

文章编号: 0253-9993(2011)04-0535-09

煤矿深部岩巷围岩控制理论与支护技术

袁亮¹ 薛俊华¹ 刘泉声² 刘滨²

(1. 煤矿瓦斯治理国家工程研究中心, 安徽淮南 232001; 2. 中国科学院武汉岩土力学研究所, 湖北武汉 430071)

摘要: 采用现场大规模地质调查与试验监测、实验室岩石力学试验、数值模拟和理论分析等综合研究方法, 系统地研究了淮南矿区深部岩巷围岩的复杂赋存条件, 提出了深部岩巷围岩分类标准体系。分析了其在高地应力、高渗透压力和高温度梯度(“三高”)耦合作用下的变形破裂机理和稳定性演化规律, 在此基础上提出了基于“应力状态恢复改善、围岩增强、破裂固结与损伤修复、应力转移与承载圈扩大”4项基本原则的深部岩巷围岩稳定控制理论, 提出了针对各类围岩进行深部岩巷围岩稳定控制的技术措施体系及分步联合支护理念, 总结形成了淮南矿区深部岩巷围岩稳定与施工安全控制的成套技术。

关键词: 深部岩巷; 稳定性控制理论; 分步联合支护; 围岩分类; 赋存条件; 破裂机理

中图分类号: TD325.1; TD353 文献标志码: A

Surrounding rock stability control theory and support technique in deep rock roadway for coal mine

YUAN Liang¹, XUE Jun-hua¹, LIU Quan-sheng², LIU Bin²

(1. National Engineering Research Center for Coal Mine Gas Control, Huainan 232001, China; 2. Institute of Rock and Soil Mechanics, Chinese Academy of Sciences, Wuhan 430071, China)

Abstract: The laboratory experiment, theoretical analysis and numerical simulation were adopted to study the complex geological condition in deep rock roadway of Huainan coal mining area systematically. The classification system of surrounding rock in deep rock roadway of coal mine was put forward. The deformation fracture mechanism and the stability evolution of surrounding rock were analyzed under the complex geological condition of high underground stress, high head seepage pressure and high temperature gradient. And the control theory for stability of deep roadway was proposed: recovery and improvement of stress, strength enhancement, consolidation and restoration of fracture damage zone, transformation of peak stress and enhancement of loading bearing zone. The relative technical measures system and stepped combined control concept were put forward based on the surrounding rock classification. Set of techniques for surrounding rock stability and construction safety control in deep rock roadway of Huainan coal mining area were established.

Key words: deep rock roadway; stability control theory; stepped combined support; surrounding rock classification; geological condition; fracture mechanism

对深部巷道围岩稳定控制的理论研究, 首先需要研究深部巷道的围岩分类方法与标准。迄今, 仅有英国学者针对深部巷道的特点, 提出了一种能够确定围岩力学参数的煤矿深部巷道围岩分类方法, 并在英国的部分煤矿中得到了应用。而我国的国标锚喷支护

围岩分类法、冶金矿山锚喷支护围岩分类法、煤矿锚喷支护巷道围岩分类法和水利水电《工程岩体分级标准》围岩分类法^[1]等都不是针对深部巷道或地下工程围岩稳定特点提出的。近些年来, 笔者提出了煤矿深部岩巷围岩分级体系^[2], 将深部巷道围岩分为

收稿日期: 2011-01-05 责任编辑: 柴海涛

作者简介: 袁亮(1960—)男, 安徽金寨人, 中国工程院院士。Tel: 0554-7625569, E-mail: yuanl_1960@sina.com

I、II、III、IV、V 类,并综合分析得出了各类围岩的变形强度参数。该分级体系在淮南、平顶山、国投新集等矿区的深部岩巷中得到了较广泛的应用验证。但总的来说,国内外还缺乏系统科学的深部巷道围岩分类标准体系。

在分析总结深部巷道围岩稳定性特点的基础上,我国很多学者提出了深部煤巷支护的高预应力强力锚杆支护理论^[3-9],可总结概括为以下几点:

(1) 深部巷道围岩变形主要包括不连续变形(结构面离层张开、滑动及裂纹萌生扩容变形)和连续变形(峰前弹性与塑性变形及锚固区整体变形)两部分。巷道支护应大幅提高支护系统的初期刚度与强度,有效控制锚固区围岩的不连续变形,保持其完整性,同时应具有能适应围岩连续变形的延伸率,使围岩内的高应力得以释放。

(2) 锚杆支护系统存在临界支护刚度,支护系统刚度小于临界支护刚度,围岩将长期处于变形与不稳定状态,达到或超过临界支护刚度,围岩变形将得到有效抑制,巷道处于长期稳定状态。支护刚度的关键影响因素是锚杆预应力,因此,存在锚杆临界预应力值。当锚杆预应力达到临界预应力值后,可以有效控制围岩的非连续变形,使锚固区形成刚度较大的预应力承载结构。

(3) 锚索的作用:一是将锚杆支护形成的预应力承载结构与深部围岩相连,提高预应力承载结构的稳定性,同时调动深部围岩的承载能力,使更大范围内的岩体共同承载;二是锚索施加的预紧力与锚杆形成的压应力区组合成骨架网状结构,进一步改善锚固区围岩应力状态。

(4) 深部巷道应尽量做到一次支护就能有效地控制围岩的变形与破坏,避免采用二次支护和巷道维修。

除德国和俄罗斯以外,国外其它主要采煤大国的开采深度都还远没达到我国中东部地区,所以直到 20 世纪 80 年代,英国、德国、法国、俄罗斯、波兰等国家仍以金属支架为主。20 世纪 90 年代初,随着开采深度达到 600 多米进入深部开采阶段,美国、澳大利亚大力发展高预应力高强锚杆支护技术,在深部巷道支护中取得良好效果,从而该技术在西方国家的煤矿开采支护中得到普遍应用。目前,西欧大多数国家各类不同类型的锚杆、组合锚杆及锚索支护约占支护总量的 90%。德国是目前世界上煤矿采深最大的国家,主要矿井都已达到 1 200 m 以深,深部巷道支护采用的是锚杆、锚索、注浆和封闭型的钢构混凝土衬砌(由重型 U 型钢支架和厚度达到 500 mm 以上的现

浇混凝土充填形成)的多重高强联合支护,导致开采成本十分昂贵。因为经济效益低,德国目前已经基本停止深部煤炭开采^[3]。中国国情则不同:一方面,中国的煤炭储量居世界第一位,煤炭是中国的主要能源,占一次能源的 70% 左右,工业生产和人民生活必须依靠煤炭能源;另一方面,必须把开采成本控制在能够承受的范围,因此不能照搬德国那种成本高昂的支护技术,必须发展经济有效的支护技术。

由于深部开采的现实必要性,国外从 20 世纪 80 年代开始进行深部巷道围岩稳定性控制理论与支护技术的研究,我国 20 世纪 80 年代末开始这方面的研究。总的来看,存在以下不足^[3-10]:

(1) 已有的研究主要集中在煤巷顶板围岩的稳定控制上,而对深部岩巷围岩稳定控制研究得不够,尚未形成完整严密的理论技术体系。由于受力状态、断面形状、围岩性质等因素决定了深部岩巷的变形及破裂机理与煤巷明显不同,而且巷道使用要求和服务年限也差异巨大,因此,亟待对发展深部岩巷围岩稳定与施工安全控制的理论和技术体系进行研究。

(2) 虽然人们认识到“三高”的作用,但迄今深部岩巷围岩稳定分析与控制理论的研究中主要考虑的还是高地应力的作用,对巷道开挖后三高耦合作用下围岩的变形破裂机理和稳定性演化规律研究较少。亟待开展此方面的研究工作,以便为巷道支护设计提供基础。

(3) 对高预应力强力锚固或锚注支护没有针对不同的围岩类别提出一套完整的支护技术体系和具体有效的支护设计参数。而且,从近年来的实践经验来看,高预应力强力锚固或锚注支护只适用于完整性和坚硬性均较好的围岩,对异常断裂带、裂隙破碎带或特别软弱的围岩效果并不理想。要解决这个问题,还急需开展深部岩巷围岩分类体系的研究,针对不同的围岩类别研究不同的支护方式,对破碎软弱围岩需要多种技术手段组合的分步研究联合支护体系。

(4) 现有的许多支护技术措施还不能满足深部巷道围岩稳定控制的要求。如:现场注浆加固所用的大量水泥基注浆材料韧性远远达不到要求,以至于一旦裂隙发生剪切错动或张开变形,浆液结石体即发生破坏,其补强加固作用随即丧失;而聚氨酯类的化学注浆材料(如井下常用的马丽散)虽强度和变形性能满足要求,但因注浆成本太高难以广泛采用。因此急需研制开发高强高韧、经济安全的注浆材料。底板锚杆施工技术一直未能取得突破,以至于不能在全断面进行有效支护,难以形成封闭的围岩承载圈,急需研

究开发底板锚杆施工技术。煤矿巷道断面小,而且由于防爆的特殊要求,难以采用隧道或地下厂房工程中经常采用的凿岩台车兼作锚杆/索预应力施加机具的施工方式,需要研制开发专用的锚杆/索高预应力施加技术和机具,才能有效解决高预应力强力锚固技术中最关键的高预应力的实现,确保深部巷道的长期稳定。

综上所述,为从根本上解决煤矿深部巷道的支护和围岩稳定控制难题,清除煤炭生产运输的主要障碍,需从深部地应力场和围岩赋存条件入手研究,通过深入揭示巷道围岩变形破裂机理,系统地提出深部

巷道围岩稳定控制的理论,形成深部巷道支护和围岩稳定控制的支护技术。

1 围岩分级体系

通过对淮南矿区深部岩巷的现场地质调查、围岩超声波测试、原位地应力测试、室内岩石力学试验和对各种条件下的巷道围岩稳定性进行分析,笔者^[2-3]提出了各类围岩关于坚硬性、完整性、岩石强度、原岩应力及无支护自稳时间等简易明了的技术指标体系(表1),并综合分析得出了各类围岩的变形强度参数(表2)和地应力实测结果(表3)。

表1 煤矿岩巷围岩分级

Table 1 Classification of surrounding rock in rock roadway of coal mine

围岩级别	坚硬性与完整性	构造影响程度 结构面性质	岩体基本性质 量指标 Q_B	强度应力比 S_A	毛洞自稳情况
I	完整坚硬、较坚硬	构造影响轻微;厚层状结构,遇水不易软化,层间胶结好,结构面不发育,无软弱夹层	>450	>2.0	4~5 m 跨度毛洞稳定数月,局部出现小块掉落
II	较完整坚硬,较完整较坚硬,完整较软弱,块状坚硬	构造影响较重,主要表现为水平构造应力引起的高地应力的影响;遇水不易软化,层间胶结较好,结构面以原生和构造节理为主,闭合不贯通,无软弱夹层;较完整坚硬岩石,可能有少量小断层,结构面较发育,以原生和构造节理为主,多数闭合,偶有泥质充填	450~375	1.5~2.0	4~5 m 跨度毛洞稳定1月左右,主要出现局部掉块、塌落,有中等程度底臃
III	较完整较软弱,块状较坚硬,完整较软弱	构造影响较重;层间胶结较好,偶见软弱夹层;结构面发育,节理面多数闭合,少数有泥质充填,块体间牢固咬合	375~300	1.0~1.5	4~5 m 跨度毛洞能维持1~2周,主要失稳形式为冒落或片帮,底臃较为严重,收敛变形速率达到30 mm/d 以上
IV	块状较软弱~极软弱,破碎较坚硬	构造影响严重,多数为断层影响带或强风化带;层间胶结差,易风化剥落或遇水易软化;结构面发育,以构造裂隙、卸荷风化裂隙为主,贯通性好,多数张开、夹泥,夹泥厚度一般大于结构面起伏高度,咬合力弱,构成较多不稳定块体	300~225	0.5~1.0	4~5 m 跨度毛洞能维持稳定1~3 d,主要失稳形式为大范围冒落片帮,底臃严重,收敛变形速率达到100 mm/d 以上
V	破碎软弱、极软弱;松散结构	构造影响很严重,多数为破碎带、全风化带、断层充填物;构造及风化节理密集,节理面及其组合杂乱,形成大量碎块体,块体间多数为泥质充填,呈石夹土或土夹石状	<225	<0.5	4~5 m 跨度毛洞稳定时间很短,约数小时

表2 煤矿深部岩巷围岩体物理力学参数取值建议

Table 2 Suggesting values of physical-mechanical parameters of surrounding rock mass in deep rock roadway for coal mine

围岩级别	容重 $\gamma / (\text{kN} \cdot \text{m}^{-3})$	内摩擦角 $\varphi / (^\circ)$	黏结力 C / MPa	抗拉强度 σ_t / MPa	抗压强度 σ_c / MPa	弹性模量 E / GPa	泊松比 μ
I	26~27	>60	>2.0	>1.1	>15.0	>25	<0.220
II	25~26	49~60	1.5~2.0	0.9~1.1	8.0~15.0	15~25	0.250
III	24~25	38~49	1.0~1.5	0.5~0.9	4.1~8.0	6~15	0.300
IV	22~24	27~38	0.5~1.0	0.2~0.5	1.6~4.1	2~6	0.325
V	19~22	<27	<0.5	<0.2	<1.6	<2	>0.350

表 3 顾桥煤矿水压致裂法地应力实测结果

Table 3 Ground stress measurement results by hydraulic fracturing technique in Guqiao Coal Mine

测点距巷道 表面深度/m	钻孔倾角/(°)	破裂压力 p_b /MPa	重张压力 p_r /MPa	关闭压力 p_c /MPa	最大主应力 σ_H /MPa	最小主应力 σ_h /MPa
21	5	14.12	13.31	12.32	23.65	12.32
18	5	16.10	12.50	10.17	18.01	10.17
15	5	13.35	8.53	6.30	10.37	6.30

对以上围岩分级体系需要作如下几点说明:

(1) 深部岩巷围岩分级应综合考虑围岩坚硬完整程度、结构面及其充填物性质、巷道横断面上的原岩应力分布及无支护情况下围岩自稳时间等因素,并应符合表 1 中的规定。

(2) 围岩完整性指标用围岩体完整性系数 K_v 来表示,可以按式(1)计算,即

$$K_v = \left(\frac{v_p}{v_{p0}} \right)^2 \quad (1)$$

式中 v_p 为岩体纵波波速,由跨孔超声波法或地震波法现场实测获取, m/s ; v_{p0} 为完整岩石纵波波速,在实验室通过标准岩石试样两端对测获取, m/s 。

表 1 中关于围岩完整性的 4 种状态定义如下:

完整——完整性系数 $K_v > 0.75$,节(层)理及裂隙间距大于 1.5 m;

较完整——完整性系数 $0.55 < K_v \leq 0.75$,节(层)理及裂隙间距小于 1.5 m,大于 1.0 m;

块状——完整性系数 $0.35 < K_v \leq 0.55$,节(层)理及裂隙间距均小于 1.0 m,大于 0.4 m;

破碎—— $0.15 < K_v \leq 0.35$,节(层)理裂隙间距小于 0.4 m,大于 0.1 m;

松散—— $K_v \leq 0.15$,节(层)理及裂隙间距小于 0.1 m。

(3) 岩体强度应力比计算方法如下:

① 当有地应力实测数据时,

$$S_\lambda = K_v R_b / \sigma_1 \quad (2)$$

式中 R_b 为 $\phi 50 \text{ mm} \times 100 \text{ mm}$ 标准岩石试样的单轴饱和抗压强度, MPa ; σ_1 为垂直于洞轴平面内的最大主应力, MPa 。

② 当无地应力实测数据时,

$$\sigma_1 = \lambda \gamma H \quad (3)$$

式中 λ 为侧压力系数,按 1.1 ~ 1.2 取值; γ 为巷道上覆岩体平均容重, kN/m^3 ,第一水平取 24 ~ 25,第二水平取 22 ~ 23; H 为巷道埋深, m 。

表 1 中关于围岩坚硬性的 4 种状态定义如下:

坚硬—— $R_b > 60 \text{ MPa}$;

较坚硬—— $40 \text{ MPa} < R_b \leq 60 \text{ MPa}$;

较软弱—— $20 \text{ MPa} < R_b \leq 40 \text{ MPa}$;

软弱—— $8 \text{ MPa} < R_b \leq 20 \text{ MPa}$;

极软弱—— $R_b \leq 8 \text{ MPa}$ 。

(4) 岩体基本质量指标根据分级因素的完整性指标 K_v 和坚硬性指标 R_c 值按式(4)计算确定,即

$$Q_B = 90 + 3R_c + 250K_v \quad (4)$$

对于 II、III、IV 类围岩,当出现下列情况时,应将围岩类别降低一类:① 地下水发育,巷道断面淋水面积大于 50%,每小时涌水量达到 5 m^3 ;② 距离洞轴线 50 m 范围内有相邻巷道后续施工影响;③ 巷道轴线与主要断层或软弱夹层的夹角小于 30° 。

2 THM(温度、渗透压力、地应力)作用下的围岩破坏机理

2.1 高地应力作用下的变形破裂机理

处于 800 m 左右深度的围岩,即使在自重应力的作用下,其原岩应力也可达 20 MPa 左右。而煤系地层一般都经历过强烈的构造运动,褶皱、断裂和破碎带的形成都是剧烈构造运动的产物,因而,在煤系地层中一般都赋存了较高的构造应力,导致原岩应力普遍高于自重应力。国内外的地应力观测结果表明^[1],水平地应力通常是垂直应力的 1.25 ~ 2.50 倍。根据典型矿区 -720 ~ -820 m 水平的地应力测试结果,水平方向的原岩应力最高达到 27.81 MPa,垂直应力最高达到 20.1 MPa。而根据 3 种方法(基于岩石力学试验结果和修正的 H-B 准则计算、基于现场变形观测结果的围岩参数反分析计算以及工程类比法)综合对照分析后得出的岩体最高单轴抗压强度只有 15 MPa^[11]。巷道开挖后,自由面一侧应力减为零,围岩由开挖前的三向应力状态调整为二向应力状态,如不及时采取有效的支护措施,由于洞周应力的重分布造成应力集中,围岩受到的应力远远超过其强度(一般为 4 ~ 5 倍),在围岩体内形成塑性滑动面,围岩体经历“损伤扩容→剪切滑移破坏→碎胀大变形”而失稳。

2.2 高渗透压力作用下的变形破裂机理

根据 Terzighi 的有效应力原理,当围岩内部受到

孔隙水压力 p 作用时, 岩体颗粒骨架上受到的有效应力 σ'_{ij} 与岩体单元体受到的总应力 σ_{ij} 及孔隙水压力 p 的关系可由下式表示, 即

$$\sigma'_{ij} = \sigma_{ij} - \alpha p \delta_{ij}$$

其中 α 与围岩体的孔隙度和裂隙连通率有关, $\delta_{ij} = 1$ ($i = j$ 时) 或 0 ($i \neq j$ 时)。巷道开挖前, 围岩体处于很高的水头压力作用下, 孔隙水压力很高(中东部矿区的地下水位一般在地表以下 $1 \sim 3$ m, 地下 800 m 处的孔隙静水压力接近 8 MPa), 因而, 尽管总应力很高, 但围岩骨架受到的有效应力却很低。

巷道开挖后, 在裂隙发育且连通性好的地段, 近表面围岩的孔隙水压力产生很大的落差, p 值由开挖前的几兆帕降为与大气压力相等, 骨架的有效应力大大增加, 超过岩体的强度, 导致围岩表面的裂隙向深处扩展。如不采取及时有效的支护措施, 裂隙会迅速向深处扩展, 一方面导致围岩的完整性受到破坏, 降低岩体强度; 另一方面, 由于孔隙度和裂隙开度增加, 水的流速和流量增大, 导致深处围岩的孔隙水压力进一步降低, 有效应力增大, 使得围岩的破裂由表及里迅速发展^[10-11]。所以, 在裂隙发育涌水量大的地段, 应在开挖前采取超前预注浆措施封堵围岩裂隙水, 避免巷道开挖后因孔隙水压力大大下降而导致有效应力的明显升高。

在围岩完整或裂隙闭合而连通性差的地段, 由于开挖和通风的影响, 巷道自由面的围岩因干缩而产生负孔隙水压力, 围岩内的水分将向巷道空间迅速蒸发, 造成围岩失水。由于煤系地层多为泥质胶结, 渗水速度极低, 深层水向表层渗流的速度远赶不上表层的水分蒸发速度, 因此, 表层岩体将失水收缩而产生拉应力, 当拉应力大于表层岩体的抗拉强度时, 将出现拉伸破坏^[10], 即表层岩体结构受到细观尺度上的破坏。随着表层水分的蒸发, 一方面表层裂隙向深部发展, 另一方面破裂空间内因水气的出现而产生水蒸气压且不断增加, 即破裂空间负压减小, 当破裂空间中的水蒸气压增加到饱和状态时, 将凝结成水附着在破裂面上, 使围岩软化。所以, 巷道开挖后应在最短时间内封闭围岩, 避免出现围岩失水干缩破裂 \rightarrow 再湿润软化的恶性循环出现。

2.3 高温梯度作用下的变形破裂机理

随着深度的增加, 地温升高, 巷道开挖后, 由于通风造成距巷道表面一定深度的围岩内部产生较大的温度梯度, 形成温度应力, 也将对围岩稳定造成某种程度上的不利影响。深度越大, 不利影响越发加剧。冬季通风可造成近表与扰动区以外的围岩温差达到几十度(如东北地区最大温差可达 60 $^{\circ}\text{C}$ 左右, 黄淮

流域最大温差可达 40 $^{\circ}\text{C}$ 左右)。温度梯度引起的附加应力、附加变形及围岩离层对围岩稳定有不可忽视的影响。特别是随着季节性的温度变化, 这种围岩损伤和离层破坏将逐步累积, 无法自愈。在进行巷道支护设计时, 必须考虑由此引起的作用于锚注支护结构上的附加循环荷载。此外, 需要研制高强高韧的注浆材料抵抗温度应力引起的围岩损伤离层的累积效应。

3 深部围岩稳定性控制原理

围岩的稳定性既取决于围岩体的强度和变形性质(统称力学性质), 又取决于其所受的应力状态。围岩体由完整岩石骨架和结构面组成, 由于煤矿深部围岩经受了 $2 \sim 3$ 亿年长期地质年代的高压作用, 岩石骨架致密而坚硬, 岩体的强度和变形性质主要受结构面控制。在围岩力学性质中, 某些不受应力状态影响, 如黏结力、内摩擦角等, 为固有属性; 而另一些力学性质则受应力状态的影响, 如拉压强度、变形模量、泊松比等, 为非固有属性。控制围岩的稳定应从改善围岩力学性质和应力状态两方面入手。由于围岩体的非固有属性受应力状态影响, 通过改善围岩应力状态能够达到改善围岩非固有属性的目的。根据岩石力学试验研究成果, 任何岩石在三向应力状态下的强度高于二向应力状态或单向应力状态下的强度; 当岩石处于三向应力状态时, 随着侧限压力(围压)增大, 其峰值强度和残余强度都会得到提高, 并且峰值以后的应力-应变曲线由应变软化逐渐向应变硬化过渡, 岩石由脆性向延性转化^[1](图1)。岩体的强度与变形性质与应力状态之间也有着类似的关系。

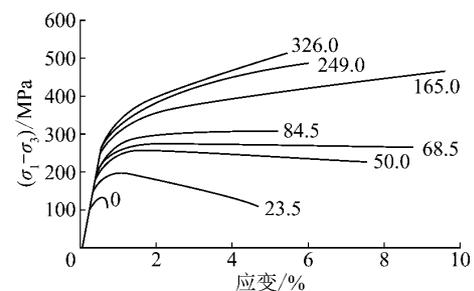


图1 岩石强度及变形特性随围压的变化

Fig. 1 Variation curves of rock strength and deformation characteristic against confining pressure

深部岩巷开挖前后围岩体由长期稳定状态转向非稳定状态正是由于围岩所受的应力状态发生显著改变的结果。巷道开挖前, 尽管围岩受到很高的地应力作用, 但处于高围压状态, 因而抗压强度很高, 远大于最大偏应力, 所以围岩处于弹性状态。开挖卸荷导

致一定范围内的围岩侧压降低,近表围岩的侧压降为零;同时,应力向巷道周向转移调整,引起应力集中,使得周向应力升高 2~3 倍。而对 800 m 左右深度的巷道而言,近表围岩的围压卸荷幅度达到 20 MPa 以上,巷道周向的应力将增加 40~60 MPa,使得最大剪应力($\sigma_1 - \sigma_3$)达到 60~80 MPa。二次应力场形成过程中产生如此大的偏应力,在浅部巷道开挖中是难以想象的。这两个方向应力的一降一升产生了围岩的高应力与低强度之间的突出矛盾,必然导致围岩开挖后的快速劣化,裂隙由表及里快速萌生与扩展,很快导致一定范围内的围岩破坏失稳进入峰后或残余强度阶段,超出围岩强度的应力向深部转移(图 2),导致开挖扰动引起的二次应力影响区(Excavation Disturbed Zone)和围岩破裂损伤区(Excavation Damage & Failure Zone)的范围远远超过浅部巷道,根据淮南矿业集团顾北煤矿南翼回风大巷的深部位移和顾桥煤矿地应力场的测试结果,破裂区和开挖扰动区的厚度可以达到巷道跨度的 4~5 倍和 5~7 倍(表 3 和图 3)^[3-10]。

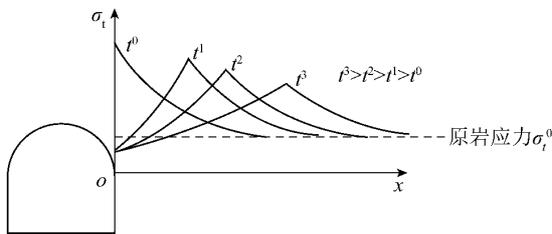


图 2 巷道开挖后围岩应力峰值向深部转移过程
Fig. 2 Process of peak stress of surrounding rock transferring to the deep rock after excavation

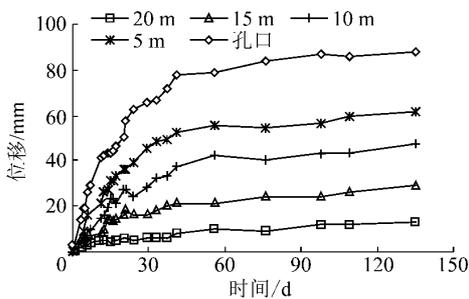


图 3 淮南顾桥煤矿南翼轨道大巷深部位移监测曲线
Fig. 3 Deep displacement curves of south railway laneway in Guqiao Coal Mine
巷道毛跨 5.2 m; 水平测孔, 孔深 25 m

围岩开挖前后应力状态的改变对围岩稳定的影响可以用图 4 来说明。

开挖前巷道表面处的法向应力 σ_n^0 和周向应力 σ_t^0 相差不大,因而代表应力状态的莫尔圆直径($\sigma_n^0 - \sigma_t^0$)很小(此处假定 $\sigma_n^0 > \sigma_t^0$),莫尔圆远离围岩的强

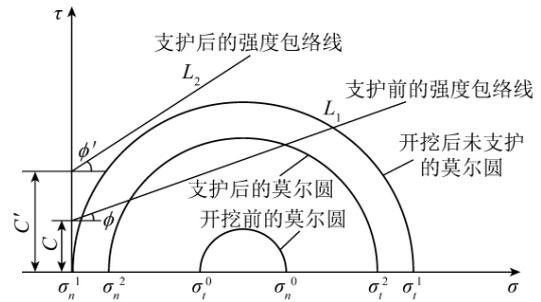


图 4 开挖支护前后围岩应力状态与强度的改变

Fig. 4 Variation of stress state and strength of surrounding rock before and after excavation and supporting

度包络线 L_1 , 围岩处于稳定状态。开挖后,巷道表面法向应力降为 $\sigma_n^1 = 0$,周向应力增大为 σ_t^1 (2~3 倍 σ_t^0),莫尔圆直径($\sigma_t^1 - \sigma_n^1$)大大增加,莫尔圆突破了围岩强度包络线 L_1 ,因而围岩破裂失稳。因此,要维护巷道的稳定,首先必须在巷道开挖后尽快恢复和改善围岩的应力状态,将巷道开挖后因二次应力场形成的近表围岩二向应力状态恢复到三向应力状态,将法向应力恢复到 σ_n^2 (由于难以完全恢复,所以 $\sigma_n^1 = 0 < \sigma_n^2 < \sigma_n^0$)。改善和恢复应力状态的措施越及时,围岩破裂扩展的程度越轻,围岩的完整性保持得越好,变形越小,围岩越稳定;巷道自由面上的压应力恢复得越高,围岩强度越高,自承载能力越高,围岩越稳定。这就要求巷道开挖后必须立即支护,而且支护对围岩表面施加的应力必须达到足够的量值。但就目前的技术水平和经济因素考虑,单纯依靠支护手段能够给围岩表面施加的应力 σ_n^2 ,与深部岩巷原岩应力 σ_n^0 相比,其量值还是很小的(一般 $\sigma_n^2 < 1$ MPa),这时的莫尔圆直径($\sigma_t^2 - \sigma_n^2$)虽然比开挖未支护时有所缩小,但由于围岩的固有强度并未提高,莫尔圆仍然超出围岩强度包络线 L_1 ,所以这样的侧压应力恢复量值远远达不到维护围岩稳定所需的水平。这就是传统的被动支护方式为何在深部岩巷中难以奏效的原因所在。因此,还需要通过支护加固手段改变围岩的固有属性。即除了改善围岩的应力状态外,还需通过支护加固手段提高围岩的固有强度(黏结力和内摩擦角),增强围岩的自承载能力,这就是主动支护的理念。由于围岩固有强度属于抗剪性质,这就要求支护加固体本身必须具备足够高的抗剪强度,而且由于围岩体的脆性,只要经历很小的剪切变形黏结力即失效,所以支护结构在具备足够高的抗剪强度的同时还必须具备足够的韧性,即变形能力,才能确保围岩体的固有强度得到显著提高。由图 4 可以看出,通过主动支护增强围岩后,围岩的固有强度 C, ϕ 值得到提高(由支护加固前的 C, ϕ 提高到支护加固后的 C', ϕ')。

φ) ,使得强度包络线上移,倾角增大,超出了由 σ_1^2 和 σ_3^2 组成的莫尔圆,所以围岩能够维持稳定。

巷道开挖扰动引起的高渗透压降和运行通风引起的温度梯度对围岩破裂失稳的作用都可以归结为应力的等效作用,使得围岩高应力与低强度的矛盾更加突出。高渗透压降使得近表围岩所受的有效应力显著提高,特别是在裂隙发育、破碎围岩、地质异常断裂带等地段,其影响是非常显著的,应进行超前注浆封堵裂隙水,防止巷道开挖后出现显著的水头压降。温度梯度的作用使得近表围岩承受附加的温度应力,产生损伤离层,而且随季节性的温度变化逐步累积。克服温度应力的影响,除了在支护加固设计时需要考虑一定的安全储备外,还需采用高强高韧的围岩加固材料,使得加固体能够适应围岩裂隙的变形。通常在巷道支护加固中采用的水泥浆液,由于韧性不够,当围岩受温度应力产生损伤离层时,注浆体很容易破裂失效^[3,10]。

在以上分析的基础上,提出如下关于深部岩巷围岩稳定控制的理论^[11]:

(1) 巷道开挖后要在最短的时间内最大限度地恢复巷道自由面上的法向应力,改善因巷道开挖导致劣化的近表围岩的应力状态,从而提高围岩的非固有强度和变形模量,限制围岩沿巷道自由面法向和结构面法向的张开变形,简称为“应力恢复”。

(2) 采用高强支护加固措施增强围岩,提高围岩固有抗剪强度,严格限制围岩沿原生裂隙和次生破裂滑移面的剪切变形,有效提高围岩抵抗高应力作用下的剪切破裂的能力,简称为“围岩增强”。

(3) 对破裂区围岩进行固结,对损伤区围岩进行修复,恢复提高围岩的完整性和整体强度,简称为“固结修复”。

(4) 将靠近巷道浅表一定范围内的高应力峰值向围岩深处转移(应力转移),将锚注增强加固区与深层稳定岩体联结成一体,将整个围岩形成三明治结构,实现围岩承载圈范围的扩大,简称为“转移扩大”。

以上4项对策是有机结合的四位一体,不能完全割裂开来应用,在落实到具体的支护加固措施时,需要考虑到几种措施的相互作用和影响,既要实现围岩稳定的有效控制,又要实现开挖支护的安全高效施工,力求达到围岩稳定与施工安全两方面的有效控制。如高预应力超强锚杆支护既能实现围岩应力状态的恢复改善又能有效地增强围岩;预应力锚索既能恢复改善围岩应力状态、增强围岩,又能实现承载圈的扩大;注浆时机如果选择得合理,既能实现应力的

有效转移和应力峰值的减弱,又能有效地固结修复破裂损伤的围岩。在具体应用时,应根据不同的围岩类别采取不同的对策措施。针对不同类别的围岩,应以上4项措施灵活运用。对深部岩巷I级围岩,采用应力状态恢复和围岩增强2项对策即能控制其稳定;对II级围岩,需要采用应力状态恢复、围岩增强、破裂固结与损伤修复3项对策;对III级围岩,需要在II级围岩的对策基础上辅助以巷道断面形状的优化,并采取措施使巷道表面应力状态得到更大程度的恢复与改善、围岩承载圈得到扩大。而对IV、V级围岩,还需在III级围岩的对策基础上,采取超前支护措施对围岩进行预固结和预增强,并在围岩表面联合施加主动应力和被动应力,使围岩表面的侧限压力达到更高的水平,更大程度上改善围岩的应力状态,通过分步联合支护措施实现围岩稳定和施工安全的有效控制。

4 深部围岩支护技术

以上深部岩巷围岩支护理论需要通过相应的技术措施才能实现。通过一系列技术开发、现场试验和工程示范应用,在系统总结的基础上,提出如下关于深部岩巷围岩支护技术措施体系。

4.1 围岩应力状态恢复改善措施

关于巷道开挖后围岩应力状态的恢复与改善措施,目前能够做到的就是通过给锚杆和锚索施加足够的预紧力,通过喷射混凝土面层的应力扩散作用,对巷道自由面主动施加一定的表面应力。表面应力必须达到一定的量值,应力太低难以起到对围岩应力状态的有效恢复与改善作用,因此,将预应力施加到合理量值就成为这一技术措施有效性的关键。这包括两个方面,一是需要将锚杆、锚索的预紧力施加到合理量值,二是喷射混凝土面层必须具备足够的抗弯刚度,能够起到应力的有效扩散作用。由于传统的风动扳手和风动锚杆钻机等机具由于其额定扭矩太小(一般不超过200 N·m),所以能够给锚杆施加的最大预紧力一般只有20 kN,而根据物理与数值模拟研究结果,对深部岩巷II类围岩,要维护巷道的稳定,需要对锚杆施加100 kN左右的预紧力才能满足要求。试验表明,100 kN的预紧力相当于施力机具的扭矩要达到1 000 N·m左右,需要研究开发专用的锚杆高预紧力施加机具。因此,笔者开发研制了专门用于深部岩巷支护锚杆预紧力施加的MQS90J2型气动锚杆安装机。为了提高喷层的抗弯刚度,实现围岩表面应力的均匀扩散,采用了以下关键技术措施:增加喷层厚度,在喷层中布设内外双层钢筋网和螺纹钢格栅拱架,形成钢筋混凝土结构。与普通混凝土喷层相

比,以内外双层钢筋网和螺纹钢格栅为骨架的喷射混凝土面层除了具有较高的抗弯强度和刚度外,能够承受更大的围岩变形而不易开裂,具有更强的变形适应能力。这是将隧道支护技术移植发展后应用于煤矿深部岩巷支护的一项技术进步。

4.2 围岩增强与固结修复措施

如上节所述,深部岩巷开挖后围岩承受的最大差应力达到 4~5 倍围岩强度,因而高应力与低强度之间的矛盾尤为突出,这在浅部巷道中是无法想象的,所以必须采取强力支护手段增强围岩,大大提高围岩的固有抗剪强度。目前从技术上能够实现、经济上可行的围岩增强措施主要是强力锚固支护(包括超强锚杆和高预应力锚索)和高强高韧的注浆补强。

所谓超强锚杆是选用 IV、V 级螺纹钢作为杆体材料经过热轧工艺加工而成的,锚杆杆体材料屈服应力达到 540 MPa 以上、杆体抗拉强度达到 200 kN 以上。研究表明,对 II 类围岩,当预应力达到 100 kN 时,维持巷道稳定所需的最终锚固力约为 200 kN,这就是在深部岩巷支护中需要采用超强锚杆支护的原因。超强锚杆增强围岩的机理在于通过强大的轴向抗力严格限制围岩沿巷道自由面法向和裂隙滑移面法向的张开变形,通过强大的横向抗力抵御围岩沿滑移面切向的剪切变形,提高围岩的固有抗剪强度(C 值和 φ 值)。所以,超强锚杆起的是增强围岩的作用。通过现场试验监测与数值模拟结果的对比可以说明,采用高预应力超强锚杆支护后,II、III 类围岩的 C 值和 φ 值能够提高 20%~30%(II 类围岩提高的幅度大于 III 类围岩提高的幅度),弹性模量大约能够提高 20%。

高强高韧注浆就是将高强度高韧性的注浆材料注入围岩裂隙中,使破裂区围岩得到固结,损伤区围岩得到修复,其作用也是提高围岩的固有抗剪强度。高强高韧是对注浆材料强度变形性能的根本要求,关于高强需要满足两方面的技术指标:① 注浆材料结石体 24 h 单轴抗压强度不小于 8 MPa,28 d 单轴抗压强度不小于 30 MPa,28 d 龄期黏结力 $C \geq 5$ MPa。② 注浆材料与围岩裂隙面具有良好的黏结性能,两者黏结后 28 d 龄期沿裂隙面法向的抗拉强度大于等于 2 MPa,沿裂隙面切向的黏结力 $C \geq 5$ MPa。关于高韧的基本要求是 28 d 龄期的峰前最大应变能够达到 3%~5%,峰后应变达到 2% 以上,峰后 2% 的应变范围内应力跌落幅度小于 20%。只有使用满足以上强度变形要求的材料进行注浆,才能使补强加固后的围岩体能够抵抗深部高地应力的作用而保持长期稳定。

以上两种措施需根据围岩类型合理搭配采用。对完整性和坚硬性均好或较好的围岩(一般为 I、II 级围岩,少数 III 级围岩),应以超强锚杆支护为主,注浆所起的是补强加固作用,是辅助性的。对这类围岩来说,巷道开挖后裂隙扩展有一个过程,因而需要把握正确的注浆时机,若注浆过早,由于深部裂隙尚未得到扩展,浆液难以渗透到足够的深度,只能对近表破碎的围岩进行固结,难以起到修复损伤的作用,因而补强加固的效果不明显。对 I 级围岩,适宜的注浆时间应为巷道开挖后 50~60 d;II 级围岩,适宜的注浆时间应为巷道开挖后 30~40 d。对完整性差或完整性好但极软弱的围岩(多数 III 级围岩和所有的 IV、V 级围岩),应以注浆固结为主,锚杆支护为辅。对这类围岩,注浆对围岩起到固结增强作用,能够大大改善围岩的完整性,显著提高围岩强度,巷道开挖后应尽早注浆,甚至需在开挖工作面超前注浆。对 III、IV 级围岩,施作注浆补强的时机应根据巷道两帮收敛变形量来决定,一般当巷道两帮的收敛变形量达到 70~80 mm 时,破裂损伤区的厚度相应扩大到 3~4 m,这时需要施作注浆补强。

4.3 应力转移与承载圈扩大控制措施

所谓应力转移与承载圈扩大控制措施就是在巷道开挖后通过高预应力超强锚杆、高强高韧注浆、预应力锚索几种支护加固措施在时间上的有序安排与空间上的合理交错,控制破裂损伤区的扩展范围及其破裂损伤的程度,将控制应力峰值转移到距离巷道表面一定距离的更深部位的围岩中,最终将锚杆锚固增强区、注浆固结修复区和深部围岩稳定区联结成一个具有三明治结构的共同承载整体,将围岩承载圈扩大到预期的厚度,将巷道变形控制在允许的范围,实现巷道围岩的长期稳定。预应力锚索的施作时间要看巷道收敛变形量的大小和变形的速率,当巷道两帮的收敛变形量达到 90~100 mm,破裂损伤区厚度相应扩大到了 4~5 m,这时需要施作预应力 120~150 kN 长度 6~8 m 的锚索。对 II、III 级围岩一般是先注浆后施作锚索,而对 IV、V 级围岩,应在浅孔注浆后施作锚索,然后应尽快施作深孔注浆,应选用上述高强高韧的注浆材料。

4.4 分步联合支护理念及其技术措施

上述几个方面的技术措施应根据具体的围岩类别联合应用,分步实施。对深部岩巷 I 级围岩,采用高预应力超强锚杆支护实现围岩应力状态的恢复改善和围岩增强,即能控制其稳定;对 II 级围岩,除了采用高预应力超强锚杆支护外,还需采用滞后注浆固结修复破裂损伤区围岩,需要将应力状态恢复、围岩增

强和破裂损伤修复3项对策并用;对Ⅲ级围岩,需要在Ⅱ级围岩的支护措施基础上辅助以巷道断面形状的优化,并在高预应力超强锚杆的基础上增加预应力锚索,使巷道表面应力状态得到进一步恢复与改善,锚杆锚固区围岩进一步得到增强,同时还能将锚杆锚固区与深部围岩联为一体,实现应力峰值向深部的转移和围岩承载圈的扩大;而对Ⅳ、Ⅴ级围岩,还需在Ⅲ级围岩的对策基础上,采用施工临时支护措施:在工作面施工超前注浆锚杆对破碎围岩进行预固结和预增强,并架棚支护。临时支护的作用一是为了防止工作面冒顶、片帮,控制施工安全;另一方面可随着围岩变形对围岩表面施加被动应力,与锚杆锚索共同形成围岩应力状态恢复改善的联合支护体系,使围岩表面的侧限压力达到更高的水平,通过分步联合支护措施实现围岩稳定和施工安全的有效控制。

5 结 论

(1) 通过对围岩完整性与坚硬性、结构面及其充填物性质、岩石强度与地应力对巷道稳定性影响规律的研究,提出了深部岩巷围岩分级方法,并对不同分级的围岩采取相应的支护措施。

(2) 针对深部岩巷围岩受高地应力、高渗透压力和高温度梯度作用的赋存环境特点,围岩受到的应力远远超过其强度(一般为4~5倍),在围岩体内形成塑性滑动面,围岩体经历“损伤扩容→剪切滑移破坏→碎胀大变形”而失稳;在裂隙发育涌水量大的地段,应在开挖前采取超前预注浆措施封堵围岩裂隙水,避免巷道开挖后因孔隙水压力大大下降而导致有效应力的明显升高;温度梯度引起的附加应力、附加变形及围岩离层对围岩稳定有不可忽视的影响。特别是随着季节性的温度变化,这种围岩损伤和离层破坏将逐步累积,无法自愈。在进行巷道支护设计时,必须考虑由此引起的作用于锚注支护结构上的附加循环荷载。研究了深部岩巷围岩变形破坏机理和稳定性演化规律。

(3) 提出了基于“应力状态恢复改善、围岩增强、破裂固结与损伤修复、应力峰值转移与承载圈扩大”4项基本原则的深部岩巷围岩稳定控制理论。

(4) 针对各类深部围岩建立岩巷围岩稳定控制的技术措施体系,并实施分步联合支护的技术方案。

参考文献:

[1] 周维垣. 高等岩石力学[M]. 北京: 水利电力出版社, 1990.
Zhou Weiyuan. Advanced rock mechanics [M]. Beijing: Hydraulic and Electric Power Press, 1990.

[2] 袁亮. 淮南矿区煤巷稳定性分类及工程对策[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(S2): 4 790-4 794.
Yuan Liang. Stability classification of coal roads in Huainan Mining Area and engineering countermeasures [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(S2): 4 790-4 794.

[3] 袁亮. 深井巷道围岩控制理论及淮南矿区工程实践[M]. 北京: 煤炭工业出版社, 2006.
Yuan Liang. Control of surrounding strata in deep mine roadway and practice in Huainan area [M]. Beijing: China Coal Industry Publishing House, 2006.

[4] 侯朝炯, 勾攀峰. 巷道锚杆支护围岩强度强化机理研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2000, 19(3): 342-345.
Hou Chaojiong, Gou Panfeng. Mechanism study on strength enhancement for the rocks surrounding roadway supported by bolt [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2000, 19(3): 342-345.

[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.
Wang Jinhua. New development of rock bolting technology for coal roadway in China [J]. Journal of China Coal Society, 2007, 32(2): 113-118.

[6] 常聚才, 谢广祥. 深部巷道围岩力学特征及其稳定性控制[J]. 煤炭学报, 2009, 34(7): 881-886.
Chang Jucui, Xie Guangxiang. Mechanical characteristics and stability control of rock roadway surrounding rock in deep mine [J]. Journal of China Coal Society, 2009, 34(7): 881-886.

[7] 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, 23(12): 1 233-1 238.
Kang Hongpu, Wang Jinhua, Lin Jian. High pretensioned stress and intensive bolting system and its application in deep roadways [J]. Journal of China Coal Society, 2007, 23(12): 1 233-1 238.

[8] 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): 3 959-3 964.
Kang Hongpu. Study and application of complete rock bolting technology to coal roadway [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2005, 24(21): 3 959-3 964.

[9] 贺永年, 韩立军, 邵鹏, 等. 深部巷道稳定的若干岩石力学问题[J]. 中国矿业大学学报, 2006, 35(3): 288-295.
He Yongnian, Han Lijun, Shao Peng, et al. Some problems of rock mechanics for roadways stability in depth [J]. Journal of China University of Mining and Technology, 2006, 35(3): 288-295.

[10] 刘泉声, 张华. 对煤矿深部围岩稳定与支护几个关键问题的认识[J]. 岩石力学与工程学报, 2003, 22(S2): 1 523-1 527.
Liu Quansheng, Zhang Hua. Study on stability and support of rock-masses surrounding deep coal-mine roadway [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2003, 22(S2): 1 523-1 527.

[11] 刘泉声, 张华, 林涛. 煤矿深部岩巷围岩稳定与支护对策[J]. 岩石力学与工程学报, 2004, 23(21): 3 732-3 737.
Liu Quansheng, Zhang Hua, Lin Tao. Study on stability of deep rock roadways in coal mines and their support measures [J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2004, 23(21): 3 732-3 737.