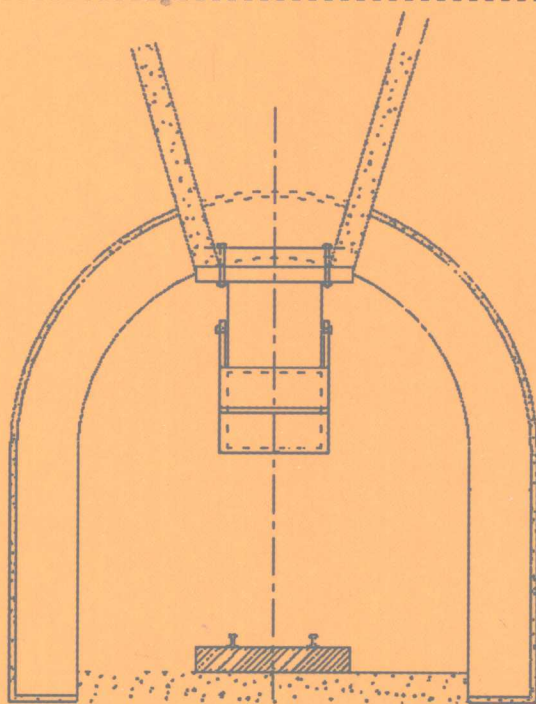


XINGLONGZHUANG MEIKUANG
HOUMEICENG
CAIZHUN HANGDAO
BUZHI GAIGE YU ZHIHU SHIJIAN

兴隆庄煤矿厚煤层采准巷道 布置改革与支护实践

主 编 李佃平 代 进
副主编 孟祥军 李 峰 李 洪



内蒙古科学技术出版社

兴隆庄煤矿厚煤层采准巷道 布置改革与支护实践

主 编 李佃平 代 进

副主编 孟祥军 李 峰 李 洪

内蒙古科学技术出版社

图书在版编目(CIP)数据

兴隆庄煤矿厚煤层采准巷道布置改革与支护实践 /
李佃平,代进主编. —赤峰:内蒙古科学技术出版社, 2008. 11
ISBN 978 - 7 - 5380 - 1770 - 0

I. 兴… II. ①李…②代… III. ①厚煤层 - 准备巷道 -
巷道布置 - 研究 - 兖州市②厚煤层 - 准备巷道 - 巷道支护 -
研究 - 兖州市 IV. TD823. 25

中国版本图书馆 CIP 数据核字(2008)第 186399 号

出版发行/内蒙古科学技术出版社

地 址/赤峰市红山区哈达街南一段 4 号

电 话/(0476)8224848 8231924

邮购电话/(0476)8231843

邮 编/024000

组织策划/香 梅

责任编辑/刘 冲

封面设计/永 胜

印 刷/赤峰地质宏达印刷有限责任公司

开 本/787 × 1092 1/16

印 张/14

字 数/352 千

版 次/2008 年 11 月第 1 版

印 次/2008 年 11 月第 1 次印刷

定 价/38.00 元

《兴隆庄煤矿厚煤层采准巷道布置改革与支护实践》

编写人员名单

主 编:	李佃平	代 进		
副主编:	孟祥军	李 峰	李 洪	
编写人:	李佃平	代 进	孟祥军	李 峰
	李 洪	丁 斌	韩纪志	谢强珍
	刘洪儒	李纪栋	王 鹏	李志伟
	陈建峰	王建周	胡兰田	邢士军
	马俊鹏	李凤河	张 刚	王春雷
	刘光旭	张云宁	罗广利	刘统信
	韩新祥	王壮雏	张伟合	赵延兵
	柴会生	吴 鹏	辛红星	阚伟华
	聂 斌	刘 中	米效国	岳文强
	岳广兴	高 鑫		

《兴隆庄煤矿厚煤层采准巷道布置改革与支护实践》

内容摘要

本书对兴隆庄煤矿3煤的采煤巷道布置、矿山压力显现规律以及围岩控制技术等方面,结合厚煤层采煤方法的改革,进行了详细的论述。介绍了矿井主采3煤及顶底板物理力学性质及原岩应力测试;综采技术发展的历史沿革与相应巷道布置改革;采煤工作面顶板岩层运动规律;各种条件下采煤巷道的矿山压力规律与其围岩稳定控制理论和方法。

本书可供矿山设计、施工和研究工程技术人员的参考,也可作为相关专业大专院校学生参考用书。

目 录	
第一章 概 述	1
1.1 我国厚煤层采煤技术发展状况	1
1.2 兴隆庄矿井概况	3
1.3 兴隆庄矿井地质构造特征	5
第二章 兴隆庄矿主采煤层的物理力学特性及原岩应力	6
2.1 煤及岩石物理力学性质测试	6
2.2 兴隆庄煤矿地应力实测	12
第三章 厚煤层采煤及准备巷道布置改革	34
3.1 第一阶段与初期综合机械化开采相适应的巷道布置改革	34
3.2 跨上(下)山连续开采巷道布置系统	39
3.3 煤岩巷垂直布置	40
3.4 联络斜巷改革	45
3.5 单翼开采巷道布置系统	46
3.6 厚煤层矿井全煤巷道布置	51
3.7 综放采区巷道布置系统	55
第四章 厚煤层放顶煤工作面上覆岩层运动特征分析	57
4.1 综放采场上覆岩层运动特征	57
4.2 一采区上覆岩层结构分析	64
第五章 厚煤层分层开采回采巷道矿压显现规律及支护技术	71
5.1 厚煤层顶分层平巷矿压显现规律	71
5.2 厚煤层中下分层平巷矿压显现规律	73
5.3 厚煤层分层巷道矿压显现规律比较	80
5.4 回采巷道围岩稳定性分类	81
5.5 采空区下分层综采回采巷道支护技术	84
第六章 厚煤层综放工作面顺槽矿压显现规律	107
6.1 两侧为实体煤综放采煤工作面顺槽矿压显现规律	107
6.2 一侧采空综放采煤工作面顺槽顺槽矿压显现规律	117
6.3 两侧采空(孤岛)综放采煤工作面顺槽矿压显现规律	141
6.4 不同开采条件下综放采煤工作面顺槽矿压显现规律	142
第七章 沿空顺槽煤巷支护荷载计算模型研究	146
7.1 沿空顺槽巷遭围岩应力分布	146
7.2 沿空顺槽煤巷支护荷载的确定	152
7.3 沿空顺槽煤巷支护荷载计算系统	167

7.4	沿空顺槽煤巷锚固参数优化研究	170
第八章	巷道围岩弱结构非均称控制机理与方法	178
8.1	引 言	178
8.2	巷道围岩弱结构非均称控制机理及控制技术途径	178
8.3	巷道围岩结构优选	179
8.4	巷道围岩弱结构非均称控制	180
8.5	类板结构的屈曲分析	184
8.6	锚杆对类板结构的控制机理	197
参考文献		215

第一章 概述

1.1 我国厚煤层采煤技术发展状况

采煤、准备巷道的布置既要有利于开拓,又要适合采煤技术的发展。我国煤矿经过半个多世纪的改革和发展,生产技术得到了空前的发展,采煤方法中的一些技术参数得到了不断的更新,在开采水平内,巷道布置适应了新的采煤技术,并且在系统的简化和集中方面积累了丰富的经验,取得了巨大的经济效益和社会效益。矿井生产规模向大型化方向发展,矿井开拓方式运输和通风系统进一步合理化、简单化,采区范围进一步加大,以提高采区综合生产能力。

20 世纪 60 年代应用普通机械化采煤工艺,增加了同采工作面数目,厚煤层分层同采,生产线路加长,采掘关系复杂。由于在厚煤层中维护巷道困难,服务年限长的巷道围岩变形剧烈,后来把运输大巷和回风大巷都布置在底板岩层中,采区运输上山、轨道上山和区段运输集中平巷也布置在底板岩层中,并用联络石门和溜煤眼与各分层平巷联系。图 1.1 为分层同采时倾斜分层走向长壁下行垮落采煤法的巷道布置系统。主要巷道是采区内有一组中间岩石上山,区段内有岩石集中巷和分层工作面巷道,辅助巷遭有联络斜巷和溜煤道等。中间岩石上山沿倾斜布置在采区中央,距煤层底板 10~20m 的岩层内,一般设 2~3 条。上山的坡度基本上是煤层的倾角,沿煤层倾斜方向平行布置。

每条区段岩石集中巷可服务于上下两个区段,一般来说岩石集中巷的作用有两方面。当岩石集中巷为上区段服务时,需铺设带式输送机作煤流运输用,为下区段服务时,撤出带式输送机作辅助运输用。在缓倾斜煤层内,工作面输送机向下拉或向上拉对运输量影响不大,为减少在岩石集中巷内重复铺设带式输送机的工作量,岩石集中巷的作用可转为单一性,即一条岩石集中巷铺带式输送机专作煤流运输用,另一条岩石集中巷专作辅助运输用,间隔布置。这时专作煤流运输的岩石集中巷就称岩石集中运输巷,简称岩集运。专作辅助运输的岩石集中巷就称岩石集中轨道巷,简称岩集轨。

区段的分层工作面巷道由区段岩石集中巷以各种形式的斜巷相联系。为减少分层开采时采动压力对岩石集中巷的影响,原则上对岩石集中巷与分层工作面巷道在空间上作内错布置。为便于本区段工作面运输巷的辅助运输和对下区段的接替准备,将下区段的工作面回风巷与本区段的工作面运输巷以 25m 煤柱的间隔同时掘出,称为轨道中间巷。联络斜巷的倾角为 15° ,溜煤道的倾角为 30° 。这种布置方式可称为“中间岩石上下山、区段岩石集中巷、有煤柱、双翼开采”,简称为“中间岩石上下山”、“煤岩巷平行”布置方式。这种布置方式的采区掘进率一般在 80m/万 t 以上,其特点是除采区上下山是岩巷外,每个区段都有一条岩石集中巷,岩巷较多,岩巷工程量为采区总工程量的 1/3 左右。

这种方式的主要缺点是:

①为保持一定的运输和流水坡度,分层工作面巷道在掘进时通常是按腰线施工,但在缓倾斜煤层内工作面巷道的层位和方向不易掌握,巷道弯曲过多,使采煤工作面长短不定,影

响采煤工作面正规循环作业。

②分层运输巷和轨道中间巷之间的煤柱不能保持一致而使煤柱留设过多,影响采区采出率。

③分层运输巷沿煤层底板等高线掘进和岩集运按中线定向掘进的不一致,导致溜煤道坡度大小不定而影响溜煤,并造成岩集运部分巷道外错而使岩集运受压而影响维护。

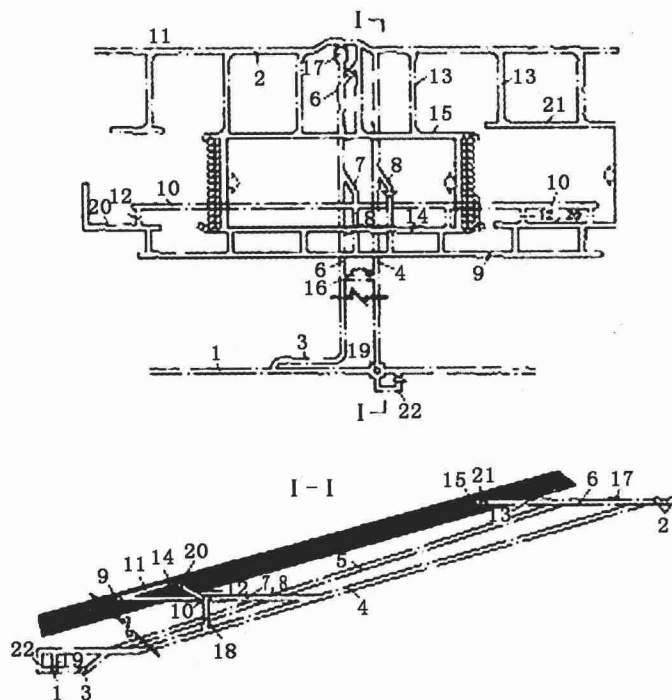


图 1.1 倾斜分层走向长壁下行跨落采煤法分层同采巷道布置

1—岩石运输大巷;2—岩石回风大巷;3—采取下部车场;4—运输上山;5—轨道上山;6—采取上部车场;7—甩车场;8—区段回风石门;9—区段轨道集中平巷;10—区段运输集中巷;11—联络眼;12—溜煤眼;13—回风石门;14—上分层运输平巷;15—上分层回风平巷;16—采取变电所;17—绞车房;18—区段溜煤眼;19—采取煤仓;20—中分层(第二分层)运输平巷;21—中分层回风平巷;22—行人联络眼

20 世纪 80 年代后期,随着高产高效综合机械化采煤的进一步发展,一些矿井实行分层分采,各分层单独布置平巷,并布置在煤层中。取消了区段集中平巷,节省了岩石巷道的掘进费用。另一些矿井综放开采实现了厚煤层一次采全高,客观上为巷道布置的简化创造了条件。在实践中也取得了减少岩巷、合理降低掘进率的效果,使进一步减少乃至完全取消岩巷、实现厚煤层开采全煤巷布置成为现实。还有一些矿井采用综采设备一次采煤 3.5~5m 厚的煤层,称为大采高综采。与分层开采相比,大采高综采可以简化巷道布置,减少开采的分层数目和巷道掘进量、维护量。

20 世纪 90 年代大型采煤设备使用、综放开采技术、巷道锚杆支护技术、工作面单产大幅

度提高,出现一井一面。巷道布置向分煤层布置方向发展,逐层布置煤层上、下山及大巷。

在采区参数方面,20 世纪 70 年代及其以前,近水平煤层均采用盘区式准备。其基本形式类似于采区式,但由于煤层倾角很小,布置上可更为灵活。20 世纪 80 年代以来,在倾角 12° 以下煤层推广应用倾斜长壁带区式准备,盘区式准备产量比重呈下降趋势。盘区式准备除类似于采区式外,还有其一定特点:一是变运输上山为运输石门的石门盘区式准备,在一定条件下得到较广泛的应用。二是石门盘区有时系统虽可简化,但岩石工程量较大,通常在不采用倾斜长壁分带开采的条件下采用,且适用于煤层倾角小、可采储量大、服务年限较长时。

20 世纪 50 年代初期,我国发展走向长壁采煤法,采(盘)区走向长度一般不超过 600m(双翼),而到 20 世纪 70 年代末,大中型矿井采区走向长度在 1000m 左右。20 世纪 80 年代以来,推广带区式布置,系统大为简化与集中,上山部分分带斜长一般为 1000~1500m,下山部分分带斜长为 700~1200m。在巷道布置方面,兴隆庄煤矿加大了采区的几何尺寸,增加采区储量,保证高产高效矿井建设的进行。

采煤工作面长度方面,1998 年主要分布在 110~170m 之间,占总数的 77.94%,平均 153.6m。全套国产设备的综采工作面长度一般处于 130~180m 之间,很少突破 200m。此后,兴隆庄煤矿使用综采整层开采工艺,以综采工作面的长度作为综采技术突破口,开发了 300m 超长综采(放)工作面开采技术。

综采技术的发展,推进了采区集中、水平集中和矿井集中。促使井上、下各生产环节机械化水平提高,采用工作面跨多上山连续推进,开采水平及采区范围扩大。同时也加大了采煤和准备巷道的断面,和围岩所承受的支承压力,并且延长了巷道的维护时间,这些都给巷道的布置和支护提出了更高的要求。

1.2 兴隆庄矿井概况

兴隆庄煤矿位于山东省兖州市南 8km,兖州煤田东北部,北以滋阳断层为界,南邻鲍店井田,东接东滩井田,西靠杨村井田。井田走向 10.6km,倾斜宽 4.7km,面积 54km^2 。兴隆庄井田属于全隐蔽煤田,地质储量 7.9 亿吨,可采储量 3.8 亿吨,矿井地质构造简单,含煤地层共 26 层,其中稳定可采 3 层,局部可采 4 层。主采第 3 层煤,平均厚度 8.65m,占可采总厚度 63%,其面积 47km^2 。井田范围及其开拓布局见图 1.2。

兴隆庄煤矿设计能力 300 万吨,1987 年 12 月正式投产,全矿井划分为两个水平:第一水平标高 -350m,第二水平标高 -500m。

随着综采、综掘配套设备的发展,布置大量岩石巷道已不适应,综采采区在区段乃至采区范围内出现了单层化布置的趋势。由于煤层赋存及生产技术条件的不平衡性,单层布置采区在高产高效矿井中已有较大发展,但在全国目前仅占少数,我国大量综采采区仍以集中上山联合准备为主,上山大多布置在底板岩石中,实现跨上山开采,取消上山煤柱。集中平巷(分带斜巷)的联合准备在综采采区已日趋减少。

采(盘)区生产能力不断增大。20 世纪 80 年代的全国重点煤矿采区生产平均能力约 23 万 t/a ,到目前已提高一倍以上。综采采区一般一区一面,一些矿井采区能力达 100 万 t/a 以上,少数已达 200 万~300 万 t/a 以上,并有进一步提高的趋势。

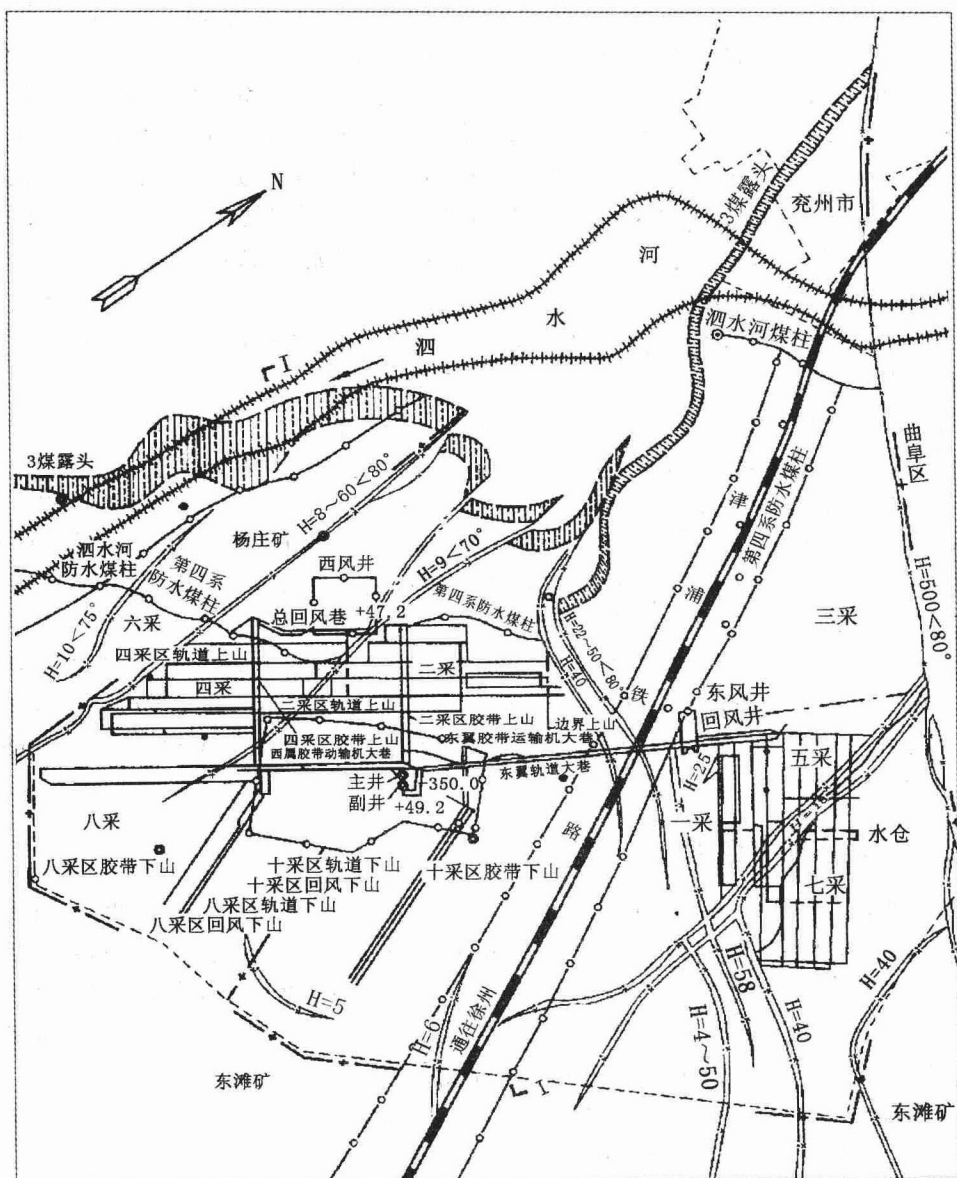


图 1.2 兴隆庄煤矿井田开拓示意图

1.3 兴隆庄矿井地质构造特征

1.3.1 地质概况

含煤地层为石炭二叠系,平均厚度 310m,全部为第四系冲击层所覆盖。其中第四系厚 111.46m~226.34m,一般厚 180.71m,由黏土、沙质黏土和含黏土砂(砾)或砂(砾)等相间组成;上侏罗系残厚 125.95m,仅保留于东南部边缘地段,由细砂岩、泥岩细砂岩互层所组成,底部偶见一层砾岩;上二叠系石盒子组最大残厚 132.41m,一般厚 42.75m 左右,以黏土岩为主,间夹中细砂岩,在其底部,全区普遍发育着一层粗砂岩或含砾砂岩,孔隙度大,硅质接触式胶结,岩性稳定;下二叠系山西组厚 125.69~150.51m,一般厚为 136.66m,为本区的主要含煤地段,含煤两层,其中的第 3 层煤是井田主采的厚煤层,煤层顶板为粉砂岩和中砂岩,煤层底部常为细砂岩、粉砂岩互层,有时相变为中砂岩,3 层煤顶底板岩性详见 3 层煤综合地质柱状图(图 1.3)。

1.3.2 地质构造特征

兴隆庄井田位于兖州向斜的北翼,为一倾向南东至北东、倾角 $2^{\circ} \sim 14^{\circ}$ (一般为 $4^{\circ} \sim 8^{\circ}$)、走向北东至北西的单斜构造,并发育着次一级小型的宽缓波状起伏。区内北东向逆断层不发育,而北西向的高角度正断层较发育,并具有断层走向的弯曲、分叉、合并,落差时大时小,呈“入”字型构造形态等特点。地质构造比较简单,但有的采区比较复杂,局部不能开采。四采区 4324 及 4328 工作面附近发育的断层主要有铺子正断层,落差 20~67m;王楼一号断层,落差 0~5m,铺子支二断层落差 0~28m,十采三横轨道巷附近发育的断层规模较小,落差 0~5m,一采 4 号皮带巷附近主要发育官庄断层,落差 0~10m,肖家庄断层,落差 0~60m。5300 回风巷附近发育的断层有肖家庄二号断层,落差 0~51m。

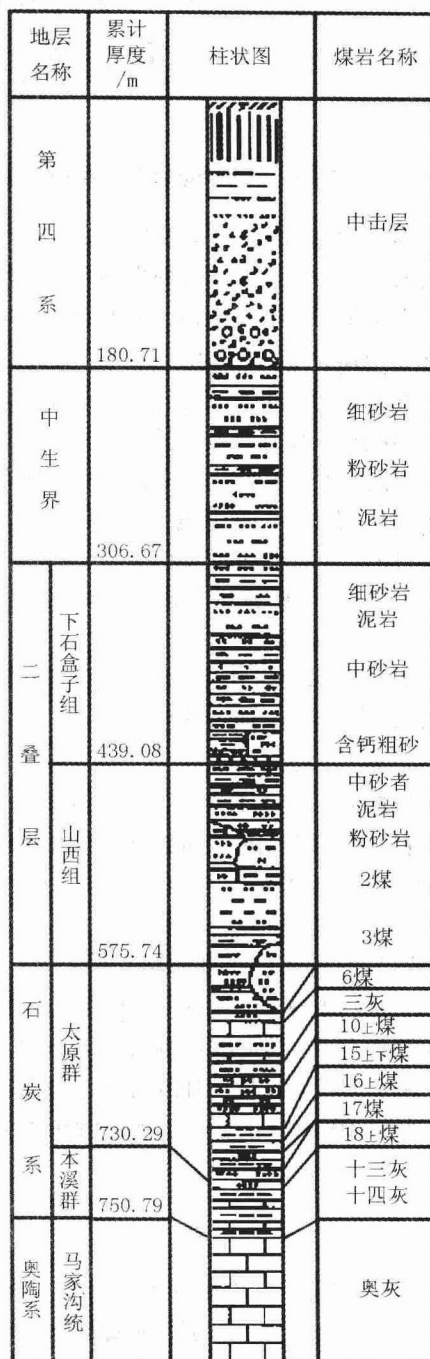


图 1.3 兴隆庄煤矿井田地质综合柱状图

第二章 兴隆庄矿主采煤层的物理力学特性及原岩应力

2.1 煤及岩石物理力学性质测试

围岩应力、围岩强度和围岩的力学性质是影响煤矿井巷掘进和采煤工作面顶板控制的直接因素,而煤及岩石的物理力学性质试验测定是煤矿围岩控制的基础工作。兴隆庄煤矿为搞好采掘工作面的围岩控制,深化对主采煤层地质条件的认识,使矿井开采设计、巷道布置及支护设计、工艺优化、生产施工安全技术措施、矿压观测、顶底板及围岩分类等工作及专题研究有充分的科学依据,生产技术决策科学化,提高生产管理综合水平,于1998年9月提出了“煤及岩石物理力学性质试验方案”,在公司生产技术处和矿压仪表检修材料试验中心的密切配合下,采取钻孔取芯、现场取样、试验室测定的方法,经过一年多的共同努力,钻孔总长度达306.3m,采集煤系地层岩样26组,分组进行了物理力学性质试验,达到了预期的试验目的。

2.1.1 试验标准及内容

1) 试验标准:

依照原国家煤炭工业部标准,1987年颁发的MT38—49—87、MT170—174—87(煤和岩石物理力学性质测定方法)。

2) 试验内容:

根据矿井生产技术工作的需要,主要包括矿山岩石力学常用的强度和密度两大类指标。具体有:煤和岩石的单向抗压强度、单向抗拉强、抗剪强度、坚固性系数、岩石视密度、真密度、吸水性、含水率等八项内容。

2.1.2 试验方法

1) 岩石的单轴抗压强度(R):

它是目前采矿工程中使用最广的岩石力学性质参数,在煤矿中研究巷道围岩分类、工作面顶底板分类、确定破坏准则以及表达围岩的坚硬程度时常采用的指标。

测定岩石单轴抗压强度时,采用直径5cm和高径比为2的圆柱体作为标准试件,在压力机上以0.5~1.0MPa/s的速度加载,直到试件破坏,然后按经验公式计算岩石的单轴抗压强度 R_c :

$$R_c = P / A \quad (2.1)$$

式中:P——试件破坏时施加的载荷,kN;

A——试件初始横截面积, cm^2 。

岩石单轴抗压强度测定值的离散度一般较大,离散系数变化在15%~30%的范围内,有的高达50%以上。因此,为了得到可靠的单轴抗压强度平均值,每组试件的数量一般不少于3块。

另外,对松软不规则的岩块,如煤和泥岩等,采用了点载荷强度测定法,这种方法的试件一般适用不规则试样。将试样放入点载荷仪的加载锥或材料试验机的锥端压头之间夹紧,沿径向或沿试件的最小尺寸均匀加载,直至试件破坏。

点载荷指数 I_s 用下式求得:

$$I_s = 10 \times P / D^2 \quad \text{MPa} \quad (2.2)$$

式中: P ——试件破坏载荷, kN

D ——加载双点的间距, cm。

然后按公式: $R_c: (22.8 \sim 23.7)$ 。 I_s 计算不规则试件岩石的单轴抗压强度, 本试验系数选用 22.8。

2) 岩石单轴抗拉强度 (R_1):

岩石的抗拉强度是指在单向拉力作用下, 抵抗拉断破坏的能力。岩石抗拉强度若通过试件直接拉伸而得到较为困难, 目前广泛采用劈裂法间接地测定岩石的抗拉强度。方法是用直径为 5cm (5.6 ~ 4.8), 厚 2.5 ± 0.2 cm 的圆盘形试件, 或者采用 $5\text{cm} \times 5\text{cm} \times 2.5\text{cm}$ 的方形试件, 放入抗拉夹具内, 在材料试验机上以 $0.03 \sim 0.05 \text{ MPa/s}$ 的速度加载, 直至试件压裂, 然后按下式计算抗拉强度 R_1 ;

$$R_1 = 2P / \pi DL \times 10 \quad \text{MPa} \quad (2.3)$$

式中: P ——试件裂开破坏时的竖向总载荷 (劈裂载荷) kN;

D ——试件的直径 (用方形试件时, D 为试件的高度), cm;

L ——试件的厚度, cm。

3) 岩石抗剪强度 (τ_0):

岩石的抗剪强度是指岩石在剪力作用下抵抗剪切破坏的能力。主要由岩石的内摩擦力和岩石的黏着力两部分组成。由于没有变角剪切试验夹具, 则采用不规则试件抗剪试验方法: 标准试件为圆柱形, 直径为 2.5cm, 高约 12cm, 放入已调好角度的双剪夹具内, 在材料试验机上以 $0.03 \sim 0.05 \text{ MPa/s}$ 的速度均匀加载直至试件被剪断为止, 然后按下式计算抗剪强度:

$$\tau_0 = 2P / F \times 10 \quad \text{MPa} \quad (2.4)$$

式中: τ_0 ——抗剪强度, MPa;

P ——试件剪断时的载荷 kN。

$$F = (\pi/4) \times D^2 \quad (2.5)$$

式中: F ——剪切面面积, cm^2 ;

D ——试件直径, cm。

4) 岩石真密度 (d):

岩石真密度是指单位体积的岩石(不包括孔隙)在 105 ~ 110℃ 下干燥 24h 后的质量。试验方法:取有代表性的岩样 100 ~ 300g,用粉碎机粉碎,并使其全都通过孔径 0.2(或 0.3)mm 的分样筛,在 105 ~ 110℃ 下干燥 24h 后取出放在干燥器中冷却至室温,用四分法缩分并称取 15g 岩样,倒入盛有三分之一蒸馏水的 100ml 比重瓶中,放在沙浴或水浴上煮沸后再继续煮 1 ~ 1.5h,冷却至室温后,用真空抽气装置,开动抽气泵抽气,直至瓶内无气泡发生为止,然后用蒸馏水注满比重瓶,在天平上分别称重 g_1 、 g_2 ,将测定结果按下式计算岩石真密度(d)。

$$d = d_s \times g / (g + g_2 - g_1) \quad \text{kg/m}^3 \quad (2.6)$$

式中: d ——岩石真密度, kg/m^3 ;

g ——岩样重量, g ;

g_1 ——比重瓶、岩样和蒸馏水合重, g ;

g_2 ——比重瓶和满瓶蒸馏水合重, g ;

d_s ——室温下蒸馏水的密度,一般取 $d_s \approx 1000 \text{kg/m}^3$ 。

5) 岩石自然视密度(ρ_z):

自然视密度是指岩样在下部储水的干燥器内存放 1 ~ 2d 自然含水状态下的单位体积岩石(含孔隙)的重量。采用蜡封法试验;从岩样中选取有代表性的边长约 4 ~ 5cm,近似立方体的 3 个岩块试件,放在下部储水的干燥器内存放 1 ~ 2d,使岩样不与水接触,保持自然含水状态,取出后称其重 g_z ,用细线系住试件,置于刚过熔点的石蜡中 1 ~ 2s 提出,称重量 g_1 ;再将蜡封后的试件挂在天平钩上,在水中称重 g_2 ,将测定结果按下式计算:

$$\rho_z = g_z / [(g_1 - g_2) / d_s - (g_1 - g_2) / d_1] \quad (2.7)$$

式中: ρ_z ——自然含水状态下的视密度, kg/m^3 ;

g_z ——自然含水状态下的试件在空气中的重量, g ;

g_1 ——自然含水状态下的试件蜡封后在空气中的重量, g ;

g_2 ——自然含水状态下的试件蜡封后在水中的重量, g ;

d_s ——水的密度, kg/m^3 ,取近似值 $d_s \approx 1000 \text{kg/m}^3$;

d_1 ——石蜡密度, kg/m^3 。

测定三次,取算术平均值。

6) 岩石吸水性(ω_z):

岩石的吸水性是指岩石在普通大气压下的吸水能力,一般用自然吸水率和强制吸水率表示。岩石的自然吸水率为试件在大气压力作用下吸入水分的质量与试件的干质量之比;岩石的强制吸水率为试件在真空或加压条件下吸入水分的质量与试件的干质量之比。

试验方法:

①自然吸水率的测定:从岩样中选取具有代表性的边长约 4 ~ 5cm 左右的近似立方体岩块三个作为试件,清除试件表面贴着物和易掉落的岩屑石粉;将试件放在 105 ~ 110℃ 下干燥 24h 取出,称重 g ,将岩块(试件)放在盛水容器中的玻璃棒上,每隔 2h 向容器中注水一次,每

次注水量为使容器液面升高数值等于试件高度的四分之一,直至最后液面高出试件 1~2cm 为止,24h 后将试件取出,擦去表面水分称重 g_1 ,即为试件吸水后的质量。将测定结果按下式计算岩石的自然吸水率:

$$\omega_z = (g_1/g - 1) \times 100\% \quad (2.8)$$

式中: ω_z ——岩石的自然吸水率;

g_1 ——试件自然饱和吸水后的质量,g;

g ——试件干燥后的质量,g。

②强制吸水率的测定:

采用真空抽水装置,将干燥后的试件放在真空抽气罐内的带孔板上,开动真空泵抽气 20~30min,然后打开三通活塞,慢慢将水注入真空抽气罐内,至水面高出试件 2~3cm,再继续抽气,直至试件表面不再有气泡冒出,关闭真空泵,使真空抽气罐与大气相通,取出试件后全部浸入盛水的容器中,静置 4h 以上,取出饱和试件,擦去表面水分,称重得 g_1 ,将测定结果按下式计算岩石的强制吸水率:

$$\omega_q = (g_1/g - 1) \times 100\% \quad (2.9)$$

式中: ω_q ——岩石的强制吸水率;

g_1 ——件强制吸水后的质量,g;

g ——试件干燥后的质量,g。

最后计算结果均取三个试件的算术平均值,保留两位小数。

7)岩石含水率(ω):

岩石在天然状态下所含水分的质量与岩石烘干后的质量之比为岩石的含水率。

试验方法:从岩样中心取得保持天然含水状态,其质量不少于 50g 的三个试件,立即称重 g_1 ,将试件在 105~110℃ 下干燥 24h 后取出,在干燥器中冷却至室温,称重 g_2 。将测定结果按下式计算含水率:

$$\omega = (g_1 - g_2)/g_2 \times 100\% \quad (2.10)$$

式中: ω ——岩石的天然含水率;

g_1 ——保持天然水分的试件质量,g;

g_2 ——干燥后的试件质量,g。

连续测定三次,取算术平均值,保留两位小数。

8)岩石的坚固性(f):

岩石的坚固性是抵抗外力作用的总强度,以普氏系数 f 表示,用经验公式 $f = R/10$ 计算求得。

式中: R ——岩石单向抗压强度,MPa

f ——岩石(煤)普氏系数。

2.1.3 钻孔地质技术条件

煤岩试样在地表和井下用钻机取芯。地表取芯钻孔位于兴隆庄矿东翼采区,东风井附近,标高+52.03m,钻孔深度298.25m,终孔层位3煤,不同深度钻孔斜度见表2.1,钻孔岩芯岩性描述见钻探成果表2.2。煤层底板岩样采集地点,位于一采区四号皮带机巷,采用测地应力钻机垂直于巷道顶板钻孔提取岩芯,岩样层位3煤岩层底板,岩性依次为粉砂岩(厚2.35m)、细砂岩(厚1.85m)、中砂岩(厚3.85m)。

2.1.4 试验结果

针对围岩应力、围岩强度和围岩支护对采掘工作面矿压显现的影响范围,重点对主采煤层(3煤)上至6~8倍采高的顶板,下至15m厚的煤层底板,进行了岩石物理力学性质试验。顶、底板钻孔岩样物理力学性质试验结果详见表2.3。

2.1.5 影响围岩强度及岩体稳定性的因素

围岩是一个复杂的地质体。围岩的强度不仅与组成围岩的岩石本身的力学性质有关,而且与岩体内的结构、弱结合面(节理、裂隙、层理、断层等)有关;岩体的稳定性取决于岩体的强度和施工工程作用的大小,实践证明,影响围岩强度和岩体稳定性的因素主要来自以下几方面:

1) 围岩的性质:

岩体的变形破坏与组成岩体的岩石性质有密切的关系。如42、45、47层成分单一的中、细、粗粒砂岩组成的岩体,强度最大,单向抗压强度平均值50~69MPa,抗剪强度6.38~8.89MPa。因此,岩体稳定性好;含有软弱黏土岩夹层的51层泥质结构的泥岩岩体,含黏土岩,遇水易产生膨胀与滑动,岩芯难取,强度指标则无法测定;风化岩体结构疏松,强度降低,透水性强,因而,开凿在围岩稳定性差、风化岩体中的巷道容易沉陷、片帮。

2) 地质构造:

地质构造是造成岩体失稳、影响岩石强度的重要因素。构造变动轻微的缓倾砂岩岩体,整体强度较高,稳定性较好;构造变动强烈的陡倾、直立和倒转岩体,内部结构往往破碎,整体强度低,侧压力大于垂直压力,39、44层的粉砂岩,单向抗压强度只有8~20MPa,围岩稳定性较差,易片帮冒顶;节理发育、含软弱夹层的粉砂岩,岩体的稳定性最差,顶板控制难度大。

3) 地下水:

岩体内部的地下水在很大程度上改变着岩石的物理裂隙特性。地下水软质岩石及为泥质物质充填的结构面起软化和泥化作用,造成软弱岩石膨胀、崩解和溶蚀,使围岩变形和失稳;渗流动水可造成软弱岩体的弱结构面渗透变形,由于围岩受力不均,将导致采掘工作面应力集中。

4) 岩体结构:

岩体受力后,其变形破坏的可能性、方式及规模,均受岩体结构的影响。因此,在进行围岩稳定性分类或选用支护形式时,要注意岩体结构。实践表明,松散结构的泥岩岩石强度最低,单向抗压强度平均值11.9~27.3MPa,深部大于浅部,岩体最不稳定;而块状结构的中、粗粒砂岩,岩石强度大,岩体稳定性好,顶板易管理。