

深部高应力 软岩巷道破坏机理 与支护技术



SHENBU GAOYINGLI
RUANYAN HANGDAO POHUAI JILI
YU ZHIHU JISHU

乔卫国 宋伟杰 孟庆彬 程少北 林登阁 著



WUHAN UNIVERSITY PRESS

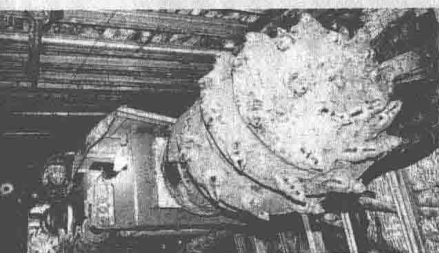
武汉大学出版社

国家自然科学基金资助 (51474135)

国家重点研发计划专项资助 (2016YFC0600900)

山东科技大学学术著作出版基金资助

深部高应力 软岩巷道破坏机理 与支护技术



SHENBU GAOYINGLI
RUANYAN HANGDAO POHUAI JILI
YU ZHIHU JISHU

乔卫国 宋伟杰 孟庆彬 程少书 林登阁 著



WUHAN UNIVERSITY PRESS

武汉大学出版社

图书在版编目(CIP)数据

深部高应力软岩巷道破坏机理与支护技术/乔卫国等著. —武汉:
武汉大学出版社, 2017. 9

ISBN 978-7-307-19360-4

I. 深… II. 乔… III. ①深井—软岩巷道—破坏机理—研究
②深井—软岩巷道—软岩支护—研究 IV. TD263.5

中国版本图书馆 CIP 数据核字(2017)第 120400 号

责任编辑:李 晶 责任校对:刘小娟 装帧设计:吴 极

出版发行: **武汉大学出版社** (430072 武昌 珞珈山)

(电子邮件: whu_publish@163.com 网址: www.stmpress.cn)

印刷: 虎彩印艺股份有限公司

开本: 720 × 1000 1/16 印张: 11.25 字数: 226 千字

版次: 2017 年 9 月第 1 版 2017 年 9 月第 1 次印刷

ISBN 978-7-307-19360-4 定价: 58.00 元

版权所有, 不得翻印; 凡购我社的图书, 如有质量问题, 请与当地图书销售部门联系调换。

前 言

“十三五”以来,我国进一步明确了对煤炭行业实现“创新发展理念、转变发展方式”的发展途径。在推动能源革命和经济发展新常态下,煤炭行业必须转向依靠理念创新、科技创新,加快结构调整,促进转型发展,提高煤炭安全、高效、绿色和智能化水平的发展方式。随着国民经济的快速发展,煤炭作为我国能源结构中的重要组成部分,其主体地位在一定时期内不会改变。然而,我国浅部煤炭资源日益枯竭,地下开采的深度越来越大,地质环境越来越复杂,在深部资源开采过程中出现了一系列问题,其中深部高应力软岩巷道破坏特征明显、支护难度增大,引起了国内外专家、学者的广泛关注。

随着矿井开采深度的增加,巷道及采场的地应力水平也越来越高,软岩巷道地压显现剧烈、巷道围岩破坏严重,深部高应力软岩巷道的支护问题越来越突出,因此,研究深部高应力软岩巷道变形破坏特征、围岩变形破坏机理及巷道稳定性控制技术有着重要的意义。本书以山东能源淄博矿业集团有限责任公司济北矿区唐口煤矿和冀中能源峰峰集团有限公司九龙矿磁西一号井为背景,对深部高应力软岩巷道破坏机理与支护技术进行了系统总结,围绕深部高应力软岩基础工程问题,针对性地开展科学研究。

笔者多年从事地下工程支护理论与技术方向的研究,尤其是近几年来在深部高应力软岩巷道破坏机理与支护技术方面做了大量研究工作,基于多年研究成果及工程实践,撰写了本书。本书可供相关研究人员和工程技术人员参考。

本书由乔卫国、宋伟杰、孟庆彬、程少北、林登阁共同撰写完成,是其多年研究成果的集中体现。全书由乔卫国统筹策划与安排,李伟、李彦志、陈朋成参与了部分章节的整理工作。

在本书撰写过程中,山东能源淄博矿业集团有限责任公司济北矿区唐口煤矿、冀中能源峰峰集团有限责任公司九龙矿磁西一号矿井等单位给予了大力支持,在此表示衷心的感谢。感谢为本书顺利出版提出宝贵意见的专家及学者。本书由国家自然科学基金(51474135)、国家重点研发计划(2016YFC0600900)、山东科技大学学术著作出版基金联合资助。

由于笔者水平有限,书中难免有疏漏和不足之处,衷心希望读者批评指正、提出宝贵意见。

乔卫国

2016年10月

目 录

1 绪论	(1)
1.1 研究背景及意义	(1)
1.2 研究现状	(5)
1.3 本书研究内容	(13)
2 深部高应力软岩巷道变形破坏特征	(14)
2.1 基本工程地质特征	(14)
2.2 围岩稳定性影响因素	(17)
2.3 围岩变形破坏特征	(21)
2.4 深部高应力软岩巷道围岩力学特性的黏弹性理论分析	(25)
2.5 围岩变形破坏特征的数值模拟分析	(29)
2.6 本章小结	(32)
3 深部高应力软岩巷道变形破坏机理	(33)
3.1 高应力作用下的破坏机理	(33)
3.2 高孔隙水压力、高温及采矿扰动下的破坏机理	(40)
3.3 巷道围岩流变破坏机理	(41)
3.4 巷道变形破坏机理数值模拟研究	(43)
3.5 本章小结	(48)
4 深部高应力软岩巷道控制理论与支护机理研究	(50)
4.1 围岩力学特征的数值模拟研究	(50)
4.2 巷道控制理论	(53)
4.3 锚注支护机理研究	(54)
4.4 锚注支护机理数值模拟研究	(66)
4.5 本章小结	(81)

5 深部高应力软岩巷道二次衬砌最佳支护时机分析	(83)
5.1 支护时机的影响因素	(84)
5.2 支护时机的确定	(86)
5.3 基于支护抗力和变形时空关系的最佳支护时机研究	(92)
5.4 基于解析法的最佳支护时机研究	(100)
5.5 二衬支护时机数值模拟	(102)
5.6 本章小结	(118)
6 唐口煤矿深部高应力软岩巷道支护工程实例	(120)
6.1 试验巷道工程地质条件	(120)
6.2 巷道围岩变形破坏情况及分析	(121)
6.3 支护方案设计	(124)
6.4 支护方案数值模拟研究	(129)
6.5 矿压监测	(132)
6.6 本章小结	(141)
7 磁西一号井副井马头门支护工程实例	(143)
7.1 近年来国内深井马头门变形破坏案例	(143)
7.2 工程概况	(146)
7.3 支护原则、支护方案及支护参数	(148)
7.4 底板锚索束施工工艺	(152)
7.5 矿压监测	(154)
7.6 本章小结	(165)
参考文献	(166)

1 绪 论

随着经济的快速发展,社会对能源的需求量日益增加,浅部易采资源日趋枯竭,矿山的规模正在不断地扩大,矿井也逐渐向深部快速推进,目前国内外矿山都在进行深部资源的开发。由于矿井开采深度的增加,深部岩体处于“三高一扰动”的复杂地质力学环境,使得深部岩体的结构特征和力学行为更加复杂,在浅部开采中表现为硬岩特性的岩体进入深部开采后相继表现出高地压、大变形、难支护等非线性软岩力学特性,并产生了一系列的工程响应,如巷道及采场的矿压显现剧烈、巷道围岩大变形、强流变等;巷道及采场的地应力水平也越来越高,特别是在地质构造活动强烈的地区,残余构造应力较大,水平构造应力往往大于垂直自重应力,形成高水平地应力软岩巷道,这些都增加了软岩巷道地压显现及巷道围岩破坏的剧烈程度,造成深部高应力软岩巷道支护更加困难,也对深部开采技术提出了更高的要求。因此,矿山深部开采过程中所产生的岩石力学问题已引起了国内外专家、学者的高度重视,是目前地下工程中的主要技术难题之一。

1.1 研究背景及意义

煤炭是我国的主要能源,煤炭在我国一次性能源结构中约占 70%,煤炭作为自然赋予人类的主要化石能源,长期以来支撑着人类社会的进步和发展。随着人类对煤炭需求量及开采强度的不断增大,浅部煤炭资源日趋减少,煤矿矿井的开采深度不断增加,国内外矿井相继进入了深部资源开采状态。

有关资料表明,埋深 1000 m 以上的煤炭资源已采储量约占其总储量的 70%,深部 1000~2000 m 的煤炭资源将是我国未来主体能源的后备储量;我国已探明的煤炭资源占全世界总储量的 11.1%,埋深 1000 m 以下的煤炭储量为 2.95 万亿吨,占煤炭资源总储量的 53%。随着浅部煤炭资源的枯竭,我国煤炭开采逐步转向深部,国内部分煤矿矿井开采深度现状如图 1-1 所示:长广煤矿开采深度为 1000 m,门头沟煤矿开采深度为 1008 m,孙村煤矿开采深度为 1055 m,冠山煤矿开采深度为 1059 m,张小楼煤矿开采深度为 1100 m,赵各庄煤矿开采深度为 1159 m,采屯煤矿开采深度为 1197 m。根据目前我国煤炭资源开采状况来看,我国煤矿矿井开采深度以 8~12 m/a 的速度向深部延伸,东部矿井开采深度正以 10~25 m/a 的速度向深部发展,预计在未来 20 年内我国很多煤矿将进入 1000~1500 m 的开采深度。

随着矿井开采深度的加大,我国许多煤矿都出现了不同程度的软岩问题,煤矿深部软岩巷道支护问题一直是影响煤矿安全、高效生产的重大难题之一。有关数据表明,我国煤矿巷道掘进总量约为 6000 km/a,其中软岩巷道占每年巷道掘进总量的 28%~30%,软岩巷道的返修率高达 70%以上,尤其是深部高应力软岩巷道破坏更加严重,深部矿井开采中的软岩巷道支护问题越来越突出。

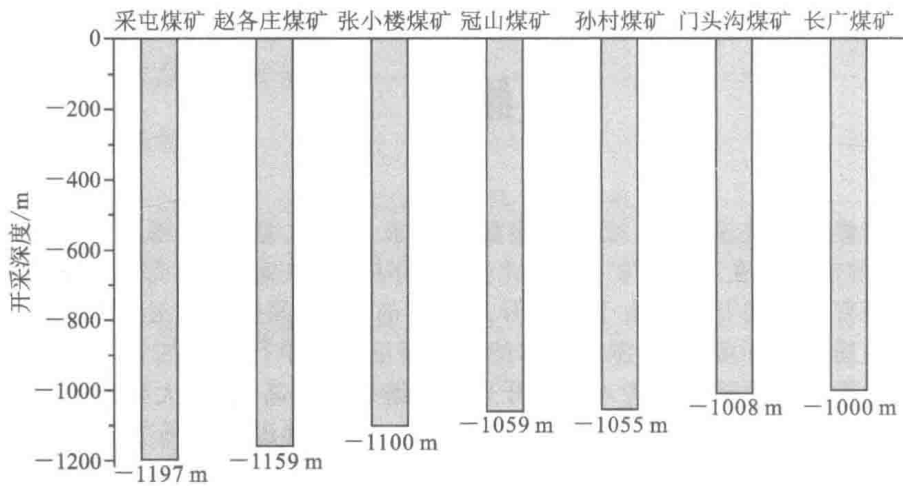


图 1-1 国内部分煤矿矿井开采深度现状

国外一些主要产煤国家从 20 世纪 60 年代就开始进入深井开采,1960 年西德平均开采深度已经达 650 m,1987 年已将近 900 m;苏联在 20 世纪 80 年代末有一半以上的产量来自 600m 以下的开采深部。目前,英国的平均开采深度为 700 m,最深为 1000 m;德国的平均开采深度为 947 m,最深为 1713 m(鲁尔矿区);波兰的平均开采深度为 690 m,最深为 1300 m(上西里西亚盆地的 Pniowek 煤矿);乌克兰的顿巴斯矿区、俄罗斯的库茨涅茨矿区的一些矿井的开采深度达 1200~1400 m。

据不完全统计,国外矿井开采深度超过 1000 m 的金属矿山有 80 多个。南非现有大多数金矿的开采深度都在 1000 m 以下,最大开采深度达 3700 m(Anglogold 西部金矿区);印度部分金矿(Kolar 金矿区)的开采深度超过 2400 m;俄罗斯的基洛夫、共产国际(克里沃罗格铁矿区)等 8 座矿山采准深度已达 910 m,开拓深度为 1570 m,未来预计达到 2000~2500 m;加拿大、美国、澳大利亚等国的部分有色金属矿山开采深度也超过了 1000 m。国外主要采矿国家矿井开采深度现状如图 1-2 所示。

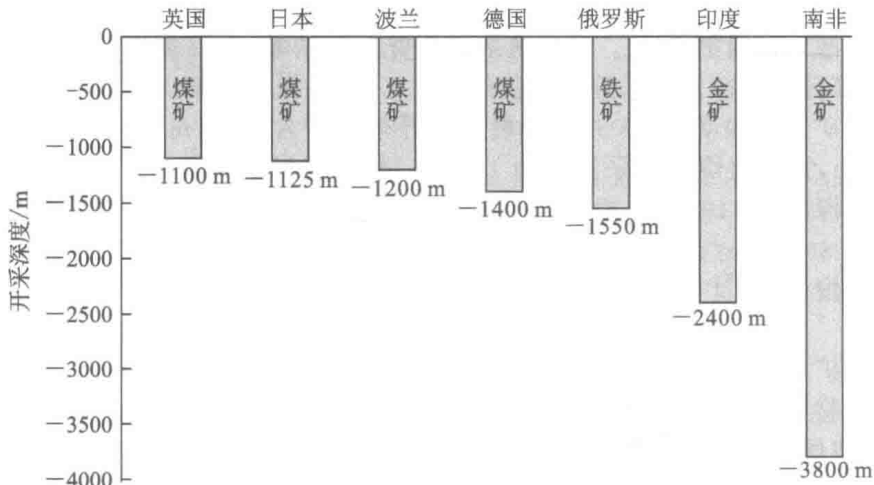


图 1-2 国外主要采矿国家矿井开采深度现状

在煤矿向深部开采的过程中,一系列的地质灾害日益显现,软岩巷道支护仍是当今世界采矿及地下工程中的一项重要而极其复杂的技术问题,深部高应力软岩巷道支护是一个重要的研究方向,它是旧矿井向深部拓展以及进行深部资源开采的关键性技术之一。国内外许多专家、学者为此进行了大量的理论研究和工程实践,并取得了一些研究成果,但深部高应力软岩巷道支护依然面临许多新的难题与挑战,研究深部高应力软岩巷道支护理论和技术已势在必行。

由于深部与浅部在围岩赋存条件上存在根本性差异,浅部低应力软岩巷道围岩稳定性控制理论与技术已经不能完全适应深部高应力软岩巷道围岩稳定控制的要求。因此,研究深部高应力软岩巷道变形破坏特征,分析深部高应力软岩巷道围岩变形破坏机理,加大深部高应力软岩巷道稳定性控制理论研究,加快试验适合深部高应力软岩巷道的支护形式,才能有效地指导深部高应力软岩巷道的设计与施工,为我国矿山深部煤炭资源安全、高效的开采提供理论支持和支护的技术保障,这对矿山可持续发展具有重要的现实意义和工程应用价值。

目前国内外对“软岩”这一概念的认识还未能形成统一的观点。自 20 世纪 60 年代至 90 年代初,对于软岩的定义有几十种之多,学术界对此也是争论不一。综合比较近几年来对软岩概念的研究成果,发现其定义的形式仍然较多,各有其优缺点,概括起来有如下三种。

(1)从围岩自身特点出发:陆家梁(1990)从软岩的成岩时间、结构、胶结程度以及自身强度方面出发,认为软岩为松软岩层,是指那些松散、软弱的岩层,它是相对于坚硬岩层而言的。郑雨天、王梦恕、何修仁等(1987)认为软岩是软弱、破碎、膨胀、流变、强风化及高应力岩体的总称。朱效嘉(1996)提出,松软、破碎、软弱、膨胀及风化等岩层称为松软岩层,简称软岩。曾小泉(1985)认为,松软岩层系松散破碎、软弱、强风化和膨胀性岩层的总称。

(2)从围岩力学强度出发:国际岩石力学学会(1990,1993)指出,软岩是指单轴抗压强度在 0.5~25 MPa 的一类岩石;G. Russo(1994)指出,软岩是指单轴抗压强度小于 17 MPa 的岩石;另外,还有一部分学者认为, $\sigma_c/(\gamma h) < 2$ 的岩层称为软岩(σ_c 为单轴抗压强度, γ 为岩石容重, h 为深度)。

(3)从围岩工程特性出发:董方庭(1994,1997)提出围岩松动圈大于 1.5 m 的围岩称为软岩。鹿守敏(1991)提出围岩松动圈大于 1.5 m,并且用常规支护不能适应的围岩称为软岩。有些学者认为,软岩是指“难支护的围岩”或“多次支护,需要重复翻修的围岩”。

准确地判断围岩的类型,恰当地评价巷道在所处围岩及应力环境条件下支护的难易程度,对于巷道支护参数的选定至关重要。国内外对岩体分类已提出了几十种甚至上百种方法,但对软岩分类的研究较少。总的来说,国内外对软岩分类所考虑的因素是比较一致的。将《工程岩体分级标准》(GB/T 50218—2014)所依据的岩石坚固性程度(岩石饱和单轴抗压强度 R_c)和岩体完整程度(岩体完整性指数

K_v 、泥质含量)这两个决定各类工程岩体稳定性的基本共性因素作为主要影响因素,将软岩划分为四类,即高应力型软岩、节理型软岩、膨胀型软岩和复合型软岩,如表 1-1 所示。

表 1-1 软岩工程分类表

软岩名称	泥质含量	单轴抗压强度 σ_c /MPa	塑性变形特点
高应力型软岩	$\leq 25\%$	≥ 25	遇水发生少许膨胀,在高应力状态下,沿片架状黏土矿物发生滑移
节理型软岩	少含	低—中等	沿节理等结构面产生滑移、扩容等塑性变形
膨胀型软岩 (低强度软岩)	$> 25\%$	< 25	在工程力作用下,沿片架状硅酸盐黏土矿物发生滑移,遇水显著膨胀等
复合型软岩	含	低—高	具有上述某种组合的复合型机理

至于“深部”的概念,世界各国的采矿界一致认为,深部开采是由于矿床埋藏较深,而使生产过程出现一些在浅部矿床开采时很少遇到的技术难题的矿山开采。而且世界上有着深井开采历史的国家一般认为,当矿山开采深度超过 600 m 即为深部开采。另外,世界上主要采矿国家的专家、学者针对本国的地下工程所引起的岩石力学问题,各自界定了其深部范围,比如日本把深井的“临界深度”界定为 600 m;英国和波兰则将其界定为 750 m;德国将埋深超过 800~1000 m 的矿井称为深井,将埋深超过 1200 m 的矿井称为超深井;南非、加拿大等采矿业发达的国家,矿井深度达到 800~1000 m 称为深部开采;我国的深部开采深度通常被界定为:煤矿为 800~1500 m,金属矿为 1000~2000 m。

在深部高应力软岩巷道支护的过程中,随着开采深度增加,地层压力逐渐增大,如果采取不适当的维护措施,巷道围岩变形愈加剧烈,支护也会愈加困难,最终将导致巷道失稳破坏;破坏后的巷道围岩将更加破碎,再生裂隙更加发育,致使巷道掘进与支护也变得十分困难。尤其是处于中生代白垩纪地层的岩石表现出一系列软弱特征,部分学者称其为“弱胶结地层软岩”,其泥质含量较高,胶结差,遇水软化且具有高膨胀性,呈现非线性大变形、难支护的问题。

由于弱胶结地层软岩多为胶结程度极差的泥岩、粉砂岩、砂岩等,呈松散、软弱的状态,巷道围岩属极软弱岩层,岩层的强度小于煤层强度,且存在严重的泥化、崩解现象,围岩自承载能力极差,在煤层较薄的条件下无法为锚固类的支护结构提供稳定的锚固点,从而无法实施有效的锚杆、锚索及锚网等主动支护形式。锚固阻力极差导致锚杆、锚索主动支护体系基本失效且不能保持巷道稳定;而被动支护结构因支护形式、支护材料不合理,亦不能达到有效支护。该地质条件对原有成熟的支

护结构理念造成很大的挑战,在软岩巷道支护已成为世界采矿及地下工程中一项重要技术问题的今天,弱胶结地层软岩巷道支护已成为一项极其复杂的研究课题。

弱胶结地层软岩巷道在开挖支护过程中呈现自稳时间极短、变形大、流变特征显著等特点,随着西部矿山开采力度的加大,这些不稳定、极不稳定的软岩巷道越来越多,也逐渐引起了国家政府部门及国内专家、学者的高度重视,并基于该类软岩基本特征及已有软岩巷道支护理论开展了广泛的科学研究。目前,针对西部矿区弱胶结地层软岩巷道的支护难题进行了一定的理论研究和工程实践,并取得了一些研究成果。但由于包括煤层在内的顶底板岩层存在于如此复杂的地质环境之中,这种复杂性主要表现在岩石泥质含量高、胶结差,遇水软化且具高膨胀性,从而在此类地层的采矿工程活动中,岩体的变形破坏形式和机制则与一般软岩支护情况显示出极大的差异性。因此,若要能够正确认识弱胶结软岩岩体的环境条件和物理力学属性,充分和有效地预测弱胶结软岩的破坏,还需要一个漫长的过程。

1.2 研究现状

自 20 世纪 60 年代以来,国内外学者对软岩工程问题进行了广泛的研究。众多学者的共同努力使得软岩支护理论和支护技术方面取得了长足的发展,特别是软岩支护技术方面发展较快,形成了多种具有代表性的联合支护体系。然而,与软岩的支护技术研究相比,支护理论研究相对较弱。因此,必须反思现有的支护理论,探讨适合于软岩的支护理论显得尤为重要。

1.2.1 国外软岩巷道工程支护理论研究现状

20 世纪初,以 A. Haim(海姆)(1912)、W. J. M. Rankine(朗金)(1857)和 A. Н. Иник(金尼克)理论(1925)等为代表的古典压力理论认为:作用在支护结构上的压力等于其上覆岩层的自重 γH 。区别在于:A. Haim 认为侧压系数 $\lambda = 1$,

W. J. M. Rankine 认为侧压系数 $\lambda = \tan^2(45^\circ - \frac{\varphi}{2})$, A. Н. Иник 认为侧压系数

$\lambda = \frac{\mu}{1-\mu}$, 其中 μ 、 φ 、 γ 分别表示岩体的泊松比、内摩擦角、容重。K. Terzaghi(太

沙基)(1923)和 M. М. ПротоДьяконов(普氏)(1926)等在古典压力理论的基础上提出了坍塌拱理论:洞室上部岩体的坍塌拱的高度主要与地下工程的围岩性质及其跨度有关。K. Terzaghi 认为坍塌拱形状为矩形, M. М. ПротоДьяконов 认为坍塌拱形状为抛物线。总的来说,坍塌拱理论的最大贡献在于首次提出了巷道围岩具有自身承载能力。20 世纪 60 年代,奥地利工程师 L. V. Rabcewicz(拉布西维兹)等在长期从事隧道施工的实践中,从岩石力学的观点出发而提出的一种合理的隧道设计施工方法,称为奥地利隧道新施工方法(New Austrian Tunneling

Method, NATM), 简称新奥法, 它是将岩石力学理论、锚喷支护技术、现场测试技术相结合而形成的一种新的工程施工方法。概括来说, 新奥法是以岩石力学为理论依据, 以充分利用围岩的自承能力为出发点, 将锚喷支护作为主要的支护手段, 及时进行支护, 以便控制围岩的变形破坏, 使围岩成为支护体系的重要组成部分, 形成了以围岩、支护为一体的承载结构, 共同支撑围岩压力。通过对隧道围岩与支护结构的现场量测, 对开挖后隧道围岩进行动态监测, 及时反馈围岩-支护承载体的力学动态变化状况, 为二次支护提供合理的支护时机, 通过监控量测及时反馈的信息来指导隧道及地下工程的设计与施工。

1978 年日本学者山地宏和樱井春辅提出了围岩支护的应变控制理论。该理论认为: 巷道围岩的应变随着支护结构的增大而减小, 因此可以通过增加支护结构的强度及刚度, 能够有效地将围岩应变控制在容许应变范围之内。20 世纪 70 年代, M. D. Salamon(萨拉蒙)等提出了能量支护理论, 该理论认为: 支护结构与围岩相互作用, 在支护结构与围岩的变形过程中, 在巷道开挖后围岩释放部分能量, 而支护结构吸收这部分能量, 但是总的能量没有变化。可利用支护结构这一特点, 使支护结构自动吸收并释放围岩传递过来的多余能量。

目前, 数值计算方法的发展日趋成熟, 主要包括有限元法、有限差分法、离散元法、边界元法、非连续变形方法等, 以此为基础的计算软件大量涌现, 如 ANSYS、FLAC、UDEC 等软件都为广大用户所熟知。由于数值计算方法能够在较短的时间内完成大量的计算分析工作, 计算成本低、效率高, 并将这些软件与一些支护理论相结合, 因此其在采矿及地下工程中得到了广泛的应用。

1.2.2 国内软岩巷道工程支护理论研究现状

20 世纪 60 年代, 陈宗基院士提出了岩性转化理论, 该理论认为: 同样的矿物成分、结构形态, 在不同的工程环境条件下, 产生不同的应力-应变响应, 形成不同的本构关系。该理论强调岩体是非均质、非连续的离散介质, 岩体在工程环境条件下形成的本构关系并不是简单的弹性、弹塑、黏弹塑变形理论特征。于学馥等(1981, 1983, 1995)提出了轴变论, 该理论认为: 巷道开挖后, 由于围岩具有一定的自承能力, 巷道坍塌后可自行稳定, 并可以用弹性理论进行分析。巷道围岩破坏是由于巷道开挖后围岩应力重分布形成的二次应力场超过了岩体强度极限而引起的。围岩应力重分布的特点为: 高应力区下降, 低应力区上升, 并向应力均匀分布方向发展, 直到巷道围岩稳定而终止。冯豫(1990)、郑雨天(1990)、陆家梁(1985)、朱效嘉(1996)等在新奥法的基础上提出了联合支护理论, 该理论认为: 对于软岩巷道支护, 只强调支护刚度是不行的, 要采用先柔后刚、先让后抗、柔让适度、刚柔相济的支护原则。在此基础上发展起来的支护形式主要有: 锚喷(网)支护技术、锚网喷架技术、锚带网(喷)架技术, 等等。郑雨天、朱效嘉、孙钧等(1996)在联合支护理论的基础上提出了锚喷-弧板支护理论, 该理论认为: 对软岩只强调放压是不行的,

当巷道围岩放压到了一定程度,即在充分释放巷道围岩内积聚的变形能后,必须坚决有效地控制住巷道围岩的变形,即采用高强度钢筋混凝土弧板作为联合支护理论先柔后刚的刚性支护形式,坚决限制围岩的大变形。

20 世纪 80 年代,董方庭提出了松动圈支护理论,其主要观点是:巷道围岩松动圈是围岩应力超过围岩强度而产生的破坏区,它是巷道围岩收敛变形的主要原因,松动圈的大小与巷道支护难易程度联系密切。其支护的主要对象(荷载)是围岩松动圈形成过程中的碎胀力;围岩松动圈是地应力与围岩性质的函数,是一个综合指标,围岩松动圈可分为三类,即 $L_p=0\sim 40$ cm 为小松动圈、 $L_p=40\sim 150$ cm 为中松动圈、 $L_p>150$ cm 为大松动圈,其值越大支护越困难;根据围岩的状态、围岩松动圈的大小确定锚杆的支护机理,即无松动圈时锚杆无支护作用,中松动圈时锚杆起悬吊作用,大松动圈时锚杆为组合拱作用;支护的目的在于防止巷道围岩松动圈发展过程中产生过度的有害变形。方祖烈(1999)提出了主、次承载区支护理论,该理论认为:巷道开挖后,在围岩深部产生了压缩域,体现了围岩的自承能力,是维护巷道稳定的主承载区;在巷道周围形成了张拉域,通过采取支护加固措施后,也具有一定的承载能力,但这只起辅助作用,称之为次承载区。主、次承载区的相互协调作用共同决定了巷道围岩的稳定状态,支护对象为张拉域内的围岩,支护形式、支护参数的选择根据主、次承载区相互作用过程中所呈现的动态特征来确定。应力控制理论或称为围岩弱化法、卸压法或卸载法等,其基本原理是通过一定的技术手段来改变巷道某些部分围岩的物理力学性质(即弱化围岩),以改善巷道围岩内部的应力分布状态,在巷道围岩周边区域中形成一个卸载区,使得围岩压力向围岩深部发生转移,在巷道围岩深部形成承载区,以此来提高围岩的自承能力,达到控制巷道围岩稳定的目的。何满潮(2000)运用工程地质学和现代大变形非线性力学相结合的方法,提出了软岩工程力学支护理论。该理论以软岩工程力学理论体系为基础,着重软岩巷道的变形力学机制确定和复合型软岩转化技术研究;在地质力学分析的基础上,用实验室非线性大变形力学数值模拟试验再现破坏过程,优化、预测和模拟支护方案的过程和效果,优选出最佳支护方案,并在现场软岩巷道支护中试验和验证,从而探索出各种类型软岩工程支护技术。

1.2.3 国外深部高应力软岩巷道支护技术研究现状

直至 20 世纪 80 年代,德国、英国、法国、波兰等西欧国家的巷道支护仍以金属支架为主,针对不同的围岩状况采用不同类型的金属支架,在浅部巷道支护中金属支架用量约占支护总量的 70%,并取得良好的支护效果。随着开采深度的增大,岩体赋存地质条件变得复杂,金属支架已不适应煤矿深部开采的需求。20 世纪 90 年代初,美国、澳大利亚等国大力发展高预应力高强锚杆支护技术,在深部(600 m 以上)巷道支护中取得了良好的效果,从而该技术在西方国家的煤矿开采支护中得到普遍应用;美国、澳大利亚在近几十年的煤矿深部开采中,一直以锚喷支护为主

体进行联合支护,深部不稳定围岩一般采用锚网喷、组合锚杆(喷网)、高强超长锚杆(喷网)等支护形式,对于深部极不稳定围岩主要采用组合锚杆桁架与锚索支护、锚网喷与锚索联合支护等形式。目前,西欧大多数国家各类型的锚杆支护、锚索支护及联合支护约占软岩巷道支护总量的 90%;俄罗斯顿巴斯地区深部巷道采用支撑能力大的 ACr1、ACr2 以及 AK 新型锚杆,其支撑能力为 190~330 kN,同时可用高强度托板及钢带,形成锚网带联合支护,取得了良好的支护效果和经济效益;德国是目前世界上煤矿开采深度最大的国家,主要矿井开采深度已达到 1200 m 左右,深部高应力软岩巷道支护主要采用锚杆、锚索、注浆和封闭型的钢构混凝土衬砌组成的多重高强联合支护,支护效果显著,但导致其开采支护成本昂贵。目前,尽管俄罗斯、西欧国家等对解决深部高应力软岩巷道支护问题进行了较为广泛的研究,也对注浆加固巷道围岩进行了大量的实验室试验和现场工业性试验,但是注浆加固技术至今还是没有在软岩巷道治理中得到广泛推广、应用。

1.2.4 国内深部高应力软岩巷道支护技术研究现状

在 20 世纪 50、60 年代,我国煤矿平均开采深度基本在 300m 以下,一般采用砌碛加固就可使巷道保持稳定。随着矿井开采深度的增加,砌碛逐渐不能使巷道保持稳定,则开始采用各类金属支架;当使用 U29 型全封闭可缩性金属支架也不能保持巷道稳定时,则采取多次修复方式来维持巷道稳定。70 年代末,采用料石条带碛、料石圆碛、可缩性料石圆碛、可伸缩圆形金属支架、锚喷与金属支架及砌碛组成联合支护等支护形式来解决软岩巷道支护问题,这些支护体系可解决一般不稳定的软岩巷道支护问题。往深部开采,往往水平构造应力显著,形成深部高应力软岩巷道,上述支护体系基本失效且不能保持巷道稳定,随着开采深度的加大,这些不稳定、极不稳定软岩巷道越来越多。这些问题引起了国内外专家、学者的高度重视,对其进行了研究,并取得一定的科研成果。

“六五”攻关期间,提出了锚网喷与金属支架相结合的二次联合支护形式,强调一次支护不能强抗,而是先让压,即巷道开挖后让围岩释放部分的变形能量,在围岩压力释放到一定程度的条件下,当围岩压力及巷道围岩变形速率发生衰减后再进行二次支护,可有效地控制巷道围岩因产生过度变形而被破坏。“七五”攻关期间,提出了采用可伸缩锚杆、高强度预应力大弧板及 U29 型全封闭可缩性金属支架等支护形式来解决极不稳定软岩巷道的支护问题,但是在实际工程运用中,巷道往往需要多次翻修后才能保持稳定,这些支护形式由于没有达到预期目标而未能大范围推广应用。“八五”攻关期间,提出了锚注支护和可伸缩锚杆、金属支架、注浆联合支护形式来解决极不稳定软岩巷道的支护问题,但这种联合支护形式,由于成本高、施工工艺复杂等,而未能全面推广应用;由于成本低、施工工艺简单及加固效果显著等,锚注支护技术被广泛应用于煤巷、岩巷、硐室、新掘及修复巷道、静压及动压巷道等,锚注支护技术是加固深部高应力软岩巷道最有效的一种支护形式。

在“七五”、“八五”攻关期间,还引进了组合锚杆、锚杆桁架及锚索支护等其他支护形式,并在一些软岩巷道中推广应用,配合锚注支护形成多种锚注联合支护体系,有效地解决了深部高应力软岩巷道的支护难题。

20 世纪 80 年代以后,深部软岩巷道围岩控制理论及技术快速发展,深部软岩巷道的支护技术按围岩-支护相互作用关系可分为 3 个阶段:第一阶段认为,通过直接提供外力的方式作用于巷道围岩表面,其特点是都属于被动支护,如金属支架、砌碇等支护形式;第二阶段认为,不仅及时主动提供支护抗力作用于巷道围岩表面,而且能与巷道围岩之间相互作用,其特点是都属于主动支护,如锚杆、锚索、锚喷(网)等支护形式;第三阶段认为,直接加固巷道围岩破碎岩体,提高围岩的物理力学性能,改善围岩应力分布状态,如锚注支护技术。

总的来说,金属支架耗用钢材量大,支护成本较高,并且在深部软岩巷道中支护效果不明显,不适应深部软岩巷道大变形的要求。一般来说,深部软岩巷道围岩的松动圈范围较大,岩体强度较低,单纯使用锚杆支护也难以使破碎的岩石完全处于受压状态而形成组合拱,难以有效地控制深部软岩巷道的大变形、强流变。利用锚注支护技术,将锚杆支护与注浆技术有效地结合在一起,可解决节理裂隙发育的软岩巷道的支护难题,扩大了锚杆的使用范围,提高了深部软岩巷道的支护效果。

1.2.5 弱胶结软岩巷道支护技术研究现状

我国西部矿区广泛分布着弱胶结地层,随着矿区开发的增加,矿井建设遇到的地质问题也日益复杂,要研究弱胶结软岩的变形机理,首先需要对其微观机理、岩石力学性质等进行研究,总结出弱胶结软岩的膨胀因素,得出岩石水稳、遇水崩解、强度低等特征,并通过理论力学分析总结出该类软岩巷道的变形规律,最后借助 FLAC 3D 进行数值分析以研究软岩巷道围岩变形特性。关于弱胶结软岩的国内外研究现状主要从以下几个方面进行阐述:

- ① 岩体的特征及形成条件的研究与进展;
- ② 软岩巷道围岩吸水软化、膨胀变形机理的研究与进展;
- ③ 弱胶结软岩巷道支护的研究与进展。

1. 岩体的特征及形成条件的研究与进展

软岩工程技术的研究属于岩石力学的范畴,弱胶结软岩则属于胶结差、遇水软化且具有高膨胀性的软岩(或称为低强度软岩)。西部矿区所穿越大部分的地层为中生代或新生代地层,其中含有膨胀性矿物的黏土类岩石。近几年,随着矿山开采条件越来越复杂,软岩支护问题涉及的工程领域越来越广,学术界专家陆续投身于对弱胶结软岩特征及形成条件的研究中。

曲永新(1988)根据大量不同类型的未扰动岩块的干燥饱和吸水率的试验结果和泥质岩单轴抗压强度的分布,提出了一种简单有效的泥质岩工程分类方法。研究表明未扰动岩块的干燥饱和吸水率的大小能够反映泥质岩的成岩胶结作用、黏

土矿物组成、物理化学性质等对泥质岩水稳性或膨胀性的综合影响。彭涛(1995)按煤矿软岩的成生时代和黏土矿物的组成特点将其分为古生代软岩、中生代软岩和新生代软岩,并分别讨论了其结构特征、物理力学性质及水理性质,分析和探讨了软岩的变形力学机制。王小军(1995)按国内外膨胀岩的一些判别与分类的准则和方法,列举了膨胀岩的野外地质特征,提出了隧道工程中膨胀岩的判别与分类技术指标,但仍需继续开展膨胀岩工程破坏实例的专门研究,提高对膨胀岩和膨胀岩工程变形破坏机理的认识。李洪志(1997)提出膨胀型软岩能与水发生物理化学反应使含水量或体积发生变化,是长期地质作用的产物,随着时间场和空间场的不同,其力学和化学特征有明显的差异。基于对煤矿软岩的实际研究,总结二者在成分、物理化学特征、力学性质以及膨胀机制等方面的差异,为工程有效支护提供理论依据。周翠英(2005)通过扫描电镜、偏光显微镜、能谱分析仪、粉晶 X 射线衍射仪以及岩石的物理力学测试等手段测定软岩微观结构、矿物成分、物理力学性质、水溶液的化学成分及其随时间的变化特点,揭示软岩力学性质软化的动态变化规律,探讨其软化微观机制。赵健(2013)利用第一性原理计算方法,将软岩膨胀大变形概化为黏土矿物中的各种组分原子和水分子之间的相互作用模型。通过对黏土矿物微观电子结构等的研究,深入了解了黏土矿物物理化学性质,总结了杂质在高岭石内的掺杂机制,分析了杂质的形成能和电子跃迁能级等物理量,揭示了杂质对黏土矿物分子结构、电荷密度等物理化学性质的影响。

2. 深部高应力软岩巷道围岩吸水软化、膨胀变形机理的研究与进展

针对弱胶结软岩岩体的影响因素,岩体的遇水软化、膨胀的特性归根结底与水的影响有关。多位学者对富含膨胀性黏土类矿物的弱胶结软岩岩体的影响因素及规律进行了持续的研究。

康红普(1994)分析了各种膨胀理论的适用条件,通过理论推导,得出了求解岩石遇水膨胀引起的巷道底臃的表达式。刘长武、陆士良(2000)以扫描电子显微镜、X 射线衍射仪、9310 型微孔结构分析仪等先进的设备为测试手段,从泥岩的微观结构及物质组成等方面入手进行研究,结合泥岩遇水后宏观物理力学性质的变化规律,全面阐述了泥岩遇水的崩解软化机理。黄宏伟、车平(2007)通过扫描电镜与 X 射线衍射仪对不含蒙脱石的华北中生代煤系地层泥岩的微观结构与物质组成进行分析,研究了该泥岩遇水软化过程中微观结构随时间变化的动态特征。总结出泥岩内部结构体系的特点是其软化崩解的真正原因,而是否含有蒙脱石并非泥岩软化崩解的决定性因素。周翠英(2010)分析了软岩系统自组织临界现象中最显著的两个特征:自组织性和临界特性,并从系统演化的角度探讨了饱水软岩系统中一种具有一定稳定性的非平衡自组织有序结构的产生过程,给出了水作用下软岩工程特性变异达到稳定的临界时刻。

针对软岩巷道围岩吸水膨胀造成的大变形机理,国内的一些学者通过试验对软岩的吸水过程、吸水后的膨胀性进行了研究。国内外在对岩石与水相互作用问

题的研究中,对含水岩石力学特性、水对岩石动力学特性的影响、水-岩化学作用的力学效应、岩石遇水后的微观结构特征与软化机制、吸水膨胀变形及变形时效特性等研究比较多,而对开采条件下泥岩吸水随时间变化规律的研究较少。

何满潮(2008)认为软岩吸水膨胀是深井软岩巷道产生大变形乃至坍塌的主要原因之一。采用自主开发研制的软岩水理作用测试仪,对深井泥岩进行吸水试验研究,同时进行 SEM 与 X 射线衍射试验,来揭示泥岩的吸水特性及其主要影响因素。根据试验结果,建立泥岩吸水的过程函数,同时分析了泥岩吸水特性的主要影响因素。

杨春和(2006)通过偏光显微镜、电子扫描电镜、X 射线衍射仪,测定板岩泡水过程中吸水率润湿角的变化,不同浸泡时间下的矿物颗粒微观结构、孔隙度的变化,并通过三轴压缩实验,研究了板岩泡水后发生软化的过程与机理。研究表明板岩内部矿物颗粒在浸泡过程中产生体积膨胀,胶结变得松散,板岩浸泡后发生软化,随着吸水率增加,峰值抗压强度以负对数的形式降低。

朱效嘉(1996,1997)从理论上分析了软岩的水理性质,通过分析水在软岩中的赋存状态,论述了软岩的固态、塑性、泥化、软化、液化、渗流、崩解、膨胀等水理性质,并归纳出晶格扩张膨胀理论和扩散双电层膨胀理论来解释该类膨胀。

刘晓明(2008)通过研究软岩崩解物的粒度及其分形特征变化规律,根据分形概念建立了模拟红层软岩崩解的数学模型,模拟与实测结果的发展趋势基本相同,表明软岩的崩解是一个分形过程。

李杭州(2007)通过应变控制式固结不排水三轴试验,测定并分析了膨胀型泥岩的应力-应变关系以及强度变化特性。结果表明,膨胀性泥岩的应力-应变曲线呈应变软化型,泥岩中的裂隙结构面等是影响泥岩强度的重要因素,说明了膨胀型泥岩不同的破坏模式对应着不同的应力-应变曲线;还说明了峰值强度、残余强度以及残余强度比是随围压的变化而变化的;孔隙水压力变化分为 3 个阶段,通过控制不同的剪切速率的固结不排水三轴试验,研究和分析了应变率随应力-应变关系、强度变化的特性以及孔隙水压力的变化。

朱合华(2002)认为含水状态是影响岩石蠕变力学性质的一个重要因素,隧道开挖后因渗流路径的增加将改变围岩的含水状态,且使围岩的力学性质变成遇水弱化。并通过干燥和饱水两种状态下岩石蠕变试验结果的对比,探讨了岩石蠕变受含水状态影响的规律性。根据广义 Kelvin 模型求得了两种状态下岩石蠕变的模型参数,分析了模型参数变化的规律。

刘夕才(1996)采用非相关联塑性流动法则模拟软岩的塑性扩容特性,推导了一个新的塑性区位移理论解,并以该位移理论解为基础,分析了软岩巷道围岩的膨胀特性与扩容现象,详细讨论了软岩塑性膨胀对巷道围岩的位移分布规律和特性曲线的影响,得出软岩的膨胀性只对塑性区位移分布规律有影响,而与弹性区位移分布无关;巷道位移随膨胀角的增大而增大等重要结论。