R ——通过大巷运输矸石、材料、设备、人员等占原煤运量比重,%;

k_1 ——不均匀系数,取 1.15;

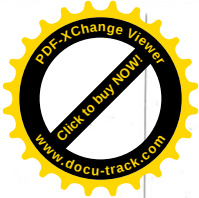
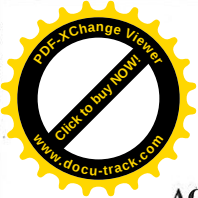
T ——大巷中相邻两列车间隔时间,min/列。按下式计算:

$$T = \frac{\frac{2L}{v} + t_1 + t_2}{n} \quad (\text{min/列})$$

式中:

L ——大巷运输距离,m;

v ——列车平均运行速度,m/min;



t_1 ——装车调车时间(含中途停车时间), min;

t_2 ——卸载调车时间, min;

n ——运煤列车的列数, 列。

井下轨道运输仅承担辅助运输时, 不核定其能力。

g) 当采用无轨胶轮车作为井下主要运输时, 其能力核定按下式计算。

$$A = 330 \times 60 \frac{n \cdot t \cdot G}{10^4 T \cdot k_1} (\text{万 t/a})$$

式中:

A ——运输能力, 万 t/a;

t ——每天工作时间, 取 16 h;

G ——胶轮车载重量, t/台;

k_1 ——运输不均衡系数, 取 1.2;

n ——胶轮车平均日工作台数, 台;

T ——运输一次循环时间, min/次。

$$T = \frac{2L}{v} + t_1 + t_2$$

式中:

L ——加权平均运输距离, m;

v ——胶轮车平均运行速度, m/min;

t_1 ——装车调车时间(含中途停车时间), min;

t_2 ——装运调车时间, min。

用该公式计算出结果后, 须按下式验算井底车场和大巷通过能力, 然后取其小者为矿井运输能力:

$$A' = 60 \times 16 \times 330 \frac{k_x G}{10^4 k_1 (1 + R) \cdot T'} (\text{万 t/a})$$

式中:

A' ——井底车场和大巷通过能力, 万 t/a;

G ——胶轮车载重量, t/次;

k_x ——运输线路系数, 单线时为 0.5, 完全形成环线时为 1;

R ——运输矸石占原煤比重, %;

k_1 ——不均匀系数, 取 1.2;

T' ——大巷中相邻两车间隔时间, min, 取 0.5。

i) 当采用无轨胶轮车作为辅助运输时, 其能力核定按下式计算:

$$A = 330 \times 3k_x \frac{5 \times 3600 - t_R - D \times t_Q}{10^4 \left(\frac{R}{P_G} \cdot t_G + \frac{M}{P_C} \cdot t_C \right)} (\text{万 t/a})$$

式中:

A ——辅助运输核定能力, 万 t/a;

M ——吨煤用材料比重, %;

P_C ——每次运材料重量, t/次;

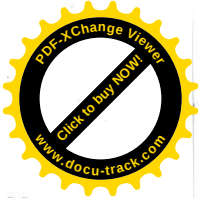
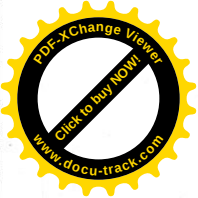
t_C ——运材料车间隔时间, s;

D ——每班运其他材料次数, 次/班, 按 5 次~10 次计(指运炸药、设备、长材料等);

t_Q ——运其他材料车间隔时间, s;

t_R ——每班人员进出井车辆间和与其他车辆间隔时间总和, s;

R ——矸石占原煤产量的比重, %;



P_G ——每次运矸石重量, t/次;

t_G ——运矸石车间隔时间, s;

k_x ——运输线路系数, 单线时为 0.5, 完全形成环线时为 1, 平硐以下形成环线时为 0.8。

公式基础:

- 1) 进出井运人车辆间和与其他车辆间隔时间按 60 s 计算;
- 2) 每车乘人数量, 加长车不超过 18 人, 双排座车不超过 16 人;
- 3) 运送其他人员车辆间隔时间为 30 s;
- 4) 材料车相互间隔时间按 30 s 计算。
- j) 所有使用内燃无轨胶轮车运输的矿井必须按车辆尾气排放量和巷道中废气浓度核算合理的车辆使用数, 以确定矿井的最大运输能力。
- k) 暗斜井运输能力按第十二条、第十四条、第十六条有关公式计算。

C.7 采掘工作面生产能力核定

C.7.1 核定采掘工作面能力必备条件:

- a) 同一采区内同一煤层不得布置 3 个及以上回采工作面和 5 个及以上掘进工作面同时作业;
- b) 严格按定编定员标准组织生产;
- c) 条件允许的煤矿应采用长壁式开采; 使用连续采煤机的可以采用房柱式或短壁式采煤法; 开采三角煤、残留煤柱或进行复采时, 必须有按规定批准的作业规程和安全技术措施;
- d) 有煤或瓦斯突出的矿井、高瓦斯矿井、低瓦斯矿井高瓦斯区开采的工作面, 不得采用前进式采煤方法。采煤工作面必须保持至少两个畅通的安全出口, 一个通到回风巷, 另一个通到进风巷。开采三角煤、残留煤柱不能保持两个安全出口时, 必须有按规定批准的作业规程和安全技术措施;
- e) 采区生产必须形成完整的通风、排水、供电、运输等系统, 严禁非正规下山开采;
- f) 必须保证回采工作面的正常接续, 均衡稳定生产, “三个煤量”符合国家有关规定。大中型矿井开拓煤量可采期应达到 3 年~5 年以上, 准备煤量可采期应达到 1 年以上, 回采煤量可采期应达到 4 个月~6 个月以上。小型矿井开拓煤量可采期应达到 2 年~3 年以上, 准备煤量可采期应达到 8 个月~10 个月以上, 回采煤量可采期应达到 3 个月~5 个月以上。

C.7.2 采掘工作面生产能力核定的主要内容和标准:

- a) 核查矿井各可采煤层厚度、间距、倾角、生产能力、期末可采储量和煤层结构, 以及矿井开拓方式、采煤方法, 核查现生产水平、采区和采煤队个数、准备采区及掘进队个数等情况;
- b) 核查分析现生产采区和准备采区地质构造、煤层赋存情况、煤层顶底板情况、采区巷道布置、采区设计生产能力、采煤工作面和掘进工作面数量和位置等情况;
- c) 采煤工作面能力根据前 3 年回采工作面的实际情况, 按不同煤层厚度(厚、中、薄煤层)、不同采煤工艺(综采、综放、高档普采、普采、炮采、水采), 按下式计算回采工作面前 3 年的平均生产能力:

$$A_c = 10^{-4} L \cdot T \cdot P \cdot N (\text{万 t/a})$$

式中:

A_c ——采煤工作面平均生产能力, 万 t/a;

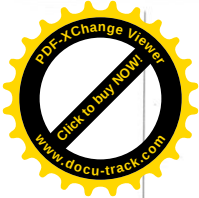
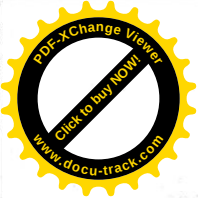
L ——采煤工作面平均长度, m;

T ——采煤工作面平均年推进度, m;

P ——平均煤层生产能力, t/m²;

N ——采煤工作面平均个数, 个。

- d) 掘进工作面年掘进煤量根据前 3 年掘进工作面的实际资料, 计算掘进煤占回采煤量的比例和



年掘进煤量:

$$C = \frac{G_J}{G_C}$$

式中:

C ——掘进煤占回采煤量的比例;

G_J ——前 3 年掘进煤量总和, 万 t;

G_C ——前 3 年回采煤量总和, 万 t。

掘进煤量为:

$$A_J = A_C \cdot C (\text{万 t/a})$$

e) 根据前 3 年的采煤工作面平均生产能力和掘进煤量计算前 3 年矿井年平均采掘生产能力 A :

$$A = A_C + A_J = (1 + C)A_C (\text{万 t/a})$$

前 3 年矿井年平均采掘生产能力可作为矿井采掘工作面核定生产能力。

C.7.3 特殊情况下采掘工作面生产能力的核定:

由于地质构造、煤层赋存条件发生变化, 或技术改造移交时间短, 或采煤工艺变化 (如由分层开采变为一次采全高), 或采煤机械化程度变化 (如由炮采变为机采), 或市场销售制约等因素, 前 3 年采掘工作面生产情况不能准确反映目前实际时, 可根据采煤工作面循环作业图表、近期矿井生产和今后 3 年采掘接替安排等情况, 分别计算采煤工作面生产能力和掘进煤量, 确定采掘工作面生产能力。采用此方法, 必须提供相关证明材料。

a) 采煤工作面能力计算公式为:

$$A_C = 10^{-4} l \cdot h \cdot r \cdot b \cdot n \cdot N \cdot c \cdot a (\text{万 t/a})$$

式中:

A_C ——采煤工作面年生产能力, 万 t/a;

l ——采煤工作面平均长度, m;

h ——采煤工作面煤层平均采高, m; 放顶煤开采时为采放总厚度;

r ——原煤视密度, t/m^3 ;

b ——采煤工作面平均日推进度, m/d; 须提供证明依据;

n ——年工作日数, d, 取 330 d;

N ——正规循环作业系数, %; 应根据采煤设备技术性能、生产组织和职工素质等因素确定, 一般取 0.8;

c ——采煤工作面回采率, %; 按矿井设计规范选取;

a ——采煤工作面平均个数, 个。

b) 掘进煤量按照掘进巷道分类长度、断面计算。

$$A_J = 10^{-4} r \sum_{i=1}^n S_i L_i (\text{万 t/a})$$

式中:

A_J ——掘进煤量, 万 t/a;

r ——原煤视密度, t/m^3 ;

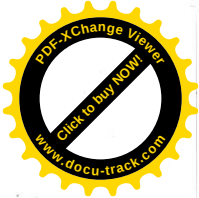
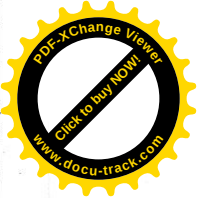
S_i —— i 巷道纯煤面积, m^2 ;

L_i —— i 巷道年总进尺, m。

c) 矿井采掘工作面生产能力为:

$$A = A_C + A_J (\text{万 t/a})$$

C.7.4 核定采掘工作面能力时, 应根据矿井开拓和准备情况, 按照采区设计和工作面布置, 采用表格形式按采掘队和年份排出采煤工作面后 3 年的接续表, 并按不同图例 (或不同颜色) 绘制出后 3 年采掘



工程计划(规划)图。如不能满足工作面正常接续要求,应适当降低采掘工作面核定能力。

C.8 通风系统生产能力核定

C.8.1 核定通风系统能力必备条件:

- 必须有完整独立的通风、防尘、防灭火及安全监控系统,通风系统合理,通风设施齐全可靠;
- 必须采用机械通风,运转风机和备用风机必须具备同等能力,矿井通风机经具备资质的检测检验机构测试合格;
- 安全检测仪器、仪表齐全可靠;
- 局部通风机的安装和使用符合规定;
- 采掘工作面的串联通风符合规定;
- 矿井瓦斯管理必须符合有关规程规定。

C.8.2 通风系统能力核定的主要内容:

- 核查采煤工作面、掘进工作面及井下独立用风地点的基本状况;
- 核查矿井通风机的运转状况;
- 实行瓦斯抽排的矿井,必须核查矿井瓦斯抽排系统的稳定运行情况;
- 矿井有两个以上通风系统时,应按照每一个通风系统分别进行通风能力核定,矿井的通风系统能力为每一通风系统能力之和。矿井必须按照每一通风系统能力合理组织生产。

C.8.3 矿井需风量核定办法:

- 生产矿井需要风量按各采煤、掘进工作面、硐室及其他巷道等用风地点分别进行计算,包括按规定配备的备用工作面需要风量,现有通风系统必须保证各用风地点稳定可靠供风。

$$Q_{\text{矿}} \geq (\Sigma Q_{\text{采}} + \Sigma Q_{\text{掘}} + \Sigma Q_{\text{硐}} + \Sigma Q_{\text{备}} + \Sigma Q_{\text{胶轮车}} + \Sigma Q_{\text{其他}}) \cdot K (\text{m}^3/\text{min})$$

式中:

$\Sigma Q_{\text{采}}$ ——采煤工作面实际需要风量的总和, m^3/min ;

$\Sigma Q_{\text{掘}}$ ——掘进工作面实际需要风量的总和, m^3/min ;

$\Sigma Q_{\text{硐}}$ ——硐室实际需要风量的总和, m^3/min ;

$\Sigma Q_{\text{备}}$ ——备用工作面实际需要风量的总和, m^3/min ;

$\Sigma Q_{\text{胶轮车}}$ ——井下采用胶轮车运输的矿井,尾气排放稀释需要的风量, m^3/min ;

$\Sigma Q_{\text{其他}}$ ——矿井除了采、掘、硐室地点以外的其他巷道需风量的总和, m^3/min ;

K ——矿井通风需风系数(抽出式取 1.15~1.20,压入式取 1.25~1.30)。

b) 采煤工作面需要风量

每个回采工作面实际需要风量,应按瓦斯、二氧化碳涌出量和爆破后的有害气体产生量以及工作面气温、风速和人数等规定分别进行计算,然后取其中最大值。

1) 低瓦斯矿井的采煤工作面按气象条件或瓦斯涌出量(用瓦斯涌出量计算,采用高瓦斯计算公式)确定需要风量,其计算公式为:

$$Q_{\text{采}} = Q_{\text{基本}} \cdot K_{\text{采高}} \cdot K_{\text{采面长}} \cdot K_{\text{温}} (\text{m}^3/\text{min})$$

式中:

$Q_{\text{采}}$ ——采煤工作面需要风量, m^3/min ;

$Q_{\text{基本}}$ ——不同采煤方式工作面所需的基本风量, m^3/min ;

$Q_{\text{基本}} = 60 \times \text{工作面控顶距} \times \text{工作面实际采高} \times 70\% \times \text{适宜风速}$ (不小于 1.0 m/s);

$K_{\text{采高}}$ ——回采工作面采高调整系数(见表 C.4);

$K_{\text{采面长}}$ ——回采工作面长度调整系数(见表 C.5);

$K_{\text{温}}$ ——回采工作面温度与对应风速调整系数(见表 C.6)。

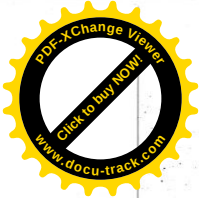
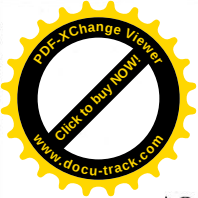


表 C.4 $K_{\text{采高}}$ ——回采工作面采高调整系数

采高 m	<2.0	2.0~2.5	2.5~5.0 及放顶煤面
系数 $K_{\text{采高}}$	1.0	1.1	1.5

表 C.5 $K_{\text{采面长}}$ ——回采工作面长度调整系数

回采工作面长度 m	80~150	150~200	>200
系数 $K_{\text{采面长}}$	1.0	1.0~1.3	1.3~1.5

表 C.6 $K_{\text{温}}$ ——回采工作面温度与对应风速调整系数

回采工作面空气温度 ℃	采煤工作面风速 m/s	系数 $K_{\text{温}}$
<20	1.0	1.00
20~23	1.0~1.5	1.00~1.10
23~26	1.5~1.8	1.10~1.25
26~28	1.8~2.5	1.25~1.40
28~30	2.5~3.0	1.40~1.60

2) 高瓦斯矿井按照瓦斯(或二氧化碳)涌出量计算。

根据《煤矿安全规程》规定,按回采工作面回风流中瓦斯(或二氧化碳)的浓度不超过 1% 的要求计算:

$$Q_{\text{采}} = 100 \cdot q_{\text{采}} \cdot K_{\text{CH}_4} (\text{m}^3/\text{min})$$

式中:

$Q_{\text{采}}$ ——回采工作面实际需要风量, m^3/min ;

$q_{\text{采}}$ ——回采工作面回风巷风流中瓦斯(或二氧化碳)的平均绝对涌出量, m^3/min ;

K_{CH_4} ——采面瓦斯涌出不均衡通风系数(正常生产时连续观测 1 个月,日最大绝对瓦斯涌出量和月平均日瓦斯绝对涌出量的比值)。

3) 工作面布置有专用排瓦斯巷的回采工作面风量计算:

$$Q_{\text{采}} = Q_{\text{采回}} + Q_{\text{采尾}} (\text{m}^3/\text{min})$$

其中: $Q_{\text{采回}} = 100 \cdot q_{\text{采}} \cdot K_{\text{CH}_4} (\text{m}^3/\text{min})$

$$Q_{\text{采尾}} = \frac{q_{\text{CH}_4\text{尾}}}{2.5\%} \cdot K_{\text{CH}_4} (\text{m}^3/\text{min})$$

式中:

$q_{\text{CH}_4\text{尾}}$ ——采煤工作面尾巷的风排瓦斯量, m^3/min 。

4) 按工作面温度选择适宜的风速进行计算(见表 C.6):

$$Q_{\text{采}} = 60V_{\text{采}} \cdot S_{\text{采}} (\text{m}^3/\text{min})$$

式中:

$V_{\text{采}}$ ——采煤工作面风速, m/s ;

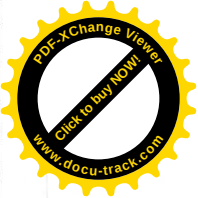
$S_{\text{采}}$ ——采煤工作面的平均断面积, m^2 。

5) 按回采工作面同时作业人数和炸药量计算需要风量:

每人供风 $\leq 4 \text{ m}^3/\text{min}$;

$$Q_{\text{采}} > 4N \quad (\text{m}^3/\text{min})$$

每千克炸药供风 $\leq 25 \text{ m}^3/\text{min}$ (硝酸铵炸药):



$$Q_{\text{采}} > 25 A \quad (\text{m}^3/\text{min})$$

式中:

N ——工作面最多人数,人;

A ——一次爆破炸药最大用量,kg。

6) 按风速进行验算:

$$60 \times 0.25 S < Q_{\text{采}} < 60 \times 4 S \quad (\text{m}^3/\text{min})$$

式中:

S ——工作面平均断面积, m^2 。

7) 备用工作面亦应满足瓦斯、二氧化碳、气温等规定计算的风量,且最少不得低于采煤工作面实际需要风量的 50%。

$$Q_{\text{备}} \geq \frac{1}{2} Q_{\text{采}}$$

c) 掘进工作面需要风量

每个掘进工作面实际需要风量,应按瓦斯、二氧化碳涌出量和爆破后的有害气体产生量以及工作面气温、风速、人数以及局部通风机的实际吸风量等规定分别进行计算,然后取其中最大值。

1) 按照瓦斯(或二氧化碳)涌出量计算:

$$Q_{\text{掘}} = 100 q_{\text{掘}} \cdot K_{\text{掘通}} \quad (\text{m}^3/\text{min})$$

式中:

$Q_{\text{掘}}$ ——单个掘进工作面需要风量, m^3/min ;

$q_{\text{掘}}$ ——掘进工作面回风流中瓦斯(或二氧化碳)的绝对涌出量, m^3/min ;

$K_{\text{掘通}}$ ——瓦斯涌出不均衡通风系数(正常生产条件下,连续观测 1 个月,日最大绝对瓦斯涌出量与月平均日瓦斯绝对涌出量的比值)。

按二氧化碳的涌出量计算需要风量,可参照瓦斯涌出量计算方法进行。

2) 按局部通风机实际吸风量计算需要风量:

岩巷掘进: $Q_{\text{掘}} = Q_{\text{扇}} \cdot I_i + 60 \times 0.15 S \quad (\text{m}^3/\text{min})$

煤巷掘进: $Q_{\text{掘}} = Q_{\text{扇}} \cdot I_i + 60 \times 0.25 S \quad (\text{m}^3/\text{min})$

式中:

$Q_{\text{扇}}$ ——局部通风机实际吸风量, m^3/min 。安设局部通风机的巷道中的风量,除了满足局部通风机的吸风量外,还应保证局部通风机吸入口至掘进工作面回风流之间的风速岩巷不小于 0.15 m/s、煤巷和半煤巷不小于 0.25 m/s,以防止局部通风机吸入循环风和这段距离内风流停滞,造成瓦斯积聚;

I_i ——掘进工作面同时通风的局部通风机台数。

3) 按掘进工作面同时作业人数和炸药量计算需要风量:

每人供风 $\geq 4 \text{ m}^3/\text{min}$;

$$Q_{\text{掘}} > 4N \quad (\text{m}^3/\text{min})$$

每千克炸药供风 $\geq 25 \text{ m}^3/\text{min}$ (硝酸铵炸药):

$$Q_{\text{掘}} > 24 A \quad (\text{m}^3/\text{min})$$

式中:

N ——掘进工作面最多人数,人;

A ——一次爆破炸药最大用量,kg。

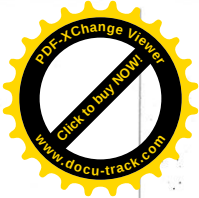
4) 按风速进行验算:

岩巷掘进最低风量

$$Q_{\text{岩掘}} > 60 \times 0.15 S_{\text{掘}} \quad (\text{m}^3/\text{min})$$

煤巷掘进最低风量

$$Q_{\text{煤掘}} > 60 \times 0.25 S_{\text{掘}} \quad (\text{m}^3/\text{min})$$



岩煤巷道最高风量

$$Q_{掘} < 60 \times 4.0 S_{掘} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

式中:

$S_{掘}$ ——掘进工作面的断面积, m^2 。

d) 井下硐室需要风量,应按矿井各个独立通风硐室实际需要风量的总和来计算:

$$\Sigma Q_{硐} = Q_{硐1} + Q_{硐2} + Q_{硐3} + \cdots + Q_{硐n}$$

式中:

$\Sigma Q_{硐}$ ——所有独立通风硐室风量总和, m^3/min ;

$Q_{硐1}$ 、 $Q_{硐2}$ 、 $Q_{硐3}$ 、 $\cdots$ 、 $Q_{硐n}$ ——不同独立供风硐室风量, m^3/min 。

矿井井下不同硐室配风原则:

井下爆炸材料库配风必须保证每小时 4 次换气量

$$Q_{库} = 4V/60 = 0.07V \text{ (m}^3/\text{min)}$$

式中:

$Q_{库}$ ——井下爆炸材料库需要风量, m^3/min ;

V ——井下爆炸材料库的体积, m^3 。

井下充电室应按其回风流中氢气浓度小于 0.5% 计算风量。

机电硐室需要风量应根据不同硐室内设备的降温要求进行配风。

选取硐室风量,须保证机电硐室温度不超过 30℃,其他硐室温度不超过 26℃。

e) 其他井巷实际需要风量,应按矿井各个其他巷道用风量的总和计算:

$$\Sigma Q_{其他} = Q_{其1} + Q_{其2} + Q_{其3} + \cdots + Q_{其n} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

式中:

$Q_{其1}$ 、 $Q_{其2}$ 、 $Q_{其3}$ 、 $\cdots$ 、 $Q_{其n}$ ——各其他井巷风量, m^3/min 。

按瓦斯涌出量计算:

$$Q_{其i} = 100q_{CH_4} \cdot K_{其通} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

式中:

$Q_{其i}$ ——第 i 个其他井巷实际用风量, m^3/min ;

q_{CH_4} ——第 i 个其他井巷最大瓦斯绝对涌出量, m^3/min ;

$K_{其通}$ ——瓦斯涌出不均衡系数,取 1.2~1.3;

100——其他井巷中风流瓦斯浓度不超过 1% 所换算的常数。

按其风速验算:

$$Q_{其i} > 60 \times 0.15 S_{其i} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

架线电机车巷中的风速验算:

$$Q_{其他架线机车} > 60 \times 1.0 S_{其i} \text{ (m}^3/\text{min)}$$

式中:

$S_{其i}$ ——第 i 个其他井巷断面, m^2 。

C. 8.4 矿井通风能力核定采用总体核算法或由里向外核算法计算。

a) 方法一:总体核算法(产量在 30 万 t/a 以下矿井可使用)。

1) 公式一(较适用于低瓦斯矿井):

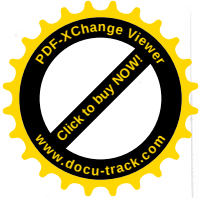
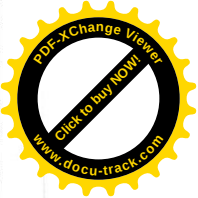
$$A = 330 \times 10^{-4} \frac{Q_{进}}{q \cdot K} \text{ (万 t/a)}$$

式中:

$Q_{进}$ ——矿井总进风量, m^3/min ;矿井实际进风量必须满足矿井的总需要风量,按核定时矿井总进风量计算;

q ——平均日产吨煤需要的风量, m^3/t ,

$$q = \frac{Q'}{A'} \text{ (m}^3/\text{t)}$$



- Q' ——矿井上年度实际需要风量 m^3/min , 矿井实际需要风量为矿井采煤工作面、掘进工作面、硐室和其他用风巷道需要风量之和;
- A' ——矿井上年度平均日产煤量, t ;
- K ——矿井通风能力系数。取 1.30~1.50, 取值范围不得低于此取值范围, 并结合当地煤炭企业实际情况恰当选取, 确保瓦斯不超限。当矿井等积孔 $<1 \text{ m}^2$ 时, 取 1.50; $1 \text{ m}^2 < \text{等积孔} <2 \text{ m}^2$ 时, 取 1.40; 等积孔 $>2 \text{ m}^2$ 时, 取 1.30。

参数选取和计算时, 首先应对上年度矿井供风量的安全、合理、经济性进行认真分析与评价, 对上年度生产安排的合理性进行必要的分析与评价, 对串联和瓦斯超限等因素掩盖的吨煤供风量不足要加以修正, 并应考虑近 3 年矿井生产情况和通风系统的变化, 取其合理值;

2) 公式二(较适用于高瓦斯、突出矿井和有冲击地压的矿井):

$$A = \frac{330Q_{\text{进}}}{0.0926 \times 10^4 q_{\text{相}} \Sigma k} \quad (\text{万 t/a})$$

式中:

- $Q_{\text{进}}$ ——矿井总进风量, m^3/min ;
- 0.0926——总回风巷按瓦斯浓度不超 0.75% 核算为单位分钟的常数;
- $q_{\text{相}}$ ——矿井瓦斯相对涌出量, m^3/t ; 在通风能力核定时, 当矿井有瓦斯抽放时, $q_{\text{相}}$ 应扣除矿井永久抽放系统所抽的瓦斯量。 $q_{\text{相}}$ 取值不小于 10, 小于 10 时按 10 计算。扣减瓦斯抽放量时应符合以下要求:
- 与正常生产的采掘工作面风排瓦斯量无关的抽放量不得扣减(如封闭已开采完的采区进行瓦斯抽放作为瓦斯利用补充源等)。
 - 未计入矿井瓦斯等级鉴定计算范围的瓦斯抽放量不得扣除。
 - 扣除部分的瓦斯抽放量取当年平均值。
 - 如本年已完成矿井瓦斯等级鉴定的, 取本年矿井瓦斯等级鉴定结果; 本年未完成矿井瓦斯等级鉴定的, 取上年矿井瓦斯等级鉴定结果。

Σk ——综合系数(见表 C.7):

$$\Sigma k = k_{\text{产}} \cdot k_{\text{瓦}} \cdot k_{\text{备}} \cdot k_{\text{漏}}$$

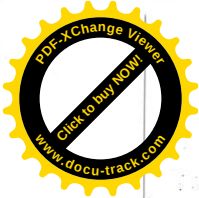
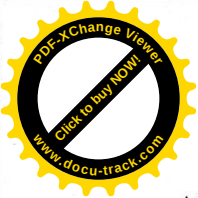
表 C.7 Σk 取值表

k 值	概念	取值范围	备注
$k_{\text{产}}$	矿井产量不均衡系数	$\frac{\text{产量最高月平均日产量}}{\text{年平均日产量}}$	
$k_{\text{瓦}}$	矿井瓦斯涌出不均衡系数	高瓦斯矿井不小于 1.2, 突出矿井、冲击地压矿井不小于 1.3	
$k_{\text{备}}$	备用工作面用风系数	$k_{\text{备}} = 1.0 + n_{\text{备}} \times 0.05$	$n_{\text{备}}$ ——备用回采工作面个数
$k_{\text{漏}}$	矿井内部漏风系数	$\frac{\text{矿井总进风量年平均值}}{\text{矿井有效风量年平均值}}$	

b) 方法二: 由里向外核算法(产量在 30 万 t/a 以上矿井可使用)。

根据第二十九条计算的矿井总需风量与矿井各用风地点的需风量(包括按规定配备的备用工作面)计算出采掘工作面个数(按合理采掘比 m_1 、 m_2), 取当年度每个采掘工作面的产量, 计算矿井通风能力。

$$A = \sum_{i=1}^{m_1} A_{\text{采}i} + \sum_{j=1}^{m_2} A_{\text{掘}j} \quad (\text{万 t/a})$$



式中:

$A_{采i}$ ——第 i 个回采工作面正常生产条件下的年产量, 万 t/a;

$A_{掘j}$ ——第 j 个掘进工作面正常掘进条件下的年进尺换算成煤的产量, 万 t/a;

m_1 ——回采工作面的数量, 个;

m_2 ——掘进工作面的数量, 个。

m_1 、 m_2 应符合合理采掘比。

C.8.5 矿井通风能力验证。矿井通风能力要从矿井主要通风机性能、通风网络、用风地点的有效风量和矿井稀释瓦斯的能力进行验证。

C.9 地面生产系统生产能力核定

C.9.1 核定地面生产系统能力必备条件: 地面生产系统完善, 运转正常。

C.9.2 地面生产系统能力核定的主要内容和标准:

- 地面生产系统能力主要是地面筛分、地面输送机、外运装车(含铁路运输及汽车运输)、储(贮)煤场等各生产环节的能力。
- 地面生产系统能力应根据实际生产设施核定, 并依系统中各环节设备的最小能力为地面生产系统核定能力。
- 地面生产系统中的储煤能力应达到 3 天~7 天的矿井产量。储煤能力包括储煤场和贮煤装车仓总能力。
- 地面生产系统煤仓(场)至装车外运各环节的处理能力富余系数为 1.2。
- 汽车外运能力按下式计算。

$$A = 330 \times 10^{-4} A_1 \cdot k_1 \cdot T \quad (\text{万 t/a})$$

式中:

A ——年装车外运量, 万 t/a;

k_1 ——运输不均匀系数, 煤矿自有汽车队取 0.9, 外委汽车队取 0.8;

T ——每日装车作业时间, h/d;

A_1 ——小时装车能力, 按下式计算。

$$A_1 = 60 \frac{G \cdot n}{t_1 + t_2} \quad (\text{t/h})$$

式中:

G ——每辆汽车平均载重, t;

n ——可同时作业装车车位数;

t_1 ——每辆车调车作业时间, min;

t_2 ——每辆车平均装车时间, min。

f) 铁路外运能力计算公式。

$$A = 330 \frac{N \cdot G}{10^4 k_1} \quad (\text{万 t/a})$$

式中:

A ——铁路年外运能力, 万 t/a;

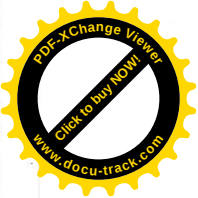
N ——每天列车数, 列/d;

G ——平均每列车净载量, t/列;

k_1 ——运输不均匀系数, 取 1.1~1.2。

C.10 露天煤矿生产能力核定

C.10.1 核定露天煤矿生产能力必备条件:



- a) 各生产环节运转正常；
- b) 采剥关系正常，两个煤量及工作面(线)长度符合要求；
- c) 采场、排土场边坡保持稳定；
- d) 安全保护及监测系统完善，运行正常；
- e) 洒水除尘设备完好，矿坑内粉尘含量符合国家规定标准。

C. 10.2 露天煤矿生产能力应首先核定剥采能力，根据剥采能力计算原煤生产能力。

有多种生产工艺的分工艺核定生产能力，然后汇总露天煤矿生产能力。

C. 10.3 核定剥采能力取环节能力的最小值，即：

$$P_t = \min\{P_d + V_u, P_l, P_h, P_s\}$$

式中：

P_t ——剥采能力，万 m^3/a ；

P_d ——穿爆环节能力，万 m^3/a ；

V_u ——不需要爆破的松散物料年计划挖掘量，万 m^3/a ；

P_l ——采装环节能力，万 m^3/a ；

P_h ——运输环节能力，万 m^3/a ；

P_s ——排土环节能力，万 m^3/a 。

C. 10.4 露天煤矿的环节能力计算主要以环节中各设备(系统)的年正常作业小时和小时效率来计算。年正常作业小时和小时效率一般取上年度设备(系统)的年实际作业小时和实际小时效率统计值。如核定当年的设备(系统)计划作业时间与上年度实际统计值有较大差异时，应说明原因。

对于更新、新增设备，采用设计参数进行计算。

计算环节能力时，除了自有设备外，还应包括外包队伍的设备和能力。

C. 10.5 穿孔爆破环节能力按下式计算：

$$P_d = \sum_{i=1}^n P_{da_i}$$

式中：

i ——1, ..., n ；

n ——设备台数，台；

P_{da_i} ——单台穿孔设备年能力，万 m^3/a 。按下式计算：

$$P_{da_i} = 10^{-4} H_y \cdot M_h \cdot C_b \cdot R_d$$

式中：

H_y ——年正常作业小时数，h；

M_h ——小时效率， m/h ；

C_b ——爆破出岩率， m^3/m ；

R_d ——钻孔利用率，%。

C. 10.6 采装环节能力按下式计算：

$$P_l = \sum_{i=1}^n P_{la_i}$$

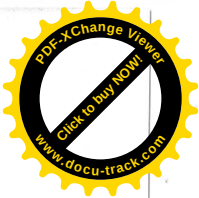
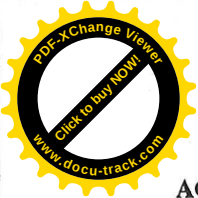
式中：

i ——1, ..., n ；

n ——设备台数，台；

P_{la_i} ——单台采装设备年能力，万 m^3/a 。按下式计算：

$$P_{la_i} = 10^{-4} V_h \cdot H_y$$



式中:

V_h ——设备正常作业平均小时能力, m^3/h ;

H_y ——年正常作业小时数, h 。

C. 10.7 运输环节能力按下式计算:

$$P_h = \sum_{i=1}^n P_{ha_i}$$

式中:

i ——1, ..., n ;

n ——设备台数, 台;

P_{ha_i} ——单台(套)运输设备年能力, 万 m^3/a 。按下式计算。

$$P_{ha} = 10^{-4} V_h \cdot H_y$$

式中:

V_h ——设备正常作业平均小时能力, m^3/h ;

H_y ——年正常作业小时数, h 。

在半连续或连续工艺中, 还应核定破碎站的能力, 计算方法相同。

C. 10.8 排土环节能力按下式计算:

$$p_s = \sum_{i=1}^n P_{sa_i}$$

式中:

i ——1, ..., n ;

n ——设备台数, 台;

P_{sa_i} ——单台(套)排土设备年能力, 即年可服务的排弃量, 不是实际推送量, 万 m^3/a 。按下式计算。

$$P_{sa} = 10^{-4} V_h \cdot H_y$$

式中:

V_h ——设备正常作业平均小时能力, m^3/h ;

H_y ——年正常作业小时, h 。

C. 10.9 露天煤矿原煤生产能力按下式计算:

$$P_c = \frac{P_t}{\left(\frac{1}{\rho} + R\right)r}$$

式中:

P_c ——核定的年原煤生产能力, 万 t/a ;

P_t ——剥采能力, 万 m^3/a ;

R ——核定当年、前一年、后一年 3 年均平衡剥采比, m^3/t ;

ρ ——原煤视密度, t/m^3 ;

r ——毛煤系数, $r > 1$ 。

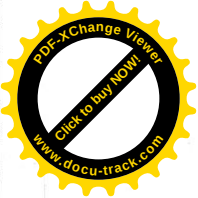
C. 11 选煤厂生产能力核定

C. 11.1 选煤厂核定生产能力档次划分标准与煤矿核定生产能力档次划分标准相同。

凡核定生产能力不在标准档次的, 按就近下靠的原则确定能力档次。

C. 11.2 选煤厂核定生产能力必备条件:

- 应有健全的生产、技术、安全管理机构及满足生产需要的专业技术人员;
- 选煤厂机电设备完好, 生产系统、设施运转正常, 各种保护装置齐全, 符合《选煤厂安全规程》;
- 必须实现煤泥水闭路循环;



d) 坚持正常的检修制度,达到规定的检修时间。

C. 11.3 选煤厂核定生产能力的主要内容:

a) 选煤厂生产能力主要核定以下系统环节能力,取其最小环节能力为选煤厂的核定生产能力:

- 1) 原煤、产品煤运输(主要输送设备)系统能力;
- 2) 除杂、筛分、破碎系统能力;
- 3) 选煤环节(跳汰、重介、浮选、其他选煤方法)能力;
- 4) 排矸环节(动筛跳汰、重介斜轮、选择性破碎机、风力干选等)能力;
- 5) 原煤、产品煤储存(储煤场、贮煤仓)与装车外运系统能力;
- 6) 煤泥处理回收系统能力。

b) 选煤厂各环节设备处理能力的不均衡系数按以下规定选取:

- 1) 矿井型选煤厂原煤受煤至原煤仓(场)设备处理能力应与矿井最大提升(煤)能力一致;
- 2) 群矿选煤厂由车辆运输来煤时,受煤坑至原煤仓(场)设备处理能力的不均衡系数取 1.30~1.50;
- 3) 在原煤仓后设备处理能力的不均衡系数,在额定小时能力的基础上,煤流系统取 1.15,煤泥水系统取 1.25。

c) 核定选煤厂系统环节能力时,若设备实测能力大于设备额定能力,以设备额定能力为准;若设备实测能力小于设备额定能力,以设备实测能力为准。

d) 选煤厂系统环节能力以实际生产设施进行核定。

C. 12 附则

C. 12.1 本标准由国务院煤炭行业管理部门负责解释。

C. 12.2 本标准自发布之日起施行。此前有关规定与本标准不一致的,以本标准为准。
