doi：10.11799/ce201306027

高应力软岩硐室加固技术及应用

张玉江[1]，邱守强[2]，王　奘[1]，王金刚[1]

（1. 山东科技大学 资源与环境工程学院，山东 青岛　266590；2. 兖矿集团 济宁三号煤矿，山东 济宁　272000）

摘　要：论文基于深部高应力软岩硐室围岩稳定性的几种影响因素，提出软岩加固理念。通过高预应力高位恒阻让压技术、分步注浆技术在该矿硐室的组合应用，解决软岩硐室加固问题。实测结果表明：硐室围岩两帮、顶板、底板变形量分别减少了 82.5%、25% 和 88.9%。

关键词：高应力；软岩硐室；应力状态控制；加固支护

中图分类号：TD264　　**文献标识码**：B　　**文章编号**：1671－0959(2013)06-0073-04

随着开采深度的增加，我国许多煤矿进入深部开采阶段，深部围岩具有“三高一扰动”的特点和明显的软岩特性[1-2]。针对深部高应力软岩巷道的支护问题，何满潮等提出了深部巷道锚网索耦合支护技术[3-4]；谭云亮等提出了锚杆支护安全潜力评价理论[5]；余伟健等给出了深部硐室分步“开挖，支护，让压”的技术方案[6]。深部煤矿软岩泵房、变电所等硐室由于其工程地质条件复杂，结构错综交叉和易受扰动，深部软岩硐室变形非常严重，合理支护方式的选择对控制其围岩变形破坏，提高围岩稳定性有着至关重要的作用[7]。传统的支护理念和单一的支护方式已经无法有效地适应深部围岩的变形特点。本文以 25 泵房变电所为例，从围岩状态、性质及与支护体关系出发，进行相应的配套支护技术方面研究，提出了适合高应力软岩硐室的加固理念和系列加固技术。

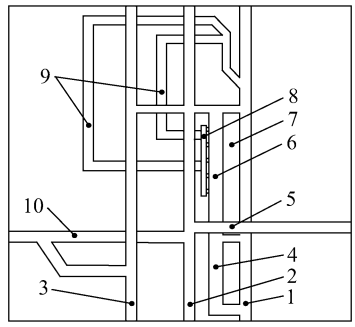
1　硐室概况及硐室破坏原因分析

1.1　硐室概况

火石咀煤矿井田位于大佛寺向斜东部，为一倾向北西的单斜构造，倾角 4°～6°，在此基础上发育了西部隆起和中部的弧形波谷。从大范围地质构造方面看，25 泵房变电所正好位于大佛寺向斜弧形波谷底部煤层底板。

该煤矿辅助水平标高 +420m，地面标高在 +1002～+1160m之间，25 泵房、变电所等硐室埋深在 740m 左右，位于主采的 8#煤层底板，围岩多为灰色铝质泥岩、粉砂岩、细粒砂岩，岩体强度普遍较低，且受力、遇水有一定膨胀性。

硐室设计为拱型断面，泵房、变电所规格均为 4000mm×4000mm，均采用锚网索与喷射混凝土的支护方式，泵房、变电所和周围巷道的空间位置关系如图 1 所示。



1—轨道大巷；2—运输大巷；3—回风大巷；4—变电所；5—8611 工作面运输平巷；6—泵房；7—重点岩柱；8—配水巷；9—水仓；10—8612 工作面运输平巷

图 1　泵房、变电所与周围巷道的空间位置关系图

目前该硐室出现较严重的变形显现，主要表现形式为严重底鼓，顶板下沉及两帮移近，下帮内错，混凝土喷层开裂等，对应的最大变形量分别达到 450mm、80mm、800mm，修复后短时间内又会出现类似现象。该硐室的变形已经影响水泵排水和电气设备的正常运行，而且，近期发现与之相邻的轨道大巷也出现明显的收敛变形现象。若任上述情况发展，将严重影响该硐室的正常使用和该水平的开采，因此，必须控制其变形发展并及时进行加固。

1.2　硐室破坏原因分析

1）围岩岩性差。8#煤层底板为灰色铝质泥岩、粉砂岩和细粒砂岩，围岩强度较低。同时，根据相邻井田同一岩层岩性分析，该层铝质泥岩中的粘土矿物成分达 50.9%，具有一定的膨胀性和吸水性。巷道围岩浸水数天内不发生崩解，暴露在井下环境 20d，围岩表面呈粉末状，据此和实验得出该岩石崩解性为Ⅳ类[8]。

2）构造应力集中。泵房、变电所等硐室位于向斜弧形波谷底部，大范围的地质构造造成该区域应力集中。该区

收稿日期：2012－07－23

作者简介：张玉江(1986－)，男，山东东营人，硕士，研究方向为矿山压力与岩层控制。

域处于以水平应力为主的地应力场中，最大主应力 25.7MPa，与水平面夹角 3.8°，与加固硐室轴向方向夹角近垂直。

3）支承压力叠加。局部范围内巷道立体交叉密集分布造成支承压力叠加，进一步加剧应力集中。泵房、变电所附近分布有主副水仓、配水井及辅助联络巷，轨道、胶带大巷，另外上方交叉有胶带巷。这些巷道硐室密集分布，在时空上形成复杂的结构体系，相互影响，巷道围岩产生塑性变形。

4）回采扰动影响。当周围 8609 工作面推采至终采线附近时，该硐室变形明显加剧，其周围工作面开采影响了该范围内岩层矿山压力的分布，加剧了硐室围岩应力集中，更主要的是回采扰动打破围岩应力分布平衡状态，使处于极限强度的围岩发生变形。

2　硐室加固原理及其加固参数设计

2.1　硐室加固原理

高预应力高位恒阻让压技术允许围岩在支护结构高工作阻力作用下产生定量的可控变形，当围岩变形达到高位让压“工况点”仍未达到平衡时，恒阻让压功能启动，释放围岩多余变形能量，实现“支护体—围岩”在力与变形方面的协同平衡。高预应力高位恒阻让压技术中的“二高”可以保证的支护体和围岩处于较高的工作应力状态，“恒阻让压”可以有效控制围岩应力动态变化。

注浆充填围岩空隙和裂隙，改善了围岩性质，提高了围岩强度，增加了围压抗剪能力，能使支护载荷减小 1/2 ~ 4/5。浆液固化后将锚杆、锚索与围岩固结为一个整体，增加了承载结构范围，减少了围岩应力集中和变形量，提高了围岩承载结构均匀承载性。

2.2　硐室加固参数确定

2.2.1　锚杆支护参数

采用现场实测的方法，测得松动圈范围在 1.6 ~ 1.8m 之间，属Ⅳ类松动圈围岩，刚性支护大面积破坏，围岩变形有稳定期，应用组合拱理论可有效支护[10-11]。组合拱厚度：

$$b_0 = (L_2 \mathrm{tg}\alpha - a)/\mathrm{tg}\alpha$$

式中：b_0 为组合拱厚度，Ⅳ类围岩取 0.9；L_2 为锚杆有效长度，m；a 为锚杆间排距，取 0.7m ~ 1.2m；α 为控制角，取 45°。

1）锚杆长度的确定。锚杆长度为：

$$L_2 = b_0 + \frac{a}{\mathrm{tg}\alpha}$$

$$L = L_1 + L_2 + L_3$$

式中：L 为锚杆长度，m；L_1 为外露长度，取 100mm；L_3 为锚固段长度，取 450mm。

计算得：锚杆有效长度 L_2 = 1.8m，锚杆全长 L = 2.35m。

2）锚杆间排距的确定。

$$a = (L - b_0)/\mathrm{tg}\alpha$$

计算得：锚杆间排距 a = 0.9。

3）锚杆直径的确定。

$$d \geqslant K\sqrt{4Q_m/\pi[\sigma]}$$

式中：d 为锚杆直径，mm；$[\sigma]$ 为锚杆杆体抗拉强度，MPa；Q_m 为锚固力，取 80kN；K 为富余系数，取 1.3。

计算得锚杆间距 d = 21.3mm。

4）预应力的确定。预应力具有压实浮煤浮矸，限制离层发展，减小拉应力区，提高砌体稳定性的作用。国内外部分矿井的实践数据表明：锚杆预应力一般设计为杆体屈服强度的 30% ~ 50%[12-13]。预应力根据下式[14]计算。

$$P_R \geqslant \left(0.7 - \frac{0.3}{K' - 1}\right)P_U$$

式中：K'为安全系数，永久支护取 2.0；P_R 为安装载荷；P_U 为杆体屈服强度。

计算得：预应力锚杆的安装载荷 $P_R \geqslant 0.4P_U$，取 6t。

5）让压点的确定。让压点即让压装置发生作用的起始载荷点，让压点的设计原则是始终保持锚杆杆体处于弹性变形范围内。让压点的大小需根据锚杆杆体强度设计，常用的匹配关系见表 1。

表 1　锚杆与让压点匹配关系表

杆体直径/mm	杆体屈服强度/t	让压范围/t
18	12.7	8 ~ 12
20	15.7	12 ~ 15
22	18.9	15 ~ 17

2.2.2　锚索支护参数

1）锚索长度的确定。

$$X = X_1 + X_2 + X_3$$

式中：X_1 为外露长度，取 0.3m；X_3 为潜在不稳定岩层高度，取 5m；X_2 锚固长度，取 1.6m。

计算得：锚索长度 X = 6.9m，取 7.3m。

2）锚索间排距。

$$S = 3\sigma/4B^2\gamma k'$$

式中：σ 为锚索的破断载荷，kN；γ 为煤岩体积力，kN/m^3；B 为巷道宽度，m；k'取 0.5。

计算得：锚索间排距 S = 1.8m。

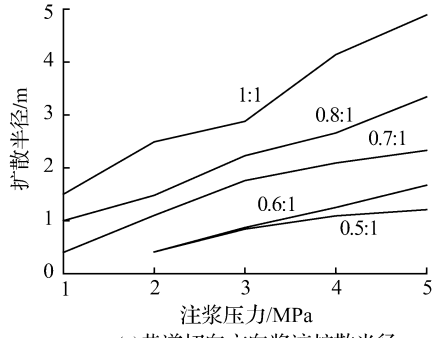
2.2.3　注浆参数设计

1）注浆材料及配比。浆液采用 42.5 水泥与水配置，添加适量加固补强型注浆添加剂，注浆材料配比为水∶水泥∶添加剂 =（0.7 ~ 0.8）∶1∶0.05（具体根据不同型号添加剂，按照产品说明书比例进行添加）。

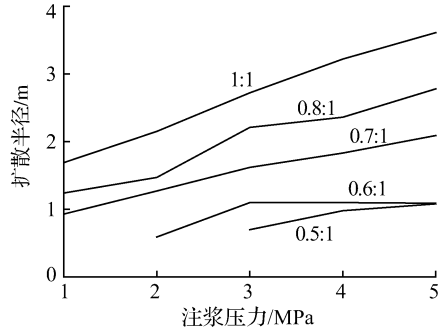
2）注浆压力。实验研究和数值计算[15]表明：注浆终压 3MPa，即可满足注浆压力要求，最大注浆压力为 5.0MPa。

3）注浆孔及间排距。注浆孔深度跟硐室围岩松动范围发育程度相关[16]，所以设计注浆孔深度为 2.0m。注浆压力、水灰比与水泥浆液扩散半径的关系如图 2 所示。根据图 2，在水灰比（0.7 ~ 0.8）∶1，注浆压力 3MPa 的情况下，

浆液沿巷道切向和径向扩散半径范围为 1.6 ~ 2.0m。因为松动范围内裂隙发育情况变化大，所以，设计注浆孔间排距与单孔扩散半径相近，分别取 1.6m 和 2.0m。



(a)巷道切向方向浆液扩散半径



(b)巷道径向方向浆液扩散半径

图 2　注浆压力、水灰比与水泥浆液扩散半径的关系

4）浆液注入量。注浆量与围岩裂隙发育程度及松动范围的有关，可根据扩散半径及裂隙率进行粗略计算，公式为：

$$Q = \pi r^2 Hn\beta$$

式中：Q 为浆液注入量，m^3；r 为浆液扩散半径，m；H 为注浆段长度，m；n 为裂隙率，取 1% ~5%；β 为充填系数，取 0.3 ~0.9。

3　加固施工及效果分析

3.1　加固施工

1）锚杆、锚索施工。锚杆采用材质为 HR500，规格为 Φ20mm × 2400mm 的高强预应力让压锚杆，排距 900mm，安装预应力 6t 以上。锚索采用 7Φ18.9mm 的高强度低松弛矿用钢绞线制成的“鸟窝”让压锚索，顶、帮锚索规格分别为 Φ18.9mm × 7300mm 和 Φ18.9mm × 5000mm，排距 1800mm，安装应力 10 ~12t。

2）注浆加固施工锚杆、索施工后，根据围岩变形情况，适时对围岩松动范围内进行单液注浆加固。注浆锚杆参数规格为 Φ22mm × 2000mm，排距 2000mm，布置参数如图 3 所示。

3）底板加固施工。底板采用“反底拱”与锚注技术进行加固。底板休整到设计尺寸后，采用 M10 水泥砂浆铺设 100mm 地坪，以防止漏浆。底拱按照 250mm × 300mm 布

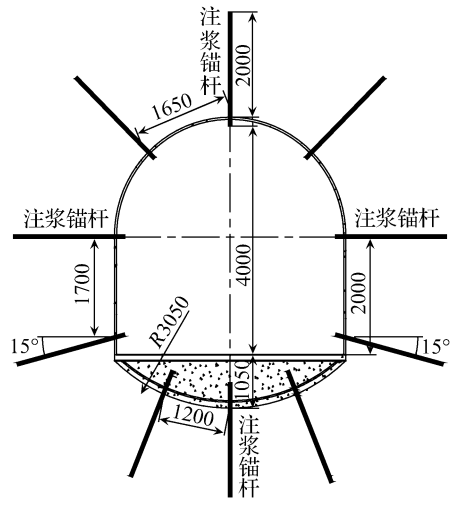


图 3　注浆锚杆布置图（mm）

筋，全断面一次性浇筑，厚度 450mm，混凝土等级为 C40，浇筑后养护 28d。

3.2　效果分析

按照加固方案施工后，重新布置测点，对硐室围岩变形量进行观测。如图 4 所示，硐室围岩变形在加固 45d 后基本趋于稳定，两帮最大变形量 140mm，顶板下沉量 60mm，底鼓量约 50mm，比原支护下围岩变形量分别减少 82.5%、25% 和 88.9%。

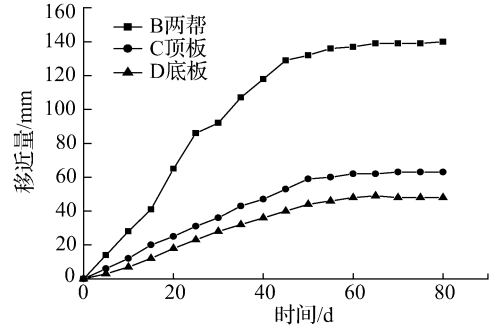


图 4　围岩移近量曲线

4　结　论

1）高位让压支护技术可以通过可控的协调变形，起到吸收围岩变形能控制围岩应力状态和动态变化的作用，能很好的适应易受扰动的高应力地质条件，同时对软岩的蠕变性有较强的适应性。

2）注浆可以改善岩体的物理力学性能和岩体结构，增加围岩的完整性和稳定性。浆液将各种支护体和围岩固结成整体承载结构，增加了承载范围，提高了承载结构的稳定性和均载性。

3）以围岩应力状态控制，围岩破裂固结，应力转移和扩大承载结构等为主要内容，兼具“支护体—围岩”协调变形能力的深部围岩加固理念具有较强的针对性和适应性，

（下转第 79 页）

时可滞后顶板锚杆一排，锚索滞后迎头 15m 安装。

4.3　改造辅助运输系统

煤巷快速掘进，单位时间内支护材料运输量较普通煤巷施工明显提高，同时在掘进中经常出现破顶底掘进现象，局部地段有大量矸石外运。因此，2220 工作面煤巷掘进对辅助运输系统进行了改造：①更替辅助运输设备，采用 SDP－650 型胶带输送机替代多部刮板输送机；②对胶带输送机进行技术改造，使胶带输送机上带运煤，下带可以运送部分材料。

4.4　“掘—支—运”的优化配置

1）“掘—支”联合施工工艺。采用机载锚杆钻机打孔和安装锚杆，减少传统锚杆支护的多道施工工序，改变掘进机割煤与锚杆钻孔安装不平衡的现象，缩短锚杆有效作业时间，提高成巷速度。

2）缩短辅助工序时间，尝试部分工序平行作业。一些可以提前准备好的辅助工序安排紧凑，如交接班、延长管线、铺设轨道、通风等工序，实现平行作业，并切实保障风、水管路到位，使快速掘进得到有效保障。

5　结　论

1）林南仓 2220 工作面煤巷综掘，在高地应力、伪顶、超大断面等诸多不利因素干扰下，通过快速掘进关键技术的研究和运用，创出了月进尺 460m 的好成绩。保证了工作面正常接续，实现了采掘关系和谐，为矿井的高产高效建设奠定了基础。

2）煤巷快速掘进是一项综合性很强的施工工程。提高掘进切割速度、优化支护参数、实现辅助运输连续化及其三大工序之间的优化配置是实现复杂地质条件下大断面煤巷安全快速掘进的一个有效技术途径。

3）“掘—支—运”各工序不能最大限度的平行作业是影响煤巷快速掘进的一个主要原因。采取措施减少非正常工序的影响，尽可能实行辅助工序与主要工序平行作业，既确保工程质量又提高掘进速度。

参考文献：

[1]　赵学社. 煤矿高效掘进技术现状与发展趋势［J］. 煤炭科学技术，2007，35(4)：1～10.

[2]　杨　壮. 大断面煤巷综掘锚杆支护快速掘进关键技术研究［D］. 淮南：安徽理工大学，2008.

[3]　柴敬等. 石嘴山二矿煤巷综掘技术［J］. 煤炭科学技术，2007，36(4)：55～58.

[4]　李跃宇，吴志海. 我国煤矿掘进装备技术发展的思路［J］. 煤炭科学技术，2000，28(9)：46～49.

[5]　王　宏. 国外巷道掘进施工技术及发展趋势［J］. 中国煤炭，2000，26(4)：57～58.

[6]　李　强. 提高兖矿煤巷单巷综掘水平的对策浅探［J］. 煤矿现代化，2003，(2)：26～27.

[7]　肖同强，柏建彪. 6m 大循环进尺煤巷快速掘进围岩控制技术［J］. 煤矿安全，2011，(4)：63～66.

[8]　别小飞，张　帅. 冲击地压矿井大断面复合支护巷道快速掘进技术［J］. 煤矿安全，2010，4(4)：64～66.

[9]　刘　波，韩彦辉. FLAC 原理、实例与应用指南［M］. 北京：人民交通出版社，2005.

（责任编辑　郭继圣）

（上接第 75 页）

依此加固理念，工程技术人员在技术应用时也有广泛的选择组合空间。

参考文献：

[1]　刘泉声，高　玮，袁　亮. 煤矿深部岩巷稳定控制理论与支护技术及应用［M］. 北京：科学出版社，2010.

[2]　何满潮，谢和平，彭苏萍，等. 深部开采岩体力学研究［J］. 岩石力学与工程学报，2005，(16)：6～16.

[3]　何满潮，李　乾，蔡　健，等. 兴安煤矿深部返修巷道锚网索耦合支护技术［J］. 煤炭科学技术，2006，(12)：10～13.

[4]　刘文涛，何满潮，齐干，等. 深部全煤巷道锚网耦合支护技术应用研究［J］. 采矿与安全工程学报，2006，(03)：24～28.

[5]　谭云亮，宁建国，赵同斌. 深部巷道围岩破坏及控制［M］. 北京：煤炭工业出版社，2011.

[6]　余伟健，高　谦，张周平，等. 深埋大跨度软岩硐室让压支护设计研究［J］. 岩土工程学报，2009，(01)：45～52.

[7]　郭忠平，李光证，黄万朋. 采动应力作用下深井巷道围岩稳定性分析与控制［J］. 煤矿安全，2008，(7)：68～70.

[8]　何满朝，孙晓明. 中国煤矿软岩巷道工程支护设计与施工指南［M］. 北京：科学出版社，2004.

[9]　钱鸣高，石平五，许家林. 矿山压力与岩层控制［M］. 徐州：中国矿业大学出版社，2010.

[10]　董方庭，宋宏伟，郭志宏，等. 巷道围岩松动圈支护理论［J］. 煤炭学报，1994，(01)：22～32.

[11]　李　伟，秦忠诚，袁秋新，等. 不同围岩条件下锚杆支护参数研究［J］. 煤，2002，(6)：17～19.

[12]　范明建. 锚杆预应力与巷道支护效果的关系研究［D］. 北京：煤炭科学总院，2007.

[13]　康红普，姜铁明，高富强. 预应力锚杆支护参数的设计［J］. 煤炭学报，2008，(7)：721～726.

[14]　王飞虎. 地下洞室预应力锚杆支护机理及设计参数确定方法研究［D］. 西安：西安科技大学，2001：16～19.

[15]　陈金宇. 采动影响下 28 变电所耦合加固技术研究［D］. 北京：中国矿业大学(北京)，2008.

[16]　陈金宇，谢文兵，赵晨光. 斜井巷道锚注加固技术研究［J］. 煤炭科学技术，2007，35(7)：51～55.

（责任编辑　郭继圣）