

深井软岩巷道均衡让压控制技术

赵家巍^{1,2} 柏建彪^{1,2} 卞卡^{1,2} 袁崇亮³ 王君得³ 赵红超^{1,2}

(1. 中国矿业大学 煤炭资源与安全开采国家重点实验室 江苏 徐州 221008; 2. 中国矿业大学 矿业工程学院 江苏 徐州 221008;
3. 窑街煤电集团有限责任公司 甘肃 兰州 730000)

摘要: 针对海石湾煤矿深井软岩巷道支护困难的问题,依据围岩强度强化理论及能量平衡理论对其进行力学分析,采用数值模拟和工业性试验的方法,提出高强预应力均衡让压围岩控制思路。通过在锚杆托盘与螺母之间加装一个恒阻让压管,巷道不同部位的让压管随巷道围岩应力变化产生相应的变形,使巷道围岩处于均衡受力状态。工业性试验表明:锚杆的均衡让压作用可使巷道围岩充分释放初期弹性变形能,并提高支护系统的可靠性,试验巷道25~35 d即进入稳定状态,顶板最大位移量为130 mm,两帮最大移近量为110 mm,断面收缩率降低了50%,解决了海石湾煤矿深井软岩巷道支护难题。

关键词: 软岩巷道; 均衡让压; 围岩支护; 弹性变形能; 耦合结构

中图分类号: TD353

文献标志码: A

文章编号: 0253-2336(2013)04-0040-05

Balanced Yield Control Technology of Soft Rock Roadway in Deep Mine

ZHAO Jia-wei^{1,2} BAI Jian-biao^{1,2} BIAN Ka^{1,2} YUAN Chong-liang³ WANG Jun-de³ ZHAO Hong-chao^{1,2}

(1. State Key Lab of Coal Resources and Safety Mining, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221008, China; 2. School of Mining Engineering, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221008, China; 3. Yaojie Coal Electricity Group Co., Ltd., Lanzhou 730000, China)

Abstract: According to the difficult support problem of the mine deep soft rock roadway in Haishiwan Mine, based on the strength intensified theory and the energy balance theory of the surrounding rock, the numerical simulation and the industrial contrast test method were applied to the study on the difficult support and a conception of the high strength pre-stress balanced yield surrounding rock control was provided. With a constant resistance yielding tube set between the bolt plate and the nut, the yielding tube at the different location of the mine roadway would have a related degree deformation occurred with the different stress of the surrounding rock in the mine roadway. The surrounding rock in the mine roadway would be in a balanced stressed status. The industrial experiment showed that the balanced yielding role of the bolt could make the surrounding rock of the mine roadway fully release the initial elastic deformation energy and could improve the reliability of the support system. After 25~35 days, the experiment roadway would be in a stable status, the max displacement of the roof was 130 mm, the max convergence of the two sidewalls was 110 mm, the convergence of the roadway cross section was reduced by 50% and the support difficulty of the deep soft rock roadway in Haishiwan Mine was solved.

Key words: mine soft rock roadway; balanced yielding; surrounding rock support; elastic deformation energy; coupling structure

0 引言

近年来由于我国经济发展对煤炭资源需求加大,很多煤矿进入深部及地质条件复杂、岩层结构软弱的煤层开采^[1-3]。巷道围岩表现出明显的大变

形、大地压、长时间流变的软岩特性,软岩煤层以非均质层状赋存,巷道围岩难以形成稳固承载结构,造成顶板及两帮极大不均匀变形^[4-5]。传统的锚杆支护难以适应软岩巷道,目前的研究成果强调高阻让压支护,采用高强度、高预紧力的让压锚杆控制围

收稿日期:2012-11-11;责任编辑:张 扬

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51204166);中国矿业大学青年科技基金资助项目(2010QNA32);国家自然科学基金青年科学基金资助项目(51204167);中央高校基本科研业务费专项资金资助项目(2010QNA31)

作者简介:赵家巍(1988—),男,河北邢台人,硕士研究生。Tel:13407545890, E-mail:hbzhaojw@163.com

引用格式:赵家巍,柏建彪,卞卡,等.深井软岩巷道均衡让压控制技术[J].煤炭科学技术,2013,41(4):40-44.

岩,虽然可以确定出合理的锚杆强度、预紧力及让压阻力,但尚缺乏对让压机理及让压限度的研究^[6-8]。为此,在窑街煤电集团有限公司海石湾煤矿 1 号煤层集中运输下山进行高强度预应力让压控制工业性试验研究,进一步探索深部软岩巷道的控制机理。

1 巷道围岩稳定性分析

海石湾煤矿位于甘肃省兰州市,主采 1、2 号煤层。1 号煤层实质为油页岩,平均埋深 800 m,平均厚度 4.14 m,倾角为 $8^{\circ} \sim 14^{\circ}$,平均倾角 10° ,普氏系数为 3.46 ~ 5.03。1 号煤层集中运输下山前 55 m 采用普通锚杆支护,巷道围岩变形严重,顶板出现较大离层,大量锚杆锚索被拉断,巷道稳定性及支护系统可靠性差。经过分析,影响 1 号煤层运输下山稳定性的因素有:深部构造应力、邻近巷道扰动应力、围岩性质以及支护系统的可靠性。

1) 深部构造应力。通过对窑街矿区地应力实测数据(表 1)进行分析,得到该矿区深部地应力场分布规律,地应力场以水平应力为主导,最大水平应力是垂直应力的 1.2 ~ 1.3 倍。深部构造应力作用下巷道围岩岩性恶化,围岩塑性区和破碎区范围大,极易出现顶板屈曲破坏、离层及强烈底鼓。由于最大水平应力与该下山掘进方向成 45° 夹角,巷道左侧肩角出现应力集中,左侧肩角变形量明显大于右侧肩角,并造成顶板不均匀下沉。

表 1 窑街矿区地应力测试结果

测站埋深/m	最大水平主应力		最小水平主应力平均值/MPa	垂直主应力平均值/MPa
	平均值/MPa	方向		
762	23.81	N45°E	13.62	19.30
804	28.20	N45°E	18.64	21.10

2) 邻近巷道扰动应力。1 号煤层集中运输下山右侧有 1 条专用回风下山,左侧有 1 条 1 号煤层回风下山,3 条下山之间各留设 30 m 煤柱,直接顶为泥灰岩,直接底为油页岩。3 条煤层下山均为 5 m 大断面巷道且围岩软弱,巷道掘进后破碎区及塑性区演化范围大,3 条下山虽然留设 30 m 宽煤柱,但各个下山掘进期间仍产生相互影响,加速巷道变形失稳。

3) 围岩性质。根据软岩的力学性质和结构特点,低强度软岩指单轴抗压强度小于 25 MPa 的松散、破碎、软弱及风化膨胀性一类岩石的总称^[1]。

海石湾煤矿 1 号煤层下山直接顶岩层单轴抗压强度为 23.25 MPa,两帮围岩单轴抗压强度为 6.02 MPa,直接底岩层单轴抗压强度为 17.42 MPa,而且围岩暴露于空气不久便遭受严重风化,岩石沿层状节理发育面滑移分离、破碎膨胀。因此,该下山围岩属于低强度软岩。该类巷道掘进时围岩完整性破坏严重,自身承载能力低,巷道的稳定性差。

4) 支护系统可靠性。深部软岩巷道变形强烈,掘进初期变形速度大、围岩剧烈破坏,岩体内部蕴含巨大的弹性变形能,这部分能量在释放时极易造成支护体过载破坏。1 号煤层集中运输下山前 55 m 采用直径 20 mm、延伸率小于 10% 的普通圆钢锚杆支护,巷道掘进影响期间就有大量锚杆破断,说明普通圆钢锚杆不能适应软岩巷道围岩大变形特点,支护系统可靠性差是造成巷道围岩破坏的主要原因。

2 深井软岩巷道围岩控制

2.1 高强预应力锚杆围岩控制原理

根据巷道锚杆支护围岩强度强化理论,锚杆支护可有效提高锚固体的峰值强度和残余强度,软弱破碎岩石强度对围压更加敏感,在低围压状态下随围压增加岩石强度得到大幅度提高^[2]。如果在安装锚杆时,立即施加足够的预紧力矩,可以消除锚杆构件的初始滑移量,避免锚杆受剪破坏。锚杆预紧力矩通过减摩垫圈及托盘转换为对巷道围岩的预应力,使围岩由双向或单向应力状态转变为三向应力状态,削弱拉应力区,增加岩层间的摩擦力,从而优化围岩应力场,阻止围岩过早产生离层和滑动,减缓围岩的弱化过程,保证了巷道的长期稳定性。

2.2 均衡让压围岩控制原理

1 号煤层集中运输下山受深部构造应力及矩形断面形状影响,肩角部位存在集中应力。刚性支护体很难控制围岩的剧烈变形,支护体本身也会受到严重破坏。因此,对于大变形深井软岩巷道,支护系统在满足高强度要求的同时还必须具有让压性。

均衡让压是指在锚杆托盘与螺母之间加装一个让压管,如图 1 所示,通过让压管的恒阻让压作用实现巷道均衡卸压,即让压管随围岩应力大小不同产生不同程度的变形,消除集中应力,使围岩由集中受力状态转变为均衡受力状态。让压管的作用分为 2 部分:在锚杆杆体自身具有延伸性的基础上增加其让压能力以适应软岩巷道大变形特点;让压管的恒

阻让压性能可以协调锚杆在不同载荷下的受力状况,通过不同程度的变形使得每根锚杆受力均等,解决个别锚杆由于受力过大而发生破断、失效的现象,充分发挥锚杆群体作用。

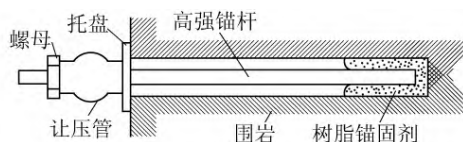


图1 让压锚杆示意

2.3 让压参数设计

1) 让压限度分析。高强度预应力锚杆配合让压管组成具有让压性能的支护系统,为巷道变形及能量释放留出了时间和空间,允许围岩释放弹性变形能。根据能量平衡理论,巷道围岩含有的弹性变形能等于巷道开挖部分岩石内部积聚的弹性变形能;在无支护状态下,巷道围岩最终释放的变形能量等于巷道开挖部分岩石变形破坏所吸收的能量,这部分能量可根据岩石压缩试验测得。基于此,建立软岩巷道变形能量模型,认为巷道开挖初期通过断面收缩释放弹性变形能量,将巷道收缩前与收缩后变化的这部分空间称为巷道围岩弹性变形空间,并且巷道围岩释放的全部弹性变形能量等于该空间内补偿岩石变形破坏所吸收的能量,通过该模型计算弹性变形空间大小,进一步确定巷道允许让压限度。

一般情况下,外力作用下岩体同时发生体积和形状变化,岩体内的弹性变形能分为由于体积改变形成的体积改变能和由于形状变化而形成的畸变能。单位岩体体积改变能 U_v 为^[3]

$$U_v = \frac{(1-2\mu)(1+\mu)^2}{6E(1-\mu)^2} \gamma^2 H^2 \quad (1)$$

单位岩体畸变能 U_d 为^[3]

$$U_d = \frac{(1+\mu)(1-2\mu)^2}{3E(1-\mu)^2} \gamma^2 H^2 \quad (2)$$

式中: μ 为泊松比,取 0.3; γ 为油页岩容重,取 34.3 kN/m³; H 为巷道埋深,取 800 m; E 为油页岩弹性模量,取 9.1 GPa。

根据能量平衡理论得出巷道围岩蕴含弹性能 E_t 为

$$E_t = U_v + U_d \quad (3)$$

为了得出岩石变形破坏时所吸收的能量,在实验室进行了一系列油页岩单轴压缩试验(试样尺寸 $\phi 50 \text{ mm} \times 100 \text{ mm}$)。在伺服试验系统对岩样加载过

程中,外载 F 所做的功 W 将全部转化为试验系统的弹性储能 E_s 和岩石样品的变形破坏所吸收的能量 E_b ,则单位体积岩样所吸收的能量 e 为^[4]

$$e = \frac{E_b}{V'} = \frac{W - E_s}{V'} = \frac{\int_0^L F dL - E_s}{\pi d^2 h' / 4} \quad (4)$$

式中: V' 为试样体积, m³; L 为试样长度, m; d 为试样直径, m; h' 为试样高度, m。

由于试验机在加载过程中的弹性储能相对于试验样品变形破坏所吸收的能量足够小,则这部分多余的功也是足够小的,因而可以忽略,认为 $E_s = 0$ 。

则单位长度巷道弹性能释放空间 Δv 为

$$\Delta v = E_t h b l / e \quad (5)$$

式中: h 为巷道高度,取 3.5 m; b 为巷道宽度,取 5.0 m; l 为单位巷道长度,取 1.0 m。

经上述公式计算得出 $\Delta v \approx 2.28 \text{ m}^3$,即巷道释放弹性变形能后,断面收缩率约为 13%。由于巷道底板无支护,根据海石湾煤矿巷道底板变形规律,底鼓量按 200 mm 考虑,则巷道顶板及两帮允许通过让压锚杆变形量为 100 mm,即让压限度设计为 100 mm。

让压管长度 l_0 可由让压限度 R 计算得出,即 $l_0 = R - k_t L'$,其中: k_t 为锚杆达到屈服强度时的应变; L' 为锚杆长度。

以海石湾煤矿 1 号煤层集中运输下山为例,让压限度 R 为 100 mm,选用 HRB335 高强锚杆代替原有普通圆钢(Q235)锚杆(表 2), k_t 为 2.5%,锚杆长度为 2 400 mm,计算得到让压管长度为 40 mm。

表 2 1 号煤层集中运输下山高强、普通锚杆参数对比

锚杆材质	直径/mm	长度/mm	屈服强度/MPa	极限强度/MPa	延伸率/%
HRB335	22	2 400	335	510	18
Q235	20	1 800	235	370	10

2) 让压阻力分析。让压管的让压阻力应与锚杆预应力及锚杆弹性极限载荷相适应,让压阻力应满足:锚杆预应力 \leq 让压阻力 \leq 锚杆弹性极限载荷。巷道围岩合理的让压过程为:锚杆杆体弹性变形 \rightarrow 让压管恒阻让压 \rightarrow 锚杆屈服变形,这样有利于防止锚杆过早地进入屈服状态,对锚杆杆体具有保护作用。因此,让压管的让压阻力以接近而不超过锚杆的弹性极限载荷为设计标准。

HRB335 高强让压锚杆的理论弹性极限载荷为 126.5 kN, 实测 122.7 kN, 如图 2 所示。因此, 让压管让压阻力设计为 120.0 kN, 让压管载荷加载试验曲线如图 3 所示。

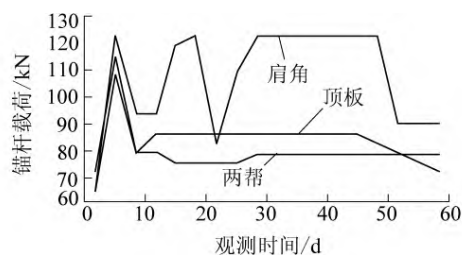


图 2 锚杆屈服载荷试验曲线

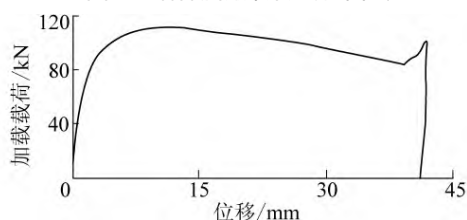


图 3 让压管载荷加载试验曲线

2.4 数值模拟分析

采用 UDEC 离散单元法二维数值计算程序进行模拟计算, 分析确定海石湾煤矿 1 号煤层集中运输下山锚杆支护参数。材料本构模型定为摩尔-库仑模型。模拟煤层厚度 4 m, 直接顶厚度 6 m, 直接底厚度 4 m, 基本顶厚度 10 m, 整个模型尺寸(宽×高) 80 m×74 m, 上边界载荷按采深 800 m 计算, 模型底边界垂直方向固定, 左右边界水平方向固定。建立的数值模拟模型, 巷道宽×高为 5.0 m×3.5 m, 岩层块体力学参数见表 3。数值计算过程为: 原岩应力计算; 巷道开挖; 巷道支护计算; 邻近下山掘进影响计算。

表 3 岩层块体力学参数

岩层	体积模量 K/GPa	剪切模量 G/GPa	内摩擦角 $\varphi/(^{\circ})$	黏聚力 C/MPa	抗拉强度 R_t /MPa
上覆岩层	9.80	8.00	34	5.50	2.10
基本顶	5.40	5.30	30	3.30	1.80
直接顶	4.00	4.00	26	2.60	1.31
油页岩	3.50	3.50	24	0.80	0.37
直接底	4.50	4.50	28	1.45	0.59
基本底	6.40	5.30	30	3.30	1.80
下覆岩层	9.80	8.00	34	5.50	2.10

考虑到现场的实际生产情况, 提出 4 种巷道围

岩支护方案。方案 1—4 的锚杆间排距分别为 800 mm×800 mm、800 mm×700 mm、700 mm×800 mm、700 mm×700 mm, 应用数值模拟计算 4 种方案, 模拟过程中设定锚杆直径为 22 mm, 顶锚杆长度 2.4 m, 帮锚杆长度 2.4 m。计算结果如图 4 所示, 第 1、2 种方案巷道顶板下沉量较大, 第 3 种方案顶板下沉量及两帮位移较小, 第 4 种方案排距小于第 3 种方案, 但巷道变形量减小效果不明显, 因此选择间排距为 700 mm×800 mm(第 3 种方案)的锚杆布置方式。

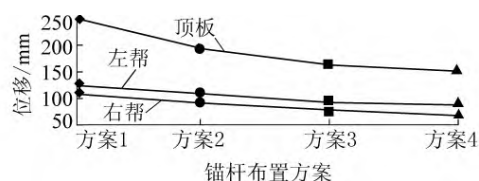


图 4 不同锚杆布置方案巷道变形计算曲线

根据计算结果确定 1 号煤层集中运输下山支护参数: 锚杆材质为 HRB335 钢材, 顶板锚杆直径 22 mm、长度 2 400 mm, 间排距 700 mm×800 mm; 两帮锚杆直径 22 mm、长度 2 400 mm, 间排距 750 mm×700 mm, 树脂药卷加长锚固, 每根锚杆采用 K2335、Z2360 各 1 支, 每根锚杆配套使用半球形垫圈、树脂减摩擦垫圈、金属垫圈、让压管、高强螺帽、规格为 150 mm×150 mm×10 mm 碟型 Q235 钢托盘; 锚索长度 8 300 mm, 直径 18.9 mm, 间排距 2 000 mm×800 mm, 每根锚索采用树脂药卷 K2335 一支、Z2360 两支。巷道顶板及两帮均铺设金属网和 $\phi 14$ mm 圆钢焊制的钢筋梯子梁。巷道支护断面如图 5 所示。

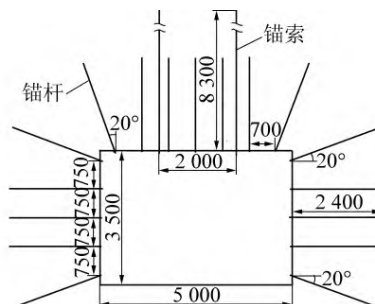


图 5 1 号煤层集中运输下山锚杆支护

3 工业性试验

3.1 高强预应力让压控制技术措施

基于巷道围岩均衡让压控制思路, 针对海石湾煤矿 1 号煤层集中运输下山的围岩变形破坏特征, 确定以下技术措施。

1) 采用高预紧力矩($300\text{ N}\cdot\text{m}$)、高强度锚杆支护顶板和两帮,削弱围岩内部拉应力区,提高围岩承载能力,使巷道在一定阻力下释放弹性变形能。

2) 采用小孔径预应力锚索对顶板加强支护,将锚杆与围岩形成的锚固区与顶板深部基岩联系起来,提高顶板稳定性。

3) 在锚杆托盘与螺母之间安装让压管(强度 120 kN 、长度 40 mm)以增强锚杆的让压性能,并起到均衡让压的作用,消除巷道围岩集中应力,优化围岩应力场。

4) 采用钢筋梯子梁和金属网及时支护,起到扩散锚杆预应力的作用,阻止锚杆深透软岩岩体内部而失去支护作用。

3.2 高强预应力均衡让压锚杆控制效果

为了观测高强预应力均衡让压锚杆控制效果,在1号煤层集中运输下山进行工业性试验,该下山前 55 m 长巷道采用普通圆钢锚杆支护, $55\sim 195\text{ m}$ 采用HRB335高强预应力让压锚杆,针对2段巷道分别设置测站观测巷道在掘进期间、掘后稳定期间围岩变形情况,研究支护参数的合理性。2种支护方式巷道围岩变形如图6所示。

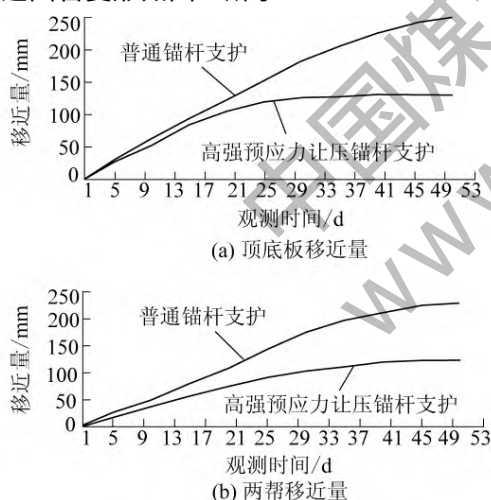


图6 2种支护方式巷道围岩变形

由图6可知,普通锚杆支护段巷道顶板最大下沉量为 250 mm ,两帮最大移近量为 230 mm ,且巷道掘开 50 d 后尚不能稳定,顶板有大量锚杆、部分锚索拉断;高强预应力让压锚杆支护段巷道顶板最大下沉量为 130 mm ,两帮最大移近量为 110 mm ,且没有锚杆拉断巷道, $25\sim 35\text{ d}$ 即进入稳定状态,断面收缩率较普通锚杆支护段减少 50% 。工业性试验结果说明:采用高强预应力让压锚杆后,巷道变形得

到有效控制,并杜绝了锚杆拉断现象,提高了支护系统可靠性。

4 结 论

1) 高强预应力让压锚杆提高了1号煤层集中运输下山围岩强度及其承载能力,削弱巷道围岩浅部存在的拉应力,有效控制了巷道围岩变形。

2) 针对1号煤层集中运输下山巷道受深部构造应力及巷道断面形状影响应力集中现象严重的问题,提出“均衡让压”围岩稳定性控制思路,通过合理使用让压管,增强了支护系统的让压性能,提高了巷道围岩的稳定性。

3) 根据能量平衡理论分析了巷道围岩蕴含的弹性变形能,提出了弹性变形空间的概念,并研究得到了该空间计算方法,对巷道让压限度进行了定量分析,并最终确定让压距离为 40 mm ,让压载荷为 120 kN 。

4) 通过与普通锚杆支护形式比较,高强度让压锚杆支护段没有出现锚杆拉断现象;让压管变形程度不一,说明让压管起到了均衡让压的作用,巷道变形量得到了有效控制。

参考文献:

- [1] 李大伟,侯朝炯.低强度软岩巷道大变形围岩稳定控制试验研究[J].煤炭科学技术,2006,34(3):36-39.
- [2] 侯朝炯,勾攀峰.巷道锚杆支护围岩强度强化理论研究[J].锚杆支护,2001,5(1):1-4.
- [3] 钱鸣高,石平五.矿山压力与岩层控制[M].徐州:中国矿业大学出版社,2003.
- [4] 蔡美峰,何满潮,刘东燕.岩石力学与工程[M].北京:科学出版社,2006.
- [5] 谢和平,彭瑞东,鞠杨等.岩石破坏的能量分析初探[J].岩石力学与工程学报,2005,24(15):2603-2608.
- [6] 孙晓明,何满潮.深部开采软岩巷道耦合支护数值模拟研究[J].中国矿业大学学报,2005,34(2):166-169.
- [7] 胡传亭,郭爱民,乔理等.湖西矿井深部回采巷道变形让压锚杆的应用[J].煤炭科学技术,2009,37(8):18-20.
- [8] 柏建彪,王襄禹,贾明奎等.深部软岩巷道支护原理及应用[J].岩土工程学报,2008,30(5):632-635.
- [9] 高延法.矿山岩体力学[M].江苏:中国矿业大学出版社,2000.
- [10] 沈明荣.岩体力学[M].上海:同济大学出版社,1999.
- [11] 柏建彪,侯朝炯,杜木民等.复合顶板极软煤层巷道锚杆支护技术研究[J].岩石力学与工程学报,2001,20(1):53-56.
- [12] 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,2004,23(3):469-475.