





摘 要

本文针对煤矿井下锚杆杆体的变形和破坏形式,进行了锚杆杆体受力与破坏的实验室试验,分析了安装角度对锚杆受弯断裂的影响,测试了安装过程螺纹段所受的弯矩,并测试和计算了锚杆预紧安装时的复合应力,分析了安装角度和预紧扭矩对杆体受力的影响,以及锚杆安装过程中容易造成杆体及杆尾破坏的诱因,提出了合理的安装角度和预紧扭矩;对锚杆杆体在复合应力状态下的受力情况进行了理论分析,建立了杆体危险断面的力学模型。针对井下锚杆杆体尾部螺纹段易发生破坏的情况,分析了球面自锁、球面回转中心位置对杆尾螺纹段受力的影响,计算了锚杆在复合应力状态下的破断载荷,针对有害受力对杆体的作用,提出了相应的改进措施和解决办法;采用 ANSYS 数值模拟软件计算分析了杆体受拉、受弯、受剪、受扭及组合作用下的应力分布,与理论计算数据及实验室数据进行了对比;在井下进行了多条巷道试验,监测了锚杆锚索受力,提出了锚杆支护优化方案,减少了杆体有害受力,保证了支护效果。

关键词: 锚杆杆体; 破坏形式; 复合应力; 受力分析; 数值模拟; 应用

Abstract

The thesis has studied the displacement and breaking mode of rod of rockbolts. Tests on the load and break of rods have been conducted in the laboratory, and the effects of installing angle of rods are analyzed on the break resulting from bending, and the bending moment of threaded segments is monitored during the installing of rockbolts, and the complex stresses are checked and calculated during the installing of prestress, and the effects of installing angle and torsion moment are analyzed on the load of rods, the possible causes have been discussed for the break of the parts of head and tail in the rods, and based on the above results, the proper angle of installing and reasonable torsion moment have been proposed. The state of load of rods has been theoretically analyzed on the condition of complex stress, and the mechanical model of critical sections has been built. The focus of study has been set on the break of vulnerable threaded segments on the rear part of rods, and the effect of spherical lock and spinning center's location have been analyzed on the state of load in the threaded rear part of rods, and the break load of rods has been calculated under conditions of complex stress, and the measures of improvement have been proposed to relieve the detrimental loading factors. A series of numerical with ANSYS have been conducted to discuss the distribution of stress on different conditions: tension, bending, shearing and combined patterns, and the results from these analyses have been compared with the data from the laboratory and the theoretical analyses. The results of study have been applied in several roadways, and the states of load of rods have been monitored, and the reasonable support patterns have been provided, the factors detrimental to rods have been relieved and the security has been improved.

Keywords: rod of rockbolts; breaking mode; complex stress; load analysis; numerical modeling; application

煤炭科学研究总院学位论文独创性声明和使用授权声明



姓名：吴拥政 培养单位（盖章）：北京开采研究所 入学时间：2006.8

论文题目：锚杆杆体的受力状态及支护作用研究

学位论文独创性声明

本人所提交的学位论文，是在导师的指导下，独立进行研究所取得的成果。除文中已经注明引用的内容外，本论文不含任何其他个人或集体已经发表或撰写过的研究成果。对本文的研究做出重要贡献的个人和集体，均已在文中标明。

本声明的法律后果由本人承担。

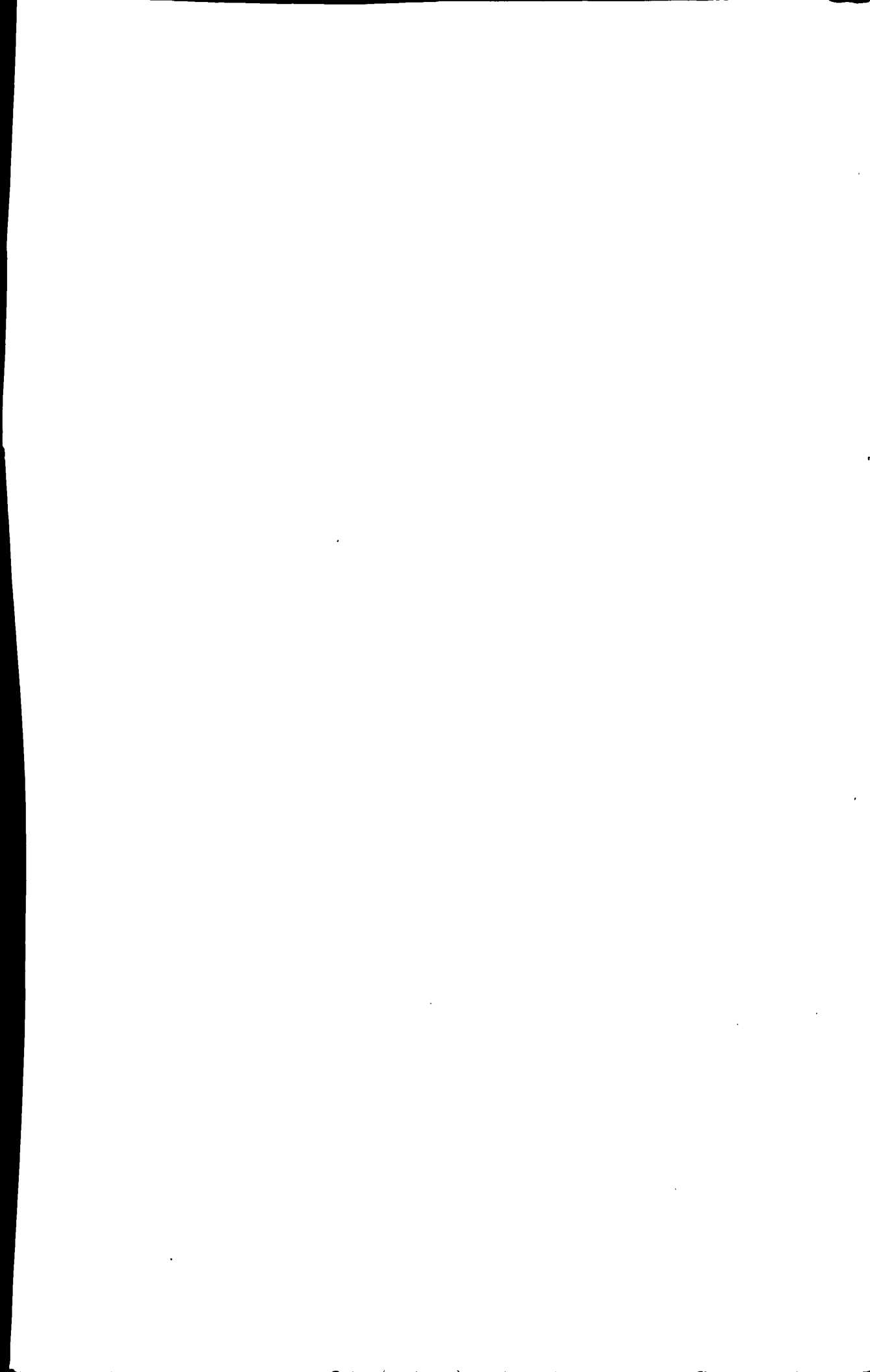
论文作者（签名）：吴拥政
2009年7月29日

学位论文使用授权声明

本人完全了解煤炭科学研究总院关于收集、保存、使用学位论文的规定。本人愿意按照总院的要求提交学位论文的印刷本和电子版。

总院有权保留学位论文印刷本和电子版，或采用影印、缩印、数字化或其它复制手段保存论文；总院有权将论文放入总院档案管理部门供查阅。在不以营利为目的的前提下，总院有权向国家主管部门或其指定机构送交论文的电子版和纸质版。总院有权将学位论文的内容编入有关数据库进行检索。总院有权将学位论文的标题和摘要汇编出版。保密的论文在解密后遵守此规定。

导师（签名）：程 论文作者（签名）：吴拥政
2009年7月29日 2009年7月29日



目 录

1 绪 论.....	1
1.1 研究的意义.....	1
1.2 锚杆杆体的研究现状.....	2
1.2.1 锚杆杆体的作用.....	2
1.2.2 锚杆支护的作用.....	3
1.2.3 锚杆杆体的几何与力学参数.....	5
1.2.4 锚杆杆体受力状态的主要影响因素.....	7
1.3 存在的主要问题.....	10
1.4 本论文的主要研究内容及其预期目标.....	10
1.5 研究方法与技术路线.....	11
2 井下锚杆杆体变形与破坏情况.....	12
2.1 锚杆弯曲变形.....	12
2.2 锚杆构件失效导致的锚杆杆体失效.....	13
2.3 锚杆从杆体中部破断.....	14
2.4 锚杆从杆体尾部螺纹段破断.....	15
2.5 小结.....	18
3 锚杆杆体受力与破坏的实验室试验.....	19
3.1 引言.....	19
3.2 不同受力状态下锚杆变形与破坏的实验室试验.....	19
3.2.1 安装角度对锚杆受弯断裂的影响.....	19
3.2.2 螺纹段所受弯矩测试.....	22
3.2.3 锚杆预紧安装时的复合应力分析.....	23
3.3 小结.....	25
4 锚杆杆体的力学理论分析.....	26
4.1 引言.....	26
4.2 锚杆杆体的受力状态.....	27
4.2.1 锚杆的单项应力.....	27
4.2.2 锚杆的复合应力.....	28

4.2 锚杆杆体尾部受力	34
4.2.1 球面自锁	34
4.2.2 球面回转中心位置对杆体的影响	35
4.2.3 锚杆破断载荷计算	39
4.2.4 解决方案	41
4.3 小结	43
5 锚杆杆体受力数值模拟分析	44
5.1 引言	44
5.2 数值模型的建立	44
5.3 数值模拟结果分析	45
5.3.1 受拉力时杆体应力分布	45
5.3.2 受弯时杆体应力分布	46
5.3.3 受剪时杆体应力分布	47
5.3.4 受扭时杆体应力分布	48
5.3.5 拉剪组合作用时杆体应力分布	50
5.3.6 拉弯剪组合作用时杆体应力分布	51
5.3.7 拉弯扭组合作用时杆体应力分布	52
5.3.8 拉剪扭组合作用时杆体应力分布	53
5.3.9 拉弯剪扭组合作用时杆体应力分布	54
5.4 数值模拟总结	55
6 现场应用研究	57
6.1 漳村煤矿	57
6.2 屯留煤矿	60
6.2.1 S2205 回风巷地质条件	60
6.2.2 S2205 回风巷锚杆支护设计	61
6.2.3 监测设计	62
6.2.4 监测结果	63
6.3 小结	70
7 结论与展望	72
7.1 主要结论	72

7.2 研究展望	73
参考文献.....	74
附件.....	78
致 谢.....	81



1 绪论

1.1 研究的意义

巷道支护技术是煤炭开采中的一项关键技术。安全、合理、有效的巷道支护是保证矿井高产高效的必要条件^[1~4]。近年来,煤巷锚杆支护技术发展极为迅速。由于这种支护方式具有支护效果好、成本低等诸多特点,它的广泛采用给煤矿企业带来巨大的技术经济效益。锚杆支护已经成为煤矿巷道首选的、高效的支护方式^[2]。

锚杆支护材料在锚杆支护技术中起着至关重要的作用。性能优越的支护材料是充分发挥锚杆支护效果与保证巷道安全的必要前提。锚杆杆体是锚杆支护材料中最重要的部分,杆体材料经历了低强度、高强度到高预应力、强力支护的发展过程^[5~9]。锚杆杆体的种类很多,按照杆体材质可划分为金属锚杆、非金属锚杆及复合型锚杆。按照杆体表面形状分为光圆杆体、螺纹杆体及粗糙表面杆体等。按照锚杆杆体的强度可划分为低强度锚杆、中等强度锚杆、高强度锚杆和强力锚杆^[3],目前煤矿采用最多的是左旋无纵筋螺纹钢锚杆。

已有的锚杆支护作用机理中,主要强调了锚杆杆体的轴向和切向作用,基本都未考虑到锚杆安装过程及岩面不平整等外界状况,缺乏锚杆在拉、剪、弯、扭等多种组合情况下的受力分析。在锚杆现场应用过程中,锚杆由于杆体结构、材质、受力状况、施工状况等条件的不同,锚杆出现了非正常延伸后的变形和破坏。在这种情况下,很有必要对锚杆杆体的受力状态进行详细研究,研究锚杆杆体在受拉、受剪、受弯、受扭,以及各种组合状态下的受力情况;不同锚杆预应力、锚杆角度、锚固方式对锚杆杆体受力状态的影响;这对充分认识锚杆杆体的受力状态及支护作用具有重要意义。

本论文针对煤矿井下锚杆杆体的破坏形态,分析了造成杆体破坏的各种影响因素。对锚杆杆体在多种复合应力状态下的变形和破坏进行了分析,以及球面自锁、球面回转中心位置对杆体尾部的影响,并提出了相应的改进措施,减小有害受力对杆体的作用。通过数值模拟得到杆体受单项及多项受力时的应力状态。通过实验室试验,进一步分析杆体及杆尾破坏的机理。通过在现场的多

个应用，验证了如何充分发挥锚杆杆体的作用，减小有害受力的措施。

1.2 锚杆杆体的研究现状

已有的研究成果在锚杆杆体的作用，杆体的受力状态和变化规律，锚杆支护的作用机理，对巷道围岩强度、围岩结构及围岩应力状态的影响等方面做了大量工作^[11]。

1.2.1 锚杆杆体的作用

对于锚杆杆体本身来说，杆体长度方向的尺寸远大于其它两个方向的尺寸，这种构件主要可以提供两方面的作用（图 1-1），第一是抗拉，其次是抗剪作用。至于杆体的抗弯能力和抗压能力是非常小的，可以忽略不计^[3]。

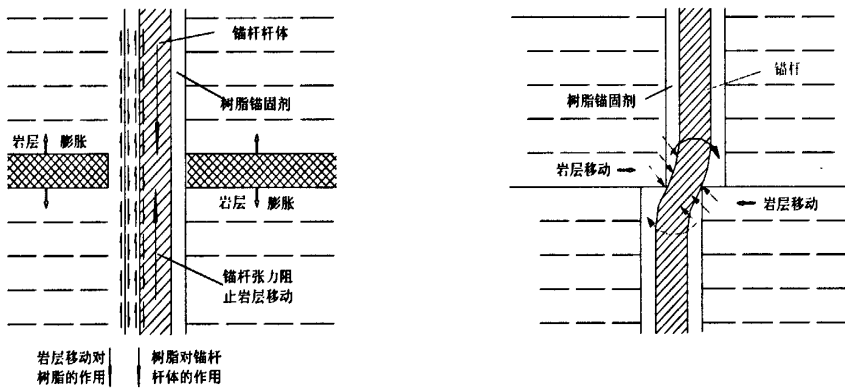


图 1-1 锚杆杆体的作用

1.2.1.1 锚杆的抗拉作用

锚杆杆体所能承受的拉断载荷可用下式计算^[18]：

$$P = \frac{\pi d^2}{4} \sigma_b \quad (1-1)$$

式中：P—锚杆拉断载荷，kN；

d—锚杆直径，mm；

σ_b —锚杆钢材拉断强度，MPa。

常用锚杆钢筋的力学强度如表 1-1^[3]。

表 1-1 常用锚杆钢筋的拉伸强度

牌号	屈服强度 /MPa	拉断强度 /MPa	拉断力/kN				
			φ 16mm	φ 18mm	φ 20mm	φ 22mm	φ 25mm
Q235	240	380	76.4	96.7	119.4	144.5	186.5
BHRB335	335	490	98.5	124.7	153.9	186.3	240.5
BHRB400	400	570	114.6	145.0	179.1	216.7	279.8
BHRB500	500	670	134.7	170.5	210.5	254.7	328.9
BHRB600	600	800	160.8	203.6	251.3	304.1	392.7

1.2.1.2 锚杆的抗剪作用

锚杆杆体所能承受的剪切载荷可用下式计算^[10]:

$$Q = \frac{\pi d^2}{4} \tau_b \quad (1-2)$$

式中: Q ——锚杆剪断载荷, kN;

τ_b ——锚杆钢材剪切极限强度, MPa。

根据材料力学, 对于塑性材料, 剪切强度一般是拉伸强度的 0.6-0.8 倍。

1.2.2 锚杆支护的作用

1.2.2.1 锚杆支护提供的支护强度及对围岩强度的影响

首先将锚杆作为抗拉构件分析其支护加固作用^[11]。将锚固岩体看成是一种复合材料, 锚杆加固作用主要由杆体的拉力所致, 这样杆体的加固作用是提高复合材料在杆体方向的刚度。因锚杆的加固作用引起的锚固体变形模量的增加值可用下式表示:

$$E_m = \frac{\pi d^2 E_b}{4a_1 a_2} \quad (1-3)$$

式中: E_m ——锚固体变形模量的增加值, MPa;

E_b ——钢材的弹性模量, MPa;

a_1 、 a_2 ——锚杆的间、排距, m。

锚杆提供的支护强度 σ_m 可用下式表示:

$$\sigma_m = \frac{\pi d^2 \sigma_b}{4a_1 a_2} \quad (1-4)$$

表 1-2 列出锚杆间排距 $0.8 \times 0.8 \text{m}^2$ 条件下, 不同材质、不同直径杆体的支护强度^[3]。

表 1-2 锚杆的支护强度

牌 号	拉断强度 /MPa	支 护 强 度 /MPa				
		φ16mm	φ18mm	φ20mm	φ22mm	φ25mm
Q235	380	0.12	0.15	0.19	0.23	0.29
BHRB335	490	0.15	0.19	0.24	0.29	0.38
BHRB400	570	0.18	0.23	0.28	0.34	0.44
BHRB500	670	0.21	0.27	0.33	0.40	0.51
BHRB600	800	0.25	0.32	0.39	0.48	0.61

由摩尔强度理论可知, 岩石强度与其所受的围压有如下关系:

$$\sigma_1 = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \sigma_3 + \frac{2C \cos \varphi}{1 - \sin \varphi} \quad (1-5)$$

式中: σ_1 — 岩石强度, MPa;

σ_3 — 围压, MPa;

φ — 岩石内摩擦角, °;

C — 岩石凝聚力, MPa。

由上式可知, 围压越高, 岩石强度越大。在巷道顶板安装锚杆就相当于给顶板提供了围压。如表 2 所列, 以直径为 $\phi 22\text{mm}$ 的高强度锚杆 (BHRB400) 为例, 它可提供的最大围压为 0.34MPa。假设岩石的内摩擦角为 35° , 则 σ_1 可提高 1.26MPa^[3]。

对于中等强度以上岩石 (单轴抗压强度大于 30MPa), 这个增加值就显得很小, 因此, 锚杆支护在岩石破坏前对其强度影响不大。

对于煤体则情况有所不同。因煤层的强度比较低, 特别是中等强度以下的煤层 (如煤层单轴抗压强度小于 15MPa), 锚杆在煤体破坏前对其强度有比较明显的影响。

国内外学者对锚杆锚固前后岩体力学性能的变化进行了比较全面、系统的研究。研究结果表明, 岩体锚固后可不同程度地提高其强度、弹性模量、凝聚

力和内摩擦角等力学参数。而且，锚杆的主要作用是改善破碎区、塑性区内岩石的力学性质，提高其屈服后的强度。有无锚杆约束时岩石应力、应变曲线如图 1-2 所示。可见，锚杆显著增加了岩石屈服后的强度，使岩石的破坏变得比较平缓^[3]。

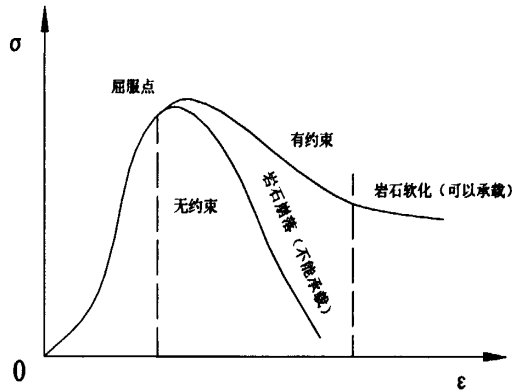


图 1-2 锚固前后岩体强度曲线

1.2.2.2 锚杆支护对不连续面的加固作用

围岩内存在各种节理、层理、裂隙等不连续面，这些结构面的分布与强度对岩体的整体强度影响很大。一般情况下，结构面的强度比较低，锚杆对其强度影响很大，从而明显提高岩体的整体强度、完整性与稳定性^[20]。

锚杆的加固作用来自两方面的效应：杆体中的轴向拉力和切向力^[43~44]。理论分析表明，影响杆体对节理抗剪强度作用的主要参数包括：杆体的截面，钢材的屈服强度，杆体的倾斜度，节理内摩擦角，节理剪胀角及岩石强度等。

锚杆对不连续面的本质作用在于：通过锚杆提供的轴向力与切向力，提高不连续面的抗剪强度，阻止不连续面产生移动与滑动。通过提高结构面的强度提高节理岩体的整体强度、完整性与稳定性^[18]。

1.2.2.3 锚杆支护对围岩应力状态的影响

巷道开挖以后，应力状态发生了很大变化，出现受拉与受剪的区域。通过锚杆给围岩施加一定的压应力，改善围岩应力状态。对于受拉区域，可抵消部分拉应力，提高围岩抗拉能力；对于受剪区域，通过压应力产生的摩擦力，提高围岩的抗剪能力^[9]。

1.2.3 锚杆杆体的几何与力学参数

1.2.3.1 杆体几何形状

锚杆杆体形状设计的准则有四方面：其一在合理孔径差的条件下，保证杆

体能顺利插入钻孔；其二有利于提高锚固剂的粘结力与锚杆锚固效果；其三尽量使杆体各个部位等强度；第四是杆体尾部有利于施加较大的预应力^[3]。

目前，我国煤矿金属锚杆杆体形状主要有两种形式：圆钢和螺纹钢^[17~18]。圆钢锚杆由于强度低、刚度低、粘结性能差，只能用于巷道条件很好的矿区。螺纹钢锚杆杆体主要有以下三种形式：普通建筑螺纹钢杆体、右旋全螺纹钢杆体、左旋无纵筋螺纹钢杆体等。普通建筑螺纹钢杆体和右旋全螺纹钢杆体由于众多的缺陷而逐步被淘汰，目前应用最多的为左旋无纵筋螺纹钢杆体^[19]。

1.2.3.2 杆体几何尺寸

根据煤矿巷道条件，目前锚杆杆体公称直径一般为 16-25mm，长度为 1.6-3.0m^[7]。左旋无纵筋螺纹钢的几何参数包括横肋高度、横肋宽度、横肋间距与螺旋角等。这些参数都影响锚固剂粘结力和搅拌阻力，应对杆体断面形状与螺纹的几何参数进行优化，实现提高粘结力的同时，降低搅拌阻力。

1.2.3.3 杆体强度

锚杆杆体的强度与杆体材质、直径和杆尾加工工艺有关。我国煤矿原来主要使用 Q235 普通圆钢锚杆，屈服强度为 240MPa，拉断强度为 380MPa。锚杆的破断力仅为 50~70kN。而国外锚杆的强度较高，杆体的屈服强度为 400~600 MPa，拉断强度达 600-900MPa^[1]。

我国经过近几年的研究和试验，逐步认识到高强度、高刚度锚杆支护材料的重要性^[3~5]。它良好的价格性能比使锚杆支护的优越性得到充分发挥，并保证了巷道支护的可靠性。目前已经大量轧制无纵筋左旋螺纹钢锚杆（图 1-3），并采用优质钢材或经热处理，达到高强度和超高强度级别。如直径 22mm 的超高强度杆体极限载荷高达 304.1kN，是等直径普通圆钢锚杆强度的 2.5 倍左右^[3]。我国目前采用的螺纹钢钢筋的力学性能如表 1-1 所示。

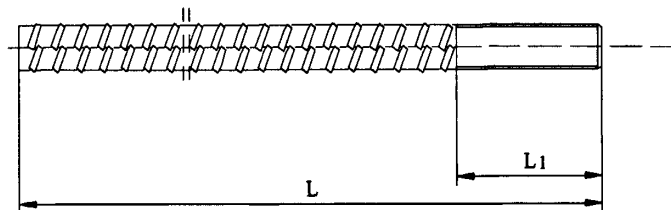


图 1-3 左旋无纵筋螺纹钢锚杆杆体结构

L-杆体长度；L₁-杆体尾部螺纹段长度

1.2.3.4 杆体尾部结构

目前,国内加工锚杆尾部螺纹大多采用剥皮、车丝或滚丝工艺,强度损失比较明显。而且由于加工工艺原因,加工后锚杆尾部部分的螺纹内径比杆体公称直径小 10% ~ 13%,截面面积小 20% ~ 22%^[12]。这样不仅使锚杆承载能力降低,而且杆体的延伸性能得不到充分发挥。因此,在高地应力、大变形等困难巷道中,锚杆经常出现破断现象^[14]。

高强度锚杆杆尾大多采用螺纹结构,以使用螺母压紧托板而施加预应力。杆尾螺纹部分受力最复杂、易发生破坏的部位^[14]。

在杆尾螺纹部分受力状态方面:

(1) 螺纹部分不仅受拉,而且受到钢带与岩层发生错动时产生的剪应力,受偏载条件下还会出现弯曲变形。由于钢材的抗剪强度明显低于抗拉强度,易发生剪断现象;

(2) 螺纹部分直径与杆体不相等,变径会导致局部应力集中,产生 2~3 倍的集中应力,对杆体的承载能力极为不利。

为解决这一问题,人们积极发展等强锚杆,即使锚尾极限承载力等于锚杆杆体部分的承载力^[19]。主要方法有优化工艺、墩粗杆体尾部、杆尾螺纹段进行调质处理及杆尾取消螺纹等。

1.2.4 锚杆杆体受力状态的主要影响因素

锚杆杆体受力状态的影响因素众多,大致可分为三大类:一是巷道围岩地质力学参数,包括地应力、围岩强度与结构;二是巷道使用特征,包括巷道断面形状、尺寸,采动影响等;三是锚杆支护参数,包括锚杆直径、长度、锚杆间排距、锚杆角度、锚固方式及锚杆预应力等^[3]。下面着重分析锚杆角度、锚固方式及预应力对杆体受力状态的影响。

1.2.4.1 锚杆角度对杆体的影响

锚杆角度过大、过小都不利于巷道的维护^[42]。国内目前对锚杆角度的研究较少,大部分支护设计中靠近巷帮的顶板锚杆安设角度为与垂线成 10-30° 之间。顶板其余锚杆都垂直岩面打设;帮部锚杆中,靠近顶底板的两根锚杆与水平线呈 10-30° 之间。其余也垂直岩面打设。煤炭科学研究总院开采研究分院曾进行过锚杆角度对锚杆支护预应力的影响研究,模拟计算了锚杆预紧力为 60kN

时, 顶板角锚杆与垂线呈 0° 、 5° 、 10° 、 15° 、 20° 、 25° 、 30° 、 40° 时锚杆的预应力分布, 得出:

(1) 当顶板角锚杆垂直布置时, 角锚杆与中部锚杆形成的有效压应力区相互连接与叠加, 在顶板形成厚度较大、分布比较均匀的压应力区, 覆盖了锚固区的大多数面积, 锚杆预应力扩散与叠加效果最好。

(2) 随着顶板角锚杆角度增加, 角锚杆形成的有效压应力区与中部锚杆形成的有效压应力区逐步分离, 叠加区域越来越小。当顶板角锚杆角度达到 15° , 两个压应力区明显分离。继续加大角锚杆角度, 角锚杆与中部锚杆的压应力区分开的更远, 成为彼此独立的支护单元, 锚杆支护的整体作用受到严重影响。

(3) 顶板角锚杆角度越大, 锚杆预应力形成的有效压应力区越小。而且, 较高的压应力主要集中在锚杆尾部附近, 在锚杆中部与端部压应力则较小, 这不利于锚杆支护作用的充分发挥。

在考虑锚杆预应力的条件下, 在近水平煤层巷道中, 顶板角锚杆最好垂直布置^[3]。如考虑施工需要一定的角度, 最大角度不应超过 10° 。

1.2.4.2 锚固方式的影响

按锚杆锚固长度, 可将锚固方式分为端部锚固、加长锚固与全长锚固^[29~31]。对于端部锚固锚杆, 锚固剂的作用在于提供粘结力, 使锚杆能承受一定的拉力^[63]。锚杆拉力除锚固端外, 沿长度方向是均匀分布的(图 1-4)。由于锚杆与钻孔间有较大空隙, 所以锚杆抗剪能力只有在岩层发生较大错动后才能发挥出来。对于全长锚固锚杆, 锚固剂的作用比较复杂, 主要有两方面: 将锚杆杆体与钻孔孔壁粘结在一起, 使锚杆随着岩层移动承受拉力; 当岩层发生错动时, 与杆体共同起抗剪作用, 阻止岩层发生滑动^[62]。

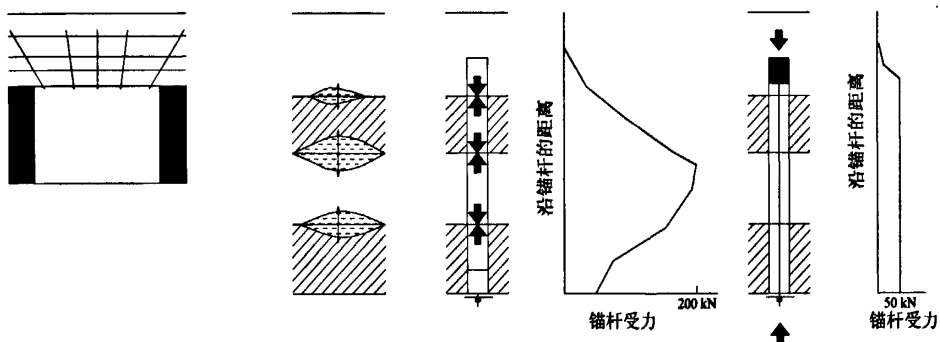


图 1-4 端锚锚杆与全长锚固锚杆支护作用的区别

对于端部锚固锚杆，杆体各部位的应力和应变相等。在锚固范围内，任何部位岩层的离层都均匀地分散到整个杆体的长度上，导致杆体受力对围岩变形和离层不敏感，支护刚度低。对于全长锚固锚杆，这种分散是不可能的，致使应力、应变沿锚杆长度方向分布极不均匀，离层和滑动大的部位锚杆受力很大，杆体受力对围岩变形和离层很敏感，能及时抑制围岩离层与滑动，支护刚度高，如图 1-4 所示^[42~43]。

图 1-5 为端部锚固和全长树脂锚固锚杆的现场实测力学特性曲线^[10~11]。

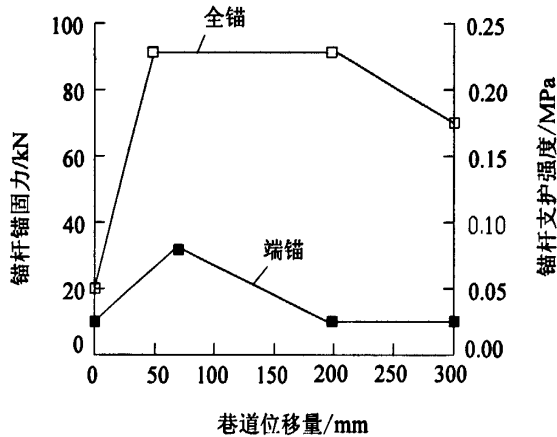


图 1-5 锚杆力学特性实测曲线

从图中可以看出，端锚和全锚在力学特性上有以下区别：①预应力与锚杆安装工艺有关。目前我国煤矿普遍只能达到 10~20kN 的预应力，与国外先进国家相比差距较大，国外一般要求达到最大工作阻力的 50% 以上^[33~34]，目前我国的安装设备及构件达不到这个水平。②全锚锚杆的增阻速度一般是端锚锚杆的 3~6 倍。全锚锚杆在围岩发生较小变形时，就能迅速达到最大工作阻力，使围岩的承载能力得到迅速发挥。③全锚锚杆的锚固力是端锚锚杆的 2~4 倍。如 $\phi 20\text{mm}$ 的螺纹钢锚杆，端锚时，最大锚固力达到 50kN 左右；全锚时，在砂岩或砂质页岩中达 200kN，在煤或泥岩中达 100kN。④全锚锚杆的工作可靠性比端锚锚杆明显提高。端锚锚杆在围岩变形量为 100mm 时就开始失效，200~300mm 时丧失了锚固力；全锚锚杆在围岩变形量为 200~300mm 时锚固力开始降低，500mm 以上完全丧失^[29]。

1.2.4.3 预应力的影响

锚杆安装时，施加预应力越大，能获得越大的初锚力，有利于最大限度抑制

围岩离层与破坏。但同时也要考虑锚杆各部件、特别是杆体强度对锚杆安装扭矩的限制^[13]。安装扭矩过大会使锚杆承受较大的扭矩，加之锚杆的受拉、受剪切等，锚固在井下巷道围岩中的负载锚杆承受复合外力作用，锚杆杆体实际破断强度低于单向抗拉强度^[12]。因此实际使用中会出现锚杆在杆体尾部螺纹处发生断裂，锚杆在锚固与自由端交界处断裂等情况。

1.3 存在的主要问题

虽然锚杆支护作用机理方面取得了很多成果，并在指导现场支护实践方面发挥了积极的作用，但也存在不少问题。在与锚杆杆体研究有关的方面，主要存在以下问题：

(1) 缺乏对锚杆杆体在复合应力条件下受力状况系统研究。在支护设计和锚杆支护机理研究中，多强调锚杆的轴向作用，对锚杆在受弯、受剪、受扭等条件下的受力状况研究较少；

(2) 缺乏对锚杆杆体尾部螺纹部分受力状况、变形特征及破坏方式的深入研究，对锚杆尾部破断的机理与影响因素认识不清；

(3) 缺少对在不同角度、不同预紧力、不同锚固长度对锚杆杆体受力的影响研究；

(4) 缺少现场应用过程中，不同锚杆角度、不同锚固方式情况下，锚杆的受力情况实测数据及对锚杆受力特征与变化规律的研究。

1.4 本论文的主要研究内容及其预期目标

根据以上存在的问题，开展本论文的研究工作：

(1) 分析国内外已有的锚杆杆体受力状态及支护作用的研究成果。

(2) 理论分析。分析锚杆杆体在受拉、受剪、受弯、受扭及各种组合状态下受力情况。

(3) 锚杆杆体尾部受力和破坏的实验室试验。包括不同安装角度、不同预紧力下的锚杆螺纹受力状态与破坏情况。

(4) 各种不同应力条件下锚杆杆体受力情况的数值模拟计算。包括：

• 锚杆在受拉、受弯、受剪、受扭时的杆体应力分布；

• 锚杆在受拉剪、受拉弯剪、受拉弯扭、受拉弯剪扭等组合作用时的杆体应力分布；

(5) 研究成果应用。对煤矿井下锚杆施工巷道支护效果评价分析，采用测力锚杆、锚杆测力计等监测仪器对锚杆受力情况进行监测，分析锚杆受力变化特征与规律，对论文的研究成果进行评价。

(6) 总结研究成果，撰写论文。

通过实验室试验、数值模拟与井下观测，确定锚杆杆体在不同条件下的受力状态及支护作用，分析各因素对锚杆杆体受力的影响，为锚杆支护设计提供更加科学可靠的依据。

1.5 研究方法与技术路线

本论文采用理论分析、数值模拟、实验室试验及井下试验相结合的方法进行，具体技术路线如下：

(1) 结合所收集的资料，采用材料力学、弹塑性力学理论对杆体进行力学分析；

(2) 针对井下锚杆破坏的形式，在实验室对锚杆杆体尾部受力和破坏进行试验，研究不同螺纹规格、不同安装角度、不同预紧力下的锚杆杆尾受力状态与破坏情况；

(3) 采用数值模拟方法分析锚杆杆体在不同受力情况下应力分布；

(4) 选择典型的试验巷道，观测不同锚杆安装角度、不同锚固方式时的杆体受力及对支护作用的影响，并对支护效果进行评价；

(5) 总结理论分析、数值模拟、实验室试验及井下试验结果，深化对锚杆杆体受力状态优化，减少有害受力的认识。

2 井下锚杆杆体变形与破坏情况

煤矿井下锚杆杆体的破坏形式主要有以下几种：锚杆杆体变形、构件失效导致的锚杆失效和锚杆破断。锚杆破断部位主要有以下两种：一种是从杆体中部破断，另一种是从杆尾螺纹部分破断。

2.1 锚杆弯曲变形

锚杆弯曲变形主要是由于杆体受到剪切作用而出现的杆体弯曲。井下巷道中实拍照片如图 2-1 和 2-2，弯曲变形照片 2-3 和 2-4。

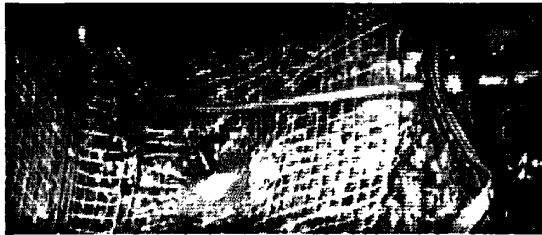


图 2-1 井下巷道煤帮锚杆弯曲照片



图 2-2 井下巷道顶板锚杆弯曲照片

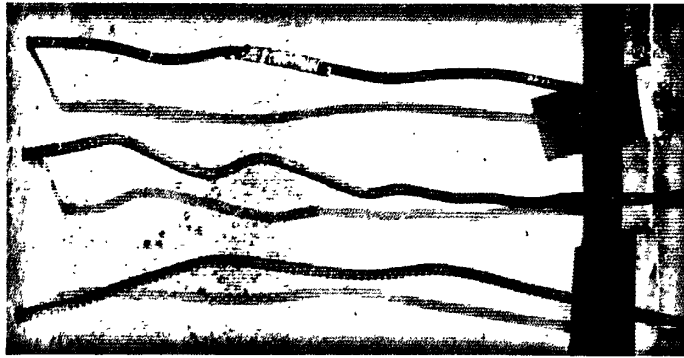


图 2-3 顶板冒落锚杆弯曲变形照片



图 2-4 锚固端与自由端交界处锚杆弯曲变形照片

从锚杆弯曲的照片可以看出，锚杆杆体在岩石内由于岩层错动等情况所受到的剪力很大，杆体通常在锚固端与自由端的交界面或不同岩性岩层交界面发生较大的剪切变形。

2.2 锚杆构件失效导致的锚杆杆体失效

锚杆构件失效导致的锚杆杆体失效主要是由于托板、钢带、球垫、螺母等不匹配，强度或结构不合理导致的托板外翻、螺母脱扣，锚杆支护失效。井下巷道中的实拍照片如图 2-5 和 2-6。



图 2-5 托板失效导致的锚杆杆体失效照片



图 2-6 钢带失效导致的锚杆杆体失效照片

2.3 锚杆从杆体中部破断

锚杆杆体中部破断主要为拉断、剪断或组合作用破断，井下锚杆破断的实际状况见照片图 2-7、2-8 和 2-9。

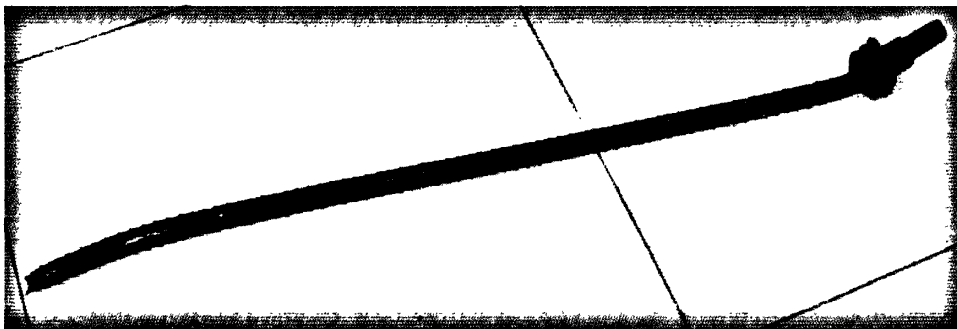


图 2-7 锚杆杆体拉断照片

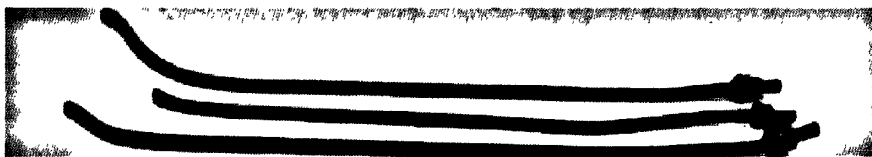


图 2-8 锚杆拉伸与弯曲断裂照片

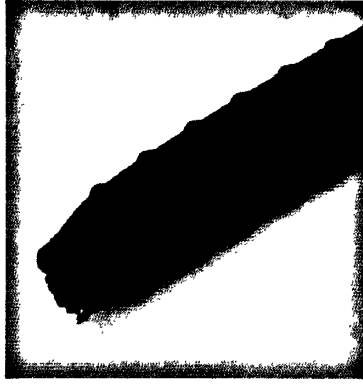


图 2-9 锚杆拉断断口

2.4 锚杆从杆体尾部螺纹段破断

杆体尾部螺纹是薄弱环节，实际使用中锚杆多在此处断裂，致使杆体强度和塑性发挥不出来，造成钢材浪费，且降低锚杆支护效果^[3]。锚杆从杆尾螺纹段破断也分两种形式，一种主要表现为拉断，断口有明显的径缩现象，断口不工整；另一种主要表现为弯曲断裂，断口径缩不明显，断口较工整。

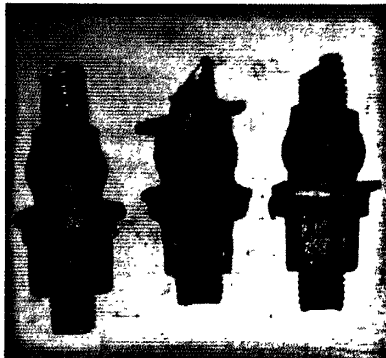


图 2-10 不同形式的锚杆尾部拉伸断裂



图 2-11 锚杆杆尾破断时的径缩现象

图 2-12 为潞安矿业集团公司漳村煤矿井下 $\phi 22$ mm BHRB600 型强力锚杆的断头，断口形态如图 2-13，调心球垫的变形状况如图 2-14。 $\phi 25$ mm 的锚杆断头及断口形态如图 2-15、2-16。

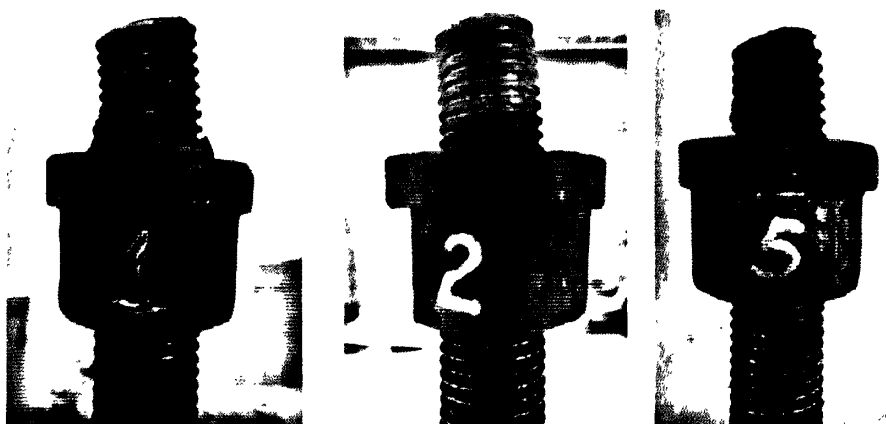


图 2-12 $\phi 22$ mm 强力锚杆断头形态

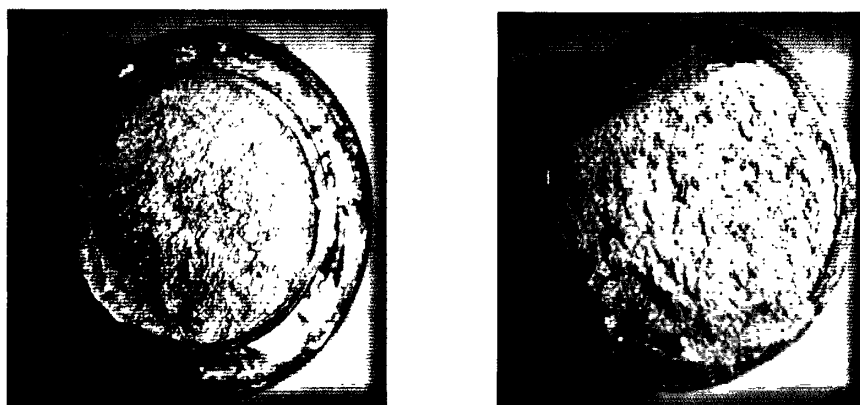


图 2-13 $\phi 22$ mm 强力锚杆断口形态

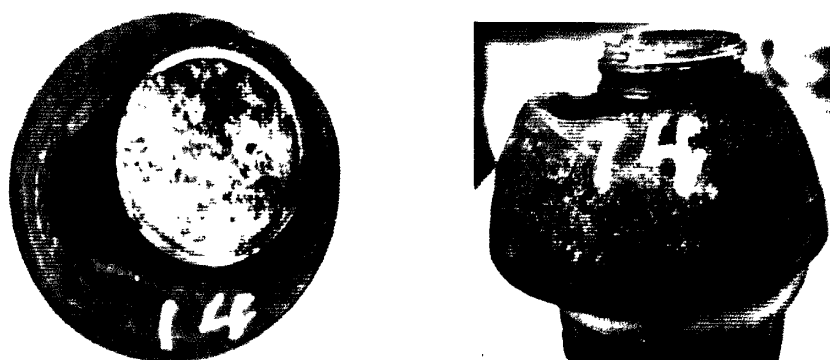


图 2-14 $\phi 22$ mm 强力锚杆与调心球垫变形状况

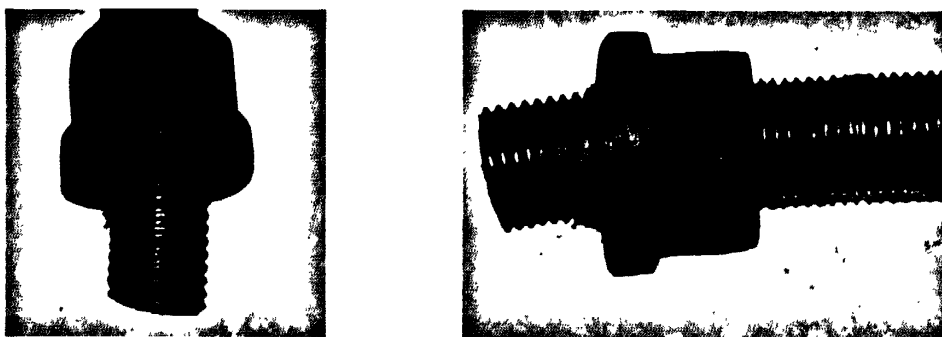


图 2-15 $\phi 25\text{mm}$ 强力锚杆断头形态



图 2-16 $\phi 25\text{mm}$ 强力锚杆断口形态

根据以上图片，发现锚杆断头、断口及调心球垫变形有以下特点：

(1) 断头。从断头照片可看到断口位置在距螺母 20mm 至 35mm 区间的螺纹段，锚杆螺纹段均有弯曲，断口处均有不同程度的径缩（1-2mm），螺纹段弯曲越大，径缩越大。

(2) 断口：从断口照片可看到断口面基本垂直于锚杆轴线，断口断裂分三个阶段，第一阶段为裂纹缓慢扩展阶段，呈月牙型，锈蚀严重，呈深铁锈红色；第二阶段为裂缝快速扩展阶段，呈金属银白色，并有其始于第一阶段的放射状扩展花样；第三阶段为最后瞬断区（剪切唇）。各个断头断口的各阶段尺寸不尽相同，但形貌特征基本相同。

(3) 调心球垫：从照片可看出锚杆已将调心球垫撑坏，偏向调心球垫的一侧，表明调心球垫没有起到调心作用或者是由于安装角度过大超出调心球垫调心角度范围，因此调心球垫从一侧卡住锚杆，产生一个很大的侧向力，是锚杆螺纹段弯曲变形的原因，锚杆断裂基本发生在这个位置。

2.5 小结

通过上述分析，可得出以下结论：

- (1) 锚杆由于受到大于其破断载荷的应力而被拉断。
- (2) 锚杆杆体通常在锚固端与自由端的交界面或不同岩性岩层交界面发生较大的剪切变形，杆体在交界面发生拉剪破断。
- (3) 锚杆构件由于不匹配或结构不合理失效导致的锚杆杆体支护失效。
- (4) 锚杆螺纹段因受到超过屈服拉力的载荷会产生屈服和径缩。
- (5) 锚杆螺纹段受到很大的弯矩，产生弯曲变形。
- (6) 弯曲变形是由于调心球垫卡住而产生。

3 锚杆杆体受力与破坏的实验室试验

3.1 引言

煤矿井下锚杆使用过程中发现，很多锚杆的破坏不属于正常拉伸的破断，而是由于安装过程中锚固方式、锚杆角度、施工因素等，导致的锚杆剪断、弯曲断裂或其它组合作用的断裂。为了更加深入了解锚杆在不同受力状态下变形与破坏状况，进行了实验室试验。

3.2 不同受力状态下锚杆变形与破坏的实验室试验

3.2.1 安装角度对锚杆受弯断裂的影响

(1) 试验条件

加工倾角为 0° 、 5° 、 10° 、 15° 、 30° 的斜铁，模拟井下掘进工作面锚杆施工过程中的角度。在实验室内用倾斜工作台分别模拟锚杆施工中与垂线成 0° 、 5° 、 10° 、 15° 、 30° 五种情况。对锚杆分别施加 100-1000 N·m 范围的扭矩，配以应力传感器，比较锚杆预紧扭矩与不同锚杆角度预应力的关系，对变形后的螺纹进行显微照片观察。

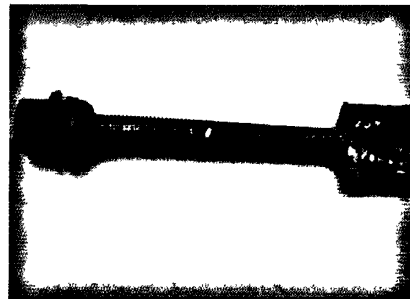
为摸索锚杆产生弯矩的原因及弯矩大小，采用漳村矿生产的 $\phi 22\text{mm}$ (M24) BHRR600 型锚杆进行试验。锚杆测试段长度 200mm，配合安装原配托板、球垫及尼龙 1010 减磨垫圈。测试仪器采用 500kN 测力计，2000N.m 指针式扭矩扳手。

(2) 试验结果

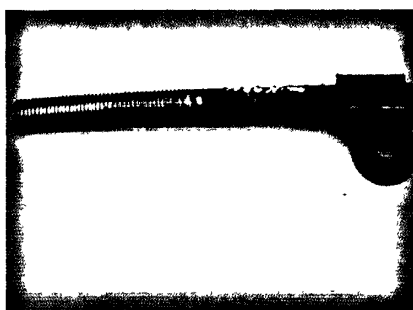
试验结果如图 3-1~3-3。



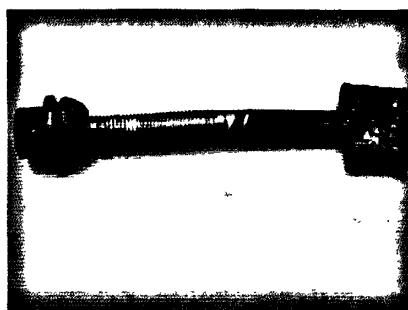
(a) 安装角度 5°



(b) 安装角度 10°



(c) 安装角度 15°



(d) 安装角度 30°

图 3-1 不同安装角度的锚杆变形状况

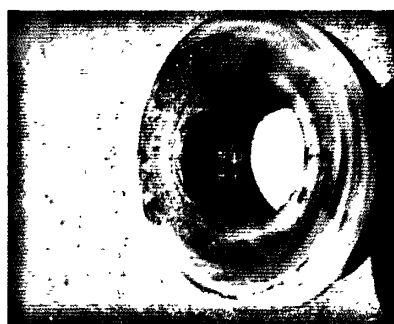
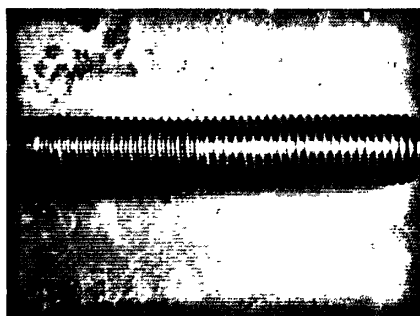
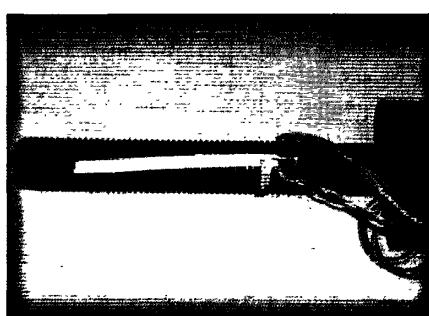


图 3-2 调心球垫损坏情况



径缩变形



扭曲变形

图 3-3 锚杆径缩与扭曲变形

① 5°试件试验结果：试件拆下后观察到球垫内侧有卡印，螺纹段略有弯曲，螺纹段直径由 23.5mm 缩至 23.1mm（图 3-1a）。

② 10°试件试验结果：扭矩加至 700 N.m 时锚杆杆体屈服，螺纹段弯曲不明显。球垫内侧卡出螺纹，螺纹直径由 23.7mm 缩至 22.9mm（图 3-1b）。

③ 15°试件试验结果：扭矩加至 700 N.m 时锚杆杆体屈服，预紧力加不上去，有响声，观察到球垫内侧卡住锚杆螺纹段，卡点在球垫内侧的中部，锚杆螺纹未见明显弯曲及径缩。扭矩加至 1000 N.m 时，球垫内侧卡出螺纹，可看到螺纹段明显弯曲、径缩。螺纹直径由 23.5mm 缩至 22.5mm（图 3-1c）。

④ 30° 试件试验结果: 扭矩加至 600 N.m 时杆体屈服, 螺纹段有 S 形弯曲, 直径由 23.7mm 缩至 23.3mm, 位置在弯曲处。螺纹卡坏, 球垫内侧卡出螺纹。螺纹平垫出现反弓变形。斜铁孔内卡出螺纹 (图 3-1d)。

由于锚杆螺纹强度远高于球垫强度, 扭矩加至 600N.m 至 700 N.m 时产生的响声是由于锚杆螺纹切坏球垫内侧挤出的螺纹所致 (图 3-2)。过大的扭矩将导致杆体径缩与扭曲变形 (图 3-3)。

6 号试件加至 1000 N.m 后对其进行了四天带载荷观测, 即每天将载荷加至 230kN 左右, 观测锚杆弯曲段的变化及是否有裂缝产生。

以上试件试验后将 5°、10°、15° 各一件和 30° 两件送至钢铁研究总院测试中心检测。检测结果见下表 3-1。

表 3-1 磁粉探伤检测结果

样品中心编号	安装角度(°)	最大载荷 (kN)	检测结果
2007T-261 (1)	5	237.0	螺纹根部未发现裂纹
2007T-261 (2)	10	276.2	螺纹根部未发现裂纹
2007T-261 (3)	15	263.3	螺纹根部未发现裂纹
2007T-261 (4)	30	215.3	螺纹根部发现裂纹(图 3-4a)
2007T-261 (5)	30	229.7~239.0 持续四天	螺纹根部发现裂纹(图 3-4b)

(3) 试验结果分析

① 锚杆在安装过程中由于承载面 (岩壁、岩顶、煤壁、煤顶) 的不平整造成一定的安装角度, 由于调心球垫基本不能起调心作用, 且角度较大时调心球垫卡住锚杆的一侧, 形成很大弯矩, 使锚杆弯曲变形, 甚至在螺纹底部产生裂缝, 从而造成锚杆破断。球垫内侧卡住锚杆螺纹是锚杆螺纹段受到侧向力与断裂的主要原因。

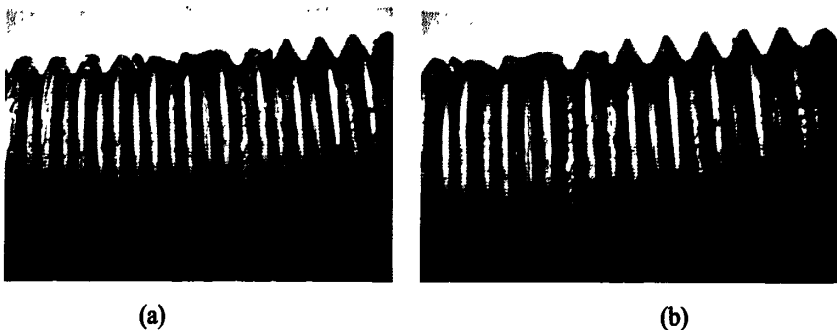


图 3-4 螺纹裂纹磁粉检测照片

② 扭矩加至 700 N.m 锚杆杆体屈服后, 即使扭矩继续加大, 预紧力上升幅度明显减小。过大的扭矩将导致杆体径缩与扭曲变形。

③ 锚杆预紧力基本相同的条件下安装角度小的锚杆所受的侧向力较小, 反之受到的侧向力大。当锚杆安装角度大于 15° 而且拉应力达到屈服点左右的情况下, 锚杆长期受载会造成锚杆螺纹段弯曲出现裂缝, 致使锚杆达不到破断载荷就发生断裂。

3.2.2 螺纹段所受弯矩测试

为测试锚杆螺纹段所受弯矩, 沿 M27 螺纹段轴向开两条槽。分别在槽内布置四组到六组应变片, 将导线引出, 并用硅胶充填密封。对贴片位置标记。对开槽贴片锚杆施加不同预紧扭矩, 观察锚杆变形方向, 并通过接收仪数据分析锚杆弯矩。对开槽贴片锚杆螺纹段进行角度 0° 、 5° 、 10° 、 15° 、 30° 锚杆预应力的试验, 观测锚杆受弯曲载荷情况。弯矩试验测试结果如表 3-2。

表 3-2 5° 试件弯矩试验测试结果

力矩 N. m	预紧力 kN	实测拉应力 MPa	弯曲应力 MPa	计算拉应力 MPa	拉力 kN	弯矩 N. m
0	0	0	0	0	0	0
100	48.4	94.8	-29.3	116.8	59.6	-47.7
200	73.7	144.3	312.6	99.0	50.6	508.9
300	86.7	169.8	-55.3	194.6	99.4	-90.0
400	145.6	285.1	-81.4	341.0	174.1	-132.5
500	178.3	349.1	-42.3	710.0	209.4	-68.9
600	201.1	393.8	-332.1	502.4	256.6	-540.6
700	220.9	432.5	-634.9	701.8		
800	236.8	463.7	-739.1	1004.6		

表 3-3 10° 试件弯矩试验测试结果

力矩 N. m	预紧力 kN	实测拉应力 MPa	弯曲应力 MPa	计算拉应力 MPa	拉力 kN	弯矩 N. m
0	0	0	0	0	0	0
100	34.7	67.9	3.8	39.4	20.1	6.2
200	54.6	106.9	-127.0	120.0	61.3	-206.7
300	109.1	213.4	-90.0	157.4	80.4	-146.5
400	121.9	238.7	-74.0	259.8	132.7	-120.5
500	169.5	330.9	-107.8	356.2	181.9	-175.5
600	192.1	376.2	-185.2	439.2	224.3	-301.5
700	218.8	428.4	-235.0	568.6	290.4	-382.6
800	251.8	493.0				

表 3-4 15°试件弯矩试验测试结果

力矩 N. m	预紧力 kN	实测拉应力 MPa	弯曲应力 MPa	计算拉应力 MPa	拉力 kN	弯矩 N. m
0	0	0	0	0	0	0
100	37.5	73.4	19.6	96.2	49.1	31.9
200	65.8	128.8	73.1	170.2	86.9	119.0
300	94.6	185.2	47.8	235.8	120.4	77.8
400	121.4	236.9	14.8	312.4	159.5	24.1
500	149.1	322.5	89.8	436.4	222.9	146.2
600	164.7	360.1	171.8	527.6	269.5	279.7
700		370.3	145.8	562.6	287.3	237.3

3.2.3 锚杆预紧安装时的复合应力分析

锚杆复合应力分别以拉应力+剪应力和拉应力+剪应力+弯曲应力计算。计算结果如表 3-5~3-8。

表 3-5 5° 锚杆复合应力计算结果

扭矩 N.m	扭矩系数	剪应力 MPa	拉力 kN	拉应力 MPa	弯矩 N.m	弯曲应力 MPa	剪+拉应力/MPa	剪+拉+弯应力/MPa
0	0	0	0	0	0	0	0	0
100	0.89	27.3	48.4	94.8	-47.7	-29	105.9	
200	0.78	47.9	73.7	144.3	508.9	312.6	166.5	
300	0.67	61.1	86.7	169.8	-90.0	-55.3	200.1	
400	0.64	78.7	145.6	285.1	-132.5	-81.4	316.0	391.0
500	0.60	92.6	178.3	349.1	-68.9	-42.3	384.1	423.0
600	0.50	92.1	201.1	393.8	-540.6	-332.1	424.9	781.1
700	0.48	103.2	220.9	432.5		-634.9		
800	0.46	113.0	236.8	463.7		-739.1		
900	0.44	121.6						

表 3-6 10° 锚杆复合应力计算结果

扭矩 N.m	扭矩系数	剪应力 MPa	拉力 kN	拉应力 MPa	弯矩 N.m	弯曲应力 MPa	剪+拉应力/MPa	剪+拉+弯应力/MPa
0	0	0	0	0	0	0	0	0
100	0.89	27.3	34.7	67.9	6.2	3.5	82.7	
200	0.78	47.9	54.6	106.9	-206.7	-127.0	135.3	248.2
300	0.67	61.1	109.1	213.4	-146.5	-90.0	238.2	321.3
400	0.64	78.7	121.9	238.7	-120.5	-74.0	274.9	341.1
500	0.60	92.6	169.5	330.9	-175.5	-107.8	367.7	467.1
600	0.50	92.1	192.1	376.2	-301.5	-185.2	409.3	583.6
700	0.48	103.2	218.8	428.4	-382.6	-235.0	464.1	687.1
800	0.46	113.0	251.8	493.0				
900	0.44	121.6	269.0	526.7				

表 3-7 15° 锚杆复合应力计算结果

扭矩 N.m	扭矩系 数	剪应力 MPa	拉力 kN	拉应力 MPa	弯矩 N.m	弯曲应力 MPa	剪+拉应 力/MPa	剪+拉+弯 应力/MPa
0	0	0	0	0	0	0	0	0
100	0.89	27.3	37.5	73.4	31.9	19.6	87.3	
200	0.78	47.9	65.8	128.8	119.0	76.1	153.2	221.1
300	0.67	61.1	94.6	185.2	77.8	47.8	213.3	
400	0.64	78.7	121.4	231.9	24.1	14.8	269.0	
500	0.60	92.6	149.1	322.5	146.2	89.8	360.2	442.4
600	0.50	92.1	164.7	360.1	279.7	171.8	393.9	555.3
700	0.48	103.2	183.9	370.3	237.3	145.8	410.9	546.2
800	0.46	113.0						

表 3-8 锚杆拉、扭复合应力计算结果

扭 矩 /N.m	系数	实际扭 矩/N.m	剪应力 /MPa	各安装角度拉应力/MPa				拉、扭复合应力/MPa			
				5°	10°	15°	30°	5°	10°	15°	30°
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
100	0.89	89	42.6	46.0	67.2	72.2	41.6	86.9	99.8	103.2	84.7
200	0.78	156	74.6	146.1	166.3	152.5	129.7	129.8	210.6	199.9	183.1
300	0.67	201	96.1	224.1	244.0	239.5	231.6	279.2	295.4	291.7	285.2
400	0.64	256	122.4	295.5	-	319.2	277.6	336.7	/	383.2	349.3
500	0.60	300	143.5	377.3	433.9	371.3	410.9	451.8	451.8	446.8	480.2
600	0.50	300	143.5	422.8	518.4	429.8	442.5	490.4	574.9	496.5	507.5
700	0.48	336	160.7	496.7	551.6	540.1	478.8	569.4	569.4	617.8	553.8
800	0.46	368	176.0	567.9	669.3	628.2	511.0	651.8	735.5	698.3	595.0
900	0.44	396	189.4	596.1	669.8	656.3	546.7	680.4	680.4	733.7	637.6
1000	0.40	400	191.3	/	694.7	672.4	586.6	/	769.7	749.6	673.7

通过分析以上试验结果,可得出以下结论:

(1) 锚杆在预紧过程中,同时受到拉应力、扭矩产生的剪应力和弯矩产生的拉应力,而且在施加扭矩达到 600-700N.m 时均产生了永久变形。

(2) 在相同扭矩作用下复合应力要比锚杆受到的单纯拉应力大,当施加的预紧扭矩大于 600 N.m 时,锚杆受到的复合应力已接近材料的屈服应力,这种情况下锚杆会先从弯曲处产生裂纹,进而裂纹发展导致锚杆未达到破断拉力就断裂。

(3) 锚杆施加的预紧扭矩超过 600N.m 时,锚杆受到的复合应力已接近材料的屈服应力。这时锚杆的储备应力已不多。

3.3 小结

(1) 实验室进行了不同受力状态下锚杆变形与破坏试验, 对安装角度、螺纹段所受弯矩进行了测试。锚杆在安装过程中由于承载面的不平整造成一定的安装角度, 锚杆配件结构不合理形成了很大弯矩, 使锚杆弯曲变形, 球垫内侧卡住锚杆螺纹是锚杆螺纹段受到侧向力而断裂的主要原因。

(2) 锚杆在预紧过程中, 扭矩加至 700 N.m 时锚杆杆体屈服后, 即使扭矩继续加大, 预紧力上升幅度明显减小, 过大的扭矩将导致杆体径缩与扭曲变形。

(3) 当锚杆安装角度大于 15° 而且拉应力达到屈服点左右的情况下, 锚杆长期受载会造成锚杆螺纹段弯曲出现裂缝, 致使锚杆达不到破断载荷就发生断裂。

(4) 在相同扭矩作用下复合应力要比锚杆受到的单纯拉应力大, 当施加的预紧扭矩大于 600 N.m 时, 锚杆受到的复合应力已接近材料的屈服应力, 这时锚杆的储备应力已不多。这种情况下锚杆容易先从弯曲处产生裂纹, 进而裂纹发展导致锚杆未达到破断拉力就断裂。

4 锚杆杆体的力学理论分析

4.1 引言

对于锚杆杆体本身来说,由于杆体长度方向的尺寸远大于其它两个方向的尺寸,所以力学上属于杆件。这种构件主要可以提供两方面的作用,第一是抗拉,其次是抗剪作用。由于杆体的抗弯能力和抗压能力较小,多数研究对此忽略不计。

锚杆杆体受力状态的影响因素众多,大致可分为三大类:一是巷道围岩地质力学参数;二是巷道使用特征;三是锚杆支护参数。本论文着重分析锚杆角度、锚固方式及预应力对杆体受力状态的影响。

锚杆角度过大、过小都不利于巷道的维护。国内目前大部分支护设计中靠近巷帮的顶板锚杆安设角度为与垂线成 $10-30^{\circ}$ 之间,帮部锚杆中,靠近顶底板的两根锚杆与水平线呈 $10-30^{\circ}$ 之间。煤炭科学研究总院开采研究分院曾进行过锚杆角度对锚杆支护预应力的影响研究。提出在考虑锚杆预应力的条件下,在近水平煤层巷道中,顶板角锚杆最好垂直布置。如考虑施工需要一定的角度,最大角度不应超过 10° 的观点^[3]。

按锚杆锚固长度,可将锚固方式分为端部锚固、加长锚固与全长锚固^[29~31]。端锚锚杆杆体各部位的应力和应变相等,拉力除锚固端外,沿长度方向是均匀分布的,锚杆抗剪能力只有在岩层发生较大错动后才能发挥出来。对全长锚固锚杆,应力、应变沿锚杆长度方向分布极不均匀,离层和滑动大的部位锚杆受力很大,杆体受力对围岩变形和离层很敏感,能及时抑制围岩离层与滑动^[44]。加长锚固锚杆的受力介于全长锚固和端部锚固锚杆之间,锚固段的锚杆受力可借鉴全长锚固锚杆的受力情况,未锚固段可借鉴端部锚固锚杆的受力情况。Fuller^[89]进行了井下全长锚固锚杆施加预紧力试验,认为预紧力可以使全长锚固锚杆对岩体的锚固效应达到最大。

预应力在锚杆支护中所起的关键作用是近年来才被人们逐渐认识并得到重视的,但是,预应力对锚杆的影响因素、预应力支护理论还在进一步的研究和探索之中^[88]。张农等^[90]对施加锚杆预紧力后巷道的支护效果持肯定态度。康红

普等^[42]利用数值模拟方法研究了锚杆预紧力对巷道围岩附加应力场的影响,认为在高预紧力条件下,锚杆支护产生的支护应力值大,形成的有效压应力区范围广,几乎覆盖了整个顶板,锚杆的主动支护作用得到充分发挥。

但是也有学者对此存有争议。Mark^[91]通过井下试验观察,认为树脂锚固锚杆安装后,杆体内的载荷迅速增加甚至超过附近施加预紧力的锚杆。Gray 和 Finlow^[92]认为,对于全长锚固锚杆,其良好的应力传递性能已经足以控制巷道顶板的稳定,对锚杆施加 100kN 的预紧力只有 70kPa 的有效应力作用在巷道表面,远远小于岩体内的水平应力。McHugh 和 Signer^[93]通过实验室试验,认为全长锚固锚杆施加预紧力后对节理岩体的强度无明显影响。

提高锚杆预紧力的技术措施分为两方面:其一是提高螺母安装力矩;其二是降低锚杆预紧力与螺母安装力矩的转换系数。螺母安装力矩是由锚杆安装机具的输出扭矩决定的,是影响锚杆预紧力的关键因素。顶推力对巷道顶板提供一个很高的压紧力,在锚杆安装以后,该力通过托板传给锚杆,增加预紧力。

由于国内普遍采用单体锚杆钻机钻装锚杆,这种锚杆钻机输出扭矩一般为 100-150N·m,无法实现锚杆的高预紧力。因此为了大幅度提高锚杆的预紧力矩,措施之一是采用专门的高扭矩螺母拧紧设备(如气动扳机),这就带来了锚杆施加扭矩过程中对锚杆杆体的扭曲变形。井下锚杆预紧扭矩在 300N·m 时,锚杆轴向预紧力达到 50kN。随着锚杆扭矩增加,预紧力逐渐增大,但当锚杆扭矩超过 400 N·m 时,预紧力增加变得缓慢,再增加锚杆扭矩,获得的预紧力增量很小^[87]。

由于锚杆角度、锚固方式及预应力对杆体受力都有大的影响,杆体容易出现剪切、弯曲、扭曲等一系列受力情况,本论文主要针对复合应力状态下锚杆杆体及杆尾的力学分析。本论文计划研究杆体在复合应力状态下的受力及变形情况,分析杆尾的受力状态及破坏原因,计算锚杆在复合应力状态下的破断载荷,提出减小有害受力的措施。

4.2 锚杆杆体的受力状态

4.2.1 锚杆的单项应力

4.2.1.1 锚杆的抗拉

锚杆杆体所能承受的拉断载荷可用下式计算^[18]：

$$P = \frac{\pi d^2}{4} \sigma_b \quad (4-1)$$

式中：P—锚杆拉断载荷，kN；

d—锚杆直径，mm；

σ_b —锚杆钢材拉断强度，MPa。

4.2.1.2 锚杆的抗剪

锚杆杆体所能承受的剪切载荷可用下式计算：

$$Q = \frac{\pi d^2}{4} \tau_b \quad (4-2)$$

式中：Q——锚杆剪断载荷，kN；

τ_b ——锚杆钢材剪切极限强度，MPa。

根据材料力学，对于塑性材料，剪切强度一般是拉伸强度的 0.6-0.8 倍。

4.2.1.3 锚杆的抗扭

锚杆杆体受扭矩作用时，横截面边缘边剪应力最大^[25]。

$$\tau = \frac{M}{W} \quad (4-3)$$

式中：M——扭矩，N·m；

W——杆体抗扭截面模量， $W = \pi d^3/16$ 。

当扭矩过大时，杆体因其外层剪应力达到破坏剪应力 $[\tau]$ ，从杆体横截面边缘处开始破坏，扭矩截面为一法线平行杆体轴线的平面^[13]。

4.2.2 锚杆的复合应力

锚杆的复合应力主要是由锚杆轴向作用力和横向作用力共同作用，井下锚杆的受力状态主要有受拉剪及受拉弯剪两种。锚杆安装过程中容易出现的受力状态有受拉扭剪、受拉扭弯、受拉扭弯剪等。

锚杆的横向作用力指锚杆因对围岩沿锚杆轴向以外的任意方向发生剪切变形及围岩间相对位移的约束作用而在横截面及斜截面上所产生的剪应力以及在粘结面（锚杆表面）上所产生的法向应力。这种约束作用主要包括阻止围岩沿弱面滑移、阻止围岩中产生新的剪切破坏面以及阻止围岩中的块体产生相对回转等作用^[44]。

通常，在一定应力场的作用下岩体中会产生以下类型的横向位移或位移趋势：

(1) 各岩层间会沿弱面发生相对错动。

(2) 沿特定方向产生新的剪切破坏面并沿此破坏面发生错动。

(3) 碎块状岩体发生错动。安装锚杆后这些横向位移将受到锚杆的约束，锚杆中的横向作用力也由此而产生。横向作用力产生的条件有以下三种。

①锚固范围内的围岩产生一定量的横向（斜向）剪切变形甚至相对错动。通常认为锚杆支护是一种主动支护形式，这主要是因为通过辅助构件可使锚杆产生一定的预应力，从而使岩体在因应力场的改变而产生变形之前就可受到一定的支护作用力。然而，预应力之外的锚杆作用则仍属于被动支护的范畴，尤其是锚杆的横向作用力的产生，更是以锚固范围岩体各部分之间的横向相对位移为前提条件的。

②锚杆与围岩紧密接触，以使锚杆与岩体之间具备良好的传力性能。

③锚杆要具有一定的抗剪强度及刚度，以便锚杆对岩体的横向变形产生较强的灵敏性和控制作用。

锚杆中横向作用力的分布特征受许多因素的影响，如锚杆的力学性质及几何参数、围岩的力学性质以及围岩中弱面的力学性质及分布特征等。锚杆中某截面的剪应力与该截面到岩体弱面的距离成反比关系，此距离为 0 时剪应力达到最大值，此距离增加时该弱面引起的剪应力减小并最终衰减为 0。

粘结面上的法向应力分布规律与横向剪力值的变化规律相似，只是在弱面两侧粘结面上法向应力的指向相反。根据锚杆横向作用力的产生条件可知，锚固方式的不同将会导致横向作用力的不同，因为不同的锚固方式使锚杆与岩体之间所具有的传力特性不同。全长锚固时，锚杆的整个有效长度范围内都会产生较强的横向作用，而端锚时，锚杆只有在锚固段可对围岩产生较强的横向作用，其余部分的横向作用则比较弱^[44]。

锚杆锚固端与自由端交界处，杆体主要表现为受拉和受剪。如下图 4-1 所示：

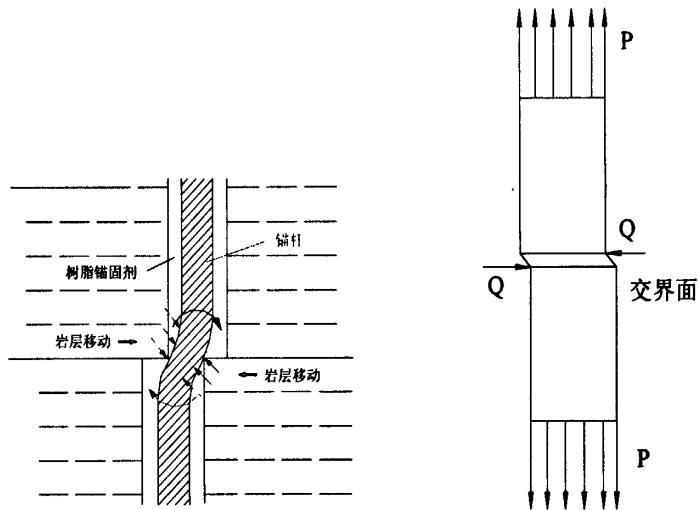


图 4-1 锚杆受拉受剪

岩层错动以后在锚固段与自由段交界面锚杆杆体容易弯曲，由材料力学可知，剪切面即交界面承受拉应力和剪应力的复合应力，该位置容易出现变形和破坏。

由于锚杆的复合应力主要是由锚杆轴向作用力和横向作用力共同作用，因此锚杆的受拉弯及受拉弯剪情况均可以视为轴向力和横向力的复合，锚杆的受力可以复合为拉弯组合。

图 4-2 为单根锚杆支护简图，锚杆上端由树脂锚固，下端钢带、托盘、调心球垫，由螺母锁住，对顶板形成支护。预紧锚杆或顶板移动时，锚杆便承受载荷。设锚杆与托盘支承面夹角为 α ，在调心球垫球心 O 处，作用一反力 P，该力的水平分力 P_1 ，竖直分力 P_2 。

$$P_1 = P \cos \alpha$$

$$P_2 = P \sin \alpha \quad (4-4)$$

上述情况是在托盘和钢带被顶板完全卡住时的一种假设状态。实际情况是锚杆受力后，托盘相对顶板产生滑动，顶板与锚杆在 A 处接触。若 W 钢带开孔边缘恰好在 A 点，钢带位置固定，A 点为支撑点。

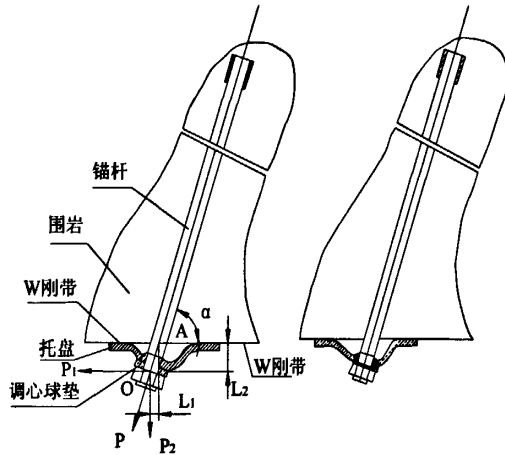


图 4-2 锚杆支护简图

假定锚杆没接触到钢带，锚杆直接与顶板接触，岩石受到挤压，局部产生破碎，支撑点 A 向岩孔内移动。锚杆在支承点 A 处除受到拉力 P（P 的水平分力为 P_1 ，竖直分力 P_2 ）的作用外，还受到弯矩 M 作用。这时 O 点除受到竖直分力作用外，还受到水平分力 P_3 的作用，该力为托盘与顶板之间的摩擦力（见图 4-3）。

$$P_3 = P_2 f = P f \sin \alpha \quad (4-5)$$

其中 f 为顶板与托盘的摩擦系数， P_3 方向与托盘运动方向相反。

水平分力对 A 点的弯矩：

$$M_1 = P_3 L_2 = P L f \sin \alpha \cos \alpha \quad (4-6)$$

竖直分力对 A 点的弯矩：

$$M_2 = P_2 L_1 = P L \sin \alpha \cos \alpha \quad (4-7)$$

L 为调心球垫球心到锚杆与岩壁接触点的距离。

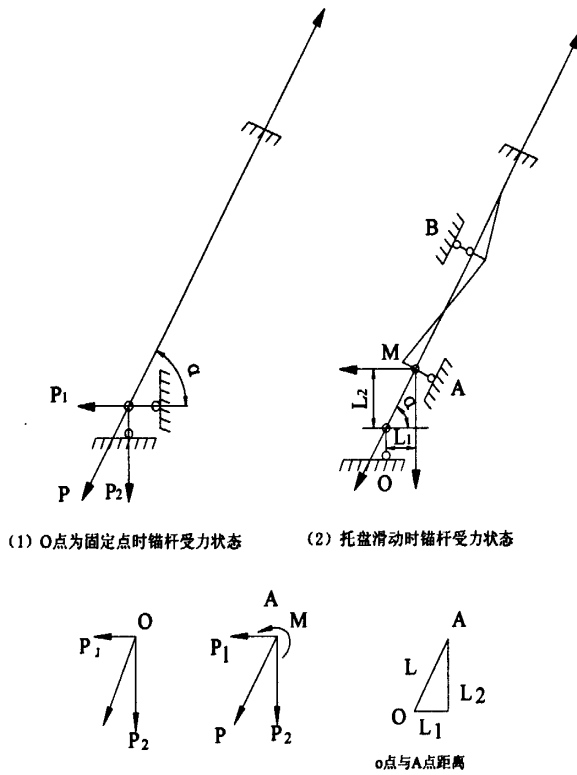


图 4-3 O 点与 A 点受力图

球铰产生的摩擦力矩 M_3

设 M 为作用于 A 点弯矩, M_1 、 M_3 与 M_2 作用方向相反

$$M = -M_1 + M_2 - M_3 = PL \sin \alpha \cos \alpha (1-f) - M_3 \quad (4-8)$$

由于钻孔孔径尺寸大于锚杆直径, 受到弯矩作用的杆体变形后在 B 处碰到孔壁, 随着弯矩增大, 支撑点 B 向支撑点 A 靠近, 力学模型如图 4-4 所示。

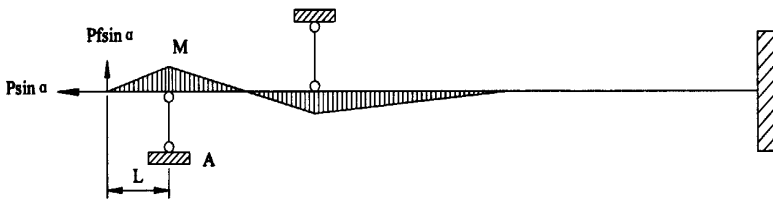


图 4-4 锚杆力学模型

锚杆在支护时, 从调心球铰球心 O 点到支点 A 的一段杆体, 除受拉力外, 还受到弯矩和切力的作用。锚杆在 A 点受到拉力 P 和弯矩 M 作用, 锚杆危险断面在 A 处 (见图 4-5)。不计球铰摩擦 ($M_3=0$), 由 (4-8) 得:

$$M = -M_1 + M_2 = PL \sin \alpha \cos \alpha (1-f) = kPL(1-f) \quad (4-9)$$

若不计摩擦 $f=0$

$$M = kPL \quad (4-10)$$

其中 $k = \sin \alpha \cos \alpha$ (4-11)

K 是角度 α 的函数，当 $\alpha = 0$ $k=0$ ， k 为 α 的增值函数，角度为 45° 时， k 取最大值 0.5。 k 值以 45° 角为对称点（见图 4-6）。

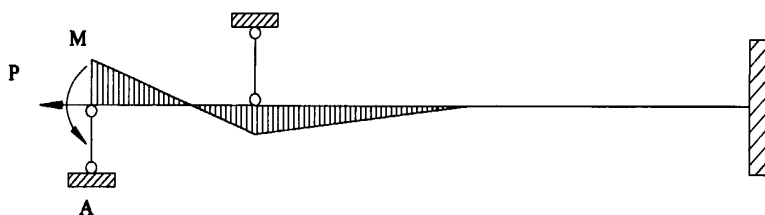


图 4-5 A 断面处的应力图

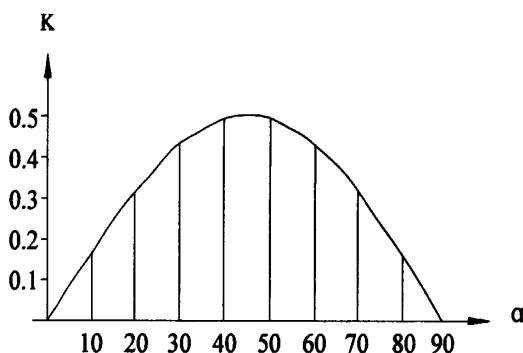


图 4-6 k 的函数曲线

综上所述，可以把支护锚杆看成一端固结，另一端简支梁，轴向受拉伸载荷 P 作用，还受到弯矩 M 作用，危险断面在 A 点。

A 点受到的弯矩为： $M = kPL (1-f)$

根据复杂应力状态下材料的屈服条件，原苏联力学家伊柳辛提出的应力强度 σ_i 的概念，当应力强度 σ_i 等于材料单向拉伸的屈服极限 σ_s 时，材料便进入塑性状态^[53]。屈服条件可写为：

$$\sigma_i = \frac{1}{\sqrt{2}} \sqrt{(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2} = \sqrt{3J_2} \quad (4-12)$$

根据校核复杂应力条件下材料的破坏准则：

$$J_2 = \frac{1}{6} [(\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_y - \sigma_z)^2 + (\sigma_z - \sigma_x)^2 + (\tau_{xy}^2 + \tau_{yz}^2 + \tau_{zx}^2)]$$

得到：

$$\sigma_i = \sqrt{\frac{1}{2} [(\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_y - \sigma_z)^2 + (\sigma_z - \sigma_x)^2 + (\tau_{xy}^2 + \tau_{yz}^2 + \tau_{zx}^2)]} \quad (4-13)$$

由于锚杆的受拉弯及受拉弯剪情况均可以视为轴向力和横向力的复合，锚

杆的受力可以复合为拉弯组合。

$$\sigma_1 = \frac{F}{A} + \frac{M}{W_z}$$

$$\sigma_{\max} = \sqrt{\sigma_1^2 + 3\tau^2} = \sqrt{\sigma_1^2 + 3\left(\frac{T}{W_z}\right)^2} \quad (4-14)$$

其中 σ_1 为锚杆轴线方向的合力， τ 为弯矩产生的剪力。

4.2 锚杆杆体尾部受力

4.2.1 球面自锁

目前国内大部分锚杆配件中采用高强拱形托板，用调心球垫进行调心，然而托板或调心球垫结构不合理，导致锚杆螺纹部分容易破断。

图 4-7 中 O_1 为托盘球窝球面与球垫球面的理想回转中心，但实际上在施加预紧力时这种理想的回转是不会发生的，图 4-8 为托盘球窝球面与球垫球面在 A 点的受力图。

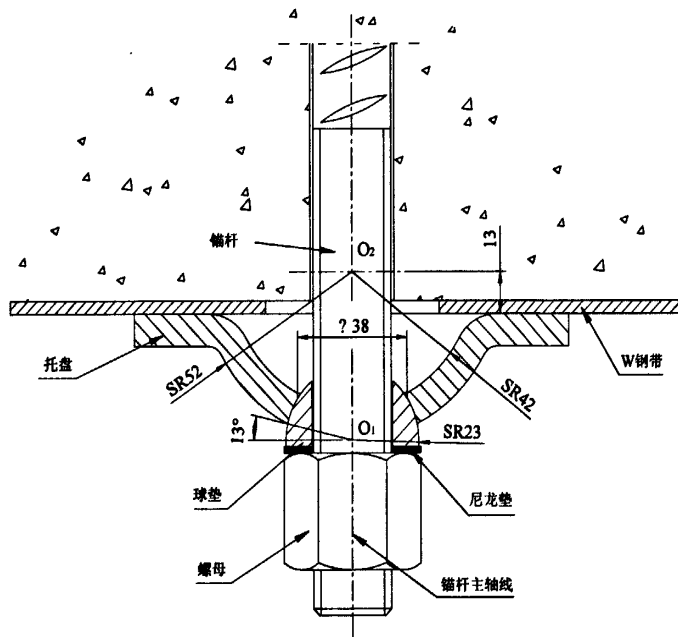


图 4-7 锚杆理想回转中心

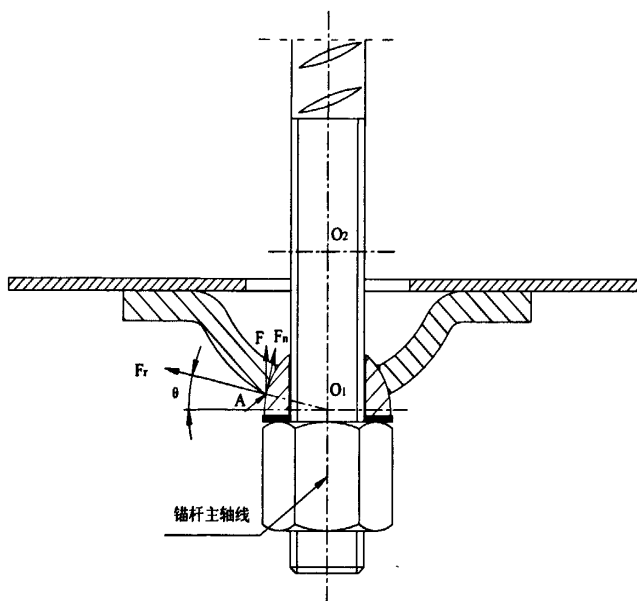


图 4-8 两球面在 A 点受力图

图中 F 为施加的轴向预紧力, F_r 为径向力, F_n 为切向力, θ 为锚杆轴线法面与球面接触的最小夹角, 其相互关系为:

$$F_r = \frac{F}{\sin \theta} \quad F_n = \frac{F}{\cos \theta} \quad (4-15)$$

如使球垫能以 O_1 为中心在窝球中相对转动其必要条件是:

$$F_n / F_r = \operatorname{tg} \theta > \mu \quad (4-16)$$

μ — 托盘与球垫的干摩擦系数, 根据两者所使用的材料 (Q235), 其值约为 0.4。因此, $\operatorname{tg} \theta > 0.4$; $\theta > 21^\circ 48'$ 才能满足球面转动的条件, 如果 $\theta \leq 21^\circ 48'$ 托盘与球垫之间将会自锁不能相对转动。现有并应用在预应力高强度锚杆支护工程中的托盘与球垫的结构中 θ 仅为 13° 远远小于两者之间的摩擦角, 始终处于自锁状态, 且与所施加的预紧力的大小无关, 实际上在某种意义上可将两者视为一整体, 这样实际上违背了设计时想利用球面进行调心的初衷。

4.2.2 球面回转中心位置对杆体的影响

托盘与球垫之间球面的回转中心 O_1 的原始位置会对锚杆断裂产生巨大的影响。在锚杆的安装过程中, 大致会有下面几种情况存在:

- 1、锚杆孔确实与岩面垂直;
- 2、岩面与 W 钢带的初始接触点在锚杆的轴线上;
- 3、如图 4-9、图 4-10 所示的状态;

以上的三种情况中 1、2 两种是具有其特殊性的，也是属于理想的状态，在此不对这两种情况加以分析。实际上大多数且具有普遍性的是如图 4-9、图 4-10 所示的情况。图 4-9 为初加预紧力时的状态，以 K 点作为原点 O 建立直角坐标系，设 K 点对 W 钢带已经有了支撑，此时锚杆的轴线基本垂直于 W 钢带的平面，继续对锚杆施加预紧力便会发生如图 4-10 所示情况，托盘、锚杆和 W 钢带将以 K 点为轴心按 ω 的方向旋转，旋转角度为 α ，托盘与球垫之间球面的回转中心 O_1 将移动至 O_2 位置，其在 X 水平方向的位移量为：

$$\Delta X = 4r \times \sin \alpha / 2 \times \sin \alpha \quad (4-17)$$

r — O_1 绕 O 的回转半径；

α — O_1 绕 O 的回转角度；

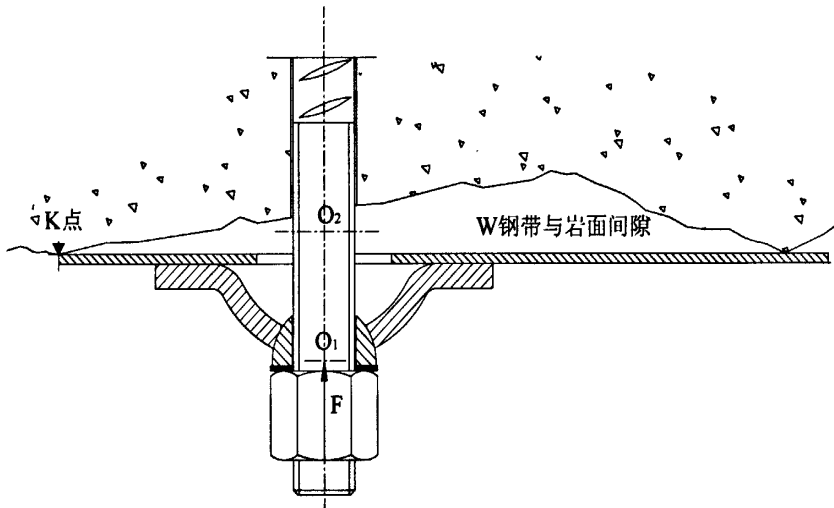


图 4-9 岩面不平时未加预紧力情况

作为锚杆最佳的受力状态应该是单向拉伸，这样才能最有效地发挥锚杆的效率，如果同时有其他方向的力作用于锚杆则将极大地削弱锚杆的承载能力甚至断裂。如图 4-10 所示，当锚杆受到拉力时，W 钢带、托盘和球垫将以 O 点为中心朝 ω 的方向旋转，假如要使锚杆只承受单向拉伸力不受其他方向力的影响，最理想的状态应该是 O_1 移动至 O_1' 位置时始终在锚杆的轴线上，托盘应该只作垂直运动同时以 O_1 点为中心进行旋转，实际上做到这一点几乎是不可能的。假如作用在锚杆上的力 F_x 的方向能指向坐标原点 O 的方向，则托盘可在其反作用力的推动下向远离坐标原点 O 的方向移动，这个方向是托盘允许滑移的方向。

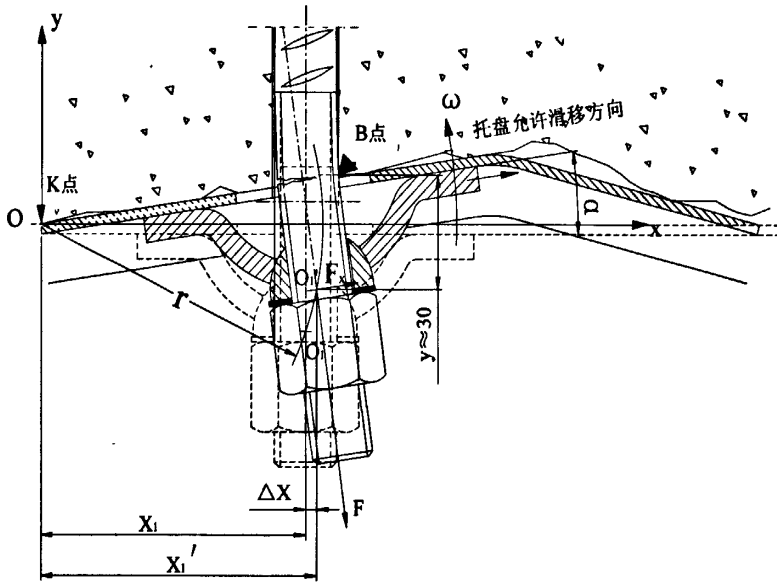


图 4-10 岩面不平时施加预紧力后锚杆受力情况

设 O_1 在 X 轴上的投影为 X_1 , O_1' 在 X 轴上的投影为 X_1' , 如果 $|X_1'| > |X_1|$ 则托盘不会产生滑动, 只能将锚杆折弯导致断裂; 如果 $|X_1'| < |X_1|$, 作用在锚杆上的力 F_x 的方向便指向坐标原点 O 的方向, 则托盘会产生滑移 (即图中托盘允许滑移方向), 在锚杆的把持力下沿锚杆的轴线作垂直运动。在现有的锚杆托盘、球垫的结构中, $|X_1'| > |X_1|$, 所以托盘不会产生滑动, 所以锚杆受弯曲和剪切的作用。同时托盘与球垫之间的球面发生自锁不能以 O_1 点为中心进行旋转, 使锚杆的受力急剧恶化容易造成断裂。

综上所述, 要使锚杆主要承受单向拉伸力而不受其他方向力影响的充分条件是: 托盘能够在 W 钢带上产生滑移。其必要条件是: ① $|X_1'| < |X_1|$; ② 托盘和球垫之间的球面不能发生自锁。

根据以公称直径 $\phi = 25\text{mm}$ 的高强度锚杆为例, 其杆体公称截面积 $S = 490.9\text{mm}^2$, 锚杆尾部螺纹 M27 \times 3, 相关主要尺寸见图 4-7, 受力图见图 4-10。目前使用的高强度锚杆螺纹钢的屈服强度 $\sigma_s = 600\text{MPa}$, 抗拉强度 $\sigma_b = 800\text{MPa}$, 在应用高强度材料并且以材料的断裂为判据时应使用第一强度理论 (最大正应力理论) 进行校核, 在不具备上述必要充分条件的前提下, 当预紧力施加到一定量的时候, 将使锚杆弯曲, B 点成为一个支点, 在锚杆 B 点所在的截面产生弯矩 M, 继续施加预紧力 α 角随之增加直至所需的预紧力, 依据主

动支护的理论，预紧力应为屈服强度 σ_s 的 50%，其值应为：

$$F = 0.5 \sigma_s S = 0.5 \times 600 \times 490.9 = 147270\text{N}$$

在通过 B 点的水平面内锚杆的断面为最大应力断面，在此断面的应力为：

$$\sigma = F/S' + M/W < [\sigma] \quad (4-18)$$

其中：F—预紧力，N；

S' —螺纹的最小断面，M27： $S' = \pi d_1^2/4 = 443\text{mm}^2$ ；

M—锚杆的最大应力断面的弯矩，N.mm；

$$M = yF_x \quad (F_x = F \tan \alpha) \quad (4-19)$$

W—锚杆的最大应力断面的截面模数， $W = \pi d_1^3/32 = 1316\text{mm}^3$ ；

y—B 点至 O_1' 点的力臂，y=30mm；

$[\sigma]$ —许用应力，MPa；

$[\sigma] = \sigma_b / K_b$ ， $K_b = 2.0$ ，在较恶劣工况下的抗拉强度安全系数，MPa；
=800/2=400MPa；

α 为托盘与煤岩体接触面与平面夹角。

将上述数值代入 (4-18) 得：

$$\frac{147270}{443} + \frac{30 \times 147270 \times \tan \alpha}{1316} < 400$$

得出 $\alpha < 1.2^\circ$

在预紧力达到 147kN 时，当 α 大于 $1^\circ 12'$ 时锚杆螺纹部分将受到弯剪复合应力。在预紧力达到屈服强度 σ_s 的 30% 时，即预紧力达到 88.3kN 时，当 α 大于 $5^\circ 42'$ 时锚杆螺纹部分将受到弯剪复合应力。

在目前的预应力水平下，锚杆施加的预紧扭矩一般在 600N.m 以内，转化为预紧力为 80kN 以内，在实际应用中 α 大于 $5^\circ 42'$ 的情况发生的几率是相当大的，锚杆容易出现断裂的倾向。表 4-1 列出了不同预应力条件下锚杆出现弯剪复合应力的锚杆角度，建议在不同的预应力条件下锚杆要尽量在相应的角度内施工。

表 4-1 岩面不平时施加预紧力与倾斜角度的关系

锚杆预应力	10kN	30 kN	50kN	70kN	88.3kN	14.72kN
α	58.8°	25.9°	14.1°	8.6°	5.7°	1.2°

4.2.3 锚杆破断载荷计算

传统的锚杆破断载荷是以锚杆专用钢材的型号来计算的。例如锚杆钢材的型号为 BHRB335，表明钢材的屈服载荷强度为 335MPa。

从锚杆的力学模型中可以看出，锚杆杆体在复合应力状态下要产生弯曲变形，锚杆在危险断面受弯矩 M 和轴向拉力 P 作用，锚杆的拉弯应力分布如图 4-11。在弯矩 M 作用下，弹性阶段锚杆断面应力从中性层向两侧呈三角形分布，一边受拉，一边受压，符合杆件弯曲的平面假设，而拉伸应力在断面上均匀分布。

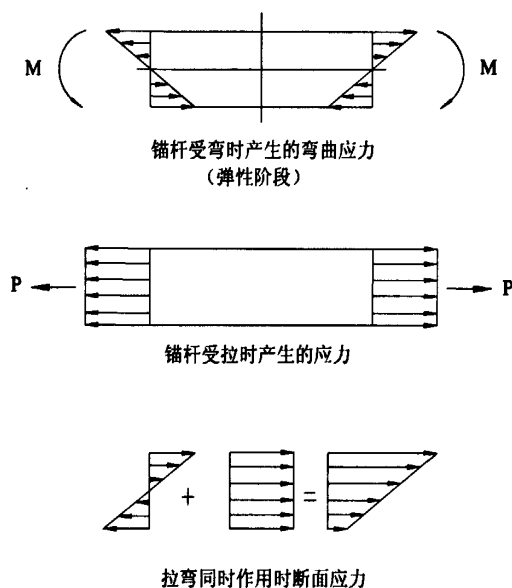


图 4-11 锚杆拉弯应力分布图

弯曲产生的最大应力值 σ_1 出现在弯曲平面外边缘

$$\sigma_1 = \pm \frac{M}{W} \quad (4-21)$$

W 为杆件截面模数，对于圆型截面

$$W = \frac{\pi}{32} d^3$$

$$M = PL \sin \alpha \cos \alpha (1-f) = kPL(1-f)$$

P 产生的拉应力 σ_2

$$\sigma_2 = \frac{P}{F} \quad (4-22)$$

$$F = \frac{\pi}{4} d^2$$

$$\sigma = \sigma_1 + \sigma_2 \quad (4-23)$$

当锚杆外缘纤维一侧拉伸应力 σ 达到屈服限时，锚杆开始产生塑变，当整个断面应力 σ 达到屈服限时，断面形成塑铰，产生很大的弯曲变形。

下面采用数值计算方法估算锚杆的起始屈服载荷和开始发生断裂时的外载。

计算数据：

设螺母底面与顶板支承点的距离 $L=30mm$ 实测值为 $20-35mm$ ^[94~95]，设托盘与锚杆夹角 65° 。BHRB600 钢材 $\sigma_s=600MPa$ ， $\sigma_b=800MPa$ ，锚杆直径 $25mm$ 。

将上面数值代入 (4-23) 式得：

$$\sigma = \frac{4P}{\pi d^2} \left(1 \pm \frac{8kL}{d}\right) = 0.204(1 \pm 3.68)P \quad (4-24)$$

设 $\bar{P} = \frac{4P}{\pi d^2}$ ， \bar{P} 为拉伸的平均应力，从 (4-24) 式可知弯曲产生的最大应力是平均应力的 3.68 倍。

(1) 锚杆外缘开始屈服时锚杆承受的外载

托盘与锚杆夹角 65° 时：

$$600 \times 9.8 = 0.204(1 + 3.68)P$$

$$P = 61.59kN$$

该载荷大约为锚杆拉伸全断面屈服载荷的 20.9%。说明外载远小于屈服载荷时，锚杆开始出现塑性变形，对于 $\phi 25mm$ 的锚杆，不同角度下锚杆出现塑性变形的载荷如表 4-2。

表 4-2 $\phi 25mm$ 的锚杆不同角度出现塑性变形的载荷

$\phi 25$ 锚杆角度	25°	15°	10°	5°
P (kN)	61.59	84.77	109.11	157.2

(2) 锚杆外缘开始断裂时的外载

当外缘一侧屈服后，继续加载，由于锚杆端部螺纹部分材料已经强化，应力尚可按 (4-24) 式计算，用此公式可大约估算出外载 P 的大小：

托盘与锚杆夹角 65° 时：

$$800 \times 9.8 = 0.204(1 + 3.68)P$$

$$P = 82.1kN$$

该载荷大约为锚杆全断面抗拉载荷的 21%。说明外载为锚杆强度的近五分之一时，锚杆受拉一侧开始出现断裂。

表 4-3 $\phi 25\text{mm}$ 的锚杆不同角度出现断裂的载荷

$\phi 25$ 锚杆角度	25°	15°	10°	5°
P (kN)	82.12	112.45	145.48	200.96

从上述计算结果可以看出，锚杆在弯矩 M 和拉力 P 的作用下，锚杆断面应力不是均匀分布的，在一侧应力达到拉伸强度时，破坏首先在拉伸一侧出现，另一侧仍处于弹性状态，而此时外载远没有达到锚杆的断裂荷载。当外载继续加大时，受拉一侧断裂面继续扩展，断口不断加大，已产生的断口在潮湿环境中生锈。当残余断面无法承受继续加大的载荷时，锚杆瞬间断裂。从上述数据可以看出，锚杆角度不要过大，否则锚杆容易在达到塑性变形或破断载荷前就已产生塑性变形或断裂。因此井下锚杆施工时，锚杆角度尽可能垂直布置。

4.2.4 解决方案

要使锚杆主要承受单向拉伸力而不受其他方向力影响的充分条件是：托盘能够在 W 钢带上产生滑移。其必要条件是：① $|X_1'| < |X_1|$ ；② 托盘和球垫之间的球面不能发生自锁；托盘球窝球面与球垫球面的接触面积应足够大。

如各相关尺寸安排合理基本可以满足上述条件，参考图 4-12，当 W 钢带和托盘沿 ω 方向旋转时，想要满足 $|X_1'| < |X_1|$ 的条件，托盘球面与球垫球窝的回转中心 O_1 的初始位置必须设置在以 K 点为原点 O 的直角坐标系的第一象限内，即 O_1 的初始位置必须设置在 W 钢带与岩层的接触面并远离托盘方向的位置。在能够满足条件①时，条件②可以根据锚杆和托盘的大小及用途进行几何结构的设计来确定。

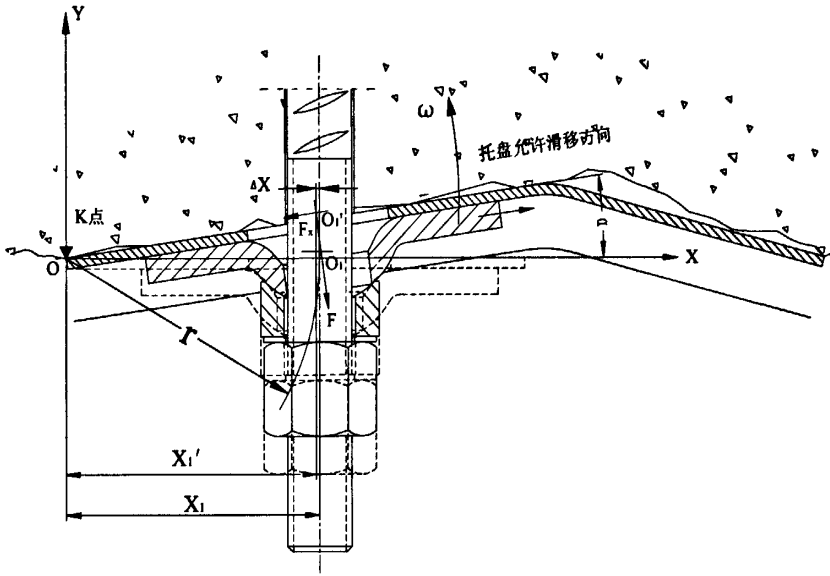


图 4-12 理想解决方案图

由于托盘与球垫之间球面的回转中心的原始位置会对锚杆断裂产生巨大的影响，可以重新对托盘进行结构设计，使得托盘与球垫承球面配合，其回转中心位于 W 钢带与托盘非接触面之外且在锚杆的轴线上，托盘一端为平面与 W 钢带相接触，另一端为一球面与球垫的球窝等径配合，球垫的另一端面为一平面与螺母的端面相连接，通过回转中心与锚杆轴线的法平面与球垫球面配合处的最小夹角大于托盘和球垫之间的摩擦角，使锚杆获得最佳的受力，回转中心位于 W 钢带与托盘非接触面之外且在锚杆的轴线上。新型托盘的配套如图 4-13。

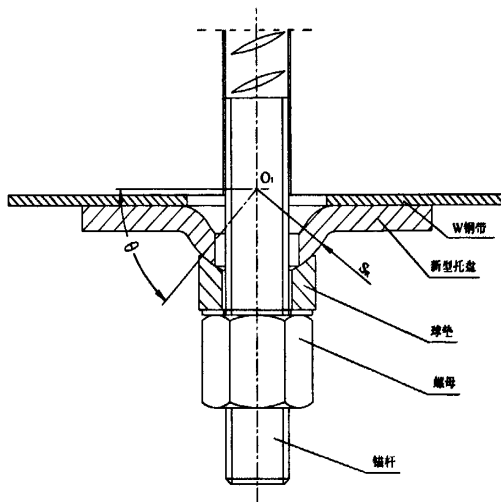


图 4-13 新型锚杆托盘配套图

设计新的托盘形状,避免出现球面自锁。目前国内绝大多数锚杆配件仍采用高强拱形托板,用调心球垫进行调心,然而托板或调心球垫结构不合理,导致锚杆螺纹部分容易破断。通过设计新的锚杆托盘,减少或避免杆体尾部出现应力集中现象,避免出现球面自锁可大大改善尾部螺纹段的受力情况,新型锚杆托盘的形状如图 4-14。

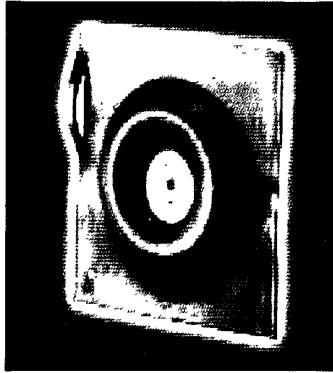


图 4-14 新型锚杆托盘形状图

4.3 小结

锚杆杆体的受力状态较为复杂,传统的锚杆力学理论分析集中在杆体的受拉及受剪方面。本节研究了锚杆的复合应力状态下的受力状况,并针对煤矿井下出现的锚杆杆体尾部破断情况,对杆体尾部进行了详尽的力学分析。针对目前国内大部分锚杆配件中采用高强碟形托板,用调心球垫进行调心,然而托板或调心球垫结构不合理,导致杆体螺纹部分容易破断,托盘球窝球面与球垫球面发生球面自锁;分析了岩面不平整时托盘与球垫之间球面的回转中心对杆尾受力的影响;初步计算了锚杆起始屈服载荷和开始发生断时的外载,给出了不同锚杆角度尾部破断载荷的计算,并提出了理想的解决方案和减小杆体有害受力的途径。

5 锚杆杆体受力数值模拟分析

5.1 引言

由于锚杆杆体存在横肋，并非标准的圆形截面，理论计算分析和实际受力的状况不完全一致。所以本文运用数值模拟方法，分析锚杆在不同受力状态下杆体不同截面的应力情况。锚杆杆体可视为弹塑性材料，采用有限元分析软件 ANSYS，分析杆体在受拉、弯、剪和扭等四种力学状态以及它们的组合时的杆体的应力分布状况。

5.2 数值模型的建立

锚杆杆体的实体模型与实际生产中所用的锚杆完全一致。模型中截取的锚杆长度为 200mm，横肋的外形、长度、角度按锚杆标准中的要求设置，杆体直径为 22mm。杆体采用 solid45 单元，材料参数的弹性模量 $E=200000\text{MPa}$ ，泊松比 $\mu=0.3$ ，屈服强度=500MPa，拉断强度=670 MPa。杆体横肋宽度、高度、角度等几何参数见表 5-1。横肋角度取 25° 。

表 5-1 锚杆钢筋尺寸和允许偏差

公称直径 d	内径 d_1		横肋高度 h		横肋顶宽 b	横肋间距 l	
	公称尺寸	允许偏差	公称尺寸	允许偏差		公称尺寸	允许偏差
22	22.07	+0.4	1.4	± 0.3	1.3	11.0	± 0.7

(1) 受拉模拟：锚杆杆体一端截面固定，另一端受拉应力。分析杆体及横肋的应力分布情况。

(2) 受弯模拟：锚杆杆体一端截面固定，另一端受集中力 15kN。模拟杆体不同位置截面的应力分布。

(3) 受剪模拟：锚杆杆体一端截面固定，相隔 10mm 受集中力 10kN。分析杆体受剪部位的剪应力分布。

(4) 受扭模拟：锚杆杆体一端截面固定，另一端受集中力偶。模拟杆体在受扭矩时不同位置截面的应力分布。

(5) 复合应力模拟：锚杆杆体一端截面固定，另一端受集中力、截面拉力和集中力偶。模拟杆体不同位置截面的应力分布。

锚杆杆体受力分析模型如图 4-1。

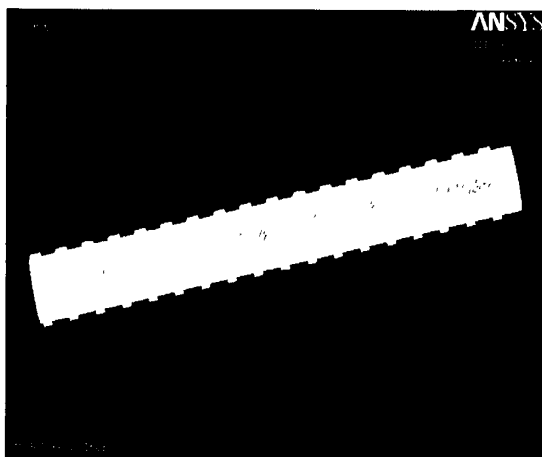
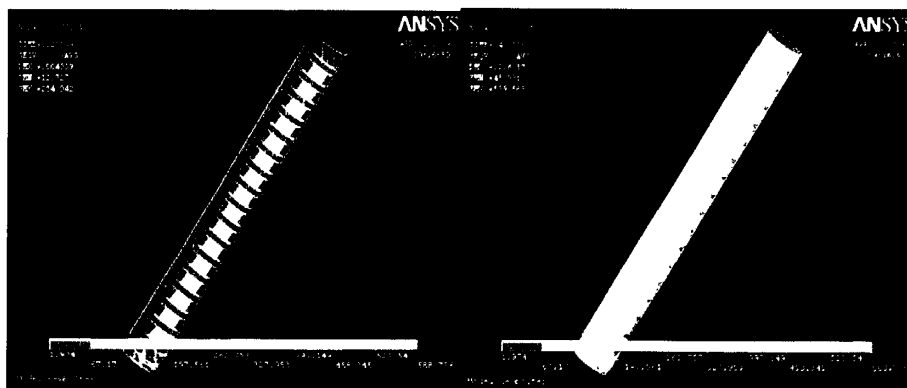


图 5-1 杆体受力分析模型

5.3 数值模拟结果分析

5.3.1 受拉力时杆体应力分布

锚杆受拉时的应力分布如图 5-2 和 5-3，杆体一端截面加载采用分布加载方式，最大拉应力至 550MPa。



(a) 465MPa

(b) 539MPa

图 5-2 杆体受拉等效应力云图

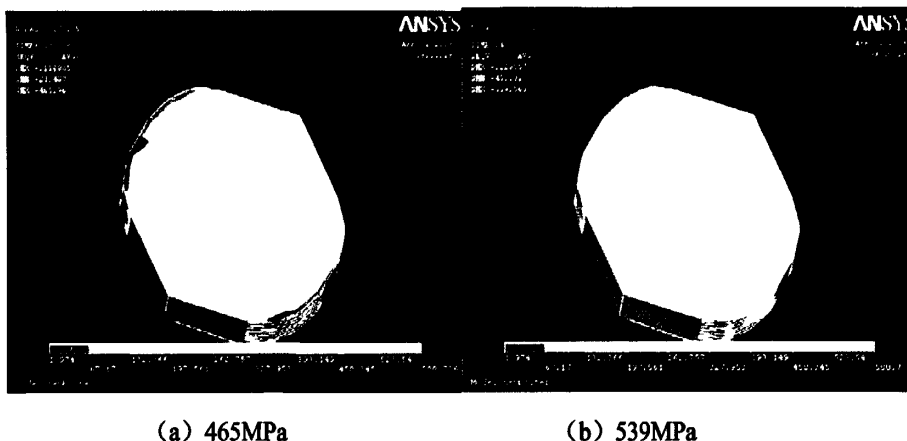


图 5-3 杆体受拉时带肋截面等效应力云图

杆体受拉未达到屈服时，横肋处于圆形截面的外缘，受力的主体是圆形截面，横肋本身所受的应力较杆体要小，锚杆杆体截面的应力值在边缘变小。

在无肋截面，截面为锚杆杆体的圆形截面，在杆体的有肋侧，截面应力有所减小，截面其他位置应力基本等值。截面中心应力等值区应力大小较施加的拉应力有所增加，但增幅不大。

在带肋截面，两侧的肋部应力值最小，横肋部分和无肋截面相似，靠近肋的部分应力值较小，主要原因是肋并不是连续分布，而是间隔了一定距离，所以受力偏小，但应力减小区的面积较无肋截面要大，中间同样为应力等值区。应力等值区应力大小较施加的拉应力有所增加。

当拉应力增加到屈服后，杆体发生颈缩现象，导致受力面积减小，肋上所受应力逐渐增加直至与杆体应力一致。屈服后杆体变形急剧增加，离固定端不远处发生颈缩现象。

5.3.2 受弯时杆体应力分布

锚杆受弯时的应力分布如图 5-4 和图 5-5。杆体一端加载采用分布加载方式，直至达到拉断强度，应力不再增加为止，最大集中力为 15kN。

杆体一端固定一端受集中力，此时杆体处于受弯的力学状态。锚杆杆体的应力分布和变形特征和一般受弯杆件基本相同。在杆体的固定端，应力达到最大，在集中力作用端，应力最小但变形最大。

从截面等效应力云图可知，同样在有肋的地方，肋上所受的应力要相对较小。受弯时杆体的横截面上应力分布与普通杆件一致，靠近中性轴的位置应力最小，中性轴向外应力值逐渐增大。在有肋截面，由于肋的不连续，肋所受的

应力有所减小。

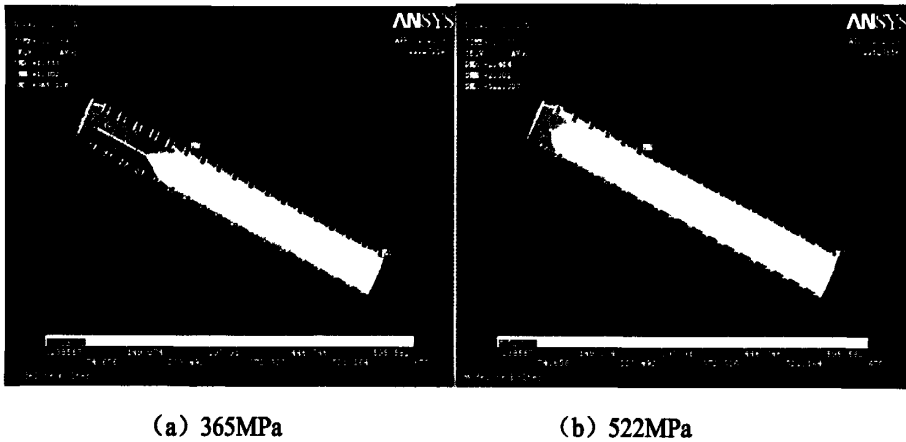


图 5-4 杆体受弯时等效应力云图

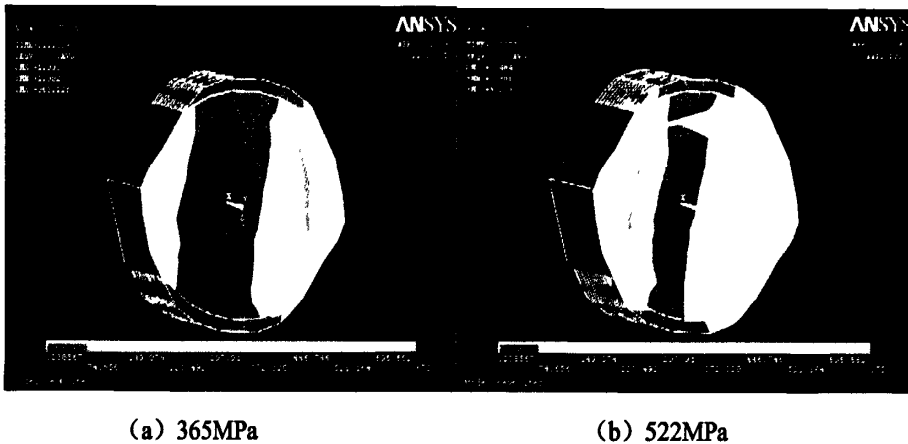
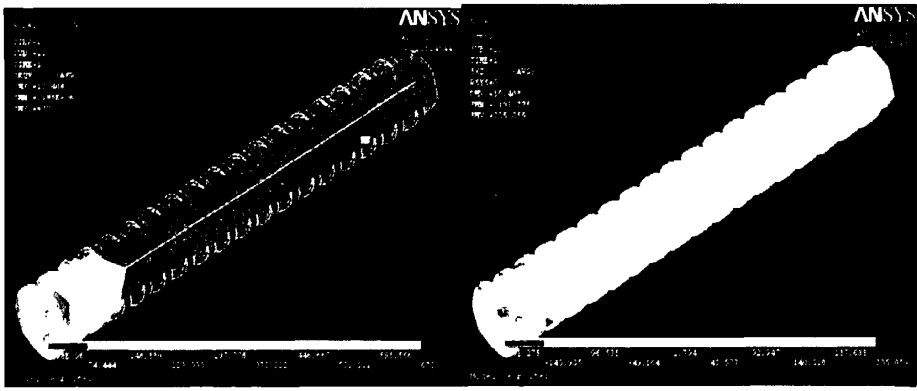


图 5-5 杆体受弯时杆体截面等效应力云图（距固定端 20mm）

5.3.3 受剪时杆体应力分布

受剪模型为杆体一端固定，在杆体固定端相距 10mm 的截面上施加集中力 160kN，分析中间部分杆体的受剪状况和应力分布。图 5-6 为杆体的等效应力分布状况，等效应力和剪应力都只在固定端产生。

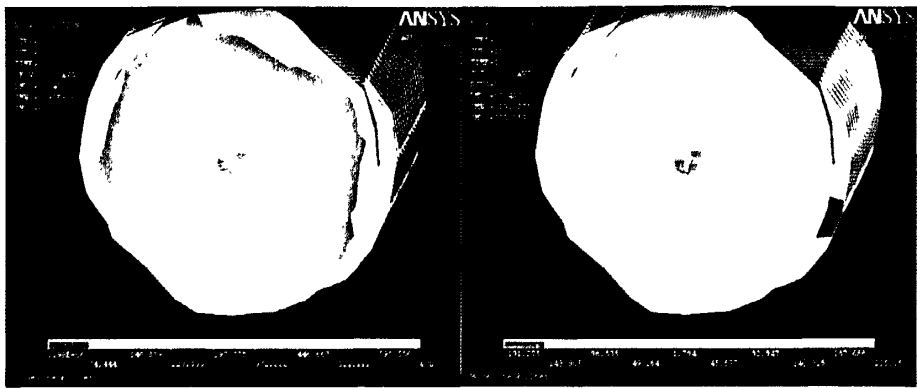
图 5-7 为截面的等效应力和剪应力分布图，同样剪应力数值上要大于等效应力。在截面边缘的有肋部位，等效应力和剪应力都变小。在截面的中心区域，应力基本为均布，剪应力在中心区域有一块相对较大。



(a) 等效应力分布

(b) 剪应力分布

图 5-6 受剪时杆体应力分布



(a) 截面等效应力分布

(b) 截面剪应力分布

图 5-7 杆体受剪时截面应力分布

5.3.4 受扭时杆体应力分布

在锚杆受扭的分析中采用一端固定一端施加力偶的方法施加扭矩，依据圣维南原理，在施加力偶的端部，施加点有较大的应力集中。杆体变形状况也和一般杆件受扭变形一致。

整个受扭分析选取两个扭矩，100N.m 和 500N.m。500N.m 在井下锚杆施工施加扭矩中会经常用到。

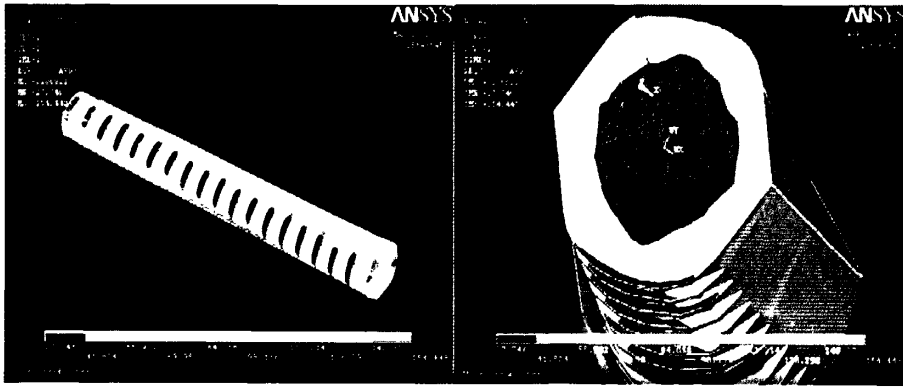
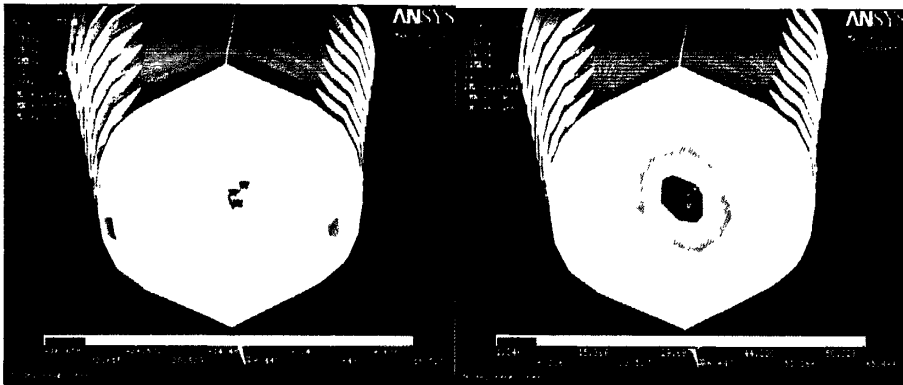


图 5-8 杆体受扭时杆体等效应力分布 (100N.m)



(a) 剪应力分布

(b) 第一主应力分布

图 5-9 杆体受扭时截面应力分布 (100N.m)

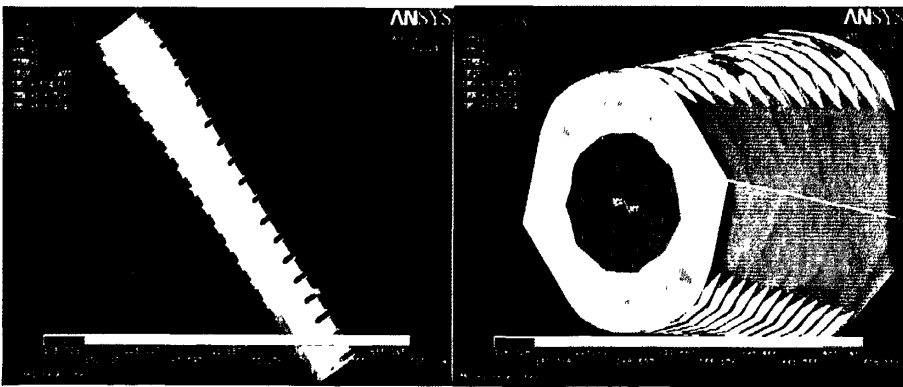
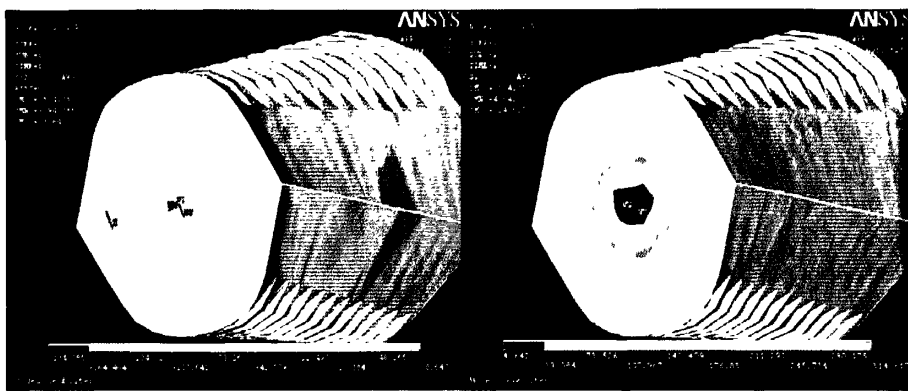


图 5-10 杆体受扭时等效应力分布 (500N.m)



(a) 剪应力分布

(b) 第一主应力分布

图 5-11 杆体受扭时截面应力分布 (500N.m)

对于等效应力，在整个杆体，肋上的应力相对较小，杆体的有肋部分应力也相对较小，无肋部分应力相对较大，整个杆体应力分布状况沿轴向基本相同。在垂直杆体轴的方向，应力在截面上从里向外逐渐变大，最外缘应力最大。

由于受扭主要在截面上产生剪应力。100N.m 时杆体截面最大等效应力为 56MPa，垂直轴向截面剪应力为 38MPa，截面上最大的第一主应力为 65 MPa；500N.m 时杆体最大等效应力为 268MPa，垂直轴向截面剪应力为 78MPa，截面上最大的第一主应力为 314 MPa。

5.3.5 拉剪组合作用时杆体应力分布

拉剪组合作用状态为井下最常见的锚杆受力状态。本次模拟组合作用采用受拉和受剪两种力学状态的组合。杆体一端固定，另一端截面受拉力为 300MPa 和离固定端 10mm 处受剪力为 100kN。对锚杆杆体所受的应力状态进行分析。

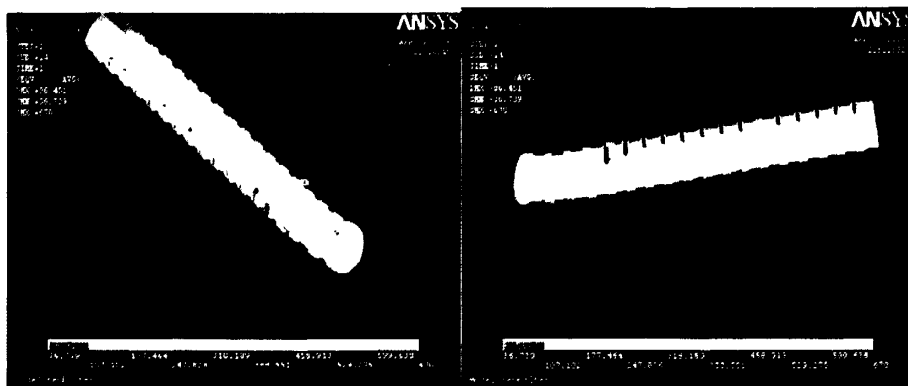
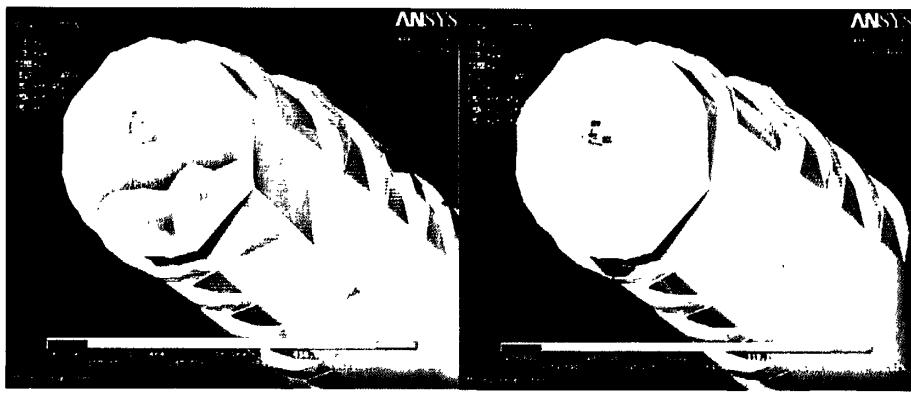


图 5-12 杆体拉剪组合作用时等效应力分布



(a) 截面等效应力分布

(b) 截面剪应力分布

图 5-13 杆体拉剪组合作用时截面应力分布

拉剪组合作用时，前一段只受拉，后半段既受拉又受剪，最大等效应力出现在杆尾固定端，在井下即为两岩层错动的界面。前半段的截面应力分布和纯受拉时一致，后半段由于集中力的原因，截面为拉剪的复合应力。在有肋的部位，应力值有所变小。

由图 5-13 可知，在受上述大小的拉力和剪力时，杆体最大的有效应力为 670MPa，已经达到杆体破断强度，复合应力大小并非受拉和受剪的叠加，比叠加值要大。受剪截面的剪应力最大值为 283MPa，比杆体材料的剪切强度 469MPa 要小。

5.3.6 拉弯剪组合作用时杆体应力分布

拉弯剪组合作用状态是井下常见的锚杆受力状态，特别是角锚杆。本次模拟组合受力采用的是受拉、受剪和受弯三种力学状态的组合。杆体一端固定，另一端截面所受拉力为 300MPa、受剪力为 40kN 和端头集中力 10kN。对锚杆杆体所受的应力状态进行分析。

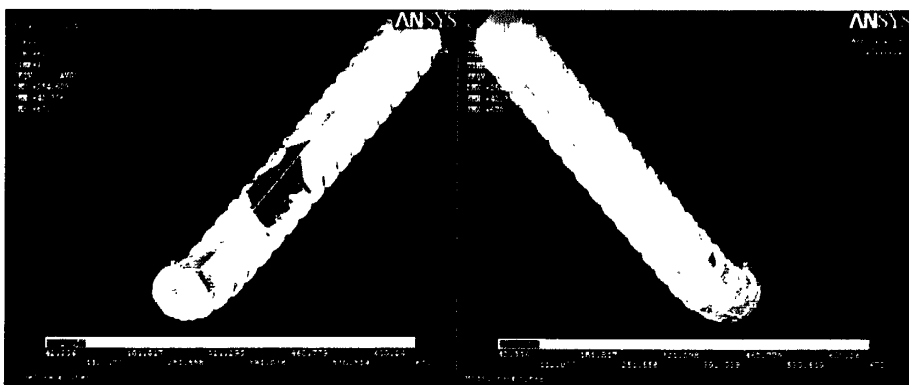
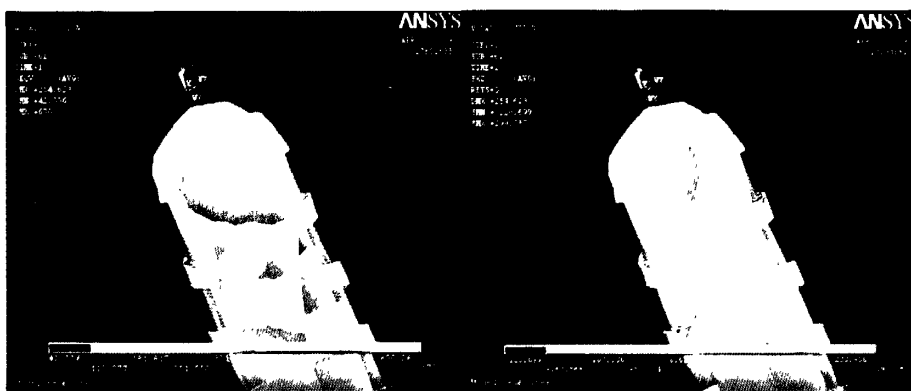


图 5-14 杆体拉弯剪组合作用时杆体等效应力分布



(a) 等效应力分布

(b) 剪应力分布

图 5-15 杆体拉弯剪组合作用时截面应力分布（距固定端 20mm）

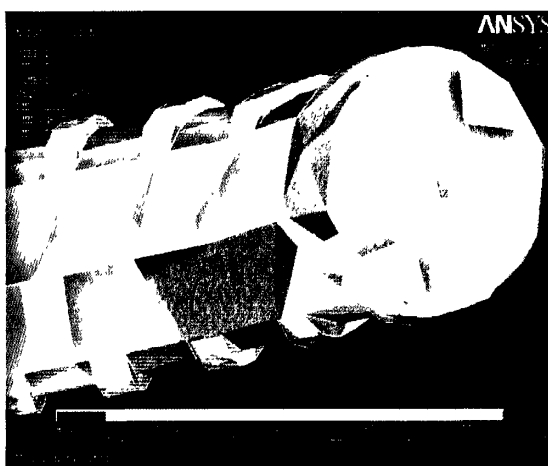


图 5-16 杆体拉弯剪组合作用固定端截面等效应力分布

从杆体的应力分布图可知，最大应力同样出现在固定端。杆体应力基本为从自由端开始逐渐增大。同样，在有肋的部位，应力值有所减小。杆体固定端发生明显塑性变形，杆体最大有效应力达到杆体的拉断强度。杆体上最大剪应力为 237 MPa，比杆体材料的剪切强度 469MPa 要小。

5.3.7 拉弯扭组合作用时杆体应力分布

拉弯扭组合作用为井下锚杆安装过程中常见的锚杆受力状态。本次模拟组合受力采用的是受拉、受弯和受扭三种力学状态的组合。杆体一端固定，另一端截面所受拉力为 300MPa、受力偶为 500N.m 和端头集中力 10kN。对锚杆杆体所受的应力状态进行分析。

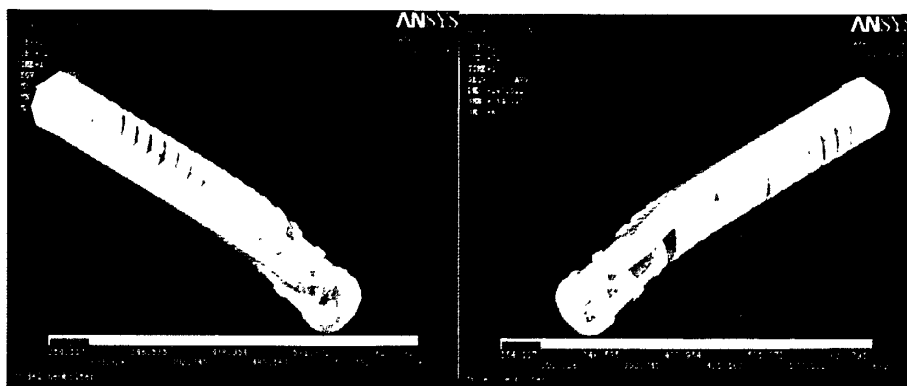
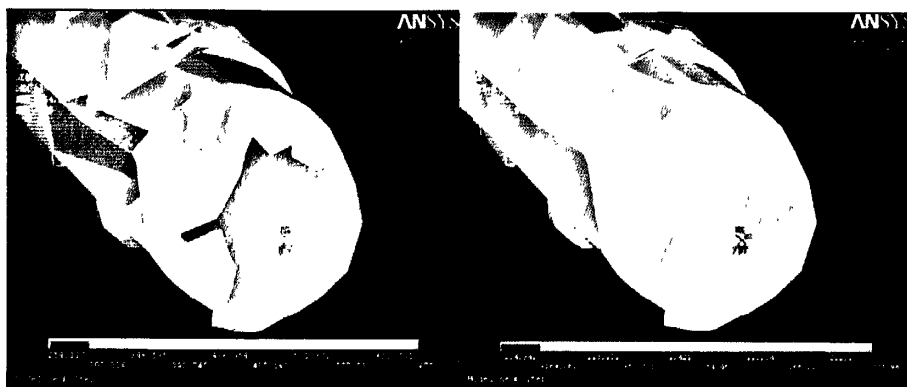


图 5-17 杆体拉弯扭组合作用时杆体等效应力分布



(a) 等效应力分布

(b) 剪应力分布

图 5-18 杆体拉弯扭组合作用时截面应力分布（距固定端 20mm）

对整个杆体等效应力而言，同样越靠近固定端应力越大，肋上的应力相对较小。由杆体等效应力图可知，从自由端开始，截面应力逐渐增大。图 5-18 (b) 为杆体拉弯扭组合受力时截面剪应力分布。杆体中的剪应力主要由受弯和受扭引起，剪应力的分布同样是越靠近边缘越大，在中心最小，剪应力最大值为 277MPa。杆体固定端绝大部分区域达到拉断强度，固定端截面几乎全截面达到。

5.3.8 拉剪扭组合作用时杆体应力分布

拉剪扭组合作用为井下锚杆安装过程中常见的锚杆受力状态。本次模拟组合受力采用的是受拉、受剪和受扭三种力学状态的组合。杆体一端固定，另一端截面所受拉力为 300MPa、受力偶为 500N.m 和剪力 30kN。对锚杆杆体所受的应力状态进行分析。

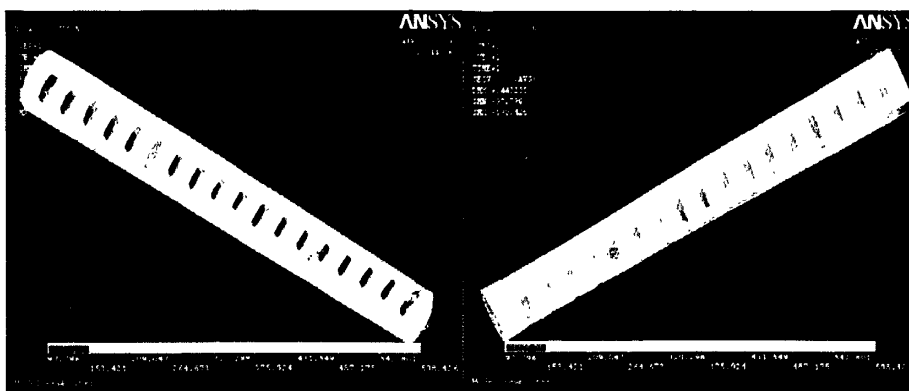
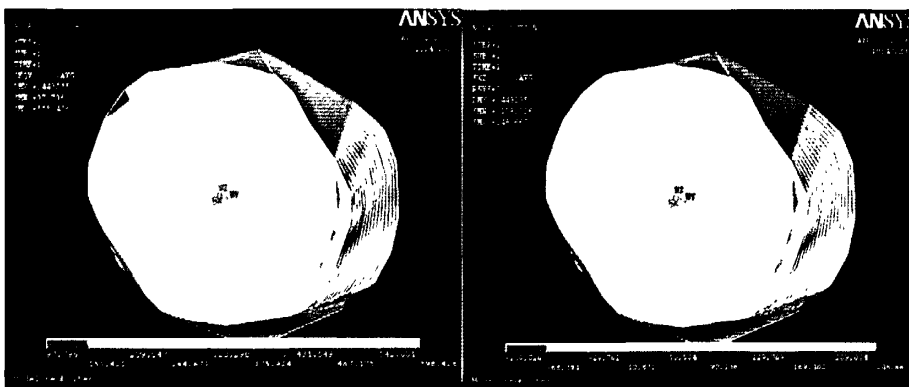


图 5-19 杆体拉弯扭组合作用时杆体等效应力分布



(a) 等效应力分布

(b) 剪应力分布

图 5-20 杆体拉弯扭组合作用时截面应力分布（距固定端 10mm）

对整个杆体等效应力而言，同样越靠近固定端应力越大，肋上的应力相对较小。由杆体等效应力图可知，从自由端开始，截面应力逐渐增大。杆体中的剪应力主要由受剪和受扭引起，剪应力的分布同样是越靠近边缘越大，在中心最小，剪应力最大值为 249MPa。

5.3.9 拉弯剪扭组合作用时杆体应力分布

拉弯剪扭组合作用一般为井下锚杆安装过程中可能出现的锚杆受力状态。本次模拟组合受力采用的是受拉、受弯、受剪和受扭四种力学状态的组合。杆体一端固定，另一端截面所受拉力为 250MPa、受力偶为 500N.m、剪力 30kN 和端头集中力 10kN。对锚杆杆体所受的应力状态进行分析。

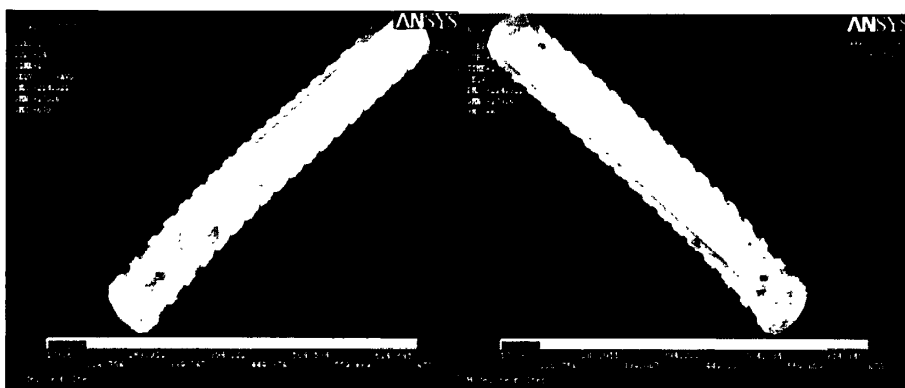
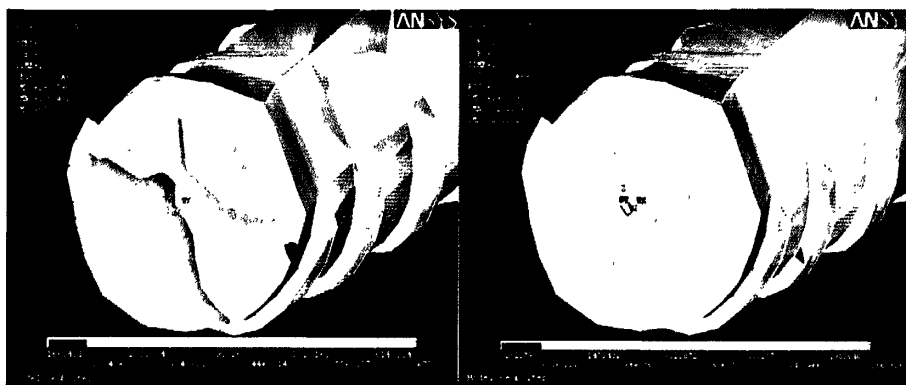


图 5-21 杆体拉弯剪扭组合作用等效应力分布



(a) 等效应力分布

(b) 剪应力分布

图 5-22 杆体拉弯剪扭组合作用时截面应力分布（距固定端 10mm）

杆体等效应力分布呈从一侧到另一侧逐渐增大的过程，截面越靠近固定端，截面等效应力值越大。在固定端杆体发生明显的塑性变形。同样，在有肋的截面，肋上所受的应力变小。

等效应力最大值达到拉断强度。截面的最大剪应力为 256MPa。均出现在固定端。

5.4 数值模拟总结

(1) 受拉时，锚杆杆体的应力分布和变形特征与普通杆体大体一致。在无肋截面，应力分布与圆形杆件一致。在有肋截面，由于肋的不连续性，肋上所受的应力值比中心区域明显减小。当拉应力增大时，肋上所受的应力增加不大。达到屈服强度后，随着颈缩导致受力面积的减小，逐渐全截面受力一致，直到破断。

(2) 受弯时，杆体截面的应力分布同样是有肋的地方偏小。圆形截面的应

力分布和普通杆件一致。

(3) 受剪时，剪应力在整个横截面是基本为均布。等效应力数值大于剪应力。

(4) 受扭时，等效应力在截面上从内到外逐渐增大，肋上的应力有所减小。截面上以剪应力为主，在截面上同样由内到外逐渐增大。500N.m 时杆体最大等效应力为 268 MPa。

(5) 拉剪组合为井下锚杆最常见的受力状态。受力最不利位置为剪力作用处，在现场即为岩层错动的界面。拉弯剪组合受力亦是如此，危险断面与实验室和现场情况基本一致。

(6) 拉弯剪组合作用状态是井下常见的锚杆受力状态，特别是角锚杆。最大应力出现在固定端，因此最不利位置为固定端。杆体应力基本为从自由端开始逐渐增大。

(7) 拉弯扭、拉剪扭及拉弯剪扭组合作用为井下锚杆安装过程中常见的锚杆受力状态。对整个杆体等效应力而言，越靠近固定端应力越大，肋上的应力相对较小，因此最不利位置为固定端。

6 现场应用研究

本文的监测实例依托于潞安矿业集团公司漳村煤矿和屯留煤矿与天地科技股份有限公司开采设计事业部合作的科研项目进行。

6.1 漳村煤矿

本论文的现场应用研究选择在潞安矿业集团公司下属矿井。漳村矿二水平 2101 工作面回风巷在巷道掘进过程时由于相邻的 2102 工作面还没回采完毕，受相邻工作面回采动压影响，2101 回风巷为强烈动压掘进巷道。巷道为 $3.6 \times 3.2\text{m}$ 的矩形断面，采用 22# 左旋无纵筋螺纹钢锚杆，锚杆长度 2.4m，靠近巷帮的顶板锚杆安装角度为与垂线夹角 $20^\circ \sim 30^\circ$ ，顶锚杆排距 1m；每排 4 根，间距 1m，帮锚杆间距 0.9m，两帮靠近顶底板的两根锚杆与水平线呈 10° ，锚杆预紧扭矩为 100 N.m。2102 工作面于 2004 年 7 月回采结束。2101 风巷受 2102 回采动压影响，矿压显现剧烈，导致巷道掘进期间和成巷后变形严重，两帮收缩伴随顶板下沉和底臃，巷道围岩破碎。巷道全长已产生大范围变形，两帮最大移近量达到 860mm。顶底板移近量大于 800mm，沿巷道全长形成 26 处形成明显坠包，长度 5m 以上坠包 17 处。

分析出现上述问题的原因，主要有以下几点：

- (1) 锚杆支护强度不够，巷道全长已产生大范围变形，锚杆支护部分失效。
- (2) 锚杆预紧扭矩小，导致锚杆预紧力不够，锚杆初期控制围岩变形能力低，导致围岩的大面积变形。
- (3) 顶板较锚杆角度打设过大，导致角锚杆与其它锚杆形成的应力区分离，支护效果受到严重影响。
- (4) 支护方案采用普通树脂加长锚固，锚杆强度利用系数低，锚杆对煤岩体的锚固效应不强，锚杆只有在岩层发生较大错动后抗剪能力才能发挥。

2202 回风巷采用 BHRB600 强力锚杆，锚杆直径 25mm，采用 W 钢带护顶，锚杆排距 0.9m，顶板每排 5 根锚杆，间距 0.9m，两帮每帮 4 根锚杆，间距 0.9m。靠近巷帮的顶板锚杆安设角度为与垂线成 15° ，巷道支护布置如图 6-1。设计

的锚杆拧紧力矩应达到 600N.m。

经受过强烈动压影响以后进行了矿压监测，结果表明，2202 风巷下半段前 200m 两帮位移量变化在 80~410mm 之间，顶底移近量变化在 65~320mm 之间；10 月 28 日至 11 月 13 日两帮位移量在 115~430mm 之间，顶底移近量在 70~335mm 之间。巷道两帮收敛量在条件最恶劣的下部最大为 430mm。总体上强力支护效果良好。

但掘进中也出现了以下情况：锚杆部分出现破断，破断位置集中在杆体尾部，个别在杆体中部锚固端与自由端交界面；W 钢带部分撕裂；杆体螺纹部分出现脱扣；锚杆托盘部分切穿钢带。

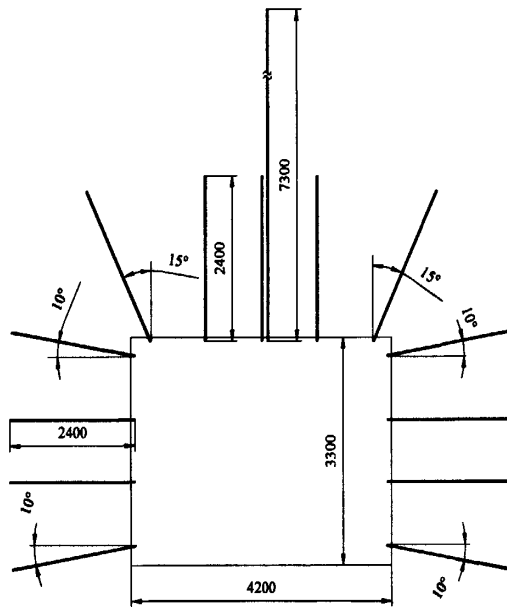


图 6-1 漳村矿 2202 回风巷支护图

井下巷道部分变形量较大，支护照片如图 6-2 和 6-3，井下锚杆破断的部分照片如下图 6-4。



图 6-2 漳村矿 2202 回风巷支护破坏照片

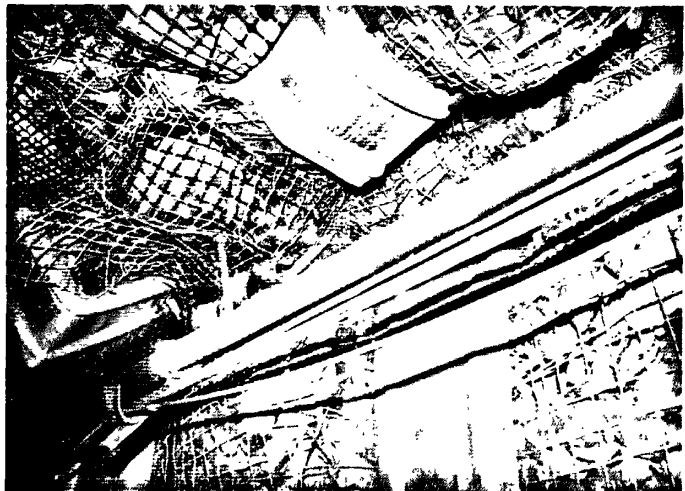


图 6-3 漳村矿 2202 回风巷支护破坏照片

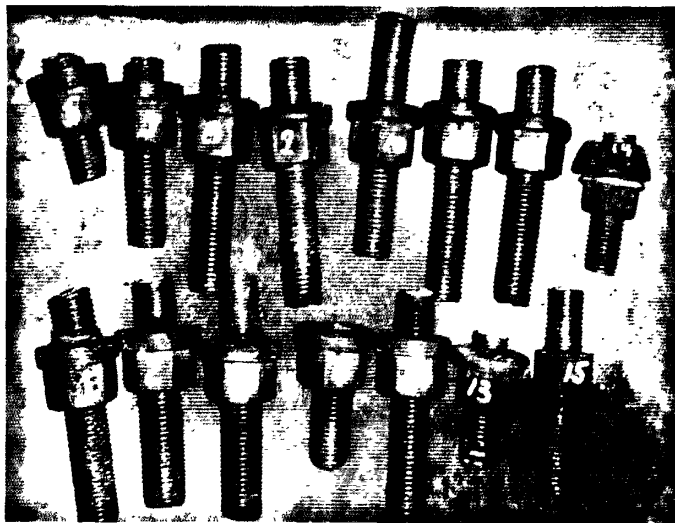


图 6-4 井下锚杆破断照片

井下锚杆统计发现，破断的位置基本上都在角锚杆及紧临角锚杆的锚杆。课题组提出的在考虑锚杆预应力的条件下，在近水平煤层巷道中，顶板角锚杆最好垂直布置^[3]，否则角锚杆容易形成独立单元。角锚杆由于受到过大的预紧扭矩，加之锚杆构件的不匹配，容易承受拉弯扭剪的组合作用而破断，紧邻角锚杆的锚杆承担过大应力而破断。

根据漳村矿井下施工情况，对锚杆支护设计进行了优化。顶帮锚杆全部垂直打设；调心球垫重新设计，避免球面自锁；锚杆实现预应力全长锚固；锚杆预紧扭矩调整为 400N.m 等，减小有害受力对杆体的影响。

优化方案在屯留煤矿 S2205 回风巷进行了试验。

6.2 屯留煤矿

6.2.1 S2205 回风巷地质条件

屯留煤矿 S2205 回风巷主要用于 S2205 工作面回风，随采随冒不用留巷，S2205 回风巷全长 1473m，S2205 回风巷与 S2205 瓦排巷之间净煤柱 30m。工作面布置如图 6-5。

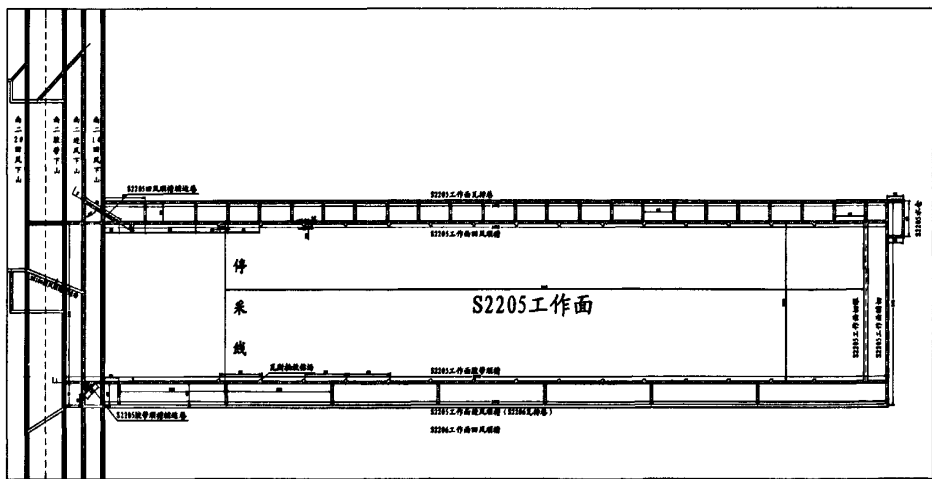


图 6-5 屯留煤矿 S2205 平面布置图

S2205 回风巷沿 3#煤层布置，煤层平均煤厚 5.99m，煤质松软。3#煤直接顶为砂质泥岩，厚度为 1.33—3.26m，老顶为细粒砂岩，厚度 2.0—2.5m。

S2205 回风巷沿 3#煤层底板掘进，整体呈不对称背斜构造，最高点和最低点高差为 27m。

6.2.2 S2205 回风巷锚杆支护设计

S2205 回风巷的断面为 $5.2 \times 3.6\text{m}$ ，确定屯留煤矿 S2205 回风巷采用全长预应力锚固锚杆锚索组合支护系统。

(1) 顶板支护

锚杆：

锚杆形式和规格：杆体为首钢生产的 22[#]左旋无纵筋螺纹钢筋，钢号为 BHRB500，长度 2.4m，杆尾螺纹为 M24。

锚固方式：树脂全长锚固，采用四支低粘度树脂药卷，一支规格为 K2630，另三支规格为 M2660。钻孔直径为 30mm。

W 钢带规格：采用 W 钢带护顶，钢带规格：厚度 4mm，宽 280mm，长度 4800mm。

锚杆配件：采用高强锚杆螺母 M24 \times 3，配合高强托板调心球垫和尼龙垫圈，托盘采用拱型高强度托盘，承载能力要大于 300kN。

锚杆角度：全部垂直顶板布置。

网片规格：采用金属网护顶，网孔规格 50 \times 50mm，网片规格 5600 \times 1000mm。

锚杆布置：锚杆排距 900mm，每排 6 根锚杆，间距 900mm。

锚杆预紧扭矩： $\geq 400\text{N}\cdot\text{m}$ 。

锚索：

锚索形式和规格：锚索材料为 $\phi 22\text{mm}$ ，1 \times 19 股高强度低松弛预应力钢绞线，长度 6300mm，钻孔直径 30mm，采用一支 K2635 和三支 M2660 低粘度树脂药卷锚固。

锚索托盘：采用 300mm \times 300mm \times 16mm 高强度可调心托板及配套锁具，托盘承载能力要大于 600kN。

锚索布置：每排打 2 根锚索，排距 900mm，间距 1800mm，全部垂直顶板岩层。

锚索预紧力：200—250kN。

(2) 巷帮支护

锚杆形式和规格：杆体为 22[#]左旋无纵筋螺纹钢筋，钢号为 BHRB500，长

度 2.4m，杆尾螺纹为 M24。

锚固方式：树脂全长锚固，采用四支低粘度树脂药卷，一支规格为 K2630，另三支规格为 M2660。钻孔直径为 30mm。

W 钢护板规格：采用 W 钢护板，钢带厚度 4mm，宽 280mm，长度 450mm。

锚杆配件：采用高强锚杆螺母 M24×3，配合高强托板调心球垫和尼龙垫圈，托盘采用拱型高强度托盘，承载能力要大于 300kN。

网片规格：采用金属网护帮，网孔规格 50×50mm，网片规格 3200×1000mm。

锚杆布置：锚杆排距 900mm，每排每帮 4 根锚杆，间距 900mm。

锚杆角度：垂直煤帮安设。

锚杆预紧扭矩： $\geq 400\text{N}\cdot\text{m}$ 。

巷道支护布置如图 6-6。

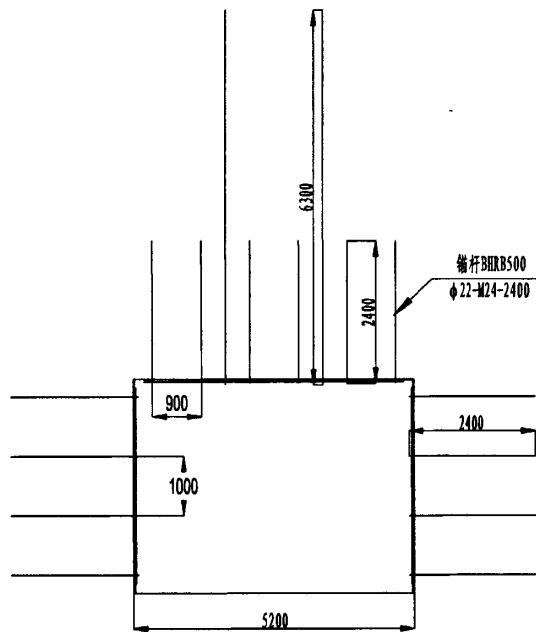


图 6-6 S2205 回风巷支护图

6.2.3 监测设计

全长预应力锚固的锚杆在预紧和工作阶段的实际受力状况从未见文献中有报道，本文采用测力锚杆和锚杆测力计，对锚杆实际受力状况进行了现场监测。锚杆应力的测量一般采用测力锚杆进行。本论文为了研究在全长预应力锚固技

术下锚杆的受力情况，将测力锚杆应用于现场，监测全长预应力锚固状态下锚杆受力分布及变化。

本次监测共安设 2 组测站，每个测站监测以下内容：

(1) 锚杆受力监测。采用锚杆测力计和测力锚杆监测顶板锚杆受力分布与变化情况；

(2) 巷道表面位移。采用十字布点法监测巷道顶底板、两帮移近量；

(3) 锚索受力。采用锚索测力计监测锚索的受力。

锚杆测力计采用煤炭科学研究总院开采设计研究分院开发的 CM-200 型测力锚杆（图 6-7），该测量仪是本安型井下巷道锚杆受力的专用测量仪器，它同普通锚杆一样，安设在（需要测量的）普通锚杆的设计位置上。锚杆（索）测力计采用 GYS-300（500）型测力计进行（图 6-8）。

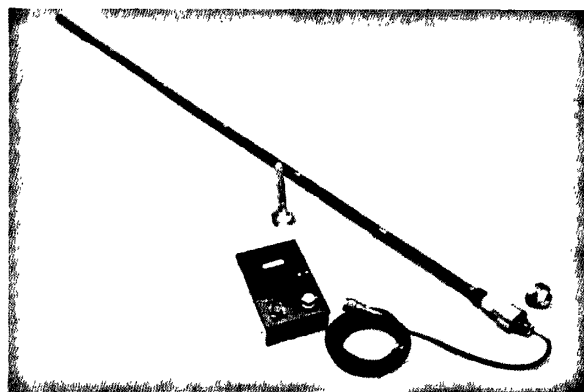


图 6-7 CM-200 型测力锚杆



图 6-8 GYS-300（500）型锚杆（索）测力计

6.2.4 监测结果

S2205 工作面回风巷 1[#]测站布置在距离切眼 150m 处，锚杆测力计编号如

图 6-9。巷道表面位移曲线如图 6-10，锚杆受力及锚索受力监测结果如图 6-11 和 6-12；监测测力锚杆随掘进变化曲线如图 6-13 至图 6-20。

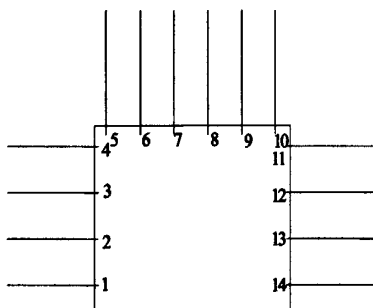


图 6-9 锚杆测力计编号图

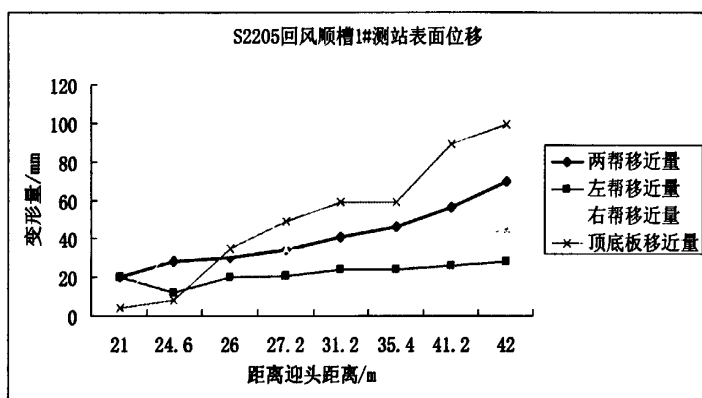


图 6-10 S2205 回风巷 1#测站表面位移

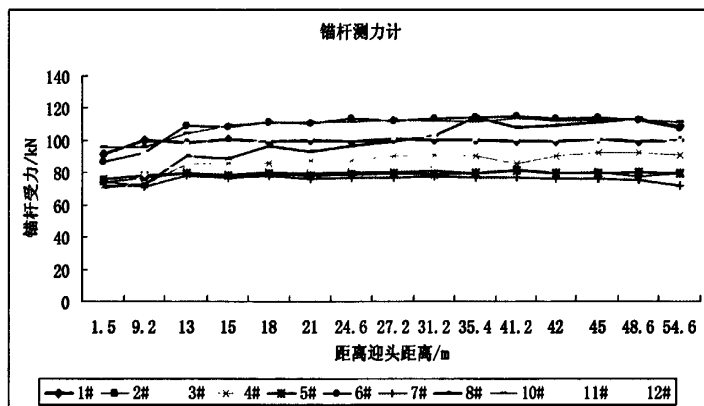


图 6-11 1#测站锚杆测力计监测曲线

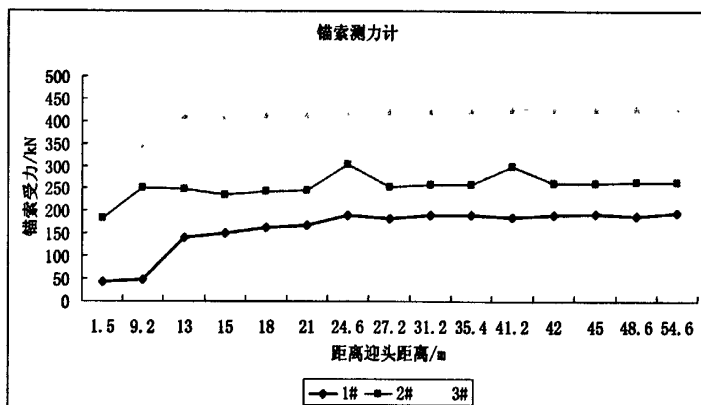


图 6-12 1#测站锚索受力监测曲线

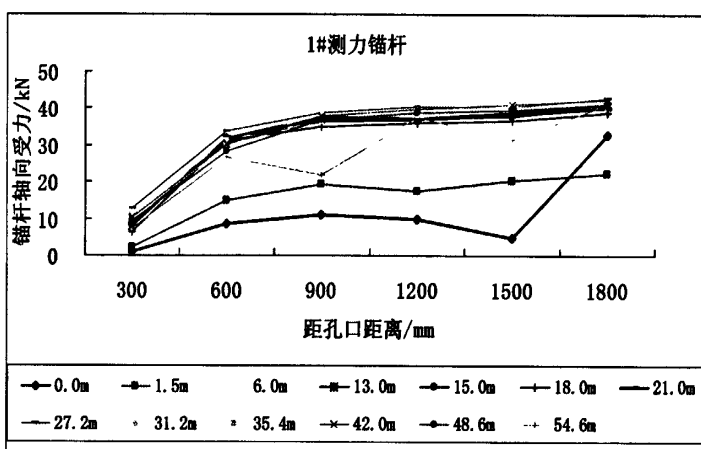


图 6-13 1#测力锚杆受力与掘进头距离的关系

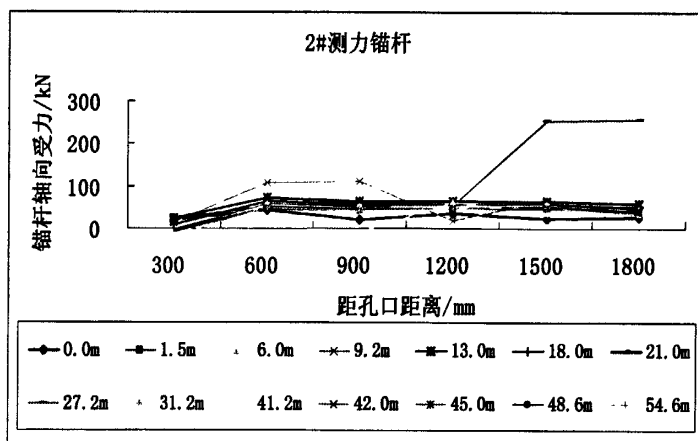


图 6-14 2#测力锚杆受力与掘进头距离的关系

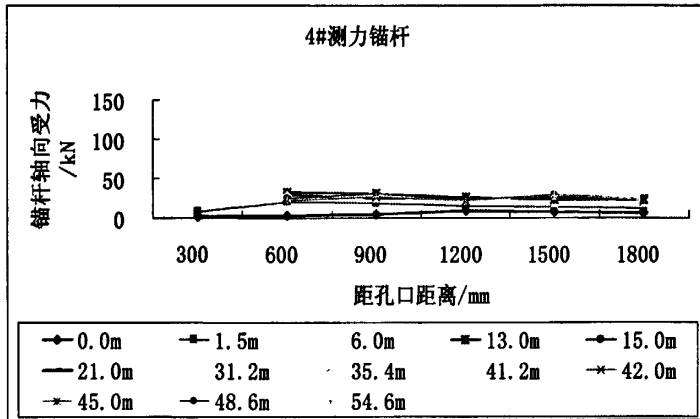


图 6-15 4#测力锚杆受力与掘进头距离的关系

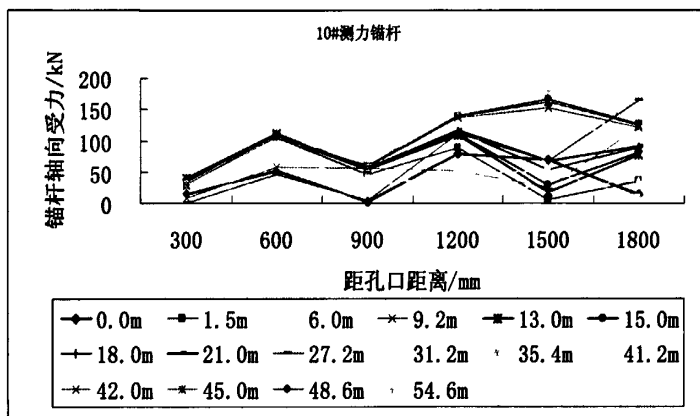


图 6-16 10#测力锚杆受力与掘进头距离的关系

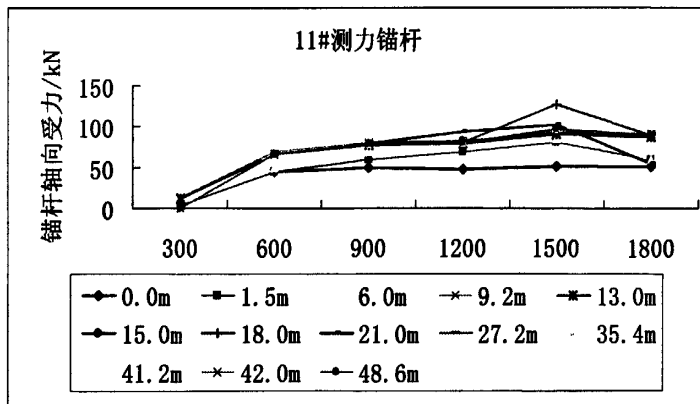


图 6-17 11#测力锚杆受力与掘进头距离的关系

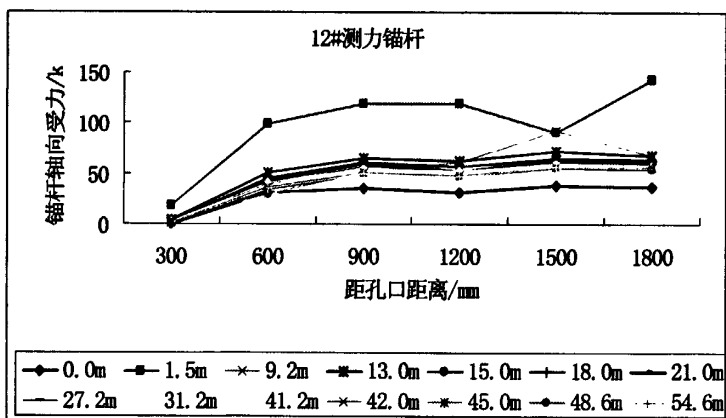


图 6-18 12#测力锚杆受力与掘进头距离的关系

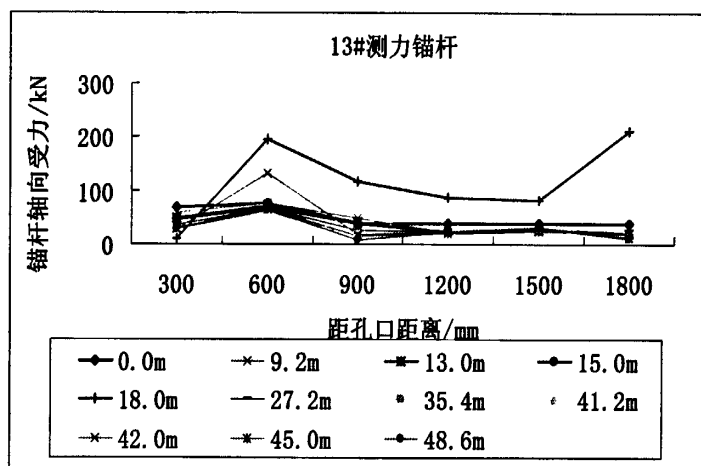


图 6-19 13#测力锚杆受力与掘进头距离的关系

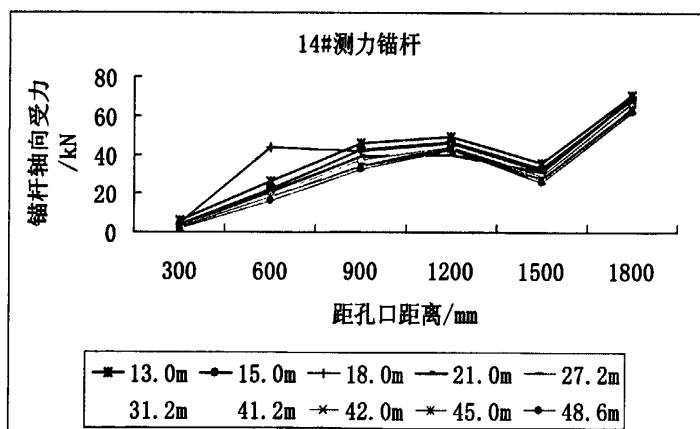


图 6-20 14#测力锚杆受力与掘进头距离的关系

2#测站安装在距离切眼 50m 左右处。主要包括测力锚杆和锚杆(索)测力计, 锚杆受力及锚索受力监测结果如图 6-21 和 6-22; 监测测力锚杆随掘进变化曲线如图 6-23 至图 6-27。

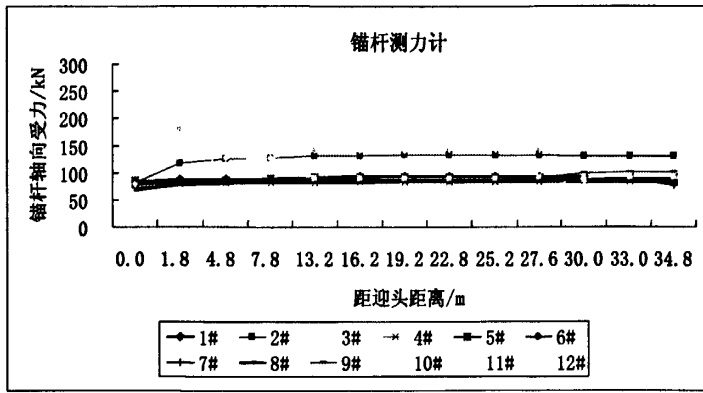


图 6-21 2#测站锚杆测力计监测曲线

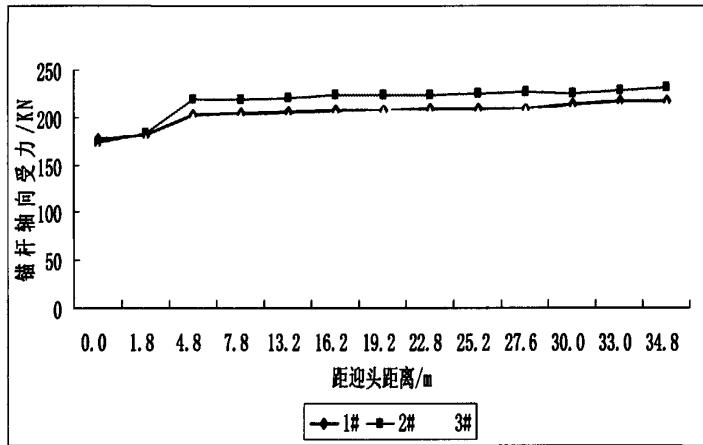


图 6-22 2#测站锚索受力监测曲线

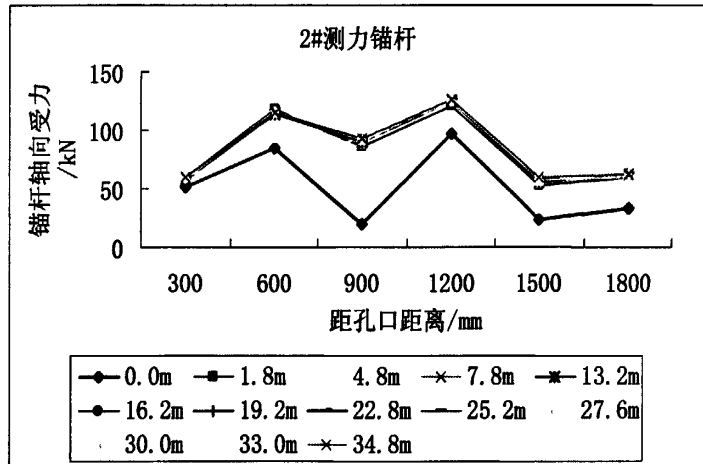


图 6-23 2#测力锚杆受力与掘进头距离的关系

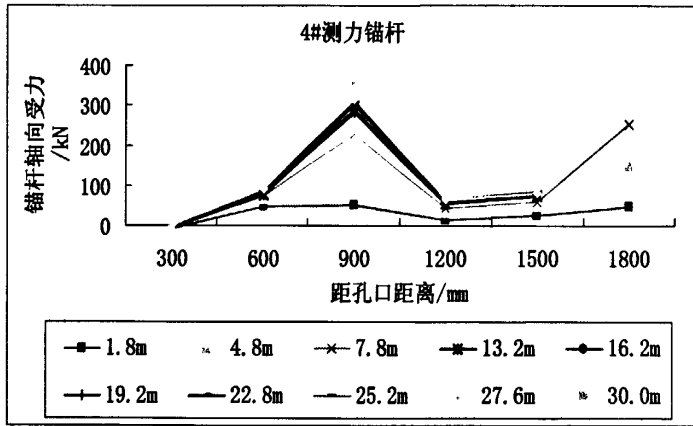


图 6-24 4#测力锚杆受力与掘进头距离的关系

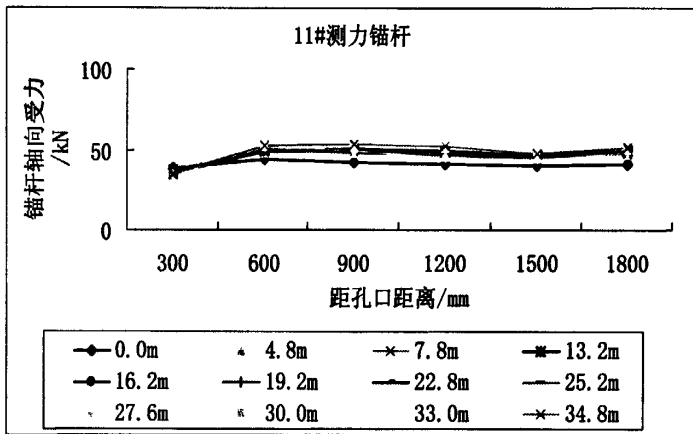


图 6-25 11#测力锚杆受力与掘进头距离的关系

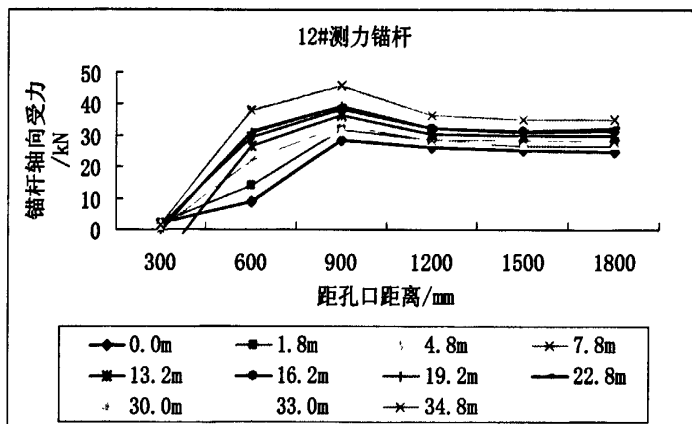


图 6-26 12#测力锚杆受力与掘进头距离的关系

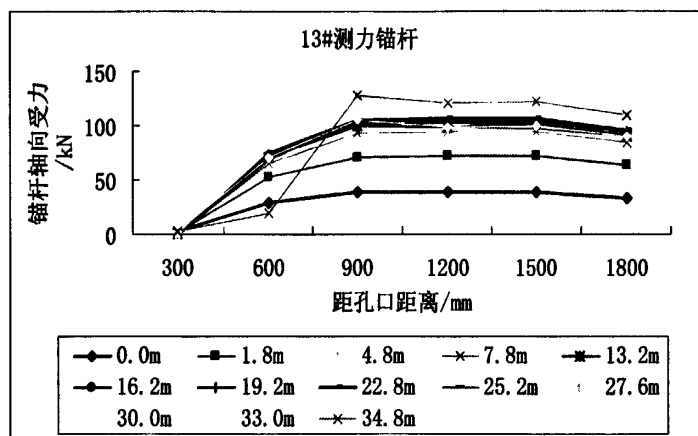


图 6-27 13#测力锚杆受力与掘进头距离的关系

分析现场监测数据，可以得到以下几点：

(1) 巷道顶板在掘进期间两帮移近量为 60mm，顶底板移近量为 100mm，巷道变形量不大，表明全长预应力锚固锚杆锚索组合支护系统支护效果良好，能够有效控制围岩的变形，尤其能够很好的控制巷道两帮的围岩变形；

(2) 锚杆受力：锚杆安装后载荷增长速度很快，巷道开掘后 7-13m 内，锚杆受力变化最大，之后锚杆受力即趋稳定；

(3) 锚索初始预应力为 150~200kN 左右，锚索受力工作阶段基本保持稳定。说明，锚索施加的预紧力足够大，能够限制围岩的变形；

(4) 现场观测表明，部分锚杆载荷最大值可能超过杆体屈服强度，表现为该处测力锚杆应变值急剧增大，但只要测力锚杆该处应变片还有读数，就说明锚杆还没有破断，锚杆仍能提供较高的承载力而发挥支护作用；

(5) 锚杆受力分布不均匀，孔口处锚杆受力最小；在 600mm~900mm 内锚杆受力最大；900mm 至锚杆端部锚杆受力与锚杆最大受力相比基本不变。说明全长预应力锚固技术充分发挥了锚杆的作用，使得锚杆除孔口段外，都能很好的发挥承载能力。

总之，该巷道在掘进期间巷道变形量小，锚杆受力整体上不大。锚索受力也基本处于稳定阶段，巷道围岩稳定，变形不大，锚杆支护设计合理。

6.3 小结

本章通过两个实例即漳村煤矿 2101 回风巷、2202 回风巷中锚杆支护出现

的问题，对影响锚杆杆体的各方面有害受力因素进行了分析，并提出了优化方案，锚杆支护的优化方案在屯留煤矿 S2205 回风巷中进行了试验，监测结果表明，支护效果良好，采用预应力全长锚固方式，保证了锚杆杆体的支护作用得到了最大程度发挥。锚杆全部垂直打设、全长预应力锚固、合适的预紧扭矩等优化方案减小了有害受力对杆体的影响，保证了支护效果。

7 结论与展望

7.1 主要结论

(1) 根据煤矿井下锚杆破坏的类型,发现杆体出现很多剪断、扭断或复合应力破断等非正常破坏,并非简单的拉伸破坏。

(2) 实验室进行了不同受力状态下锚杆变形与破坏试验,对安装角度、螺纹段所受弯矩进行了测试。锚杆在安装过程中由于承载面的不平整造成一定的安装角度,锚杆配件结构不合理形成了很大弯矩,使锚杆弯曲变形,甚至在螺纹底部产生裂缝,从而造成锚杆破断。球垫内侧卡住锚杆螺纹是锚杆螺纹段受到侧向力而断裂的主要原因。

(3) 锚杆在预紧过程中,扭矩加至 700 N.m 时锚杆杆体屈服后,即使扭矩继续加大,预紧力上升幅度明显减小,过大的扭矩将导致杆体径缩与扭曲变形。当锚杆安装角度大于 15° 而且拉应力达到屈服点左右的情况下,锚杆长期受载会造成锚杆螺纹段弯曲出现裂缝,致使锚杆达不到破断载荷就发生断裂。

(4) 在相同扭矩作用下复合应力要比锚杆受到的单纯拉应力大,当施加的预紧扭矩大于 600 N.m 时,锚杆受到的复合应力已接近材料的屈服应力,这时锚杆的储备应力已不多。这种情况下锚杆容易先从弯曲处产生裂缝,进而裂缝发展导致锚杆未达到破断拉力就断裂。

(5) 通过对锚杆杆体的力学理论分析发现,在考虑安装过程、现场应用中煤岩面不平整等情况后,杆体在复合应力状态下的破断载荷要小于理论破断载荷;球面自锁、球面回转中心是影响杆尾受力状态的重要因素。

(6) 通过数值模拟分析得出了杆体在单项受力及复合应力状态下的应力分布,对杆体上有肋部位和无肋部位的应力状态进行了分析:

①受拉时,锚杆杆体受力的应力分布和变形特征与普通杆体大体一致。在无肋截面,应力分布与圆形杆件一致。在有肋截面,由于肋的不连续性,肋上所受的应力值比中心区域明显减小。当拉应力增大时,肋上所受的应力增加不大。达到屈服强度后,随着颈缩导致受力面积的减小,逐渐全截面受力一致,直到破断。

②受弯时,杆体截面的应力分布同样是有肋的地方偏小。圆形截面的应力

分布和普通杆件一致。

③受剪时，剪应力在整个横截面是基本为均匀分布。

④受扭时，等效应力在截面上从内到外逐渐增大，肋上的应力有所减小。截面上以剪应力为主，在截面上同样由内到外逐渐增大。500N.m 时杆体最大等效应力为 268 MPa。

⑤拉剪组合为井下锚杆最常见的受力状态。受力最不利位置为剪力作用处，在现场即为岩层错动的界面。拉弯剪组合受力亦是如此，危险断面与实验室和现场情况基本一致。

⑥拉弯剪组合作用状态是井下常见的锚杆受力状态，特别是角锚杆。最大应力出现在固定端，因此最不利位置为固定端。杆体应力基本为从自由端开始逐渐增大。

⑦拉弯扭、拉剪扭及拉弯剪扭组合作用为井下锚杆安装过程中常见的锚杆受力状态。对整个杆体等效应力而言，越靠近固定端应力越大，肋上的应力相对较小，因此最不利位置为固定端。

(7) 通过两个现场应用实例，根据锚杆支护出现的问题，对影响锚杆杆体的各方面有害受力因素进行了分析，并提出了优化方案，在现场得以验证。监测结果表明，采用预应力全长锚固方式，保证了锚杆杆体的支护作用得到了最大程度发挥，支护效果良好。锚杆全部垂直巷道表面安装、全长预应力锚固、合适的预紧扭矩等优化方案减小了有害受力对杆体的影响，保证了支护效果。

7.2 研究展望

为了使锚杆杆体受力最优化，充分发挥锚杆的支护作用，需要加强以下几方面的工作：

(1) 进一步研究与试验锚杆预应力对支护效果的影响，进而确定不同锚杆的预应力取值；

(2) 锚杆尾部螺纹的合理结构与尺寸，以及对杆体受力状态的影响研究；

(3) 锚杆杆体与螺母、球垫及托板的合理匹配，以及锚杆附件对杆体受力状态的影响；

(4) 锚杆杆体受力状态与钢带、网等构件的关系。

参考文献

- [1] 康红普. 高强度锚杆支护技术的发展与应用[J]. 煤炭科学技术, 2000, 28(2): 1~4.
- [2] 康红普. 煤巷锚杆支护成套技术研究与实践[J]. 岩石力学与工程学报, 2005, 24(21): 3959~3964.
- [3] 康红普, 王金华等. 煤巷锚杆支理论论与成套技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2007, 105~117.
- [4] 康红普, 林健. 煤巷锚杆支护成套技术在潞安矿区的应用[J]. 煤炭学报, 2001, 26(增): 106~110.
- [5] 王金华. 我国煤巷锚杆支护技术的新发展[J]. 煤炭学报, 2007, 32(2): 113~118.
- [6] 康红普. 煤巷锚杆动态信息设计法及其应用[J]. 煤矿开采, 2002年第1期.
- [7] 康红普. 复杂地质条件巷道支护技术现状与发展趋势. 中国煤炭工业可持续发展的新型工业化之路——高效、安全、洁净、结构优化. 北京: 煤炭工业出版社[M], 2004.9.
- [8] 康红普. 软岩回采巷道锚杆支护技术的发展. 世纪之交软岩工程技术现状与发展[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1999.
- [9] 康红普, 王金华, 林健. 高预应力强力支护系统及其在深部巷道中的应用[J]. 煤炭学报, 2007, 32(12): 1233~1238.
- [10] 袁和生. 煤矿巷道锚杆支护技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1997, 15~22.
- [11] 陆士良, 汤雷, 杨新安. 锚杆锚固力与锚固技术[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2000, 1~3.
- [12] 赵建明. 复合应力状态下的锚杆杆体强度变化[J]. 矿业安全与环保, 2002, 29增刊: 78~83.
- [13] 郭爱生. 按装力矩对锚杆杆体强度的影响[J]. 山西煤炭管理干部学院学报, 2001, 4: 52~55.
- [14] 马念杰, 刘少伟, 邓广涛, 师皓宇. 巷道锚杆尾部破断机理及合理结构的设计[J]. 煤炭学报, 2005, 6: 327~331.
- [15] W. J. Gale. Overview of Strata Control Issues Affecting Roadway Reinforcement and Pillar Design [J], The Australian Coal Journal, 1994(43).
- [16] D. N. Bighy. Developments in British Rockbolting Technology. Coal International. May, 1997.
- [17] 陆炎光, 陆士良. 中国煤矿巷道围岩控制[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1995.
- [18] 侯朝炯, 郭励生, 勾攀峰. 煤巷锚杆支护[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 1999.
- [19] 毕忠余, 查丽娟. 锚杆杆体时变可靠度分析[J]. 煤矿开采, 2006, 41~43.
- [20] 张红军. 锚杆支护工作机理及现场应用探讨[J]. 煤矿技术, 2006, 26(6): 112~113.
- [21] 郑雨天, 朱浮生. 预应力锚杆体系锚杆支护技术发展的新阶段[J]. 矿山压力与顶板管理, 1995, 1~7.
- [22] 林崇德. 煤巷软弱顶板锚杆支护机理与技术研究[J]. 中国矿业大学能源与安全工程学报, 1999.
- [23] 李政钧. 锚杆加固围岩的作用机理研究[J]. 西部探矿工程, 2006, 8: 182~183.
- [24] 胡喜平. 拧紧部的结构和安装对锚杆支护效果的影响[J]. 煤炭工程, 2006, 11: 37~38.
- [25] 刘鸿文. 材料力学[M]. 北京: 高等教育出版社, 1979.
- [26] 王明恕. 全长锚固锚杆机理的探讨[J]. 煤炭学报, 1983, 8(1): 12~15.
- [27] 汤雷, 陆士良, 高加胜. 锚杆拉拔实验的意义[J]. 矿山压力与顶板管理, 1996, 13(2): 68~70.
- [28] 赵逢进, 徐世平, 张志林. 影响锚杆支护效果的诸因素分析[J]. 中州煤炭, 1998, 3: 13~15.
- [29] 李化敏, 刘长龙. 端部锚固与全长锚固作用效果分析[J]. 焦作工学院学报(自然科学版), 2001, 20(3): 206~209.

- [30] 朱自强, 何现启. 全长锚固锚杆拉拔试验研究[J]. 探矿工程(岩土钻掘工程), 2005增刊, 115~118.
- [31] 王志宏, 刘雨田. 不同锚固方式的锚杆受力机制与性能特征[J]. 矿冶工程, 1994(2): 12~16.
- [32] 侯朝炯. 煤巷锚杆支护的关键理论与技术[J]. 矿山压力与顶板管理, 2002, 1: 2~5.
- [33] 毛光宁摘译. 美国锚杆支护综述[J]. 中国煤炭, 2001, 11: 54~60.
- [34] Song Guo, J. Stankus Control mechanism of a tensioned bolt system in the lam inated roof with a large horizontal stress.16th Int Conf on Ground Control in Mining, Morgan town, West Virginia,1997.
- [35] R. G. Siddall, W. J. Gale Strata Control——A New Science for an Old problem. The Annual Joint Meeting of the Institution of Mining Engineers and the Institution of Mining and metallurgy at the Majestic Hotel. Harrogate, 1992.
- [36] W. J. Gale, R. L. Blackwood Stress Distribution and Rock Failure Around Coal Mine Roadway. Int J. Rock Mech. Min. Sci&Geomech, 1987, 24(3): 164~173.
- [37] 陆士良, 付国彬. 采动巷道岩体变形与锚杆锚固力变化规律[J]. 中国矿业大学学报, 1999, 28(3): 201~203.
- [38] 钱鸣高、刘听成. 矿山压力及其控制[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1989.
- [39] 漆泰岳, 陆士良, 高波. 大变形巷道锚杆的力学特性[J]. 中国矿业大学学报, 2002, 31(5): 354~357.
- [40] 陈庆敏, 郭颂, 张农. 煤巷锚杆支护新理论与设计方法[J]. 矿山压力与顶板管理, 2002, 1: 12~15.
- [41] 郝海金, 漆泰岳. 预应力加长杆锚杆的应用[J]. 矿山压力与顶板管理, 1999, 4-4: 143~146.
- [42] 康红普, 姜铁明, 高富强. 预应力在锚杆支护中的作用[J]. 煤炭学报, 2007, 32(7): 680~685.
- [43] 杨双锁. 回采巷道围岩控制理论及锚固结构支护原理[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2004.
- [44] 杨双锁, 康立勋. 锚杆作用机理及不同锚固方式的力学特征[J]. 太原理工大学学报, 2003, 34(5): 540~543.
- [45] 勾攀峰. 巷道锚杆支护提高围岩强度和稳定性的研究[J]. 中国矿业大学[博士学位论文], 1998.4.
- [46] 马念杰, 侯朝炯. 采准巷道矿压理论及应用[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1995(1).
- [47] Stankus J C, Peng S S. Floor bolt for control of mine floor heave . Mining Engineering. 1994, 9(2): 1099~1103.
- [48] Hurt K. New development in rock bolting .Colliery Guardian. 1994, 7(1): 134~143 .
- [49] 江以德. 锚固失效分析[J]. 安徽理工大学学报(自然科学版), 2004.6.
- [50] 陆士良, 汤雷. 提高锚固力扩大锚杆应用范围[J]. 矿山压力与顶板管理1996, (增刊).
- [51] 党泽, 任玉强. 锚杆轴向作用力的分布特征[J]. 山西煤炭, 2002(6).
- [52] 陈炎光, 陆士良. 中国煤矿巷道围岩控制[M]. 北京: 中国矿业大学出版社,1994.
- [53] 徐芝纶. 弹性力学简明教程[M]. 北京: 高等教育出版社,1983, 88~94.
- [54] 钱鸣高, 缪协兴, 许家林. 岩层控制的关键层理论[M]. 徐州: 中国矿业大学出版社, 2003.
- [55] 孔恒等. 锚固技术及其理论研究现状和方向[J]. 中国煤炭, 2001(11).
- [56] 何满朝, 袁和生, 靖洪文等. 中国煤矿锚杆支护理论与实践[M]. 北京: 科学出版社, 2004.
- [57] 康红普, 王泽进. 煤巷锚杆支护机理探讨[J]. 地下开采现代技术理论与实践, 煤炭科学研究总院北京开采所, 北京: 煤炭工业出版社, 2002.
- [58] 李瑞琪. 煤巷锚杆支护参数的合理选择[J]. 山西焦煤科技, 2003, 4:38~40.

- [59] 李世平, 吴振业等. 岩石力学简明教程[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1996.
- [60] 王立斌, 阎波, 张兆文等. 锚杆杆体强度破坏应力分析[J], 煤, 1999.8(6): 58~60.
- [61] 官山月, 马念杰. 树脂锚杆锚固失效的力学分析[J], 矿山压力与顶板管理, 1997(4-4): 201~203.
- [62] 郭颂. 美国煤巷锚杆支护技术概况[J].煤炭科学技术.1998, 26(4):50~54.
- [63] 刘波, 陶龙光, 李先炜等. 锚杆拉剪大变形应变分析[J], 岩石力学与工程学报, 2000(3): 324~328.
- [64] 尤春安. 全粘结式锚杆的受力分析[J], 岩石力学与工程学报, 2000(3): 339~341.
- [65] 谢文兵, 杨超, 钱勋. 软岩巷道中锚杆支护失效的机理[J], 矿山压力与顶板管理, 1999(2): 11~13.
- [66] Bjurstrom S. Shear strength of hard rock joints reinforced by grouted untensioned bolts. Proc.III.Int.Congr. Rock Mechanics. Denver, 1974.
- [67] Wullschlager D, Natau O. The bolted rock as an anisotropic continuum-material behaviour and design suggestion for rock cavities. Proc. VI. Int. Congr. Rock Mechanics. Montreal, 1987.
- [68] A.G Evans and D B Marshall. Mechanical behavior of ceramic matrix composite[M], Noyes publications, 1990:225~227.
- [69] 刘玉堂. 加速我国煤巷锚杆支护的推广[J]. 中国煤炭, 1998.4~10.
- [70] 朱焕春, 肖明等. 锚杆抗剪性能现场试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 1999(增): 1126~1128.
- [71] 荣冠, 朱焕春, 周创兵. 螺纹钢与圆钢锚杆工作机理对比试验研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004.2, 23(3): 469~475.
- [72] 郭爱清, 韩军, 罗超文, 程良奎. 单孔复合型锚杆锚固体应力分布特征研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2004.1, 23(2): 247~251.
- [73] 刘新红. 在横向荷载作用下自锁锚杆抗剪性能试验研究[D]. 武汉: 武汉大学硕士学位论文, 2003.
- [74] 钱伟长, 叶开源. 弹性力学[M]. 北京: 科学出版社, 1998.
- [75] 陈明祥. 弹塑性力学[M]. 北京: 科学出版社, 2003.
- [76] 李世平, 吴振业, 贺永年等. 岩石力学简明教程[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1996.
- [77] 陈精一, 蔡国忠. 电脑辅助工程分析ANSYS使用指南[M]. 北京: 中国铁道出版社, 2001.
- [78] 王勤成, 邵敏. 有限单元法基本原理和数值方法[M]. 北京: 清华大学出版社, 1995.
- [79] Song Guo, Stankus J, Control Mechanism of a Tensioned Bolt System in the Laminated Roof with a Large Horizontal Stress, 16th Int. Conf. On Ground Control in Mining, Morgantown, West Virginia, 1997.
- [80] Hurt K, New developments in rock bolting, Colliery Guardian, 1994, (7): 133~134.
- [81] Bigby D. Coal mine roadway support system handbook [R]. Rock Mechanics Technology Ltd for the Health and Safety Executive, 2004.
- [82] Christopher Mark. Design of bolt System [A]. Proceedings: New Technology for Coal Mine Roof Support [C]. U. S. DHHS (NIOSH) Publication, 2000. 111~131.
- [83] 马念杰, 吴联君, 刘洪艳, 陈芹芹. 煤巷锚杆支护关键技术及发展趋势探讨[J], 煤炭科学技术, 2006.5, 34(5): 77~79.
- [84] 张柯. 大跨度高地压破碎煤巷支护及机理研究[D]. 西安: 西安科技大学硕士论文, 2003.

- [85] 钱鸣高, 缪协兴, 许家林, 等. 岩层控制中的关键层理论[M]. 北京: 中国矿业大学出版社, 2000.10.
- [86] 邢福康, 蔡焄, 刘玉堂, 等. 煤矿支护手册[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 1993.2.
- [87] 范明建. 锚杆预应力与巷道支护效果的关系研究[D]. 北京: 煤炭科学研究总院硕士学位论文, 2006.
- [88] 姜铁明. 煤巷锚杆支护构件的作用机理及其在晋城矿区的应用研究[D]. 北京: 中国矿业大学(北京)博士学位论文, 2008.
- [89] Fuller PG. Keynote lecture: roof strata reinforcement—achievements and challenges [C] // Proceedings of the Rock Support and Reinforcement Practice in Mining, Balkema, 1999: 405~415.
- [90] 张农, 高明仕. 煤巷高强预应力锚杆支护技术与应用[J]. 中国矿业大学学报, 2004, 33(5): 524~527.
- [91] Mark C, Dolinar DR, Mucho TP. Summary of field measurements of roof bolt performance [C] // New Technology for Coal Mine Roof Support. Pittsburgh, PA: U.S. Department of Health and Human Services, 2000: 81~98.
- [92] Gray P, Finlow-Bates P. The pre-tensioned placebo [J]. Australia's Longwalls Magazine, 1998, 7: 78~81.
- [93] McHugh E, Signer SP. Roof bolt response to shear stress: laboratory analysis [C] // Peng SS, Mark C, eds. Proceedings of the 18th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, WV: West Virginia University, 1999: 232~238.
- [94] 国家钢铁材料测试中心. 分析测试报告, 2004-L550.
- [95] 国家钢铁材料测试中心. 分析测试报告, 2004-Z005.

附件

在学期间参与的科研项目

1、2006.2-2007.12,“五阳煤矿 76 采区回采巷道锚网支护评估及围岩控制技术”,

项目负责人

2、2006.2-12,“常村煤矿破碎围岩强力锚杆锚索支护系统研究”,主要参加人员

3、2006.3-12,“郭庄煤矿回采巷道锚杆支护技术研究”,项目负责人

4、2006.2-12,“潞宁煤矿巷道围岩控制技术 & 支护设计软件开发研究”,项目负责

责人

5、2006.2-2007.12,“立井、井底车场及周围硐室三维应力分布及围岩变形与加

固的时空研究”,主要参加人员

6、2006.2-2007.12,“潞安矿区深部复杂困难条件巷道围岩控制理论技术”,主

要参加人员

7、2006.3-12,“高地应力复杂条件下松软煤岩稳定性评级与支护体系评价”,项

目负责人

8、2006.1-12,“强烈动压条件下巷道支护技术研究”,主要参加人员

9、2006.1-2008.12,“石圪节矿下组煤开采巷道围岩控制技术研究”,项目负责

人

10、2007.2-2008.12,“高瓦斯软煤层矿井高回收率与低掘进率高效开采成套技

术研究”,项目负责人

11、2007.2-2008.10,“潞安矿区煤巷锚杆支护安全应急保障体系”,主要参加人

员

- 12、2007.2-2008.12, “大采高大断面综放回采巷道支护技术研究”, 项目负责人
- 13、2007.2-2008.12, “高河矿井+450m 水平总回风大巷与井底车场大断面交岔点研究”, 项目负责人
- 14、2007.2-12, “司马煤矿新采区岩体参数与应力场研究”, 项目负责人
- 15、2008.2-12, “常村煤矿 N3 皮带巷锚杆支护评估及技术研究”, 项目负责人
- 16、2008.2-12, “慈林山煤业公司七采区煤巷锚杆支护技术研究”, 项目负责人
- 17、2008.2-2009.4, “夏店煤矿动压掘进巷道锚杆支护技术研究”, 项目负责人
- 18、2008.2-2009.4, “全长预应力结构控制钻孔瓦斯积聚技术”, 项目负责人
- 19、2008.2-12, “动压巷道高强度大延伸率预应力支护技术”, 项目负责人
- 20、2008.2-2009.4, “司马煤矿四采区采区巷道锚杆支护技术研究”, 项目负责人
- 21、获得国家发明专利“煤矿井下地质力学参数快速测试方法及装备”, 专利号: 200610066021.9。
- 22、申请国家发明专利 3 项, 申请实用新型专利 6 项。

在学期间发表的学术论文

- 1、吴拥政，申志平. 联合支护在小煤柱巷道中的应用[J]. 煤炭工程，2006(12):44~45.
- 2、吴拥政，许鸿雁，吴增光. 锚网索联合支护在孤岛面回风巷中的应用[J]，煤炭科学技术，2007(7):55~57.
- 3、吴拥政. 煤矿井下巷道锚杆施工质量控制技术. 地下开采现代技术理论与实践新发展[C]. 北京：煤炭工业出版社，2007：577~581.
- 4、林健，赵英利，吴拥政，等. 松软破碎煤体小煤柱护巷高预紧力强力锚杆锚索支护研究与应用[J]. 煤矿开采，2007(3):47~50.
- 5、曹晨明，吴拥政. 高预应力强力支护系统及其在潞安矿区的应用[J]. 煤炭科学技术，2008(11):26~29.

获得奖励情况

- 1、中国煤炭工业科学技术奖一等奖、《深部与复杂困难巷道强力支理论术研究》、排名第13位，2007；
- 2、中国煤炭工业科学技术奖一等奖、《煤矿井下地应力及多参数测量与围岩稳定性研究》、排名第11位，2008；
- 3、中国煤炭工业科学技术奖三等奖、《强烈动压条件下巷道支护技术研究》、排名第9位，2007；
- 4、中国煤炭工业科学技术奖三等奖、《破碎围岩强力锚杆锚索支护系统研究》、排名第9位，2008；

致 谢

论文是在导师康红普研究员的悉心指导下完成的。近三年来，导师一直肩负着繁重的科研和管理工作，但始终关注着论文的进展情况，在课题研究的各个阶段给予了关键性的指导，并且在生活上关怀备至，使我能够顺利完成学业。导师严谨的治学态度、敬业的工作精神、广阔的视野和渊博的知识令我受益匪浅，不仅培养了我良好的科研习惯和工作态度，激励着我奋发向上、努力进取，而且还让我明白了许多为人处世的道理。在此，谨向我的导师致以衷心的感谢和崇高的敬意！

在论文完成过程中，得到了开采分院各位领导和巷道支护所所有员工的关心和支持，为我提供了良好的学习环境。感谢林健总工程师给予的关心和指导，感谢蔡嘉芳高工实验室试验给予的帮助，感谢衣宪章研究员、鲍海山教授级高工、杨景贺高工、李建波工程师、吴建星硕士等的关心和帮助！

感谢开采所学术委员会姚建国研究员、耿德庸研究员以及总院人力资源部王海波高工在学术方面给予的支持和帮助！

感谢在百忙中评审论文的各位专家！

