

caichang zhijia weiyan guanxi jiqi jiance kongzhi

采场支架围岩关系 及其监测控制

刘长友 曹胜根 方新秋 著

中国矿业大学出版社

China University of Mining and Technology Press

caichang zhijia weiyan guanxi jiqi jiance kongzhi

煤炭科学基金项目资助(97 采 20210)

采场支架围岩关系及其监测控制

刘长友 曹胜根 方新秋 著



中国矿业大学出版社

内 容 提 要

本书简要分析总结了传统矿山压力理论以及砌体梁结构的关键块及其稳定性,围绕采场支架与围岩关系这一主题,研究了采场直接顶介质的变形破坏特征及其承载传力特性,分析了直接顶的结构力学特性及其刚度,从而得出对支架与围岩关系的新认识,建立了采场支架与围岩整体力学模型,分析确定了采场(综放)支架工作阻力。基于综放开采围岩稳定性的特点,研究了综放开采端面顶板稳定性及其影响因素,提出了综放开采端面顶板稳定性控制(包括收尾期间)的新概念,研究了采场支架与围岩稳定性监测控制体系和模式,进行了高产高效工作面支架与围岩监测控制实践,取得了良好的经济效益和社会效益。

本书可供从事采矿工程、矿山安全及岩石力学与工程等专业的科技工作者、研究生和本科生参考使用。

图书在版编目(CIP)数据

采场支架围岩关系及其监测控制/刘长友,曹胜根,
方新秋著. —徐州:中国矿业大学出版社,2003.11

ISBN 7-81070-815-5

I. 采… II. ①刘… ②曹… ③方… III. ①采场
支护—关系—围岩—研究 ②矿山—围岩变形—研究
IV. TD3

中国版本图书馆 CIP 数据核字(2003)第 103203 号

书 名 采场支架围岩关系及其监测控制

著 者 刘长友 曹胜根 方新秋

责任编辑 何 戈

责任校对 杜锦芝

出版发行 中国矿业大学出版社

(江苏省徐州市中国矿业大学内 邮编 221008)

网 址 <http://www.cumtp.com> E-mail: cumtpvip@cumtp.com

排 版 中国矿业大学出版社排版中心

印 刷 中国矿业大学印刷厂

经 销 新华书店

开 本 787×1092 1/16 印张 9.5 字数 238 千字

版次印次 2003 年 11 月第 1 版 2003 年 11 月第 1 次印刷

定 价 28.00 元

(图书出现印装质量问题,本社负责调换)

前 言

我国是一个以井工采煤为主的国家,煤炭产量之中井工开采的占90%以上。随着我国经济不断发展和科学技术进步,井工开采中的工作面支护设备和开采工艺水平不断得到提高,相应的工作面的产量和效益也有了根本性改善,尤其是随着高产高效矿井建设,通过减人提效和合理集中生产,使工作面的产量和效益均跃上了新的台阶。

回采工作面的矿山压力和围岩控制是伴随井工开采全过程的问题,亦是涉及井下作业安全和煤矿企业经济效益的重大课题。生产实践表明,回采工作面顶板事故与支架事故在工作面事故中占有很大比重,综采工作面虽然大大改善了对顶板的控制效果,但机道端面处顶板冒漏及由其引发的顶板、支架事故仍然是影响工作面安全和高产高效的主要问题。

由于煤层赋存条件的复杂性和多样性,因而使得在工作面支架合理选型、工作阻力合理确定以及支架与围岩体系的有效保障方面存在很多问题并缺乏可靠的理论依据,表现在工作面生产中则是架型不适应、支架围岩关系不良、支架事故多、顶板状态差等,从而导致工作面推进速度慢、产量低、综采设备工作效能得不到充分发挥。

采场支架与围岩关系一直是采场矿山压力研究的主题。十几年来放顶煤开采实践和矿压观测结果均表明:传统矿山压力理论有明显的局限性,从而引起人们对采场支架与围岩关系问题的重新认识和研究。这也是解决采场诸如端面顶板控制、支架合理选型、支架工作阻力合理确定以及保持良好支架围岩关系的理论基础。

本书是作者近10年来理论研究和现场实践的成果总结。全书共分9章,第一章简要叙述了矿山压力理论的现状和新发展;第二章简要阐述了砌体梁结构的关键块及其稳定性,该部分内容是采场支架与围岩关系研究的理论基础;第三章研究了采场直接顶介质的变形破坏问题,包括直接顶的变形破坏特征和应力场与位移场的分布特征以及直接顶的承载特性及分区等;第四章研究了采场直接顶的结构力学特征及其刚度,包括直接顶的结构变形特征、失稳方式,提出了四边形直接顶刚度概念,分析了支架与围岩体系的刚度等;第五章研究了基于直接顶为可变形介质条件下的采场支架与围岩关系,包括对支架工作阻力与顶板下沉量关系曲线的新认识,分析了直接顶对支架与围岩关系的影响机制;第六章建立了采场支架围岩整体力学模型,分析了不同直接顶刚度类型条件下采场支架工作阻力的确定问题;第七章研究了采场端面直接顶的稳定性,包括支护阻力与端面顶板下沉量的关系,分析了影响端面顶板(煤)稳定性的因素,提出了端面顶板(煤)稳定性控制的原则;第八章研究了综放采场收尾期间直接顶的稳定性及其控制,包括基本顶的稳定

性对顶煤稳定性和支架的影响,分析了综放采场收尾期间的矿压特征,确立了收尾期间直接顶稳定性的评价指标和收尾方式,并结合现场实例进行了具体分析;第九章研究了采场支架与围岩稳定性的监测控制,包括高产高效工作面支架与围岩监测控制原理、监测控制系统、监测内容与指标、监测分析软件及现场监测实例等。

作者的研究工作是在中国工程院院士钱鸣高教授指导下完成的,研究成果体现了团队合作精神。博士生导师缪协兴教授给予作者以悉心指导,并参与了部分课题的具体研究。我国知名矿山压力专家李鸿昌教授在课题研究期间亦给予作者热心指导和帮助。高峰博士、许家林博士、万志军博士为本课题的完成也付出了辛勤劳动。中国矿业大学岩层控制中心的马文顶、张少华和赵海云老师在实验研究方面均付出了辛勤劳动。在此,作者一并表示深深谢意!同时,还感谢潞安矿务局王庄煤矿、漳村煤矿,兖矿集团南屯煤矿、兴隆庄煤矿,徐州矿务集团权台煤矿、三河尖煤矿和韩桥煤矿等的领导和工程技术人员的大力支持与协助。

由于本书编写时间仓促,不当之处在所难免,恳切希望有关专家和读者批评指正。

作 者

2003年10月

目 录

第一章 绪 论	(1)
第一节 采场矿山压力理论的简要回顾	(1)
第二节 综放开采矿山压力显现特征	(4)
第三节 采场矿山压力理论的发展	(5)
第二章 砌体梁结构的关键块及其稳定性分析	(8)
第一节 关键块体的受力分析	(8)
第二节 关键块体的稳定性	(11)
第三节 砌体梁结构的 S—R 稳定理论	(12)
第三章 采场直接顶介质的变形破坏特征	(14)
第一节 直接顶岩层的破断角	(14)
第二节 采场直接顶的应力场和位移场的分布特征	(20)
第三节 采场直接顶的变形规律和破坏特征	(26)
第四节 采场直接顶的承载特征和分区	(33)
第五节 直接顶岩层力学特性对综放采场煤岩破坏的影响规律	(34)
第四章 采场直接顶的结构力学特征及其刚度分析	(37)
第一节 直接顶的结构力学特征	(37)
第二节 直接顶的刚度	(44)
第三节 采场支架与围岩体系的刚度	(49)
第五章 采场支架与围岩关系的新认识	(53)
第一节 采场支架与围岩相互作用体系分析	(53)
第二节 支架工作阻力与顶板下沉量 $p-\Delta L$ 关系曲线的新认识	(54)
第三节 采场直接顶对支架与围岩关系的影响机制	(58)
第四节 支架—直接顶的相互作用	(64)

第六章 采场支架围岩整体力学模型的建立及分析	(69)
第一节 采场支架围岩的整体力学模型	(69)
第二节 采场支架工作阻力的确定	(75)
第三节 实例分析	(79)
第七章 采场端面直接顶稳定性分析	(83)
第一节 综放开采端面顶板稳定性分析	(83)
第二节 支架架型对端面顶板稳定性的影响	(87)
第三节 不同顶煤条件下综放面端面顶板稳定性	(98)
第四节 端面顶板稳定性控制的基本原则	(107)
第八章 综放采场收尾期间直接顶稳定性及其控制	(109)
第一节 综放采场收尾期间直接顶稳定性分析	(109)
第二节 综放采场收尾期间直接顶稳定性评价指标	(111)
第三节 综放采场收尾的实践	(114)
第九章 采场支架与围岩稳定性监测控制	(120)
第一节 高产高效工作面支架与围岩体系监测控制原理	(120)
第二节 高产高效工作面支架与围岩监测控制系统	(122)
第三节 监测内容与监测分析软件	(128)
第四节 工作面支架与围岩稳定性监测控制实践	(132)
参考文献	(142)

第一章 绪 论

第一节 采场矿山压力理论的简要回顾

一、采场上覆岩层的结构

采场内的一切矿压显现都要受到基本顶活动规律的影响。长期以来,人们一直在讨论采场上覆岩层可能形成的结构,因为它直接涉及采场岩层控制的基本问题,如采场事故形成的原因、顶板压力的来源、采场支护原理及各项参数的确定、顶板来压的产生等。

关于采场上覆岩层可能形成的结构,自 20 世纪 20 年代以来就以各种假说形式被提出来,用以解释各种矿山压力现象,其中有代表性的假说有压力拱假说、悬臂梁假说、铰接岩块假说和预成裂隙假说。早在 20 世纪 60 年代初,钱鸣高、李鸿昌就开始研究断裂岩块间的力学关系,在总结铰接岩块假说和预成裂隙假说以及对岩层内部移动进行现场观测的基础上,于 70 年代末 80 年代初,钱鸣高等率先建立了采场裂隙带岩体的砌体梁结构模型,从而发展了上述有关假说^[1]。随着研究工作开展,砌体梁理论不断得到深化和完善。之后,钱鸣高与朱德仁等在砌体梁假说基础上,继续研究岩板的受力破坏机理,提出了夹持于弹性基础边界的岩板力学模型,研究了它的破断线分布,建立了基本顶破断与来压预报的理论基础和预测控制方法,并指出了基本顶对直接顶稳定性的影响,从而推进和完善了对安全生产有重要影响的端面冒落机理的研究。

与此同时,我国学者宋振骐提出了“传递岩梁”力学模型。该假说认为,基本顶岩梁对支架的作用力取决于支架对岩梁运动的抵抗程度,可能存在“给定变形”和“限定变形”两种工作方式。当支架在“限定变形”状态下工作时,来压时的顶板运动受到支架阻力限制,来压结束时岩梁不可能沉降至无阻碍最终沉降位置(最低位态),采场实际的顶板下沉量将小于“给定变形”条件下的最大顶板下沉量。此时,支架受力大小由限定的岩梁位态(用对应的采场顶板下沉量表示)决定,而与支柱的刚度无关。

这些学说在对我国煤矿采场矿压理论的研究和指导生产实践等方面起了重要作用。尤其是砌体梁力学模型以及进行的平衡条件、失稳形式等的力学分析,为支架与围岩相互作用关系的研究奠定了理论基础。

二、采场支架与围岩的关系

采场支架与围岩的相互作用关系表明了顶板运动与支架支护间的相互影响规律,涉及支架性能、工作状况以及采场上覆岩层活动规律对支架的影响。长期以来,国内外学者一直注重这方面的研究。钱鸣高认为^[2],支架的工作状态影响对顶板的支护效果。支架顶梁过大地低头将加大顶梁与顶板之间接触点至梁端的距离,从而导致事实上的端面距加大,易于引起破碎顶板的端面冒落。支架过大地抬头会使端面顶板难以形成冒落平衡拱,既可造成支架对顶板支承力的减小,又会造成顶梁平衡千斤顶耳座大量损坏。而基本顶运动对直接顶的影

响则是由于基本顶在煤壁前方断裂回转时导致直接顶上部产生多条纵向裂隙,从而形成拉断区。如图 1.1 所示。

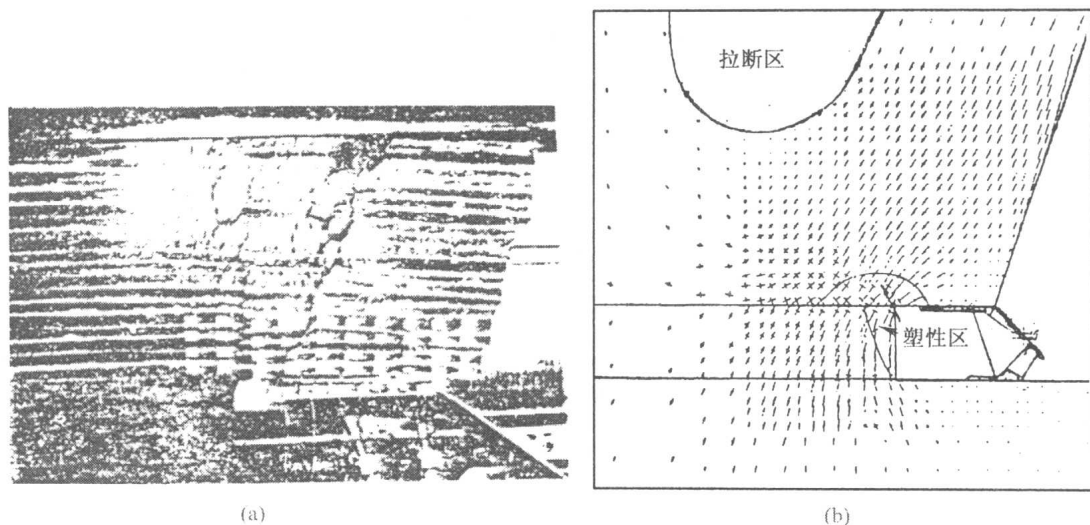


图 1.1 基本顶对直接顶的影响

液压支架架型对于基本顶回转产生的拉断区影响甚小,而对平衡状态类似拱形的端面顶板冒落区拱高的控制则有明显的差异,即四柱支掩式支架由于稳定性好,能承受一定的水平力和顶梁前端的支承力,且其合力作用位置合理,因而对端面顶板控制效果最佳;二柱掩护式次之;支撑式支架最差。只有提高液压支架操作者的素质,以保证使用支架的合理性和完善程度,才能发挥支架应有的最大控顶能力。

李鸿昌于 20 世纪 60 年代首次在实验室发现了支架工作阻力与顶板下沉量间呈双曲线关系的规律,并在现场实测分析中得到验证,从而为揭示支架围岩的相互作用关系奠定了基础^[5]。史元伟分析了具有 R2、R3、R4 开采裂隙的顶板岩块的移动趋向以及保持平衡必需的支架初撑力和工作阻力,认为以 R2 和 R4 开采裂隙为主的两类顶板在工作面表现为向煤壁方向的回转趋向和向下滑落运动,支架的作用应能有效地阻止这两种趋向转变为明显的回转运动和下滑运动,因而要求支架阻力及合力作用点位置适当,使顶板岩块夹持在基本顶、支架、工作面前方相邻岩体之间;而对于 R3 型直接顶岩块,则有向采空区回转和向下及向采空区滑落两种可能。支架可能提供的主动或被动水平力有两种可能,即指向采空区以阻止岩块回转运动,指向煤壁。阻止岩块分离运动。基本顶来压时,由于基本顶断块的长度不同,则作用于直接顶上的合力作用位置亦不同,据此并考虑顶板的回转方向及支架水平方向,即可计算岩块稳定平衡时的围岩阻力及必需的支架阻力^[6]。史元伟通过采用实测统计方法和近似算法确定了控顶区顶板下沉量与支护阻力间呈近似双曲线或负指数曲线关系。他认为,基本顶运动为给定变形条件时,随来压步距增大顶板下沉及支架载荷减少;相反,基本顶运动在给定载荷条件下,随来压步距增大载荷显著增大,顶板下沉急剧增加。支撑系统工作特性对支架围岩工作点有较大影响,随着支撑系统刚度降低,支架围岩工作点明显左移,即顶板下沉量增大,支架载荷减小。张可斌等把回采工作面支架工作阻力与顶板下沉量的双曲线关系与整个采场上覆岩层进行对比分析,依据各岩层运动被支架工作阻力控制的可能性,

将整个采场上覆岩层划分为“可控岩层”和“不可控岩层”。在“可控岩层”中又根据各岩层运动被支架工作阻力控制的必要性,将其划分为“必控岩层”和“程控岩层”,即采场上方直接顶岩层为必控岩层,基本顶岩层为程控岩层。他认为,采场上方可控岩层是矿山压力控制研究的对象,工作面前方煤层上的支承压力是由不可控岩层运动形成的,只有采场上方基本顶岩层断块因自重而产生的运动才与支架额定工作阻力间具有“双曲线”变化规律;基本顶断块的来压下沉量取决于支架额定工作阻力对它因自重而产生运动的控制程度,控制程度越高,其来压下沉量及下沉速度就越小,直接顶岩层就越完整稳定,反之亦然。对于不可控制岩层,其下沉量和下沉速度都很小,而且都在工作面顶板的允许运动范围之内,因此其运动对采场安全绝对不会构成威胁,因而不需要工作阻力的控制,支架对它的运动只能以其活柱下缩来适应^[7]。宋振骥等学者认为^[8,9],采场支架可以改变基本顶的活动状态,即存在支架对基本顶的“限定变形”。在限定变形条件下,支架与围岩间存在位态方程式: $P_T = A + K_A \cdot \frac{\Delta h_A}{\Delta h_i}$,其存在的条件为: $\Delta h_{\min} \leq \Delta h_i < \Delta h_A, P_{T_{\min}} < P_T \leq P_{T_{\max}}$ 。在“限定变形”状态下,增阻支架的受力大小完全由采场顶板下沉量决定,恒阻支架压力显限的大小与采场顶板下沉量无直接关系,在一定的初撑力 R' 和始动阻力 R_0 条件下,仅取决于顶板的压力。学者石平五运用能量原理分析了矿山压力中的有关问题,认为采场只是不断推进的整个开挖空间的一个极小部分,整个开挖空间的岩层移动范围很大,但处于未采动岩体边缘的采场上方岩层的活动范围却是有限的,支架的作用就在于维护这个有限小范围的顶板的连续性,从而形成“支架—直接顶”共同承载结构,该结构不仅能有效地发挥围岩自撑能力、维护开采空间,而且能使支架本身受较小的载荷,减轻上覆岩层破坏对控顶区的影响。

苏联学者 C. H. 科米萨罗夫认为,选择回采工作面合理推进方向,保证无立柱空间顶板最大程度稳定,是改善回采工作面技术经济指标的关键。他提出了在顶板岩层块状垮落条件下,应将支架工作阻力合理作用点向煤壁方向移近,以保证无立柱空间新悬露的顶板面积不超过其许可的极限稳定时间内所达到的悬露面积^[10]。苏联学者 A. A. 鲍里索夫认为,基本顶和直接顶的相互作用有两种类型。当基本顶的回转角小于直接顶的回转角且基本顶转动时,在回采工作面前方可能形成与煤壁平行的附加裂隙,使基本顶与支架的相互作用条件发生改变。但是,基本顶的继续转动将不会引起直接顶下沉量增大。当基本顶的回转角大于直接顶回转角时,基本顶对直接顶有更加强烈作用:① 由于强制超前折断,在变形阶段,基本顶的下沉量增大,使直接顶的裂隙增加和稳定性降低;② 在转动过程中,使直接顶产生附加下沉量,从而支架也产生附加沉缩量,支架应当具有沉缩富余量^[11]。苏联学者 A. A. 奥尔洛夫等认为,顶板状况和支架阻力的关系表现为支架阻力降低时顶板破坏的次数及其参数均增加。支架阻力和顶板下沉量的 $p-\Delta l$ 关系曲线中的最大曲率点将曲线划分为支架的稳定工作区和不稳定工作区。时间能影响最大曲率点的位置,时间增加时此点向较高的支架阻力一侧移动。即随着循环时间和顶板在工作面空间内停留时间的增加,顶板逐渐变化并将失去一部分自身支承能力,为将顶板支护到同一水平就要求有较高的支架阻力。受时间因素影响的顶板下沉量和支架阻力的关系可用式 $\Delta l = (a - bp + ce^{-np})lme^{-\frac{k}{t}}$ 表示。式中: Δl 为工作面空间边界处的顶板下沉量; l 为工作面空间宽度; m 为煤层厚度; p 为支架阻力; t 为顶板在工作面内暴露的时间; a, b, c, n, k 为与顶板岩石性质、回采工艺有关的常数,由实验确定^[12]。

以上成果是基于直接顶为刚性体的认识 and 研究的,这些成就的取得对于改善支架与围

岩状况、有效控制顶板起到了积极作用。事实上,采场直接顶并不完全是刚性体,更多情况下是非连续介质,甚至呈破碎松散状态。随着放顶煤开采的广泛实践和相关研究,对直接顶(含顶煤)介质属性的认识更加深入,这也成为进一步研究支架与围岩关系的缘由之一。

第二节 综放开采矿山压力显现特征

20 多年实践充分证明,综采放顶煤开采技术是开采厚煤层从而实现高产高效的有效工艺方式,是厚煤层开采方法上的一次革命。随着放顶煤开采技术优势的充分发挥,其应用的地质条件和范围不断扩大,而且综采放顶煤工作面的高产高效不断刷新我国长壁工作面高产高效的记录。1998 年,全国综放产量达到 7000 万 t,在全国 64 个百万吨综采队中综放队有 22 个,其中有 9 个队达到年产 200 万 t 以上,占全国年产 200 万 t 以上综采队的 81.8%,最高回采工效达 235 t/工。1999 年,兖矿集团综放队年产量达到 540 万 t,刷新了该队 1998 年创造的 501 万 t 全国记录。兴隆庄煤矿 4326 综放工作面 2002 年工作面日产达到 2.4 万 t,月产达到 63.2 万 t,平均回采工效 313 t/工,最高回采工效 369.39 t/工,工作面单产达年产 610 万 t 的全国最高水平。

综采放顶煤开采使采场支架与围岩关系出现了新的特点。放顶煤开采具有煤层开采厚度大、采空区顶板活动空间大的特点。按照传统的矿压理论,对放顶煤开采时的矿压显现规律似应有如下预计,即:① 放顶煤开采一次采出厚度大,基本顶的活动规律应以整个放出煤层的厚度为基础,因而基本顶断裂时形成的“给定变形”量远远大于分层开采;② 支架受力应远大于分层开采,若以采厚(2~4)倍岩柱重量估算直接顶载荷,再考虑基本顶来压时的动载系数,放顶煤开采时支架受力应远大于分层开采时的支架受力。但是根据实测,实际情况并非如此。表 1-1 为部分放顶煤开采工作面的地质条件,表 1-2 为该部分工作面实测支架阻力^[13,14,15,16,17]及其利用率。

表 1-1 部分综放工作面地质条件

工 作 面	煤 层		直 接 顶		基 本 顶	
	硬度	厚度/m	岩 性	厚度/m	岩 性	厚度/m
鹤壁六矿 2503—2	1.5	7.42	页岩及砂质页岩	8.50	砂 岩	21.50
潞安王庄 4309	1~2.5	7.26	砂质页岩易冒落	3.03	中细砂岩,不易冒落	12.00
阳泉一矿 8605	2~2.5	6.05	页 岩	1.72	钙质页岩	10.62
兖州兴隆庄 5306	2.44	7.83	粉 砂 岩	0~7.0	中细砂岩	30.60
郑州米村 15011	0.5~0.7	8.40	泥质页岩	3.6~8.0	中粒砂岩	4.9~15.7
阳泉四矿 8312	2.5	5.75	黑色泥岩	1.0~2.0	石 灰 岩	3.21
潞安漳村 1303	1~2	6.86	泥 岩	4.53	中粒砂岩	6.09
兖州鲍店 1308	3.1~3.9	8.50	深灰色粉砂岩	2.6	灰白色中砂岩	21.00
轩岗刘家梁矿 5111	0.1~0.4	6.00	黑灰色炭质页岩或砂质页岩	2.5	灰色中粒砂岩	3.60
徐州三河尖矿 7131	2~2.5	9.60	粉 砂 岩	5.72	细砂岩	9.77

表 1-2 部分综放工作面实测支架阻力及其利用率

工 作 面		实测支架平均阻力/ $\text{kN} \cdot \text{架}^{-1}$			设计值/ $\text{kN} \cdot \text{架}^{-1}$		实测支架阻力占额定值百分率/%		
		初撑力	时间加权 阻 力	循环末阻力	初撑力	工作阻力	初撑力	时间加权 阻 力	循环末阻力
鹤壁六矿 2503—2		1367		1689	2560	3000	53		56
潞安王庄 4309		1782		1931	3600	4000	49		48
阳泉一矿 8605		1185		1432	4000	4400	29		37
兖州兴隆庄 5306		2351		2767	4400	5200	43		53
郑州米村 15011		1739.97	2910.35	3579	4000	4400	43.5	48.97	52.6
轩岗刘家梁矿 5111		1320	1369.5	1441.5	2400	3000	55	45.7	48
徐州三河尖矿 7131		1733.3	1961.2	2172.4	3142	3600	55.2	54.5	60.3
阳泉 四矿 8312	非来压期间	1040	1444	1829	4000	4400	26	33	42
	来 压 期 间	1432	2600	3475			36	59	79
	平 均	1067	1534	2022			27	35	46
潞安 漳村 1303	非来压期间		1845.2	2061.7	1623.4	4000		46.1	51.5
	来 压 期 间		2271.7	2810.1				56.8	70.3
兖州 鲍店 1308	非来压期间			4209		5200			80.9
	来 压 期 间			4838					93

由表 1-2 中可知,支架实际受力并不符合传统矿压理论的预计结果,即支架载荷与采出高度并非呈线性关系,因而用采出高度的(4~8)倍岩柱重量估算误差较大。可见,在放顶煤工作面,支架与围岩的相互作用关系由于顶煤的存在而发生变化,因而直接顶(包括放顶煤开采中的顶煤)的整体力学性质将影响支架载荷大小,从而使支架围岩关系呈现新特性。

放顶煤开采实践和矿压观测的结果均已表明了传统矿压理论的局限性,从而使得人们重新认识和研究采场支架与围岩的关系问题,而此问题的解决则是解决采场诸如端面顶板控制、支架合理选型、支架工作阻力合理确定以及保持良好支架与围岩关系的根本,也是提高工作面开机率、保持工作面快速推进、充分发挥综采设备的工作效能、实现工作面高产高效的关键。

第三节 采场矿山压力理论的发展

长期以来,钱鸣高等学者坚持“实践是检验真理的惟一标准”,不间断地进行着矿山压力理论的研究与实践工作。尤其是,随着近十几年来放顶煤开采的应用及矿山压力的测定,使得在矿山压力理论的研究及“支架—围岩”关系的认识方面有了新的突破,并成为采场矿山压力研究中的新方向,从而也成为采矿界关注的焦点。近几年来,采场矿山压力理论的发展主要体现在以下几个方面。

一、关于“关键层”理论研究

随着开采对上覆岩层内地下水、岩体内赋存气体分布的改变以及地表塌陷规律的影响,必然导致“关键层”理论的深入研究。通过开展“岩层控制中的关键层理论研究”、“采场覆岩

中关键层的破断规律研究”、“采场覆岩中关键层上载荷的变化规律”及“采场覆岩裂隙分布的‘O’形圈特征研究”等^[18,19,20,21]的研究,创立了“岩层控制的关键层理论”。该理论的研究实质是进一步研究硬岩层所受的载荷及其变形规律,进而了解影响工作面及地表沉陷的主要岩层及其变形形态。关键层研究中的重要组成部分是:两层坚硬岩层破断时的组合关系、采动后岩体内的裂隙分布、离层区位置以及对地表破坏规律的认识。关键层理论的创立,为“三下”开采、岩层水的控制、煤与瓦斯共采、岩层移动与地表控制等奠定了理论基础,从而开辟了矿山压力研究的新领域。

二、砌体梁结构的“S—R”稳定

采动后岩体内形成的砌体梁力学模型是一个大结构,而此大结构中影响采场顶板控制的因素主要是岩层移动中形成离层区附近的几个岩块(即砌体梁中的A、B、C岩块)。显然,关键块的平衡与否直接影响采场顶板的稳定性及支架受力的大小。因此,在砌体梁结构研究的前提下重点分析了其中关键块的平衡关系,相关典型研究论文有《砌体梁结构的关键块分析》等^[22,23,24]。在该项研究中主要提出了砌体梁关键块的滑落与转动变形失稳条件,即“S—R”稳定条件。

$$(1) \text{ 滑落稳定条件(S条件): } h+h_1 > \frac{\sigma_c}{30 \rho \cdot g} (\tan \varphi + \frac{3}{4} \sin \theta_1)^2$$

式中: h 为承载层厚度; h_1 为承载层所负载岩层的厚度; σ_c 为承载层的抗压强度; ρg 为岩体的体积力; θ_1 为砌体梁中A岩块断裂后的回转角; $\tan \varphi$ 为岩块间的摩擦系数。

$$(2) \text{ 回转变形稳定条件(R条件): } h+h_1 > \frac{0.15\sigma_c}{\rho \cdot g} (i^2 - \frac{2}{3} i \cdot \sin \theta_1 + \frac{1}{2} \sin^2 \theta_1)$$

式中: i 为岩块的厚长比,即 $i=h/l$ (l 为岩块长度)。

砌体梁关键块的分析为采场直接顶的上部作用力与位移提供了边界条件,从而为分析直接顶稳定性奠定了基础。

三、采场支架与围岩关系的研究

如何防止顶板事故发生,液压自移支架架型和合理支护阻力如何确定,更重要的是如何防治液压自移支架端面顶板的冒落,这些问题一直是采场支架与围岩关系研究的重要内容。相关研究成果如《两柱支掩式支架的工作状态及其对直接顶稳定性的影响》、《综采工作面直接顶的端面冒落》等^[25,26]在这方面进行了深入探讨。而影响支护参数选择的主要观点是“ $p-\Delta l$ ”关系问题,即支架工作阻力 p 与顶板下沉量 Δl 之间存在着类双曲线关系,这种观点在中厚煤层开采采高条件下似乎已成为普遍规律,在这些研究中一直视直接顶为“似刚体”。若在放顶煤开采时,直接顶中以破碎或几近破碎的顶煤为主,此时再视直接顶(含顶煤)为似刚体显然是不合适的,而且由实践中测定得到的支架载荷要比原来的估算值小得多,因此,必然引起“支架—围岩”关系的再研究。此时,砌体梁关键块研究为直接顶上部边界的受力状态提供了有说服力的理论基础,研究成果《再论采场矿山压力理论》、《采场围岩整体结构与砌体梁力学模型》及《采场支架与围岩耦合作用机理研究》等^[24,27,28],提出了由于砌体梁的“S—R”稳定而引起的对直接顶的“松脱体压力”和“回转变形压力”概念,并将采场支架与围岩关系的研究引向深入,研究成果有《采场直接顶对支架与围岩关系的影响机制》和《采场支架—围岩关系的新研究》^[29,30],进一步论证了由于直接顶变形致使砌体梁对直接顶的回转变形载荷有可能被破碎的直接顶所吸收,从而导致在该情况下“ $p-\Delta l$ ”关系中类双曲线关系不再存在,并为采场整体力学模型的建立奠定了基础。

上述采场矿山压力研究的新进展,为采场矿山压力的进一步研究奠定基础、指明了方向,尤其是在采场支架与围岩关系方面,为进一步完善采场整体力学模型和在研究直接顶稳定性基础上建立各项参数的关系奠定基础,并由此为监控技术提供端面顶板稳定性的监控指标、进一步简化“预测—监控”体系等提供了可能。

第二章 砌体梁结构的关键块及其稳定性分析

关键层在破断前为板结构,在一定条件下中部可简化为梁结构,破断成块体后关键层则以砌体梁结构继续作为采动岩体中的承载主体,或称之为岩体运动的骨架。本章将通过对砌体梁关键块体的受力分析、稳定性分析以及对砌体梁结构的 S—R 稳定理论的阐述,为采场直接顶稳定性分析和支架与围岩关系的研究奠定理论基础。

第一节 关键块体的受力分析

长期以来,人们一直在讨论采场覆岩中可能形成的结构。这主要是因为它直接涉及采场矿压控制的基本问题,例如采场事故形成的原因、顶板压力的来源、采场支护原理及各项参数的确定等。砌体梁结构模型比较接岩块和假塑性梁等假说虽然在力学分析上前进了一步,但是由于采场覆岩结构及其运动的复杂性,砌体梁理论仍需要不断发展,使之与实践密切结合而得到更为广泛的应用。这里,对砌体梁结构中的关键块进行受力分析,可以使砌体梁整体结构的分析得到简化,使其更便于实际应用。

图 2.1 表示开采后的岩层活动状态〔图 2.1(a)〕及其承载层所构成的砌体梁力学模型〔图 2.1(b)〕。该结构为静定结构,通过分析各个块体之间力与力矩的关系,可得到各个力的关系,同时可知砌体梁结构中的关键块是图 2.1(c)中的 B 和 C 岩块,或当 A 断裂后与 B 岩块的相互作用决定此结构的稳定状态。而后面的岩块由于有垫层的支撑仅起辅助作用。因此,可将砌体梁结构多块体运动简化为三铰拱式结构进行运动和受力分析。

现将砌体梁结构中两关键块岩体的受力情况用图 2.2 表示。图 2.1(c)中 B 岩块在采空区的下沉量 W_1 与直接顶总厚度 $\sum h$ 、采高 M 及岩石破断后的松散系数 K_p 有关,即:

$$W_1 = M - \sum h(K_p - 1) \quad (2.1)$$

考虑到此结构自身平衡的可能性,因而不考虑支架作用力。

图 2.3 所示为岩块回转后的接触几何关系,由此图可知:

$$2a \approx h - W_1 = h - l_1 \sin \theta_1 \quad (2.2)$$

显然,岩块两端接触应是均等的,因此:

$$a = \frac{1}{2}(h - l_1 \sin \theta_1) \quad (2.3)$$

鉴于块与块之间的接触是塑性铰接关系,因此图 2.2 中水平推力 T 作用点的位置可取 $\frac{a}{2}$ 处。

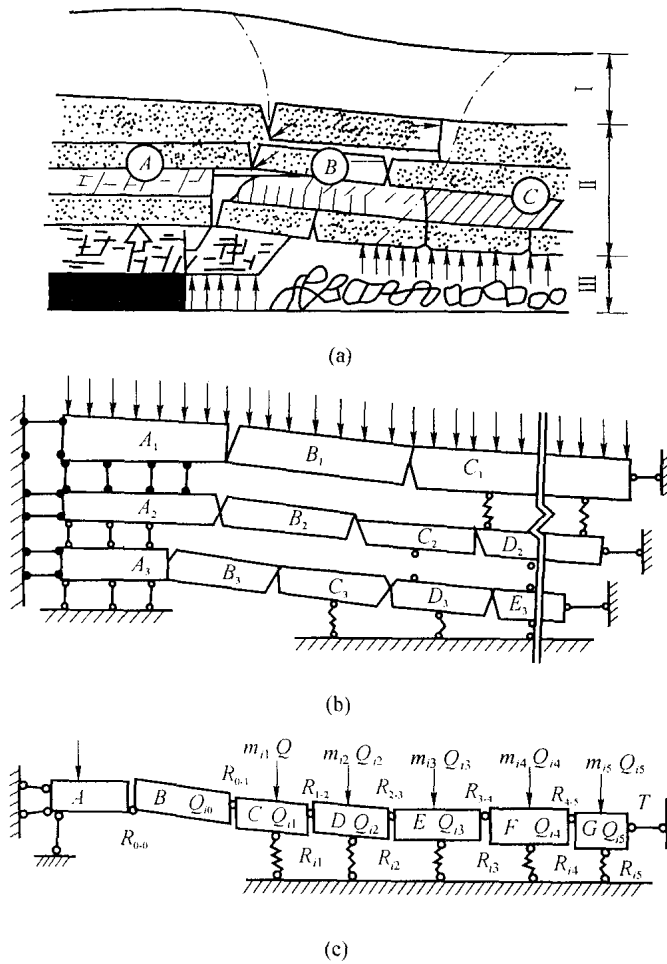


图 2.1 采动岩体中的砌体梁结构

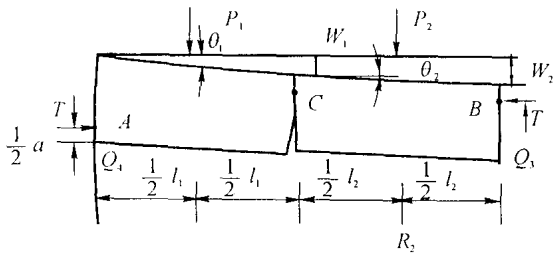


图 2.2 两块体结构运动形态与受力

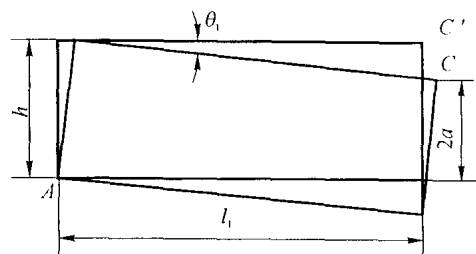


图 2.3 岩体回转时的几何关系

在图 2.2 中,取 $\sum M_A=0$ 和 $\sum M_C=0$ 。由于岩块长度决定于其受力条件,而岩层形成周期性断裂条件基本一致,这从周期来压步距上可作出判断,因此可假设 $l_1=l_2=l$,则:

$$T = \frac{l(P_1 + P_2 - R_2)}{2(h + W_2 - 2W_1 - a)} \quad (2.4)$$

$$Q_B = \frac{1}{2} \left[\frac{(W_2 - W_1)(P_1 + P_2 - R_2)}{h + W_2 - 2W_1 - a} + P_2 - R_2 \right] \quad (2.5)$$

由几何关系可知, $W_1 = l \sin \theta_1$, $W_2 = l(\sin \theta_1 + \sin \theta_2)$ 。根据对砌体梁全结构计算, 可得 $R_2 = 1.03P_2$, 因此可近似地视 $R_2 = P_2$ 。再令 $i = h/l$ 表示岩层高度与岩块长度之比, 简称断裂度, 则有:

$$T = \frac{P_1}{i - \sin \theta_1 + 2 \sin \theta_2} \quad (2.6)$$

由全结构计算得到的位移规律 $\theta_2 \approx \theta_1/4$, 将式(2.6)进一步简化为:

$$T = \frac{P_1}{i - \frac{1}{2} \sin \theta_1} \quad (2.7)$$

这样, T 与 i 及 θ_1 的关系如图 2.4 所示。由此图可知, 当 $i \geq 0.3$ 时, 随 θ_1 角的变化, T 值变化甚小; 而当 $i < 0.3$ 且 i 值愈小时, T 值随着 θ_1 角的加大增长很快。这说明此结构为几何非线性结构。

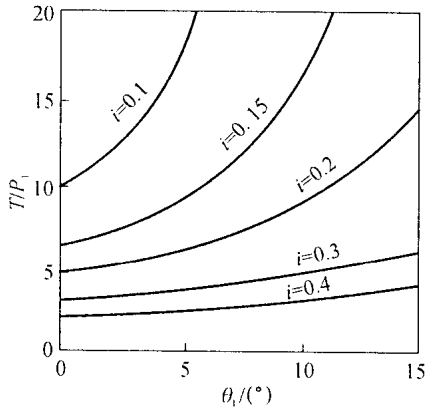


图 2.4 水平推力 T 与 θ_1 的关系

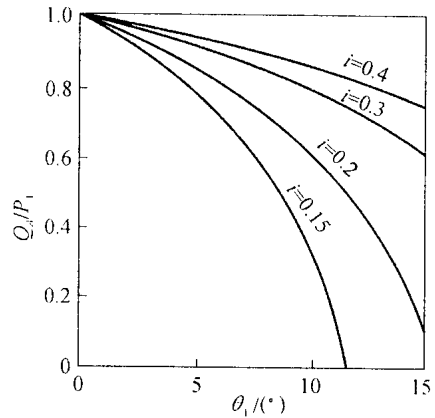


图 2.5 Q_A 与 θ_1 的关系

由上述关系可得 Q_B 的简化式:

$$Q_B = \frac{P_1 \sin \theta_1}{2(2i - \sin \theta_1)} \quad (2.8)$$

由 $Q_A + Q_B = P_1$ 可得:

$$Q_A = \frac{4i - 3 \sin \theta_1}{2(2i - \sin \theta_1)} \cdot P_1 \quad (2.9)$$

Q_A 随着 i 与 θ_1 角的变化情况如图 2.5 所示。由图 2.5 可知, 当 $\theta_1 = 0$ 时, 不论 i 为何值, Q_A 等于 P_1 。而当 θ_1 逐步增加时, Q_A 将有所下降, i 越大时下降越小, $i < 0.3$ 时下降较大。

根据对第二岩块的分析可知: