

第十三篇

现代矿山安全工程新技术

第一章 矿山安全工程法律依据与规则

安全管理是企业管理的一个重要组成部分,它是为了预防和消除生产过程中的工伤事故、工业中毒和职业病、燃烧与爆炸等而采取的组织措施与技术措施,是矿山企业发展的必要保证。矿山安全管理就是矿山的管理者对矿山的安全生产进行计划、组织、指挥、协调和控制的一系列活动,以保护职工在生产过程中的安全与健康,保护国家、集体、个人财产不受损失,促进矿山生产发展,提高经济效益。

矿山生产过程中存在诸多不安全因素,时时处处都存在安全问题,因此矿山安全管理应该是全过程、全部门、全员的安全管理。全过程即生产建设的全部过程,全部门即矿山的各有关部门,全员即矿山的全体人员。

搞好安全管理是防止伤亡事故和职业危害的根本对策。造成伤亡事故的直接原因概括起来不外乎人的不安全行为和物的不安全状态,但其本质的原因是管理和环境的缺陷。防止伤亡事故和职业危害,归根结底应从加强和改进安全管理做起。搞好安全管理是贯彻落实“安全第一,预防为主”方针的基本保证。安全技术和劳动卫生措施都有赖于有效的安全管理,才能发挥应有的作用。“三分技术,七分管理”,硬技术的发挥,有赖于软科学的保证。当前,我国许多矿山企业,特别是大批中、小矿山,技术、经济力量薄弱,为实现安全生产,更加需要突出安全管理的作用。搞好安全管理,有助于改进企业管理,全面推进企业各方面工作的进步,促进生产发展,提高经济效益。

第一节 矿山安全生产方针

“安全第一,预防为主”是矿山安全管理基本方针。安全生产方针是矿山工程设计、

建设和生产的指导思想和行为准则。在矿山地质勘探、设计规划、基建生产等方面都应把安全放在第一位 ,优先满足安全需要。

一、安全是人类从事生产斗争和社会活动的基本需要

人们在从事生产和社会活动中 ,安全需要是最基本的需要。美国著名心理学家马斯罗形象地描述了人类在生产和社会活动中 ,各种需要所占的地位和相互之间的关系 ,如图 13 - 1 - 1 所示。

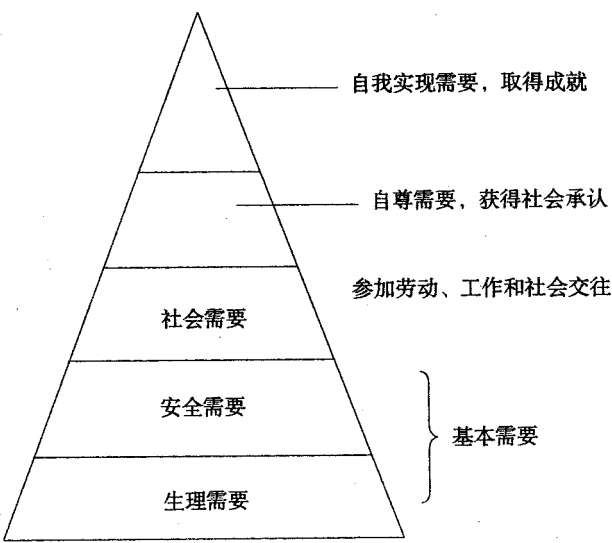


图 13 - 1 - 1 马斯罗原理

生理需求是第一位的 ,其次是安全上的保障。人们只有满足了生理和安全上的需求之后 ,才能进一步提出参加工作和社会活动的需求 ,并从中获得社会的承认和取得较大的成就。人们对生理和安全的需求是普遍的 ,而对取得成就、获得承认需求 ,特别是获得巨大成功和荣誉的需求 ,在人群中始终是少数。

二、矿山生产中安全问题严重的原因

矿山生产与其他行业相比较 ,生产不安全仍是一个突出问题。如 1999 年全国工矿企业事故死亡 12587 人 ,其中矿山企业死亡 7705 人 ,占工矿企业事故死亡人数的 61.21%。其主要原因是 :

(1) 矿山企业作业场所条件差 ,特别是井工开采的矿山 ,作业地点受水、火、各种有毒、有害、易燃、易爆气体和破碎顶板的威胁 ;地下作业阴暗潮湿、粉尘危害 ;开采技术复杂 ,生产环境多 ,工作场所不断移动 ,不安全因素多。

(2) 矿山开采受地质条件和环境的制约,给生产机械化和自动化带来特殊困难。特别是改革开放以来大批小型矿山兴办,受财力和技术条件限制,多数为手工作业,抗灾能力低。

(3) 矿山工人素质普遍较低,大批低文化的农民进入矿山,文化素质、技术水平低,工作岗位不稳定,安全意识淡薄,是造成事故多的重要因素。

(4) 矿山安全管理工作手段落后,经营和管理人员水平低,不能有效控制事故的发生。

三、“安全第一,预防为主”的安全生产方针

“安全第一”是指如何看待和处理安全 and 生产以及其他各项工作的关系,要强调安全、突出安全,要把安全放在一切工作的首要位置。当生产和其他工作与安全发生矛盾时,生产和其他工作要服从安全;“安全第一”要求一切经济部门和生产企业的领导者要重视安全,不是一般的重视,而是要高度重视,要当作头等大事来重视,要把安全工作作为完成各项任务、做好各项工作的前提条件。在计划、布置和实施各项工作时首先要想到安全、预先采取措施、防止事故的发生;“安全第一”意味着必须把安全生产作为衡量企业工作好坏的一项基本内容,作为一项有“否决权”的指标;“安全第一”还体现了在矿山生产建设中,人是最可宝贵的思想,体现职工的生命安全第一,必须把保护职工的生命安全和健康作为第一位工作来抓,作为我们一切工作的指导思想和行动准则。

“预防为主”是实现安全第一的前提条件。要实现安全第一,必须以预防为主。在事故预防与事故处理的关系上,以预防为主,才能防微杜渐、防患于未然,把事故和职业危害消灭在萌芽之中。“预防为主”还意味着依靠技术进步和科学管理,运用系统安全原理和方法,采取有效措施,消除危及人身安全和健康的一切不良条件和行为。

“预防为主”是矿山安全管理工作中最重要、最基本的原则,它的实质是不断的发现隐患、消除隐患,实现人、物、环境、管理的本质安全化。

第二节 矿山安全管理的法律依据

矿山安全管理的重要法律依据是由中华人民共和国第七届全国人民代表大会常务委员会通过,自1993年5月1日起施行的《中华人民共和国矿山安全法》(以下简称《矿山安全法》)。

一、《矿山安全法》的立法背景

(一)我国采矿业进一步发展的需要

我国地域辽阔,已探明矿产资源的潜在价值仅次于

美国,居世界第二位。已探明储量的矿产有 148 种。全国有矿产地 16000 多处,一千多万采矿职工。我国是世界上少数几个矿业发达的国家之一。解放前,我国经历了数千年长期的开采过程,历史悠久,但技术落后。建国 43 年,在中国共产党的领导下,采矿事业得到飞速发展,虽经几起几落,但已接近世界先进水平。特别是改革开放以来,一个矿山事业新的发展高潮已经来临。各种经济形式的采矿业的兴起,1982 年颁布的两个《条例》已经难以适应当前的实际需要。

(二)我国采矿业安全生产的迫切需求

旧社会矿山和矿山职工的安全得不到保障。解放后,党和国家十分重视安全工作,随着生产的不断发展,一大批现代化矿井在安全管理、安全技术方面已赶上世界先进水平,但由于管理、装备、人员素质的不平衡,还有许多矿山事故频繁,职工伤亡和职业病仍相当严重。目前,就全国而言,每年死亡近万人,全国平均每天要死 30 人,每天一起 3 人以上的死亡事故,每周 1 起多达 10 人以上死亡事故。全国国营矿山仅尘肺病人数就达到 35 万人,其中煤矿 20 万人。

改革开放以来,特别是矿山企业全面推向市场,客观上迫切需求加强法制,加强对矿山企业安全生产和监督。

二、《矿山安全法》立法的指导思想

坚持保护矿工生命安全的宗旨。在整个立法过程中,处处体现安全第一、预防为主方针,一切采矿活动都必须保证矿山职工的生命安全。

认真总结建国 43 年以来矿山安全工作的经验,从实际出发,强化矿山安全的监督和管理。这次立法中,正确的将劳动行政主管部门的监督与矿山企业主管部门的管理结合起来,将国家监督和民众监督结合起来。

要突出矿山企业及其主管人员的安全责任。矿山安全与人的关系中,主要方面是企业的主管人员,对于矿长的责任尤其重大。企业主管人员要对企业的安全生产尽责、建立、健全各级生产和管理人员的安全生产责任制。

坚持积极慎重的方针,要讲科学性和可行性,要从实际出发,注重调查研究。矿山安全法的立法过程从 1987 年 3 月到 1992 年 11 月花了五年多的时间,经过多次反复的调查、研究、论证和修改,充分地体现了这一方针。

三、《矿山安全法》的主要内容

第一章 总则 ,共 6 条。主要说明矿山安全法制订的目的、适用范围、矿山企业必备条件并规定了劳动行政主管部门对矿山安全工作实行统一的监督 ,管理矿山的主要部门对矿山安全进行具体管理。总则还规定了国家鼓励矿山安全科学技术研究、推广先进技术、改进安全设施和提高矿山安全水平以及对从事安全工作的人员和单位进行奖励。

第二章 矿山建设的安全保障 ,共 6 条。主要规定矿山基本建设的安全设施。设计必须符合矿山安全规程和行业技术规范 ,并规定由劳动行政主管部门负责审查 ;规定每个矿井必须有两个以上安全出口以及矿山必须有与外界符合安全要求的运输和通讯系统。此外还规定了矿山工程设计、施工、竣工的审批、验收制度。

第三章 矿山开采的安全保障 ,共 7 条。主要是对矿井开采作业的安全规定。如对矿山特殊安全要求的设备、器材的规定 ;对机电设备及安全装置的检查、维修的规定 ;对有毒、有害物质及含氧量的控制的规定 ;对各种事故隐患和有可能引起的各种危害采取预防措施的规定等。

第四章 矿山企业的安全管理 ,共 13 条。主要是对矿山安全管理作出规定。如建立健全安全责任制、职代会的作用、矿山职工对安全的义务和权利、工会在安全方面的工作和要求、矿山职工的安全教育和培训、持证上岗的问题以及对矿长、安全工作人员的要求。此外 ,还规定了劳保用品的发放、未成年工、女职工不得下井、矿山企业必须制定矿山事故防范措施、建立救护和医疗急救组织以及从矿产品销售额中提取安全技措费用的使用等。

第五章 矿山安全监督和管理 ,共 3 条。主要规定了县级以上各级人民政府劳动行政主管部门对安全工作行使监察职责以及县级以上各级人民政府管理矿山企业的主管部门对矿山安全行使的管理职责。劳动行政主管部门的安全监督人员有权进入矿山企业检查安全状况和对紧急险情向矿方提出立即处理的权力。第 34 条规定 ,管理矿山的行业主管部门负责组织对矿长和安全工作人员的培训工作。

第六章 矿山事故处理 ,共 14 条。主要规定了矿山事故的抢救、报告、调查和处理制度、对伤亡人员的抚恤和补偿以及事故发生现场生产恢复的具体要求。

第七章 法律责任 ,共 9 条。规定对违反本法的各种行政和刑事处罚。如罚款、停产整顿、行政处分、吊销采矿许可证和营业执照直至追究刑事责任。对当事人不服行政处罚可申请复议直至向人民法院起诉。对重大责任事故和玩忽职守罪也作了明确的规定。

第八章 附则 ,共 2 条。规定由劳动行政主管部门为本法制定实施条例报国务院批

准施行。

四、《矿山安全法》的地位与作用

1. 矿山安全法是我国各类矿山从事安全生产的基本法规 ,是各类矿山制定安全规程、条例、办法、指令、通知和一系列法律性文件的依据。

2. 矿山安全法是劳动保护法规在矿山特殊生产条件下的一种形式 ,它体现了国家保障矿山劳动者在生产过程中的安全和健康、保证劳动条件的改善所采取的各种措施的法律规范。

3. 矿山安全法是在新形势下 ,加强矿山安全工作、促进采矿业健康发展、保障安全生产的最高准则。执行矿山安全法 ,关系到每一个矿山企业职工的根本利益 ,也关系到国家采矿业的兴旺发达。

第三节 安全目标管理

安全目标管理就是在一定的时期内(通常为一年) ,根据企业经营管理的总目标 ,从上到下地确定安全工作目标 ,并为达到这一目标制订一系列对策措施 ,开展一系列的组织、协调、指导、激励和控制活动。

一、安全目标管理的基本内容

安全目标管理的基本内容是 :年初 ,企业的安全部门在矿长的领导下 ,根据企业经营管理的总目标 ,制定安全管理的总目标。然后经过协商 ,自上而下地层层分解 ,制定各级、各部门直到每个职工的安全目标和为达到目标的对策措施。在制定和分解目标时 ,要把安全目标和经济发展指标捆在一起同时制定和层层分解 ,还要把责、权、利也逐级分解 ,做到目标与责、权、利的统一。通过开展一系列组织、协调、指导、激励、控制活动 ,依靠全体职工自下而上的努力 ,保证各自目标的实现 ,最终保证企业总安全目标的实现。年末 ,对实现目标的情况进行考核 ,并给予相应的奖惩。在此基础上 ,经过总结 ,再制定新的安全目标 ,进入下一年度的循环。

安全目标管理是企业目标管理的一个组成部分 ,安全管理的总目标应该符合企业经营管理总目标的要求 ,并以实现自己的目标来促进、保证实现企业经营管理的总目标。

二、安全目标管理的特点

安全目标管理,具有下列特点:

1. 安全目标管理是重视人、激励人、充分调动人的主观能动性的管理

管理以人为本,管理的主客体都是人。有效的管理必须充分调动起人的主观能动性。

安全目标管理的激励作用,不但应体现在“目标”本身上,还应贯彻在管理的全部过程和所有环节中。譬如安全目标要与经济发展指标挂钩,使之提高到等同的地位;要做到安全目标、责、权、利的统一,安全目标与奖惩挂钩,实现管理的封闭;要把安全指标做为否定性的指标,达不到目标的不能晋级调档,不能评先进等等。简言之,既然安全目标管理是基于激励原理上的管理,就要充分利用一切激励的手段,才能充分发挥它的优越性,取得最好的效果。

在实行安全目标管理时,要强调充分重视人的因素。上级对下级和每个职工要信任和尊重。在制定目标时要进行民主协商,让下级和职工参与制定;在目标实施时要权限下放,强调自我管理和自我控制。要以追求目标的实现作为各项安全管理活动的指南;以实现目标成果的优劣来评价各级组织和每个职工对安全工作贡献的大小。只有这样,才能真正体现安全目标管理的精髓。

2. 安全目标管理是系统的、动态的管理

安全目标管理的“目标”,不仅是激励的手段,而且是管理的目的。安全目标管理的最终目的是实现系统(如一个企业)整体安全的最优化,即安全的最佳整体效应。这一最佳整体效应具体体现在系统的整体安全目标上。因此安全目标管理的所有活动都是围绕着实现系统的安全目标进行的。

三、怎样实施安全目标管理

为了实现系统的整体安全目标,必须做好下列各方面工作:

1. 要制定一个既先进又可行的整体安全目标,即安全管理的总体目标

这个总目标应该全面反映安全管理工作应该达到要求,它是由能全面反映安全工作的若干指标和能体现安全工作综合水平的若干目标相结合的目标体系。只有按照这样的要求所确定的总目标才能全面推动企业安全工作的真正反映出安全工作的优劣好坏,起到充分调动积极性的作用。

2. 总目标要自上而下地层层分解,制定各级、各部门直到每个职工的安全目标

这个目标纵向到底,横向到边,形成一个纵横交错,全方位覆盖的系统安全目标网

络。每个部门、每个成员都应该清醒地意识到自己在整体中的地位,在保证实现上一级目标和总目标的前提下,追求自己目标的实现。总之,安全目标管理的目标不仅是单一层次的总目标,而是一个以实现总目标为宗旨的高度协调统一的目标系统。

3. 要重视对目标成果的考核与评价

安全目标管理以制定目标为起点,以实现目标为归宿,只有圆满地实现了目标,才能取得最佳的整体效应,达到管理的目的。为了了解目标达到的程度,就要进行目标成果的考核评价。通过对目标成果的考核与评价,可以总结成绩,找出存在的问题,为进入下一周期的管理奠定基础,通过对目标成果的考核与评价可以明确优劣,奖优罚劣,使目标激励的作用真正落到实处。重视目标成果,就是重视实效,认真考核评价目标成果也有助于克服形式主义,培养、发扬踏实细致的工作作风。

4. 要重视目标实施过程的管理和控制

安全目标管理强调重视人、激励人,充分调动每个部门、每个成员的积极性,但是这并不等于各自为政,放任自流。实现最佳的整体安全目标要求进行有组织的管理活动,要把所有的积极性集中统一起来,沿着指向目标的轨道向前运动,如果发现偏离,就应及时纠正。为此,要重视信息的收集和反馈,进行有效的指导和帮助,以及必要的协调控制。

四、实行安全目标管理的意义

1. 有利于从根本上调动各级领导和广大职工搞好安全生产的积极性

安全目标管理依靠目标和其他一切可能的激励手段,通过建立全方位的安全目标体系,可以最有效地调动起系统的所有组织,各级领导和全体职工,围绕着追求实现既定的目标,充分地发挥聪明才智,奋发努力。

2. 有利于贯彻落实安全生产责任制

安全生产责任制规定了各级、各部门组织、各级领导和全体职工为实现安全生产所应履行的职责,而安全目标则体现了履行职责后所达到的效果。因此可以说确定安全目标是对安全生产责任制的补充和完善,它使对安全生产所应承担的责任更加明确和具体了。实行安全目标管理实质上就是把承担安全生产责任转化成了对实现安全目标的追求。为了实现安全目标,必须圆满地履行责任。实现了目标,就是履行了责任;而没有实现目标,就要承担未履行责任的后果。

3. 有利于改善职工的素质,提高企业安全管理的水平

安全目标管理的强大激励作用,可以有效地调动起系统的所有组织和全体成员从制定目标到实现目标,始终保持强烈的进取精神。由于在制定目标时要进行深入细致的科

学分析并确定有效的事故防止对策 ,在实施过程中要进行大量具体的组织工作 ,对所遇到的困难要充分利用被授予的权力 ,主观能动地去加以克服 ,所有这些必将促进各级领导和广大职工自觉地加强学习 ,增长知识 ,提高能力 ,从而导致素质的改善和安全管理水平的提高。

4. 能带动安全管理工作的全面展开 ,有利于一切现代安全管理方法的推广和应用

在实行安全目标管理时 ,为了保证目标的实现 ,必须贯彻实行一系列有效的安全管理措施 ,这必将带动各方面安全管理工作的全面展开。如建立健全安全生产责任制 ;贯彻安全生产规章制度 ;进行安全教育、安全检查 ;实施安全技术措施 ;组织安全竞赛、评比 ;进行安全工作的考核、评价等等。为了准确地分析情况 ,有效地采取对策 ,做到预防为主 ,实现既定目标 ,就必须积极推广、应用各种现代的安全管理方法 ,如系统安全分析、危险性评价、人机工程、计算机辅助管理等。

五、安全目标管理实施的程序

安全目标管理的实施程序有三 :即安全目标的制定和展开、安全目标的实施和成果的考核评价。三个程序紧密衔接 构成一个管理周期。在实施安全目标管理的全过程中都要重视人的因素 ,充分发挥各级组织和每个职工的积极性。提倡民主协商 ,强调自我管理自我控制。为了做到这点 ,对领导也相应地提高了要求。领导不应只是凭借职权 ,发号施令 ,而要既善于激励调动群众 ,又能及时给予正确的指导和有益的帮助。

安全目标管理的实施程序及各程序间的相互关系如图 13 - 1 - 2 所示。

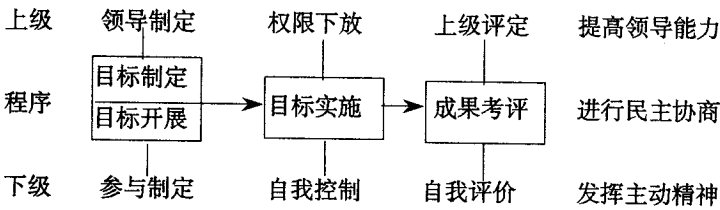


图 13 - 1 - 2 安全目标管理实施程序

第四节 安全生产责任制

安全生产责任制是根据“管生产必须管安全”的原则 ,明确地规定企业各级领导和各类业务人员在生产业务活动中应负的安全责任。这是企业岗位责任制的一个组成部分 ,

是企业中最基本的一项管理制度。

一、建立、健全安全生产责任制

安全生产责任制规定了企业的各级领导人员、管理人员、技术人员和有关科室等各职能部门直至生产工人的安全生产职责范围,以便各负其责,在完成生产任务的同时,做到安全生产。只有这样,才能促使企业在制订生产计划的同时,制订安全措施计划,在计划布置、检查、总结、评比生产的同时,对安全工作进行计划、布置、检查、总结和评比。由于从制度上明确了各级人员的安全职责,从而避免了安全工作无人管的现象,同时也激发了广大职工安全生产的积极性。安全生产责任制,是矿山企业安全管理规章制度中最为重要、处于核心地位的制度。每一个矿山企业都应设立安全机构,负责矿山企业日常生产的安全监督管理。

矿山企业的矿长是安全生产的第一责任者;各级总工程师(包括主任工程师、主管工程师、技术负责人)对安全工作负技术责任;各级行政和技术副职对分管业务的安全工作负责;各职能部门负责人对本职范围内的安全工作负责,必须搞好业务保安;区、队、班组长对所管辖范围内的安全工作负责。工人对所在岗位的安全工作负责。

二、矿长的安全生产职责

矿长的安全生产职责主要有以下几个方面:

(1)认真贯彻执行国家安全生产方针、政策、法规,各级政府颁发的安全生产法令,上级有关安全生产的命令、决定、规定、通知、办法等。

(2)在计划、布置、检查、总结、评比生产的时候,同时计划、布置、检查、总结、评比安全工作。

(3)领导编制安全措施计划,合理使用安全措施经费,并认真组织力量保证落实。

(4)组织编制、审定安全生产方面的规章制度,并督促有关部门及人员认真贯彻执行。

(5)坚持“管理、装备、培训”三并重原则,领导本单位的职工安全教育培训工作。

(6)及时组织有关部门和人员分析、研究、解决本单位所存在的重大安全问题。

(7)矿井发生重大事故时,必须立即赶到现场组织抢救,并立即报告上级主管部门和召请就近的矿山救护队,严禁盲目指挥和违章指挥。

(8)按规定组织领导本单位事故的调查分析、结案处理工作,主持制定防范措施,防止同类事故再次发生。

(9)领导本单位安全生产大检查,对查出的安全、卫生隐患制定整改措施,并保证实

现。为改善劳动条件,在人、财、物和时间上给予优先保证。

(10)有权拒绝执行任何不符合安全生产法律、法规、规定的指令和意见。

矿长“七知道、七做到”:

(1)知道上级有关安全生产的方针、政策、指令、决定和要求,做到认真传达贯彻,有令必行,有禁必止,并经常检查各井区落实情况。

(2)知道本矿重大事故隐患,安全生产的要害问题和薄弱环节,做到每周主持召开安全办公会,制订针对性措施,亲自追查事故。

(3)知道本矿各级干部值班上岗、现场指挥和“三违”情况,做到定期检查和不定期抽查,对脱岗和“三违”问题认真查处。

(4)知道本矿各级领导干部和各部门业务保安责任制执行情况,做到经常检查,定期考核。

(5)知道《规程》有关规定,做到严格按规程要求组织领导本矿工作,实行科学管理,搞好安全生产。

(6)知道本矿采掘工作面作业规程有关重要内容,质量标准及检查方案,做到经常深入生产现场检查作业规程执行情况和工程质量状况,发现问题及时解决。

(7)知道本矿采区布置、路线,开采和接续情况,做到情况清、路线熟、组织正规循环作业,实现均衡生产。

第五节 安全技术措施计划

安全技术措施计划,是指以改善厂矿企业劳动保护、安全生产条件、防止工伤事故、预防职业病和职业中毒为目的的一切工程措施。矿山企业中安全规划、安全措施工程计划、矿井灾害预防和处理计划,均属于此。

一、安全技术措施计划的作用

1.编制安全技术措施计划,能把改善企业劳动生产条件的工作纳入国家和企业的生产建设之中,有计划、有步骤地解决重大劳动保护安全生产问题。

2.编制安全技术措施计划,能抓住安全生产的关键项目。通过改造、革新等手段,从根本上改善劳动保护安全生产条件。

3.编制安全技术措施计划,能合理使用资金,使其在改善劳动生产条件方面发挥更

大的效能。

4.通过安全技术措施计划编制,可使广大职工群众参加劳动保护安全管理工作,加强全员安全管理。

二、编制安全技术措施计划的依据

- 1.国家公布的劳动保护、安全生产法规、政策、指示等。
- 2.安全检查中所发现而未解决的隐患。
- 3.生产建设需要采取的安全措施。
- 4.职工提出的有关安全生产、工业卫生方面的合理化建议。
- 5.本单位人力、物力、财力所允许要采用的先进技术,推广的先进经验。

安全技术措施计划的内容:

1)内容项目

- (1)单位或工作场所。
- (2)安全技术措施名称。
- (3)措施内容及目的。
- (4)经费预算及其来源。
- (5)负责设计、施工单位或负责人。
- (6)开工日期及竣工时间。
- (7)措施执行情况及其效果。

2)内容范围

- (1)改善矿井通风 增加能力,调整系统,完善设施,更新设备。
- (2)防治尘尘危害 建立降尘系统,以及采取其他防治管理措施。
- (3)防灭火 建立消防系统,购置防灭火设备、仪器、仪表。
- (4)防治水害 地面修建防洪堤坝、排水沟渠,完善排涝工程设备、填补土方、井下处理老空积水和岩层水的水泵房、疏水巷道、探水钻机、防水墙、水闸门等工程及设备的购置。
- (5)防暑降温,防寒防冻 完善严寒地区井口空气预热处理和高温地区防暑降温设备购置。
- (6)防治顶板事故的措施。
- (7)防治机电、提升、运输事故的措施。
- (8)安全宣传教育措施。购置或编印安全技术书、刊物、影视片、安全教室和设备,安全技术研究与实验所需的工具仪器设备。

(9)消灭重大灾害隐患所采取的安全技术措施。

三、安全技术措施计划的实施与监督

在安全技术措施计划确定之后,组织实施和加强监督是很重要的,它是整个措施计划的重要部分,必须高度重视和加强监督。

1. 安全技术措施计划的实施

(1)矿长负责组织有关部门,明确设计、施工单位或负责人规定完成期限和质量要求,并及时检查进度情况。

(2)在实施中必须将实施安全技术措施计划列为调度工作内容,做到及时调度平衡,解决问题。

(3)在实施过程中,要采取措施,保证按质、按量、按时完成。组织验收投入使用,发挥保证安全生产的效用。

2. 安全技术措施计划执行情况监督

(1)企业内部安全监察部门的监督 安全技术、劳动资金、设备材料不得挪作它用。检查措施设计、施工进度和设备材料供应情况,质量是否符合要求,经费开支是否合理,有无浪费现象,以及项目是否按期完成等方面情况。发现问题,及时向矿长或总工程师汇报,以便采取必要措施,保证计划按质、按量、按时完成,发挥其应有的作用。

(2)各级矿山监察机构的监督 督促企业及其主管部门编制并落实安全技术措施计划,对不积极实施安全技术措施计划的企业,责成限期改进,逾期不作改进的,根据有关规定给予经济处罚,造成严重后果的,应追究有关人员的责任。

(3)行业主管部门的监督 行业的主管部门应督促检查下级企业安全技术措施计划的执行情况,发现问题应及时采取必要的措施。

第六节 安全教育培训

安全生产有三条基本经验,一是技治,二是法治,三是人治。“人治”的含义系指加强管理和培训,提高职工的素质,只有劳动者具备较高的科学文化水平,丰富的生产经验,先进的劳动技能,才能在现代化的生产中发挥更大的作用。

一、职工安全教育培训的意义与作用

加强职工的安全生产教育,提高企业领导人员、工作人员和工人安全管理水平、安全

作业技能、安全操作技术,是保证安全生产的一项基本的重要措施,是一本万利之策。

必须坚持‘培训——考核——合格——发证’持证上岗的要求,矿长及特殊工种都应经具有资质的部门培训,经考核合格者持证上岗。

安全教育具有下列主要作用:

(1)能提高企业各级领导和广大职工对搞好劳动保护、安全生产责任感和自觉性,为贯彻国家安全生产方针、政策、法规及有关规章制度,奠定实现安全生产的思想基础。

(2)有利于安全技术知识的普及和提高,能使矿厂职工了解生产过程中存在的职业危害因素及其作用规律,提高操作技术水平,为贯彻国家的安全生产技术规范创造有利条件。

(3)能使广大职工掌握对职业危害因素的检测、识别、控制技术的有关知识和处理技能,作到防患于未然,有利于安全生产的开展,劳动生产率的提高和劳动生产条件的改善。

(4)安全教育是提高企业领导人和专业干部的安全生产管理水平,加强安全意识的基本手段。

二、安全教育的内容与要求

安全教育的基本内容和要求,概括的讲是:

1. 安全思想政治教育

(1)安全思想教育 搞清安全生产与发展经济和生产的关系,奠定安全生产思想基础,建立安全生产意识。

(2)遵章守纪教育 明白遵章守纪是提高企业管理、搞好安全生产的重要条件,是执行安全生产方针、法规的具体表现,是减少事故,保障安全生产的必要前提。

2. 安全生产方针、法规教育

(1)安全生产方针教育 要求领会‘安全第一,预防为主’的意义,以利自觉执行。

(2)安全生产法规教育:

①国家有关法律。

②行政有关法规。

③行业有关规章。

④企业有关规定。

明白什么是依法、执法、守法和违法行为以及遵章守纪的重要意义。

3. 安全生产理论知识教育

(1)一般安全理论知识教育。

(2)专业安全理论知识教育 这是指具体工作、工种以及特殊工种的教育。

4. 安全生产作业技能教育

(1)应知教育。

(2)应会教育。

5. 典型经验和事故案例教育

(1)典型经验教育。

(2)事故案例教育。

三、安全教育的形式与方法

安全教育的形式与方法,由于各地区、单位的情况不同,形式与方法多种多样,归纳起来大致有以下几种:

1. 三级安全教育

(1)入矿(厂)教育 由矿(厂)组织进行(全矿情况、安全生产要求、制度)。

(2)车间(工区)教育 由车间(工区)进行(生产系统、分工、规程制度)。

(3)班组岗位教育 由班组进行(岗位情况、工作性质、职责范围、使用工具、器材)。

三级教育完毕,由矿(厂)劳动、安全部门负责考核、建卡归案,合格后上岗。

2. 经常性安全教育

(1)班前会讲安全。

(2)每周一次安全活动日。

(3)三大规程学习会。

(4)施工或作业前安全技术交底。

(5)复工前再培训。

(6)组织专题安全技术知识讲座。

(7)事故现场会。

(8)组织收看安全影视。

(9)广播、板报、墙报宣传。

3. 职工脱产轮训

关于职工脱产进行培训的问题,按有关规定进行。

4. 特殊工种安全教育

(1)业余时间集中学习,特点是面广、实际、及时。

(2)选入脱产到培训中心学习,特点是时间集中、知识系统、人数有限。

5. 开展安全竞赛和安全奖惩

- (1) 操作技术表演。
- (2) 安全工程质量达标。
- (3) 安全知识问答。
- (4) 百日安全生产活动。
- (5) 创无事故运动。
- (6) 自己无事故、身边无违章活动。

6. 专业院校 进修教育

这是企业(或单位)根据需要,选派一定职工到大、中专院校进修,接受学历或专业再教育。

第七节 安全监督检查

安全监督检查是国家行政、行业主管、企业内部、群众组织等部门(人员)依法督促矿山企业贯彻执行国家安全生产方针、政策、法律、法规、命令、决定、通知、办法等的执法行为。安全查是为了掌握情况达到有效监督,安全监督是为了督促矿山企业安全生产的实现。

一、安全检查

安全检查是及时发现隐患、消除隐患、防止事故、改善劳动条件的重要手段,是安全管理工作的主要内容。通过安全检查可以发现矿山及生产过程中的不安全因素,以便有计划的采取措施,保证安全生产。安全检查涉及到生产系统本身以及与安全生产有关的各个方面,包括人的不安全行为、物的不安全状态、管理及环境的缺陷等。安全检查应防止走马观花,走过场,流于形式。发现问题应认真研究,及时处理。

安全检查的内容,主要包括五个方面:

- (1) 查思想 要认真检查各级领导对安全生产思想认识情况,以及贯彻落实“安全第一,预防为主”方针、“三同时”、“五同时”的情况。
- (2) 查制度 检查矿山各项规章制度的贯彻执行情况,重点检查安全生产责任制,作业规程、操作规程、安全培训,以及工伤事故报告情况。
- (3) 查管理 检查各井(露天采矿场)、区段、班组日常安全管理工作的进行情况。
- (4) 查隐患 检查安全隐患整改项目的落实情况和存在的问题。

(5)查安全设施 检查各种安全设施 ,如防爆、防火、防雷、接地等设施是否符合标准要求。

安全检查的形式多种多样 ,有日常性的安全生产检查和专业检查 ,如通风检查。有季节性安全检查 ,如防洪检查。有全矿性的安全大检查等。不论哪种检查 ,都应深入作业现场 ,根据具体情况 ,有所侧重 ,突出重点 ,按照上述五个方面进行认真、细致的检查。

安全检查表是进行安全检查 ,发现潜在危险的有力工具 ,国外 20 世纪 30 年代已开始采用 ,我国 80 年代初已开始在一些工厂、矿山推广应用 ,取得了很好的效果。安全检查表是根据系统的原理编制的安全检查的一个详细目录 ,尽量做到全面周到。下面以放炮员安全检查表为例 ,供有关人员参考。

表 13 - 1 - 1 放炮员安全检查表

班(组)名称		(点班)																			
检 查 内 容		检查结果(无问题的划"√",有问题的划"×")																			
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	30	31
1	放炮器是否充好了电																				
2	放炮线长度是否合格																				
3	放炮线是否有破口																				
4	装药量是否符合要求																				
5	支护情况是否完好																				
6	下井是否做到衣帽整齐																				
7	不带烟、火																				
8	下井是否佩戴矿灯、自																				
9	救器、放炮器钥匙																				
10	是否做到一炮三检																				
11	是否派出了警戒岗哨																				
12	放炮前是否发出警号																				
13	炮后班长和安监员是否																				
14	先进入炮区查看																				
15	放炮前是否把人员撤到																				
	安全地点、掩护点是否																				
	安全可靠																				
	崩坏的支架是否修复																				
	打眼、装填药是否按规																				
	程要求																				
	瞎炮是否按规定处理																				
检查人_____		班(组)长_____										放炮员_____									

二、安全监督

安全法规的效力并不会自动实现 ,必须应用某些手段 ,使它的潜在强制威力转变为现实。为此 ,应加强安全监督工作。

安全监督即监察督促 ,对矿山来说一般分为四种形式 :一是矿山内部监督 ,二是民主安全监督 ,三是群众安全监督 ,四是国家行政监督。当前应强化国家行政监督 ,借鉴国外行之有效的管理经验 ,国务院设立了国家安全生产监督管理局 ,专门加强对各行各业安全生产进行监察督促。

企业内部监督。就矿山实际而言,就是每一个矿山应建立自己的监察制度和机构,负责监督检查国家安全生产方针、政策,矿山安全法律、法规,行业安全规程、规定、技术标准及安全生产规章制度的贯彻执行。

民主监督。是指矿山企业职工代表大会、工会和全体职工,对矿山安全工作的参与管理并进行监督。按有关法规要求,充分发挥矿山安全的民主管理和民主监督作用。这对保障矿山安全,防止事故发生,维护职工安全生产的合法权益,促进矿山企业实现安全生产具有重要作用和深远意义。

群众监督。按照《矿山安全法》规定,矿山企业安全生产、建设行为除必须接受职工代表大会、工会的民主监督外,还必须实行矿山安全群众监督制度。矿山安全的群众监督,主要是每一职工参与管理和建立群众安全监督岗来实现。矿山企业必须支持群众安全监督组织的活动,发挥职工安全监督作用。

职工有权制止违章作业,拒绝违章指挥,当工作地点出现险情时,有权立即停止作业,撤到安全地点;当险情没有得到处理不能保证人身安全时,有权拒绝作业。

国家行政监督。是指由国家安全生产监督管理局及其派出机构,代表国家对矿山安全生产方面进行监督的行政行为。其任务的执行是依靠建立安全监察机构,遵照《矿山安全法》、各类不同矿山的《安全规程》以及相关的法律、法规的规定,进行监督检查。

1. 国家行政监督具有以下特点:

- (1)国家行政监督的主体是代表国家行使矿山安全监督的安全生产监督管理机构。
- (2)国家行政监督是一种执法监督。
- (3)国家行政监督是一种权利和责任。权利是对监督对象来讲,责任是对国家来讲。
- (4)国家行政监督是一种行政法律行为。这种法律行为包括对矿山企业安全监督对象所实施的行政处罚。矿山企业对国家行政监督机构所实施的行政法律行为不服的,可以提起行政复议或者行政诉讼。

2. 国家行政监督的职责如下:

- (1)检查矿山企业及其有关部门贯彻执行矿山安全法律、法规的情况
- (2)参加矿山建设工程安全设施的设计审查和建设工程的竣工验收。
- (3)检查矿山企业的劳动条件和作业场所的安全状况。
- (4)检查矿山职工的安全培训工作。
- (5)监督矿山企业提取和使用安全技术措施专项费用的情况。
- (6)组织参加矿山事故的调查处理。
- (7)法律、法规规定的其他监督职责。

第二章 矿山井巷工程安全新技术

第一节 井巷冒顶片帮事故预防

井巷冒顶片帮事故属矿山事故中的顶板事故。它是指由于各种原因引起的采掘空间的围岩垮落事故。

一、冒顶片帮事故原因分析

冒顶片帮事故的发生,一般是由于地质条件、生产技术和组织管理等多方面的主观和客观因素综合作用的结果,是由于采掘活动破坏了岩石原有的应力平衡状态,使应力局部集中,超过了岩体的强度造成的。为了进一步了解冒顶片帮事故发生的原因,预防冒顶片帮事故发生的可能性,必须分析岩体的应力状态,掌握地压活动的规律。

(一) 岩体的应力分析与地压现象

1. 岩体的应力分析

地下某一点的岩石,均受到两种力的作用,一种是承受上覆岩层的重量,即重力。重力的大小,与埋藏深度和上覆岩层的密度有关。另一种是现代地壳运动形成的构造应力,它表现为挤压、拉张和剪切三种状态,并造成不同的构造形迹,如褶皱、断裂等。

在掘进巷道之前,地壳内任何一点的岩石都是在力的作用下,并在各个方向上处于静力平衡状态。这种在地壳内存在的自然应力状态叫做原岩应力状态。

在采掘之后,岩体中出现了空间——井巷、峒室和采场。根据材料力学的实验研究,

物体内部的缺陷所在,会引起局部的应力集中。岩体内部的采掘空间就是物体内部的缺陷,是应力急剧增加的地区。这种采掘空间的出现,破坏了原岩体的应力平衡状态,使采掘空间周围岩体内各点的应力大小和方向都发生了改变。一般把因开井巷而产生的应力变化大于5%的范围称为“采动影响范围”。该范围一般为井巷或采场最大线尺寸的3~5倍,并习惯将此范围内的岩体称为“围岩”,而将该范围以外的岩体仍称为原岩。采掘空间使得围岩应力重新分布。

物体受应力作用后则发生变形,它可以是形状的改变,也可以是体积的改变,或两者都发生改变。岩石的变形与其它物体一样,一般都经过弹性变形、塑性变形(弯曲)和脆性变形(破裂)三个阶段。

在巷道围岩中,当应力集中达到一定值,且应力作用时间也足够长时,围岩便不可避免地会发生弹性变形、弯曲或破裂。为了阻止围岩发生过大的变形或破坏,巷道大多需要采取各种方法进行维护,如架设支架、加固围岩等。如果支架选型不当或强度不够,支架也可能遭受破坏。我们把井巷围岩和支架的变形和破坏现象统称为地压现象。

2. 地压的含义

这里所说的地压,是指原岩作用于围岩外部单位面积上的力。事实上,原岩与围岩是连为一体的,它们之间的力,是物体内部的力,即应力,而非压力。这里只是把围岩假想为脱离于原岩的一种物体,相当于一种地下结构物。这样,原岩相对于围岩来说则成为外部,于是原岩作用于围岩外部单位面积上的力就可以由“应力”改为“压力”。这种岩体压力就是地压。

在实际应用中,对地压概念存在着两种不同的理解。广义地理解,地压就是岩体中存在的力,这种力由围岩(天然形成的地下结构物)与支架(人工构筑的地下结构物)两者共同来承担。而采矿工作者习惯上把围岩位移和冒落岩块作用在支架上的压力称为地压,实际上这种破坏性压力只是全部地压的一小部分,因此这种概念是不确切的。为了区别起见,将岩体内部原岩作用于围岩上的压力称为广义地压,而将围岩位移与冒落岩块作用在支架的压力称为狭义地压。当采掘空间内不采取任何人工结构物时,地压全部由围岩来承担。在这种情况下,地压与广义地压概念是一致的。在采用支架的情况下,地压则可分为广义地压和狭义地压两部分。应当说明,采矿工作者为了方便起见,在谈到作用在支架上的压力时,常习惯沿用“地压”这一名词,而将“狭义”两字省略。

3. 地压现象的不同表现形式

地压现象是复杂的。脆性岩石的围岩,如花岗岩、石英砂岩和片麻岩,其地压现象表现为巷道冒顶、片帮等围岩破坏现象。塑性较强的围岩,如风化壳、松散沉积物、粘土岩和蛇纹岩等,其地压现象表现为围岩向巷道空间产生很大的变形和移动,表现为巷道顶

板下沉、片帮或底板鼓胀等。此外,不同的工程性质也往往引起不同的地压现象。如竖井工程中出现井壁破裂、井筒涌砂、岩帮片落;采掘后因采空区未处理,引起岩层移动、地表沉陷和巷道错断下沉等。

地压现象还与巷道的形状关系密切。巷道断面形状不同,抵抗应力对巷道破坏的可能性大小也不同。巷道断面为椭圆形时最稳定,为正方形时最易受破坏。

(二) 岩石强度与岩体强度

地压现象是围岩内部应力和围岩强度矛盾斗争的表现。当围岩应力小于围岩强度时,围岩稳定;一旦围岩应力超过其强度,则围岩开始破坏,同时显现出各种地压现象。因此,岩体强度是影响冒顶片帮事故的另一重要因素。

岩体在成岩时及成岩后漫长的地质年代里经受了多次构造运动,形成各种构造痕迹,即结构面,如断层、节理、层理、片理、破碎带等;此外,尚有沉积作用生成的弱夹层,如粘土岩层、煤层等。它们在不同程度上削弱了岩体强度,故称为“弱面”(软弱结构面)。

自然赋存的岩体,有时表现为散状体,有时表现为破裂状或整体状。因此形成了由松散体、弱面体到连续体的一个系列。这一系列的两端,一种是岩体内弱面充分发育,将岩体切割成各种大小、形状的岩块,可以看作松散体;另一种是岩体内弱面很少,可以看作均质连续体,则岩体强度由岩石本身强度决定。这一系列的中间类型,则处于上述两种状态之间,岩石强度与岩体强度既有联系又有区别。

1. 岩石强度

岩石强度是指岩石抵抗外力所引起的各种变形和破坏的能力。岩石强度可用三个主要指标来表示:

(1) 抗压强度。指在单向压力作用下,岩石抵抗压碎破坏的能力,用岩石破坏时的极限压应力 R 表示。

$$\text{抗压强度}(R) = \frac{\text{岩石开始破坏时的载荷}(G)}{\text{岩石受压面积}(F)}$$

岩石抗压强度越大,说明岩石越坚硬,越不容易破碎。一般未风化的岩浆岩、变质岩、胶结好的石英砂岩,抗压强度大,为 $1000 \sim 3500 \text{ kg/cm}^2$ 。软弱岩石,如凝灰岩、泥岩、泥灰岩等,抗压强度小,为 $100 \sim 600 \text{ kg/cm}^2$ 。

(2) 抗拉强度。指在单向拉力作用下,岩石抗拉断的能力,以岩石拉断时拉断面上的极限拉应力表示。

$$\text{岩石抗拉强度}(H) = \frac{\text{岩石开始破坏时的拉伸载荷}(P)}{\text{拉伸面的面积}(A)}$$

岩石的抗拉伸能力最差,一般数值在数十千克每平方厘米以下。软弱岩石或风化岩抗拉强度只有 4 kg/cm^2 左右。同一岩石的抗压强度可大于抗拉强度 $10 \sim 100$ 倍。

(3)抗剪强度。是指岩石抵抗剪切破坏的能力。抗剪切强度的大小与岩石的粘聚力与内摩擦角有关。

同一种岩石,其抗剪强度数值介于抗压强度与抗拉强度之间,一般是抗压强度的 $1/10 \sim 1/3$ 。

既然岩石的抗拉强度、抗剪强度均小于岩石的抗压强度。那么岩石和岩体在受压状态下的破坏形式,就必然不是被拉断,就是被剪破。这一点已被实验和生产实践所证明。

2. 岩体强度

岩体由于弱面的存在和发育,连续性和均质性均遭到破坏。弱面本身的各种强度都很低,它的内聚力为 $n \cdot 10^{-1} \text{ kg/cm}^2$,抗拉强度极小,甚至接近于零。因此,岩体强度必然很低。同时,由于岩体中弱面的产状不同,又使岩体强度具有明显的方向性。当力的加载方向与弱面成不同交角时,岩体强度指标有明显的差异。譬如,层理发育的沉积岩,在拉力的作用下,平行层理时的抗拉强度要大于垂直层理时的抗拉强度。在压力作用下的抗压强度和在扭力作用下的抗剪强度则与上述规律相反。

岩体中同一方向的弱面称为一组弱面。当岩体中弱面组数超过三组时,岩体的强度主要与弱面强度有关,可直接用弱面强度指标来判断岩体的稳定性。因此,岩体强度与岩石强度是两个不同的概念。当岩体为均质连续体时,岩石强度与岩体强度一致;当岩体为松散体时,岩体强度则取决于弱面发育的情况(组数与密度)和弱面的力学性质。

(三)影响冒顶片帮事故的地质因素

1. 岩性

根据岩石的抗压强度大小,可将各种不同岩性的岩石划分为四等:

很坚硬的	抗压强度 $R > 600 \text{ kg/cm}^2$
中等坚硬的	抗压强度 $R 300 \sim 600 \text{ kg/cm}^2$
较软弱的	抗压强度 $R 100 \sim 300 \text{ kg/cm}^2$
很软弱的	抗压强度 $R < 100 \text{ kg/cm}^2$

一般地讲,未经风化和构造破碎的岩浆岩、变质岩属坚硬岩石,沉积岩中的厚层石灰岩、白云岩及胶结良好的砂岩、砾岩也属坚硬岩石。坚硬岩石组成的均质连续体,当巷道埋深不超过300m,跨度不超过10m时,围岩是稳定的。不易发生冒顶片帮事故。

粘土页岩、泥岩、炭质页岩、石膏、煤等属软弱岩石,未胶结的砂、砾、风化壳和坡积物等属很软弱的岩石,冒顶片帮事故多易发生于这些岩段。

2. 风化作用

岩体暴露地表,经长期风化作用,形成深度不等的风化壳,其厚度在0~200m范围内。地下开采巷道必须穿越风化壳,风化壳的岩体稳定性极差。

地下采掘空间围岩暴露后,遭受风化作用,强度降低,随着风化程度的加深,围岩的不稳定程度加大。某些软弱岩石的风化速度很快。数日或数月内就风化碎裂的岩石有:粘土岩和成岩不好的凝灰岩,易遇水膨胀软化;粘土质或碳质胶结的砂砾岩,因胶结物易风化,岩石松散;含易溶性盐类的岩石,因盐类矿物的溶解而使岩石分解;此外,岩石的构造碎裂作用,大大加快了岩石的风化速度。

3. 地下水

地下水的存在,加大了岩石的风化速度,并降低了岩体中结构面的强度,使围岩的不稳定程度加大。地下水对粘土类岩石和松散堆积物的浸润作用,使岩石颗粒间的粘着力降低,岩体膨胀,自重增加,使岩体发生蠕动和滑动。此外,地下水沿结构面流动,冲刷其中的充填物,使结构面两侧岩石的接合力降低。

总之,地下水作用的结果,使岩体稳定性降低。许多矿山的地压活动、岩体移动和围岩坍塌多发生在雨季或稍后,尤其是露天采场,此时岩体的稳定性降到最低点,因而暴雨会触发岩体失稳事故。

4. 软弱结构面

在采矿生产过程中,无数的事实证明,无论是露天矿的滑坡,还是地下开采矿山的岩体的移动以及巷道、采场的冒顶、片帮等,都是沿着岩体中存在的各种结构面发生的。这是因为结构面上的内聚力及抗摩擦阻力均小于岩体强度之故。在由坚硬岩石组成的岩体中,这一现象尤为突出。结构面对岩体稳定的影响,不仅在于结构面本身的特征(如结构面的软弱程度、分布与延伸和透水性等),更主要在于结构面间的相互组合。实践表明,单个结构面不一定对岩体稳定构成威胁,只有几组结构面组合起来,使岩体出现分离才是危险的。分离体的出现,是坚硬块状岩体内井巷、采场不稳定的先决条件。

分离体是由三组或三组以上的结构面切割岩体而形成的。结构面发育的密度确定了这些岩块的大小。结构面稀疏,单个分离体大于井巷、采场的尺寸,在一般情况下,不会发生冒顶与片帮事故;当结构面密集,所切割的分离体尺寸小于井巷、采场的尺寸时,就提供了围岩不稳定的先决条件。

小于井巷尺寸的分离体的出现,并不一定发生冒顶、片帮事故,因为软弱结构面的强度不同,分离体可能与围岩没有完全分离,还存在一些“藕断丝连”的地方。因而存在潜在危险。

根据软弱结构面与冒落方向的关系,可将与冒落方向近似垂直的结构面称为割裂面,将与冒落方向近似平行的结构面称为滑动面。当围岩所受的压应力垂直滑动面时,则滑动面增加了摩擦阻力,起到增加分离体的稳定作用;当拉应力垂直割裂面时,结构面张开,分离体就会冒落下来。

5. 岩体结构类型

根据岩石的岩性、软弱结构面的发育程度及岩体的稳定性,将岩体结构类型分为五类:

(1)整块状结构。一般由岩浆岩、变质岩和厚层沉积岩形成的岩体,结构面以节理为主,且不甚发育,无危险分离体存在。岩体属极稳定类型,井巷及采场允许暴露面积 $400 \sim 600\text{m}^2$,巷道可不支护。

(2)块状结构。为岩浆岩、变质岩及厚层沉积岩形成的岩体,结构面以节理为主,有少量断层,有少量危险分离体存在,岩体属稳定类型,井巷与采场允许暴露面积为 $200 \sim 400\text{m}^2$,巷道可不支护或局部进行支护。

(3)层状结构。为中厚层及薄层沉积岩和沉积变质岩组成的岩体,结构面以层理、片理、节理为主,往往有层间滑动面,有许多分离体存在。软弱层受地下水作用发生软化和泥化,岩体属中等稳定类型,井巷与采场允许暴露面积为 $50 \sim 200\text{m}^2$,需要支护。

(4)碎裂结构。为构造破碎的各类岩体,主要结构面为节理、断层、劈理、层理等。软弱结构面呈交织状,多被夹泥充填,受地下水影响,易发生软化、泥化,岩体属不够稳定类型,井巷与采场允许暴露面积小于 50m ,需钢筋混凝土、喷锚等支护。

(5)松散结构。主要为断层破碎带、强风化破碎带及松散堆积物,结构体呈鳞片状、碎屑状或颗粒状,结构面极发育并成交织状,受地下水影响易发生大规模坍塌。岩体属不稳定类型,井巷与采场不许有暴露面积,需钢筋混凝土、金属网喷锚支护。

二、预防冒顶片帮事故的措施

冒顶、片帮事故是地压显现的结果。只要有开采,就会有地压活动。但是,并非所有的地压活动都会导致冒顶、片帮事故的发生。实践证明,地压活动是可以控制的。我们把控制地压活动,避免地压危害而采取的措施称为地压管理。事实上,地压管理就是预防冒顶、片帮事故的措施。

(一)巷道地压管理

1. 合理选择井巷位置

(1)设计井巷应在坚硬均质岩体内通过。矿山设计井巷位置主要取决于生产系统的需求,但也必须从施工和维护角度加以充分考虑。恶劣的岩体结构对支护方法、施工速度和工程费用都有直接影响,并常造成坍塌、冒落和人身伤亡事故。因此,选择巷道位置,应尽力避开碎裂结构和松散结构的岩体。

(2)避免在应力集中区内布置巷道。如果两条巷道相隔太近,彼此处于另一巷道应力分布的影响范围之内,则会造成叠加集中应力作用。所以,在巷道交叉处,地压显现突

出,围岩容易坍塌。矿房采空后所遗留的各种矿柱,均承受集中的“支撑压力”,当巷道布置在矿柱内或其附近的下方,则容易在集中支撑压力下变形或破坏,因此很难维护。更重要的是,巷道布置在矿柱内,会严重削弱矿柱本身的强度,造成更大的危害。

(3)巷道轴向尽可能与弱面走向直交,因工程需要无法避开弱面时,巷道轴向应与主要一组弱面的走向直交,或交角大于 45° 。此时,弱面的暴露面积最小,巷道与弱面的交线长度也最短,使岩块沿弱面被切割或滑动受到最大的限制,降低坍塌的危险性。当岩体中发育二组主要弱面时,则巷道的轴向应尽量与两组弱面走向交角的平分线方向一致。

2. 合理确定巷道断面形状和大小

如前所述,巷道不同的断面形状,在地压作用下,其周边破坏的可能性大小是不一样的。不同结构类型的岩体,巷道允许暴露的面积和巷道的支护要求也是不一样的。巷道断面形状多采用曲墙形、直墙形和梯形。巷道断面大小,在整块状、块状岩体中可相应较大,而在松散碎裂结构岩体中可相应较小,并且要采用一定的支护方式支护巷道。

3. 采用“锚喷”支护

锚喷技术是一种新的支护技术。主要包括锚杆支护、喷射混凝土(或喷浆)支护、锚杆-喷射混凝土(或喷浆)支护和喷射混凝土-金属网(也有锚杆)相联合的锚喷支护。

用锚杆支护巷道,就是在巷道掘进之后,先向围岩打眼,在孔内锚入锚杆,把巷道予以人工加固,充分利用围岩本身的强度,从而达到维护巷道的目的。这种纯锚杆的支护形式已很少使用。

锚喷支护就是在巷道围岩锚入锚杆后,再在巷道顶、壁喷上一层水泥砂浆(或先喷后锚),以封闭围岩,防止风化,并增补围岩的强度。传统的支护技术,就是使用不同结构形式的木材支架、金属支架、预制钢筋混凝土支架、料石砌旋及整体浇灌混凝土旋等支架。这类支架作为一种独立的地下结构支设在井巷里,只能消极地、被动地等待围岩来压和抵抗围岩向井巷里作过大的变形。由于支架与围岩间存在一定的空隙,需要等待围岩产生较大变形或松散后才能充分受力。这样,便扩大了井巷周围由于岩石的变形、位移、裂隙发展而形成的松碎范围,因而更增加了作用在支架上的压力。

锚喷支护则突破了传统支护形式和支护理论的旧观念,它所形成的“支架”实际已深入到围岩之中,支架与围岩不再分隔而组成为一体,不再是消极地承受围岩的压力,而是尽量保持围岩的完整性,把围岩由“荷载”变为“承载”,变破坏因素为抵抗因素,从而限制了岩石的变形、位移和裂隙的发展。

锚喷支护在小跨度的运输巷道,大跨度的大型峒室,水平巷道、竖井、斜井,静压巷道、电耗巷道,中等稳固的岩层,极易剥落的不稳固岩层,永久初砌,临时支护、初砌修补、

处理冒顶塌方事故等等方面,一般都能收到良好效果。只在严重化学蚀变区段、大面积淋水或部分涌水区,以及严寒地区的冻胀地层中,采用锚喷支护还须谨慎。必要时,还需采用传统支架。

4. 正确架设支护

(1)根据地压特征选择可缩性不同的支架。根据地压作用下岩体的变形特征的不同,可将地压分为变形地压和散体地压两类。变形地压使得围岩发生塑性流动、离层等,围岩变形量大,变形持续时间长。变形地压选用可塑性支架。散体地压使得围岩发生拱形规则冒落、破碎带冒落和危岩冒落,围岩与支架变形不显著,变形持续时间短。散体地压选用刚性支架,及早顶住,只要能支撑破碎岩块的重量,就可防止围岩冒落。

(2)架设时间。无论采取何种支护形式,支架的架设都要紧跟工作面进行。一般晚架设的支架承担的压力要比及时架设大得多,不但支护困难,而且有发生冒顶片帮事故的危险。

(3)架设的质量要求。无论是木支架、钢筋混凝土预制支架、石材支架,还是锚喷支架或金属支架,其架设都有严格的质量要求。以锚喷支护来说,它本身优点很多,但是,如果支护质量十分低劣,不按规定的程序施工,顶帮管理不及时,不得法,同样会造成事故。为确保锚喷的工程质量,必须有专门设计,并且对施工质量、施工程序、操作工艺、劳动组织、检查措施等作业有明确的规定。

5. 减小爆破对巷道稳定性的影响

炸药在岩体中爆炸,将形成破碎区、裂隙区和弹性区。巷道如果处在破碎区或裂隙区内,将会遭受毁灭性破坏或严重破坏。为了减小爆破对巷道稳定性的影响,可采取以下措施:

(1)采用空隙间隔装药,减小爆破裂隙。空隙间隔装药,就是药包与炮孔之间留有空隙,药包之间用非爆炸材料隔开的装药结构。这种结构,可以大大降低炸药爆炸时作用于孔壁的压力,从而减小巷道围岩的爆破裂隙。

(2)形成减震带,减小爆破震动。即在巷道一侧的爆区边缘凿一排较密而不装药的空孔,或预先起爆形成一条裂隙带或破碎带,以此缓冲爆破震动。

(3)减少用药量,采用毫秒起爆。

(4)采用爆速低、威力小的炸药。

(5)控制爆破作用方向。

(6)减少大爆破所产生的冲击力,减少爆破对采场底部结构的破坏。在大爆炸前,对采场底部采取适当的加固措施。

(7)采用合理的支护类型,提高巷道对爆破作用的抵抗能力。实践表明,采用锚喷支

护对提高巷道抵抗动载荷的能力十分有效。

(8)采用注浆加固岩体,提高巷道围岩抵抗爆破作用的能力。

(二)采场地压管理

采场地压管理可归结为两个方面的问题:一方面是回采期间采场的稳定问题;另一方面是回采完毕后空区的处理问题。

1. 回采期间的地压管理

回采期间地压管理的任务是:把矿岩的暴露面积控制在允许范围内,充分利用矿岩本身的自然支撑能力或人工支撑方法来维护采场和采准巷道的稳定性。

(1)坚持合理的开采顺序。井下开采要自始至终坚持自上而下,自上盘而下盘(如在一个中段中,有几组矿脉群或几组矿体群并列时),自一翼向另一翼的开采顺序。

(2)提高回采强度,按“三强”原则组织生产。

“三强”是指强掘、强采和强出的简称,是指集中力量,强化一个采场或一个分间的掘进、落矿和出矿工作,达到快速采出矿石、提高采场单位面积矿石产量、缩短生产周期的目的。

在矿石、围岩破碎不稳固的情况下,在大的地压来临之前,有一段相对稳定时间,用三强的办法,把采场的切割、落矿和出矿工作抢在这段时间内完成,就可以避开大的地压威胁,避免或减少采场的坍塌和事故的发生。

(3)顶板管理。

①支护形式。回采期间采空区的支撑方式主要有:a.自然支撑;b.充填支撑;c.崩落围岩。

a. 自然支撑

在空场类采矿方法中(包括留矿法),由于矿岩稳固或中等稳固,只要采场跨度、矿岩的暴露面积和暴露时间控制在允许范围之内,就能充分利用矿岩本身的“自然”支撑能力,达到管理地压的目的。其控制方法是正确合理确定矿房和矿柱的尺寸,并尽量保持矿柱和围岩的完整。

b. 充填支撑

以充填料(废石、水砂、混凝土等)充填支撑采空区是充填法管理地压的主要手段。

充填可以有效地控制围岩大面积塌落,并提高矿柱的稳定性。一般来说,充填运用在开采深度较大、品位较高的矿体有实际意义。

c. 崩落围岩

崩落围岩就是随着矿石被采出,有计划地崩落矿体顶盘的覆盖岩石或上下盘围岩来充填空区,它是崩落采矿法控制和管理地压的主要手段,此法的主要矛盾是底柱结构,尤

其反映在电耙道维护上。目前锚喷支护已用于电耙道的维护上。

②建立顶板分级管理制度。凡暴露面积较大的采矿方法(空场、留矿法、充填法等),都必须建立顶板管理制度,对顶板不稳定的采场,要指定专人负责检查。

在实际工作中,首先要根据地质构造的破坏程度,对采场和掘进工作面的顶板进行分级鉴定,然后,根据顶板级别的不同,在设计要求、回采方案、支护、凿爆措施、检查制度等方面,采取相应的管理措施。它是防止冒顶片帮事故的一种好办法。

③浮石的检查处理。浮石是围岩受到爆破波的冲击和震动的结果。冒顶伤亡事故中大部分是由于浮石突然冒落所引起的。因此做好浮石的检查和处理工作,也是搞好顶板管理的重要内容之一。

浮石处理必须及时细致,认真负责。在处理过程中,无论浮石处理的难易程度如何,一经决定处理后,就应坚持处理完毕,决不可半途而废,留下后患。如果有大块浮石一时撬不下来,应采用明显的颜色标记圈出范围,或者架设临时支架。在检查处理浮石时,不准同时进行其它作业,且要有良好的照明,检查处理人员进入工作点后,首先要仔细观察,然后按照一定顺序,全面地进行检查。为充分掌握浮石情况,首先要搞清浮石的范围、外形及有无反自由面(口松或口紧)等情况,然后判断浮石处理时可能坠落的方向。处理人员应站在安全地点,并清理好自己的退路。处理时还要做到“三心”(小心、耐心、专心),切勿用力过猛或带有急躁情绪。

2. 空区处理

采空区处理就是采用充填或崩落的手段消除空区,控制由于空区引起的地压显现的强度。目前处理空区的方法可归纳为“充”、“崩”、“撑”、“封”四种。

(1)“充”,即充填,指采场以空场采矿方法开采完毕后,用充填物(如碎石尾矿砂、水砂、混凝土等)充填采空区。充填可以有效控制大面积塌落,减少围岩暴露时间,维护围岩与夹墙,提高矿柱的稳固性。

(2)“崩”,即崩落,指用中深孔、深孔或药室爆破方法,将空区围岩大量崩落充满空区,人为卸载,以消除支撑压力区。用此法处理采空区经济而可靠,控制地压比较主动,但受到地表条件的制约。

(3)“撑”,即支撑。以矿柱或支架将采空区支撑起来,防止其发生危险变形,实践证明,此法效果很差。

(4)“封”,即“封闭”。这一方法常用来处理那些与主要矿体相距较远,围岩崩落后不会影响到主要坑道和其它矿体开采的孤立小矿体的采空区。这样的采空区,主要是防止围岩突然冒落时的空气冲击波对人员和设备的危害。具体做法是:在采空区附近开一通地表的“天窗”,然后用紧实的密闭墙封闭通向生产区域和主要坑道的一切通道,使围岩突

然冒落时,采空区内的空气由“天窗”流向地表,而不致于成为高压气流危害生产人员和设备的安全。

第二节 爆破安全新技术

爆破是矿山生产的主要工序之一,如井巷掘进、矿石回采、岩石剥离以及土石方工程等均要用炸药爆破的方法来完成。爆破作业加快了矿山建设速度、节约了建设资金。

炸药爆炸属于化学爆炸,当炸药受到一定能量(火花、电能、冲击等)作用时,会发生急剧化学反应,放出足够能量,产生高温、高压气体,并迅速膨胀,对周围介质作功,产生机械破坏效应。虽然炸药的前身——黑火药,是我国古代四大发明之一,但直到1875年诺贝尔用硝化甘油发明胶质炸药,1887年瑞典制成了硝铵炸药,才真正进入了工业炸药的时代。目前国内生产和使用的炸药品种较多,有化合物、混合物,固态的、胶体及液态的,但按工业炸药用途分类有基本炸药与起爆炸药。起爆材料主要有:起爆炸药、火雷管、电雷管、导火索、导爆索、继爆管等。由于上述物品均属于易燃易爆危险品,尤其是在生产、运输、保管及作业过程中,如稍有不慎,即可出现事故,故爆破安全问题一直是矿山安全生产中的一个重要方面。爆破材料的生产、运输、保管、销毁及作业均应严格遵循《中华人民共和国爆破安全规程》(以下简称《规程》)。本章的重点为爆破安全距离、爆破事故的原因分析及预防。

一、爆破及其安全距离

(一)安全爆破作业

由于爆破作业经常接触易燃易爆危险品,所以从事爆破作业人员必须受过爆破技术培训,熟悉爆破器材性能、操作方法和安全规程。

爆破作业按先后顺序可分为施工准备、炮位验收、起爆体加工、装药、堵塞、起爆、检查等几个环节,每个环节都必须做好,才能保证爆破作业的安全。

1. 爆破作业的准备工作的准备工作

中小型爆破是每个矿山几乎每天都进行的日常作业,一般都有一支熟练的爆破技术工人组成的队伍,但总结爆破事故的教训,仍应强调注意以下几点:

(1)严禁打残眼。

(2)放炮前的联系工作要做好,尤其是在贯通爆破时,两个对向掌子面相距15m时,

应错开爆破,达到 7m 时,必须停止一方作业,爆破前应通知对方的掌子面,双方设警戒。无论露天或井下,两个放炮点互有影响时,应当一个点先放炮,检查完毕后,另一个点再放炮。

(3)露天爆破作业应事先了解天气情况,作好安排。在黄昏、夜间、雷雨、大雾天气时禁止爆破。

2. 炮位验收

炮位验收工作包括以下内容:

(1)炮位施工是否准确,如果和设计差异较大,影响爆破效果或危及安全生产,应重新打炮眼,差异不大时,应根据实际情况调整药量。

(2)检查炮位安全情况,有无乱孔、堵孔和卡孔现象。

(3)炮孔内是否有水,如有水应采取防水措施,以免炸药受潮失效或雷管拒爆。

(4)撤除现场一切工具、机械设备及堆存的材料。

3. 装药和充填作业

装药和充填是非常紧张而又细致的工作,装药应由爆破工或受过装药训练的工人在爆破工指导下进行。在装药充填作业中,应注意以下几点安全问题:

(1)搬运炸药时,每人每次不得超过规定数量,尽量保护好炸药的外皮包装,如有撒药应及时清扫。

(2)随时检查道路、巷道的安全情况,注意处理浮石。

(3)保护好线槽和传爆线,最好用土埋好,再盖上草袋。

(4)巷道内照明和场地照明,都应采用低压电(36 伏以下)行灯、探照灯、绝缘手电筒、矿灯,都要有相应的安全措施。

(5)禁止用铁棍装药。不得往孔内投掷起爆包和硝化甘油类炸药,如发现堵孔,在未装入雷管前,可以用铜制金属杆处理。无法处理的,应采取措施和其他炮孔的药包一齐爆掉。

(6)如采用装药器装药,要有可靠的防静电措施。

(7)填塞炮孔时,要十分小心,防止破坏起爆线路,禁止用石块和可燃性材料填塞炮孔,禁止捣固直接接触药包的填塞材料或用填塞材料冲击药包,禁止在深孔装入起爆药包后直接用木楔填塞。

(8)禁止拔出或硬拉起爆药包或药柱中的导火索、导爆管或电雷管脚线。

4. 起爆

起爆方法分为电力起爆法、导火索起爆法、导爆索起爆法和导爆管起爆法。

(1)电力起爆法

电雷管在使用前,必须在安全的专用房间里逐个检测其电阻值,用于同一爆破网路的电雷管,应为同厂同批产品,且电阻值应相同。

爆破网路的联接必须在工作面的全部炮孔装填完毕和无关人员全部撤至安全地方之后进行。线的接点应错开 10cm 以上,连接点必须联接牢固。不要用力拉线,尤其是铝线,以防电阻值变化和线路不平衡。跨越水洼、铁轨、风水管路时,导线要架空,接头不要直接接地,要用小木块垫起来,以防同接地点形成回路,造成拒爆或半爆,导爆线铺设时要防止转锐角弯,不要折导爆线。线路铺设完后,要对网路进行电阻复测,如属正常,则清点接线作业人数,下令合闸起爆。

(2) 导火索起爆法

导火索起爆必须采用一次点火法点火。一人点火的组数不得超过 5 组,特殊情况下,允许单个点火,但一人连续单个点火的根数,在地下不得超过 5 根,露天不得超过 10 根,导火索长度应保证点火后,人员能撤至安全地点,最短不得小于 1.2m。

同一工作面由一人以上同时点火时,应由组长负责协调点火工作,掌握信号管和计时导火索燃烧情况,及时发出撤至安全地点的命令。信号管和计时导火索的长度不得超过该次被点炮眼中最短导火索长度的 $1/3$ 。点火时,必须用导火索或专用点火器材点火,严禁用火柴、烟头和灯火点火。严禁脚踩和挤压已点燃的导火索。

属下列情况者,禁止用导火索起爆:

- ① 竖井、倾角大于 30 度的斜井和天井工作面的爆破。
- ② 有沼气和粉尘爆炸危险工作面的爆破。
- ③ 借助于长梯子、绳索和台架才能点火的,较难撤到安全地方的爆破。

(3) 导爆索起爆法

只准用快刀切割导爆索,已插入炸药里的导爆索禁止切割。

导爆索起爆网路应采用搭接、水手结等方法联接。搭接时,两根导爆索重叠的长度不得小于 15cm,捆绑应牢固。支线与主线传爆方向的夹角不得大于 90 度。导爆索起爆网路除连接时的水手结外,禁止打结或打圈。交错铺设导爆索时,应在两根导爆索之间放一厚度不小于 10cm 的垫块。

起爆导爆索的雷管应绑紧在距导爆索端部 15cm 处,雷管的集中穴应朝向导爆索的传爆方向。

(4) 导爆管起爆法

导爆管不得打结或在药包上缠绕,也不得在炮孔内有接头。网路中有传爆雷管的两联接元件应相距 2m,应采用起爆枪或雷管起爆导爆管,人员必须在安全地点进行起爆,用雷管起爆导爆管时,雷管的集中穴(底部)应背向导爆管的传爆方向。

5. 爆破后检查

明火起爆应查炮数,井下爆破在最后一炮响后 15 分钟、露天爆破在最后一炮响后 5 分钟才可以进入爆区,要重点检查有无拒爆或半爆现象。检查后如果发现拒爆药包或对全爆有猜疑时,应先设警戒,爆破后危石应设危险标志,经处理后警戒才能解除;如发现盲炮,应采取安全处理方法。

(二)爆破安全距离

在矿山爆破时,因产生爆破地震波、空气冲击波、飞石及爆破毒气,会对人及建筑物构成危害,所以在爆破之前,必须先确定危险边界,并设置明显的标志或岗哨。凡在危险边界以内的人员、设备,应提前组织撤离。在开始装药之后,要禁止与爆破无关人员进入危险区域内。

起爆前,必须同时发出音响和视觉信号,使在危险区域的人员能清楚地听到、看到。同时还要使矿山职工及附近居民事先知道警戒范围、标志及声响信号的意义。第一次信号为预告信号(撤离信号),应考虑到撤离路线及路程,要安排足够时间让非工作人员全部撤出危险区;第二次信号为起爆信号,当安装起爆体和联线完毕后,确认全部人员已撤出危险区,现场已具备安全起爆条件后,发出起爆信号;第三次信号为解除信号,爆破后经有关人员检查,确认已完全起爆后,且爆炸有毒气体已降到允许浓度以下,才能发出解除信号,在此之前,岗哨应坚守岗位,不准无关人员进入危险区。

爆破安全距离应根据地震危害、冲击波及噪音的危害、飞石危害和有毒气体的扩散等因素来确定。

1. 防止地震危害的安全距离

炸药爆炸的部分能量转化为弹性波,在岩土中传播引起地面震动,为爆破地震,它与天然地震相似,对影响范围内的岩层、建筑物产生破坏,不过相对而言影响范围及程度比天然地震要小。

爆破地震安全距离是指爆破后不致于引起建筑物及人员受到伤害的离爆源的最小距离。目前,国内外一般用爆破震动速度作为判定爆破地震的破坏依据,爆破地震的安全半径可按以下两公式计算:

$$(1) \text{用于峒室爆破} \quad R = 25 \frac{\sqrt[3]{Q}}{\sqrt[1.7]{V}}$$

$$(2) \text{用于深孔爆破} \quad R = 40 \frac{\sqrt[3]{Q}}{\sqrt[1.7]{V}}$$

式中 R ——安全半径,从被保护物到爆炸中心的距离(m);

Q ——炸药量,最大一段炸药量(kg);

V ——地震振动速度(cm/s)。

当地基为含水土壤或淤泥时 ,不能按上式计算。

为保护邻近建筑物及矿山边坡 ,缩小安全距离 ,在实施大量爆破时 ,必须采取降震措施 :

(1)采用多段毫秒微差爆破 ,无论是峒室或深孔爆破 ,采取这一措施均能取得良好的降震效果 ,其关键是在于控制最大一段的装药量 ,所以在可能的情况下 ,增加段数和选择合理的爆破间隔时间。

(2)采用低速炸药和不耦合装药也可降低震动速度。

(3)采取预裂爆破技术。预裂缝的宽度与质量对降震效果有明显的影响 ,尤其对近距离降震效果明显 ,一般可衰减 50% ~ 80% 的震动强度。但随距离的增加 ,降震效果渐趋减弱。

2. 防止空气冲击波的安全距离

爆破作业时 ,爆破的部分高压气体在空气中形成冲击波。冲击波以高速在空气中传播产生压缩、稀疏和位移的变化过程 ,形成超压和动压 ,它们对障碍物有明显的击碎、抛掷和弯曲作用 ,所以其对人体及建筑物(或设备)均有不同程度的损坏。对人体的损伤可见表 13 - 2 - 1 ,而对建筑物的破坏就比较复杂 ,它不仅与冲击波的强弱有关 ,还与建筑物的形状、结构、强度有关 ,表 13 - 2 - 2 与表 13 - 2 - 3 是地面建筑物和井下构筑物的破坏情况与超压对照。

在井下硐室爆破 ,空气冲击波的安全距离可按下式计算 :

表 13 - 2 - 1 空气冲击波对人体损害程度

损 伤 等 级	损 伤 程 度	冲击波超压 kPa
轻 微	轻微的挫伤	20 ~ 29
中 等	听觉器官损伤、中等挫伤及骨折	29 ~ 49
严 重	内脏严重挫伤、可能引起死亡	49 ~ 98
极严重	大部分死亡	98

表 13 - 2 - 2 地面建筑物破坏程度与超压的对照

破坏等级	建筑物破坏程度	超压/kPa
1	砖结构完全破坏	196
2	砖墙部分倒塌或破裂 ,土房倒塌	98 ~ 196
3	木结构梁柱倾斜 ,部分折断 ,砖结构屋顶被掀掉 ,墙部分移动或产生裂缝 ,土墙裂开或局部倒塌	49 ~ 98

破坏等级	建筑物破坏程度	超压/kPa
4	木板隔墙破坏 ,木屋架折断 ,顶棚部分破坏	29 ~ 49
5	门窗破坏 ,屋面瓦大部分被掀掉 ,顶棚少部分破坏	15 ~ 29
6	门窗部分破坏 ,玻璃破碎 ,屋面瓦部分破坏 ,顶棚抹灰脱离	7 ~ 15
7	砖墙部分破坏 ,屋面瓦部分被翻动 ,顶棚抹灰部分脱落	2 ~ 7

表 13 - 2 - 3 巷道内空气冲击波超压和破坏情况对照

结构类型	超压/kPa	破坏特征
厚 25cm 的钢筋混凝土墙	280 ~ 350	强烈变形 ,形成大裂缝 ,混凝土脱落
24 ~ 36cm 厚砖墙	49 ~ 56	同上
24 ~ 36cm 素混凝土和炉渣混凝土	14 ~ 21	严重破坏
直径 16 ~ 14cm 的木梁	10 ~ 16	因弯曲已破坏
重 1t 的设备(绞车 ,通风机械)	40 ~ 60	离开基础产生位移 ,翻倒
尾部朝爆破中心的车厢	140 ~ 170	抛离轨道 ,车厢支架变形
侧面朝爆破中心的车厢	45 ~ 75	同上
提升机械	140 ~ 250	翻倒 ,部分变形 ,零件损坏
风管	35 ~ 42	由于支架折断而变形

$$R=K\sqrt{Q}$$

式中 R ——安全距离(m) ;
 Q ——同时起爆的炸药量(kg) ;
 K ——系数。

3. 防止个别飞石的安全距离

个别飞石一般是指脱离爆区并飞得较远的碎石、岩块。露天爆破或二次破碎大块岩块 ,总有个别岩块飞散得很远 ,危险很大。个别飞石的分散距离与地形、气象、爆破参数、堵塞质量、飞石的发射角与初速度、碎石的大小与形状等因素有关。

飞石的最大距离可参照下式估算：

$$R=20Kn^2W$$

式中 R ——个别飞石的安全距离(m) ;
 K ——安全系数 ,一般取 1.0 ~ 1.5 ;
 n ——最大一个药包(硐室)的爆破作用指数 ;
 W ——最大一个药包的最小抵抗线(m)。

造成飞石危害的原因是：

- (1)装药洞口堵塞质量不好,冲击的高压气体夹有许多石块,飞扬较远;
- (2)药包最小抵抗线不准,装药过量产生飞石。
- (3)岩体不均质,软弱夹层易形成飞石。
- (4)鼓包破裂后沿最小抵抗线方向获得较大速度的个别飞石。

露天土岩爆破时,人员与爆破点的安全距离,不得小于表 13-2-4 中的规定。但对设备的安全范围可按公式($R = 20 Kn^2 W$)减半考虑,也应采取有效的保护措施。对飞石的安全距离,要预先设计确定,而对抛掷爆破时的飞石安全距离,除由设计确定外,要报企业或矿山总工程师确定。

表 13-2-4 各类露天爆破(抛掷爆破除外)个别飞石对人员的安全距离

爆破类型与方法	个别飞石最小安全距离/m
二次爆破	
裸露爆破法	400
浅孔爆破法	300
浅孔爆破	300
浅孔药壶爆破	300
蛇穴爆破	300
深孔爆破	按设计,但不小于 200
深孔药壶爆破	按设计,但不小于 300
深孔孔底扩壶爆破	50
深孔孔底扩壶爆破	100
硐室爆破	按设计,但不小于 300

4. 防止爆破毒气的安全距离

井下爆破或露天爆破都将产生大量有毒气体,如一氧化碳(CO)、氮氧化物(NO、NO₂)、硫化氢(H₂S)、甲烷(CH₄)、二氧化硫(SO₂)和氨气(NH₃)。常用的碳氢氧型炸药,主要的有毒气体为 CO、NO₂),它不仅污染环境,严重危害采矿工人的人身安全,而且对井下瓦斯、煤尘爆炸反应起催化作用。露天大爆破有毒气体的影响范围可参照下式计算:

$$R = K \sqrt[3]{Q}$$

式中 R——有毒气体的影响距离(m);
Q——爆破总装药量(t);
K——系数,据原苏联统计资料,平均为 160。

对于下风向的安全距离应以上式计算数值上增加一倍。

针对影响有毒气体生成量的因素 ,可采取相应的措施 ,以减少有毒气体生成量及危害。生产和使用接近零氧平衡的炸药 ;控制炸药卷的可燃性包装在规定范围之内 ;严格控制炸药加工工艺 ,保证炸药的干、细、匀 ;采用合理的装药结构和爆破方法 ,以保证炸药反应的完全性。特别要加强对人体的保护 ,爆破后 ,井下要加速通风 ,现场人员应在炮烟消散后方可进入现场 ,必要时要配戴防毒面具 ,放炮人员不要站在下风侧。

综上所述 ,爆破安全距离与各种爆破效应有关 ,即爆破地震、空气冲击波、个别飞石和爆破有毒气体。《规程》中规定 :爆炸源至被保护对象之间的安全距离 ,应按各种爆破效应分别核定 ,并取最大值 ,不同爆破规模、性质与爆破环境 ,对不同爆破效应的影响程度不一样 ,如露天大爆破 ,地震与个别飞石影响范围较大 ;空气冲击波在加强抛掷爆破有显著影响 ,而松动爆破几乎没有什么影响 ;井下深孔大爆破 ,空气冲击波与爆破毒气危害较为严重 ,为保证人员和设备的安全 ,必须正确计算各项安全范围 ,以各项安全距离之中的最大值 ,作为安全警戒的范围。

二、爆破事故原因分析

根据国内外矿山工伤事故的统计资料 ,爆破事故在矿山伤亡事故中一般占到第二位到第四位 ,为了进一步减少爆破事故的发生 ,必须认真地分析爆破事故发生的原因。

据我国冶金矿山爆破事故资料 ,对带有典型性的爆破事故作了统计分析 ,按事故原因分类 ,其各类所占百分比如表 13 - 2 - 5 所示。

表 13 - 2 - 5 我国冶金矿山爆破事故原因统计

爆破事故原因	所占百分比 / %
天井炮烟中毒与爆破后过早进入工作面	28.3
导火索质量不好 ,点火方法有问题	19.0
盲炮处理不当 ,打残眼造成的事故	17.5
警戒不严 ,信号不明 ,安全距离不够	10.0
电气爆破事故	10.0
非爆破工作业 ,爆破工违反规程	9.0
炸药处理不当	6.2

1. 炸药库管理不严造成爆炸事故

炸药库是矿山要害部位 ,必须严加管理和保卫。炸药库的爆炸 ,一般由火花或热源引起的较多。在临时炸药库内 ,由于雷管与炸药一起保管 ,在库内用灯泡烤雷管、炸药等引起爆炸的也不少。此外 ,尚有几起炸药库爆炸事故是由于警惕性不高 ,坏人破坏造成的。

因此,对于炸药库的管理,必须严格遵守《规程》规定,严防明火和能够引起火花的不安全因素,如火柴、照明线漏电、照明线电阻大而发热等,在保管中,对于渗油的硝化甘油必须及时处理,禁止穿带铁钉的鞋进入炸药库。

2. 炸药燃烧中毒事故

炸药燃烧时将产生大量有毒气体,在一定条件下燃烧还可能转为爆炸。因此,在贮存和运输炸药时,必须遵守《规程》的各种规定,以防止炸药燃烧或爆炸。如某矿在井下使用铁壳人力车运输炸药,由于电机车架线接触人力车顶篷,产生电弧而燃烧顶篷,铁水落下引起4.3吨炸药燃烧,产生大量有毒气体,造成炸药燃烧炮烟中毒的重大事故。

3. 由于飞石造成的事故

爆破时,由于药包最小抵抗线掌握不准,装药过多,造成爆破飞石超过安全允许范围,击中人身、建筑物和设备,或因对安全距离估计不足,警戒不严造成人身伤亡和设备损失。

露天爆破飞石伤人的事故较多,所以,在露天爆破时,必须正确计算装药量,施工时要准确校核,并根据爆破性质、爆破参数与地形条件正确决定爆破安全距离。

4. 打残眼造成的事故

违章处理盲炮、打残眼造成的事故占各类爆破事故的比例较大。据统一资料显示:有的国家甚至多到占爆破事故的1/3。某矿一次在掘进工作面,因打残眼引起硝化甘油炸药爆炸,造成爆破事故。又如湖南某矿,在平巷掘进打眼时,炮眼打进去约0.3m时与埋在岩碴里的残眼相遇,引起爆炸,造成爆破伤亡事故。以上例子表明,必须严格遵守安全操作规程,严禁打残眼。

5. 引爆材料质量不良、点炮迟缓,拖长时间造成的事故

起爆材料质量不良,往往引起早爆或迟爆现象,有可能造成严重伤亡事故,对于过期变质的导火索、雷管应及时销毁,严禁发放。

有些矿山点火数目超过规定,仍采用逐个点火法,但由于点火不顺利,拖长了点火时间,还未等全部点完,第一个点火的炮眼爆炸,会造成严重事故。点炮时,如发现导火线燃烧时有爆裂声,常常是燃烧急剧加快的信号,必须立即退出现场。采用不合适的点火工具,如用电石灯、烟头等,常常会拖延点炮时间,也会造成爆破事故。因此,《规程》规定,掘进工作面、护帮、挑顶和浅孔采矿必须采用一次点火。

6. 爆破后过早进入爆破工作面或采回火引起的事故

爆破后产生的有毒气体,需经过一定的通风时间,才能将有毒气体排除和稀释到安全浓度,如通风条件不好,或过早进入爆破工作区,易造成炮烟中毒事故。因此,要根据工作面的作业条件、爆破装药量,规定不同的进入工作面时间,炮烟未排除,禁止进入工

作面。

过早进入工作区 ,还有可能因起爆雷管迟爆引起事故 ,因此在《规程》中规定 :明火起爆时 ,从最后一个炮孔响后算起 ,井下 15 分钟、露天 5 分钟后 ,才准进入工作面。

7. 使用爆破材料 ,不了解性能造成的事故

黑火药、雷管、炸药与火花接触 ,硝酸盐类炸药受摩擦、折断、揉搓、冻结或渗油的硝化甘油炸药 ,都曾发生过爆炸事故。此外 ,对变质爆破材料未及时销毁处理 ,或转让及违章处理 ,也发生过不少爆破伤亡事故。

8. 电气爆破事故

检查电雷管时 ,用非爆破专用电表测量 ,因电表输出电流大于雷管安全电流 ,或因电表绝缘不良产生漏电 ,发生爆炸事故。

雷雨天进行电气爆破时 ,发生过多次早爆事故 ;此外 ,尚有杂散电流或静电干扰引起的早爆事故。

三、爆破事故的预防与处理

尽管上节中列举了几种爆破事故的原因分析 ,但是对爆破作业来说 ,最为重要的是对于盲炮与早爆的预防与处理。

(一)盲炮的预防与处理

在爆破工作中 ,由于各种原因造成起爆药包(雷管和导爆索)瞎火和炸药部分或全部未爆的现象叫做盲炮。盲炮不仅影响爆破效果 ,而且处理盲炮有着较大的危险 ,处理不当 ,易产生事故。产生盲炮的主要原因是火雷管、电雷管及导爆索和炸药受潮变质而造成的。

1. 预防盲炮的措施

(1)改善爆破器材的保管条件。防止雷管、导火索、导爆索受潮变质 ,发放前应严格检验 ,对质量不合格的应予报废。发放时对电雷管应注意同厂同批 ,对不同燃速的导火索要分批使用。

(2)改善爆破网路质量及联结方法。网路设计应保证准爆条件 ,要设置专用爆破线路 ,防止接地和短路 ,加强对网路的测定和铺设质量的检查工作。

(3)改善操作技术。对火雷管应保证导火索与雷管紧密联结 ,避免导火索与雷管、雷管与药包脱离。对电雷管要避免漏接、错接和防止折断脚线 ,经常检查开关 ,插销和线路接头 ,对导爆索网路要有正确的接法 ,并加强网路的维护工作。

(4)防水措施。在有水工作面装药 ,应采取可靠的防水措施 ,以避免爆炸材料受潮吸水。

2. 盲炮处理

发现盲炮要及时处理,暂不能及时处理的盲炮,应在其附近设明显标志,并采取相应措施。处理盲炮时,禁止无关人员在附近做其他工作。在有自爆可能的高硫、高温矿床内,产生盲炮后应划定危险区,在交换班时,必须将盲炮地点、个数和周围情况向下一班交代清楚,盲炮处理后,要检查和清理残余未爆的爆炸材料,确定安全后,方可撤去警戒标志,进行施工作业。以下介绍几种处理盲炮的方法。

(1)聚能诱爆法。将炸药包底部做成聚能穴形式,置入盲炮孔中,可以提高炸药的殉爆距离,而且炸药在炮眼中的传爆能力比在空气中好。这种方法在实践中取得了较好的效果。

聚能药包起爆后,由于沿聚能穴方向流动的爆炸气流汇集于轴线方向,在焦点处形成超高压(100GPa)超高速(3~10km/s)的高温能流,穿透力极强,作用时间达10ms,足以穿透炮泥而引爆盲炮孔里的雷管与炸药。聚能穴为一锥形空间,其锥高 h 与锥底直径 d 之比表示聚能穴的特点,一般取 $h:d=2\sim5$,实践证明,只要正确选择聚能穴结构,用硝铵炸药做成的聚能药包可以明显提高炸药的殉爆距离,穿透炮眼长度可达600mm,处理残孔盲炮是比较可靠的。但此法不适于有瓦斯、煤尘爆炸危险的矿井。

(2)风水吹管法。风水吹管工作时,压气和水在管内混合后以高速吹洗炮眼,将炮泥搅成悬浊液排出孔外。此法效率较高,炮泥长度在600~800mm时,5分钟即可洗净,风压定为4~6kg/cm²、水压以3~10kg/cm²较为适宜。此法操作简单,使用安全,但要在远距离操作,并设警戒,以防万一。吹管前端要装有网住雷管的网,使拒爆炸药溶解排出后,将雷管拦在网内,以免抛出后难以寻找。

当盲炮内装填为硝化甘油炸药时,用风水吹管法不能溶解炸药,为安全起见,禁止在洗净炮泥后掏取炸药,只能另装起爆包重新起爆。

(二)早爆事故的预防

在爆破作业中,有时由于某些外界能源作用于雷管或炸药而发生早爆,往往造成非常严重的伤亡事故。早爆事故的原因有:

- (1)爆破工作面附近的杂散电流作用于电雷管;
- (2)采用压气装药产生静电引爆电雷管;
- (3)雷电引起雷管早爆;
- (4)射频电与高压感应电引起早爆;
- (5)在硫化矿内,在一定条件下引起硝铵类炸药的自爆。

1. 杂散电流的预防:

- (1)降低牵引网路电阻,防止漏电。牵引网路产生的杂散电流,主要原因是铁轨接头

电阻过大,线路铺设不合理,回馈点选择不当等,造成大量漏电所致。为了降低由此而引起的杂散电流,可采取如下措施:

a. 铁轨接头采用电线连接,以减少接头电阻,使电流基本上从铁轨回到变电站。

b. 合理选择运输线路和回馈点,特别是一个直流变电所供事中段使用时,各中段回馈线应直接接到发电机负极,铺设与铁轨平行的回馈线并与铁轨多次连接。

c. 增加铁轨与底板间的过渡电阻以减少漏电,如用绝缘道碴、枕木、疏干巷道均可增加铁轨与底板间的过渡电阻。

(2) 进行大爆破作业时,局部或全部停电;

(3) 撤除爆破区的金属物体,如铁轨、风管、水管及散落的金属等;

(4) 严格铺设和管理电爆网路;

(5) 采用抗杂散电流雷管。

2. 静电预防

采用压气装药时,炸药以较高速度沿输药管流动,炸药与输药管壁之间发生摩擦而产生静电,如静电荷不易泄漏时,积聚的静电压可达 $20 \sim 30\text{kV}$, 对人有触电危险,如火花放电,则足以引起电雷管早爆。

(1) 装药车或装药器应有良好的接地装置,导出所产生的静电荷。接地电阻一般要求在 $10\Omega \cdot \text{m}$ 以下。

(2) 采用半导电输药管,并接地;

(3) 使用导电屏蔽线或非电起爆;

(4) 金属管壳的电雷管不许裸露在起爆药包外面;

(5) 采用抗静电雷管。

3. 雷电的预防

雷电是雷云与大地或雷云间的放电现象。它会使输电线感应极高的电压,因此在露天爆破作业中或井下矿山接近地表的大爆破,采用电力起爆网路时,遇有雷雨天气是非常危险的。目前在爆破网路方面还没有可靠的防雷保护措施。所以,在雷雨天不能采用电力起爆法,而应改用非电起爆系统。在突然遇有雷雨时,应将电力起爆网路的支线缩短、绝缘,而且人员应及时撤离危险区。

4. 射频电及高压感应电的预防

在电视发射台或广播电台附近进行电力起爆作业,由于电台的射频电感应,有可能发生早爆事故。因此,爆破作业地点应与电台保持一定的安全距离。如电台发射机功率为 $500 \sim 1000\text{W}$, 最小安全距离应为 300m ; 发射机功率为 $5000 \sim 10000\text{W}$, 安全距离为 1000m ; 发射机功率为 $50000 \sim 100000\text{W}$, 最小安全距离为 3000m ; 步话机, 最小安全距离

为 10m。

具体操作应注意下面几点：

(1) 雷管脚线或爆破导线不准接触任何天线；

(2) 雷管使用前脚线不解开，加工起爆药包时，只解开刚好够用的长度，药包装入孔内时才完全解开脚线；

(3) 孔外的爆破线解开到最小限度，给电前与母线连接，这时才完全解开；

(4) 爆破线与地面保持水平，并成直线拧在一起。

在高压动力线附近，由于高压感应电的作用，也可以引起电力起爆系统的早爆，因此在高压动力线 100m 以内，应禁止使用电力爆破。

5. 硫化矿内药包自爆事故预防

硫化矿山爆破时药包自爆是一种新的早爆事故。在硫化矿山爆破时，应禁止硝铵类炸药的药粉与硫化矿石直接接触，并禁止用高硫矿粉作炮眼填塞物，这是因为硫化矿与硝铵类炸药接触时，矿粉易促使炸药在低温下进行热分解，放出热量，可使炸药的燃爆点由 320℃ 降至 100 ~ 110℃ 以下，易使炸药发生爆炸。

为防止这一事故的发生，可采用下列措施：

(1) 装药时，防止硫化矿粉与硝铵类炸药直接接触，炮孔底的温度低于 50 ~ 60℃ 时，可用普通石蜡纸包装炸药，炮孔底温度为 60 ~ 140℃ 时，用涂沥青牛皮纸包装炸药。

(2) 炮孔底的温度低于 80℃ 时，可用 2 号岩石炸药或铵油炸药、4 号抗水硝铵炸药；炮孔底温度在 80 ~ 140℃ 时，只许用抗水硝铵炸药。

(3) 炮孔底的温度低于 80℃ 时，可用国产铁壳或铜壳电雷管起爆，炮孔底的温度在 80 ~ 140℃ 时，用国产黑索金导爆索起爆。

(4) 严格检查每个炮孔底的温度及爆破区杂散电流值，以采取相应的措施。

(5) 爆破人员必须随身携带自救器和防爆蓄电池灯，禁止使用其他照明工具。

(6) 在高温、高硫矿井中进行爆破，爆前、爆后都必须采取喷雾洒水措施。

第三章 矿井通风安全新技术

第一节 矿井通风系统

矿井通风系统是由向井下各作业地点供给新鲜空气、排出污浊空气的通风网路和通风动力以及通风控制设施等构成的工程体系。矿井通风系统与井下各作业地点相联系,对矿井通风安全状况具有全局性影响,是搞好矿井通风防尘的基础工程。无论新设计的矿井或生产矿井,都应把建立和完善矿井通风系统,做为搞好安全生产,保护矿工安全健康,提高劳动生产率的一项重要措施。矿井通风系统按服务范围分为统一通风和分区通风,按进风井与回风井在井田范围内的布局分为中央式、对角式和中央对角混合式,按主扇的工作方式分为压入式、抽出式和压抽混合式。此外,阶段通风网路、采区通风网路和通风构筑物,也是通风系统的重要构成要素。防止漏风,提高有效风量率,是矿井通风系统管理的重要内容。

一、统一通风与分区通风

一个矿井构成一个整体的通风系统称为统一通风,划分成若干个独立的通风系统,风流互不干扰,称为分区通风。拟定矿井通风系统时,首先应考虑采用统一通风还是分区通风。我国金属矿山采用统一通风的较多。统一通风,进排风比较集中,便于管理。开采范围不大的矿井,特别是深矿井,采用全矿统一通风比较合理。近年来,不少矿山,在调整通风系统过程中,根据各矿特点,将一个矿井划分成若干个独立的通风区域,实行分区通风,收到了较好的效果。分区通风具有风路短、阻力小、网路简单、风流易于控制

等优点。因此,在一些矿体埋藏较浅且分散的矿山或矿井开采浅部矿体的时期,得到了广泛的应用。但是,由于分区通风需要具备较多的进排风井,它的推广使用就受到一定的限制。是否适合分区通风,主要看开凿通达地表的通风井巷工程量的大小或有无现成的其他井巷可供利用。一般说来,在下述条件下,采用分区通风比较有利:

(1) 矿体埋藏较浅且分散,开凿通达地表的通风井巷工程量较小,或有现成的井巷可供利用;

(2) 矿体埋藏较浅,走向长,产量大,若构成一个通风系统,风路长,漏风大,网路复杂,风量调节困难,

(3) 开采围岩或矿石有自然发火危险的规模较大的矿井。

分区通风不同于在一个矿区内因划分成几个井田开拓而构成的几个通风系统。分区通风的各系统处于同一开拓系统之中,井巷间存在一定的联系。分区通风也不同于多台扇风机在一个通风系统中联合作业。分区通风的各系统不仅各具独立的通风动力,而且还各有完整的进回风井巷,各系统之间相互独立。实行分区通风应合理划分通风区域。通常将矿量比较集中,生产上密切相关的地段,划在一个通风区域内。概括起来,有如下几种分区方法:

1. 按矿体分区 当一个矿井只有少数几个大矿体或几个矿量比较集中的矿体群时,可根据矿体分布情况,将最靠近的矿体或矿体群,划为一个通风区。例如,柴河铅锌矿就是按矿体将矿井划分为两个通风区,每个区域开采两个大矿体,主提升井开凿在中间无矿带内,每一通风区均有各自的进回风井,形成两个独立的分区通风系统(图 13-3-1)。

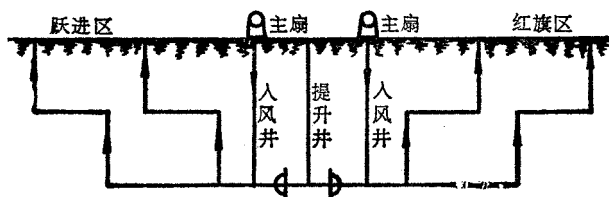


图 13-3-1 柴河铅锌矿分区通风系统

2. 按阶段分区 当开采沿山坡分布的平行密集脉状矿床时,矿体距地表较近,经常有旧巷或采空区与地表贯通,上下阶段之间联系较少,可按阶段划分通风区域。西华山钨矿是按阶段分区的典型例子(图 13-3-2)。该矿每个阶段划分为一个或两个通风区,每个通风区均有独立的进风口和排风口,各系统之间风流互不干扰。

3. 按采区分区 对于走向长,开采范围广的矿井,可沿走向每个采区建立一个独立的通风系统。例如,龙烟庞家堡铁矿走向长 9000~12000m,共分五个采区,各采区之间联系甚少,每个采区可构成一个独立通风系统(图 13-3-3)。

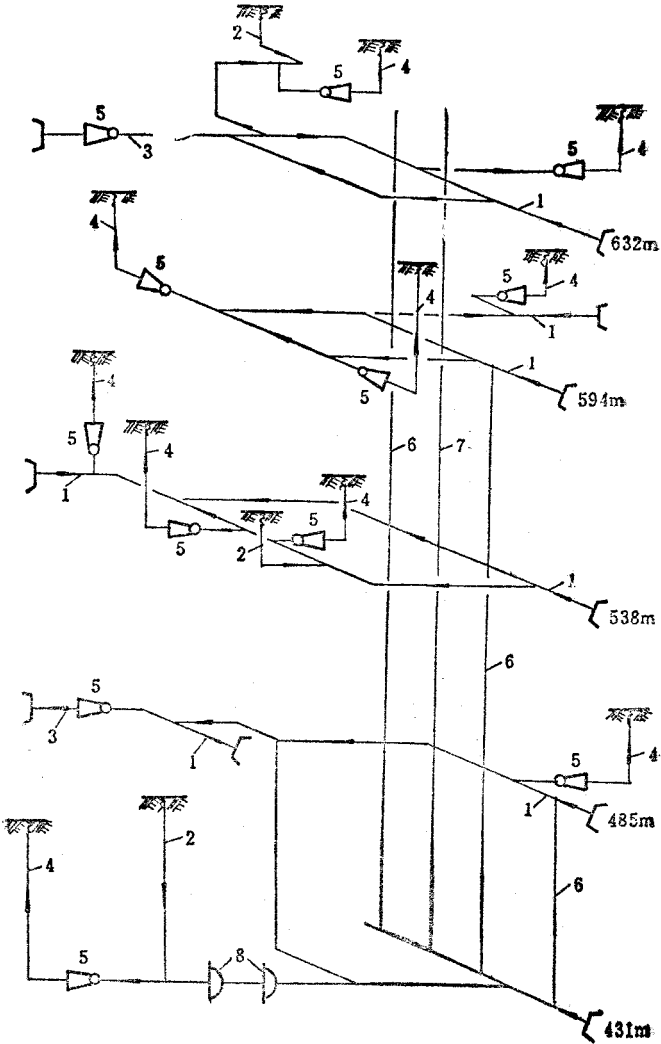


图 13-3-2 西华山钨矿中北区分区通风系统

1—进风平巷 2—进风井 3—回风平巷 4—回风井；
5—抽式主扇 6—溜矿井 7—提升井 8—风门

4. 按通风方法分区 某些生产矿井,当靠近地表的浅部矿体已基本上采空,并形成大量采空区和旧巷与地表相通,如果将其纳入主扇通风系统有困难时,可将该部从主扇通风系统中隔离出来,单独构成一个以自然通风为主的通风区(安设临时辅扇加强通风)。这样,不仅可使浅部残采区形成一定的风流系统,而且使深部主扇通风系统更为完善(图 13-3-4)。

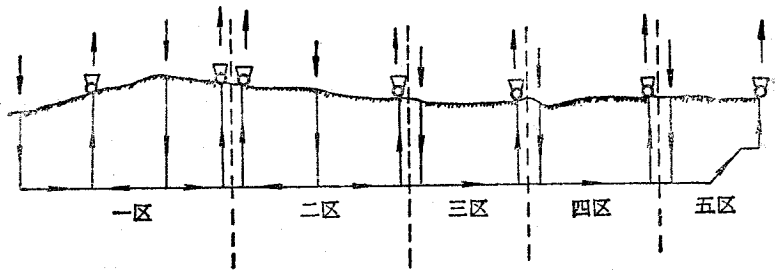


图 13-3-3 庞家堡铁矿分区通风系统

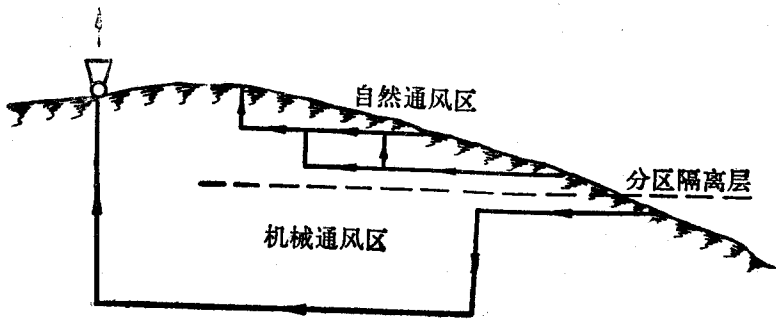


图 13-3-4 自然通风与机械通风分区

二、进风井与回风井的布局

每一通风系统至少有一个可靠的进风井和一个可靠的回风井。在一般情况下,均以罐笼提升井兼做进风井,而箕斗井和箕斗、罐笼混合井则不做进风井。这是因为,装卸矿过程中产生大量粉尘能造成风流污染的缘故。排风井通常均为专用,因为排风风流中含有大量有毒气体和粉尘。

按进风井与排风井的相对位置,可分为中央式、对角式和中央对角混合式三类不同的布置形式:

1. 中央式 进风井与排风井均位于井田走向的中央,风流在井下的流动路线呈折返式(图 13-3-5)。中央式布置具有基建费用少、投产快、地面建筑集中、便于管理、井筒延深工作方便、容易实现反风等优点。中央式多用于开采层状矿体。金属矿山,当矿脉走向不太长,要求早期投产,或受地形、地质条件限制,在两翼不宜开掘风井时,可采用中央式。

2. 对角式 进风井在矿体一翼,排风井在矿体另一翼,或者进风井在矿体中央,排风井在两翼,风流在井下的流动路线呈直向式(图 13-3-6)。对角式布置具有风流路线短、风压损失小、漏风少、整个矿井生产期间风压比较稳定、风量分配比较均匀、排出的污

风距工业场地较远等优点。金属矿山多采用对角式布置方式。根据矿体埋藏条件和开拓方式的不同,对角式布置有多种不同的型式。如果矿体走向较短,矿量集中,整个开采范围不大,可将进风井布置在矿体一端,排风井在另一端,构成侧翼对角式布置型式。如果同时开采不只一个矿体,而有两个或两个以上大矿体时,也可将进风井布置在一端,而另一端根据矿体所在位置,分别设置两个或两个以上回风井,也称侧翼对角式。这种方式多在矿体埋藏不深,开凿回风井不太困难时采用。矿体走向较长且规整,采用中央开拓,可将进风井布置在中央,两翼各设一个回风井,构成两翼对角式。有时两翼矿体比较分散,埋藏较浅,开掘回风井工程不大,也可在每一翼布置两个或两个以上回风井,也称为两翼对角式。当矿体走向特别长,规模大,产量高,由一个井筒集中进风风速过高,可将进风井与回风井沿走向间隔布置,构成间隔对角式布置方式(图 13-3-7)。

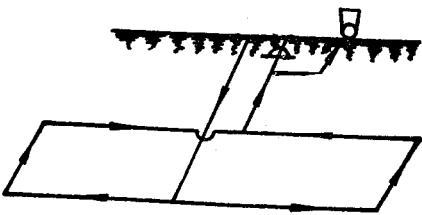


图 13-3-5 中央式通风

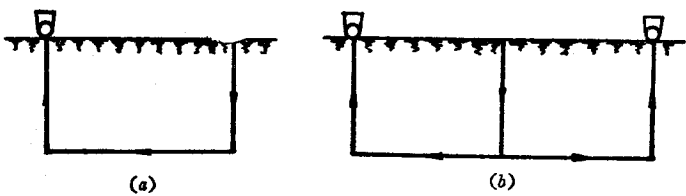


图 13-3-6 对角式通风

(a)单翼对角式 (b)两翼对角式

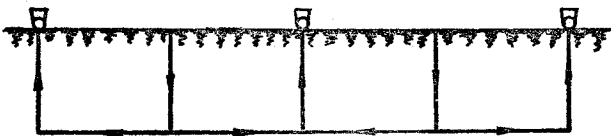


图 13-3-7 间隔对角式通风

3. 中央对角混合式 当矿体走向长,开采范围广,采用中央式开拓,可在井田中部布置进风井和回风井,用于解决中部矿体开采时通风;同时在矿井两翼另开掘回风井,解决边远矿体开采时的通风。整个矿井既有中央式又有对角式,形成中央对角混合式(图 13

- 3 - 8)。有些矿井,在中部井底车场附近有破碎硐室、主溜矿井和火药库等需要独立通风的井下硐室,此时也可在中央建立回风系统,而在两翼另设回风井,解决矿体开采过程中的通风。

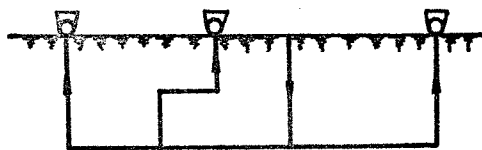


图 13-3-8 中央对角混合式通风

进风井与回风井的布置形式,虽可归纳为上述几类,但由于矿体赋存条件复杂,开拓、开采方式多种多样,在矿井设计和生产实践中,要结合各矿具体条件,因地制宜,灵活运用,而不要受上述类别的局限。确定避风井与回风井布置方式时,还应注意以下影响因素:

(1)当矿体埋藏较浅且分散时,开凿通达地表的井巷工程量较小,而开凿贯通各矿体的通风联络巷道较长、工程量较大时,则可多开几个进、回风井,分散布置,还可降低通风阻力。反之,当矿体埋藏较深且集中,开凿通风井的工程量大,而开凿各矿体间的通风联络巷道工程量较小,就应少开进、回风井,集中通风。在矿井浅部开采时期,由于距地表较近,可分散布置,到深部开采时,再适当集中,也是合理的。

(2)要求早期投产的矿井,特别是矿体边界尚未探清的情况下,暂时采用中央式布置,使井下很快构成贯通风流,有利于早期投产。随着两翼矿体勘探情况的不断进展,再考虑开凿边界风井。

(3)当矿体走向特别长或特别分散,矿井开采范围广,生产能力大,所需风量较多时,采用多井口、多扇风机分散布置的方式,对降低通风阻力,减少漏风十分有益。

(4)主通风井应避免开凿在含水层,受地质破坏或不稳定的岩层中。井筒要在围岩崩落带以外,井口应高出历年最高洪水位。进风井周围风质要好,也要考虑排风井不应对外环境造成污染。

(5)在生产矿山,可以考虑利用稳固的、无毒害物质涌出的旧巷道或采空区作辅助的进风井或排风井,以减少开凿工程量。

三、主扇工作方式与安装地点

(一)主扇工作方式

主扇工作方式有三种:压入式、抽出式和压抽混合式。不同的通风方式,一方面使矿井空气处于不同的受压状态,另一方面在整个通风路线上形成了不同形式的压力分布状

态,从而在风量、风质和受自然风流干扰的程度上,出现了不同的通风效果。

1. 压入式 整个通风系统在压入式主扇作用下,形成高于当地大气压力的正压状态。在进风段,由于风量集中,造成较高的压力梯度,外部漏风较大。在需风段和回风段,由于风路多,风流分散,压力梯度较小,而受自然风流的干扰而发生风流反向。压入式通风系统的风门等风流控制设施均安设在进风段,由于运输、行人频繁,不易管理,漏风大。由专用进风井压入式通风,风流不受污染,风质好,主提升井处于回风状态(漏风),对寒冷地区冬季提升井防冻有利。压入式通风适合在下列条件下采用:

- (1)回采过程中回风系统易受破坏,难以维护;
- (2)矿井有专用进风井巷,能将新鲜风流直接送往作业地点;
- (3)靠近地表开采,或采用崩落法开采,覆盖岩层透气性好;
- (4)矿石或围岩含放射性元素,有氡及氡子体析出。

2. 抽出式 整个通风系统在抽出式主扇的作用下,形成低于当地大气压力的负压状态。回风段风量集中,有较高的压力梯度;在进风段和需风段,由于风流分散,压力梯度较小。回风段压力梯度高,使各作业面的污浊风流迅速向回风道集中,烟尘不易向其他巷道扩散,排出速度快。此外,由于风流调控设施均安装于回风道中,不妨碍运输、行人,管理方便,控制可靠。抽出式通风的缺点是,当回风系统不严密时,容易造成短路吸风,特别是当采用崩落法开采,地表有塌陷区与采空区相连通的情况下更为严重。采用抽出式通风系统各矿的实践经验表明,在回风道上部建立严密的隔离层,将回风系统与上部采空区隔开,防止短路吸风,是保证抽出式通风发挥良好作用的重要条件。抽出式通风的另一个特点是,作业面和进风系统负压较低,易受自然风压影响出现风流反向,造成井下风流紊乱。抽出式通风使主提升井处于进风状态,风流易受污染。寒冷地区的矿山还应考虑冬季提升井防冻。一般来说,只要能够维护一个完整的回风系统,使之在回采过程中不致遭到破坏,采用抽出式通风比较有利。我国金属矿山大部分采用抽出式通风。

3. 压抽混合式 在进风段和回风段均利用主扇控制风流,使整个通风系统在较高的压力梯度作用下,驱使风流沿指定路线流动,故排烟快,漏风少,也不易受自然风流干扰而造成风流反向。这种通风方式兼压入式与抽出式两种通风方式的优点,是提高矿井通风效果的重要途径。当然,压抽混合式通风所需通风设备较多,管理较复杂。在下述条件下可采用压抽混合式:

- (1)采矿作业区与地面塌陷区相沟通,采用压抽混合式可平衡风压,控制漏风量;
- (2)有自燃发火危险的矿山,为防止大量风流漏入采空区引起发火,可采用压抽混合式;
- (3)利用地层的调温作用解决提升井防冻的矿井,可在预热区安设压入式扇风机送

风,与抽出式主扇相配合,形成压抽混合式。

4. 多级机站通风 这是一种由几级进风机站以接力方式将新鲜空气经进风井巷压送到作业区,再由几级回风机站将作业时形成的污浊空气经回风井巷排出矿井的通风系统。其通风方式属压抽混合式。由于此系统在进风段、需风段和回风段均没有扇风机,对全系统施行均压通风,能有效地控制漏风,节省通风能耗,风量调节也比较灵活。但所需通风设备较多,管理较复杂。其适用条件与压抽混合式相同(参阅图 13-3-9)。

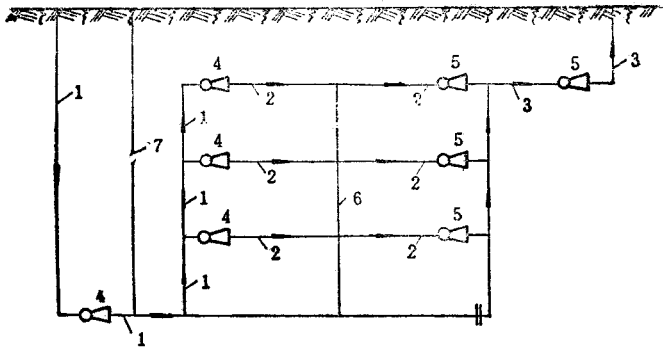


图 13-3-9 多级机站通风系统

1—进风井巷(进风段) 2—需风巷(需风段) 3—回风井巷(回风段);

4—两级压入机站 5—两级抽出机站 6—漏矿井 7—提升井

选择通风方式时,地表有无塌陷区或其他难以隔离的通路即产生漏风的因素,十分重要。对于开采无地表塌陷区或虽有塌陷区但可充填、密闭,能够保持回风道有良好严密性的矿井,应采用抽出式,或以抽出式为主的压抽混合式。开采有地表塌陷区,而且回风道与采空区之间不易隔绝的矿井,应采用压入式,或以压入式为主的压抽混合式。选择通风方式时,还应考虑井下污染源产生的地点和特性。有氡及氡子体污染的矿井,为控制氡的析出量,进风段和需风段应施行正压控制(压入式);回风段施行负压控制(抽出式)。有自燃发火危险的矿井,采区应施行零压控制(压抽混合式)。有沼气涌出的煤矿多施行负压控制(抽出式)。

(二) 主扇安装地点

主扇可安装在地表,也可安装在井下,一般多安装在地表。安装在地表的主要优点:安装、检修、维护管理比较方便;井下发生灾变事故时,扇风机不易受到损害,便于采取停风、反风或控制风量等应急措施。其缺点:井口密闭、反风装置和风硐的漏风较大;当矿井较深,工作面距主扇较远时,沿途漏风大;在地形条件复杂的情况下,安装、建筑费用较高。主扇安装在地下的优点:主扇装置漏风少;扇风机靠近作业区,沿途漏风也少;可利用较多井巷进风或回风,降低通风阻力;密闭工程量较少。其缺点:安装、检修和管理不

方便,易因井下灾害而遭到破坏。在下列情况下可考虑将主扇安装在井下:

(1)地形险峻,在地面无适当地点可供安装主扇,或地面有山崩、滚石、滑坡等不利因素,威胁主扇安全;

(2)矿井进风区段运输行人频繁,风流难以控制,而回风区段又与采空区及地表塌陷区沟通,不易隔离;

(3)矿井深部开采阶段,作业面距地表主扇远,沿途漏风大且不易控制;

(4)使用小型扇风机进行多级机站通风。

主扇安装在井下时应注意的问题:

(1)主扇应安装在不受地压及其他灾害威胁的安全可靠的地点;

(2)进风系统与回风系统之间一切漏风通道应严加密闭;

(3)抽出式通风的地下主扇,主扇房和检修通道应供给新鲜风流;

(4)采用具有良好空气动力性能的机站结构,降低通风阻力。

四、阶段通风网路结构

金属矿山通常多阶段同时作业。为使各阶段作业面都能从进风井得到新鲜风流,并将所排出的污风送到回风井,各作业面的风流应互不串联,就必须对各阶段的进、回风巷道统一安排,构成一定型式的阶段通风网路。阶段通风网路由阶段进风道、阶段回风道、矿井总回风道和集中回风天井等巷道联结而成。

(1)阶段进风道。通常以阶段运输道兼阶段进风道。当运输道中装卸矿作业的产尘量大或漏风严重难以控制时,也可开凿专用进风道;

(2)阶段回风道。通常利用上阶段已结束作业的运输道做下阶段的回风道。如果没有一个已结束作业的运输道可供回风之用,则应设立专用的阶段回风道。专用回风道可一个阶段设立一条,或两个阶段共用一条;

(3)总回风道与集中回风天井。在各开采阶段的最上部,维护或开凿一条专用回风道,用以汇集下部各阶段作业面所排出的污风,并将其送到回风井,此回风道称为总回风道。建立总回风道可省掉各阶段的回风道,但需建立集中回风天井。集中回风天井是沿走向布置的贯通各阶段的回风小井,它可将各阶段作业面排出的污风送至上部总回风道。

金属矿山推广使用以下几种阶段通风网路:

1. 阶梯式 当矿体由边界回风井向中央进风井方向后退回采时,可利用上阶段已结束作业的运输道做下阶段的回风道,使各阶段的风流星阶梯式互相错开,新风与污风互不串联(图 13-3-10)。这种通风网路结构简单,工程量最少,风流稳定,适用于能严格

遵守回采顺序,矿体规整的脉状矿床。其缺点是对开采顺序限制较大,常因不能维持所要求的开采顺序,而造成风流污染。

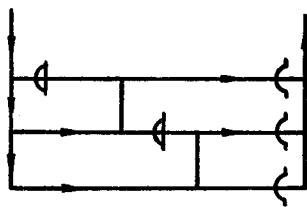


图 13-3-10 阶梯式通风网

2. 平行双巷式 每个阶段开凿两条沿走向互相平行的巷道,其中一条进风,另一条回风,构成平行双巷通风网。各阶段采场均由本阶段进风道得到新鲜风流,其污风可经上阶段或本阶段的回风道排走(图 13-3-11)。平行双巷通风网的结构简单,能有效地解决风流串联污染。但是开凿工程量较大,适于在矿体较厚、开采强度较大的矿山使用。有些矿山结合探矿工程,只需开凿少量专用通风巷道即可形成平行双巷,也可使用此种通风网路。

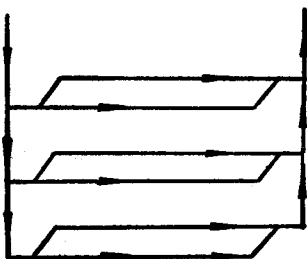


图 13-3-11 平行双巷通风网

3. 棋盘式 由各阶段进风道、集中回风天井和总回风道所构成。通常,在上部已采阶段维护或开凿一条总回风道,然后沿矿体走向每隔一定距离(60~120m),保留一条贯通上下各阶段的回风天井。各天井与阶段运输道交叉处用风桥或绕道跨过。另有一分支巷道与采场回风道相沟通。各回风天井均与上部总回风道粗连。新鲜风流由各阶段运输平巷进入采场,污浊风流通过采场回风道和分支联络巷道引进回风天井,直接进入上部总回风道,其网路结构如图 13-3-12 所示。棋盘式通风网能有效地消除多阶段作业时,回采作业面间风流串联。但需开凿一定数量的专用回风天井,通风构筑物也较多,通风成本较高。

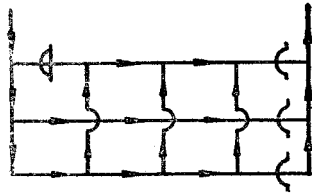


图 13-3-12 棋盘式通风网

4. 上、下行间隔式 每隔一个阶段建立一条脉外集中回风平巷,用来汇集上、下两个阶段的污风,然后排到回风井。在回风阶段上部的作业面,由上阶段运输道进风,风流下行,污风由下部集中回风平巷排走;在回风阶段下部的作业面,由下阶段运输道进风,风流上行,污风也汇集于回风平巷排走,其网路结构如图 13-3-13。上、下行间隔式通风网路能有效地解决多阶段作业时,作业面风流串联。开凿工程量比平行双巷网路少,适于在开采强度较大的矿山使用。但回风平巷必须专用,并加强主扇对回风系统的控制和风量调节,防止出现风流反向。

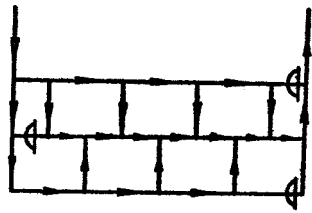


图 13-3-13 上、下行间隔式通风网

5. 梳式 当开采平行密集脉状矿床时,每一阶段建立一条脉外集中回风道,还不能将各层矿脉的污风全部汇集到回风道中。盘古山钨矿建立了一种叫做梳式的通风网路,较好地解决了各层矿脉的回风问题。该矿将穿脉巷道断面扩大,然后用风障隔成两格,一格运输兼进风,另一格回风。回风格与沿脉回风平巷相连,构成形如梳状的回风系统。各采场均由本阶段的穿脉运输格进风,其污风则由本阶段或上阶段穿脉巷道的回风格排到沿脉集中回风平巷(图 13-3-14)。此通风网能有效地解决作业面间风流串联。但扩大穿脉巷道断面和修建风障的工程较大,进、回风格相距很近,容易漏风。这种通风网适用于开采多层密集脉状矿体的矿井。

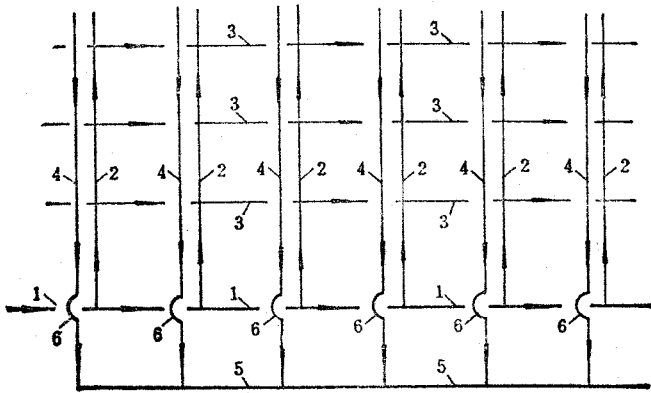


图 13-3-14 梳式通风网路

1—阶段运输平巷 2—穿脉巷运输格 3—沿脉运输平巷；
4—穿脉巷回风格 5—阶段脉外回风巷 6—风桥

五、采场通风网路及通风方法

合理的采场通风网路和通风方法,是保证整个通风系统发挥有效通风作用的最终环节,是整个通风系统的重要组成部分。按各种采矿方法的结构特点,回采作业面的通风可归纳为(1)无出矿水平的巷道型或硐室型采场的通风(2)有出矿水平的采场的通风;(3)无底柱分段崩落采矿法的通风。

(一) 无出矿水平的巷道型或硐室型采场的通风

浅孔留矿法、充填法、房柱法和壁式陷落法的采场,均属于无出矿水平的巷道理或硐室型采场。这类采场的特点是凿岩、充填和出矿作业都在采场内进行,风路简单,通风较容易,通常均采用贯穿风流通风。对于作业面较短的采场,可在一端维护一条人行天井兼做进风井,另一端有贯通上阶段回风道的回风天井(图 13-3-15a)。对于作业面较长或开采强度较大的采场,可在两端各维护一条人行天井做进风井,在中央开凿贯通上阶段回风井的通风天井(图 13-3-15b)。一般情况下,利用主扇的总风压通风即可满足要求。在边远地区,总风压微弱风量不足时,可利用辅扇加强通风。对于采场空间较大、同时作业机台数较多的硐室型采场,除合理布置进风天井与回风天井位置,使采场内风流畅通,不产生风流停滞区以外,还应采取喷雾洒水及其他除尘净化措施。

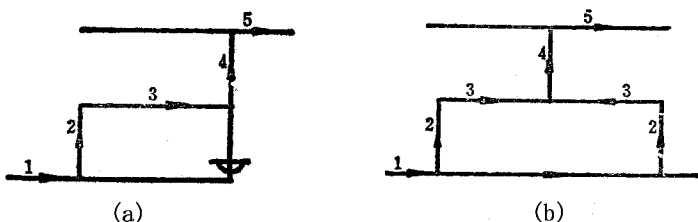


图 13-3-15 无出矿水平采场通风路线

1—进风平巷 2—进风天井 3—作业面 4—回风天井 5—回风道

(二)有出矿底部结构采矿方法的通风

在崩落法、分段法、阶段矿房法及留矿法等采矿方法中,泛使用出矿底部结构。这类结构的出矿能力大,效率高,生产安全、有出矿底部结构时,采场作业面被分为两部分:一是出矿作业面,一是凿岩作业面。这两部分均应利用贯通风流通风,并各有独立的通风路线,风流互不串联。出矿巷道中的风流方向应使作业人员处于上风侧。各出矿巷道之间构成并联风路,保持风流方向稳定,风量分配均匀。图 13-3-16 为有出矿底部结构采矿方法的风流路线图。新鲜风流由进风平巷经人行天井到出矿水平和上部凿岩作业面。清洗作业面后的污浊风流,由回风天井排到上阶段回风道。凿岩作业面与出矿水平之间风流互不串联,通风效果好。

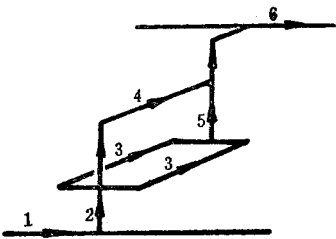


图 13-3-16 有出矿水平采场的通风路线图

1—进风平巷 2—人行天井 3—出矿巷道 4—凿岩
作业面 5—回风天井 6—回风平巷

(三)无底柱分段崩落采矿法的通风

无底柱分段崩落采矿法的采准和回采工作多在独头巷道内进行,通风比较困难。采场进路可采用局扇通风或通过崩落矿岩的空隙进行渗透式的通风(简称爆堆通风)。采用局扇通风时,不仅要合理选择通风方式和通风设备,还要有一个合理的采区通风路线,以保证在分段巷道中有较强的贯穿风流。一般情况下,分段巷道可布置在下盘脉外,沿走向每隔一定距离设一回风天井,通过分支联络巷与分段巷道和上阶段回风平巷相连。新鲜风流由运输平巷和进风天井送入各分段巷道,污风由各回风天井排至上阶段回风道(图 13-3-17)。

回采进路用局扇通风时,采用抽出式或压入式均可。由于作业区内爆破冲击波较强,应特别注意扇风机和风筒的布置与维护。爆堆通风是利用扇风机的压力,使新鲜风流经回采进路强行通过已崩落矿岩的空隙,由上部采空区排走,使回采进路形成贯穿风流。大冶铁矿尖林山在 70 年代曾试用这种通风方法。当进路爆堆阻力为 400~500Pa 时,大部分回采进路的风速可达到 0.3m/s。崩落矿岩通风阻力不大的矿山可采用此法。

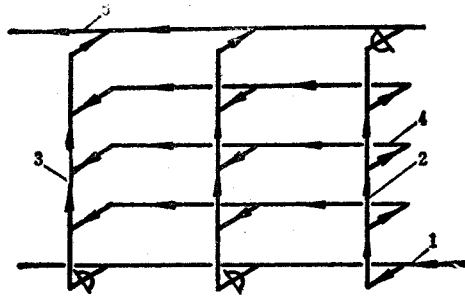


图 13-3-17 无底柱分段崩落法采区通风网路图

1—进风平巷 2—进风天井 3—回风天井 4—分段巷道 5—回风巷

六、矿井通风构筑物

矿井通风构筑物是矿井通风系统中的风流调控设施,用以保证风流按生产需要的路线流动。凡用于引导风流、遮断风流和调节风量的装置,统称为通风构筑物。合理地安设通风构筑物,并使其经常处于完好状态,是矿井通风技术管理的一项重要任务。通风构筑物可分为两大类:一类是通过风流的构筑物,包括主扇风硐、反风装置、风桥、导风板、调节风窗和风障;另一类是遮断风流的构筑物,包括挡风墙和风门等。

(一) 主扇风硐、扩散器与反风装置

1. 主扇风硐 指矿井主扇与风井间的一段联络巷道。由于通过风硐的风量大,风硐内外的压差也大,因此应特别注意降低风硐的阻力和减少风硐的漏风。在风硐设计中应注意以下问题:

(1) 风硐断面应适当加大,其风速以 10m/s 为宜,最大不超过 15m/s ;

(2) 风硐的转弯部位应呈圆弧形,内壁光滑,无积物,其风压损失应不大于主扇工作风压的 10% ;

(3) 用混凝土砌筑,闸门及反风门要严密,风硐的总漏风量应不超过主扇工作作风量的 5% ;

(4) 为清理和检查风硐、测定风速的需要,在风硐上应留有人进出口,设双层风门关闭,以防漏风;

(5) 风硐内应安设测定风流压力的测压管。

图 13-3-18 是带有反风绕道的轴流式扇风机布置图。主扇风硐包括风井到风硐的弯道、直风硐和扇风机入口弯道。各部分的尺寸可参考下述原则确定:

(1) 风井到风硐的弯道应呈圆弧形,井筒侧壁上开口的高度应大于风井直径;

(2) 直风硐是测定风速和风压的地方,为使风速分布均匀,其长度应不小于 $10(D)$ (D 是主扇动轮直径),与水平线所成的倾斜角可取 $10 \sim 15^\circ$,既可降低局部阻力又便于排水。

断面形状取圆形、拱形、方形均可。直风硐的直径可取 $(1.4 \sim 1.6)D$ ；

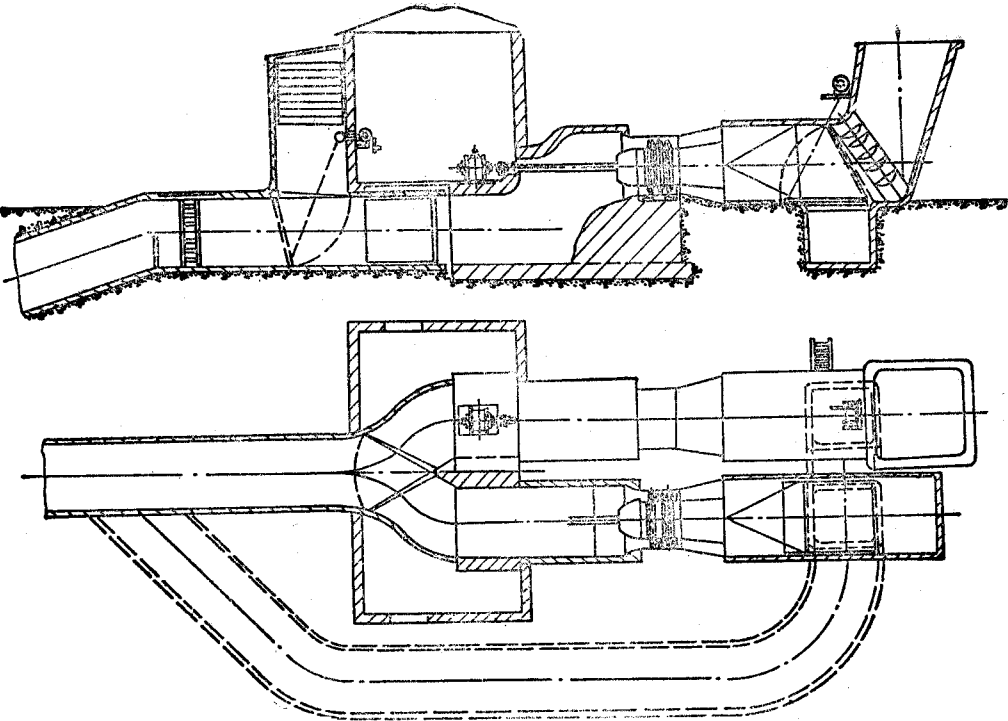


图 13-3-18 主要扇风机布置图

(3) 轴流式扇风机的入口弯道应做成流线形,断面可取圆形或正八角形,弯道直径可取 $1.2D$ 。

2. 主扇扩散器与扩散塔 在扇风机出风口外联接一段断面逐渐扩大的风筒称扩散器,在扩散器后边还有一段方形风硐和排风扩散塔。这些装置的作用都是为了降低出风口的风速,以减少扇风机的动压损失,提高扇风机的有效静压。轴流式扇风机时扩散器是由圆锥形内筒和外筒构成的环状扩散风筒外圆锥体的散开角可取 $7 \sim 12^\circ$,内圆锥体的收缩角可取 $3 \sim 4^\circ$ 。离心式扇风机的扩散器是长方形的,扩散器的散开角取 $8 \sim 15^\circ$ 。排风扩散塔是一段向上弯曲的风道,又称排风弯道。它与水平线所成的倾角可取 45° 或 60° 。

3. 反风装置 用来改变井下风流方向的一种装置,包括反风道和反风闸门等设施。当进风井或井底车场附近发生火灾时,为防止有毒有害气体侵袭作业地点及适应救护工作,需要进行反风。图 13-3-19 是轴流式扇风机进行反风时的风流状况。新鲜风流由地表经反风门 7 进入风硐 2 和扇风机 3,然后由扩散器 4 经排风风硐下部的反风门 5 进入反风绕道 8,再进入主风硐 1,送入井下。在正常通风时,反风门 7.5 均恢复到水平位

置。此时,井下的污浊风流经主风硐 I 直接进入扇风机,然后由排风扩散塔,排到大气中。

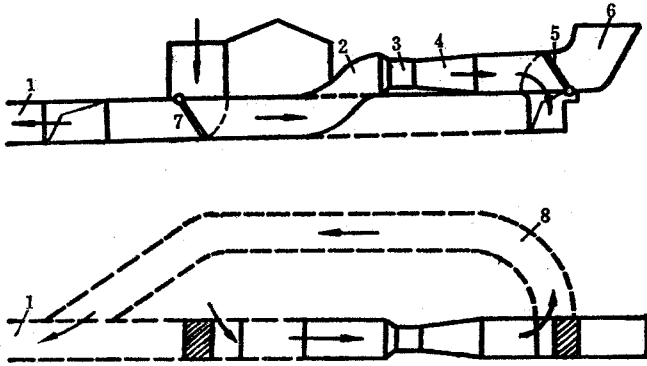


图 13-3-19 轴流式扇风机反风示意图

- 1—主风硐 2—进风风硐弯道 3—扇风机 4—扩散器;
5—反风门 6—排风弯道 7—反风门 8—反风绕道

轴流式扇风机还可利用扇风机动轮反转反风。反风时,调换电动机电源的两相接点,改变电机和扇风机动轮的转动方向,使井下风流反向。但这种方法反风后的风量较小,如能保证在反风后原进风井的风流方向改变,也可采用此种反风办法。

离心式扇风机利用反风道和反风门反风的情况与轴流式扇风机基本上相同。

反风装置应定期检修、试验、确保处于良好状态。反风装置要方便操作,简单可靠,保证在 10min 内达到反风要求。

(二)风桥

通风系统中进风道与回风道交叉处,为使新风与污风互相隔开,需构筑风桥。风桥应坚固耐久,不漏风。主要风桥应采用砖石或混凝土构筑或开凿立体交叉的绕道。风桥的风阻要小,通过风桥的风速不大于 10m/s ,主要风路上的风桥断面应不小于 1.5m^2 ;次要风路上应不小于 0.75m^2 。

绕道式风桥开凿在岩层里,最坚固耐用,不漏风,能通过较大的风量。这种风桥可在主要风路中使用(图 13-3-20)。

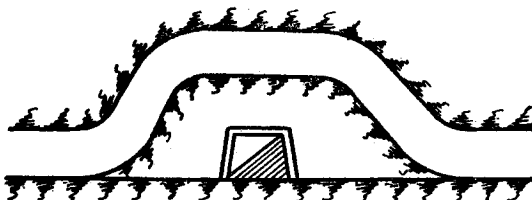


图 13-3-20 绕道式风桥

混凝土风桥也比较坚固,当通过的风量不超过 $20\text{m}^3/\text{s}$ 时,可以采用,其结构如图 13-3-21。铁筒风桥可在次要风路中使用,通过的风量不大于 $10\text{m}^2/\text{s}$ 。铁筒可制成圆形或矩形,铁板厚不小于 5mm 。

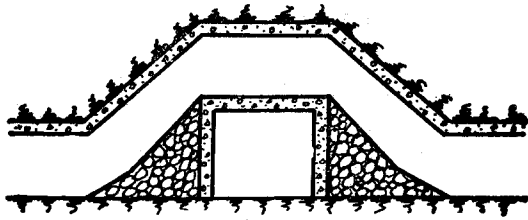


图 13-3-21 混凝土风桥

(三)导风板

矿井通风工程中使用以下几种导风板：

1. 引风导风板 压入式通风的矿井,为防止井底车场漏风,在进风石门与阶段沿脉巷道交叉处,安设引导风流的导风板,利用风流动压的方向性,改变风流分配状况,提高矿井有效风量率。图 13-3-22 是导风板安装示意图。导风板可用木板、铁板或混凝土板制成。

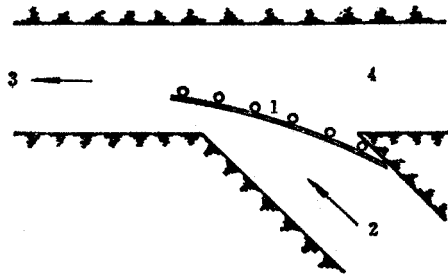


图 13-3-22 引风导风板

1—导风板 2—进风石门 3—采区巷道 4—井底车场巷道

设计导风板时,其出风口断面 S_b 可按下式求算

$$S_b = \frac{1}{SR} \text{ m}^2 \tag{3-1}$$

式中 S ——巷道断面面积, m^2 ；

R ——通向采区系统的总风阻, $\text{N} \cdot \text{s}^2/\text{m}^8$ 。

进风巷道与沿脉巷道的交叉角可取 45° 。巷道转角和导风板都要做成圆弧形。导风板的长度应超过巷道交叉口 $0.5 \sim 1.0\text{m}$ 。

2. 降阻导风板 在风速较高的巷道直角转弯处,为降低通风阻力,可用铁板制成机

翼形或普通弧形导风板,减少风流冲击的能量损失。图 13-3-23 是直角转弯处的导风板装置,导风板的敞开角 α 取 100° ,导风板的安装角 β 取 $45^\circ \sim 50^\circ$ 。安设导风板后,直角转弯的局部阻力系数 ξ 可由原来的 1.40 降低到 0.3 ~ 0.4。

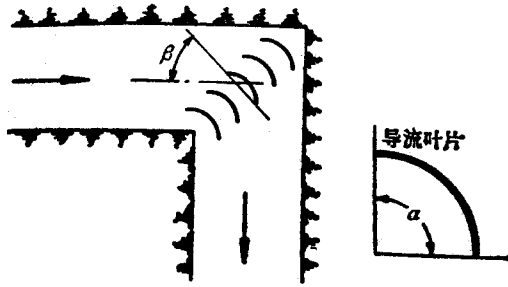


图 13-3-23 直角转弯处的导风板

3. 汇流导风板 在三岔口巷道中,当两股风流对头相遇时,可安设如图 13-3-24 所示的导风板,减少风流相遇时的冲击能量损失。此种导风板可用木板制成,安装时应使导风板伸入汇流巷道后所分成的两个隔间的面积 S_1 和 S_2 ,与各自所通过的风量 Q_1 与 Q_2 成比例,即

$$\frac{S_1}{S_2} = \frac{Q_1}{Q_2} \quad (3-2)$$

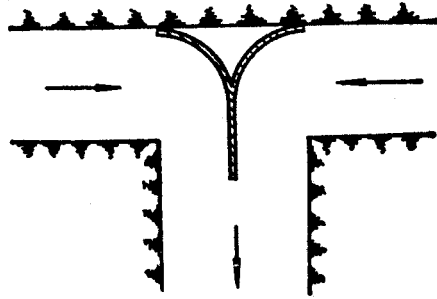


图 13-3-24 汇流导风板

(四) 调节风窗及纵向风障

调节风窗是以增加巷道局部阻力的方式,调节巷道风量的通风构筑物。在挡风墙或风门上留一个可调节其面积大小的窗口,通过改变窗口的面积,控制所通过的风量。调节风窗多设置在没有运输行人或运输行人较少的巷道中。

纵向风障是沿巷道长度方向砌筑的风墙。它将一个巷道隔成两个格间,一格入风,另一格回风。纵向风障可在长独头巷道掘进通风时应用。根据服务时间的长短,纵向风障可用木板、砖石或混凝土构筑。

(五)挡风墙(密闭)

挡风墙又称密闭,是遮断风流的构筑物。挡风墙通常砌筑在非生产的巷道里。永久性挡风墙可用砖、石或混凝土砌筑。当巷道中有水时,在挡风墙下部应留有放水管。为防止漏风,可把放水管一端做成 U 形,保持水封(图 13-3-25)。临时性挡风墙可用木柱、木板和废旧风筒布钉成。有些单位正在研制可快速装卸的临时性挡风墙。

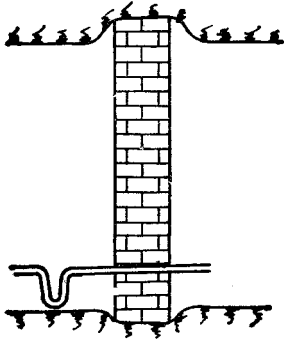


图 13-3-25 挡风墙

(六)风门

在通风系统中,既需要隔断风流,又需要通车行人的地方,需建立风门。在回风道中,只行人不通车或通车不多的地方,可构筑普通风门。在通车行人比较频繁的主要运输道上,则应构筑自动风门。

普通风门可用木板或铁板制成。图 13-3-26 是一种木制普通风门。其特点是门扇与门框之间呈斜面对接触,严密坚固,可使用 1.5~2 年。风门开启方向要迎着风流,使风门关闭时受风压作用而保持严密。门框和门轴均应倾斜 80~85°,使风门能借本身自重而关闭。为防止漏风和保持风流稳定,在需要遮断风流的巷道中,应同时设置两道或多道风门。

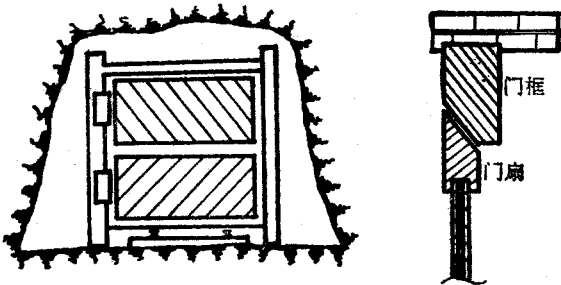


图 13-3-26 普通风门

自动风门种类很多,金属矿山常用的自动风门有以下几种:

1. 碰撞式自动风门 由门板、推门杠杆、门耳、缓冲弹簧、推门弓和铰链等组成(13-3-27)。风门靠矿车碰撞门板上的推门弓或推门杠杆而自动打开,借风门自重而关闭。其优点是结构简单,经济实用;其缺点是碰撞构件容易损坏,需经常维修。可在行车不太频繁的巷道中使用。

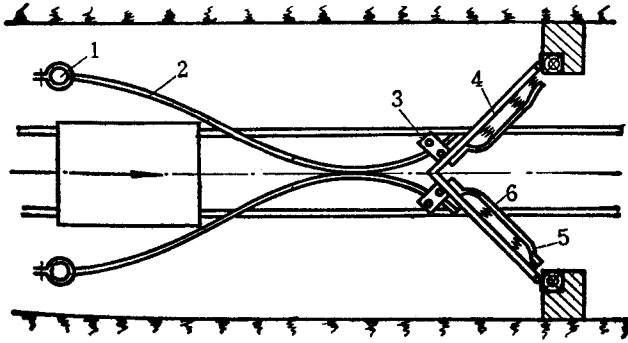


图 13-3-27 碰撞式自动风门

1—杠杆回转轴 2—碰撞推门杠杆 3—门耳;
4—门板 5—推门弓 6—缓冲弹簧

2. 气动或水动风门 风门的动力来源是压缩空气或高压水。它是一种由电气触点控制电磁阀,电磁阀控制气缸或水缸的阀门,使活塞做往复运动,再通过联动机构控制风门开闭的风门(图 13-3-28)。这种风门简单可靠,但只能用于有压气和高压水源的地方,严寒易冻的地点不能使用。

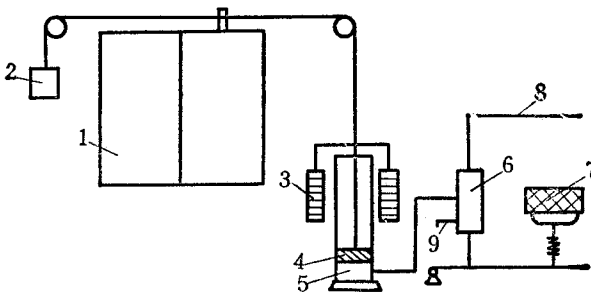


图 13-3-28 水力配重自动风门

1—门扇 2—平衡锤 3—重锤 4—活塞 5—水缸;
6—三通水阀 7—电磁铁 8—高压水管 9—放水

3. 电动风门 这种风门是以电动机为动力,经减速后带动联动机构使风门开闭。电动风门的启动与停止,可借车辆触动电气开关或光电控制器自动控制。电动风门应用较广,适应性较强,但减速和传动机构较复杂。电动风门样式较多,图 13-3-29 是其中一种。

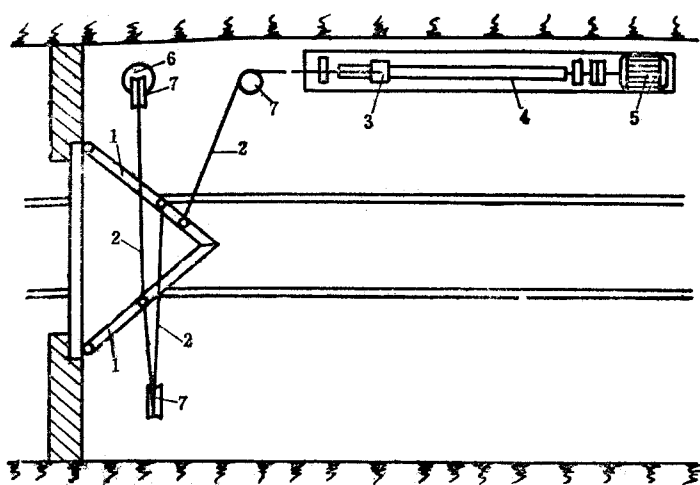


图 13-3-29 电力自动风门

1—门扇 2—牵引绳 3—滑块 4—螺杆；

5—电动机 6—配重 7—导向滑轮

风门的电气控制方式通常使用辅助滑线(亦称复线)、光电控制器和轨道接点。辅助滑线控制方式是在距风门一定距离的电机车架线旁约 0.1m 处,另架设一条长约 1.5 ~ 2.0m 的滑线(铜线或铁线)。当电机车通过时,靠接电弓子将正线与复线接通,从而使相应的继电器带电,控制风门开闭。滑线控制方式简单实用,动作可靠,但只有电机车通过时才能发出信号,手推车及人员通过时,需另设开关。光电控制方式是将光源和光敏电阻分别布置在距风门一定距离的巷道两侧。当列车或行人通过时,光线受到遮挡,光敏电阻阻值发生变化,使光电控制开关动作,再经其他电控装置使风门启闭。光电控制方式对任何通过物都能起作用,动作比较可靠。但光电元件易受损坏,成本较高。轨道接点是把电气开关设置在轨道近旁,靠车轮压动开关控制风门。轨道开关只能用于巷道条件较好、行车不太频繁的巷道中。

七、通风系统的漏风及有效风量

(一) 矿井漏风及其危害

经进风系统送入的新风,到达作业地点,达到通风目的风流称为有效风流。未经作业地点,而通过采空区、地表塌陷区以及通风构筑物的缝隙,直接渗入回风道或直接排出地表的风流称为漏风。矿井漏风降低了作业面的有效风量,增加通风困难。矿井漏风使通风系统的可靠性和风流的稳定性遭到破坏,易使角联巷道风流反向,出现烟尘倒流现象。大量漏风风路的存在,可使矿井总风阻降低,从而破坏主扇的正常工况,效率降低,无益电耗增加。此外,矿井漏风还能加速可燃性矿物自燃发火。减少漏风提高有效风量

是矿井通风管理的重要任务。

(二) 漏风地点及漏风原因

一般而言,有漏风通道存在,并在漏风通道两端有压差时,就可产生漏风。金属矿山的主要漏风地点和产生漏风的原因如下:

(1) 抽出式通风的矿井,通过地表塌陷区及采空区直接漏入回风道的短路风流有时可达很高的数值。造成这种漏风的原因,首先是由于开采上缺乏统筹安排,过早地形成地表塌陷区,在回风道的上部没有保留必要的隔离矿柱;同时也由于对地表塌陷区和采空区未及时充填或隔离。

(2) 压入式通风的矿井,通过井底车场的短路漏风量也很高。这种漏风常常是由于井底车场风门不严密或风门完全失效所致。

(3) 作业面分散,废旧巷道不能及时封闭,造成风流浪费。

(4) 井口密闭、反风装置、井下风门、风桥、挡风墙等通风构筑物不严密,也能造成较大的漏风。

(三) 矿井漏风率及有效风量率

全矿总漏风量与扇风机工作风量之比称矿井漏风率(以百分数表示)。它是衡量矿井通风设施质量好坏和矿井通风管理工作水平的主要指标。以 p 表示矿井漏风率,则:

$$p = \frac{Q_l}{Q_f} \times 100, \% \quad (3-3)$$

式中 Q_l ——矿井漏风量, m^3/s ;

Q_f ——主扇工作风量, m^3/s 。

矿井有效风量率是全矿各作业地点和硐室的总有效风量与扇风机工作风量之比。以 η 表示矿井有效风量率,则:

$$\eta = \frac{Q_u}{Q_f} \times 100, \% \quad (3-4)$$

式中 Q_u 为矿井的有效风量, m^3/s 。

$$Q_f = Q_u + Q_l$$

$$\text{则} \quad p + \eta = 100, \% \quad (3-5)$$

金属矿山要求矿井有效风量率不得低于 60%。

矿井漏风是由地表外部漏风和井下内部漏风两部分所组成。地表外部漏风是指井口通风构筑物酌漏风。在抽出式通风系统中,它等于扇风机风量与矿井总排风量之差;在压入式通风系统中,它等于扇风机风量与矿井总进风量之差。井下内部漏风包括采区和井下各通风构筑物的漏风。在抽出式通风系统中,它等于矿井总排风量与矿井有效风量之差;在压入式通风系统中,它等于矿井总进风量与矿井有效风量之差。矿井漏风率

也可分为外部漏风率 p_e 与内部漏风率 p_i 两部分

$$p_e = \frac{Q_e}{Q_f} \times 100 = \frac{Q_f - Q_m}{Q_f} \times 100, \% \quad (3-6)$$

$$p_i = \frac{Q_i}{Q_f} \times 100 = \frac{Q_m - Q_u}{Q_f} \times 100, \% \quad (3-7)$$

式中 Q_e ——地表外部漏风量, m^3/s ;

Q_i ——井下内部漏风量, m^3/s ;

Q_m ——矿井总进风量(压入)或总排风量(抽出), m^3/s 。

(四) 矿井漏风计算

通过漏风通道的漏风量 Q_i 与漏风通道的风阻 R_i 和两端的压差 h 之间存在如下关系

$$Q_i = \sqrt[n]{\frac{h}{R_i}}, \quad (3-8)$$

式中 n ——漏风风流的流态指数, 层流状态 $n = 1$; 紊流状态 $n = 2$; 中间流态 $n = 1 \sim 2$ 。

当漏风风流通过砂层和致密的充填层时, 风速很低, 属层流状态。当风流通过风门的缝隙、风筒接头、崩落不久的岩石层和溜矿井的矿石层时, 一般呈紊流状态, 有时也呈过渡的中间状态。由于漏风风流流态变化较大, 阻力状况比较复杂, 用计算方法确定漏风量比较困难。对于个别的通风构筑物, 可介绍一些相应的计算公式。例如, 风门的漏风量可按下式计算

$$Q = \sqrt[1]{\frac{h}{R_i}} \text{m}^3/\text{s} \quad (3-9)$$

质量好的风门 $R_i > 5000 \text{N} \cdot \text{s}^2/\text{m}^8$, 中等质量的风门 $R_i = 1000 \sim 5000 \text{N} \cdot \text{s}^2/\text{m}^8$; 质量差的风门 $R_i < 1000 \text{N} \cdot \text{s}^2/\text{m}^8$ 。

(五) 减少漏风, 提高有效风量

1. 矿井开拓系统、开采顺序、采矿方法等因素对矿井漏风有很大影响。对角式通风系统, 由于进风井与排风井相距较远, 风流直向流动, 压差较小, 比中央并列式通风系统漏风小。后退式开采顺序, 采空区由两翼向中央发展, 对减少漏风和防止风流串联有利。充填采矿法比其他采矿法漏风少。在巷道布置上, 主要运输道和通风巷道布置在脉外, 使其在开采过程中不致过早遭到破坏, 对维护正常的通风系统, 减少漏风有利。

2. 抽出式通风的矿井, 应特别注意地表塌陷区和采空区的漏风。从采矿设计和生产管理上, 应尽量避免过早地形成地表塌陷区已形成塌陷区的矿井, 在回风道上部应留保护矿柱, 并应充填采空区或密闭天井口。压入式通风的矿井, 应注意防止进风井底车场的漏风。

在进风井与提升井之间至少要建立两道可靠的自动风门。有些矿井在各阶段进风穿脉巷道口试用导风板或空气幕引导风流,防止井底车场漏风。有些矿山由进风井开凿专用进风平巷,避开运输系统,直接将新鲜风流送到各采区,也可减少井底车场漏风。

3. 提高通风构筑物的质量、加强严密性是防止漏风的基本措施。挡风墙与风门的面积要尽量小些,挡风墙四周与岩壁接触处要用混凝土抹缝。门板最好用双层木板,中间夹油纸或其他致密材料。铁门板四周焊缝要严,门框边缘要钉胶皮或麻布。风门下边要挂胶皮帘并设置门坎,保持严密。

4. 降低风阻、平衡风压也是减少漏风的重要措施。漏风风路两端压差的大小,主要决定于并联的用风地点的通风阻力。降低用风地点风阻,使两端压差减小,可降低漏风风路的漏风量。在用风风路中安设辅扇,同样可降低漏风风路两端的压差,也能减少漏风。在选择风量调节方法时,降阻调节法对减少漏风更为有利。采用压抽混合式通风和多级机站通风,可使矿井风压趋于平衡,并在生产区段形成零压区,对防止漏风,提高有效风量十分有利。

第二节 矿井通风设计

一、矿井通风设计的任务与内容

矿井通风设计是矿床开采总体设计的一个不可缺少的组成部分。它的基本任务是:与开拓、采矿方法相配合,建立一个安全可靠、经济合理的矿井通风系统,计算各时期各工作面所需的风量及矿井总风量,计算矿井总阻力,然后以此为依据,选择通风设备。

矿井通风设计分为新建矿井和改建或扩建矿井通风设计。对新建矿井,既要考虑当前的需要,又要考虑长远发展与扩建的可能。对于改建或扩建矿井的通风设计,必须对原有的生产与通风情况作详细调查,分析通风存在的问题,考虑矿井生产的特点,充分利用原有的井巷与通风设备,在原有基础上提出更完善、更切合实际的通风设计。无论新建、改建或扩建矿井的通风设计,都必须贯彻国家的技术经济政策,遵照国家颁布的矿山安全法规、技术操作规程和有关规定。本章主要讲授新建矿井的通风设计,改建或扩建矿井的通风设计可参照进行。

新建矿井通风设计一般分为基建和生产两个时期,必须分别进行设计计算。

1. 矿井基建时期的通风 矿井基建时期的通风是指基建井巷掘进时的通风,即开凿

井筒(或平硐)、井底车场、井下硐室、第一水平运输巷道和通风巷道时的通风。此时期多用局扇对独头巷道进行局部通风。当入、出风井筒贯通后,主扇已经安装,便可用主扇对已开凿的井巷进行通风,从而可缩短其余井巷与硐室掘进时局部通风的距离。

2. 矿井生产时期的通风 矿井生产时期的通风是指投产后,包括全矿开拓、采准、切割和回采工作面以及其他井巷的通风。这时期的通风设计,根据矿井生产年限的长短,又分为两种情况:

(1) 矿井服务年限不长(小于 20a),只作一次通风设计。设计中是以矿井投产后达到设计年产量时通风线路最短为矿井通风最容易时期,矿井生产能力最大或通风线路最长为通风最困难时期。依据这两个时期的生产情况进行设计计算,并选出适合这两个时期所用的通风设备。

(2) 矿井服务年限较长时(大于 20a),考虑到设备的折旧期限(约 20 年)。矿井所需风量和风压的变化等因素,又可分为两期进行通风设计。前 20 年作为第一期,进行详细的设计计算,第二期只作一般原则的规划,但对矿井通风系统应根据矿井整个生产时期的技术经济因素,作出全面的考虑。确定的通风系统既可满足当前生产的要求,又能适应长远的生产发展需要。

矿井通风设计所需的原始资料如下:

(1) 矿井自然条件。矿山地质地形图;矿岩游离二氧化硅、硫、放射性物质及有害气体的含量;矿岩自然发火倾向;矿区气候条件,包括年最高、最低、平均气温、地温梯度、常年主导风向等;矿岩密度、块度、松散系数、含泥量及粘结性;矿区有无老窿旧巷及其所在地点和存在情形等。

(2) 矿井生产条件。矿井年产量、服务年限;矿床开拓、回采顺序、提运系统及采矿方法;各采区储量、产量分配、采掘工作面比例、生产和备用工作面数;同时开动的各种凿岩机台数及其分布;同时爆破的最多炸药量数;同时工作的最多人数;矿井和采区的巷道系统、断面及支护型式等。

矿井通风设计的程序和内容:

- (1) 拟定矿井通风系统,画出通风系统图;
- (2) 计算全矿需风量及风量分配;
- (3) 计算全矿总阻力;
- (4) 选择通风设备;
- (5) 通风井巷经济断面的选择;
- (6) 编制通风设计的经济部分。

此外,根据不同地区或矿井的特殊条件,还需进行矿井空气温度调节计算。

为保证矿井及工作面所需的风量,还需进行风量调节计算。

二、矿井通风系统选择的原则

矿井通风系统与矿床开拓系统密切相关相辅相成。因此,在选择开拓系统方案时,必须同时提出相应的通风系统方案,以便全面分析比较有关的技术因素,为通风系统方案的最终确定提供有利依据。矿井通风系统的类型及适用条件在通风系统一章已作了详细论述,在此仅简单介绍通风系统选择原则和一些具体规定。

(一)通风系统选择原则

在拟定矿井通风系统时,应严格遵循安全可靠、通风基建费用和经营费用之总和最低以及便于管理的原则,即

- (1) 矿井通风网路结构合理,集中进、回风线路要短,通风总阻力要小;多阶段同时作业时,主要人行运输巷道和工作点上的污风不串联。
- (2) 内外部漏风少。
- (3) 通风构筑物和风流调节设施及辅扇要少。
- (4) 充分利用一切可用的通风井巷,使专用通风井巷工程量最小。
- (5) 通风动力消耗少,通风费用低。

为使拟定的矿井通风系统安全可靠和经济合理,必须对矿山作实地考察和对原始条件作细致分析。

(二)拟定通风系统的几项具体规定

1. 每个矿井和阶段水平之间都必须有两个安全出口。
2. 进风井巷与采掘工作面的进风流的粉尘浓度不得大于 $0.5\text{mg}/\text{m}^3$ 。
3. 新设计的箕斗井和混合井禁止作进风井;已作进风井的箕斗井和混合井必须采取净化措施,使进风流的含尘量达到上述要求。
4. 主要回风井巷不得作人行道,井口进风不得受矿尘和有毒有害气体污染,井口排风不得造成公害。
5. 矿井有效风量率应在 60% 以上。
6. 采场、二次破碎巷道和电耙道,应利用贯穿风流通风;电耙司机应位于风流的上风侧;有污风串联时,应禁止人员作业。
7. 井下破碎硐室和炸药库,必须设有独立的回风道。
8. 主扇一般应设反风装置,要求 10min 内实现反风,反风量 $> 60\%$ 。

选择通风系统时,应根据矿体赋存条件和开采特点,拟定几个可行方案进行详细的技术经济比较,择优选出。

通风系统方案技术比较的主要内容：

- (1) 通风系统的安全可靠性。
- (2) 通风网路的复杂程度、串联污染的可能性、风质的好坏、风流控制的难易。
- (3) 矿井风压大小及风压分布、高风压区通风构筑物的数量及其对矿井漏风量大小的影响。
- (4) 矿井主要风流控制设施的位置、对生产运输的影响和管理的难易程度。
- (5) 主通风机的位置、安装、供电、维护检修的方便程度。
- (6) 通风管理人员的数量。

通风系统方案经济比较的主要内容：

- (1) 通风井巷工程量、主要构筑物的工程量、地面构筑物的工程量。
- (2) 矿井通风设备数量及装机容量。
- (3) 矿井通风基建投资。
- (4) 电力消耗。
- (5) 年经营费(电力、工资、材料、大修、折旧)。

总之,进行通风系统选择时,在满足技术可行、保证安全可靠的前提下力求经济合理。

随着矿井生产的发展,若矿体赋存条件和开拓方法、采矿方法等发生变化时,应对通风系统进行调整。

三、全矿所需风量的计算

矿井风量计算是矿井通风设计的一个极其重要的内容。矿井通风的目的在于供给矿井必要数量的新鲜空气,以稀释并排除有毒有害气体和粉尘,创造良好的劳动条件,保证井下人员的身体健康,提高劳动生产率。另外,矿井风量又是计算矿井通风阻力和选择通风设备的基本参数。

(一) 全矿总风量计算

1. 分项计算总风量 根据金属矿井生产的特点,全矿所需总风量应为各工作面需要的最大风量与需要独立通风的硐室的风量之总和,并给予一定的备用系数。

全矿总风量可按下式计算

$$Q_t = K(\sum Q_s + \sum Q'_s + \sum Q + \sum Q_r + \sum Q_g), \text{m}^3/\text{s} \quad (3-10)$$

式中 Q_s ——回采工作面所需风量, m^3/s ;

Q'_s ——备用回采工作面所需风量;难于密闭的备用工作面如耙道群和凿岩天井群,其风量应与作业工作面相同;能够临时密闭的备用工作面如

采场的通风天井或平巷等 ,可用盖板、风门等临时密闭者 ,其风量可取作业工作面风量的一半 ,即 $Q'_s = 0.5Q_s$;

Q_d ——掘进工作面(包括开拓、采切)所需风量 , m^3/s ;

Q_r ——要求独立风流通风的硐室所需风量 , m^3/s ;

Q_H ——其他需风点如主溜井装卸矿点、穿脉装矿点及主风流中的装卸矿点等所需风量 ,视对主风流的污染程度而考虑全部计入 ,部分计入或不计入风量 ;

K ——矿井风量备用系数。

风量备用系数是考虑到矿井有难以避免的漏风 ,同时也包含风量调整不及时和生产不均衡等因素而设立的大于 1 的系数 :如果地表没有崩落区 $K = 1.25 \sim 1.40$;一般矿井 $K = 1.3 \sim 1.45$;地表有崩落区 $K = 1.35 \sim 1.5$ 。

2. 按万吨风量比估算矿井总风量 在编制矿井远景规划时 ,可根据矿井年产量 ,用万吨风量比这一经验数据 ,估算矿井总风量。所谓万吨风量比 ,是指矿井总供风量(以 m^3/s 计)与矿井年产量(以万 t 计)之比。这一统计的经验数据对于不同类型的矿井有较大的差异。据此所计算出来的矿井总风量只能是一种估计值 ,可按下式计算

$$Q_t = Aq, m^3/s \tag{3-11}$$

式中 A ——矿井的年产量 ,万 t ;

q ——年产万吨风量比 , $m^3/s/万 t$, q 值见表 13-3-1。

表 13-3-1 年产万吨风量比

分 类	q ($m^3/s/万 t$)	分 类	q ($m^3/s/万 t$)
小型矿井	2~4.5	大型矿井	1.2~3.5
中型矿井	15~4.0	特大型矿井(250 万 t 以上)	1~2.5

条件好取小值 ,否则取大值。

全矿所需风量仍以分项计算为准。

(二)回采工作面的风量计算

回采工作面的风量 ,是根据不同的采矿方法 ,按爆破后排烟和凿岩出矿时排尘分别计算 ,然后取其较大值作为该回采工作面的风量。在回采过程中爆破工作又根据一次爆破用的炸药量的多少分为浅眼爆破和大爆破两种。因此 ,回采工作面所需风量也按这两种情况分别计算。

1. 浅眼爆破回采工作面所需风量计算 由于采矿场型式不同 ,采场内风流结构和排烟过程也不一样。根据采场回采工作面通风风流结构特性划分为巷道型与硐室型两类。

(1)按爆破后排烟计算。

①巷道型回采工作面的风量计算。巷道型回采工作面 ,是指采场回采工作面横断面与采场进风巷道横截面相差不大 ,即采场宽度或高度等于或小于 6m ,长度等于或大于宽度或高度的 6~8 倍 ,并利用贯穿风流通风的采矿场。属于这类采场的采矿方法有开采薄矿脉的充填法、浅孔留矿法、长壁法以及有贯穿风流通风的分层崩落法等。此类典型的采场型式如图 13-3-30 所示。

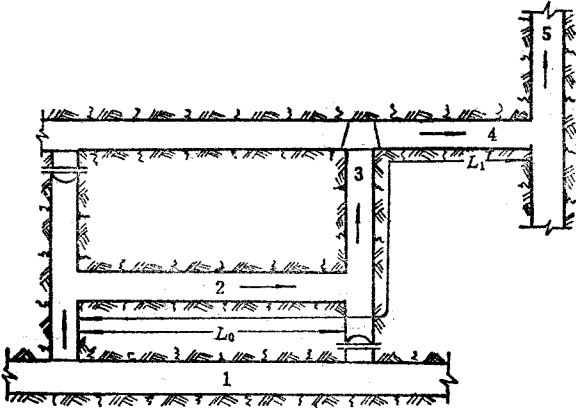


图 13-3-30 巷道型回采工作面

1—运输平巷 2—采场 3—回风天井 4—回风平巷 5—回风井

这类采场的通风过程可利用“紊流变形”作用加以分析 :风流进入采场后 ,横断面上风流速度分布不均匀 ,使工作面的炮烟出现了逐渐伸长的炮烟波 ,并使回采工作面任一断面上的炮烟平均浓度随着通风时间的延长逐渐降低 ;当采场出口断面上的炮烟平均浓度降到安全规程规定的允许浓度时 ,就认为整个回采工作面通风完毕。当巷道型采场的回风道(包括回风天井和平巷)有人员通行或作业时 ,这部分巷道的炮烟浓度也必须达到允许浓度后才允许人员进入 ,才算全巷道通风完毕。

巷道型回采工作面的风量可按下式计算

$$Q_s = \frac{18}{t} \sqrt{A V_1 (2 - V_0 / V_1)} \tag{3-12}$$

式中 V_0 ——采场通风空间体积 , $V_0 = L \times S$, m^3 ;

L ——采场长度 ,m ;

S ——采场横断面积 , m^2 ;

A ——一次爆破的炸药量 ,kg ;

t ——通风时间 ,s ,一般为 1200~2400s ;

V_1 ——全巷道空间体积 ,包括 V_0 及下风侧排风井巷 , m^3 。

②硐室型回采工作面的风量计算。硐室型回采工作面 ,是指采场进风巷道横断面与

回采工作面横断面相差较大,即采场宽度等于或尤于 8m ,采场长度不小于宽度的两倍,并利用贯穿风流通风的采场,如图 13-3-31 所示。其中采场空间高度基本等于进风巷道高度的称扁平型硐室,采场空间高度和宽度比进风巷道大得多的称非扁平型硐室。属于这类型式的采矿方法有中厚以上矿体的房柱法、全面法、分段崩落法和充填法等。这类采场回采工作面的通风过程可用“紊流扩散”作用加以说明。新鲜风流进入硐室后,由于紊流射流的扩散作用,新鲜风流与炮烟介质发生强烈的质量交换,使硐室中的炮烟与新鲜风流相混合而被带走,从而不断地降低采场中炮烟的平均浓度。设定爆破后炮烟充满了回采工作面的空间,其容积为 V ,硐室型工作面空间内炮烟的平均浓度为 C ,进入工作面的风量为 Q ,硐室出口断面上炮烟的平均浓度为 C' ,在 dt 时间内由硐室中带走的炮烟体积为 dV_1 ,即

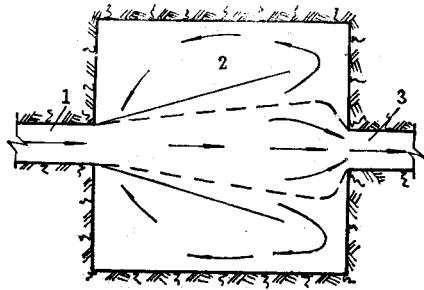


图 13-3-31 硐室型回采工作面

1—进风巷 2—硐室采场 3—回风巷

$$dV_1 = QdtC' \quad (3-13)$$

又因为硐室出口定量核心断面上炮烟平均浓度与硐室内炮烟平均浓度之比值称为紊流扩散系数,即 $K_t = C'/C$,则 $C' = K_t C$,将此关系式代入式 3-13 中,可得

$$dV_1 = QdtK_t C \quad (3-14)$$

在同一时间内,从硐室中由于带走了体积为 dV_1 的炮烟量,硐室中的炮烟量必然减少。减少的炮烟体积设为 dV_2 ,硐室中炮烟浓度降低了 dC ,则

$$dV_2 = VdC \quad (3-15)$$

根据质量守恒定律,被带走的炮烟量应等于硐室中炮烟减少量

$$dV_1 = -dV_2 \quad (3-16)$$

则有

$$QK_t dtC = -VdC$$

$$\frac{QK_t dt}{V} = -\frac{dC}{C} \quad (3-17)$$

当 $t = 0$ 时, $C = C_0$ 按此对式 3-17 积分, 得

$$\int_0^t \frac{QK_1}{V} dt = \int_0^t -\frac{dC}{C}, \quad \frac{QK_1}{V} t = \ln \frac{C_0}{C}$$

则得

$$Q = \frac{V}{K_1 t} \ln \frac{C_0}{C} \quad (3-18)$$

或

$$Q = 2.3 \frac{V}{K_1 t} \lg \frac{C_0}{C} \text{ m}^3/\text{s} \quad (3-19)$$

式中 t ——通风时间, 一般取 $t = 1800\text{s}$;

C_0 ——为回采硐室爆破后炮烟最初平均浓度;

$$C_0 = \frac{Ab}{1000} \times \frac{1}{V} \times 100 = \frac{Ab}{10V} \%$$

b ——1kg 炸药产生的炮烟折合为一氧化碳量为 $b = 100\text{L/kg}$;

C ——通风 t 时间后硐室中炮烟浓度, 按要求应为安全规程规定的允许浓度,

$C = 0.02\%$;

A ——一次爆破的炸药量, kg。

将上列数据代入后则得

$$Q = 2.3 \frac{V}{K_1 t} \lg \frac{500A}{V} \text{ m}^3/\text{s} \quad (3-20)$$

K_1 ——紊流扩散系数, 它决定于硐室与其进风巷道的形状及位置关系, 其值见附录 V, 当硐室中有多个进、回风口时, 可取 $K_1 = 0.8 \sim 1$ 。

(2) 按排出粉尘计算风量。按排出粉尘计算风量有两种方法: 一是按作业地点产尘量大小计算风量; 另一是按排尘风速计算风量。前一种方法, 由于各种作业条件下产尘量的大小受多种因素影响, 较难准确掌握, 至今未得到广泛使用。后一种方法是目前通用的计算方法。现根据采场型式不同分别予以介绍。

① 巷道型回采工作面按排尘风速计算风量式如下

$$Q = S_v \text{ m}^3/\text{s} \quad (3-21)$$

式中 S ——巷道型采场作业地点的过风断面, m^2 ;

v ——巷道型回采工作面要求的排尘风速, m/s ; 一般取 $v = 0.15 \sim 0.5\text{m/s}$ (断面小且凿岩机多取大值, 反之取小值, 但必须保证一个工作面的风量不能低于 1m/s)。耙矿巷道可取 $v = 0.5\text{m/s}$; 对于无底柱崩落法的进路通风, 可取 $v = 0.3 \sim 0.4\text{m/s}$; 其他巷道, 可取 $v = 0.25\text{m/s}$ 。

② 硐室型采场按排尘风速计算风量方法。硐室型采场中风流的结构特性近似于受限射流。风流在硐室中向前运动形成射流区, 并在射流的诱导下形成逆向的回流区或称二次循环区。

按排尘风速计算硐室风量时,只要硐室中射流区受限扩张段末端断面平均风速达到排尘风速要求,即可满足硐室排尘通风要求。

根据排尘通风要求,射流区受限扩张段末端的断面平均风速 \bar{u} 达到排尘所需风速。取 $\bar{u} = 0.25 \text{ m/s}$,则硐室入风口的平均风速为

$$u_0 = \frac{1}{0.772 + 4.1n} \quad (3-22)$$

硐室型回采工作面的风量

$$Q = u_0 S_0 = \frac{S_0}{0.772 + 4.1n} \quad (3-23)$$

式中 S_0 ——硐室入风口断面积, m^2 ;

u ——射流的受限系数,扁平型硐室的 $n = b_0/B$ 其中 B 为硐室侧壁距轴线的距离, b_0 为硐室入风口宽度一半;完全发展的圆形射流的 $n = S_0/S$,其中 S_0 为硐室入风口断面积; S 为硐室横断面积。

2. 大爆破采场的通风及风量计算 大爆破采场,是指采用深孔、中深孔或药室爆破的大量落矿采场。大爆破采场多成封闭形(即矿房由矿柱包围,若为崩落法,则顶部及侧壁有崩落矿岩),仅在下部有漏斗与耙矿巷道相通。大爆破后,在采场内部形成较高的气压,在这个压力作用下,炮烟通过天井(凿岩硐室被崩掉时)漏斗和耙矿巷道向外涌出,一部分涌入进风巷道,另一部分流入回风巷道。如果采场两侧或一侧为已采完的崩落区,则炮烟也可能逸入崩落区中。剩下的炮烟则残存于采场的自由空间和矿石堆的空隙中。

大爆破后通风的首要任务就是将充满于巷道中的大量炮烟,在比较短的时间内,以较大的风量稀释并排出矿井。在放矿时,存留于崩落矿石之间的炮烟随矿石的放出而涌出来。因此,在正常通风时,除了正常作业(包括凿岩、出矿等)所需的风量外,还应考虑排出这部分炮烟而适当加大风量。

(1)大爆破后排炮烟风量计算。大爆破后大量炮烟涌入到巷道中,其通风过程与巷道型采场十分相似。大爆破后通风的风量可按下式计算

$$Q = \frac{40.3}{t} \sqrt{iAV} \text{ m}^3/\text{s} \quad (3-24)$$

式中 t ——通风时间, s ,通常取 $2 \sim 4\text{h}$,炸药量大时还可延长;

A ——大爆破的炸药量, kg ;

i ——炮烟涌出系数,可由表 13-3-2 查得;

V ——充满炮烟的巷道容积, m^3 , $V = V_1 + iAb_0$,其中 V_1 是排风侧巷道容积, m^3 , b_0 是 1kg 炸药所产生的全部气体量, b_0 大约等于 0.9m^3 。

(2)大爆破后放矿时期风量计算。

①按排烟计算。在大爆破后放矿时期排出的炮烟有两个来源：一是从矿石堆渗出的炮烟，另一是二次爆破生成的炮烟，而后者往往是主要的。故计算排除这些炮烟时，可按二次爆破炸药量，并稍许加大即可。风量计算可用下式

$$Q = \frac{25.5}{t} \sqrt{AS_H L_B} \text{ m}^3/\text{s}$$

(3-25)

式中 S_B ——耙矿巷道的断面面积 m^2 ；
 L_B ——耙矿巷道长度的一半 m ；
 A ——二次破碎爆破的炸药量 kg ；
 t ——二次破碎爆破后的通风时间，一般取 $t = 300\text{s}$ 。

表 13-3-2 炮烟漏出系数表

采矿方法		采落矿石与崩落区接触面的数目	i
“封闭扇形”中段崩落法		顶部和 1 个侧面	0.193
		顶部和 2~3 个侧面	0.155
阶段强制崩落法		顶部	0.157
		顶部和 1 个侧面	0.126
		顶部和 2~3 个侧面	0.115
空场处理房柱法深孔落矿	表土下或表土下 1~2 个阶段	—	0.095
	若干个阶段以下	—	0.124
	$V/A < 3$	—	0.175
	$V/A = 3 \sim 10$	—	0.250
	$V/A > 10$	—	0.30

②按排尘计算风量的方法同前，可按式 3-21 计算。大爆破作业多安排在周末或节假日进行。通常采用适当延长通风时间和临时调节风流，加大爆破区通风量的方法。为了加速大爆破后的通风过程，在爆破前对爆破区的通风路线要作适当调整，尽量缩小炮烟污染区。

在矿井通风设计中，对矿井总风量的计算可不包括大爆破时所需要风量，只按正常作业所需要风量计算即可。

(三)掘进工作面所需风量计算

掘进工作面包括开拓、采准和切割工作面。各工作面的风量可按第十章局部通风的风量计算方法计算，再考虑局部通风装置的漏风，求其总和。

(四)硐室所需风量

井下要求独立风流通风的硐室如炸药库、破碎硐室和主溜井卸矿硐室等，必须进行

风量计算,并计入矿井总风量中。但有些硐室回风可重新使用,不计入矿井总风量中。

1. 井下炸药库 一般要求独立的贯穿风流通风,风量可取 $1 \sim 2 \text{ m}^3/\text{s}$ 。

2. 井下破碎硐室所需风量计算 井下破碎硐室所需风量可按换气量计算。根据硐室的温度、湿度和粉尘含量等因素考虑,硐室内每小时换气 $4 \sim 6$ 次,通风效果良好。如果无除尘设施或除尘设备不完善,则每小时换气次数可适当增多。若硐室内气候条件较好,除尘设施完善,则每小时换气次数可适当减少。另外,还应考虑所选用的除尘设备所需的风量。

3. 装卸矿硐室的需风量 取 $1.5 \sim 2 \text{ m}^3/\text{s}$ 。

将以上各项风量计算值代入式 3-10 便得到全矿总风量。

四、矿井风量分配

全矿总风量确定后,应按各工作地点实际所需要的风量并考虑漏风系数,进行风量分配。求得各井巷通过风量值后以此为依据,计算通风系统的总阻力。

(一) 风量分配的原则

1. 回采工作面的风量应按照排烟或排尘风量中取较大者来进行分配;掘进工作面应按局部通风风量计算值进行分配。为保证风流质量,应避免各采掘工作面串联通风。

2. 备用工作面风量按回来工作面风量的一半进行分配。

3. 井下炸药库、破碎硐室和主溜井处应独立通风,回风流应直接导入总回风道或直通地表,否则必须采取净化措施。

4. 矿井通风系统为多井口进风时,各进风风路的风量,应按风量自然分配的规律进行解算,求出各进风风路自然分配的风量。

5. 在所有需风点和有风流通过的井巷中,风速必须符合安全规程规定。

(二) 风量分配方法

通过矿井各井巷的风量,可根据矿井各需风点的风量及其在通风系统中所处的位置以及漏风地点和漏风量来确定。为此必须详细分析矿井的漏风状况,力求使所确定的各巷道风量值接近实际。但因新设计矿井的漏风地点和漏风量难以确切计算,只能概略估计,因此风量分配有以下几种情况。

1. 新建矿井的风量分配 在新建矿井通风设计中,矿井的漏风地点和漏风量难以确切估计,只能根据经验作概略的估算。即根据矿井主要漏风地点的位置、对矿井通风系统的进风段、需风段和回风段的影响,而考虑在需风量的基础上分别乘以风量备用系数的全部、部分或不乘。一般来说,压入式通风系统中,主要漏风地点在进风段;抽出式通风系统中,主要漏风地点在回风段。考虑到这种情况,在风量分配时,可按下述简单处理方法进行计算:压入式通风系统的进风段,应在设计计算的需风量的基础上乘以风量备

用系数,作为进风段各井巷的分配风量,而在需风段和回风段则可不考虑备用风量,只按设计计算的需风量进行分配;抽出式通风系统的回风段,应在设计计算的需风量基础上乘以风量备用系数,作为回风段各巷道分配的风量,而进风段和需风段则可以不考虑备用风量,只按设计计算的需风量进行分配。

进风段是指由进风井口到回采阶段最前面一个采场进风天井为止的那一区段的所有井巷。回风段是指由回采阶段最后面一个采场回风天井口到回风井口的那一区段。阶段中部整个开采区间均为需风段。

进行风量分配时,应将各井巷的风量值一一标在通风系统图和通风网路结构示意图上。漏风风路可用一条通大气的插入线来表示。压入式通风时,在进风段的终点上画一漏风风路引到地表;抽出式通风时,在回风段的始点上画一漏风风路连通地表大气;并标出漏风量,使网路保持风量平衡。

2. 扩建矿井的风量分配 扩建矿井需要实测矿井漏风地点的漏风量,再按照实测资料和经验确定各地点的漏风量。根据各作业点的需风量和各漏风点的漏风量,依风量平衡原理,沿通风网路结构图确定各井巷的分配风量。对于新开拓的阶段,可参照上阶段的情况,只考虑主要漏风地点进行风量分配。

五、全矿通风阻力计算

矿井通风总阻力,是指风流由进风井口到扇风机风硐(抽出式)或由扇风机风硐到回风井口(压入式)沿任一风路流动途中所产生的摩擦阻力和局部阻力之总和。矿井通风总阻力是由扇风机的有效静压(抽)或扇风机全压(压)加上(或减去)自然风压来克服的。

在扇风机整个服务期间,矿井总阻力随着开采深度的增加或产量的增加而增加。为使扇风机在整个服务期限内均能在合理的效率范围内运转,在选择扇风机时必须考虑到最大可能的总阻力和最小的总阻力。前者对应于扇风机服务期限内最困难时期,后者对应于通风最容易时期的矿井总阻力。此外,还需考虑自然风压的影响。

新鲜风流进入矿井后分为很多分支,流经各作业阶段和工作面,然后又在另一处汇合,形成并联、角联或复杂联通风网路。在计算矿井通风总阻力时,不需要计算每一条风道的通风阻力,而只要在每一时期(通风困难或通风容易时期)选择其中一条阻力最大的风路进行计算。一般可在通风系统图上,根据采掘作业布置情况找出风流线路最长、风量较大的一条线路作为阻力最大构风路。沿着这条风路,分别计算各段井巷的通风阻力,叠加起来即为全矿井通风总阻力。倘若由于通风系统比较复杂,在直观上难于判明哪条风路阻力最大时,则需选择几条线路通过计算比较,选出其中最大者。至于网路中其他风路(阻力较小),则需要进行风量调节(在设计阶段一般不进行风量调节计算,在生

产期间再进行调节)。随着电子计算机的广泛应用,矿井通风总阻力计算与扇风机的选择计算,都可用计算机进行。一般是将需风点及其需要的风量作为固定风量分路及其要求固定的风量,其余井巷作为自然分风风路,将整个网路纳入计算范畴并合理选择风机。

设计时必须注意,矿井通风总阻力一般不应超过 3.00kPa ,最大也不应超过 4.00kPa ,否则应对某些井巷(如总进风道或总回风道)采取降阻措施。

在进行阻力计算之前,必须在通风系统图上将选定的路线(分别以最困难时期和最容易时期)从进风井口到回风井口逐点编号并绘出通风系统示意图,如图 13-3-32 所示。其中(a)图表示通风系统图(b)图代表网路示意图。然后沿选定的路线分段计算摩擦阻力,其总和即为矿井总摩擦阻力。

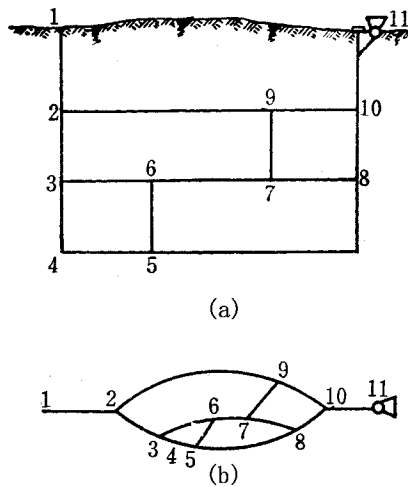


图 13-3-32 通风系统及网路图的编号

$$hf = h_{1-2} + h_{2-3} + h_{3-4} + \dots + h_{n-1-n} \quad (3-26)$$

式中 hf ——总摩擦阻力, Pa ;

h_{1-2}, h_{2-3}, \dots ——各段摩擦阻力,用下式计算

$$h = a \frac{LP}{S^3} Q^2 \quad (3-27)$$

各条风路摩擦阻力的计算,可填写在表 13-3-3 中,以便核对。

全矿的局部阻力可根据总摩擦阻力进行估算。一般认为,总局部阻力大致等于总摩擦阻力的 20%,即 $h_l = 0.2hf$ 。

$$\text{因此矿井总阻力 } h_t = hf + h_l = 1.2hf \quad (3-28)$$

表 13－3－3 摩擦阻力计算表

项目 时期	巷道 各段 序号	巷道 名称	支护 型式	d ($\frac{\text{N}\cdot\text{s}^2}{\text{m}^4}$)	L (m)	P (m)	净断面		R ($\frac{\text{N}\cdot\text{s}^2}{\text{m}^8}$)	风 量		h (Pa)	v (m/s)
							S (m ²)	S ³ (m ⁶)		Q (m ³ /s)	Q ²		
容 易 时 期	1～2												
	2～3												
	3～4												
												
												
												
困 难 时 期	1～2												
	2～3												
	3～4												
												
												
												

六、矿井通风设备的选择

矿井通风设备的选择包括主扇风机和电动机的选择。

(一)扇风机的选择

选择扇风机必须首先知道矿井通风系统要求扇风机提供的风量和风压。

1. 扇风机的风量 Q_f

$$Q_f = \rho Q_t \text{ ,m}^3/\text{s}$$

(3－29)

式中 ρ ——扇风机装置的风量备用系数(包括井口、反风装置和绕道等处的漏风),
一般取 $\rho = 1.1$,当风井有提升任务时 $\rho = 1.2$;

Q_t ——矿井要求的总风量 ,m³/s。

2. 扇风机的风压 H_f 扇风机产生的风压不仅用于克服矿井总阻力 ,同时还要克服反向的矿井自然风压、扇风机装置的通风阻力以及风流流到大气的出口动压损失。扇风机风压可按下式计算

$$H_f = h_t + H_n + h_r + h_v \text{ ,Pa}$$

(3－30)

式中 h_t ——矿井总阻力 ,分别以容易和困难两个时期的阻力值代入 ,Pa ;

H_n ——与扇风机通风方向相反的自然风压 ,Pa ;

h_r ——扇风机装置阻力 ,包括风机风硐、扩散器和消音器的阻力之和 ;一般取
 $h_r = 150 \sim 200\text{Pa}$;

h_v ——出口动压损失, Pa; 抽出式为扩散器出口动压损失, 压入式为出风井口动压损失; 若用扇风机静压特性曲线, 则可不计入此项阻力。

根据矿井通风容易时期和困难时期所算出的两组风量 Q_f 与风压 H_f 数据, 在扇风机个体特性曲线上(或风机数值表中)找出相应的工况点, 并要求这两个工况点均能落在某一扇风机特性曲线(或风机数值)的合理工作范围内, 即风机工况点应处于风机性能曲线峰点的右侧。轴流式风机工况点的风压不得超过风机性能曲线上最大风压的 90%~95% (曲线平缓取大值, 反之取小值); 风机效率 $\eta \geq 0.6$, 详见机械通风一章。

根据风机工况点的 H_f 和 Q_f 以及在扇风机特性曲线上查出的相应的效率 η_f , 计算扇风机功率 N_f

$$N_f = \frac{H_f Q_f}{1000 \eta_f} \text{ kW} \quad (3-31)$$

(二) 选择电动机

根据通风容易与困难两个时期主扇风机的输入功率 N_f , 计算出电动机的功率 N_e

$$N_e = K \frac{N_f}{\eta_m \eta_e} \text{ kW} \quad (3-32)$$

式中 K ——电动机的容量备用系数, 轴流风机取 $K = 1.1 \sim 1.2$, 离心风机取 $K = 1.2 \sim 1.3$;

η_1 ——传动效率, 直联传动 $\eta_a = 1$, 皮带传动取 $\eta_a = 0.95$;

η_e ——电动机效率, $\eta_e = 0.9 \sim 0.95$ 。

一般, 当扇风机功率不大, 可选用异步电动机; 若功率较大, 为了调整电网功率因数, 宜选用同步电动机。

七、通风井巷经济断面的选择

通风井巷经济断面, 是指通风井巷的基建费、维护费和通风动力费三项之总和为最小的井巷断面面积, 也叫最佳断面。通风井巷经济断面是从经济性、合理性和施工技术上的可能性等因素综合分析确定的。经济性, 是指井巷的掘进费、服务期间内的维护费和通风动力费等三种费用的总和最小; 合理性, 是指所确定的井巷断面能够满足风速极限的要求; 施工技术上的可能性, 是指所确定的断面在掘进技术上方便可行。根据计算和实际工作经验, 井巷断面越大, 通风阻力越小, 通风费用也越少。但井巷断面越大, 掘进维护费用也越大。所以在选择通风井巷断面时, 应全面考虑这些方面的因素, 使各种费用的总和为最小。

将每米井巷的掘进费 B_1 、维修费 B_2 及通风动力费 B 与井巷断面面积之间的关系绘

在图(13-3-33)上,可得出每米井巷总费用随断面面积变化的曲线A。总费用曲线A的费用最低点所对应的断面面积,即为最经济断面。

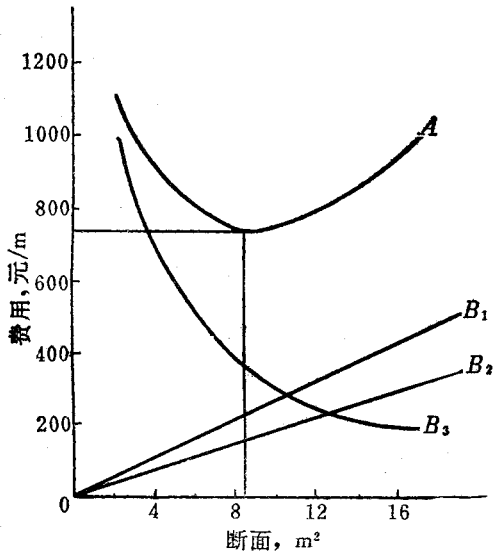


图 13-3-33 通风井巷各项费用随断面面积的变化曲线

通风井巷经济断面也可用分析计算方法求得。此时,应首先列出表达通风井巷基建投资与通风井巷维修费、通风动力费之现值W与井巷断面积S之间的函数关系式

$$W = f(S) = \frac{u'ALS}{n'} + uALS + \frac{uBDOaLK\sqrt{S}Q^3}{1000\eta S^3} \tag{3-33}$$

式中 W——该井巷基建投资(掘进费)和维修费、通风动力费之值,元;
S——该井巷净断面积,m;
A——该井巷每立方米净体积所摊的掘进费和支护费,元;
L——该井巷长度,m;
n'——该井巷建筑施工年限,a;
u'——复利系数,计算井巷掘进、支护费之现值时使用(投资按每年初一次投入计算),

$$u' = (1+i)^0 + (1+i)^{-1} + \dots + (1+i)^{-n}$$

i——资金年利率;
u——系数,计算通风动力费和井巷维修费之现值时使用,

$$u = \frac{(1+i)^{n-1}}{i(1+i)^n};$$

V——该井巷年维修率,%由表13-3-4查得;

- n ——该井巷服务年限 a ;
- B ——电价 ,元/ $\text{kW}\cdot\text{h}$;
- D ——每年通风天数 d ;
- O ——每天通风小时数 h ;
- a ——井巷摩擦阻力系数 $,\text{N}\cdot\text{s}^2/\text{m}^4$;
- K ——系数 ,计算井巷断面的周长 $P = K \sqrt{S}$ 使用 ;三心拱的拱部净高为巷道净高 $1/3$ 时 $,K = 3.85$;半圆拱 $K = 3.84$;圆形 $K = 3.54$;若巷道为梯形 $,K = 4.16$;
- Q ——通过该井巷的风量 $,\text{m}^3/\text{s}$;
- η ——通风全效率 ,包括风机、电机、变压器、输电线路及传动效率的乘积 ,
 $\eta = 0.5 \sim 0.7$ 。

将式 3-33 的 W 函数对 S 求一阶导数 ,并令其等于零 ,即 $dW/dS = 0$ 。整理后可得如下经济断面计算公式 :

$$S_j = \frac{1}{5.539} \sqrt[3.5]{\frac{uBD0aKQ^3}{\eta A \left(\frac{u'}{n'} + uV \right)}} \text{m}^2 \tag{3-34}$$

表 13-3-4 井巷工程年维修率

项目名称	年维修费率(%)	项目名称	年维修费率(%)
竖井井筒装备	3 ~ 4	混凝土璇平巷	0.5 ~ 1
竖井(混凝土)井壁	0	混凝土支架平巷	2 ~ 3
斜井(混凝土)井壁	0.5 ~ 1	木支架平巷	4 ~ 5
斜井混凝土支架	3 ~ 4	无支架平巷	1.5 ~ 2

以外 ,专用通风井巷亦可用经济风速 v_j 来计算经济断面 S_j ,即

$$S_j = \frac{Q}{v_j} , \text{m}^2 \tag{3-35}$$

式中 v_j ——经济风速 ,一般可取 $v_j = 6 \sim 8\text{m/s}$ 。

八 通风设计经济部分的编制

矿井通风设计除要求安全可靠、技术上合理外 ,还应考虑它的经济性 ,就是通风设计最终计算出一吨矿石的通风总费用。其计算方法如下。

(一)设备折旧费

通风设备的折旧费与设备数量、成本及服务年限有关 ,可用表 13-3-5 进行计算。

表 13 - 3 - 5 通风设备折旧费计算表

序 号	设备 名称	计 算 单 位	数 量	单 位 成 本	总 成 本			服 务 年 限	每年的折旧费(元)	
					设备 费	运输及 安装费	总 计		基本投资 折旧费 G_1	大修理 折旧费 G_2

回采每吨矿石的通风设备折旧费 W_1 为

$$W_1 = \frac{G_1 + G_2}{T} \text{ 元/t} \tag{3 - 36}$$

式中 T ——矿井年产量 t/a_0 。

(二)矿井通风动力费

1. 主扇上耗电量 I_1

$$I_1 = N_e D O / \eta_e \eta_t \eta_w \text{ kW} \cdot \text{h/a} \tag{3 - 37}$$

式中 N_e ——电动机输出功率 kW ；

η_e 、 η_t 、 η_w ——分别为电动机、变压器、电线输电效率，

一般取 $\eta_e = 0.9 \sim 0.95$ ， $\eta_t = 0.8$ ， $\eta_w = 0.9 \sim 0.95$ ；

D 、 O 意义同前。

2. 一年同局扇和辅扇的耗电量 I_2

3. 回采每吨矿石的通风动力费 W_2

$$W_2 = \frac{I_1 + I_2}{T} B \text{ 元/t} \tag{3 - 38}$$

式中 B ——每度电的费用 $\text{元/kW} \cdot \text{h}_0$ 。

(三)材料消耗费用

包括各种通风构筑物的材料、风机和电机润滑油费、防尘等设施费用。每吨矿石的通风材料费 W_3 为

$$W_3 = C / T \text{ 元/t}$$

式中 C ——材料消耗总费用 元/a_0 。

(四)通风工作人员工资总费用

矿井通风工作人员,每年工资总额为 A (元)则回采一吨矿石的工资费用 W_4 为

$$W_4 = A / T \text{ 元/t} \tag{3 - 40}$$

(五)专为通风服务的井巷工程折旧费和维护费

分摊到每回采一吨矿石的费用为 W_5 (元/t)。

(六)回采每吨矿石的通风仪表的购置费和维修费用 W_6 (元/t)。

矿井每回采一吨矿石的通风总费用 W 为

$$W = W_1 + W_2 + W_3 + W_4 + W_5 + W_6 \text{ 元/t} \quad (3-41)$$

第三节 矿井通风管理与监测

一、矿井通风管理与监测的主要内容

由于矿井生产条件的变化(如开采深度的增加、作业地点的改变、工作面的推移、巷道的贯通与堵塞等)矿井风阻甚至全矿总需风量均会有变化。因此,为使矿井通风工作能够不断适应生产条件的变化,经常保持井下良好的作业环境,就必须设置专业性的通风管理机构,制定有关的规章制度并定期进行通风检查测定工作。矿井通风检查与管理的主要内容有:

- (1)矿井空气成分(包括各种有毒有害气体)与矿内气候条件的检查;
- (2)矿井空气含尘量的检查;
- (3)全矿风量和风速的检查;
- (4)全矿通风阻力的检查;
- (5)矿井主扇工况的检查和辅扇、局扇工作情况的检查;
- (6)根据生产情况的发展和变化,确定各个时期内全矿所需风量,并将风量合理分配到各需风地点;
- (7)通风构筑物 and 主要通风井巷的检查与维护;
- (8)自燃发火矿井的火区密闭检查及全矿消防火的检查与处理。

所有矿山都必须贯彻执行《矿山安全条例》和《矿山安全规程》。此外,为加强通风管理,还应建立以下制度:

- (1)计划与设计会审制度。在矿山的长远规划和生产计划中,都必须包括改善矿井通风防尘条件的内容,而且只有取得通风防尘部门同意后,计划 and 设计才能交付实施。
- (2)通风防尘检查测定制度。对于矿井通风系统的状况、通风防尘设备的状况、通风构筑物的状况、作业面的通风防尘状况等,必须进行定期检查或测定,发现问题要及时处理。
- (3)通风防尘仪表、设备管理制度。矿井通风防尘的仪表和设备要经常维护,保持完好状态。通风防尘设备必须按规定的时间运转,不得随意停开,并应按照折旧年限及时更新设备。

- (4)井下作业人员通风防尘守则。矿山作业人员都有爱护通风防尘设施、保持良好

作业环境的义务,都必须遵守矿山安全规程和岗位操作规程的规定。

(5)通风防尘奖惩制度。对于模范执行通风防尘制度,在矿山通风防尘工作上做出显著成绩的单位和个人应给予奖励。对于严重违犯通风防尘制度者应严肃惩处。

本章主要讨论全矿风量与风速的检查、全矿通风阻力的测定、矿井主要扇风机工况的测定、矿井通风系统的自动化管理等内容。矿井通风检查与管理的其他内容,在其他有关的章节里进行介绍。

二、矿井总风量和风量分配的测定

矿井总风量和风量分配测定的目的是:确定全矿总进风量和各作业地点的进风量是否满足需要或过多,检查各主要通风井巷的风速是否符合规定,确定漏风地点和漏风量。

《冶金矿山安全规程》规定:掘进巷道和巷道型采矿工作面的最低风速不得小于0.25m/s,井巷最高允许风速不得超过表 13-3-6 的规定。

表 13-3-6 井巷最高允许风速表

井巷名称	最高允许风速(m/s)	井巷名称	最高允许风速(m/s)
专用风井、风硐	15	主要进风道	8
专用物料提升井	12	运输巷道	6
人员材料提升井	8	采矿场、采准巷道	4
风 桥	10		

为了准确地测定风量,应在井下一些主要地点设置测风站。测风站必须符合下列要求:测风站应设在平直的巷道中,测风站附近最少要有 10~15m 断面无明显变化的巷道;测风站本身的长度不得小于 4m,断面应规整一致,测风站不得设在风流分支或汇合处附近,测风站内不能有障碍物,测风站应挂有记录牌并注明有编号。服务期间较长或地压较大区段内的测风站,最好用砖或混凝土砌筑,在用木支架、混凝土支架、金属支架支护的巷道里,采用木板测风站,如图 13-3-34 所示。木板测风站的背板要平整,设置要严密,使通过巷道的风量全部通过测风站。在井下测风的一些次要地点,虽不设置测风站,但也应有基本固定的测风点。测风点应选在比较平直且断面无明显变化的巷道中。

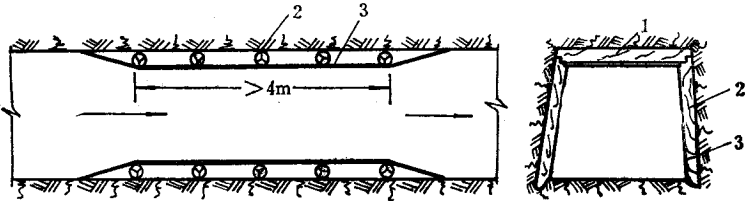


图 13-3-34 测风站

1—棚梁 2—棚腿 3—木板

全矿风量的测定步骤如下：

1. 布置测点 根据测定目的,在矿井通风系统图和有关的阶段平面图上布置测定点按顺序将测点编号。布置测点的原则是,必须保证通过对所有测点的风速测定与计算后,能够得到全矿总进风量和总回风量、各翼各阶段的进风量和回风量、各主要通风支路的风量和各作业地点的风量,并能得到主要漏风地点、漏风区段的漏风量的数据。在此前提下,布置的测点数目越少越好。在图纸上将测点布置妥善后,应将测点标定在井巷的适当位置上。

2. 测点断面的测定与计算 将测点标定到井巷的适当位置之后,应做上醒目的标志,同时,测定测点所在位置的井巷断面尺寸并计算井巷断面积(m^2),然后按照测点序号将各测点的井巷断面积记录在专用表格上。

3. 进行实测 用预先经过检查和校正的风表依次测定各测点所在巷道断面上的平均风速(一般每个测点连续测两次,取平均值,若两次的相对误差超过5%,则需重测);用温度计和湿度计测定空气的温度和湿度;用空盒气压计测定气压,将测得的数据记录在专用表格上。

4. 风量计算与校正 根据风量(m^3/s)等于断面上的平均风速(m/s)与净断面面积(m^2)的乘积的关系,计算出通过各测点的风量。然后将实测条件下的风量值按照下式换算成统一的空气密度条件下的风量值

$$Q_c = \frac{Q_i \rho_i}{\rho_c} \text{m}^3/\text{s} \quad (3-42)$$

式中 Q_i ——实测条件下的风量 m^3/s ;

ρ_i ——实测条件下的空气密度 kg/m^3 ;

ρ_c ——矿井空气的标准密度 $\rho_c = 1.2 \text{kg}/\text{m}^3$;

Q_c ——标准空气密度条件下的风量 m^3/s 。

5. 分析 将各测点的风量值标示在通风系统图或有关的阶段平面图上,分析漏风地点或漏风区段及其漏风量的大小;分析矿内风量分配是否合理,总风量和各作业地点的风量是否满足需要或过多。最后提出测定报告,报告的内容包括测定结果、现状分析、存在问题、改进措施与建议等。

三、矿井通风阻力的测定

根据矿井通风的能量方程式可知,风流沿矿山井巷流动时,任何一段井巷的通风阻力,在数值上等于该段井巷始末两个断面上风流的绝对静压差、位能差、动压差三者之和。这个结论是进行矿井通风阻力测定的理论根据。

生产矿井应该定期地进行通风阻力的测定,目的在于查明各段井巷上通风阻力的分布情况,并针对通风阻力较大的地点或区段采取降阻措施,改善矿井通风的状况,降低矿井主扇风机的电能消耗。此外,通过通风阻力测定计算出来的井巷摩擦阻力系数 α 和局部阻力系数 ξ ,是进行风量调节或改造通风系统工作的可靠的基础资料,也可供设计时参考和使用。

矿井通风阻力测定的方法一般有以下三种:精密压差计和皮托管测定法、恒温压差计测定法、精密气压计测定法。

(一)用精密压差计和皮托管的测定法

1. 选择测定线路与布置测点 在选择测定路线之前,必须实地调查了解主要通风井巷和整个通风系统的实际情况,然后根据矿井通风系统图以及有关的阶段平面图,选取通风最困难的路线作为主要测定路线,并视具体情况选取若干条与之并联的路线作为辅助测定路线。测定路线选定后,应按下列原则布置测点:

(1)凡是主要风流分支或汇合的地点必须布置测点。当测点位于分支或汇合处的上风方向时,其间的距离应大于巷道宽度的3~4倍;当测点位于分支或汇合处的下风方向时,其间的距离应大于巷道宽度的12~14倍。

(2)凡是巷道断面或支护形式有明显改变的地点必须设置测点。

(3)在相互并联的几条巷道中,沿其中任何一条巷道测定阻力均可,但在其余巷道中也应布置风量测点,借以测出其中通过的风量。这样就可按相同的通风阻力和各自的风量求出各条风道的风阻。

(4)在测点的上风方向至少要有3m长的巷道区段的支架良好,断面规整,无堆积物。

(5)测量相邻两测点的间距和各测点的断面积。在井下布置测点的过程中,各测点处要作出明显的标记,按顺序注明测点的编号;还应将相邻两个测点间的距离以及各测点的巷道断面量好,并记录在专用表格上。

2. 人员分工与组织 为了保证测定结果的准确性,最好能在一个工作班内将测定工作进行完毕。测定小组通常由6~7人组成。若矿井范围很大,测定任务繁重时,可以组成几个测定小组同时进行测定工作。

3. 测定仪表与工具准备 此法需要使用的仪表与工具有静压管或皮托管、精密压差计、胶皮管、三角架、风表、秒表、干湿温度计、空盒气压计及卷尺等。所有仪表在使用前都必须经过检查和校正。此外,应具备专门的记录表格。

4. 井下测定工作 井下测定时,仪表布置情况如图13-3-35所示。测定工作的步骤是:首先在测点1和测点2分别安设三角架和静压管或皮托管;在测点2的下风侧6~8m处安置精密压差计,调整水平并将液面调到零位(或读取初读数);利用打气筒将胶皮管内原有的空气压出以换进所测巷道的空气,然后利用胶皮管将压差计分别与两只静压

管连接起来。当胶皮管无堵塞、无漏气时,便可在压差计上读数,同时测定两测点断面上的平均风速以及温度、湿度和气压,并将读数值记入专用表格内。以上测定工作完毕之后,将测点 1 的三角架和静压管移到测点 3,然后在测点 2 和测点 3 之间用同样的方法进行测定。这样依次类推地测定下去,直到测完最后一个测点为止。

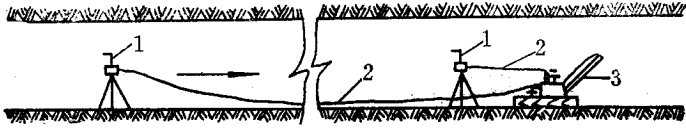


图 13-3-35 精密压差计和皮托管测压差

1—静压管 2—胶皮管 3—精密压差计

测定时的注意事项 胶皮管接头处连接要牢靠、严密,不可漏气;严防水和其他杂物进入胶皮管内,防止车辆和行人挤压或损坏胶皮管;当压差计液面上下波动厉害而使读数发生困难时,可在胶皮管内放上一个棉花球,以减小波动便于读数。

5. 测定资料的计算和整理 相邻两个测点间的通风阻力按下式计算

$$h_{1-2} = Kh_r + \frac{\rho_1 v_1^2}{2} - \frac{\rho_2 v_2^2}{2}, \text{Pa} \quad (3-43)$$

式中 h_r ——测定 1 与 2 两点时压差计的读数值, Pa;

K ——压差计校正系数;

$\frac{\rho_1 v_1^2}{2}$ ——测点 1 所在的巷道断面上的平均动压, Pa;

$\frac{\rho_2 v_2^2}{2}$ ——测点 2 所在的巷道断面上的平均动压, Pa。

最后将测定路线上各段风路的通风阻力 h_{1-2} 、 h_{2-3} 、 h_{3-4} ……加起来,便可求得全矿的通风阻力值。为了便于比较,可根据全矿通风阻力值与全矿风量值计算出矿井总风阻或矿井等积孔。

根据测定记录与计算的结果,可在方格纸上以井巷的累计长度为横坐标,以通风阻力为纵坐标,将通风阻力的变化情况绘制成一条曲线,如图 13-3-36 所示。这样可以更加醒目地表明矿内通风阻力的变化情况。

这种测定方法的优点是,测定结果的精确度较高,可以用来测定小区域的通风阻力,同时测定资料的整理和计算也比较简单,所以在我国金属矿山和煤矿中应用都比较普遍。此测定法的缺点是,测定工作比较麻烦和复杂,特别是收放胶皮管的工作量很大,所需的测定时间较长,所需的测定人员也较多。因此,在矿井正常作业的条件下,尤其是在运输频繁的井巷中测定很困难,通常都是利用矿山公休或假日停产条件下进行测定。

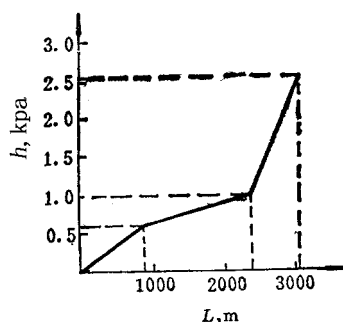


图 13-3-36 通风阻力沿程变化图

H —通风阻力 ; L —距离

(二) 用恒温压差计测定法

1. 测定前的准备工作

(1) 选定测定路线与布置测点 , 与用压差计和皮托管的测定法相同 , 只是在井下布置测点过程中 , 还要确定各个测点的标高。

(2) 测定仪表与工具准备。此法需要使用的仪表有恒温压差计、风表、秒表、干湿温度计和空盒气压计等 , 所有仪表在使用之前都要经过检查和校正。

(3) 下井实测前 , 测定小组的人员要有明确的分工 , 仪表、工具、记录表格要携带齐全。

2. 井下测定工作 利用恒温压差计测定通风阻力时 , 通常采用井下逐点测定法。此法的测定步骤如下 :

(1) 将恒温压差计置于测点 1 , 并将其开关打开 , 仪器安放平直后关闭开关 , 待 U 形管内的油面稳定后 , 按油面位置读数 , 并记录读数的时间和读数值。一般读数三次 , 取其平均值 (这就是基点的读数) 。接着测定风速、空气温度和气压 , 并作好记录。

(2) 将恒温压差计置于测点 2 , 仪器上的开关仍然关闭 , 待仪器安放平直且 U 形管内油面稳定后 , 分三次进行读数 , 并记录每次读数的时间和数值。接着测定风速、空气温度和气压 , 并作好记录。

(3) 这样按照测定路线 , 顺着风流方向 , 用同样的方法在测点 3、测点 4…… 继续进行下去 , 直到将最后一个测点测定完毕为止。

为了校正地面大气压力的变化对井下测定工作的影响 , 在地面还应安设一台恒温压差计 , 借以记录在整个井下测定过程中地面大气压力随时间而变化的情况。一般每隔 10 ~ 15min 测定、记录一次该仪器油面的读数 , 直到整个井下测定工作进行完毕为止。

采用恒温压差计进行通风阻力测定时的主要注意事项有 : 保温瓶内装填的冰块不能过大 , 以 15 ~ 20mm 的粒度为宜 , 保温瓶的上口要用棉花和软木塞盖严 , 使用仪器之前 , 每个接头与开关处均应涂抹凡士林油 , 严防漏气 , 测定过程中必须经常检查仪器开关的严密性。

3. 资料整理与计算 由于恒温压差计测得的是容器内恒定的基点气压与各测点的绝对气压之差值,所以相邻两个测点的读数之差实际上就是这两个测点的绝对静压之差,故尚需用此两测点的位能差、动压差进行校正;同时因各测点的读数时间不同,而在不同时间内同一测点的气压是随地面大气压力的变化而变化的,所以还必须用地面大气压力在相应时间内的变化值加以校正。故相邻两测点间的通风阻力应按下式计算

$$h_{1-2} = K(B_2 - B_1) + (z_1 \rho_1 g - z_2 \rho_2 g) + \left(\frac{\rho_1 v_1^2}{2} - \frac{\rho_2 v_2^2}{2} \right) + K_{\parallel}(B'_1 - B'_2) \text{ Pa} \quad (3-44)$$

式中 h_{1-2} ——测点 1 与测点 2 间的通风阻力, Pa;

K ——用于井下测定的恒温压差计的校正系数;

K_{\parallel} ——用于地面记录大气压力变化的恒温压差计的校正系数;

B_1 ——测点 1 处恒温压差计的读数;

B_2 ——测点 2 处恒温压差计的读数;

Z_1 ——测点 1 处的标高, m;

Z_2 ——测点 2 处的标高, m;

ρ_1 ——测点 1 处的空气密度, kg/m³;

ρ_2 ——测点 2 处的空气密度, kg/m³;

B'_1 ——在测点读取 B_1 的同时, 地面恒温压差计的读数;

B'_2 ——在测点读取 B_2 的同时, 地面恒温压差计的读数;

v_1 ——测点 1 所在巷道断面上的平均风速, m/s;

v_2 ——测点 2 所在巷道断面上的平均风速, m/s;

g ——重力加速度, m/s²。

最后将所选择的测定路线上各段井巷的通风阻力 h_{1-2} 、 h_{2-3} 、 h_{3-4} ……相加,即得到全矿的通风阻力值。

恒温压差计测定法与上法相比较,井下测定工作简单、方便,可以大大缩短测定时间,适合于竖井、斜井和其他不便使用上法时通风阻力的测定。若能改进仪器结构,提高测定结果的精确度,将会得到更加广泛的应用。

(三) 用精密气压计测定法

适用于矿井通风阻力测定的精密气压计是一种直接指示绝对气压且读数精度较高的仪器,国内外都有生产。我国的上海生产的 YM₄ 型精密气压计的测量范围为 81 ~ 105kPa,计数器的最小读数精度为 1Pa。其测量精度较高,但量程较小,通常只能适用于深度不超过 200m 的矿井。

用精密气压计测定矿井通风阻力的方法、步骤,与用恒温压差计测定基本相同,两个测点间的通风阻力按下式计算

$$h_{1-2} = (p_1 - p_2) + (z_1 \rho_1 g - z_2 \rho_2 g) + \left(\frac{\rho_1 v_1^2}{2} - \frac{\rho_2 v_2^2}{2} \right) + (p'_2 - p'_1), \text{Pa} \quad (3-45)$$

式中 p_1 ——测点 1 处精密气压计的读数, Pa;

p_2 ——测点 2 处精密气压计的读数, Pa;

p'_1 ——在测点读取 p_1 的同时, 地面精密气压计的读数, Pa;

p'_2 ——在测点读取 p_2 的同时, 地面精密气压计的读数, Pa;

z_1 、 z_2 、 p_1 、 p_2 、 v_1 、 v_2 、 g 意义同上。

实践表明, 由于恒温压差计的开关和软木塞难于保持高度的气密性, 使得测定过程中容器内难于保持恒定的温度, 造成测定结果产生较大的误差。而以测量绝对气压为目的的各种类型的精密气压计, 从构造原理上消除了恒温压差计的这个缺点, 而且具有较高的精度。如能研制出具有更大量程和更高精度的精密气压计, 则在矿井通风阻力的测定中必将得到更加广泛的应用。

四、主扇工况测定

矿井生产条件的变化(例如因工作面的推移使巷道长度增加或缩短、矿井开采深度的增加等)会引起通风网路风阻变化, 从而导致主扇工况的改变。同时, 主扇叶片上沾有粉尘或叶片受到腐蚀而变形, 也会引起主扇的工况改变。为了合理地运用主扇, 使主扇造成的矿井总风量能不断适应上述变化而经常地满足实际生产的需要; 为了保证主扇实际运转的经济合理性, 以减少主扇的电能消耗, 必须定期进行主扇工况的测定。

主扇工况测定的主要任务是:

(1) 测定主扇的风量和风压, 分析主扇风量是否满足生产实际的需要, 是否需要调节和怎样调节, 计算矿井通风阻力与矿井总风阻或矿井等积孔; 分析风阻是否过大、是否与主扇性能相匹配以及主扇工况点是否处在主扇特性的许用范围内。

(2) 测定拖动主扇的电机的输入功率, 计算主扇的运转效率和耗电指标, 提出主扇的节能措施。

(一) 主扇风量的测定

主扇风量的测定通常在主扇风硐内较平直的区段的适当断面上进行。由于风硐内风速较大, 一般使用高速风表测定断面上的平均风速; 也可将该断面划分成若干面积相等的方格, 用皮托管、胶皮管、精密压差计逐一测定各方格中心点上风流的动压, 再换算

成相应的风速,然后求得断面平均风速;还可在测风断面上的固定测点处安设风速传感器测风,但应事先测得断面平均风速与固定测点处风速的比值(此比值称为风速修正系数),然后将固定测点处的风速乘以修正系数而求得断面平均风速。断面平均风速与风硐断面积之乘积,即为主扇风量。

(二)主扇风压的测定

主扇风压的测定,通常也是在风硐内测定主扇风量的断面上进行。测定时,先在该断面上安置皮托管,并用胶皮管将皮托管的静压端与安设在主扇房内的压差计连接起来,这时压差计的读数就是该断面上风流的相对静压。再根据主扇风量测定时已经测得的该断面的平均风速,可以求得该断面的动压,于是可以求得该断面的相对全压。最后,根据主扇全压等于主扇出风口全压与进风口全压之差的关系,可以算得主扇的全风压。

对于安装在井下的主扇而言,由于其进风端、出风端均与井巷相连接,故在进行主扇风压测定时,主扇的进风端和出风端都必须设置测点。然后,用一根胶皮管将设在进风端测点上的皮托管的静压端相连接,用另一根胶皮管将设在出风端测点上的皮托管的静压端相连接,这时在压差计上读取的读数,就是主扇出风端的绝对静压与主扇进风端的绝对静压之差值。经过主扇出风端与进风端的动压校正,即可得出主扇的全风压。

(三)主扇电机功率的测定

为了确定主扇的实际运转效率,除了需要测定出主扇风量和主扇风压外,还必须将拖动主扇的电动机的输入功率测定出来。电动机功率的测定,通常有以下几种方法:

1. 双功率表法 采用两块功率表,其中一块功率表测量 A、C 相间的线电压和 A 相电流;另一个功率表测量 B、C 相间的线电压和 B 相电流。两块功率表的读数之和就是被测电动机的输入功率。在高电压或大电流的线路上测量时,还需要通过电压互感器或电流互感器将电压和电流降低到功率表的量程范围之内,然后方可接入功率表,否则,将烧毁功率表。通过电压互感器和电流互感器进行电机功率测定,两块功率表的读数之和、电压互感系数、电流互感系数三者的乘积,即为被测电机的输入功率。

2. 电流、电压、功率因数表法 此法系同时测定电机电源的线电压、线电流、功率因数后,按下式计算电机功率

$$N = \sqrt{3} UI \cos \varphi \text{ kW} \quad (3-46)$$

式中 U ——线电压, kV;

I ——线电流, A;

$\cos \varphi$ ——功率因数;

N ——电机输入功率, kW。

3. 电度表法 当现场安有电度表时,可以读取在一段时间 T 内所消耗的电度数

$W(\text{kW} \cdot \text{h})$,并按下式计算电机输入功率

$$N = \frac{W}{T} \text{ kW} \quad (3-47)$$

为了精确起见 ,可用秒表测定电度表上铝盘每小时的转数 ,再根据电度表本身所标明的每一千瓦小时相当的铝盘转数、电流互感器的变流比和电压互感器的变压比 ,可以计算出主扇电机的输入功率。

(四)主扇效率的计算

将有关数据测定、计算出来之后 ,按下式计算主扇的效率

$$\eta = \frac{QH}{1000 N \eta_e \eta_d} \% \quad (3-48)$$

式中 η ——主扇效率 ;

Q ——主扇风量 m^3/s ;

H ——主扇风压(若以主扇全压代入则得主扇全压效率 ;

若以主扇静压代入则得主扇静压效率) ,Pa ;

N ——拖动主扇的电机输入功率 kW ;

η_e ——拖动主扇的电机的效率 ;

η_d ——电机与主扇间的传动效率。

五、矿井通风系统自动化管理

矿井通风系统自动化管理 ,系指借助包括电子计算机在内的各种自动化手段 ,及时了解通风系统的状况 ,并迅速作出反应 ,合理地调度风流 ,目的在于使矿井通风系统既能满足生产上对风量的要求 ,又能减少风流浪费 ,节约电能消耗。

矿井通风系统的自动化管理通常包括以下内容 (1)井下大气环境的自动检测 (2)通风系统状况的自动监视 (3)按照需要以最佳方案自动调节和分配风量。

(一)自动化管理系统的结构

以锡矿山矿务局的矿井通风自动化管理系统为例 ,对其结构扼要介绍如下。该系统的结构框图如图 13-3-37。首先由生产调度室将当日的生产作业地点和作业量通知通风控制室。通风控制室启动进行作业的掘进工作面的局扇并打开回采工作面的调节风门 ,进行送风 ,不作业的工作面则关闭其通风设备 ,停止送风。主扇风量和各支路的实际风量、主风道中的一氧化碳浓度、主扇的风压、电流、电压、电机及轴承的温度等 ,都通过相应的传感器检出 ,并将信号发回控制室输入电子计算机。电子计算机对信号进行处理后 ,在其荧光屏上显示出检测结果 ,并按时打印平均值 ,同时进行分析判断 ,一旦检测结果异常 ,则发出报警信号或作出相应处理。例如当风流中一氧化碳浓度超过正常值时 ,

表明爆破作业已经开始,于是控制风量的调节机构动作,按爆破后排炮烟所需的较大风量供风。当风流中一氧化碳的浓度恢复正常值时,表明爆破后排炮烟通风过程已经结束,再控制风量调节机构,于是恢复正常通风。井下各种通风设施和设备(如风门、扇风机等)的工作状况也有信号发送到控制室,同时还可通过工业电视直接观察。

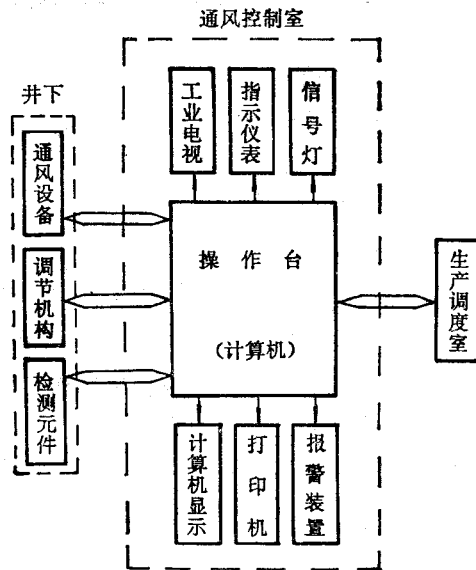


图 13-3-37 矿井通风自动化管理系统结构图

通过以上简介可知,在一个通风自动化管理系统中,必须解决遥控、遥测、风量的自动调节等问题以及计算机软件的编制问题。

(二) 遥测

在通风自动化管理系统中,为了进行遥测,必须借助传感器将实地检测到的风量、风压、温度、有毒气体浓度等非电量参数转换成某种电量,然后加以传输。

1. 风压的遥测 可用差压变送器将风压差转换成电流输出。

2. 风量的遥测 可在风道的固定断面上安装风速检测元件,并将测定值转换成电流或电压而输出。风速的检测元件有以下几种类型:

(1) 动轮式风速计。风流通过固定在动轮上的风叶或风杯使风速计的动轮旋转。按照将动轮旋转的机械能转换成电能的方式不同,可分为接近开关式、电容式、光电式、发电机电式等多种。

(2) 热效式风速计。它是利用热电效应的原理来测量风速的仪表,如热球(热线)式风速计。

(3) 皮托管。将皮托管测得的动压接入差压变送器并使之转换成电流或电压输出。

(4) 超声涡流风速计。当风流进入探测空间时,借助涡流杆的作用,在超声通道上产

生对称的涡流来调制超声频率。涡流的个数与风速成线性关系。不同的风速使触发器产生不同的输出信号。

3. 温度的遥测 最简单的温度传感元件是热敏电阻和其他热敏元件,也可采用红外线辐射技术。

4. 一氧化碳气体浓度的遥测 可以采用红外线吸收法、光干涉法、光谱法与定电位电解法等。

(三) 遥控

遥控过程是借助于指令信号的发送装置、传送线路和接收装置以及执行机构来实现的。在矿井通风的自动化管理系统中,通风支路的风量调节,通常采用可以改变开启角度的百叶窗或风门。百叶窗叶片或风门的状态系由频率发送器将信号发送到地面控制室显示出来。地面控制室可以根据需要发出信号,使百叶窗的叶片或风门转动到相应的位置。通过风门上设有的位置信号装置,风门的开启角度可根据该风路中的风量检测结果由计算机进行自动控制。扇风机风量的调节,通常采用改变扇风机的叶片安装角或改变扇风机的转速的方法来实现。改变扇风机的转速有以下几种方法(1)在绕线式电机的转子内串入电阻;(2)利用电磁转差离合器(滑差调速)或液压联轴器;(3)串级调速;(4)变频调速。

(四) 微机控制

利用电子计算机进行自动控制,不仅速度快、精度高,而且能对控制过程进行优化。在矿井通风系统的自动控制中,电子计算机主要担负以下任务:

- (1) 按照规定的程序发出自动检测信号;
- (2) 对发回的检测数据进行处理并显示和打印结果;
- (3) 根据检测结果进行判断、运算并选定控制方案;
- (4) 根据选定的控制方案发出相应的控制信号,使执行机构动作;
- (5) 监视通风设备的工作状况,一旦情况异常,则及时启动相应的处理程序进行处理或发出报警信号。

第四节 矿井通风技术发展中问题

一、循环通风

循环通风是在工作区域内,利用净化后的循环风流或加入部分新鲜风流的循环风

流,进行通风的技术。循环通风多使用空气净化装置或空气调节装置。循环风流经净化装置除去粉尘、放射性微粒、有毒气体或经调节装置调温后,再送往作业地点。循环通风方式分为闭路式和开路式(参阅图 13-3-38)。闭路式循环通风不需要外界风源,只利用经过处理后的风流来实现。开路式循环通风的作业面需有进风道和回风道。在循环通风过程中,由外界补充部分新鲜风流,并排出部分污浊风流。

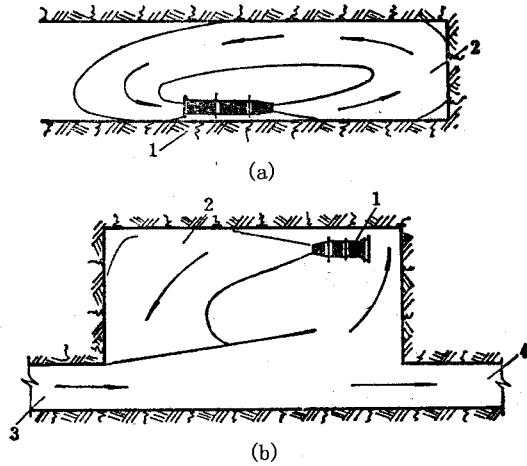


图 13-3-38 循环通风示意图

(a)闭路式 (b)开路式

1—净化调节装置 2—作业面 3—进风道 4—排风道

根据污染源产生方式及循环通风方式的不同,循环通风所需的风量不同。对于连续性污染源,闭路式循环通风所需的风量 Q 可按下式计算

$$Q = \frac{G}{K\eta C} \text{ m}^3/\text{s} \quad (3-49)$$

式中 G ——污染源强度 mg/s ;
 K ——风流掺混系数;
 η ——净化装置的效率;
 C ——污染物的允许浓度 kg/m^3 。

对于连续性污染源,开路式循环通风所需的风量为

$$Q = \frac{G}{[1 - \epsilon(1 - \eta)]KC - (1 - \epsilon)C_c} \text{ m}^3/\text{s} \quad (3-50)$$

式中 ϵ ——风流循环系数,等于循环风量与总风量之比;
 C_c ——外部掺入新风流中污染物的浓度 mg/m^3 。

对于阵发性污染源,闭路式循环通风所需的风量 Q 为

$$Q = \frac{V}{K\eta t} \ln \frac{C_0}{C}, \quad \text{m}^3/\text{s} \quad (3-51)$$

式中 V ——作业面通风空间的体积, m^3 ;

t ——达到安全浓度的通风时间, s ;

C_0 ——通风空间中污染物的初始浓度, mg/m^3 。

对于阵发性污染源, 开路循环通风所需的风量可按下式计算

$$Q = \frac{V}{[1 - \epsilon(1 - \eta)]Kt} \times \ln \frac{C_0[1 - \epsilon(1 - \eta)]K - C_c(1 - \epsilon)}{C[1 - \epsilon(1 - \eta)]K - C_c(1 - \epsilon)} \quad \text{m}^3/\text{s} \quad (3-52)$$

循环通风技术可用于作业面局部循环、采区的区域性循环和全矿性大循环。在较大范围的循环系统中需设置污染物监测与循环风流控制系统, 当污染物达到一定浓度时, 自动切断循环风流, 以保持风质安全可靠。污染物监测的内容包括一氧化碳、沼气、粉尘、氢及其子体和气温。控制系统由微机按给定指令实现循环风机的开与停。带有监测与控制系统的循环通风称为可控再循环通风。

1933 年英国劳顿 (Lawton, B. R.) 报导了利用循环风流增加风量, 降低作业面高温的技术。70 年代英国应用可控循环风流和过滤除尘技术进行粉尘控制技术研究。80 年代以后可控循环通风技术得到较多的应用。1983 年在英国矿山有 4% 的作业面使用循环通风。南非金矿深井通风中, 配合制冷降温系统, 也应用了这一技术。我国从 70 年代开始试验研究这一技术和装置, 80 年代已在少数矿山应用。

二、使用柴油机设备的矿井通风

柴油设备具有生产能力大、效率高、机动灵活等优点, 在井下使用有广阔的前景。但由于柴油设备所产生的废气对矿内空气造成污染, 影响工人身体健康, 因此对矿井通风带来一系列的新要求, 必须采取有效措施, 降低废气污染。

(一) 使用柴油设备时的矿井风量计算

使用柴油设备时, 其风量应满足将柴油设备所排出的废气全部稀释和带走, 即降至允许浓度以下。计算方法有以下几种。

1. 按稀释有害成分计算风量 柴油设备所排放的废气成分很复杂, 所包含的有害成分有: 氮氧化合物、含氧碳氢化合物、低碳化合物、硫的氧化物、碳氧化合物、油烟等, 其主要成分是一氧化碳和氮氧化合物。按稀释有害成分计算需要的风量, 可用下式

$$Q = \frac{g}{C} \quad \text{m}^3/\text{s} \quad (3-53)$$

式中 g ——有害成分的平均排放量, mg/s ;

C ——有害成分的允许浓度 mg/m^3 ,一氧化碳的 $C = 20\text{mg}/\text{m}^3$;氟氧化物的
 $C = 5\text{mg}/\text{m}^3$ 。

2. 按单位功率计算风量

$$Q = q_0 \cdot N \text{ ,m}^3/\text{s} \quad (3-54)$$

式中 q_0 ——单位功率的风量指标 $,q_0 = 0.06 \sim 0.07\text{m}^3/\text{s kW}$

N ——各种柴油设备按时间比例的总功率数。

$$N = N_1 K_1 + N_2 K_2 + N_3 K_3 + \dots + N_n K_n$$

$N_1、N_2、N_3、N_n$ ——各种柴油设备的定额功率 kW ;

$K_1、K_2、K_3、K_n$ ——时间系数、即各种柴油设备实际运转时间所占的比例系数。

(二) 选择通风系统和通风方式应注意的事项

(1) 作业面独立通风 ,风流互不串联 ;

(2) 尽量采用贯穿风流通风 ,独头巷道应加强局部通风 ;

(3) 采用抽出式或以抽出式为主的压抽混合式通风方式 ;

(4) 柴油设备重载运行方向与风流方向相反 ,可加快排烟速度 ,有利于改善司机工作条件。

(三) 废气净化

柴油设备排放的废气是造成矿内空气污染的重要原因。在使用柴油设备的矿井 ,除采取加强通风的技术措施外 ,应尽量减少柴油设备的废气排放量。在矿用柴油设备的设计中 ,应把降低废气排放量做为重要的设计指标 ,使机内燃烧过程更加完善 ,减少有毒气体生成量。此外 ,还应采取如下净化措施。

1. 氧化催化净化器 氧化催化净化器系用镀铬不锈钢制成 ,其结构如图 13-3-39 所示。净化器分为外室、净化室和中心室。净化室充以催化剂 ,周围用带筛孔的圆筒隔开。当废气由进口管进入后 ,经中心室向净化室扩散 ,与催化剂接触氧化 ,使废气净化 ,其后经外室从排气口排出。净化器的容量应按柴油机额定功率和催化剂性能确定 ,如采用 7501 铂催化剂时 ,净化器的容量应按 $0.10 \sim 0.12\text{L}/\text{kW}$ 计算。

氧化催化剂分为铂催化剂和非铂催化剂。

铂催化剂是以 Al_2O_3 为载体的陶瓷粒上渗有微量铂 ,陶瓷粒有圆柱形和球形 ,粒度为 $5 \sim 6\text{mm}$,抗压强度为 $2 \sim 3\text{MPa}$,型号有 7402-Ⅱ、7501 型和 7502 型等几种。当起始工作温度为 $200 \sim 250^\circ\text{C}$,对 CO 净化率在 $80 \sim 90\%$ 以上 ,但在矿内作业时 ,排气口温度常达不到 250°C ,净化效率有所降低 ,一般平均效率只有 $50 \sim 60\%$ 左右。

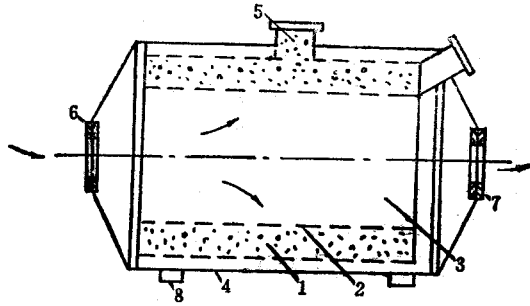


图 13-3-39 氧化催化净化器

- 1—催化剂 2—带筛孔的圆筒 3—中心室 4—外壳 5—加料器；
6—进口管法兰 7—排气管法兰 8—支架

铂催化剂使用一段时间后，表面受废气中油烟污染而使净化效率降低，必须进行再生处理（加热至 550℃ 将油烟烧去），处理后即可恢复活力，使用寿命可达 5000h。

铂催化剂虽然净化效率较高，但由于价格昂贵，来源较少，因此必须寻求非铂催化剂。

非铂催化剂，国内外研究较多，类型也多。国内试制的非铂催化剂多采用钼、锂、铜、铅等元素。

2. 水净化设施 水净化设施分为水喷法和水箱洗涤法。

水喷法 由水泵将压力水经喷嘴喷成雾状小粒，与柴油机废气相迎，使废气充分与水雾接触进行净化。这种装置虽净化效果较好，可使柴油机排气口所冒黑烟变成白色或青灰色，并减少刺激味。但装置复杂，喷嘴易堵，故使用逐渐减少。

水箱洗涤法 是将废气送入水箱，经水洗涤后再排出。其净化效果与喷水法相似，并具有结构简单，加工容易的优点。但由于柴油机排气温度高，耗水量大，配备水箱的容量最好能满足供一个班使用的要求，也可安备用水箱。

机外净化还有再燃净化器、废气再循环、柴油附加剂等。

第四章 矿山机械设备使用安全新技术

第一节 提升设备安全技术

矿井提升设备是联系矿井上下的主要运输工具,根据提升方式的不同,主要分为竖井罐笼提升与斜井箕斗提升。如图 13-4-1、图 13-4-2,此外还有矿车提升、吊桶提升等。

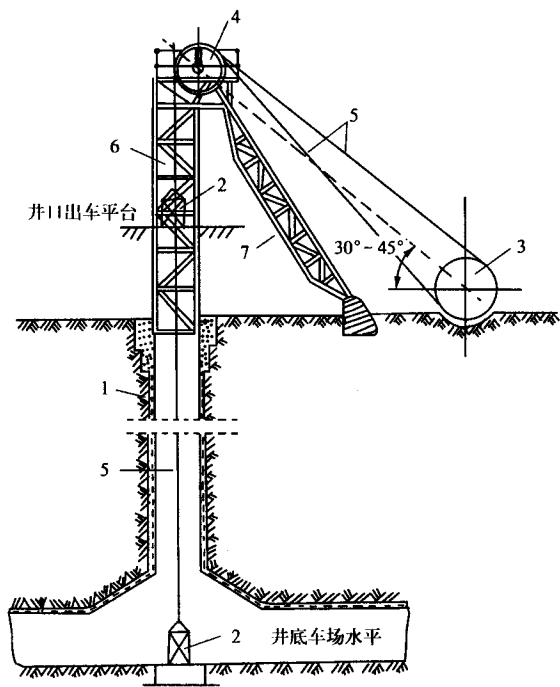


图 13-4-1 竖井普通罐笼提升系统示意图

1—井筒 2—罐笼 3—提升机卷筒 4—天轮 5—提升钢丝绳 6—井架 7—井架斜撑

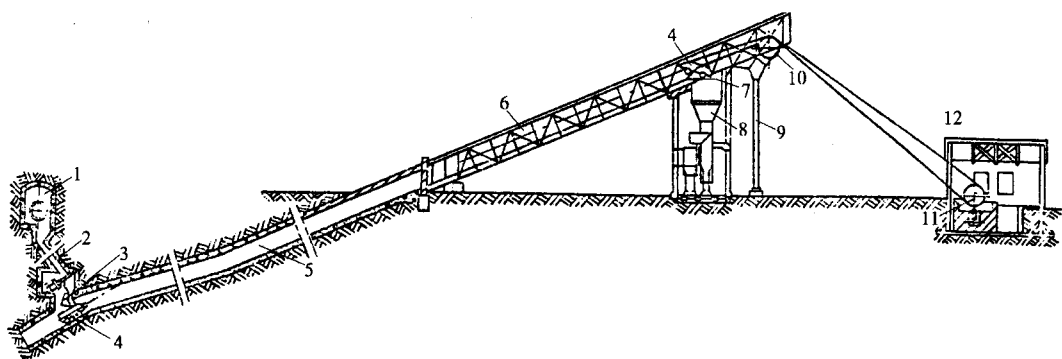


图 13-4-2 斜井箕斗提升系统示意图

1—翻车机硐室 2—井下煤仓 3—装载闸门 4—斜井箕斗 5—井筒 6—栈桥;
7—卸载曲轨 8—地面煤仓 9—立柱;10—天轮;11—提升机卷筒;12—提升机房

提井设备主要是由井筒、罐笼或箕斗、提升钢丝绳、提升机、天轮及井架等组成。其中提升钢丝绳与提升机的安全技术尤为重要。

一、提升钢丝绳

矿并提升钢丝绳是由相同数目的钢丝捻成六个绳股,绳股沿着一个纤维芯捻制成绳。图 13-4-3。常用的矿并提升钢丝绳极限抗拉强度 $\sigma_B = 140 \sim 200 \text{ kg/m}^2$ 。钢丝绳中的纤维绳芯作用是储存绳油,减少磨损,防止生锈并增加柔性。

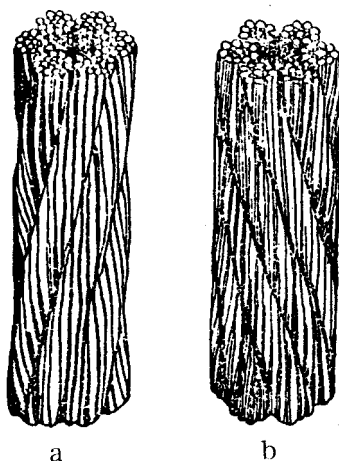


图 13-4-3 钢丝绳

a—右捻、逆捻钢丝绳;b—左捻、逆捻钢丝绳

1. 提升钢丝绳的分类

钢丝绳通常按其断面形状分类：

(1)圆股点接触钢丝绳。这种钢丝绳的钢丝直径相同,钢丝与钢丝之间是点接触,适用于竖井、斜井提升和无极绳绞车运输等。

(2)圆股丝接触钢丝绳。这种钢丝绳的股内同层钢丝直径相同,不同层的钢丝直径不同,内外层钢丝之间为线接触,因此接触应力小,使用寿命长,较为柔软,价格也较贵。

(3)三角股钢丝绳。这种钢丝绳的有效金属断面较大,在相同终端载荷条件下,用三角股钢丝绳比圆形股钢丝绳的绳径可减小,因而提升机卷筒的容绳量相对增大。此外,这种钢丝绳表面圆整平滑,磨损小,能提高使用寿命,广泛适用于多绳摩擦式提升机和电铲。

钢丝绳还可按绳股的捻向进行分类,如右捻与左捻;按制造方式进行分类,如交叉捻(逆捻)与平行捻(顺捻)。

矿井提升中常用的6股7丝(6×7)、6股19丝(6×19)及6股37丝(6×37)圆形股钢丝绳的技术性能指标应严格参照国家技术标准,即GB 1022—74执行。

2. 提升钢丝绳的选择

(1)选择提升钢丝绳的准则。首先,抗拉强度大的钢丝绳,在相同的终端载荷条件下,其绳径可小一些,但抗拉强度过大的钢丝绳,可弯曲性较差。通常竖井提升应选用抗拉强度为 $\sigma_B = 155 \sim 170\text{kg/mm}^2$ 的钢丝绳,斜井提升选用 $\sigma_B = 140 \sim 155\text{kg/mm}^2$ 的钢丝绳。其次,竖井提升一般是用6股19丝(6×19)或6股37丝(6×37)的钢丝绳,斜井提升则优先选用6股7丝(6×7)的钢丝绳。此外,钢丝绳的绳股捻向应与钢丝绳在卷筒上缠绕的方向一致。目前,国产矿井提升机多为右旋方向缠绕,故应选用右向捻钢丝绳。在多绳摩擦式提升机上,为了消除钢丝绳对罐笼的扭力,可采用左、右向捻的钢丝绳各占一半。

(2)提升钢丝绳的选择计算。根据矿山安全生产规定,在各种条件下使用的钢丝绳的安全系数应符合表13-4-1。

表 13-4-1 各种使用条件下的钢丝绳的安全系数

使用条件	新钢丝绳的安全系数	使用中的钢丝绳的安全系数
专为升降人员	≥ 9	≥ 7
升降人员和物料	≥ 9 (升降人员时) ≥ 7.5 (提升物料时)	≥ 7 (升降人员时) ≥ 6 (提升物料时)
专为升降物料	≥ 6.5	
摩擦式提升机	≥ 8	
专为升降物料和悬挂吊盘		≥ 5

竖井提升钢丝绳每米长质量的计算

$$p = \frac{Q + Q_r}{\frac{110\sigma_B}{m} - H_0} \quad (4-1)$$

式中 p ——竖井提升钢丝绳每米长质量 kg/m ;

Q ——提升负载重量 kg ;

Q_r ——提升容器重量 kg ;

σ_B ——钢丝绳抗拉强度 kg/mm^2 ;

m ——钢丝绳的安全系数;

H_0 ——竖井钢丝绳的最大悬垂长度 m 。

根据计算出的 p 值,从钢丝绳的技术性能表中(即 GB 1022—74)选择相应的绳径,然后按下式验算其安全系数是否符合规定值:

$$m = \frac{Q_p}{Q + Q_r + p_b H_0} \geq \text{安全规程的规定值} \quad (4-2)$$

式中 Q_p ——所选标准钢丝绳全部破断拉力总和 kg ;

p_b ——所选标准钢丝绳每米长质量 kg/m 。

斜井提升钢丝绳每米长质量的计算,

$$p = \frac{(Q + Q_r) \gamma (\sin\alpha + f_1 \cos\alpha)}{\frac{110\sigma_B}{m} - L_0 (\sin\alpha + f_2 \cos\alpha)} \quad (4-3)$$

式中 p ——斜井提升钢丝绳每米长质量 kg/m ;

σ ——井筒的倾角 $^\circ$;

f_1 ——箕斗与轨道的阻力系数 滚动轴承 $f_1 = 0.015$ 滑动轴承 $f_1 = 0.02$;

f_2 ——钢丝绳的摩擦系数 $f_2 = 0.2 \sim 0.3$;

L_0 ——斜井提升钢丝绳全长 m 。

同样,用下式验算所选钢丝绳安全系数是否符合规定值:

$$m = \frac{Q_p}{(Q + Q_r) \gamma (\sin\alpha + f_1 \cos\alpha) + P_0 L_0 (\sin\alpha + f_2 \cos\alpha)} \geq \text{安全规程的规定值} \quad (4-4)$$

3. 钢丝绳的使用与维护

所有提升钢丝绳以及平衡钢丝绳,在使用前都必须经过试验。经过试验的备用钢丝绳,如在一年以后使用时,要重新试验。新钢丝绳进行悬挂前试验时,如其中拉断、弯曲的钢丝数占钢丝总数的 $6\% \sim 10\%$,不得使用。此外,截下进行试验的钢丝绳长度不应小于 1.5m 。

钢丝绳在使用中必须进行定期试验检查。一般情况下,升降人员以及升降物料的钢丝绳,每隔 6 个月试验一次;竖井开凿悬挂吊盘用的钢丝绳,每隔一年试验一次。使用中的钢丝绳作定期试验时,如拉断、弯曲的钢丝数占钢丝总数的 25% 时,必须更换;如安全系数低于表 13-4-1 中的规定值,也必须更换。此外,作钢丝绳重复试验时,应在提升罐笼或箕斗连接装置绳卡以上截取 1.5m 为试样。

提升钢丝绳在使用中的日常检查与维护是十分重要的。提升钢丝绳,必须每天以 0.3m/s 以下的速度进行详细检查一次,并记录断丝情况,若在一个捻距(钢丝捻转一周的距离)内断丝数目与钢丝总数之比大于 5%,要更换钢丝绳。钢丝绳在使用过程中如遭受卡罐、突然停机等剧烈拉力时,必须立即停机检查,若有损坏或其长度增长 0.5% 以上时,就要更换。

钢丝绳如果有断股、接头、直径缩小达 10% 或其它损伤时,不得用作升降人员和物料。升降人员的提升设备要备有试验合格的备用钢丝绳。对钢丝绳的维护,除应仔细地搬运、贮存、悬挂、平稳操作之外,还要特别防止钢丝绳的锈蚀与磨损,定期涂钢丝绳油。

4. 钢丝绳的连接方法

钢丝绳是与其它设备联合使用的。根据不同的工作状态,必须按不同的方法进行连接。

(1) 卡子连接法。通常用于竖井提升,这种方法是用偏心桃形环和卡子来固定钢丝绳,连接时将钢丝绳一端穿绕过偏心桃形环后,用卡子分段拧紧,卡子有鸡心式、U 形和压板几种。为了检查方便,在最后一副卡子的地方,要留出一段安全湾,当钢丝绳连接装置松脱或滑绳时,安全湾则发生变化,以便及时处理。卡子距离和安全湾大小,视钢丝绳的粗细而定,一般要求,卡子在五副以上,终端绳应留出 2m 以上。卡子连接法工作方法简单,连接效率高,安全可靠,在使用过程中检查比较方便。如图 13-4-4。

(2) 绳头灌钨金法。一般在斜井提升中使用。将钢丝绳的一端与钩头相连,把钢丝绳的钢丝劈开,镀一层钨金,然后塞进钩头中,使它和钩头口一样平,再把熔化的钨金直接浇入钩头的绳窝内,使其自然冷却。连接时应注意钩头与钢丝绳对正和严密,以免影响强度,如发现缺欠,应重新熔化灌注。

(3) 插绳扣法。除在竖井提升中严禁使用外,多数情况下均可采用。这种方法是与桃形环配合,将钢丝绳一端绕过桃形环,然后按股按丝插进编织在主钢丝绳之中。

二、提升机

矿井提升机主要有 KJ 型系列、XKT 型系列和 JKM 型系列等。以 KJ2×2.5×1.2D-20 型提升机为例,其型号含义是:K 表示矿井;J 表示绞车(即提升

机) $2 \times 2.5 \times 1.2$ 表示卷筒数目 \times 直径 \times 宽度;D表示有地下室;20表示减速器的名义传动比。

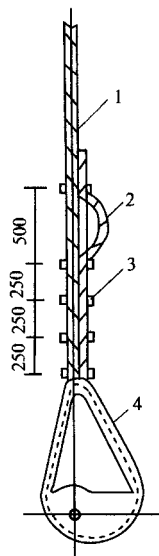


图 13-4-4 卡子连接法示意图

1—钢丝绳 2—安全湾 3—卡子 4—偏心桃形环

1. KJ 型矿井提升机

该系列提升机分为油压制动—角移式制动器和气压制动—平移式制动器两种类型。二者的减速器均为渐开线人字齿轮结构。

KJ 型双卷筒矿井提升机的总体布置,如图 13-4-5 所示。主要由主轴装置、减速器、联轴器、制动器、制动器液压传动装置、斜面操纵台、深度指示器和主电动机等主要部分组成。

KJ 型系列矿井提升机的各项技术性能,如表 13-4-2 所列。

2. XKT 型矿井提升机

XKT 型单卷筒和双卷筒提升机的总体布置分别如图 13-4-6 和图 4-6-7 所示。由主轴装置、减速器、联轴器、制动器、液压站、斜面操纵台、圆盘式深度指示器、微拖动装置和主电动机等主要部分组成,双卷筒提升机还带有油压齿轮式快速调绳离合器。

XKT 型与 KJ 型矿井提升机比较,提升能力提高 25%,质量减轻 25%;由于采用焊接结构的卷筒,质量轻而强度高;采用油压齿轮式快速调绳离合器,调绳时省时省力,安全可靠;采用盘式制动器,制动力矩可调性好;采用圆弧齿轮减速器,提高了承载力和传动效率;采用微拖动装置,能够准确停机。

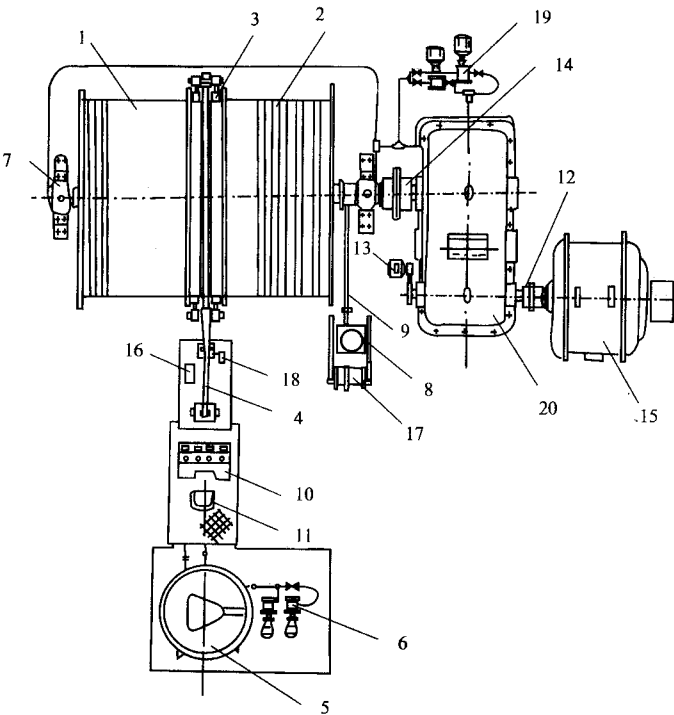


图 13-4-5 KJ 型双卷筒提升机总布置图

1—活动卷筒 2—固定卷筒 3—制动闸瓦 4—制动器传动装置 5—液压蓄压器 6—制动用油泵 7—主轴承 8—牌坊式深度指示器 9—深度指示器传动装置 10—斜面操纵台；
11—司机椅子 12—蛇形弹簧联轴器 13—测速发电机装置 14—齿轮联轴器 15—主电动机；
16—保险制动电磁铁 17—限速电阻箱 18—闸瓦磨损开关 19—润滑油泵 20—减速机

表 13-4-2 KJ 系列矿井提升机的技术性能表

型 号	卷 筒			最大 静张 力 —— t	最大 静张 力差 —— t	最大 绳径 —— mm	所有 钢丝 破断 力总 和/t	最大提升高度或托运长度/m			传 动 比	最大 绳速 —— m/s	电动机		机器的 总质量 —— t	机器的 总变位 质量 —— t	电控 配套		
	数 量 一个	直 径 —— m	宽 度 —— m					一 层	二 层	三 层			近 似 功 率 —— kW	转 速 —— n/min					
KJ1×2×1.5－30	1	2	1.5	5	5/3*	25	36.6	280*	620	965	30	2.5	140	720	25	5.8	油 压 制 动 K K X 型		
KJ1×2×1.5－20								220				3.3	190	960				20	3.7
KJ1×2.5×2－30	1	2.5	2	6.5	6.5/4*	31	57.2	430*	900	1370	30	2.5	195	580	37	11.5	油 压 制 动 K K X 型		
KJ1×2.5×2－20								390				3.15	250	720				20	3.75

型 号	卷 筒			最大 静张 力	最大 静张 力差	最大 绳径	所有 钢丝 破断 力总 和/t	最大提升高 度或托运长 度/m			传 动 比	最大 绳速 —— m/s	电动机		机器的 总质量 t	机器的 总变位 质量 t	电控 配套	
	数 量 个	直 径 — m	宽 度 — m					近 似 功 率 —— kW	转 速 n/min									
										一层			二层	三层				
KJ2×2×1－30	2	2	1	5	3	25	36.6	170	400	630	30	2.5	90	720	28	7.4	油压 制动 KKX 型	
KJ2×2×1－20												3.3	120	960				
											20	3.7	135	720	28	6.7		
												5.0	175	960				
KJ2×2.5×1.2－30	2	2.5	1.2	7.5	4	31	57.2	215	495	780	30	2.5	115	580	41	15	油压 制动 KKX 型	
KJ2×2.5×1.2D－30												3.15	140	720				
KJ2×2.5×1.2－20											20	3.75	170	580	41	12.5		
KJ2×2.5×1.2D－20												4.7	210	720				
KJ2×2.5×1.2－11.5											11.5	5.5	250	480	42	10.6		
KJ2×2.5×1.2D－11.5												6.7	300	580				
KJ2×3×1.5－30	2	3	1.5	10	5	37	82.5	285	645	1005	30	3.0	175	580	50	18	油压 制动 KKX 型	
KJ2×3×1.5D－30												3.7	215	720				
KJ2×3×1.5D－20											20	4.5	265	580	50	17.3		
KJ2×3×1.5D－20												5.6	325	720				
KJ2×3×1.5－11.5											11.5	6	350	480	52	14.4		
KJ2×3×1.5D－11.5												8	460	580				
KJ2×4×1.8D－20	2	4	1.8	18	12.5	47.5		367			20	6.2	801	590	109	26	气压 制动 SJK 型	
KJ2×4×1.8D－11.5											11.5	10.5	2×694	590	114	25		
KJ2×4×1.8D－10.5											10.5	11.8	2×756	590	113	24		
KJ2×5×2.3D－11.5	2	5	2.3	23	16	52		565			11.5	11.25	2200	495	174.7	36.7	气压 制动 SJK 型	
KJ2×5×2.3D－10.5											11.5				190	44		
											10.5	12.3	2000	495	174.1	36.3		
											10.5				189	43.1		
KJ2×6×2.4D－11.5	2	6	2.4	27	19	60.5		594			11.5	14	2750	495	219.6	52.5	气压 制动 SJK 型	
KJ2×6×2.4D－10.5											10.5	14	2750	495	1218.6	52		

注 :表中带有 * 号的项内 ,分母数字表示用于双钩提升 ,分子数字表示用于单钩提升。

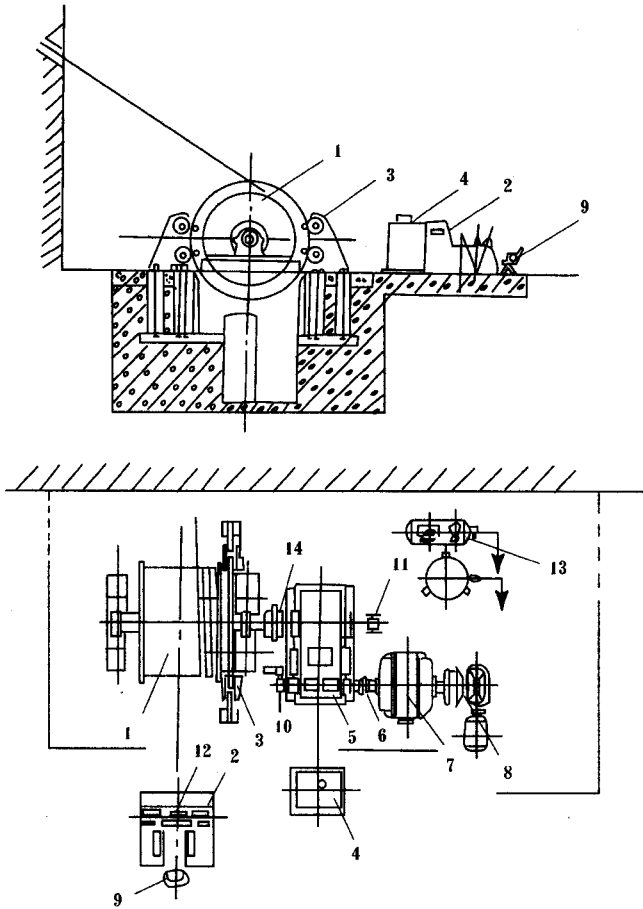


图 13-4-6 XKT 型单卷筒提升机的总布置图

1—主轴装置 2—斜面操纵台 3—盘式制动器 4—液压站 5—减速器 6—弹簧联轴器；
7—主电动机 8—微拖动装置 9—司机椅子 10—测速发电机装置 11—深度指示器
传动装置 12—深度指示盘 13—空压机 14—齿轮联轴器

XKT 型矿井提升机的技术性能如表 13-4-3 所列。

3. JKM 型多绳摩擦式提升机

由于单绳缠绕式提升机的应用范围受到一定限制,当矿井深度大,产量多时,采用单绳缠绕式提升机则会增加基建费用,并带来一系列使用与维护方面的问题,因此,近年来多绳摩擦式提升机得到日益广泛的使用。

多绳摩擦式提升机的工作原理如图 13-4-8。

图 13-4-9 为 JKM2.25×4(B)型多绳摩擦式提升机的总体布置图,其型号含义为:J 表示绞车(提升机);K 表示矿井;M 表示摩擦轮;2.25×4 表示主导轮直径×提升钢丝绳根数;B 表示改进代号。

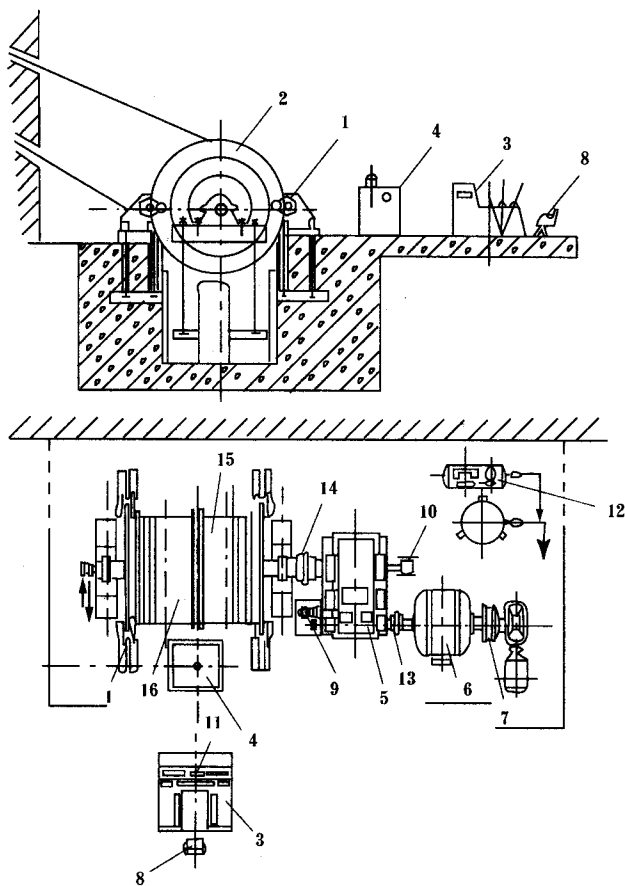


图 13-4-7 XKT 型双卷筒提升机的总布置图

1—盘式制动器 2—主轴装置 3—斜面操纵台 4—液压站 5—减速器 6—主电动机；
7—微拖动装置 8—司机椅子 9—测速发电装置 10—深度指示器传动装置 11—深度
指示盘 12—空压机 13—弹簧联轴器 14—齿轮联轴器 15—固定卷筒 16—活动卷筒

JKM(B)型多绳摩擦提升机的主要技术性能见表 13-4-4。在提升能力相同的条件下,其质量仅为单绳缠绕式提升机(KJ型和XKT型)的1/4。电动机功率也较小。由于采用多根钢丝绳同时承载,因而极大地提高了安全性能。另一方面,多绳摩擦提升机的安装、调试、维护、检修都比较困难。

4. 矿井提升设备与井筒的相对位置。

矿井提升设备与井筒的相对位置如图 13-4-10 所示。

(1)井架高度。从井口水平到天轮轴线间的垂直距离,用 H_j 表示。罐笼提升时,
 $H_j = 15 \sim 25\text{m}$ 箕斗提升时 $H_j = 30 \sim 35\text{m}$ 。

(2)卷筒中心到井筒提升中心的距离,用 l 表示。 l 的大小应满足下式要求：

$$l = 0.6H_j + 3.5 + D \quad (\text{m}) \quad (4-5)$$

式中： H_j 为井架高度。 D 为卷筒直径，一般取 $l = 20 \sim 40\text{m}$ 。

表 13-4-3 XKT 型矿井提升机的技术性能表

机器型号	卷筒			钢丝绳最大静张力/t	钢丝绳最大张力差/t	最大绳径/m	所有钢丝绳破断力总和/t	最大提升高度或托运长度/m				减速器			最大绳速m/s	电动机		机器的总质量(不包括电气设备)/t	机器的总变重量(不包括电动机)/t	电气配套
	数量一个	直径m	宽度m					一层	二层	三层	四层	型号	传动比	近似功率kW		转速n/min				
XKT2×2×1B-12.5	2	2	1	6	4	26.5	40.75	155	350	570	790	ZHLR-100	12.5	6	280	720	19.62	6.4	SJK-A型或TKD型	
XKT2×2×1B-20	2	2	1	6	4	26.5	40.75	155	350	570	790	ZHLR-100	20	3.7	170	720	19.62	6.6		
XKT2×2×1B-30	2	2	1	6	4	26.5	40.75	155	350	570	790	ZHLR-100	30	2.5	115	720	19.62	7.2		
XKT1×2×1.5B-11.5	1	2	1.5	6	6	26.5	40.75	280	620	965		ZHIR-115	11.5	6.5	450	720	17	4.7		
XKT1×2×1.5B-20	1	2	1.5	6	6	26.5	40.75	280	620	965		ZHLR-115	20	3.7	255	720	17	5		
XKT1×2×1.5B-30	1	2	1.5	6	6	26.5	40.75	280	620	965		ZHLR-115	30	2.5	175	720	17	6		
XKT2×2.5×1.2B-11.5	2	2.5	1.2	9	5.5	31	57.2	215	457	743		ZHLR-115	11.5	5.5	350	480	28.1	8.9		
XKT2×2.5×1.2B-20	2	2.5	1.2	9	5.5	31	57.2	215	457	743		ZHLR-115	20	3.75	245	580	28.1	9.1		
XKT2×2.5×1.2B-30	2	2.5	1.2	9	5.5	31	57.2	215	457	743		ZHLR-115	30	2.5	160	580	28.1	9.7		
XKT1×2.5×2B-11.5	1	2.5	2	9	9	31	57.2	375	850	1350		ZHLR-130	11.5	5.5	570	480	26.51	8.26		
XKT1×2.5×2B-20	1	2.5	2	9	9	31	57.2	375	850	1350		ZHLR-130	20	3.7	395	580	26.51	8.66		
XKT1×2.5×2B-30	1	2.5	2	9	9	31	57.2	375	850	1350		ZHLR-130	30	2.5	260	580	26.51	8.7		
XKT2×3×1.5B-11.5	2	3	1.5	13	8	37	82.5	285	630	970		ZHLR-130	11.5	10	610	480	43.36	15.13		
XKT2×3×1.5B-20	2	3	1.5	13	8	37	82.5	285	630	970		ZHLR-130	20	5.6	415	580	43.36	15.4		
XKT2×3×1.5B-30	2	3	1.5	13	8	37	82.2	285	630	970		ZHLR-130	30	3.7	280	580	43.36	15.45		

机器型号	卷筒			钢丝绳最大静张力/t	钢丝绳最大静张力差/t	最大绳径/m	所有钢丝绳破断力总和/t	最大提升高度或托运长度/m				减速器		最大绳速m/s	电动机		机器的总质量(不包括电气设备)/t	机器的总变位重量(不包括电动机)/t	电气配套
	数量一个	直径m	宽度m					一层	二层	三层	四层	型号	传动比		近似功率kW	转速n/min			
XKT2×3.5×1.7B-11.5	2	3.5	1.7	17	11.5	43.5	112	339	702			ZHLR	11.5	11.8	1570	720	63	20.529	SJK-A型或TKD型
												-170	9.4	1245	580				
													5.8	1035	480				
KKT2×3.5×1.7B-15.5	2	3.5	1.7	17	11.5	43.5	112	339	702			ZHLR	15.5	8.7	1150	720	63	21.3	
												-170	7.0	930	580				
													5.8	770	480				
XKT2×3.5×1.7B-20	2	3.5	1.7	17	11.5	43.5	112	339	702			ZHLR	20	6.75	895	720	63	23.8	
												-170	5.4	715	580				
													4.5	600	480				

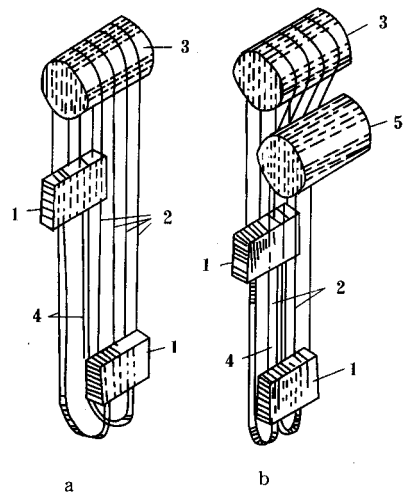


图 13-4-8 多绳摩擦式提升机工作原理图

1—提升容器 2—提升钢丝绳 3—主导轮；
4—平衡钢丝绳 5—压绳轮(导向轮)；a—围包角为 180°
(无压绳轮)；b—围包角为 190°~195°(有压绳轮)

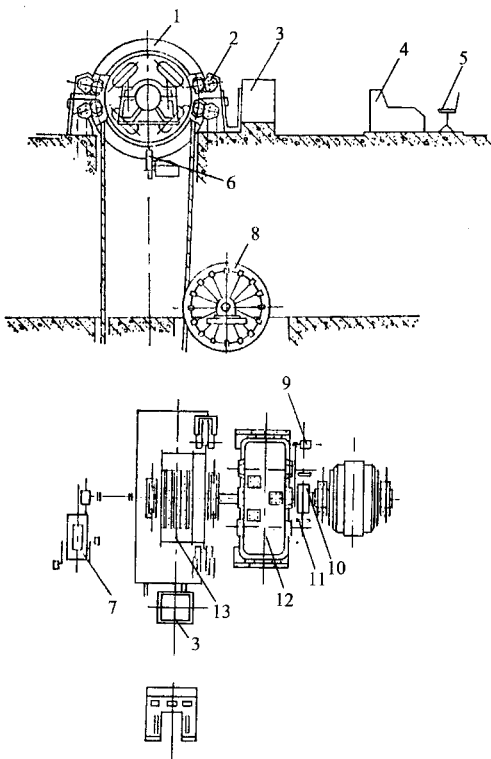


图 13-4-9 JKM2.25×4(B)型多绳摩擦式提升机的总布置图

1—主轴装置 2—盘式制动器 3—液压站 4—斜面操纵台 5—司机椅子 6—车槽装置；
7—深度指示器 8—导向轮 9—测速发电机装置 10—弹簧联轴器 11—弹簧联轴器护板；
12—弹簧基础减速器 13—主导轮护罩

表 13-4-4 JKM(B)系列多绳摩擦式提升机的技术性能表

机器型号	主导轮名义直径— m	导向轮直径— m	钢丝绳最大静张力— t	钢丝绳最大静张力差— t	钢丝绳最大直径		钢丝绳根数—根	钢丝绳间距— mm	最大提升速度— m/s	主轴装置质量— t	机器变位重量（不包括电动机）— t	导向轮变位质量— t	机器总质量（不包括电气设备）— t	电动机传动方式	减速器		配套电动机		适用矿井年产量— 10 ⁴ t
					有导向轮— mm	无导向轮— mm									传动比	质量— t	转速— n/min	功率— kW	
JKM1.85×4(B)	1.85	无导向轮	20.4	6		23	4	200	9.7	7.4	7		22.4	单电机	7.35 10.50 11.50	12	375.500 600.750	717	60
JKM2×4(B)	2	无导向轮	24.4	6		25	4	200	10.5	7.6	7		22.6	单电机	7.35 10.50 11.50	12	375.500 600.750	717	60

机器型号	主导轮名义直径—m	导向轮直径—m	钢丝绳最大静张力—t	钢丝绳最大静张力差—t	钢丝绳最大直径		钢丝绳根数—根	钢丝绳间距—mm	最大提升速度—m/s	主轴装置质量—t	机器变位重量（不包括电动机）—t		机器总质量（不包括电气设备）—t	电动机传动方式	减速器		配套电动机		适用矿井年产量—10 ⁴ t
					有导向轮—mm	无导向轮—mm									传动比	质量—t	转速—n/min	功率—kW	
KM2.25×4(B)	2.25	2	20.4	6	23		4	200	11.8	8.2	7.5	1.15	27.1	单电机	7.35 10.50 11.50	12	375 500 600 750	800	60
JKM2.8×4(I)	2.8	2.5	30	9	28		4	300	11.8	18	13	2.12	47	单电机	7.35 10.50 11.50	17	250 300 375 500 600 750	1800	90~120
JKM2.8×4(IV)	2.8	2.5	30	9.5	28		4	300	11.8	18.5	13	2.12	45.7	双电机	7.35 10.50 11.50	16	250 300 375 500 600 750	1800	90~120
JKM3.25×4(I)	3.25	3	40	14	32.5		4	300	12	21	13.5	2.44	54	单电机	7.35 10.50 11.50	24	250 300 375 500 600 700	2200	150~180
JKM3.25×4(II)	3.25	3	40	14	32.5		4	300	12	21.9	13.5	2.44	50	双电机	7.35 10.50 11.50	16	250 300 375 500 600 700	2500	150~180
JKM2.8×6(A)	2.8	2.5	52.9	15	28		6	250	12	22.5	16.5	3.4	60.5	单电机	7.35 10.50 11.50	25	300 375 500 600 750	2000	150~180
JKM4×4(A)	4	3	60	18	39.5		4	300	13.8	30	22.8	2.44	80	单电机	7.35 10.50 11.50	35	250 300 375 600	3000	180~210

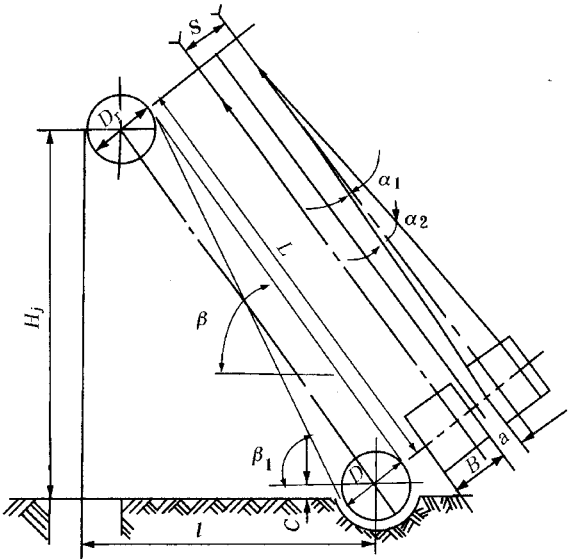


图 13-4-10 矿井提升设备与井筒的相对位置

(3)钢丝绳弦长。从天轮中心到卷筒中心的距离,用 L 表示。 L 可用下式计算。

$$L = \sqrt{(H_j - C)^2 + (l - \frac{D_T}{2})^2} \tag{4-6}$$

式中 C 为提升机主轴中心线高出井口水平的高度,一般取 $C = 1 \sim 2\text{m}$; D_T 为天轮直径。通常 L 不得超过 60m , 否则有钢丝绳脱槽的危险。

(4)钢丝绳仰角。钢丝绳的绳弦与水平线之间的夹角,用 β 表示:

$$\text{tg}\beta = \frac{H_j - C}{L - R_T} \tag{4-7}$$

式中 R_T 为天轮半径。

图 13-4-10 中的 β_1 称为下弦仰角,一般规定 KJ 型双筒提升机 $\beta_1 > 30^\circ$,XKT 型 $\beta_1 > 15^\circ$ 。由于 $\beta_1 > \beta$,所以只需计算 β 值,使其大于规定值即可。

(5)钢丝绳偏角。钢丝绳的绳弦与天轮垂直面之间所构成的角度,分为外偏角 α_1 和内偏角 α_2 。对其规定最大不得超过 $1^\circ 30'$ 。

5. 矿井提升机的故障与处理方法

矿井提升设备的检查、试验与调整,必须严格按照有关矿山安全生产的规章制度执行。如煤炭工业部在 1980 年颁布的《煤矿安全规程》中详细规定了各种提升设备及保险装置的检查项目与试验内容,为煤矿安全生产提供了必要的法规依据。

对 KJ 型和 XKT 型矿井提升机的主要故障与处理方法如表 13-4-5 所列。

表 13-4-5 KJ 型和 XKT 型矿井提升机的主要故障与处理方法

故障现象	可能原因	处理方法
制 动 系 统		
闸瓦局部过热	制动力分布不均匀,调整不当,促成局部接触,单位压力过大	调整拉杆长度、闸瓦间隙,或车削制动轮(制动盘),使闸瓦间隙一致,均匀接触
松闸不灵活	传动活节不灵活,制动油缸卡缸,油压不够	检查各部传动活节与制动油缸活塞的动作是否灵活,或者检查油压是否合适
制动力矩不足	制动重锤质量不够,或者盘形弹簧弹力不够	验算制动力矩是否合适,检查盘形弹簧的弹力是否合适
油压不稳	1. 密封皮碗或涨圈过紧或活塞表面不光滑 2. 油孔或油管堵塞 3. 密封圈漏气 4. 油质不良 5. 油泵工作性能不良	1. 检查修理或者更换 2. 检查、清理或更换 3. 调整或更换 4. 换油 5. 进行检查修理

故障现象	可能原因	处理方法
闸瓦磨偏	1. 闸瓦与制动轮中心线不重合 ,偏差过大 2. 闸瓦间隙不均匀 ,偏斜	1. 进行调整 2. 进行调整
制动器操纵手把已推到极限位置 ,但闸松得慢 ,而且不完全松开 ,或制动力矩不足	1. 返回调整机构或水平小杠杆臂的长短调整得不合适 2. 制动器操纵手把移动的角度不合适 3. 弹簧的弹力不合适	1. 适当调整杆臂的长短 2. 移动、调整操纵台上的挡铁 3. 修理或更换弹簧
减 速 系 统		
齿轮有声响和振动过大	1. 装配啮合间隙不合适 2. 齿轮加工精度不够或齿形不对 3. 两齿轮轴线不平行 ,扭斜或不垂直 ,接触不良 4. 轴承间隙过大 5. 轮齿磨损过大 6. 润滑不良	1. 进行调整 2. 进行修理或更换 3. 进行调整或修理 4. 进行调整 ,撤垫 5. 进行修理或更换齿轮 6. 加强润滑
轮齿磨损过快	1. 装配不当 ,啮合不好 2. 润滑不良 3. 加工精度不符合要求 4. 载荷过大或材质不佳 5. 疲劳	1. 进行调整 2. 加强润滑 3. 进行修理 4. 合理地调整载荷 ,或提高齿轮材质 5. 修理或更换
打牙断齿	1. 齿间掉入金属物体 2. 突然重载荷冲击或多次重载荷冲击 3. 材质不良或疲劳	1. 检查取出 2. 采取相应措施 ,杜绝反常的重载荷 3. 改进材质或更换齿轮
传动轴弯曲或断裂	1. 齿间掉入金属异物后 ,轴受弯曲应力过大 2. 断齿进入另一齿轮齿间空隙中 ,促成齿顶顶撞 3. 材质不佳或疲劳 4. 加工质量不合要求 ,产生大的应力集中	1. 检查取出 ,或者更换 2. 停机处理 3. 改进材质或进行更换 4. 改进加工质量 ,进行修理或更换
钢丝绳、天轮、提升容器		
钢丝绳磨损和断丝过快	1. 缺油 2. 缠绕不正常 ,无顺序地乱绕 ,劈缝重叠 3. 无木衬或木衬损坏 4. 倒头使用不及时 5. 冲击载荷大 ,次数多 6. 选用规格不对或材质不佳 7. 双层缠绕时 ,临界段位置没及时窜换或未设过度块	1. 加强专责 ,定期涂油 2. 调整钢丝绳的偏角 ,采取加导轮的补充措施 3. 增设或更换木衬 4. 要适时倒头 5. 采取措施 ,防止冲击 6. 合理选择或更换 7. 及时调整窜换位置 ,增设过度块

故障现象	可能原因	处理方法
钢丝绳折断或伸长过剧	1. 已断丝 ,磨损严重未及时更换 2. 突然卡罐 ,急剧停机 3. 外力突然冲击提升钢丝绳或提升容器	1. 及时检查更换 2. 防止发生这类现象 3. 加强检查 ,避免冲击
天轮磨损过大过快	1. 安装偏斜 ,偏摆量过大 ,天轮与卷筒中心线不平行 2. 材质不好 3. 钢丝绳偏角过大	1. 进行检查调整 2. 进行改进或更换 3. 进行调整 ,使偏角不大于 1 度 30 分
在运转中出现钢丝绳振动或由天轮槽中脱槽	1. 绳弦过长 2. 偏角过大	1. 增加导轮 2. 进行调整 ,使偏角不大于 1 度 30 分
天轮轴断	1. 突然卡罐 ,急剧停机 2. 设计有错误 3. 材质不好 4. 加工质量不合要求 5. 发生过卷	1. 防止发生这类现象 2. 改进或更换 3. 改进或更换 4. 改进或更换 5. 进行更换
钢丝绳、天轮、提升容器		
断绳保险器动作不灵活	1. 各部连杆和销轴别劲、不灵活或折断 2. 弹簧弹力小或失效 3. 缺少润滑油 4. 插爪动作不灵或不锋利	1. 检查、修理或更换 2. 进行更换 3. 加强润滑 4. 进行调试或修整
主 轴 卷 筒		
轴承过热	1. 缺油或油质不良 2. 接触不良或轴线不同心 3. 间隙过小	1. 加油或换油 2. 进行调整 3. 进行调整或研刮
卷筒发出轧轧的响声	1. 连接件松动或断裂 ,产生相对位移和振动 2. 焊缝断裂 3. 筒壳强度不够 ,变形	1. 进行紧固或更换 2. 进行补焊 3. 用型钢作筋进行补强
卷筒壳裂缝	1. 局部受力过大 ,联接件松动或断裂 2. 木衬断裂	1. 在卷筒内部增加“立筋”补强 2. 更换木衬

故障现象	可能原因	处理方法
卷筒轮毂或内支轮松动	1. 连接螺栓松动或断裂 2. 加工和装配质量不合要求	1. 进行紧固或更换联接螺栓 2. 检修和重新装配
5. 主轴断裂成弯曲	1. 各支承轴承的不同心度和不水平度偏差过大 ,使轴局部受力过大 ,反复疲劳断裂 2. 多次重载荷冲击 3. 加工质量不合要求 4. 材质不佳或疲劳 5. 放置时间过久 ,由于自重作用而产生弯曲变形	1. 进行调整 ,必要时用对盘加固 2. 防止重载荷冲击 ,进行调直 3. 改进加工质量 4. 改进材质 ,调查或更换 5. 经常进行转动调位 ,勿使一面受力过久
调绳离合装置		
活动卷筒卡在轴上	活动卷筒的轴套润滑不良 ,或尼龙轴套粘结	加强润滑 ,油管不能用直角接头 ,或更换尼龙轴套
离合器发热	离合器沟槽口为脏物或金属碎屑污染	用煤油清洗、擦拭 ,并很好地加润滑油
离合器油缸(气缸)内有敲击声	1. 活塞安装不正确 2. 活塞与缸盖间的间隙太小	1. 进行检查 ,重新安装 2. 进行调整 ,一般此间隙不应小于 2 ~ 3mm
离合器不能很好地合上	内齿圈和外齿轮的轮齿上有毛刺	进行检查 ,清除毛刺

第二节 运输设备安全技术

矿井运输设备种类很多 ,井下广泛采用的运输设备有胶带输送机、绞车、电机车以及斗车等。井下运输主要是指平巷运输和斜井运输。

一、胶带输送机

胶带输送机的工作原理如图 13－4－11。

胶带输送机的输送能力较大 ,一般为 200 ~ 400t/h ,单机水平铺设长度可达 300 ~ 800m ,运行阻力小 ,耗电量低 ,安全可靠。因此 ,除采掘工作面外的许多井下运输 ,如平巷、上、下山、斜井等 ,都采用胶带输送机。

以 SPJ－800 型绳架(吊挂式)胶带输送机为例 ,其型号含义是 :S 表示输送机 ;P 表示

皮带 J 表示绳架式 800 表示胶带宽度 ,单位 mm。

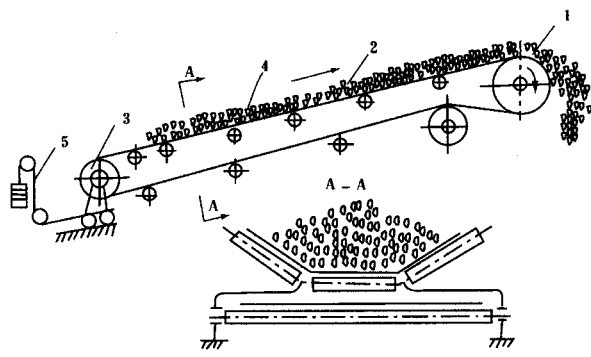


图 13-4-11 胶带输送机的工作原理图

1—主动滚筒 2—胶带 3—换向滚筒 4—托辊 5—拉紧装置

它是一种供运输量较大的顺槽、集中运输巷道和上、下山运送煤炭的常用运输设备。其主要技术性能如表 13-4-6。

表 13-4-6 SPT-800 单位型绳架式胶带输送机技术性能

技术性能	
运输能力 t/h	350
水平铺设长度 m	300
胶带运行速度 m/s	1.63
胶带宽度/mm	800
机身钢丝绳直径/mm	22
张紧滚筒最大行/mm	2500
电动机：	
型式	BJO ₂ 62-4 ,BJO ₂ 72-4
功率 kW	17 ;30 ;17 + 30
电压 V	380

SPJ-800 型胶带输送机在不同功率和不同运输量时的最大水平铺设长度 ,如表 13-4-7 所列：

表 13-4-7 电动机功率(kW)和运输量(kW)不同时的最大水平铺设长度

电动机功率 运 输 量	17	30	17 + 30
250	140	300	440
350	100	200	300

SPJ-800 型胶带输送机由胶带、机头部、钢丝绳机架和机尾部组成,如图 13-4-12 所示。

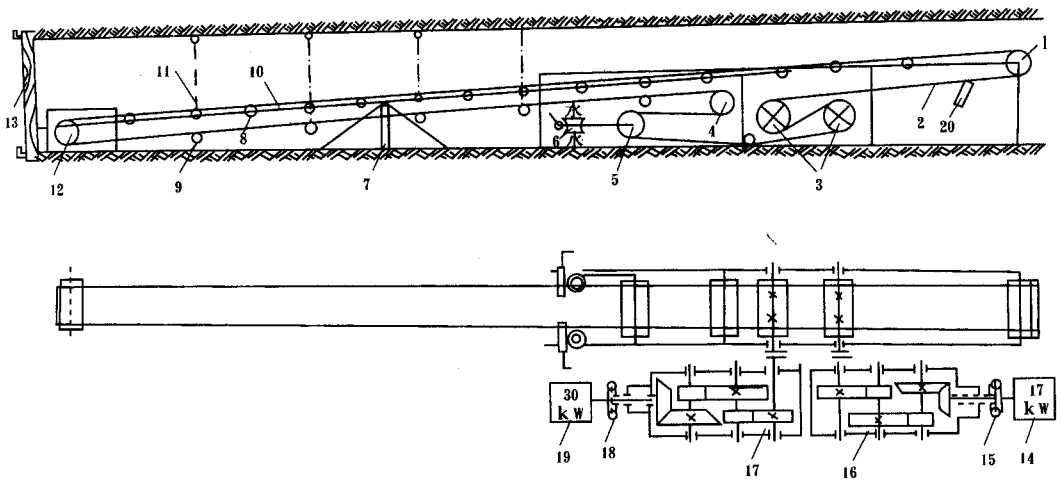


图 13-4-12 SPJ-800 型胶带输送机示意图

- 1—卸煤滚筒 2—胶带 3—传动滚筒 4—导向滚筒 15—拉紧滚筒 16—拉紧装置;
7—紧绳装置 8—上托辊 9—下托辊 10—机身钢丝绳 11—中间吊架 12—机尾滚筒;
13—立柱 14、19—电动机 15、18—液力联轴器 16、17—减速器 20—刮煤板

SPJ-800 型胶带输送机安装时要求 机头、机身和机尾的中心线应成一条直线 机头和机尾的滚筒、铰接托辊、吊架的位置必须与输送机中心线垂直 胶带接头必须保持平直 还应对皮带跑偏进行调整。输送机的正常运转与维护应注意以下几点:

- ①输送机必须保持整洁 电动机、液力联轴器和减速器应具有良好的散热条件 周围煤粉应及时清理。
- ②应尽量避免短时间内频繁起动 正常情况下应空载起动。双电动机拖动时 可顺序起动 也可同时起动。
- ③每班工作前必须仔细检查液力联轴器有无漏油 定期检查液力联轴器的充油量 不足时应按规定补足。工作中 液力联轴器的护罩禁止取下。
- ④经常检查机身钢丝绳的张紧程度 发现松弛应立即张紧 紧绳后应注意观察胶带

跑偏 ,并加以调整。

- ⑤定期检修托辊 ,密封圈内必须涂满润滑脂 ,转动不灵的托辊应更换。
- ⑥不允许胶带与主动滚筒之间有打滑现象 ,发现胶带松弛时应立即张紧胶带。
- ⑦发现胶带跑偏应立即调整 ,不允许产生磨胶带边缘的现象。
- ⑧经常检查胶带接头 ,发现损坏应及时更换。
- ⑨绳卡上的斜楔必须打紧 ,要防止胶带跑偏时划破胶带。
- ⑩经常检查装置的工作状况 ,并经常清扫 ,经清扫后的胶带以及主动滚筒表面不允许粘附碎煤或煤粉。
- ⑪装载点应保证货载装在胶带正中。不允许在较大高度内直接装载 ,以防止大块煤砸伤胶带。

二、绞车

绞车适用于井下水平巷道和倾斜不大于 20°的巷道运输矿石用 ,也可用于地面运输。以 JW2100/100 型无极绳绞车为例 ,其主要技术性能如表 13 - 4 - 8。

表 13 - 4 - 8 JW2100/100 型无极绳绞车技术性能

技术性能	单位	
主动轮直径	mm	2100
钢丝绳直径	mm	34
总传动比		100
钢丝绳速度	m/s	0.75/1
电动机：		
型式	JR125 - 8/JR125 - 6	
功率	kW	95/130
转速	n/min	730/980
绞车净重(不包括电动机)	kg	16310
外形尺寸：		
长度	mm	5550

技术性能	单位	
宽度	mm	3900
高度(在地面上)	mm	1640

JW2100/100 型无极绳绞车由传动装置、主轴和制动操纵机构组成 如图 13 - 4 - 13。

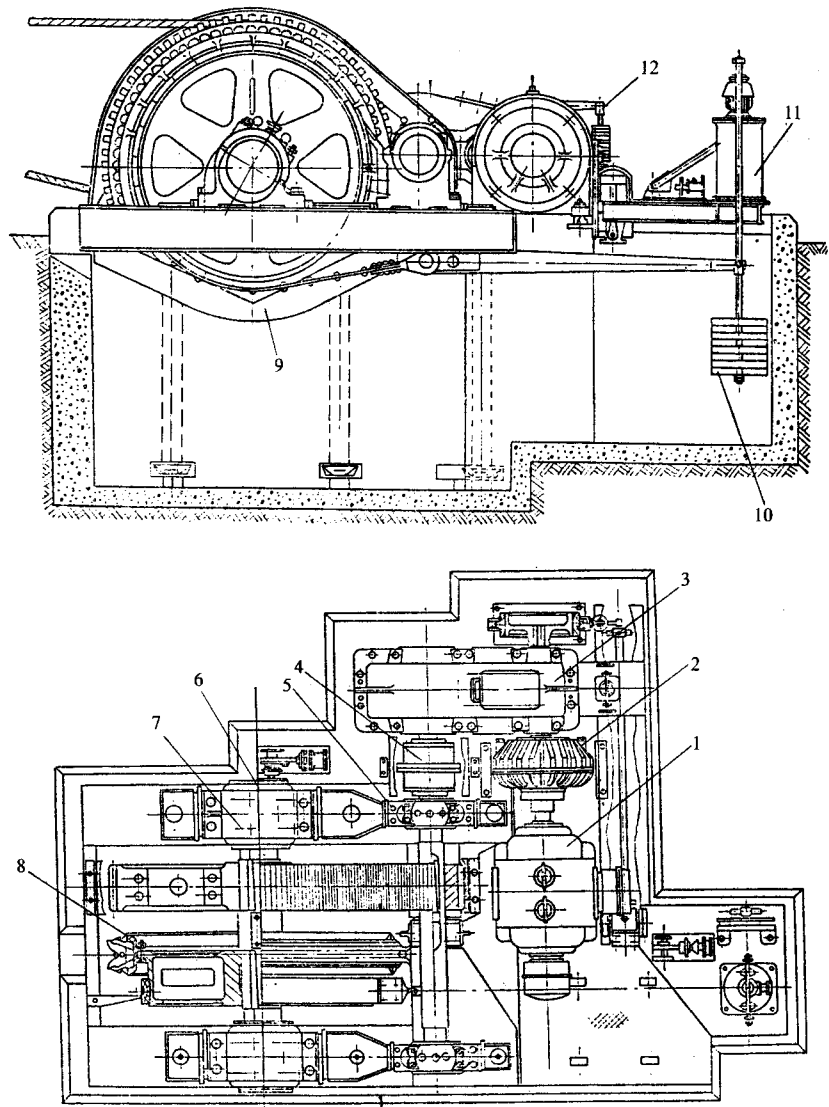


图 13 - 4 - 13 JW2100/100 型无极绳绞车

- 1—电动机 2—液力联轴器 3—减速器 4—联轴器 5—开式齿轮传动 6—主轴轴承；
7—主轴 8—绳轮 9—保险制动闸 10—重锤 11—电动液压推动器 12—工作制动

JW2100/100 型无极绳绞车可直接用按钮操作 ,也可远距离控制(如在摘挂钩地点)。操作时必须按操作规程进行 ,先松开安全制动器 ,再松开工作制动器 ,才能起动主电动机。停车时必须将工作制动器的电动液压推动器的电路切断 ,使工作制动器制动。安全制动器只能在下列特殊情况下使用 :

- ①发现绞车有剧烈跳动时 ;
- ②绞车机械部分突然出现损坏现象 ;
- ③工作制动器失灵 ;
- ④绞车长时间停止工作时。

为了保证绞车正常工作并延长易损件的使用寿命 ,除每半年按计划检修一次外 ,每半个月进行一次检查 ,主要检查绞车的全部电气线路和操纵系统 ,制动系统及制动闸与制动轮的间隙 ,齿轮传动系统及其紧固状态。此外 ,应按规定给绞车各部位进行润滑 ,见表 13 - 4 - 9。

表 13 - 4 - 9 JW2100/100 型无极绳绞车的润滑要求

名 称		润 滑 处	润滑方式	润滑制度	容量 kg	润 滑 剂
部 件	润滑零件					
主轴装置	滑动轴承	2	油杯	每半月灌一次 ,日捻一次 ,每次 2 ~ 3 圈	0.2	Ⅲ 号钙基润滑脂
主轴装置	齿轮	1	表面涂抹	每半月加一次		Ⅲ 号钙基润滑脂
中间轴装置	滚动轴承	2	贮油室	六个月换油一次		Ⅲ 号钙基润滑脂
减速箱	滚动轴承与齿轮	1	油箱	根据需要加油	200	20 号机械油
液力联轴器	轴承	1	油浴	六个月换油一次	试验决定	汽轮机油
齿轮联轴器	齿轮	1	油浴	六个月换油一次	2.1	20 号机械油
工作制动器	铰接处		手沫	一周一次	适量	机械油
安全制动器	铰接处		手抹	一周一次	适量	机械油
操作装置	工作制动					
	用电动液	1	油浴	六个月换油一次	2.8	变压器油或锭子油
操纵装置	压推动器	1	油浴	六个月换油一次	3.25	锭子油
	安全制动					
操纵装置	用电动液压	2	油杯	每月加油一次	0.02	Ⅲ 号钙基润滑脂
	推动器					
操纵装置	滑动轴承轴	1	油杯	每月加油一次	0.1	Ⅲ 号钙基润滑脂

三、电机车

电机车是长距离水平巷道的主要运输工具 ,它具有运输能力大、运行速度快、运输费

用低等优点。但基建投资较大。矿用电机车分为架线式和蓄电池式两类。架线式电机车可用于非瓦斯矿和一、二级瓦斯矿井进风的主运输巷道。蓄电池电机车的价格较贵，需经常充电，仅在不允许架线式电机车的场所使用。

架线式电机车采用直流电源，分为 250V 和 550V 两类。其工作系统如图 13-4-14 所示。

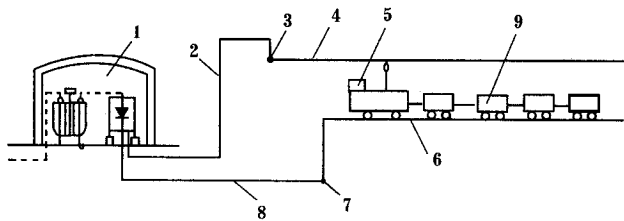


图 13-4-14 架线式电机车的工作系统

1—变流室 2—馈电线 3—馈电点 4—架空线 5—电机车 6—轨道；
7—回电点 8—回电线 9—矿车

以 ZK10-250 型矿用电机车为例。其型号含义为 Z 表示直流架线；K 表示矿用；10 代表机车粘着质量 t，250 代表额定电压 V。

这种型号电机车的机械设备包括车架、轮对、轴承箱、弹簧托架、制动系统、齿轮传动装置及连接缓冲装置等，如图 13-4-15 所示。

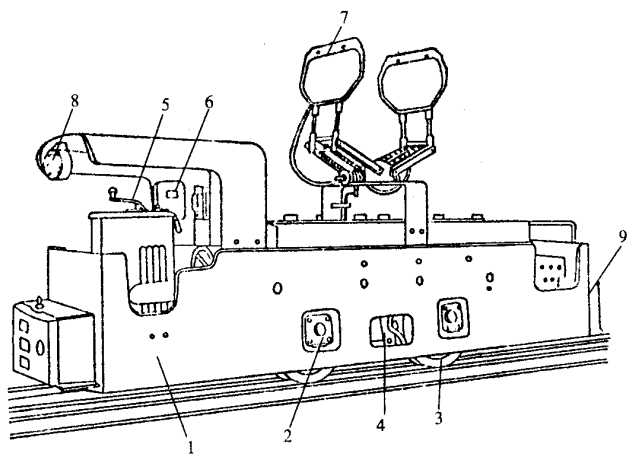


图 13-4-15 ZK10-250 型矿用架线式电机车外形图

1—车架 2—轴承箱 3—轮对 4—制动系统 5—控制器 6—自动开关；
7—集电弓 8—车灯 9—缓冲联接装置

电机车必须严格按照规章制度使用,只有持有电机车司机证才准操作电机车;不允许超载运行;列车制动距离、运物料时不超过 40m,运送人员时不超过 20m;正常运行时,机车要在列车的前端。

1. 在下列情况下禁止电机车工作:

- ①缓冲器和连接装置损坏;
- ②制动系统发生故障或未调整好;
- ③车灯损坏;
- ④减速器发生故障;
- ⑤板弹簧损坏;
- ⑥电气设备发生故障;
- ⑦轮圈磨损厚度大于 8mm。

2. 绝对禁止下列操作

- ①逆电流制动(即反接制动);
- ②在不切断电源的情况下制动;
- ③在未松开手控制动器时接通电源。

电机车在运行中应随时注意各部位轴承的温度变化,随时注意制动系统的工作状况,若制动距离超过规定,则应调整制动系统。电气设备及照明灯、气笛发生故障时,须送车库检修。若电机车配有压缩空气系统,应注意气压增至 $6\text{kg}/\text{cm}^2$ 的时间不得多于 2s 。

电机车司机必须每天进行经常性的检查与维护,如清除电机车的灰尘和污物;检查轴承箱、减速箱是否过热、漏油;螺栓是否紧固;添加润滑油;检查制动器的动作及制动系统中各零件是否完好;闸瓦厚度若小于 10mm,则应更换;注意车灯、气笛是否正常。

第五章 矿山电气安全新技术

第一节 矿山常用电气设备及矿山供电系统

本节主要讨论矿山供电中常用的高低压电气设备,电缆线路、主接线系统及高低压供电的成套装置。对这些设备的作用和性能进行分析,熟悉这些设备的结构及正确使用它们,对矿山电气安全是有力的保障。

一、矿山常用电气设备

(一)电力变压器

矿山广泛应用的是油浸式电力变压器。主要是降压供给工作电动机电能。油箱中放有三相铁芯柱及嵌放其上的三相高、低压绕组。变压器工作时,铁芯柱及嵌放其上的三相高、低压绕组都会发热,所以必须采取冷却措施。小容量变压器为空气自冷,大容量变压器多用油浸自冷却。油浸式电力变压器外观见图 13-5-1。

油箱内的油受热后上升到上部,经油箱外侧的散热油管将热量向周围空气散热,而下降至底部,如此循环可将铁芯线圈热量带走。油箱顶部有高低压接线瓷瓶、油枕、安全气道、瓦斯气体继电器、分接头调压开关等装置,变压器铭牌上载明了型号、容量大小、连接组别、高压和低压侧电压、调压范围、阻抗电压降百分值等主要参数,供使用时参考。

变压器变压比与绕组匝数成正比,即:

$$\frac{U_1}{U_2} = \frac{N_1}{N_2}$$

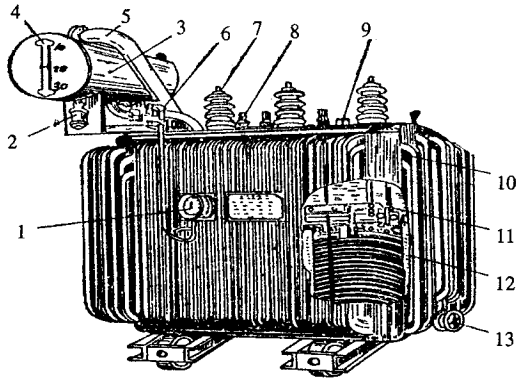


图 13-5-1 油浸式电力变压器

1—温度计 2—吸湿器 3—储油柜 4—油表 5—安全气道；

而原付边电流与匝数成反比,即:

$$\frac{I_1}{I_2} = \frac{N_2}{N_1}$$

矿山井下工作的变压器由于井下工作空间狭小,所以采用如图 13-5-2 所示的矿用动力变压器。

为确保安全,它将高、低压接线柱降至油箱两侧的接线盒中加以封闭,用电缆引入或引出电源,以防人触及带电导体,同时取消油枕、安全道等附属结构,以降低高度。

此外现在还生产了可以移动的变电站,它采用干式绝缘,并将变压器高、低压侧断路器及有关保护装置装在平板车上,随矿山工作面的推进而移动,以缩短低压供电距离,减少压降损失,确保供电质量。

变压器容量必须按规定选取,以防止长期过载运行而缩短变压器使用寿命。变压器并联运行则必须满足下列条件:

- (1) 高、低压侧电压对应相等。
- (2) 连接组别必须相同。
- (3) 阻抗压降百分值相等。
- (4) 容量大小差别不要超过 1/3。

(二) 高压断路器

高压断路器主要用来接通或断开高压电路,在线路出现短路故障时,它在继电保护作用下能迅速跳闸,自动切断电路,起保护作用。所以它有跳闸机构,也有合闸机构,配以电磁合闸,它还可以实现电动远距离合闸或自动重合闸。油断路器的最大特点是具有强力灭弧机构,能迅速熄灭合闸或跳闸时产生的电弧。它还配有辅助接点,用以发出相应的合闸或跳闸信号,以及实现闭锁控制。35kV 电压常使用 DW₈-35 型多油断路器,

它是三相分箱,油箱外壳不带电,其外形见图 13-5-3(a),10KV 电压下则使用 SN₁₀-10 型少油断路器,它也是三相分箱,但工作油箱外壳是带电的,要特别注意,其剖面图见图 13-5-3(b)。

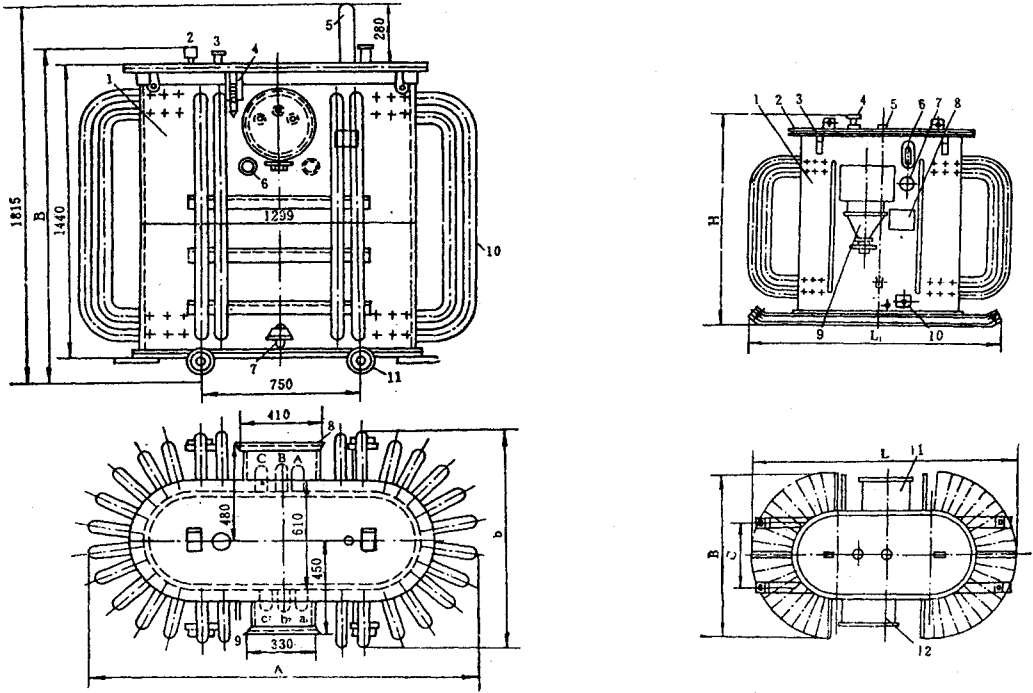


图 13-5-2 矿用动力变压器外形图

(a)KSJ 型矿用动力变压器外形图

1—变压器油箱 2—起重吊环 3—注油塞 4—油位指示器 5—温度计 6—接地螺丝;
7—放油塞 8—高压侧电缆接线盒 9—低压侧电缆接线盒 10—散热器 11—滚轮

(b)KSY 型矿用低能耗动力变压器

1—箱 2—箱盖 3—吊环 4—油温计座 5—注油栓 6—油位指示器 7—调压开关;
8—铭牌 9—漏斗 10—排油栓 11—高压瓷套盒 12—低压瓷套盒

(三)高压隔离开关

按使用环境分室外和室内使用两种类型,还可按电压和额定电流区分出大小,常用隔离开关来隔离电压,在空气中有明显的断开间隙。它没有灭弧机构,不能用来接通或断开负荷电流,没有跳闸机构,也不能自动跳闸,一般只能手动操作。它通常和断路器配合使用,并应严格遵守下列操作规程:

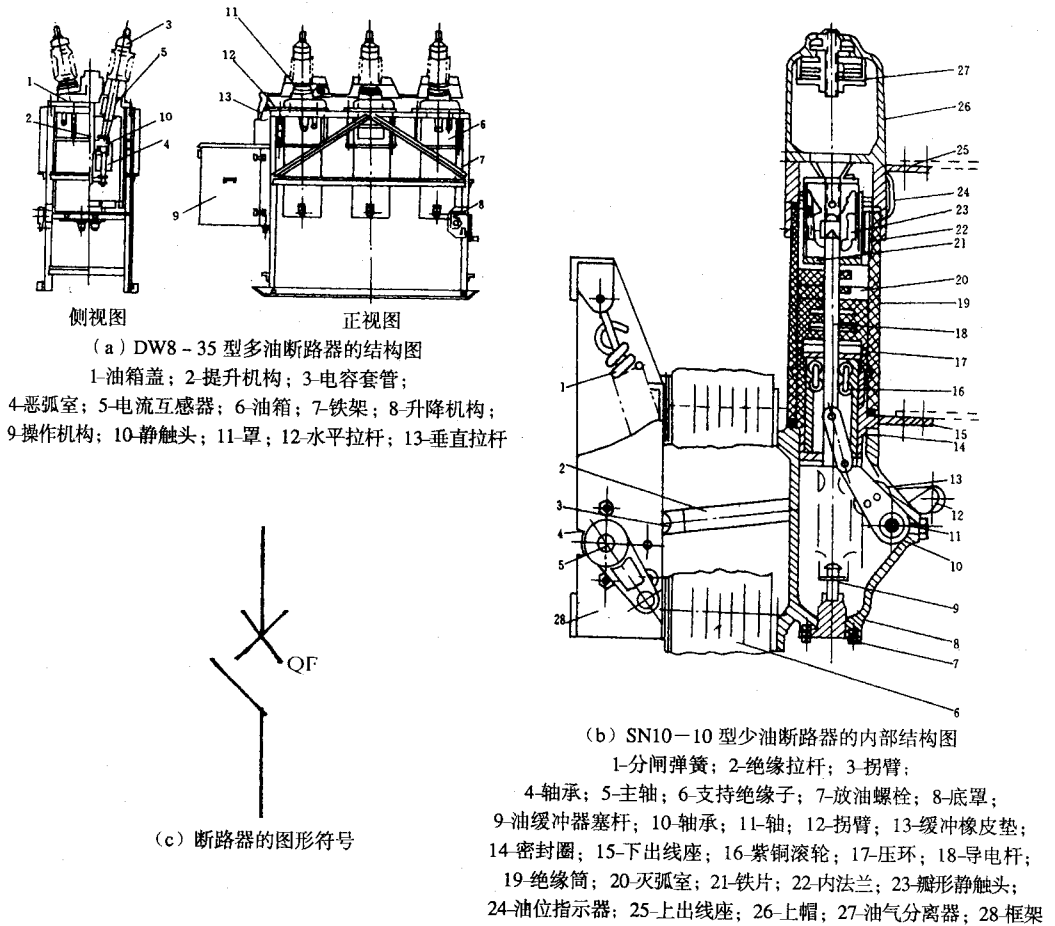


图 13-5-3 断路器的外形结构和图形符号

送电合闸时,先合隔离开关,后合断路器;

断电分闸时,先断断路器,再断隔离开关。

为防止误操作,在两者之间通常加装电磁锁或机械闭锁机构(在成套配电装置中),室内隔离开关的外形见图 13-5-4,图形符号为 QS。

(四) 低压开关

低压开关广泛用来切断和接通 500V 以

下的交直流电路,常用的有闸刀开关、电磁接触器和自动空气开关等。

低压开关一般是用在空气中借拉长电弧或利用灭弧栅片将电弧切成短弧的原理灭弧的。

1. 闸刀开关

在成套的低压配电装置中,三极闸刀通常借助中央杠杆或手柄来操作,让人远离电

弧 ,以防灼伤。在固定触头上装有灭弧罩 ,罩内的灭弧栅钢片可以借电磁力将电弧吸入灭弧罩内 ,长弧被切成短弧 ,同时灭弧栅钢片产生近阴极效应使弧隙绝缘强度迅速恢复 ,而使电弧迅速熄灭 ,其图形符号与隔离开关相同。

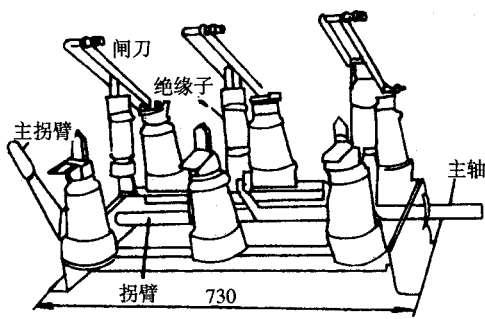


图 13 - 5 - 4 GN₂ 型户内隔离开关

2. 电磁接触器

电磁接触器又叫磁力起动器 ,它用来远距离接触或断开负荷电流 ,适用于频繁起动的电动机作控制开关。它不能切断短路电流和过负荷电流 ,所以要另加保护装置 ,如熔断器等。但它具有低压或失压保护 ,它依靠控制其吸持线圈带电产生磁力吸引衔铁 ,从而带动触头闭合而工作 ,利用其辅助接点还可以实现闭锁控制、程序控制等多种控制方式。自动控制也离不开磁力接触器 ,它的动作原理示意图见 13 - 5 - 5 (a)。

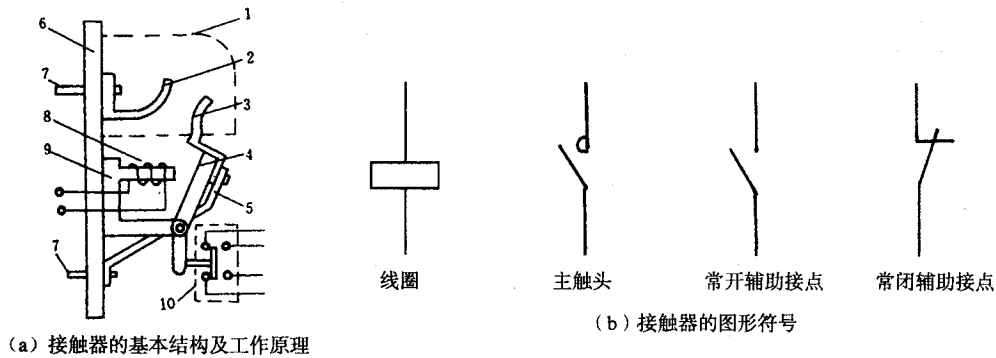


图 13 - 5 - 5 电磁接触器示意图

1—灭弧罩 2—静触头 3—动触头 4—衔铁 5—连接导线 6—底座 ;
7—接线端子 8—电磁铁线圈 9—铁芯 ;10—辅助触点

3. 自动空气开关

自动空气开关是低压开关中性能最完善的 ,分空气式的 DW 型和装于塑盒内的 DZ 型两大类 ,它不仅可以通断负荷电流 ,还在故障时自动跳闸 ,切断短路电流。它一般手动

操作,利用其分励脱扣器或欠压脱扣器与安全保护监测装置配合可以实现多种多样的自动跳闸模式,所以它又叫做万能断路器。它一般用作低压电源开关。它的工作原理见图 13-5-6。

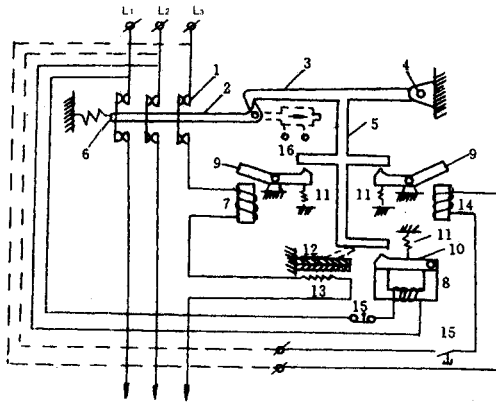


图 13-5-6 三相自动空气开关原理图

1—触头 2—锁键 3—搭钩(代表自由脱扣机构) 4—转轴 5—杠杆 6—弹簧;

7—过流脱扣器 8—欠压脱扣器 9、10—衔铁 11—弹簧 12—热脱扣器双金属片;

13—加热电阻丝 14—分励脱扣器(远距离切除) 15—按钮 16—合闸电磁铁(DW型可装,DZ型无)

4. 真空开关

真空开关是将触头密封在真空室内,触头分断时,电场引起真空室内极稀薄的空气电离产生的电弧电子极少,所以几乎不产生电弧,这样触头不会烧损,触头开距小,所需操作功率也小,特别适合于有易燃易爆气体和粉尘存在的场合,煤矿安全规程就规定井下 40kW 及以上电动机,应采用真空磁力起动器控制。

(五) 电流互感器和电压互感器

它们的作用是将一次回路的高电压、大电流变为二次回路的低电压、小电流,使测量仪表和继电保护装置标准化、小型化,使其结构轻巧、价格便宜,便于屏内安装。同时它们使二次设备与高压部分隔离,且互感器二次侧均接地,从而保证了人身和设备的安全。

1. 电流互感器

一次绕组串联在主回路中匝数少,一次绕组电流完全取决于被测电路的负荷电流。二次侧匝数多,其额定电流通常设计为 5A,故电流互感器变比与一二次绕组匝数成反比,分为 10/5、30/5、50/5、75/5...2000/5 等多种变比供选择,按其结构又可分单匝式、线圈式、穿墙式、母线式、浇注式、油浸式等多种类型。通常电流互感器是三相分开安装的。

使用中,要特别注意,电流互感器二次线圈是不允许开路的,即使仪表、继电器拆走不用,也必须将电流互感器二次线圈短接,以防止感应产生高压(可达数千甚至上万伏)

危及工作人员安全和仪表、继电器的绝缘。另外,二次绕阻断开,使铁芯中磁感应强度大增,会引起铁芯绕阻过热,使互感器特性变坏,严重时甚至烧毁电流互感器。

2. 电压互感器

实际上就是一台供给测量仪表和继电保护用的小容量降压变压器。与电流互感器一样,对其有一定的误差要求。它的一次绕阻匝数多,并联在一次主回路中,二次绕阻匝数少,输出标准电压为 100V,供给仪表和保护装置。

它按相数可分为单相式和三相式,两个或三个单相式也可以接成测量三相电压的互感器组。按绝缘分浇注式、油浸式等。使用中要注意它的额定电压和接线方式。

有一种 JSJW 型的三相五铁芯柱三绕组电压互感器,采用 $Y_0/Y_0/\Delta$ 接法,其第三个开口三角形接法的绕组标为 Δ ,是专门用来对中性点不接地的供电系统进行接地监测的(绝缘监测)。如有一相绝缘破坏,芯线接地,三相对称的对地电压平衡被破坏,这组 Δ 绕组就输出零序电压,带动警铃报警。而正常对称运行时,它没有电压输出,不发信号。

(六)熔断器

熔断器分高压和低压两大类。通常用它们作短路保护。

1. 高压熔断器

常用于 10kV 及其以下高压线路中,作短路保护用,其中 RW 型户外使用的跌落式熔断器还兼有隔离开关的功能,在小容量变压器供电线路中,它用在一次侧代替油断路器可以降低造价。但它只是在变压器二次侧自动开关断电后,用绝缘杆拉开它隔离电压,也可以在变压器空载时操作合闸,即在变压器空载电流时合闸。若变压器内部短路,它的熔丝熔断而熔管跌落,从而切断电源。它的外形见图 13-5-7(b)。

另一类经常用于高压静电电容器保护和电压互感器保护的是充填石英砂的高压熔断器 RN-10 型。它用焊接小锡球的金属丝 5 作熔体,短路故障时,焊小锡球 6 处的金属丝共熔点低,先烧断形成多断口,而断口电弧进入充填的石英砂会很快冷却而熄灭。它的下部有指示熔丝熔断而弹出的指示器 8、9。

2. 低压熔断器

低压熔断器按结构分 RC 瓷插式、RL 螺旋式、RTO 填料式、RM 密封式等多种类型。其中 RC 型主要用于地面动力配电装置中,RL 型则用于仪器设备中,而 RM 密封式则广泛用于矿山井下开关中作过流保护,RM 无填料封闭管式熔断器示意图见 13-5-8。

在纤维管 1 两端装有外壁有螺纹的金属管套 2,上面可旋紧黄铜帽盖 3,铅锌锡合金做成的变截面熔体 5 与刀形触头 4 连接,其窄部短路时先熔断,形成多断口,同时电弧灼烧管内壁使管壁分解出氢气、二氧化碳,使管内气体压力加大,这些气体灭弧性好,使电弧迅速熄灭。通常更换 4~6 次熔片后,考虑管内壁碳化严重,管壁强度降低,应整管更

换下来用到地面上空间距开阔的地方使用 ,以防止一旦爆管、电弧窜出 ,造成更大的事故。

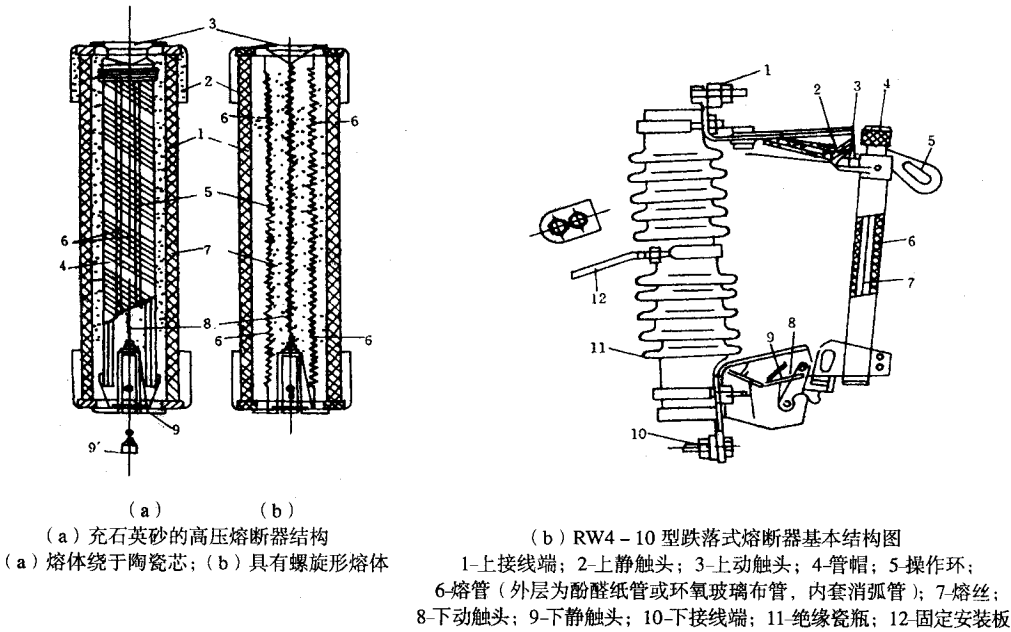


图 13-5-7 高压熔断器

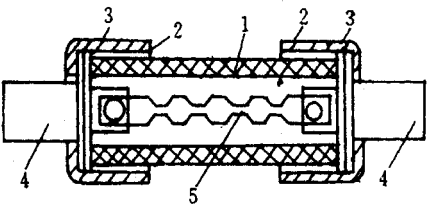


图 13-5-8 具有封闭管式的 RM1 型熔断器

(七)成套配电装置

成套配电装置是制造厂供应的设备 ,同一回路的开关电器、测量仪表、保护电器、操作机构、信号显示以及其他辅助设备都装配在全封闭或半封闭的金属柜内 ,有若干种组合方案。用户按主接线需要选择适合的高压开关柜或低压配电板即可组成一个完整的配电系统 ,不仅缩短设备安装时间 ,且元件装备规范 ,更能符合安全要求。

(1)GG1A 系列固定式高压开关柜 其外形和剖面图见图 13-5-9。

(2)BSL-1 型低压配电屏 主要用于 1000V 以下的室内成套配电装置 ,它离墙 0.8m 安装 ,便于检修。在面板上部有测量仪表 ,中部有闸刀开关的操作手柄 ,屏面下部有门 ,内装继电器、二次端子和电度表。母线布置在屏顶 ,其他低压电器装在屏后。它有

几十种方案可供选择 ,其外形图见图 13 - 5 - 10。

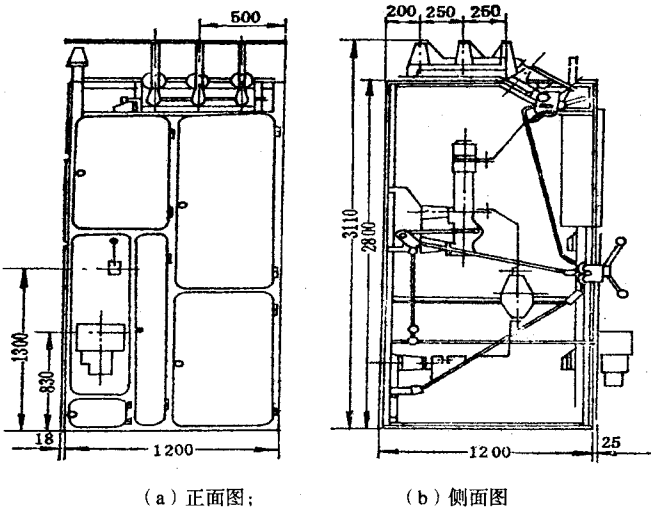


图 13 - 5 - 9 GG - 1A(F₂)型固定式高压开关柜

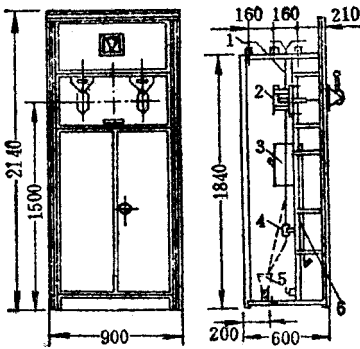


图 13 - 5 - 10 BSL - 1 型低压配电屏

1—母线 2—闸刀开关 3—自动空气开关 4—电流互感器 5—电缆头 6—继电器盘

(3) 矿山井下使用的高压配电箱 如无瓦斯、煤尘等可燃爆炸气体或物质存在的 地方选用封闭式的 KFG 一般型矿用设备 ,它可以防滴、防溅 ,绝缘等级也有所提高 ,所有电 气元件封闭在外壳中 ,防止人身触电。如有瓦斯、煤尘等可燃爆炸气体和物质存在的 场合 ,则应选用 PB 系列隔爆型高压配电箱 ,以保证安全。

(八) 电动机

矿山使用的电动机分直流和交流两大类。

1. 直流电动机

矿山通常使用直流串激式电动机作为电机车的牵引电机 ,因为该电机有良好的索引

特性,即低速时有大转矩,而高速时拖动转矩自动减小。

此外对调速要求高的工作机械也采用他激或并激式直流电动机,以利用其优良的调速性能。

直流电均由硅整流装置提供。

2. 三相交流电动机

(1)同步电动机 对大型不调速设备采用同步电动机拖动,利用其过激磁运行向电网反送无功功率的方法,来提高电网的功率因数。通常用于通风机、压气机等机械,但控制比较复杂。

(2)三相绕线式异步电动机 转子绕组可以通过碳刷和滑环与外接电阻连接,即可以用转子回路外接电阻的方法来改变电机运行特性,从而实现起动、调速一系列控制要求,常用于提升机。

(3)三相鼠笼式异步电动机 其结构简单、维护方便,易于防爆,广泛用于矿山各类工作机械。其中转子为双鼠笼和深槽式的具有更大的起动转矩,适合于重载起动的如刮板输送机、皮带运输机等。

(九)电缆

矿山井下空气潮湿、巷道狭窄,有岩石冒落危险,人又容易触及输电线路,为了保证供电安全可靠,井下供电线路必须使用电缆(架线式电机车使用的架线除外)。地面各机房供电也都使用电缆以保证安全。

1. 矿用电缆的类型和用途

矿用电缆分为铠装电缆、橡套电缆和塑料电缆。

(1)铠装电缆 铠装电缆芯线有铝芯和铜芯两种,芯线由多股细线绞合而成,以使电缆柔软,便于使用。铝芯电缆重量轻、价格便宜,但铝是活泼金属,在短路高温下,极易氧化,如果有瓦斯、煤尘等可燃可爆炸的气体物质存在,高温铝颗粒极易引起瓦斯煤尘燃烧爆炸。在井底车场和通风良好的进风大巷里可以使用铝芯电缆。而在煤矿采区等地方禁止使用铝芯和铝包电缆。

铠装电缆芯线的分相绝缘和统包绝缘都采用浸渍了电缆绝缘油的油浸纸带多层缠绕称为油浸纸绝缘电缆。如将绝缘层浸渍剂预先滴干即成“干绝缘电缆”或“贫油电缆”。若采用一种特殊浸渍剂,在正常工作温度下,保证浸渍剂不流动,这种电缆即为“不滴流电缆”。后两种电缆主要用于45°以上巷道或立井井筒垂直敷设。

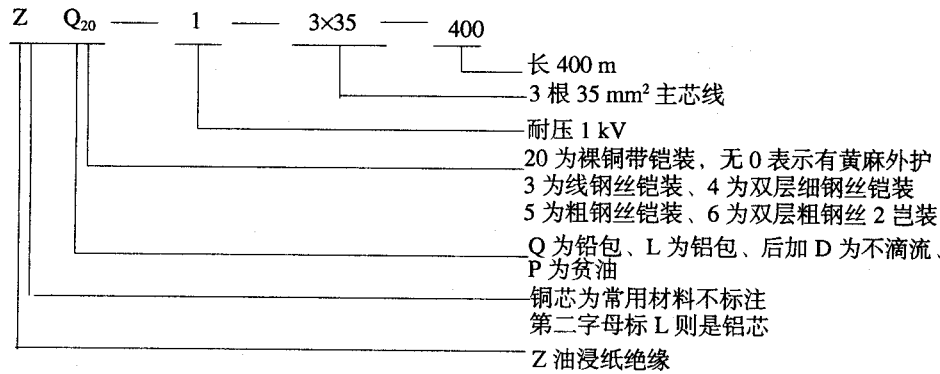
为防止水气浸入绝缘层和浸渍剂外流,绝缘层外包一层无缝的铅皮称为铅护套或铅包层,它和电缆最外层的金属铠装一起,用作铠装电缆的保护接地线。另外还有一种铝护套的铝包电缆,但只用于矿山地面。

在铅护套外面包有防腐纸带和浸渍沥青的黄麻衬垫 ,以防铅套腐蚀和电缆弯曲时最外面的金属铠装将铅套磨坏。

黄麻衬垫的外面是金属铠装层 ,目的是增大电缆机械强度 ,以承受外力冲击。钢带铠装只承受水平冲击力 ,故用于 45° 以下巷道中 ,钢丝铠装(又分单层、双层、细钢丝、粗钢丝铠装等多种)能承受拉力 ,用于 45° 以上巷道和立井井筒。为防止钢带或钢丝铠装生锈 ,最外层又可覆盖一层黄麻外护 ,但由于黄麻易燃 ,在木支架支护的巷道中不能用 ,它只能用于非燃材料支护的巷道。进入机电硐室 ,应剥去电缆的黄麻外护层。

铠装电缆用于固定敷设 ,向固定和半固定设备供电。

铠装电缆型号标注方法如下所示。规程要求供电系统图上要标明电缆型号及负荷名称。



(2) 橡套电缆 橡套电缆分普通橡套电缆、不延燃橡套电缆和屏蔽电缆。

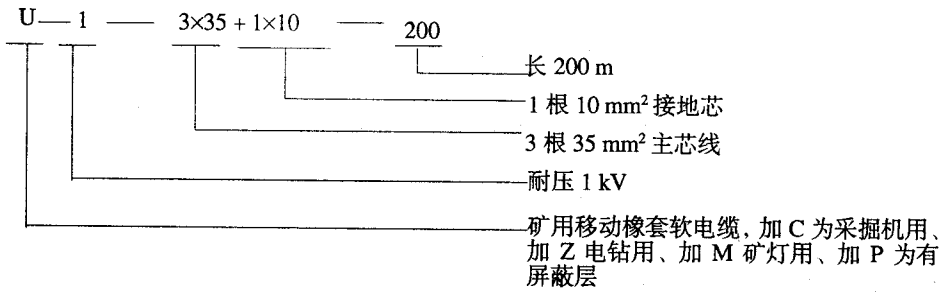
普通橡套电缆用天然橡胶制成 ,易燃 ,只能用于无可燃易爆气体和物质存在的场所 ,矿山井下不宜采用。

不延燃电缆用氯丁橡胶制成 ,它燃烧时分解出氯化氢气体不助燃 ,还隔绝空气阻止进一步燃烧 ,井下都采用这种电缆 ,由于它柔软 ,故常用来向移动式设备供电。

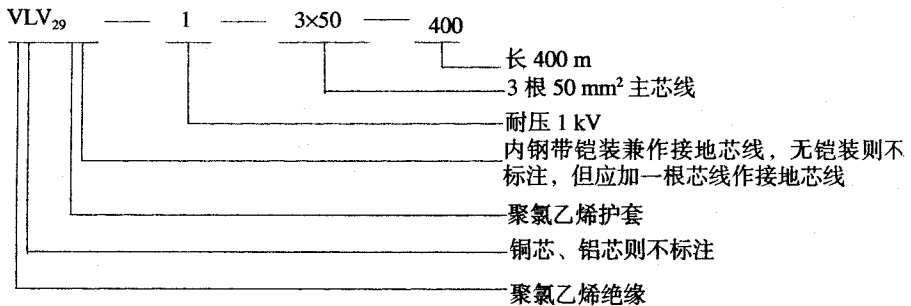
矿用屏蔽电缆是在芯线绝缘层外面缠绕用导电橡胶带制成的屏蔽层 ,接地芯线外面没有橡胶绝缘层而是直接包一层屏蔽层 ,这样当一相主芯线绝缘破坏时 ,首先经过屏蔽层接地 ,形成单相漏电 ,使检漏继电器立即动作切断电源 ,以防止发生两相短路或人身触电等严重事故。

橡套电缆的型号标注如下所示 ,最少也是四芯 ,三相主芯外必须有一根接地芯 ,用来构成井下接地保护网。

(3) 塑料电缆 这是矿山使用的新型电缆 ,价格比橡套电缆低。通常它的绝缘和护套都采用聚氯乙烯材料 ,又分有铠装和无铠装两种。用于 6kV 及以下电压等级。它具有允许工作温度高、绝缘性能好、护套耐腐蚀等许多优点 ,在条件适当时应尽量采用。



塑料电缆的型号标注如下所示：



电缆截面必须按规定要求选择,使一定截面对应的长时允许载流量应大于工作电流,以免电缆发热,否则,轻则使绝缘老化,影响电缆寿命,重则可能引起电气火灾或绝缘破坏,造成相间短路。此外截面积划,还影响到压降损失,必须作校验,使其符合要求,另外对移动设备电缆还要求一定的机械强度。

电缆敷设要求是：

① 电缆必须悬挂好,有一定弛度,矿车掉道时电缆应不受撞击,电缆坠落时不能落在轨道或输送机上。

② 电缆不应挂在压风管和水管上,电缆不能遭受水淋或被埋压。如设在压风钢管、供水钢管同一侧时,应在管子下方,并保持 0.3m 间距。

③ 盘圈或 8 字型盘绕电缆不得带电,但采掘机电缆车上电缆可以带电。

④ 电缆连接必须经过接线盒,要消灭鸡爪子、羊尾巴和明接头。

⑤ 机械提升进风斜巷,木支架的立井井筒,溜放矿石,矸石和材料的溜道不能敷设电缆

二、矿山供电系统

露天采场的供电方式与地面供电相同,从变电所至采场边界以及采场内爆破安全地带的供电线路,应使用固定线路,并宜采用环形供电。靠近工作地点的供电线路,应作成临时线路。移动式电器设备供电,应使用矿用橡套电缆。

矿井供电系统决定于井田范围、矿藏埋藏深度、开采方式、井下涌水量及机械化电气化程度等。对井田范围大、埋藏深、涌水大、用电负荷大的矿山拟采用高压下井,一般采用 6kV 下井,最高不超过 10000V。在井下再设中央变电所和采区变电所将 6kV 或 10000V 高压变为 380V 或 660V 供给设备以低压动力电,这种方式称为深井供电系统。这种方式使高压深入负荷中心、电能损耗小,但井下要使用高压设备、投资会增加。

对产量小、矿藏埋藏较浅、涌水量小、井下没有高压电动机的矿井,一般采用低压 380V 或 660V 下井,称为浅井供电方式。由于低压下井,设备投资较省,但电压及电能损耗都可能加大。

目前矿山采用的供电系统主接线方式有以下几种:

(一)桥式接线

由于矿井的通风、排水、提升等都属于一类负荷,所以矿井应有两回路电源,其中一回故障停电时,另一回应担负矿井全部负荷,这两回路电源线应来至不同变电所或前级同一变电所的不同分段母线。对双回路电源常采用桥式接线。

我们把联络两回电源线的断路器 QF_3 所在电路称为“桥”,桥式接线常用单母线分段系统,通常又分为两类即内桥式接线和外桥式接线。如图 13-5-11 所示,它们是按“桥”在变压器主控断路器的内侧或外侧来区分的。

1. 内桥式接线

按断路器 QF 和隔离开关 QS 的操作程序的要求,我们可以看出图 13-5-11(a)内桥式接线切换电源线路 WL_1 、 WL_2 容易,而切换变压器 T_1 、 T_2 困难。再考虑断路器可以加装继电保护实现自动跳闸,所以内桥式主要用于变压器负荷平衡,不需要经常切换,且电源线路较长,事故较多或经常要求倒闸操作的地方。

2. 外桥式接线

而图 13-5-11(b)所示外桥电路,正好与内桥相反,操作切换变压器 T_1 、 T_2 容易,切换电源线路 WL_1 、 WL_2 困难。它用于负荷变化较大、变压器需经常切换,而线路较短,事故较少,不需要经常切换的地方。此外,外桥式外侧空间较大,有安装新的断路器发展成全桥式接线的可能。

(二)线路—变压器单元接线

对年产量较小的矿山(井),允许采用专用单回路供电,但这趟电源线上不得分接任何负荷,以免其发生故障时,影响该电源线正常供电。为保证通风、排水、提升等对供电可靠性的要求,采用单回路供电时,必须有备用电源(例如,自备发电机且容量能满足一类负荷要求)。单回路供电的小型矿山,一般采用线路—变压器单元接线方式,其高压侧开关可以使用断路器也可以使用跌落式熔断器,其接线如图 13-5-12 所示。

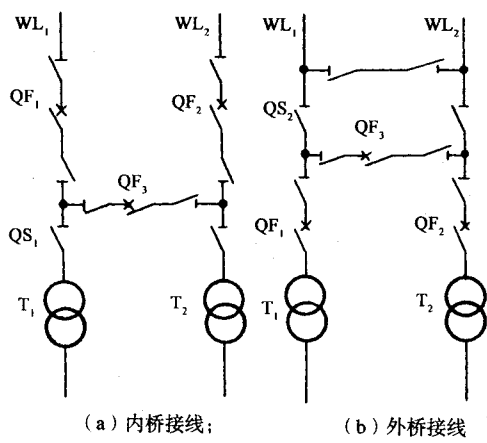


图 13-5-11 桥形接线

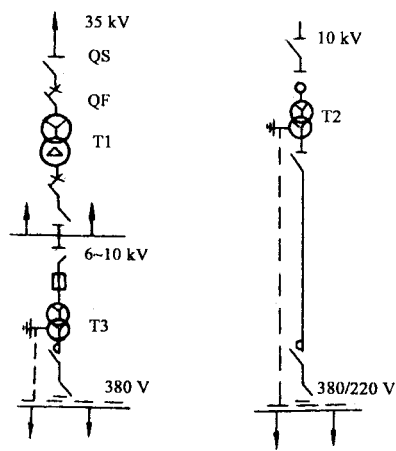


图 13-5-12 线路—变压器单元接线

第二节 矿山电气安全及措施

矿山电气安全通常指电气人身安全和电气设备安全。矿山井下由于其工作环境条件特殊,如井巷潮湿有淋水,电气设备绝缘因受潮使其强度降低,井下存在巷石冒顶、片帮及炮崩等使电气设备绝缘破坏,加上井巷空间狭窄,光线很暗,人又容易触及绝缘受损的电气设备及带电导体造成人身触电伤亡。而在有瓦斯煤尘等易燃、易爆气体和物质存在的矿井井下,外露的电火花将会引起瓦斯、煤尘等气体和物质燃烧爆炸,造成井毁人亡

的严重事故。露天采场存在边坡稳定不够造成倒杆以及爆破飞石伤及电缆或电气设备的事故。本节将从以上几个方面来分析矿山电气事故原因及其安全对策。

一、触电危险及预防

人触及带电导体或触及绝缘破坏而漏电的电气设备的金属外壳 ,电流流过人体 ,就叫触电。触电电流对人体的伤害分电击和电伤两类。

(一)触电事故基本类型

1. 电击

电击是指电流通过人体对人体内部造成的综合性伤害 ,这种综合性伤害是由于电流具有热效应、化学效应、机械效应等诸多原因而引起。它往往造成人的中枢神经系统麻痹 ,使人呼吸和心跳停止 ,而致人死亡。

2. 电伤

电伤是指电流电弧对人体表面皮肤的灼伤 ,严重的往往造成人的肢体致残。

电击和电伤这两类伤害也可能同时发生 ,特别是在人遭受高压触电更为常见 ,但一般所言触电事故大都是指电击伤亡。

3. 电击事故的分类

(1)在 10000V 以上高压设备上 ,当人体靠近带电体时 ,高压击穿人和带电体之间的空气间隙使电流流过人体而造成电击 ,同时伴以高温电弧把人烧伤。这种事故大约占总触电事故的 10% ,主要发生在职工误操作以及人对高压带电导体之间的安全距离不够而造成的。

(2)单相触电 当人的一只手或身体某个部位接触到一相带电导体或触及因一相绝缘破坏而漏电带电的电气设备金属外壳或金属构架时 ,即发生单相触电。这种触电或是一相带电体或电力线搭接在控制线、信号线、电话线等弱电线路上而被人触及 ;或是电力线断线 ,露头造成人误踩、误拾、误碰以及碰壳 ,而引起单相触电。大约占触电事故总数的 50%。

(3)两相触电 当人两手或身体同时接触两相带电导体时 ,不论低压电网中性点是否接地 ,人都将承受较高的线电压(如 380V 线电压将高于单相触电的相电压 220V) ,危害将更严重 ,大约占触电事故总数的 15%。

(4)跨步电压触电 当带电电线落在地上 ,而电源未切断 ,此时接地点周围将出现电位分布 ,接地点最高 ,电位随远离接地点而下降 ,人两脚踩在不同电位点上形成跨步电压而触电。遇到这种情况 ,最好双脚并拢或单脚跳出接地点 20m 以外 ,可保安全。

(5)接触电压触电 虽然电气设备安装了接地保护装置 ,由于接地装置布置不合理 ,

当设备绝缘破坏而有电流经接地装置入地时,在地中会造成电位分布不均,人体若与带电外壳接触时,便发生接触电压触电。当人离接地装置越近则所受接触电压最小,反之就越大,跨步电压和接触电压如图 13-5-13 所示。

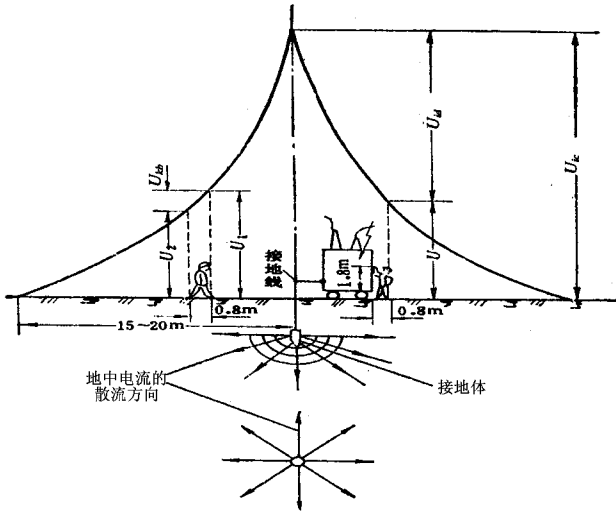


图 13-5-13 地中电流由单一接地体流出时的流散情况

跨步电压 U_{kb} 和接触电压 U_{ic}

由图可见,漏电设备经接地极入地电流形成的电位呈伞形分布,接地装置处最高,离它 $15 \sim 20m$ 以外电位则为 0,则规定跨步电压为 $U_{kb} = U_1 - U_2$,式中 U_1 、 U_2 为人两脚相距 $0.8m$ 距离所处的入地流散电流的电位,而接触电压 $U_{ic} = U_{id} - U$,式中 U_{id} 为漏电设备接地装置对大地零电位之间的电位差; U 为人离漏电设备 $0.8m$ 远处电位。可见人手触及的 U_{id} 为对“地”最高电位,而人脚站立位置是 U 电位,接触电压 U_{ic} 实际是加在人的手与脚之间。除此之外,人所受接触电压与跨步电压大小还与人两脚对地面的接触电阻大小有关。

减少人所受接触电压和跨步电压的办法,除提高电气设备绝缘,避免漏电以外,还应在接地装置的设计和施工中采用均压带等办法来使 U_{ic} 和 U_{kb} 在允许值以下。这在叙述保护接地时再加以说明。

(二) 影响电伤害程度的诸因素

电伤害强度决定于通过人体的电流的大小、电流通过人体的持续时间、电流通过人体的途径、电流频率以及人体的健康和心理状况等多种因素。

1. 电伤害程度与电流大小的关系

当流过人体电流在 $0.5mA$ 以下时,无论接触时间长短,人无感知。在 $10mA$ 以下时,

人能感知电流,发麻,但无有害生理反应。在 50mA 以下,会出现非致命的病态生理效应,这阶段人会因触电而发生痉挛、呼吸吃力、血压升高、心跳紊乱等病理反应,但人还能主动摆脱电流。在 50mA 以上,触电时间超过 1s,即可发生致命的心室颤动和窒息以及严重灼伤,有死亡危险,常取 25 ~ 30mA 为人身触电极限安全电流。

通过人体电流大小取决于:

(1)施加于人体电压。人接触电压越高越危险,低压交流 220V 通过心脏会引起纤颤。高压 1000V 以上会引起呼吸中枢麻痹而使呼吸和心跳都停止。国家规定安全电压为 36V,作为人经常接触的如控制电路、局部照明电路等的电压,人触及此电压不会造成人身伤亡。

(2)人体电阻,其大小因人而异,通常取人身最小电阻 1000Ω 作为计算依据。皮肤潮湿、多汗、有损伤、带有导电性粉尘都会降低人体电阻,接触面积加大,接触压力增加也会降低人体电阻,流通电流愈大,持续时间越长,会增加发热出汗,人体电阻也会降低。

2. 通电时间长短与电伤害程度的关系

如前所述,在人触电电流 50mA 情况下,1s 内尚无生命危险,但通电时间加长就会有生命危险,所以人越早脱离触电导体越好。

3. 电伤害程度与电流路径的关系

电流通过心脏将引起心室颤动致死,还可能使心脏即刻停止跳动。电流通过中枢神经会造成中枢神经失调而致死,电流通过头部会使大脑严重损伤而致死,电流通过脊髓,可造成人体瘫痪。其中以电流通过左手——胸部——脚,或双手——胸部——双脚最危险。

4. 各种频率电流对电伤害的影响

各种频率的电流对人体触电的伤害程度是不同的。工频交流(50 ~ 60Hz)最危险,而相同电流量的直流电则相对较安全。而 2000Hz 以上的触电死亡率将降低。

5. 电伤害程度与人体状况的关系

女性比男性对电敏感性更强,体弱多病的人触电危险将增加,小孩受电伤害比成人更严重,酒醉的人触电危险剧增。所以上班前和班中应禁止饮酒。

6. 心理状态

精神振奋,精力集中,有思想准备的人其触电危险较少,精神恍惚、萎靡不振、疲劳分心的人触电危险将会增加。

(三)触电预防

为避免人触及带电导体或漏电电气设备的金属外壳或构架,通常采用下列办法加以预防:

1. 保证电气设备绝缘良好

要使用正规厂家生产的符合国家标准电气产品,井下电气设备至少使用矿用一般型电气设备,在有瓦斯煤尘燃烧爆炸危险的场合要使用隔爆型电气设备,井下使用的电气设备绝缘要求比地面使用的高一个等级,且带电体要装于金属外壳内封闭屏蔽,以防人员触及,并防漏、防溅和防外力的破坏。

设备绝缘必须定期测试,起码应用兆欧表(摇表)测量其绝缘电阻符合要求。有条件的还可以作泄漏试验,测定其介质损耗、耐压强度等。这种定期测试和预防性试验是防止绝缘损坏而造成电气伤害的可靠手段。

2. 带电导体、电器元件、电缆接头应封闭在外壳中

带电导体、电器元件、电缆接头等应封闭在外壳中,外壳与外盖(门)之间应设机械闭锁装置,保证断电时才能打开外盖,必须合上外盖才能送电。以防人触及带电导体。

3. 带电体周围应设置围栏

为防止人接近带电体,带电体周围应设置围栏,并标挂“有电危险”字牌。为防止带电体之间或带电体与其他设备间短路放电,安装时一定要按规程要求保持一定的安全限距(请参阅电工手册)。井下电机车架线高度应符合安全规程要求。在露天采场同杆架设的多回路线作业中,只有部分线路停电检修时,操作人员及其所携带的工具、材料与带电体的安全距离,10kV及以下,不得小于1.0m,35(20~44)kV不得小于2.5m。

4. 采用低压低电

对人经常接触的电气设备应采用较低电压供电,以减少触电危险,如井下控制回路采用36V电压,手持电钻、照明及信号装置不超过127V电压。对380V的岩石电钻其绝缘要求更加严格,就是127V的手持电钻其操作手柄等工作中必须接触的部分都应保证绝缘胶套完好,绝缘良好。

5. 敷设保护接地装置,见下一部分所述。

6. 装设漏电保护装置,见下一部分所述。

7. 加强工作人员的绝缘防护

电工应装备和穿戴绝缘良好的胶靴、胶手套,高压设备前应铺绝缘胶垫,电工工具如电工钳手把绝缘胶套必须完好。电工必备试电笔、万用表等测电仪表,电工必须经过培训,持证上岗,严格按规程操作,严禁带电作业。在停电线路上工作时,应采取验电和挂接地线等安全措施。

8. 向井下供电的变压器(发电机)中性点不要直接接地

因为变压器中性点直接接地系统中,人触及一相导体,人体将承受相电压,见图13-5-14。在线电压为380V的供电系统中,相电压为:

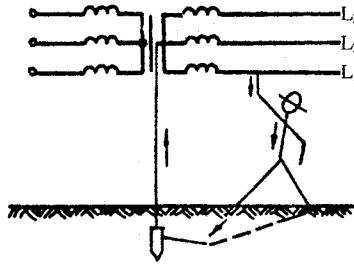


图 13-5-14 变压器中性点接地时人体触电情况

$$U_{\text{向}} = \frac{U_{\text{线}}}{\sqrt{3}} \approx \frac{380}{1.73} \approx 220\text{V} \tag{5-1}$$

式中 $U_{\text{相}}$ ——相电压；

$U_{\text{线}}$ ——线电压。

若人身电阻 $R_{\text{人}}$ 按 1000Ω 计算,则流过人体的电流 $I_{\text{人}}$ 为：

$$I_{\text{人}} = \frac{U_{\text{相}}}{R_{\text{人}}} = \frac{220}{1000} = 0.22\text{A} = 220\text{mA} \tag{5-2}$$

该电流已远远大于人身触电安全电流 30mA 足以置人于死地,所以非常危险。

这种系统用于地面,可以从接地的中性点引出中线 N ,构成三相四线制同时取得线电压(380V 动力用电)和相电压(220V 照明用电)的所谓“灯动合一”供电系统。由于地面空间开阔,电线嵌埋或悬挂较高,人不易触及减少了触电危险。当一相火线绝缘损坏而接地时,很大的接地电流将电源侧的保护装置立即动作(如保险丝烧断)而立即断电,从而保证安全。但在有瓦斯煤尘等可燃、可爆物质存在的场所,一相芯线接地,在接地处产生极大的入地电流将形成外露火花,从而引起瓦斯煤尘燃烧爆炸,若电雷管不慎掉地,转大的入地电流也可能造成雷管先期提前爆炸,非常危险。所以无论从防止人身触电或防止瓦斯煤尘燃烧爆炸两个方面来看,煤矿都是严格禁止向井下供电的变压器中性点接地的。非煤矿山“安全规程”规定井下应采用矿用变压器,中性点不能直接接地。若用普通变压器,禁止中性点直接接地。地面中性点直接接地的变压器或发电机,不得用以向井下供电。架线式电机车整流装置的专用变压器,不在此限。露天采场外的地面低压设备供电,采用 $380/220\text{V}$ 中性点接地的供电系统。但采场内不得采用中性点接地的供电系统。所以要将地面井下两套供电系统分开。各用各的变压器供电,以保证安全。

那为什么向井下供电的变压器(发电机)中性点不接地就安全得多呢?我们以图 13-5-15 来分析：

当人触及一相导体时,触电电流 $I_{\text{人}}$ 经人体入大地,再经另两相对地绝缘电阻 R_2 、 R_3 和对地电容 C_2 、 C_3 而回到变压器中性点 O 。经分析,在忽略对地电容时,流过人体的

触电电流为：

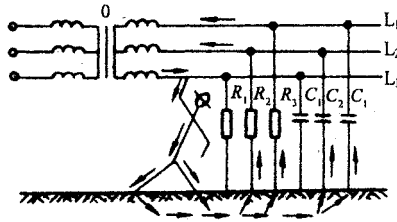


图 13-5-15 变压器中性点绝缘系统人身触电情况

$$I_{\lambda} = \frac{3 U_{\text{相}}}{3 R_{\lambda} + R} \quad (5-3)$$

式中 $U_{\text{相}}$ ——相电压, V ;

R_{λ} ——人身电阻取 1000Ω ;

R ——另两相每相对地绝缘电阻 Ω 。

只要另两相对地电阻 R 足够大, 就可以使人身触电电流大大减小。例如在 380V 供电系统中, 变压器二次星形接法, 则相电压 $U_{\text{相}} = 220\text{V}$, 若取 $R = 19000\Omega$, $R_{\lambda} = 1000\Omega$ 代入上式计算得：

$$I_{\lambda} = \frac{3 U_{\text{相}}}{3 R_{\lambda} + R} = \frac{3 \times 220}{3 \times 1000 + 19000} = 0.03 = 30(\text{mA})$$

可见只要另两相绝缘电阻值较高, 就可以使人身触电电流减少到触电极限安全电流以下。

当然若电缆分布多、线路长, 对地电容加大, 人身触电电流中将会增加电容性电流, 但可以采取漏电继电器中的感性电流来加以补偿(抵消)。

若因单相接地, 入地电流小, 不易察觉, 而发展成另一相又接地的两相接地短路。短路电流会很大或人触及另一相导致的触电危险增加, 则可以采用安装检漏继电器, 只要电网对地绝缘电阻降到整定值, 它将作用于电源侧的自动馈电开关而立即跳闸断电, 以确保安全。

(四) 触电急救

首先是使触电者脱离电源, 然后视伤者情况施以急救。

1. 脱离电源

(1) 尽快断开电源开关, 切断电源。

(2) 用绝缘物使伤者脱离电源(如木棒挑开电缆线, 或用绝缘手套、绝缘垫裹着伤者肢体拉离电源线等)。

(3) 如离开关太远, 在地面还可用短路法使电源开关跳闸断电。

2. 急救

若触电者呼吸、心跳停止,如无致命外伤,只能视为假死,应立即争分夺秒进行抢救,主要是作人工呼吸和心脏按摩,并等待医生到来继续抢救。

(1)口对口(鼻)人工呼吸法

①触电人脱离电源后,立即清理他嘴里的东西,使头尽量后仰,让鼻孔朝天,以防止舌根部阻塞气道,很快解开他的领口和衣服,头下不要垫枕头,以免影响通气。

②救护人跪在触电者头部左侧或右侧,一只手拧紧他的鼻孔,另一只手的拇指和食指掰开他的嘴巴(如掰不开,则用口对鼻人工呼吸法,闭紧嘴巴,紧贴他的鼻孔呼吸气)。

③救护人深吸气,紧贴掰开的嘴巴吹气(可隔一层薄布吹),吹气时应使触电人胸部膨胀,每5s1次,吹2s,放松3s,对小孩,要小口吹气。

救护人换气时,放松触电人的嘴巴和鼻,以恢复他的自主呼吸。

(2)胸外心脏挤压法

①将触电人衣服解开,仰躺在地上或硬板上,找到心脏部位的正确挤压点。

②救护人跨腰跪在触电人腰部,两手相迭(对儿童用一只手),手掌根部放在心口窝稍高一点的地方(掌根放在胸骨 $1/2$ 部位),按心跳节律持续进行挤压,直到伤者自主心跳恢复为止。

(3)对呼吸和心跳都同时停止的触电者,必须人工呼吸和胸外心脏挤压同时进行。千万不要轻易放弃抢救,我国曾创造过抢救成功呼吸心跳停止数分钟的触电受害者。

二、电气火灾及其预防

电气火灾是指电气设备长期过负荷运行,导致设备过热,绝缘破坏,引燃设备内的可燃物如油浸式变压器绝缘油,电动机绕组,橡套电缆的可延燃胶套等,进而引燃设备周围的可燃物,而造成电气火灾。

电气火灾的另一个火源是指设备或线路短路时,产生的电弧高温引燃易燃物而形成电气火灾。

电气火灾不仅烧毁设备、烧伤人体,它引燃可燃物会消耗大量氧气,并产生一氧化碳等有毒气体而使人窒息死亡。

(一)短路

是指导电体相与相之间(中性点接地系统中包括相与地之间)非正常的短接。此时短路回路内阻抗大大减少,而短路电流急剧增加,常常是正常工作的几倍甚至几十倍,而导体发热又和短路电流的平方成正比,常使温升超过可燃物自燃点而引发电气火灾。短路原因常见的有:

(1) 绝缘老化变质。受高温、潮湿或腐蚀作用而使绝缘性能降低,造成击穿短路。

(2) 绝缘导线勾挂在铁钉或铁丝上,由于磨损或铁锈腐蚀而使绝缘破坏短路。

(3) 机械外力对线路绝缘的破坏,如矿车掉道挤砸电缆;冒顶、片帮、炮崩岩石砸坏设备和电缆。

(4) 雷击造成过电压击穿绝缘而短路。

(5) 接线或操作错误而形成短路。

(6) 选用设备额定电压低于线路电压,而造成击穿短路。

(二) 过负荷

(1) 设计、选用电缆不严格计算,选用不合理,造成过载。

(2) 超过设备额定值使用设备,且时间很长。

(3) 设备故障运行,如三相电动机缺相(断相)运行,电流将比平时增大 $\sqrt{3}$ 倍,发热增加3倍。缺相是指运行中断一根线或开关三相触头有一相闭合不好而断开就形成断相。

(4) 接触不良,接线螺丝不压紧,触头闭合压力不够,接合面不平整,造成接触电阻增大,发热加大。甚至出现触头烧焊而无法断开的严重情况。

(5) 铜、铝导线连接,由于铜、铝电性质不同,接头处因电解作用而腐蚀,导致接头过热。最好使用铜、铝过渡接头连接而不要直接连接。

(6) 铁芯发热,如硅钢片质量低劣,铁芯长时间过电压或绝缘损坏,使磁滞涡流损耗增加而过热。

(7) 散热不良,如变压器散热油管堵塞,电动机外壳通风沟道被埋压,风扇损坏等。

(8) 白炽灯泡照明时表面温度很高,如200W灯泡十多分钟就能将紧贴的纸张点燃。所以井下照明应尽量选用日光灯等冷灯具。即使用白炽灯也要选用矿用安全型,灯泡外罩有一玻璃罩隔热,且外罩一旦破损,灯泡将下落而断电。

(三) 防火及防爆措施

通常按工作场所存在易燃、易爆物的严重程度,来选用不同的电气设备,如井下存在瓦斯、煤尘等易燃、易爆物,必须按专业安全规程要求选用特制的电气设备,如隔爆型电气设备,以保证安全,外壳标注以标志符号ExdI。

1. 设备选用

除上述隔爆型设备外,还有防尘型、防水型、密封型、保护型(包括封闭式、防溅式、防滴式)等,可参照有关规程规范选用。对有导电粉尘(如金属矿开采)存在的地方,应选用密封式设备。

2. 导线敷设

在有火灾和爆炸危险场所,电缆必须用接线盒连接,移动式设备应使用无接头橡套

软电缆供电。铠装电缆进入机电硐室应剥去黄麻外护层。电缆在巷道内应悬挂。在巷道壁的木楔上或特制金属托架上,悬挂点间距不大于 3m。动力电缆应在最下方,而控制、信号等电缆在其上方相距 30cm 悬挂或挂于巷道另一侧。不得将电缆悬挂在风、水管上。若与风、水管平行敷设只能敷设在管上方且相距 0.3m 以上。电缆上不得悬挂任何物件。

3. 保持防火间距

按规程要求室外变配电装置对一般建筑物应保护 12 ~ 40m 间距。对有爆炸危险建筑物不应小于 30m。变电所门窗应外开,并通向无燃烧爆炸危险的一侧。

4. 保持设备正常运行

使其电压、电流、温升等都不超过额定值,并加强设备维护与检修。

5. 加强通风

可降低爆炸性气体和粉尘的浓度,又可降温。

6. 良好的接地保护

燃烧爆炸危险场所比一般场所要求高:

(1)除生产上特殊要求的以外,一般场所不要求接地(接零)的金属外壳部分仍应接地(或接零)。

(2)单相设备工作接零与保护接零要分开,并装设双投开关同时断开工作相线和工作零线。

(3)如采用中性点不接地系统供电,应有良好的绝缘监测装置,如装设检漏继电器。

7. 采用耐火设施

配电所应用耐火墙砖修建,井下机电硐室用水泥支架支护或用料石砌碇。井下巷道也尽量减少木支架支护等。

(四)电气灭火

电气火灾的特点是:着火的设备往往仍然带电,稍不注意会引发触电事故;二是带绝缘油的设备可能发生喷油或爆炸事故,造成火灾蔓延扩大。因此电气火灾扑灭,必须做到:

(1)立即断电。由于受潮或烟熏,设备绝缘降低,拉闸时最好用绝缘工具或绝缘手套操作。一定注意先操作断路器断电灭弧,不要忙中出错去拉隔离闸刀开关,而造成弧光短路扩大事故。

(2)为争取时间,来不及断电时,可带电灭火,这要求工作场所平时就应悬挂二氧化碳、四氯化碳、二氟一氯一溴甲烷或干粉灭火器等,它们都不带电,可用于带电灭火,且对设备绝缘无大影响。

(3) 停电后,也可以用砂(平时准备好砂箱)或浸湿的衣物覆盖扑打灭火。但不宜用水浇或用普通泡沫灭火器(水溶剂)灭火,它导电,且对设备绝缘有影响,不宜用于电气火灾灭火。对电动机等不宜用干粉及砂子灭火,以免以后修复困难。

(4) 使用上述灭火器材中的四氯化碳灭火器时,人应站在上风口,以防中毒。灭火后要加强通风,如设备油箱破坏而造成喷油燃烧,可用泡沫覆盖扑灭或用砂土覆盖扑灭。

三、电气设备事故及预防

电气设备事故种类很多,轻则无法正常工作,重则造成设备毁损。

(一) 电动机

三相交流异步电动机使用最多,但又容易烧毁,其原因如下,找到事故原因就可以对症下药,加以处理。

(1) 内部绝缘破坏,如风叶刮伤线匝,造成匝间短路。

(2) 绝缘老化、长期过载运行、风道堵塞、散热不良、矿石、矸石塌压,使电气温升超过额定值 $^{\circ}\text{C}$,其寿命就降低一半。

(3) 绝缘受潮,绝缘水平降低而击穿短路。

(4) 电压过低,运输机卡链,过度重载造成堵转,电流急剧上升。

(5) 电压过高,如将Y形接法接成 Δ 形,绕组由承受相电压变成承受线电压,常使绝缘薄弱处被击穿而短路。

(6) 电机断相运行(断一相线,一相触头闭合不好等),电流加大1.73倍。

(7) 电机频繁起动,起动电流是正常运行电流的5~7倍。

(8) 保护整定不合格,事故时不跳闸,不能切断短路电流。

(9) 不坚持使用液力联轴器或其易熔塞不按规定使用。

(10) 安装质量存在严重缺陷,轴扭曲,轴承不正,不上油。

(11) 双电机拖动不同时起动或单机运行。

(12) 制造和维修质量存在问题。

(13) 设计选型不合理,使用不合理,如小马拉大车等。

(二) 开关设备

1. 磁力接触器的控制变压器烧毁

绝缘不好、衔铁吸持间隙过大,消耗过多激磁电流来加大吸力,衔铁上短路环折断不仅增加吸持噪音,也会增加激磁电流,使线圈过热。

2. 触头烧焊

触头压力弹簧未调好、压力不足,触头表面电弧灼烧后不平整由面接触变成点接触

而加大接触电阻,以及超负荷运行或超过其切断容量使用等,都会造成触头烧焊不能断电的严重后果。

3. 对隔爆型开关还应严格要求其隔爆面维护应达到规定要求。主要是隔爆面间隙不超标,隔爆面粗糙度(光洁度)符合要求。

4. 开关内的保护装置一定要按规定要求整定,不能甩开不用,也不能任意整定;否则短路事故发生时不能正常跳闸断电,使事故持续存在,某矿曾出现过开关内部短路事故持续存在,短路电流电弧将开关外盖烧穿,火焰窜出引燃机油、油棉纱和橡套电缆,酿成瓦斯煤尘爆炸燃烧,人员重大伤亡的特大型事故。

5. 短路容量

井下高压网络的短路容量,不宜超过 70MVA。如果超过,应串联电抗器限制短路电流。使用未标明井下专用的油断路器时,其最大遮断容量不得超过额定容量的一半,以保证断路器有足够的灭弧性能。

(三) 变压器

为避免烧变压器,要求:

(1) 选择合适容量,避免长期过负荷运行。

(2) 定期检测绝缘油质量,停电检修时,要摇测线圈绝缘电阻符合要求。

(3) 高低压侧保护要认真选择整定。

(4) 变压器并联运行一定要满足并联运行的条件,不能随便并联运行。

(5) 井下连接 127V 干式变压器等小型设备时,由于电缆较细,其四根芯线中的接地芯线一定严格区分认定,千万不能接错,而使外壳带电。

(四) 电缆

为防止电缆故障,应做到:

(1) 井下电缆选用要按规定选用型号,按规定敷设。

(2) 电缆截面要计算,选择合理,避免过载运行和压损过大。

(3) 电缆要悬挂好,不要带电盘圈或 8 字形盘绕,不要受淋水、浸泡或被埋压,不要和易燃物接触。

(4) 电缆连接一定使用接线盒,不要有鸡爪子、羊尾巴、明接头。

(5) 放炮时,应用钢槽或钢板对电缆进行掩护。

(6) 电缆破损,井下临时可用生橡胶带冷补,有条件时换下送至地面进行硫化热补,并定期检测电缆绝缘电阻使其符合要求。

第三节 矿山电气安全管理

电气事故原因很多,但共同原因是安全管理不严和安全技术措施不完善。从众多电气事故中总结出一条血的教训,即使有好的技术措施,如果没有相适应的管理机制和组织措施,事故还是可能发生。当然,管理措施再好,没有具体的技术措施,组织措施也是一纸空文。可见管理与安全技术是相互依存、相互促进的,本节将主要讨论电气安全管理方面的主要措施。

一、电气安全的组织管理

1. 实行专业安全管理与群众管理相结合的办法,加强电气安全管理工作。

(1) 矿山企业应建立、健全安全技术部门,配备专职技术人员担负电气安全管理工作。

(2) 根据厂矿企业劳动管理监察和违章处理办法规定,要建立、健全各级安全监察组织。矿山企业的主管部门和企业本身的安全技术人员应义不容辞地承担起劳动保护监察的重任,按规定履行自己的职责。

二、从事电气工作时的组织措施

必须把各类电气工作人员组织起来,各司其职、各负其责,把人与设备的关系明确固定下来,做到件件工作,台台设备都有人专职负责,落实完成。这就必须建立、健全各项规章制度。

电力部门颁发有《电业安全工作规程》,各行业也制定有相应的《安全规程》,对其中有关电气安全的条款,必须坚决执行。现择重介绍如下:

1. 电气工作人员必须具备的条件

(1) 经医师鉴定,无妨碍工作的病症(体检应至少两年一次)。

(2) 具备电气知识(经过培训),按其职务和工作性质,做到应知、应会、应做。熟悉《电业安全工作规程》有关内容,并考试合格。

(3) 学会紧急救护。

2. 在电气设备和线路上工作必须严格执行工作票制度

对重要场所、重要工作设备的停、送电和对 380V 以上电气设备的检修,由主令单位

开出工作票,作为书面命令交电工执行,工作票上要填写工作任务、工作时间、停电范围、安全措施、工作负责人及工作班成员,谁签发、谁执行都要签字,工作结束还须办理结束手续。

若是口头通知,值班员必须将发令人、负责人、工作任务、要求、停电范围和时间、安全措施等记入操作记录本并向发令人复述核对无误后,交执行负责人和执行电工执行。结束后办理结束手续。

在办理完工作票以后,作业时必须由两名电工进行,不准单人作业。人到现场完成安全措施后,进行检查,确认无误,符合工作要求后,向工作负责人指示带电设备位置和注意事项,双方在工作票上签字交接认可后,工作人员方可开始工作。

工作负责人就是工作人员的监护人。他应向工作人员交待现场安全措施,带电部位、停电设备、指导具体操作。他必须始终在现场,认真监护,发现问题及时纠正。

工作完成后,工作人员应清理现场,撤除接地线,周密地检查有无工具、器材遗留在设备内或工作地点,待监护人验收合格后,填明工作终结时间、签名、向值班员汇报人员已撤离,此时值班员方可下令撤除电源侧安全措施,下令恢复送电。

目前小型矿山执行的是“个人执行”制,即得到操作指令后执行人亲自去停电,并将合闸开关上锁,带走钥匙,并悬挂“有人作业,禁止送电”标示牌。任务完成后,由执行人返回亲自送电,严禁代停代送。

三、电气事故的调查处理

调查分析处理事故是为了总结经验教训,分析事故发生原因,寻找事故发生规律,开展反事故斗争,不断提高安全水平。

(1)实事求是,严肃认真,反对草率从事、大事化小、小事化了,甚至隐瞒不报。做到事故原因不清不放过,事故责任者未受到教育不放过,没有制定防范措施不放过。

(2)教育为主,既教育本人,弄清危害程序,又教育大家,提高大家的安全意识和责任感。

(3)对不遵守劳动纪律、工作不负责任、违章作业造成事故或事故扩大者要追究责任,严肃处理。

四、安全检查

安全检查是贯彻预防为主安全第一的重要措施,定期和不定期的安全检查,不仅能及时发现安全隐患,及时加以处理,减少和防范事故发生,还可以作到警钟长鸣,强化工作人员安全意识,让人人重视安全落实到工作中。群众性安全大检查最好每季度一次。

重点岗位、重点部位要按《安全规程》认真检查,突出一个“严”字。千万不能马虎从事走过场。

五、安全教育

向广大职工开展安全教育,是避免事故发生、贯彻安全第一、预防为主的又一重要措施。

新工人必须接受矿、车间(队)、班组等的三级安全教育。认识安全用电的重要性,懂得用电的基本知识和保证安全的基本方法。

对使用电气设备的工人以及独立工作的电工,更应懂得电气设备的工作原理、安装、使用、维护、检修过程中的安全要求,熟悉操作规程,学会电气灭火方法及掌握触电急救技能,并通过考试,取得上岗合格证明。

六、做好电气安全要求 做到六坚持、一依靠、一重点、两基础

六坚持是指:

- (1)坚持安全第一,不安全不生产。
- (2)坚持安全管理责任制,层层落实安全承包,强化领导责任。
- (3)坚持经常性的安全教育与培训,不断增强职工安全意识,提高技术水平。
- (4)坚持加强现场管理,从严治矿,狠反“三违”,即反违规、反违章、反违纪。
- (5)坚持运用思想工作 and 经济手段管理安全,严明奖惩。
- (6)坚持转变干部作风,面向基层,工人在干部就在、指挥到场、处理事故及其隐患也到场。

一依靠是指电气安全必须依靠科技进步,该购置的设备要购置,该改造的要改造,要按科学规律办事。

一重点是指重点消灭无证上岗和带电作业,消灭任意甩掉保护不用。

两基础是指:

- (1)深入开展质量标准化活动,提高管理素质及管理水平,为安全创水平打下基础。
- (2)广泛开展安全教育和培训,是提高职工队伍素质的重要基础。

七、对电工及设备则要求做到七无、七有、七全、两齐、三坚持、十不准

七无:电缆无鸡爪、无羊尾、无明接头、无电缆泡水或埋压、无盘圈或8字形盘绕(应挂在巷道壁上)、无电缆与可燃物接触、无延燃性电缆。

七有:有过流、过热和断相保护;有漏电保护及漏电闭锁;有埋头细丝及弹簧垫圈;有

密封档板和密封胶圈 ;有接地保护 ;有双回路电源(小矿为一回专用电源) ;有中和酸碱液的溶液。

七全 :图纸资料全 ;防火用具全 ;防护装置全 ;防火门全 ;螺丝挡板全 ;信号照明全 ;运行及事故记录全。

两齐 :电缆悬挂齐 ;硐室干净整齐。

三坚持 :坚持使用漏电继电器、坚持使用电机综合保护器、坚持使用风电闭锁。

十不准 :

(1)不准带电作业、带电搬迁和带电检修设备。

(2)不准明火放炮、明火打点、明火操作。

(3)不准甩掉过流保护。

(4)不准甩掉漏电保护。

(5)不准甩掉接地保护。

(6)不准甩掉风电闭锁(有瓦斯逸出的矿井必须这样做)。

(7)不准甩掉电钻、电机综保。

(8)停电后未查瓦斯不准送电(有瓦斯逸出的矿井必须这样做)。

(9)不准用铜、铁、铅丝代替熔断器中的熔件。

(10)井下不准拆卸矿灯(有瓦斯逸出的矿井必须这样做)。

做好以上工作 ,矿山电气安全就有保障。

第六章 矿山事故救护

在煤矿生产中,由于自然条件复杂,客观上有发生自然灾害的可能性。为了实现安全生产,除了严格执行《规程》、组织上和技术上采取必要的措施之外,还必须做好矿山救护工作,以保证在矿井一旦发生事故时,在现场人员和矿山救护队采取正确、有效的行动措施,把灾害消灭在萌芽时期,尽快地撤出灾区人员,最大限度地缩小灾害范围、减轻事故的危害,并迅速地排除事故、恢复生产。可见,矿山救护工作也是实现安全生产的重要工作。

第一节 矿山救护队

一、矿山救护队的组织和任务

矿务局和正在建设的新矿区都有救护队组织。此外,生产矿井要组织不脱产的辅助救护队,矿山救护队负责给予业务上的指导。

救护队的任务是:

- ①宣传党的安全生产方针;
- ②当矿井发生事故时,抢救井下遇难人员;
- ③处理井下火、瓦斯、煤尘、水和顶板等事故;
- ④参加危及井下人员安全的地面灭火工作;
- ⑤参加排放沼气(瓦斯)、震动性放炮、启封火区、反风试验和其他需要佩用氧气呼吸

器的安全技术工作；

⑥参加审订《矿井灾害预防和处理计划》，并检查其实施情况，协助搞好矿井安全和消除事故隐患工作；

⑦负责辅助救护队的培训和业务指导工作，协助搞好职工救护知识的教育。

为了能迅速地进行救灾工作，救护队应经常处于战备状态。中队由小队轮流担任值班队、待机队和休息队。其时间均为 24 小时。

值班队在值班时间，由一名担任电话值班员，其余队员集中于队部学习或休息。所用的服装、救护设备及救护所用的急需材料应准备妥善并放在救护车上，以保证当接到矿井召请救灾电话时，能立即出动。

待机队可按计划下井熟悉巷道，进行救护演习，在队部检修救护设备或学习。

休息队的队员必须做到一旦需要时，能很快得到通知，返回队部。

电话值班员接到矿井救灾电话时，应立即发出警报，并要详细记录发生事故的种类、地点和范围等。值班负责人则迅速集合值班队员，在简述情况后，立即乘车出发。

值班队出动后，待机队即转为值班队，而休息队则转为待机队。

二、救护队的主要技术装备

矿山救护队的主要技术装备有：氧气呼吸器、自动甦生器、万能检查仪、氧气充填泵等。

氧气呼吸器是救护队员在井下有害气体环境中救灾时佩戴的设备，目前救护队所使用的氧气呼吸器有三种，即 AHG-4 型、AHG-3 型和 AHG-2 型。其主要结构和工作原理基本相同，只是工作时间分别为 4 小时、3 小时和 2 小时；后者重量稍轻且体积小，适合在狭窄的井巷中救灾时佩戴或作备用，也可在救灾过程中供给受灾人员撤出灾区时佩戴。

AHG-4 型氧气呼吸器的构造如图 13-6-1 所示。

呼出的气体经口具 2、呼气软管 3 及呼气阀 10，进入清净罐 11（在罐内二氧化碳被吸收），再经水分收集器 14 的上部进入气囊 19。呼出气体在此和由高压氧气瓶 15 经减压阀 7 减压从定量孔补入的氧气相混合。吸气时，空气由气囊经吸气阀 16、吸气软管 4、口具 2 进入口内，如此构成与外界空气隔绝的循环系统。如果气囊空气过剩时，可经自动排气阀 18 排出。如果打开氧气瓶开关 23 尚不能供给佩戴者以足量的氧气时，气囊上的自动补气阀可使氧气自动补入气囊。另外，在使用中若减压阀失灵或气囊中废气过多需要清除时，还可以用手动补气阀使氧气由分路器 24 流入气囊。这样氧气送入气囊有三条途径：①通过定量孔以 $1.1 \sim 1.3 \text{ L/min}$ 的流量供氧；②通过自动补气阀以 $50 \sim 60 \text{ L/min}$

的流量供氧 ;③通过手动补气阀以 $50 \sim 100\text{L}/\text{min}$ 的流量供氧。从而充分保证了使用者的安全。

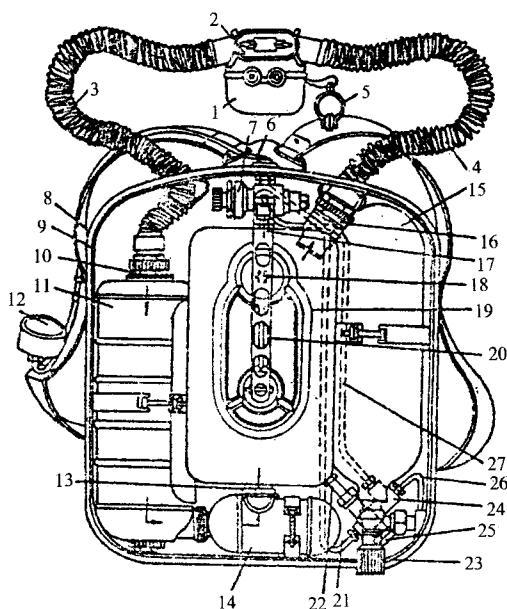


图 13-6-1 AHG-4 型氧气呼吸器

1—唾液盒 2—口具 3—呼气软管 4—吸气软管 5—鼻夹 6、21—通气压表的高压氧气管；
7—减压器 8—背带 9—呼吸器底壳 10—呼气阀 11—清净罐 12—气压表；
13—水分收集器与气囊接头 14—水分收集器 15—氧气瓶 16—吸气阀 17—定量孔；
18—自动排气阀 19—气囊 20—自动补气阀杠杆 22—手动补气阀与气囊接头 23—氧气瓶开关 24—氧气分路器 25—手动补气阀 26—高压氧气管 27—通减压表的高压氧气管

气压表 12 指示出高压氧气瓶中的压力，供佩戴者判断瓶内的氧气贮量，确定允许使用的时间。用二公升氧气瓶时，氧气的贮量公升数约为压力表指示数的二倍。用一公升氧气瓶时，氧气的贮量公升数约为压力表的指示数。

为适应我国煤矿安全生产的需要，抚顺矿务局救护队、抚顺煤矿安全仪器厂和抚顺煤炭研究所共同研制成 AHGZ-4 型 4 小时氧气呼吸器及其配套产品，经煤炭部鉴定合格，现已列为正式产品由抚顺煤矿安全仪器厂生产，将做为 AHG-4 型氧气呼吸器的更新设备。

AHGZ-4 型氧气呼吸器与国内外同类产品对比是比较先进的。其主要特点是压力高、体积小、重量轻。

AHGZ-4 型氧气呼吸器构造如图 13-6-2 所示。该呼吸器附有口具及面罩二种佩戴结构，可供佩戴人员选用，利用螺纹结构可与联接盒相联接。口具如图 13-6-3 所

示面罩如图 13-6-4 所示。面罩的眼镜由两层普通硬玻璃和一层有机玻璃压合而成，在受到撞击时，即使玻璃破裂时还可依靠有机玻璃保持其气密性。

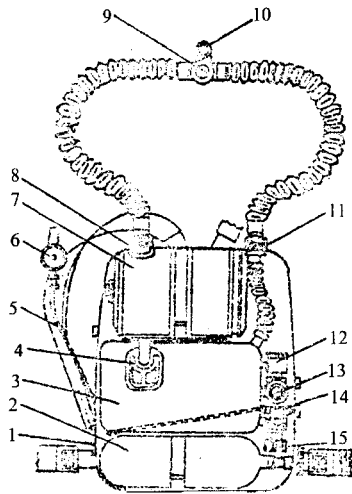


图 13-6-2 AHGZ-4 型氧气呼吸器

- 1—呼吸器底壳 2—氧气瓶 3—气囊 4—排气阀 5—背带 6—压力表 7—清净罐；
8—呼气阀 9—联通盒 10—手动排水阀 11—呼气阀 12—自动补给器 13—减压器；
14—分路器 15—氧气瓶快速接头

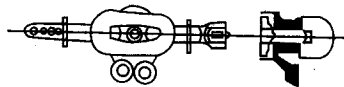


图 13-6-3 口具

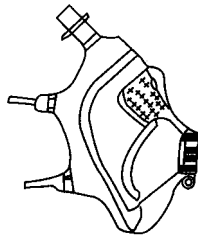


图 13-6-4 面罩

使用面罩时应在眼镜片内表面涂擦“去雾水”以保证镜片透明不上雾，一次涂擦应维持约 2 小时左右。呼吸器固定带，如左右背带、清净罐固定带、氧气瓶固定带、压力表搭扣等采用尼龙搭扣，结构简单，调节方便，装卸方便迅速。

AHGZ-4 型呼吸器的供氧方式和呼吸循环系统与 AHG-4 型相同。

本仪器清净罐内吸收剂可以采用 $\text{Ca}(\text{OH})_2$ 吸收剂,装药量为 1.8kg,也可以装高效的氢氧化锂吸收剂,装药量 0.8kg,均可保证连续使用 4h。

第二节 矿工自救

矿井一旦发生事故时,其初期波及范围和危害作用一般是较小的,要及时消灭事故,是减少损失的最关键的步骤。直接处于灾区的人员,一定要沉着冷静,针对事故的性质及客观条件,采取相应的有效措施,积极投入现场抢救。当在场人员无条件处理灾害时,在救护队到达之前,组织矿工自救是极为必要的。

一、发生事故时在场人员的行动原则

矿井发生事故时,附近在场人员应尽量了解或判断事故性质、地点和危害程度,并迅速利用最近处的电话或其它方式通知井上、下调度人员。如有可能,应在保证人员安全的条件下,使用附近设备、工具和材料等及时把它消灭。如无可能就应由在场的负责人或有经验的老工人带领,选择安全路线或预先规定的安全路线迅速撤离危险区域。并应设法通知事故直接波及区域的人员和事故进一步发展可能波及区域的人员撤离。

1. 撤退的一般原则

当发生爆炸或火灾事故时,位于事故地点进风侧的人员应迎着风流退出位于回风侧的人员,可佩戴自救器顺风流退出,但应尽量利用其它通路(如风门)较快地绕到新风流中去。如爆炸和火焰袭来时,则应向下卧倒。在无自救器时可以在口内衔以湿毛巾或俯卧于水沟中,以减轻冲击波与有害气体的炸伤和毒害。

遇到无法撤退(通路冒顶阻塞、有毒有害气体含量很高又缺少自救器等)时,即应迅速进入预先筑好的或在就近地点快速建筑的避难洞室,等待救护队救援。

对于涌水事故。则应撤退到涌水地点上部水平,而不能进入涌水附近的独头巷道中去。但当独头上山下部唯一出口已被淹没无法撤退时,可在独头工作面避难,以免受到涌水伤害。如系老窿积水涌出,则须在待避前快速建筑避难洞室,以防被涌出的有害气体所伤害。

2. 避难时的注意事项

进入避难洞室前,应在洞室外留有衣物、矿灯等明显标志,以便于救护队发现。人员在避难洞室内应静卧,避免不必要的体力消耗和空气消耗,借以延长待避时间。洞室内

留一盏灯照明 ,其余矿灯熄灭。在洞室内可间断地敲打铁器、岩石等发出呼救的信号。

二、矿工自救装置和设备

1. 避难洞室

避难洞室是发生事故时 ,人员无法撤出灾区的避难场所。例如发生事故后 ,当人员的撤退路线被堵塞无法通过 ,缺少自救器而有害气体浓度又较高或在自救器有效时间内不能到达安全地点时 ,均应进入避难洞室避难。避难洞室可分为永久性避难洞和临时性避难洞室两种。

永久性避难洞室是预先设置在井底车场或采区附近。设在采区附近的又称采区避难洞室。其位置应设在采区安全出口的路线上 ,且距工作地点不大于 500m。其容积应能容纳采区全体人员。洞室内应备有供避难人员呼吸用的供气设备。

临时避难洞室 ,是利用工作地点的独头巷道、洞室或两道风门之间的巷道 ,在事故发生后临时修建的。为此事先应在上述地点准备所需要的木板、木柱、粘土、砂子或砖等材料 ,在有压气的条件下 ,还应装有压气管和阀门。临时避难洞室机动灵活 ,修筑较方便 ,正确地利用它 ,往往能对受难人员发挥很好的救护作用。

2. 自救器

目前我国使用的自救器是抚顺煤矿安全仪器厂生产的 AZG - 40 型隔绝式自救器 ,有效时间为 40 分钟 ,其构造如图 13 - 6 - 5 所示。

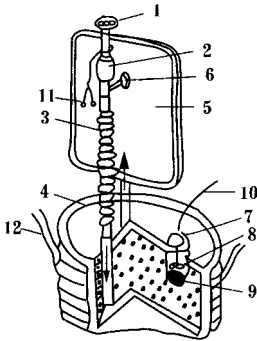


图 13 - 6 - 5 AZG - 40 型自救器

1—口具 2—降温盒 3—呼吸软管 4—生氧罐 5—气囊 6—排气阀 7—快速起动装置 ;
8—硫酸瓶 9—起动药块 ;10—尼龙绳(连接上盖) ;11—鼻夹 ,12—背带

AZG - 40 型隔绝式自救器工作原理是 :佩戴人员呼出的气体由口具 1、降温盒 2 经呼吸软管 3 进入生氧罐 4 中。生氧罐中装有过氧化物的生氧剂 ,当人呼出的 CO_2 和 H_2O 与生氧剂接触后 ,发生化学反应生成氧气并进入气囊 5 中。吸气时 ,气囊中储存的氧气

再返回生氧罐,通过生氧剂的药层,经由呼吸软管、降温盒和口具进入肺部。

当气囊中氧气过量时,气囊鼓胀可拉开排气阀6,于是多余的气体返回生氧罐,经药层、呼吸软管、由排气阀排出,得此保持气囊在恒定的压力下供气以及可以降低进入气囊中的二氧化碳或水汽的浓度,从而调节了氧气的发生速度,延长了使用时间。

快速起动装置7可以解决佩戴初期因生氧剂反应速度较慢造成氧气不足的问题。起动装置中哑铃形硫酸瓶8和起动药块9。硫酸瓶上系一尼龙绳10,绳的另一端绑在外壳上盖内。佩戴自救器时,随着打开外壳上盖,便将哑铃形硫酸瓶拉破,于是硫酸和起动药块反应,迅速放出大量氧气供人呼吸使用。

使用自救器时,应先拉开启动环,撕下封口带、掰去上部封口外壳,当甩掉封口外壳的同时,尼龙绳拉碎硫酸瓶,将口具放入口内,夹上鼻夹把颈带套在脖子上,系好腰带和降温盒上的头带即可。若拔出尼龙绳后气囊尚未鼓起,则应立即用嘴从口具端将气囊吹鼓,并缓步慢行,待药品放氧后再适当快步行走,但应保持呼吸均恒,以便与生氧速度相适应。如果感到吸气不足或呼吸时阻力增大,可适当放慢脚步。由于生氧过程放出热量,会使吸气温度升高,壳体变热,这是自救器工作的正常现象,切不可取下口具,以免窒息或中毒。

除隔绝式自救器外,还有过滤式自救器。过滤式自救器的佩戴人员的呼吸系统与外界空气并未隔绝,人呼吸所需之氧气仍取于空气之中,只是使吸入的空气经过过滤装置,把空气中的一氧化碳氧化成二氧化碳。因此,这种仪器只适用于井下空气中氧含量不低于17%,且只有一氧化碳一种有毒气体的条件下使用。

隔绝式自救器和过滤式自救器各有优缺点。隔绝式自救器适用条件广、不受空气成分限制,但该自救器只能用一次,成本较高,并且吸气温度较高。过滤式自救器可重复使用,成本低,并且吸气温度与外界条件相同,但使用条件受限制。在外界条件许可时,应尽量用过滤式自救器。

在开采自然发火严重的煤层高瓦斯矿井中,均须备有足够量的自救器。供给工人自救器,可采用集体供给、单独供给或二者相结合的供给方式。集体供给是将一定数量的自救器集中存放在工作地点附近,由专人负责管理检查,单独供给是在工人领、还矿灯的同时,领还自救器。但多数是采取对工作地点固定的工人单独供给的方式。

自救器应定期进行气密检查,经常携带的自救器每两个月应检查一次,井下固定存放的自救器应半年检查一次。如果自救器受剧烈碰撞,怀疑有漏气可能时,应随时检查,检查方法是自救器浸入60~65℃的温水中,不使其露出水面(但接近水面),半分钟后翻转,若无气泡从水中连续冒出,就是不漏气的。漏气的自救器不准使用。

第三节 矿井灾害预防和处理计划

《规程》规定:每一矿井,每年必须由矿总工程师组织编制矿井灾害预防和处理计划,报矿务局总工程师批准。在每季末,还应根据具体情况进行修改,制订补充措施,并由矿长、总工程师负责贯彻执行。

1. 灾害预防和处理计划的内容

灾害预防和处理计划的内容应包括:

- (1)参加处理事故的人员组成和分工,通知方法和顺序;
- (2)可能发生事故地区的自然条件和生产条件,可能发生事故的性质、原因及地点;
- (3)发生事故时,保证人员安全撤出的措施;
- (4)处理各种事故的具体措施及所需的工程、设备、材料及其存放、使用地点和使用方法。

(5)有关图纸资料,如通风、配电、压风、供水、灌浆管系统图及注有积水、火区、塌陷区、钻孔、小井、消防材料仓库位置的采矿平面图和消防材料设备清单等。

灾害预防和处理计划应力求简明、针对性强、措施有力,职责要分明。在灾害预防和处理计划中,安全撤出灾区人员和迅速排除事故是两项主要内容,应详尽、周密地编制出有效的措施。

2. 保证人员安全撤出措施的编制原则

(1)通知和引导灾区人员撤出的措施。为了在事故发生后立即将事故的性质、发生地点和撤出路线通知井下工人,应在井下工人集中的地点装设电话,还应规定当电话遭到破坏时,所采取的其它联络措施(如发光、发声及气味信号等)。此外还应针对各种可能发生的灾害,确定人员撤退地点和路线。撤退路线上应有照明设备和路标。

(2)控制风流的措施。为了抢救灾区人员和限制事故波及范围,以便于处理事故,根据不同情况需对停风、反风、风流短路和增减风量等措施作出细致的规定;

(3)为灾区人员创造自然条件。为保证发生事故时灾区人员能够及时进行自救,在计划中应规定自救器的存放地点、永久性避难硐室的修建地点、用作临时避难硐室的地点及构筑方法,足够材料的贮备以及向避难硐室供给新鲜空气、食物、水的方法等。

(4)应规定各种事故发生时抢救人员的行动顺序、方法,撤入安全地区的路线及救护队行动路线,发生事故后应精确统计人数。

3. 处理事故恢复生产的措施的编制原则

(1) 处理火灾措施的编制原则

应首先制定控制火势的具体方法和步骤,确定灭火方法和防火墙的位置、材料及修筑顺序等。

(2) 处理瓦斯及煤尘爆炸措施的编制原则

应规定恢复控制风流设施所需材料的数量及存放地点,制定控制风流的措施及防止发生火灾和连续爆炸的方法,并应把防止连续爆炸放在优先考虑的地位。

(3) 处理涌水及泥浆溃决事故措施的原则

应制定水闸墙修建地点及所需材料,并规定出排水的方法;为了防止地表水流入井下,制定杜绝塌陷及裂隙方法,以及灌浆区滤水方法和防止泥浆溃决的措施。

(4) 对冒顶、提升、运输、瓦斯突出事故的处理措施也应作出相应的规定

灾害预防和处理计划,应由主管生产的负责人组织通风、采掘、机电、安全检查和救护队等单位的有关人员,采取领导、技术人员和工人三结合的方式进行编制。在编制过程中,应认真进行调查研究,将历史经验和现场实际情况相结合编制出有效措施来。

编制出的灾害预防和处理计划,必须结合生产实践认真贯彻执行。在贯彻执行中,随着生产条件的变化,作相应的修改补充,在修改补充计划以后,仍要认真组织广大职工群众进行讨论、学习,并掌握其中有关的重要内容,保证计划得到落实。