

caimei gongzuomian weiyao kongzhi yuanli he jishu

采煤工作面 围岩控制原理和技术 [下]

史元伟 宁 宇 魏景云 著

中国矿业大学出版社

China University of Mining and Technology Press

图书在版编目(CIP)数据

采煤工作面围岩控制原理和技术. 下/史元伟, 宁宇,
魏景云著. —徐州: 中国矿业大学出版社, 2003. 6

ISBN 7 - 81070 - 614 - 4

I. 采… II. ①史…②宁…③魏… III. 长壁采
煤法—回采工作面—围岩加固 IV. TD823. 4

中国版本图书馆 CIP 数据核字(2002)第 096944 号

书 名 采煤工作面围岩控制原理和技术
著 者 史元伟 宁 宇 魏景云
责任编辑 朱明华
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)
排 版 中国矿业大学出版社排版中心
印 刷 徐州新华印刷厂
经 销 新华书店
开 本 787×1092 1/16 本册印张 20.125 本册字数 480 千字
版次印次 2003 年 6 月第 1 版 2003 年 6 月第 1 次印刷
印 数 1~1100 册
总 定 价 80 元

(图书出现印装质量问题, 本社负责调换)

前 言

本书下册主要论述关于采场围岩控制的实用技术。本书主要是煤炭科学研究总院北京开采研究所在这一领域的研究成果总结。其中,第一篇是关于坚硬难垮落顶板岩层控制技术。第二篇是关于破碎围岩物理化学加固技术。

难垮落顶板和破碎围岩均属于采场围岩控制的技术难点。国内外工程技术人员为此进行了多年研究,取得了重大进展,形成了富有成效的先进技术。前者是借助于各种弱化岩层的技术手段,促使难垮落顶板转变为较易垮落的顶板。后者是运用物理和化学手段加固工作面或回采巷道围岩以及密闭围岩裂隙,充填冒落空洞,改善破碎松软围岩的力学性质,以达到控制破碎松软围岩的目的。

第一篇:关于坚硬难垮落顶板岩层控制技术。重点介绍坚硬难垮落顶板处理的技术原理;难垮落顶板工作面矿压显现特征;深孔爆破常规处理技术;松动爆破技术;顶板高压预注水弱化技术和定向压裂技术等;以及实现这些技术相关的参数优化选择。同时,对于近距离煤层难垮落顶板刀柱与长壁联合开采的围岩应力分布与合理布置问题也进行了计算分析。

第二篇:关于破碎顶板的物理化学加固技术。介绍物理化学加固的力学原理,聚氨酯压注和药包法技术及应用;脲醛树脂压注技术及应用;低成本化学加固材料的研制和应用;冒落空洞充填技术以及断层或裂隙区堵水技术;以上技术的合理参数研究和加固效果检测技术和工程实践等。

这两部分也反映了对国外技术引进、消化的基础上,相应技术成果在我国研究发展的成果综合。既包含充分的理论和实验成果,又有大量的应用实例。对于煤矿地下开采技术是重要的发展,有很强的实用意义。

参加上述两部分研究工作的主要单位除北京开采研究所外,还有大同、徐州、兖州、开滦、阳泉矿务局等。主要承担者及参加研究者除作者外,还有牛锡倬,谷铁耕,宋永津,马荫模,宫本毅,辛玉美,陈晖,白希军,徐林生,陈建民,宋维尧,刘建华,寿建韶,杜乐清,杨景贺等。

本书上下册完成了对于采煤工作面围岩控制原理和先进实用技术的深入研究和科学总结,对于煤炭工业战线的科学研究工作者,煤矿生产单位,煤炭院校教师和学生提供了重要的参考资料。由于作者水平有限,缺点和错误在所难免。欢迎指正。

作 者

2003 年 6 月

目 录

第一篇 难垮落顶板控制技术

第一章 国外难垮落顶板控制技术回顾	3
第一节 古科夫煤炭生产联合公司难垮落顶板的煤层开采(前苏联).....	3
第二节 卡拉干达和莎哈林煤田超前爆破处理难垮落顶板(前苏联)	14
第三节 波兰处理难垮落顶板技术概况	20
第四节 印度难垮落顶板概况	22
第二章 坚硬难垮落顶板工作面的矿压显现与深孔爆破技术	29
第一节 坚硬难垮落顶板岩层的基本力学性质和矿压显现	29
第二节 采空区强制爆破放顶技术	42
第三节 超前深孔预爆破松动顶板	47
第三章 坚硬难垮落顶板高压预注水技术	52
第一节 砂岩层预注水弱化顶板作用机理的实验研究	52
第二节 高压预注水对砾岩压裂渗透特性实验研究	55
第三节 高压预注水工艺和方法	66
第四节 大同四矿和九矿厚砂岩坚硬难垮落顶板注水实践和矿压显现	72
第五节 大同王村矿厚砂岩顶板注水试验和矿压显现研究	79
第六节 大同云冈矿砾岩顶板预注水实践和矿压显现	90
第七节 坚硬顶板注水工作面矿压显现特征的有限元计算和 相似模型试验	99
第八节 煤岩体定向水力压裂技术.....	108
第四章 坚硬难垮落顶板的优化控制设计	126
第一节 对顶板超前弱化处理的参数选择.....	126
第二节 难垮落顶板液压支架选型.....	141
第五章 坚硬难垮落顶板近距煤层短壁刀柱与长壁开采相互影响及岩层控制	155
第一节 煤柱影响下围岩应力分析.....	155
第二节 近距煤层短壁刀柱与长壁垮落法工作面同步开采实践.....	172
第三节 残留刀柱对下层开采影响的矿压显现特征.....	174

第二篇 破碎围岩的物理化学加固

第六章 破碎顶板加固的力学原理	181
第一节 顶板加固机理的数值模拟计算.....	181
第二节 煤岩体化学加固防止顶板冒落的力学机理.....	200
第七章 煤岩化学加固材料和系统	214
第一节 煤岩化学加固技术.....	214
第二节 矿用脲醛树脂.....	220
第三节 低成本煤岩化学加固材料.....	224
第四节 煤岩加固的设备和系统.....	227
第八章 用压注法加固岩层的理论、工艺和监测	235
第一节 用压注法加固岩层工艺的理论估价.....	235
第二节 岩体加固质量监测.....	241
第三节 不稳定岩层的物理化学加固工艺技术(俄罗斯等国).....	246
第九章 化学加固的工程实践与效果检测	253
第一节 应用概况.....	253
第二节 用聚氨酯和脲醛树脂加固工作面煤壁.....	256
第三节 综采工作面过断层破碎带的压注法加固(石嘴山二矿).....	266
第四节 利用脲醛树脂化学加固综采工作面 通过地质构造破碎带(大屯姚桥矿).....	269
第五节 用聚氨酯压注法加固顶板破碎带(大同矿区永定庄矿).....	271
第六节 采用低成本聚氨酯加固巷道顶煤(阳泉放顶煤开采).....	275
第七节 煤岩体化学加固效果评价研究.....	278
第十章 冒落空洞充填和煤岩体裂隙密闭技术	286
第一节 发泡水泥充填冒落空洞技术.....	286
第二节 改性脲醛泡沫材料充填冒落空洞.....	298
第三节 聚氨酯应用于密闭和堵水工程.....	306
参考文献	313

第一篇
难垮落
顶板控制技术

第一章 国外难垮落顶板控制技术回顾

我国的直接顶围岩分类中,难垮落顶板实际上是属于非常稳定的顶板。同时,一般基本顶压力显现属于来压强烈和非常强烈的等级。在国外也大致如此。其岩层结构特点多为岩层厚度较大,裂隙发育较少,岩石抗压或抗拉强度很高。这种情况在我国和俄罗斯较为常见。而在印度和美国,以及我国西部地区,也有岩层强度并不高,但采深小,岩层抗拉强度高,整体性很强而导致难垮落和来压显现强烈的情况。

对于此类顶板,过去常用煤柱支承法开采,包括房柱法、短壁刀柱法等。其优点是开采直接成本较低,顶板控制工程量小。但问题是:煤炭损失大(主要是面积损失),且有大面积来压威胁。为解决此问题,多年来,国内外都进行了采煤方法的改进试验,即试行长壁垮落法机械化开采。为此,国内外采矿工作者对顶板进行了弱化处理试验研究,并取得成效。弱化处理包括:对顶板进行高压预注水或预裂爆破两种方法。后者也有的称为“鱼雷爆破”。通过这些方法,可将难垮落顶板改变为较易垮落的顶板,从而可进行长壁机械化开采。同时,如果煤层较硬,也需对其进行弱化处理,包括注入压力水或松动爆破等。与此相适应,需采用强力液压支架,并配以特殊结构,包括大流量安全阀。

前苏联是对难垮落顶板进行弱化处理研究试验较早的国家。本文将首先介绍其 20 世纪 70~80 年代的技术经验。

第一节 古科夫煤炭生产联合公司难垮落顶板的煤层开采 (前苏联)

古科夫煤炭生产联合公司在实行生产过程机械化、特别是采煤工作面综合机械化方面发展速度很快。1976 年综采产量占公司工作面产量的 62.7%。但是,在难垮落顶板条件下试图使用综合机械化装备是不顺利的。

难垮落顶板的工作面矿压显现特点是基本顶初次和周期来压前有很大的悬露面积。基本顶断裂显现很强烈,经常伴随着来自顶板方面的动力冲击。

古科夫公司开采煤层的地质条件表明,具有难垮落顶板是阻碍综合机械化进一步发展的因素。因为使用的批量生产的液压支架,其技术特性(承载能力)与矿山压力显现参数不相适应。为此,需要研究主动处理岩体的方法,以便使基本顶初次和周期来压强度降低。

为了扩大批量生产的综合机械化设备的使用范围,在古科夫公司各矿,进行了管理难控顶板的新方法——顶板水力处理法和超前钻孔松动爆破法生产性试验。

一、古科夫公司矿井的地质技术条件

古科夫矿区开采 17 号层无烟煤。厚度 0.82~1.67 m, 倾角 2°~38°。矿区内大多数煤层倾角为 18°, 有 68.5% 的生产工作面集中在这种倾角的煤层中。其产量占矿区产量的 70% 以上。煤层大多是无瓦斯、无煤尘爆炸危险的。

煤层直接顶主要是泥质页岩, 其次是砂质页岩、砂岩和石灰岩。该公司 50% 的工业储量集中在具有难垮落顶板的煤层中。顶板主要是难垮落的砂岩和石灰岩, 其极限抗压强度为 82~210 MPa。

为进一步提高综合机械化水平, 该矿主要把批量生产的综采设备用于与其技术特征相符的条件下, 而为了提高综采设备的使用效果, 改善顶板管理就成为决定性的因素。

二、回采工作面的工艺和机械化

古科夫矿区使用最广泛的综采设备是 KM-87、KMK-97 和“卫星”型。

随着综采设备的使用, 古科夫矿区产量有所增长, 古科夫矿区机械化工作面平均日产量已达 827 t。

取得这样的技术经济指标是由于改进了综采设备并采取了改善控顶条件的措施。改善综采设备与软化顶板岩体的措施相配合, 有可能显著扩大综采设备的应用范围, 并大大提高其技术经济指标。

三、难垮落顶板的管理方法

古科夫矿区煤层顶板的特点是具有很硬的难垮落岩层, 此岩层可能在直接顶上方也可能紧靠煤层。随着采煤工作面的推进, 当顶板暴露面积很大时才发生垮落, 这对控顶区的顶板和支架会带来不利影响。由于这一原因, 1968 年以前, 该矿区此类煤层的开采主要使用单体支架和局部充填法管理顶板。

应用上述顶板管理方法, 降低了周期来压的显现强度, 保证了回采工作顺利进行, 然而这种方法给使用综采设备带来了困难。

在古科夫矿区使用综采设备时, 曾拟定了普遍改为完全垮落法管理顶板。但是应用液压支架并未立即使采煤工作面生产正规和取得效果。基本原因是支护规程和支架参数与矿山地质技术条件不相适应。为了消除基本顶下沉的有害影响, 采取了一系列措施, 包括使用高阻力的 KM-87 II 支架, 此外, 还采用强力工作面支架和切顶支架支护。但是, 具有难垮落顶板煤层的开采实践表明, 采取上述措施不能完全消除顶板突然垮落造成的威胁, 却造成管理顶板劳动量和单体支柱回收工作量的显著增加。

研究表明, 有必要采取对岩体主动作用的措施, 以便加速其垮落过程, 减少基本顶初次和周期来压的影响。在古科夫矿区为了弱化难垮落顶板, 采用超前钻孔爆破法和水力处理方法。

四、弱化顶板的水力处理方法试验

此方法由彼乔拉煤矿设计研究院提出并在沃尔库塔矿区的生产矿井推广使用。这种方法是基于在水力湿润和水力压裂的作用下有效地软化基本顶岩石、并扩大其裂隙和使层间接触面离层。这种方法的工艺是: 沿工作面长度方向上打超前深孔, 穿入基本顶岩体, 以不同的方式压入液体。压入液体对岩层的作用特征: 在支承压力带以外, 主要是湿润作用; 而在支承压力带内既有湿润作用又有水力压裂作用。

水力处理顶板的效果, 曾在东部顿巴斯矿井 mg 层进行了检查。该煤层厚度 1.0~1.1

m, 倾角 $3^{\circ} \sim 5^{\circ}$, 煤层有时被砂页岩或砂岩切断。顶板砂岩厚度达 30 m, 它由分层厚度 1.7~2.5 m 的若干层组成。砂岩层面间接触是不清晰而且间断的, 砂岩的主要成分是石英砂。胶结物占 12%~15%, 主要是泥质物并带有少量含硅混合物。直接底板是不稳定的煤质泥页岩, 厚度 0.3~0.5 m。

在 mg 层开采过程中, 难垮落砂岩顶板的初次垮落发生在暴露面积很大时 (8000~10 000 m²)。通常伴随着工作面的局部冒落, 在个别情况下有强烈的气浪。在周期来压时, 也可观察到工作面经常出现岩石冒落, 由于底板岩石强度不高 (3.0~8.4 MPa), 利用现有支架不会取得良好效果。

为此研究在长壁垮落法的条件下, 用水力方法软化顶板。

第一批水力处理方法用于 22 号工作面。工作面的地质技术条件列于表 1-1-1。

表 1-1-1 工作面地质条件

工作面编号	工作面长度/m	煤层厚度/m	倾角/($^{\circ}$)	支架类型		顶板	底板
				工作面支架	放顶支架		
22	165	1.04	5	KCT	OKY	砂岩	页岩
19	135	1.05	5	TCT	卫星	砂岩	页岩

应用水力处理方法之前, 在采空区沿走向距顺槽 30 m 处架设了两排木垛。在距切眼 40 m 处工作面出口, 发生砂岩顶板的第一次垮落, 结果控顶区顶板出现冒落长度达 100 m。随后又推进了 40 m, 悬垂砂岩再次垮落, 工作面发生局部冒落。后将木垛改为三排矸石垛, 工作面的冒落才停止了, 但有时出现强烈的矿压显现, 支架压入底板, 工作面长期处于多事故状态。

为了更有效地降低矿山压力显现强度, 与矸石垛相配合, 应用了水力处理顶板的方法。对每个深孔, 制定了一套注水方式。注水进行到控顶区顶板发生滴水或水压急剧下降时为止, 后者主要发生在顶板具有天然裂隙或由于水力压裂的情况下。孔位参数列于表 1-1-2。

表 1-1-2 深孔注水参数

深孔编号	孔深/m	深孔间距/m	孔底高于煤层距离/m	注水时孔底至工作面的距离/m	注水结束时孔底至工作面的距离/m
1	140	—	16	19	9
2	120	85	13	41	18
3	120	41	13	80	13
4	120	30	13	25	19
5	120	33	13	45	—

在 22 号工作面钻出了 5 个深孔, 深孔布置见图 1-1-1。通过观测发现, 第一个孔的注水湿润半径约 15 m (注水量 50 m³), 第二个孔为 23 m (注水量 56.4 m³), 第三个孔和第五个孔分别为 15.1 m 和 18.0 m (注水量分别为 59.2 m³ 和 42.0 m³), 第四个孔总注水量 14.8 m³。由于局部地质条件受到破坏, 进一步注水时, 出现压力急剧下降, 而未继续注水。湿润注水压力为 18~80 个大气压。在工作面接近孔底还有 9~19 m 时, 在 120 个大气压下进行顶板的水力压裂。

在应用上述方法之前, 采空区的顶板砂岩通常悬顶 15~20 m, 以大块形式垮落。同时使

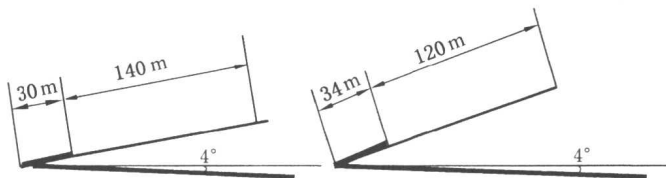
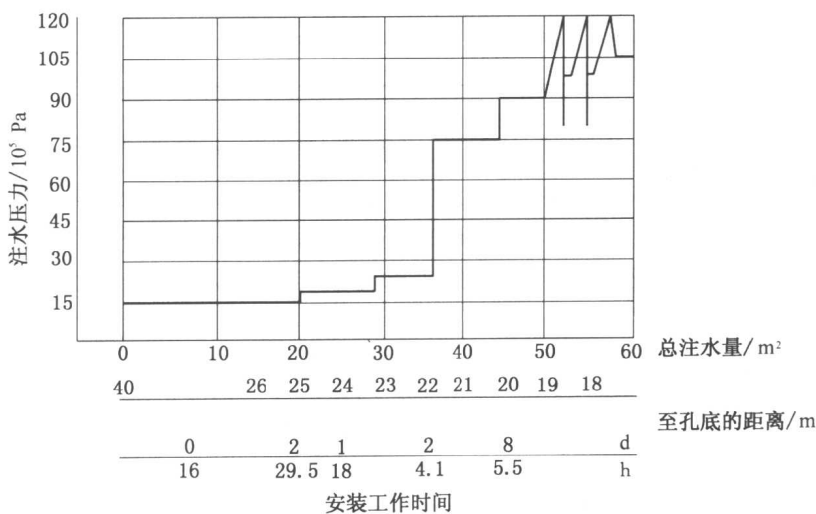


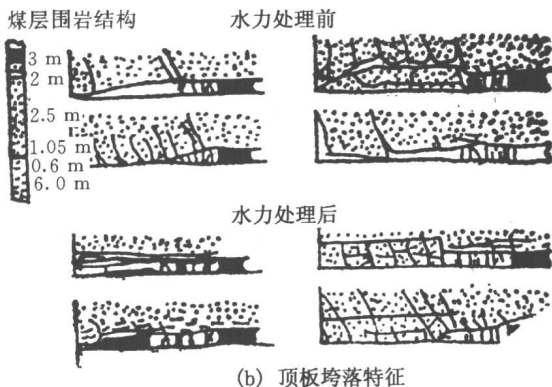
图 1-1-1 22 号工作面水力处理顶板的深孔布置

放顶支架压入底板 10~15 cm, 工作面部分支架变形。在控顶区与工作面煤壁平行方向, 每隔 1.0~1.6 m 可观察到裂口, 并出现岩块彼此相对位移 3~5 cm 的现象。

在对顶板进行水力处理后, 顶板的垮落特征有明显的变化。砂岩沿工作面全长垮落, 冒落块度不大, 且分成薄层, 并在每次放顶支架移架之后有规律地发生垮落, 仅在个别地段出现长达 4~5 m 的悬顶。注水参数和砂岩的垮落特征如图 1-1-2 所示。



(a) 22 号工作面注水方式



(b) 顶板垮落特征

图 1-1-2 22 号工作面注水方式和顶板垮落特征

注水后岩层的分层层理面均得到湿润,层间明显,并且不再粘结。工作面直接从孔下通过时,顶板有时滴水。所有的裂隙都出水并有特殊的白色,这证明水把裂缝充填物冲刷出来了,还证明冲刷了砂岩层理面。

煤层中未出现水。在工作面生产期间,用水力处理顶板的工作面地段,未发生冒顶。

为了确定压力水的动力作用对顶板岩石强度性质的影响并修正煤层 mg 钻孔参数,在深孔中心线不同的距离处取岩样(在注水前和注水后),并进行强度试验。

试验结果列于图 1-1-3。通过试验查明,随着砂岩的湿润率由 0.3% 增加到 1.0%,它的抗压强度降低 35%,同时降低了其稳定性。这证明,在向深孔注水期间砂岩粘结力的破坏首先是由于水沿层间接触面和裂隙的楔入作用。

观测查明,在注水量为 60~70 m³ 时,有效的湿润半径约为 13~15 m(图 1-1-4)。

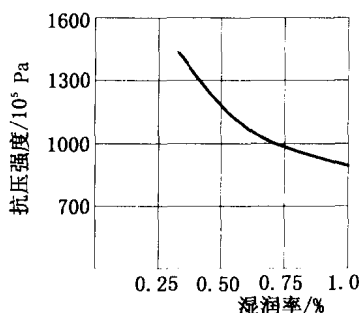


图 1-1-3 岩石抗压强度与湿润率关系

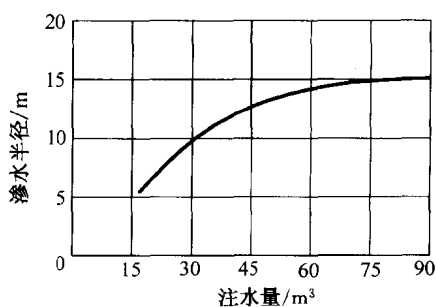


图 1-1-4 渗水半径与注水量的关系

由于在 22 号工作面注水效果很好,随后在 mg 层的其他工作面推广应用。

采用水力处理顶板方法的采煤工作面地质和技术条件列于表 1-1-3。

表 1-1-3 注水工作面条件

工作面编号	工作面长度 /m	煤层厚度 /m	煤层倾角 /(°)	支架类型		顶板岩石	底板岩石
				工作面支架	放顶支架		
22	165	1.04	5	KCF	OKY	砂岩	页岩
19	135	1.05	5	FC	“卫星”	砂岩	页岩
02	168	1.10	5	FC	“卫星”	砂岩	页岩
04	160	1.15	5	KCF	OKY	砂岩	页岩
26	156	1.05	3	FC	OKY	砂岩	页岩
21	160	1.10	4	FC	OKY	砂岩	页岩
26	155	1.10	4	KCF	OKY	砂岩	页岩

在 mg 层采煤工作面使用上述方法的效果表明,增加岩石的离层性将有助于使其垮落性更好、缩短悬顶长度、消除顶板裂口和断裂。

生产实践表明,水力处理顶板的方法是安全而有效地防止难垮落顶板出现强烈移动的措施,在此条件下,工作面推进速度增加了 0.5~1 倍,工作面产量也大幅度增加。

但是必须指出,这种方法的应用仅限于煤层上方直接顶为厚坚硬岩层的条件。

孔位和注水参数列于表 1-1-4、表 1-1-5。

表 1-1-4

深 孔 参 数

工作面编号	深孔编号	深孔长度/m	封孔长度/m	深孔与煤层平面夹角/(°)	孔底超前工作面距离/m	深孔间距/m	工作面编号	深孔编号	深孔长度/m	封孔长度/m	深孔与煤层平面夹角/(°)	孔底超前工作面距离/m	深孔间距/m
19	1	120	30	19	13	30	02	12	145	40	10	14	30
	2	120	19	13	30		04	1	130	40	10	14	30
	3	120	19	13	30	2		120	40	15	12	30	
02	1	130	40	24	15	34	3	140	40	20	15	30	
	2	130	40	14	12	34	26	1	130	40	10	15	30
	3	125	40	14	13	36	21	1	150	40	19	15	44
	4	120	40	12	14	32		2	120	40	10	15	
	5	120	40	24	15	30		3	130	40	10	15	45
	6	105	40	22	15	34		4	125	40	10	15	30
	7	100	40	30	15	30		5	110	40	10	15	40
	8	150	40	27	14	36	26—B uc	1	125	40	12	15	
	9	150	40	22	15	34		2	125	40	10	15	34
	10	105	40	3	15	32		3	125	40	9	15	30
	11	155	40	5	12	34							

表 1-1-5

注 水 参 数

工作面编号	深孔编号	开始注水时孔底至工作面距离/m	注水结束时孔底至工作面距离/m	注水量/m ³	深孔水压/10 ⁵ Pa	湿润半径/m	工作面编号	深孔编号	开始注水时孔底至工作面距离/m	注水结束时孔底至工作面距离/m	注水量/m ³	深孔水压/10 ⁵ Pa	湿润半径/m
22	1	19	9	50.0	18~120	15	02	10	65	15	73.0	15~120	
	2	41	18	56.4	15~120	23		11	45	12	162.0	15~30	
	3	30	13	59.2	15~120	15		12	85	80	17.0	15~120	
	4	25	19	14.8	15~30	5	04	1	30	8	106.5	15~120	
	5	45	—	42.0	15~120	18		2	61	12	73.0	15~120	
19								3	48	10	69.0	15~120	
	1	30	10	49.0	15~120	13	26	1	30	12	73.0	15~120	
	2	40	12	61.0	15~120	15							
02	3	45	15	69.0	15~100	15							
	1	30	8	73.0	15~120		21	1	40	7	73.0	15~120	
	2	40	15	110.0	15~80			2	52	11	110.0	15~120	
	3	35	10	35.0	15~30			3	63	12	35.0	15~70	
	4	44	12	17.0	15~30			4	44	8	67.0	15~120	
	5	60	12	17.0	15~40			5	41	7	36.0	15~120	
	6	33	8	30.0	15~120		26—B uc	1	30	7	107.6	15~120	
	7	85	20	66	15~40			2	49	11	138.0	15~120	
	8	70	17	104.0	15~100			3	57	12	83.0	15~120	
	9	60	15	40	15~120								

不建议将上述方法用于有页岩夹层的坚硬岩层,因为在此条件下,岩石强度下降 43%~64%,它可能导致在工作面附近顶板过早冒落。上述方法在地质破坏带使用也不会取得显著效果。

这样,根据对 mg 层和相似条件的试验,建议采取下列孔位参数和注水工作方式参数:

深孔间距 25~30 m;

在开始注水前深孔至工作面煤壁的距离 40~45 m;

深孔布置高度应不小于煤层厚度的 6 倍,不大于煤厚的 8 倍;

每孔内的注水量应不少于 60~70 m³;

深孔水压约 1.2~12 MPa。

五、应用高阻力液压支架的经验

如上所述,在难垮落顶板条件下应用 M—87 液压支架大大提高了采煤工作的安全性。但是,由于支架承载能力不足,在强烈的矿压显现条件下,大量支柱下缩而“压死”,导致零部件变形和破坏。因此,必须研究支架阻力对顶板状态的影响并确定对这些煤层支架阻力的下限。为此,对古科夫矿区 1_b 与 1_c 煤层工作面矿压显现进行了研究。

试验工作面编号为 0408、0406,煤层厚度 1.45~1.50 m,煤层倾角为 10°,工作面长度 130~150 m。直接顶为难垮落石灰岩,厚达 3.7 m,单轴抗压强度达 80~110 MPa,石灰岩上面是坚硬稳定的灰质页岩,厚度 9 m,再往上的岩石是致密的泥质页岩。直接底板是中等硬度的砂泥质页岩。

在 M—87 支架设计阻力的工作条件下,工作空间范围内(距煤壁 3.7 m)非周期来压期间,工作面顶板下沉量约为 121~232 mm,它的平均值约 141~186 mm。在工作面的某些地段,这个期间已观测到顶板裂隙剧烈发展,出现冒空和片落情况。在此期间支架主要工作在增阻状态,仅有 25% 的支柱在循环末进入恒阻状态。

在周期来压期间,顶板下沉在控顶区内增长到 198~390 mm,平均约 172~277 mm。裂隙形成过程急剧强化,出现冒空。在 0408 号工作面,有一次周期来压使约 50 架支架压死。为使压死的支架解脱出来,工作面停产 36 天。

在周期来压期间支架主要工作在恒阻状态。通过研究还查明,提高支架阻力既可减少平时的顶板位移,也可减少周期来压显现时的位移。

在周期来压期间,把支架阻力 1341 kPa 增加 20% (0408 号工作面) 和 29.5% (0406 号工作面),使控顶区顶板位移相应减少 18.8% 和 19.5%。通过用计算机对研究数据进行整理,可建立周期来压时支架阻力与顶板位移量的回归公式:

$$h = 128.16 + \frac{2447.9}{p} \quad (1-1-1)$$

所得关系式统计估价量为: $F=2.42$; $I=0.61$; $t=3.91$ 。证明所探讨的因素之间密切相关。图 1-1-5 是这种关系的曲线图。

为了确定支架最优阻力,不仅需要知道图 1-1-5 所述关系,而且需要确定顶板位移的临界值,超过此值将使顶板处于不良状态,影响采煤工作面的正规生产。在 1_b 煤层中分别应用液压支架和单体支柱条件下进行了研究工作。查明了煤层 1_b 的顶板位移临界值为 190 mm,超过此值,将使控顶区顶板遭受严重破坏。

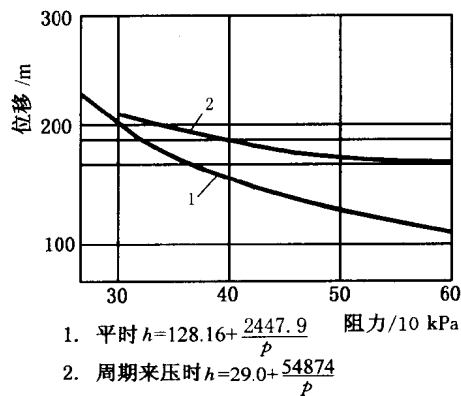


图 1-1-5 顶板位移与支架阻力的关系曲线

分析上述关系式和关系曲线表明,考虑到这些煤层顶板临界值位移量的下限,这些煤层支架支护强度应在 600 kPa 水平以上。

对苏赫多里斯基煤层装备 M—87L 支架的 54 号工作面进行了类似的分析研究,根据该条件进行的观测和计算,支护强度应在 700 kPa 左右。

对于难垮落顶板煤层中液压支架工作的观测数据进行整理查明,在非周期来压期间大部分支架在循环内处于增阻状态。支架实际阻力不大于设计承载能力的 55%~70%。观测表明,支架缓慢承载是由于支架具有弹性可缩量 and 支架与围岩相接触时有额外的可压缩物及支架初撑力较小的缘故。

观测资料分析表明,把实际支架阻力从 252 kPa 提高到 275 kPa 而不改变初撑力(等于 90~100 kPa),可使控顶区边缘的顶板位移量减小。

提高初撑力到 185 kPa,实际上可保证直接顶和基本顶变形一致。可见,通过研究可知高阻力支架的初撑力不得低于 180~200 kPa。

因此,为了保证支架在东顿巴斯矿井具有难垮落顶板条件下,安全和有效地工作,其阻力不得小于 700 kPa,初撑力不小于 200 kPa,支架悬臂梁末端的阻力不得小于 180~200 kN。

六、深孔强制爆破控制难垮落顶板初次和周期来压的试验

应用完全垮落法管理顶板,在难垮落顶板初次来压时,顶板暴露面积很大,达 5000~10000 m²。在 K₅、I₆、m₉ 煤层中,上述初次来压使采煤工作面的生产工作大大复杂化。

由于难垮落顶板初次来压强烈,在 K₅、I₆ 煤层和 K₂ 煤层的个别采段,曾仍采用局部充填法控制矿山压力或保留宽 10~15 m 的煤柱。煤柱间距 38~80 m。

初次来压时,由于 4 m 厚的下位硬岩层全部暴露面同时垮落,往往伴随着冲击波。在这种情况下,现有支架不能保证控顶区以外顶板垮落。为了提高使用单体支架时生产的安全性,扩大最有效的全部垮落法的应用范围,设计和使用了防止难垮落顶板初次来压时动力显现的综合措施。这些措施包括用深孔爆破强制放顶或在采空区用研石垛形式支承。

用深孔强制放顶方法的实质是:在安全的顶板暴露面积情况下,通过深孔爆破形成平行工作面的断裂,其深度达 4~6 m。由于深孔爆破使顶板下位岩层破坏,在这种情况下形成的悬顶有不同的承载能力。它由不同的悬顶长度、因暴露时间不同而造成的变形差所决定。

由于悬梁承载能力有差别,保证了基本顶下位岩层仅发生局部垮落,而不是全部暴露面积同时垮落。从而避免了产生气浪和动力冲击的可能性。

古科夫公司矿井初次强制放顶的深孔参数列于表 1-1-6,采用深孔强制放顶法处理初次垮落的矿井简要矿山地质、技术条件列于表 1-1-7。

试验研究查明:在深孔装药爆破后,顶板坚硬岩层的垮落高度等于孔深。在工作面推进到离爆破点 20~25 m 处,采空区坚硬岩层的垮落将逐渐达到工作面全长。

在坚硬岩层初次强制垮落时,控顶区的顶板位移量不超过 155 mm,在切顶排支柱的最大载荷约 710 kN/m。

在深孔爆破控顶区的顶板,瞬时下沉约 5~10 mm,但这不会导致顶板状态的恶化及支架的变形。在规定的顶板移动的工作状态下,顶板垮落的悬梁长度在无附加措施时达 10 m,悬梁垮落厚度不超过 4~5 m。根据观测资料,顶板总位移量约为 50~80 mm,而切顶排支架载荷一般不大于 1000 kN/m。通过试验,有可能用经验方法确定基本孔位参数:倾角、长度、

爆破前深孔在采空区的位置。

表 1-1-6 强制放顶深孔参数

工作面编号	工作面长度/m	深孔布置系统	深孔数量	孔深/m		装药量/kg		钻眼结束时孔位	爆破时至深孔中心线的最大距离/m			爆破时顶板暴露面积/m ²
				下部孔	上部孔	下部孔	上部孔		工作面	放顶支架线	切眼	
0152	117	平行层理	1	38	—	48	—	在采空区	18	16.0	29	5150
0151	80	与层理斜交	2	35	49.5	140	139	工作面前 10 m	91	7.0	41	4800
0154	120	与层理斜交	2	88	50	140	120	在采空区	15	10.4	43	5300

表 1-1-7 地质技术条件

工作面编号	工作面长度/m	煤层厚度/m	煤层倾角/(°)	围岩		顶板管理方法	支 架			
				顶 板	底 板		支护形式	密度/柱·m ⁻²	架型	密度/柱·m ⁻²
0151	80	1.60	17	砂页岩 1.6~1.8 m 砂岩 18 m	砂质页岩	完全垮落法	木支架和液压支柱 TC—3—3M	1.1~1.3	OKYM—06	0.83
0152	117	1.80	16	砂页岩 0.3~2.5 m 砂岩 18 m	砂质页岩	完全垮落法	木支柱	1.1~1.3	OKYM—06	0.83
0154	120	1.55	16	砂页岩 0.7~3.0 m 砂岩 18 m	砂质页岩	完全垮落法	TC3—3M 液压支柱	0.95	OKYM—06	0.56

深孔相对于岩层面的倾角(α_{CKB})由下式确定。

$$\alpha_{\text{CKB}} = \alpha_{\text{ML}} + n \cdot \sin^{-1} \left(\frac{m_0 + W \pm y}{l_{\text{CKB}}} \right) \tag{1-1-2}$$

式中 α_{ML} ——煤层倾角；
 n ——深孔顺序编号；
 m_0 ——难垮落岩层与煤层之间易垮落岩层厚度，m；
 W ——在难垮落岩层中布置钻孔的最大深度，m；
 y ——从孔口到煤层的距离(m)，如果钻孔布置在煤层以上取负号，如果孔口在煤层下取正号。

深孔相对于层煤的倾斜长度：

$$l_{\text{CKB}} = l_0 + \frac{l - l_y}{2} \tag{1-1-3}$$

式中 l_0 ——从孔口到其在采空区出口地段内长度；
 l ——工作面长度；

l_y ——孔深比工作面长度小的值。

在爆破前从后煤柱到孔中心线的距离：

$$K = \frac{S - Nl}{l} \quad (1-1-4)$$

式中 S ——工作面回采初期难垮落顶板的容许暴露面积；

N ——从孔中心线到工作面控顶区的容许距离。

为了实现对于难垮落顶板的初次强制放顶，利用了 CБГ—1М 型钻车。金刚石钻头直径 76 mm，铵类炸药包直径 60 mm，质量 1.5 kg。导爆线和雷管由分节木炮棍和直径 3~5 mm 钢丝装入。

深孔爆破的放顶工艺是：在工作面投产前或正在生产的工作面从运输（或通风）平巷超前工作面钻深孔，其参数按公式（1-1-2）、（1-1-3）、（1-1-4）确定。钻孔在垂直平面内形成扇形面。其数量限于两个。深孔进入采空区至工作面和煤柱的距离由公式（1-1-4）确定，然后装药和爆破。装药是通过把一部分炸药用炮棍顺序装入随后封孔。炸药的质量取决于药包的外壳质量，一般不应超过 4~5 kg。深孔炸药爆破必须使用导爆线按照规定的工序进行，炸药质量 250 kg。试验表明，冲击波对于设备、支架和控制区围岩没有危险作用。深孔爆破强制放顶的优点是方法简单，对矿山地质和技术条件的适应性强，放顶安全。应用这种方法能够保证采用完全垮落法管理难控顶板。拟定的深孔布置的原理图见图 1-1-6。

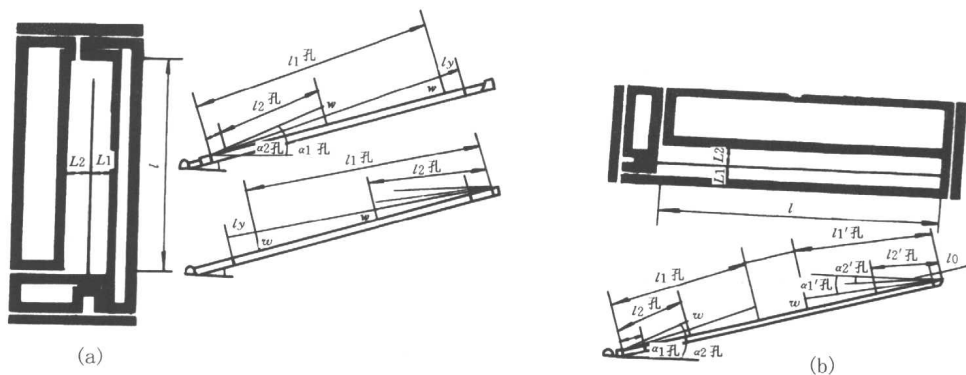


图 1-1-6 初次强制放顶的深孔布置

(a) 工作面长 150 m；(b) 工作面长大于 150 m

预防初次和周期来压时的动力显现的第二个措施是在采空区沿走向随工作面推进砌筑矸石带。通过试验查明，沿工作面方向矸石带的中心距宜取两个周期来压的放顶步距。开始砌筑矸石带时工作面至切眼的距离不得小于一个周期来压步距，这一措施首先可使切眼侧的顶板易垮落。

建议使用矸石垛分段垮落顶板的条件是煤层厚度不大于 1.8 m，并具有裂隙性砂岩、石灰岩和坚硬页岩。

在具有难垮落顶板的采煤工作面中应用上述方法可大大提高劳动的安全性，并可获得显著的经济效益。在工作面长 100~120 m 时，平均年可节约 2 万~6 万卢布。