

Daduanmian Dongshi Weiyan Bianxing Jili

Ji Kongzhi Jishu Yanjiu

大断面硐室围岩变形机理及 控制技术研究

崔树江 宋卫军 著

中国矿业大学出版社

China University of Mining and Technology Press

大断面硐室围岩变形机理 及控制技术研究

崔树江 宋卫军 著

中国矿业大学出版社

内 容 提 要

本书以潞安王庄煤矿在井下实施大断面换装硐室过程中出现的技术难题为对象,采用现场观测、室内实验、理论分析和数值计算相结合的研究方法,提出了大断面换装硐室围岩变形机理及支护技术,确保了大断面换装硐室在该矿的安全高效施工。本书对指导我国目前煤矿正在实施的大断面换装硐室的设计、施工以及生产安全管理具体十分重要的理论意义和工程实用价值。

本书是一部系统研究如何解决井下大断面硐室设计与施工过程中出现的理论与技术难题的专著,研究内容丰富,实践性强,可供采矿、地质、安全、地下工程等相关专业的工程技术人员、科研人员和高校师生参考使用。

图书在版编目(CIP)数据

大断面硐室围岩变形机理及控制技术研究/崔树江,宋卫军著.

徐州:中国矿业大学出版社,2015.1

ISBN 978 - 7 - 5646 - 2617 - 4

I. ①大… II. ①崔… ②宋… III. ①煤矿开采—大断面—硐室—围岩变形—研究 IV. ①TD264

中国版本图书馆CIP数据核字(2015)第015829号

书 名 大断面硐室围岩变形机理及控制技术研究

著 者 崔树江 宋卫军

责任编辑 杨 洋

出版发行 中国矿业大学出版社有限责任公司

(江苏省徐州市解放南路 邮编 221008)

营销热线 (0516)83885307 83884995

出版服务 (0516)83885767 83884920

网 址 <http://www.cumtp.com> E-mail: cumtpvip@cumtp.com

印 刷 徐州中矿大印发科技有限公司

开 本 787×1092 1/16 印张 9 字数 225 千字

版次印次 2015年1月第1版 2015年1月第1次印刷

定 价 30.00 元

(图书出现印装质量问题,本社负责调换)

前 言

近年来,随着综采设备制造技术的飞速发展,综采设备走向了重型化和自动化的发展道路,从而有力地推动了我国煤矿大采高综采技术的发展,但是采掘设备及运输设备的高度机械化、大型化,随之而来就是对巷道断面的需求不断加大,上述的变化对传统煤矿的巷道断面要求提出了许多新的挑战。因此,我国许多采用大采高综采工作面的煤矿为满足井下大型设备组装的需求,在井底车场附近设置了大断面换装硐室,上述换装硐室断面尺寸大部分在 100 m^2 左右,由于煤矿埋藏深,围岩压力大以及围岩破碎等特殊复杂条件,使上述大断面硐室的围岩变形机理和支护技术与普通大断面隧道存在明显差异,因此开展上述问题的研究已成为实现大采高工作面安全高效开采必须解决的首要课题。

本书以山西潞安集团王庄煤矿为研究背景,以为 6.5 m 厚煤层大采高工作面服务的大型设备换装硐室实施过程中遇到的大断面硐室围岩变形机理和支护技术等问题为出发点,采用现场调查、室内试验、理论分析、数值模拟计算以及方案实施效果观测等综合手段,解决了大断面硐室施工中出现的关键技术问题,实现了王庄煤矿在大断面换装硐室的成功施工并投入使用,为我国煤炭行业井下大断面硐室的设计、施工、管理、安全技术等方面提供了成功的经验。

本书稿的完成和出版得到了中国矿业大学(北京)王家臣教授的指导和帮助,并认真地审阅了本书的初稿,同时得到兄弟单位和同仁给予的大力支持,以及中国矿业大学马占国教授、河理工大学李化敏教授、北方工业大学朱建明教授对本书的部分研究工作提供了帮助和指导,在此一并表示衷心感谢。此外,本书的研究工作还得到了王庄煤矿等单位其他科研人员的支持和帮助,并参考了相关的项目研究报告以及文献资料,在此谨向其他科研人员和文献作者表示衷心的感谢。

井下大断面换装硐室是目前煤矿遇到的新的技术难题,由于作者水平所限,书中难免有不妥之处,敬请读者批评指正。希望本书的出版能够起到抛砖引玉的作用,为实现我国煤炭工业的安全高效生产做些贡献。

作 者

2014 年 10 月

目 录

1 绪论	1
1.1 研究背景及意义	1
1.2 国内外研究现状	2
1.2.1 巷道围岩压力理论研究现状	2
1.2.2 巷道支护理论研究现状	3
1.3 围岩稳定原理与控制技术研究	8
1.3.1 巷道围岩压力及影响因素研究	8
1.3.2 巷道围岩控制原理与方法	9
1.4 大断面巷道围岩稳定控制难题	9
1.4.1 巷道影响带增大	9
1.4.2 支护难度加大	10
1.4.3 施工难度加大	10
1.5 大断面换装硐室在王庄矿中的应用	11
1.6 研究思路	12
2 工程地质条件分析	13
2.1 井田地质条件分析	13
2.2 生产地质条件分析	14
2.2.1 巷道布置状况	14
2.2.2 岩层赋存特征分析	15
2.2.3 岩石力学实验	16
2.2.4 地应力分析	17
2.3 本章小结	17
3 围岩稳定性断面尺寸效应研究	18
3.1 断面尺寸效应原理	18
3.1.1 围岩变形机制研究	18
3.1.2 硐室断面尺寸对围岩变形的影响机制	20
3.2 巷道断面尺寸效应数值模拟研究	22
3.2.1 数值计算模型	22
3.2.2 断面尺寸对围岩位移影响	23
3.2.3 断面尺寸对围岩塑性区特征影响	25

3.2.4 断面尺寸对围岩应力影响	27
3.3 本章小结	27
4 硐室围岩应力计算分析	32
4.1 围岩压力分类	32
4.1.1 松散压力	32
4.1.2 形变压力	32
4.1.3 冲击压力	33
4.1.4 膨胀压力	33
4.2 影响围岩压力的因素	33
4.2.1 地质因素	33
4.2.2 工程因素	34
4.3 轴对称条件下围岩应力与变形的弹塑性分析	35
4.3.1 假定塑性区 C 、 φ 值为常数	35
4.3.2 黏结力 C 沿塑性区深度下降时塑性区的应力方程及其半径	40
4.4 围岩形变压力计算	42
4.4.1 $\lambda = 1$ 圆形巷道形变压力的解析计算法	42
4.4.2 巷道形变压力的数值计算方法	45
4.5 围岩松散压力计算	45
4.5.1 浅埋巷道上松散压力传统计算方法	45
4.5.2 浅埋硐室上松散压力修正计算方法	48
4.5.3 深埋硐室上松散压力传统计算方法	49
4.5.4 侧向围岩压力的传统计算方法	49
4.6 本章小结	50
5 大断面硐室围岩破坏机理研究	51
5.1 支架换装硐室围岩破坏类型	51
5.1.1 松动破坏	51
5.1.2 拉断破坏	52
5.1.3 剪切破坏	53
5.1.4 岩爆破坏	53
5.1.5 膨胀变形	53
5.2 支架换装硐室底板底鼓破坏类型	54
5.2.1 膨胀型底鼓	54
5.2.2 压力型底鼓	54
5.3 支架换装硐室围岩破坏机理分析	55
5.3.1 断面尺寸因素	55
5.3.2 围岩性质因素	55
5.3.3 围岩应力因素	56

5.3.4	支护结构因素	56
5.4	支架换装硐室底板底鼓破坏机理分析	56
5.5	邻近巷道对大断面硐室围岩稳定性影响分析	57
5.5.1	数值计算模型	57
5.5.2	数值计算结果分析	59
5.6	本章小结	66
6	大断面硐室围岩控制机理研究	68
6.1	大断面硐室围岩稳定控制原则	68
6.2	锚喷支护作用原理	69
6.2.1	锚杆支护作用原理	69
6.2.2	喷射混凝土作用原理	69
6.2.3	锚喷支护的力学原理	69
6.2.4	钢筋网的作用原理	70
6.2.5	喷锚网联合支护作用原理	71
6.3	高预应力锚杆支护理论和作用机理	71
6.3.1	高预应力锚杆支护理论	71
6.3.2	高预紧力锚杆支护作用机理	71
6.4	锚索及注浆锚索支护作用原理	72
6.4.1	锚索支护作用原理	72
6.4.2	注浆锚索支护作用原理	73
6.5	协同锚固对大断面硐室围岩控制作用	75
6.5.1	协同锚固的基本特征	76
6.5.2	协同锚固系统的构成	76
6.6	协同锚固作用机理	77
6.6.1	锚杆(索)系统内部的协同作用	77
6.6.2	锚杆(索)系统与围岩系统的协同锚固	78
6.7	本章小结	80
7	大断面硐室围岩控制技术研究	82
7.1	支护方案的提出	82
7.1.1	支护方案一	82
7.1.2	支护方案二	83
7.1.3	支护方案三	86
7.2	支架换装硐室支护方案的确定	88
7.2.1	设计方案的选择	88
7.2.2	锚杆参数的确定	90
7.2.3	锚索参数的确定	93
7.2.4	支护材料	94

7.2.5 支护布置	96
7.3 大断面硐室底鼓控制技术研究	96
7.3.1 底板支护方案数值模拟研究	96
7.3.2 底板锚索支护设计方案	98
7.4 本章小结	101
8 大断面支护换装硐室施工技术	102
8.1 大断面换装硐室布置及支护设计	102
8.1.1 换装硐室布置	102
8.1.2 换装硐室断面特征	102
8.1.3 换装硐室支护方案	104
8.2 大断面换装硐室施工工艺	111
8.2.1 换装硐室施工方案	111
8.2.2 换装硐室凿岩方式	111
8.2.3 爆破作业	112
8.2.4 装、运岩方式	120
8.2.5 管线及轨道敷设	120
8.2.6 设备及工具配备	121
8.3 围岩监测结果及分析	121
8.3.1 围岩变形监测	121
8.3.2 监测结果分析	123
8.4 本章小结	129
9 综合效益分析	130
9.1 技术效益分析	130
9.2 经济效益分析	130
9.3 社会效益分析	132
9.4 本章小结	132
10 主要结论	133
参考文献	135

1 绪 论

1.1 研究背景及意义

煤炭是我国的主要能源,在国民经济的发展中起着极其重要的作用。目前,由于我国能源消费结构中煤炭占 66%,所以在今后相当长的历史时期内仍需保证煤炭的高产稳产。据统计,我国目前已探明的煤炭地质储量为 10 000 多亿吨,而厚煤层储量占 45%左右,同时厚煤层产量占总产量的 40%~50%,因此厚煤层的合理开采对我国煤炭行业的生产和经济发展有举足轻重的影响,厚煤层的开采速度和采出率已成为制约煤炭行业发展的一大难题,而大采高综采技术的出现在一定程度上解决了这一难题。

近年来,随着综采设备制造技术的飞速发展,综采设备走向重型化、自动化,使设备的可靠性得到保证,有力地推动了大采高综采技术的发展,但是采掘设备及运输设备的高度机械化、大型化,随之而来就是对巷道断面的需求也不断加大,因此上述的变化对传统煤矿的设计要求提出了许多新的挑战。一方面使煤矿井下主要巷道断面普遍增加,如潞安矿区大巷一般宽度为 4.0~5.5 m,高度为 3.5~4.5 m,神东矿区巷道一般宽 5.0~6.5 m、高 3.5~4.5 m;另一方面由于煤矿井口尺寸和提升能力的限制,迫使这些矿井在地面拆分这些大型设备,而在井下车场附近建立为组装这些大型设备的服务的换装硐室,根据潞安、中煤、神华等矿井的统计,目前这类换装硐室的断面尺寸一般在 100 m²左右。对于大断面尺寸巷道的划分,目前国际上主要存在两种分类方法:一是日本隧道断面划分和开挖断面积的关系;二是国际隧道协会的断面划分建议,见表 1-1 和表 1-2。

表 1-1 隧道断面划分和开挖面积关系划分

划分	开挖面积/m ²	说明
标准断面	70~80	双车道
大断面	100~140	有人行道的双车道
超大断面	>140	与路面宽相同的三车道

表 1-2 国家隧道协会的断面划分

划分	净空断面/m ²
超小断面	<3.0
小断面	3.0~10.0
中等断面	10.0~50.0
大断面	50.0~100.0
超大断面	>100.0

由于煤矿井下存在埋深大、巷道围岩稳定性差、地质条件复杂等特点,我国上述矿井的换装硐室断面尺寸大部分在 100 m^2 以下,这里将此类硐室称为大断面巷道来进行研究较为合适,同时上述为煤矿井下设备换装服务的大断面硐室的围岩变形机理和支护技术与目前大断面隧道存在明显差异,因此开展上述问题的研究可以满足矿井生产与安全管理的需求,对提升我国现代化矿井的设计水平具有重要意义。

1.2 国内外研究现状

1.2.1 巷道围岩压力理论研究现状

早在 20 世纪初期,国内外学者就开始注意对巷道围岩压力理论进行研究,其发展大致可分为三个阶段:古典压力理论阶段、散体压力理论阶段和弹塑性形变压力理论阶段。而其中的弹塑性压力理论阶段随着计算机的不断发展,又经历了解析计算、数值计算及数值极限分析计算三个阶段。其过程主要如下:

① 20 世纪初发展起来的以海姆、郎金和金尼克为代表的古典压力理论认为:作用在支护结构上的压力是巷道上覆岩层的重力 (γH)。

② 以太沙基和普氏为代表的坍塌拱理论认为:坍塌拱的高度与地下工程跨度和围岩性质有关。

③ 20 世纪 30 年代,应用弹塑性力学来解决巷道支护问题,其中最著名的是芬纳公式和卡斯特纳公式。

④ 20 世纪 40 年代后,在巷道支护的观念上产生了新的突破,就是从“支架—围岩”相互作用的观点来研究支架的支护作用和围岩的稳定性,认识到围岩不仅是被动支撑,而且本身也是一种天然的承载结构,在巷道支护中应尽可能地利用围岩自承能力。在此理论的基础上,一些新的支护形式,如锚杆支护得以发展,进而出现了柔性让压支护,二次支护理论等。

⑤ 20 世纪 60 年代,奥地利工程师 L. V. Rabcewicz 在总结前人经验的基础上,提出一种新的隧道设计施工方法,被称为奥地利隧道新施工方法,简称新奥法。新奥法的核心是利用围岩的自承作用来支撑隧道,促使围岩本身变为支护结构的重要组成部分,使围岩与构筑的支护结构共同作用形成坚固的支撑环。

⑥ 20 世纪 70 年代,萨拉蒙等提出了能量支护理论,认为支护结构与围岩相互作用,在变形过程中,围岩释放一部分能量,支架结构吸收一部分能量,但是总能量不变。因而,主张利用支护可缩性的结构特点,使支架自动调整释放的能量和支护体吸收的能量。

⑦ 苏联学者提出的应力控制理论,也称为围岩弱化法、卸压法等。基本原理是通过一定的技术手段改变巷道部分围岩的物理力学性质,从而改善围岩内应力以及能量分布,降低支撑压力区围岩的承载能力,使支承压力向围岩深部转移,以此来提高围岩稳定性的一种方法。

⑧ 20 世纪 60 年代我国岩土工程专家陈宗基院士提出巷道的岩性转化理论,认为同样的矿物成分、同样结构形态,在不同工程条件下,会产生不同的应力、应变,形成不同的本构关系。

⑨ 北京科技大学于学馥教授提出的轴变理论,认为巷道围岩破坏是由于应力超过岩体强度极限引起的,坍塌改变巷道的轴比,导致应力重新分布。应力重新分布的特点是高应力下降,低应力上升,并向无拉应力和均匀分布方向发展,直到巷道围岩稳定。

⑩ 中国矿业大学董方庭教授提出的松动圈支护理论,主要内容是:凡是坚硬围岩的巷道,其围岩松动圈都接近于零,此时巷道围岩的弹塑性变形虽然存在,但并不需要支护。松动圈越大,收敛变形越大,支护难度就越大,支护的目的是防止围岩松动圈发展过程中的有害变形。

⑪ 中国矿业大学钱鸣高院士创立的岩层控制关键层理论及砌体梁理论为合理确定巷道围岩环境特征及其边界条件,正确认识围岩结构特征,深刻揭示巷道围岩大变形特征产生机理,准确把握支护—围岩共同作用规律以及确定合理的围岩控制原则等提供了重要的理论依据。

⑫ 山东科技大学宋振骐院士创立了揭示采场围岩受力、变形特征的传递岩梁理论,其中关于顶板岩层的给定变形及限定变形的两种移动状态的分析,对巷道围岩矿压特征的研究同样具有很大的应用价值。

⑬ 煤炭科学研究院朱德仁教授提出的岩石工程破坏准则揭示了岩石的“强度破坏—与其某种利用性质改变或消失对应的力学状态”与岩石的“工程破坏—与其某种使用功能改变或消失对应的工程状态”之间的差异及联系,对巷道围岩控制理论的研究具有重要的意义。

由于巷道硐室围岩压力本身的复杂性使其计算方法和计算参数受到了严重的制约,难以达到理想的结果,而且其受到工程地质条件、初始地应力、硐室形状尺寸、施工方法及支护结构形式和时间的选择等诸多方面因素的影响,目前很难用一种方法能将所有因素考虑周全,因而围岩压力控制理论需要不断地发展和完善。

1.2.2 巷道支护理论研究现状

1.2.2.1 锚杆支护理论

锚杆支护可充分利用围岩的自承能力将载荷变为承载体,它有利于改善巷道的维护状况,保持巷道围岩的稳定性。在巷道支护中,锚杆已成为煤矿巷道及其他地下工程支护的一种主要形式。

锚杆作为巷道支护能阻止围岩的变形与破坏,主要与锚杆的支护作用机理有关,目前比较通行的几种锚杆支护作用机理有锚杆的悬吊作用、组合梁作用和均匀压缩拱作用。

(1) 悬吊理论

悬吊理论认为:锚杆支护的作用就是将巷道顶板较软弱岩层吊在上部稳定岩层上,以增强较软弱岩层的稳定性。

锚杆的悬吊作用是用锚杆将软弱的危岩、伪顶或直接顶悬挂于上方坚固的稳定岩层之中,如图 1-1 所示。该理论直观简单,在不稳定岩层厚度容易确定的条件下应用较为方便。锚杆长度按式(1-1)确定。其中,不稳定地层厚度根据地质调查或冒落拱高度确定,当其数值较难确定或厚度过大时,支护参数不易确定,此时悬吊理论的应用遇到困难。

$$L = KH + L_1 + L_2 \quad (1-1)$$

式中 L —— 锚杆长度, m;

H —— 不稳定岩层厚度, m;

K —— 安全系数;

L_1 —— 锚杆锚入稳定岩层的深度, m;

L_2 —— 锚杆外露长度, m。

对于采煤巷道经常遇到的层状岩体,当巷道开挖后,直接顶因弯曲、变形与基本顶分离,

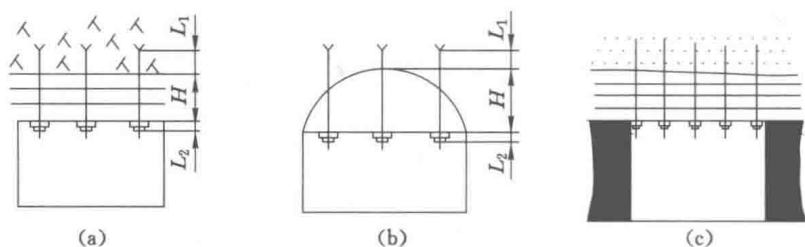


图 1-1 锚杆支护的悬吊作用示意图

如果锚杆及时将直接顶挤压并悬吊在基本顶上,就能减小和限制直接顶的下沉和离层,达到支护的目的。

巷道浅部围岩松软破碎,或者开掘巷道后应力重新分布,顶板出现松动破裂区,这时锚杆的悬吊作用就是将这部分易落岩体悬吊在深部未松动岩层上,根据悬吊岩层的质量就可以进行锚杆支护设计,这是悬吊理论的进一步发展。

悬吊理论直观地揭示了锚杆的悬吊作用,在分析过程中不考虑围岩的自承能力,而且将被锚固体与原岩体分开,与实际情况有一定差距,计算数据存在误差。

悬吊理论只适用于巷道顶板,不适用于巷道帮和底。如果顶板中没有坚硬稳定岩层或顶板较软弱岩层较厚,围岩破碎区范围较大,无法将锚杆锚固到上面坚硬岩层或者未松动岩层上,悬吊理论就不适用。

(2) 组合梁理论

层状顶板中,较薄的顶板岩层容易发生离层开裂破坏,锚杆支护的组合梁作用是通过锚杆的锚固力把数层薄的岩层组合起来,增大了岩层间的摩擦力,同时锚杆本身也提供一定的抗剪力,阻止岩层层间的相对移动,从而形成类似锚钉加固的组合梁。

组合梁中全部锚固层共同变形,提高了顶板岩层整体的抗弯能力,从而大大减少岩层的变形和弯张应力,其工作原理如图 1-2 和图 1-3 所示。这种观点形象地阐述了锚杆作用机理,在浅部工程中具有一定的指导意义,并且只适应于浅部层状顶板。深部工程中,围岩应力及变形量大,顶板岩层连续性遭受破坏,从而失去传递拉应力和弯矩的能力,层状顶板失去“梁”的应力及变形特征,组合梁观点不再适用。

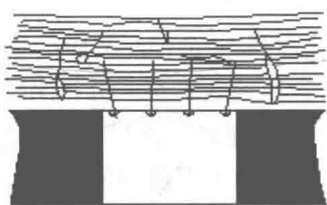


图 1-2 锚杆支护的组合梁原理图

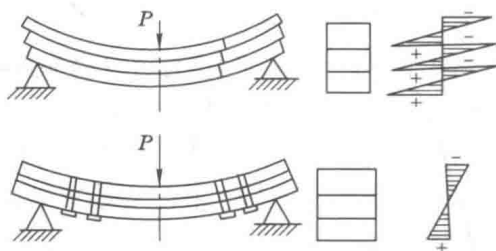


图 1-3 板梁组合前后的挠曲应力对比图

(3) 组合拱(压缩拱)理论

关于锚杆对围岩的支护原理,首先是从悬吊概念开始认识的,即认为锚杆的作用仅在于把围岩表面的松脱岩石“悬吊”在深部稳定岩体上。但后来一系列的事实说明这种概念并不能全面反映客观情况,锚杆不一定非要深深锚入稳固岩体中才能起到支护作用。“压缩拱”

作用理论认为,在锚杆锚固力的作用下,每根锚杆周围形成一个两头带圆锥的筒状压缩区。各锚杆所形成的压缩区连成一个有一定厚度的均匀压缩带,该带具有较大的承载能力,如图 1-4 所示。如果是拱形或圆形巷道,把锚杆以适当的间距沿拱形系统安装,就会在巷道周围形成连续的均匀压缩带,并起到拱的作用,如图 1-4 和图 1-5 所示。

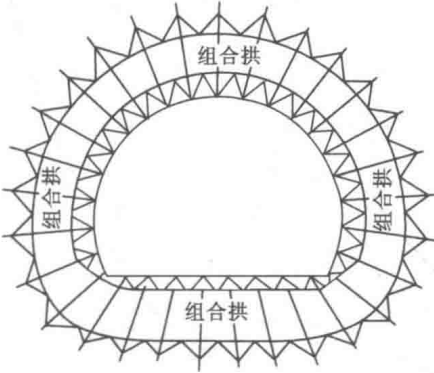


图 1-4 锚固体的均匀压缩带

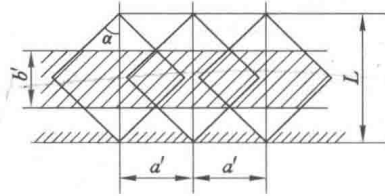


图 1-5 锚杆支护的均匀压缩拱

锚杆的长度与间距,决定了连续均匀压缩拱能否形成及形成后的厚薄。加固拱的厚度可按式(1-2)确定。由于均匀压缩拱内的径向和切向均受压,故这部分围岩强度得到了很大提高,其承载能力也相应增大。

$$b' = L - \frac{a'}{\tan \alpha} \quad (1-2)$$

式中 b' ——加固拱厚度;

a' ——锚杆间距;

L ——锚杆长度;

α ——锚固体与锚杆的夹角,一般取 45° 。

另外,锚杆支护可对破裂围岩起加固作用。巷道开挖后,围岩发生破裂,打入锚杆后,一方面可以阻止围岩裂隙的过度发展,另一方面,锚杆将破裂围岩锚固起来,使其强度大大提高。国内有些专家在用水泥砂浆试块模拟有、无锚杆和金属网约束的岩体,并用其进行试验时发现锚固体具有“双峰”性质的应力—应变特性曲线,如图 1-6 所示。

图中左侧第一个“峰”是普通岩石所普遍具有的特性,当它已经破裂而且处于残余强度时再加载,则发现无锚杆的岩块发生彻底碎裂破坏,而有锚、网的试块仍能继续承载,出现应力—应变曲线第二个“驼峰”。这充分说明锚、网对破碎岩体有强有力的支护作用。

(4) 减跨理论

在悬吊作用理论及组合梁作用理论的基础上,提出了减跨理论。该理论认为,锚杆末端固定在稳定岩层内,穿过薄层状顶板,每根锚杆相当于一个铰支点,将巷道顶板划分成小跨,从而使顶板挠度降低。减跨作用原理如图 1-7 所示。

按自然平衡拱理论,在无格杆支护时,其冒落拱高度 $H = B/(2f)$;中间有一根锚杆时,冒落高度 $H = B/(4f)$;中间有 m 根锚杆时,其冒落高度 $= B/(2mf)$ 。

相应的无支护时的顶板下沉量为:

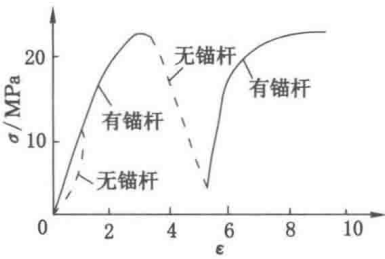


图 1-6 锚固体的应力—应变特性曲线

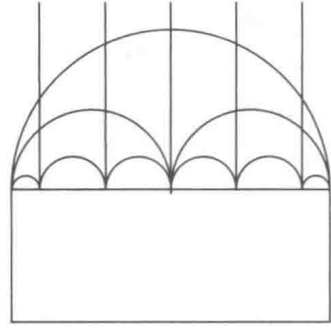


图 1-7 减跨原理示意图

$$f_{\max} = \frac{5}{384} \times \frac{ql^4}{EI} = \frac{5}{384} \times \frac{ql^4}{\frac{1}{12}nbh^3E} = \frac{5ql^4}{32nbh^3E}$$

相应的中间有一根锚杆时的顶板下沉量为：

$$f_{\max} = \frac{5}{384} \times \frac{ql^4}{EI} = \frac{5}{384} \times \frac{\frac{1}{16}ql^4}{\frac{1}{12}nbh^3E} = \frac{5ql^4}{512nbh^3E}$$

相应的中间有 m 根锚杆时的顶板下沉量为：

$$f_{\max} = \frac{5}{384} \times \frac{ql^4}{EI} = \frac{5}{384} \times \frac{\frac{1}{m^4}ql^4}{\frac{1}{12}nbh^3E} = \frac{5ql^4}{32m^4nbh^3E}$$

通过比较可知，在巷道顶板上安装锚杆之后，将巷道顶板划分成多个小跨，成为多跨连续梁结构，其冒落拱高度及顶板下沉量均有大幅度的降低，从而使巷道围岩更加稳定。锚杆固定在稳定岩层内，距离巷道顶面较远，其对巷道顶板的悬吊作用并不像简支梁的支点那样垂直位移为零。由于锚杆要随围岩一起变形，锚杆及围岩的变形是一个相互影响的过程，其悬吊点实际上是一个有一定量位移的弹性铰支座，所以应在考虑锚杆变形的基础上进行更进一步的深入研究。

1.2.2.2 锚索支护理论

锚索支护基于锚杆支护原理中的悬吊理论，再增加适当大小的预应力，支护后围岩不致形成离层脱落，确保围岩稳定，是一种将主体结构的支护应力传递到深部稳定岩层的主动支护方式。

锚索的作用主要是将锚杆支护形成的次生承载层与围岩的关键承载层相连，提高次生承载层的稳定性。即使次生承载层发生断裂、转动，也不致失稳而引起顶板垮落。同时，由于锚索可施加较大的预紧力，可挤紧岩层中的层理、节理、裂隙等不连续面，增加不连续面之间的摩擦力，从而提高围岩的整体强度。

如果只采用锚杆支护，由于巷道的跨度较大，在采动影响下，势必会发生锚杆锚固范围内的煤体离层，甚至塌落，导致冒顶事故的发生。因此，为保证生产安全，使锚杆锚固范围内的煤层不塌落，就必须打锚索才能达到目的。

预应力锚索支护是在锚固技术发展中有重要地位的支护形式，其与普通锚杆相比有

其突出的特点:一是长度大,能够锚入到深部稳定岩石中,并可以施加预应力;二是能限制岩体有害变形的发展,从而保持岩体的稳定。锚索一般是锚杆长度的 3~5 倍,因此除了能够起到普通锚杆的悬吊作用、组合梁作用和组合拱作用外,还能对巷道围岩进行深部锚固,在实际应用中往往锚杆与锚索配合使用。

近年来,国内外锚索支护技术发展迅速,应用也越来越广泛,在岩石边坡、交通隧道、矿山井巷、深基坑、坝基及结构加固等许多方面都有该项技术的用武之地。在英国、澳大利亚,锚索支护技术的应用十分普遍,尤其在大断面硐室中的应用十分突出,利用轻型锚杆钻机即可施工。在围岩较差的大硐室、交岔点、断层附近及受采动影响的巷道中采用锚索支护的前景比较广泛。

总的看来,锚杆、锚索已经广泛应用于大量的相关工程中,而且已经积累了大量的宝贵经验。但是,在一些复杂条件下的巷道或硐室,如果方法运用不当,锚杆支护也往往失效,因此,支护设计及基础参数测定的研究是解决巷道锚杆支护的关键,是成功推广应用锚杆支护的途径。

(1) 连续梁(板)减跨理论

连续梁(板)减跨理论主要是基于梁或板的理论提出的锚杆、锚索联合作用原理,即当巷道顶板为层状岩层时,其变形特性近似于梁或板的性质,如图 1-8 所示。

(2) 软弱顶板悬吊理论

巷道开挖以后,由于应力状态的改变,围岩中一定区域内的松软岩层可能发生松动和破裂现象,或由于被弱面切割的岩块因失去约束而成为关键块体,即出现危石,此时锚索的作用就是利用其强抗拉能力将松软岩层或危石悬吊于深部稳定岩层之上。如图 1-9 所示,顶板松脱带重量完全由锚索悬吊在基本顶上。

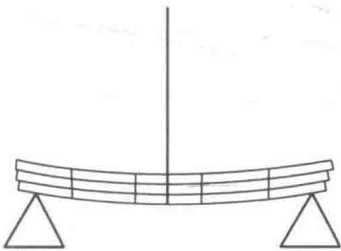


图 1-8 锚索的减跨作用示意图

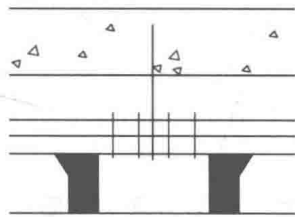


图 1-9 锚索的悬吊作用示意图

1.2.2.3 注浆锚索支护理论

实践证明,对松动范围和松动程度都比较大的应力集中区的巷道围岩进行锚注加固具有很好的效果。锚注加固的原理是将锚索的支护作用与注浆的加固作用组合起来,共同作用于巷道围岩,通过注浆锚索压注有机或无机浆液,不仅能从根本上保证锚索锚固的可靠,而且浆液能够渗透到钻孔周围较大范围的煤岩体中,对出现松动的煤岩体产生黏结固化作用,显著改善其整体性,提高煤岩体的自承能力,从而大大改善巷道支护效果。与单纯采用锚杆支护相比,由于锚注支护既通过注浆加固了围岩,又给锚杆锚索提供了可靠的着力基础;既能有效地提高围岩的自身强度,又能改善支护体的支护特性,使围岩承载能力得到显著提高,巷道变形量明显降低,是一种非常好的主动支护形式,它具有强初撑、急增阻、高承载的特性,能够比较好地解决高应力区、断层带附近以及“三软”地层中由于巷道围岩松动破

碎和大变形引起的锚固力迅速衰减和丧失的难题。初步的试验数据表明,同样条件下其实际锚固力可比普通锚杆/锚索提高 1~3 倍,能够有效地控制破碎松动范围和程度都比较大的应力集中区以及“三软”地层巷道围岩的剧烈变形,从而扩大锚杆、锚索支护的适用范围,对于解决应力集中区以及“三软”地层巷道围岩支护问题具有现实意义。

锚注支护是由内注浆锚索为核心所形成的锚注支护体系,通过注浆改变岩体的力学性能,提高其支护效果。其支护机理主要包括以下几个方面:

① 采用注浆锚索注浆,可以利用浆液封堵围岩裂隙,隔绝空气,防止围岩风化,且能防止围岩被水浸湿而降低围岩的本身强度。

② 注浆后浆液将松散破碎的围岩胶结成整体,提高了岩体强度和黏聚力、内摩擦角及弹性模量,从而提高了岩体强度,可以实现利用围岩本身作为支护结构的一部分,且与原岩形成一个整体,使巷道保持稳定而不易产生破坏。

③ 利用注浆锚杆注浆充填围岩裂隙,配合锚喷支护,可以形成一个多层有效组合拱,即喷网组合拱、锚杆压缩区组合拱及浆液扩散加固拱,从而扩大了支护结构的有效承载范围,提高了支护结构的整体性和承载能力。

④ 注浆后使得作用在顶板上的垂直载荷能有效地传递到两帮,通过对帮的加固,又能把荷载传递到底板;同时由于组合拱厚度的加大,这样能减小作用在底板上的荷载集中度,从而减小底板岩石中的应力,减弱底板的塑性变形,减轻底鼓;且底板的稳定,有助于两帮的稳定,在底板及两帮稳定的情况下,又能保持顶板的稳定。

1.3 围岩稳定原理与控制技术研究

降低巷道围岩应力,提高围岩稳定性以及合理地选择支护是巷道围岩控制的基本途径。巷道受到采煤影响后,围岩应力、围岩变形会成倍甚至近十倍急剧增长。因此,巷道围岩控制手段的实质是如何利用煤层开采引起采场周围岩体应力重新分布的规律,正确选择巷道布置和护巷方法,使巷道位于应力降低区内。

1.3.1 巷道围岩压力及影响因素研究

1.3.1.1 围岩压力

采掘活动引起巷道围岩应力集中和重新分布,使巷道周边岩体自稳能力显著降低,导致巷道空间移动。根据围岩压力的成因,围岩压力可以分为以下四种类型:

(1) 松动围岩压力

由于巷道开挖而松动或塌落的岩体,以重力的形式直接作用于结构物上,表现为松动围岩压力载荷形式。如果支护不能有效地控制围岩变形的发展,围岩形成松动垮塌圈时,将导致松动围岩压力出现,通常顶压现象严重。

(2) 变形围岩压力

在支护控制围岩变形发展的同时,由于围岩位移挤压支护体而产生的压力,称为变形围岩压力,简称变形压力。在“围岩—支护”力学体系中,只要围岩与支架相互作用,围岩就会对支护体施加变形压力。

(3) 膨胀围岩压力

膨胀围岩压力是由于围岩膨胀、崩解体积增大而施加于支护上的力。

(4) 冲击和撞击围岩压力

冲击围岩压力指围岩积累了大量弹性变形能之后,突然释放出来所产生的压力;撞击围岩压力是采煤工作面上覆岩层剧烈运动时对巷道支护体所产生的压力。

1.3.1.2 围岩压力影响因素

影响围岩压力的因素基本上可分为开采技术因素和地质因素两大类。开采技术因素中,影响最大的是采煤工作状况,即巷道与采煤工作面相对空间、时间关系。其次是巷道保护方法,如巷道支护方式、巷道断面形状和大小、巷道掘进方法、巷道基本支护类型和参数等。地质因素主要有:原岩应力状态、围岩力学性质、岩体结构、岩石的组成和胶结状态、围岩中水分的补给状况等。

1.3.2 巷道围岩控制原理与方法

1.3.2.1 巷道围岩控制原理

巷道围岩控制的基本原理是:人们根据巷道围岩应力、围岩强度以及它们之间的相互关系,选择合适的巷道布置和保护及支护方式,降低围岩应力,增加围岩强度,改善围岩受力条件和赋存环境,有效地控制围岩的变形、破坏。

1.3.2.2 巷道布置

从巷道围岩控制的角度出发,布置巷道时应重视下列问题:

① 在时间和空间上尽量避开采掘活动的影响,最好将巷道布置在煤层开采后所形成的应力降低区域内。

② 如果不能避开采动支承压力的影响,应尽量避免支承压力叠加的强烈作用,或尽量缩短支承压力影响时间,例如跨越巷道开采,避免在遗留煤柱下方布置巷道等。

③ 在采矿系统允许的距离范围内,选择稳定的岩层或煤层布置巷道,尽量避免水与松软膨胀岩层直接接触。

④ 巷道通过地质构造带时,巷道轴向应尽量垂直断层构造带或向、背斜构造。

⑤ 相邻巷道或硐室中间选择合理的岩柱宽度。

⑥ 巷道的轴线方向尽可能与构造应力方向平行,避免与构造应力方向垂直。

1.3.2.3 巷道保护及支护

① 通过在巷道围岩中钻孔卸压、切槽卸压、宽面掘巷卸压以及在巷旁留专门的卸压空间等方法,使巷道围岩受到某种形式的不同程度的卸载,将本该作用于巷道周围的集中载荷,转移到离巷道较远的新的支承区,达到降低围岩应力的目的。

② 采用围岩钻孔注浆、锚杆支护、锚索支护、巷道周边喷浆、支架壁厚充填、围岩疏干封闭等方法,提高围岩强度,优化围岩受力条件和赋存环境。

③ 架设支架对围岩施加径向力,既支撑松动的塌落岩石,又能加大巷道的围压,保持围岩三向受力状态,提高围岩强度,限制塑性变形区和破裂区发展。根据巷道不同时期的矿压显现规律,巷道支护可分为巷内基本支架支护、巷内加强支架支护、巷旁支护、联合支护四种形式。

1.4 大断面巷道围岩稳定控制难题

1.4.1 巷道影响带增大

巷道开掘以后,巷道周围岩体内的应力重新分布。巷道围岩应力受扰乱的区域成为影