

矿井

宋录生 主编

惰性气体

防灭火技术

KUANGJING
DUOXINGQITI
FANGMIEHUO JISHU



化学工业出版社



宋录生 主编

矿井 惰性气体 防灭火技术



化学工业出版社

· 北京 ·

本书全面系统地介绍了矿井防灭火技术的基础知识和理论,总结了目前广泛应用的各类防灭火技术的特点。书中重点阐述了以氮气为主的惰性气体防灭火技术的原理和应用,通过矿井各类防灭火工程的成功实践论证了惰性气体防灭火技术在矿井防灭火工程的设计、工艺流程、施工过程中所具有的显著的防灭火效果和较高的推广应用价值。

本书可供矿井生产建设、设计、科研部门的工程技术人员和管理干部使用,也可供矿业院校师生参考。

图书在版编目(CIP)数据

矿井惰性气体防灭火技术/宋录生主编. —北京:化学工业出版社, 2008.1

ISBN 978-7-122-01921-9

I. 矿… II. 宋… III. ①矿井-矿山防火②矿井-惰性气体防灭火 IV. TD75

中国版本图书馆CIP数据核字(2008)第004824号

责任编辑:戴燕红

文字编辑:冯国庆

责任校对:吴静

装帧设计: 

出版发行:化学工业出版社(北京市东城区青年湖南街13号 邮政编码100011)

印 装:化学工业出版社印刷厂

720mm×1000mm 1/16 印张14 1/4 字数276千字 2008年2月北京第1版第1次印刷

购书咨询:010-64518888(传真:010-64519686) 售后服务:010-64518899

网 址: <http://www.cip.com.cn>

凡购买本书,如有缺损质量问题,本社销售中心负责调换。

定 价:38.00元

版权所有 违者必究

《矿井毒性气体防灭火技术》编写人员

主 编：宋录生

编写人员：孙淑君 张守宝 武英刚

宫月华 高尚青

前 言

防灭火在矿产开采中占有极其重要的地位。在煤层和其他矿产资源的开采过程中,我国大约有 50% 的煤矿存在自然发火的危险,另外还有外因火灾,如井下使用电气设备爆炸时的残火引发的火灾,机械摩擦引燃油脂火灾,输送机胶带摩擦引燃胶带和煤炭火灾,五金电器使用管理不当,线路短路引燃可燃物火灾,爆破孔堵塞不严爆矿引燃可燃物火灾,工作人员违章井下吸烟引发的火灾,以及瓦斯煤尘爆炸事故引发的火灾,每年造成的直接和间接经济损失上千亿元。尤其是到 20 世纪 80 年代末、90 年代初,矿井火灾已成为制约矿井高产高效技术发展的主要障碍之一,给井下工人生命安全造成极大威胁,严重影响了矿井的安全生产。因此,研究和总结煤层自燃机理和矿井外因引起的火灾预防治理技术显得十分重要。

本书正是在较全面总结我国煤矿生产建设中先进防灭火技术经验和科研成果的基础上编写而成的,它是我国矿井防灭火理论和实践的总结,具有科学性、先进性和实用性,它对于我国矿井加强防火管理,防止火灾事故发生,保障生命和安全生产将起到较大的作用。

本书力求反映目前我国矿井以惰性气体防灭火为主的技术状况,以指导矿井防灭火为宗旨,以矿山各级领导、防灭火工程技术人员、防灭火管理人员为主要服务对象。

本书在编写过程中,得到了义马煤业集团各矿防灭火工程技术人员的大力支持和帮助,并提供了许多技术资料。同时,煤炭科学研究总院有关技术人员在百忙之中给予了全面指导,并提出了许多宝贵意见。在此一并表示诚挚感谢。

由于水平有限,时间仓促,书中难免会出现不足之处,敬请各位读者批评指正。

编者

2008 年 1 月

目 录

第一章 概述	1
第一节 矿井火灾	1
一、矿井火灾的种类	1
二、矿井火灾的特征	4
三、矿井火灾的危害	6
第二节 矿井火灾的基本规律	8
一、矿井火灾燃烧过程	8
二、火灾生成气体的规律	13
三、煤层自燃规律	14
第二章 矿井火灾的预报预测	19
第一节 煤的自燃倾向性	19
一、煤炭自燃机理分析	19
二、影响煤炭自燃的因素	20
三、煤自燃发火期的测定方法	21
第二节 标志性气体监测	22
一、指标气体的优选	23
二、指标气体的使用	24
三、指标气体的分类	25
第三节 火源位置的探测	27
一、外因火灾火源位置的推断	27
二、国内主要探测方法	29
三、火源精确位置探测实例	34
第三章 防灭火技术的组织管理和预防措施	38
第一节 管理措施	38
一、组织管理措施	38
二、生产管理措施	40
三、专业管理措施	43

四、监督检查措施	46
第二节 矿井火灾事故及预防措施	47
一、重大灾害事故及其特征	47
二、重大灾害事故抢救技术及应用	48
三、重大灾害事故抢救的领导与指挥	51
四、抢险救灾步骤	54
五、井下救护基地	58
六、矿山救护队	58
七、安全岗哨	60
八、地面救护基地	60
第三节 矿井防灭火技术的应用	60
第四章 矿井防灭火技术	63
第一节 注水注浆防灭火技术	63
一、注水防灭火技术	63
二、注浆防灭火技术	65
三、注浆防灭火方式	68
四、综采工作面防灭火灌浆工艺	72
五、工作面注浆及漏浆远距离监控系统	74
六、黄土充填插管灌浆防灭火技术	77
七、风化石粉制浆防火技术	78
第二节 注砂防灭火系统	82
一、注砂系统	82
二、注砂技术参数和注意事项	82
三、注砂防灭火技术的应用	83
第三节 密闭工程技术	85
一、密闭种类与要求	86
二、通风密闭与防灭火密闭	87
三、临时密闭	91
四、调压气室	95
五、调节风窗与风门	97
六、封闭火区的灭火治理与缩封恢复	103
第四节 充填堵漏防火技术	105
一、固化泥浆防火技术	105
二、化学凝胶防火技术	107
三、胶体泥浆防火技术	109

四、复合凝土防火技术	112
五、阻化或固化粉煤灰浆防火技术	114
第五节 氮气防灭火技术	117
第六节 均压防灭火技术	123
第七节 凝胶防灭火技术	129
一、凝胶防灭火技术原理	129
二、材料选择	130
三、胶体防灭火材料的性能	131
四、胶体防灭火工艺	135
第八节 防灭火新技术的发展	136
一、建立一套完整的矿井防治煤层自然发火技术保障体系	136
二、提高矿井煤层自然发火预测预报能力	137
三、研究新型防灭火材料与装备	138
四、探索煤层自然发火机理与规律	138
第五章 惰性气体防灭火技术	139
第一节 氮气防灭火技术	139
一、氮气防灭火的必要性	139
二、氮气防灭火作用原理及参数的选取	142
三、氮气防灭火的优缺点	144
四、制氮设备	144
五、注氮灭火的方式及方法	145
六、应用实例及效果	155
七、综合利用氮气防灭火技术的突破	156
第二节 二氧化碳防灭火技术	164
一、液态 CO ₂ 的防灭火性能	164
二、液态 CO ₂ 防灭火系统及应用工艺	164
三、现场应用	166
第六章 惰性气体防灭火技术规范	168
第一节 煤矿氮气防灭火技术规范	168
第二节 煤矿燃气防灭火技术规范	173
第七章 河南矿区防灭火状况、设备技术展望等	180
一、新安区、宜洛区和陕涇区矿井防灭火技术装备	180
二、义马区矿井防灭火技术装备	181

三、惰性气体防灭火系统的实施	182
四、义马煤田易自燃煤层矿井实现高产高效的探索	184
附录 常用煤矿防灭火设备、灭火材料、规程等	187
一、火灾检测及防灭火装备	187
二、《矿井通风安全装备标准》(部分)	192
三、《煤矿安全规程》(部分)	193
四、矿井防灭火工作管理办法(某煤矿 2007 年 3 月 20 日)	210
五、《某煤矿防灭火工程标准》	218
参考文献	225

第一章

概 述

矿井火灾是煤矿重大灾害之一，矿井火灾不仅烧掉大量的资源、材料和生产设备，而且由于封闭火区，将会冻结煤炭的可采贮量，严重破坏正常的生产秩序；燃烧消耗了风流中的氧气，使风流中的氧气浓度下降，同时产生大量的热能、有毒有害气体和粉尘，其后果是使井下污染区域内的人员被烧伤、中毒或窒息；火灾使人们产生恐惧心理，威胁矿工的身心健康和生命安全。矿井火灾危害之严重，损失之巨大，令人触目惊心。

矿井火灾发生后，火势发展迅猛，变化复杂，影响范围广，往往造成人员伤亡和财产资源损失，可能诱发瓦斯爆炸，酿成更大灾害。救灾行动的成功取决于救灾人员能否迅速、正确地决策并实施。然而，现场救灾人员深感困难的是，在不能充分了解火情及其动态影响，不能正确估计即将实施的救灾措施的效果时，却必须迅速决策。要提高决策的可靠性和及时性，一是在事故发生前，作为决策人员，应了解和掌握矿井火灾治理的有关技术，了解本矿易发火区域着火时的应变措施及其正、负面影响，要使矿井火灾预防处理计划不是应付安全检查，而是救灾时的重要依据；二是通过安全技术教育，使矿工特别是班组长掌握灾变自救技术；三是火灾发生时，尽可能多地获取有关信息，并注意分析其可靠性，避免误导。安全生产方针中“预防为主”中的“防”，既包含防止火灾发生，也包含做好治理火灾的思想准备、技术物质准备和应变措施工作。

第一节 矿井火灾

一、矿井火灾的种类

火灾是由于失火造成的灾害，而地下工程火灾则是在矿井、巷道、隧道、储藏硐室、地铁及其车站、地下售货商厅等地下建筑物或构筑物中，因失火造成的灾害。足以引起燃烧的热源称为引火源。火灾过程中，与氧气发生氧化反应或其他化学反应的物质称为可燃物。可燃物、充足的氧气和引火源是发生燃烧的三个必要条件。地下工程火灾的可燃物因其用途不同而异，一般有木材、煤炭、纺织

品、纸张、塑料制品（如电缆、胶带等）及各种油类等。地下工程火灾与地面火灾不同，维持地下工程火灾长时间燃烧的氧气必须由自然通风或强制通风供给。引火源可以是电器事故引起的电火花、各种作业留下的残火、过失操作带来的火源等外界火源，也可以是可燃物本身自然发热过程中的高温热源，如煤炭自燃热源、纸张自燃热源、棉纺织品自燃热源等。

火灾的分类方法较多，可根据可燃物的种类、引起火灾的原因、发生火灾的地点、火焰燃烧的状态等进行分类。

（1）按可燃物的种类分类

美国国家防火协会（National Fire Protection Association）采用的是按可燃物的种类不同的火灾分类方法，该分类方法已经被很多国家或地区采用。按可燃物的种类不同将火灾分为四类。

① A类火灾 由木材、纸张、锯木屑、煤炭和垃圾等普通可燃物燃烧发生的火灾属于A类火灾，用水和含水量大的稀释溶液使燃烧物骤冷或冷却，即可有效地扑灭这类火灾。A类火灾燃烧生成的气体产物主要有二氧化碳和一氧化碳，同时烟流中还含有少量的水蒸气、甲烷、乙炔、氢气和重碳氢等。燃烧不完全的烟流具有可燃性或可爆性。该类可燃物燃烧后留下的是灰或残渣。

② B类火灾 在易燃液体表面或可燃性气体中发生的火灾属于B类火灾，如可燃液体（汽油、石油、溶剂等）与空气的接触面、可燃性气体与空气的混合物的燃烧都属于B类火灾。B类火灾不宜用水扑灭，否则燃烧过程中容易发生爆炸或爆燃。在火灾初期，限制流向火区的空气（氧气）量或阻止有效燃烧是扑灭火灾的关键。B类火灾的烟流组成与A类火灾的烟流组成基本相同，燃烧不完全的烟流有可燃性或可爆性。该类可燃物燃烧后留下的残渣较少。

③ C类火灾 在电气设备内部或其附近发生的火灾，如液压联轴节喷油引起的火灾，各类电气设备事故造成的火灾都属于C类火灾。扑灭C类火灾的关键是切断电源，在切断电源之前，必须使用非导电性的灭火剂，如化学干粉、干冰冷却剂、惰性气体、蒸发液体灭火剂等；切断电源后，可采用水或含水量大的稀释溶液灭火。

④ D类火灾 在可燃金属（如镁、钛、铝、锂、钠等）中发生的火灾属于D类火灾。控制和扑灭D类火灾，必须采用专门的技术和专用的灭火设备。

实际上，火灾过程中只有一种可燃物燃烧的情况是很少的，大部分火灾是几种可燃物同时燃烧。在地下建筑物或构筑物等地下工程中的可燃物有木材、煤炭、纸张、胶带、电缆、棉纺织品等，有时还有动力电缆、照明电缆和各类用电设备，因此，地下工程火灾一般为A类火灾和C类火灾。如在煤矿井下巷道中，有支架、背板和枕木等木材类，有运输过程中的煤炭、未开采的煤炭或开采后丢

弃的煤炭，有各类用电设备，有动力电缆、柔性风筒、运输机胶带等聚氯乙烯材料，所以发生在煤矿井巷中的火灾为 A 类火灾或 C 类火灾。在纺织品地下仓库中存放的可燃物以纺织品为主，同时有照明设备或其他用电设备，所以在纺织品仓库中的火灾也是 A 类火灾或 C 类火灾。

(2) 按引起火灾的原因分类

按引起火灾的原因不同，可将火灾分为内因火灾和外因火灾两类。

由于可燃物经长时间氧化，蓄积热量，发展到自燃引起的火灾，称为内因火灾。可燃物由蓄积热量发展成为火灾要经过三个阶段，即潜伏期、自热期和燃烧期。潜伏期和自热期的时间较长，如果在潜伏期和自热期，破坏了外部的供氧条件或热量蓄积条件，自燃过程终止，便不能发展成为火灾。所以，内因火灾往往是由于发现不及时或处理不当造成的。由外部热源引燃可燃物而发生的火灾，称为外因火灾。外因火灾是偶然事件，当通风条件适宜且有大量的可燃物时，可在很短的时间内形成大范围的火区，燃烧生成大量的有毒有害气体，使风流氧气浓度下降；同时，燃烧产生的大量热量，使风流温度升高。

因此根据引火的热源不同，通常将矿井火灾分成两大类。

① 外源火灾（或称外因火灾） 外源火灾是指由于外来热源如明火、放炮、瓦斯煤尘爆炸、机电设备运转不灵、摩擦、电流短路等原因造成的火灾。外源火灾可以发生在矿井的任何地点，但多发生在井口楼、井筒、机电硐室、火药库以及安有机电设备的巷道或工作面内。

外源火灾的特点是：突然，来势凶猛，如果不及时发现，往往可能酿成重大恶性的事故。据统计，国内外有记载的每次数十甚至上百人的煤矿重大恶性火灾事故中 90% 属于外源火灾。但外源火灾的燃烧往往在表面，如果发现及时，还是容易扑救的。

② 自燃火灾（或称内因火灾） 在煤矿里自燃火灾主要是指煤炭在一定条件和环境下（如煤柱破裂、浮煤集中堆积又有一定风流供给）自身发生物理化学变化（吸氧、氧化、发热），聚积热量导致着火而形成的火灾。自燃火灾大多发生在采空区、遗留的煤柱、破裂的煤壁、煤巷的高冒以及浮煤堆积的地点。

自燃火灾的特点是：它的发生有一个或长或短的过程，而且有预兆，易于早期发现。但火源隐蔽，往往发生在人们难以或不能进入的采空区或煤柱内，要想找到真正的火源确非易事，因此不能及时扑灭，以致有的自燃火灾可以持续数月、数年、数十年而不灭。燃烧的范围逐渐蔓延扩大，烧毁大量煤炭资源，冻结大量开拓煤量。

矿井火灾对人的危害主要是在发展期间产生大量的有毒有害气体。煤炭燃烧会产生一氧化碳、二氧化碳、二氧化硫、烟尘以及附着在烟尘之上的碳氢化合物。另外，坑木、橡胶、聚氯乙烯制品燃烧也会产生大量的一氧化碳、醇类、醛

类以及其他复杂的有机化合物。这些有毒有害气体和物质随风扩散,有时可能波及相当大的区域甚至全矿,从而伤害井下人员。据统计,在矿井火灾事故中遇难的人员95%以上是烟雾中毒所致。

煤矿火灾曾给矿井造成了巨大的经济损失和人员伤亡,对矿井安全生产造成了严重的威胁,是煤矿中危害最大的灾害之一。在矿井火灾事故中,外源火灾发生的次数占总数量不到10%,煤层自燃火灾达90%以上。开采具有自燃倾向性煤层的矿井占矿井总数约50%。

(3) 按燃烧状态分类

按火灾的燃烧状态不同,可将火灾分为阴燃火灾和明火火灾。

燃烧处于阴燃状态,无明显火焰的火灾,称为阴燃火灾。当燃烧地点通风不良,严重缺氧时,发生阴燃;可燃物即将燃尽,挥发物含量很低时,火灾也往往处于阴燃状态。阴燃火灾的烟流中一氧化碳气体含量高,烟流具有可爆性或可燃性,对人的危害很大。燃烧时有较长火焰的火灾,称为明火火灾。明火火灾有富氧燃烧和缺氧燃烧两种状态。在富氧燃烧状态下,可燃物燃烧充分,烟流中的一氧化碳等可燃性气体含量较低;在缺氧燃烧状态下,烟流中的一氧化碳等可燃性气体含量较高,烟流有可爆性或可燃性。此外,火灾还可以按燃烧现象发生瞬间的不同特点进行分类,分为着火、自燃、闪燃和爆燃等。

地下工程火灾可以是内因火灾,也可以是外因火灾。统计结果表明,外因火灾比内因火灾的直接损失大。当地下建筑物或构筑物中存放的可燃物较多时,火灾初期一般为富氧燃烧状态的明火火灾,随着火势的增大或通风(供氧)条件的恶化,逐渐发展成为缺氧燃烧状态的明火火灾。当采取了控制向火区的通风量或封闭火区的灭火措施后,或者火焰即将熄灭时,明火火灾便发展成为阴燃火灾。

二、矿井火灾的特征

在不同矿井灾害中,矿井火灾救灾难度最大、技术性最强、危险性最大。这是由矿井各类灾害事故的不同特征决定的。

(1) 不同矿井灾害的特征

矿井重大灾害性事故有瓦斯(煤尘)爆炸、瓦斯突出、火灾、水灾、顶板灾害等。不同灾害具有不同特性,致灾条件,发生、发展规律,对环境和人员产生不同的破坏和影响,因此,对应的防治措施也有所不同。

矿井火灾时期,火源燃烧生成的高温烟流向风侧蔓延,并可能因风流逆转,进入进风区,致使烟流蔓延范围扩大。由于火灾燃烧时间远大于瓦斯爆炸与突出、水灾和顶板灾害时间,因此,矿井火灾作用时间长、范围大。

瓦斯爆炸产生高温高压冲击波,如果爆炸不引起火灾,具有瞬间、大范围影

响特性；煤与瓦斯突出时高压气体和固体突然冲出的动力现象，往往对矿井造成瞬时、局部范围影响；矿井水灾是较高压力的水突然涌出的动力现象，也具有瞬时、局部范围的影响特征；顶板灾害是地压作用下顶板不同程度地垮塌造成的灾害，其作用特征也是瞬时、局部范围的。

纯瓦斯爆炸（不诱发火灾）的高温高压和突出灾害的高压冲击波作用是瞬时变化而且是非常复杂的，但是，其发生后对通风设施和通风系统的破坏及其影响一般是稳定的，即不随时间而变化。其复杂性和瞬时性决定了不可能在灾变发生的极短时间内作出控风决策及付诸实施。其破坏后的稳定性决定了救灾时期的控风和救护工作相对容易。所以对于这类灾变事故，必须以预防为主，预先分析不同强度的灾害对通风设施和通风系统的可能影响。当然，适当的抑爆减灾措施是必要的。在制定灾变措施同时，应考虑灾害破坏的稳定特性，其稳定性决定了灾后事故处理的难度。

（2）矿井火灾的致灾特征和对策

矿井火灾的长期性和动态变化性决定了救灾的难度、危险性和技术性，即高科技成果应用的可行性和重要性。矿井火灾持续时间长，对矿井通风系统的影响是长期的。由于火源燃烧强度的变化，高温烟流与巷壁热交换强度的变化，风流紊乱现象发生和烟流蔓延区域的变化，致使风流状态相关参数（风量、风压、风阻、有害气体组分和浓度等）发生动态变化。正是矿井火灾延续的长期性和动态特征，造成了灾变通风的独有的特性。其长期性，提供了风流控制救灾决策和实施可能有足够的时间，为分析和控制高温烟流流动状态的高新技术应用提供可能。而这一时间又非常紧张，对救灾指挥又是一个严峻的考验。因此，如果没有能应付各类事故的周密灾害预防处理计划和措施的预先演习和实施，没有对井下人员的安全教育，使他们熟悉救灾和自救的措施，单靠发生灾变时仓促决策和处理事故，往往不能成功救灾。其长期性和动态变化特性的结合，又对人员撤退和救灾工作连续造成威胁，增加了救灾决策和现场抢险的难度和危险。现场救灾实践证实，矿井火灾救灾是当前技术条件下各灾种救灾中难度最大、最危险、技术要求最强、任务最艰巨的一项工作。

矿井火灾防治在坚持“预防为主”方针的同时，必须强调在矿井火灾发生时，应用有效的救灾、控风技术。矿井火灾时期，通风机与风温变化引起的火风压共同作用提供了风流流动的动力，从而破坏了正常状态下原有通风动力（机械风压和正常通风的自然风压）与风流状态的平衡，导致矿井各巷道风流状态剧烈变化甚至部分巷道风流方向突然逆转。逆转风流携带大量火灾生成的高温、有毒、有害气体，污染进风区的新鲜风流，致使火灾影响范围扩大、井下人员遇难危险增加以及抢险救灾难度增大。矿井火灾风流状态控制就是应用风流调节设施（主要是风门启闭），使火风压造成的危及撤人救灾的风流状态转变为一定区域的

安全风流状态。很明显，风流状态控制的前提是已知火风压所引起的风流紊乱状态，而风流动态模拟技术就是用来解决此问题的。

三、矿井火灾的危害

在地下矿井、巷道、隧道、硐室、仓库、工作面等狭小空间发生的火灾，燃烧产生的烟流在狭小空间内运动，运动过程受通风系统强制通风或自然通风的作用，这类火灾称为井巷火灾。井巷火灾时期，火区下风侧的人员都处于被烟流污染或可能被烟流污染的危险区，因此烟流、热能和有毒有害气体的危害更大。归纳起来，地下工程火灾的危害有烧伤和热病、破坏正常的通风状态、中毒或窒息、阻碍视线、爆燃或爆炸、破坏正常的生产和生活秩序六个方面。

(1) 烧伤和热病

由于烟流流动空间狭小，燃烧生成的热能不能向周围扩散，烟流温度可达数百摄氏度甚至一千摄氏度以上。表 1-1 是几次井巷火灾实验中火区下风侧烟流的最高温度。在火灾时期，火区下风侧几十米甚至几百米的范围内，烟流温度仍可达 300K 以上。人员进入高温烟流区容易烧伤，长时间在高于身体温度的烟流中滞留容易患热病。

表 1-1 井巷火灾实验中火区下风侧烟流的最高温度

序号	可燃物的种类及用量	井巷长度/m	烟流最高温度/K
1	木材 800kg	400	933
2	木材 1600kg	400	1213
3	木材 3200kg	400	1223
4	木材 4800kg	400	1183
5	木材 500kg	85	567
6	木材 1800kg	85	1058
7	木材 1750kg 和煤炭 2000kg	85	662
8	焦炭 1000kg	85	487

(2) 破坏正常的通风状态

火灾产生的热能转换成火风压，给原通风系统以附加通风动力，并且改变原有通风系统的结构。因此，井巷火灾不仅可以使井巷内的风流状态紊乱，而且会造成通风系统中各分支风量的重新分配。

(3) 中毒或窒息

火灾时期，可燃物燃烧生成大量的二氧化碳、一氧化碳、氢气等有毒有害气体。在模拟实验巷道进行火灾实验时，测得木材燃烧过程中的烟流气体组分(表 1-2)。

表 1-2 木材燃烧过程中的烟流气体组分

气体种类	体积分数/%	气体种类	体积分数/%
氧气	0~20	氢气	0~5
二氧化碳	0~18	甲烷	0~4
一氧化碳	0~12	乙炔	0~1

由于燃烧强度不同,烟流中有毒有害气体的浓度则不同。表 1-2 所列的 6 种气体中,一氧化碳和氢气为有毒气体,甲烷和乙炔为有害气体,一氧化碳、氢气、甲烷、乙炔都是易燃易爆气体。燃烧使风流中有毒有害气体的浓度升高,氧气的浓度下降。烟流中的一氧化碳对人体的危害极大,能使人在短时间内中毒死亡。当烟流中氧气的浓度小于 12% (体积分数) 时,会使人在短时间内窒息。

(4) 阻碍视线

燃烧产生大量的粉尘和水蒸气,它们与流过火区的风流混合,形成火灾烟流。烟流的能见度比风流的能见度低得多,因而人在烟流中的视野范围缩小。烟流中的粉尘和有毒有害气体一般显酸性,对人的眼睛、鼻子、呼吸系统和皮肤等有强烈的刺激作用。

(5) 爆燃或爆炸

爆燃是火灾燃烧的一种现象,对周围设施有很大的破坏作用。爆燃波的传播速度很快,可使火灾范围在短时间内扩大。火灾燃烧产生的热能容易引起瓦斯或粉尘(如煤尘、纺织品粉尘、面粉生产过程中的粉尘等)爆炸。可燃物燃烧不完全的烟流中含有多种易燃易爆气体和可燃性粉尘,遇到适当条件,也容易发生爆炸。

(6) 破坏正常的生产和生活秩序

火灾的直接危害是烧掉资源、材料、设施和设备,破坏地下工程建筑,造成人们生产和生活秩序的混乱。火灾的惨状造成了人们心理上对火灾的恐惧,降低了工作效率。

如图 1-1 所示说明了地下工程火灾的要素、产物、危害和后果。地下工程、可燃物、适当的通风(供氧)条件和足以引起燃烧的引火源构成了地下工程火灾的要素。火灾的直接产物是热能、粉尘和有毒有害气体。热能传递过程和烟流温度分布,烟流运移规律和粉尘运动过程,有毒有害气体扩散行为过程和烟流组分等是火灾的表现形式。火灾的直接危害是破坏工程中的风流结构和通风系统的风流状态,烧毁资源、材料、设施、设备和工程建筑,引起瓦斯和粉尘爆炸,刺激人的感官,阻碍人的视线,使污染区域的人员被烧伤、患热病、中毒和窒息,破坏正常的生产、生活秩序。火灾的间接危害是造成人们的恐惧心理,降低人们的工作效率。危害的后果是造成人员伤亡和财产损失。

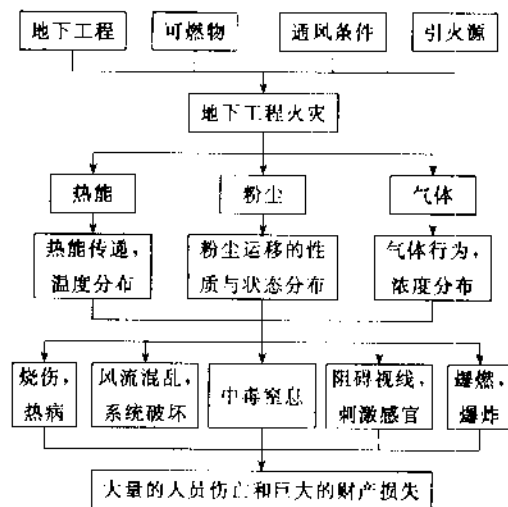


图 1-1 地下工程火灾及其危害

第二节 矿井火灾的基本规律

一、矿井火灾燃烧过程

1. 燃烧特征

(1) 燃烧的特点

可燃物和氧化剂在空间发生激烈化学反应的过程称为燃烧。它常常伴随放热、发光过程，会生成新物质。反应物中化学性质活泼的氧原子组分称为氧化剂（助燃剂），被氧化剂所氧化的物质称为燃料或可燃物，反应生成物称为燃烧产物。放热、发光和生成新物质是燃烧反应的三个特征，是区别燃烧和非燃烧现象的依据。点亮的灯泡中钨丝放热、发光，但未生成新物质，属于物理过程，而非燃烧现象。金属生锈、动物呼吸会放热，并产生新物质，但因反应速度低，放热速度慢，无发光现象，所以也不是燃烧反应。

(2) 燃烧的条件

燃烧必须同时具备三个条件 [图 1-2(a)]：燃料（可燃物）、供氧（氧化剂）和热源，通常称为燃烧的三要素。缺少任一条件，燃烧都不可能发生。若燃烧发生后缺少任一条件，则会熄灭，这是矿井防灭火工作的根本依据。矿井防灭火的措施，其目的是除去燃烧的全部或部分条件。燃烧除要求上述三要素外，还要求可燃物、氧化剂和热源应具备一定数量、浓度或能量。例如，在空气中氧浓度小于 12% 时，瓦斯便不能燃烧。燃烧以链式反应方式进行，反应可分为三步。第一，链引发：因高温热解产生一定数量的反应活性中心游离基。第二，链传递：

游离基与反应物作用产生新游离基并不断重复这一过程。第三，链中止：当反应物被完全消耗或由于惰性物质的作用，使游离基失去活性而减少以致消失，链式反应中止。链引发需要具有一定能量的引燃能源，低于 595°C 的热源不能使瓦斯与空气的混合气体燃烧。一定数量的燃料（可燃物）、充足的供氧及具备一定能量的热源是燃烧的充分必要条件。

近年来，有人还提出了燃烧四面体的概念 [图 1-2(b)]，即加入链反应要素，使链反应的继续，保证燃烧的持续。它存在于某些燃烧过程中，尤其是火焰前沿的自由基连锁反应，由于其反应速度极快，从而控制着火的增长速度。基于中断燃烧中链增长反应原理而发明的新型灭火剂和阻燃剂具有更好的灭火效果，从而支持了链反应是燃烧过程的基本要素的新观点。

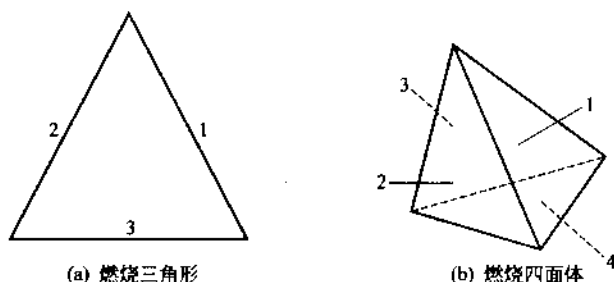


图 1-2 燃烧三角形和燃烧四面体

1 可燃物；2 氧化剂；3 热源；4 链反应

2. 燃烧的形式

绝大多数火灾事故是在大气条件下发生的，因此，可燃物在空气中的燃烧状况是矿井火灾的主要研究内容之一。矿井火灾中可燃物可分为固态（如煤、木材、橡胶、合成高分子化合物等）、气态（如瓦斯、热解产生的各种挥发性气体、一氧化碳等）、液态（如燃油、润滑油等）三大类。它们在井下火灾中的燃烧形式有以下几种。

(1) 扩散燃烧

扩散燃烧也称气体燃料燃烧。甲烷 (CH_4)、一氧化碳 (CO)、乙炔 (C_2H_2) 等可燃气体从管道孔口或巷道局部空间流出，在与空气汇合时，可燃气体与空气靠分子间扩散而混合，当其混合浓度达到燃烧界限时，遇火源则在该范围内燃烧。由于可燃气体和氧气 (O_2) 的不断补给、混合，使燃烧继续，如图 1-3 所示。

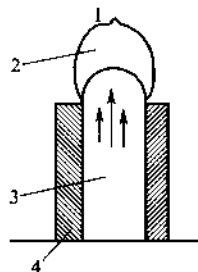


图 1-3 扩散火焰结构图

1—空气；2—扩散混合区；
3—气态燃料；4—管口

(2) 分解燃烧

分解燃烧出现于固体和部分液体燃料的燃烧中。在

燃烧过程中,可燃物首先遇热分解,热分解产物和氧反应产生火焰燃烧。如木材、煤、橡胶、合成高分子化合物等固体燃料,柴油、煤油、润滑油等高沸点油脂类流体以及蜡、沥青等固体烃类物质的燃烧。木材在空气中燃烧时,火源首先加热木材,使其失去水分而干燥,然后木材发生热分解,释放出挥发性气体,产生燃烧火焰,放出热量。释放的热量继续加热木材,使木材不断分解,从而使燃烧延续。矿井火灾时期,着火带中燃烧带燃烧即属于这一类型。

(3) 表面燃烧

表面燃烧发生于固体燃料燃烧的后期。固体可燃物燃烧时,不断分解出挥发性气体,而挥发性气体燃烧放出的热量继续维持新的固体燃料热分解和燃烧。原来燃烧的燃料所含挥发分气体、煤焦油分解完后,变成固体炭(焦炭)。这时,燃烧在焦炭与空气的接触表面进行,称为表面燃烧。固体燃料呈红热表面,但没有火焰。在矿井火灾中,着火带中的焦化带燃烧就属于这一类型。

(4) 预混燃烧

可燃气体与空气预先充分混合的燃烧称为预混燃烧。在井下一定环境条件下,可燃气体与空气已在着火前预先充分混合,其浓度处于燃烧(爆炸)界限之内,遇火源即会发生燃烧。预混燃烧在混合气体分布空间快速蔓延,在一定条件下会转变为爆炸。矿井火灾引起的爆炸事故往往是由预混燃烧引起的。因为扩散燃烧仅在很小的扩散区内进行,分解燃烧也仅在小范围的空气与挥发物混合界面进行,作用范围小。在一定通风条件下,煤层涌出的瓦斯与矿井火灾分解的高温挥发性气体混合,形成较大范围可燃性气体,一经点燃,就会出现预混燃烧,并可能在半封闭空间内迅速地自身加速发展成为爆炸。

3. 预混气体燃烧的蔓延

矿井火灾火源燃烧蔓延主要分为固体、液体燃料燃烧蔓延和预混气体燃烧蔓延。预混气体燃烧是矿井火灾引起爆炸的重要原因,这里重点分析预混气体燃烧的蔓延。当预混气体中可燃气体浓度处于燃烧界限范围内时,一遇火源则开始燃烧,使可燃混合气体某一局部着火,形成一薄层火焰。火源加热邻近混合气体层产生游离基,游离基作为活化中心使附近混合气体层发生化学反应,发生反应的气层又形成新的火源和活性中心源,使邻近层混合气体发生化学反应,如此层层蔓延。正发生剧烈反应的反应带称为燃烧波。在燃烧波传播的混合气体层内出现了强烈的自身加速反应。反应带放出的热量迅速逆风向预热邻近混合气体层,使化学反应在极薄的带内完成。这种进行完全化学反应的薄层称为火焰锋面,如图1-4所示。可燃预混气体火焰锋面的厚度一般不超过1m,所以,常把火焰锋面当作未燃预混气体与燃烧生成物之间的界面。

设预混气体流速为 V_1 ,燃烧蔓延速度为 V_2 ,若 $V_1 = V_2$,燃烧大致保持在原处进行;若 $V_2 > V_1$,则火焰以 $V_2 - V_1$ 的速度向预混气体区内蔓延。火焰锋

面在预混气体中的蔓延速度是气体燃烧过程最重要的特征，它决定了燃烧过程的强度，也决定了燃烧蔓延速度。一般条件下，燃烧蔓延速度为 $0.1 \sim 0.2 \text{ m/s}$ ，它与多种因素有关。

① 与可燃气体的分子组成和结构有关 组成和结构较为简单的气体，燃烧蔓延速度快；组成和结构复杂的气体，燃烧蔓延速度慢。如 $V_{\text{CH}_4} < V_{\text{CO}} < V_{\text{H}_2}$ 。



图 1-4 预混气体燃烧的蔓延

② 与燃烧方式有关 扩散燃烧因可燃气体与空气分子扩散混合而产生，其蔓延速度不仅取决于化学反应速度，也与扩散混合速度有关。由于气体分子间扩散速度较慢，扩散燃烧蔓延速度也慢，但预混气体燃烧速度只与化学反应速度有关，所以预混燃烧蔓延速度比扩散燃烧快得多。

4. 火灾的燃烧过程

地下工程中的可燃物一般为固体，固体可燃物的燃烧，实质上可归结为碳的燃烧。碳在空气中的燃烧是多相燃烧过程，最基本的过程是碳与氧气之间的氧化反应。

在一定强度热源的作用下，固体可燃物被加热，首先蒸发出来的是可燃物表面和内部的部分水分，蒸发出的水分扩散脱离固体表面，运动到空气中；继后是可燃物中的有机物开始热分解，分解出一部分被称为挥发物的气态物质，挥发物由固体内部向表面扩散，脱离表面向空气中运动，在运动过程中遇到适量的空气（氧气）和足够高的温度（热源），就会着火燃烧起来；可燃物中的挥发物被蒸发燃烧的同时，剩下的碳和不可燃灰分组成的固体残物（称为焦炭）开始燃烧，因为焦炭比挥发物难以着火，所以当部分（甚至全部）挥发物燃烧以后焦炭才开始着火燃烧。

在大部分天然固体可燃物（除胶带、电缆和塑料等可燃物之外）中，最多的可燃性物质是焦炭，即焦炭是天然可燃物中最主要的可燃性物质。火灾燃烧产生的热量主要是焦炭燃烧的热量，表 1-3 给出了几种固体可燃物中焦炭的含量和焦炭发热量占总发热量的比例。焦炭燃烧阶段是可燃物燃烧过程中最长的一个阶段，约占全部燃烧过程所用时间的 90%，该燃烧过程对固体可燃物的燃烧过程起着决定性的作用。

碳的燃烧反应是氧化反应。氧化反应所需要的氧化剂是迁移到固体碳表面的氧气。所以，固体可燃物燃烧过程的基本阶段（碳的燃烧）是一个复杂的物理化

表 1-3 固体可燃物中焦炭的热值

可燃物	焦炭占可燃物的比例/%	焦炭热值占可燃物总热值的比例/%
无烟煤	96.5	95
烟煤	57~88	59.5~83.5
褐煤	55	66
泥煤	30	40.5
木材	15	20

学过程,受气体向固体表面扩散和固体碳表面上反应动力两种因素的制约,是一种扩散-动力型的燃烧反应。

下面以一个碳颗粒为例,说明固体可燃物的燃烧历程。

图 1-5 给出固体可燃物颗粒的燃烧历程。假定燃烧室内有足够高的温度和足够多的可供燃烧反应的氧气。颗粒被加热,蒸发掉水分而干燥后,首先解析出的可燃气体在颗粒周围着火燃烧,形成光亮的火焰。这时氧气只消耗于挥发物的燃烧,不能到达焦炭的表面,焦炭本身是暗黑的,焦炭中心的温度不超过 873~973K,如图 1-5 中的 (a)、(b) 所示。

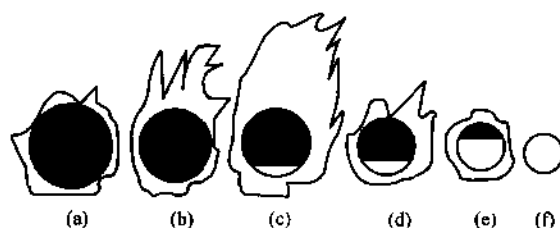


图 1-5 固体颗粒的燃烧过程

挥发物着火后,经过不长的时间,火焰逐渐缩短,以致最后消失,这表明挥发物几乎燃烧完毕。实验结果表明,可燃物从干燥到干馏出挥发物,再到挥发物基本燃尽,所用的时间是很短的,仅占可燃物全部燃烧时间的 10% 左右。

当挥发物基本燃烧完毕,焦炭表面局部开始燃烧、发亮,然后逐渐扩展到整个表面,如图 1-5 中的 (c)~(e) 所示。与此同时,焦炭温度逐渐升高,达到最高燃烧温度(如褐煤的燃烧温度可达 1373K),而后几乎保持不变,这时颗粒周围只有极短的蓝色火焰,它主要是由一氧化碳燃烧形成的。在焦炭燃烧阶段,仍有少量的挥发物继续析出,但挥发物对燃烧过程不起决定性作用。焦炭燃烧后留下残渣,如图 1-5 中的 (f) 所示。焦炭的燃烧时间长,几乎占整个燃烧时间的 90% 左右。

综上所述,地下工程中可燃物的燃烧依次经历 8 个阶段:

- ① 足够的热源使可燃物局部加热、干馏、析出水分;
- ② 空气(氧气)迁移到固体可燃物的表面;

- ③ 扩散到固体表面的空气被固体表面吸附, 开始化学反应的第一阶段;
- ④ 从固体中析出的挥发物质向固体表面迁移, 与固体表面吸附的气体进行化学反应, 形成吸附后的生成物;
- ⑤ 吸附生成物从固体表面解吸, 迁移离开固体表面, 形成光亮的火焰;
- ⑥ 挥发物燃烧, 使焦炭温度升高, 焦炭开始燃烧;
- ⑦ 焦炭燃烧放出大量的热量, 加热焦炭周围的可燃物, 使其干馏、析出水分、析出挥发物, 直到开始燃烧, 燃烧范围扩大;
- ⑧ 焦炭经长时间燃烧, 燃尽成为残渣, 全部可燃物燃尽。

以上 8 个阶段是依次发生的, 整个多相反应过程进行的快慢, 即多相燃烧的速度, 取决于各阶段中最慢的一个阶段的速度。在反应过程中, 有一个阶段停止, 则燃烧过程中断。

二、火灾生成气体的规律

正确的火源状态判定主要取决于可靠气样的采集和正确的分析。下面将详细地讨论在气样采集、分析过程中会导致错误结论的种种现象和相应的防止方法。

(1) 浓度变化趋势分析

所获取数值与已确立的浓度变化趋势不相符的气样应舍弃。一般来说, 只要不发生环境的剧烈变化, 如爆炸、巷道严重垮塌、防火墙被破坏造成积水或空气的流入流出, 或大气压力急剧变化引起大量新鲜空气或 CO_2 、 CH_4 流入等, 火区气体组分变化是和缓平滑的。由于气体浓度以及它们之间浓度变化的比值呈指数变化的形式, 所以, 检测数据或比值最好画在对数 (x 轴、 y 轴均采用对数坐标) 或半对数 (只有 x 轴或 y 轴采用对数坐标) 坐标图上, 使相关关系变为直线, 便于分析和推测发展趋势。在条件变化不大的情况下, 根据作出的直线可以合理估计已发生的情况并预测将可能出现的现象。若用通常的线性坐标作图, 则对于火情和发展趋势的分析就会困难得多。

(2) 特里克特比率

特里克特比率 (琼斯·特里克特比率) T_r 是一种剔除无效气样, 避免错误判断的有力工具。

$$T_r = \frac{\text{CO}_2 \% + 0.75\text{CO} \% - 0.25\text{H}_2 \%}{0.265(\text{N}_2 \% + \text{Ar} \%) - \text{O}_2 \%}$$

它主要根据火灾生成气体的浓度之间存在一定比例来确定的。当比例不正常时, 意味着气样受到某种干扰而无效。当气样的 T_r 超过 1.6 时, 该气样不予考虑。若火灾的主要燃料是煤, T_r 大于 1 的气样就值得怀疑。例如, 在一次矿井

火灾实例中,主要通风机排风处取得的气样含有 CO_2 0.86%, CO 1.26%, H_2 1.53%, CH_4 0.94%, O_2 19.81%, $\text{N}_2 + \text{Ar}$ 75.6%, $T_r = (0.86 + 0.75 \times 1.26 - 0.25 \times 1.53) / (0.265 \times 75.6 - 19.81) = 6.4$, 因 T_r 值远大于 1.6, 所以该气样不可靠, 不应作为决策依据。未经分析气样可靠性, 就据此决定撤走了直接灭火人员。

后来发现, 产生气样不可靠的原因是取气样瓶未洗净所致, 此次确属火情误报。通过校验气样的可靠性, 可以帮助决策者减少错误判断的可能。

三、煤层自燃规律

1. 煤的自燃机理

破碎的煤炭及采空区中的遗煤接触空气后, 氧化生热, 当热量积聚、煤温升高、超过临界温度时, 最终导致着火, 此种现象称为煤的自燃。

17 世纪英国学者 Ploot 和 Berzelius 研究了煤的自燃, 并提出了黄铁矿作用学说, 但迄今未能得到圆满的解答。煤氧复合作用已经得到了科学的证实, 对此目前不存在任何异议, 然而对以下两点还存在争论: 煤的低温氧化过程是怎样开始的? 它的温度是怎样提高到自热临界温度 ($T_c = 60 \sim 80^\circ\text{C}$) 的?

在长期争论中, 人们提出了一系列的论点或称学说阐述煤的自燃, 其中主要有黄铁矿作用学说、细菌作用学说、酚基作用学说以及煤氧化合学说等 10 余种。20 世纪中叶出现且为众多学者证实并认同的是煤氧复合作用学说, 即煤的自燃是因空气中的氧在常温下与煤相互作用产生的热量聚集引起的。这种与氧的相互作用主要是因为煤中的碳化物质氧化造成的。煤自身具有吸氧蓄热着火特性, 这种性质称为煤的自燃倾向性, 由此引起的火灾即是自然发火。以煤氧复合作用学说为基础, 众多学者研究了煤炭自燃的规律。

1870 年瑞克特通过实验发现, 一昼夜里 1kg 煤吸氧量为 0.1~0.5mL。1945 年姜内斯提出, 在常温下煤的吸氧量可达 0.4mL/g, 这和 1941 年美国学者约荷对美国伊利诺斯煤田的煤样试验结果相近。

20 世纪 60 年代, 我国煤科院抚顺分院曾以煤的吸氧量作为区别煤自燃倾向性大小的指标。通过对大量煤样实验结果的分析, 确定 100g 煤样在 300°C 条件下, 经过 96h, 吸氧量小于 200mL 时属于不自燃煤; 超过 200mL 时属于弱自燃煤; 超过 300mL 属于自燃煤。这也说明在低温时煤的吸氧量越大越容易自燃。

总结上述各种解释煤的自燃学说, 煤氧复合作用学说受到多数学者赞成。因为煤的自燃主要参加物一个是煤, 一个是氧, 煤对氧的吸附已经过实验证实。表面的吸附, 即物理吸附产生的热量微不足道, 而化学吸附及其伴随而存在的煤与氧的化学反应则可以放出较多的热量, 热的产生与积聚是导致煤炭自燃必不可少的条件。酚基作用学说将煤体中的不饱和化合物——酚基最易氧化而作为导致自

燃的原因，其实质还是煤与氧的作用。因此，可作为煤氧化学说的补充。由于煤并非均匀体，而且品种多种多样，化学结构、物理性质以及煤岩成分均有很大差别。因此，其自燃过程是一个相当复杂的现象。

2. 自燃发展阶段

煤的自燃过程是极其复杂的，此过程的发生、发展与化学热力学（表面现象、热效应、相平衡等）、化学动力学（反应速度与反应机理）、物质结构（内部结构及其性质和变化）等理论有关，至今对煤在低温时的氧化机理还没有统一的认识。这里只对国内外比较流行的观点加以介绍。

煤自燃过程如图 1-6 所示。煤炭自燃大体上可以划分为三个主要阶段。

(1) 准备期

有自燃倾向性的煤炭与空气接触后，吸附氧而形成不稳定的氧化物或称含氧的游离基，初期看不出其温度上升和周围环境温度上升的现象。此过程的氧化比较平缓，煤的总量略有增加，着火温度降低，化学活性增强。

潜伏期，即煤的低温氧化时期。自煤层被开采、接触空气起至煤温开始升高的时间区间称为潜伏期。该期氧化速度缓慢，放出的热量很少，煤温几乎不变，但化学活性增强；在潜伏期，煤与氧的作用是以物理吸附为主，放热很小，无宏观效应；经过潜伏期后煤的燃点降低，表面的颜色变暗。潜伏期长短取决于煤的分子结构、物化性质。煤的破碎和堆积状态、散热和通风供氧条件等对潜伏期的长短也有一定影响，改善这些条件可以延长潜伏期。

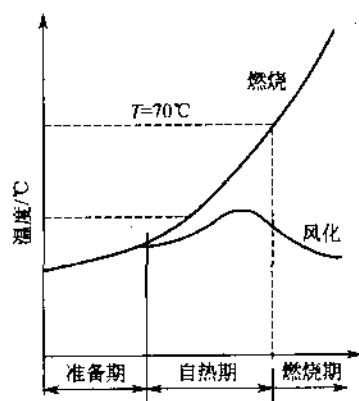


图 1-6 煤自燃过程示意图

潜伏期长短取决于煤的分子结构、物化性质。煤的破碎和堆积状态、散热和通风供氧条件等对潜伏期的长短也有一定影响，改善这些条件可以延长潜伏期。

(2) 自热期

在准备期之后，煤氧化的速度加快，不稳定的氧化物开始分解成 H_2O 、 CO_2 和 CO 。这时若产生的热量未散发或传导出，则积聚起来的热量便会使煤体逐渐升温，达到某一临界值（一般认为是 $60\sim 80^\circ C$ ），此时开始出现煤的干馏，生成芳香族的碳氢化合物（ C_mH_n ）、氢（ H_2 ）及 CO 等可燃气。这个阶段，煤的热反应比较明显，使用常规的检测仪表就能测量出来，甚至于被人的感官感觉到。此阶段通常称为煤的自热期，其对于自燃火灾的防治是极为重要的阶段，在此阶段可以检测到各种自燃产生的化学反应物质，因而可以有针对性地采取各种措施使由准备期产生的热量能够充分地释放出来，可以有效地遏制煤由自热期向燃烧期的过渡。

(3) 燃烧期

当煤温达到着火温度（无烟煤大于 400°C 、烟煤 $320\sim 380^{\circ}\text{C}$ 、褐煤小于 300°C ）后就着火燃烧起来。煤进入燃烧期就出现了一般的着火现象：明火、烟雾、 CO 、 CO_2 以及各种可燃气体，火源中心处的煤温可高达 $1000\sim 2000^{\circ}\text{C}$ 。

如果在达到临界温度前，改变了供氧和散热条件，煤的增温过程就自行放慢，而进入冷却阶段，煤逐渐冷却并继续缓慢氧化至惰性的风化状态。已经风化了的煤炭，就不能自燃了。

由此可见，煤炭自燃必须具备以下三个条件：

- ① 煤具有自燃倾向性（即在常温下具有较高的氧化活性）；
- ② 有连续的供氧条件；
- ③ 热量易于积聚。

第一个条件为煤的内部特性，它取决于成煤物质和成煤条件。后两个条件为外因，取决于矿井的地质、开采条件。

尽管煤氧复合学说已为大多数人所接受，并在实践中得到了某种程度的证实，但对于煤自燃过程的详细研究还处于发展阶段，特别是对上述三个时期煤炭氧化的特征、特性及氧化产物的研究，仍是近十几年来科学工作者关注的重点。要想真正摸清矿井内因火灾发生、发展的准确规律，还有待各方面研究人员的共同努力。

煤炭自燃的发展过程共经历以下几个阶段。

① 水吸附阶段 与其他阶段不同，这个阶段只是个物理过程，煤与氧不会发生反应，煤吸附水虽不是煤自燃的根本原因，但它对煤自热，特别是低品级的煤自热有重要影响。当水被煤吸附时会放出大量热，即润湿热。所以，多数情况下该阶段对煤的自燃都起着关键作用。

② 化学吸附阶段 煤自燃过程首先在这个阶段发生化学反应。该阶段的反应温度为环境温度至 70°C 。这个过程中煤吸附氧气会产生过氧化物，因而叫作化学吸附阶段。化学吸附阶段煤重略有增加，并产生气体，其中的 CO 可作为标准气体，通过监测 CO 浓度可对煤的自燃进行早期预报，化学吸附阶段需要少量水参加反应。根据煤的品级和类型不同，化学吸附的放热量在 $5.04\sim 6.72\text{J/g}$ 之间变化。若煤温达到 70°C 时会分解，煤重随之大幅度下降，甚至比原始煤重还要轻。煤中水分的蒸发可带走一些热量，该过程产热量在 $16.8\sim 75.6\text{J/g}$ 间变化。若煤氧化进行到这个阶段，想使其不自燃是非常困难的。

③ 煤氧复合物生成阶段 该阶段生成一种稳定的化合物，即煤氧复合物。其反应温度范围为 $150\sim 230^{\circ}\text{C}$ 。产生的热量为 $25.2\sim 113.4\text{J/g}$ ，这个阶段煤重又有所增加，煤氧化进行到这个阶段必然发生自燃。

④ 燃烧初始阶段 这是煤氧复合物生成阶段到煤快速燃烧阶段的过渡时期，煤温达 230°C 时，煤氧化可进行到这个阶段。此时煤的反应热为 $42\sim 243.6\text{J/g}$ 。

这些热量使煤迅速上升促进了煤的快速燃烧。

⑤ 快速燃烧阶段 这是煤自热的最后阶段，它描述了煤的实际燃烧过程。依氧气供应充足与否，这个阶段可能发生干馏、不完全燃烧或安全燃烧。如果燃烧充分，其反应热等于煤的发热值。

3. 影响煤炭自燃的地质、开采因素

(1) 煤层厚度和倾角

煤层厚度或倾角越大，自燃危险性越大。这是因为开采厚煤层或急斜煤层时，煤炭回收率低、采区煤柱易遭破坏、采空区不易封闭严密和漏风较大。

煤是不良导热体，煤层越厚，越易积聚热量。所以，分层开采时下部未采煤层越厚，采空区中浮煤产生的热量越难通过下部煤层散发。此外，松散岩石的热导率很低，冒落的岩石包围浮煤后，浮煤产生的热量也不易散发。故厚煤层分层开采时，发火概率较大。

(2) 煤层埋藏深度

煤层埋藏深度增加，地压和煤体的原始温度增加，煤内自然水分少，这将使煤的自燃危险性增加。开采深度不大时，容易形成与地表沟通的裂隙，造成采空区内的较大漏风，也容易在采空区中形成浮煤自燃。

(3) 地质构造

煤层中有地质构造破坏的地方（如褶曲、断层、破碎带和岩浆侵入区等）煤炭自燃比较频繁。因为这些地区煤质松碎，有大量裂隙，从而增加了煤的氧化活性和供氧通道与氧化表面积。假若有围岩裂隙渗水，更使煤的氧化能力提高。在岩浆侵入区，煤层受到干馏，煤的孔隙增加、强度降低，自燃的危险性也就增大。

(4) 围岩性质

顶底板的物理机械性质（结构、硬度、可塑性等）也能影响煤炭的自燃过程。如果顶板岩层坚硬且裂隙发育，冒落后块度较大，因而采空区漏风大，供氧条件好，或底板也较坚硬，护巷煤柱所受地压大、易破碎，则有利于自燃；如果底板松软而可塑性强、顶板稳定，则煤柱不易压酥，自燃危险性就比较小；如果顶板松软、易陷落，冒落后能严密地充满采空区并很快被压实，则采空区漏风较小，供氧条件差，因而采空区内遗煤自燃危险性大大降低。

(5) 煤的瓦斯含量

煤孔隙内存在的瓦斯（如沼气），能够占据煤的孔隙空间和内表面，降低了煤的吸氧量。瓦斯逸出后，就构成煤炭氧化较为强烈的条件。据研究表明，煤中的剩余瓦斯含量大于 $5\text{m}^3/\text{t}$ 时，煤炭自燃就难以发生，在瓦斯涌出量过大，即在 $0.4\sim 0.5\text{mL}/(\text{g}\cdot\text{h})$ 的情况下，实际上不发生煤的氧化；当瓦斯涌出量小，在 $0.4\sim 0.5\text{mL}/(\text{g}\cdot\text{h})$ 时，对氧化过程也没有影响。

(6) 开拓开采条件

开拓开采条件是影响煤层自燃的重要因素。选择合理的开拓系统和开采方法，能减少煤层的切割量和遗煤量，改变供氧条件和热交换条件，从而大大降低煤层的自燃危险性。正确的开拓系统应保证煤层切割少，煤柱少，能及时隔绝采空区。正确的采煤方法应该是巷道布置简单，煤炭回收率高，采空区漏风少。

(7) 漏风条件

没有不断供给的空气，煤的氧化就不能发展。但是漏风风速很大时，改变了热交换条件，氧化生成的热量容易被风流带走，也不能发展成自燃火灾。只有在既有风流流通，而风速又不大的情况下，煤才能自然发火。采空区、煤巷冒顶或垮帮处、压碎的煤柱等地点的漏风，往往具备了这样的条件。

有人研究了引起煤炭自燃的漏风极限值，认为采空区单位面积的漏风量大于 $1.2\text{m}^3/(\text{min} \cdot \text{m}^2)$ 或小于 $0.06\text{m}^3/(\text{min} \cdot \text{m}^2)$ 时，都不会发生自燃火灾。最危险的漏风量是 $0.4 \sim 0.8\text{m}^3/(\text{min} \cdot \text{m}^2)$ 。漏风的上限值 [大于 $1.2\text{m}^3/(\text{min} \cdot \text{m}^2)$] 无实际意义，因为人为地加大漏风量来防火，技术上是不可靠的，经济上也不合算。漏风的下限值也只能作为防火工作的参考。总之，必须尽量减少漏风。

生产矿井常把煤层的自然发火期作为衡量煤层的自燃难易程度的指标。所谓自然发火期，是指煤自揭露之日起至发生自然发火时为止的间隔时间，一般以月为单位。回采工作面中煤层自然发火期以工作面开切（割）之日起至发生自然发火时为止的时间计算。煤层自然发火期不仅取决于煤的自燃倾向性，还与地质因素、开采技术条件和管理水平密切相关。即使是同一煤层，在煤的自燃倾向性和地质条件都相同的情况下，通过改变开采技术条件和提高管理水平，也可使其自然发火期改变。

第二章

矿井火灾的预报预测

矿井火灾的防治工作主要包括三个方面：煤层自然发火危险性评价；煤层自然发火的预测预报和矿井火灾的防治技术。煤层自然发火危险性评价的目的是要在火灾发生之前对火灾发生的可能性做出科学性的评价；煤层自然发火的预测预报是在煤矿生产过程中对可能或已经发生的火灾进行监测和预测；而矿井火灾防治技术则是对即将发生或已经发生的火灾采取措施，阻止火灾的发生。

为抑制、减少煤层自然火灾事故的发生，世界各科研机构和生产部门对煤自燃火灾防治技术进行了大量的理论探讨、实验研究和现场应用，以期开发出更为可靠的预测预报方法，研制出性能更为可靠的检测仪器，防患于未然，最大限度地消除其危害。

预测技术是指在煤处于低温氧化阶段（即潜伏期），还未出现自然发火征兆之前，仅根据煤的氧化放热特性和实际开采条件，超前判断松散煤体自燃的危险程度、自然发火期及最易自燃区域的一种技术。目前，预测技术主要有自燃倾向性预测法、综合评判预测法、统计经验法和数学模型预测法4种。

预报技术是指煤层开采后，松散煤体氧化放热，引起升温，进入自热阶段，在煤体冒烟和出现明火之前，根据煤氧化放热时引起的标志气体、温度等参数的变化情况，较早发现自燃征兆，判断自燃状态的技术。目前，预报方法主要有指标气体分析法、温度检测法，预报的手段主要有工取样监测分析预报和实时监测预报系统。

第一节 煤的自然倾向性

露天矿开采的煤层及贮煤厂的煤普遍存在自燃现象。这是由于煤暴露在大气环境中持续发生氧化而造成热量积聚，不断升温而导致的结果，自燃不但严重危害煤贮藏和运输设备的安全，而且造成了资源的浪费和严重的环境污染。因此，分析其成因并研究自燃倾向性的预测方法是解决这一问题的关键。

一、煤炭自燃机理分析

从煤的自燃基本理论分析：具有自燃倾向性的煤与空气中的氧通过化学吸附

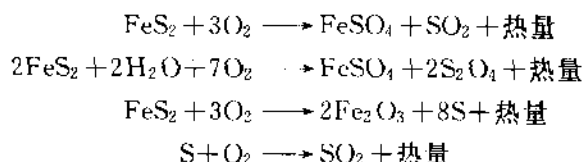
结合,在煤表面产生—OH、—COOH 和 CO 等酸性官能团,与此同时,因氧化反应还会有过氧化物、氢化过氧化物和配合物的形成,煤的重量略有增加,着火温度下降,化学活性增强。由于这一氧化过程比较缓慢,通常成为自热潜伏期。以上产物积累到一定浓度,且又达到煤自燃的临界温度(60~80℃)后,氧化作用将自动加速,这是煤的自热期。自热期的发展有可能使煤温上升到着火温度而导致自燃。如果煤温不能达到临界温度或由于散热而导致温度降低,煤即进入风化状态,风化后的煤不再发生自燃。进入自燃期会生成烟雾、CO、CO₂ 和各种可燃气体,最后出现明火而燃烧。

二、影响煤炭自燃的因素

影响煤炭自燃的因素是多方面的,有煤质特性(反应性、粒度分布、水分等)、煤堆特性(几何尺寸、形状、空隙率)以及气象条件(风向、风力、气温、湿度等)。

1. 硫铁矿含量

煤中的硫铁矿从地下的还原态转成地上的氧化态,在空气中的氧和水分的作下发生如下反应。



以上均为放热反应,生成的 H₂SO₄ 又进一步加速了黄铁矿的分解;黄铁矿氧化作用的加快,所产生的热量不断增加并聚集,促成自燃。

2. 煤质和煤岩组分

煤的自燃倾向性与煤的分子结构密切相关,即取决于煤分子结构单元中活性基团的数量、种类及分子的空间结构。在低温氧化过程中,易自燃煤的分子结构以芳香环为主体的结构单元的侧链先被氧化,主要包括甲基、亚甲基、羟基和芳香醚氧键及醚键等,其中醚氧键的氧化速率最快,其次是甲基或亚甲基等,芳香环受到的影响较小。

腐泥煤、残殖煤和腐殖煤中,腐殖煤较易风化和自燃,尤以褐煤为最;随煤化程度的提高,腐殖煤的着火点升高,风化和自燃的趋势下降。

由于样品采制和实验方法的不同,研究者们对煤岩组分自燃倾向性的意见不太一致。表 2-1 的实验结果代表了普遍的观点。

由表可知,各显微组分的氧化活性顺序为:镜质组>壳质组>丝质组,但丝质组的内表面较大,低温时吸附氧的能力较强,其中又常夹杂有黄铁矿,氧化时放出的热量较多,因此,对煤自身的氧化有促进作用。

表 2-1 煤岩成风着火点实验结果

煤岩类型	镜质组/%	壳质组/%	丝质组/%	着火点/℃
镜煤	92	0	8	290
亮煤	72	1	27	304
半亮煤	53	2	45	314
半暗煤	40	0	60	330
暗煤	30	3	67	332
丝炭	6	0	94	350
木炭	0	0	0	346
抚顺树脂体	0	100	0	334

3. 环境温度的影响

煤体内部与表面的温度场是一个逆向变化的过程,即煤堆表面温度与环境温度成正比,而煤堆内部的温度与环境温度成反比。对这一现象的初步解释为:当白天环境升温时,煤体表面温度因吸热不断升高,由于煤的不良导热性,这部分热量难以传到内部,但煤体中的水分是良好的导热介质,水分受热升温后,部分水分由于蒸发而吸收内部大量的热,从而使其放热降温,这是一个动态过程。随着水分的散失,煤体空隙度增大,易于热量的传递;当环境降温时,煤表层温度下降,水分蒸发量减少,内部煤体因发生缓慢的氧化过程而导致温度升高,最后处于相对稳定状态。煤的这种热量的动态交换过程增加了煤体内部空隙,有利于气体流通,促进了煤的氧化反应,从而导致煤堆自热、自燃。

4. 煤粒度的影响

煤粒度越小,比表面积越大,与氧的接触面积和耗氧速度越大,氧化放热性也就越强。通常,粒度分布范围宽的煤,氧化自燃性越强。邓军等的研究得出:在实验粒度范围内 ($0.06\text{cm} < d_{50} < 0.85\text{cm}$),煤粒度与耗氧速度的函数关系为

$$\psi(d_{50}) = 0.44754 - 0.71153 \ln \left(\frac{d_{50}}{d_{\text{ref}}} + 0.5 \right)$$

式中 $\psi(d_{50})$ ——松散煤体的粒度影响函数;

d_{50} ——等效粒径;

d_{ref} ——参考直径,1cm。

三、煤自燃发火期的测定方法

防止煤堆氧化自燃的方法有很多,例如煤堆定期压实、小倾角堆煤、人工设障以及用电厂飞灰制成的灰浆覆盖等。但采取有效的方法对煤的氧化状态进行检测仍具有重要意义。至目前为止,我国对煤炭自燃发火期的测定方法有两种:一种是自燃倾向测试法;另一种是自燃发火实验模拟法。这两种方法的理论都是以煤的氧化性为基础,但测试出的结果相差甚远,前者与实际误差是1~3个月,后者误差是3~5天。

1. 自燃倾向测试法

自燃倾向测试法是以煤的氧化性为指导思想,通过考察煤对氧的吸附及消耗量来评估煤的自燃发火期,通常采用化学试剂法和吸氧法两种方法测算。化学试剂法用人为因素加速煤的氧化速度,以煤的着火点温度为基础数据推算煤自燃发火期。该方法主要有如下三种。

双氧水	}	取代氧,人为加速氧化过程	考察氧化速度和着火点
亚硝酸钠			
联苯胺			

吸氧法是以某一温度(如 25℃)下每 1g 干煤的吸氧量来划分煤的自燃发火期,主要有两种。

静态吸氧法:向密闭恒温容器内的煤体充氧,考察氧气减少量。

动态吸氧法	{	过流法——氧气通过煤体流出载气脱附
		色谱吸氧法——载气脱附,检测脱附氧含量

2. 自燃发火实验模拟法

实验模拟法仍以煤的氧化性为基础,不仅考察煤与氧结合的物理吸附过程,而且更详细地检测煤氧结合的化学吸附全过程及三步化学反应的全过程,进而测算出全过程的热效应。实验模拟法要完全达到或接近现场煤的自燃发火条件,主要是以下几方面:

- ① 建立煤体依靠自身氧化、放热、蓄热、升温的发火实验台;
- ② 合理的用煤量和与之相应的粒度;
- ③ 实验台内的起始温度与现场煤堆的原始温度相同。

由此测算的煤自燃发火期才算是与实际相接近的最短发火期。

3. 煤堆内部温度现场实测

某些研究近似表明:煤体内温度 θ 随时间 t 按照幂指数规律变化,即

$$\theta = 39.82477 \times 1.003436^t e^{-0.009134d}$$

式中 t ——时间, h;

d ——测点与热源的间距, cm。

利用上式可以预测煤体内不同点的温度变化,这对煤体的自燃监测具有一定的实用价值。

由于影响煤氧化自燃的因素复杂,因此,控制煤堆的氧化自燃一直是大型贮煤场日常管理的重要内容。目前,人们的观念已从原有的“灭”转变到“防”上来,因此,研究煤的自燃倾向特征性指标的监测方法已受到高度重视。

第二节 标志性气体监测

由于煤炭在氧化过程自热阶段会分解出反映自燃征兆的气体产物,当煤质一定时,其生成物的种类以及温度等数量有一定的规律。通过判别这些气体的来源

则可找到自燃发生地点,测定这些气体发生量和变化规律,进而可判断自燃的发展程度。因此,用仪器分析和检测煤在自燃过程中释放出的这些气体,作为早期预报矿井火灾的方法在煤矿中得到广泛的应用。这些标志着自燃发展过程的气体即为指标气体(或标志气体)。煤炭自燃预测的气体分析法的实质就是根据指标气体的变化规律来对自燃作出早期预报。从整体上讲,指标气体分析法目前比较完善,相应的分析技术和监测系统都已配套,可以作为自然发火早期预报的一种有效方法。

一、指标气体的优选

利用指标气体进行煤炭自然发火早期预测的关键是试验寻找适合本矿的指标气体。指标气体的优选过程可用图 2-1 表示。

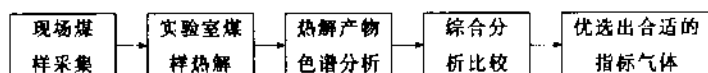


图 2-1 指标气体的优选过程

煤在不同温度产生气体的规律可以通过煤的加温试验获得。煤的加温试验是将试验的煤种制成煤样,通过对煤样的加温以分析不同温度下煤所产生气体的规律。该试验的基本原理是:用一定量的空气流或氧气流与装在一定装置内的煤样均匀地充分接触,同时对煤样以一定的温度加热或程序升温至一定温度,分析煤中放出的气体成分及含量,得出随温度升高而变化的规律,从而优选出指标气体,并建立各种指标气体含量与煤温的定量关系图。反之,应用实验结果,根据井下气体组成和含量的变化,即可推知煤体温度变化状况,以达到预测煤自然发火的目的。

(1) 现场煤样采集

这是指标气体优选成功与否的基础。它包括三个内容,即采样地点的确定、煤样的采集、煤样的密闭与运送。煤样的采集应根据矿井煤层赋存和开拓、开采条件,选择有代表性的地点。对不同的煤层,同一煤层的不同分层,沿煤层的走向、倾斜方向地质构造变化带等均应设点采样。采取的煤样应是大块状的没有氧化的新鲜煤样。煤样采出应立即放入特制的煤样袋中在井下就地密封,防止氧化。

(2) 实验室煤样热解

将煤样粉碎成一定的块度(2~30mm),放入实验室氧化热解试验装置中进行热解试验。根据实验要求,设定不同的试验条件,在热解过程中抽取不同温度下的热解气体进行色谱分析。

(3) 热解产物的色谱分析

对于色谱分析的要求是具有较高的灵敏度并对煤样热解产物都具有响应。

(4) 通过热解产物色谱分析数据的综合分析比较来确定合适的指标气体

通过热解实验和色谱分析可以得到一组热解产物。那么在这一组热解产物中选择哪一种或哪几种气体作为指标气体还需要进行认真、细致地综合分析、比较。作为指标气体必须具备：①可检测性，即现有的色谱分析仪器要能满足其检测要求；②敏感性好，当煤炭氧化自燃，且煤温超过一定值时，该气体一定出现，并随煤温的升高其生成量稳定增多；③具有规律性，即同一煤层同一采区的各煤样在热解时，出现指标气体的最低温度基本相同，其浓度变化与煤温之间有良好的对应关系且重复性较好。图 2-2 和图 2-3 是某矿优选的指标气体 C_2H_4 、CO 浓度与煤温之间的关系，它们是幂函数关系，且有较好的规律性。

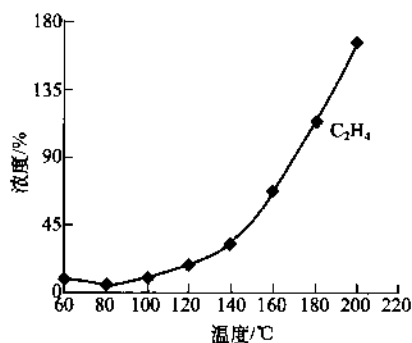


图 2-2 C_2H_4 浓度与煤温之间的关系

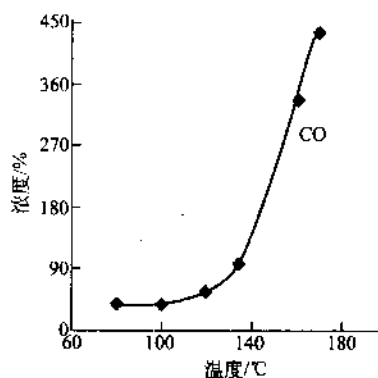


图 2-3 CO 浓度与煤温之间的关系

二、指标气体的使用

应用优选出的指标气体进行煤炭自然发火早期预报时，其准确程度还与具体的操作有关，它涉及到取样、色谱分析、结果数据处理等。一般应注意以下问题。

① 采掘环境中本底浓度的影响。在所选择的指标气体中，有些指标气体在正常的采掘条件下，环境大气中是不含有该气体成分的，如 C_2H_4 ；而有些指标气体则在正常的采掘条件下，环境大气中就含有，如 CO。当然在进行指标气体优选时就应尽量选择无本底浓度的气体作为指标气体。但由于矿井的复杂性，要完全做到这一点是很困难的。

因此，在具体应用指标气体时，要做好指标气体本底浓度的测定、统计工作，确定其本底浓度的变化范围。将指标气体本底浓度的变化上限称为某种指标气体预报煤炭自然发火的临界指标。只有当某种指标气体的浓度超过其临界指标，并且其浓度随时间有逐渐稳定增加的趋势，方可认为有自然发火的征兆。

② 在煤炭自燃的早期,其指标气体生成量较少。如果取样地点不当,例如在采掘的主要回风流中,由于风量较大,指标气体的浓度就可能很低。再加之色谱分析精度不够高的话,就会造成早期煤炭自燃的漏报,进而产生事故,使指标气体的早期预报失败。因此,必须根据矿井预报区域的实际采掘条件,选择适当的取样地点,避免在主风流中取样;尽量提高色谱分析的精度。

③ 指标气体最好成组使用,即用两个或两个以上的指标气体。这样可以根据各种指标气体出现温度不同的特性,掌握煤炭自燃的发火过程,达到较为准确、可靠的早期预报,进而采取有效的治理措施,保证矿井的安全生产。

④ 指标气体的浓度与温度之间的对应关系一般是在实验室条件下获得的。但由于矿井条件的复杂多变,指标气体的浓度受到风量、气体涌出、取样、分析等因素的影响。因此,在用指标气体浓度判断煤温时,要结合现场实际加以适当的修正。

三、指标气体的分类

近十年来,我国在指标气体应用方面做了一些工作,表 2-2 总结了煤自燃指标气体的种类及其在我国的应用现状。主要产煤国家预报煤炭自然发火的指标气体见表 2-3。

表 2-2 预测煤自然发火的指标气体汇总和应用实例

类 型	指 标 气 体	应 用 实 例
第一类	$\text{CO}_2, \text{CO}, \text{CO}/\Delta\text{O}_2, \text{CO}/\text{CO}_2, \Delta\text{O}_2$	$\text{CO}, \text{CO}/\Delta\text{O}_2$
第二类	$\text{C}_2\text{H}_6, \text{C}_3\text{H}_8, \text{C}_4\text{H}_{10}, \text{C}_2\text{H}_6/\text{CH}_4, \text{C}_3\text{H}_8/\text{C}_2\text{H}_6, \text{C}_3\text{H}_8/\text{CH}_4, \text{C}_4\text{H}_{10}/\text{C}_2\text{H}_6, \text{C}_4\text{H}_{10}/\text{CH}_4$	$\text{C}_3\text{H}_8/\text{C}_2\text{H}_6, \text{C}_4\text{H}_{10}/\text{C}_2\text{H}_6$
第三类	$\text{C}_2\text{H}_4, \text{C}_3\text{H}_6, \text{C}_4\text{H}_8, \text{C}_2\text{H}_2, \text{C}_2\text{H}_4/\text{CH}_4, \text{C}_3\text{H}_6/\text{CH}_4, \text{C}_4\text{H}_8/\text{CH}_4, \text{C}_2\text{H}_4/\text{C}_2\text{H}_2$	烯烃、链烷比
第四类	芳烃,苯,甲苯,二甲苯,气体的 C/H 比值	

表 2-3 主要产煤国家预报煤炭自然发火的指标气体

国 别	指 标 气 体	国 别	指 标 气 体
中国	$\text{CO}, \text{C}_2\text{H}_4, \text{ICO} (= \Delta\text{CCO}/\Delta\text{CCO}_2), \text{等}$	日本	$\text{CO}, \text{C}_2\text{H}_4/\text{CH}_4, \text{ICO}, \text{C}_2\text{H}_4, \text{烟}, \text{等}$
前苏联	$\text{CO}, \text{C}_2\text{H}_4/\text{C}_2\text{H}_2, \text{烟}, \text{等}$	英国	$\text{CO}, \text{ICO}, \text{C}_2\text{H}_4, \text{烟}, \text{等}$
德国	$\text{CO}, \text{ICO}, \text{烟}, \text{等}$	美国	$\text{CO}, \text{ICO}, \text{C}_2\text{H}_4, \text{烟}, \text{等}$

目前国内外普遍采用 CO 作为煤层火灾预报的主要指标气体,第一是因为煤在低温氧化过程中,CO 的生成量与煤温之间有十分密切的关系,随着煤温的升高,CO 浓度的变化量最明显,所以,采用 CO 作为指标气体比较灵敏;第二是因为煤层中一般不含有 CO,井下爆破工作中所产生的 CO 能很快被风流所稀释和排除;第三是 CO 检测比较容易、方便。可以肯定地说,只要井下空气中出现

CO, 并且持续增加, 井下存在自燃现象 (或高温点) 就确定无疑了。

矿井火灾预报指标过去主要是采用 CO。但随最新的研究表明, CO 已不是在任何情况下都可作为唯一的和最灵敏可靠的判别煤自燃火灾的指标。为了解决 CO 的定量临界值问题, 通过研究国内外学者又提出了以烷烯烃类气体作为预测预报的指标气体。煤样加温实验表明, 烷烯烃类气体涌出温度范围较窄, 它与煤温的关系既简单又明确。在实验条件下, 只有当煤温达到 $70\sim 80^{\circ}\text{C}$ 时才出现乙烷, 达到 $110\sim 130^{\circ}\text{C}$ 时才出现乙烯, 达到 $130\sim 150^{\circ}\text{C}$ 时出现丙烷、丙烯, 煤温达到 $150\sim 170^{\circ}\text{C}$ 时出现丁烯, 利用这种特殊的规律, 可以根据烷烯烃的出现与否和出现的碳原子数来反推煤炭的温度范围。煤层发火在不同的温度, 产生的气体种类和浓度是不相同的, 依此可作为判断煤层发火的温度和程度, 并据气体浓度梯度变化近似确定火灾隐患或火源的范围。新的研究结果是, 可以使用 CO、 C_2H_4 及 C_2H_2 三个指标, 综合地将煤自然发火区分出三个阶段: 矿井风流中只出现 10^{-6} 级的 CO 时为缓慢氧化阶段; 出现 10^{-6} 级的 CO 和 C_2H_4 时为加速氧化阶段; 出现 10^{-6} 级的 CO、 C_2H_4 和 C_2H_2 时为激烈氧化阶段, 此时即将出现明火, 矿井处于危急时期。应用这三个指标, 不仅可预测火灾, 而且还可判别其阶段, 据此而采取不同的防灭火措施。

在 20 世纪 70 年代前, 气体分析法大多数采用人工取样进行分析。80 年代, 煤矿普及气相色谱分析法, 研制成功了束管监测系统。早期的 KHY-1、ASZ-2T 型束管监测系统仅能够分析 CO、 N_2 、 CO_2 、 CH_4 等气体组分, 但精度较差。“八五”期间研制的 GC-85 型矿井火灾多参数色谱监测系统, 不仅提高了分析精度, 而且使分析组分扩充为 O_2 、 N_2 、CO、 CH_4 、 CO_2 、 H_2 、 C_2H_4 、 C_2H_6 、 C_3H_8 、 C_3H_6 、 C_4H_{10} 、 C_2H_2 以及包括 SF_6 在内的矿井火灾气体的全组分分析。

KHY-1、KHY-2、ASZ-2T 和 GC 85 型等都属于地面式监测系统, 即井下气体通过束管直接抽至地面进行分析, 随后的第二代束管监测系统是将地面分析单元置于距监测地点较近的井下硐室, 分析单元在井下直接分析束管所采集的气样, 再将分析结果以电信号的形式传输到地面中心站进行集中监测。

此外, 矿井环境监测系统如 KJF-2000 矿井环境监测系统也能承担部分火灾参数 (CO、 CH_4 、 O_2 、温度、风速) 监测任务, 对矿井火灾发展的态势进行预测预报。

但由于指标气体分析法所采用的指标气体都是煤自燃发展过程中煤温升高产生的氧化产物, 气体只能在煤已经自热或自燃时才能检测到, 而且产物量较少, 并随着风流流动, 因此该技术的问题是无法弄清高温区域自燃发展的速度和趋势, 以及煤体可能达到的温度。

同时, 示踪气体法是利用 SF_6 、1211 (CF_2ClBr) 等热稳定性较好的示踪气

体测定采空区漏风量的工作已获成功。根据该项技术的应用经验,可以采用某一温度条件下易于热解的气体,与上层示踪气体在同一环境下释放,在采样点采样检测其比例变化,或测定相关分解物(SF_6 用于作基准示踪气体, CF_2ClBr 用于作指示示踪气体。基准示踪气体热稳定性较高,一般不易热解;指示示踪气体热稳定相对较差,它在稍高一点温度时将发生热解。当这两种示踪剂通过自燃火源时,指示示踪剂将发生热解,经色谱分析其浓度必然降低,而基准示踪剂则变化不大),从而间接了解自燃隐患点温度值,达到预报目的。

火源位置的探测

一、外因火灾火源位置的推断

矿井火灾发生期间,确认火源位置是及时、有效、低耗救灾的前提。外因火灾如果发生在巷道、硐室等有人在附近工作,而且能及时汇报的地方,则没有必要应用相关技术推断火源位置。但是,井下巷道分布很广,不少区域包括易发火区域无人在附近工作或经过,而外因火灾发展迅猛,及时了解火源位置就更为重要。因此要求开发火源探测技术推断火源位置。当前,随着集约化生产、综采技术的应用,生产机械化、自动化水平提高,在井下人员减少的情况下,这种推断技术显得尤为重要。

1. 火源位置推断方法

(1) 经验性推测方法

这是当前常用的推断方法,主要通过井下人员从风流中发现烟流、水雾、气味或煤表面冷凝水珠、温升等异常现象,靠经验判别。在火灾发生区域无人或距火源有一定距离情况下,人员主要根据烟流流动方向,逆推可能的火源区域,具体位置还需救护队员侦察火情,发现或推断火源。这种方法所推测的火源可能位置范围大,增加了救护队员侦察火源的危险和工作量。

(2) 定性判断法

20世纪80年代,美国矿业局开发了定性分析法,其主要思路是根据井下环境监测系统的终端,即分布于井下相关位置的传感器是否接受烟流而报警来作为分析根据。若某些传感器位于火源下风侧,则烟流必将在一定时间后流入传感器所在位置致使传感器报警。若某些传感器不在火源下风侧,则该火源不会使这些传感器报警。因此,若有火灾发生,火源一定位于那些报警传感器向上风侧(进风侧)逆推的公共巷道中,而且火源一定不在那些未报警传感器向上风侧(进风侧)逆推的所有巷道中,即火源位于各报警传感器逆推的公共巷道减去其中根据各未报警传感器逆推的那些巷道以后所剩余的巷道中。

火源位置推断定性分析方法原理简单,推断准确。但它必须遵循一个前提:在火灾发生之初没有发生风流逆转现象。因为风流逆转造成烟流流动区域扩大,按正常风向逆推的巷道可能出错,致使火源位置推断失误。由于发生火灾之初,火风压影响小,风流逆转的可能性不大,所以这个推断的前提条件一般是可行的。

(3) 定量分析推断法

20 世纪 90 年代初,定量分析推断火源开始得到应用。由于火源位置的定性推断结果仍然是一个范围较大的区域,需要借助于矿井火灾风流动态定量模拟技术(将在第四章第三节介绍)进一步缩小这个范围,即从每一条存在火源的可疑巷道起,根据巷道的环境条件,假设其发生一定强度的火灾,应用定量模拟技术,分别计算烟流到达各报警传感器的时间,从而计算出各报警传感器的实际的时间差;将该时间差组合与矿井火灾发生时监测系统各传感器的实际测定的报警时间差组合逐一对比,选择其中与实际报警时间差组合最接近的某一组合或几个组合所对应的一条或数条可疑着火巷道,作为推测的火源位置。

定量分析推测法在定性分析推断结果的基础上使着火可疑巷道的范围进一步缩小。定性推断法往往与定量推断法相结合,形成定性定量综合推断法。基于要在矿井火灾初期确定火源位置的认识,为了简化计算,定量分析推断法也是建立在稳态风流流动基础上的,其不考虑火风压的影响。若火灾未能及时发现,火灾已发展得很大,则应用矿井火灾风流动态模拟技术来分析烟流蔓延规律。由于火势大小、热传导的相关系数的估计误差和简化风网分支数与实际矿井巷道数的较大差异,会造成动态模拟结果的较大误差,因此应注意,若在一段时间后火源火势已发展很大的情况下,推断火源位置会存在较大的不准确性。

2. 定性定量综合分析推断火源位置的步骤

① 适当选择传感器的数目和安装位置,这主要是综合考虑日常生产时期瓦斯、CO 监测和火变及时报警需要。传感器的安装在满足上述要求的同时,还应考虑对于矿井易发火区域万一发生火灾时,各传感器报警时间差应拉开,以便确定火源位置。

② 从已报警传感器所在位置向上风侧逆推使该传感器报警的烟流流经巷道;并选择各报警传感器都对应的巷道为公共巷道,从各未报警传感器所在位置向上风侧逆推至进风井,获得所在相关巷道。

③ 与各报警传感器对应的公共巷道减去其中所含未报警传感器逆推的巷道,剩下的则为定性分析获得的可疑着火巷道。

④ 从每一条可疑着火巷道开始,假设其发生火灾,计算烟流到达各相关传感器的报警时间之差,形成对应于某一可疑着火巷道的报警时间差组合。

⑤ 用计算机对某一可疑着火巷道对应的报警时间差组合与实测的报警时间差组合一一比较,选择其中最接近组合对应的可疑着火巷道作为推测的火源位置。这样,通过定量分析判断,进一步缩小可疑着火巷道的范围。

⑥ 由于矿井复杂通风网络的影响,推测的火源位置可能不止一个,但可疑着火巷道已大大减少,并集中在尽可能小的范围。

二、国内主要探测方法

煤炭自燃火源探测技术是针对自燃火源位置的研究技术,其根本目的是为了在火灾处理过程中有的放矢地采取措施,从而达到事半功倍的效果。目前,国内外煤炭自燃火源探测方法主要有:①无线电波法;②地质雷达探测法;③遥感技术;④地面物探法;⑤气体探测法;⑥同位素测氡法等。

(1) 无线电波法

无线电波法的原理是在采空区埋设温度探头,将温度所测物理量转变成无线电波传出采空区,由巷道内的接收机接受,再将电信号转变为温度的物理量。我国的重庆煤科院进行了试验研究,其方法是在采空区随工作面推进一定距离放置可发射无线电波的温敏传感器,当采空区升温时,传感器发射无线电波,巷道内接收装置可接收到发射信号,并记录该信号发射地点及温度变化量,从而起到了探测火源位置与预报的作用。

(2) 地质雷达探测法

地质雷达探测基于电磁波的反射原理,即高频电磁波在传播的路径上当遇到不同介质的电性差异界面时即产生目标反射回波,这种差异主要体现在界面两侧介质的电导率 δ 和介电常数 ϵ 的差异,差异越大反射越强。其原理是根据超声波在介质中传播时,如有高温则其反射速率不同来探测有无自燃。它主要用于地质构造及其裂隙的探测。而当探测火源时,其波的衰减过快,并且在井下非连续介质中作温度的定性或定量分析缺乏准确性,缺乏可靠的对比参数,区分构造体与自燃隐患或自然发火火源困难。

(3) 遥感技术

遥感技术是一种非接触型探测方法,利用航空热红外遥感数据和图像(包括NOAA气象卫星、装有TM传感器的陆地卫星和航空热红外扫描图像)以及地表热效应、植被效应和边界裂隙等综合因子提取煤层自燃的信息。地下煤层燃烧后,使上覆岩石烧变破碎,甚至引起塌陷。地下煤层燃烧产生的热空气沿裂隙、地裂缝进行对流、扩散,向地表逸出,燃烧产生的热或经过岩石的热传导到达地表,因而形成较周围地区温度高的热异常区。这种热异常,是利用热红外遥感技术探测正在燃烧的煤田火区的基础。

我国煤炭地质遥感中心等单位进行过这方面的工作。该方法主要是针对大面

积的煤田火灾,对生产性矿井灭火工作意义不大,探测深度受地表热辐射、上覆岩层岩性和构造的影响,一般为50~160m左右。

(4) 地面物探法

物探法为接触式探测法,主要有电法和磁法。

电法包括电阻率法和电磁法。电阻率法的原理是烧变岩比未烧变岩电阻率高,测定其电阻率的高低来圈定火区。该方法受大地杂散电流干扰大,对区分构造与火源存在多解性,且主要受地形影响,用于探测火源不太适用。电磁法的原理是测火源处电磁异常来圈定火区。这种方法的缺点是:受铁磁性物质和大地杂散电流的干扰大,山区地形不适用,而我国煤自燃的区域大都为工业区或山区,且该方法数据解释有多解性问题,故难以推广应用。

磁法由陕西煤田地质队在陕西活鸡兔矿进行了试验。其原理是煤层上覆岩石中一般含有大量的菱铁矿及黄铁矿结核,当煤层自燃时,其顶、底围岩受高温烘烤,其中铁磁矿物大部分转变为铁磁性矿物,烧变岩从高温冷却时保留很强的热剩磁,烘烤后的上覆岩石的磁性随自燃温度升高而增强。在地面测其磁异常来圈定火区范围。我国陕西煤田地勘公司用美国G-856A型磁力仪在陕北煤田探测露头火,测定露头火向下延烧范围。印度也利用此法确定Jharia煤田的自燃火灾区域范围,到了十分满意的效果。俄罗斯、乌克兰也曾用此法确定煤田自燃火灾范围。该方法仅能给出范围,且存在多解性,井下及地面铁磁性物质干扰大,在生产矿井则无法应用该方法。

① 磁探测法 磁探测法的实质是,煤层上覆岩石中一般含有大量的菱铁矿及黄铁矿结核,煤层自燃时,上覆岩石受到高温烘烤,其中铁质成分发生物理化学变化,形成磁性物质,并且保留有较强的磁性。烘烤后的上覆岩石的磁性随自燃温度升高而增强。早在20世纪60年代,我国西北各省就用磁法结合电法勘探煤田火区,取得了一定成果。印度也利用此法确定Jharia煤田的自燃火灾区域范围,得到了十分满意的效果。俄罗斯、乌克兰也曾用此法确定煤田自燃火灾范围。从这一方法的实质和目前应用的情况看,磁探测法主要用于煤田火区,而对于生产矿井自燃高温的探测应用较少。这主要是因为:

a. 当自燃火源温度小于400℃且烘烤时间短时,上覆岩石或煤层就不能形成较高的磁性;且对于生产矿井而言,要处理的是煤自燃高温区域,自燃煤温较低和烘烤时间短,这样采用磁探测法的效果并不理想;

b. 对于生产矿井,井下高温区域周围铁性物质多,磁探测法则无法有效使用;

c. 煤层顶底板和煤中分布的铁质结核不均匀,给磁探测法探测自燃火区带来一定困难。

② 电阻率探测法 正常情况下,埋藏于地下的煤层,沿走向(或其他方向)

因其结构状态和含水性变化不大,电阻率基本保持不变。但当煤炭自然发火后,煤层的结构状态和含水性发生较大变化,从而引起煤层和周围岩石电阻率的变化。在自燃的初期,电阻率会下降;在自燃后期,由于煤较充分燃烧,其结构状态发生较大变化,水分基本蒸发掉,表现为较高的电阻率。因此,可根据观测结果比较未自燃区和自燃区的变化情况,判断自燃区域的位置,这就是电阻率法探测自然发火区域位置的原理。由于煤在自燃的初期,电阻率的变化不明显,致使电阻率探测法的探测精度受限;加之井下杂散电流多,用于井下高温区域的探测比较困难,目前国内外多用于露天开采和煤层露头自燃火源的探测。

(5) 气体探测法

煤自燃在不同的温度,其产生的气体种类和浓度是不同的,故根据气体种类和浓度,依次判断煤的自燃温度,并据气体浓度梯度大致确定高温区域的范围。或者施放示踪气体探测漏风通道,进而判断火源位置。气体确定高温区范围可在井下或地面进行。

煤的氧化自燃特性表明,随着煤温的升高,可产生大量的气体,根据指标气体的始现温度和浓度,依此判断煤自燃的温度和程度,并根据气体浓度梯度变化近似确定自燃隐患或自燃发火火源的范围。

① 井下气体探测法 井下气体探测法通常称为气体分析法,是目前国内外广泛应用的煤炭自燃的预测预报方法。某矿当煤质一定时,其煤自燃生成的气体组分与温度有一定规律,用仪器或束管监测系统检测煤自燃释放的气体,以确定煤的氧化温度和煤炭自燃区域的可能范围。常用的指标气体有 CO 、 CH_4 、 C_2H_4 、 C_2H_6 等。但它无法知道煤炭自燃的位置和发展变化速度,并且易受井下通风因素的影响。

用 SF_6 单示踪气体探测技术和应用 SF_6 - CF_2ClBr 二元示踪技术探测漏风通道,进而判断火源位置的方法,在淮南、淄博等矿区获得了应用,并取得了良好效果。

② 地面气体探测法 其原理是利用煤炭自燃火源区域与地面存在一定的压差和分子的扩散,自燃源向地面存在着气体流动,而在地表层中产生一些有代表性气体是从煤炭自燃源点垂直方向放射的。据此在预定自燃源处布置 10~30m 方形寻找网,在布置网点处打深度为 1~1.5m 的钻孔,从中取气样快速分析,如 CO 、 CH_4 、 C_2H_4 、 C_2H_6 、 H_2 等,根据取得的结果绘制成气体异常图,并依据最大含量的代表性气体确定火源点的大致位置和火灾的燃烧程度。

由于煤炭自燃火源区域与地面存在一定的压差和分子扩散,使自燃火源向地面有气体流动,而在地表层中产生的一些有代表性的气体是从煤炭自燃点垂直方向放射的,据此在地面可布置测点测量,来判断火源点大致位置。这种方法对于煤层埋藏较深,气体不能扩散至地面且气体向上运移发生物理化学变化时,就无

法使用。

③ 氦气探测法 氦气探测是一种放射性探测方法，它兼有物探和化探的特点。当地下煤层发生氧化升温或自燃时，其周围及上覆岩层中天然放射性核素钍的析出率增大，由于钍衰变时的离子交换作用使其反映到地表而形成放射性异常，该异常可作为反映温度的信息而被检测出来，即是同位素测钍法探测煤层自燃的原理。监测数据经过专用的计算机处理系统处理后可得出火源位置范围及发展趋势。

煤层自燃后，随煤温升高，钍气浓度上升，如图 2-4 所示。在地面布置观测点，应用 α 卡法、210Po 法等收集并测量钍气浓度，依此判断火区位置。山西矿业学院用此法在地面探测煤矿地下火源，并在古交北沟矿、潞安矿务局石圪节矿进行了成功应用。从应用情况来看，这种方法目前只在地面使用，自燃温度一般超过 200℃，且用钍气量值也无法判断自燃的燃烧程度及其温度。

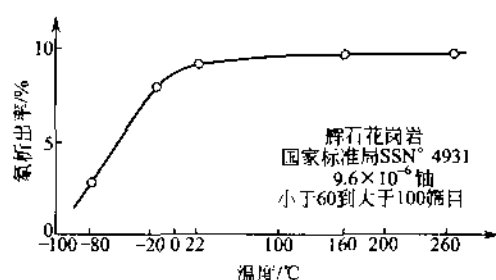


图 2-4 钍的析出率与温度的关系

20 世纪 80 年代中期以来，太原理工大学（原山西矿业学院）防灭火课题组进行了地面同位素测钍法探测煤层自燃火源位置与范围的研究，该方法的原理是利用煤岩介质中天然放射性元素钍随温度升高析出率增加的特性，在地面探测钍的变化规律，并经过一系列数据分析处理方法从而给出火源位置、范围及发展趋势。日前，探测深度可达 500m，理论研究可达 800~1200m，且能探测出高温氧化点。1995 年以来，改进了探测方法及仪器，研制了测钍探火（CDTH）数据处理软件包，探测结果可给出火区分布平面图、立体图和火源发展趋势图。该方法操作简便、成本低、精度高、抗干扰能力强，缺点是要求地表有一定的表土层，受水的影响大。

(6) 煤炭自燃温度探测法

① 测温仪表与测温传感器联合测温法 这是目前国内外最为广泛应用的一种方法，兖州矿区东滩煤矿即采用此法测量煤温。根据探测地点不同该法分为地面探测和井下探测。

a. 地面探测法 在自燃火区的上部利用仪器探测热流量或利用布置在测温

钻孔内的传感器测定温度,根据测取的温度场用温度反演法来确定自燃火区火源的位置。这种方法常用于火源埋藏深度浅、火源温度高,已燃烧较长时间的火区。波兰、俄罗斯曾应用此法探测煤层露头的自燃火区范围,探测深度在30~50m。

b. 井下探测法 此种方法是把测温传感器预埋或通过钻孔布置在易自然发火区域(采空区和煤层内),根据传感器的温度变化来确定高温点的位置、发展变化速度。这种方法受外界干扰少,测定准确,煤温只要升高,传感器位置合适,就能有效探测。这是目前井下较准确的探测方法。山东矿业学院已成功地开发了适于井下应用的MKT-I、MKT-II和MKT-III(自动温控)计算机型测温仪,此仪器的最大特点是测定准确,和测定距离长度无关。东滩煤矿应用此法在井下进行了成功的探测。由于测温及时、准确,为高温点的消除起到了积极的作用。

尽管测温仪表与测温传感器联合探测法测定准确、可靠,弥补了上述一些探测方法的不足,但它本身也存在一些问题值得研究。

a. 传感器的布置是探测自然高温区域的关键,数量、位置准确,就能有效控制自燃区域高温点;但这些布置参数受煤体温度场传导速度的限制,由于煤的热导率较小。

b. 测温钻孔:要测取煤体温度,就必须在煤体内布置测温传感器,因而就需要测温钻孔,增加了工作量。

② 红外探测法 这一方法已较广泛用于地面煤堆自燃和井下煤炭自燃火源的探测。探测仪器有红外测温仪和红外热成像仪,应用最多的是红外测温仪。俄罗斯采用红外测温仪,美国采用红外测温仪和热成像仪探测煤壁和煤柱自燃温度;兖州、开滦、徐州等矿区采用红外测温仪测定井下煤壁温度。红外测温仪是测取点温,红外成像仪是扫描成像测取温度。在国内,红外热成像仪井下未有应用,而在煤田地质调查、地震预报、地下水探测、岩突、岩爆等方面得到了应用。隧道和巷道内由岩石的应力引起的表面 0.2°C 左右的温度变化就可被测到,从而可分析引起灾害的程度。

红外探测法的实质是自然界的任何物体只要处于绝对零度(单位:K)之上,都会自行向外发射红外线。物体的温度越高,辐射能量就越大,红外测温仪器接受辐射量而转换的辐射温度就越高,因此可利用红外测温仪器对温度的高分辨率来探测井下巷道自燃位置。

红外热成像仪的种类较多,现国防、电力、医学、工业生产线有较多应用。适合煤矿应用的红外热成像仪见表2-4。

以上各种方法都有自己的优、缺点和使用范围。无线电法和地质雷达法仍在试验阶段;磁探法、电阻率法、遥感法主要适用于煤田自燃发火火区且火源温度较高;气体测量法能确定高温区域的温度,但不能准确确定高温区域位置和发展

表 2-4 适合煤矿应用的红外线成像仪

种 类	IRC-160ST	PV-320	Jade	TVS 200MI	TVS600	HR-2
制冷方式	液氮	无制冷	闭循环	斯特林制冷	无制冷	液氮
探测器类型	InSb 焦平面	—	MCT 面阵	InSb 或 MCT	Si ₂ Gn 面阵	—
光谱范围/ μm	3.5~5.5	2~14	8~12	3~5.4 或 8~12	8~14	8~14
扫描速度	—	—	50 帧/s	30 帧/s	1 帧/30s	1 帧/5s
温度分辨率	0.02K	<0.2℃	0.03K	0.1℃	0.1℃	0.1K
精度/%	—	—	± 0.4	—	± 0.4	—
视场	9.1°×6.8°	—	17°×17°	15°×15°	25.8°×19.5°	12°×12°
瞬时视场/mrad	1.0	—	—	2.2	1.4	2.0
焦距范围	50150mm	25100mm	25100mm	20cm~+∞	20cm~+∞	2.0cm~+∞
可显示像元	160×120	320×240	320×240	256×200	320×240	256×256
模/数转换/bit	12	—	12	12	12	8
温度补偿	—	自动增益	—	有	内置	—
自动跟踪	—	—	—	三点温度	全景式温度	—
图像存储	—VGA, NTSC	—	实时存储 VGA, RS-170	20 帧/盘	PCMCTA 存 50	—
输出	PAL	RS-70 (B&W)	NTSC, PAL	NTSA, PAL, 模拟	内置 5in 高分 辨率显示器	—
外置接口	RS232, RS422	RS-170	RS-170	RS232	RS232	—
电源	充电电池	12V(DC)	—	220~240V (AC)	充电电池	12V(DC)
工作温度/℃	—	-40~54	—	0~40	0~40	—
探测温度/℃	-20~200	-18~523	—	-40~300	-20~300	0~100
湿度/%	—	—	—	<90	<90	—
尺寸/mm	—	140×114× 114	—	185×300× 181	115×220× 142	—
质量(头部)/kg	4.1	2.3	—	3.8	2	6.5
制造商	美国 CE 公司	美国电子	法国 CEDIP	日本航空	日本航空	中国
参考价/万美元	6.0	5.5	17~22	6~8	6.0	3.5

注: 1in=2.54cm。

变化速度。同位素测氡技术在我国各大矿区及澳大利亚进行了成功应用, 是当前比较成熟的煤层自燃火源位置探测技术。

三、火源精确位置探测实例

太原理工大学利用测氡法对平顶山煤矿集团香山公司已 16-17 煤层自燃火源

位置进行探测。

平顶山矿区地温较高,属地热异常区。平均地温梯度为 $3.2\sim 4.6^{\circ}\text{C}/100\text{m}$,比全球平均值 $3.0^{\circ}\text{C}/100\text{m}$ 要高,在国内煤矿区也是最高的。平顶山煤田是一个以李口集向斜为主体的地质构造,四周被高角度正断层切割,北部是襄郑断层,西部是郑县断层,南部是鲁叶断层,东部是洛岗断层。煤层埋深由南北两翼向李口集向斜的轴部逐步增大,煤层的底板温度值也随之升高。根据矿井实测数据分析,平顶山矿区以锅底山断层为界,以东采掘工作面气温开始出现 27°C 或达到 33°C 的平均标高约为 -370m ,最高 -195m ,最低 -430m ,原始岩温 32°C ;以西采掘工作面气温开始出现 27°C 或达到 31°C 的平均标高为 -600m ,最高 -450m ,最低 -610m ,原始岩温 32°C 。因此,将标高 $-37\sim -450\text{m}$,原始岩温 32°C 作为矿井热害出现的界限。平顶山矿区南部和北部出现热害的界限线如图2-5所示;东部和西部分别以断层线为界限,因为李口集向斜轴的东、西两端分别向东和西倾斜,可采煤层的埋深标高均小于 $-370\sim -450\text{m}$ 。

本次同位素测氡技术在平顶山矿区的应用研究主要是针对该矿区较高的地温进行实施的。

1. 矿井概况

平顶山煤矿集团香山公司,1970年5月投产,以一对斜井单一开采己组煤层,设计生产能力21万吨/年。1980年因资源枯竭转产为香山多种经营公司,多年来一直靠集团公司从相邻矿井划拨资源维持生产经营。2002年度,平顶山煤矿集团将原五矿报废的丁戊四采区划拨香山公司开采。

井田开拓方式为一对斜井开拓全矿井,一直未进行矿井开拓延伸,现生产区域己组主要集中在 $-300\sim -450\text{m}$ 水平。丁戊组主要在 -215m 水平以下。采煤方法采用走向长壁后退式采煤法,采用炮采工艺,全部陷落法顶板管理。

矿井自然发火情况:香山公司矿井现开采有丁5-6煤层、戊9-10煤层和己16-17煤层,其中丁5-6、己16-17煤层属易自燃煤层,自燃周期为1~3个月(己16-17煤层最短18天)。目前矿井煤层自燃火区集中在己16-17煤层($-300\sim -420\text{m}$)标高区间;丁5-6煤层目前没有发现自燃区。

己16-17煤层自燃火区分布在矿井己六采区、己16-17-14043采空区停采线及机巷密闭间。2002年5月停采后发生自燃,采取封堵、灌浆将其熄灭。己16-17-16021停采线火区,因开采己16-17-16022工作面时与停采线揭露自燃,2002年8月第一次发生自燃(机巷掘进时),封堵、灌浆后熄灭。该火区一直活跃,后多次复燃,目前仍在活动期。己16-17-16041停采线机巷火区,2003年1月自燃,后被封闭、灌浆熄灭,目前稳定。

2. 探测方法

(1) 测场的选择及测点布置

根据现场的需要,在地面由井上下对照选取测场基准点,基准点一般为三个点,并成垂直方向布置,然后在此区域进行测点布置,形状为长方形、正方形或不规则方格网,在测量过程中根据测量情况延伸。

根据所需精度一般为 $20\text{m} \times 20\text{m}$ 、 $15\text{m} \times 15\text{m}$ 、 $10\text{m} \times 10\text{m}$ 及 $5\text{m} \times 5\text{m}$ 。每一测点预先编号,测点布置中基准点的选取必须精确。

(2) 埋探测杯

该探测杯用高吸附材料制成,收集面积为 $12\text{cm} \times 8\text{cm}$,在每个编号的测点上挖宽 30cm 左右,深 $40 \sim 50\text{cm}$ 左右的坑,将杯口朝下放入,上面用塑料布覆盖,然后用土掩埋,并记下点号、时间。

(3) 现场测量

探杯埋设 $4 \sim 10\text{h}$ 后取出,置入 CD-1a 杯探测仪测量,测量定时有 1min 、 2min 、 3min 等,一般取 3min ,记下读数及相应的基岩性质、时间等参数。

(4) 测量数据处理

将野外数据输入到“测氧探火数据处理系统”(CDTH),可得出火源探测结果的三维立体图、平面图及趋势图。

(5) 探测结果分析

根据数据处理结果进行分析,给出火源探测结果分析报告。其报告包括:

- ① 火源的性质、高温区、燃烧区等;
- ② 火源位置、范围;
- ③ 火源趋势发展方向;
- ④ 火源中心及边缘温度预测范围。

3. 探测结果

将野外所测结果应用 CDTH 专用软件包进行处理可得到测值、异常值立体图及相对应的等值线图,从而可得出火区分布平面,如图 2-5 所示。

结果分析:

- ① 在测场内共探明异常区 3 个,面积约 4180m^2 ;
- ② I 区为高温区,面积约 580m^2 ,火区位置、中心及范围如“平煤集团香山公司已 16-17 煤层自燃火源位置探测平面图”所示,发展方向为 NS;
- ③ II 区为高温火源区, A、B 均为高温火源点,面积约 2500m^2 ,火区位置、中心及范围如“平煤集团香山公司已 16-17 煤层自燃火源位置探测平面图”所示,发展方向为 NW;
- ④ III 区为高温区,面积约 1100m^2 ,火区位置、中心及范围如“平煤集团香山公司已 16-17 煤层自燃火源位置探测平面图”所示,发展方向为 NE。

第三章

防灭火技术的组织管理和预防措施

煤层自燃火灾的防治工作，是煤炭生产过程中不容回避的问题，是由矿井特定的煤层地质赋予条件、煤体化学组成、开拓开采方式和通风条件等多方面的客观因素所决定的，同时也是一项涉及范围广、实施周期长的系统工程，它几乎贯穿于煤炭生产的全过程。要战胜自燃火灾，必须从组织保障、生产管理、监督检查和新技术推广应用等方面制定切实可行的措施，全方位、多层次地开展工作，真正做到“安全第一，预防为主”。

第一节 管理措施

一、组织管理措施

强有力的组织领导和严格健全的防灭火管理体系，是做好防灭火综合治理的前提，这样才能保障防灭火管理渠道畅通，有章可循，有的放矢，有条不紊。否则，即便是再好的手段和方法，也不能发挥应有的作用。

1. 切实加强组织领导

对具有严重煤炭自燃隐患的矿井，防灭火工作成功与否，直接影响到全矿乃至全局的煤炭产量和经济指标的完成。无论从长远还是从眼前利益来看，这项工作都是一项时时刻刻不能放松且非抓好不可的“效益”工程。

(1) 矿务局专门成立“自燃火灾防治领导小组”。

① 领导小组由局长、副局长、总工程师、安全副总工程师及有关处室主要负责人组成，并在通防处设防灭火办公室。

② 领导小组应坚持定期召开防灭火工作例会，与各矿共同研究制定实施方案和措施。

③ 应加强对各局通防处矿的业务指导，监督检查所制定的措施、方案的落实情况。防灭火办公室负责日常情况调度、数据统计和信息传递，及时为领导决策提供依据。

④ 对各矿的防灭火工作从政策上给予倾斜，保证防灭火资金来源，并严格

监督检查安全技措资金的使用情况。

(2) 各矿成立防灭火工作领导小组，并专门制定年度防灭火实施意见，以矿正式文件下发。

① 防灭火领导小组由矿承包集团成员和有关科、室、部负责人组成，定期召开防灭火工作会议，研究制定防灭火工作实施措施，听取阶段性防灭火工作汇报，及时协调解决防灭火工程实施过程中遇到的重大难题，其中包括防灭火工作所需的人、财、物，全力保障这一工作的顺利进行。

② 防灭火承包小组由矿总工程师牵头，全面负责组织实施防灭火工作。

③ 防灭火承包小组实行月度例会制度，每旬组织召开一次防灭火专题会议，分析灭火现状，听取各单位防灭火工程落实情况的汇报，并结合上级领导及主管部门有关批示，有针对性地制定防灭火实施措施方案，同时将会议内容形成纪要在矿长月度办公会议上由总工程师或分管副总工程师专题汇报。

④ 防灭火承包小组在通防科专设防灭火办公室，负责防灭火日常管理，其中包括井下高温点发火隐患点的定期排查、治理措施的初步拟定、组织实施和防灭火日常管理台账、图表的填制、记录和整理。

(3) 实施重大灭火工程时，应设立灭火指挥部。

指挥部成员由局矿防灭火领导小组有关人员联合组成。灭火指挥部下设协调指挥小组、技术资料组、后勤供应组和现场工作组，灭火指挥部实行全天 24 小时工作制，每天召开一次碰头会。对制定的防灭火措施，做到有安排、有落实、有汇报、有监督、有记录，以保障灭火工作有序进行。

2. 健全管理制度、明确管理责任

“一通三防”实行齐抓共管责任制是煤矿安全管理经验教训的积累。

以文件的形式对矿长、总工程师和采煤、掘进、通风、机电、运输、经营、安全各专业负责人、科室所应负担的通防管理责任制作出具体规定。

① 矿长作为安全生产的第一责任者，必须把防灭火工作作为全矿安全工作的重中之重来抓。每月至少组织召开一次通防工作会议，并全力保证这一工作所需的人、财、物。

② 矿总工程师全面负责防灭火技术业务管理工作。重点把好五关：一是要把好设计关，采掘工程设计中要充分考虑到和保证有利于矿井防灭火的需要；二是把好生产布局关，避免采掘失调和生产过于集中，并有利于通防系统合理完善；三是把好措施审批关，所有采掘工程必须具备完善可靠的通风、防灭火系统和措施；四是把好隐患排查处理关，及时组织对自然隐患排查治理；五是把好防灭火安全技措资金使用关，保证专款专用，发挥效能。

③ 各分管副矿长及副总工程师要对分管范围内的自然火灾防治工作负责，对生产过程中出现的自然隐患和问题，要及时分析和处理，并向有关领导和部门

汇报。

④ 安监处长负责对自燃火灾防治安全措施和实施情况进行监督检查,安监处下辖各科室要对所辖区域的通风、防灭火进行全方位的监督检查,对破坏和扰乱通风、防灭火管理的现象和行为及时制止,并依照有关规定进行处罚。

⑤ 各业务职能科室在分管矿长的领导下,负责本业务部门中有关自然火灾防治方面的工作,有针对性地及时提出防灭火合理化建议,认真落实有关领导和部门安排的防灭火工程,各采掘、井下辅助服务单位要对所辖区域内的通防设施的使用管理和正常防灭火管理负责。

⑥ 救护队作为担负特殊条件下直接灭火的主要部门,要在加强技术装备和队伍素质方面多做工作,以进一步提高实战能力和现场适应能力。

⑦ 通防科作为“一通三防”工作的主要部门,要重点抓好自燃火灾防治措施的制定和自燃隐患的排查治理。定期组织防灭火分析,认真贯彻落实上级领导及主管部门下达的一系列指示指令和防灭火应急工程,研究制定阶段性防灭火工作规划。同时,监督考核各采掘辅助单位管辖范围内的“一通三防”工作情况;通防科下辖区队作为防灭火直接管理的实施单位,区队长要对各分管范围内的自燃火灾防治工作负直接责任,对上级安排的防灭火工作要认真做到有措施、抓落实、处理情况及时汇报。

二、生产管理措施

1. 开拓设计开采布局

(1) 简化巷道布置系统

① 尽量不打或少打生产辅助措施巷道,如泄水巷、沉淀池、辅助运输巷等。这些巷道往往穿层或跨越区段,破坏了煤层和相邻区段的完整性和相对独立性。对工作面的通风防灭火工作极为不利,也加大了采后封闭的工作量,增加了漏风管理难度。因此,要引起生产设计部门的高度重视,最大限度地减少工作面推过后采空区的漏风源和跨层位、跨区段的漏风联系。

② 尽量减少各类联络巷道,使区段巷道布置简单化。

a. 尽量减少区段中部联络巷,避免外错布置联络巷。单从生产需要出发,布置中间联络,能够促成一区段多头掘进,减少运输环节,加快采面生产系统构成,对确保生产接续极为有利,但对防灭火管理却不利,多一条联络巷,就多一条向采空区漏风的供氧的途径,使煤层自燃概率增加。非布置不可时,要采用联络巷内错布置法,避免外错,这样可避免联络巷上车场部分形成高顶空间氧化蓄热环境和联络巷处于采场上下两端支撑压力峰值区,造成维护困难,封闭效果不好。

b. 避免工作面切眼联络巷的布置。从工作面开始生产到结束,切眼联络巷

是一个长期的漏风供氧通道，尤其是与矿井总回直接沟通的切眼联络巷，如果封闭不严，往往成了区段后部采空区域的高强度风汇，在巷道设计时要杜绝已打的切眼联络巷，必须采取可靠的封堵措施，如采取砂浆充填、喷浆、喷塑封堵等。

c. 少打探巷及辅助巷道。由于矿井煤层地质条件较为复杂，布置的探煤巷和其他一些辅助巷道较多，尤其探煤巷，往往都是长距离的，贯穿于整个采区或几个区段，甚至揭露不同层位的老巷或采空区域。在生产采区中后期，这些探巷必然成了一条向采空区漏风供氧、使火灾蔓延的直接通道，能不打的，要尽量不打或少打，严禁错打或超打。对已打的要及时采取措施，充填堵漏封闭。

(2) 合理安排开采顺序

在采区的开采顺序，尽量不采用“间隔跳采法”，要逐渐过渡到“台阶式循序开采”。长期以来，为提高采区生产能力，在一个采区内采用几个间隔区段同时开采，这在生产采区前期，无论从技术上、经济上还是安全上，其优越性较为明显，但为生产采区后期的防灭火管理造成了后患。长期的跳采使得采区后期孤岛采煤，在目前尚无较为可靠的大面积采区封闭堵漏风技术和手段的前提下，后期的孤岛采煤无疑是铤而走险。从采区的安全生产长远规划来看，“间隔跳采”实不可取，在生产接续安排上要尽量避免。

(3) 规范巷道设计布置

① 在巷道布置时，要保证采区和工作面相对独立的并联通风系统，有利于风量控制和采后大面积压力调整，为此，必须要具备与之相适应的合理巷道布置形式。同时，采区和生产区段要具备可靠灵敏的反风自救系统。在矿井万一发生灾变时，能够通过反风手段有效避灾和救灾。

② 在巷道设计时，凡进回风道之间的联络巷道，工作面回风联络和集中回风巷之间，必须留出足够的通风设施砌筑位置和安全运行空间，为合理布置多道风门创造条件，避免生产过程中因风门安设空间不够、位置不合理而造成的行人行车不便、风门设施管理困难的问题，杜绝因通风系统稳定性差而造成的“负压喘息”现象。

③ 区段上下分层间巷道从几何关系上要继续推广垂直重叠巷道布置法，要最大限度地避免内错和外错布置。区段分层巷内错布置，会造成区段之间留设煤柱，同时内错会形成一条或多条蓄热氧化易燃隅角带，增加了发火概率。如果采用外错，同样会造成采煤工作面的外错段大量顶炭冒落堆积，为采空区遗煤自燃创造了条件。

④ 采取级以上矿井主要巷道严禁用溜煤眼连通。实践表明，连通进回风巷道的溜煤眼如没有可靠的防放空措施，极易造成风流短路，加大了通风管理的难度。直接服务于生产区段的连通进回风巷道的溜煤眼，在推过后，如不能有效封堵，将成为一条向采空区漏风供氧的隐蔽性通道。特别是万一发生溜煤眼坠塌，

处理困难。在设计时，应尽量避免。否则，生产期间必须有可靠的防风流短路措施及报废后充填封堵和防坠塌手段。

2. 掘进过程中的防火管理

(1) 把好分层巷道喷堵关

① 新掘沿空送巷和分层开采的回采巷道要推广实施自掘自喷上顶网新工艺，以最大限度地控制分层假顶漏风。

② 实体煤巷掘进过程中，揭露采空区的巷段必须实行喷浆封堵；分层回采巷道停采线卧底段要重点实行喷浆封堵，喷层要加厚、严密。

③ 凡巷道掘进过程中需实施喷浆封堵工程的，必须作为重点防火措施编入掘进规程中，并严格把握喷堵的实效性，严禁间断性喷堵，滞后喷浆和间隔性喷浆，一定要从巷道实体喷起。

(2) 严格按照设计要求掘进、把好施工质量关

① 严格按照设计要求、要素施工，严禁穿越掘进，避免超掘乱透现象和分层空洞、分层独头盲巷的出现。在掘进过程中一旦出现，要采取相应的补充措施和手段，并及时通知通防部门。

② 区段分层巷段要采用垂直布置，施工过程中要严禁外错现象，以消除氧化易燃隅角带，掘进期间区段间严禁留设小煤柱和煤皮，减少燃烧源，为推广无煤柱开采创造条件。

③ 坚持分层巷道一次性掘透的原则，在安排作业计划时，要严禁把分层巷道作为备用掘进头停打。长期施工不停风的工作面，通防部门有权进行封闭，以避免长期供氧和高温积热环境的形成。

④ 分层掘进煤巷卧底段是易燃段，掘进时必须用不燃性材料装顶，并用砂浆喷严，严禁出现高位空顶。

3. 采煤期间的防火管理

(1) 严格按设计和工艺要求采煤，提高回采率，减少人为丢煤量。

合理确定和控制分层采高，避免因分层不合理或生产过程中采高控制不当而造成的抛顶煤、丢底煤现象发生，在自燃顶板的情况下也要加强管理，要杜绝因顶板破而留设护顶煤管理顶板的方法，避免丢煤集中区域的形成。

在开采过程中，要及时清理回收采煤工作面及两巷的杂物、老料和浮煤；特别是炮采工作面，放炮要挂挡煤帘，并每班清理老巷内的遗溢煤。

(2) 加快工作面推进速度。

特别是放顶煤工作面，一次性丢煤较多，回采率相对较低，顶板冒实周期长，必须加快工作面推进度，使采空区较集中的溢煤在发火期内，迅速由漏风供氧带进入缺氧窒息带，抑制自燃的发生。对受各种因素影响而放慢推进速度的工作面要重点加强防火管理，并制定专门措施。

(3) 协助搞好通防管理。

各采煤区队要切实用好所在作业辖区内的风门设施,包括连通进回风通道的溜煤眼。重点风门和溜煤眼要三班按人兼管,严禁风流短路,确保系统稳定。

工作面上下出口、两巷超前维护段要加强管理,要保证有使风流通畅的足够通风断面,尤其是工作面进风侧,通风断面过小会直接形成采空区抽放系统,对采空区域堵漏管理极为有利。

(4) 无论生产接续多么紧张,都要尽量避免前采后掘和采后即掘。

前采后掘会加剧采空区漏风供氧强度,促成遗煤自燃。采后即掘也不可取,采空区域没有一个充分冷却压实的过程就紧跟下分层掘进,无疑为采空区提供了一个连续供氧的环境,在生产接续安排上必须杜绝。

(5) 适时停采严禁盲目超采,要为实施有效封闭留出足够的空间。

在生产管理上,要保证采场正常接续,即便是在接续紧张的情况下,也不能随意超越规定的停采线。工作面在临近停采线时,要加强煤炭回收,严禁随意丢煤,尤其是放顶煤工作面,要尽量抛,严禁留顶煤,以防撤架后造成大量松散顶煤垮落堆积。

(6) 及时回撤。

回采工作面回采后,要加快回撤速度,最大限度地缩小采空区供氧时间。为加快封闭速度,明确规定了工作面的撤除期限,原则上不超过“通风质量标准”规定的时间,严禁久拖不撤。

三、专业管理措施

防灭火专业管理是矿井自燃火灾防治工作中的主体部分,灭火专业化管理有了长足的发展,应逐步健全管理制度和常规专业化管理机构,摸索出一套比较适合本矿实际的管理经验和路子。工作上着重做好“三个强化”。

1. 强化专业管理,严把审批关

(1) 坚持好大型开拓开采方案会审否决制度

水平、采区开拓开采方案设计决定着矿井的安全生产基本机构和技术面貌,必须实施集体审查制度。

① 该项工作必须由矿总工程师亲自主持,技术、计划、地质、通防、安全等有关部门共同参与审查。

② 方案实施中必须明确通风、防灭火系统和防治煤层自燃火灾的专项技术措施。

③ 在审查设计方案时,必须将是否有利于防火管理和火灾处理作为方案优化选择的首要否决因素之一。

(2) 防灭火方案集体会审制度

① 该项工作由矿总工程师或分管副总工程师主持，通防、安全、矿山救护及其他牵扯到的施工单位或责任单位集体参与会审。

② 方案中必须明确实施目的内容。要研究制定预测救灾、避免保障措施和必要的施工安全技术措施。

③ 关键性措施必须在方案中明确责任施工单位、责任人和完成期限。

④ 重大防灭火技术方案必须报有关领导或部门审核后实施，方案实施必须制定专人负责、全面把关。

2. 强化防灭火日常正规化管理

(1) 专业管理机构

通防科设防灭火管理小组，由技术全面、实践经验丰富的防灭火骨干组成，具体负责防灭火日常管理。

(2) 管理要求

① 防灭火管理小组必须深入现场，全面了解全矿的采掘工程实施进度和防灭火现场管理情况。

② 熟悉全矿井通防系统，包括通风系统、防尘供水系统、注浆、注沙、注氮系统等。

③ 熟练掌握各种通风仪表的使用和注浆、注凝胶、注氮、浅孔密集钻、通风压力调整等防灭火措施、手段的实施工艺及技术要素，具有独立工作的能力。

(3) 职责范围

① 做好防灭火基础资料的收集汇总和管理，要健全高温隐患点记录台账、火区管理台账、采煤工作面丢煤情况记录台账、钻孔设计施工台账，定期绘制全矿井洒压浆情况分布图、高温火点分布图、钻孔位置图、火区素描图等，为各级领导指挥防灭火工作提供可靠技术依据。

② 对管辖注浆、钻机、监测队等区队侧重于技术方面的管理，其中包括钻孔设计、注浆（氮）点合理设置、监测取样设置和变更、月度防灭火工程计划的编制等工作。负责全矿井周期性自然隐患排查，并有针对性地提出具体的防治措施和方案，及时组织现场落实。

③ 负责采煤工作面和分层煤巷掘进工作面“通风防灭火专项措施”的编制工作，要切实做到“一面一措施”，并随着工作面的推进及时进行修改和补充。

3. 强化防灭火现场基础管理

(1) 通风管理

① “以火治火，以风防火”是有效的防灭火手段，要进一步推广实施，采取工作面生产期间要本着“简化通风设施和通风网络，利于调压控制”的原则，建立健全、合理完善、便于防火管理的通风系统。

② 加强通风设施管理和风量管理，确保通风系统稳定。a. 严格风门设施规

范化制度化管理，落实好风门设施的专管、兼管和群管制度；b. 强化风量管理。全矿范围内的风量测定每旬至少进行 1 次，采煤工作面至少每 5 天全面测定 1 次，重点防火工作面要坚持日测日报。工作面风量配备要严格把握，分层开采工作面在满足《煤矿安全规程》规定和生产需求的基础上，尽量缩减工作面配风量，严禁无计划盲目加大配风量。

③ 高质量地及时封闭已采区。a. 连通工作面及两道的各类联络巷道在工作面推进后要立即封闭；b. 工作面开采结束，回撤后 5 天之内必须对停采线两道人实行永久封闭；c. 严禁以临时密闭代替永久密闭，服务年限超过 1 个月的临时密闭应该建永久密闭。

(2) 洒浆管理

① 凡具备洒浆条件的工作面必须执行随采随洒制度，不具备条件的，通防科必须提出专题报告，报矿领导批准。

② 分层开采重点防火工作面如不具备洒浆条件，必须实施两道埋管压浆，或通过集中岩巷和临近巷道布置钻孔向易燃带打钻注浆。

③ 严格洒浆现场签字制度，由当班洒浆组长、采煤工长、安检员三方签字后，本班洒浆方可有效。

④ 通防科在健全洒浆管理措施的基础上，专门成立洒浆质量现场检查小组，建立洒浆管理检查台账，不定期地现场跟班抽查洒浆时间、洒浆浓度和洒浆量。

⑤ 工作面停采封闭后，凡具备钻孔施工条件的，要采用浅孔密集钻重点向停采线丢煤集中区打高位钻进行注浆或注凝胶；不具备钻孔施工条件的，要在工作面撤除前预先留设注浆管路，撤完封闭后实施压浆；分层开采工作面两巷掘进期间要对分层停采线实施浅层钻注浆注凝胶，以包裹停采线遗煤，以防在掘进期间形成供氧自热环境。以上措施要形成制度化。

(3) 监测预报管理

① 加大布点密度，提高预测预报精度。火区、火点及影响区域、高温隐患点、采煤工作面、分层掘进工作面的都要设置监测点，并根据现场情况变化及时变更取样点次，重点防火地点要采取定点、定时、定人取样，严把气样采集质量关。

② 严格气样分析日报制度，要随取样随分析，并当天审核上报。

③ 做好防灭火监测旬报，每旬末要对全矿的防灭火监测情况实行阶段性分析评价，有针对性地提出合理化建议，指导防灭火工作的现场实施。

④ 每月底，要对全矿防灭火监测预报情况和防灭火措施实施效果进行一次总评，火区和重点监测点要绘制指标气体变化曲线图，并形成书面材料作为月度防灭火例会的基础参考内容。

四、监督检查措施

1. 监督检查和考核方法

要使防灭火工作真正落到实处,必须实行奖优罚劣、量化考核。应专门成立通防工作考核领导小组,建立日常考核工作制度,负责日常考核工作。检查考核内容及方法如下。

(1) 对采掘工作面通防设施日常管理情况的综合考核。

① 由考核办公室每月组织一次对采掘工作面、通防设施的综合管理状况进行检查考核。

② 制定相应的奖惩办法,并认真执行。

(2) 对回采工作面两巷及面内杂物、溢煤清理与回收的专项考核由通防科和安监处每旬组织二次现场检查考核。此项考核月底前形成文字材料报考核办公室。

(3) 对回采工作面洒浆质量的专项考核。

① 对规定洒浆工作面洒浆质量工作是否有效,以上报考核办公室的“三方签单”数为依据,不签、拒签、假签、补报要按照规定进行罚款处理。

② 洒浆质量及水土比的考核由安监处所辖通风科负责,并做到每旬每周不少于三次到现场取证考核,月底将考核情况形成文字材料上报考核办公室。

③ 通防科要积极配合考核工作,并绘制泥浆压洒分布图,以供在下分层掘进时作最终考核。

④ 考核办公室每月组织一次对已洒浆工作面在下分层掘进时假顶泥浆分布状况进行现场考核,按累计泥浆缺失面积对通防科进行罚款。

(4) 对地面制浆质量的考核。

① 每单位黄土供给量必须经通防科、供应科和贷主三方联合验收签字,并填写四联单由供应科每旬集中报考核办公室。

② 每月底由考核办公室组织对制浆材料用量测算考核,若制浆量达不到月度计划要求或黄土量供应不足,对责任单位按有关规定进行罚款。

③ 制浆质量仍由安监处所属通风科负责检查,每周不少于三次到注浆站现场取样,每月底将考核结果形成文字材料上报考核办公室。

(5) 各类罚款由财务科记入通防基金。

月度综合考核的奖罚由考核办公室在月度承包中兑现。

(6) 考核领导小组每季召开一次通防工作总结例会。

表彰奖励对通防管理作出突出成绩的单位和个人,所需资金在通防基金和防火承包资金中列支。

2. 目标激励措施

防灭火工作是一项艰苦、复杂的工作,应实行目标管理,制定各种奖惩措

施，并严格执行。

矿井火灾事故及预防措施

井工煤矿作业环境复杂，在生产过程中往往受到瓦斯煤尘爆炸、煤与瓦斯突出、火灾、水灾、顶板冒落等灾害的威胁。当矿井发生事故后，如何安全、迅速、有效地抢救人员，保护设备，控制和缩小事故影响范围及其危害程度，防止事故扩大，将事故造成的人员伤亡和财产损失降低到最低限度，是救灾工作的关键。任何怠慢和失误，都会造成难以弥补的重大损失，因此掌握事故抢救的原则、方法和技术，是十分必要的。

一、重大灾害事故及其特征

凡是能给煤矿生产或人员生命安全、财产造成严重危害的事故统称为煤矿重大灾害事故。煤矿重大灾害事故影响范围大、伤亡人员多、中断生产时间长、损毁井巷工程或生产设备严重。

煤矿中常见的重大灾害事故有五类：瓦斯、煤尘爆炸；矿井明火火灾；煤与瓦斯突出；矿井突然涌水；冲击地压和大面积冒顶。

值得注意的是，煤矿五大灾害中虽然不包括全矿井突然停电事故，但这类事故如不及时、正确地处理，往往会酿成重大灾害。因为，由于停电会使主要通风机停转，井下无风造成瓦斯积聚，一旦送电，可能引起积聚的瓦斯爆炸；一旦停电，水泵不能排水，时间长了，可能造成淹井事故；有封闭火区的矿井，全矿停电后，可能出现CO和瓦斯外泄，造成人员中毒或窒息事故等。

许多煤矿，由于坚持了“安全第一，预防为主”和“综合治理、总体推进”的指导思想和方针，使安全生产继续好转，出现了前所未有的喜人形势。但是，由于我国煤层赋存条件复杂、技术装备落后，人员素质低和安全管理效能差，重大灾害事故还时有发生，造成了不应有的损失。值得注意的是，在重大事故发生后，有时由于救灾指挥失误，或救灾措施不当等原因，使得事故扩大，增加了伤亡人数，甚至造成了救护队员的伤亡。

各个矿井，甚至在同一矿井的不同时期，由于自然条件、生产环境和管理效能不尽相同，事故的发生，具有偶然性。即使发生重大灾害事故，因主客观条件不同，其发生原因和发展过程各有其独特性，造成的后果也不尽相同。但总体而言，所有重大灾害事故都有其共同的特征。

① 突发性 重大灾害事故往往是突然发生的。它给人们的心理冲击最为严重，最容易出现措手不及，使指挥者难以冷静、理智地考虑问题，难以制定行之有效的救灾措施，在抢救的初期容易出现失误，造成事故的损失扩大。

② 灾难性 重大灾害事故造成多人伤亡或使井下人员的生命受到严重威胁,若指挥决策失误或救灾措施不得力,往往酿成重大恶性事故。处理事故过程中得悉已有人员伤亡或意识到有众多人员受到威胁,更增加了指挥者的心理慌乱程度,容易造成决策失误。

③ 破坏性 重大灾害事故,往往使矿井生产系统遭到破坏。它不但使生产中断,井巷工程和生产设备损毁,给国家造成重大损失,同时,给抢险救灾也增加了难度。特别是通风系统的破坏,使有毒有害气体在大范围内扩散,会造成更多人员的伤亡。这就要求指挥者在作救灾决策时,要充分考虑通风系统的情况,通风系统破坏与否,对救灾方案起关键性作用。

④ 继发性 在较短的时间里重复发生同类事故或诱发其他事故,称为事故的继发性。例如,火灾可能诱发瓦斯煤尘爆炸,也可能引起再生火源;爆炸可能引起火灾,也可能出现连续爆炸;煤与瓦斯突出可能在同一地点发生多次突出,也可能引起爆炸。事故继发性的存在,就要求指挥者在制定救灾措施时,多作些预想,要有充分的思想准备,采取有效措施避免出现继发性事故;而且,一旦出现继发性事故,能胸有成竹地作出正确的决策,不能“顾此失彼”,不能只顾处理目前发生的事故,不顾及事故的发展变化。

正由于存在上述特性,就要求指挥者在重大灾害事故面前冷静、理智、全面地考虑问题,提高指挥决策能力,有针对性的作出正确的决策,以减少事故的损失。国内外有些煤矿在重大灾害事故的突然冲击下,指挥者缺乏应有的救灾知识或缺少冷静、缺乏预想,出现指挥失常,使事故扩大的案例多次发生,血的教训应引起足够的重视。

二、重大灾害事故抢救技术及应用

1. 经验分析在抢险救灾中的应用

多年以来,重大灾害事故抢救依靠的是指挥者个人的专业技术素质、处理事故的经验以及对井下情况的熟悉程度。事故发生后,指挥者依据每年一度编制的《矿井灾害预防和处理计划》和矿井有关工程图纸,以及事故现场侦察得来的各种信息,分析判断作出决定。这种处理事故的方法属于经验型的,成功与否在很大程度上取决于指挥者判断的准确性和抢险救灾所需材料设备的充足程度,以及救护队的行动是否正确。有时由于重大灾害事故的突发性,往往使指挥者不能冷静沉着地分析问题,或因救护队违章作业或救灾材料的供应不足,造成救灾工作被动,以致贻误战机,使事故扩大特别是有的矿井在重大事故发生后,指挥者急于救人抢险,不管客观条件允许与否,作出一些脱离实际的错误决策、结果使伤亡人数增多。例如,某矿工人在作为进风井的皮带斜井中安装胶带输送机,用气焊切割钢板时,飞溅火花引燃作业点附近残留的胶沫和胶条,发火初期现场人员

用木板扑火，未奏效，火势越烧越大、浓烟弥漫。在调度室值班的矿总工程师接到灾情报告后，考虑到当时在井下的 1000 多人的安危，救灾心切，在没有成立救灾指挥部的情况下，矿总工程师没有慎重考虑抢险救灾措施就指挥救护队员下井抢险，矿井无反风能力、无防火门、防火设施和灭火器材欠缺，加上井下工人没有配备自救器又不清楚避灾路线，结果酿成 80 人死亡（其中包括总工程师、机电副总、救护队中队长和小队长）和 567 万元直接经济损失的特大事故。而有的指挥者，在灾害尚未完全消除的情况下，急于恢复生产，结果又发生新的灾害事故。例如某矿在明火火灾处理即将结束时没有考虑到尚存在隐蔽的余火情况下，急于恢复生产，结果诱发了瓦斯爆炸，造成 41 人伤亡，其中包括救护队员死亡 11 人，伤 10 人，还包括有关技术负责人。有的矿在处理事故过程中，指挥人员之间意见分歧，没有形成一个完善的统一指挥中心，在指挥上混乱，造成事态扩大。也有的矿井指挥者经验不足或缺乏预想方案，应变能力差，造成指挥失误。因此，指挥者及有关人员在事故发生后不能够沉着、冷静、迅速而有条不紊地各司其职，协调配合，准确无误地进行抢险救灾工作，尽快消除灾害或把灾害控制在最小程度，是一个亟待解决的问题，这也是经验型处理事故方法较难解决的问题。它是造成我国煤炭系统事故伤亡人数偏多的原因之一。随着煤炭工业的迅速发展，矿井生产规模扩大，开采向深部延伸，大型和特大型矿井的建成，机电设备与设施日益增多，过去在小型矿井、浅部开采中很少出现或不曾发生的自然灾害逐渐发生和增多，危害程度增大，凭借经验处理事故已经远不能满足实际需要。为此，探讨重大灾害事故处理新技术、新装备，提高指挥决策能力就显得十分迫切。

为了克服事故的突发性在指挥者心理上的冲击，引起指挥者不能冷静、沉着、全面地考虑问题的缺点，国外有的矿将处理事故的要点、原则与方法预先录制在录音带上，需要时，启动录音机播放出来，起到给指挥者提醒的作用。

2. 计算机风流状态模拟技术在事故处理中的应用

20 世纪 70~80 年代，随着电子计算机技术的发展和遥测监控技术与仪表的实际应用，以及人们对煤矿重大灾害发生、发展规律认识的加深，使扑救重大灾害事故从单纯的经验型分析步入定量分析阶段。例如，美国钢铁采矿公司所属的坎伯兰煤矿在处理 1987 年 6 月 4 日发生的一起重大火灾事故过程中，充分地利用了电子计算机通风模拟系统对灭火措施的制定提出的有价值的预测分析，使指挥者果断地作出决策。在这次救灾过程中，计算机模拟系统在三个方面体现了它的价值：①预测到停止负责火区通风的 3 号主要通风机运转，可减少火区供风量（该矿有四台主要通风机运行，3 号机停转后，火区通风改由 1 号和 4 号机负担）；②确定密闭的建造位置，并预测设临时密闭的状况（如：计算机计算结果表明，在关闭 91 号工作面北侧的密闭上小门时会有爆炸危险，因此，决定遥控

关闭这最后一个进风巷密闭上的小门)；③计算机内存储了大量的火区气样的分析数据，并打印出有关信息和图表，使指挥者很容易地了解到火区的瓦斯情况（火区气体成分及其浓度，爆炸性气体浓度及发生爆炸的可能性）和火灾发展程度。计算机预测数据的提供，使指挥者在许多重大决策过程中起到了极为重要的作用。

3. 矿井救灾专家系统在救灾决策中的应用

20 世纪 60 年代初期兴起了一门新的学科——专家系统。它的应用产生了巨大的经济效益，经 30 多年的发展，国内外不少学科与部门已经建立了各自的专家系统。知名的专家系统有：美国斯坦福大学研制的生物工程方面的 MOLGEN 系统；加利福尼亚大学开发的化学工程方面的 ESCS 系统。70 年代末，美国成功地开发了用于矿藏勘探方面的 PROSPECTOR 系统；80 年代以来，美国矿业局匹茨堡研究中心等单位已研制出有关开采技术管理、模拟通风、规划资源有效利用等方面的专家系统。波兰科学院建立了矿井火灾救灾指挥的推理机，并初步完成了试运行。英国煤炭公司技术部和诺丁汉大学开发出瓦斯危害性预报、剪切断层带诊断、巷道支护设计、露天矿边坡设计等专家系统。我国在专家系统开发方面虽起步较晚，但 20 世纪 70 年代以来，已遍及医学、法律等诸方面。采矿方面的有山东矿院研制的“顶板支护专家系统”，北京煤炭科学研究总院研制的“巷道支护专家系统”，煤炭科学研究总院抚顺分院研制的“抚顺矿区 V 形工作面火灾时期风流流动状态及救灾指挥专家系统”，中国矿业大学王省身教授为首的课题组研制的“柴里煤矿矿井火灾救灾专家系统”等。

进入 20 世纪 90 年代，矿井火灾救灾专家系统的研究已经是国内外专家学者关注的焦点。火灾救灾专家系统就是结合矿井灭火的理论与实际，模拟专家扑救火灾时思考问题作出决策的过程而建立的具有人工智能的计算机软件系统。它由主控模块、知识库、数据库、推理机、解释模块及用户接口六个部分组成。主控模块是介绍、指挥、控制专家系统运行的部分。知识库是一个规则库，是由人类专家的防灭火知识、经验与实践，经整理、归纳、提炼得出的事故树模型转化而成，它存储了人类专家有关火灾事故处理领域的知识、智慧与经验。数据库分静态数据库与动态数据库。静态数据库内包含有矿井风网结构、主要通风机技术性能、支路风阻、风速、井巷几何参数、通风阻力、风量、矿井大气参数以及火源温度、烟流生成量、火风压、热风阻等诸参数的计算公式。动态数据库内存储火情、火势发展、烟流蔓延等有关矿井火灾动态信息和数据，以及经推理而得出的中间结论，供进一步推理使用。推理机是火灾救灾专家系统的核心部分，它利用数据库内的数据，运用知识库的人类专家知识，遵循人类专家的推理思路，推出最合理的火灾救灾方案，供指挥者参考与选择。解释模块的设计，一是为普通技术人员学习灭火专家解决灭火问题的思路和方法创造条件，它可以就用户有关

“某一规则的具体内容是什么?”、“推理路径是怎样形成的?”、“是怎样得出某一结论的?”等问题的询问,用自然语言的形式给予回答;二是为检查和维护专家系统提供方便。用户接口采用人机对话技术,控制系统开始运行、输入初始事实、输入初始数据,进行询问解释等。专家系统的建立不仅可以高效、准确、周密、迅速地推出火灾救灾的对策与方案,而且可以避免人类专家面对突发的重大灾害事故而呈现心理紧张、情绪激动,导致制定对策、作出决定时,出现遗忘、疏漏与失误,它可以永不疲倦地工作。目前研究的目标是诊断型火灾救灾专家系统。该类专家系统是根据矿井的技术装备水平和管理现状,依据输入的数据推出火灾救灾方案,供指挥者参考选择。随着矿井防灭火技术理论的发展,相关技术装备性能的完善,整体科技水平的提高,煤矿火灾救灾专家系统的研究将向实时控制型的目标前进。该类专家系统将矿井火灾信息的获取,灭火方案的优选、救灾手段的选择融于一体,一旦发生矿井火灾就能以最快的速度、最有效的灭火手段实现控制风流、灭火、救灾。这一目标的实现,虽然难度很大,但在当今已经不是可望而不可即的幻想,诊断型火灾救灾专家系统的研究就是良好的开端。开展各类防灾、救灾专家系统的研究及其成果的推广与应用,将对我国的煤炭工业发展、改善安全生产面貌、提高重大灾害事故处理能力起到重要作用。然而,防灾救灾专家系统毕竟只是工具,它只向指挥者提出对策方案与措施,决策的敲定还要由指挥者作出。因此,提高防灾、救灾指挥者和全体人员的技术素质仍是摆在人们面前的重要任务。

三、重大灾害事故抢救的领导与指挥

矿井发生重大事故后,矿务局局长、矿长、矿务局总工程师、矿总工程师必须立即赶到现场、组织抢救,矿长是负责事故抢救的全权指挥者。在矿长未到前,由值班矿长负责指挥。如果矿长不能全面有效地领导、指挥事故抢救工作,矿务局局长有权予以撤换,并及时指派能胜任的人员负责指挥,并授以全部权力和责任。

1. 事故抢救过程中各有关人员的职责

① 矿长 是处理灾害事故的全权指挥者。在矿总工程师、矿务局局长、矿务局总工程师和矿山救护队队长的协助下,制定营救遇险人员和处理事故的作战计划。

② 矿总工程师 是矿长处理灾害事故的第一助手。在矿长领导下组织制订营救遇险人员和处理事故的作战计划。

③ 矿务局总工程师 在不妨碍矿长有效工作的原则下参加抢救事故的指挥工作,并根据需要代表矿务局局长采取措施,从矿务局所属各矿调度人员、设备和器材。

④ 各有关副矿长 根据营救遇险人员和处理事故作战计划，负责组织为处理事故所必需的工人待命，及时调集救灾所必需的设备材料，并由指定的副矿长严格控制入井人员，签发抢救事故用的入井特别许可证。

⑤ 矿副总工程师 根据矿长命令，负责某一方面的抢救工作。

⑥ 矿山救护队队长 对矿山救护队的行动具体负责，全面指挥、领导矿山救护队和辅助救护队，根据营救遇险人员和处理事故作战计划所规定的任务，完成对灾区遇险人员的援救和事故处理。如果与外局矿山救护队联合作战时，应成立矿山救护队联合作战部，由事故所在矿务局的救护队长担任指挥，协调各救护队的战斗行动。

⑦ 矿安全监察（检查）处（站）处（站）长 根据批准的营救遇险人员和处理事故作战计划，以及按照《煤矿安全规程》规定，对抢险救灾工作的安全和入井人员的控制实行有效的监督。

⑧ 通风区（科）区（科）长 按照矿长命令负责改变矿井通风制度，注视主要通风机的工作状况和组织完成必要的通风工程，并执行与通风有关的其他措施。

⑨ 生产科科长 按照矿长命令负责协调各方面的工作，协助矿长进行抢救和灾害处理。

⑩ 有关的区、队、班长 负责查对留在本区域工作面内的人数，并采取措施将他们有组织地带领撤到安全地点直至地面，将在现场所见到的事故性质、范围和发生原因等情况如实详细地报告给矿井调度室，并随时接受矿长命令，完成有关抢救和灾害处理任务。

⑪ 矿值班调度员 负责记录事故发生的时间、地点和情况，并立即将事故情况报告矿山救护队、矿长、矿总工程师、矿务局调度室以及矿其他领导和有关单位；及时向下传达矿长的命令；通知值班电话员召集有关人员到调度室待命；随时调度井下抢险救灾的工作，统计掌握出入井人数和留在井下各地区的人数。

⑫ 考勤和矿灯、自救器发放室负责人 应根据入井人员的挂牌和领取矿灯、自救器牌号码，查清在井下的人数及其姓名，并迅速报告调度室；对没持有经指定的副矿长签发的人井特别许可证的所有人员，不得发给矿灯、自救器，并在井口必须严格检查，制止入井。

⑬ 材料供应科科长 及时准备好必需的抢救器材，并根据矿长的命令迅速运送到指定地点。

⑭ 机电科科长 根据矿长命令，负责改变主要通风机的工作制度，并保证其正常运转；掌握矿井内的停送电工作，及时抢救或安装机电设备；完成其他有关任务。

⑮ 运输区（科）区（科）长 负责将遇险人员及时运送井上；保证救灾人

员和器材及时运到事故地点，满足救灾需要。

⑫ 地测科科长 负责准备好必要的图纸和资料，并根据矿长命令完成测量打钻工作。

⑬ 医院院长 负责组织对受伤人员的急救治疗，组织护理和药物供应。

⑭ 行政科科长 保证对遇险人员的妥善安置和救灾人员的食宿以及其他生活事宜。

⑮ 保卫科科长 负责事故抢救和处理过程中的治安保卫工作，维持矿区的正常秩序，不准闲杂人员入矿，并在井口附近设专人警戒，严禁闲杂人员逗留、围观。

⑯ 值班电话接线员 接到矿调度室的事故通知后，立即切断与事故没有直接关系的一切通话，开放事故信号，并按照《矿井灾害预防和处理计划》中规定的“发生事故后必须立即召集的单位和人员名单”及时按顺序通知所列各单位的人员到矿调度室报到待命；协助矿调度室值班调度员及时传达矿长的命令。

2. 矿长和指挥部成员在组织救灾时应注意的问题

① 遇有高温、塌冒、爆炸、水淹危险的灾区，指挥员只能在救人的情况下，才有权决定救护小队进入，但必须采取有效措施，保证救护小队在灾区的安全。

② 抢救遇险人员是矿山救护队的首要任务，要创造条件以最快的速度、最短的路线，先将受伤、窒息的人员运送到新鲜空气地点进行急救。

③ 为了制定出符合实际情况的处理事故方案，必须进行侦察，准确探明事故类别、原因、范围、遇险遇难人员数量和所在地，以及通风、瓦斯、有毒有害气体等情况。

④ 在紧急救人情况下，应把侦察小队派往遇险人员最多的地点。

⑤ 扑灭井下火灾时，抢救指挥部应根据火源位置、火灾波及范围，工作人员分布及瓦斯涌出情况，迅速而慎重地决定通风方式。通风方式应能：a. 控制着火产生的火烟沿井巷蔓延；b. 防止火灾扩大；c. 防止引起瓦斯或煤尘爆炸，防止因火风压引起风流逆转造成危害；d. 保证救灾人员安全，并有利于抢救遇险人员；e. 创造有利的灭火条件。

⑥ 在处理重大事故时，为及时供应救灾装备和器材，必须设立地面救护基地。

⑦ 为保证处理工作的顺利进行，必须设立井下基地。井下基地应设置在尽量靠近灾区、通风良好、运输方便、不易受爆炸波直接冲击的安全地点。

⑧ 在处理事故时，为保证指挥灵活，行动协调，必须设立通讯联络系统。

⑨ 在侦察前，要做好人力和物力的准备，选拔熟悉情况、有经验的人担任侦察工作。

⑩ 救护队进入灾区侦察时，必须携带探险绳等必要的装备。在行进时要注意暗井、溜煤眼、淤泥和巷道支护等情况，视线不清时，可用探险棍探测前进，

队员之间要用探险绳联结。1972年6月某矿发生火灾,中队长率一个小队(共7人)进入灾区侦察,小队侦察结束后返回基地,发现少了一名队员,又二次进入灾区寻找,因氧气用尽,六名指战员不幸全部死亡。事后查明,缺少的那名队员,在侦察途中逃跑到地面,这不仅说明该名队员思想素质差,也暴露出该队违章作业的缺陷(其中包括进入灾区侦察时必须携带探险绳等必要装备的规定。二次进入灾区找人前应检查呼吸器内氧气量是否够用)。又如1992年5月14日北京矿务局某矿在侦察火区灾情时,现场烟雾很大,可见度为零,1名矿救护队员因呼吸器出现故障,倒在地上死亡,而在其前后的救护队员均未发现。假若队员之间用探险绳联结,该名队员可能不会死亡。

⑪ 侦察小队进入灾区时,要规定返回的时间,并与基地保持联络。如没有按时返回或通讯中断,待机小队应立即进入救援。

⑫ 在进入灾区前要考虑到如果退路被堵时应采取的措施。返回时应按原路返回,如不按原路返回,必须经指挥员同意。

⑬ 侦察行进中,在巷道交叉口要设明显的标志(如矿灯、冷光管或堆放煤块、矸石等),防止返回时走错路线,也便于待机队寻找。

⑭ 在搜索遇险人员时,小队队形应与巷道中线斜交前进。

⑮ 在远距离或复杂巷道中侦察时,可组织几个小队分区段进行侦察。

⑯ 侦察工作要仔细认真,做到有巷必查,在走过的巷道要签字留名,并给出侦察路线示意图。在发现遇险人员的地点要检查气体,并做好记录。特别强调的是在紧急救人的情况下,应把救护队员派往遇险人员最多的地点。

四、抢险救灾步骤

1. 重大事故后初期救灾注意事项

重大事故发生后,事故处理程序:必须立即撤出灾区人员和停止灾区供电(掘进巷道发火或爆炸不能停局部通风机)→按《矿井灾害预防和处理计划》中规定的顺序通知矿长、总工程师等有关人员→立即向矿务局调度室汇报→召请矿山救护队(本矿救护队先下井救灾)→成立抢救指挥部,派救护队进入灾区救人、侦察灾情,指挥部根据灾情制定救灾方案,救护队进行救灾工作,直至灾情消除,恢复正常生产。大量案例证明,重大灾害事故发生后,及时停电撤人、向矿务局汇报、尽快召请救护队和成立抢救指挥部至关重要。

应引起注意的是:我国煤矿中多次出现在重大灾害事故发生初期,因灾害的性质不明,作出了错误的决策,延误了救灾的时间,扩大了灾害损失。因此,重大事故发生后,千方百计查清事故真实性质,对减少灾害损失至关重要。

2. 抢险救灾指挥程序

处理重大灾害事故,必须有一套正确的指挥步骤,使抢救指挥部适时有机运

转,保证总指挥能有条不紊、沉着、冷静指挥,集中精力于重大问题的决策上。在救灾过程中,不能形成无人领导或多头领导、乱指挥,出现指挥上的失误,导致灾情扩大。正确的指挥步骤如下。

(1)立即成立以矿长为总指挥的抢救指挥部,有关矿级领导、科室负责人及救护队长和安监站长为指挥部成员。指挥部成立后首先听取当班值班领导的灾情汇报以及已经下达的命令情况汇报。继续组织撤人、停电、保证主要通风机、副井提升及压气机的正常运转(派有关矿级领导或科室负责人去风机房、副井绞车房、压气机房组织与督促工作)。

(2)通知有关区队、矿灯房、自救器发放室准确统计当班井下人数及其姓名,统计已上井的人数及姓名,以便分析灾区人员数量及分布。通知有关单位准备救灾材料和医院准备急救伤员。

(3)指定一名副职领导负责签发下井许可证,并通知矿灯房、自救器发放室和副井口:没有下井许可证不准发放矿灯、自救器,不准下井。

(4)选定井下救护基地,指定具有救护知识的领导担任井下救护基地指挥。同时明确基地指挥只起“上传下达”作用,不得自行发布命令,以免形成多头指挥。落实井下救护基地所需的通讯设备、救灾器材等。选定安全岗哨位置及其人员,明确其任务。

(5)命令救护队进入灾区引导人员撤退;将伤员救到井下救护基地或其他安全地点进行现场急救后,送到地面甚至医院。得知人员受困在灾区时,一方面设法与受阻人员联系,稳定其情绪;另一方面立即报告抢救指挥部采取果断措施组织特别抢救。

(6)抢救指挥部根据井下灾情报告,责成助手成员,将抢险人员组成二线、三线力量。当抢险人员不足时应及时报告上级机关和兄弟单位请求支援,并及时满足井下需要,千方百计完成撤人抢险任务。如果救灾过程中出现反复或灾情扩大,应下决心投入二线力量,同时采取安全措施保护抢险人员,尽力避免扩大伤亡。

(7)井下撤出人员和抢救人员完成后,总指挥应投入二线或三线力量,命令救护队进行侦察工作,掌握灾情性质、影响范围、灾区通风与瓦斯等灾情,同时撤出一线部分人员。救护队长应具体负责指挥救护队按救护规程的要求完成侦察任务,提出测定数据、灾区示意图及灾区处理建议,供指挥部制定救灾方案。侦察结束后,应安排救护队在安全地点监视灾情变化,具体位置应由井下救护基地负责人提出建议,报总指挥部确定。

(8)总指挥组织指挥部成员听取侦察情况汇报后,应命令矿总工程师组织人员依据《矿井灾害预防和计划》结合灾情实际,尽快提出事故处理方案,并将成员明确分工,限定时间完成救灾准备工作,并派人员检查核实。对总工程师

提出的事故处理方案应经过慎重研究讨论,在安全系数上应留有余地,应考虑到处理灾变过程中可能出现的异常情况及其补救措施,不能只想到顺利的一面,还应充分预计到不利因素。总指挥批准处理方案后,应及时报告矿务局领导,争取得到支持。

(9) 根据掌握的灾情及处理方案的要求,应对救护队员做好战前思想动员,勉励队员树立信心、发扬不畏艰险、敢打敢拼的特别能战斗精神。一切工作落实无误后,决定行动时间,到时立即投入战斗。总指挥不断协调平衡力量,确保方案顺利进行,当遇灾情变化,及时修改救灾方案,调整救灾力量。事故处理结束稳定一定时间后,恢复事故破坏的各个生产系统,使之正常,特别是通风系统。当各系统恢复正常后,即可恢复正常生产秩序,抢救指挥部结束工作。

(10) 事故处理结束后,总指挥指定有关部门和人员收集整理事故调查报告,并进行全面分析,对事故发生原因、抢救处理过程、重要的经验教训以及今后应采取的预防措施等,形成文件后上报和存档。

3. 抢救指挥部在救灾过程中的协调作用

抢救指挥部在指挥救灾过程中,要妥善处理好三个方面的关系,充分发挥总工程师及专业技术骨干的参谋作用。

(1) 要认真处理好上级领导机关到矿协助救灾时的领导指示,应尽量在决策过程中采纳他们的意见。确定不能采用时,宜用开指挥部会议方式共同议定,或指定专业人员向他们汇报、解释,争取理解。上级领导提出要亲自下井进入灾区时,应尽力耐心说服,阻止其下井。在紧急救灾时期、一般不宜让上级领导进入灾区,这方面有过重大教训。

(2) 要处理好指挥部内部主要成员之间的关系。总指挥是处理事故时的最高领导,要稳如泰山,令行禁止,要用人得当,不能离岗到灾区。若确需进入灾区时,必须任命代理人,并授予其指挥权。不能形成多头指挥状态,更不能形成无人指挥状态。总指挥任命井下救护基地负责人时,要考虑该人的实际经验和能力,不能强人所难,否则会带来严重后果。重大决策前,应取得指挥部成员的认可(特别是主要成员),个别不同意见可以保留。指挥部在讨论救灾方案中,切忌个人独断专行,就是有把握时,也应在议定后拍板,这样做有利于协调总指挥与成员之间的关系,才能发挥指挥部成员各自的积极性,克服内部矛盾分歧,避免全部重担都压在总指挥的个人身上。

(3) 对井下直接从事抢险救灾的人员,特别是矿山救护队,既要爱护关心又要使之奔赴灾区建功立业,帮助解决他们提出的问题。因为事故现场,时刻存在着危险,指挥部很难制定出确保安全无误的具体措施,有时救护队也不可能短时排除危险,救灾存在一定难度,若强迫命令他们下井,他们下井后就可能呆在安全地点,等待指挥部采取措施,从而延误了抢救。一些矿井遇到此种情况,多从

党员带头、政治动员鼓舞入手，同时采取强力保护措施（如：安全区内备有直通地面的最快运输系统、直达地面的通信，既有井下急救医生，还有待机救护小队接应，选用最好矿灯等），加上基地指挥和有关人员协调，使救护队员放心，这样做效果很好。

（4）充分发挥总工程师及专业骨干人员在抢险救灾中的参谋作用很重要。总指挥应把他们视为最可信任的助手。总工程师应将有关专业骨干人员分工把口，要求他们及时掌握灾情动态并做好记录，把《矿井灾害预防和处理计划》中的有关措施、方案与当前灾情有机联系在一起，及时向总工程师提出意见与建议，随时参加研究正、负两种可能的应变措施，还要有最快拟编方案的人员形成文字初稿由总工程师向总指挥提出。总工程师始终要掌握灾情的总变化趋势，指挥人员做临时示意图于图板上，随时填注重要资料及总指挥的重大决定，直到事故处理工作结束，并将上述资料收集保存供事故调查用。如果总工程师与总指挥之间不是密切配合，甚至两者意见严重分歧，不易协调时，总指挥要及时请示上级，立即任命副总工程师接任灾变处理中第一助手工作，先保证抢险救灾，其他问题留待以后妥善解决。为了避免总指挥与救护队指挥员之间的意见分歧，总指挥应尽量预先听取救护队指挥员的意见再作决定，或者一起开会分析情况，要使作出的决定救护队能接受，以避免指挥失误现象出现。

指挥员要纵观全局、抓住战机，巧妙地组织力量并运用一切可以动用的救灾手段，力争最快地消灭事故。所谓纵观全局是指在了解灾变发生的原因、过程和现状的同时，还要预计其发展、可能诱发的伴生事故和出现的意外问题，再作出救灾决策。在制订作战方案时，要多作几项设想，拟定多套救灾方案。战机是指控制灾变、消灭事故的最有利时机。从时间上看扑灭任何灾变都是早比晚好，灾变初期总是易于控制的，要及时、果断地采取有效的对策与措施，绝不允许犹豫、拖拉。另外，每次灾变的发生都是由多种因素汇集而成的。如果能抓住其中一项关键性的因素，即可获得控制全局的成果。例如，处理爆炸事故，关键是及时恢复通风系统和消灭火源，避免出现连续爆炸。条件不允许时，则隔断风流、停止供氧，消除产生再次爆炸的因素。而明火火灾的处理，关键是正确调度风流，避免火风压造成风流逆转或产生瓦斯爆炸。掘进巷道内发生火灾或爆炸，应严格控制局部通风机的启闭，其原则是“保持原状”，即救护队到达局部通风机处，正在运转的风机不能停转，已停转的风机，不能盲目启动，待侦察巷内情况后，视瓦斯浓度的高低，再行决定是否启动。当瓦斯浓度低于16%，可启动风机排烟降温，创造良好的救灾环境；当瓦斯浓度高于16%，则严禁启动风机，否则易产生瓦斯爆炸。巧妙地组织力量和运用一切手段是指在可能控制灾变的条件下，尽量少动用救护力量。井下救灾切忌采用人海战术和打疲劳战，非救灾人员绝不允许进入灾区。救灾需要勇敢与科学性相结合，任何侥幸、蛮干不仅于事

无补,而且往往会带来不必要的损失或死亡。随着科学的进步,出现了许多新的救护技术装备,指挥员应该熟悉其性能,以便在扑灭灾变中应用。冷静、沉着、果断地解决问题、处理事故是救灾指挥员必备的素质。

五、井下救护基地

救护基地是井下抢险救灾的前线指挥所,是救灾人员与物资的集中地、救护队员进入灾区的出发点,也是遇险人员的临时救护站。因此,正确地选择基地常常关系着救灾工作的成败。井下救护基地的选择应由矿井救灾总指挥根据灾区位置、灾变范围、类别以及通风、运输条件等予以确定,但须满足以下几点要求。

① 设在不受灾变威胁,或不因灾变进一步扩大而波及的地区,但距灾区又要尽可能的近,以便于救护队员进出灾区,执行任务。

② 在扑灭火灾,处理瓦斯、煤尘燃烧、爆炸事故及突出事故时,基地应选在风流稳定的新风地区。对冒顶、水灾等其他灾变,选在贯穿风流地区即可。1977年4月14日某矿在处理采区明火火灾时在未下令撤出灾区人员的情况下,只派救护队下井灭火,而且将井下救护基地设在邻近灾区的回风侧,结果在10时50分发生第一次瓦斯爆炸,在井下救护基地中4名矿级干部被熏倒,失去指挥能力。11时25分发生第二次瓦斯爆炸,局救护队长及4名队员全部死亡。在发生第五次爆炸后才封闭灾区。该次事故死亡83人;伤35人,直接经济损失22.87万元。如果井下救护基地设置得当,这次事故伤亡人数和财产损失将会大大减少。

③ 要有一定的空间与面积,以保证救灾活动和救灾器材的贮备。

④ 方便运输,保证通风与照明。

基地勿选在与灾区毫无联系的大巷、角联通风支路以及风速过大的巷道内。在处理灾变过程中,不要求基地自始至终地固定在一个地点,需视灾变的情况向灾区推移,也可以退离灾区。为此,指挥员要多考虑几个备用基地便于选择。

井下救护基地应有矿山救护队指挥员、待机小队和急救医生值班,并设有通往地面抢救指挥部和灾区的电话,备有必要的救护装备和器材,同时设有明显的灯光标志。在井下救护基地负责的指挥员应经常同抢救指挥部和正在灾区工作的救护小队保持联系,注视基地通风和有害气体情况。需要改变井下基地位置时,必须取得矿山救护队指挥员的同意,并通知抢救指挥部和在灾区工作的小队。与救灾无关人员,一律不得进入基地。

六、矿山救护队

救护队到达事故矿井后,应根据现场指挥员的命令,迅速采取行动,尽快地投入抢险救灾工作中。

下井之前,全体队员要仔细地作好战前检查。下井之后,救护队进入救护基地,首先听取灾区人员对事故情况的介绍;然后有针对性地展开实地侦察;最后,将了解到的情况认真分析、归纳总结、上报指挥员,以便制订切实可行的作战方案。

矿井发生火灾、爆炸等重大灾害事故后,救护队必须根据总指挥的命令首先组织侦察工作;准确探明事故性质、发生原因、影响范围、遇险人员数量和所在位置,以及巷道通风、瓦斯等情况。在处理事故过程中,救护队必须指定专人检查瓦斯和煤尘,观测灾区气体和风流的变化。当有爆炸危险时,必须将全部救护队员和参加救灾人员立即撤到安全地点,并采取措施排除爆炸危险。

救护队侦察灾情时必须做到以下几点。

① 在侦察前,要做好人力和物力的准备,选拔熟悉情况、有经验的人担负侦察工作。侦察小队不得少于6人。

② 井下救护基地要留有待机小队,并用灾区电话与侦察小队保持联系。只有在救人情况下,才可不设待机小队。

③ 进入灾区侦察时,必须携带探险绳等必要的装备。在行进时要注意暗井、溜煤眼、淤泥和巷道支护等情况,视线不清时,可用探险棍探测前进,队员之间要用探险绳联结。

④ 侦察小队进入灾区时,要规定返回的时间,并与基地保持联络。如没有按时返回或通讯中断,待机小队应立即进入救援。

⑤ 在进入灾区前要考虑到如果退路被堵时应采取的措施。返回时应按原路返回,如不按原路返回,必须经指挥员同意。

⑥ 侦察行进中,在巷道交叉口要设明显的标志(如矿灯、冷光管或堆放煤块、矸石等),防止返回时走错路线,也便于待机队寻找。

⑦ 在搜索遇险人员时,小队队形应与巷道中线斜交前进。

⑧ 在远距离或复杂巷道中侦察时,可组织几个小队波浪式前进或分区段进行侦察。

⑨ 侦察工作要仔细认真,做到有巷必查,在走过的巷道要签字留名,并绘出侦察路线示意图。在发现遇险人员的地点要检查气体,并做好标记。抢救遇险人员是矿山救护队的首要任务,应千方百计创造条件,以最快的速度、最短的路线进入灾区,先将受伤人员运到新鲜风流中进行急救,同时派人员引导未受伤人员撤离灾区,然后陆续抬出已遇难的人员。对于多名遇险人员待救时,应根据“先活后死、先重后轻、先易后难”的原则进行抢救。

在紧急救人的情况下,应把救护队员派往遇险人员最多的地点。遇到有高温、塌冒、爆炸、水淹危险的灾区,只有在救人的情况下,指挥员才有权决定救护小队进入,但要采取有效措施,保证进入灾区人员的安全,否则会造成救护队

员的伤亡。

七、安全岗哨

在处理事故过程中,应根据作战计划,在有害气体积聚的巷道与新鲜风流巷道交叉处的新鲜风流中设立安全岗哨。站岗队员的派遣和撤销由井下基地指挥决定。同一岗位至少由两名救护队员组成。站岗队员除有最低限度的个人防护装备外,还应配有各种气体检查仪器。岗哨的职责如下:

- ① 阻止未佩戴氧气呼吸器的人员单独进入有害气体积聚的巷道和危险地区;
- ② 将从有害气体积聚的巷道中出来的人员引入新风区,必要时实施急救;
- ③ 观测巷道和风流情况,并将有害气体、烟雾和巷道的变化情况迅速报告抢救指挥部,进、出风井也应设立安全岗哨,阻止非救灾人员下井,防止在井口附近出现火源。

八、地面救护基地

在处理重大事故时,为及时供应救灾装备和器材,必须设立地面救护基地。地面救护基地至少保持三昼夜的 O_2 、 $Ca(OH)_2$ 和其他消耗物资。救护装备和器材的存贮数量,根据事故的性质、影响范围及参战救护队的数量确定。为保证地面救护基地正常有效地工作,由矿山救护队指挥员指定地面基地负责人。

第二章 矿井防灭火技术的应用

煤矿自燃火灾防治中的另一个重要的方面,是煤层开采时期的火灾防治。此问题的复杂性在于采煤方法多种多样,煤层的赋存条件也十分复杂,很难使用一种单一的方法去防治所有采煤方法下的火灾,必须根据具体的情况选用适当的防治措施。目前我国煤矿煤层开采时期采用的火灾防治技术措施,从总体上说有惰化、阻燃、堵漏、降温等以及它们综合,共同发挥作用来实现防灭火的目的。

(1) 惰化防灭火技术

惰化技术主要是指将惰性气体送入拟处理区,抑制煤自燃的技术。主要用在当发生外因火灾或因煤自燃火灾而导致的封闭区。

惰性气体源目前发展起来的主要是氮气,我国从 20 世纪 80 年代起,开展了氮气惰化防灭火技术的研究与试验。近年来,在我国煤矿防灭火工程中使用的氮装备有深冷空分制氮装置、变压吸附制氮装置和膜分离制氮装置三种。

根据安装与运移方式不同,后两种又设计成井上固定、井上移动和井下移动三种。在扑灭巷道火灾中,建临建密闭后,向封闭区注氮气,使火区气体氧浓度降至 10% 以下可灭明火,降到 1%~2% 可快速灭火;燃烧深度大的火源,注氮

量要达到火区体积的 2~3 倍。我国煤矿采空区防火时的注氮量为 $200\sim 400\text{m}^3/\text{h}$ ；封闭火区灭火时注氮量为 $600\sim 800\text{m}^3/\text{h}$ ；开放火区灭火的氮气需求量更大。就目前来看，氮气防灭火系统的配套仍落后于综采、综放开采技术的发展，特别是注浆等防灭火方法很难适应综放工作面采空区三维空间大和漏风大的特点，致使我国煤矿每年有多起因火灾而封闭工作面的事故发生。为此，应进一步提高制氮装备的稳定性和可靠性，研制采空区氮气浓度自动监控与制氮装置联动系统，并完成信号自动分析与传输，优化注氮工艺，使氮气防灭火系统更加完善。

随着高产高效综采，特别是放顶煤综采面的发展，矿井自燃火灾日趋严重。为适应新的煤矿防灭火发展形势，近年来，注氮防灭火技术已在我国煤矿迅速推广应用。惰性气体惰化技术，虽然很多煤矿都可以应用，但在我国则规定，放顶煤开采的煤矿必须使用以它为主的综合措施（除惰性气体外还辅以其他措施）来防治煤自燃火灾，目的是要在较大的程度上保证采煤安全。

（2）阻燃物质防灭火技术

阻燃物质防灭火技术主要是指将一些阻燃物质送入拟处理区，从而达到防灭火目的。除已作为常规防灭火措施使用的黄泥浆外，近年来发展起来的有粉煤灰、页岩泥浆、选煤厂尾矿浆、阻化剂和阻化泥浆等，已经得到较广泛的应用。其中，阻化剂主要有无机盐吸水液、氢氧化钙阻化液、硅凝胶、表面活性剂、高聚物乳液粉末状防热剂。它们的作用，除惰化外还兼有降温，对煤矿本身则微有污染，应当予以注意。这些技术，从总体上说，都是可行和有效的，问题只是各矿如何针对自己的情况来选定，以及如何先权衡经济效益而后决策，但从目前技术的发展及经济的可承受性来看，具有较大优势的还是粉煤灰注浆和阻化剂。它们最可取的是可以取自某些废弃物及其再利用，对环保亦起着一定有利作用，并免于与农争地。它们多被用于厚煤层采全高或分层开采，如何采用，各矿可根据本矿的情况，论证后抉择。

（3）堵漏风防灭火技术

采场工作面推过后，及时封闭和采空区相连通的巷道，进行无煤柱工作面顺槽巷旁充填隔离带以及隔离煤柱裂隙注浆堵漏风等，均属于堵漏风防灭火技术。我国近年来研究了双料型高水速凝充填料和液压快速注浆设备。如煤炭科学研究总院重庆分院最新研制成功的“GKM-1 型耐高温快速密闭”采用聚酰亚胺双面复合玻纤维布作面料，组合“撑伞”或组合“折叠”式支架结构，定时器定时及自动关闭技术，具有安全性好，耐高温（ 250°C ）、架设快捷（5min）、漏风率小（ $<10\%$ ）、移动运输方便等优点。

（4）基于火源探测的新型胶体灭火技术

煤层自燃火灾多发生于地下数百米深处，人员无法靠近以及火源的隐蔽性，使得自燃火源位置的精确探测成为防灭火的关键技术，也是一项世界性难题。

(5) 综合防灭火技术

煤炭自燃火灾是由多种因素引起的，就其防治的关键来说，预防的关键是自然发火的早期预测预报，治理的关键是自燃火源位置的精确探测。煤炭自燃火灾防治技术措施从总体上看主要有：惰化、阻燃、堵漏、降温等及它们的综合技术措施。综合防灭火技术重点体现在“综合”二字上。综合防灭火技术中的各项措施及工艺，虽有主次之分，但并不意味一些辅助措施不重要。对于目前矿井防灭火出现的复杂性，若采取单一方法，通常不能取得理想的防灭火效果，因而必须强调采取综合防灭火措施，取得了良好的效果。

(6) 灾变时期风流稳定、控制、救灾指挥及应急技术

我国研究火灾时期风流稳定性和风流控制，还处于建立物理数学模式进行通风网路解算和灾变风流模拟的阶段，未达到实用化阶段。近年还开展了救灾专家系统的研究，试图将众多防灭火专家的技术经验，经计算机软件形成人工智能，组成救灾专家决策系统，以便在各火灾发生时，快速选择救灾方案，避免人为因素的片面性。

第四章

矿井防灭火技术

第一节 注水注浆防灭火技术

一、注水防灭火技术

对于开采具有自燃倾向危险性煤层的矿井，采空区遗煤自燃往往是井下最为严重的自然灾害，在与煤自燃灾害作长期的斗争中，人们不断地研究和采用新技术、新工艺、新方法、新材料，但直至今日，井下采空区遗煤自燃灾害远远没有被完全控制，部分矿井在沿袭采用传统、有效的防治技术方法中，或因井下条件恶化，治理难度加大，或因措施实施中技术不到位，常常导致防治工作无效或失败，更加剧了防治煤自燃工作形势的严峻性。

在防治采空区遗煤自燃技术中，我国煤矿自 20 世纪 50 年代就采用黄泥灌浆技术，到 20 世纪 70 年代，这一技术在开采易燃煤层的矿井中得到较广泛的普及。

黄泥灌浆技术的机制是：一定浓度的黄泥浆能将采空区遗煤包裹起来，使之与氧隔离，避免煤氧接触发生反应；其次，泥浆中的水也具有吸热降温的作用，但该措施的关键在于隔氧阻化。因此，有关规程规定，严禁往采空区灌注浓度不合要求的泥浆，更不允许灌注清水。但某些矿区地表缺土，黄泥灌浆成本不断上涨，且与农业争地的矛盾日趋尖锐。由于种种原因，黄泥灌浆措施的实施只能是断断续续，时灌时停，根本无法控制井下采空区遗煤自燃，以至于自燃灾害时有发生。所以根据实际情况，提出不强调浓度，但加大注浆水量，后又改为直接往采空区灌注清水的方法，有效地防止了采空区遗煤自燃灾害，究其作用机制大致可分为两个方面。

1. 水具有吸热降温抑制煤炭氧化进程的作用

提出直接往采空区灌注清水的方法，是基于对热力学和燃烧理论的理解与认识。根据分子热运动理论，环境温度愈高，分子热运动的速度愈快。在化学反应

中, 由于物质分子快速运动相互碰撞, 从而破坏了原有的物质结构, 产生新的物质结构。大量的化学实验结果表明, 温度对化学反应速率的影响极大, 在常温下, 温度每提高 10°C , 反应速率将提高 $2\sim 4$ 倍。所以, 煤的氧化反应速率随着反应温度升高而将很快地增加。Arrhenius (阿累尼乌斯) 根据 Vant Hoff (范德霍夫) 的理论分析, 做了大量的实验, 于 1886 年提出了关于 I 型反应速率常数 K 与反应温度 T 之间的关系式, 即

$$K = k_0 \exp\left(-\frac{E}{RT}\right)$$

式中 k_0 ——频率因子, 单位与 K 相同;

E ——反应活化能, J/mol ;

R ——通用气体常数, $\text{J}/(\text{kg} \cdot \text{K})$;

T ——反应温度, $^{\circ}\text{C}$ 。

在 I 型反应中, 反应的速率随环境温度的升高而快速增加。据 Langmuir 的异相反应理论, 采空区内的遗煤与氧的反应是因为氧分子涉入碳 (遗煤) 的晶格结构的表面, 因化学吸附而络合在碳晶格的界面上, 形成碳氧络合物; 然后, 又因热分解或其他分子的碰撞而分开, 即解吸; 解吸后在碳晶格表面形成的空位, 将立即再度吸附新的氧分子。这种碳氧络合吸附与解吸的反复循环, 将不断地产生氧化热, 提高环境和煤炭的温度, 导致煤炭氧化进程的速度进一步加快, 当聚热条件存在时, 环境和煤炭的温度上升加快, 直到引起煤炭自然发火。但如果此前适量地往采空区灌注常温、低温清水, 水既可挤占碳晶格的表面, 阻止碳氧的互渗接触, 又可减少碳氧络合物的形成; 在热平衡过程中, 水在随着煤炭升温时, 还将大量地吸收和消耗煤炭氧化产生的热量, 起到吸热降温的作用。

2. 水对已经氧化自热升温的煤炭具有散热冷却的作用

当采空区条件适宜, 遗煤与氧的反应, 即碳氧络合吸附与解吸的反复快速循环, 将不断地产生氧化热 G , 如果煤的氧化产热速率大于散热速率, 采空区内将聚集大量的热量, 快速提高采空区内环境和煤炭的温度, 而激发碳氧分子运动速度加快, 使活动分子和活化能增加, 产生强烈的活动络合反应状态, 化学反应速率呈急剧上升趋势, 此刻若能改变其环境, 如往高温点或高温区灌注清水, 致使水升温或蒸发, 将起到散热冷却的作用, 其作用机制可以用热力学理论计算证实。

(1) 热力平衡中使水升温时耗散的热量

$$Q_1 = m_1 c_{p_1} (t_2 - t_1)$$

式中 m_1 ——被加热升温的水量, kg ;

c_{p_1} ——水的定压比热容, 其值为 $4.868 \text{ kJ}/(\text{kg} \cdot \text{K})$;

t_1, t_2 ——水被加热前、后的温度, $^{\circ}\text{C}$ 。

可见,要使每 1t 清水升温 10℃,将需消耗 48.68MJ 热量。

(2) 水被加热而蒸发时耗散的热量

$$Q_2 = m_2 \gamma$$

式中 m_2 ——常温下 (20℃) 蒸发气化的水量, kg;

γ ——在一定条件下的汽化热, 当 $p = 0.1\text{MPa}$, $T = 20^\circ\text{C}$ 时, $\gamma = 2453\text{kJ/kg}$ 。

可见,在采空区内每蒸发、汽化 1t 水,就可耗散和带走 2453 MJ 的热量,确实能起到散热冷却的作用。

通过对往采空区灌注清水,防治遗煤自燃机理的分析和实验室试验与井下现场试验研究,可以得出结论:只要适时、适量地往采空区内灌注清水,让采空区内保持冷湿状态,采空区内的遗煤就不能快速氧化,使氧化产生热量的速率也低于散失热量的速率,氧化产生的热量无法聚集而形成高温点或高温区,采空区内的遗煤就不会发生自燃。这一研究对传统的黄泥灌浆的浓度要求提出了新的看法,认为无论泥浆浓度如何,只要能确保适时的灌注量,即便是清水,也能起到防止采空区遗煤自燃的效果。值得指出的是,在灌注清水前,沿采空区适当地撒布一些石灰,将具有意想不到的好效果。另外还应指出,在采用本项目研究的技术措施时,务必注意先制定好工作面及下巷道排水的技术措施,以便及时、顺畅地将携带着采空区遗煤氧化产热的水流尽快地排至采煤工作面以外,确保本技术措施的防治效果和顺利推行。

二、注浆防灭火技术

注浆防灭火技术就是将水与不燃性的固体材料按适当的配比,制成一定浓度的浆液,利用输浆管道送至可能发生或已经发生自燃的地点,以防止发生自燃或扑灭火灾。浆液充填于碎煤或岩石缝隙之间,沉淀的固体物质可以充填裂隙并包裹浮煤,起到隔氧堵漏的作用;同时,泥浆对已经自热的煤炭有冷却散热的作用。

1. 制浆材料的选择

制浆用的材料应满足以下要求。

① 不含可燃、助燃成分。

② 粒径不大于 2mm, 细小颗粒 (粒径小于 1mm) 应占 75%。

③ 主要物理性能指标应符合: 相对密度 2.4~2.8; 密度 1.7~1.9t/m³; 塑性指数 (指土壤塑性上限的质量湿度与下限湿度之差) 9~14; 胶体混合物 (按 MgO 含量计) 25%~30%; 含砂量 25%~30%; 润湿速度 15~20min; 天然水分 15% 等。

④ 易脱水, 且具有一定的稳定性。

⑤ 浆液渗透力强，收缩率小，来源广泛，成本低。

煤矿中使用的传统灌浆材料是含砂量不超过 25%~30% 的黄土，根据矿区条件，也可采取适当的代用材料。如煤矿，根据矿区情况，可用作制浆材料的有黄土和黑黏土。大量使用黄土会损害耕地，黑黏土由于几乎不含砂，对制浆和泥浆的沉积都不利。也曾试用矿区塌陷坑内的沉泥制作泥浆，但沉泥采集量小，不能满足需要。还试用过电厂粉煤灰作制浆材料，由于黏结性差，防火效果不理想而未推广应用。各材料部分物理指标和混合土粒度分级分别见表 4-1。最后主要采用黄土或黄土和黑黏土的混合土作制浆材料，同时在制浆过程中增加一定量的阻化剂，制作阻化泥浆，效果较好。

表 4-1 某煤矿注浆材料物理指标

指 标	黄 土	黑黏土	混合土	塌陷坑泥
密度/(t/m ³)	2.549	2.427	2.488	2.2
阻力系数/(kg·s ² /m ⁴)	259.8	247.4	253.6	224.3
松散密度/(t/m ³)	1.402	1.371	1.368	1.32
孔隙率	0.45	0.4351	0.45	0.4

2. 泥浆的制备

(1) 泥浆的制备工艺

泥浆制备可分为水力直接制浆和机械制浆两种方法，前者是用高压水枪直接冲刷地表或预先堆积的黄土成浆，经输浆沟送达注浆管路。这种方式工序简单，但浆液质量难以保证，因此一般采用机械制浆方法。

地面注浆站如图 4-1 所示，用高压水枪冲下泥浆流入集中浆沟，经过滤网过滤，除去杂物后流入泥浆搅拌池，经搅拌机搅拌，按一定的水土比成浆，然后输入注浆管路，送至井下。或在取土场将黄土、黑黏土装车，经轻便轨道输送至泥

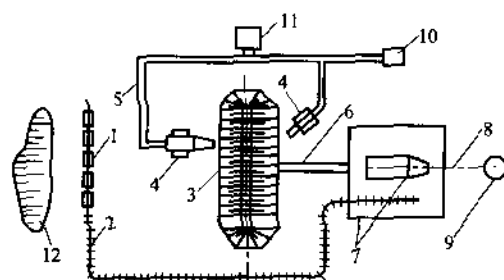


图 4-1 人工或机械制浆站

- 1—取土矿车；2—轻便轨道；3—取土场及栈桥；4—水枪；5—输水管；6—自流泥浆沟；7—泥浆搅拌池及厂房；8—输浆管；9—风井；10—水泵房；11—绞车房；12—取土场

浆搅拌池，机械搅拌成泥浆后经管路送至井下。

(2) 泥浆的水土比

泥浆的水土比是反映泥浆浓度的指标，是指泥浆中水与土的体积之比。水土比的大小影响着注浆的效果和泥浆的输送。泥浆的水土比小，则泥浆浓度大，隔绝和包裹效果好，但流动性差，输送困难，在输浆倍数和管径一定的条件下，泥浆输送的沿程阻力大，泥浆在管道中的流速降低，泥浆中的固体颗粒容易沉降，造成堵管事故。水土比大，则输送相同体积的土所用的水量大，包裹和隔绝效果不好。根据实际应用经验，洒浆时泥浆的水土比为 3:1~6:1，注浆时为 3:1~15:1 为宜。泥浆水土比通过测定泥浆相对密度的方法来确定，试验测泥浆相对密度与水土之间的关系见表 4-2。

表 4-2 泥浆水土比与相对密度关系

类 别	水 土 比								
	2:1	3:1	4:1	5:1	6:1	8:1	10:1	12:1	15:1
黄土	1.33	1.24	1.19	1.15	1.13	1.10	1.08	1.07	1.06
黑黏土	1.32	1.23	1.18	1.15	1.13	1.10	1.08	1.07	1.05
混合土	1.33	1.23	1.18	1.15	1.13	1.10	1.08	1.07	1.05
坑泥	1.28	1.20	1.16	1.13	1.11	1.08	1.07	1.06	1.05

(3) 注浆量确定

根据注浆的作用和目的，合理的注浆量应能够使沉积的泥浆充填碎煤裂隙和包裹注浆区暴露的遗煤。注浆量受注浆形式、开采方法及地质条件等因素的影响，比如同样的条件下，工作面注浆要比采后注浆用泥浆量要少。目前采空区的注浆量是依据注浆开采空间、采煤方法及地质情况来计算得，用土量 Q_s 为

$$Q_s = KMLHC$$

式中 M ——煤层开采厚度，m；

L ——灌浆区的走向长度，m；

H ——灌浆区的倾斜长度，m；

C ——煤炭采出率，%；

K ——注浆系数即泥浆的固体材料体积与注浆区空间容积之比，一般取 0.03~0.15。

用水量 Q_w 为

$$Q_w = K_w Q_s \delta$$

式中 K_w ——考虑冲洗管路用水量时备用系数，一般为 1.10~1.25；

δ ——水土比。

3. 泥浆的输送

泥浆的输送一般采用泥浆的静压力作为输送动力，制成的泥浆由地面注浆站

经过注浆主管到支管送到用浆地点。注浆管道根据注浆压力的大小选取,压力小于 1.6MPa 时,可选取普通水管;压力大于 1.6MPa 时,应选用无缝钢管。

灌浆管道直径应根据管内泥浆流速加以选择,管内泥浆的实际流速应大于临界流速。所谓泥浆的临界流速,就是为保证泥浆中的固体颗粒在管道输送时不致沉淀或堵管的最小平均流速。其值与固体材料颗粒的形状、粒径、密度、泥浆浓度和颗粒在静水中的自由沉降速度等因素有关。当采用密度为 2.7t/m^3 的黏土作为泥浆中固体材料时,在土水比为 $1:3\sim 1:10$ 的情况下,泥浆在管道中的临界流速为 $1.1\sim 2.2\text{m/s}$ 。管道内径按下式计算

$$d = \left(\frac{4Q_h}{3600\pi V} \right)^{\frac{1}{2}} = \frac{1}{30} \times \left(\frac{Q_h}{\pi V} \right)^{\frac{1}{2}}$$

式中 d ——灌浆管道内径, m;

Q_h ——每小时灌浆量, m^3/h ;

V ——管内泥浆的实际流速, m/s 。

现场灌浆干管直径一般为 $100\sim 150\text{mm}$,支管直径为 $75\sim 100\text{mm}$,工作面胶管直径为 $40\sim 50\text{mm}$,管壁厚度为 $4\sim 6\text{mm}$ 。

从地面灌浆站到进下灌浆点的管线长度与垂高之比叫做泥浆的输送倍线,即

$$N = \frac{L}{Z}$$

式中 L ——进浆管口至灌浆点的距离, m;

Z ——进浆管口至灌浆点的垂高, m。

输送倍线是表示灌浆系统的阻力与静压动力之间关系的参数,若其数值过大,则静压动力不足,泥浆输送困难;若其数值过小,则泥浆出口的压力过大,不利于浆液的均匀分布。一般来讲,泥浆的输送倍线最好控制在 $5\sim 6$ 范围内。

三、注浆防灭火方式

1. 工作面注浆

工作面注浆是随回采工作面进行,主要有工作面洒浆、工作面两道埋管注浆、拖管注浆、采后注浆等方式。

(1) 工作面洒浆

从注浆支管中接出胶管,沿工作面倾斜方向向采空区喷洒浆液。这种方式工序简单,所用人员,设备少,费用低,只要加强管理,泥浆分布比较均匀,不会出现大面积空白区。但这种方法也有不足:洒浆和回采工作互相干扰,洒浆时间不能保证;跑浆、漏浆会恶化工作面环境。

(2) 工作面两道埋管注浆

埋管注浆即沿工作面两道在采空区内预先铺好灌浆管,放顶后立即开始灌

浆。灌浆管应埋入采空区内 15~20m, 并随工作面的推进, 用回柱绞车向外牵引。两道埋管压浆的主要优点: 一是压浆过程基本不受工作面俯仰采的限制, 由于泄浆点在采空区较深部位, 即便是俯采工作面也可实施埋管压浆; 二是该工艺与采煤生产工序相互干扰较小; 三是能够保证两道遗煤、丢煤集中区域有充足的灌浆量。其缺点是: 浆水扩散范围较小, 埋管过深容易堵管, 巷道起伏不平容易压断浆管。

(3) 工作面拖管注浆

沿工作面倾斜方向每隔一定距离垂直于工作面预埋压浆钢管, 钢管与安设在工作面内的输浆软管相连通, 采过一定距离后开始向采空区注浆, 随着工作面的推移, 不断移动注浆管。移管方法: 在炮采或高档普采工作面可利用回柱车, 通过导向轮移管, 在综采工作面用液压支架作为动力移管。

拖管压浆方式的主要优点是浆水分布均匀、防火效果好。存在的问题是操作复杂, 埋管不深浆水不会反流到工作面, 影响生产, 此种方式不适应于综放工作面。

(4) 采后注浆

采后灌浆就是在工作面采完封闭后灌浆。采后灌浆充填封闭的采空区, 特别是最易自然发火的停采线, 可防止发生自然火灾。采后灌浆的最大优点是在时间和空间上都不会和回采工作互相影响。

采后灌浆可以在封闭停采线的上部密闭墙上插管灌浆, 也可以由邻近巷道向采空区上、中、下三段分别打钻灌浆。

2. 浅孔密集钻注浆

浅孔密集钻注浆是根据厚煤层开采时的工作面自然发火特点, 在煤矿发展起来的一种注浆防灭火措施。它是利用回采区段的岩石集中巷或邻近巷道向易发生自燃的目的。同时这些钻孔对处理发生的高温或自燃点有重要作用, 尤其适应于分层开采的工作面。

(1) 钻孔布置

这里叙述的钻孔布置, 是指工作面正常回采后, 从防火角度出发而言的。钻孔的合理布置问题是指永久性的注浆钻孔的布置问题, 至于在井下发现高温点或火点时临时决定的灭火钻孔, 则应根据具体情况灵活掌握。

① 钻机窝的位置 根据钻孔深度的不同, 选用不同的钻机打孔, 孔深 6~10m, 一般使用 1.2kW 电钻和 2~4kW 的岩石电钻施工, 由于煤电钻和岩石电钻体积较小, 一般不需要固定的钻机窝, 但钻孔深度较大时必须使用专用钻深工具 (以往采用红旗 150 型钻机, 现采用坑道钻机)。为了便于钻机施工, 钻机位置应设在暂时不使用的巷道或其他工作干扰较少的地点, 必要时另掘钻机窝。如图 4-2 所示为煤矿所使用的几种钻机窝形式。在岩巷中 “2” 字形钻机窝

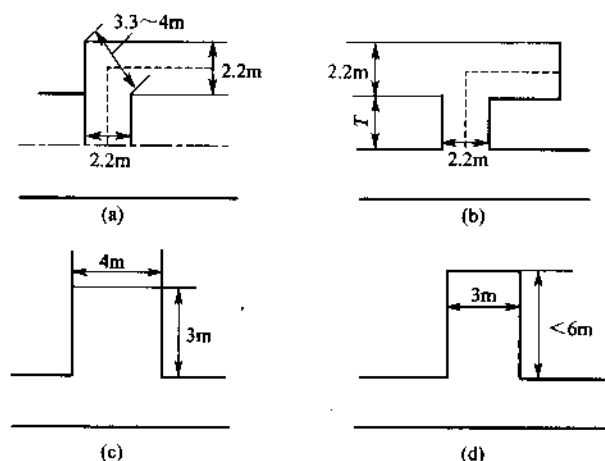


图 4-2 钻机窝种类及尺寸示意图

较常用。

施工时图示虚线的总长度不得大于 6m，否则就成为盲巷， T 值要求小于 3m，但不能太小，以免在掘钻机窝时放炮把其打穿。此外，钻机窝的高度一般不小于 2.2m。

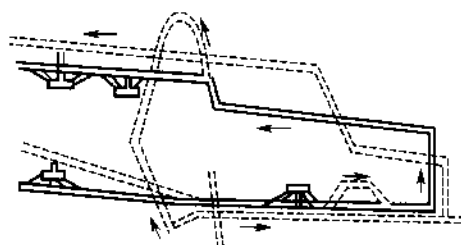


图 4-3 钻孔位置示意图

② 钻孔布置 一般煤矿注浆钻孔的终孔间距为 10~30m，钻机窝打 4~6 个孔。如图 4-3 所示为某区段钻孔布置示意图。在下分层采掘过程中实地观察泥浆在采空区内的滞留分布状况，即可考察钻孔布置的合理性。

某工作面实地考察可知，钻孔倾斜方向的扩散范围达 30~40cm，材料道中的沉积泥潭厚达 5~7m，向里到 15m 处泥厚达 3~4m，且按此密度钻孔注浆后走向方向泥浆连续，表明浅孔密集钻注浆方式完全可覆盖两道和一线的遗煤，防止其自然发火。

(2) 采后开始注浆时间

采后开始注浆时间是指在分层回采后开始注浆的一段时间间隔。这是一个重要参数，从防火要求来说，应尽可能缩短采后注浆时间。但采后间隔时间过短，由于注浆点与回采工作面的距离小，采空区未被压实，泥浆容易流入回采工作面，不但影响正常生产，而且泥浆流失会影响注浆效果。合理的采后注浆时间，既要考虑钻孔施工的可能和及时抑制遗煤氧化，又要顾及回采层次，注浆管路系统的倍线和不能影响正常生产。根据煤层的发火期及以往实际工作经验，当煤层

倾角较小、两道比较平坦、起伏不大时。采后 10 天（即回采工作面推进 20m 左右时）开始对两道进行注浆，就可以有效地防止采空区遗煤自燃。

采后注浆时间对不同分层和不同的顶板岩性应有所差异。对于第一分层采后应尽快注浆，因为第一分层顶板为岩石，含水率低，冒落后采空区孔隙较大，漏风严重，特别是当顶板为砂岩等较坚硬、不易风化的岩石时，采空区压实，及早注浆有利于充填孔隙，促使再生顶的形成和防止漏风。此外，当注浆压力较小时，为保证比较充足的注浆量，亦应及早注浆。

（3）钻孔设计

钻孔设计的内容包括确定钻机窝位置和尺寸、开孔施工角 Q 和钻孔深度 L 。 Q 和 L 可以根据开孔点的标高、终孔点标高以及两点间的平距，按三角函数关系来计算而求得。但在实际施工时，应根据钻杆的下垂量 ΔH 。 ΔH 与下列因素有关：理论施工角的大小；开孔与终孔的平距；岩性；岩芯管的长度和施工时加压的大小等。一般来说，下垂量 ΔH 与施工角 Q 、岩石硬度和孔深成正比，与岩芯管长度和加压均匀程度成反比。施工越大，岩石越坚硬，孔深越大，下垂量越大，施工时加压均匀，下垂量较小，因此应根据上述诸因素，按经验对下垂量进行修正。否则，就不能使钻孔的位置落到预定层位而报废。根据经验，下垂量按下述方法修正，见表 4-3。

表 4-3 施工角对下垂量的修正值表

施工角 $Q/(^\circ)$	-5~0	0~10	10~20	20~28	28~30	30~33	>33
下垂量 $\Delta H/(m/10m \text{ 平距})$	0.4	0.5~0.25	0.25~0.2	0.2~0.16	0.16~0.13	0.13~0.1	0

岩性对下垂量的影响如下：①砂岩，每 10m 平距的下垂量为 0.15m；②泥质页岩和煤，每 10m 平距的下垂量为 0.20m。

为了减少岩芯管长度对下垂量的影响，钻进时应选用较长的岩芯管，煤矿一般选用 3.5m 长的岩芯管。

钻孔加压时应均匀，因此应配备有经验的老工人操作。

（4）孔径和封孔长度

注浆钻孔的孔径一般为 73mm 或 89mm。但为了安套管和便于封孔，首先打 108mm 的大孔，长度以 3m 为宜。套管长度一般为 3.5m，孔径为 50mm。套管一端伸入 73mm 或 89mm 的注浆孔内，另一端伸出孔口，外露部位用于连接直径 50mm 的塑料管。

钻孔的封孔一般用水泥砂浆，封孔长度在岩石中为 300mm，在煤层中为 800mm。钻孔结构如图 4-4 所示。

3. 地面打钻注浆

地面打钻注浆主要用于灭火。其特点是：施工完全不受井下条件的限制，只

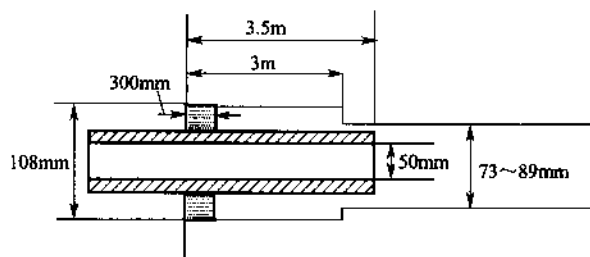


图 4-4 钻孔结构示意图

要地面施工现场有条件放钻机，就可以向井下着火点打钻注浆，如果钻孔位置准确，一般都能取得预期效果。

该注浆方式操作工序简便，钻孔施工完毕后，可利用现场土源直接水力成浆，浆水经过一次性过滤后沿简易输浆槽流入钻孔。由于钻孔较大，一般不会因为浆液浓度过大而堵孔，成浆水土比可根据井下灭火现场情况经验适当控制。这种方式存在的问题是：①钻孔深度一般为 120~150m，由于钻孔的垂直度较难掌握，造成命中率低，注浆效果不好；②工程量较大，工期长，如施工一个深 150m 的钻孔往往要 70 天左右，延缓了防灭火时间；③地面钻孔只能服务于一个分层，服务时间短；④地面征地困难。

四、综采工作面防灭火灌浆工艺

煤炭自然发火是矿井安全生产的主要灾害之一。据统计，我国重点煤矿中有 47% 的矿井具有自然发火危险，特别是 20 世纪 80 年代以来，随着综合机械化采煤技术的推广应用，巷道断面和采场空间的增大使煤体受矿压影响易于离层、压裂和冒落，形成了更多的漏风源、漏风汇，松散煤体和遗煤也随之增多，矿井自然发火日趋严重。在众多的防灭火技术中，黄泥灌浆是煤矿数十年来一直采用并且仍然有效的重要手段之一，随着采煤工艺的改进，灌浆工艺也应随之改变。

1. 综采工作面发火特点

与传统回采工作面相比，综采工作面自然发火危险区域呈现出新的特点：除采空区“两道两线”等区域外，自然发火火源多集中于工作面切顶线一带。如阳泉五矿综放面的 11 次自燃事故中，有 9 次或在支架后 3~5m 的垮落顶煤中，或在支架前控梁顶煤裂隙中，均放出火炭或直接看到火球，向采空区深部都未探到火的蔓延。又如 2000 年 7 月，华亭陈家沟煤矿 1201 工作面的自燃也是发生在支架顶部。

2. 工作面防灭火灌浆工艺的探讨

淮南矿业集团潘三矿 1761 (3) 工作面主采煤层 C_{13-1} ，平均厚度 4.0m，直接顶为灰色、深灰色泥岩，平均厚度为 1.1m，其上为 C_{13-2} ，平均厚度为 1.2m。

煤层自燃倾向性鉴定为易自燃、极易自燃。该面自 1998 年底开始回采以来,虽然对采空区采用了常规的防灭火灌浆,每月推进度也在 100m 以上,但采空区煤自然发火却异常严重,CO 一直存在且呈上升趋势。针对这种情况,煤炭科学研究总院重庆分院和淮南矿业集团在潘三矿 1761 (3) 工作面尝试了新的防灭火灌浆工艺,并对其效果进行了考察。

(1) 采空区灌浆、洒浆

自 1761 (3) 工作面出现 CO 以后,每天坚持了老塘随采随灌、工作面架后洒浆的防灭火技术措施,但 CO 一直处于上升状态并有进一步恶化的趋势,如图 4-5 所示。说明无论是老塘埋管灌浆还是工作面洒浆的防灭火效果都不太理想。

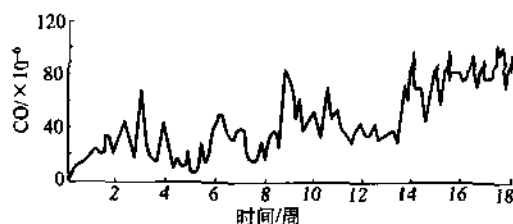


图 4-5 顶板钻孔注浆前 1761 (3) 工作面
回风隅角 CO 变化趋势

(2) 顶板走向钻孔注浆

1999 年 5 月中旬以后,为遏止采空区煤炭自燃进一步恶化的趋势,重新调整了工作面的防灭火措施。在顺槽内施工顶板钻场内布置走向专用注浆孔,在黄泥浆中添加阻化剂,随工作面推进不断灌注到采空区切顶线一带,以防止煤的自然。顶板钻场一般应高出 C_{13-2} 层 1~2m,以延长顶板钻孔有效利用时间。

注浆孔的布置还应注意:由于采空区沿倾斜方向的中部相对压实程度较高,注浆孔终孔位应在采空区沿倾斜方向的上、下部分范围内;钻孔终孔位离工作面支架的距离依顶板冒落情况而定,一般应在 5~20m 范围内。

注浆孔中有些孔原为瓦斯抽放孔,后改作注浆孔。这是当个别注浆孔跑浆、渗浆而导致注浆效果不理想时,在不影响瓦斯抽放效果的前提下作出的调整。

为了考察顶板走向钻孔注浆防灭火效果,对工作面综采支架顶、架挡间、回风隅角、采空区的气体进行了连续观测,结果如图 4-6 所示。从图中可以看出:通过采取顶板走向钻孔注浆,CO 浓度显著下降,防火效果明显,由此说明所采取的措施对抑止煤炭自燃,保证工作面正常回采起到了十分关键的作用。例如:采取顶板钻孔注浆以前 CO 一直处于上升的状态,采取上述措施后的 1~3 周 CO 迅速下降,控制在 43×10^{-6} 以下。而在第 13 周,由于东风井注浆管路年久失修多处溃浆,CO 一度又上升至 80×10^{-6} 左右。在更换东风井主灌浆管路并将 6 号

钻场抽放孔改作注浆孔加强注浆后, CO 又逐步下降, 基本控制在 50×10^{-6} 以下。另外, 在 1761 (3) 工作面停采撤架期间, 采用顶板走向钻孔进行预防性灌浆, 保证了综采支架等设备的顺利撤出。

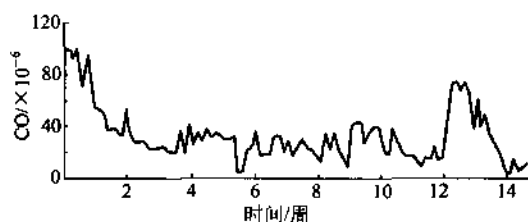


图 4-6 顶板钻孔注浆后 1761 (3) 工作面
回风隅角 CO 变化趋势

因此在开采复合煤层的工作面, 特别是在工作面遇地质构造推进缓慢时或工作面停采撤架期间, 利用顶板走向钻孔注浆能有效处理采空区切顶线一带遗煤, 延长其发火期; 可以防止煤的自然, 保证工作面安全顺利回采。

五、工作面注浆及漏浆远距离监控系统

1. 系统研究

利用注浆站向井下注浆历来是煤矿企业的一个重要生产环节, 在矿井防灭火工作越亦受到重视的今天, 生产矿井对注浆量的多少及注浆浓度决定的注浆土(灰)量很为关注, 尤其在发火趋势明显和发生火灾时更为重要, 其注浆质量的好坏关系到井下火灾处理的进展与结果, 直接影响煤矿的安全生产。

但是, 在注浆过程中, 有时会出现漏、跑浆情况。一般情况下漏浆、跑浆问题靠工人巡视注浆管线来检查, 工人劳动强度很大, 发现漏浆、跑浆时也很难及时通知井上的注浆站, 至于井下的漏浆、跑浆更不易被发现。为此, 研究对注浆过程进行实时监测, 对注浆流量和注浆土量作准确、科学计量的系统是非常必要的。

2. 注浆及漏浆远距离监测系统思想

根据对注浆监测参数的要求, 设计了一套注浆远距离监测系统。系统采用设在现场的单片机作为下位机, 设在通风机房的计算机作上位机。下位机数据可以传到上位机。整个系统总体结构框图如图 4-7 所示。

在系统中, 井上电磁流量计用于测量注浆站输出的注浆流量, 再配合核辐射密度计将注浆浓度检测出来, 两者乘积便能反映注浆土方数量。为监测注浆管路是否有漏浆发生, 在靠近工作面注浆管路上安装了一个电磁流量计, 通过比较地面注浆流量与井下注浆流量, 便能反映是否有漏浆发生。

注浆流量计与密度计输出的信号为 $4 \sim 20\text{mA}$ 的电流信号, 将其转换成电压

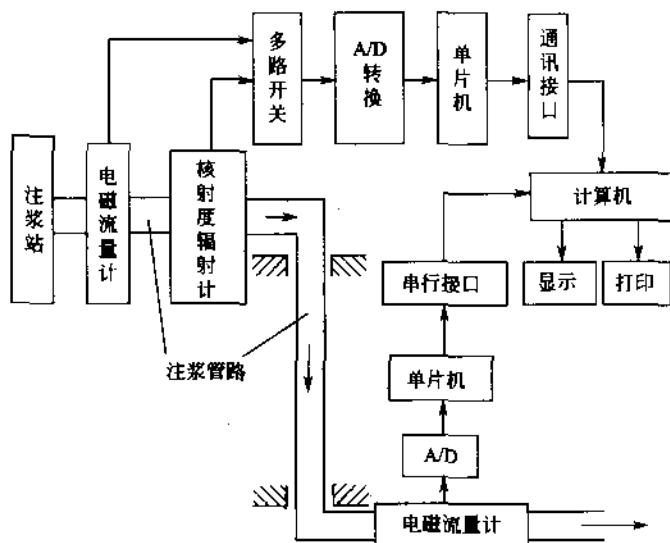


图 4-7 注浆及灌浆远距离检测系统结构框图

信号，然后再输至 A/D 转换电路（井上通过多路开关）转换成数字信号，该信号通过单片机处理后经串行口发送至上位机。上位计算机接收到下位机的流量、密度信息后，根据要求对数据进行处理，并实现显示、打印、存储、报警等功能。

3. 系统的硬件设计

系统硬件主要包括电磁流量计、核辐射密度计和单片机测量系统。

LD 电磁流量计的测量原理如下。

LD 电磁流量计由 LDF-101 系列电磁流量传感器和 LDZ-4B 型电磁流量转换器两部分组成。

LDF-101 系列电磁流量传感器根据法拉第电磁感应原理做成，它与转换器配套使用，用来测量各种导电液体或固、液两相悬浮液的体积流量。

当导电液体沿测量管在交变磁场中作与磁力线垂直方向运动时，导电液体切割磁力线产生感应电势，此感应电势通过测量管壁上的一对电极测出。

若感应电势为 E ，则有

$$E = K_s BVD$$

式中 B ——磁感应强度， Wb/cm^2 ；

D ——电极间距离，近似于测量管内径相等， cm ；

V ——测量管内被测流体在横截面上的平均流速， m/s ；

K_s ——与磁场分布及轴向长度有关的系数。

由此可推得瞬时流量 Q 与流量 V 的关系为

$$Q = 3600VA = 3600 \frac{E}{BD_K} \times \frac{\pi D^2}{4} = \frac{900\pi D}{BK_s} E = K_E$$

式中 A ——测量管横截面积；

K_E ——仪表常数。

当仪表常数 K_E 确定后，感应电势与流量 Q 成正比，该流量信号输入 LDZ-4B 型电磁流量转换器，经放大，变换成与流量成正比的直流信号 4~20mA。

LDZ-4B 型电磁流量转换器与 LDF-101 型的电磁流量传感器配套使用，将来自传感器的低电平毫伏信号转换成与流量成正比例的 4~20mA 统一的标准信号输出，供显示、记录、调节控制和流量计算等使用。

通过测量射线强弱变化，即可知道介质密度大小，将放射源和射线探测器分别安装在被测管道两侧，用计算机处理射线探测器的输出信号，就可显示出被测介质的密度或浓度。

核辐射放射源产生的射线在穿过被测介质后，照射到闪烁计数器上，介质密度越高，照射到闪烁计数器上的射线强度越弱，反之亦然。闪烁计数器将射线的强度成正比地转换成电脉冲计数率，经闪烁探头的前置放大器、幅度甄别器、分频器、射线输出器，输出幅度恒定的电脉冲信号，送 CPU 板测量计数。CPU 板上的单片机对测得的计数频率进行处理，得到被测介质的密度和浓度，一方面送显示板显示，另一方面送电流输出板得到 4~20mA 的电流输出。

系统的软件部分包括单片机测试程序、计算机通讯程序、计算机数据库管理程序。受篇幅限制，这里仅给出数据库管理的程序结构框图，其结构框图如图 4-8 所示。该部分程序按系统共要求设置三层菜单界面。

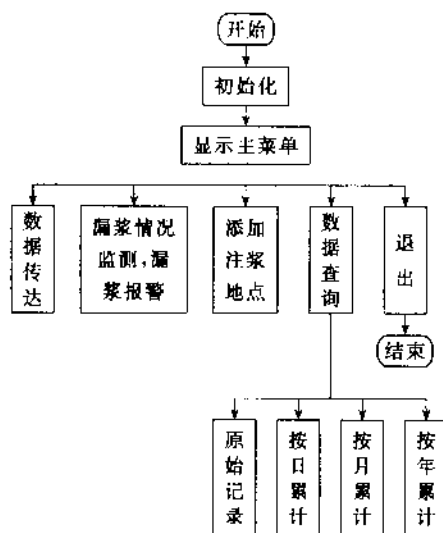


图 4-8 数据库管理的程序结构框图

整套装置试运行表明,该系统具有操作简便、测试精度高、实时性好、显示直观、测试数据资料齐备等优点,很受用户欢迎。此外,整套装置还具有较高的性能价格比,具有推广应用价值。

六、黄土充填插管灌浆防灭火技术

随着综采放顶煤技术全面推广,特厚松软煤层中沿煤层底板掘进的巷道自然发火危害尤为突出。

目前,国内主要以耐高温高水凝胶技术、注氮、喷浆封闭等手段对综采放煤的巷道进行防火。凝胶防灭火技术在综采放煤的推广应用起到了至关重要的作用,但大范围的注凝胶在经济上表现出它的局限性。因此,寻找经济上更合理、工艺更简单、性能可靠的巷道防灭火技术就显得特别重要。

1. 特厚松软煤层巷道发火特点及防火材料

(1) 巷道冒空区发火特性

① 特厚煤层厚度决定了冒顶高度 综放工作面两道均沿煤层底板布置,与分层开采不同的是巷道顶部是工作面设计采、放的煤层全厚。巷道顶部冒落后容易产生冒空区,特别在煤柱下、应力集中区、地质构造区更容易造成巷道顶煤冒落直至煤层顶板,巷道顶部煤层厚度决定了巷顶冒空区内煤破坏的深度。

② 深度漏风增加煤巷发火的隐蔽性 综放工作面沿煤层底板布置的两道是工作面集中通风的主要巷道,特厚松软煤层中巷道断面的收缩,增加了巷道单位面积通风量。高强度的供风量加深了巷道冒落区的漏风深度;由于沿煤层底板布置巷道发火的深度增加,受检查手段所限,巷道风流影响,在日常的防火观察中,难以检查山高顶煤的真实温度、CO、CO₂以及形成独特的特厚煤层巷道冒空区内自然发火的隐蔽性。一旦工作面进入隐蔽发火区,随着顶煤冒落,新鲜空气送入巷道发火区,高温隐蔽火源迅速发展成明火,对工作面安全生产造成极大危害。

③ 巷道防火的特殊性 巷道防灭火不同于采空区,也不同于封闭区,巷道内不仅风渡畅通,是工作面通风运输的通道,也是工作面人员安全工作的通道,巷道防火的一切工作必须在开放系统中。同时回采巷道随着工作面回采推进,总是处于采动影响变化范围,受老顶移动的反复作用的动压体系中,巷道冒落区处于连续、动态变化之中。

(2) 防火材料选择

一般来说,受井下自然条件限制,巷道防火工艺设备越简单,越适应巷道现有条件,越具有广泛使用的价值;原材料要求价格低廉,来源广泛,无毒、无害、无腐蚀,对人员设备以及巷道金属棚回收等不造成任何影响;从产生效果来看,有较强的渗透性,包裹冒空区易受自然氧化的破碎煤体,附着力强,堵漏封闭效果好才是理想的防火材料。

综合考虑各种防火材料的特性和本矿巷道施工条件及煤质特性,煤巷冒空区防火充填以黄土为宜。矿井地表黄土资源丰富,成本低廉,附着性好,且具有较好包裹破碎煤体的良好特性。

2. 巷道冒空区充填及插管灌浆防治火的实践

(1) 冒空区内预插钢管

在巷道掘进过程中发生冒顶,在处理冒顶时,根据冒落高度,凡高度超过2.0m时,必须进行预插钢管,插管深度必须达到初次冒落高度,并将插管固定在棚梁上,以防插管滑出或倾倒。插管的外端可带有法兰盘,以方便利用插管对冒空区实施注黄土或灌浆。同时,注黄土前,插管可作为冒空区观察管,利用插管对冒空区气体进行测定观察。

(2) 巷道冒空区的初期处理

煤巷冒空区形成初期,冒空区距巷顶距离短,空间完整,插管出口畅通,易于实施黄土充填。黄土充填可使用普通转子喷浆机,将喷出料管与巷道冒空区内预插钢管法兰盘连接,即可形成充填系统。使用黄土必须要求干燥、粉状,以防喷浆机加料口堵塞。为减少黄土运输量,可用沫煤与黄土混合充填,沫煤中的小煤渣会将输料管内黏附的黄土冲刷干净,防止输料管堵塞,喷浆机出口的压风会将细土中的粉尘均匀喷向巷道冒空区内破碎煤体表面,起到有效的包裹、堵漏、隔氧及密封作用。巷道冒空区经充填一定的黄土、沫煤混合体后一方面减少了冒空区内大量漏风形成的供氧通道,另一方面为下一步采用预插钢管灌浆形成了良好的承浆滤水层。

(3) 巷道冒空区插管灌浆

特厚松软煤层巷道顶部冒空区形成后,随着时间推移,受采动影响,在矿山压力作用下,空洞顶部的高顶煤体的自然拱会在遭受破坏后坍塌跨落,原来的空洞会向煤层顶板方向移动,破碎的煤渣充填原冒空区会给注黄土带来困难甚至难以实施。此时利用预插的钢管向冒空区破碎煤体中灌浆,可取得特别的防火效果,松散碎煤及原注黄土、沫煤混合体会对灌浆起到过滤作用,而使泥浆中水分均匀渗出,同时,调整灌浆的出口压力可对插管口上部的松散煤体进行全范围充填。

对矿井的特厚易燃松软煤层中进行综采放顶煤一次采全高,沿底板掘进的金属支护巷道经常会出现高冒区,形成隐蔽性强的发火隐患。采用预插钢管充填黄土、灌浆方法可对特厚松软煤层巷道的高冒区进行有效地防火治理,排除发火隐患,为综采放顶煤提供安全保障。

七、风化石粉制浆防火技术

1. 问题的产生

杨家沟煤矿是一座设计年产30万吨的中型矿井。采煤方法为走向长壁、倾

斜分层、荆笆假顶、全部陷落法，采后黄泥灌浆防灭火。可采煤层总厚度 16.99m，倾角 $13^{\circ}\sim 22^{\circ}$ ，煤质为不粘煤，煤层自然发火期 3~6 个月，最短 41 天，属一级自燃矿井。

由于该矿井田位于鄂尔多斯地台西缘凹陷区——安口煤田西北部，井田内东部、西部、北部边缘有上三迭系延长群第三组的薄层及厚层状砂岩广泛出露，层理发育，且第四系冲击层中亦有厚约 5m 的砂砾岩。因而，在井田范围内，尤其是工业广场及灌浆站附近土源奇缺，土质含砂量高达 70% 以上，致使矿井投产近 20 年来防灭火灌浆量严重不足、再生顶板形成差、井下自燃火灾事故频繁，严重威胁着矿井生产和人身安全。因此，积极寻找灌浆替代材料，解决灌浆量不足的问题，是确保矿井安全生产的重要课题。

2. 用风化石粉作为防火灌浆材料的可行性研究

根据该矿矸石风化程度较好，且所处位置有利于灌浆的特点，通过煤炭科学研究总院重庆分院对矸石的化学成分、物理性能及氧化性等问题进行了较为详细的考察和分析。

(1) 风化石粉的化学成分

黄泥灌浆防火主要利用泥浆的物理性能，是能够附着在煤体表面包裹煤体和充填煤体缝隙，从而起到防止或减少煤炭氧化的作用。因此，泥浆黏结性的大小便成为泥浆的主要物理性能指标。同理，用矸石作防火灌浆材料，也必须只有一定的黏结性。然而，矸石在某一粒度下，与一定的泥水混合后有无黏结性及其黏结性的大小主要由以下两个因素决定：

- ① 内在因素矸石的化学成分；
- ② 外在因素粒度组成及泥水比的变化。

据有关资料介绍，黏结性很强的黄土，除具有某些重要性质外，其化学成分中 SiO_2 为 50%~60%， Fe_2O_3 为 5%~6%， Al_2O_3 为 8%~15%，硅铝率 ($\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3$) 为 2%~4%，且氧化镁的含量很低。根据化验分析，该矿矸石的化学成分见表 4-4。

表 4-4 矸石化学成分

单位：%

样 品	化 学 成 分						
	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	MgO	CuO	SO_3	$\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3$
黄土	50~60	5~6	8~15	<2	2~10		2~4
矸石粉	54.23	5.65	15.48	1.49	4.87	3.31	3.50

从表 4-4 可以看出，其矸石成分除 Al_2O_3 偏高外，其他主要成分均与一般黄土的化学成分相似，含可燃物极少，基本属于惰性材料。这是矸石能够成浆，并具有一定黏结性的内在条件。

(2) 矸石的物理性能测试

粒径在 1mm 以下的矸石能够成浆，其主要物理性能指标接近于黄土。随着矸石被破碎的粒度不同，其主要物理性能指标亦发生显著变化：沉降速度随粒度的减小而减慢，胶体混合物随粒度的减小而增大。因此，用适当减小粒度的办法，可以改变矸石的物理性能指标。

(3) 矸石中碳和硫对氧化和自燃的影响

据有关资料认为：矸石中其允许含碳量不超过 8%，含硫量不超过 3% 的情况下，是可以作为防火灌浆材料的。根据化学成分分析，矸石中碳和硫的含量分别占 0.98% 和 3.31%，所以，该矿矸石是可以作为防火灌浆材料的。

3. 风化石粉制浆防火试验

风化石粉制浆防火的试验区选在二采区煤一层的 22114 工作面采空区。该工作面走向长 128m，倾斜长 26.8~81.8m，煤层倾角平均为 21°，实际采高 3.2m，由于受断层影响，工作面布置呈楔形。为缩短试验周期，以便在较短的时间内考察不同灌浆参数下的再生顶板形成情况，将试验区划分为 7 个小区，并对各试验小区选取不同的灌浆参数进行了试验。

(1) 灌浆系统布置及灌浆方式

灌浆站布置在矸石山的北部，其地面标高为 +1325~+1328m，在灌浆站建有贮浆池、灌浆喇叭口、筛算等设施，并在矸石山东南侧新建采土场。输浆管路从喇叭口开始，经 -15% 的自然坡度敷设至行人风井，经 +1280m 回风大巷与原黄泥灌浆管路接通。

灌浆方式采用在一分层 22114 工作面停采线位置预埋灌浆管路和预掘二分层 22124 工作面回风巷（外错），并在 22124 回风巷内向 22124 采空区各试验小区打钻孔灌浆相结合的方式，如图 4-9 所示。泥浆通过输浆管路静压输送至各灌浆地点。

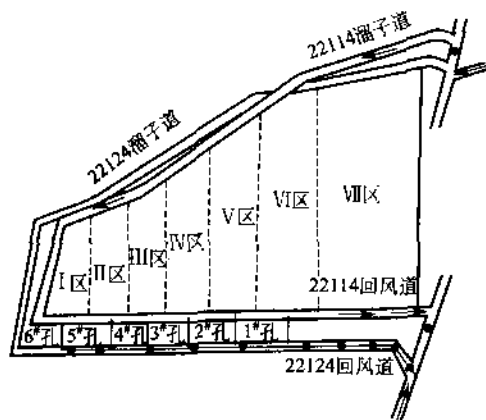


图 4-9 试验区及灌浆系统布置图

(2) 泥浆的制备及工艺

研石浆的制备采用水力冲刷、自然成浆。根据研石的粒度分级,其粒度在1mm以下的占50%左右,但由于其黏结性和塑性较黄土差的特性,故在研石浆中掺入一定比例的黄土以增加研石浆的黏结性和塑性。为了减少黄土运输环节、减轻人工掺入黄土的劳动强度,在研石山和黄土场分别安设一台水枪取土,并分别测定各自的泥浆浓度,通过调节或控制水枪的取土时间和成浆浓度来控制研石和黄土的掺和比例。

(3) 灌浆参数

各试验小区的灌浆参数取0.03(历年实际平均数)~0.1m³/t(矿井设计参数),黄土掺和量取20%~80%。实际平均灌浆参数为0.051m³/t。

(4) 防火试验效果分析

根据22124工作面掘进及回采期间的防火观察,混合瓦斯浓度为0.28%~0.98%,CO₂浓度为0.24%~0.52%,CH₄浓度为0.10%~0.52%,空气温度15~17℃,未发现CO,即无剧烈氧化自燃现象,起到了防火的作用。

根据22124工作面开采期间对22114采空区泥浆分布情况的观察和分析,泥浆沿走向扩散范围为8~15m左右,沿倾斜扩散范围为30~50m左右。当研石水分含量大于10%时,能够起到胶结冒落岩石、形成较好的再生顶板的作用;当研石脱水后,其水分含量小于10%以下时,研石浆有脱落现象,再生顶板形成较差。

试验证明:在该矿研石中,含碳量和含硫量分别在0.98%和3.31%以下,灌浆量在0.051m³/t以上、黄土掺和量在30%左右的条件下,利用风化研石粉灌浆基本上可以起到防火效果和替代黄泥浆形成较好的再生顶板作用。

但通过试验,应对以下问题加以合理解决。

① 研石未经筛分和球磨,其中的长石及石英颗粒较粗(1~2mm),对研石浆的质量、输送、扩散范围等影响较大,且只有50%左右的研石可供灌浆,故应对研石采取球磨,以减小研石粒度。

② 由于该矿采、掘、灌接替比较紧张,灌浆后顶板压紧时间较短,加之采空区留有部分浮煤,致使再生顶板形成不够致密,故应在合理安排生产接续的同时,保证采空区灌浆后有6个月以上的压紧时间。

4. 效益分析

根据试验情况,利用风化研石粉掺入30%的黄土,灌浆成本为1.23元/t,而单纯采用黄土灌浆成本为2.11元/t,即利用研石粉掺入30%的黄土灌浆成本较单纯用黄土灌浆的成本降低0.88元/t;另外,由于充分利用了研石,节约了堆放研石所需场地的购置费用,其经济效益是相当可观的。

由于减少了研石堆放量及所需的场地,有利于保护耕地、减少与农争田的矛

盾、减轻环境污染、美化矿区环境、保持生态平衡；同时，风化石粉制浆防火技术的研究及试验成功，为华亭矿区寻找新的防灭火灌浆材料及矸石的综合利用开辟了新的技术途径，具有较好的社会效益。

注砂防灭火系统

注砂防灭火是将各类通往采空区的废弃巷道、联络巷及采空区的两道一线的全部空间进行水砂充填，以防止漏风，达到灭火的目的。

一、注砂系统

该系统主要包括地面注砂站、输砂管和井下贮砂硐室。

1. 地面注砂站及注砂工艺流程

注砂站内设施主要有贮砂平台、贮砂仓、供水泵、输水管、输砂沟、砂篦等。注砂工艺流程如图 4-10 所示。

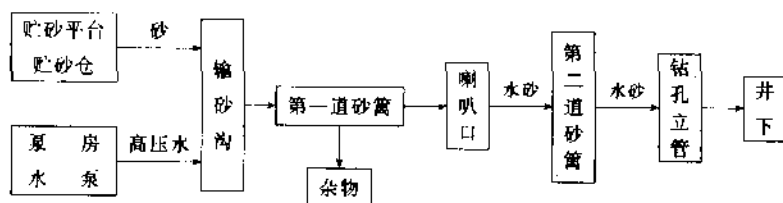


图 4-10 注砂工艺流程框图

2. 输砂管网

管网结构为地面注砂站-井下-主要进回风巷-采区集中进回风巷-井下注砂点。

为确保管路畅通和有足够的承压力，注砂支管路一般不用直径 50mm 管子，通常用直径 108mm 铁管。

二、注砂技术参数和注意事项

1. 水砂比控制

主要通过调节砂仓闸门开启的大小调节水砂比例。根据经验，水砂比一般控制在 9:1~15:1 之间较为适宜。水砂比过小时，会造成堵墙管路事故，过大时会使注砂效率降低。

2. 注意事项

① 注砂前，检查地面供水、供电系统是否稳定可靠，防止因中途断水而造成堵塞管路事故。另外，要对管路系统进行试水，试水时间不少于 20min，同时

检查管路是否畅通，有无漏水。

② 注砂时，先用小流量的水冲洗管路，随后逐渐加大水量，水到达工作点后，再慢慢加大注砂量，直至水砂比控制在 $9:1 \sim 15:1$ 之间。

③ 停注前要将管内存砂用水冲洗干净，以听不到砂碰管壁的声音为准，并把水放净。砂巷道砌筑永久密闭，通过密闭上欲留的注砂管或通过打钻孔向内注砂。为了泄水，密闭要留泄水孔，疏水处要设置挡砂帘。

三、注砂防灭火技术的应用

1. 概况

内蒙古平庄矿务局红庙煤矿，开采煤层为中生界侏罗系上统元宝山组。煤层平均厚度 14m，倾角在 $9^\circ \sim 26^\circ$ 之间，煤的牌号为褐煤，变质程度低，节理发育，易燃易风化，自然发火期为 1.5~3 个月，最短为 30 天。矿井通风方式采用分区抽出式通风。

一采区 6-2 上一片综采工作面布置如图 4-11 所示。本采场顶部赋存五煤及 6-1 采空区。走向长度 620m，倾斜宽 130m。工作面采用走向长壁后退式综合机械化采煤法，U 形通风方式；顶板管理采用全部垮落法，支护采用掩护式液压支架；工作面采高为 2.6m；一次循环进度 0.6m。

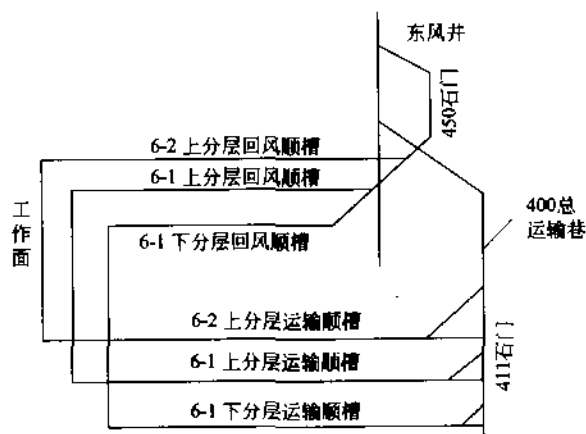


图 4-11 工作面布置图

在正常生产情况下，为使采空区内的浮煤处于自燃带的时间小于最短发火期 30 天，根据工作面推进度（以此作为自燃氧化带宽度），再综合考虑工作面瓦斯涌出量、工作面人数、温度和通风除尘等因素，现场经验配风标准是向回采工作面供风 $300\text{m}^3/\text{min}$ 左右。

在采空区漏风带内增加漏风风阻，在工作面相同的风压差条件下，采空区内

并联漏风量必然骤减,与原来相同漏风量的区域在沿工作面方向和向采空区内部方向都将减小,从而大大缩小自然带的宽度即自燃范围。因此,在采空区漏风带采取增阻减漏措施必能达到防止采空区自然发火的目的。实现增阻减漏的途径主要是“堵漏”。在下山角沿切顶线从运输顺槽下帮开始构筑可塑性隔漏风墙,材料为袋装黄土或袋装黄土和碎矸石或采用麻袋装锯末等。一般根据现场实际条件,隔漏风墙宽度取2~3袋宽,高取顶底板间距(尽量堵严)。在回采工作面内布置有灌浆管路时,可在支架后部向采空区方向隔一定距离插铁管,从工作面下端向上端方向依次注砂,在采空区内形成一道砂墙。在红庙矿采用采空区注砂的方式有效地抑制了浮煤自燃。

2. 基本参数测定和注砂系统布置

由于回采工作面通风断面的大小及形状变化较大,断面积不易测准,为此将测风断面分成三部分,每个分断面的风速各测量3次后求平均值,则某一测点处通过工作面的总风量即为通过3个分断面的风量之和。在采取防灭火措施以前,试验工作面内各测风断面的风量和CO浓度的实测结果(测试时间为1995年5月26日)见表4-5,其中Y代表工作面内任一点与运输顺槽下帮沿倾向的距离。

表 4-5 采取措施前的实测数据

Y/m	0(人风道)	25	50	75	100	125	138(回风道)
风量/(m ³ /min)	254	242	236	234	250	257	260
CO浓度/%	0		0.018		0.022		0.032

3. 注砂措施的具体实施和效果考察

(1) 注砂措施的实施

在试验工作面注砂防灭火措施的实施情况如下。

1999年5月18日,三班从下三角往外出烟,在2号架子顶部插管注浆,对CO有所控制。

1999年5月27日,在2部架、3部架和14部架插管注浆。2部架、3部架注砂时,从1~6部架有淋水、温度、CO浓度有所下降,回风流中降为0.008%。

1999年6月1日,在17部架用单体支架插管5~6m,三班进行注浆,对CO有所控制。工作面内的CO浓度最高为0.004%,回风流中的CO浓度为0.006%。

1999年6月2日,在17部架插管继续注浆,CO下降明显。回风流中CO下降为0.0024%。

1999年6月3日,在17部架继续注浆,支架后CO浓度由0.044%下降为0.028%。

1999年6月4日,火区有所控制,CO出现平稳状态。

(2) 注砂防灭火的效果考察

上述措施是在工作面17部架以下向采空区注砂,即相当于构筑长25m的砂墙。采取注砂措施以后,试验工作面内各测点CO的实测结果见表4-6(1999年6月11日工作面出煤期间测试)。由此说明采取构筑砂墙的堵漏措施有效地抑制了采空区浮煤自燃。1999年10月21日(二班,工作面长度已缩短)测试结果见表4-7。自注砂措施实施以后,直到工作面采完未再发生自燃。

表 4-6 注砂后的实测结果

Y/m	0(入风道)	25	50	75	100	125	138(回风道)
风量/(m ³ /min)	253	251	247	235	255	259	262
CO浓度/%	0	0.001	0	0.0018	0.0022	0.0024	0.0024

表 4-7 注砂效果考察数据

Y/m	0(入风道)	10	20	35	55	83	97(回风道)
风量/(m ³ /min)	500	487	479	472	478	487	492
CO浓度/%	0	0	0	0	0	0	0

U形通风工作面采空区漏风主要是在工作面切顶线外一段距离以内,采空区深部冒落岩石逐渐压实,漏风很小。在下山角处构筑砂墙时,减少了向采空区内部的漏风量,提高了回采工作面的有效风量;同时起到了缩短回采工作面斜长的作用,即减小了采空区的漏风范围。在试验工作面采取构筑砂墙的堵漏措施时,根据实测结果可知,砂墙长度取25m左右,采空区内小并联漏风量明显减小,工作面回风流中CO浓度下降到允许界限,有效地控制了采空区浮煤自燃。可以推知,若仅从防灭火角度考虑,每增加一道砂墙,采空区内漏风量分布等值线均会前移。构筑砂墙数越多,采空区防灭火效果越好。此外,具有注砂条件的矿井均可利用现有工艺和设备构筑砂墙,预防采空区自然发火。

密闭工程技术

密闭是通风系统的重要组成部分,它与巷道煤柱共同组成通风边界,控制风流流动。在煤炭氧化自热、自然发火过程中,与通风系统和火区均压系统的关系,密闭又是防止向采空区或火区漏风的具体措施。在自然火灾已经不可能用直接灭火方法扑灭时,或由于可燃性气体或其他情况出现,使火灾邻近地点陷于危险状态时,就必须尽快采取利用防火密闭或其他形式密闭将火区与其他区域隔离的措施,加以控制。防灭火密闭的主要作用是阻止空气流入火区和爆炸危险地

带，以火区缺氧来熄灭火灾与自热，并制止随时可能发生的爆炸事故。在实施均压防灭火矿井，密闭又是构成均压系统的重要组成部分。所以，密闭在通风和防灭火工作中占有重要地位。

自燃火灾发生后，通过火区探查发现，几乎所有的自燃火灾都与密闭有关。密闭结构不合理，抗压能力低，气密性不高，耐火性能差，加之施工质量不好，是密闭漏风失去作用，引发自燃火灾的根本原因。

密闭是控制风（氧气量）与火矛盾的主要有力措施。科学合理的设计密闭结构、选择抗压性能高又便于快速施工的密闭材料、正确地确定建筑密闭位置、严格的施工质量要求是保证密闭质量，提高抗压能力，增加气密性和耐火性的关键，是从源头上做好自燃火灾防治工作的首要任务。

一、密闭种类与要求

密闭是煤矿井下的人工构筑物，在通风系统中与巷道煤柱共同组成通风边界。它可用以调节风流，改变风流方向，隔绝水、火、瓦斯和其他有害气体，阻挡充填材料侵入工作场所和用以防止爆炸或坚硬难冒顶板大面积瞬时一次冒落冲击波的破坏。

密闭根据其用途、结构、材料和服务年限分为以下几种类型。

① 按照密闭的用途分为：通风密闭、防灭火密闭、调压气室密闭、防水密闭、过滤密闭、防爆密闭、缓冲密闭和综合密闭等。

② 按照密闭的结构分为：全封闭密闭、带锁风门的密闭、拱形密闭、楔形密闭、镶入式密闭、护帮密闭和带有扶壁的加强密闭等。

③ 按照密闭使用的材料分为：帆布密闭、木板密闭、木段密闭、土袋、沙袋密闭、青砖密闭、片石密闭、料石密闭、混凝土密闭、水沙充填密闭、粉煤灰密闭、石膏密闭和综合密闭等。

④ 按照密闭的服务时间分为：临时密闭、永久密闭和半永久密闭等。

尽管密闭种类繁多，用途各有不同，但对密闭构筑的共同要求是：

① 密闭应具有稳定性，能抵抗矿山压力的冲击破坏、矿井水和酸性水及潮湿空气的冲刷腐蚀作用；

② 密闭的砌筑和使用应具有适用性和经济合理性。砌筑费用低、劳动量少，使用期间维护费用少，服务时间长，经久耐用。

③ 密闭砌筑时间要短，建造密闭时间短，是矿井灾变期间选择密闭首要原则之一。

除此之外，根据密闭的用途不同还有些特殊要求。如通风密闭要求有很高的气密性和耐火性；防灭火密闭要求除有很高的气密性和耐火性之外，还要求有很高的坚固性，能承受顶板岩体压力和冲击压力的破坏，耐腐蚀、抗冲刷，经久耐

用；防水密闭要求有较高的不透水性和对水压头的稳定性，能经受住矿井水和酸性水的冲刷、浸泡和腐蚀；过滤密闭则要求在充填材料和灌浆材料脱水时有很好的过滤性，在水沙充填物和灌浆材料压力下有足够的坚固性和稳定性。

建造密闭还要符合矿井各种地质条件下试验数据的要求和进行专门计算，做出施工设计。如矿山压力，密闭材料漏风、渗水、水解、耐火性等；密闭结构的耐火性，抗压、抗瓦斯爆炸和坚硬难冒顶板瞬时一次冒落产生的空气冲击性能等。

防灭火密闭不仅在预防矿井自燃火灾起重要作用，而且在均压灭火工程中也占有重要地位。在北方矿区，通过对大量火区探查发现，97%的采空区自燃火灾是由于密闭漏风引发的。仅有3%的采空区自燃火灾是由于采后地面塌陷裂缝漏风造成的。由于密闭问题引发的采空区自燃火灾中：有50%的密闭是质量问题造成的，如密闭气密性不够，建造时顶底板和侧帮没有刨边槽，建成后就漏风；有的没有抹面；有30%的密闭厚度不够，虽然抹了面，但在矿山压力作用下将密闭压缩、压垮，抹面脱落失去气密性而成为漏风通道；有15%的密闭损坏是由于近距离多煤层开采上下煤层盘区护巷煤柱互不对应，下部煤层开采破坏了上部煤层盘区煤柱和密闭，使密闭失去气密性，形成漏风通道；有5%的自燃火灾是由于密闭建造时没有设置检查观测孔，不能对采空区实施有效的监测与管理，及时发现采空区内各种气体和温度变化情况。

预防矿井自燃火灾和实施均压防灭火工程，研究各种防灭火密闭的砌筑材料、结构形式、检测方法、维护方式有重要意义。

二、通风密闭与防灭火密闭

通风密闭和防灭火密闭是矿井正常生产期间的重要通风设施，与护巷煤柱共同构成通风边界，在矿井火灾发生时，它既是通风设施又是防灭火设施。从这个意义上讲它是永久性的，因此称为永久密闭。永久密闭服务年限比较长，有的和矿井寿命一样长。所以，要求密闭的材料和结构必须有一定抗压强度，气密性好，耐高温，不怕潮湿和水解，能够抵抗瓦斯、煤尘爆炸产生的空气冲击，也能在坚硬的难冒顶的板大面积瞬时一次冒落产生的空气冲击下具有良好的抗冲击性能，同时这些密闭建筑结构也便于检查监测采空区或火区内气体、温度的变化情况。

永久密闭必须具有高度的稳定性、抗压性和气密性，其中包括空气在内及瓦斯等有害气体的不渗透性。为了满足这一要求，通风、防灭火永久密闭都是采用双墙结构，即内墙和外墙，两墙之间充填捣实的黄土夹层。因此，不管密闭结构如何，建造时都必须沿巷道四周刨有边槽，然后再进行砌筑。边槽的深度根据巷道周围煤岩情况而定，如果砌筑密闭地点顶底板和侧帮都是坚硬的岩石，边槽深度应不小于30cm，松软岩石不少于50cm；如果侧帮是煤体，硬煤不小于50cm，软煤不小于1.0m；如果边槽的岩体或煤体有明显的裂隙，还应注入水泥或砂

浆,使其边槽与密闭墙体能够紧密接触;砌筑密闭时,靠近采空区一侧的墙体(内墙)应紧贴边槽边缘砌筑。外墙的外侧,为了便于抹面施工,边槽的宽度应比密闭厚度宽出15cm。顶部边槽与巷道顶板应成 $40^{\circ}\sim 50^{\circ}$,以便于建筑密闭时封顶注浆和增加气密性。

为了观测和采集采空区或火区气样,每座封闭式永久密闭(不带锁风门)应在密闭中央不同位置设置三个不同用途的管子,即观测孔管、注浆孔管和放水孔管。管子直径为 $\phi 35\sim 100\text{mm}$,观测孔管和注浆孔管距巷道底板高度不小于1300mm,两管之间距离为400mm。为了测定采空区或火区温度和采集空气样品,观测孔管在密闭内侧露出长度应不小于2000mm,露在密闭外侧长度应为200mm,管口有螺纹并带有管帽或用木塞封堵。注浆孔管是当发现采空区温度升高等发火征兆时,向采空区或火区注入泥浆用的,在密闭内侧露出长度应不小于2000mm,露在密闭外侧长度为200mm,管口有螺纹并带有管帽或用木塞封堵。放水孔管距巷道底板150~200mm,为了防止空气通过放水孔管进入采空区或火区,把放水孔管做成,U字形的,并在管中注满水,防止漏风,如图4-12所示。

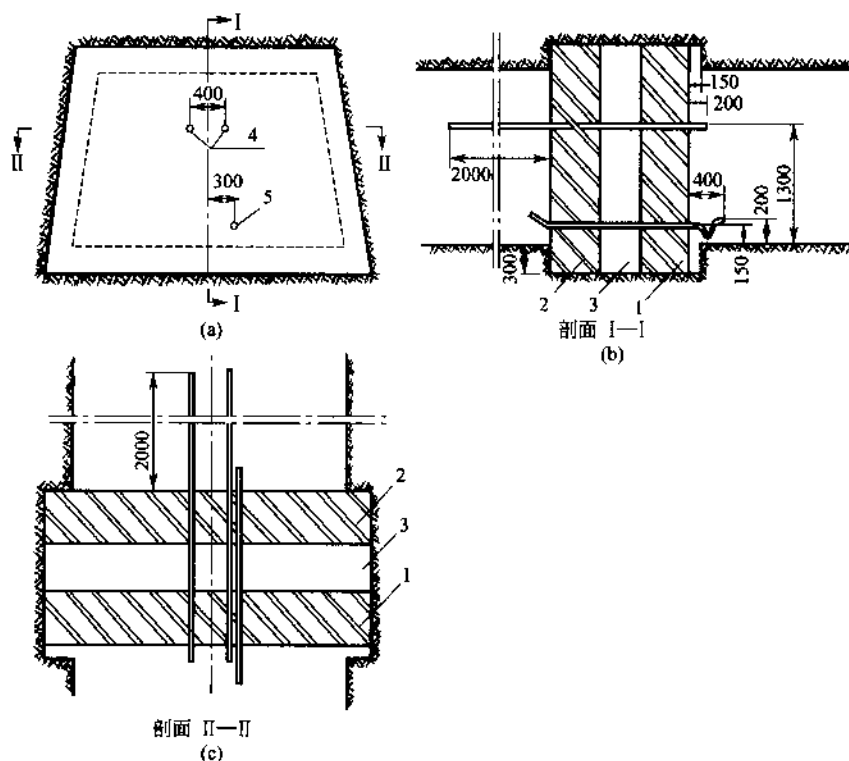


图 4-12 防灭火密闭结构图

1—外墙; 2—内墙; 3—黄土夹层; 4—观察孔与注浆孔; 5—放水孔

如果是非封闭式的通风永久密闭（带锁风门），电缆或电线要通过密闭，建造时应在密闭旁侧设置金属穿墙套管，电缆或电线从穿墙套管中通过。

密闭材料应选择不燃性、耐高温的砖石，料石块，片石，混凝土预制块，混凝土等材料砌筑。

砖石（简称砖）是一种人造石材，是采用各种黏土或陶土烧制而成，因其具有水平的和相互平行的六个平面，在砌体工作中能保证工程质量，为提高施工进度创造了有利条件，是建筑行业普遍采用的建筑材料。因选用制砖的黏土材料和烧制工艺的不同，砖石的强度也不一样。一般以砖石的抗压强度作为标号，目前国标对砖石的标号分为4种，即150号、100号、75号、50号。砖石的抗压强度是在干燥状态下测定的极限强度，当砖石浸透水后其强度应不低于干燥状态强度的75%。普通砖石孔隙度较大，吸水量亦大，用普通砖石做永久密闭砌体时，计算密闭强度应选用砖石浸水饱和后的极限强度。

砖石是煤矿井下砌筑永久密闭的主要材料。为了提高永久密闭的气密性和抗压性，多采用双砌体砖石墙，即内墙和外墙分别砌筑，两墙之间充填500mm厚被捣实的黄土夹层。内外墙体厚度根据建造密闭地点矿压情况和密闭结构，分为1.5（365mm）、2（490mm）、2.5（615mm）和3（740mm）砖厚的砖墙。

砖墙砌体有各种不同垒砌法，有的将砖平放砌成，有的将砖侧立砌成。侧立砖砌体的抗弯强度、抗压强度比平放砖砌体大5%~10%，但施工难度大些。为了保证墙体的抗弯强度、抗压强度，墙的砌体要求采用一定最低数量的顶砌砖。有人曾做过这种试验，假定砖石砌体厚度为一砖厚，每隔一层有一层顶砌砖，即50%顶砌砖，则当每隔五层，即第六层有一层顶砌砖，则砌体强度降低5%。每隔八层，即第九层有一层顶砌砖，砌体强度降低20%。如果是在矿压大的地区建筑永久密闭，密闭墙是两砖厚的砌体，为了保证砌体强度降低率不超过5%，在砌体中应采用不少于25%顶砌砖，即不少于六层中有一层顶砌砖。永久密闭砖墙垒砌主要采取链式垒砌法，即有纵向排列（不是偶数）和横向排列（偶数）交错，并用3/4砖（即不是完整砖）进行调整，才能得到链式砌体。在这种交错的情况下，相邻两行的竖缝完全可以错开。

采用链式法砌筑砖石密闭时，砖块的排列应遵守以下规则：

- ① 相邻两行砖石的垂直缝不能重合；
- ② 在砌体内部应多铺顶砖；
- ③ 垂直缝不应穿过砌体全厚度；
- ④ 尽可能地将完整的砖块敷设在砌体外侧。

永久密闭砌体砂浆通常采用水泥砂浆，水泥和砂的比例为1:3或1:4。

用砖石和砂浆砌成的永久密闭砌体，垂直和水平接缝的砂浆厚度平均为10mm，最大不应大于12mm。

永久密闭墙裸露于巷道一侧的一面墙必须抹面，砂浆厚度不低于 10mm，抹面干固后刷上白灰浆。所有永久密闭都应建立管理档案，内容包括编号、建筑时间、结构、材料、检查时间和问题记载等。编号和建筑时间应写在密闭墙的抹面上。

除此之外，还应符合如下要求：

① 潮湿地点或有水地点的永久密闭及用以阻挡灌浆材料的密闭，应选用抗压强度大、孔隙度小的砖石；

② 砌筑密闭的砖石应事先扫除砌筑面上的尘土和污泥，砌筑前应用水将砖石润湿；

③ 在第一层砖砌好之后，应检验其水平度，并用砂浆充填实竖缝孔隙，然后铺第二层砖；

④ 密闭砌体与边槽之间的空隙必须用水泥砂浆充填严实；

⑤ 砌好的表面必须抹面，抹面要平整，1.0m 长度内凸凹高差不大于 10mm，无裂缝、无空缝，严密不漏风（手触摸无感觉、耳听无声音）；

⑥ 密闭前 5.0m 巷道内支架完好，无漏顶、片帮，如果出现严重片帮应建筑护帮密闭；

⑦ 密闭前 5.0m 巷道内无杂物、淤泥和积水，接近巷口处要设置栅栏门。

料石块和混凝土预制块是用在矿山压力大、建造密闭地点潮湿、有腐蚀性水和其他不利条件下的密闭材料。料石块和混凝土预制块的规格尺寸到目前为止并没有统一规定，只能根据设计要求临时加工制作。密闭的结构形式同图 4-12，砌筑方法同砖石密闭。

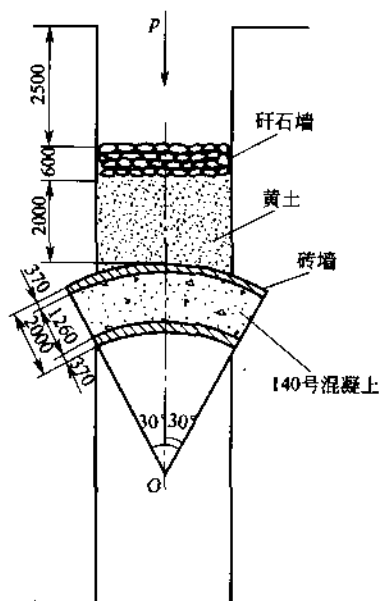


图 4-13 缓冲密闭结构图

混凝土密闭是一种特殊结构形式的密闭，多用以防止空气冲击波的危害而建造的，当然也具有永久密闭所应具有的性能。这种密闭最大特点是具有很强的缓冲性，能够抵抗 1MPa (10atm) 冲击波冲击。如图 4-13 所示是大同矿务局云岗矿用以预防坚硬难冒顶板大面积瞬时一次冒落产生的空气冲击波而专门设计的缓冲密闭结构图，它的主体部分是扇面圆柱体形，砌体内、外侧是用 1.5 砖厚砌成的挡墙，两挡墙之间浇灌 1.26m 厚的 140 号混凝土，然后再堆填 2.0m 厚的黄土，在黄土的外侧还有 0.6m 厚的片石挡墙，所以整个缓冲密闭厚度超过 4.6m。这种结构形式

的密闭，在云岗矿数次大面积顶板瞬时一次冒落中没有受到损坏，起到了抗压强度大、缓冲性能好、气密性高等作用。

有的矿区就地取材，用采空区的片石作为砌筑密闭材料。应注意的是，用采空区片石砌筑密闭时，不能将带有煤线和植物化石的石材作为砌筑密闭材料。片石不是很规则的材料，砌筑时接触缝隙大，需要消耗大量的砂浆才能充填满缝隙，费工、费时，虽是就地取材，可造价并不低，难以保证质量。所以，最好不选用片石作永久密闭砌筑材料。

在生产过程中，为了通风的需要也可砌筑半永久密闭。所谓半永久密闭是相对永久密闭而言。永久性的防灭火密闭多是采用双墙夹黄土层结构，半永久密闭则是单墙结构。因为是单墙结构，没有中间黄土夹层，密闭的总厚度减少了许多（半永久密闭同样创有边槽），密闭的抗压能力、气密性和耐火性等都减少了许多。有些矿井用半永久密闭作为防灭火密闭，多数情况下火源从这些密闭中烧出，造成火灾蔓延和发展。实践证明，半永久密闭是不能取代永久性的防灭火密闭。

三、临时密闭

在事故灾变期间，为了调节风量、隔绝火源，或在其他紧急情况下，必须以最快速度建起密闭，用以控制风量、隔绝火源。这种密闭没有边槽，因而称为临时密闭或称轻型密闭。临时密闭的特点是建造速度快、服务时间短、有一定的气密性，能为救灾和建筑永久密闭赢得较充足的施工时间。因此，临时密闭是矿井救灾工作中不可缺少的临时性通风救灾设施。根据建筑临时密闭材料分为木板密闭、木段密闭、土袋或沙袋密闭、石膏密闭等。

1. 木板临时密闭

木板临时密闭是救灾时应用较多的一种密闭形式，它是用木板或板皮构筑的。特点是简单、易操作、用料少、速度快、效果好。作法是在不设支护的水平巷道或倾斜巷道中，选择好砌筑临时密闭地点，清除掉巷道两帮和顶底板上的浮石浮矸，见到硬帮实底后，先支设若干根不带柱帽的木点柱，点柱间距 0.8~1.0m，然后再从巷道顶部开始，自上而下把厚度 20~25mm 的木板或板皮钉在点柱上。第一块木板钉好后，第二块木板上部边缘要压在第一块木板的下部边缘上，第三块木板上部边缘压在第二块木板的下部边缘上，依次进行一直钉到巷道底板为止。钉好木板之后，在木板表面抹以黄泥，增加气密性。这种木板相互搭接的方法好处是方便抹面，并能增加抹面的稳定性，能维持较长时间不脱落。

有时木板也采取对接方法钉在木点柱上，然后在木板的对接缝上再钉上木板条。在某些情况下，为了增加临时密闭的气密性，在对接的木板上再覆盖一层帆布，然后在木板对接缝处钉上板条，再抹面效果会更好。

对木板临时密闭,其瓦斯、火灾气体渗透性高,抗空气冲击波能力弱(井下放炮冲击波),特别是随着抹面黏土干固之后很容易脱落,所以临时密闭建成之后,应紧接着建筑永久密闭。

2. 木段临时密闭

在矿山压力大的地区,砌筑木板临时密闭会很快被压坏时则砌筑木段密闭。木段密闭是用一段段废旧道木或废旧坑木砌成,木段规格:直径15~25cm,长度1.1~1.5m。

砌筑方法是先清理好施工现场,清除片帮、顶板和底板浮石,见到硬煤实底后,在底板铺一层厚度为50~70mm黄土泥浆垫层,然后将木段顺长堆放并用木楔子打紧。每堆放一层铺一层50~70mm厚黄土泥浆层,依次堆砌至顶板并用木楔子楔紧后,锯掉楔子外露部分,抹好面即可。

木段临时密闭适用于矿山压力较大、无积水的水平巷道或缓倾斜巷道。

3. 土袋、沙袋临时密闭

外因火灾或内因火灾已发展到明火燃烧阶段,灭火救灾人员难以接近火源实施直接灭火的情况下,需要立即封堵通向火源供风的通道,用其他可燃性材料砌筑临时密闭都可能使火势从临时密闭烧出时,则采取土袋或沙袋临时密闭。

土袋或沙袋临时密闭是将黄土或河沙装在面粉袋内,或与面粉袋同规格的编织袋内,装填量应为面粉袋容积的3/4,然后在需要砌筑临时密闭地点堆放。方法是第一列袋长沿巷道方向堆砌,袋间形成的空隙用黄土或砂石充填;第二列袋长垂直巷道方向堆砌。为了减少瓦斯或火灾气体从临时密闭渗透,最上一层的土袋或沙袋所装的材料为袋容积的1/2或1/3,这样做的目的是能使土袋或沙袋紧紧地靠紧顶板堆砌起来。

这种土袋或沙袋式临时密闭气密性不是很高,而且又是接近火源堆砌的,在面粉袋或编织袋燃烧时黄土或河沙会散落出来,造成临时密闭的垮塌。因此,砌筑土袋或沙袋临时密闭时第一层应铺得宽些,其宽度视巷道高度而定,一般2.0~2.5m,其上部收口宽度应不少于0.6m。这种临时密闭具有必需的柔性,不论巷道底板或两帮情况如何,都能把不平坦的地方紧紧填满。而且这种密闭还具有一定的承压能力,在矿压较大地区也是适用的。

大同矿区用这种临时密闭封堵了数十次明火燃烧非常严重的火灾,效果非常明显,控制住了火势,赢得了救灾灭火时间。

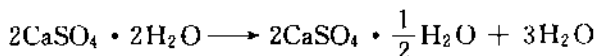
4. 矿用石膏密闭

矿井自燃火灾多发生在采空区或废弃巷道内,不仅火源难以查找,即使找到了火源,工作人员也难接近火源实施直接灭火。特别是在明火燃烧阶段救灾工作难度大,危险性大。常用的临时密闭方法,在有大量火灾气体而又狭窄的巷道施工,劳动强度大,安全难以保证。矿用石膏密闭是针对灭火救灾特点而专门研制

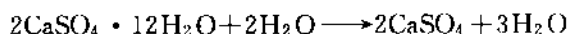
的新型密闭。

矿用石膏质量轻、凝结速度快、流动性能好、抗压强度高，能和不规则的巷道顶、底板和煤帮严密结合，从而提高了密闭质量。特别是在狭窄的巷道和运输条件恶劣的情况下，用矿用石膏建筑密闭，可以用石膏泵制、排浆，软管输送，不仅减轻劳动强度，缩短临时密闭建筑工期，还可改善施工人员的安全条件。矿用石膏作为密闭新型材料，已在我国大多数矿区得到应用。

矿用石膏是石膏（ $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ）（生石膏）经过加热脱水后的产品，随着加热温度和时间不同所得到的产品各有差异。反应式为



半水石膏与水作用后可再度形成有水石膏（硬化）。



而 CaSO_4 则不能还原成有水石膏（即不可硬化）

矿用石膏是在一定条件下，严格控制温度、湿度进行煅烧，将有水石膏失水生成 $\text{CaSO}_4 \cdot \frac{1}{2}\text{H}_2\text{O}$ ，即矿用石膏。

（1）矿用石膏技术指标

① 细度 900 孔/ cm^2 筛检验，筛余量小于 0.5% 粉粒细，孔隙率低，气密性好。

② 摊开度 用内径 5cm，高 10cm 套模测试，摊开直径大于 12cm，便于软管输送。

③ 初凝时间 7~15min。

④ 固化后抗压强度 6MPa (60kgf/ cm^2)。

⑤ 膨胀率 凝固后膨胀 0.5%~1.0%。

矿用石膏密闭的使用条件：

① 矿用石膏浆配制，水温低于 20℃ 清水与矿用石膏混合，石膏与水的比例为 1:0.85；

② 与石膏泵配套使用；

③ 矿用石膏是气凝型胶凝材料，应在通风、无积水的巷道内使用；

④ 涌水量大于 0.5 m^3/h 的巷道不宜采用。

（2）矿用石膏密闭的砌筑方法

矿用石膏密闭墙厚度应为砌筑密闭巷道断面的 0.0937 倍（经验数据）。在砌筑临时密闭施工地点，按密闭厚度开槽，将巷道顶底板和两帮松煤浮矸清理干净，保证石膏与顶底板和两帮的良好结合。在待建密闭处两侧支设模板，模板立柱采用木点柱支设，柱距为 0.8m，在木点柱内支设模板。模板要对接，靠近火

区侧的模板要尽量严密些，以减少灌注石膏浆时漏损。

向模板内喷注石膏浆是用石膏喷注机完成的。目前国产石膏喷注机有 BG-1 型。喷注石膏前应先将喷注机接通水、电，对泵体和注浆管道进行调试和清洗，然后按比例加入矿用石膏粉，待喷出石膏浆的石膏与水的浓度符合要求时即可进行正常喷灌。模板内石膏浆喷灌满后，撤出喷嘴，封堵好喷注口，停加石膏，用水清洗喷注机和注浆管后停机。停机 15~20min 即可拆除木柱和模板。

矿用石膏不仅可以用来砌筑临时密闭，而且还可以用于砌筑永久密闭和作为防火隔离带。波兰莫斯泽尼察矿是日产 12000t 精煤的大型矿井，也是欧洲最高瓦斯矿井之一，瓦斯绝对涌出量 $160\text{m}^3/\text{min}$ ，其中 $50\text{m}^3/\text{min}$ 用抽放方法民用，其余 $110\text{m}^3/\text{min}$ 由风井排出地面。该矿井有 4 个进风井，3 个排风井，总排风量 $61000\text{m}^3/\text{min}$ ，负压 2060~2400Pa。

开采煤层属不易自然发火煤层，采用长壁陷落沿空留巷采煤方法。因工作面走向较长，当下一个工作面开采时采空区漏风，便发生自燃火灾。从 1965 年开采，在一年多时间发生 5 次自燃火灾，而采用石膏隔离带后，解决了采空区浮煤自然发火问题，如图 4-14 所示。

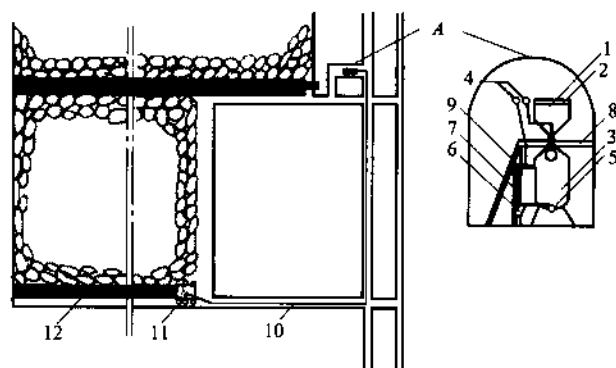


图 4-14 喷注石膏隔离带示意图

1—喂料罐；2—筛网；3—喷射罐；4—操作把手；5—出料口， $\phi 108\text{mm}$ ；6—杠杆阀门；7—压缩空气进气管；8—操作平台；9—扶梯；10—输送管；11—喷注嘴；12—石膏带；A—配料硐室及喷注机

石膏输送系统建在工作面回风顺槽的硐室内，距施工地点 700m。原料为半水石膏和 1% 的磷酸钠（氯化钠也可以，主要起速凝作用），在硐室内拌料，在喷射罐和输送管路中混合，用 0.6MPa 的压缩空气输送到施工地点，在施工地点由操作人员给水喷注。石膏带的宽度为采高的 $1/2$ ，最小宽度不小于 1.2m。喷注 24h 后抗压强度 6MPa，一个月后抗压强度 18MPa。

矿用石膏还可以砌筑永久防灭火密闭，特别是用来封堵溜煤井效果更好。大

同矿务局永定庄矿是自燃火灾严重矿井之一,1985年该矿11号层406盘区发生自燃火灾,火区封闭后虽然采取防灭火措施效果并不明显,到1986年9月7日火区开始恶化,大量火灾气体通过废弃的溜煤井向主要运输大巷进风风流中泄漏,威胁矿井安全生产。用砖石密闭和其他材料结构形式的密闭都未能解决火灾气体泄漏问题,采用矿用石膏喷注石膏密闭后,不再出现火灾气体泄漏现象。

(3) 矿用石膏砌筑密闭注意事项

① 矿用石膏粉应在通风干燥地点存放,地面贮存期不超过6个月;井下贮存不超过20天。

② 使用时严格控制矿用石膏和水的配比,以保证石膏浆的流动性和固化强度。

③ 石膏喷注机使用前应认真检查,喷灌过程中不可停机,以防浆体在机体和管道中凝固。喷灌停机后应立即清洗喷注机体和输浆管道,防止残留浆体凝固。

四、调压气室

1. 调压气室的一般概念

采空区或火区封闭后,由于密闭质量或矿山压力影响,将密闭附近煤体(密闭)压裂,形成大量裂隙,使采空区或火区与生产巷道、采煤工作面、煤层间及地面互相连通。在风网压能作用下形成漏风通道,造成采空区或火区的漏风。为了不使采空区浮煤发生自燃,或加速火区的惰化熄灭,在加强密闭工程、采掘工作面、被压裂的煤体裂隙及通风系统管理与调节之后,仍然难以解决密闭的漏风问题。甚至为了生产、运输或通风调节的需要,单纯应用调节风窗调节压能亦很难解决采空区或火区进、回风侧密闭间压能平衡时,则需要采取设置调压气室的措施进行压能平衡,达到均压的目的。

调压气室是在采空区或火区进、回风侧巷道中构筑的防灭火密闭墙外侧6~10m处再砌筑一座密闭墙,在防灭火密闭墙与新砌筑的密闭墙之间的巷道形成的空间,称为气室。气室通过管路与通风系统相连,通过管路中的调节阀门控制风流流量和流向来改变气室内的压力。使气室压力与采空区或火区风压相等,成为均压式调压气室。通常将防灭火密闭墙称作调压气室内墙,新砌筑的密闭墙称作调压气室外墙。

调压气室外墙是一座单墙密闭,它的砌筑方法和半永久密相同,除了按着通风密闭要求砌筑外,对它的气密性和抵抗矿山压力的能力要高,特别是气密性是关系到调压气室使用成功与否的关键因素之一。密闭厚度可用公式计算确定,密闭材料应选择砖石、料石块或混凝土预制块等材料砌筑(不能选用片石)。边槽深度要见硬帮实底,如果巷帮裂缝很多应采取注水泥浆或石膏浆的方法充填。砌

筑时横竖砌缝砂浆饱满，无空缝、重缝，外表面抹面平整，严密不漏风。

调压气室的结构如图 4-15 所示，它是安装在采空区内的检测管 3，通过原防灭火永久密闭 1 和调压气室密闭 2 引出。同时安装在调压气室内的检测管 4 通过外墙引出 U 形水柱计 5 便安装在两根引出外墙管子的一端。在气室内同时安装一条直径经过专门设计并通到通风系统网络的连通调压管 6，在连通调压管 6 上设有调节阀门 7。用连通调压管和水柱计测量采空区或火区内外侧的风压差，当气室内墙不漏风时，水柱计压差为 0。当气室内墙漏风时，水柱计出现压差，此时气室外墙两侧的压能差表示的是气室的调压值。

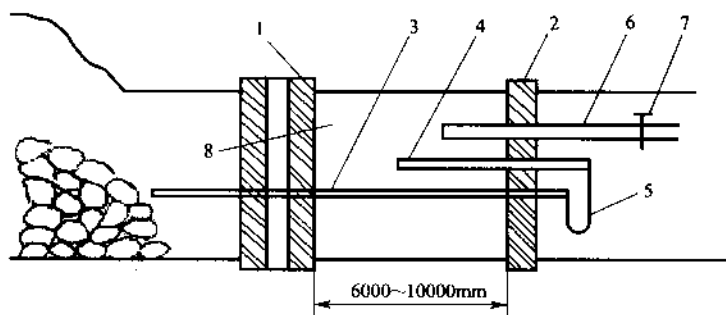


图 4-15 调压气室结构与调压气室密闭

- 1—原防灭火永久密闭；2—调压气室密闭；3—安装在采空区内的检测管；
4—安装在调压气室内的检测管；5—U 形水柱计；6—连通调压管；
7—调节阀门；8—调压气室

2. 调压气室的调压原理

调压气室的调压原理是：通过气室外墙安装的连通调压管上的阀门，利用风网压能或调压风机进行动压平衡，使调压气室压能与采空区或火区内压能相等，成为均压气室。以杜绝采空区或火区和气室间的漏风，不发生空气交换而绝氧，从而达到防止采空区遗煤自燃或火区绝氧而惰化窒息。

调压气室外墙的漏风量可由连通调压管上的调节阀门来调节，当气室内墙不漏风时，连通调压管路的风量等于气室外墙的漏风量。因此，建造气室外墙时必须有足够的严密性，以保证调压气室的调压效果。

从改变调压气室压能作用分为升压气室和降压气室两种。升压气室是气室内的压能大于气室外墙密闭前巷道的压能，即采空区或火区的风流向外漏风的情况下设置升压气室。升压气室一般建于采空区或火区防灭火密闭的回风侧。升压气室的连通调压管路应设置在压能大于气室外墙密闭前巷道压能的地点，甚至可将连通调压管路引出地面（抽出式通风矿井）。降压气室是气室内的压能小于气室外墙密闭前巷道的压能，即防灭火密闭墙漏风为向采空区或火区进

风时，设置降压气室。降压气室一般建在采空区或火区防灭火密闭的进风侧。降压气室的连通调压管路，要连接到压能小于气室外墙密闭前巷道的压能，甚至将连通调压管路敷设到主要排风巷或排风井附近的巷道内（抽出式通风矿井）。

升压气室、降压气室可以单独组合成单一调压气室系统，也可以同时组合成双调压气室系统。

五、调节风窗与风门

1. 调节风窗

调节风窗是在保持分支风路需要风量前提下，提高或减少该分支风路风压的调节设施，是在挡风密闭墙上开一个可以任意调节的窗口，当风流从窗口流过时增加了阻力，使流经窗口的风流产生局部阻力损失，从而提高调节风窗前分支风路的风压，调节风窗后分支风路的风压则处于降压状态。调节风窗在调节风压的同时风量随风压的变化而变动，以达到调节风量的目的，使分支风路风量减少，满足需要。因此，调节风窗既可以与矿井主要通风机的总风压或调压风机组合成均压系统，提高分支风路风压，又可以用于采区或回采工作面风量调节。

为了不影响运输和行人，调节风窗多与风门结合在一起，组合成风窗与风门的联合结构。按风窗与风门相互位置分为两种：一种是风窗与风门并列设置，多用于比较宽的运输巷道或单独行人的行人巷道；另一种是风窗设置在风门顶部，多用于巷道比较高，瓦斯涌出量大的矿井。风窗与风门相互位置不同，作用是一样的，可根据矿井具体情况选择。

如图 4-16 所示是调节风窗与人行风门和运输风门相互位置布置图，用于回采工作面回风顺槽跨过进风上山时，在风桥后设置调节风窗与人行风门，在进风上山与回风顺槽的联络斜巷内设置运输风门。采取这种布置方式时，调节风窗的位置必须设置在风桥的后面，才能克服风桥漏风的影响。

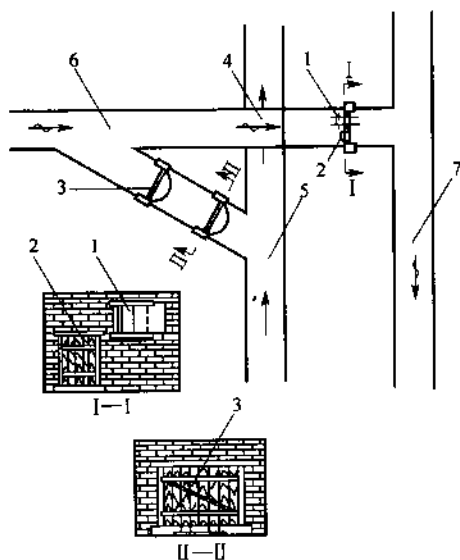


图 4-16 设置在回风顺槽的
调节风窗及风门布置图

- 1—调节风窗；2—人行风门；3—运输风门；
4—风桥；5—进风上山；6—回风顺槽；
7—回风道

如图 4-17 所示是回采工作面回风顺槽与回风上山直接相连，调节风窗与运输风门相互位置图，亦称调节风门。

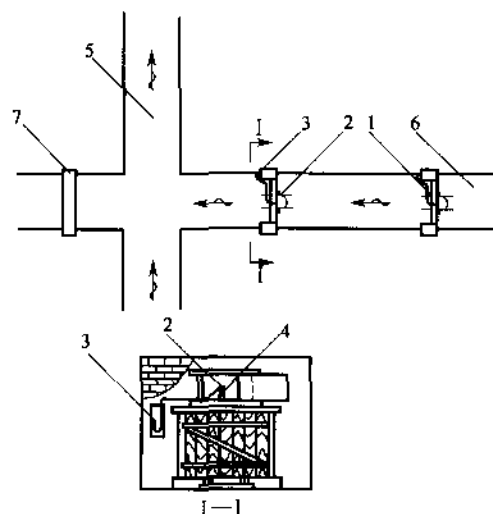


图 4-17 调节风门

- 1—调节风门；2—皮托管；3—U 形水柱计；4—皮托管架；
5—回风上山；6—回风顺槽；7—密闭

调节风窗与风门的墙体是单墙结构。风窗与人行风门组合在一起的墙体厚度 490mm (2 砖厚)，风窗与运输风门结合在一起的墙体厚度 615mm (2.5 砖厚) 或 740mm (3 砖厚)。墙体要求有高度的稳定性、抗压性、抗撞击性和气密性。砌筑墙体时必须刨边槽，边槽规格和砌体要求同通风密闭和防灭火密闭。为了提高气密性，墙体内外两侧都要抹面，砂浆厚度不小于 10mm。抹面要求平整，1.0m 长度内凹凸高度差不大于 10mm，无裂缝，无空缝。

调节风窗窗框一般采用木制或铁制。窗框过风面积是根据分支风路调整的风压要求计算求得，但在制作时应在求得的过风口面积乘以 1.1~1.25 的系数。调节板是插板式的，可在上下窗框的沟槽内滑动，调整过风口面积的大小，如图 4-17 所示。在过风口的中心设有皮托管架 4，皮托管 2 便安装在皮托管架 4 上。胶管的另一端与 U 形水柱计 3 相连，安装时测定风压一端的管口应在过风口同一端面上，并迎着风流方向，即胶管轴线与风流流线平行，不能歪斜，否则将产生误差，测定误差会随着安装的歪斜度增大而增大。风窗过风口风流的风压通过皮托管的全压孔感受并经其“+”管脚和胶管传送至 U 形水柱计 3 的液面上，U 形水柱计的另一端是开放的，则 U 形水柱计的液面差即是该分支风路的相对风压差。

为了防止运输风门和人行风门开启时风流短路，影响均压系统稳定运行，分

支风路上的调节风窗和风门应以同一规格设置两个，当其中一个风门开启时，另一个风门仍然处于关闭状态。两个风窗风门之间的距离随运输列车长度确定。

2. 风门

风门是生产巷道挡风密闭或调节风窗密闭墙上安装的可以随时开启的门，以便于运输和行人。门洞与门扇的大小根据运输工具的外形尺寸和轨道数量而定，一般门洞大约占挡风密闭总面积的 30%~90%。风门的作用：在开启时车辆和人员通行；关闭时是密闭的重要组成部分，与巷道煤柱共同组成通风边界，起着改变风流方向，隔绝水、火、瓦斯和其他有害气体的作用。因此，风门的漏风量和耐火性决定了风门的结构和质量。

主要运输巷道和运输频繁巷道设置风门，除了风门密闭的气密性要高之外，同时要求风门的门框与门扇接触部位要严密不漏风。为了防止风门开启时风流短路，造成通风系统风流紊乱，必须设置两道风门。两道风门之间的距离，根据列车长度而定。当其中一道风门开启时，另一道风门是关闭的。为防止两道风门同时开启，要求两道风门之间应有闭锁机构。为防止风门被风流吹开，门扇安装时只能迎着风流方向开启。运输风门可按运输需要或管理要求选择单扇或双扇结构。开启自如，关闭严密，联动闭锁是运输巷道设置风门的总要求。

要正确选择设置风门地点，不应将风门设置在巷道破碎带范围内，如果无法避开时，可将设置风门的一段巷道（不小于 5.0m）用气密性较强的材料支护（砌碛），并向巷道两帮注水泥浆或石膏浆，以提高破碎带的气密性、抗压性和抗撞击性。

风门按用途分：有普通风门和防火风门两类。普通风门的门框和门扇是用木材制作或用金属板材制成。防火风门的门框是用金属材料制作，门扇是用木制门扇包铁皮或波形铁板制成。

木制普通风门的门扇是用厚度不小于 20~25mm 的木板分两层拼接钉成，两层木板互相交叉放置，木板之间采用错缝钉接，两层木板之间夹有一层不透气的风筒胶布或粗毛毡，然后用金属扁钢做横条，用螺栓将两层木板及夹层紧紧地连接固定在一起，扁钢宽度不小于 40mm，厚度 4~5mm。在扁钢条带的一端做成铰链销孔，用以与门框上的门轴呈铰链连接。为了防止门扇歪斜和下垂，再用同一规格的扁钢在门扇 2 条金属横条之间钉上 1 条或 2 条斜拉撑，并与横条或边框作齿槽连接。

门框可用木制也可用角钢或槽钢制作，并预先固定好或焊接好门轴。在砌筑风门时，要牢固地把门框嵌砌在门垛的墙壁里。当轨道通过风门时，风门下方的轨道应用道碴填严密，只露出轨头。或将下门框的道床用混凝土做成固定道床。为了使门扇边缘与门框很好地接触，门框与门扇相互接触部位做成 45° 角的斜面，并在门扇四周边缘钉上风筒胶布，防止漏风。为能使风门自动关闭，门框应

安装成 85° 的倾角, 当风门开启的水平角不超过 90° 时, 门扇能自动关闭。

金属风门或防火风门是用角钢或扁钢和厚度 $3\sim 4\text{mm}$ 的钢板铆接或焊接的门扇构成。为了防止变形和有较大的强度, 门扇上焊有角钢拉条。为了使门扇与门框能紧紧地靠在一起不漏风, 要在门扇周围固定风筒胶布, 挡住门扇与门框结合部位的缝隙。如果有电机车架线通过风门, 应将门扇上部留有不大于 10cm 的空隙, 并用半刚性绝缘橡胶板固定在门扇上。

普通金属风门有很高的导热性, 在火灾期间受热便失去它的强度而产生变形, 门扇与门框之间形成较大空隙, 火焰和火烟流便会从空隙中烧出。因此, 普通金属风门不能作为防火风门使用。

在防灭火挡风墙上安装的风门必须是防火门。根据门扇结构分有包铁皮的木风门和波形铁板铆接的风门。

包铁皮的木制风门结构与一般普通木制风门基本相同, 所不同的是在门扇外侧铺一层石棉板或用泥浆浸渍过的毛毡, 然后再包上厚度 $1\sim 2\text{mm}$ 的铁皮。虽然这种结构的门扇比金属风门可靠一些, 但它的耐火极限仍然不高。原因是木风门用铁皮包严后, 当温度达到 $270\sim 280^\circ\text{C}$ 时, 产生木材干燥挥发过程, 同时从受热表面到不受热表面散放出挥发性气体和蒸气产物。这时, 受热面的挥发性气体燃烧, 并波及到不受热面的一侧, 使铁皮变形, 门扇失去气密性, 透过火焰, 使风门未受热面的挥发性气体和蒸气混合物着火, 风门也燃烧起来。

为了提高包铁皮风门的耐火性, 可在铁皮上做两个安全孔 (出气孔)。它分布在门扇长度的中间, 距门扇上下边缘大约是门扇长度的 $1/4$ 位置。安全孔的总面积和孔径可计算求得。如果是用石棉板作隔热层, 安全孔要穿过石棉板, 打到木板上。如果是用泥浆浸渍过的毛毡作隔热层, 安全孔只打到毛毡上。安全孔的作用是减少或完全消灭门扇未受热面的气体散放, 使门扇顶住火的作用, 不让火焰向外透过, 直到木质碳化为止。这种风门的耐火极限, 比一般无安全孔门扇约大一倍以上。

波形铁板铆接的门扇是由两层波形铁板铆接而成。一层波形铁板的肋垂直另一层波形铁板的肋, 在二层波形铁板中间放置一层石棉板, 并牢固地铆接在一起。这种门扇在任何方向强度都具有刚性, 受热时基本不弯曲, 中间放置的石棉板以及波形板肋间有空气, 都能阻止风门受热时温度迅速升高。

已经封闭的火区, 为了探清火源或为灭火创造条件, 有时在防火灭火密闭上设置双重风门, 即在防灭火密闭的内、外墙分别安装有防火门, 有的矿区称这种风门为锁风门。用于矿山救护队员探查火源或执行其他灭火任务通过, 门洞高度为 1.0m , 宽度为 0.7m , 铁制门框, 包铁皮门扇。这种双重风门能提高风门的耐火极限, 当其中一个风门受热时, 另一个风门就成为阻热的屏障。

设计防火风门的主要指标是耐火性极限。包铁皮的木制防火风门的耐火极限

决定于木板层厚度、隔热层厚度和形式以及包铁皮的結構特点等。

3. 自动风门

为满足开启自如，关闭严密，联动闭锁的要求，不少矿区研制了多种不同结构的自动风门。如撞杆式自动风门、闭锁式联动风门、压力平衡式自动风门、光控压风自动风门、微波监控电动风门等。这些结构不同，动力源不同的自动风门，虽在一些矿井使用较为成功，但是还没有一种结构的风门得到普遍推广。分析原因，可能是由于井下巷道对自动风门有许多不利条件，如矿山压力、潮气和脏污杂物等影响风门复杂传动装置动作灵活性，以及有些自动风门结构复杂，维护困难等原因；也有来自人的因素，使用自动风门时维护与管理有关。所以，仍有些矿区保留着人工守护管理开启风门的现象。

实现风门自动化管理是提高通风系统可靠性和经济效益的必由之路。通过风门自动化，不仅取消人工守护管理开启风门，而且减少车辆撞坏风门现象和维修工作量，方便了运输，也提高了通风系统的稳定性，杜绝风流短路，减少了事故隐患。

下面选择使用较普遍的自动风门结构作一些叙述。

(1) 撞杆式自动风门

撞杆式自动风门是目前使用较多的一种自动风门，分为单扇门和双扇门两种。这种风门没有动力源，是靠车辆运行撞击门扇开启，车辆通过后，门扇借助风压和弹簧作用自动关闭。

撞杆式自动风门的机械结构主要由撞车器、撞杆、拉杆、门扇等组成。当车辆正向通过风门时，矿车撞击撞车器，撞车器围绕回转轴旋转，拉动拉杆，拉杆与门扇为铰链连接，拉开门扇，车辆通过。车辆通过后，门扇借助风压和弹簧的作用自行关闭。

当车辆反向通过风门时，矿车撞击撞杆，撞杆的一端与门扇铰链连接，另一端与滑块铰接，滑块可在墙垛上固定的轨槽内滑动，将门扇顶开，车辆通过。车辆通过后，门扇借助风压和弹簧的作用自行关闭。

(2) 闭锁联动式自动风门

闭锁联动式自动风门是用于人行平巷、人行斜巷的闭锁联动式自动风门。它是由联动钢丝绳的两个端头分别与两个风门的门扇相连接，由于钢丝绳的长度及风门间距离是固定的，故其中某一个风门扇开启，另一个门扇关闭，不能打开。这样就保证了两面道风门不能同时开启，防止风流短路，提高了通风系统的稳定性和安全性。

这种风门结构简单，仅有一条钢丝绳，为了提高联动的可靠性，宜选用直径较小、伸缩性小的钢丝绳；为方便人行和通车，钢丝绳在门扇的固定位置应在门扇上部 1/4 处；钢丝绳在门扇的固定点与各个托钢丝绳的滑轮应在同一个平面

上，防止受力不均而损坏。

如图 4-18 所示是在普通风门的门框上安装闭锁联动装置而制成的闭锁联动式自动风门。闭锁结构见图 A 视方向，在门扇 2 上安设锁扣 11，锁销 10 的上端固定有钢丝绳，钢丝绳的另一端与另一道风门的门扇固定，当该门扇开启时，拉动钢丝绳将另一道风门的锁销 10 拉起进入锁扣 11，使风门不能开启。为使两道风门随时处于可开启状态，锁销与另一门扇之间的钢丝绳应有一定拉力的拉紧弹簧 7 拉紧（不开门时锁销处于脱扣状态）。门扇靠风压或人工关闭，锁销则靠复位弹簧 9 自动复位。

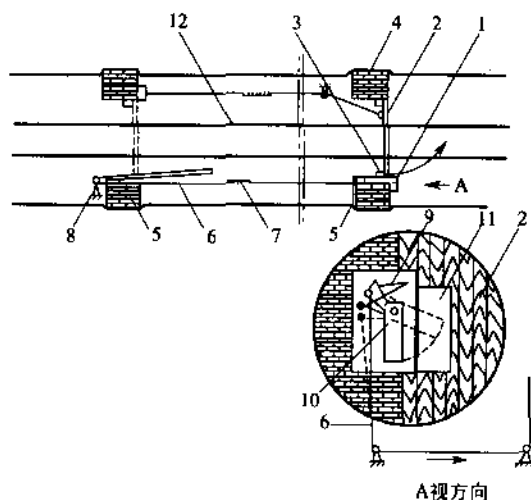


图 4-18 闭锁联动式风门

1—闭锁装置；2—门扇；3—门框；4—墙垛；5—穿墙铁管；6—钢丝绳；7—拉紧弹簧；8—导向滑轮；9—复位弹簧；10—锁销；11—锁扣；12—轨道；A—闭锁装置结构图

该闭锁联动式自动风门特点是两道风门扇的开启方向不同，不能同时打开，反风时不需要安设反向风门，增强了反风时防止风流短路的可能性。

(3) 微波监控电动风门

它是由控制部分和执行部分组成。控制部分主要有微波发射器、传感器、编码器、清零电路、计数器、延时电路、控制器等组成。执行部分主要有电机、螺旋丝杠、连杆、门扇等组成。动作原理：当监控范围内有车辆或人员移动时，传感器向控制电路提供信号，分别送至编码器和清零电路。送至编码器的信号，经计数器、延时电路再送到控制器，若此时另一风门控制电路的闭锁系统无信号输入时，控制器动作，控制电机带动螺旋丝杠转动，拉动连杆将风门开启，同时输出闭锁信号，给另一道风门的传感器，对分频器清零使延时电路不起作用。此

时,只要监控区内有车辆或人员移动,另一传感器就对分频器不断清零,只有当移动目标消失后,传感器停止输出信号,延时电路开始延时,控制器动作,使电机反转,将风门关闭,解除另一道风门的闭锁,进入下一个动作循环。

这种风门执行部分占用空间小,传动装置之间皆为刚性连接,消除了传动误差,在正常情况下能真正实现风门开启、关闭的自动化和风门间的闭锁。因结构简单,动作准确可靠,安装和使用、维护都很方便,是目前使用较多的闭锁式自动风门。

六、封闭火区的灭火治理与密封恢复

1. 矿井概况

某集团公司耿村矿矿井为斜井单水平上、下山开拓,分区式通风。现有两个生产采区,西区(12区)和东三区(13区)。东三区为矿井主力采区,有一个综采工作面(2-2)13011,一个综放工作面(2-3)1304。

2. 事故经过与原因分析

东三采区2-3煤煤仓,因受小煤窑采动影响于1999年废弃,当时进行了封填。由于小煤窑继续采动,煤仓裂缝加剧。2001年2月2日发现有一氧化碳气体。该矿依现场情况制定了注浆、填土的措施,但在处理过程中,措施执行迟缓,防灭火水源不足,加之该矿为消除东三区1304综放工作面发火隐患,治火力量(人员)、水量分散,导致2001年2月13日3时30分,东三采区废弃煤仓出现明火,并引燃2-3煤回风斜巷及东三回风石门230余米巷道。东三回风石门为穿层巷道,中间穿过2-3煤层,煤厚16.3m,以往因小煤窑乱采滥挖,并有79号小窑巷道与回风石门穿透,巷道变形严重,断面由原来的 10.2m^2 缩小至 2m^2 。矿上曾多次进行修复。此次发火造成回风石门垮塌,堵塞风路,致使东三采区风量由 $3200\text{m}^3/\text{min}$ 锐减至 $400\text{m}^3/\text{min}$ 。至2001年2月16日3时,采区风量微弱,风流发生逆转,2-1煤轨道上山烟流发生逆退,能见度很低,烟流中瓦斯浓度已接近爆炸界限,直接威胁灭火救灾人员的生命安全。集团公司果断决定封闭东三采区,在东三进风石门建密闭墙,在东三胶带、轨道大巷建防爆墙。

事故发生后,公司、矿组织调查分析,认为造成此次火灾事故的主要原因如下。

① 小煤窑乱采滥挖,与东三回风石门打透,采动影响造成裂隙漏风是导致这次事故的主要原因。

② 2-3煤原煤仓封填措施没有严格执行,通过裂隙漏风,造成煤炭自燃,灭火措施实施过程中密闭墙位置不当,导致漏风增加,火势增大是事故发生的直接原因。

③ 尽管对煤仓封填制订有严格周密的措施,但措施落实力度不够,从2001

年2月2日到2月13日火区水量不足,注浆工作没有落到实处,也没有按措施要求进行填土。

④ 灭火组织不力,延误了事故抢救有利时机。

⑤ 基础工作不扎实,不到位,灭火设施不健全,总回风巷建在煤层中,支护采用可燃性材料,并有供电电缆通过。

⑥ 基层单位劳动组织管理不严,职工灭火意识不强,负责建密闭墙的职工建好墙后直接升井,使灭火工作出现空当,导致火势发展迅速。

3. 封堵隔离火区

为加快封闭区内火源熄灭,对东三火区实施封堵隔离、降温灭火。经公司、煤矿有关部门研究决定采取地面打钻隔离灭火的方案。分别在回风石门交叉点处2-3煤回风交叉点处、煤仓回风段打三个钻孔,进行注浆灭火,另在东三风井防爆门拐口以下建永久密闭墙,封堵通向火区的供氧通道。

4. 缩封火区

经过前阶段的打钻注浆,灭火隔离,火区火势已经稳定,从东三风井闭墙,井下东三胶带大巷、轨道大巷闭墙、三个钻孔的气体分析判断,火区火势已处于稳定状态。根据《矿井防灭火规范》第50条规定,对东三区火区进行缩封。

(1) 建立临时通风系统

该矿原通风方式为边界式分区通风,东三胶带大巷及轨道大巷均为进风大巷,主井、副一斜井、副二斜井为三条进风井。现将副二斜井改作回风井,井底新作60m斜巷与东大巷联通,将东三轨道大巷改作采区回风巷,东三胶带大巷与轨道大巷连通处建风门或密闭墙,隔断风路,经计算副二斜井安装2台型号为DK40No15型对旋式主通风机。

(2) 快速密闭隔离火区,全负压控制排放采区瓦斯

① RG-15型快速密闭简介。RG-15型快速密闭由2个压力容器组成,分别装A、B两种化学原料,使用时2个容器的原料经喷枪混合后反应,产生自色泡沫,喷涂在木板墙上,2~4min喷完,可喷涂 10m^3 ,喷涂厚度可达6cm,泡沫在3min内形成固化物,固化物密度为 $28\sim 32\text{kg}/\text{m}^3$ 。

② 打开东三轨道大巷防爆墙、东三进风石门密闭墙,由矿山救护队员进入灾区,分别在回风石门交叉点下,2-3煤回风交叉点下,煤仓回风段适宜处各建1道板墙,利用RG-15型快速密闭喷涂严实。

③ 打开东三胶带大巷防爆墙,在东三胶带大巷与轨道大巷第4通道处建调节风门,控制采区的进风量,分步骤排放采区巷道瓦斯。

(3) 建立永久密闭墙

分别在3道快速密闭墙以下建永久密闭墙各1道,防爆墙各1道,将火区范

围缩到最小范围,完成火区缩封工作,形成中央式通风方式,恢复了东三采区的煤炭生产。

因此,科学合理的巷道布局,健全完善的灌浆系统、消防供水系统,作风扎实的“一通三防”专业队伍,是易燃矿井安全生产的前提。尽早开凿东三回风石门段新回风巷,分别与2-1煤、2-2煤、2-3煤轨道上山连通,恢复原来东三风井通风的边界式通风方式,是该矿实现安全生产的必由之路。

充填堵漏防火技术

充填堵漏防火技术的原理就是借助于位置不同所产生的静压或充填泵提供的动压,将不燃性材料的水溶液注入破碎煤体发生化学变化或物理变化,形成黏稠的浆液或胶体,密实充填煤体缝隙,堵住漏风供氧通道;并且,其中的水分或化学物质渗入煤层内,黏附于破碎煤体表面形成阻氧膜,惰化煤的氧化性能;同时,所含的水分蒸发可降低煤体的温度,延缓其自热氧化速度,破坏煤的自然条件,延长其自然发火期,从而达到防火的目的。

义马矿区自1991年应用固化泥浆防火技术以来,先后研制应用了化学凝胶、胶体泥浆、聚氨酯泡沫、复合凝土、阻化粉煤灰浆、固化粉煤灰浆等防火技术,不仅丰富了矿井防灭火技术,而且大幅提高了矿井安全防火的保障性。

一、固化泥浆防火技术

该技术是将地面制取的稀黄泥浆,经矿井防灭火灌浆系统输送到井下待充填地点附近预先建造的沉淀池中,沉淀后滤去多余的水分制成土水体积比为1:2的稠泥浆,加入10%~20%的固化剂充分搅拌后,利用高压泥浆泵经预先施打的钻孔将其压入破碎的煤体中,充填胶结破碎煤体,堵住漏风供氧通道,从而防止破碎煤体自燃;同时,还可加固巷道,再造其完整性。其充填工艺流程如图4-19所示。

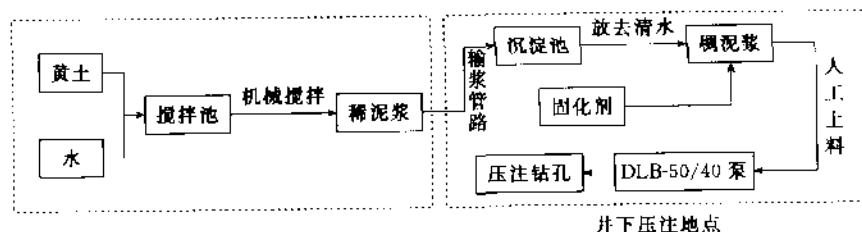


图 4-19 固化泥浆压注工艺流程图

1991年8月,该技术在地面试验成功后,选在常村煤矿的13143 212 作面的

下巷终采线以里 90~120m 处进行现场充填应用试验。13143 综采工作面位于常村煤矿 13 采区西翼自上而下第 7 个区段,走向长 870m,倾向长 150m。其上邻三分层已采过的 1312₃ 综采工作面,下接盘区边界煤柱,西侧为盘区下山巷道护巷煤柱,内错布置于顶分层采空区下。开采煤层为侏罗纪中统下部 2-1 煤,剩余可采煤层平均厚度 4.3m,回采厚度 3m。试验前,该巷终采线以里 95m 和 110m 处的巷顶分别出现了 2m×3m 和 4m×3m 两个高温自燃隐患点,钻孔内 CO 浓度高达 0.03%,局部风流中 CO 浓度达到 0.008%,表明巷顶松散煤体已出现危险性自燃隐患。但隐患的具体位置不清,加之防火手段较落后,仅仅采用灌浆、洒水等措施,效果不明显。随后充分利用该区段巷顶已打的 6 个 $\phi 40$ mm 的、8m 深且与巷顶呈 45° 夹角的钻孔,大量压注固化稠泥浆 2h 后,钻孔周边背板缝隙开始淋水,水温达到 49.5~51.5℃。继续充填 2.5h 后,淋水温度降到 35.5~38.5℃,且钻孔内 CO 浓度降到 0.004%,风流中 CO 消失。1992 年 5 月 11 日,为防止下巷终采线以里 35m 巷顶破碎段发火而影响工作面安全撤除,在巷顶沿巷道走向共布置 9 排 18 个 $\phi 40$ mm 的固化充填钻孔,对该段巷顶大规模充填。钻孔的参数为:孔深 8m,角度为与巷顶呈 45° 仰角,排间距 4m,排个数为 2 个。到 1992 年 5 月 19 日,全部充填完毕,共充填固化泥浆 98m³,固化剂 3.2m³ (约 4.1t)。1992 年 7 月 5~18 日,工作面通过下巷终采线以里 35m 长的巷段时,经对顶板冒落情况进行连续观察,固化后巷道顶板比较完整,下沉量仅为 70~80mm,且没有空顶现象。同时,冒落的固化沉积块体积达到 0.4~0.6m³,黏结性较好。随后,选取固化块做耐压实验,其抗压强度达到 0.873~1.5MPa。

1. 固化泥浆防火技术的优点

1314₃ 工作面的固化充填实验结果表明,该技术具有以下优点。

① 能很好地固化胶结巷顶破碎煤体,再造顶板的完整性,堵住漏风供氧通道。

② 耐压程度大小与固化剂的添加比例成正相关关系,具体如图 4-20 所示。

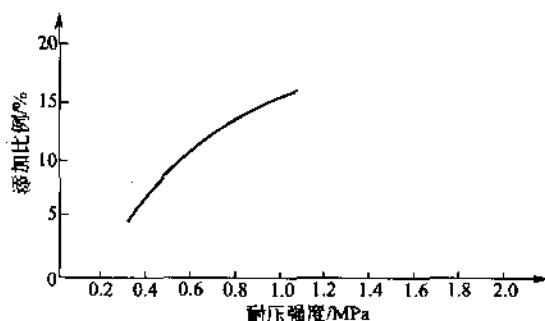


图 4-20 固化剂添加比例与耐压强度关系

③ 可防止因巷顶大幅下沉而造成工作面上、下超前段的风速增大，而增加向采空区的漏风强度和漏风量，有利于采空区的安全防火。

2. 固化泥浆防火技术的缺点

在随后推广应用过程中发现，用于大规模充填防灭火时，该技术存在以下缺点。

① 浆液制配环节多，固化充填准备期较长，且操作强度大。

② 受压注泵流量的限制，充填能力较小，每小时才达 3m^3 ，充填效率低，不适于快速充填，并且，对材料的粒度要求较高，不得超过 3mm ，否则，极易堵塞泵体而无法充填。

③ 添加固化剂过程中，容易产生粉尘而恶化作业场所环境，长期从事该项工作时对作业人员的身体健康不利。

④ 对堵漏层要求较高，否则，跑漏浆现象较严重。

⑤ 固化剂由人工添加，其均匀度不稳定，并且，固化剂见水后，若搅拌不充分，极易形成大量的固化剂颗粒而使泵产生输送动力部件的行程丧失，造成压注工作中断。

二、化学凝胶防火技术

为克服固化泥浆制备环节多、浆材粒径和堵漏层要求高等的弊端，1993年4月，义马矿区研制成功了化学凝胶防火材料及其充填工艺。

化学凝胶的防火原理是：利用充填泵的高压，将形成化学凝胶的两种无机物水溶液经各自的管路压送到管路末端附近的混合器混合后，通过待充填地点所打的充填钻孔而进入破碎煤体中， $3\sim 8\text{min}$ 后发生化学反应形成含水量达 91% 、致密的、具有一定黏性的化学凝胶。它不仅可密实充填破碎煤体的缝隙，堵住漏风供氧通道，而且，其中的水分以较长时间缓慢浸润破碎煤体，使其长期保持湿润状态，惰化其氧化性，延长其自然发火期，从而达到长期安全防火的目的。其所用的充填泵为 TBW-50/15 型，充填工艺流程如图 4-21 所示。

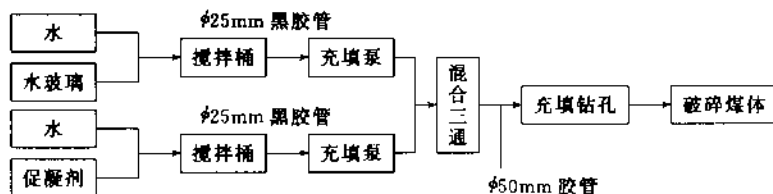


图 4-21 化学凝胶充填工艺流程示意图

1. 技术特点

(1) 含水率高，节约原材料。化学凝胶含水可达 91% （体积比），每立方米

凝胶需要原材料仅 0.09m^3 ，且不易流失，充填率高，可节约原材料，方便运输。

(2) 充填速度较快，析水风化慢。组成凝胶的两种溶液进入破碎煤体后，很快发生化学反应而凝结成一体，不会跑液漏浆，也不需经过沉淀，因此可提高充填速度和充填率。据测试，平均每小时可充填 $5\sim 6\text{m}^3$ 。经在无风干燥阴凉的空气中测试，析水风化速度平均为 $20\text{mm}/30$ 天，完全能够满足采煤工作面的防火需求。

(3) 降温阻化作用明显。化学凝胶中含有 91% 的水分，可以直接消除高温点，降低煤体温度。凝胶液中的化学物质本身就是一种阻化剂，渗入煤中后可阻止煤层进一步氧化，从而延长自然发火期。

(4) 操作简便，节约工效。化学凝胶在注入钻孔前均为稀溶液，不堵塞泵体，原材料使用很少，且配置简单，每班 3 人就可完成全部操作过程，克服了固化黄泥浆需多次沉淀、间断进行的不足，一次充填即可长期处理，从而提高了工效。

试验应用：1993 年 6 月在实验室试验成功后，在常村煤矿井下的 2106_1 上巷、绕巷的反风巷口至上巷间 80m 长的巷道进行现场充填应用。 2106_1 综采工作面位于 21 盘区西翼的中部，自上而下第二个区段，属顶分层工作面。上、下巷分别与 2104_1 和 2108_1 的采空区相邻，隔离煤柱 8m 。原 2104_1 辅助灭火巷的开口位置就在 2106_1 上绕巷反风巷口以里 $6\sim 8\text{m}$ 处，与 2106_1 上巷、绕巷分别呈空间平行布置，水平距离 $0\sim 8\text{m}$ ，垂直距离 $0\sim 3.5\text{m}$ 。受回采动压影响，隔离煤柱被压裂后，在上巷与灭火巷之间形成漏风通路，造成进风扩散段的局部破碎煤体出现自燃隐患，局部 CO 浓度高达 0.1% ，表明已发生隐燃火点。 2106_1 工作面布置如图 4-22 所示。

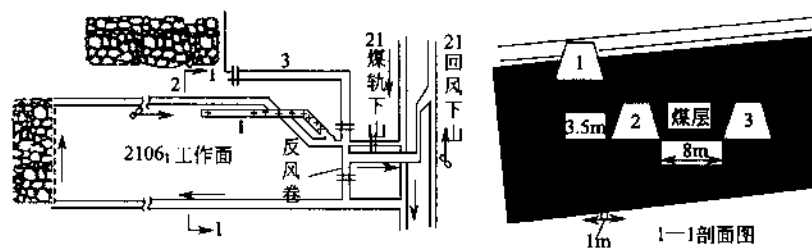


图 4-22 2106_1 工作面布置图

1— 2104_1 灭火巷；2— 2106_1 回风巷；3— 2104_1 进风巷

1993 年 6 月 21 日，首先在试验区外段 20m 范围内进行试验。试验前，沿 2106_1 上巷向该灭火巷布置 4 组 3m 深、仰角为 60° 的充填钻孔，并对该巷段背板封闭后开始充填。充填时，在两个利用 180L 油桶改制成的容器内，分别按比例加入水玻璃和促凝剂原料，兑水搅匀配制成 14% 的水玻璃溶液和 4% 的促凝剂溶

液,经各自的输送泵压送到混合三通处,混合成含水玻璃7%和促凝剂2%的化学凝胶溶液而进入破碎的煤体中,3~5min后便凝结成化学凝胶。正式充填前,反风巷口以里12m处上帮煤墙内有高温点,钻孔内CO浓度为0.1%,风流中CO浓度为0.008%。充填1h后,淋水温度达到60℃。继续充填1h后,钻孔内CO消失,风流中CO浓度下降到0.0016%。继续充填2h后,风流中CO全部消失,并且,巷道顶板和上、下帮角淋结着一层白色胶体物,一天后淋水温度降到30℃。1993年7月15日,开始对反风巷口以里20~40m的巷段进行充填。压注2h后,28m处巷顶淋水发热,随着注胶的进行,25~40m之间的顶板淋水均发热,最高水温达到40℃。继续压注1.5h后,水温逐渐下降,白色的胶体物淋挂覆盖在巷道顶板和上、下帮角处。

该段巷道充填结束后,直至2106₁工作面回采结束,未再发生任何危险性自然隐患。工作面回采到该处后对塌落的破碎煤体观测分析可知:化学凝胶能把破碎的煤体胶结成密实性很好的整体,隔绝漏风;并且,析水风化慢,具有很好的物理化学稳定性,能够长期有效地抑制煤层自燃。化学凝胶的含水率高,可直接消除局部高温点或火区。

2. 技术缺陷

1993年该技术现场充填应用试验成功后,在义马矿区的各矿井迅速推广普及。但随后的充填应用实践过程显示,该技术存在下述不足。

① 受充填泵的流量限制,充填流量相对较小,充填效率低,不适于井下大面积充填作业。

② 用该技术处理大面积火区时,因化学凝胶遇火后水分蒸发较快,而使其流动性丧失,形成“盖帽”现象。并且,由于充填能力较小,处理大面积火区速度较慢。

③ 大面积充填防火若采用无氨促凝剂时,防火成本大幅升高,不利于该技术的推广应用。而常用的促凝剂发生化学反应后产生大量的氨气,污染井下环境,对作业点及其回风流中人员的身体健康不利。

④ 充填采用含氨的促凝剂时,为减轻风流中的氨含量,常采取加大风量进行稀释。但风量加大后,极易造成巷道顶帮及其附近破碎煤体漏入风量的增大,反而不利于安全防火。

⑤ 因水玻璃的密度较大,充填时材料的运输强度较大。

⑥ 耐压强度较小,且失水后其黏性和密封性会完全丧失。

三、胶体泥浆防火技术

该技术与化学凝胶的防火原理相同,仅仅是充填工艺发生改变,并将水玻璃的溶剂改为稀黄泥浆而已。其充填工艺原理是:将水玻璃按一定比例在地面制浆

车间直接加入到所制取的土、水体积比 1:4~1:5 的稀黄泥浆后,形成混合溶液,在地面和充填地点间静压差的作用下,经矿井防灭火注浆管路将其输送至充填地点,与放置于充填地点附近的充填泵所压入的促凝剂水溶液充分混合后,经预先布置的充填钻孔进入破碎煤体中,发生化学反应形成含水量较大的胶体泥浆。充填工艺流程如图 4-23 所示。

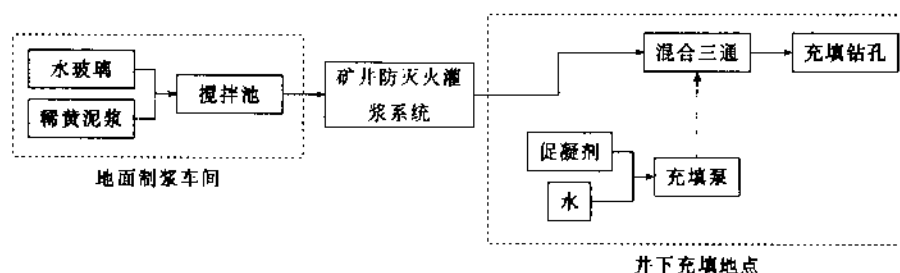


图 4-23 充填工艺流程

1997 年该技术在常村煤矿的 2104₂ 综放工作面进风隅角充填堵漏试验成功后,迅速在义马矿区推广普及。2104₂ 综放工作面是义马矿区第一个利用 ZYP3200 改制支架的综放试验面,也是河南省首个易燃厚煤层综放工作面。它位于 21 采区西翼自上而下第一个区段,上邻盘区边界煤柱,下接顶分层已采过的 2106₁ 综采工作面,东翼为盘区下山巷道护巷煤柱,内错布置于 2104₁ 工作面采空区下。可采煤层走向长 375m,倾斜长 100m。开采煤层为侏罗纪中统下部 2-3 煤,平均厚度 8m。工作面配风量 250~300m³/min,采空区漏风率现场实测为 12%~15%。由于受设备配套方面的影响,工作面推进缓慢,前期平均月推进 27.3m。1997 年 9 月 6 日,工作面进风隅角附近及 8 架以下区域架后的采空区侧出现 CO 气体,最大浓度为 0.042%,并且,局部架缝有微烟,表明采空区已发生危险性较大的自燃隐患。为防止其进一步恶化,根据现场分析判断,隐患产生原因为下巷顶板中的高温煤体落入采空区后,因推进速度缓慢,加之进风隅角放顶后塌实度不好,向自燃隐患点足量漏风供氧所致,隐患点的位置估计在支架后尾梁以里 5~6m 处的采空区内。采取常规的洒水、打钻灌浆均受现场条件和各自局限性的制约,难以奏效,唯一的办法就是对其进行堵漏封闭隔离,并加快推进速度,使其缺氧窒息。

1997 年 9 月 8 日,开始在现场做充填封闭前的准备工作:一是在工作面进风隅角靠采空区侧建造密闭墙一道;二是呈“扇形”向进风隅角后的采空区人工下设 5 个 6~8m 深的充填钻孔,充填钻孔布置方式如图 4-24 所示。充填前,工作面风流中凹浓度逐渐上升到 0.0042%,表明隐患已发展了。1997 年 9 月 9 日 8 点半,准备工作就绪后立即开始充填,充填 1h 共计 42m³后,钻孔已注满,效

果极其明显,回风流凹消失,工作面8架以下架缝最大CO浓度降为0.012%。1997年9月10日,工作面前推5m后,架缝间CO消失。随后继续对该处及其附近15m范围内的架后进行跟踪检测,CO气体未再出现,说明隐患已彻底消除。

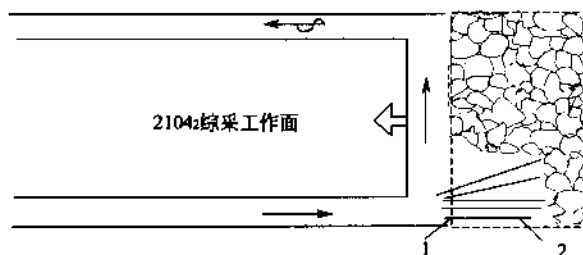


图 4-24 进风隅角充填钻孔布置图

1—密闭墙; 2—钻孔

2104₂综放工作面应用成功,该技术先后在千秋、耿村、杨村等煤矿迅速推广后,均取得了显著的成效,使之成为义马矿区矿井防灭火的主要技术。

现场大量的应用实践证明,该技术具有以下优点。

(1) 含水率高,节约原材料。据测试,胶体泥浆含水率一般为70%~80%,每立方米仅用原材料0.1m³。且现场充填时,其流失率不超过2%,若背板封闭层严密时,流失率为零。

(2) 充填速度快,析水风化的慢。通过调整促凝剂的添加比例可控制其凝固时间,胶体泥浆混合液进入碎煤体后,很快发生化学反应形成胶体泥浆而防止跑漏现象发生,因此可提高充填效率。并且,利用矿井防灭火灌浆系统输送,其流量可达50~60m³/h,充填速度很快。其中的水分除呈结合水存在外,大部分的游离水分呈“黏性水”状态存在,散失速度较慢。经在无风干燥阴凉的环境下测定,其风化速度平均为10mm/月,一般充填厚度为1.5~2m,完全能够满足堵漏风防火需要。

(3) 降温阻化作用明显。胶体泥浆中含有70%以上的水分,可以直接降低高温煤体或火区的温度,延缓其发火周期。并且,其中的水玻璃本身就是一种阻化物质,渗入破碎煤体后,可惰化煤的氧化性能。

(4) 操作简便,节约工时。水玻璃可按照选定比例从地面的贮液池中控制好闸门开启程度直接加到稀黄泥浆中,促凝剂在现场由人工直接加入充填泵后直接压至混合三通处,不需预先配置溶液,所以操作很简便。由于不需在现场专门配置溶液,加之其充填能力很大,所以,对局部自燃隐患点或火区一次即可充填处理完毕,工效较高。

由于胶体泥浆防灭火与化学凝胶所不同的是充填工艺发生了明显改变,除充

填材料运输强度降低、充填流量大和效率高外,仍然存在着与化学凝胶相同的不足之处。

四、复合凝土防火技术

为克服胶体泥浆充填防灭火过程中所存在的不足,尤其是产生有害气体污染井下环境,2000年3月,在胶体泥浆防灭火技术的基础上研发出了新型防灭火充填材料——复合凝土。它是以黄土或粉煤灰为骨料,加入促凝剂、防收缩剂、缓释剂和固化增强剂等四种辅料组成的一种凝固时间可调的高水、无污染且成本低廉的防灭火充填材料。其防火原理与固化泥浆、胶体泥浆等充填材料基本相同,所不同的是该充填材料压入破碎煤体后,不仅能密实充填其中的裂隙,而且硬化后还具有一定的强度,可防止破碎煤体发生明显的滑移流变,即具有安全长效防火作用。同时,复合凝土干燥失水后,再加水时具有较强的吸水性,且不会被冲散。所以,充填后若定期适当补注浆或水,可达到长期防火的目的。

1. 技术特点

从实验室试验可知,复合凝土防火技术具有以下特性。

(1) 含水量高,析水速度慢。在不同配方的情况下,复合凝土固化后含水率为52%~70%。其中,以结晶水形式存在的占3%~17%,其余的为游离水。游离态的水主要存在于复合凝土骨料的毛细微孔内。在常温常压下,这些微孔呈封闭状态,其中滞存的大量水分很难散失,而加压和高温(温度超过80℃)后,其中的水分则可很快释放出来。

(2) 凝固时间可调,密实固化性能稳定。复合凝土的固化时间一般为5~12min。在具体的充填过程中,可根据输送距离和充填地点的裂隙情况,进行合理选择和调整,以使其能够充分地渗透到破碎煤体的缝隙中,起到很好的整体充填封闭作用。由于组成复合凝土的辅料随骨料的变化不大,调整凝固时间主要是调整其与水的比例,起主要作用的是辅料,所以固化后其物理、化学性质比较稳定。

(3) 风干失水后,整体稳定性较好。试验时,将固化后的不同比例复合凝土试样放于室外,自然条件下进行风干。风干期间,不断观察其是否龟裂,10天后,仅有两个试样的表面发生了深度为0.346~0.287mm的裂痕,其余的没有该现象。对其分析后可知:复合凝土试样的龟裂度与辅料的添加比例存在直接联系。辅料比例越大,龟裂度越小。当辅料加入比例超过20%时,试样龟裂度接近于零。这一特性,可有效保证巷道充填以后,隔离层保持长期的完整性,不至于因脱水龟裂造成二次漏风现象。

(4) 吸贮水性强,阻化湿润期长。在500℃高温条件下,将其试样放在烘箱中连续烘烤24h后,加入一定量的水进行吸贮水试验。结果表明干燥后的复合

凝土试样吸水比可高达 85%~97.29% (体积比), 吸水速度很快。吸水比与辅料的加入比例呈反相关关系, 即辅料加入比例越大, 则吸水比较小, 反之较大。

复合凝土的充填压注工艺比较简单。它是将复合凝土原料与水在搅拌机中混合成一定比例的悬浊液后, 利用高压泥浆泵经预先敷设的管路和钻孔而被压入破碎的煤体中, 扩散后密实充填其中的缝隙并胶结、固化破碎煤体。同时, 破碎煤体与复合凝土浆液发生水交换而湿润。充填泵采用 DLB-50/40 型, 充填工艺流程如图 4-25 所示。

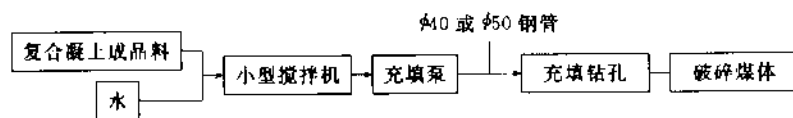


图 4-25 复合凝土充填工艺流程图

复合凝土防火技术研制成功后, 在常村煤矿的 2101₂ 综放工作面开切眼进行现场应用试验。2101₂ 综放工作面位于常村煤矿 21 盘区东翼的上部, 上邻盘区上部大巷的护巷煤柱, 下邻 2103₁ 采空区, 顶部为 2101₁ 采空区。工作面可采煤层走向长 670m, 倾斜长 130m。开采煤层为侏罗纪中统下部 2-3 煤层, 平均厚度 10.5m。工作面圈定范围内地质构造较简单, 仅在开切眼的上口附近有两条落差小于 2m 的断层。掘进过程中, 上巷矿压显现不明显, 但下巷却显现十分剧烈, 虽采取锚网后架设工字钢棚进行支护, 但效果不明显, 致使巷道无法继续向里掘进。受其影响, 开切眼下部 50m 范围内矿压显现明显, 掘进过程中冒顶现象十分普遍, 最大冒高为 3.8m。开切眼采用背设塑料网后架设工字钢棚支护, 并喷浆封闭, 棚距 0.5m。扩开切眼与进开切眼的结合部沿工作面倾向架设工字钢双抬棚加固支护。2000 年 4 月 13 日开切眼扩好后, 因没有综放支架而无法安装。鉴于 1998 年该矿第一个正规综放工作面 (2109₂ 工作面) 开切眼发生的“12·18”火灾教训, 决定对该开切眼进行全面充填防火。充填时, 所有设备摆放在工作面回风巷 (上巷) 外口处。充填钻孔布置方式为: 扩、进开切眼同时布置每排 4 个孔深 4m、仰角 45°、排间距 3m 的充填钻孔。充填钻孔之间还间隔布置每排 3 个、排间距 5m、孔深 6m、仰角 35°的补注浆钻孔, 其布置方式如图 4-26 所示。

充填时, 按照从下口到上口的原则全面进行, 每天至少保证一班。充填前, 开切眼顶板的破碎煤发生过两次冒烟现象。自 2000 年 4 月 20 日开始充填, 先后历时 23 天共充填 330m³, 所有充填钻孔被充满。到 2000 年 12 月 16 日开切眼开始安装期间, 利用所打的测温孔定期对巷顶煤层自燃隐患进行观测, 仅有两处煤温超过 40℃, 后利用补注浆钻孔注浆 (或注水) 后, 隐患当班消失。

该综放工作面开切眼充填复合凝土后, 保证了安装前的 182 天内未发生任何

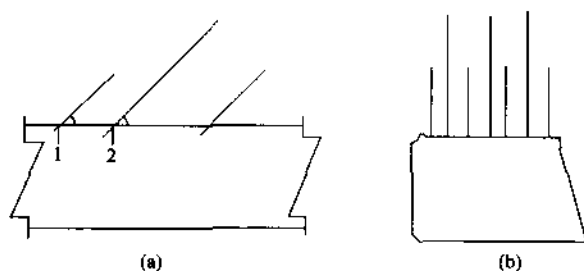


图 4-26 充填或补注浆钻孔布置示意图

1—充填钻孔；2—补注浆（水）钻孔

危险性自燃隐患，创造了义马矿区乃至河南省易燃厚煤层综放开切眼长时安全防火的先例。复合凝土防火技术在常村煤矿大面积推广应用后，矿井自然发火率大幅下降，由 1999 年的 49 次下降到 2001 年的 12 次。

2. 技术缺陷

该技术在提高矿井安全防灭火水平的同时，和其他技术一样也存在一定的局限性。

- ① 充填流量受输送泵能力的限制，充填能力较小，每小时只可充填 3m^3 。
- ② 复合凝土需预先配置，其中的部分辅料易于吸水受潮，因此，对混合料的保存要求较高。
- ③ 复合凝土的制备要求较高，混合颗粒的粒径最大不得超过 3mm 。

五、阻化或固化粉煤灰浆防火技术

随着矿井服务年限的延长，灌浆防灭火所用土资源量的减少，加之环保和对耕地保护的要求越来越严，可使用的优质黄土量也越来越少，因此，必须发展其替代物质。鉴于煤矿附近电厂较多，其产出的废渣——粉煤灰相应较多，处理不方便且其较碎的事实，认为利用粉煤灰替代黄土是可行的。随后，一些矿井和科研院所合作，对粉煤灰的物理、化学特性进行研究，认定粉煤灰作为灌浆或充填材料完全可以替代黄土，并且某些方面的性能还优于黄土。

义马矿区自 2001 年开始利用粉煤灰替代黄土，并最先在杨村煤矿应用。随后，耿村、跃进、千秋、常村等矿逐步普及应用。其应用工艺也由杨村矿在井下直接用泵输送压注，发展到常村煤矿利用矿井防灭火灌浆系统大流量灌注等。粉煤灰的类型也由原来的烟道灰发展到炉道灰。2002 年以来，常村煤矿又先后摸索出了阻化粉煤灰浆和固化粉煤灰浆充填防火技术工艺，均取得了明显效果。

阻化或固化粉煤灰浆充填防火技术原理与泥浆、复合凝土等材料的防火原理基本相同，所不同的是该类材料中加入的稠化剂本身就是一种很好的高分子阻化

剂，其防火性能很好。

阻化或固化粉煤灰浆的主料均为粉煤灰，辅料除高分子阻化剂相同外，其他的辅料不同。另外，两者的充填工艺相同，都可利用矿井防灭火灌浆系统大流量固定输送充填或在井下利用高压泥浆泵移动充填。

1. 阻化粉煤灰浆的特点

阻化和固化粉煤灰浆由于所用部分辅料不同，决定了它们的某些物理、化学性质也不同。阻化粉煤灰浆具有下述特点。

(1) 含水量较高，且固水稳定性较好。经测试，正常情况下，其含水量达 66.7%（不含粉煤灰中的水分），绝大部分为结合水。并且，这些水分全部被稠化剂所吸附固存，呈现出一定的黏度，表面张力较大，常温下散失速率较小，能长时间地与破碎煤体发生毛细浸润水交换，从而可有效延长破碎煤体的自然发火期。结合水的含量与辅料的添加比例呈正比例关系。

(2) 析水性差，风化速度较慢。因阻化粉煤灰浆中的水分大部分呈结合水存在，散失时须有足够的能量来克服表面张力。将试样以 10mm 的厚度平铺于玻璃板上，静置于自然封闭的木盒中，5 天后，水分仅散失了 23.42%。对处于井下环境条件下的破碎煤体而言，能够满足安全防火需求。

(3) 稠化时间可调，且流畅性、挂壁性好。阻化粉煤灰浆的稠化时间一般为 2~8min，其稠化速度与辅料的添加比例呈反比例关系。稠化后，因其较光滑，流畅性较好，不会堵塞管路，但进入破碎煤体缝隙后，因被划割，光滑性降低，能被粗糙不平的破碎煤体所黏附而附着在其表面。

(4) 堆垒性好，风干变形性差，复吸水性好。将稠化后的阻化粉煤灰浆用木条挑取后，随意放置在玻璃板上，它可呈 53°~85° 倾角堆积。堆垒性与辅料的添加比例呈正相关关系。取其试样放于自然条件下进行风干试验，风干后其形状及体积变化不大，收缩率为 16.98%。向风干后的试样按原比例加水后，能将全部水分很快地吸收。

2. 固化粉煤灰浆的优点

固化粉煤灰浆除具有阻化粉煤灰浆的特性外，还具有以下优点。

① 浆液的输送比例较大，水与粉煤灰之比可达 1:1.5，很少发生跑漏，充填效率较高。

② 因其中加入了固化剂，固化后的强度较大。经测试，最大耐压强度可达 1.12MPa。

阻化粉煤灰浆和固化粉煤灰浆试验成功后，分别在常村煤矿的 2113₁ 胶带运输平巷和 2107₂ 上巷采用井下移动式充填泵进行现场充填防火应用。2113₁ 胶带运输平巷位于常村煤矿 21 延伸煤柱工作面的采空区下，巷顶留有 0.5~1m 厚的煤皮。掘进期间，因矿压重新平衡分布，多处与已采毕的 21 延伸煤柱采空区连

通,采空区积存 CH_4 大量涌出,风流中的 CH_4 浓度达到 0.62%。巷道掘成后,巷顶采空区的采后灌浆淋水温度多处达到 38~47℃,局部 CO 浓度高达 0.04%。虽采取灌浆、背板封闭等措施,但效果不明显,且个别地方的淋水温度上升到 53℃。为防止采空区遗煤产生的自燃隐患恶化而发火,结合该巷中铺设 1.5m 宽的胶带,其附近因没有较宽敞的巷段而无法充填胶体泥浆等,于是决定充填刚试验成功的阻化粉煤灰浆进行堵漏防火。2002 年 10 月 5 日,开始向自燃隐患最严重的 30m 巷道头顶布设排间距为 4m、每排两个孔深 6m、与巷顶呈 30°~45° 仰角的充填钻孔,共布设了 8 组 16 个充填孔。2002 年 10 月 8 日开始充填,10 月 13 日充填结束,共充填阻化粉煤灰浆 86m³。10 月 15 日,淋水温度趋于正常。后利用巷顶布设的温度检测套管测定,所有煤温处于 28~29.5℃,且 CO 消失。12 月 8 日,将充填试验段最严重的 168 棚巷顶挖开观测,充填厚度达到 2.86m,且巷顶 4m 宽的范围均被充填覆盖,很好地胶结在一起。后选取现场试样进行烘干,其含水率达到 59.72%。期间,未充填的巷段自燃隐患不断恶化,灌浆淋水温度达到 62.5℃,且局部空间 CO 浓度高达 0.06%。随后,对该巷段大规模充填后,到 2113₁ 综采工作面回采(2004 年 4 月 18 日)结束,该处未再发生自燃隐患。

固化粉煤灰浆 2004 年 5 月试验成功后,在常村煤矿的 2107₂ 综放工作面上巷进行现场充填应用。2107₂ 工作面属于孤岛面,里段 580m 为没有采动的孤岛实体大煤柱,外段 780m 的顶分层已采过。进、回风巷采用小煤柱护巷。随着工作面的推进,孤岛实体大煤柱越来越小,尤其是回采到距顶分层开切眼以内 200m 时,矿压显现异常剧烈,进、回风巷收缩变形速率极快,每天的变形量平均达到 300mm 以上,多处出现爬行巷道。修巷时,冒顶现象十分普遍。受风流被高度压缩后“反膨胀”和回风巷大型电器设备所产生的局部风压的共同作用,巷顶高冒区周边破碎煤体的自燃隐患多发,对安全生产造成严重威胁。因现场条件恶劣,灌浆、充填胶体泥浆防火根本不能实施,而阻化粉煤灰浆由于充填流量较小,作业队伍多,作业空间十分有限,不能适应现场要求的快速、大流量充填需求。根据现场实际,决定采用远距离高压充填工艺,即在工作面回风巷口以外的宽敞地点摆放设备,利用原敷设的输浆管路将固化粉煤灰浆压送到待充填地点。2005 年 6 月 7 日,所有准备工作就绪,开始充填试验。充填泵选用 KLB-100/5 型,其参数为:工作压力 $p=5\text{MPa}$,流量 $Q=6\text{m}^3/\text{h}$,输送距离 $L=1\text{km}$,输送介质浓度为 60% (水与固体料之比),介质粒径 $\leq 8\text{mm}$ 。具体的充填工艺流程如图 4-27 所示。充填时,首先在回风巷自燃隐患最严重的 736 棚头顶冒落区进行,先后共用了 3h 对该冒落区充填了 17m³。充填 50min 后,其下帮淋水温度达到 43.5℃,继续充填 70min 后,淋水温度降到 37.5℃,表明高温煤体的温度已降低,接着充填直至填满为止。2005 年 6 月 8 日,通过该冒落区周边的缝隙

检测其 CO 浓度,但没有测到,表明隐患已得到全面控制。随后,开始对该工作面进、回风巷所有的冒落区进行充填固化。2005年8月23日,在回风巷736棚附近修巷所揭露的情况表明:粉煤灰浆已将冒落区及其周围的煤体裂隙全部填满并胶结固化,密实堆积,修巷时未再发生冒顶现象。同时,其中的水分已将破碎煤体充分湿润。

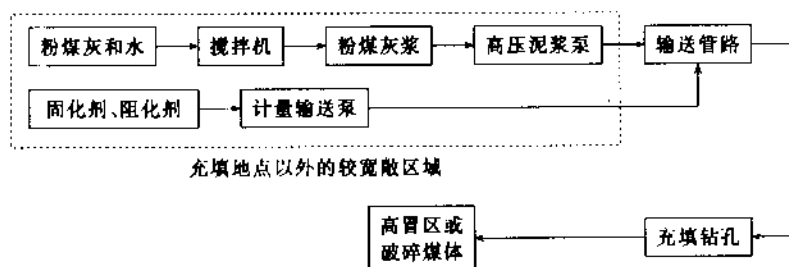


图 4-27 固化粉煤灰浆充填防灭火工艺流程示意图

3. 阻化或固化粉煤灰浆防火技术的优点

2107₂ 工作面进、回风巷的固化充填实践表明,该防火技术具有以下优点。

① 能够适应不同的现场环境,可与生产同步进行。尤其对空间有限、作业单位较多的巷道而言,其适应现场情况的优越性十分明显。

② 可密实充填破碎煤体缝隙或冒落区,湿润破碎煤体,延长其自然发火期,而且可加固破碎的巷道顶板,防止其再次大幅松动破碎而形成新的扩散漏风通道,从而保证长期有效的安全防火。

③ 对粉煤灰粒径的要求不严格,最大输送、压注粒径可达到 8mm。同时,与压注泵配套的搅拌机设有过滤系统,不需对粉煤灰进行预先筛选,可直接压注使用。

4. 阻化或固化粉煤灰浆防火技术的不足

① 充填前,需向井下充填地点附近预先运送粉煤灰。充填时,需人工向搅拌机中不停地添加粉煤灰,这在一定程度上增大了劳动强度。

② 受压注泵能力 ($Q=5\text{m}^3/\text{h}$) 的限制,充填能力相对矿井防灭火灌浆系统而言显的较小,充填效率较低。

③ 压注泵的橡胶定子容易被磨损,需定期更换,否则,无法提供足够动力。

氮气防灭火技术

众所周知,氮气的原料是空气。氮气是一种无色、无味、无毒、无腐蚀、不自燃也不参与燃烧的气体,标准状态下 (21°C , 101.325kPa), 气体密度为

$0.461\text{kg}/\text{cm}^3$ ，液体密度为 $80.8\text{kg}/\text{m}^3$ ，氮气在 101.325kPa 、 -195.8°C 时变成无色的液体，在 -209.9°C 时，变成雾状的固体。氮气在水中溶解度很小，很难与其他物质发生化学反应，在振动、热和电火花作用下都较稳定。

由于氮气是空气的主要成分，在空气中所占的体积分数为 79%，且无味、无臭、无毒，与空气易于混合，因此，目前是惰性气体防灭火的主要方法。

根据 N_2 的状态，注氮防灭火可分为气氮防灭火和液氮防灭火。液氮防灭火一是直接向采空区或火区中注入液氮防灭火；二是先将液氮气化后，再利用氮气防灭火。由于液氮输送不如气氮方便，目前，现场多用氮气防灭火。

1. 氮气防灭火机理与惰化指标

(1) 氮气防灭火机理

① 采空区内注入大量高浓度的氮气后，氧气浓度相对减小，氮气部分地替代氧气而进入到煤体裂隙表面，这样煤表面对氧气的吸附量便降低，在很大程度上抑制或减缓了遗煤的氧化放热速度。

② 采空区注入氮气后，提高了气体静压，降低了漏入采空区的风量，减少了空气与煤炭直接接触的机会。

③ 氮气在流经煤体时，吸收了煤氧化产生的热量，可以减缓煤升温的速度和降低周围介质的温度，使煤的氧化因聚热条件的破坏而延缓或终止。

④ 采空区内的可燃、可爆性气体与氮气混合后，随着惰性气体浓度的增加，爆炸范围逐渐缩小（即下限升高、上限下降）。当惰性气体与可燃性气体的混合物比例达到一定值时，混合物的爆炸上限与下限重合，此时混合物失去爆炸能力。这是注氮防止可燃、可爆性气体燃烧与爆炸作用的另一个方面。

(2) 注氮防灭火惰化指标

① 采空区惰化氧浓度指标不大于煤自燃临界氧浓度，一般氧含量应小于 $7\% \sim 10\%$ 。

② 惰化灭火氧浓度指标不大于 3% 。

③ 惰化抑制瓦斯爆炸氧浓度指标小于 12% 。

2. 制氮方法

用于煤矿氮气的制备方法有深冷空分、变压吸附和膜分离三种。这三种方法的原理都是将大气中的氧和氮进行分离以提取氮气。

深冷空分制取的氮气纯度最高，通常可达到 99.95% 以上，但制氮效率较低，能耗大，设备投资大，需要庞大的厂房，且运行成本较高。

变压吸附的主要缺点是碳分子筛在气流的冲击下，极易粉化和饱和，同时分离系数低，能耗大，使用周期短，运转及维护费用高；

膜分离制氮的主要特点是整机防爆，体积小，可制成井下移动式，相对所需的管路较少，维护方便，运转费用较低，但氮气纯度仅能达 97% 左右，且产氮

量有限。

制氮设备有两种形式，一是地面固定或移动设备，借助于灌浆管路或专用胶管送往井下火区。另一种是井下移动设备。

3. 注氮防灭火工艺

注氮方式从空间上分为开放式注氮和封闭式注氮；从时间上分为连续性注氮和间断性注氮。工作面开采初期和停采撤架期间，或因遇地质破碎带、机电设备等原因造成工作面推进缓慢，宜采用连续性注氮；工作面正常回采期间，可采用间断性注氮。

(1) 开放式注氮

当自燃发火危险主要来自回采工作面的后部采空区时，应该采取向本工作面后部采空区注入氮气的防火方法。具体方式有两种。

① 埋管注氮 在工作面的进风侧采空区埋设一条注氮管路。当埋入一定长度后开始注氮，同时再埋入第二条注氮管路（注氮管口的移动步距通过考察确定）。当第二条注氮管口埋入采空区氧化带与冷却带的交界部位时向采空区注氮，同时停止第一条管路的注氮，并又重新埋设注氮管路。如此循环，直至工作面采完为止。

② 拖管注氮 在工作面的进风侧采空区埋设一定长度（其值由考察确定）的注氮管，它的移动主要利用工作面的液压支架，或工作面运输机头、机尾，或工作面进风巷的回柱绞车作牵引。注氮管路随着工作面的推进而移动，使其始终埋入采空区氧化带内。

无论是埋管注氮还是拖管注氮，注氮管的埋设及氮气释放口的设置应符合如下要求。

a. 对采用 U 形通风方式的采煤工作面，应将注氮管铺设在进风顺槽中，注氮释放口设在采空区中，如图 4-28 所示。

b. 氮气释放口应高于底板，以 90° 弯拐向采空区，与工作面保持平行，并用石块或木垛等加以保护。

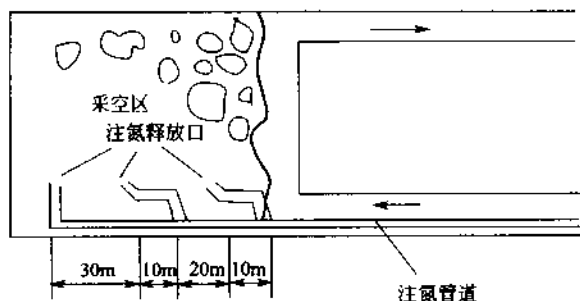


图 4-28 注氮管埋设及释放口位置

c. 氮气释放口之间的距离,应根据采空区“三带”宽度、注氮方式和注氮强度、氮气有效扩散半径、工作面通风量、氮气泄漏量、自燃发火期、工作面推进度以及采空区冒落情况等因素综合确定。第一个释放口设在起采线位置,其他释放口间距以 30m 为宜。当工作面长度为 120~150m 时,法国采用注氮口间距为 50m。

d. 注氮管一般采用单管,管道中设置三通。从三通上接出短管进行注氮。

(2) 封闭式注氮

① 旁路注氮 旁路式注氮就是在工作面与已封闭采空区相邻的顺槽中打钻,然后向已封闭的采空区插管注氮,使之在靠近回采工作面的采空区侧形成一条与工作面推进方向平行的惰化带,以保证本工作面安全回采的注氮方式。

② 钻孔注氮 在地面或施注地点附近巷道向井下火区或火灾隐患区域打钻孔,通过钻孔将氮气注入火区。

③ 插管注氮 工作面起采线,停采线,或巷道高冒顶火灾,可采用向火源点直接插管进行注氮。

④ 墙内注氮 利用防火墙上预留的注氮管向火区或火灾隐患的区域实施注氮。

4. 防止采空区氮气泄漏的措施

采空区漏风状态决定了氮气在采空区内的滞留时间,同时也决定着间歇式注氮时的注氮周期。采空区的漏风强度越小,两次注氮的间歇时间就越长,此时的注氮效果好且比较经济。因此,采取措施减少采空区氮气泄漏也是提高采空区注氮效果的有效途径。

① 直接堵漏措施 常见的采空区直接堵漏措施是每隔一定距离在采空区上隅角垒砂袋、注河沙或喷涂聚氨酯等。

② 均压措施 均压措施则是利用开区均压的原理,降低工作面两端(即进、回风侧)压差,从而减少漏风,起到防止或减少采空区氮气泄漏的作用。

5. 日常管理应注意的事项

① 注氮量的多少,应根据采空区中的气体成分来确定,以距工作面 20m 处采空区中的氧浓度不大于 10% 作为确定的标准。如果采空区中 CO 浓度较高($>0.005\%$),或者工作面 CO 浓度超限,或出现高温、异味等自燃征兆,都应加大注氮强度。

② 合理设置监测传感器,加强对采空区、工作面和回风槽中 O_2 、 N_2 和 CO 的监测;同时,由瓦斯检查员随时对工作面及其回风顺槽的 O_2 、CO 和 CH_4 浓度进行检查,要保证工作面风流中的氧气浓度。发现工作面氧气浓度降低,应暂停注氮或减少注氮强度。

③ 注入氮气的纯度不得低于 97%。

④ 注意检查工作面及回风顺槽风流中的瓦斯涌出情况,若发现采空区大量涌出瓦斯,风流瓦斯超限时,可适当降低注氮强度或采用采空区抽放瓦斯的方法进行处理。

⑤ 第一次向采空区注氮,或停止注氮后再次注氮时,应先排出注氮管内的空气,避免将空气注入采空区中。

⑥ 在注氮过程中,工作场所的氧浓度不得低于 18.5%,否则停止作业并撤除人员,同时降低注氮流量或停止注氮,或增大工作场所的通风量。

6. 处理好抽放瓦斯与注氮的关系

对于开采高瓦斯、易自燃发火煤层的矿井,当采空区同时要采取这两种措施时,它们之间存在着相互矛盾,需要处理好两者之间的关系。

采空区瓦斯抽放破坏了瓦斯的游离状态与吸附状态的动态平衡,使一部分吸附状态的瓦斯按一定的衰减速度不断地被解吸,当抽放到一定程度后,将有部分气体进入采空区,来补充采空区被抽走的那部分瓦斯。因此,瓦斯抽放将造成采空区漏风量增加,其值等于抽放量减去解吸量。如果需要补充的这部分气体用注入的氮气来代替,那么,将能阻止新鲜风流向采空区的漏入,保持采空区内的惰化浓度,起到有效的防灭火作用。要使这两种相互矛盾的技术措施达到和谐统一,必须有合理的注氮强度和瓦斯抽放强度相匹配,同时注氮位置和抽放位置也要相对合理。一般注氮口位置通常设置在进风侧氧化带,而瓦斯抽放口则应布置在采空区窒息带中。

采空区瓦斯抽放所引起的氮气损失量按下式计算。

$$\Delta Q_c = Q[C_2(1-C) - (C_3 + C_4)C]$$

式中 ΔQ_c ——抽放瓦斯所引起的采空区氮气损失量, m^3/min ;

Q ——采空区抽放量, m^3/min ;

C ——矿井大气中氮气浓度, %;

C_2 ——采空区氮气浓度, %;

C_3 ——采空区氧气浓度, %;

C_4 ——采空区抽放量中二氧化碳浓度, %。

同时采取采空区注氮和采空区瓦斯抽放时,由瓦斯抽放所引起的氮气损失量应等于注氮调整时应补充的注氮量,如下式所示。

$$\Delta Q_c = \Delta Q_n$$

式中 ΔQ_n ——补充采空区氮气损失所增加的注氮量, m^3/min 。

因此,瓦斯抽放量与注氮量的关系为

$$Q = \frac{Q_N - Q_0}{C_2(1-C) - (C - C_4)C}$$

式中 Q_0 ——原注氮流量, m^3/h ;

Q_N ——调整后的注氮量, m^3/h 。

7. 氮气防灭火技术现状

惰性气体因化学性质不活泼, 注入高温煤体或火区具有置换氧气和窒息的作用, 因此, 在矿井煤层自燃防治应用方面不断地被推广普及。目前所用的惰性气体主要有 N_2 、 CO_2 两种。20 世纪 80 年代起, 我国开始了氮气防灭火技术的研究和实验。1983 年, 在天府矿务局试验成功了罐装液氮入井灭火技术。1989 年, 在抚顺矿务局龙凤矿进行了井上固定制氮输入井下防火技术, 成功防止了煤层最短自然发火期仅 18 天的综放工作面自然发火。此次氮气防火技术的试验成功, 拉开了我国煤矿氮气防灭火技术的帷幕。由于液氮系统投资大, 且用于防火时极难保证注氮的连续性, 不适用于煤矿防火, 主要用于灭火。氮气因具有系统投资较小、防火时能保证注氮的连续性而在煤矿得到推广应用。截至 1995 年, 我国已有 15 个矿的 29 个工作面实施了氮气防灭火技术, 90% 以上取得了成功。近几年来, 随着综放开采技术的推广普及, 氮气防灭火技术也随之发展, 尤其是沿空留巷大综放工作面开采时, 本分层及周边邻近采空区浮煤自然发火防治多采用注氮防火技术, 其效果较明显。因此, 《煤矿安全规程》第 232 条已对易燃煤层采空区防火使用惰性气体做出明确规定。在注惰性气体时, 因煤炭对 CO_2 的吸附量比 N_2 大得多, 故注惰性气体时大多选用 N_2 而不用 CO_2 。

氮气防火的实质是: 利用氮气的惰性, 将其注入采空区或破碎煤体附近时, 在自身的扩散、弥散和外加能量场(如漏风场等)的共同作用下, 冲滞于破碎煤体周围而形成气-固相混合体, 减少破碎煤体周边的 O_2 含量, 阻止或延长煤的氧化性能。此外, 可升高破碎煤体周边的压力, 控制漏风量, 减弱 O_2 的供给量。并且, 注入的 N_2 温度较低, 可起到吸热降温作用, 抑制破碎煤体氧化升温速度。同时, 可冲淡并降低 CH_4 、 O_2 的浓度而减小其爆炸的可能性。

目前, 国内外注氮防灭火的工艺主要有井上固定式、移动式和井下移动式。制氮能力一般在 $500 \sim 2000 m^3/h$ 。制氮机先后经历了变压吸附、深冷空分、碳分子筛和膜分离四个阶段。注氮形式有开区注氮和闭区注氮两种。注氮方式有旁路式、埋管式两种。其中, 埋管式又分为预埋管注氮、托管注氮、钻孔注氮等。注氮方法有连续注氮和间歇注氮等。

近十多年来, 中国煤矿氮气防灭火技术有了较大的发展, 无论是制氮装备还是注氮工艺均取得较多的研究成果和防灭火实践经验, 该项技术已成为矿井防火中不可缺少的手段。

但是, 就目前情况看, 氮气防灭火系统的配套仍落后于综采、综放开采技术的发展, 特别是注浆等防灭火方法很难适应综放工作面采空区三维空间大和漏风大的特点, 致使中国煤矿每年有多起因火灾而封闭工作面的事故发生。

为此, 要加强氮气防灭火技术推广及资金的投入, 进一步提高制氮装备的稳

定性和可靠性,研制采空区氮气浓度自动监控与制氮装置联动系统,并完成信号自动分析与传输,优化注氮工艺,使氮气防灭火系统更加完善。

均压防灭火技术

均压减少漏风防灭火常简称为均压防灭火,又称为调压放灭火。其实质是利用风窗、风机、调压气室和连通管等调压设施,改变漏风区域的压力分布,降低漏风压差,减少漏风,从而达到抑制遗煤自燃、惰化火区或熄灭火源的目的。

1. 不同调压设施局部调压的原理

(1) 调节风窗调压的原理

如图 4-29(a) 所示,在并联风路 I 分支中安装调节风窗后,由于风路中增加了风阻,使其风量减少。风量变化引起本分支和相邻分支压力分布改变。在图 4-29(b) 中, aob 和 $a'codb'$ 分别为安装风窗前、后的压力坡度线,对比两者可见:

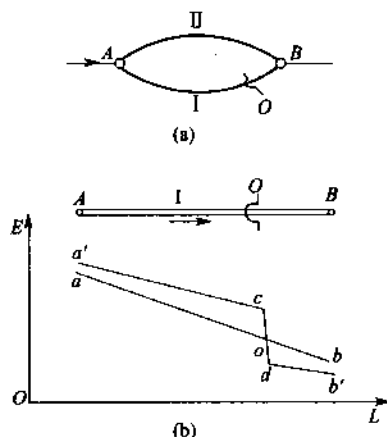


图 4-29 调节风窗调压的原理

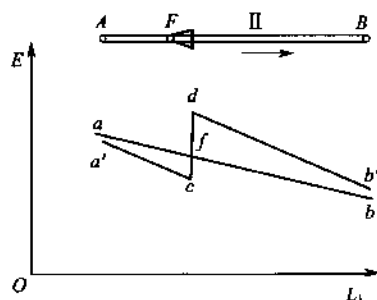


图 4-30 风机调压的原理

① 风窗上风侧风流压能增加,下风侧风流压能降低, A 点风流压能增加, B 点风流压能降低,其增加和降低的幅度取决于风窗的阻力和该分支在网路中所处的地位;

② 因风量减小,风窗前后风路上的压力坡度线变缓。

由上述分析可见,风窗调压的实质是增阻减风,改变调压风路上的压力分布,达到调压目的。因此,其应用是以本风路风量可以减少为前提条件。

(2) 风机调压的原理

在需要调压的风路上安装带风门的风机(实质上是辅助通风机),利用风机产生的增风增压作用,改变风路上的压力分布,达到调压目的。若在图 4-29(a)

的Ⅱ分支上安装带风门的风机，且使其风量大于原来风量。调压前后Ⅱ分支压力坡度线如图 4-30 所示。 afb 和 $a'cfdb'$ 分别为调压前后的压力坡度线。对比两者可见：

① 风机的上风侧（AF 段）风流的压能降低，下风侧（FB 段）风流的压能增加，其降低和增加幅度随距风机的距离增大而减小；

② 因风路上风量增加，故其压力坡度线变陡；在Ⅱ分支上安装风机后，对其并联的Ⅰ分支将产生下列影响：风量减小，但减小值小于Ⅰ分支的风量增加值，减小程度取决于所安装风机的能力及其该分支在网路中的地位；压力坡度线的坡度变缓。

应该指出的是，单独使用调压风机调压是以增加风量为前提。

(3) 风窗-风机联合调压的原理

使用风窗和风机联合调压时，有增压调节和降压调节两种。

① 风窗-风机联合增压调节 所谓增压调节是指使两调压装置中间的风路上风流的压能增加。为此，风机安装在风窗的上风侧。增压调节又可分为风量不变和风量减少时压力分布变化特点。图 4-31(a)、(b) 分别表示

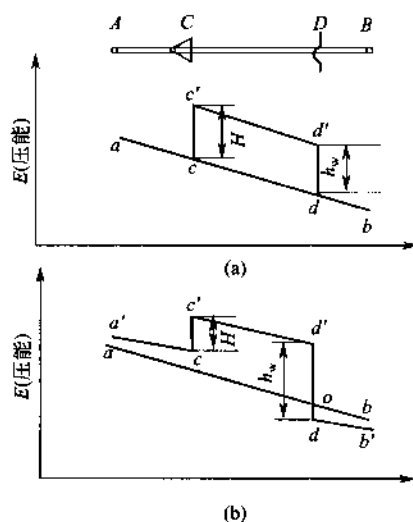


图 4-31 风窗-风机联合增压调节

和减少两种。图 4-31(a)、(b) 分别表示风量不变和风量减少时压力分布变化特点。

② 风窗-风机联合降压调节 做降压调节时，风窗安装在上风侧，风机安装在下风侧。调压前后压能变化规律可根据图 4-31 分析做类似分析。

2. 均压防灭火的方法

均压防灭火技术开始只应用于加速封闭火区内火源的熄灭，以后又应用于抑制非封闭采空区里煤炭的自热或自燃，同时保证工作面正常安全生产。

(1) 开区均压

生产工作面采空区煤炭自燃高温点产生的位置取决于采空区内堆积的遗煤和漏风分布。因此，采用调压法处理采空区的自燃高温点之前，必须首先了解可能产生自燃高温点的空间位置及其相关的漏风分布，以便进行有针对性调节。常见的开区均压方法有并联漏风的开区均压、角联漏风的均压和复杂漏风的均压。

① 并联漏风的开区均压 并联漏风是后退式回采 U 形通风系统工作面采空区扩散漏风的简化等效风路，如图 4-32 所示。

在采取调压处理之前，首先应判断自燃高温火点在漏风带中的大致位置。

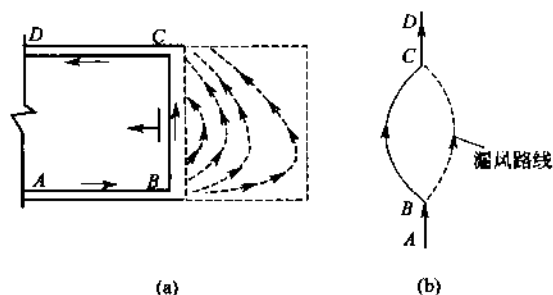


图 4-32 采空区并联漏风

a. 当自燃高温火点处于如图 4-33(a) 所示的自燃带 II 中后部（靠近窒息带）时，则可用降低漏风压差（工作面通风阻力）的方法，减小漏风带宽度，使窒息带覆盖高温点。其措施有：①在工作面进风或回风中安设调节风窗，或稍稍启开与工作面并联风路中的风门 d ；②在工作面下端设风障或挂风帘 [图 4-33(b)]。这种方法对于减少采空区的瓦斯涌出也是有利的。

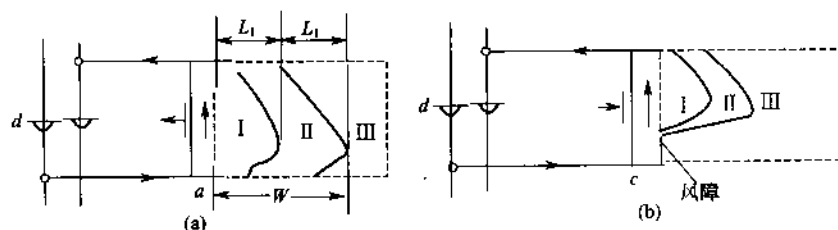


图 4-33 工作面下端挂设风帘后三带分布

b. 高温点位于自燃带的前部（靠近散热带附近）时，采用减小风量的方法不能使其被窒息带覆盖时，一般也可采用在工作面下端挂风帘的方法来减小火源所在区域内的漏风，同时加快工作面的推进速度，使窒息带快速覆盖高温点。

c. 如果高温点位置不好判断时，可以在工作面进风或回风中安设调节风窗，或稍稍启开与工作面并联风路中的风门。

② 角联漏风的调压 采空区内除存在并联漏风外，还有部分漏风与其他风巷或工作面发生联系，这种漏风称为角联漏风。如图 4-34(a) 所示，当同时开采层间距较近两层煤时，因两工作面间的错距较小，造成上下工作面采空区相互连通，而产生对角漏风。实际上，对角漏风可能发生在采空区的一个条带上，在研究问题时为方便起见，漏风路线简化为对角支路，如图 4-34(b) 中 2-5 虚线所示。

调节角联漏风要在风路中适当位置安装风门和风机等调压装置，降低漏风源

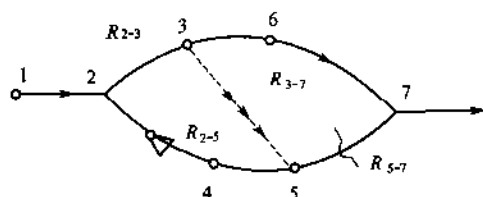


图 4-34 角联漏风的调压

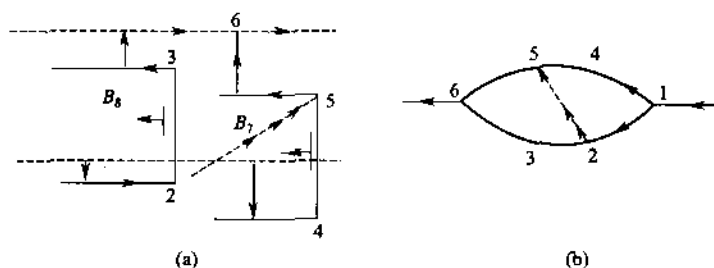


图 4-35 采空区角联漏风

的压能，提高漏风汇的压能。如图 4-35 所示，3-6 和 4-5 为工作面，采空区内漏风通道即为角联分支，漏风方向 3→5。为了消除对角漏风，可改变相邻支路的风阻比，使之保持为

$$\frac{R_{2-3}}{R_{3-5}} = \frac{R_{2-4}}{R_{4-5}}$$

据此可实施下列方案：a. 在 5-7 分支中安设调节风窗，以增大 R_{5-7} ，提高 5 点压能；b. 如果要求工作面的风量不变，可在 5-7 分支安设风窗的同时，在 2-4 分支（工作面进风巷）安设调压风机，采用联合调压；c. 在条件允许时，还可在进风巷 2-3 安风窗，在回风巷 5-7 安风机进行降压调节。应该强调指出的是，调压所采用的各种措施应以保证安全生产和现场条件允许为前提。角联漏风的调节要注意调节幅度，防止因漏风汇的压能增加过高或漏风源的压能降得过低，导致漏风反向。为了防止盲目调节，可在进行阻力测定的基础上，根据调节压力，预先对调节风窗的面积进行估算，并在调压过程中注意火区动态监测，掌握调压幅度。

③ 复杂漏风 采空区内除存在并联漏风外，还有部分漏风与其他不明区域发生联系，但难以判断其等效风路形式，这种漏风均属复杂漏风。具体可分为从不明区域漏入和漏出两种形式。

如图 4-36 所示为从不明区域漏入，消除这类漏风，抑制采空区遗煤自燃，

通常的做法是在回风巷安设调节风门，提高工作面空气的绝对压力，为了不减少工作面的供风量，可在工作面进风巷安设风机。需要指出的是，工作面空气压力的提高应与不明区域漏风源的绝对压力平衡，以避免工作面向采空区后部漏风。

对于从工作面向不明区域漏出的情况，消除漏风，通常的做法是在进风巷安设调节风门，降低工作面空气的绝对压力，为了不减少工作面的供风量，可在工作面回风巷安设风机。

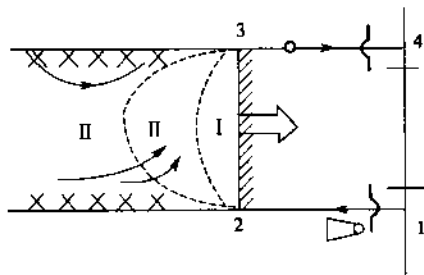


图 4-36 采空区复杂漏风

(2) 闭区均压

在已封闭的区域采取均压措施，可以防止自燃发火。在已封闭的火区采取均压措施可以加速火源的熄灭。

实现闭区均压的方法很多，主要有风门或风窗调节法、调压气室法和调整通风系统法。

① 风门、风窗调节法 如图 4-37 所示，在并联网路中一个分支有火区存在，可以在如图 4-37(a) 所示的 1-2 分支上或如图 4-37(b) 所示的 3-4 分支上安设调压风窗来减少火区两侧的压差。实际上是减少并联网路的总风量，从而降低火区两端的风压差。当然，这也会减少与火区并联网路上的分支风量。

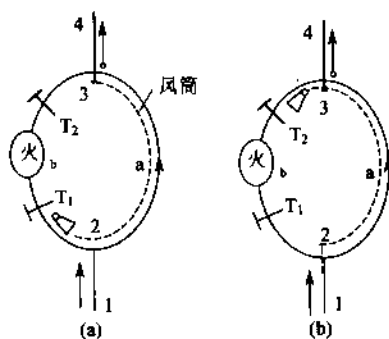


图 4-37 调压风窗对火区影响示意图

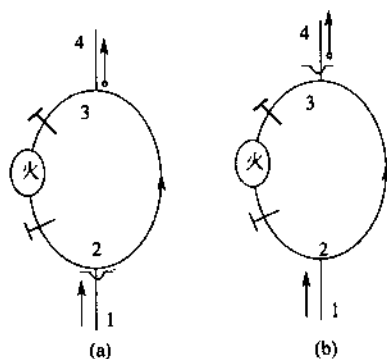


图 4-38 风筒风机调节法示意图

② 风筒风机调节法 在某些情况下，防火墙 T_1 和 T_2 相距较近，如要调节封闭区域 T_1 或者 T_2 中的风压，可以使用风筒风机调节。如图 4-38 所示，如果只需要调节密闭墙 T_1 （进风侧密闭墙）的风压，可以把风机设在防火墙 T_1 外部，并在风机前接上风筒，同时使风筒的出口超越密闭墙 T_2 所在分支一段距离（设在分支 2-3 中），这样不会影响防火墙 T_2 处的风压状态，如图 4-38(a) 所示。如果只需调节防火墙 T_2 处的压力状态，可以在风机的后方联上风筒，而将风机

设于防火墙 T_2 外部分支中,风筒的吸风口则设于分支 1-2 中不影响防火墙 T_1 的风压状态的地方,如图 4-38(b) 所示。

③ 调压气室均压 在封闭火区的密闭墙外侧建立一道辅助密闭墙,并在辅助密闭墙上设置调压装置调节两密闭墙之间的气体压力,使之与火区内空气压力趋于平衡,为此目的而构筑的气室,称为调压气室。调压气室根据使用调压设备不同,分为连通管调压气室和风机调压气室两种。

为了保证调压气室的可靠性,调压气室一般采用砖石砌筑。调压气室建立在火区一侧的称为单侧调压气室,建立在火区两侧的称为双侧调压气室。下面,以单侧调压为例介绍气室调压的原理和方法。

① 连通管调压气室 连通管调压气室(图 4-39)是在气室的外侧密闭墙上设立一条管路,管路的一端送入气室内,另一端则送入正压风流,或者是负压风流之中(相对于气室内的气体压力而言)。

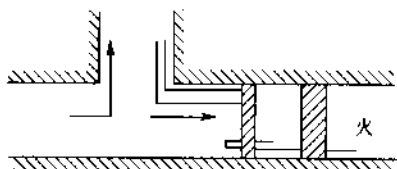


图 4-39 连通管调压气室

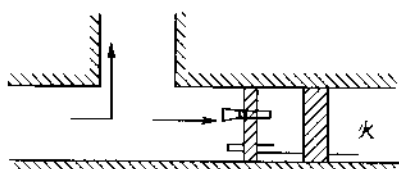


图 4-40 风机调压气室

② 风机调压气室 风机调压气室(图 4-40)是在气室的外密闭墙上设立一台局部通风机作为调压手段的气室。风机可根据调压的幅度选择。气室内的气体压力由风机运转时抽出或压入气体调节。

两种调压气室,以连通管调压气室简便、经济。调压气室在实际应用中,其长度大多数情况下都不超过 10m,一般为 5~6m。

它的作用是火区密闭墙里两端的压差接近于零,减少或杜绝向火区的漏风。实质上也是一个密闭墙的作用(可以把它看作是一个气体密闭墙),它对火区附近巷道内的压力状态没有什么影响。因此,调压气室大多使用在要消除矿井主要通风机对火区的直接影响,而又不对火区附近巷道内的风压、风量有所改变的情况下。

调压气室均压时可通过安设在密闭墙上的水柱计测定气室和火区间的压差。当水柱计的示值为零时表示火区漏风消失,否则应根据水柱计两侧液面高低和变化,采取相应的措施进行调整,达到调压目的。

为了避免调压盲目进行,必须对全矿井与采区的通风系统及漏风风路有清楚的了解,并且经常进行必要的空气成分和通风阻力的测定。否则调压不当可能造成假象,使火灾气体向其他不易发现的地点流动,甚至促进氧化过程的发展,加速火灾的形成。

第七节 凝胶防灭火技术

煤矿防灭火材料的胶体不同于化学中的胶体体系。化学中的胶体体系是指微小颗粒的分散体系，而矿井防灭火所用的胶体主要指水的凝胶、假凝胶或假凝胶与泥浆等形成的混合胶体，以及类似凝胶的黏稠流体。矿井防灭火用胶体材料中通常还填充一定量的粉煤灰、黄土等作为骨料。骨料的加入不但可增强胶体的强度和耐高温性，而且基料的用量通常也可降低。加入骨料的交替的成分和结构都很复杂，统称为复合胶体。

一、凝胶防灭火技术原理

凝胶防灭火技术是通过压注系统将基料（水玻璃）和促凝剂（铵盐）按一定比例与水混合后，注入到煤体中凝结固化，起到堵漏和防火的目的。混合液在凝固前，其黏度近似于水，流动较好，可渗透到煤和岩石的裂隙中，而成胶后则固结在煤体中。该胶体具有固水性、吸热降温性、密封堵漏性、阻化性以及成胶时间可调等主要特性。

胶体对煤层自燃有良好的防治效果，这是由煤层火灾和胶体的性质共同决定的。煤层火灾具有其独特的性质，主要表现在以下几个方面。

① 发火煤体温度很高，发火面积大。根据煤氧复合学说，煤与氧发生作用放出热量引起煤温升高，煤体温度越高，则煤的氧化活性越强，煤氧化反应速率越快，放热强度也越大。

② 煤氧复合只要有氧存在就能进行，氧浓度大小影响煤氧复合速度的大小。当煤氧化放热速率大于散热速率时，煤温上升，煤温上升又引起氧化放热速率增大，只要松散的发火煤体周围氧浓度大于 3%~5%，煤氧复合放出的热量就可使一般烟煤的温度维持在 100℃ 以上，长时间不会降低。

③ 自然火灾一般发生在距煤体暴露面一定距离的深部，一旦发现煤体暴露面处有自燃征兆，火源点周围大范围的煤岩体温度都比较高，煤岩体已贮存了大量的热能，加上煤体热导率比较小，贮存的热能难以散发出去，所以煤层火灾难以扑灭，灭火后又容易复燃。

综上所述，具有氧化活性强的煤体和充足的氧气供应是煤层自燃火灾发生的必要条件，而胶体灭火技术适应煤层火灾的特点，能够实现快速灭火。其灭火机理和特点表现在 3 个方面：① 胶体进入煤体后能迅速降低煤的氧化活性，包裹高温煤体，使煤温迅速降低；② 胶体可以充填在煤层裂隙中堵塞漏风通道，隔绝煤氧接触，阻止煤氧复合；③ 胶体深入发火煤体内部，吸收高温煤体贮存的热能，提高煤体的导热性，最终使火熄灭。因此，胶体灭火效率高、速度快。

通常矿用防灭火胶体根据用途可分为三大类，即凝胶、复合胶体和稠化胶体。

能成为胶体的材料众多，但并非每种材料都适用于煤层自然发火的防治。根据煤矿火灾特点，矿井灭火用胶体材料必须具有以下特点：

- ① 无毒无害，对井下设备无腐蚀，对环境无污染；
- ② 渗透性好，能进入松散煤体内部；
- ③ 具有良好的耐高温性，在高温下不会迅速汽化，且吸热降温性能好；
- ④ 有一定的堵漏性和阻化性，阻止煤再次氧化而复燃；
- ⑤ 成本低廉，成胶工艺简单，便于现场应用。

根据上述要求，在众多胶体材料中选择适合煤层防灭火的胶体材料。

二、材料选择

(1) 无机凝胶

许多化合物可在水溶液中通过化学反应形成凝胶。不溶物形成凝胶的条件是：

- ① 在产生不溶物的同时生成大量小晶粒；
- ② 晶粒形状以不对称为好。

这样有利于搭成骨架形成凝胶。

如 $\text{Ba}(\text{SCN})_2$ 与 MnSO_4 的饱和溶液反应可制得 BaSO_4 凝胶；煮沸的 FeCl_3 浓溶液中加入 NH_4OH 溶液可制得 $\text{Fe}(\text{OH})_3$ 凝胶等。矿井灭火常用的硅凝胶也是用化学反应的方法制得的。

许多胶体灭火材料都是经过化学反应形成的无机凝胶，典型的有硅酸凝胶和硅铝凝胶。它们是由基料 A、促凝剂 B 和水按一定比例混合而成，在一定时间内发生胶凝固化，迅速吸热降温。

(2) 高分子胶体

高吸水树脂分为体型材料和线型材料。许多吸水性树脂都能形成有机凝胶，像蛋白质、明胶、表面处理增强了亲水性的淀粉、纤维素等天然高分子材料，都能够形成水凝胶。近年来人工合成的高吸水树脂也越来越多，它们也能吸附大量水分而形成凝胶。

(3) 复合胶体

复合胶体是由基料与微量复合剂及微量促凝剂形成。通过化学反应成胶的复合胶体，泥浆中的颗粒充填在网状胶体结构之间，一般仅起充填和增强作用；吸水性黏土和交联的吸水树脂为基料形成复合胶体，是由于吸水材料吸收了大量水分，体积膨胀与泥浆颗粒相互接触而形成假凝胶；线型高分子为基料加入水中形成复合胶体，是线型高分子材料控制了大量分子和分子链段与泥浆颗粒间架桥作

用的结果。因此,能形成复合胶体的基料很多,但是出于降低复合胶体成本考虑,高吸水矿物和吸水性树脂是较理想的复合胶体基料。例如,FH16 复合胶体添加剂用量仅为 0.3‰~0.5‰即可使较浓的泥浆成为不可流动的复合胶体。

三、胶体防灭火材料的性能

胶体材料既不同于固体,也与液体有所区别,是一种介于两者之间的材料。由于胶体材料具有良好的煤层火灾灭火性能,因而得到广泛的应用。胶体的主要成分通常是水,因此胶体具有水灭火的某些优点,它的吸热降温性好;胶体又具有类似固体的流动困难的特点,所以胶体又具有固体可以堵塞漏风、隔绝氧气的特性。此外,大多数胶体都有阻化性,能阻止煤氧化放热。

(1) 成胶可控性

矿井灭火一般选择成胶时间在几十秒至 10min 之间的成胶原料。根据不同的使用条件,要求胶体有不同的成胶时间。用于封闭堵漏和扑灭高温火源,成胶时间应控制在混合液体喷出枪头 30s 内;用于阻化浮煤自燃,成胶时间应以混合液体喷出枪头 5~10min 为宜,这就要求根据成胶原料性质或通过改变配比浓度、促凝剂用量来控制,利用其化学特性,实现溶液在指定时间、指定部位发生胶凝作用。

(2) 固水及吸热降温性能

胶体都有固水性,能够使一定量的水固定在胶体网状结构骨架中失去流动性。不同的胶体固水能力不同,例如硅酸凝胶可以把 90% 以上的水固定其在网状结构中,失去流动性。大量水固定在胶体网络之间,失去了流动性。胶体灭火能够利用胶体的固水性,充分发挥水灭火的优点,同时又能避免水流动性强、不能扑灭巷道及工作面顶部等高处火的不足,因而灭火效果更好。

胶体的主要成分是水,比热容很大,水温升高能够吸收大量热能,从而使环境温度降低。在较高温度下,胶体中的水分汽化也能吸收大量热能。根据理论计算,基料浓度 6% 时,1m³ 胶体汽化吸热量为 4×10kJ 以上。对于硅酸凝胶,如果以氨盐为促凝剂,氨盐在溶解过程中能吸收大量热量,也可使水温降低,提高了胶体吸热效果。

(3) 液固转化特性

注胶灭火通常是在胶体形成过程中或黏弹性胶体成胶后将其压入煤层的过程,因此胶体的流变性对胶体灭火效果有重要的影响。

化学反应形成的凝胶成胶前基料和促凝剂都是水溶性材料,将其水溶液用泵压注到松散煤中,在泵压和自重作用下液体渗透流动,经过一定时间,混合液发生化学反应,流动速度减慢,直至液体发生胶凝作用而停止流动。成胶前为液态,能渗入煤体裂隙和微小孔隙中,成胶后堵塞了这些孔隙和裂隙,使氧分子无

法渗透到煤体内部。吸水性黏土矿物和吸水树脂为塑性体，在管道和钻孔中能够流动，但进入松散煤体后流速减慢，最终停止流动，也能堵塞漏风通道，此外这种材料能够附着在煤表面隔绝煤氧接触。线型高分子材料的胶体具有触变性，在管道中流动阻力小，但进入松散煤体后，流动速度减慢，流动阻力增加，最后滞留在煤体中，堵塞漏风通道，阻止煤氧接触，因而阻化性好。由于复合胶体和稠化胶体中含有大量粉煤灰或黄土等充填材料，其强度更大，能够滞留在煤层裂隙中，甚至能够充填巷道冒空带，因此充填堵漏效果更好。

(4) 耐热性

胶体材料的热性能包括三个方面：在温度升高的情况下网状结构不易破坏而使胶体结构破坏的性质；在高温下不急失水的性质，温度可以随环境温度升高到 100℃ 以上仍有一定刚性，能起到隔绝氧气作用的性质。胶体的热稳定性随胶体中网状骨架材料的不同差别很大。几乎所有的胶体受热失水速度比纯水都有所降低，不容易爆沸和与煤发生反应，因此胶体的热稳定性通常比水好。

由于胶体材料中都存在有大量的水，高温下胶体中的水分缓慢蒸发，因此胶体内部温度不会升到很高。各种胶体材料在高温下其内部结构基本都能够保持稳定。

胶体在高温下失去的水包括离浆作用脱去的自由水蒸发、在胶体网状骨架中滞留的水、矿物中的结构水或高吸水树脂中的羟基、羧基缩合脱去的水等。其中离浆作用在低温下就存在，高温下速度更快。离浆作用脱出的液态水在 100℃ 就会很快蒸发。

通过化学反应形成的凝胶，网络结构之间的水分会逐渐脱去，脱水速率随温度升高而加快。基料浓度为 3% 和 7.5% 的硅酸凝胶及水各 200g 放在 4000mL 的烧杯中，在不同的环境温度下恒温 1h 后的失水率如图 4-41 所示。从图上可以看出，水的蒸发速度比凝胶大得多。3% 和 7.5% 的凝胶在 90℃ 以下失水量差别不明显，但都小于水。当温度达到 100℃ 以上时，凝胶的失水率比水小得多，不同

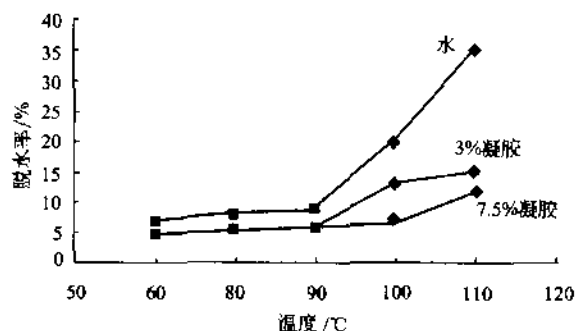


图 4-41 水与硅酸凝胶不同温度下 1h 内的脱水率

浓度凝胶失水率差异更明显，凝胶浓度越大则失水率越小。

如果向高温炉体中倒入水，则可看到顷刻间水几乎全部蒸发。把水玻璃浓度为10%的硅酸凝胶放在燃烧的煤炉里，可以看到凝胶体体积慢慢收缩，有少量水分脱出，产生少量蒸气，说明这种凝胶高温下失水缓慢。

对于交联的吸水树脂或黏土与泥浆形成的复合胶体，每一个吸水树脂或黏土都可以看成一个凝胶颗粒，整个复合胶体是凝胶颗粒的堆积体。高温下的脱水包括离浆作用脱水和高温下凝胶颗粒内水的蒸发两方面。至于线型高分子材料架桥作用形成的复合胶体，泥浆颗粒的间距一般比较大，且有很大的缩小余地。由于主要靠高分子链段把泥浆连成整体，随着温度升高，高分子链段运动速度加快引起离浆作用加剧，因而也能脱大量水。

(5) 阻止煤氧物理、化学吸附及化学反应

阻止物理吸附：凝胶成胶前的原料和线型高分子材料溶液的胶体都具有液体的性质，这些原料对煤体都是润湿的，即它们在与煤体接触时，体系的表面自由焓降低。

当体系由气-液接触和气-固接触变为固-液接触时，表面自由焓的变化为

$$\Delta G = \sigma_{\text{液-固}} - \sigma_{\text{气-固}} - \sigma_{\text{气-液}}$$

式中 σ ——表面张力。

当体系自由焓降低时，它向外做的功为

$$W_a = \sigma_{\text{气-固}} + \sigma_{\text{气-液}} - \sigma_{\text{液-固}}$$

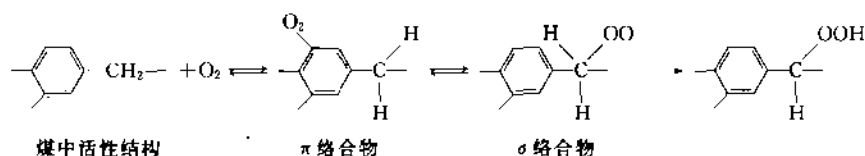
式中 W_a ——黏附功。

胶体对煤体接触的 $\Delta G < 0$ (或 $W_a > 0$)，且 W_a 一般比较大，体系较稳定，接触界面也较牢固，胶体能够自发地对煤表面润湿，把气-固两相界面变成液-固界面。因此，胶体隔绝了煤氧接触，减少或阻止了煤对氧的物理吸附。

阻止化学吸附、化学反应：产生化学吸附的作用力是化学键力。在化学吸附的过程中可以发生电子的转移、原子的重排、化学键的破坏与形成等过程。化学吸附有明显的选择性，即一种吸附剂只对某些物质才会发生吸附作用。化学吸附是单分子层吸附，它与发生在固体表面上的一般化学反应类似，放出的热能与化学反应热处于同一数量级。化学吸附的作用力较强，所以被吸附物质在固体表面上比较稳定，通常化学吸附和解吸速度较小，在某个温度范围内，温度升高可加快化学吸附的速度。

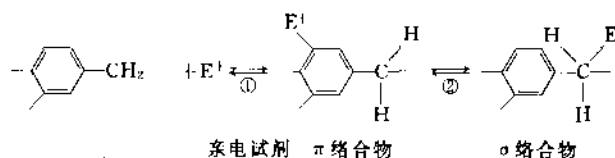
由于煤表面具有能够提供电子的结构，同时吸附质氧有空轨道，供偏移电子(或未成对的电子)侵入。煤氧化学吸附过程从微观分析就是煤中电子云分别进入氧分子两个未成对电子轨道($\pi^* y_{2p}$ 、 $\pi^* z_{2p}$)中，发生电子云交盖，产生 π 络合物和 σ 络合物的过程，该过程放出吸附热。生成络合物的过程是可逆的，生成的络合物是中间体，它可以恢复到反应前的结构，也可以继续进行化学反应。

反应过程可用下式表示。



对于链较长的烷基芳香化合物，由于与苯环直接相连的 α 碳原子受芳环的影响，发生共轭效应，使得 α 氢原子比较活泼，因此一般情况下，芳环一般不易取代。烷基芳香化合物比无侧链的芳香物更容易氧化，而且氧化通常发生在烷基上的 α 位。若 α 碳原子上没有氢原子，如叔烷基在进行氧化反应时，氧化反应就不容易进行。当苯环上有两个或多个烷基时，通常是链较长的或带有支链的烷基首先被氧化（芳环上的连接的叔丁基碳原子例外）。

胶体中含有多种离子和分子，一些结构是亲电试剂，它们与煤表面能够提供电子的活性结构发生化学吸附，形成络合物，使煤表面更加稳定，从而使煤表面活性结构失去活性，使煤氧化学吸附和化学反应减少。胶体中的亲电试剂和煤表面活性结构作用可用下式表示。



胶体中的亲电试剂亲电性比较弱，通常处在胶体网状结构上，它能够和煤中活性结构发生吸附，甚至产生络合物，但是它的络合结构不能进一步与芳环发生亲电取代或氧化反应。而且一般胶体与活性结构的作用停留在第一步，第二步进行速度很慢，产物主要为 π 络合物，而 σ 络合物产生量极少，该过程放热量微不足道。胶体与煤中活性结构形成络物后，由于空间位阻作用，氧气难以接近煤的表面活性结构，因而不能进行煤氧化学吸附和化学反应。

(6) 胶体对化学吸附和化学反应的影响

① 煤氧复合的化学反应是不可逆的，化学反应速率与温度有关，温度升高能使化学反应速率加快。化学吸附是一个可逆的化学平衡过程，反应加快又促使化学吸附继续进行。胶体表面温度较低，胶体与煤接触后使煤温大幅降低，因而能降低化学吸附速度。同时，由于胶体对煤表面的润湿减少了与煤触的氧气浓度，也促使化学吸附速度降低。

② 胶体与煤体表面有较强大的静电力，它能够改变煤表面与氧之间的吸附平衡，从而阻止化学吸附向化学反应方向的移动。

③ 胶体中的某些成分是亲电试剂，它能与煤中的活性结构作用形成较稳定的络合物，从而阻止了氧与这些活性结构的作用，因此可阻碍化学吸附和化学反

应地进行。

四、胶体防灭火工艺

(1) 井下移动式注胶工艺

移动式注胶工艺主要是针对井下局部煤体高温区域的治理而开发的。该工艺利用可移动的胶体压注系统,把各种胶体材料按比例混合并搅拌后通过注胶管路和钻孔将混合后的溶液输送到需处理的区域。混合液在松散煤体的裂隙(或孔隙)内发生胶凝作用,堵塞漏风通道,并吸收所包裹的煤体内的热量,降低煤体温度,最终使火熄灭。该工艺使用方便灵活,对于局部火区、高温区可进行快速有效地处理。但是,移动式注胶工艺通常注胶流量较小,因此大面积高温火区难以用该工艺及时快速扑灭。

移动式注胶工艺的应用主体是移动式胶体压注系统,该系统把基料、促凝剂、增强剂和水按比例混合,并压注进入煤层。现场使用的井下移动式注胶系统主要有间歇式注胶系统、连续式注胶系统、定量配比泵注胶系统和全自动定量配比注胶系统。

井下注凝胶防火工艺如图 4-42 所示,该注胶工艺是为井下局部煤体高温或发火的防灭火处理而开发的,如没有地面灌浆系统可用此设备对火区进行处理。其主体是凝胶压注设备,能同时完成基料、促凝剂和泥浆的定量添加、混合压注等功能。首先将设备与电源开关、管路及注胶钻孔连接好,把清水供上,待系统运转稳定后,将自吸泵与基料料桶连接好,添加基料。添加量调好稳定后,两个料箱中添加基料和促凝剂,按比例调好这两个料箱的配比阀。调整稳定后,便可及时加料,设备会按先前调好的比例自动配料。当注胶结束时,停止基料、促凝剂及泥浆的添加。用清水冲洗设备及管路,以防堵塞。

(2) 管网式大流量注胶工艺

受矿井实际条件的限制,向井下运输材料相当困难,尤其是当火区较大时所

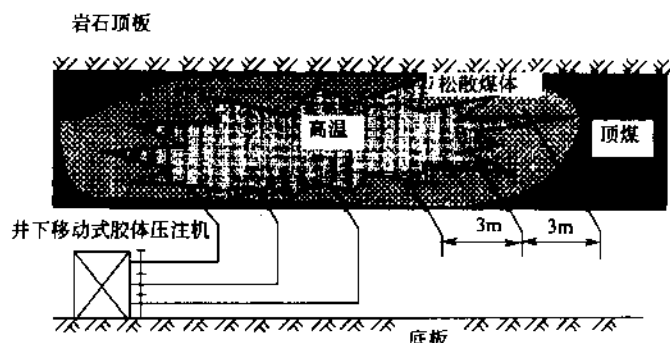


图 4-42 井下轻便型移动式注胶工艺流程

需的灭火材料量相当大，运输问题就更显突出。使用移动式注胶工艺常受井下环境的制约（井下空间较小），且注胶流量较小，处理火区时间相对较长。通过管网注胶工艺即可解决上述问题。该工艺可利用煤矿现有的地面灌浆防灭火系统、注砂防灭火系统及防尘水管路系统，大流量地压注胶体灭火材料。如图 4-43 所示。

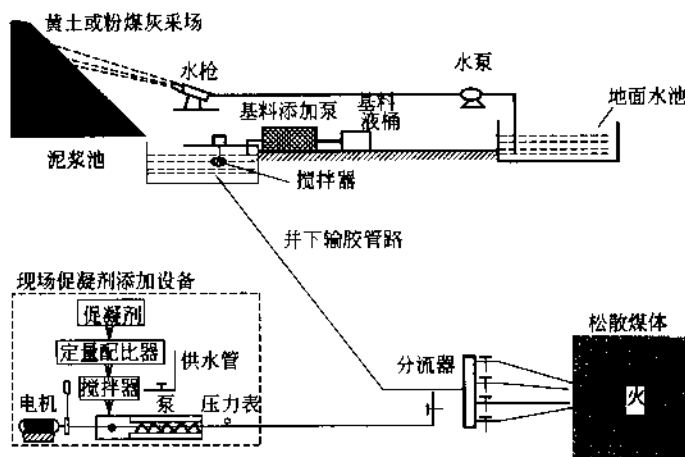


图 4-43 与井下配合的管网式大流量复合胶体压注工艺图

第八章 防灭火新技术的发展

随着矿井高产高效集约化发展的需要和国家对煤矿安全生产的高度重视，对煤矿安全生产保障体系提出了更高的要求。未来煤矿的生产能力越来越大，矿井生产趋向于高度机械化、智能化，煤矿经营趋向于安全型、效益型；保证矿井安全、高产、稳产，成为每一个煤矿企业的最终目标。

分析当前众多防灭火技术，发现每一项技术都有其特殊性和适用条件，利用每一项技术还不能完全预防和杜绝自然火灾事故的发生。因此，加强综合防灭火技术研究，发展防灭火技术的可靠性和稳定性，成为每一个防灭火科技人员的责任和重担。

一、建立一套完整的矿井防治煤层自然发火技术保障体系

对于开采具有煤层自然发火的矿井，必须建立一套完整的防治煤层自然发火技术保障体系，完善防灭火技术体系库，服务于矿井安全生产。矿井防灭火技术体系库应从以下方面考虑。

(1) 矿井、采区、工作面巷道设计布置必须有利于防止煤层自然发火。矿

井、采区巷道尽可能布置在岩巷中,工作面巷道应避免应力区、老巷等,无法布置时,必须在设计时采取防灭火技术措施。

(2) 通风系统简单、稳定、可靠。矿井通风系统对煤层自然发火影响最大,要求通风系统合理,风流稳定、可靠,通风负压小;利用矿井通风系统优化软件,定期对矿井通风系统进行优化分析,当通风系统不合理时,必须及时进行改造;建立矿井火灾救灾专家系统。目前许多科研院所研究了许多这方面的软件,但在现场应用不广泛。因此,每一矿井应根据自己的实际情况建立通风系统数据库,使通风系统趋向自动化,实施通风系统在线分析优化、自动调整,提高矿井抗灾、救灾能力。

(3) 巷道断面尽可能大,支护能力尽量强。巷道支护应推广应用以锚网、锚索为主的巷道支护技术,减少巷道变形、煤体破碎。随着矿井开采深度的增加,矿山压力越来越大,巷道支护难度也越来越大,有必要研究巷道支护新技术。根据现场统计情况,只要保持煤体完整,一般不会出现自然发火现象,所以提高巷道支护能力,减少煤体破碎程度,延缓巷道变形,成为研究巷道支护技术的当务之急。

(4) 建立矿井防灭火技术数据库,应用到矿井各生产环节;完善矿井防灭火设备;使矿井防灭火技术人员及作业人员熟练掌握每一项技术,提高防灭火作业人员的素质;防灭火技术和设备必须系统化;根据矿井实际情况及不同隐患点,创建矿井防灭火技术和设备优化分析系统,提高防灭火可靠性及有效性,减少无效防灭火工程。

(5) 建立矿井防灾、抗灾指挥系统,提高矿井防灾、救灾快速应变能力,推行矿井防灾、救灾指挥准军事化管理,在井上下建立矿井防灾、救灾指挥基地。

二、提高矿井煤层自然发火预测预报能力

煤层自然发火都有早期预兆,能够及时发现自然发火早期现象,对避免自然发火事故的发生非常重要。因此,矿井必须建立完善的煤层自然发火早期预测预报网络和防控体系,且应从以下几个方面出发作出努力。

(1) 完善矿井安全监控系统

目前矿井的安全监控系统仅布置了CO传感器、温度传感器,对这些传感器布置的数量、位置不够完善、合理,不具有自然发火分析判断能力,因此应从以下3个方面进行改进和完善。

① 研制乙烯、乙炔等煤层自然发火标志性气体传感器。

② 布置完善的各类煤层自然发火标志性气体传感器。

③ 根据每个矿井的具体情况,建立煤层自然发火预测预报分析系统和识别系统,及时判断自然发火隐患的位置。

(2) 改进隐蔽着火源的探测手段

煤层自然发火一般出现在破碎煤体的深部,若不能及时判断着火源的准确具体位置,很难做到防灭火作业的及时性,因此有的矿井出现许多“顽固性”高温点,久治不下,问题就在于此。目前研制使用的红外测温仪,受现场客观条件制约,只能测定煤体表面温度,对深部火源探测效果不好。有的矿区采用放射性元素——氡探测大型火区,该技术对探测煤层埋藏较浅的大型火区效果较好,如山西矿业学院组织实施的利用该技术对大同矿区、新疆矿区进行大型火区探测,取得了很好的效果,但存在现场操作复杂,探测时间较长,受现场条件限制等问题。所以研究快速可靠的隐蔽火源探测技术成为矿井治理自然发火的迫切要求。

(3) 扩大矿井安全监测系统与矿井火灾束管监测系统的兼容性

矿井火灾束管监测系统对乙烯、乙炔等进行分析采用气相色谱技术,一般仅对工作面采空区进行预测预报,且在对采空区进行自然发火预测预报时布点困难。各矿使用两种系统一分为二,应合二为一,在巷道内布置采样点,弥补当前没有乙烯、乙炔传感器的问题,以便综合分析矿井自然发火隐患。

三、研究新型防灭火材料与装备

目前矿井应用化学凝胶、MEA、三相泡沫等防灭火新材料并装备了配套的设备,对治理矿井自然发火取得了显著的效果,但有的污染井下空气,有的成本过高。因此,需进一步研制材料来源广泛、价格低廉、配置方便的新型防灭火材料。

四、探索煤层自然发火机理与规律

只有摸清煤层自然发火机理,掌握煤层自然发火规律,坚持“预防为主”的指导方针,提前采取防治措施,才能有效治理煤层自然发火,确保矿井长治久安。随着人类对微观事物认识的不断深入,以及科学技术的不断进步,应继续探索煤层自然发火机理与规律,研究其对应的治理手段,做到有的放矢。

治理煤层自然发火是煤矿工作者与大自然作斗争的一项长期而艰巨的任务。随着科学技术的发展,防灭火技术也在不断进步,防治技术手段也将不断完善。只有经过人们不懈的努力,防治技术才能日新月异,才能满足矿井防灭火工作的需要,才能为我国煤炭事业做出更大的贡献。

第五章

惰性气体防灭火技术

矿井防灭火对于惰性气体的定义与化学对惰性气体的定义不尽相同。在防灭火的工作实践中,惰性气体是指不参与燃烧反应的单一或混合的窒息性气体,其中可能含有少量的氧气。最常见的防灭火惰性气体是氮气、二氧化碳和燃气。

第一节 氮气防灭火技术

一、氮气防灭火的必要性

氮气是无色、无味、无臭的气体,在标准状态下密度为 1.25kg/m^3 ,与同体积空气质量比为 0.9673 ,其沸点为 77.19K 。它微溶于水,无毒、不助燃,地面大气中氮气约占整个大气体积含量的 79% 。在常温常压下,氮分子结构稳定,化学性质也稳定,很难与其他物质发生化学反应,所以它是一种良好的防灭火用惰性气体。把氮气加高压并降低到 -195.8°C ,可使其液化。液氮与氮气相比,具有体积小(0°C 时两者体积比为 $1/647$)的优点,尤其便于井下的贮运。液氮防灭火就是从地面或井下向已封闭的火区灌注氮气加速火区的熄灭。

在煤矿中针对放顶煤工作面,以往经常采用水沙灌浆、阻化剂、均压通风等防灭火措施,但这些措施均不能有效防止放顶煤工作面的自然发火,其理由是:放顶煤工作面采空区顶部遗煤较多,水沙如从底板灌入则顶部浮煤不易灌到,如从顶部灌入则易形成锅底状,大部分顶部浮煤不易灌到,特别是对顶部易发火的煤层水沙充填不能有效防止采空区顶部煤炭的自然。所以建立以氮气防灭火为主,水沙灌浆、均压通风为辅的综合防火措施是非常必要的。

在高瓦斯矿井如果采空区发生煤层自燃,则容易引起瓦斯爆炸。向采空区注氮不仅可防止煤层自燃,使瓦斯没有引爆的火源,而且可以将采空区氧含量降到 12% 以下,抑制采空区瓦斯爆炸。

氮气防灭火技术是防治煤层内因火灾的有效技术措施之一。目前,俄罗斯、波兰等国广泛采用防灭火技术,成功地抑制了矿井自燃火灾,获得了较好的防治

效果。

自 20 世纪 60 年代后期国外主要产煤国家将液氮技术用于井下防灭火以来，经不断开发完善，现已成为各国煤矿井下处理大型火灾的一种重要措施。近年，英国、法国、德国地面移动式制氮设备的产氮量达 $1200\text{m}^3/\text{h}$ ，最高产氮量在 $5000\text{m}^3/\text{h}$ 。德国从 1974 年 11 月至 1986 年 8 月供应用氮气灭火 80 次，消耗氮气达 30 亿立方米，抢救出综采设备 65 套。20 世纪 80 年代初，我国一些煤层易自燃的煤矿开始采用注氮防灭火技术，取得了一定的效果，经“八五”攻关研制了能力为 $200\text{m}^3/\text{h}$ 的井下移动式制氮装置。特别是近些年来我国的放顶煤开展迅速，此法采空区丢煤多，造成遗煤大面积的危险性堆积，极易引起煤炭自燃，且这些火点往往在顶板高冒处或采空区深部，这时采用注氮灭火效果最为显著。

例如，在采用全部垮落法处理采空区的回采工作面，其后方的采空区可以按煤的自然情况分为三个带，如图 5-1 所示。

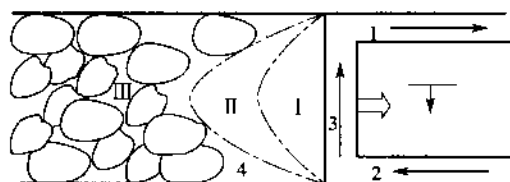


图 5-1 采空区三带划分图

1—回风巷；2—进风巷；3—工作面；4—采空区

I 为不自燃带，该带内虽有形成自燃发火浮煤堆积条件，但由于靠近工作面开采空间，顶板冒落的岩块处于松散堆积状态，孔隙多且大，漏风强度大，无聚热温升条件，加之浮煤与空气接触时间短，一般不会发生自燃，该带宽度自工作面中心计算约为 $1\sim 5\text{m}$ 。

II 为自燃带，由不自燃带向采空区内部延伸约 $25\sim 60\text{m}$ 的空间，该带内冒落岩块逐渐压实，风阻增大，漏风强度减弱，风流呈层流流动，浮煤氧化生热，热量积聚，温度上升，可能导致该带内的煤炭自燃。

III 为窒息带，紧靠自燃带之后，该带内冒落岩块逐渐压实，漏风风流基本消失，缺少了自燃供氧条件，即使 II 带内已自燃的煤炭，当其扩展至该带，也会由于缺氧而窒息。

上述三带的宽度取决于冒落岩石的压实状况、工作面长度、工作面两端的风压差以及工作面的推进速度，且三带随工作面的推进不断向前移动，当满足如下条件时，位于 II 带右边界以后的遗煤可能发生自燃发火。

$$W/v > t_2$$

式中 W ——Ⅱ带右边界距工作面的距离, m;

v ——回采工作面的推进度, m/月;

t_2 ——开采煤层的自燃发火期, 月。

注入氮气灭火就是对井下的火区进行封堵, 尽可能地将液氮直接输送到火点或自燃带内, 并在适当的位置留有可控制的漏风通道, 以使含高氧的火区气体排出, 使氮气充满火区空间, 注入液氮后其灭火作用如下。

① 使火区内的高氧气体经可控制的漏风通道排出, 使火区内的 O_2 浓度大大降低。

② 由于注入的液氮有一定的压力, 液氮气化后使火区压力增加, 减少了向火区的漏风。在图 5-1 中增加了窒息带Ⅲ的宽度, 减少了自燃带Ⅱ的宽度, 使火区范围缩小。

③ 注入的液氮温度低, 一般为 -195.8°C , 其气化后吸收大量的热 (20°C 环境温度下, 液氮气化热为 423kJ/kg), 降低了火区的温度。

④ 封闭火区注入氮气, 使得火区气体惰化, 兼有抑制爆炸作用。

由于注氮后的上述灭火作用, 从而达到井下防灭火的目的。氮气防灭火技术与其他常规防灭火措施比较, 具有下列特点。

① 注入氮气使防治火区域缺氧惰化, 其惰化程度取决于注氮量、纯度及防治区域漏风量的大小。

② 造成防治区域正压, 防止或杜绝新鲜空气流入, 以保证防治区域的氮气惰化度。

③ 具有降温作用, 氮气流经煤体时, 吸收了煤氧化产生的热量, 可以减缓煤升温的速度和降低周围介质的温度, 使煤的氧化因聚热条件的破坏而延缓或终止。但气氮与液氮相比, 其冷却效应较差。

④ 根据气体扩散原理, 氮分子穿越或渗入采空区冒落区或裂隙带, 其有效扩散半径较大, 惰化覆盖范围较广。

⑤ 注氮防火, 可以实现“边采、边注、边防火”; 注氮灭火, 扑灭火灾迅速, 抢险救灾工作较安全可靠。

⑥ 与注浆(砂)或注水相比, 注氮不污染防治区, 无腐蚀或不损坏综采、设备; 火区启封, 恢复工作安全、迅速、经济。

⑦ 可以通过管道输送, 防火过程中不损坏井巷及设备, 不影响工作面的环境条件。

⑧ 氮气本身无毒, 使用比较安全。

⑨ 使用方便, 采空区有发火征兆时, 只需开启阀门, 便可迅速向采空区注入氮气。

⑩ 灭火速度快, 其灭火速度比水砂灌浆等手段快数倍。

二、氮气防灭火作用原理及参数的选取

1. 防灭火原理

注氮防灭火的实质是向采空区氧化带内或火区内注入一定流量的氮气，使其氧含量降到10%或3%以下，达到防火、灭火和抑制瓦斯爆炸的目的，其作用如下。

(1) 消除瓦斯爆炸的危险

在煤矿当采空区一旦出现火灾，危害最大的是导致其内混合气体的爆炸。由混合气体爆炸三角形知，混合气体中氧含量低于12%时就有减小爆炸的可能性。但是，混合气体爆炸的界限不仅取决于这种气体在空气中所占的比例，还部分地决定于混合气体的温度和气压。温度和气压的增高使这个界限扩大，反之缩小。如果混合气体被加热到300℃，氧含量为9%时就能发生爆炸。因而国内的研究表明，将氧气的临界含量控制在5%以下时几乎能防止任何爆炸，否则爆炸还有可能发生。而氧气的含量低于10%时混合气体的爆炸有显著的降低。正是从这一理论出发，向火区注入氮气后使其氧含量降低，而且只要氧含量低于10%时就能大大地减少爆炸的可能性。

(2) 减少漏风的作用

采空区漏风是造成自然发火的主要原因之一。对于封闭或半封闭的采空区而言，从理论上讲，注入氮气后增加了其注入空间内混合气体的总量，能够减少封闭区内外之间的压力差，从而起到减少封闭区外部向内部漏风的作用。

如果巷道里的密闭墙有裂缝或密闭强有裂缝，当密闭区内为负压时，空气可以通过墙缝或绕过密闭墙而进入密闭区。为了防止密闭漏风，可向密闭前后墙之间的空间连续不断地注入必要流量的氮气，使该空间形成正压，阻止新鲜空气进入密闭区内。

(3) 降温作用

对于有内因火灾的采空区来说，其温度大于外界温度。当采用氮气灭火时，无论是采用液氮，还是氮气，其氮气的温度均低于火区的气体温度，加之氮气在注入火区后的流动范围大，对采空区来说都有显的降温作用。

(4) 防止煤的自燃发热和自燃

煤炭自燃的三要素是：煤有自燃倾向性；有连续的供氧条件；热量易于积聚。煤矿生产工作面采空区氧化带内的漏入风量不足以带走煤氧化产生的热量，则煤温就逐渐升高，这时煤处于自燃发热。当温度达到煤的临界温度以上，氧化急剧加快，大量产生热量，又使煤温迅速升高，达到煤的着火温度时便着火燃烧起来，即进入自燃状态。基于此煤氧复合学说，采取向工作面采空区氧化带内注入一定流量的氮气，降低该带内的氧气含量，达到破坏煤炭自燃的一个要素，使

其氧含量降到煤自燃临界值以下，就达到了防止煤自燃的目的。

(5) 降低燃烧强度

无论是外因火灾，还是内因火灾，当火灾已经发生，向火区内注入一定流量（大于漏风量）的氮气，使该区内的氧含量由 21% 逐渐降低到 10% 以下，熊熊大火就逐渐处于窒息。

2. 防灭火参数的选取

(1) 防灭火惰化指标

向采空区氧化带内注入一定数量的氮气，将氧化带内原有的氧气含量降低至阻止煤炭氧化自燃的临界值以下，使氧化带内的煤炭长期处于不氧化状态，达到防止煤炭自燃的目的。根据《煤矿安全规程》中规定采空区氮化带内的氧含量惰化指标应小于 7%。

(2) 火区惰化指标

井下采空区、巷道等处一旦发生火灾采用常规灭火方法不能及时扑灭时，应立即进行注氮灭火。根据国内外成功经验及经济承受能力，注氮火区氧含量应控制在 3% 以下。

(3) 氮气浓度

根据《煤矿安全规程》规定，注入采空区的氮气浓度不低于 97%。

(4) 防灭火注氮流量

工作面防火注氮流量的大小主要取决于采空区的几何形状，氧化带空间的大小，岩石冒落程度，漏风量的大小以及区内气体成分的变化等诸多因素。由于煤矿条件各异，目前尚无统一公认的算法，参照国内外成功经验，一般可按以下方法计算。

① 按产量计算 按产量计算的实质就是向采空区注入一定量的氮气，惰化每天采煤所形成的空间体积，使其氧气浓度降低到惰化指标，可按下式计算。

$$Q_N = \frac{A}{\gamma N \downarrow 1 N \downarrow 2 \times 24 \left(\frac{C \downarrow 1}{C \downarrow 2 - 1} \right)}$$

式中 Q_N ——注氮流量；

A ——日产量，t；

$N \downarrow 1$ ——管路输氮液率，取为 0.9；

$N \downarrow 2$ ——采空区注氮效率，一般为 0.3~0.7；

$C \downarrow 1$ ——空气中氧含量，取 21%；

$C \downarrow 2$ ——采空区惰化指标，《煤矿安全规程》定为 7%；

γ ——煤的容重。

② 按采空区氧化带氧含量计算

$$Q_N = 60Q_{\downarrow 0} \left(\frac{C_{\downarrow 1} - C_{\downarrow 2}}{C_{\downarrow 2}} \right)$$

式中 Q_N ——注氮量, m^3/min ;

$Q_{\downarrow 0}$ ——采空区氧化带漏风量, 在实施压堵漏的情况下, 其漏风量可控制在 $10\text{m}^3/\text{min}$;

$C_{\downarrow 1}$ ——采空区氧化带内平均氧含量, 一般为 $13\% \sim 15\%$;

$C_{\downarrow 2}$ ——采空区氧化带惰化指标, 按《煤矿安全规程》为 7% 。

三、氮气防灭火的优缺点

国内外煤矿应用氮气防灭火的实践表明: 氮气具有灭火速度快, 既能防火, 也能灭火, 还能抑制瓦斯爆炸, 无污染环境和机电设备等优点。其缺点是氮气的密度比空气轻, 容易流失。因此, 在注氮的同时, 必须采用堵漏措施相配合, 才能取得满意的效果。

目前氮气防灭火存在的主要问题如下。

① 氮气不易在防治区滞留, 不如注砂、注浆那样“长期”覆盖、包裹或存积在可燃物或已燃物的表面上, 其隔氧性较差。

② 注氮能迅速扑灭火灾, 但火区完全灭火时间相当长。因此, 注氮灭火的同时, 应辅以其他直接措施处理残火, 以防复燃。

③ 注氮防火, 氮气向采面或临近采空区泄漏; 注氮灭火, 氮气通过密闭等通道泄漏。因此, 注氮防灭火的同时, 应采取堵漏措施, 使氮气泄漏量控制在最低限度。

④ 氮气本身虽无毒, 但具有窒息性, 对人体有害。据试验, 井下作业场所氧含量下限值为 19% , 所以氮气泄漏的工作地点氧含量不得低于其下限值。

总之, 应用注氮技术防治矿井火灾时, 应该扬长避短, 发挥其优越性。

四、制氮设备

我国煤矿防灭火目前所选用的制氮设备有: 地面固定式深冷制氮设备; 矿用地面固定式、地面移动式和井下移动式变压吸附制氮设备, 以及矿用地面固定式、地面移动式和井下移动式膜分离制氮设备。按空分原理可分为深冷式、变压吸附式和膜分离式。近几年来, 从体积、耗能、防爆、可操作性等诸多因素考虑, 尤以变压吸附和膜分离制氮设备在煤矿现场应用得最多, 其中移动式膜分离法制氮最适合爆炸性气体环境中使用。

膜分离制氮技术是 20 世纪 80 年代国外新兴的高科技制氮技术, 属于高分子材料科学, 起步较晚且发展很快。膜分离法制氮技术, 由于其设备简单、装置紧

湊、产气快、操作方便、能耗低、稳定可靠而深受重视。

膜分离制氮原理：高分子膜分离气体的总过程是由溶解和扩散两步组成的，即混合气体在膜的高压表面，以不同的溶解度溶于膜内，然后在膜两侧压力差的推动下，混合气体分子以不同的速度向膜的低压侧扩散，渗透速率较快的气体，如： H_2O 、 CO_2 等，透过膜后在膜透侧被富集，而渗透速率相对较慢的气体，如：氮气、氩气等则在滞留侧被富集，从而达到混合气体分离的目的。

为满足煤矿选择氮源设备的需要，煤炭科学研究总院重庆分院与温州瑞气空分设备有限公司合作，共同研制开发出KGZD系列（氮气纯度为98%，产气量为200~2000 m^3/h ）矿用地面固定式制氮设备、KYZD系列（氮气纯度为98%，产气量为200~1200 m^3/h ）矿用地面移动式制氮设备和JXZD系列（氮气纯度为98%，产气量为200~800 m^3/h ）矿用井下移动式制氮设备。

从1998年至今，已有淮南局、淮北局、临沂局、靖远局、华亭局、华管会、国投新集等局矿先后选用了瑞气公司生产的变压吸附制氮设备，为保障煤矿的安全生产发挥了重要作用。

五、注氮灭火的方式及方法

注氮方式的选择合理与否不仅决定着氮气在采（老）空区中的分布状况，而且关系着注氮效果和经济费用。选择注氮方式时，应根据采（老）空区的状态（开区或密闭区）、漏风源的位置及其分布等因素，充分借助于注氮正压或其与漏风压力的共同作用，保证注入的氮气能够持续扩散而形成全方位的氮气惰化带，从而达到有效防火或抑爆的目的。

注氮方式可分为下列几种。

① 按用途划分为采空区预防性防火注氮和火区注氮两种方式。在防灭火注氮工作中，应贯彻“预防为主，防灭兼顾”的原则，合理确定注氮量，以保证防治区域内氮气及氧气浓度达到各自惰化指标的规定值。

② 按输氮时间划分为连续式和间歇式两种，可根据采空区预测预报数据合理选取。

③ 按输氮通道划分为采空区埋管注氮方式和钻孔注氮方式。实践中应结合矿井开拓、开采布置情况，经两种方式对比择优选定。

密闭区注氮（即闭区注氮）的方式选择较容易，往往采用与采后密闭注浆相同的方式向密闭区内注氮。而回采工作面采空区注氮（开区注氮），由于其采空区处于不断变化之中，漏风源分布复杂，选择合适的注氮方式显得较麻烦。尤其是无煤柱或分层开采的工作面，极易存在多处漏风通道，选择注氮方式时，应摸清主、次漏风通道再选定。一般情况下，回采工作面采空区外部没有明显的漏风

通道时，常采用埋管式注氮，氮气释放口沿工作面进风巷设置在距工作面 20m 且距巷道底板 500mm 处的采空区中。注氮管的布置方法常采用预埋管路和绞车拖移管路，个别时候也采取施打钻孔注氮。回采工作面采空区外部存在明显的漏风通道时，常采取旁路式或旁路式与埋管式联合注氮。

按照矿井的具体条件，可采取埋管注氮、拖管注氮、钻孔注氮、插管注氮和密闭注氮等方式。采取何种方法主要取决于采空区的漏风情况、氮气在自燃区的滞留时间和惰化效果等，可通过束管检测系统或其他分析方法加以确定。注氮口设在采煤工作面进风侧采空区内，出口压力不得低于 0.1MPa。向采空区注入氮气可以控制煤的氧化、自燃速度，同时也可以改变采空区气体的分布状态，使采空区的“三带”重新分布，以达到防灭火的目的。

1. 注氮工艺参数

氮气防灭火工艺是一个复杂的系统工程，除制氮系统外，还要研究和确定煤自燃的特性、氮气惰化的机理、注氮方法及其参数、氮气在采空区的运移规律和防止泄漏措施等。

(1) 煤自燃临界氧浓度

煤自燃临界氧浓度值是煤因缺氧而失燃的最高氧浓度值，通常由实验室确定。若要保证防火区域内煤不自燃，必须使遗煤空间内空气中氧浓度不大于临界氧浓度。中国煤层煤自燃临界氧浓度一般为 $\varphi(\text{O}_2) = 5\% \sim 10\%$ 。

(2) 煤自燃标志气体指标

该指标是标志煤自燃过程各个特定阶段的气体产物。其实质是：通过试验，寻找出某种温度下自热（或自燃）煤体的气体产物（即标志气体），以标志防火区域煤的自燃危险阶段。通过采空区气样的监测，根据煤自燃标志气体指标判定自燃结果，决定是否需要注入氮气。

(3) 采空区“三带”工作面后方采空区的漏风

沿走向深部依次划分出三个区域：冷却带、氧化带和窒息带（图 5-2）。氮气防火就是要将氮气注入到氧化带区域内，使其惰化，失去氧化条件，抑制煤炭自燃。

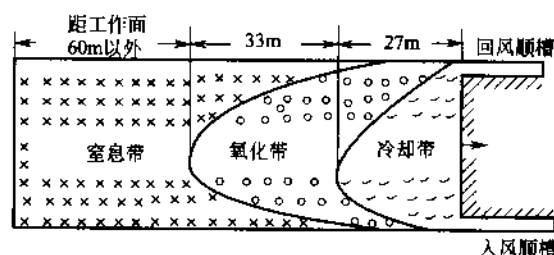


图 5-2 某矿采空区注氮前“三带”划分

各个矿区的条件不同,“三带”的分布各有差异,在注氮防灭火设计前,要进行“三带”的观测。

(4) 注氮方式

根据采区开采条件,采取不同的注氮方式,原生煤体独立工作面的注氮方式一般有拉管式、埋管式和钻孔式三种,无煤柱开采的复合采空区要采用旁路式注氮。

埋管式注氮应用较多,凡初采的工作面,大都采用该方式注氮防火。在下顺槽内铺设一条注氮主管路,接近工作面时,按注氮口间距向采空区埋设两条支管和控制阀。当第1条支管路注氮口到达氧化带时,打开阀门开始注氮,随着工作面向前推移,氧化带进入第2支管注氮口,打开第2支管注氮,关闭第1支管阀门,以后依次类推。

钻孔注氮方式适用于开采工作面有岩石集中巷布置或下区段回风顺槽已预先掘出等场合。在上述巷道内向工作面采空区打钻、下套管、安装阀门、铺设输氮管路。当第1个钻孔到达氧化带时,即用该孔注氮,直到该孔移出氧化带为止,再改为下1个钻孔注氮。抚顺龙凤矿综放工作面钻孔注氮方式如图5-3所示。

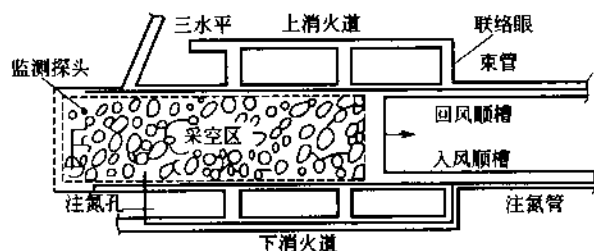


图 5-3 钻孔注氮方式

旁路式注氮是无煤柱开采有复合采空区注氮防灭火时的一种特殊方式。因为被惰化的区域既有正在回采的工作面采空区,又有相邻工作面的采空区,为此,要选择通风压能高的点为注氮口或设多个注氮口,使氮气分布在有自燃危险的区域。

枣庄柴里矿旁路式注氮方式如图5-4所示。

(5) 注氮量

中国煤矿采空区防火时的注氮量为 $200 \sim 400 \text{ m}^3/\text{h}$; 封闭火区灭火时注氮量为 $600 \sim 800 \text{ m}^3/\text{h}$; 开放火区灭火的氮气需求量更大,现有的制氮机难以满足,可选用燃油惰性气体发生装置。

注氮量是最重要的注氮参数,直接决定着注氮效果。注氮量太小因达不到惰化采(老)空区气体的目的而起不到防火的作用,注氮量太大造成经济上的浪费。注氮量主要取决于被注地点的几何体积、氧化空间大小、裂隙情况、漏风量

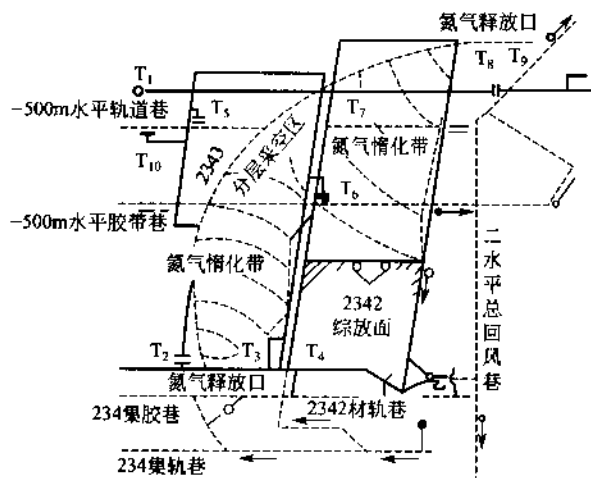


图 5-4 旁路式注氮方式

大小以及气体组分等。由于煤矿条件千差万别,目前注氮量只能按待注地点的几何体积、工作面的产量、吨煤注氮量、瓦斯量、氧化带内的氧含量进行计算。对于采煤工作面采空区注氮可按除几何体积以外的4种方法进行计算。

① 按几何体积计算

$$Q_N = KV \times 1.03$$

式中 Q_N ——注氮量, m^3/min ;

K ——富余系数, 一般取 1.2;

V ——待注地点的几何体积, m^3 ;

1.03——膨胀系数。

② 按产量计算 该法计算的实质是在单位时间内注氮充满采煤所形成的空间,使氧气浓度下降到惰化指标以下,其经验计算公式如下。

$$Q_N = \left(\frac{A}{1440 \rho_l \eta_1 \eta_p} \right) \times \left(\frac{C_1}{C_2} - 1 \right)$$

式中 Q_N ——注氮量, m^3/min ;

A ——年产量, t;

ρ ——煤的密度, t/m^3 ;

t ——年工作日，取 300 天；

 η ——管路的输氮效率, %; η_2 ——采空区注氮效率, %;

C_1 ——空气中的氧含量，取 20.8%；

C_2 ——采空区防火惰化指标, 取 7%。

③ 按吨煤注氮量计算 该方法是指采煤工作面每采出 1t 煤所需的防火注氮

量。根据国内外的经验,每吨煤需 5m^3 氮气,其计算公式如下。

$$Q_N = \frac{5AK}{300 \times 60 \times 24}$$

式中 Q_N ——注氮量, m^3/min ;

A ——年产量, t ;

K ——工作面回采率。

④ 按瓦斯量计算

$$Q_N = \frac{Q_0 C}{10 - C}$$

式中 Q_N ——注氮量, m^3/min ;

Q_0 ——采煤工作面通风量, m^3/min ;

C ——工作面回风流中的瓦斯浓度, %。

⑤ 按采空区氧化带氧含量计算 该方法计算的实质是将采空区氧化带内的原始氧含量降到防火惰化指标以下,其计算公式如下。

$$Q_N = \frac{(C_1 - C_2) Q_V}{C_N + C_2 - 1}$$

式中 Q_N ——注氮量, m^3/min ;

Q_V ——采空区氧化带的漏风量, m^3/min ;

C_1 ——采空区氧化带内原始氧含量(取平均值);

C_2 ——注氮防火惰化指标,取 7%;

C_N ——注入氮气的纯度。

分别计算后,选取以上计算结果的最大值,再结合具体情况考虑 1.2~1.5 的安全备用系数,即为采空区防火注氮时的最大注氮流量。

采空区或巷道火灾灭火所需的耗氮量,主要取决于火区的规模、火源的大小、燃烧时间的长短、火区漏风量等诸多因素。

a. 扑救巷道明火所需的耗氮量 巷道火灾绝大部分是外因火灾,火势发展快、危险性大,易酿成恶性事故,应迅速扑灭。据国外文献报道,扑救巷道明火所需注氮量为巷道空间体积的 3 倍以上。

b. 扑灭采空区火灾所需的耗氮量 扑灭采空区火灾,在灭火工艺上要比处理巷道火灾复杂得多,而且扑灭火灾所需的耗氮量也相当多。按漏风量考虑,采空区灭火用注氮强度可按式计算。

$$q = \frac{60 Q_{\text{漏}} (C_1 - C_2 - C_3)}{C_3}$$

式中 q ——采空区灭火用注氮强度, m^3/h ;

$Q_{\text{漏}}$ ——采空区周围所有密闭的漏风量, m^3/min ;

C_1 ——发生火灾前采空区初始氧含量;

C_2 ——采空区二氧化碳和甲烷等惰性气体浓度；

C_3 ——采空区灭火惰化指标规定的氧气含量值，可取 3%。

无论扑救巷道明火或扑救采空区火灾，其灭火耗量均可按下式计算。

$$qt = V \left(\frac{C_2 - C_1}{C_1} \right) + Q_{\text{漏}} t \frac{C_3}{C_1}$$

式中 q ——注氮强度， m^3/h ；

$Q_{\text{漏}}$ ——火区漏风量， m^3/h ；

V ——火灾体积， m^3 ；

t ——注氮时间， h ；

C_1 ——氮气纯度；

C_2 ——氮气惰化指标，可按 97%；

C_3 ——火区氮气浓度。

根据计算公式，当火区内氮气浓度达到惰化指标 $C_1 = C_2$ 时，则氮气补给量与火区的氮气泄漏量持平即可。

2. 注氮工艺

(1) 注氮防灭火工艺系统

矿用氮气一般是以空气为原料，通过空分设备精馏分离出氮气，再通过低压贮气罐，经加压泵送至输氮管路，并通过管路连续不断地送至井下各注氮地点进行注氮防灭火，注氮防灭火工艺系统如图 5-5 所示。

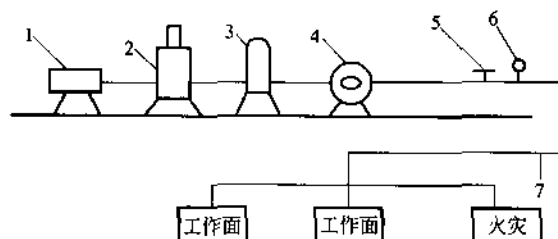


图 5-5 注氮防灭火工艺系统示意图

1—空分机；2—精馏塔；3—低压贮罐；4—加压泵；

5—阀门；6—流量计；7—输氮管

(2) 注氮工艺

① 一次采全高注氮工艺 氮气防灭火技术的实质是向工作面采空区注入氮气，使采空区氧化自燃带惰化，其空气中氧气的体积浓度降至 7% 以上，抑制采空区煤炭氧化自燃，从而达到防止自然发火的目的。

一般采取沿顺槽埋管方式进行注氮防火。可在工作面进风顺槽外侧巷帮敷设无缝钢管，并埋入采空区内，管路采用法兰盘联结。如采空区埋管兼作注浆管

时,则该埋管分别通过三通与注氮、注浆管相连,根据需要,通过埋管注氮或注浆。

采空区埋管管路每隔一定距离预设氮气释放口,其位置应高于煤层地板,一般高出 20~30cm,并采用石块或木垛加以妥善保护,以免空口堵塞。

为控制注氮地点,提高注氮效果,可采用拉管移动式注氮方式。即采用回柱绞车将埋管向外牵移,埋管移动周期大体与工作面推进速度保持同步,使注氮孔始终在采空区氧化自燃带内注入氮气。据乌鲁木齐矿务局六道湾煤矿经验,埋管距工作面 17m 之内,采用回柱绞车能够将埋管牵移。

② 分层开采注氮工艺 当采用分层开采法时,上分层“两道两线”容易发生煤炭自燃,对下分层开采威胁较大,因此可采用钻孔注氮方式。通过钻孔注入氮气,不仅使生产工作面后方采空区惰化,并且可以根据需要控制注入氮气的位置,从而起到较好的防火作用。通过入风顺槽底板进入的氮气,经采空区流入回风顺槽,有利于防止“两道”自然发火。分层开采时,注氮管路可铺设在岩石集中巷中,沿工作面推进方向每隔 30m 左右布置一个钻孔,将注氮管路由钻孔引至入风顺槽。

(3) 输氮管路系统

为便于说明问题,以柴里煤矿 2342 综放面输氮管路为例。

矿井氮气管路主干系统由制氮厂地沟接至地面输氮工程钻孔,通过工程孔进入井下第一水平北大巷,再路经东大巷至第一水平井底车场,然后沿第二暗斜井到第二水平,再经南大巷,二总回接至 234 采区集中胶带机道。综放面氮气管分支系统由 234 采区集中胶带机道经胶带机道、回风道、一号机道、234 采区集中胶带机道接入 2342 综放面联络巷上口,由此沿综放面入风顺槽接到综放面,并埋入采空区内和其他需要的注氮地点。

根据管路阻力计算各类管径选定为:

① 工作面埋管(支管)将丢弃在采空区内,不能回收复用,故选用小直径管子有利。但是若选中直径 50mm 支管,其阻力高达 0.42~1.68MPa,阻力过大,故选用直径 75mm 管子较为合理。

② 采区分管选用直径 100mm 或直径 75mm 管路时,其阻力仅为 0.01~0.18MPa,管路阻力不大,但考虑到矿井边缘采区距主管系统较远,故选取直径 100mm 管路较合适。

③ 矿井主管系统长达 5000mm,管路投资所占比例大,为了节省投资,选取了不同管径管材。但若选用直径 100mm 管径时,输送最大供氮量 1200m³/h,所需阻力高达 1.1MPa,超过氮压机允许阻力,显然不合理,故选用直径 125mm 管路。

④ 综上分析,主管、分管和支管的管径分别选用为直径 135mm×5.0mm、

直径 108mm×4.5mm、直径 83mm×4.0mm 的无缝钢管。

3. 注氮时应注意的问题

(1) 固氮技术

注氮防灭火的关键是保证氮气尽可能地滞留在采空区氧化带中,以降低氧含量而使其中的浮煤处于惰化状态。回采工作面采空区常常采用适度均压和及时封堵漏风源、汇联合抑漏固氮,能够满足要求。均压时,由于工作面仍处于正常回采状态,需保证安全供风量,所以常采取在回风巷设置调节风门的方式均压。封堵采空区漏风源和漏风汇联合抑漏固氮常采用编织袋装碎煤,在进、回风隅角处靠采空区侧建能封闭全断面的密闭墙进行外部封堵后,再分别向墙里压注胶体泥浆进行内部充填封堵。

(2) 氮气纯度

氮气纯度决定着惰化防火有效性的。若氮气纯度达不到规定,难以发挥氮气的惰化作用,反而有可能造成助燃发火事故。因此,《煤矿安全规程》第 238 条规定了注入氮气的浓度不小于 97% 和氮气源应稳定可靠。为保证注入氮气的纯度,每次开始注氮时,应在采空区附近注氮管预设的三通闸门处进行排空,经检测确认氮气纯度超过 97% 后再向采空区灌注。正常注氮期间,每 3 天应利用 O₂ 检知管在采空区附近预设的三通闸门处至少间接测定一次氮气的浓度。若装备有气相色谱分析仪或束管监测系统,每周应至少对采空区进行取样或利用采空区预埋的束管抽样分析一次。一旦发现氮气纯度低于 97%,应停止注氮,待处理好后再注。

(3) 安全防护

氮气虽然无毒,但有窒息性,因此,注氮时对工作场所的安全氧含量和安全供风量应进行明确规定,而目前国内对此尚无明确的规定指标,《煤矿安全规程》仅对注入氮气的纯度不低于 97% 做了规定。但根据德国、法国两国关于注氮点作业场所的安全氧含量分别不低于 18% 和 18.5% 的规定,从安全可靠方面考虑,我国将该指标暂定为 18%。对于正常通风的巷道或工作面,氮气泄漏将导致工作场所风流中的氧含量降低,其降低值可根据下式计算。

$$C_2 \geq \frac{[C_1 Q_0 + Q_N(1 - C_N)]}{Q_0 + Q_N}$$

根据上式,工作场所的安全供风量应满足下式的要求。

$$Q_0 \geq \frac{Q_N(C_N + C_1 - 1)}{C_1 - C_2}$$

式中 Q_N ——最大氮气泄漏量, m³/min;

Q_0 ——工作场所的安全供风量, m³/min;

C_1 ——工作面或巷道中的原始氧含量,一般取 20.8%;

C_2 ——工作场所的安全氧含量指标, 取 18.5%;

C_N ——泄漏氮气的纯度, %。

只要该计算结果小于工作场所的供风量, 就认为是安全的。回采工作面正常注氮期间, 除在回风隅角处设置氧气 (O_2) 传感器适时检测监控外, 每班可由瓦斯检查员利用氧气 (O_2) 检知管分别对工作面回风隅角、回风流等处的氧气 (O_2) 浓度进行巡检, 以确保整个工作面空间中的氧气 (O_2) 浓度均不低于 18%。

2002 年, 义马矿区成功引进、应用了 CO_2 防火技术。2004 年初, 又引进氮气防火技术, 分别在常村煤矿的 2107₂ 综放工作面、2000₂ 炮放工作面、2113₁ 撤除综采工作面, 以及千秋的 2118₁ 综放工作面应用后, 防灭火效果显著。

2107₂ 工作面属于“小煤柱护巷孤岛超长特厚易燃综放工作面”, 位于常村煤矿 21 采区东翼自上而下第 4 个区段, 上邻二分层已采过的 2105₂ 综采工作面, 下邻全部采毕的 2109₂ 综放工作面。里段 580m 为未采过的实体煤, 外段 780m 的顶分层已采过。2004 年 4~8 月, 随着里段实体煤长度的不断减小, 应力重新分布后造成矿压显现异常剧烈, 巷道断面急剧变小, 甚至出现多处爬行巷道, 工作面供风量仅为 500~530m³/min, 且多处风速严重超限, 尤其是靠近工作面附近的风速超限, 造成向采空区的漏风强度、漏风量增大。同时, 受矿压剧烈显现影响, 不仅工作面进、回风巷的各项防火设施和已做的防火工程遭到破坏, 而且, 原制定的采空区防火措施因现场条件制约, 难以及时有效实施, 致使采空区浮煤的自然危险性大增, 上半部架后靠近采空区侧的 CO 浓度多次出现长时间维持在 0.02%~0.036%, 形势极其危险。如 2004 年 2 月 8 日, 该工作面采空区曾出现过发火事故。针对当时该工作面的实际, 认为对采空区实施半封闭式注氮惰化, 进行“大高度、全方位”防火是安全可行的。注氮机采用流量 1000m³/h 的变压吸附式 PSA 型, 输氮管路为 $\phi 100$ mm 的 PEKW 聚乙烯管。注氮方法为进风隅角埋管, 管径选用 $\phi 40$ mm 的钢管。采空区注氮管距支架后尾梁保持在 20~25m。注氮方式为足量间歇式。每次的注氮量按产量和采空区氧化带氧含量分别计算后, 选取较大值。工作面的供风量稳定在 (500 $\pm$ 25)m³/min 之间。抑漏方式为在工作面进、回风隅角靠采空区侧的主漏风进、出口处及时建碎煤袋墙, 进行封闭, 并辅以工作面局部均压。工作面注氮系统如图 5-6 所示。

注氮效果: 刚开始压注氮气 (N_2) 的 15h 内, 工作面回风隅角及其以下 30m 范围内的采空区侧溢出的 CH_4 、CO、 CO_2 浓度增幅较大。随后, 开始逐渐下降。2 天后, 采空区溢出的 CO 浓度降至 0.01% 以下。事后分析, 注氮初期采空区溢出 CO、 CH_4 浓度增大的原因主要是: 注入采空区的氮气 (N_2) 在管路出口速度、自身的扩散和弥散, 以及半封闭式采空区漏风场的综合作用下, 以较大的能量和速度在采空区内扩散飘移, 挤压推移 CO、 CH_4 等气体, 来不及充分混

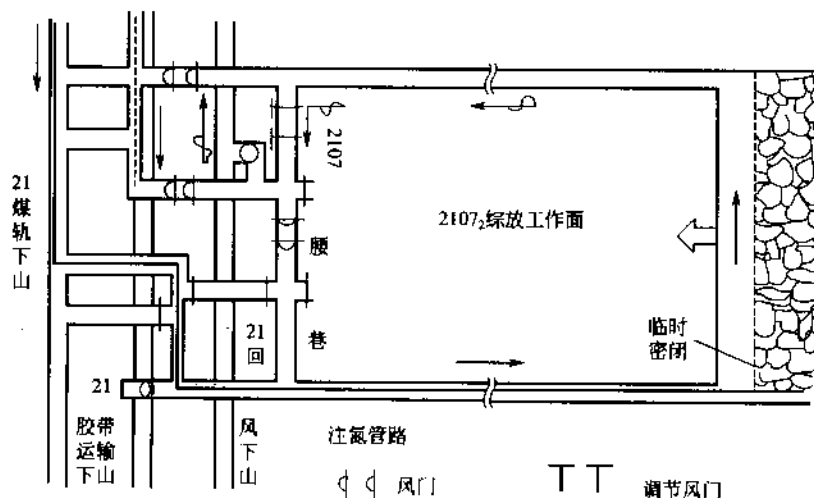


图 5-6 2107₂ 综放工作面注氮系统图

合而从采空区的漏风汇及其附近一定范围内被压挤出而造成 CH_4 、 CO 、 CO_2 浓度增幅较大。该过程结束后，注入的氮气 (N_2) 与 CH_4 、 CO 、 CO_2 等气体在采空区内不断地相互交合而发生较均匀的气溶。加之注入的氮气 (N_2) 具有一定的“正压”能量，一定程度上可抑制 CO 、 CH_4 等气体的脱附散出强度，造成正常注氮期间采空区溢出的 CH_4 、 CO 、 CO_2 等气体浓度相对较小。

在随后的回采过程中，针对注入的氮气具有“低温、扩散范围大和窒息”等抑制或弱化破碎煤体氧化的作用，常村煤矿一直对该工作面实施定期间歇性足量注氮和日常小流量注氮措施后，即使在该工作面通风最困难和大流量抽放采空区瓦斯期间，采空区未再出现任何危险性自燃隐患，从而有效防止了矿井防灭火最棘手的问题——采空区的自燃隐患。

氮气 (N_2) 不仅可用于采空区的安全防火，而且用于启封高瓦斯易燃厚煤层综放工作面封闭火区时的效果也较明显。如注氮成功启封千秋煤矿 2118₁ 综放工作面封闭火区等。

4. 液氮灭火应注意的问题

① 向火区注氮时，为减少耗氮量，快速灭火，要根据火区的条件、火源的位置，选择最佳氮气释放口，选择原则是使氮气在火区内用最短的路线到达火点，冲淡火区氧气含量，窒息火源。

② 氮气释放口一般位于进风侧的采空区，距工作面 10~15m，释放口不得向上，并罩以金属网，用坚硬护体（石块或木垛）加以保护，以防砸坏或孔口堵塞，影响注氮。

③ 注氮用于处理回采工作面采空区自燃发火时，要认真封堵开切眼及上、

下两端漏风点，通过进风巷侧工作面下部埋管向采空区注氮时，采空区应注意观察氮气的流向，工作面配风要能够冲淡氮气浓度，为了减少耗氮量，可将采空区注氮与通风调压相配合。

④ 开始向火区注氮前，必须用氮气冲洗整个管道，并用氧气鉴定器不断测定管道排气中的氧气浓度，只有当排气中不含有氧气时，才能向火区注氮。

⑤ 在火区排气过程中，回风侧 CO 和瓦斯浓度将增加，因此事先应切断回风侧一切电气设备的电源，并禁止人员通行。

⑥ 为控制耗氮量及回风侧 CO 和瓦斯浓度，应根据需要及火区熄灭程度调节注氮量。

六、应用实例及效果

“八五”以来，综采放顶煤开采技术在我国条件适宜的矿井得到广泛应用，因此，氮气防灭火技术成为该采煤方法的主要防灭火措施。目前已有 50 余个局矿建立了氮气防灭火系统，而变压吸附制氮设备已在近 30 余个局矿中应用，为煤矿安全生产发挥了重要作用。

煤矿注氮防灭火抑爆的应用实例较多，现举例说明应用效果。

(1) 1991 年 10 月，某矿放顶煤工作面采空区发生自燃发火，封闭工作面后采用黄泥灌浆灭火 1 个月无明显效果，采用氮气灭火后，使火区 CO 含量降为 0，O₂ 含量降为 1.5%，气体温度降到 18℃，当即打开密闭恢复生产。氮气灭火的效果可以通过两次灭火对比得出：第一次采用掘消火道打钻灌黄泥浆灭火 1 个月，火区打开后又复燃，第二次氮气灭火 11 天，火区打开后再也没有复燃。

(2) 1993 年 6 月，某矿 1911₀ 综采工作面撤架刚结束时，已撤支架的运输顺槽发生自燃，立即对采空区用板密闭后实施注氮，当时通过埋设的束管测得火源点附近的 2# 测点 CH₄ 和 O₂ 的含量分别为 7% 和 14%，正处于瓦斯爆炸界限之内，而此处的 CO 含量正以 0.03%/天的速度上升，瓦斯随时都有可能发生爆炸，在注氮气 4h 后，将此处的 O₂ 含量降到 10%，抑制了火区的瓦斯爆炸，注氮 10 天后，彻底扑灭了火区。

(3) 1989 年 2 月 20 日，某矿 3402 工作面的掘进巷内发生瓦斯连续爆炸，次日派人前去处理和排放瓦斯，在恢复通风时又发生了爆炸，当场死亡 2 人伤 9 人，另 3 名救护队员在灾区内遇难。因火灾高温、烟雾和还有继续爆炸的危险，未能及时将遇难者抢救出来。救灾会议拟定了 11 个方案，试行了 6 个均未获成功，已时隔 8 天遇难者还是无法撤出来。于是决定采用液氮灭火技术处理，6h 共注氮 2900m³，约为火区体积的 3 倍，火势被迅速扑灭，同时又消除了瓦斯爆炸危险，于是救护队员进入灾区抬出了遇难者。然后清理巷道，仅有几天时间就恢复了生产，更重要的是撤出了遇难者。

七、综合利用氮气防灭火技术的突破

氮气因其独特的物理、化学性质而被广泛应用于防灭火工作，特别是在自燃发火的煤矿更是作为一种辅助的防灭火的手段被用于回采工作面的防火和封闭空间的灭火，并有比较好的效果。而义马矿务局杨村煤矿在利用氮气灭火技术方面有自己独有的创新之处，做到了科学有效利用，取得了较好的应用效果。

某煤矿始建于1970年，设计生产能力60万吨/年。1985年改造后，设计能力达到120万吨/年。矿井开拓方式为斜井单水平上下山。主要开采方法为走向长壁后退式综合机械化，自然跨落法管理顶板。开采煤层为侏罗纪中统下部1-2煤（局部可采）、2-1煤和2-3煤（普遍可采），倾角 $8^{\circ}\sim 12^{\circ}$ ，厚度5.5~9m。煤种属低变质的长焰煤，自燃倾向性严重，自然发火期30天。煤层瓦斯含量较小，矿井绝对瓦斯涌出量 $5.28\text{m}^3/\text{min}$ 。2-3煤具有爆炸危险性，煤尘爆炸指数为36.76%~40.30%。为提高资源回收率，延长矿井服务年限，不仅非常规布置的工作面增多，而且工作面“两巷”采用沿空留巷布置。加之综放工作面推进缓慢，采空区遗留浮煤量增加，漏风复杂，自燃灾害增大。受多种因素制约，先后曾有三个采面的采空区和一个采面“两巷”顶板冒落区浮煤发生自燃灾害，经采取连续足量注氮并辅以其他措施后，使之得到成功治理。

1. 某煤矿D1309₁和D1311₁工作面氮气防灭火技术的应用

(1) D1309₁工作面防灭火工程

① 工作面概况和自燃发火情况 D1309₁工作面位于杨村煤矿D13下山盘区东翼中下部，上邻D1307₁工作面采空区，下部为未开采区。该工作面为综采放顶煤工作面，上覆为2-3煤顶板和2-1煤中1309₁工作面、中1309₂工作面采空区。工作面走向长268m，倾斜长150m，煤层倾角 $8^{\circ}\sim 12^{\circ}$ ，煤层平均厚度9.2m。

为了最大限度地提高煤炭资源回收率，在工作面布置上采取了非常规布置的方式，工作面上下平巷长度不一，在回采末期上巷比下巷超出65m，造成了扇形回采的局面。

由于工作面靠近停采线煤层厚度接近20m，工作面推进度本身就不高，加上在后期扇形采煤期间，工作面下巷基本保持不动，而上巷向前推进60多米，导致工作面下隅角和切眼下半部在仅三个月的时间内处于停滞不前的状态，从而带来了较大的自燃发火隐患，并在工作面下部第三架、第四架顶梁和尾梁上面曾出现自燃发火。

② 采取的防灭火措施 在D1309₁工作面进入回采后期，就提前对即将出现扇形回采局面所带来严峻的防灭火工作形势进行了全面的分析，针对不同因素，制定了以注氮气防火为主，低风量配风，上下拐头垛墙堵漏，注胶充填漏风带，

挂风障挡风等措施相辅的一整套防灭火措施,如图 5-7 所示。

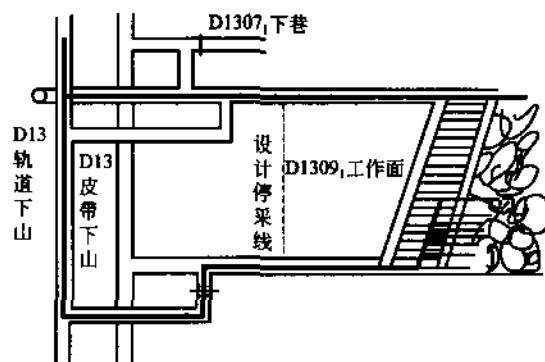


图 5-7 工作面注氮设施布置图

注氮的具体措施及技术要求如下。

① 从下隅角开始,一直到 35 架,每 5 架一个插孔。共布置注氮插孔 9 个,其中工作面 7 个,上下隅角各 1 个。

② 由于工作面上半部后滞较多,下半部采空区漏风会偏向里流动,因此插孔要求以浅孔为主,孔深 3~4.5m 即可。

③ 氮气流量满足需要,不低于 $5\text{m}^3/\text{min}$ 。为保证氮气流量满足需要,下平巷铺设 4in (1in=2.54cm,下同) 氮气管子两趟,工作面铺设 2in 胶管六趟,下面四个插孔流量保持在 $3\text{m}^3/\text{min}$ 以上,上面三个插孔起补充作用。

④ 插管接头过丝长度不低于 10cm,保证连接可靠性。

通过采取注氮等防灭火措施,取得了比较好的效果,在工作面进行扇形回采的三个多月内,上巷推进 80 多米,下巷仅推进 10 多米,工作面防灭火工作一直保持比较好的势头,仅在工作面接近结束时,在工作面第三架、第四架顶梁和尾梁上面曾出现自燃发火,经过打钻注胶处理后,发火迹象很快消失,趋于稳定,保证了工作面安全顺利结束生产,多采出原煤 11 万吨,产生直接经济效益 3400 万元。

(2) D1311₁ 工作面防灭火工程

① 工作面概况和自燃发火情况 D1311₁ 工作面位于 D13 盘区下山东翼,煤层倾角 $8^\circ\sim 12^\circ$,煤层厚度 6~12m,工作面走向长 350m,倾斜长 170m。

该工作面投入生产后,生产基本上是平稳进行,自燃发火迹象不明显。进入 6 月下旬,由于工作面压力集中,条件恶化,推进停滞不前,在工作面采空区内出现自燃发火预兆,7 月 6 日零点班,工作面 47 架以上老塘侧出现一氧化碳气体,气体浓度 0.006%,气体浓度增长比较快,到四点班,工作面 48 架以上老塘侧一氧化碳气体达到 0.04%~0.08%,上隅角 0.1%,上巷回风流 0.03%;

发火趋势明显。

根据最近一段时间工作面生产状况和预测预报结果分析,发火的原因主要有以下两方面:一是工作面推进太慢,采空区浮煤因串风自燃发火,该项因素为主要因素;二是地面塌陷裂隙和工作面构成漏风通道,串风引起采空区自燃发火,该项因素为次要因素,概率很小。

② 采取的措施 以注氮气为主,辅以降低配风量,上、下拐头垛墙,下切口至40架挂导风帘引风,调整工作面风压等措施处理,如图5-8所示。具体措施如下。

a. 在工作面97架、87架、77架、73架、58架、40架及上下拐头插管注氮。

b. 将工作面风量由 $580\text{m}^3/\text{min}$ 降低到 $400\text{m}^3/\text{min}$ 。

c. 在下拐头沿放顶线垛煤袋墙,从下切口至60架挂导风帘引风,减小从下拐头和工作面向采空区窜风。

d. 调整工作面回风立眼闸板,在保证工作面风量不降低的前提下,最大限度提高工作面风压。

技术要求如下。

a. 根据在D1309₁和D1318₁工作面取得的经验,将工作面的氮气流量保持在 $6\text{m}^3/\text{min}$ 以上。

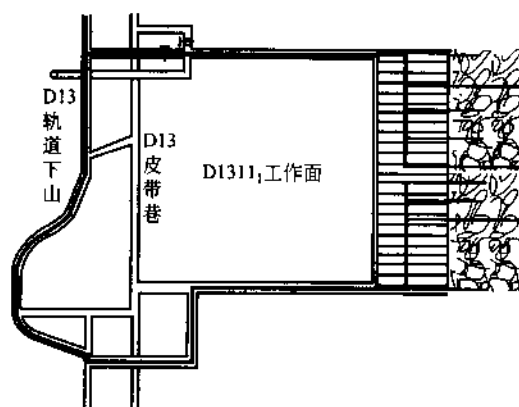


图 5-8 注氮设施布置图

b. 考虑地面漏风因素,插管采用深浅结合,深的8~15m,浅的3~5m。

c. 导风帘从下平巷下帮煤墙侧沿工作面前立柱一直挂到60架,上接顶梁,下接底板,保证挡风效果。

7月7日零点班注氮设施安设到位,开始注氮,到7日的四点班工作面上拐CO气体0.008%;工作面上半部支架后溜子道CO气体0.004%~0.0024%;回

风 CO 气体 0.006%；到 10 日上拐及回风 CO 气体一直稳定在 0.0024%，工作面基本上测不出来。

为保证氮气灭火工作安全顺利的开展，要注意以下几个问题。

a. 工作面上下隅角的风流是涡流，容易出现气体聚集，因此在灭火过程中要注意氧气浓度的检查，避免人员误入造成窒息伤害。

b. 要制定专项措施保证工作面的通风系统稳定，从而保证风量和风压稳定，保证采空区内空气流动处于相对稳定状态，减小工作面向采空区串风。

c. 由于工作面条件相对复杂，氮气管路维护难度较大，因此要安排专人跟班维护。

d. 由于采空区风流流动路线的特点，从开始注氮点向上 7m 左右范围内氮气浓度较低，容易出现自燃发火，因此要注意观测，应提前采取相应措施处理。在 D1309₁ 工作面和 D1311₁ 工作面均出现过这种情况，通过打钻注胶灌浆控制。

通过这三个工作面利用氮气成功灭火的实例，说明利用氮气在开放区域是可以直接灭火的，也由此总结出一套完整的利用氮气防灭火的技术，该项技术具有工艺简单、投入少、劳动强度小、效果可靠、经济效益高等优点，在自燃发火矿井具有比较广阔的推广前景。

2. 利用氮气治理浮煤自燃灾害技术与实践

以最具代表性的 D1318₁ 综放面为例，来说明杨村煤矿对氮气灭火技术的综合利用。

(1) 氮气灭火工作面概况

D1318₁ 综放面位于 D13 盘区下部，东为 D13 区下山皮带，西邻 D11 盘区，南为 2-3 煤层未采区，北为 D1316₃ 工作面采空区。进风巷接近井田边界地质变化带，矿压显现强烈，巷道流变速率较快；回风巷采用“沿空”送巷。“两巷”均采用工字钢梯形棚被动支护，受矿山压力影响，巷道断面收缩变形严重，扩修巷道期间，造成巷顶多处发生冒顶，冒落高度 2~4m。工作面可采走向长 820m，倾斜长 145m。煤层整体呈一向南东倾斜的单斜构造，地质构造比较复杂，倾角 10°~14°，厚度 4.3~6.7m。开采煤层为侏罗纪中统下部 2-3 煤。开采方法为一次采全厚的综采放顶煤，平均日推进 1m。

回采期间，巷顶有 4 处冒落区周边浮煤发生自燃，鉴于巷道底板岩性较差，遇水容易膨胀。并且，注浆或注胶渗流量，严重制约着修巷工作的正常进行。经分析，对冒落区实施注氮措施较合适。2007 年 3 月中旬，因特殊原因，工作面需停产 30 天。停产末期，虽然预先实施了进风隅角向采空区连续注氮、表面封堵采空区漏风通道、向采空区打钻注胶等多项防火措施，但工作面 28 架、90 架、94 架、96 架、100 架还是出现煤体发热、出烟、掉明火等自燃发火现象。在工作面开钻场向发火点支架后的采空区打钻灌浆降温，并大量充填胶体泥浆进

行治理后,发火点架缝、回风隅角及回风流中的CO气体浓度稳定在0.0024%左右。2007年4月23日,恢复生产后,96架以上的CO浓度骤增到0.04%,回风隅角和回风流分别达到0.01%和0.03%,表明采空区局部火点出现了复燃。经综合分析,决定利用氮气灭火的同时,快速向前推进,使火点及早弱化而窒息。

氮气因化学性质不活泼,被注入采空区或巷顶冒落区浮煤周边时,在自身的扩散、弥散和外加能量场(如漏风场等)的共同作用下,不仅充滞于碎煤体周围而形成气-固相混合体,升高碎煤体周边环境的压力,控制漏风量,减少碎煤体周围的O₂含量,延长或阻止其氧化进程。而且注入的N₂温度较低,可起到吸热降温作用,抑制碎煤体氧化升温速率。因此,氮气常被用作回采工作面采空区的防火和封闭空间的灭火。但对于回采工作面采空区和巷顶冒落区而言,氮气灭火的实质是:利用氮气的惰化窒息和冷却作用,降低自燃煤体周边的氧浓度和环境温度,减缓氧化速率和升温速度,促使自燃进程逆向发展,直至其氧化过程终止,最终达到消除自燃的目的,即让采空区或巷顶冒落区周边自燃浮煤“休眠”而后终止氧化。

(2) 注氮灭火工艺

注氮工艺主要包括注氮形式、注氮方式、注氮方法。注氮形式由制氮机的安装方式和被注区域的状态确定,注氮方式由氮气进入被注区域的途径确定,注氮方法根据隐患的危险程度决定。

杨村煤矿装备有两套制氮能力为1000m³/h的碳分子筛制氮机,均安设于地面,注氮形式只能选择井上固定式半封闭区压注。具体的注氮工艺流程如图5-9所示。

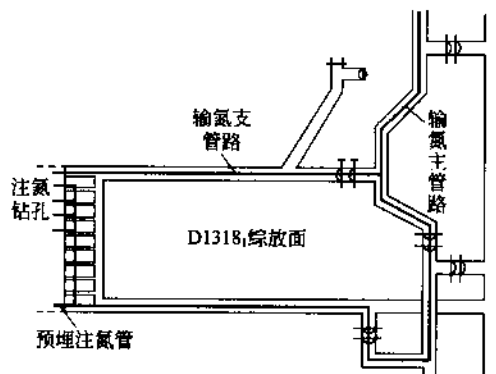


图 5-9 D1318₁ 综放面注氮工艺流程示意图

巷顶冒落区注氮时,主要是利用氮气的正压抑漏、贫氧惰化和冷却降温性能,控制向冒落区扩散漏风供氧的同时,惰化自燃煤体的氧化进程,并使其终

止。因此，选择钻孔集中注氮最合适。钻孔按照每排布置两个 4~6m 深、与巷顶呈 30°~45°仰角、排间距 3m 的方式进行布置。连通注氮系统后，实施足量压注后改为小流量连续注氮。具体钻孔布置方式如图 5-10 所示。

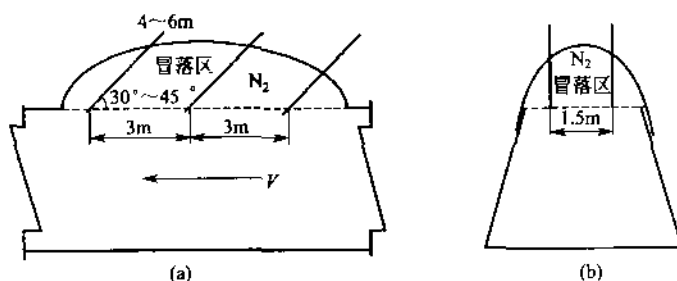


图 5-10 巷顶冒落区注氮钻孔布置示意图

回采面采空区注氮时，根据综放面采空区氧浓度分布理论可知，“两巷”附近采空区的塌实度最低，受风流特性的影响，使得它们成为高氧浓度分布带，且浮煤厚度大，自燃发火的危险性较大。进风隅角处注入的氮气，在自身动能和微弱漏风场的共同作用下，氮气扩散、弥散后，可呈大范围、大高度状充滞于采空区；回风隅角注入的氮气，惰化采空区上部遗留浮煤的同时，可升高采空区上口的静压，减小采空区两端的漏风压差。向自燃火点注氮主要是置换发火点周边的氧气，使氧浓度控制在 7% 以下。因此，采空区选择进、回风隅角埋管和架缝钻孔联合注氮较合适。按照自燃危险程度对氮气需求量大小的不同，进、回风隅角各埋设一趟 $\phi 50\text{mm}$ 的管路注氮，自燃火点附近可采用 $\phi 40\text{mm}$ 的密集钻孔注氮。具体布置钻孔时，以发火点的支架为中心，两端各辐射 2 架，分别通过支架顶梁和后尾梁架缝布置深浅结合的钻孔，对发火点处实施足量压注，使发火浮煤体的氧化进程减弱后而终止。钻孔参数为：孔深 3~4m，与巷顶呈 30°~35°仰角的浅钻孔 10 个；孔深 6~8m，与巷顶呈 10°~15°仰角的深钻孔 10 个。钻孔按照发火点的不同，分组编号后，实行多轮多次集中注氮。注氮钻孔布置方式如图 5-11 所示。

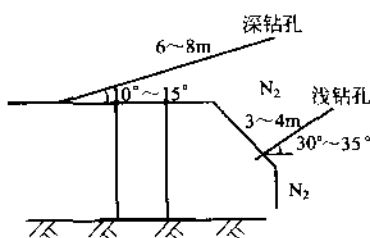


图 5-11 支架顶梁和后尾梁架缝注氮钻孔布置示意图

、(3) 注氮流量

注氮流量是最重要的注氮参数，直接决定着注氮效果。注氮量太小因达不到惰化的目的而起不到灭火的作用。它主要取决于被注地点的几何形状、氧化空间大小、裂隙情况、漏风量大小以及气体组分等。由于该工作面巷顶冒落区或采空区注氮主要是灭火，所以不同压注区域注氮流量的计算公式不同。

巷顶冒落区的注氮流量计算比较简单, 主要根据巷道过风量的大小进行确定。但其注氮应分两步进行, 先足量注氮后, 改为小流量连续压注。足量注氮主要根据冒落区的体积确定, 而小流量连续注氮则根据巷顶的扩散漏风率进行计算, 其计算公式为

$$Q_{N_2} = KQ$$

式中 Q_{N_2} ——注氮流量, m^3/min ;

Q ——巷道过风量, m^3/min ;

K ——巷顶漏风率, $0.01 \sim 0.015$, 一般情况下, 巷顶冒落区封闭严密的, 取小值, 否则, 取大值。

采空区灭火时的注氮流量主要根据采空区氧化带内的氧含量进行计算, 其计算公式为

$$Q_{N_2} = \frac{(C_1 - C_2)Q_V}{C_N + C_2 - 1}$$

式中 Q_{N_2} ——注氮流量, m^3/min ;

Q_V ——采空区氧化带的漏风量, m^3/min , 该工作面由于已对采空区实施了堵漏, 现场观测计算出 Q_V 为 $9.2 m^3/min$;

C_1 ——采空区氧化带内原始氧含量 (取平均值) 根据以往类似工作面的观测结果可知, C_1 取 13.2% ;

C_2 ——注氮防火惰化指标, 取 7% ;

C_N ——注入氮气的纯度, 现场测定, C_N 为 97.3% 。

计算后, 再结合具体情况考虑 $1.15 \sim 1.2$ 的安全备用系数, 即为采空区灭火所需的注氮流量。

将工作面所观测的数据代入上式, 得出

$$\begin{aligned} Q_{N_2} &= \frac{1.15 \times [(13.2\% - 7\%) \times 9.2]}{97.3\% + 7\% - 1} \\ &= 1.15 \times 0.571 / 0.043 \\ &= 15.27 m^3/min \end{aligned}$$

为满足整个工作面的氮气流量达到 $15.27 m^3/min$, 尤其是火点附近的氮气流量稳定在 $6 m^3/min$, 进、回风巷共铺设三趟 $\phi 100mm$ 的输氮支管, 工作面内铺设了四趟 $\phi 50mm$ 胶管。

(4) 固氮措施及安全事项

注氮灭火的关键是保证氮气尽可能地滞留在自燃发火浮煤的周边。巷顶冒落区固氮措施比较简单, 常采用背板抹泥封堵巷顶即可。而回采工作面采空区属于半开区状, 固氮是相对的, 一般采用适度均压和及时合理封堵漏风通道联合抑漏

固氮。由于工作面处于快速推进时期,必须保证最低安全供风量,所以在回风巷外段设置了一组两道调节风门后,经安全供风量计算,将工作面的回风量由 $486\text{m}^3/\text{min}$ 调整到 $354\text{m}^3/\text{min}$,实施调节风窗均压。同时,工作面每推进 2m 及在进、回风隅角处靠采空区侧各建造一道能够封闭全断面的密闭墙封堵后,再分别向墙里压注胶体泥浆进行内部充填封堵。

注氮灭火期间,不仅应保证灭火效果,而且必须保证人员安全。因此,按照《煤矿安全规程》第 232 条的规定,在保证氮气浓度不低于 97% 的前提下,应保持注氮区域通风系统和注氮流量的稳定。同时,必须加大风流 O_2 浓度检测次数和范围,使工作面所有风流中的 O_2 浓度不低于 18% 。

(5) 注氮灭火效果

工作面“两巷”注氮后,直到回采结束,未再发生任何危险性自燃隐患。采空区自 2007 年 4 月 28 日八点班正式注氮后,在火点上风侧支架后尾梁架缝和回风隅角风流处设置测点,对 O_2 和 CO 浓度进行定点定时观测。4 月 29 日零点班,98 架处采空区侧 O_2 浓度降到 12% ,回风隅角采空区侧 O_2 浓度降到 7% ;96 架以上架缝的 CO 浓度降到 0.01% ,回风隅角 CO 浓度降到 0.06% 。5 月 1 日八点班,98 架处采空区侧 O_2 浓度降到 6.5% , CO 气体消失;回风隅角采空区侧 O_2 浓度降到 3% , CO 浓度降到 0.004% 。5 月 2 日四点班,回风隅角采空区侧的 CO 浓度降到 0.0024% 以下,这说明采空区浮煤自燃发火灾害已消失。采空区连续注氮后各观测点的气体变化情况如图 5-12 所示。

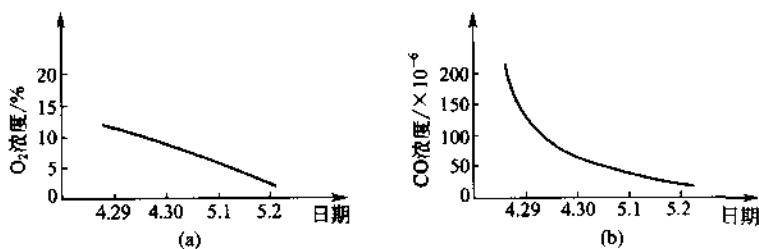


图 5-12 各观测点气体变化趋势图

杨村煤矿利用氮气成功治理三个采面采空区和一个采面“两巷”顶板冒落区周边浮煤自燃发火灾害的实践表明:不能直接控制回采工作面采空区浮煤或不具备采取其他措施治理巷顶冒落区周边浮煤自燃发火灾害时,可利用氮气的“低温、扩散范围大和贫氧窒息”性能,辅以“背板抹泥和均压、充填封闭”等固氮技术措施,科学的根据火患发展范围,合理选择注氮方法、注氮流量和注氮操作方式,抑制或弱化浮煤的氧化进程,自燃发火灾害是能够得到治理的。

二氧化碳防灭火技术

CO₂ 气体已被广泛应用于各种火灾的治理,它能在较短的时间内控制和扑灭气体、液体、固体和电气火灾。它具有灭火能力强、速度快、使用范围广、对环境不会造成污染等特点。CO₂ 气体在矿井煤层火灾的治理中也起到了积极的作用。我国东北和山西等矿区都曾使用 CO₂ 气体治理过煤层火灾。但由于其 CO₂ 气体的生产成本和应用工艺问题,使得该技术不能像氮气防灭火技术那样进行广泛使用。通过对液态 CO₂ 的灭火性能和应用工艺和使用成本进行研究分析,结合南屯煤矿的实际情况,成功地将液态 CO₂ 防灭火技术运用于煤层自燃火灾的防治,带来了较好的社会 and 经济效益。

一、液态 CO₂ 的防灭火性能

CO₂ 常温、常压下是无色略带酸味的窒息性气体。它在不同的压力、温度条件下有三种形态。熔点为 -56.6℃ (0.52MPa), 临界温度为 31.3℃, 临界压力为 7.28MPa, CO₂ 具有升华特性, 升华点为 -78.5℃ (0.1MPa)。在低温加压下 CO₂ 气体可变为液态, 利用蒸发潜热, 可做成雪片状固体, 进一步冷却加压可制成干冰 (固体碳酸)。气态 CO₂ 相对于空气的密度为 1.529, 密度为 1.976kg/m³ (0℃, 0.1MPa), 液态 CO₂ 的密度随温度的变化而变化较大, -20℃ 时, 其密度是 1.01kg/L。在温度为 15℃、0.1MPa 下, 1t 液态 CO₂ 体积膨胀约 640 倍。

液态 CO₂ 灭火时, CO₂ 从贮存系统中喷放出来, 压力会骤然下降, 使 CO₂ 迅速由液态转变为气态。CO₂ 比空气的密度大, 在熄灭底部火灾时, 可快速沉入底部而挤出 O₂, 在火区内扩散并充满其空间, 使火区内 O₂ 浓度急速下降, 使火区因缺氧而窒息, 灭火效果较好。液态 CO₂ 气化吸收大量的热, 随温度的不同而不同。注入液态 CO₂ 温度低, 不仅仅具有氮气对火区惰化和抑爆能力, 而且可以吸收大量的热, 降低火区温度, 因此, 其防灭火性能独特。

二、液态 CO₂ 防灭火系统及应用工艺

液态 CO₂ 防灭火系统由地面液态 CO₂ 槽车、输气管、水液汽化器、流量计等构成。液态 CO₂ 由专门的运输设备从化工厂运到矿井, 采用在地面将液态 CO₂ 直接气化成 CO₂ 气体的方法, 经由注浆管路输送到灭火地点, 选择适合的释放口位置注入到火区, 如图 5-13 所示。

该液态 CO₂ 压注系统具有稳定性好、操作简便、连续可调等优点, 符合现

场的实际应用。地面低温运输槽车每车最大可贮运 150 t 液态 CO_2 ；液态 CO_2 的温度在 $-18\sim-20^\circ\text{C}$ 左右；出口压力可以达到 2MPa；产气量为 $800\sim 1000\text{m}^3/\text{h}$ ；输送距离可达 5 km，能实现大流量压注液态 CO_2 迅速熄灭火区的效果。

(1) 液态 CO_2 的贮运

空分设备生产出来的液态 CO_2 ，必须用低温液体贮槽等专用设备贮存，这种低温贮槽通常是双层容器。目前我国生产的低温贮槽可分为固定型、移动型及运输车辆型。从化工厂向矿井运输液态 CO_2 ，主要有两种设备。一是专用的低温槽车，槽车主要由贮槽、经改装后的汽车、操作箱、低温液体泵、增压气和金属软管组成，其中贮槽采用真空粉末绝热，或高真空多层绝热，蒸发损失小，安全可靠，但是其价格高，体积大，只能在地面运输使用。二是常温高压储气瓶（罐），由 1 个承压容器和必要的充装、释放接口及安全装置组成，其结构简单，体积小，可以直接运输到井下着火地点附近释放灭火，使用方便。但是其要求承压高，并且充满率不高（仅为容积的 60%），扑灭矿井自燃火灾时，由于液化惰性气体的用量较大，所以贮气瓶（罐）的用量多。充装气瓶时需要将气瓶运到化工厂，运输、吊装过程中不安全因素多，另外，高压贮气瓶（罐）作为一种压力容器，日常管理复杂。因此，通常选择低温槽车运输。

(2) 液态 CO_2 释放方法

将液态 CO_2 经水液化气器气化后向井下输送，在很多情况下，可使用矿井中现有的风管、水管、注浆管或者井下瓦斯抽放管。急需时，上述管路在我国矿井中都不难解决，当矿井现有管路另有他用不能用于灭火或没有独立的管路时，可以备用专门管路。这种沿管路输送 CO_2 方法比往井下输送液态 CO_2 方便，可以实现大流量、连续灌注 CO_2 气体。

(3) 液态 CO_2 的释放口的选择

向火区注 CO_2 气体时，为减少耗 CO_2 气体量，快速灭火，要根据火区的条件、火源的位置，选择最佳 CO_2 释放口位置，原则是使 CO_2 气体在火区内用最短的路线到达火点，冲淡火区 O_2 含量，窒息火源。向采空区注 CO_2 防灭火的方法一般有两种：打钻注 CO_2 和埋管注 CO_2 。前一种方法是利用火区附近的巷道向火区打钻，利用钻孔向火区注入 CO_2 。后一种方法是将注 CO_2 管路埋设在工作面进风顺槽或靠近火区其他巷道，根据火源的位置， CO_2 气释放口可布置在工作面下隅角，或切眼下、上部注 CO_2 。

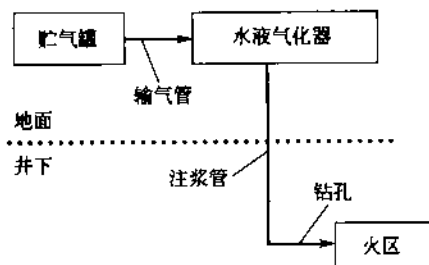


图 5-13 注液态二氧化碳工艺流程示意图

三、现场应用

兖州矿业集团南屯煤矿受自然发火威胁较重,受接续影响,沿空掘进和相邻工作面连续采煤使防灭火问题更为突出。注氮防灭火技术防治采空区的自然发火是南屯煤矿应用较为成熟的防灭火技术之一,取得过良好的防灭火效果。但受设备、气体纯度及成本的影响,经济效益较差,逐渐暴露了许多弊端。主要体现在:①南屯煤矿制氮机现有制 N_2 纯度只有 95%,已不符合“规程”的要求;② N_2 气总成本为 4.87 元/ m^3 ,成本高;③制氮机的关键部件寿命短,维护费用较高。

兖矿集团鲁南化工厂,距兖矿集团各矿井仅几十公里,化工厂具备日产液态 CO_2 20t 的能力,有 150t 的低温运输槽车 2 辆,可保证矿区灭火的需要,且成本较低,经济合理。南屯煤矿西凤井工业广场有热电厂的凉水塔,因此,采用水式汽化器较好,有 40℃ 的热水源可以利用,可减少投资,减少运行费用。通过比较分析,具备采用液态 CO_2 防灭火技术的条件,符合矿井防灭火的要求。

(1) 火区概况

73_上19 工作面为综放工作面,于 2003 年 1 月 31 日停采。因生产接续较为紧张,其相邻工作面 73_上21 工作面的上顺槽一直距 73_上19 工作面掘进,于 2003 年 5 月 12 日形成工作面正常通风系统,该顺槽共有 3 处与原 73_上19 工作面的硐室沟通,曾出现采区气体外泄现象。分析认为,73_上19 工作面采空区存在着较大的自然发火隐患,如图 5-14 所示。

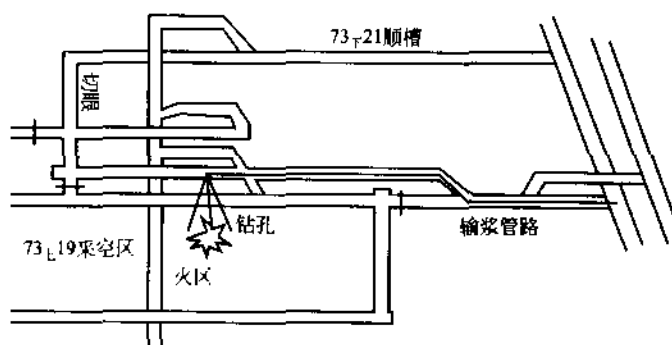


图 5-14 73_上19 采空区自然发火点位置示意图

由于采空区范围大,实施注胶等其他措施直接灭火难度大,因此,采用液态 CO_2 处理自燃隐患点。利用低温槽车将液态 CO_2 运至在中央风井注氮机房内,在地面将液态 CO_2 直接气化成 CO_2 气体,通过注浆管路向 73_上19 采空区隐患地点压注,如图 5-14 所示。

(2) 灭火效果分析

2003年11月3日,共向73_上19采空区压注液态CO₂20t,释放后膨胀体积约为13000m³。为观察整个注液态CO₂过程中浓度变化情况,检查实施效果,利用安全监测系统、束管监测系统、人工采样相结合实时掌握压注过程中火区的气体、温度等参数变化。在注浆管道外侧管路开设直径为25mm阀门,通过打开阀门利用仪器进行观测。压注过程中对73_上21上顺槽沿空段、与采空区沟通处,包括73_上19切眼板闭、原73_上19切眼硐室、原73_上19上顺联络巷板闭、原73_上19绞车房硐室、73_上21上顺切眼板闭处等地点派专人携带仪器现场监测。监测结果见表5-1。

表 5-1 压注前后 73_上19 采空区内的气体浓度、温度参数对比

项 目	CO ₂ /%	CH ₄ /%	C ₂ H ₆ /×10 ⁻⁶	N ₂ /%	O ₂ /%	T/℃
压注前	3.69	0.01	0	89.0	6.7	37.5
压注后	32.1	0.09	0	1.9	65.2	26.3

通过对压注前后73_上19采空区内的气体变化情况进行分析,其温度由37.5℃下降至26.3℃,O₂浓度由6.7%下降至2.1%,其火区得到了抑制,取得了较为理想的效果。

(3) 成本分析

液态CO₂成本为600元/t,转化为CO₂气体为1元/m³,比N₂4.87元/m³材料成本节省了3.87元,井上井下注CO₂灭火过程需5~7人,工程费用较低。该系统的建立减少了购买制氮机的直接投资,降低了向采空区注惰性气体的成本。液态CO₂的出口温度为10~15℃,具有降温和惰化性能,而N₂出口温度为30~40℃,仅仅具有对火区惰化作用,不能对火区降温。

该技术在南电煤矿73_上19火烧中的成功应用,确保了73_上21工作面的安全生产,仅仅就处理该火区而言,和注氮灭火相比就节省了资金37.31万元。

(4) 总结

液态CO₂防灭火技术是借助液态CO₂气化后本身气体压力进行输送,并将其注入防灭火区域,利用CO₂的防灭火性能对火区进行降温和惰化的防灭火技术。将液态CO₂防灭火应用于矿井防灭火中,减少了购买制氮机的直接投资,在经济上节省,运输上方便、灭火性能好等优点,是矿井防灭火的有效手段之一。液态CO₂防灭火系统的建立,成功地解决了液态CO₂输运、释放的问题,带来了较好的社会效益和经济效益,具有较强的推广应用价值。

第六章

惰性气体防灭火技术规范

第一节 煤矿氮气防灭火技术规范

(MT/T 701—1997)

前 言

本标准在制定过程中,查阅了大量国内外的有关资料,特别是德国和法国的氮气防灭火资料和使用氮气的有关规定,以及我国有关科研和应用报告等,并对其内容进行认真研究分析后,按照《煤矿安全规程》和《矿井防灭火规范(试行)》的相关内容相一致的原则,同时结合我国煤矿应用氮气防灭火所取得的成功经验,确定了本标准的基本内容。

本标准中对氮气来源方式作了原则规定,但供氮能力必须满足最大防火注氮流量的需要,这是氮气防灭火成功与否的关键。注氮工艺和方法是本标准的核心内容,同时也是防灭火效果好与否的关键。但由于煤矿条件复杂,各矿井、各工作面的条件都不一样,因此在应用时需合理选择使用。均压、堵漏和火灾监测是注氮防灭火的配合措施,也是提高氮气防灭火效果的可靠保证,应因地制宜地选择与实施。

本标准是在总结实际经验的基础上,制定出来的首部《煤矿用氮气防灭火技术规范》,为今后更好地开展氮气防灭火技术提供全煤炭行业的统一的技术依据。

本标准是一个独立性标准。本标准规定的技术内容均独立于其他标准之外而独立成体,独立执行。

本标准由煤炭工业部科技教育司提出。

本标准由煤炭工业部煤矿安全标准化技术委员会归口。

本标准由煤炭科学研究总院重庆分院起草。

本标准主要起草人:王长元、邵启胤、徐承林。

本标准委托煤炭科学研究总院重庆分院负责解释。

1 范围

本标准规定了煤矿用氮气防灭火的氮气源设备、注氮防灭火工艺和方法及主要技术参数等。

本标准适用于具有煤炭自然发火而又有条件建立氮气防灭火系统的矿井。

2 引用标准

下列标准所包含的条文，通过在本标准中引用而构成本标准的条文。

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》1992-12-22 中华人民共和国能源部

《矿井防灭火规范》(试行) 1988-10 中华人民共和国煤炭工业部制定

3 定义

本标准采用下列定义。

3.1 注氮防灭火方法 method of fire fighting by nitrogen injection

将氮气通过管路输送到需要防灭火的区域，使之降低该区域内空气中的氧气浓度，达到阻止煤炭氧化或窒息火源。

3.2 采空区三带 three zones of gob

工作面采空区沿走向方向，按其氧气浓度不同而划分的区域，即冷却带、氧化带、窒息带。

3.3 惰化防火指标 inertion index for fire prevention

煤的防火临界氧气浓度值。

3.4 惰化灭火指标 inertion index for fire extinguishment

彻底扑灭火源并使其不再复燃的临界氧气浓度值。

3.5 惰化抑爆指标 inertion index for explosion suppression

氧气浓度降低到瓦斯失去爆炸条件时的临界氧气浓度值。

3.6 开放式注氮 open type of nitrogen injection

在需要注氮的区域未封闭的情况下，进行注氮。

3.7 封闭式注氮 seal type of nitrogen injection

为控制火情或防止瓦斯爆炸，将发生火灾或积聚瓦斯的区域先封闭后再进行注氮。

3.8 安全氧浓度指标 safety index of oxygen content

保证人员生命安全所必需的最低氧气浓度值 (18.5%)。

3.9 安全通风量 safe ventilation air quantity

注氮过程中，为防止输氮管路内的氮气全部泄漏到巷道内或工作面，不致造成该处工作人员因缺氧而发生窒息事故所必需的最小通风量。

4 一般要求

- 4.1 应有完整的矿井开拓、开采图、通风系统图及输氮管路系统图。
- 4.2 新建矿井应有所有煤层、拟采水平和不同地质构造区域煤的自然倾向性鉴定报告,以及开采同煤系煤层邻近生产矿井的自然发火危险程度等级资料。
- 4.3 生产矿井有矿井自然发火危险程度等级资料以及新开煤层、新水平和不同地质构造区域煤自然倾向性鉴定报告。
- 4.4 生产矿井有历年煤自然发火资料。

5 注氮防灭火方案

5.1 注氮方案的主要内容

5.1.1 建立氮气防灭火系统:

- a) 现行常规防灭火技术措施的适应性和有效性分析;
- b) 氮气来源选取的技术经济分析;
- c) 供氮能力、输氮管路的计算与选取;
- d) 注氮防灭火工艺和方法;
- e) 注氮防灭火的效果考察;
- f) 投资概算与工程进度计划;
- g) 工程组织领导机构。

5.1.2 建立完善的火灾监测系统。

5.1.3 有可靠的防止向注氮区域内漏风和氮气泄漏的措施。

5.2 注氮方案的实施

5.2.1 制定的注氮防灭火方案必须报矿务局审批后实施。

5.2.2 注氮防灭火方案的工程应由基建施工单位(基建矿井)或矿井(生产矿井)负责组织实施。

5.2.3 注氮防灭火方案规定的工程完工后由批准部门负责组织验收。

6 氮源设备

6.1 氮源设备可选用地面固定式深冷空分制氮设备;地面固定式或井上、井下移动式变压吸附制氮装置;井上、井下固定式或移动式膜分离制氮装置。

6.2 井下制氮装置中的电气设备必须取得《防爆检验合格证》。

6.3 地面移动式制氮装置的外形尺寸应能满足公路和铁路运输的要求。

6.4 井下移动式制氮装置的外形尺寸应与矿用平板车、罐笼的允许尺寸相适应。

7 主要技术参数

7.1 供氮能力

制氮设备或装置的供氮能力应按矿井注氮工作面防火注氮需要选取,供氮能力可按式(1)计算(1个工作面注氮量):

$$Q_N = 60KQ_0 \frac{C_1 - C_2}{C_N + C_2 - 1} \quad (1)$$

- 式中 Q_0 ——采空区氧化带内漏风量, m^3/min ;
 C_1 ——采空区氧化带内平均氧浓度, %;
 C_2 ——采空区惰化防火指标, 其值为煤自燃临界氧浓度, %;
 C_N ——注入氮气的氮气浓度, %;
 K ——备用系数, 取 1.2~1.5。

7.2 氮气纯度

向防火区注入氮气的纯度要视其能将采空区的氧浓度降低到煤自燃临界氧浓度而定。而向火区注入氮气纯度应不低于 97%。

7.3 供氮压力

地面、井下制氮设备的供氮压力, 可按 7.4.2 条的供氮压力公式计算, 其管路末端的绝对压力应不低于 0.2MPa。

7.4 输氮管路

7.4.1 管材的选取

从地面供氮时, 当供氮压力小于 1.6MPa 时, 输氮管路应选用无缝钢管。从井下供氮时, 除应采用钢管外, 在满足输氮压力的情况下, 可选用耐压橡胶软管。但进入采空区或火区的管路必须采用无缝钢管。

7.4.2 输氮管路的直径应满足最大输氮流量和压力的要求。供氮压力能否满足要求, 按式 (2) 进行计算:

$$P_1 = \left[0.0056 \left(\frac{Q_{\max}}{1000} \right)^2 \sum \left(\frac{D_0}{D_i} \right)^5 \left(\frac{\lambda_i}{\lambda_0} \right) L_i + P_2^2 \right]^{\frac{1}{2}} \quad (2)$$

式中 P_2 ——管路末端的绝对压力, MPa;

$Q_{\max}$ ——最大输氮流量, m^3/h ;

D_0 ——基准管径, 150mm;

D_i ——实际输氮管径, mm;

L_i ——相同直径管路的长度, km;

λ_0 ——基准管径的阻力损失系数, 0.026;

λ_i ——实际输氮管径的阻力损失系数, 对于不同的钢管直径, 则有如表 1 的关系。

表 1

管径 D_i/mm	70	80	100	150	200	250	300	400
阻力损失系数 λ_i	0.032	0.031	0.029	0.026	0.024	0.023	0.022	0.020

7.5 输氮管路的铺设

7.5.1 管路的铺设应尽量减少拐弯, 要求平、直、稳, 接头不漏气。每节钢管的支点不少于两点, 每节软管的吊挂不少于 4 点, 不允许在管路上堆放他物。低洼处可设置放水阀。

7.5.2 输氮管路的分岔处应设置三通和截止阀及压力表。

7.5.3 输氮管路应进行防锈处理，表面涂黄色油漆。

7.5.4 定期对输氮管路进行试压检漏。

8 注氮防灭火工艺和方法

根据矿井具体条件，可采用埋管注氮、拖管注氮、钻孔注氮、插管注氮和密闭注氮等工艺。

8.1 埋管注氮

在工作面的进风侧沿采空区埋设一趟注氮管路。当埋入一定深度后开始注氮，同时又埋入第二趟注氮管路（注氮管口的移动步距通过考察确定）。当第二趟注氮管口埋入采空区氧化带与冷却带的交界部位时向采空区注氮，同时停止第一趟管路的注氮，并又重新埋设注氮管路，如此循环，直至工作面采完为止。

8.2 拖管注氮

在工作面的进风侧沿采空区埋设一定长度（其值由考察确定）的厚壁钢管作为注氮管路，它的移动主要利用工作面的液压支架，或工作面运输机头、机尾，或工作面进风巷的回柱绞车作牵引。注氮管随着工作面的推进而移动，使其始终埋入采空区内的一定深度。

8.3 钻孔注氮

在地面或井下，向采空区或火灾隐患的区域打钻孔（全套管）注氮。

8.4 插管注氮

工作面开切眼、停采线和巷道高冒区，可采用向火源直接插管的注氮方式进行注氮。

8.5 密闭注氮

利用密闭墙上预留的注氮管向火区或火灾隐患的区域实施注氮。

8.6 注氮方法

根据对火情的预测情况，可选择连续或间断注氮。

8.7 注氮地点

防灭火注氮地点应尽可能选择在进风侧或靠近火源。工作面采空区注氮防火的注氮管口应处于采空区氧化带内。

8.8 注氮抑制瓦斯爆炸

扑灭瓦斯积聚区的火灾，需建防爆墙。注氮的同时，取样分析灾区气体成分的变化，并用空气-甲烷混合物的爆炸三角形法进行失爆性的判定。

9 注氮防灭火惰化指标

9.1 采空区惰化防火氧浓度指标不大于煤自燃临界氧浓度，其值由气相色谱吸氧法测定。

9.2 惰化灭火氧浓度指标应不大于3%。

9.3 惰化抑制瓦斯爆炸氧浓度指标应小于12%。

10 注氮防灭火的效果考察

10.1 为保证注氮防灭火的效果，宜对注氮的区域采取均压措施，并采取严格的堵漏措施以及有效的火灾监测，使防灭火区域的漏风量降到最低限度。

10.2 考察内容：

- 注氮前、后采空区三带的变化；
- 注氮量、注氮扩散半径、注氮口移动步距等。

11 安全技术措施与管理

11.1 注氮过程中，工作场所的氧气浓度不得低于18.5%，否则应立即停止作业，撤除人员，同时降低注氮流量或停止注氮。

11.2 注氮地点及与其相连巷道的安全通风量，按式(3)计算：

$$Q_0 \geq \frac{Q_N(C_N + C_1 - 1)}{C_1 - C_2} \quad (3)$$

式中 Q_0 ——工作场所的安全通风量， m^3/min ；

Q_N ——最大氮气泄漏量， m^3/min ；

C_N ——泄漏氮气中的氮气浓度，%；

C_1 ——工作面或巷道中原始氧气浓度，一般取20.8%；

C_2 ——工作场所的安全氧浓度指标，18.5%。

11.3 注氮安全措施与管理

在采空区进行注氮防火或在火区进行注氮灭火时，必须编制相应的安全技术措施，并经矿总工程师审批后，方可实施。

11.4 制氮设备的管理人员和操作人员，必须经培训，考试合格并取得结业证和上岗证后，方可上岗。

11.5 必须建立制氮设备的操作规程、工种岗位责任制、机电设备维护检修规程、注氮防灭火管理暂行规定等规章制度。

11.6 建立注氮防灭火台账。

11.7 注氮防火、灭火区的管理、熄灭标准、注氮和启封要求以及防火墙的管理，应按《煤矿安全规程》和《矿井防灭火规范》的规定执行。

煤矿燃气防灭火技术规范

(MT/T 697—1997)

前 言

本标准是在多年研究、应用和总结实践经验的基础上首次制定出来的煤矿

燃油惰气发生装置行业标准。为了更好地指导和规范燃油惰气发生装置的生产 and 应用,本标准中规定了燃油惰气发生装置的技术要求、试验方法、检验规则等内容,从而为今后更好地开发惰气灭火技术提供了全煤炭行业统一的技术依据。

本标准首次制定。

本标准由煤炭工业部科技教育司提出。

本标准由煤炭工业部煤矿安全标准化技术委员会归口。

本标准由煤炭科学研究总院抚顺分院负责起草。

本标准主要起草人:肖德昌、吴际湘。

本标准委托煤炭科学研究总院抚顺分院负责解释。

1 范围

本标准规定了煤矿用燃油惰气发生装置的技术要求、试验方法、检验规则、包装、标志、运输和贮存等。

本标准适用于煤矿井下防治火灾和抑制瓦斯爆炸时使用的采用燃油除氧原理产生湿式混合惰气的惰气发生装置(以下简称惰气装置)。

2 引用标准

下列标准所包含的条文,通过在本标准中引用而构成本标准的条文。

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。

GB 191—90 包装储运图示标志

JB 8—82 产品标牌

JB 2759—80 机电产品包装通用技术条件

3 定义

本标准采用下列定义。

3.1 风油比 wind to oil ratio

燃油燃烧时所需的风(空气)量与所消耗的燃油量的比值。

3.2 混合湿式惰气 mixing wet type inert gas

使空气与燃油(一般为煤油或航空煤油)在特制的燃烧室内燃烧产生的以氮气、二氧化碳和水蒸气为主的混合气体。

4 分类

惰气装置有常压和增压两大类型和按产气量分为多种规格。

5 技术要求

5.1 惰气装置应符合本标准规定,并按经规定程序批准的图样和技术文件制造。

5.2 使用环境条件

惰气装置在下列条件下应能正常工作:

温度：-5~40℃；

相对湿度：98%；

大气压力：86~106kPa。

5.3 惰气装置一般由烟道、燃烧室、供风部分、供水降温部分、供油部分和控制台等组成。由烟道、燃烧室、供风部分、供水降温部分等联成主机。

5.4 一般要求

5.4.1 外观

a) 供风部分涂红漆，支架涂黑漆，其余部分涂银漆。涂、镀层应均匀，无起泡、龟裂、脱落；

b) 各部分应按由烟道到供水降温部分的顺序编号并设有不小于200mm×200mm的明显标志；

c) 主机安装轴线应向惰气出口方向向下倾斜5°左右；

d) 控制台距主机应不小于5m；

e) 燃油存放处距整机应不小于10m。

5.4.2 连接

惰气装置的各部分应采用快速连接方式。联成整机后，应无明显漏气或严重漏水。

5.5 对惰气装置各部分的要求

5.5.1 烟道

应在适当位置安设封闭门，封闭门应转动灵活，封闭严密。

5.5.2 燃烧室

燃烧室的水套经水压试验应不渗漏。

5.5.3 供风部分

a) 进风口应设有铁制护网；

b) 供风量应不小于相应型号规定产气量的2/3。

5.5.4 供水降温部分

a) 当采用潜水泵供水时，应在吸水口设有20目滤网；

b) 当采用水龙头供水时，进入水套的水压应不小于0.15MPa；

c) 耗水量应符合相应型号耗水量的要求。

5.5.5 供油部分

a) 在燃油进入油泵处应设有100目钢质滤网；

b) 供油量应符合相应型号耗油量的规定。

5.5.6 控制台

a) 控制台上的仪表、指示灯应齐全，并易于观察与示读；

b) 按钮和开关的设置应便于操作、搬运和维修;

c) 风油比自动调节机构应可靠、灵敏, 测调误差应不大于 $\pm 1\%$ 。

5.6 性能要求

5.6.1 风油比

应在 15~21 范围内。

5.6.2 惰气装置产生的湿式混合气体

a) 应呈灰白色, 无明显黑烟或层带黑烟;

b) 气体中的氧含量应不大于 5%;

c) 出口温度应不大于 60℃(90℃)。

5.6.3 噪声

在室外, 控制台距主机 4m 处的噪声应不大于 80dB(A)。

5.6.4 供油压力应为 3~5MPa。

6 试验方法

6.1 试验条件

6.1.1 试验场地的直段应不小于惰气装置整机长度的 2 倍。惰气装置气体出口正前方 50m 内不得有建筑、堆物及人员。

6.1.2 试验场地应有相应功率的电源及水源。

6.1.3 试验场至少应配备 8kg 装的干粉灭火器 5 个。

6.2 外观检查

用感官、卷尺检查。

6.3 连接试验

用 4 个人在 15min 内将惰气装置的各部分联成主机。在以后的试验中应无明显漏气或严重漏水。

6.4 分部分检查

6.4.1 烟道

有封闭门, 转动灵活, 封闭严密。

6.4.2 燃烧室水套水压试验

向燃烧室水套施加 0.3MPa 水压, 历时 1min, 不得渗漏。

6.4.3 供风部分

进风口设有铁制护网。

用风速计测定风速后计算出供风量。

6.4.4 供水降温部分

a) 当采用潜水泵供水时, 在吸水口设有 20 目滤网;

b) 当采用水龙带供水时, 用 0~0.6MPa 的水压表测量进入水套时的水压;

c) 测量耗水量。

6.4.5 供油部分

- a) 设有100目铜质滤油网；
- b) 用0~10MPa压力表测定供油压力。

6.5 整机性能试验

6.5.1 空转试验

- a) 将惰气装置各部分连接好，目测应无明显漏气；
- b) 供水系统目测应无严重漏水、压力表压力指示值应稳定；
- c) 用量程为0~10MPa的压力表检查供油压力；
- d) 用风速计测定风速，并计算出供风量。

6.5.2 点火运转试验

启动点火系统。伴随“啪”“啪”的响声，应可靠点火，目测稳定燃烧应无明显红火。

6.6 风油比的测定

在惰气装置点火运转时在进风侧用风速计测出发生惰气时的风速，再计算出所需风量。

用称量法或涡轮流量计测定耗油量。风油比按式(1)计算：

$$\alpha = \frac{Q_F}{Q_Y} \quad (1)$$

式中 α ——风油比，一般在15~21的范围；

Q_F ——燃烧风（空气）量， m^3 ；

Q_Y ——燃烧油量，kg。

6.7 混合气体的质量检查

在惰气装置点火运转时：

- a) 目测混合气体的颜色；
- b) 在开机2min之后用氧气测定器测量发生惰气中的氧含量；
- c) 用量程为0~150℃的温度计测量惰气出口处的气体温度。

6.8 用量程为0~10MPa的压力表再次测定供油压力。

6.9 噪声的测定

用NDI型声级计在距控制台4m处测量声级强度。

7 检验规则

检验分为出厂检验和型式检验。

7.1 出厂检验

7.1.1 由制造厂质量检验部门逐台进行，检验合格并发合格证后方可出厂。

7.1.2 出厂检验项目按表2进行。

表 2

序 号	检 验 项 目	检 验 内 容	出 厂 检 验	型 式 检 验
1	整机外观 制造质量 检查	5.3 5.4.1 5.4.2	—	△
2	烟道	5.5.1	△	—
3	燃烧室	5.5.2	△	△
4	供风部分	5.5.3	—	△
5	供水降温部分	5.5.4	—	△
6	供油部分	5.5.5	—	△
7	控制台	5.5.6	△	△
8	风油比	5.6.1	△	△
9	混合气体质量	5.6.2	—	△
10	噪声	5.6.3	—	△
11	供油压力	5.6.4	—	△

注：“△”为必须检验。

7.2 型式检验

在下列情况之一时进行型式检验：

- 新产品或老产品转厂生产的试制定型鉴定；
- 正式生产后，如结构、材料、工艺有较大改变，可能影响产品性能时；
- 正常生产时，每两年应进行一次；
- 停产1年后恢复生产时；
- 出厂检验结果与上次型式检验有较大差异时；
- 国家质量监督机构提出型式检验的要求时。

型式检验的样机为1台，备用1台。1台不合格，如仍有除外观外一项不合格时，则判该批产品不合格。

8 标志、包装、运输、贮存

8.1 标志

8.1.1 产品标志

8.1.1.1 惰气装置应在明显位置设置产品标志，其型式、尺寸、技术要求应符合JB 8的规定。

8.1.1.2 产品标志须有下列内容：

- 产品名称和型号；
- 产气量；
- 耗油量；

- 耗水量；
- 电源功率、电压；
- 出厂编号；
- 出厂日期；
- 制造厂名。

8.1.2 外包装标志

8.1.2.1 外包装箱上应在适当位置设置发货标志，国内发货标志须有下列内容：

- 产品名称和型号；
- 产品数量、质量或体积；
- 装箱日期；
- 收货单位。

8.1.2.2 外包装箱上标志应符合 GB 191—90 标志中的 1、3、7、10、11 条的规定。

8.2 包装

8.2.1 产品出厂包装应符合 JB 2759 的规定。

8.2.2 各部分分解后使用塑料布罩严、绳索扎紧装入箱内。

8.2.3 置入箱内使用纸板衬垫，并用木板支撑不得串动。

8.2.4 装箱的工具、附件、备件及随机技术文件必须采取防雨、防潮等措施。

8.3 运输

8.3.1 适合于铁、陆、水路运输。

8.3.2 搬运过程中避免强烈冲击、碰撞。

8.4 贮存

8.4.1 包装成箱的惰气装置应在通风良好的库房内贮存保管。

8.4.2 包装成箱的惰气装置堆放不应超过 2 件，未包装成箱的惰气装置不允许叠放或在其上面放置重物。

8.4.3 惰气装置的油路接头均应加堵盖保护。

8.4.4 控制台等电器仪表必须存放在干燥通风良好的地方。

8.4.5 用后入库前应检查喷（油、水）嘴、滤油器等，不得有堵塞物。

河南矿区防灭火状况、设备技术展望等

煤层自燃隐患具有隐蔽性、多发性,因煤矿井下影响因素之多及其变化的无规律性,致使其安全防治工作成为一项技术性较强的、防治难度较大的系统工程。尤其对开采容易自燃厚煤层的义马矿区中部5矿而言,随着矿井开采历史的延长和先进开采工艺的推广普及,开采强度增大,深度增加,生产集中,矿压显现剧烈,煤层自燃隐患多发,发生火灾的可能性增大。而人员素质的提高、防治技术的进步和装备的加强,是有效防治矿井自燃火灾的可靠保障。它们相互联系、相互促进,密不可分。人员素质和防治技术作为软件,建设周期比较长,而作为硬件的防治装备,其充实加强要容易些。2000年以前,受煤炭销售市场变化多端、矿井效益不稳定的制约,义马矿区防灭火装备的建设步伐较小,滞后于矿井自然发火安全防治需求,无法形成切合矿井自燃隐患防治实际的装备体系,自然发火灾害较多。2000年以来,随着市场的逐步好转和国债投入力度的加大,各项防治装备得到不断充实和加强。开采义马煤田的中部5矿,先后装备了制氮机、远距离高压泥浆泵、CO₂发生器和束管监测系统等大型设备,煤层自然发火灾害得到明显控制,矿井产量大幅提高,百万吨发火率也由2000年的3.74次下降到2004年的1.17次。

近几年来,义马矿区在矿井防灭火装备方面不断探索,目前已形成了一套切合矿井煤层自燃灾害防治实际和有自身特色的装备体系,为有效防治矿井自燃火灾奠定了坚实的基础。在加强装备建设时,主要根据“煤层自燃倾向性、主要开采方法、生产集约化程度、矿压显现程度和自燃隐患威胁程度”等因素的不同,合理划分装备等级后确定应装备的种类和数量。各矿井防灭火技术装备的具体情况如下。

一、新安区、宜洛区和陕潼区矿井防灭火技术装备

新安区、宜洛区和陕潼区开采煤层为石炭二叠系山西组大煤,新安区煤种为贫煤及少量瘦煤,宜洛区和陕潼区的煤种为焦煤和瘦煤。煤岩成分主要为暗煤、亮煤和镜煤,挥发分含量大于20%~28%。煤层自燃倾向性较小,自然发火期为6~12个月。煤层结构复杂,厚度变化较大,属不稳定或极不稳定煤层,平均

可采总厚度 2.67~6.5m。煤层倾角：陕澠区 13°~18°；宜洛区 25°~45°；新安区 7°~11°。煤层顶板为细-中粒砂岩。新安区和宜洛区的煤层瓦斯含量较大，属高瓦斯矿井。陕澠区煤层瓦斯含量较低，属低瓦斯矿井；区域内各个矿井的主要采煤方法为走向长壁后退式炮采或炮放，个别矿井（新安煤矿）的局部工作面也采用综合机械化采煤法，全部采用自然垮落法管理顶板。受煤层赋存不稳的影响，生产采区比较分散，工作面的布置参数都不大，集约化生产程度较低。矿压显现程度不很明显，自燃隐患的威胁程度较小，矿井自然发火总次数不超过 10 次，甚至有的矿井自建矿以来未发生过煤层自然发火现象。因此，在完善矿井消防供水管网系统的前提下，区域内矿井防灭火技术装备等级属于Ⅲ级。其主要装备如下：

防灭火钻机（KHYD 系列）：建矿以来煤层自然发火次数不超过 5 次的，配备 3~4 台；自然发火次数超过 5 次而不超过 10 次的，装备 5~6 台。

移动式充填泵（BG-II）：3~4 台（宜洛区和陕澠区内 80% 矿井不装备）。

二、义马区矿井防灭火技术装备

义马区矿井开采煤层为侏罗纪中统下部 1-1、1-2、2-1、2-2、2-3 煤层，煤种为长焰煤，煤岩成分主要为亮煤，但 2-3 煤层的下部暗煤和丝炭的含量明显增多，挥发分含量大于 40%。煤层自燃倾向性严重，自然发火期一般为 15~30 天，最短的仅 7 天。煤层结构简单，赋存稳定，平均可采总厚度 22.52m。煤层倾角 8°~15°，顶板为砂岩。煤层瓦斯含量较小，属低瓦斯矿井。区域内除北露天矿外，其余矿井主要采煤方法为走向长壁分层后退式综合机械化和综采放顶煤，自然垮落法管理顶板。生产采区集中，正规工作面的布置参数较大，走向长度 1200~1700m，倾斜长度 120~220m，集约化程度高。

区域内的跃进和杨村煤矿的矿压显现不很明显，煤层自燃隐患的威胁程度较严重，但没有造成采区封闭或人员伤亡现象。因此，在完善矿井消防供水管网和防灭火灌浆、充填系统的前提下，防灭火装备等级属于Ⅱ级。主要装备如下。

一般防灭火钻机（KHYD 系列岩石电钻）：8~10 台。

液压钻机（MYB-150）：2 套。

移动式充填泵（BG-II）：4~5 台。

移动式高压泥浆泵（TBW-50/15）：4 套。

移动式远距离高压泥浆泵（KLB-50/100）：2 套。

三相泡沫发生装置：φ100mm 的 2 套。

区域内的千秋、常村和耿村三矿受生产集中、采深和开采强度大的影响，矿压显现较剧烈。煤层自燃隐患的威胁程度最大，历史上均发生过重大的自然发火灾害，不仅封闭采区造成重大经济损失，而且个别矿还造成人员伤亡。在完善矿

井消防供水管网和防灭火灌浆、充填系统的前提下,防灭火装备等级属于Ⅰ级。主要装备如下。

一般防灭火钻机(KHYD系列岩石电钻):12~14台。

液压钻机(MYB-150):3~4套。

移动式充填泵(BG-Ⅱ):6~8台。

移动式高压泥浆泵(TBW-50/15):6~8套。

移动式远距离高压泥浆泵(KLB-50/100):3~4套。

制氮机(PSA-1000):2套。

束管检测系统(KSS-200):1套。

三相泡沫发生装置: $\phi 50\text{mm}$ 和 $\phi 100\text{mm}$ 的各2套。

三、惰性气体防灭火系统的实施

河南义马矿区千秋煤矿、常村煤矿、耿村煤矿都建立了注入惰性气体防灭火系统,采用PSA-1000型地面固定式大型制氮机,取得了较好的防灭火效果。在千秋煤矿也进行了注入 CO_2 惰性气体防灭火技术措施试验。采用放顶煤采煤法开采有自然发火危险的厚及特厚煤层时,为防止采空区自然发火而采用注氮防灭火技术时,制定有专门设计并符合下列规定。

(1) 技术设计应包括下列内容。

- ① 煤的自然倾向性;
- ② 煤层自然发火期;
- ③ 瓦斯涌出量;
- ④ 煤层水分含量;
- ⑤ 煤尘爆炸指数;
- ⑥ 煤层厚度;
- ⑦ 煤层倾角;
- ⑧ 煤层硬度系数;
- ⑨ 顶板围岩特性;
- ⑩ 采区长度;
- ⑪ 工作面长度;
- ⑫ 煤层开采高度;
- ⑬ 落煤高度;
- ⑭ 推进速度;
- ⑮ 放煤步距;
- ⑯ 放煤方式;
- ⑰ 工作面通风方式优选;

- ⑩ 工作面风量计算；
- ⑪ 工作面通风风压差计算；
- ⑫ 工作面通风系统图、网络图、立体图和压能图；
- ⑬ 工作面瓦斯防治措施；
- ⑭ 气源选择；
- ⑮ 输配管网布置及管网最佳断面的确定；
- ⑯ 输配气管网的附属装置的选择与布置；
- ⑰ 氮气释放口的布置；
- ⑱ 注入方式的选择；
- ⑲ 最佳注入量的确定；
- ⑳ 拟漏固惰方式的优化选择；
- ㉑ 安全条件的检查监控。

(2) 要有专人负责管理，定期提出分析报告。分析报告和内容见表 7-1。

表 7-1 放顶煤综采（放）工作面氮气防火原始记录表

采区		工作面		各探头监测的气体成分/%															备注
观测日期	氮气		注入方式	1					2					3					
	流量 (m³/min)	浓度 /%		O₂	N₂	CH₄	CO₂	CO	O₂	N₂	CH₄	CO₂	CO	O₂	N₂	CH₄	CO₂	CO	

(3) 采用注氮防火的工作面应建立完善的束管监测系统，并保持连续正常的工作。束管监测探头布置应符合下列规定，氮气释放口及探头布置如图 7-1 所示。

- ① 后退式 U 形通风放顶煤采煤工作面采空区注氮防火关于氧气浓度的规定。

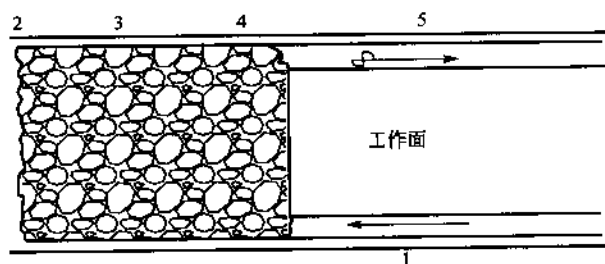


图 7-1 氮气释放口及探头布置图

② 后退式 U 形通风放顶煤采煤工作面随着回采工作面的变化,不断向前推进,采空区逐渐扩大,并随着矿山压力的活动和回采工作面通风等因素的作用和影响,使采空区沿轴向和垂直高度方向形成“三带”、“三区”。采空区的分带和分区如图 7-2 所示。

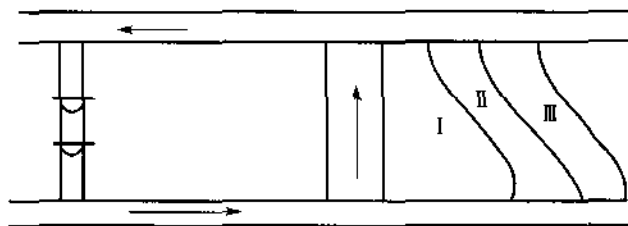


图 7-2 采空区分带和分区图

注氮防火必须做到:氮气浓度不得低于 97 %;连续不间断地注入氮气;采空区的上、下隅角必须封堵;采空区注入氮气后,采空区窒息带的氧气浓度不高于 7 %。

氧化带宽度大小,与顶板围岩性质、工作面长度、采高、冒落块度大小以及回采工作面空间的通风、注氮和瓦斯抽放强度大小、抽放钻孔布置方式有关。一般情况下,冷却带宽度为 3~10m;氧化带宽度为 5~15m;氧化带以里为窒息带。

四、义马煤田易自燃煤层矿井实现高产高效的探索

义煤集团公司位于河南省西部,地跨两市四县,煤炭可采贮量 8.5 亿吨,现有十个生产矿井和一个露天矿,矿井分布在宜洛、新安、义马、陕县四个煤田中。其中义马煤田开采煤层为中生界侏罗系下统煤层(长焰煤),共含煤 5 层,平均煤厚为 4.32m 和 10.24m,各煤层均属极易自燃煤层,自然发火期 1 个月,最短 18 天。义马煤田中的常村、耿村、杨村等六矿为义煤集团公司主力矿井,生产能力达 820 万吨。易自燃煤层如何实现安全、高产、高效的回采,是制约着矿井双高建设的一个主要难题。

实现高产高效的方法探索如下。

(1) 提高技术装备水平,建设高产高效工作面,是高产高效矿井建设的关键。针对易自燃煤层,合理设备配套和回采工艺,是矿井实现稳产高产的关键。

① 建设初期,主要对不适应“双高”矿井建设的设备进行改造和更新,实现稳产高产。1993 年为常村矿高产高效面配备了 ZYP3200-17/37 支架,并对其液压系统进行了改造,采用大流量阀,提高移架速度,配备了运输能力 1000t 的刮板机和 MG-300 型采煤机,实现矿-区-面生产格局,原煤生产人员 1999 人,采队产量 152 万吨,回采工效 60.103t/工,1994 年矿井实现利润 5251 万元,建成部级高产高效矿井。1995 年为耿村矿改造了 MXA-300/4.5 采煤机、PY3200-

17/35 支架,引进配套了英国大功率刮板机、破碎机、转载机等设备,为耿村矿 1995 年建成部级高产、高效矿奠定了坚实基础。

② 1995 年以来,为进一步巩固和加快“双高”矿井建设的建设步伐,积极推广应用了综采放顶煤技术。综采放顶煤的设备选型、配套与可靠性,是实现放顶煤开采的一个重要环节,也是实现高产、高效和安全生产的关键。与焦作工学院合作,首先在常村开展了“易自燃煤层高产、高效综采放顶煤开采技术研究”,进行了放顶煤开采工业试验,探索易自燃厚煤层综采放顶煤开采工艺特点及防灭火措施。根据 2104 工作面采场支架静载荷增大,动载荷减小的特点,结合 2-3 煤层具有煤尘爆炸性、易自然发火的特性,从减小采煤工作面煤尘浓度、降低采空区漏风,有利于预防采空区火灾的角度出发,综采试验面基本支架选用隔离采空区性能好的掩护式低位放顶煤液压支架。鉴于常村矿多年来一直使用支撑掩护式铺网支架开采,具有一套成熟的综采开采施工和管理经验,为此决定采用把 ZYP3200-17/37 改造成 ZFS3200-17/37 支架,配套 MG-300W 采煤机、SGZ-764/320 运输机、ZFS4200-18/30 端头支架进行回采试验。试验期间工作面平均回采率为 77.3%,其中正常放煤期间工作面回采率为 83.1%,顶煤回采率最高达到 90.5% (通常为 86.8%~88.8%),高于全国国营重点煤矿综放面平均回采率 (81.1%)。放顶煤开采试验是成功的。在回采工艺上积累了一定的经验,开创了极易自燃煤层采用综放技术开采的先例,联合攻克了许多关键性的技术难题,使煤炭生产方式发生了重大变改。在此基础上,又为耿村矿配备一套综放设备,1998 年在 1301 工作面进行回采,取得了巨大的经济和社会效益,工作面平均单产 10.1 万吨/月,平均工效 71.87 吨/工,最高单产 14.29 万吨/月,最高工效 87.41 吨/工,工作面回采率 81.29%;然后在 1302 工作面推广,平均月产达 17.0 万吨/月,最高月产达 24.64 万吨/月,平均工效 86.75 吨/工,最高工效 120.7 吨/工,工作面回采率达 88.3%。目前集团公司有五套综采放顶煤设备正在生产,有力地促进了高产高效矿井的建设。

(2) 开发和完善易自燃煤层矿井防灭火技术,是高产高效矿井建设的保障。

① 矿井通风系统是通风方式、方法、网络、动力和控制设施所组成的动态系统,它是矿井开采系统上的一个重要的子系统。它依附于矿井开采大系统,又影响开采大系统的稳定运行,并随着大系统的发展而发展。因而矿井通风系统是保证矿井安全生产和经济运行的重要基础。

为了配合高产高效矿井的建设,探讨完善和改造矿井通风系统的途径,在调研义马煤田易自燃煤层矿井通风情况的基础上,从通风有效性、安全可靠、风机运转稳定性和经济合理性四方面提出了评价矿井通风系统优劣的指标体系和回采工作面防火经济技术指标及其各项指标的合理取值范围。在实际生产应用上,取得良好效果。

② 随着开采深度的增加和综放工艺的推广应用,矿压增大、顶煤增厚、空顶现象增多,给煤层自燃创造了条件,自然发火机率明显增大,自然发火问题已成为高产、高效矿井建设的严重障碍。为了实现高产高效的目标,近年来,义煤集团公司积极探索应用了压注化学凝胶、胶体泥浆、背板抹泥、喷射混凝土、喷涂聚氨酯、充填复合凝土、均压通风、低风量供风、采空区压注与气雾喷洒阻化剂等综合防灭火实用技术,取得了良好效果,自然发火率由 1996 年前的 3.07 次/百万吨下降到 0.5 次/百万吨。采用综采放顶煤工艺,成功回采 6 个工作面,正在回采 5 个工作面,为在极易燃厚煤层中推广综采放顶煤工艺打开了“禁区”。

在易自燃煤层中,主要从巷道掘进、支架安装、回采推进、拆除支架四个环节上采取综合防灭火技术。巷道掘进期间,主要采用背板抹泥、喷射混凝土堵漏风技术,预埋注浆管、间歇注浆降温隔氧技术,复合凝土充填防灭火技术,化学凝胶及胶体泥浆防灭火技术;支架安装期间,主要采用改进切眼层位布置防火技术、切眼预注浆防火技术、架顶后注胶灭火技术;回采推进期间,主要采用钻场灭火技术、低风量供风仰采空区发火技术、上下端头防灭火技术、采空区压注及气雾喷洒阻化剂防火技术、开区均压防灭火技术;拆除支架期间,主要采用增稠泥浆固水防灭火技术、聚氨酯喷涂堵漏风技术和“负改正”通风拆除技术。

(3) 建设高产高效矿井所取得的经济和社会效益。

① 在易自燃厚煤层中推广综放开采技术较分层开采,降低了吨煤成本、减少了工作面搬家次数、提高了工作面回采率、减少了分层开采而造成下分层易自燃的不安全隐患。现就耿村矿 1301 和 1302 工作面应用综放开采与分层开采主要经济技术指标进行分析。

耿村矿 1301 和 1302 两个工作面若使用 ZYZ 分层开采平均单产 5.0 万吨/月,工效 25.5 吨/工,回采率 67.59%,吨煤成本 15.7 元/吨;若使用 QY47 分层开采平均单产 5.5 万吨/月,工效 27.8 吨/工,回采率 65.17%,吨煤成本 20.7 元/吨。采用综放开采两个工作面可减少煤炭资源浪费 73.1 万吨,若吨煤售价 80 元(1998 年平均售价),按吨煤成本计算,直接经济效益为 5198.92 万元;按吨煤成本降低而产生的直接经济效益计算,与分层开采相比为 2131.06 万元;总计两个工作面采用综放开采产生直接经济效益 7359.98 万元。

② 1980~1995 年,义煤公司采用分层开采先后有 14 个综采工作面因自燃发火造成停产封闭,综采支架封闭在火区最长达两年之久,冻结煤量 600 万吨;采用综放开采工艺,实施综合防灭火技术后,自 1996 年以来,义煤公司已成功回采综放面 6 个,正在回采 5 个,每年减少因自燃发火冻结煤量造成的损失在 6000 万元以上。

义马煤田易自燃煤层经过 4 个矿井 6 个工作面的成功回采,生产工艺和综合防灭火技术已日趋成熟和完善,为义煤集团高产高效建设探索了一条有效途径。

附 录

常用煤矿防灭火设备、灭火材料、规程等

一、火灾检测及防灭火装备

1. 火灾检测及防灭火装备

序号	名 称	推荐型号	单位	装备数量及要求	备 注
1	煤矿专用 气相色谱仪	GC-4008	套	1.8Mt/a 及其以下自燃矿井应配 备 1 套, 1.8Mt/a 以上的矿井配 2 套	矿务局应装备 1~2 套
2	煤自燃性 测定仪	ZRJ-1	套	0.9~1.8Mt/a 自燃矿井应配备 1 套, 1.8Mt/a 以上的矿井配 2 套	0.6Mt/a 及其以下的矿井 可不配, 送煤样到部授权的煤 炭科研单位鉴定
3	矿井火灾 预报束管监 测系统	AXZ-2	套	一级、二级自燃矿井应配备 1 套 采用氮气防火的矿井、采用综采放 顶煤法开采有自燃倾向的厚及特厚 煤层的矿井, 必须配备 1 套	
4	阻化剂喷 射泵	WJ-24	台	一级、二级自燃矿井每个采煤工作 面必须配备 1 台, 三级、四级自燃矿 井每个采区必须配备 1 台	
5	胶带机硐 室自动灭火 系统	DMH	套	要求实现火灾的连续监测、报警和 自动洒水或撒干粉(硐室)灭火, 并应 接入矿井安全监测系统主胶带机机 头、机尾应各配备 1 套, 其余的只在 机头配; 主要机电硐室也应配备 1 套 胶带机机头与机电硐室或检修硐 室相距不超过 200m 的, 可共用 1 套 DMH 型灭火系统	
6	惰性气体 防灭火装置: ①燃油除 氧惰气发生 装置; ②深冷空 分法制液氮 装备; ③井下移 动式膜分离 制氮装备	DQ-500MD 系列	套	采用综采放顶煤法开采有自燃倾 向的厚及特厚煤层的矿井, 必须配备 其中 1 套	可选择其中一种装备 1 套

2. 煤矿专用气相色谱仪

型号	用途	最小检测浓度/ $\times 10^{-6}$	基线漂移/(mV/0.5h)	程序升温控制/ $^{\circ}\text{C}$	分析周期/min	主机外形尺寸/mm	质量/kg	参考价格/万元	生产厂家	备注
GC 4008	可分析矿井大气中 H_2 、 O_2 、 N_2 、 CH_4 、 CO 、 CO_2 、 H_2S 、 C_2H_6 、 C_3H_8 、 C_4H_{10} 、 C_5H_{12} 等,用于自然发火的预测,封闭区内火势动态的判断,瓦斯爆炸危险性的判别以及配气站标准气的标定等	$\text{H}_2 < 5$ $\text{CH}_4 < 100$ $\text{CO} < 0.5$ $\text{CO}_2 < 2$ $\text{C}_2\text{H}_6 < 0.1$ $\text{C}_3\text{H}_8 < 0.5$	热导检测器 ≤ 0.5 氢焰检测器 ≤ 0.3	20~400(8阶),温度指示偏差 $< 1\%$	10	455 $\times$ 577 $\times$ 540	45	7.8	煤炭科学研究总院抚顺分院	全套包括:主机、A4800型数据处理机、色谱柱、转化炉和流通阀等具有两种检测器同时使用和并联三柱同时进样的功能

3. 煤自燃性测定仪

型号	用途	吸氧量测量范围/(mL/g)	测量误差/%	载气	灵敏度/(mV/mL)	外形尺寸/mm	质量/kg	参考价格/万元	生产厂家	备注
ZKJ-1	利用双气路流动色潜吸氧法测定煤低温吸氧耐流态氧的特性,对煤自燃倾向性进行分类鉴定。计算机系统实现了温度控制、测定、显示及计算结果打印自动化	0.05~4	≤ 5	氮气	$> 10\text{hs}$	480 $\times$ 435 $\times$ 460	25	3.9	煤炭科学研究总院抚顺分院	中煤总安通字(1992)第18号文通知用本法取代《着火点》法,以实施《煤矿安全规程》第211条要求的规定

4. 矿井火灾预报束管监测系统

型号	用途	测量范围	测点数量	检测显示	外形尺寸/mm	质量/kg	参考价格/万元	生产厂家	备注
ASZ-II	系统通过束管取样,利用安在地面上的抽气泵(15L/s),各种气体分析仪器以及计算机等,连续监测井下巷道、采空区、密闭区中的CO、O ₂ 、CO ₂ 、CH ₄ 等气体组分浓度,根据CO变化趋势和格雷哈姆系数(CO/ΔO ₂),早期预报煤炭自然发火	CO: 0~200×10 ⁻⁶ , O ₂ : 0~5%, CO ₂ : 0~25%, CH ₄ : 0~15%, CH ₄ : 0~100%	12 16 (任选)	自动巡回检测,并打印各气体参数及其变化曲线,CO/ΔO ₂ 数值,爆炸三角形及日月报表等	抽气泵	700× 460×550	21.7	煤炭科学研究总院抚顺分院	本系统符合《矿井防灭火规范》第38条规定的预报指标,达到《煤矿安全规程》第220条,223条和224条中关于防火监测预报方面要求,被选为1990~1995年煤炭工业(100项)第51项
					气路控制柜	400× 1020×1040			
					分析仪器柜	600× 560×1600			

5. 阻化剂喷射泵

型号	用途	压力/MPa	最大射程/m	流量/(m ³ /h)	吸水高度/m	防爆电机		外形尺寸/mm	质量/kg	参考价格/元	生产厂家	备注
WJ-24	用于井下喷洒阻化剂溶液,防止煤炭自燃发火。采煤工作面、老塘、喷洒在浮煤上;高顶浮煤,插管压注;采空区上顺槽、埋管喷注 利用随机配带的雾化喷头,还可向采空区喷送雾状阻化剂	2~3	715	2.4	≤5	功率/kW	电压/V	1500×490×600	58	8900	煤炭科学研究总院抚顺分院	随机带高压胶管80m,符合《煤矿安全规程》第215条关于喷洒阻化剂的要求

6. 燃油除氧惰气发生装置

序号	型号	用途	产气量/(m ³ /min)	氧含量/%	耗油量/(kg/min)	总质量/t	参考价格/元	生产厂家	备注
1	DQ500	用于煤矿井下扑灭大型明火火灾,和制瓦斯爆炸,	>450	≤3	11~12	0.8	103000	黑龙江呼兰煤矿安全仪器厂	
2	DQ150	用于远距离火场入风侧	>140	≤3	4	0.45	45000		

7. 井下移动式膜分离制氮装备

序号	型号	用途	产氮量 /(m ³ /h)	氮浓度/%	氮气压 力/MPa	外形尺寸/m	全装置 量/kg	参考价 格/万元	生产厂家	备 注
1	MD-200	直接牵引到井下采区附近,吸取井下大气并分离出高压氮气,注入到采空区进行防火或灭火,轻便灵活,可节省地面上建、管路等投资,制氮成本低	>200	>97	>0.65	2.5×1.1×1.6×3	4500	<200	煤炭科学研究总院抚顺分院	装备由空压机段(电机防爆)、空气预处理段和膜分离段三部分组合,安装在3~4辆平板车上,整套或分段牵引
2	MD-300		>300	>97	>0.65	2.5×1.1×1.6×3	4500	<200		
3	MD-400		>400	>97	>0.65	2.5×1.1×1.6×3	4500	<300		
4	MD-500		>500	>97	>0.65	2.5×1.1×1.6×4	6000	<300		
5	MD-600		>600	>97	>0.65	2.5×1.1×1.6×4	6000	<350		
井上固定或移动式膜分离制氮装备			氮气纯度 97%~99.9%,压力 0.65~1.0MPa,产氮量可达 2000m ³ /h							

8. 胶带机硐室自动灭火系统

型号	用途	探测器 和洒水 喷头数 量/个	输送安 监控系统 信号 /mA	喷头动 作温度 /℃	其他参数	防爆形式	外形尺寸/mm	质量/kg	参考价格/万元	生产厂家	备注
DMH	用于煤矿井下皮带输送机、硐室以及其他区段不同种类、外源火灾的自动监视、报警、灭火	各 10 个	正常 0 火警 5	70±5	监视直径 ≤ 200mm, 洒水长度 ≥ 16m, 干粉灭火面积 ≥ 400m ²	隔爆兼本质安全	主机 380× 250×120 电源控制箱 500× 430×300	90	2.9	煤炭科学研究总院抚顺分院	配备本系统依据《矿井防灭火规范》第 26 条,主运输胶带输送机头机尾各配一套,其余胶带输送机头配用于硐室火灾时,探测器 10 个中包 含一个感烟传感器,并加 20 个电铃引发干粉灭火,参考价 格增加到 3.5 万元

9. 灭火设备

序号	设备名称	型号	用途	功率/kW	发射器口径/mm	水轮工作压力/MPa	水轮作水量/(m ³ /min)	喷嘴工作压力/MPa	喷量/(L/min)	泡沫剂浓度/%	泡沫量/(m ³ /min)	驱动风压/mm H ₂ O	泡沫倍数	泡沫比	泡沫液或泡率/%	质量/kg	参考价格/元	生产厂家
1	水轮发泡机	SGP-180	适用于井下巷道和地面火灾	6.3~8.4	φ650	5~6	1~1.2	1.2	250~280	1.2~2.4	100~140	100~120	500:1	1.15~1.28	≥90	65		上海消防器材厂
2	水力高倍泡沫灭火机	SGP-180		6.3~8.4	φ600	5	1.2	1.2	≥250	2.34	>180	110				65	8100	黑龙江哈尔滨市煤矿安全器材厂
3	防爆对旋电动发泡机	BGP-200		10.2	φ640			1.2	250	2.34	>200	250	700:1	1.08~1.2	≥95	170	15000	上海消防器材厂
4	防爆对旋电动发泡机	BGP-400		15	φ750			1.2	500	2.34	>400	300				185	17000	上海消防器材厂

注: 1mmH₂O=9.81Pa。

二、《矿井通风安全装备标准》(部分)

4. 火灾检测及防灭火

4.0.2 本条是根据下列文件精神结合矿井生产实践制订的。

(1) 根据《矿井防灭火规范》第32条的规定, 开采自燃煤层的矿井, 应装备分析一氧化碳、二氧化碳、沼气可燃气体和氧气的气相色谱仪, 本标准予以采用。

考虑到该仪器既可检测火灾标志等气体, 又能标定配气站标准气样, 用途广泛, 故本标准确定每个自燃矿井至少配备1套, 1.8Mt/a以上的矿井配备2套。矿务局也应装备1~2套。对于推荐的GC 4008型气相色谱仪, 煤炭部安全司于1995年8月16日, 在抚顺矿务局召开了专门会议, 要求在全国煤矿推广使用, 本标准予以推荐采用。

(2) 关于煤的自燃倾向性鉴定, 根据中煤总安通字[1992]第18号文通知, 过去采用的“着火点”鉴定法应淘汰。并据《煤矿安全规程》第211条执行说明规定, 要求采用“吸氧法”进行鉴定。本标准推荐的ZRJ-1型仪器正是采用“吸氧法”鉴定的。其数量经调查, 本标准确定0.9~1.8Mt/a矿井配1台, 1.8Mt/a以上矿井则配2台; 而0.6Mt/a及其以下矿井可不配, 采取送煤样到部授权的煤炭科研单位鉴定较为合理。

(3) 喷洒阻化剂, 是《煤矿安全规程》第215条规定的必须采用的基本防火措施之一, 本标准予以采用。其数量根据调查确定。

4.0.3 根据《矿井防灭火规范》第30条规定, 一、二级自燃矿井应建立火灾的预测预报系统。第38条规定, 一般以一氧化碳的相对量和绝对量以及格雷哈姆系数作为自然发火的预报指标。《煤矿安全规程》第220条、224条规定, 采用氮气防火和综采放顶煤法开采有自燃倾向的厚及特厚煤层的矿井, 必须有能连续监测采空区气体成分变化的监测系统。

以上规定本标准予以采用, 其数量根据调查至少必须设置一套。

4.0.4 根据《矿井防灭火规范》第26条的规定, 采用皮带运输机的矿井, 应装设皮带火灾报警装置和自动洒水灭火装置。另参照《装备要求》的有关规定, 井下移动变电站、机电硐室和检修硐室必须设置自动泡沫灭火器、干粉灭火器和灭火手雷。《煤矿安全规程》第10.4.5条规定, 井下胶带输送机、主要机电硐室和有自燃危险的采区, 应设置连续式火灾监测系统, 并应接入矿井安全监测系统。

以上规定本标准予以采用, 其数量根据调查确定。

4.0.5 在惰性气体防灭火装置中, 以深冷空分法制液氮装备和井下移动式膜分离制氮装备效果为最好, 但价格较高。根据《煤矿安全规程》第224条规定, 只要求采用综采放顶煤法开采有自燃倾向的厚及特厚煤层必须配置。本标准予以采

用，并确定选择其中的一种予以装备。

其他自燃矿井可根据经济条件酌情选用。

三、《煤矿安全规程》(部分)

第五章 防灭火

第一节 一般规定

第二百一十五条 生产和在建矿井必须制定井上、下防火措施。矿井的所有地面建筑物、煤堆、矸石山、木料场等处的防火措施和制度，必须符合国家有关防火的规定。

第二百一十六条 木料场、矸石山、炉灰场距离进风井不得小于80m。木料场距离矸石山不得小于50m。

不得将矸石山或炉灰场设在进风井的主导风向上风侧，也不得设在表土10m以内有煤层的地面上和设在有漏风的采空区上方的塌陷范围内。

第二百一十七条 新建矿井的永久井架和井口房、以井口为中心的联合建筑，必须用不燃性材料建筑。

对现有生产矿井用可燃性材料建筑的井架和井口房，必须制定防火措施。

第二百一十八条 矿井必须设地面消防水池和井下消防管路系统。井下消防管路系统应每隔100m设置支管和阀门，但在带式输送机巷道中应每隔50m设置支管和阀门。地面的消防水池必须经常保持不少于200m³的水量。如果消防用水同生产、生活用水共用同一水池，应有确保消防用水的措施。

开采下部水平的矿井，除地面消防水池外，可利用上部水平或生产水平的水仓作为消防水池。

第二百一十九条 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。

第二百二十条 井口房和通风机房附近20m内，不得有烟火或用火炉取暖。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。

暖风道和压入式通风的风硐必须用不燃性材料砌筑，并应至少装设2道防火门。

第二百二十一条 井筒、平硐与各水平的连接处及井底车场，主要绞车道与主要运输巷、回风巷的连接处，井下机电设备硐室，主要巷道内带式输送机机头前后两端各20m范围内，都必须用不燃性材料支护。

在井下和井口房，严禁采用可燃性材料搭设临时操作间、休息间。

第二百二十二条 井下严禁使用灯泡取暖和使用电炉。

第二百二十三条 井下和井口房内不得从事电焊、气焊和喷灯焊接等工作。如果必须在井下主要硐室、主要进风井巷和井口房内进行电焊、气焊和喷灯焊接等工作，每次必须制定安全措施，并遵守下列规定。

(一) 指定专人在场检查和监督。

(二) 电焊、气焊和喷灯焊接等工作地点的前后两端各 10m 的井巷范围内，应是不燃性材料支护，并应有供水管路，有专人负责喷水。上述工作地点应至少备有 2 个灭火器。

(三) 在井口房、井筒和倾斜巷道内进行电焊、气焊和喷灯焊接等工作时，必须在工作地点的下方用不燃性材料设施接受火星。

(四) 电焊、气焊和喷灯焊接等工作地点的风流中，瓦斯浓度不得超过 0.5%，只有在检查证明作业地点附近 20m 范围内巷道顶部和支护背板后无瓦斯积存时，方可进行作业。

(五) 电焊、气焊和喷灯焊接等工作完毕后，工作地点应再次用水喷洒，并应有专人在工作地点检查 1h，发现异状，立即处理。

(六) 在有煤（岩）与瓦斯突出危险的矿井中进行电焊、气焊和喷灯焊接时，必须停止突出危险区内的一切工作。

煤层中未采用砌碛或喷浆封闭的主要硐室和主要进风大巷中，不得进行电焊、气焊和喷灯焊接等工作。

第二百二十四条 井下使用的汽油、煤油和变压器油必须装入盖严的铁桶内，由专人押运送至使用地点，剩余的汽油、煤油和变压器油必须运回地面，严禁在井下存放。

井下使用的润滑油、棉纱、布头和纸等，必须存放在盖严的铁桶内。用过的棉纱、布头和纸，也必须放在盖严的铁桶内，并由专人定期送到地面处理，不得乱放乱扔。严禁将剩油、废油泼洒在井巷或硐室内。

井下清洗风动工具时，必须在专用硐室进行，并必须使用不燃性和无毒性洗涤剂。

第二百二十五条 井上、下必须设置消防材料库，并遵守下列规定。

(一) 井上消防材料库应设在井口附近，并有轨道直达井口，但不得设在井口房内。

(二) 井下消防材料库应设在每一个生产水平的井底车场或主要运输大巷中，并应装备消防列车。

(三) 消防材料库储存的材料、工具的品种和数量应符合有关规定，并定期检查 and 更换；材料、工具不得挪作他用。

第二百二十六条 井下爆炸材料库、机电设备硐室、检修硐室、材料库、井底车场、使用带式输送机或液力耦合器的巷道以及采掘工作面附近的巷道中，应

备有灭火器材，其数量、规格和存放地点，应在灾害预防和处理计划中确定。

井下工作人员必须熟悉灭火器材的使用方法，并熟悉本职工作区域内灭火器材的存放地点。

第二百二十七条 每季度应对井上、下消防管路系统，防火门，消防材料库和消防器材的设置情况进行一次检查，发现问题，及时解决。

第二节 井下火灾防治

第二百二十八条 煤的自然倾向性分为容易自燃、自燃、不易自燃三类。

新建矿井的所有煤层的自然倾向性由地质勘探部门提供煤样和资料，送国家授权单位做出鉴定，鉴定结果报省（自治区、直辖市）煤矿安全监察机构及煤炭管理部门备案。

生产矿井延深新水平时，必须对所有煤层的自然倾向性进行鉴定。

开采容易自燃和自燃煤层的矿井，必须采取综合预防煤层自然发火的措施。

第二百二十九条 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，必须砌碹或锚喷，碹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。

第二百三十条 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，并根据采取防火措施后的煤层自然发火期确定采区开采期限。在地质构造复杂、断层带、残留煤柱等区域开采时，应根据矿山地质和开采技术条件，在作业规程中另行确定采区开采方式和开采期限。

回采过程中不得任意留设设计外煤柱和顶煤。采煤工作面采到停采线时，必须采取措施使顶板冒落严实。

第二百三十一条 开采容易自燃和自燃的急倾斜煤层用垮落法控制顶板时，在主石门和采区运输石门上方，必须留有煤柱。禁止采掘留在主石门上方的煤柱。留在采区运输石门上方的煤柱，在采区结束后可回收，但必须采取防止自然发火措施。

第二百三十二条 开采容易自燃和自燃的煤层时，必须对采空区、突出和冒落孔洞等空隙采取预防性灌浆或全部充填、喷洒阻化剂、注阻化泥浆、注凝胶、注惰性气体、均压等措施，编制相应的防灭火设计，防止自然发火。

在自然发火期内能采完、并能及时予以封闭的工作面和采区，可不采取上述防止自然发火的措施。

第二百三十三条 采用灌浆防灭火时，应遵守下列规定。

（一）采区设计必须明确规定巷道布置方式、隔离煤柱尺寸、灌浆系统、疏水系统、预筑防火墙的位置以及采掘顺序。

（二）安排生产计划时，必须同时安排防火灌浆计划，落实灌浆地点、时间、

进度、灌浆浓度和灌浆量。

(三) 对采区开采线、停采线、上下煤柱线内的采空区，应加强防火灌浆。

(四) 应有灌浆前疏水和灌浆后防止溃浆、透水的措施。

第二百三十四条 在灌浆区下部进行采掘前，必须查明灌浆区内的浆水积存情况。发现积存浆水，必须在采掘之前放出；在未放出前，严禁在灌浆区下部进行采掘工作。

第二百三十五条 采用阻化剂防灭火时，应遵守下列规定。

(一) 选用的阻化剂材料不得污染井下空气和危害人体健康。

(二) 必须在设计中对阻化剂的种类和数量、阻化效果等主要参数作出明确规定。

(三) 应采取防止阻化剂腐蚀机械设备、支架等金属构件的措施。

第二百三十六条 采用凝胶防灭火时，应遵守下列规定。

(一) 选用的凝胶和促凝剂材料，不得污染井下空气和危害人体健康，使用时并巷空气成分必须符合本规程第一百条的有关规定。

(二) 编制的设计中应明确规定凝胶的配方、促凝时间和压注量等参数。

(三) 压注的凝胶必须充满全部空间，其外表面应予喷浆封闭，并定期观测，发现老化、干裂时，应予重新压注。

第二百三十七条 采用均压技术防灭火时，应遵守下列规定。

(一) 应有完整的区域风压和风阻资料以及完善的检测手段。

(二) 必须有专人定期观测与分析采空区和火区的漏风量、漏风方向、空气温度、防火墙内外空气压差等的状况，并记录在专用的防火记录簿内。

(三) 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。

(四) 应经常检查均压区域内的巷道中风流流动状态，应有防止瓦斯积聚的安全措施。

第二百三十八条 采用氮气防灭火时，必须遵守下列规定。

(一) 氮气源稳定可靠。

(二) 注入的氮气浓度不小于97%。

(三) 至少有一套专用的氮气输送管路系统及其附属安全设施。

(四) 有能连续监测采空区气体成分变化的监测系统。

(五) 有固定或移动的温度观测站(点)和监测手段。

(六) 有专人定期进行检测、分析和整理有关记录、发现问题及时报告处理等规章制度。

第二百三十九条 开采容易自燃和自燃的煤层，采用全部充填采煤法时，不得采用可燃物作充填材料，采空区和三角点必须充满。

第二百四十条 开采容易自燃和自燃的煤层时，在采区开采设计中，必须预先选定构筑防火门的位置。当采煤工作面投产和通风系统形成后，必须按设计选定的防火门位置构筑好防火门墙，并储备足够数量的封闭防火门的材料。

采煤工作面回采结束后，必须在45天内进行永久性封闭。

第二百四十一条 开采容易自燃和自燃的煤层时，在采区开采设计中，必须明确选定自然发火观测站或观测点的位置并建立监测系统、确定煤层自然发火的标志气体和建立自然发火预测预报制度。所有检测分析结果必须记录在专用的防火记录簿内，并定期检查、分析整理，发现自然发火指标超过或达到临界值等异常变化时，立即发出自然发火预报，采取措施进行处理。

第二百四十二条 采用放顶煤采煤法开采容易自燃和自燃的厚及特厚煤层时，必须编制防止采空区自然发火的设计，并遵守下列规定。

(一) 根据防火要求和现场条件，应选用注入惰性气体、灌注泥浆（包括粉煤灰泥浆）、压注阻化剂、喷浆堵漏及均压等综合防火措施。

(二) 有可靠的防止漏风和有害气体泄漏的措施。

(三) 建立完善的火灾监测系统。

第二百四十三条 在容易自燃和自燃的煤层中掘进巷道时，对巷道中出现的冒顶区必须及时进行防火处理，并定期检查。

第二百四十四条 任何人发现井下火灾时，应视火灾性质、灾区通风和瓦斯情况，立即采取一切可能的方法直接灭火，控制火势，并迅速报告矿调度室。矿调度室在接到井下火灾报告后，应立即按灾害预防和处理计划通知有关人员组织抢救灾区人员和实施灭火工作。

矿值班调度和在现场的区、队、班组长应依照灾害预防和处理计划的规定，将所有可能受火灾威胁地区中的人员撤离，并组织人员灭火。电气设备着火时，应首先切断其电源；在切断电源前，只准使用不导电的灭火器材进行灭火。

抢救人员和灭火过程中，必须指定专人检查瓦斯、一氧化碳、煤尘、其他有害气体和风向、风量的变化，还必须采取防止瓦斯、煤尘爆炸和人员中毒的安全措施。

第二百四十五条 封闭火区灭火时，应尽量缩小封闭范围，并必须指定专人检查瓦斯、氧气、一氧化碳、煤尘以及其他有害气体和风向、风量的变化，还必须采取防止瓦斯、煤尘爆炸和人员中毒的安全措施。

第三节 井下火区管理

第二百四十六条 煤矿企业必须绘制火区位置关系图，注明所有火区和曾经发火的地点。每一处火区都要按形成的先后顺序进行编号，并建立火区管理卡片。火区位置关系图和火区管理卡片必须永久保存。

第二百四十七条 永久性防火墙的管理应遵守下列规定。

(一) 每个防火墙附近必须设置栅栏、警标，禁止人员入内，并悬挂说明牌。

(二) 应定期测定和分析防火墙内的气体成分和空气温度。

(三) 必须定期检查防火墙外的空气温度、瓦斯浓度, 防火墙内外空气压差以及防火墙墙体。发现封闭不严或有其他缺陷或火区有异常变化时, 必须采取措施及时处理。

(四) 所有测定和检查结果, 必须记入防火记录簿。

(五) 矿井做大的风量调整时, 应测定防火墙内的气体成分和空气温度。

(六) 井下所有永久性防火墙都应编号, 并在火区位置关系图中注明。

防火墙的质量标准由煤矿企业统一制定。

第二百四十八条 封闭的火区, 只有经取样化验证实火已熄灭后, 方可启封或注销。

火区同时具备下列条件时, 方可认为火已熄灭。

(一) 火区内的空气温度下降到 30°C 以下, 或与火灾发生前该区的日常空气温度相同。

(二) 火区内空气中的氧气浓度降到 5.0% 以下。

(三) 火区内空气中不含有乙烯、乙炔, 一氧化碳浓度在封闭期间内逐渐下降, 并稳定在 0.001% 以下。

(四) 火区的出水温度低于 25°C , 或与火灾发生前该区的日常出水温度相同。

(五) 上述四项指标持续稳定的时间在 1 个月以上。

第二百四十九条 启封已熄灭的火区前, 必须制定安全措施。

启封火区时, 应逐段恢复通风, 同时测定回风流中有一氧化碳。发现复燃征兆时, 必须立即停止向火区送风, 并重新封闭火区。

启封火区和恢复火区初期通风等工作, 必须由矿山救护队负责进行, 火区回风风流所经过巷道中的人员必须全部撤出。

在启封火区工作完毕后的 3 天内, 每班必须由矿山救护队检查通风工作, 并测定水温、空气温度和空气成分。只有在确认火区完全熄灭、通风等情况良好后, 方可进行生产工作。

第二百五十条 不得在火区的同一煤层的周围进行采掘工作。

在同一煤层同一水平的火区两侧、煤层倾角小于 35° 的火区下部区段、火区下方邻近煤层进行采掘时, 必须编制设计, 并遵守下列规定。

(一) 必须留有足够宽(厚)度的煤(岩)柱隔离火区, 回采时及回采后能有效隔离火区, 不影响火区的灭火工作。

(二) 掘进巷道时, 必须有防止误冒、透火区的安全措施。

煤层倾角在 35° 以上的火区下部区段严禁进行采掘工作。

某集团公司矿井防灭火技术管理规范

1. 范围

本标准规定了某矿区井工煤矿井下防灭火总则，巷道设计防火、通风防火，掘进工作面和采煤工作面防火、灭火，老空压防火，火区管理，预测预报及防灭火技术管理等。

本标准适用于某矿区井工煤矿井下防灭火。

2. 术语

本标准采用下列术语。

- 2.1 主要进回风巷：矿井、水平进回风巷的总称。
- 2.2 采区进回风巷：服务于一个采区进回风用的通风巷道。
- 2.3 老空区：采空区、老窑和已报废井巷的总称。
- 2.4 惰性材料：自身或其部分成分具有惰化煤的氧化自然特性，灭火材料的总称；延长煤自然发火期的防灭火材料的总称。
- 2.5 微循环：因巷道风速小而在巷道顶板帮角处形成的局部风流半封闭或全封闭循环现象。
- 2.6 塌实度：巷道支护撤除后的垮落充填密实程度，常用裂隙率表示。
- 2.7 火区“呼吸”：火区封闭后，受大气压变化、密闭墙质量、火区旁侧漏风及最近并联分支系统稳定性等因素单独或综合影响，所形成的封闭火区内、外频繁进风、出风或同时进出风现象。
- 2.8 测温孔：为测定煤层温度而专门设置的钻孔。
- 2.9 软关门：指巷道顶帮出现空洞后，仅在与巷道顶帮交接面处封堵而其里侧仍是空洞，这种现象俗称“软关门”。
- 2.10 重型综放工作面：指支架吨位超过 10t，支撑阻力不小于 3000kN 的综放工作面。
- 2.11 净断面：指巷道道渣层（或底板）上表面和支架内轮廓线所围起来的面积。

3. 总则

- 3.1 为提高矿井防灭火工作科学化、规范化、安全化的管理水平，达到有效防止煤层自然发火事故，促进矿井安全生产健康发展的目的，特制定《义煤集团公司矿井防灭火技术管理规范》。
- 3.2 矿井防灭火工作应坚持“预防为主，防灭并举，总体推进，综合治理”的方针。
- 3.3 矿井各级生产管理人员应在各自的工作中体现出煤层自然防治与安全生产之间的“支配与被支配”关系。

3.4 防灭火战线的干群应树立“煤层自然发火就是失职和事故”的工作信条。上岗作业期间,应全过程自觉地践行该信条。

3.5 “早防、质量”4个字必须充分体现在矿井具体的防灭火工作中。各项防止工程的质量必须达到或超过所制定措施的规定。

3.6 矿井防灭火工作应贯穿到“设计、掘进、安装、回采、撤除、封闭”整个生产过程中。

3.7 矿长对矿井防灭火工作负全面责任,应配足矿井防火所需的人员、设备、材料及资金,并协调、平衡好全矿井防灭火工作与生产之间的关系。

3.8 矿总工程师作为全矿井防灭火工作的直接领导者,应协调好矿井防灭火工作与掘、采之间的辩证关系。

3.9 各生产区队、科室应充分发挥其协作配合作用,不得私自占用、拆移或破坏矿井防灭火设施。矿井防灭火系统、设施的拆移由矿防火队进行。

3.10 矿井防火材料、设备、资金应列入矿财务、供应和生产计划中,并保证及时、足量供给。

3.11 矿通风、安检部门负责监督检查本规范的贯彻实施。

4. 矿井、采区巷道防火

4.1 矿总工程师及生产、通风技术科室应把好“矿井、采区、掘进和回采工作面”的防灭火设计关。

4.2 矿井、采区、采掘工作面的设计方案中,应有专项防灭火设计内容。各项生产设计中无防灭火设计或存在煤层自然发火危险性的不能通过。

4.3 采用锚网、锚索喷浆联合支护时,每条巷道应根据预计矿压显现程度及围岩岩性、厚度等,对巷道的断面形状、支护参数进行专项优化设计,且喷浆层的厚度不得低于70mm。

4.4 设计矿井、采区通风巷道时,应充分考虑矿压分布、巷道空间位置、围岩岩性、地质构造、支护方式、有效通风断面等因素,经计算机模拟优化后,尽可能布置在较稳定的岩层中。矿井、水平通风巷道的净断面积一般不小于 10m^2 ,采区进、回风巷的净断面积一般不小于 8m^2 。

4.5 主要进、回风巷一般布置在煤层底板以下30~40m岩性较好的岩层中。在煤层中时,应沿煤层顶板布置,且巷道必须采取有效的防火措施处理。若需穿越老巷或地质构造时,应对老巷或地质构造及其前后至少10m范围内实施钻孔充填致密胶结性能优良的惰性材料固化堵漏,以保证“大高度、全方位”的长效安全防火。

4.6 采区进、回风巷应布置在煤层顶板或底板岩性较好岩层中。在煤层中时,应沿煤层顶板布置,两者间的隔离煤柱尺寸一般不小于30m,且巷道顶、帮应采用锚网、锚索和架棚喷浆等主动型复合支护。

4.7 布置于煤层中间或采空区下的采区进、回风巷不得处于应力集中区内。巷

道应采用锚网、锚索或锚网、架棚等主动型复合支护，并采取有效的防火措施处理。

4.8 穿越煤层的局部配、回风井或溜煤眼应采用锚网喷涂后，用混凝土砌碹或下入钢筒等进行全程封闭。其与上、下部联络煤巷交接点前后不小于20m范围内必须采取有效的防火措施进行处理。

4.9 矿井通风系统应保持稳定、合理。矿井通风阻力应稳定在2500Pa以下，采区通风阻力一般稳定在500~800Pa。对进、回风段出现的高阻力段，特别是进风段，必须采取妥善措施及时处理。

4.10 矿井通风压力消耗应适中，进、用、回风段三段阻力消耗之比应保持为3:3:4或2:3:5。各段的通风断面应不超过《煤矿安全规程》规定的风速，且进、回风巷的断面大小应匹配，匹配比应保持在0.9:1。

4.11 阻断或调节风流的风门（调节风窗）应按《煤矿安全质量标准化标准》中有关通风设施的要求建于岩巷或靠近采区回风巷的煤巷中。

4.12 建于煤巷中的风门或调节风门应充分考虑矿压稳定性、周边老巷状况、支护形式及巷道顶帮平整状况后，选择合适的建造位置。建造时，除按《煤矿安全质量标准化标准》的相关要求执行外，必须对风门前后采取有效防火措施进行妥善处理。因巷道周边破碎松动而掏槽困难时，应另选位置或对风门前后不小于20m范围内的巷道顶帮全断面喷浆或背板封闭后充填固化。

4.13 矿井、采区通风巷道实施壁后充填固化堵漏时，充填孔的直径不小于25mm，布置方式应采用“空间分层、交叉布置”，层间距1.5~2m，密度为每2m²一个。煤巷中的风门或调节风门前后破碎带的充填孔直径不小于40mm，巷壁充填固化孔的布置方式、密度同上。巷顶充填孔应采用“长短结合，间隔进行”方式布置，长钻孔一般深6~8m，短钻孔一般深4~6m，排距一般为：长钻孔6m，短钻孔4m。

4.14 矿井、采区应建立完善的供水、注浆系统，系统能力应保持在正常用量的1.1~1.2倍。

5. 掘进巷道防火

5.1 设计新工作面时，应充分考虑矿压分布，顶板岩性和厚度，圈定范围内老巷及地质构造等因素，选择合理的区段煤柱尺寸、巷道层位、工作面参数、掘进工艺及支护形式、参数等，以保证超前回采动压影响后，巷道支护较稳定或顶帮下沉内鼓位移量较小。并且，应尽可能地减少辅助巷道。

5.2 设计巷道时，应将巷道布置于应力较小且稳定处。并且，应尽可能地避免与老巷平面交叉或小层间距（层间距小于3m）布置于顶分层采空区下。若确实与老巷平面交叉或小间距布置于采空区下时，应全面、认真分析并制定出合理的防火措施后，再布置。否则，应更改巷道设计方案。

5.3 下分层巷道应在顶分层采后至少一年,待矿压完全稳定后,再掘进。其与顶分层一般呈内错布置,隔离煤柱尺寸不小于5m,且巷道走向应平直,帮顶壁面光滑,变坡转向应平缓。

5.4 下分层掘进巷道(煤巷)应采用锚网喷浆与架棚联合支护,棚距应适中。

5.5 下分层煤巷应坚持“随掘随防”的理念。巷道开掘100m之前,应根据矿压显现程度制定出专项防火措施。掘进过程中,应根据巷道顶帮煤体松动破碎显现情况,及时完善、补充措施,以使措施的针对性强、安全有效性好。

5.6 巷道掘进过程中,应及时支护,一般正规支护滞后正头不超过设计的两个棚距,且其质量应充分保证。易冒高煤巷掘进时,应采用快速及时的主动控顶支护工艺,尽可能地防止“冒顶空洞”现象发生。对出现的“冒顶空洞”区,应对其进行绞架控顶支护,并下入 $\phi 40\text{mm}$ 的防火注浆孔后,及时采用胶体泥浆等惰性材料充满填实。防火注浆(充填)孔应按 $2\sim 3\text{m}^2$ 布置一个。

5.7 下分层及易冒落煤巷采用复合支护喷浆时,待巷顶变形弱化、平衡后再喷浆。喷浆区滞后工作面正头不大于1.5个月的掘进进尺,综掘一般为300~400m,炮掘不小于200m。对于顶板离层下沉量超过500mm的巷道可采用复喷的方式进行多次小厚度喷浆。

5.8 掘进煤巷过地质构造带时,应视构造带破碎、松动情况,在其前后各15~20m的巷顶布置测温孔和注浆充填孔后,实施测温、灌浆或充填等监控预防措施。注浆充填孔应按照“长短结合、交叉进行”的方式布置。

5.9 下分层掘进煤巷过顶分层终采线或老巷时,应采取快速控顶技术支护后,对其前后各15~20m的巷顶及时背板或喷浆,并据顶煤厚度及松动情况施打注浆或充填孔及早进行注浆或充填等措施预防。

5.10 掘进巷道确需穿透老巷时,应预先制定、实施专项措施。进巷后,应对老巷的所有透口进行永久封闭。并对密闭墙里老巷及其周边松动区内大量充填胶体泥浆、阻化粉煤灰浆等惰性材料彻底封闭。

5.11 开切眼贯通后,应及早安排扩开切眼工作,一般应连续进行。扩开切眼时,新老开切眼的结合部,应采取抗沉降能力较强的支护方式,以防止该处巷顶明显下沉而造成煤体松动破碎。

5.12 综放工作面开切眼应尽可能沿煤层顶板布置,以减少发火的潜在危险性。若沿煤层底板布置或留有顶煤时,必须实施喷浆封闭、打眼注浆或充填堵漏等切合现场实际、有效的防火处理措施。

5.13 掘进巷道中的平均风速应经常稳定在 0.4m/s 以上,防止巷道顶板的上、下帮角处发生“微循环”而氧化积热自燃,若巷道走向平缓、顶板松动下沉位移量不超过500mm,且采用抗沉降作用较强的复合主动型支护时,应采用“大功率局部通风机、大风筒”实行大风量供风,以保证巷道内环境温度远小于《煤矿

安全规程》的规定值。

5.14 掘进巷道顶板所做的防火钻孔和敷设的输浆管路滞后正头不超过 100m, 防灭火洒水管路滞后正头不超过 50m。输浆管路三通阀门间距应不超过 100m, 防灭火洒水管路三通阀门间距不超过 50m。

5.15 掘进巷道或回采工作面进、回风巷中的输浆干管管径应不小于 75mm, 输浆支管管径应不小于 50mm。

5.16 下分层开切眼巷顶的防火钻孔应采用“长短结合、交叉布置、排距适中、全面覆盖”的方式, 以使注浆或充填物堵塞漏层能覆盖整个顶板。

5.17 巷道顶板所打的防火钻孔应达到或超过《防火安全技术措施》及《防灭火工程质量标准》的规定。成孔后应及时连通注浆支管进行注浆或充填, 一般滞后钻孔施打期 2~3 天。暂未连通注浆支管的钻孔, 其孔口应用黄泥或破布堵严, 防止漏风。

5.18 掘进巷道顶板或高冒区的注浆、充填孔直径应不小于 40mm, 洒水孔直径应不小于 25mm。

5.19 掘进工作面长期停工时, 应进行封闭。封闭前, 应保证巷道封闭区内无任何危险性自燃隐患。封闭后, 应定期检测墙里封闭区的气体成分, 掌握封闭效果。

5.20 对矿压显现强烈, 周边煤体松动范围较大的巷道封闭时, 除按《煤矿安全质量标准化标准》的相关规定构建密闭墙外, 密闭墙应建造两道, 两者间隔 10m 左右。并且, 两道密闭墙之间应采用可塑性较强的惰性材料充填满实。填满前, 应在密闭墙上设置直通封闭区内的测压孔, 以定期测定、检测密闭墙内外的风压差及墙里气体成分。

6. 采煤工作面防火

6.1 开切眼应在防火工程实施完毕, 经全面检测证实没有自然发火隐患时再安装。过程应突出一个“快”字, 一般炮采工作面不超过 7 天, 普通综采工作面不超过 25 天, 综采或轻型综放工作面不超过 30 天, 重型综放工作面不超过 35 天。

6.2 顶分层开切眼安装时, 应对采空区侧的煤壁及垮落的浮煤进行阻化处理。阻化剂应选用阻化率高, 衰退期长的卤素盐类或高分子材料。卤素盐类阻化液的浓度一般为 10%~20%。

6.3 开切眼安装过程中, 应充分利用好巷顶已打钻孔适时、全面注浆或有选择性地充填胶体泥浆、阻化粉煤灰浆等进行有效防火。对架顶出现的自燃隐患, 应及早补打钻孔注胶体泥浆或阻化粉煤灰浆充填封闭。

6.4 利用开切眼巷道空间打钻处理巷顶出现的自燃隐患有困难时, 应在隐患点处架前适当位置开掘钻场打钻。钻场规格应满足安全打钻所需, 且钻场的顶板应高于支架顶梁 0.5~0.8m。

6.5 应预先选择好合理的回采工艺,并优化设备配套,以保证回采速度和提高回收率,使采空区遗留浮煤的厚度不超过安全防火允许的最大厚度。

6.6 正规回采过程中,应保证月推进度,一般炮采工作面不低于30m/月,普通综采工作面不低于80m/月,轻型综放工作面不低于60m/月,重型综放工作面不低于50m/月。

6.7 工作面推出开切眼后,应及时在上、下拐头支架后尾梁处沿工作面倾斜方向靠采空区侧各建一道0.8~1m厚的密闭墙,对开切眼隔离封闭。

6.8 一般应采用自然垮落法管理顶板方式以提高采空区的塌实度,减弱其漏风量及氧化带宽度。若煤体较硬致使采空区的塌实度不好时,应及时对开采煤层(或放煤层)预先实施煤壁深孔动压足量注水湿润,增大煤的可塑性。综放工作面应尽可能地开掘“高位钻场”实施顺层长钻孔动压注水。注水时,应制定专项技术措施。

6.9 煤壁注水钻孔的技术参数一般按“煤壁注水防尘钻孔”的规定计算确定。钻孔间距应视煤体硬度合理确定,一般为10~15m。封孔深度应达到或超过巷道煤壁松动深度的1.5倍。注水压力一般不小于10MPa。注水(或阻化液)孔深可按下式确定。

$$L=L_1-M$$

式中 L ——钻孔深度, m;

L_1 ——作面长度, m;

M ——与煤层透水性和钻孔方向有关的系数,一般取20m。

单孔注水(阻化液)量可按下列式计算确定。

$$Q=KL_1BM\rho q$$

式中 Q ——单孔注水(阻化液)量, m^3 ;

K ——系数,一般取1.1~1.5;

B ——钻孔间距,视煤体的透水性和硬度而定,一般为10~15m;

L_1 ——作面长度, m;

ρ ——煤的密度, t/m^3 ;

q ——吨煤注水(阻化液)量,取 $0.03m^3$ 。

6.10 回采过程中,应检查好工作面进、回风巷顶板的高温点及进风隅角落煤温度,防止高温煤体落入采空区而诱发自燃。同时,应加强进、回风巷的修护,不得出现下沉棚长时不处理现象。修护时,应先套棚,后卸原始棚,防止巷顶出现高冒区。对巷顶出现的高冒区应及时下管、背板封闭,用胶体泥浆等惰性材料充填严实。巷顶高冒区不得出现“软关门”现象。

6.11 工作面进、回风巷修护挑顶时,巷顶原注浆防火层被破坏后,应按原措施的要求及时补做防火工程。

6.12 下分层工作面应执行好顶分层采空区补注浆措施,尤其是工作面试采及末采阶段。补注浆钻孔的参数、布置方式及注浆量应结合现场实际合理设计。

6.13 下分层及综放工作面回采过程中,若工作面两端顶煤厚度超过 1m,每推进 10~20m 后,应在进、回风隅角靠采空区侧同步各建造一道 0.8~1m 厚的密闭墙,以阻断采空区漏风主要的入、出口。

6.14 分层开采时,应坚持好“随采随注”的措施。特殊情况下,可不执行,但应采取可靠的预防措施。

6.15 回采过程中,采空区一旦溢出 CO 气体,应及时采取“均压和加大进回风隅角封堵力度、加快推进度、采空区注氮”等措施进行遏制。综放工作面还应采取对放煤层注水或阻化剂等措施进行阻断。采空区注氮可采取“预先埋管或钻孔”的方式进行。注氮时,必须制定专项安全技术措施。注氮量可按下式计算。

$$Q_N = \frac{K(C_1 - C_2)Q_r}{(C_N + C_2 - 1)}$$

式中 Q_N ——注氮流量, m^3/min ;

K ——安全备用系数,取 1.2~1.5;

Q_r ——采空区氧化带的漏风量,一般取工作面供风量的 10%~20%, m^3/min ;

C_1 ——采空区氧化带内原始氧含量(取平均值),一般取 18%;

C_2 ——注氮防火惰化指标,取 7%;

C_N ——注入氮气的纯度。

6.16 对实施抽放采空区瓦斯的采煤工作面,应优化抽放瓦斯系统,控制好抽放负压。并应经常检测抽放混合气体中的 CO 气体浓度,当其中 CO 气体浓度超过安全防火临界值,即 0.01% 时,应停止抽放,查找原因并采取妥善措施处理后再抽放。

6.17 过顶分层终采线时,应及早对其下端打钻充填胶体泥浆或阻化粉煤灰浆堵漏后,充分利用上端的补注浆孔大量补浆,每次的注浆量以下巷对应巷顶淋水为止,注浆周期一般为 10~15 天。

6.18 顶分层工作面进入末采阶段后,应加大进、回风隅角的封堵力度,并尽量沿顶回采,最大限度地减小采空区遗留浮煤量。

6.19 下分层工作面进入末采阶段后,除加大进、回风隅角的封堵力度外,还应及时对本分层终采线以外 5~10m,以里 30m 范围的顶分层采空区大量补浆彻底湿润,防止其中的浮煤蓄热而发火。

6.20 工作面停采后,应在 2 天内完成对本分层采空区漏风的主要入、出口建墙封闭。3 天内完成对进、回风隅角的充填堵漏。充填钻孔应呈“空间分层、扇形散开、长短结合、全面覆盖”布置,每处应分别布置 4~5 个 4~6m 和 6~10m

深的充填孔。充填量以充满填实为准。

6.21 综采（放）工作面停采后5~7天内应完成架缝抹泥等表面封闭堵漏工作。下分层或综放工作面停采后7~10d内应完成架缝打钻注浆或有选择性地充填堵漏。

6.22 工作面架缝封堵好后，应按所审批专项安全技术措施的要求对采区实行足量注氮惰化，注氮量应达到相关设计规定。

6.23 拆除时，应体现一个“快”字。炮采工作面应在7天，普通综采工作面应在25~30天，大型综采工作面或轻型综放工作面应在30~35天，大型或重型综放工作面应在35~40天内全部撤完封闭。

6.24 工作面撤除完毕，将通往外部巷道中的支护回撤后，应在3~5天内对其进行永久封闭。封闭后，应在10天内用阻化粉煤灰浆大量充填严实。

6.25 工作面应根据客观实际选择合理的通风方式。并且，各个回采工作面应经常保证局部反风系统的完善、可靠。

6.26 工作面应按“备采、试采、正规回采、末采、撤除”五个阶段合理计算、配备风量。各个阶段的需风量除按《煤矿安全规程》规定的项目计算外，还应按“月推进度、采空区遗煤氧化带宽度、两巷断面匹配性、支架架型”分别计算并对比后，偏重于安全保障性大的原则选取合适的配风量，以使工作面上下端的风压差值最小。

6.27 各个阶段应保持工作面通风系统的稳定、合理。调节风量时，应充分、全面分析风压变化对安全防火、防瓦斯的影响，采用影响幅度最小的方案。

6.28 正规回采、末采期间工作面的上、下安全出口有效通风断面积应经常维持在：炮采工作面不小于 4m^2 ，综采（放）工作面不小于 6m^2 。

6.29 均压通风时，应按照“由远到近、由弱到强、由简单到复杂”的方式分步进行。调压程度一般以“工作面温度不超过 26°C ，平均风速不小于 0.3m/s 且瓦斯不超限”为准。待工作面气体达到安全值，且至少稳定7天后，按照“由复杂到简单、由强到弱、由近到远”逐步拆除均压系统。

6.30 拆除前期，应根据工作面下端头支架拆除后顶板的下沉位移量或冒落程度及顶煤厚度，适时、安全地将工作面全负压通风改为局部通风机通风。局部通风机的供风能力应保证工作面的温度、风速均满足《煤矿安全规程》规定。

6.31 拆除时，应采用支架装卸平台或其他拆除速度较快的方式；运输支架时，可充分利用工作面外部运输通道沿线的车场或轨道巷存放支架，以保证工作面尽快拆除完毕后早日实现对其永久封闭，减少采空区自然发火的威胁。

6.32 顶分层工作面拆除过程中，可沿倾向分别在工作面停开切眼内等间距预留2~3个采后注浆点（回风隅角处必须留设1个），为下分层工作面掘进、回采时预防其自燃提供可靠措施。

7. 老巷、已采区防火

7.1 应严格控制井下老巷数量。对近期无用的,应及早按《煤矿安全质量标准化标准》的相关要求进行封闭。封闭前,应对老巷封闭区内的自然隐患进行全面、详细排查,经确认无问题后再封闭。否则,应妥善处理,再封闭。封闭近期不用巷道的密闭墙上应留设气体检测孔。

7.2 老空区密闭墙里应大量充填胶体泥浆或阻化粉煤灰浆,充填段长度不小于10m,充填孔管径不小于75mm。并且,密闭墙里巷道应拆除支护放顶。特殊情况不放顶时,应采取可靠的防火措施。

7.3 封闭老空区或暂且不用巷道的密闭墙因墙体周边破碎而难以接住实顶实帮时墙前至少10m范围内全断面喷浆封堵后,对巷道顶帮打钻充填固化堵漏。

7.4 老空区或暂且不用巷道封闭后漏风时,应采用示踪气体或打钻探查等方式查趋势、合理采取“均压抑漏、维护墙体质量”等措施处理。

8. 灭火

8.1 矿井灭火应坚持“先直接,后间接,再综合”的方法。

8.2 灭火时,应对火区的“位置、灾害程度、发展势态、波及范围”等因素全面分析后,制定实施快速有效的灭火措施。实施灭火措施时,应按照“主次分明、有序进行”的原则执行,即先稳定通风系统,再结合火患程度和措施的针对性有序开展灭火工程实行综合防火。

8.3 灭火救灾时,应保证火区及其最近并联分支通风系统的稳定。火区应按“风流瓦斯浓度不超和最多工作人数”计算后,选择合理适中的配风量,并尽可能减小火区上、下侧的压差。

8.4 灭火过程中,应加强对火区通风系统稳定性和 CH_4 、 CO 等气体浓度变化趋势的观测,以便为灭火安全提供保证。

8.5 调整火区通风系统时,应先全面分析火区伴生灾害的危险性,确认其最小后,按照“先远后近、稳步调节”的原则进行调整。

8.6 封闭火区应执行“小范围快速封闭”法。全负压通风巷道封闭时,进、回风侧应同时封闭。建密闭墙前,应保证通往墙里的道轨、管线等“四断开”。

8.7 封闭无瓦斯爆炸危险的火区应先建临时密闭墙,再建永久密闭墙,两者至少间隔24h。封闭有瓦斯爆炸危险的火区,应先建防爆墙,再建永久密闭墙。火区密闭墙建好后,应维持火区及其最近并联分支原有的通风系统不变。同时,应对灾区实施“闭区足量注氮惰化”措施。

8.8 掘进巷道顶板出现的局部发火点应采取“洒水、注浆或清挖火源”等有效措施进行根治。清挖巷顶的局部发火点时,应将发火点周围的热煤体全部挖出。

8.9 巷顶直接灭火无效时,应对发火点前后至少10m的巷顶喷浆或背板后,打钻充填堵漏灭火。

- 8.10 处理巷顶发火点期间,不得将巷道支护棚梁拉倒,供风风筒的出口至少距发火点以里20m,且必须保持局部通风机正常运行。
- 8.11 巷顶发火点较大,无法直接就近做灭火工程时,应尽快实施封闭巷道进行间接灭火。封闭前,不得停止向巷道供风。
- 8.12 试采期间开切眼发火,经分析加快推进能够甩掉发火点时应加快推进度。否则,应停止推进,采取开掘灭火钻场或灭火巷等方式实施专门灭火。
- 8.13 回采过程中,工作面进风隅角或邻近老巷发火,应采取打钻注浆后充填胶体泥浆或阻化粉煤灰浆封闭。
- 8.14 回采工作面采空区发火时,应根据火点位置采取“加快推进度、封堵进(回)风隅角、均压控风或煤层大量注水(阻化剂)阻断”等措施综合治理。具体治理采空区发火时,应按照“注重现场、全面观察、科学分析、果断决策、主辅分明、适时调整、发挥合效、综合治理”的原则,及时对火患的发展趋势、治理效果等进行观测分析,并组织、制定和实施综合防治措施。
- 8.15 撤架期间采空区发火时,应先采取打钻充填等措施阻断后,再落实其他措施进行综合防治;若发火点位置判定较准,应在现场备足防灭火设备、材料和完善灭火系统的前提下,采取“抽架直接灭火”措施。
- 8.16 均压处理回采工作向采空区发火时,必须根据现场客观实际制定专项安全技术措施,确保均压系统稳定和“均压度”满足安全要求。
- 8.17 处理回采工作面采空区发火时,应突出“快”字,并沿风流流程连续处理。
- 8.18 火区封闭后,每天至少检测3次墙内、外的气体浓度、成分、风压差及漏风势态、墙体质量。每次的检测 results 应及时填入火区管理台账。
- 8.19 封闭火区密闭墙质量应经常维持在《煤矿安全质量标准化》的相关要求。
- 8.20 火区封闭期间,应保证与火区最近且直接通入采区回风巷的并联分支通风系统的稳定、可靠。调整火区附近的通风系统时,应按“由远到近、弱量分步”的方式进行。每调一次,至少待系统稳定2h,并观察火区内外风压差是否变化后,再决定、实施下一步调整方案,直至达到调整目标。
- 8.21 火区封闭期间,发生“呼吸”现象时,应及早采取“维护密闭墙质量、均压”等抑制措施处理。
- 8.22 火区启封前,应先对墙里气体取样分析,满足启封条件且30天内不存在火区内外漏风时,再启封。否则,不得启封。
- 8.23 封闭火区墙里气体成分、浓度符合启封规定,但火区内、外存在漏风现象时取均压措施抑制并稳定10~15天后,再启封。
- 8.24 火区启封应采用“锁风法”逐段进行。少用或不用“全负压”通风法。
- 8.25 火区启封到发火点处,应先检查发火点隐患程度,确认无危险性后,再继

续启封排放。否则，应停止启封，处理火患。启封过发火点后，应及时对该处进行全方位封闭堵漏。

8.26 火区启封后发生复燃时，应采取“补打钻孔注浆或充填、抽架直接灭火”等措施。撤架点附近复燃时，除强行直接灭火外，还应采取“下行风”措施。

9. 预测预报

9.1 矿井应实行“移动与固定、常规与尖端、标志气体与煤温”相结合的方式全面预测预报。预测出的自然隐患点应坚持跟踪检测，直至隐患消失为止。

9.2 矿井煤层自然预测预报应推广使用便携式CO检测仪和气相色谱分析仪等检测精度较高的技术。

9.3 预测预报检测或取气样分析时，应尽可能靠近自然隐患点处。巷道顶板碎煤一般要测定CO浓度和煤温，巷道顶板的高冒区一般也要用测定煤温和采集气样分析的方法进行预测预报。

9.4 回采工作面应定期取气样进行色谱分析预测，取样周期一般为5~7天，取样地点为工作面回风隅角后的采空区处及其以下5m、10m、15m的采空区侧浮煤缝隙和回风流。采空区溢出的CO气体浓度超过各矿统计确定的临界值时，应对溢出点及其两侧10~20m范围内天天取样分析。

9.5 老巷、已采区应坚持“巡检预测预报”制，巡检周期一般为7天。检测内容为：墙内外的气体成分、浓度及墙体质量、漏风势态等。

9.6 日常检测回采工作面采空区的自然隐患时，应在工作面靠采空区侧定点多处检测。测点间隔一般为：炮采面20~30m，综采（放）工作面15~30m。特殊情况下，应根据隐患程度，适当缩小测点间距。

9.7 暂且封闭区每天至少全面检测一次墙里、外的气体成分、浓度及密闭墙质量。

9.8 启封火区内应按照多点多次、全面检测的原则，合理设置测点。一般每班至少对设定的测点检测两次。

9.9 对井下主要隐患点处的检测预报数据，应及时填入管理台账，以便直观地了解自然隐患的发展趋势。

10. 技术管理

10.1 防灭火技术部门应系统收集和整理好相关的技术资料，做到资料齐全，数据准确，并妥善保管。

10.2 防灭火技术部门应健全完善火区管理、密闭工程、防灭火工程、注浆洒水系统完善度及各采、掘工作面专项防灭火记录本等台账、火区位置关系图等资料。

10.3 各个采、掘工作面专项记录本应记录好高冒区位置及范围、发火隐患点位置及处理措施与结果，各阶段防灭火系统完好性等项目内容。

- 10.4 应定期总结、分析井下发火点的产生原因、处理措施的适用性等,以找出煤层自然发火的规律性及煤层自然发火期与外部影响因素间的关系。
- 10.5 应定期绘制封闭火区 CO、O₂ 及火区内、外漏风势态变化图,及时分析火区的变化发展势态后,制定出相应的防治措施进行可靠处理。
- 10.6 根据井下实际,应及时制定、完善采掘等各个阶段有较强针对性的防火措施。措施实施期间,每月应对各项防灭火措施进行总结,并分析其适用性、局限性和各项防灭火工艺的最佳参数、合理性等。
- 10.7 应积极研制、推广以充填为主的防灭火新材料、新工艺及煤层自燃隐患监测监控技术。同时,应加大煤层自然及防治理论的研究,并与现场实际有机结合后,总结出一套系统的、完整的、有自身特色的防灭火技术体系。
- 10.8 每年不仅应分别对矿井和每个工作面的自然火灾次数及时进行分析,而且应将其填入矿井自燃火灾档案,以保证矿井自燃火灾基础数据库的完整性和科学性。

四、矿井防灭火工作管理办法(某煤矿 2007 年 3 月 20 日)

为了认真吸取“3·15”火灾事故教训,切实做好矿井防灭火工作,杜绝再次发生火灾事故,确保矿井安全生产,根据《安全生产法》、《煤矿安全监察条例》、《煤矿安全规程》的有关要求,结合某矿的实际情况,对原有的各项防灭火管理制度进行了补充、完善,将进一步规范管理,扎实开展工作,提高管理水平,提高工作质量。具体要求如下。

1. 机构设置

为保证矿井防灭火工作按计划、有步骤顺利地开展,矿成立防灭火工作领导小组。

组 长:矿长 党委书记
副组长:生产矿长 总工程师 安全矿长 机电矿长 管理矿长
成 员:生产科 调度室 安检科 机电科 综采办
企管科 供应科 劳资科

设立防灭火工作管理办公室,办公室设在生产科,办公室主任由生产科长担任。

防灭火工作日常管理办公室职责:负责组织召开防灭火专题会议;负责全矿防灭火工作开展情况的汇总落实,并将情况向领导小组汇报;负责督促各单位防灭火工作的开展;负责组织防灭火专项检查;负责编写防灭火工作总结。

防灭火工作管理办公室配备专职科长 1 名,管理人员 4 名,具体负责矿井防灭火日常工作。

通风区为矿井专业防灭火机构,要设置专职防灭火队,要配备干部 4 名、工程技术人员一名和工人 95 名。

各生产区队要设置兼职防灭火人员，指定一名队长具体负责防灭火工作。防灭火人员数量：采煤队不少于30人，掘进队不少于15人。

2. 职责划分

组长负责指导全矿防灭火工作规划和计划的制定；副组长负责分管范围内防灭火工作的组织实施考核落实。

生产科负责矿井防灭火工作远期规划和近期计划的制定，负责防灭火工作开展进度、质量考核落实和奖罚兑现，负责防灭火管理制度的制定和执行情况的监督，负责防灭火工作标准的制定，负责防灭火工程设计和技术措施的制定。

调度室负责矿井防灭火工作的总体协调和材料、设备、人员的组织、运输。

安检科负责防灭火工作质量的考核和防灭火技术措施实施情况进行监督。

机电科负责防灭火工作供电和设备维修，保证满足现场工作需要。

综采办负责协助制定综采工作面防灭火实施方案，并对综采工作面防灭火工作开展情况进行有效监督。

企管科负责防灭火材料、费用的划拨和使用情况的考核，提供足额保证。

供应科负责按计划提供材料和设备供应，保证满足防灭火工作需要。

劳资科负责根据防灭火工作需要提供人员保证。

各生产区队按照工作区域划分防灭火工作职责，负责分管范围内的防灭火工程质量、防灭火设施的管理、维护和火灾隐患的处理。

各业务科室主管科长为防灭火工作第一责任人，按照责任划分做好分管的防灭火工作。

各生产区队主管队长为本单位防灭火工作第一责任人，按照工作区域划分，做好分管范围内的防灭火工作。

3. 运行机制

要求每月组织召开一次防灭火专题会议，总结、分析当月矿井防灭火工作开展情况，并对下月防灭火工作重点工程和日常管理进行布置；每周组织一次防灭火专项检查，覆盖面要达到100%，查出的问题要按照“四定”的原则，组织整改处理；日常管理按照有关规章制度要求正常开展，要突出现场和重点工程管理，实行重点专盯与全面管理并重的工作模式。

4. 工程质量标准

(1) 掘进工作面

① 巷道要严格按照作业规程要求施工，杜绝出现空顶、空帮现象。

② 空（冒）顶空帮高度、深度超过10cm要采取措施处理，保证支架接顶，杜绝等压棚、软关门现象。

③ 空顶空间超过 0.5m^3 必须进行绞架处理，然后用不燃性材料充填后封闭。

④ 顶板破碎及坡度变化大的巷道要进行喷浆封闭，喷浆进度滞后施工进度

不能超过两个圆斑。

⑤ 喷浆层厚度不小于 10cm，喷层要均匀，消灭孔洞。

⑥ 巷道要避免大幅度调整坡度，避免形成串风带。

(2) 回采工作面

① 巷道支护质量要符合规定，杜绝片帮、冒顶现象发生。

② 空顶空帮高度、深度超过 10cm 要采取措施处理，保证支架接顶，杜绝等压棚、软关门现象。

③ 空（冒）顶空间超过 0.5m^3 必须进行绞架处理，然后用不燃性材料充填后封闭。

④ 巷道断面不低于设计断面的 85%，减小顶板串风。

⑤ 工作面上、下隅角深度要符合作业规程要求，要及时放顶减小采空区串风。

⑥ 上、下隅角顶板不落的要采取措施处理，保证落下、塌实。

⑦ 巷道修护后，顶板破碎的要进行喷浆封闭。喷浆层厚度不小于 10cm，喷层要均匀，消灭孔洞。

(3) 其他巷道

① 巷道支护质量要符合规定，杜绝片帮、冒顶现象发生。

② 空顶空帮高度、深度超过 10cm 要采取措施处理，保证支架接顶，杜绝等压棚、软关门现象。

③ 空（冒）顶空间超过 0.5m^3 必须进行绞架处理，然后用不燃性材料充填后封闭。

④ 巷道断面不低于设计断面的 85%，减小顶板串风。

⑤ 对巷道顶帮煤体裂隙及时进行充填，隔绝漏风通道。

⑥ 顶板破碎及坡度变化大的要进行喷浆封闭。喷浆层厚度不小于 10cm，喷层要均匀，消灭孔洞。

5. 防灭火设施质量标准

(1) 采煤工作面

① 上、下巷灌浆管路、防尘管路、注氮管路铺设要符合规定；灌浆管路距上、下端头距离不超过 30m，上巷要接到上隅角；防尘管路距上下端头距离不超过 20m；氮气管路要接到下隅角。

② 上隅角灌浆管路埋管深度不小于 5m，下隅角氮气管路埋管深度不小于 3m，不大于 10m，埋管高度离底板不小于 50cm。

③ 灌浆管路每 30m 设置一组三通、阀门；防尘管路每 20m 设置一组三通阀门。

④ 灌浆、注氮管路直径不小于 75mm。

⑤ 各种管路的铺设要规范，达到精细标准化要求。

⑥ 在工作面正常生产前，各种防灭火管路系统必须完善，和工作面同时验收，投入使用。

⑦ 要常备灭火用的水管、水枪，满足灭火需要。

⑧ 下隅角的挡风帘要在工作面溜子机头前从下巷的下帮斜拉至工作面第三架大立柱前，上接支架顶梁，下接工作面底板。

⑨ 上、下隅角垛土袋墙时，要将活煤活渣清理干净，垛在实底上。墙要接帮接顶，并用黄土掺水泥糊严，土袋墙厚度不小于0.8m，与采空区老塘落渣齐，尽量向支架后面延伸，增大挡风面积。要求每放一次拐头垛一道土袋墙。

(2) 掘进工作面

① 灌浆管路、防尘管路要紧随扒斗机铺设。

② 灌浆管路每30m设置一组三通、阀门；防尘管路每20m设置一组三通阀门。

③ 灌浆管路直径不小于75mm。

④ 管路铺设要达到精细化标准要求。

⑤ 要常备灭火用的水管、水枪，满足灭火需要。

(3) 其他巷道

① 巷道长度超过100m的必须铺设防尘管路，以备防灭火工作需要。

② 有老巷的巷道必须铺设灌浆管路。

③ 所有老巷闭墙内必须铺设灌浆管路，设置控制阀门，保证能够随时调节灌浆地点。

④ 大巷、轨道皮带上下山灌浆、氮气管路直径不小于100mm，防尘管路直径不小于75mm。

6. 防灭火工程质量标准

(1) 糊棚

① 木板长短要适中，要卡牢固。

② 木板要采用鱼鳞式搭接，搭接宽度不小于1cm。

③ 木板上面要填黄土，厚度不小于3cm。

④ 板间缝隙要用黄泥掺水泥勾缝，要严密不漏风。

⑤ 糊棚巷道与没糊巷道搭接处顶部浮煤要掏净，然后用黄土掺水泥糊严，隔绝漏风。

(2) 打钻、插管

① 钻孔深度、角度要符合设计要求。

② 钻孔的布置方式：要根据钻孔深度确定密度，深度在3~5m的，钻孔间距不大于3m，深度在5m以上的，钻孔间距不超过5m。采用三花眼或五花眼，

根据巷道宽度确定,巷道宽度不超过3m,可采用三花眼布置,巷道宽度超过3m的,要采用五花眼布置。

③ 钻孔深度的确定原则:第一分层的要打到硬煤里面不少于30cm,多分层的钻孔深度不小于6m。根据现场情况,必要时可以加大深度。

④ 钻孔角度要求插管后管子口应顺着风流方向,以减小顺管子向顶板串风。

⑤ 管要求钻孔打好后随打随插,以保证插到最大深度,提高灌浆、注胶效果。

⑥ 插管接头要拧紧,避免中间断开造成废孔。

⑦ 插好管子后,要将管子口和插管周围缝隙用黄泥掺水泥糊严,避免向巷道顶部串风。

⑧ 插管外露长度不能超过20cm。

(3) 注胶

① 要根据巷道顶板情况掌握成胶的质量,巷道顶板煤体破碎严重时,成胶要稀一点,增加胶体流动性,扩大充填范围,巷道顶板煤体裂隙大,煤块大时,成胶可以硬一点。

② 注胶时要掌握好碳酸氢氨的量,每桶胶使用碳酸氢氨2.5~3.5袋,避免胶体过稀泄漏或过硬堵塞管路。

③ 注胶时出现大量泄漏要及时查明原因,处理后再注。

④ 对漏胶的窟窿要进行封堵,避免大量泄漏。

⑤ 泄漏的胶要收集后重新压注,避免造成浪费。

⑥ 注完胶后要及时冲洗管路,保证注胶系统能够随时投入使用。

(4)、注粉煤灰

① 粉煤灰要过筛子,去除杂物,避免堵塞泵体、管路。

② 粉煤灰浓度要适中,不能太稠,造成管路堵塞。

③ 巷道顶板破碎时,可适量加入粉煤灰增稠剂 MEA,提高充填效果。

④ 压注过程中出现粉煤灰泄漏时,要停止工作进行处理,然后再注。

⑤ 要及时观测巷道充填情况,必要时进行补注,以保证充填效果。

⑥ 压注工作完成后,要立即用清水冲洗管路。

(5) 注氮

① 氮气管路埋设深度要符合规定,才能保证注氮效果。

② 要安排专人维护氮气管路系统,及时处理存在的问题,保证注氮工作正常开展。

③ 氮气流速要达到设计要求。

④ 要及时交替更换注氮枪头,以保证最佳效果。

⑤ 要及时检查管路情况,防止出现管路堵塞。

⑥ 要安设流量表、压力表，及时反映注氮状况。

(6)、灌浆

① 灌浆前要排查工作地点的巷道顶板发热情况，对发热区段钻孔进行灌浆。

② 灌浆时，要观察流下水流温度变化，掌握巷道发热分布规律。

③ 水凉后及时换孔。

④ 出现溃浆要及时处理。

⑤ 对大量漏浆地方要进行堵漏处理，减小漏浆量。

⑥ 要观察浆液浓度，发现浆液浓度过稀或过稠要及时和灌浆站联系，调整浆液浓度。

⑦ 灌浆工作结束后，要联系下清水冲洗管路，避免管路堵塞。

⑧ 灌浆情况要详细进行记录。

(7) 喷浆

① 巷道顶板破碎严重、压力比较大的，要进行全断面封闭。顶板不太破碎，压力不太大的，可只封闭顶板和两帮上部1m。

② 喷浆前要将巷道顶帮的荆笆、浮煤去掉，保证喷浆层接触实煤体。

③ 喷浆层厚度不得小于10cm。

④ 对梁头死角的遗留窟窿要进行处理，保证严密不漏风。

⑤ 喷浆时，要保护好插管，不能将插管口堵死。

7. 地面灌浆质量标准

① 要根据井下要求合理调整浆液浓度、流量和压力。

② 灌浆时要冲粉煤灰或黄土，严禁灌清水。冲黄土时，水土比不小于4:1，冲粉煤灰时，水土比不小于6:1。

③ 下胶时要调整胶的流量，避免浆液浓度过大，造成管路堵塞。

④ 根据井下要求开泵，避免造成井下管路压力过大崩管溃浆。

⑤ 灌浆工作结束后，要用清水冲洗管路，避免管路沉积堵塞。

⑥ 每天灌浆情况要认真记录，记录内容包括：灌浆量、设备运行情况、存放材料情况等。

8. 考核机制

防灭火工作考核采取日常检查和集中检查相结合的考核形式，日常检查由各级领导、各业务科室、生产区队共同参与，对全矿的防灭火工作开展情况进行落实。集中检查采用大检查的方式，每周由防灭火工作管理办公室组织对全矿的防灭火工作进行一次全面的大检查。

考核内容包括全矿所有生产单位防灭火工作的进度、质量，并对工作效果进行综合评估。

考核资料来源包括各级领导反馈的防灭火工作信息、业务科室考核的防灭火

工作记录、专业验收员考核的防灭火记录、基层生产单位反馈的防灭火工作信息和上级领导反馈的防灭火工作信息。

9. 考核细则及奖惩办法

(1) 防灭火设施管理考核细则

① 各种防灭火管路铺设要到位，要随工作面推进逐步拆除，严禁提前大量拆除。发现提前拆除，一次罚单位 3000 元，罚跟班队长 100 元，并限期恢复。到期不能恢复的，加倍进行处罚。

② 生产单位对防灭火管路及其他设施要爱护，严禁破坏、随意拆除。发现一次，罚单位 1000~10000 元，罚责任人 500 元，罚跟班队长 100 元。

③ 回采工作面上下隅角构筑土袋墙时，要严格按照质量标准逐条对照实施，保证设施不漏风，真正起到挡风作用。质量不合格罚单位 500 元，罚跟班队长 100 元，并责令重新构筑。

④ 回采工作面挡风帘每班要安排专人管理，割煤时可以取下，割煤后及时按要求挂好。没安排专人管理，一次罚跟班队长 100 元；风帘吊挂质量不合格，一次罚管理人 100 元。

⑤ 注氮管路要及时更换注气枪头，更换不及时一次罚通风队 1000 元。

⑥ 防灭火管路的三通、阀门设置要符合有关规定要求，发现一处不合格，罚责任单位 500 元，并限期整改，逾期不处理的，加倍处罚。

⑦ 采掘工作面必须按规定配备水枪、高压水管等灭火器材，配备不到位，一处罚通风队 1000 元。配备的灭火器材由使用单位保管、使用，损坏、丢失一次罚 1000 元，并责令限期补充到位，影响灭火使用的，加倍处罚。

⑧ 各种防灭火管路的控制阀门严禁私自拆除、损坏，发现一次，罚责任单位 3000 元，责任人 1000 元，跟班队长 100 元。影响防灭火工作正常开展的，按破坏安全生产论处。

⑨ 所有老巷的防灭火管路必须按规定接到位，并加装控制阀门，实现随时能够使用。一处设施安装不合格罚责任单位 500 元，并责令限期安装到位，逾期不能完成的加倍处罚。私自拆除老巷防灭火设施的，一次罚责任单位 3000~10000 元，责任人 500 元。

⑩ 所有生产单位对在本单位工作范围内的防灭火设备、器材负有看护职责，严禁随意拆卸、损坏。否则，每发现一次除照价赔偿外，另外单位处罚款 1000 元，责任人罚款 500 元。

(2) 防灭火工程考核细则

① 糊棚时，木板要背紧，板缝要糊严，板上要背土，要严密不漏风。发现一棚质量不合格罚款 30 元，并责令限期整改，逾期不处理的，加倍处罚，直至处理完毕。

- ② 钻孔深度、角度、密度不符合要求，每个钻孔罚款 100 元。
- ③ 插管不堵，四周不封，一处罚 50 元。并责令限期处理逾期不处理的，加倍处罚，直至处理完毕。
- ④ 注胶时比例失调，造成材料浪费的，一次罚 1000 元。
- ⑤ 大量漏胶不处理的一次罚 300 元。
- ⑥ 不负责任，造成管路崩溃，材料浪费的一次罚 500 元。
- ⑦ 注粉煤灰时要及时处理泄漏，否则，每次罚 300 元。
- ⑧ 注粉煤灰要过筛子，不过筛子让杂物进入泵内，造成设备损坏的，每次罚 500~1000 元。
- ⑨ 注粉煤灰后要冲洗管路，避免造成管路堵塞。否则，一次罚 300 元。
- ⑩ 要按时测量井下氮气浓度，并做好记录，每少一次，罚 100 元。
- ⑪ 每班要记录各个工作面的氮气流量、压力、累计流量等参数，并做好记录。发现一次不符合要求罚 100 元。
- ⑫ 地面制氮机要加强维护，保证正常运行，因维护不及时造成停机，一次罚 500 元，影响井下防灭火工作的，一次罚 3000 元。
- ⑬ 制氮机管理制度、运行记录要完善，每少一项，罚 100 元。
- ⑭ 灌浆前要排查工作地点顶板发热情况，高温点灌浆，水凉换孔，严禁长期灌凉水不换孔，每发现一次，罚责任人 50 元。
- ⑮ 灌浆时，人员要在现场观察灌浆情况，出现崩管、溃浆及时处理。人员不在现场，一次罚 50 元，出现崩管、溃浆处理不及时，一次罚 100 元。
- ⑯ 灌浆人员对现场漏浆窟窿要及时糊，发现大量漏浆不处理，一次罚 50 元。
- ⑰ 灌浆结束要联系下清水冲洗管路。不冲洗管路造成管路堵塞每次罚 100 元。
- ⑱ 喷浆工作质量严格按照工程设计施工，不合格不予验收，赔偿材料费用。并罚单位 3000 元，主管队长 300 元。

(3) 其他方面

- ① 调度室要根据防灭火工作需要做好协调工作，及时安排时间开展防灭火工。因安排不及时影响防灭火工作正常进行的，每次罚 500 元。
- ② 各生产单位对在本单位工作场所开展的防灭火工作要积极配合。不配合或阻挠影响防灭火正常开展的，每次罚单位 1000 元，罚主管队长 100 元。
- ③ 供应科、企管科要足额保证防灭火材料、设备供应，供应不及时影响防灭火工作正常开展的，每次罚单位 500 元，罚主管科长 100 元。
- ④ 机电科、机电一队对回收上井的防灭火设备要及时进行维修，保证满足防灭火工作需要。维修不及时，影响防灭火工作正常进行的，一次罚单位 500

元，罚主管队长 100 元。

⑤ 取能管理部门对产生的防灭火隐患不能及时发现、制定处理措施的每次罚单位 1000 元，罚主管科长 100 元。

10. 附则

① 本《办法》的规定与颁布实施的法律、法规及上级领导下发的文件精神有抵触的，按照法律、法规及上级领导下发的文件精神的相关规定执行。

② 本《办法》解释权归生产科。

③ 本《办法》自下发之日起开始实施。

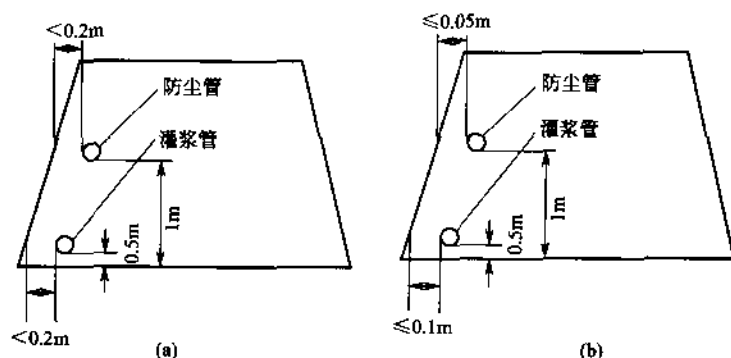
五、《某煤矿防灭火工程标准》

1. 总则

杨村煤矿属一级自然发火矿井，现在又进入下分层开采，自然发火概率很高，严重制约了矿井生产，为有效防止自然发火，确保矿井安全生产，为保证今后各项指标的完成，矿有关领导组织有关部门研究制定了《某煤矿防灭火工程标准》。

2. 掘进工作面防灭火工程标准

(1) 随工作面掘进要及时铺设消防管路，消防管路要紧跟扒斗机，最多不超过 20m，上下巷每隔 50m 设一个三通、阀门，消防管路管径为 $\phi 38\text{mm}$ ，铺设在有风筒帮，铺设的消防管路、三通、阀门距帮不超过 0.05m，距底 1m，不能影响铺道、铺皮带、车辆通过 [详见附图一 (a)]。消防管路要保证正常供水，管路严密不漏水，水压正常。



附图一 铺道、铺皮带和车辆通过

(2) 随工作面掘进要及时铺设灌浆管路，灌浆管路距离头不超过 50m，灌浆管路管径为 $\phi 101\text{mm}$ ，铺设在有风筒帮，原则上每 50m 设一个三通、阀门，若无发火可能性，没有打钻、插管的地点可不设三通、阀门，铺设的灌浆管路、三通、阀门距帮不超过 0.1m，距底 0.5m，不能影响铺道、铺皮带、车辆通过 [详

见附图一 (b)]。灌浆管路要保证随时能进行灌浆, 灌浆管路不漏浆。

(3) 掘进工作面要严格按《作业规程》要求执行, 严禁留煤皮, 巷道内禁止堆积浮煤。背设及时, 严禁空帮空顶。

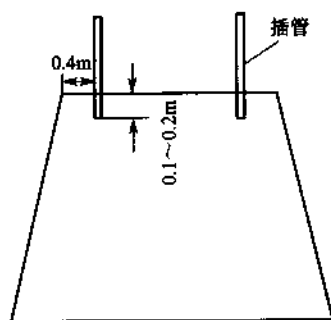
(4) 巷道掘进时严禁发生冒顶。若巷道发生冒顶, 严禁软关门, 必须进行绞架, 巷顶用木板背实, 空洞用黄土或粉煤灰填实, 保证严密不漏风。

(5) 掘进工作面上分层停采前后 20m、顶板有煤皮地点、冒顶区前后 20m 及有可能发火地点距掘进窝头 50m 必须喷浆或糊顶, 打钻插管, 堵塞漏风。

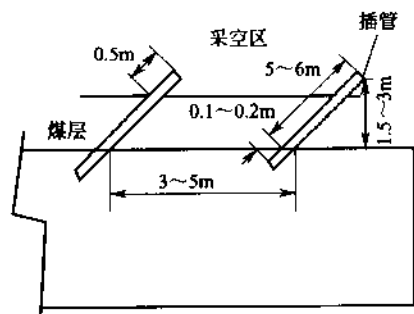
(6) 放顶煤工作面上下巷及切眼必须进行喷浆, 其他巷道视具体情况定, 喷浆巷道打钻工作必须在喷浆前完成, 不喷浆巷道打钻插管后立即糊顶。

(7) 钻孔布置标准: 放顶煤工作面巷道每 5m 一组, 其他工作面巷道每 3m 一组, 一组 2 个孔, 钻孔深度不小于 5m, 垂高不小于 1.5~3m 或孔底见矸 0.5m (视具体情况定, 注不进浆视为无效孔), 钻孔距帮 0.4m, 插管外漏长度 0.1~0.2m (钻孔布置见附图二和附图三), 接软管时加短节, 插管四周用黄土、水泥糊严或采取其他封孔措施, 保证不漏浆, 不灌浆时管孔用黄土糊严, 保证不漏风。

(8) 喷浆质量标准必须严格符合作业规程要求, 严密不漏风。



附图二 掘进巷道钻孔布置断面图



附图三 初形成切眼钻孔插管布置断面图

(9) 糊顶质量标准: 木板必须鱼鳞式搭接, 两帮糊严, 糊顶区两端糊严, 板缝用黄土、水泥糊严, 板上有不少于 0.03m 厚的黄土, 所有木板不得松动。

(10) 打钻插管糊顶工作结束 3 天后, 必须对糊顶区进行 2~3 天固化灌浆, 有效堵塞漏风, 而后每 10 天进行一次灌浆, 每次灌浆时间为 1h 左右, 顶板淋浆水即可停止, 防止发生煤层自燃。灌浆时若发生漏浆 (包括插管、灌浆管路) 必须立即停止灌浆, 2h 内处理好, 并立即再灌浆。

(11) 加强火灾预测预报工作, 发现隐患及时采取措施, 以防灾情扩大。

(12) 有发火预兆的地点要及时打钻糊顶进行灌浆、注粉煤灰或注胶, 消灭高温点, 高温点消除后每进行 10 天一次灌浆, 每次灌浆时间 1h 左右, 顶板淋浆水既可停止, 防止发生煤层自燃。

(13) 每 10 天测定一次掘进工作面漏风情况, 若上、下巷串风, 应在上、下巷的回风巷建调节风窗实行均压措施; 若 D11 区向 D13 区串风也应在上、下巷的回风巷建调节风窗实行均压措施, 减少漏风。

3. 回采工作面防灭火工程标准

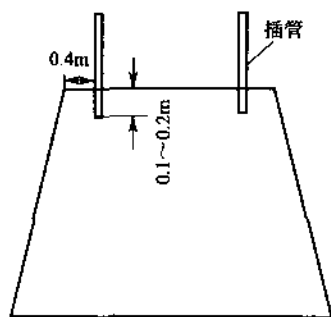
(1) 切眼形成至开始回采前防灭火工程标准

① 在切眼贯通前, 生产单位必须把贯通地点两边的棚加固好, 防止切眼贯通时发生冒顶。

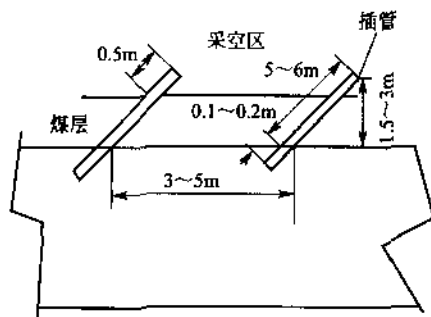
② 回采工作面切眼形成后, 立即向切眼四周洒浆或喷洒阻化剂, 防止发火。

③ 回采工作面切眼形成后, 立即在切眼向顶板打钻插管棚顶进行固化灌浆, 有道帮距帮 0.4m, 无道帮距帮 1.4m, 具体要求与掘进工作面防灭火工程标准相同 (钻孔布置见附图四和附图五)。

④ 回采工作面切眼形成后, 应立即在上巷建调节风窗实行均压通风, 减少采空区漏风。



附图四 初步形成切眼钻孔布置图



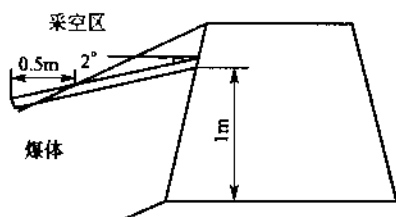
附图五 初形成切眼钻孔插管布置断面图

⑤ 回采工作面切眼形成后, 要加强风量检测, 每 10 天在上、下巷每 10m 设一个测点进行测风, 发现有漏风的地点, 必须及时打钻插管棚顶进行固化灌浆, 具体要求与掘进工作面防灭火工程标准相同。

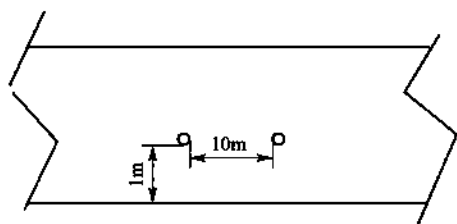
⑥ 回采工作面切眼形成后, 应在保证 CH_4 不超过规定的情况下采取低风量供风, 风量控制在 $150 \sim 200 \text{ m}^3/\text{min}$ 。

⑦ 回采工作面切眼形成后, 应在上、下拐头挂风帘, 减少老塘漏风。

⑧ 下分层开采工作面的切眼形成后, 应在上巷向上分层采空区打钻注水或浆, 钻孔布置方式为: 每隔 10m 布置一个钻孔, 钻孔垂直上巷, 俯角 2° , 孔深为钻孔落点必须进入上分层采空区 0.5m, 注不进水视为无效孔, 每个钻孔都必须有封孔措施, 不注水钻孔必须用黄土封严, 防止漏风 (钻孔布置见附图六和附图七)。注水要求为: 只有下巷见水方可停止本钻孔注水或浆, 漏风通道附近 20m 内的钻孔每 10 天灌一次浆, 下巷见水方可停止本钻孔注浆。



附图六 上巷注水钻孔布置图



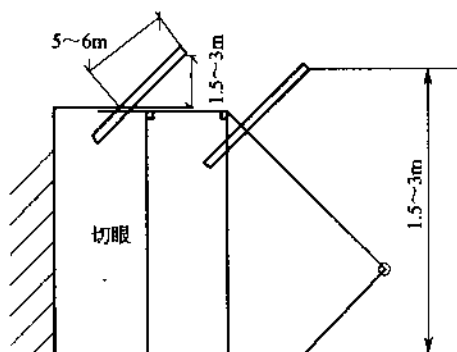
附图七 上巷注水钻孔布置图

⑨ 综采、综放工作面切眼支架安装完毕，必须在下拐头第一架架顶建土袋墙，架与架之间的缝隙用黄土、水泥糊严，上、下拐头用木板糊顶，减少架顶漏风，并分别在上下拐头布置一组钻孔，在切眼每三架（若灭火每两架）布置一组钻孔进行灌浆，一组两孔，落点分别架顶1~3m、后梁尾上1~3m，每天至少打16个钻孔，糊顶、建土袋墙等工作必须在2天内完成并立即灌浆（钻孔布置见附图八）。具体要求与掘进工作面防灭火工程标准相同。

⑩ 加强火灾预测预报工作，发现隐患及时采取措施，以防灾情扩大。

⑪ 工作面上、下巷及切眼若发生冒顶必须进行绞架，严禁软关门，空洞用黄土或粉煤灰填实，巷顶用木板背实，严密不漏风。

⑫ 对工作面上下巷及切眼存在的高温地点及冒顶区要及时打钻糊顶进行灌浆或注胶，消灭高温点，防止发生煤层自燃。打钻糊顶的具体要求同掘进工作面防灭火规范。



⑬ 对掘进期间形成的老火区，要每10天灌一次浆，消灭高温点的存在。

附图八 初安装支架切眼钻孔插管布置图

(2) 工作面回采期间防灭火工程标准

① 回采工作面要进行随采随灌（上坡巷道除外）或视具体情况定，灌浆周期为每2天灌一次浆，每次灌1h左右，下拐头见浆即停止灌浆，严格控制水土比，不得影响工作面正常回采。

② 加强火灾预测预报工作，发现隐患及时采取措施，以防灾情扩大。

③ 工作面上、下巷及切眼若发生冒顶必须进行绞架，严禁软关门，空洞用黄土或粉煤灰填实，巷顶用木板背实，严密不漏风。

④ 对工作面上、下巷及切眼存在的高温地点及冒顶区要及时打钻糊顶进行灌浆或注胶，消灭高温点，防止发生煤层自燃。打钻糊顶的具体要求同掘进工作面防灭火规范。

⑤ 工作面回采速度每月不应低于 60m，放顶煤工作面回采速度每月不应低于 40m。

⑥ 对掘进期间形成的老火区，要每 10 天灌一次浆，消灭高温点的存在。

⑦ 回采期间尽可能低风量供风，炮采面风量控制在 $250 \sim 300 \text{ m}^3/\text{min}$ ，综采面及综放面风量控制在 $350 \sim 400 \text{ m}^3/\text{min}$ ，由通风队制定专门措施或按作业规程的规定配风。

⑧ 上巷建调节风窗实行均压通风，减少采空区漏风。

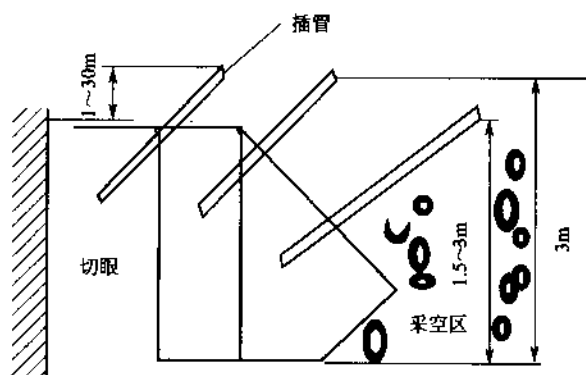
⑨ 应在上下拐头挂风帘，减少老塘漏风。

⑩ 在上巷距停采线 10m 处压管，以备停采后灌浆。

(3) 回采结束后至闭墙建起防灭火工程标准

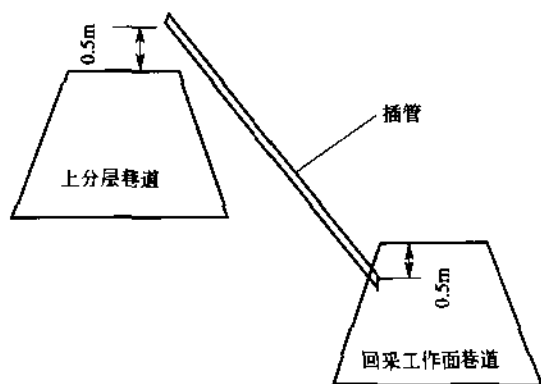
① 综采、综放工作面停采后风量控制在 $150 \sim 200 \text{ m}^3/\text{min}$ ，并必须在下拐头第一架架顶建土袋墙，架与架之间的缝隙用黄土、水泥糊严，上下拐头用木板糊顶，减少架顶漏风，在上、下拐头建土袋墙，堵塞老塘漏风。

② 自停产之日起分别在上下拐头布置一组钻孔，在切眼每 3 架（若灭火每 2 架）布置一组钻孔进行灌浆，一组 2 孔，落点分别在后梁尾上 1~3m、后梁尾后 1m 或老塘内，如有必要每组增加一个孔，向架顶打一个钻孔，落点在架顶上 1~3m，每天至少打 16 个钻孔，糊顶、建土袋墙等工作必须在 2 天内完成并立即灌浆。具体要求与掘进工作面防灭火工程标准相同（钻孔布置见附图九）。

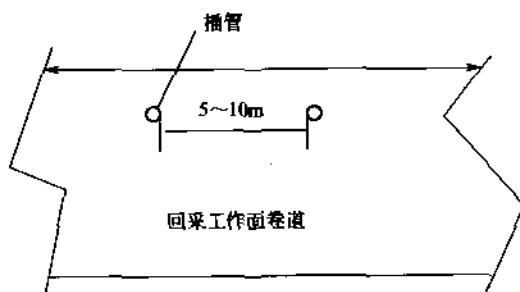


附图九 回采结束切眼钻孔插管布置图

③ 回采工作面附近地区的老巷要加强灌浆，每 10 天进行一次灌浆，杜绝高温存在，如有必要可在停采前 1~2 个月在回采工作面巷道内向上分层巷道打钻插管灌浆、注粉煤灰或注胶，每 5~10m 布置一个孔，钻孔距回采工作面巷道顶 0.5m，钻孔落点在上分层巷道顶上 0.5m，达到高温点消除，漏风通道彻底堵塞的效果。钻孔布置视具体情况定（钻孔布置见附图十和附图十一），打钻插管灌浆、注粉煤灰或注胶的具体要求同掘进工作面防灭火规范。



附图十 回采工作面巷道上分层巷道打钻钻孔插管布置图



附图十一 回采工作面巷道向上分层巷道打钻钻孔插管布置图

④ 工作面停采后，在上巷用压管向老塘每 2 天灌一次浆，对工作面每 2 天洒一次浆。

⑤ 自切眼形成至上、下巷密闭墙建起止，上、下巷消防管路必须保证正常供水，水压正常，不漏水。

4. 其他地点防灭火工程标准

① 工作面结束后必须在 30 天内进行永久性封闭。闭墙应在上下巷设备撤出 7 天内建起。闭墙质量符合《质量标准》要求，做到墙缝砂浆饱满，无裂缝空缝，见硬底硬帮，闭墙严密不漏风。

② 闭墙必须设观测孔、灌浆孔，有积水的应设流水孔，有超深墙的灌浆管必须接到里边闭墙以里，上坡巷道灌浆管必须接到闭墙里 10m 以上，闭墙建起后，立即把观测孔、灌浆孔封堵严密，防止漏风。

③ 闭墙建起 3 天后，必须接通灌浆管路，进行灌浆。灌浆管路不应漏浆，具体要求同掘进工作面防灭火工程标准。

④ 闭墙前要按规定设栅栏、警标、说明牌。每周对井下全部闭墙检查一遍，

发现问题及时采取措施处理。

⑤ 闭墙漏风应立即补漏，若有发火预兆立即灌浆。

⑥ 加强火灾预测预报工作，发现隐患及时采取措施，以防灾情扩大。

⑦ 其他地点的巷道发生冒顶，必须进行绞架，严禁软关门，空洞用黄土或粉煤灰填实，巷顶用木板背实，严密不漏风。

⑧ 其他地点巷道的冒顶区及可能发火地点，要及时打钻棚顶进行灌浆或注胶，消灭高温点，防止发生煤层自燃。打钻棚顶的具体要求同掘进工作面防灭火工程标准。

⑨ 老巷有发火预兆的要及时堵漏进行灌浆或注胶，消灭高温点，高温点消除后每 10 天进行一次灌浆，每次灌浆时间为 1h 左右，防止发生煤层自燃。

参 考 文 献

- [1] 国家安全生产监督管理局. 煤矿安全规程. 北京: 煤炭工业出版社, 2006.
- [2] 国家煤矿安全监察局. 矿井火灾防治(新) B类. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2004.
- [3] 煤矿安全规程读本编委会. 煤矿安全规程读本. 北京: 煤炭工业出版社, 2005.
- [4] 王省身, 张国枢. 矿井火灾防治. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1990.
- [5] 王省身等. 矿井灾害防治理论与技术. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2005.
- [6] 煤炭行业煤炭安全标准化技术委员会. 煤炭行业标准汇编—煤矿安全卷(1~3). 北京: 煤炭工业出版社, 2007.
- [7] 陈永峰. 煤矿自燃火灾防治. 北京: 煤炭工业出版社, 2004.
- [8] 徐精彩, 张辛亥等. 煤层自燃胶体防灭火理论与技术. 北京: 煤炭工业出版社, 2003.
- [9] 古惠田等. 煤矿职工安全手册(河南神火煤电公司). 徐州: 中国矿业大学出版社, 2005.
- [10] 郭雨. 煤矿机电设备. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2005.
- [11] 付永水, 李建新. 义马矿区煤层自然发火防治技术. 北京: 煤炭工业出版社, 2006.
- [12] 周心权, 吴兵. 矿井火灾救灾理论与实践. 北京: 煤炭工业出版社, 1996.
- [13] 宋永津. 煤矿均压防灭火. 北京: 煤炭工业出版社, 2002.
- [14] MT/T 701—1997.
- [15] 吴宗之, 刘茂. 重大事故应急救援预案导论. 北京: 冶金工业出版社, 2003.
- [16] 宋录生, 梅线仁. 综合防灭火技术在综放面回撤期间的应用. 中国煤炭, 2002: 6.
- [17] 梅红仁, 王悦恒. 汽雾阻化防灭火技术在常村煤矿的应用. 中国煤炭, 1997: 3.
- [18] 梅红仁. 高水泥浆防火充填材料的研究及应用. 中国煤炭, 1998: 6.
- [19] 宋录生, 梅红仁等. 高分子防灭火材料在治理煤层自然发火中的应用. 中州煤炭, 2002: 5.
- [20] 裴印昌, 杨俊民等. 综采面回采期间采空区注氮气防火的应用. 煤炭技术, 2007: 3.
- [21] 熊国平, 朱巍. 注氮气在防治自燃发火方面的应用. 能源技术与管理, 2006: 2.
- [22] 邬剑明等. 煤层自燃火灾治理关键技术的研究与应用. 中国安全科学学报, 1998: 6.
- [23] 吴玉国, 邬剑明, 王俊峰. 煤层自燃指标气体的试验研究. 中国煤炭, 2007: 04.
- [24] 邬剑明. 同位素测氧技术在我国煤矿的研究应用. 中国煤炭, 1998: 06.
- [25] 海瑞斯 L. 利用氮气控制自燃和自然升温. 澳大利亚采煤技术与研究, 1983: 3.
- [26] Myachin V V, Sharov. S A Technological Route of Isolation and Extinguishing of Underground Fire by Active Inert Foam. Горный Журнал, 2005: 3.
- [27] Walters D M. 用惰性气体防灭火. J. Mine Vent. Soc. S. Afr., 1997, 50: 3.
- [28] 松田范之. 国外煤矿的惰性气体应用技术. 煤矿技术, 1989: 1.
- [29] 余中翰. 试论惰性气体灭火技术的发展. 中国煤炭学会 1988 年综合性学术年会论文集[C]. 北京, 1988.
- [30] 周军民. 义马矿区防灭火技术的现状与展望. 中州煤炭, 1999: 02.

- [31] 杨世杰,王正元. 易燃煤层自燃火灾原因及综合防治技术. 煤炭科学技术, 1995: 06.
- [32] 魏增亮. 义马煤田自然发火事故统计分析及其防治对策. 煤矿安全, 2007: 08.
- [33] 王锋,张连明. 义马煤田易自燃煤层火灾综合防治技术. 中州煤炭, 2006: 05.
- [34] 徐精彩,郑学召等. 义马常村矿煤样自燃倾向性研究. 西安科技大学学报, 2004: 04.
- [35] 张永明,赵建军. 注氮技术在放顶煤工作面采空区的应用. 中州煤炭, 2007: 01.
- [36] 何宗礼. 注氮及其添加剂技术在防灭火中的应用. 煤矿开采, 2007: 01.



矿井
惰性气体
防灭火技术

KUANGJING
DUOXINGQI
FANGMIEHUO JISHU

ISBN 978-7-122-01921-9



9 787122 019219 >

销售分类建议：能源/煤矿/安全

定价：38.00元