

# 煤矿顶板深孔爆破封孔长度的确定方法

李东印<sup>1,2,4</sup>, 敖良凯<sup>1</sup>, 王 伸<sup>1,2,4</sup>, 黄传波<sup>3</sup>, 李红斌<sup>1,2,4</sup>

(1. 河南理工大学 能源科学与工程学院, 河南 焦作 454003; 2. 煤炭安全生产与清洁高效利用省部共建协同创新中心, 河南 焦作 454003; 3. 郑宏恒泰(新密)煤业有限公司, 河南 新密 452370; 4. 河南理工大学-焦煤集团智能安全高效开采河南省示范研发中心, 河南 焦作 454003)

**摘 要:** 煤矿巷道顶板深孔爆破是切顶沿空留巷、坚硬顶板预裂工程中的重要岩体致裂方法, 既要达到爆破切顶效果, 又要确保不发生冲孔且爆破后巷道围岩稳定, 因此合理确定钻孔封孔长度至关重要。针对当前煤矿切顶爆破钻孔封孔长度缺乏理论依据的问题, 首先统计分析国内部分矿井切顶爆破工程的封孔参数, 以爆破钻孔封堵机理和堵塞体在爆破过程中受力特征为基础, 建立了深孔爆破数学模型, 提出了基于爆破“不冲孔”为约束条件的最短封孔长度计算方法; 其次, 基于利文斯顿爆破漏斗理论, 并结合装药结构, 建立了顶板深孔装药爆破漏斗模型, 得到了基于“最大内部爆破作用”的深孔爆破最短封孔长度计算方法。采用 LS-DYNA 分析了爆破后钻孔周围岩石中有效应力分布和裂纹发育情况, 确定了基于炸药“最大能量利用率”的末端炸药与堵塞体合理间隔。从防止冲孔、保证爆破效果及减小对巷道顶板破坏影响的角度, 提出了基于爆破“不冲孔”“最大内部爆破作用”“最大能量利用率”的煤矿顶板爆破钻孔合理封孔长度确定三元准则。以朝川矿 22010 工作面回风巷爆破切顶为工程背景, 依据封孔长度三元准则计算了合理的封孔长度, 以巷道顶板表面岩石单元的有效应力为指标, 分析了爆破后巷道顶板稳定程度及封孔长度的合理性, 并开展现场试验。试验结果表明, 基于三元准则所计算的封孔长度不仅避免了冲孔, 同时从孔深 7 m 处向孔底生成了贯穿爆破孔的切缝面, 切断了目标岩层。研究成果可为煤矿巷道切顶卸压爆破钻孔确定合理封孔长度提供理论依据。

**关键词:** 深孔爆破; 封孔长度; 切顶卸压; 爆破理论; 封孔参数

**中图分类号:** TD235 **文献标志码:** A **文章编号:** 0253-9993(2025)05-2367-17

## The determination methodology for optimal stemming length of deep-hole blasting for hard roof cutting in coal mines

LI Dongyin<sup>1,2,4</sup>, AO Liangkai<sup>1</sup>, WANG Shen<sup>1,2,4</sup>, HUANG Chuanbo<sup>3</sup>, LI Hongbin<sup>1,2,4</sup>

(1. School of Energy Science and Engineering, Henan Polytechnic University, Jiaozuo 454003, China; 2. Provincial Collaborative Innovation Center for Safe Production and Clean and Efficient Utilization of Coal, Jiaozuo 454003, China; 3. Zhenghong Hengtai (Xinmi) Coal Industry Co., Ltd., Xinmi 452370, China; 4. HPU-Jiaozuo Coal Group Intelligent-Safe-Efficient Mining Henan Provincial Demonstration R&D Center, Jiaozuo 454003, China)

**Abstract:** Deep borehole blasting of coal mine roadway roof is significant for roof cutting-based gob-side entry retaining and hard roof pre-cracking. It not only needs to ensure roof cutting effect, but also ensures that no punching occurs and the roadway surrounding rocks are stable after blasting. Therefore, it is crucial to determine the reasonable length of borehole sealing. Given the lack of theoretical basis for the current coal mine roof blasting borehole sealing length, the borehole

收稿日期: 2024-06-21 策划编辑: 郭晓炜 责任编辑: 钱小静 DOI: 10.13225/j.cnki.jccs.2024.0704

基金项目: 国家自然科学基金青年基金资助项目 (52204090); 河南理工大学安全学科“双一流”创建国家级重点培育资助项目 (AQ20240306); 河南理工大学青年创新探索性基金资助项目 (NSFRF240302)

作者简介: 李东印 (1970—), 男, 河南封丘人, 教授, 博士生导师。E-mail: ldy2005@hpu.edu.cn

通讯作者: 王 伸 (1991—), 男, 河南修武人, 副教授, 博士。E-mail: wangshen@hpu.edu.cn

引用格式: 李东印, 敖良凯, 王伸, 等. 煤矿顶板深孔爆破封孔长度的确定方法[J]. 煤炭学报, 2025, 50(5): 2367-2383.

LI Dongyin, AO Liangkai, WANG Shen, et al. The determination methodology for optimal stemming length of deep-hole blasting for hard roof cutting in coal mines[J]. Journal of China Coal Society, 2025, 50(5): 2367-2383.



移动阅读

sealing parameters in projects involving hard roof cutting in some parts of China were first statistically analyzed, and based on the sealing mechanism of the blasting boreholes and the force characteristics of the clogging material in the process of blasting, it established a mathematical model of deep borehole blasting, and proposed a method of calculating the sealing length based on the constraints of the blasting “no pushing out of borehole blockages”. In addition, based on Livingston’s blasting funnel theory and combined with the charging structure, the top plate deep borehole charging blasting funnel model was established, and the borehole sealing length calculation method based on the “maximum internal blasting effect” of explosives was obtained. The nonlinear dynamic analysis software LS-DYNA was used to analyze the effective stress distribution and crack development in the borehole surrounding rocks after blasting, and to determine the reasonable distance between sealing body and the last section of explosives and the plug based on the “maximum energy utilization of explosives”. According to the above research results, a three-way criterion for determination of optimal sealing length of deep blasting boreholes for hard roof cutting in coal mines based on “no pushing out of borehole blockages”, “maximum internal blasting effect” and “maximum energy utilization” is proposed. Taking the roof cutting of 22010 working face of Chaochuan coal mine as the engineering background, the optimal sealing length was calculated based on the three-dimensional criterion for sealing length determination, and the degree of stability of the roadway top plate and the reasonableness of the sealing length were analyzed based on numerical simulation with the effective stresses of the rock units on the surface of the roadway top plate as the indexes, and the on-site experiments were also carried out. The test results show that the sealing length calculated based on the present ternary criterion not only avoids pushing out of borehole blockages, but also generates a slit surface from the borehole depth of 7 m to the bottom of the borehole through the blast borehole, cutting off the target rock layer. The research results can offer a theoretical basis for determining the optimal sealing length of the roof cutting and pressure relief blasting borehole in the coal mine roadway.

**Key words:** deep borehole blasting; borehole sealing length; roof cutting and pressure relief; blasting theory; sealing parameters

## 0 引 言

顶板深孔爆破技术已成为煤矿井下切顶沿空留巷<sup>[1]</sup>和坚硬顶板预裂<sup>[2-3]</sup>的重要岩层致裂技术。爆破成效优劣取决于炸药爆破能量利用率;封孔质量是决定爆破能量利用率至关重要的因素之一。如果封孔过长,则影响钻孔中的装药量,导致预裂面远离顶板表面,削弱“切顶”效果。如果封孔长度太短或强度不够,堵塞体会在爆生高压气体作用下冲出钻孔,导致大量能量泄露,损坏巷道。因此当钻孔中装药结构和装药量确定时,合理选取封孔长度能提高炸药能量利用率,获得更好的爆破效果<sup>[4-7]</sup>。

关于爆破钻孔的封孔,许多专家学者进行了理论探讨和试验研究,积累了丰富的研究成果。理论计算方面,秦声等<sup>[8]</sup>建立了炮泥变加速运动模型,对巷道掘进爆破钻孔堵塞体长度的计算方法加以改进。李廷春等<sup>[9]</sup>将超深孔一次成井掏槽爆破封堵分为上端、中端和下端封堵,根据爆炸应力波理论、动量定理,推导出了一次爆破成井掏槽孔的上、中、下端堵塞体长度的上、下限计算公式。叶志伟等<sup>[10]</sup>通过理论分析计算了隧道爆破不同岩体工况下掏槽孔、崩落孔及周边孔的最优堵塞体长度。CHEN 等<sup>[11]</sup>通过理论分析堵塞

体于钻孔壁之间的作用力提出了一种深孔爆破封孔长度的计算方法。

数值模拟方面,尹忠昌等<sup>[12]</sup>借助 LS-DYNA 和 PFC 数值模拟软件分析了封孔长度、炮泥强度等因素对封堵效果的影响。王洋等<sup>[13]</sup>借助数值模拟软件 LS-DYNA 分析得到了最优的平行双自由面岩体爆破方案,并通过现场应用得到了验证。张艳军等<sup>[14]</sup>数值模拟研究了爆破钻孔合适的堵塞体长度及应力波在孔内的传播规律,建立了堵塞体长度的计算模型并验证了其合理性。

试验研究方面,SHI 等<sup>[15]</sup>通过实验室试验研究了不同堵塞体长度和堵塞体材料对岩石破碎的影响,研究表明黏土作为堵塞体材料时,合理增加堵塞体长度有助于破碎岩石。CEVIZCI 等<sup>[16]</sup>通过现场试验研究了不同堵塞体长度对石灰岩岩桩破碎的影响,研究表明封孔长度过长会导致岩石大块率增加,爆破效率降低。ZHANG 等<sup>[17]</sup>通过相似模拟试验,研究了封孔长度与最小抵抗线之间的匹配关系,研究表明,当封孔长度约等于最小抵抗线时,爆破效果最佳。

综上所述,关于爆破钻孔封孔长度的研究已取得丰富的研究成果,主要集中在隧道光面爆破、边坡自由面剥离爆破等。煤矿巷道切顶爆破有其自身特殊

工程要求: ① 不能发生冲孔以免引起瓦斯事故及 CO 超标问题; ② 爆破钻孔通常较深, 切顶目标层一般为厚硬顶板, 且爆破切顶连线所成缝面位于岩体内部<sup>[18-19]</sup>, 需要合理优化装药量、装药结构 (径向和轴向不耦合系数、装药段与封孔段的空气柱长度等), 以保证切顶效果; ③ 切顶爆破应尽量减小对巷道顶板的影响, 避免造成顶板下沉量增大、冒顶事故及顶板管理困难等问题。因此, 亟需研究适用于煤矿巷道切顶的合理封孔长度确定方法, 以指导爆破作业。笔者从防

止冲孔、保证爆破效果及减小对巷道顶板破坏影响的角度, 基于岩石爆破作用机理, 建立深孔爆破数学模型, 分析得到基于爆破“不冲孔”“最大内部爆破作用”“最大能量利用率”为约束条件的合理封孔长度计算方法。

## 1 切顶爆破钻孔封孔特征

我国部分煤矿爆破卸压钻孔参数见表 1, 对爆破钻孔孔径与长度、爆破钻孔封孔长度与钻孔长度进行

表 1 切顶爆破钻孔参数统计  
Table 1 Parameters of blasting boreholes for hard roof cutting

序号	工作面或巷道名称	钻孔倾角 $\theta$ / (°)	孔径/ mm	钻孔长度/ m	装药量/ kg	装药长度/ m	封孔材料	封孔长度/ m	封孔长度/ 孔径 /%
1	寺河矿六盘区6306工作面 <sup>[20]</sup>	75	60	26.5	12.0	14.0	混凝土	12.5	47
2	新集二矿230106工作面 <sup>[21]</sup>	83	75	65.0	151.8	46.0	快硬水泥	19.0	29
3	许疃矿72314工作面 <sup>[22]</sup>	80	75	33.0	74.25	22.5	水泥浆	10.5	32
4	平煤十三矿13070工作面 <sup>[23]</sup>	89	94	60.0	120.0	40.0	矿用FKL-1型注浆料	20.0	33
5	曹家滩矿122108工作面 <sup>[24]</sup>	50	48	33.0	24.0	19.8	速凝水泥	13.2	40
6	赵固一矿16031回风巷 <sup>[25]</sup>	75	50	23.7	4.8	15.8	炮泥+水泡泥	7.9	33
7	同忻煤矿8306工作面 <sup>[26]</sup>	80	70	34.4	20.4	23.0	A、B料	11.4	33
8	付家焉矿10102综放工作面 <sup>[27]</sup>	90	60	24.0	15.0	16.0	炮泥	8.0	33
9	鹤壁中泰矿业3309工作面 <sup>[28]</sup>	70	42	16.0	5.6	9.0	黏土+水泡泥	2.0	13
10	金谷煤矿11101工作面 <sup>[29]</sup>	75	42	6.0	1.0	4.0	炮泥	2.0	33
11	唐安煤矿3307工作面 <sup>[30]</sup>	75	50	25.0	9.0	20.0	炮泥	5.0	20
12	常村煤矿S6-8工作面 <sup>[31]</sup>	46	75	21.6	18.0	12.0	黄土封泥	9.6	44
13	凉水井矿431301工作面 <sup>[32]</sup>	70	38	11.5	3.375	7.5	水沙袋+炮泥	4.0	35
14	王庄煤业3503工作面 <sup>[33]</sup>	65	75	17.6	15.0	10.0	沙子和黄土	7.6	43
15	龙泉矿4302工作面 <sup>[34]</sup>	80	75	13.0	16.0	9.0	炮泥	4.0	31
16	基安达矿110104工作面 <sup>[35]</sup>	80	48	15.0	4.5	9.0	黄泥卷	6.0	40
17	明珠煤业20207工作面 <sup>[36]</sup>	90	60	24.0	16.5	16.5	黄沙、黄泥	7.5	31
18	裕兴煤业15216工作面 <sup>[37]</sup>	75	75	31.0	36.0	15.0	黄泥	16.0	52
19	桑树坪3302回风巷道 <sup>[38]</sup>	80	42	8.0	3.0	5.0	黄泥	1.6	20
20	鹿台山矿2204工作面 <sup>[39]</sup>	60	60	12.4	2.4	8.0	黄泥	4.2	34
21	宝山煤矿6302工作面 <sup>[40]</sup>	75	50	5.0	2.4	3.0	黄泥	2.0	40
22	古汉山矿1604综放工作面 <sup>[41]</sup>	60	45	14.0	4.0	10.0	水泡泥和炮泥	5.0	36
23	赵官矿2707W工作面 <sup>[42]</sup>	80	36	8.0	2.4	5.0	黄泥	3.0	38
24	东欢坨矿20221工作面 <sup>[43]</sup>	80	27.5	7.5	2.4	5.0	黄泥	2.5	33
25	东瑞煤矿2101辅运巷 <sup>[44]</sup>	70	50	4.5	2.4	3.0	黄泥	1.5	33
26	曹家滩矿122106工作面 <sup>[45]</sup>	60	90	33.0	24.0	19.8	速凝水泥	13.2	40
27	顺和煤矿2401工作面 <sup>[46]</sup>	75	50	8.5	2.31	7.0	炮泥+水泡泥	1.5	18
28	红庆河矿3-1101工作面 <sup>[47]</sup>	90	50	14.0	4.2	11.0	炮泥	3.0	21
29	阜生矿102工作面 <sup>[48]</sup>	90	52	16.0	6.2	12.0	炮泥	4.0	25
30	响水煤矿120313工作面 <sup>[49]</sup>	75		11.0	3.4	9.0	黄泥	2.0	18
31	柠条塔煤S12012工作面 <sup>[50]</sup>	80		9.0	4.0	7.5	炮泥	2.5	28
32	杜儿坪煤矿62711工作面 <sup>[51]</sup>	75		6.0	1.4	4.0	炮泥	2.0	33

统计如图 1、图 2 所示。由图 1、图 2 可知, ① 表 1 所展示的煤矿中爆破钻孔孔径为 50 mm 左右、长度为 15 m 左右的较多, 孔径最大为 94 mm、长度最长为 65 m; ② 封孔材料一般选用专用封孔材料、水泥浆、黏土; ③ 一部分封孔长度/钻孔长度 > 1/3, 一部分封孔长度/钻孔长度 ≤ 1/3, 封孔长度与钻孔长度之间没有明确的关系。《煤矿安全规程》第 359 条中规定“深孔爆破时封泥长度不得小于孔深的 1/3”, 其他封孔材料的封孔长度未做明确要求。在确定合理封孔长度时, 缺乏理论依据, 未结合装药量、顶板岩石性质、不同封孔材料的不同性质等因素。往往导致封孔过长, 费时费力, 且封孔段与切顶目标层重叠较大, 炸药在爆炸后不能起到对目标关键层的预裂作用。

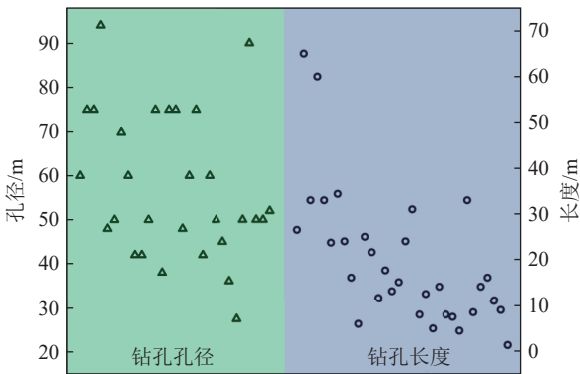


图 1 爆破钻孔孔径与长度统计

Fig.1 Statistics of blasting borehole diameter and length

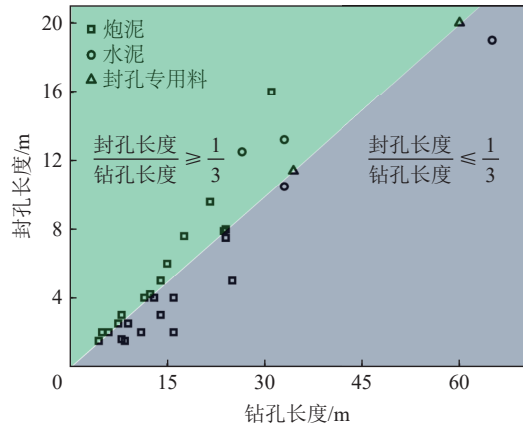


图 2 封孔长度与钻孔长度统计

Fig.2 Statistics of sealing lengths and borehole lengths

## 2 爆破钻孔封孔长度理论分析

爆破钻孔封孔首先要使封堵物与钻孔壁之间的作用力大于高压爆生气体对堵塞体的冲击力, 保证不出现“冲孔”现象。其次, 合理的封孔长度还应满足炸药爆炸后形成“最大内部爆破作用”, 保证爆破后巷道顶板表面稳定性。

### 2.1 基于爆破后堵塞体“不冲孔”的最短封孔长度计算方法

装药与封孔结构如图 3 所示, 图中,  $d$  为钻孔直径;  $L_d$  为封孔段长度;  $L_a$  为孔内空气段总长度;  $L_c$  为孔内炸药段总长度。

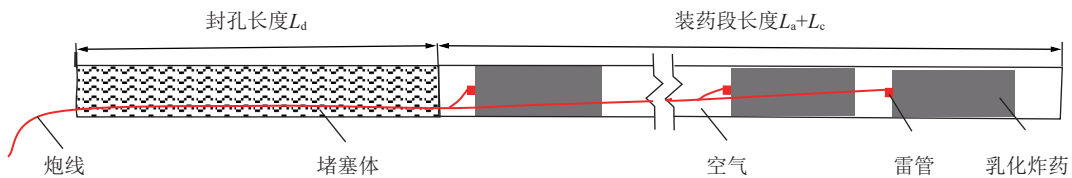


图 3 装药与封孔结构

Fig.3 Charge and seal structure of blasting borehole

炸药爆炸产生的爆炸压力迅速作用于周围岩体, 岩石所受的强烈冲击力远远超过了岩石所能承受的动态抗压强度, 导致岩石发生粉碎性破坏, 这一区域称为压碎区; 压碎区外面, 在径向拉应力和环向拉应力共同作用下, 形成一个以径向裂纹和环向裂纹互相切割的破裂区; 破裂区之外为弹性震动区<sup>[52]</sup>。与爆破钻孔周围的岩石类似, 在爆炸压力作用下堵塞体内同样会产生应力波, 当堵塞体与钻孔壁之间的作用力大于堵塞体受到的冲击力时, 堵塞体在孔内形成破坏裂隙段、压缩段、完整段。爆破后封孔段附近结构模型如图 4 所示。

炸药在孔内爆炸后, 钻孔内爆生气体压强  $P$  随爆破钻孔体积变化的关系<sup>[53]</sup> 为

$$P = P_a \left( \frac{V_0}{V_1} \right)^\gamma \quad (1)$$

式中:  $P$  为钻孔内爆生气体压强, Pa;  $\gamma$  为爆轰产物的膨胀绝热指数, 一般取 3;  $P_a$  为爆生气体充满钻孔瞬间对爆破钻孔壁的初始冲击压强, Pa;  $V_0$  为钻孔中除去堵塞体后的爆破钻孔体积,  $m^3$ ;  $V_1$  为压碎区形成后的爆破钻孔体积,  $m^3$ 。

$$V_0 = \frac{1}{4} \pi d^2 (L_a + L_c) \quad (2)$$

$$V_1 = \frac{1}{4} \pi d^2 (L_a + L_c) + \frac{1}{4} \pi L_c (D_c^2 - d^2) \quad (3)$$

式中:  $D_c$  为粉碎圈直径, m。

岩石中的透射冲击波压强<sup>[54]</sup> 为

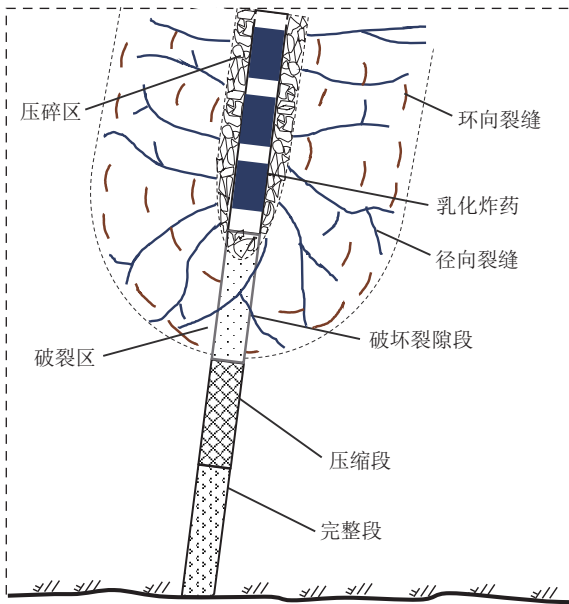


图 4 深孔爆破围岩裂缝分区示意

Fig.4 Schematic for describing blasting-induced crack distribution in borehole surrounding rocks

$$P_a = \frac{1}{2} \frac{1}{1+\gamma} \rho_0 D^2 k^{-2\gamma} l_c n \quad (4)$$

式中:  $k$  为径向装药不耦合系数,  $k = d/d_c$ ,  $d_c$  为装药直径,  $m$ ;  $l_c$  为轴向装药系数,  $l_c = L_c/(L_a + L_c)$ ;  $n$  为炸药爆炸产物膨胀碰撞爆破钻孔壁时的压力增大系数, 一般取 10;  $\rho_0$  为所使用炸药的密度,  $\text{kg}/\text{m}^3$ ;  $D$  为炸药爆速,  $\text{m}/\text{s}$ 。

联立式 (1) 一式 (4) 得:

$$P = \frac{1}{2} \frac{1}{1+\gamma} \rho_0 D^2 k^{-2\gamma} l_c n \left[ \frac{d^2(L_a + L_c)}{d^2(L_a + L_c) + L_c(D_c^2 - d^2)} \right]^\gamma \quad (5)$$

爆破后钻孔不“冲孔”的条件为, 堵塞体受到的爆生气体冲击力不大于堵塞体与钻孔壁之间的作用力。堵塞体受到的爆生气体冲击力等于爆生气体压强  $P$  与堵塞体截面积  $\pi d^2/4$  的乘积。堵塞体与钻孔壁之间的作用力可以看作由 3 部分构成, 分别为

- 1) 爆破钻孔壁与堵塞体间充填挤压作用产生的静摩擦力  $f\pi d L_1 F_w$ ;
- 2) 因爆生气体冲击堵塞体形变诱导的侧向压力产生的静摩擦力  $f\pi d^2 P \lambda / 4$ ;
- 3) 堵塞体在自重下与钻孔壁之间的摩擦力  $mg(f \cos \theta - \sin \theta)$ 。

因此有:

$$\pi d^2 P / 4 \leq f \pi d L_1 F_w + f \pi d^2 P \lambda / 4 + mg(f \cos \theta - \sin \theta) \quad (6)$$

$$m = \frac{1}{4} \pi d^2 L_1 \rho_1 \quad (7)$$

式中:  $f$  为堵塞体与孔壁的静摩擦力系数;  $F_w$  为钻孔壁对堵塞体的围压,  $\text{Pa}$ ;  $\theta$  为钻孔倾角, ( $^\circ$ );  $m$  为堵塞体质量,  $\text{kg}$ ;  $\rho_1$  为堵塞体密度,  $\text{kg}/\text{m}^3$ ;  $\lambda$  为侧向压力系数;  $L_1$  为基于爆破“不冲孔”的封孔长度。

联立式 (5) 一式 (7) 得

$$L_1 \geq \frac{\frac{1}{2} \frac{1}{1+\gamma} \rho_0 D^2 k^{-2\gamma} l_c n \left[ \frac{d^2(L_a + L_c)}{d^2(L_a + L_c) + L_c(D_c^2 - d^2)} \right]^\gamma (d - f \lambda d)}{4fF_w + d\rho_1 g(f \cos \theta - \sin \theta)} \quad (8)$$

当钻孔长度 31 m、钻孔直径 0.095 m、钻孔倾角  $88^\circ$ 、粉碎圈直径为装药直径的 2.5 倍时, 根据式 (8) 及表 2 参数计算获得了封孔长度  $L_1$  与径向装药不耦合系数  $k$ 、轴向装药系数  $l_c$  的关系, 如式 (9) 所示, 并绘制了  $L_1$  与  $l_c$  的关系, 如图 5 所示。由图 5 可知, 不同径向装药不耦合系数条件下, 随着轴向装药系数的增加, 封孔长度均先增大后减小; 当  $k=1.3$  时, 随着轴向装药系数由 0.1 增加到 0.9, 封孔长度由 7.8 m 增至 8.7 m 再减至 3.6 m。

$$L_1 \geq \frac{764.2l_c}{(k^2 - l_c k^2 + 6.25l_c)^3} \quad (9)$$

## 2.2 基于炸药“最大内部爆破作用”的封孔长度计算方法

利文斯顿基于不同类型岩石、不同炸药用量和不同埋深条件下的爆破漏斗进行试验研究, 讨论了炸药能量如何在药包周围的岩石和空气中分配, 提出了以能量平衡为基础的爆破漏斗理论。炸药在岩体内部爆炸时, 传递给岩石的能量受岩石物理力学性质、炸药特性、药包质量、炸药埋置深度以及引爆方式等多种因素的影响。如果保持炸药总量不变, 随着孔深的逐步减小, 直至达到某一特定阈值, 巷道顶板岩石将出现显著性破坏。表现为脆性岩石的片落或塑性岩石的局部隆起, 这一特定埋深阈值定义为临界深度。对于球形炸药, 药量与炸药埋置深度关系<sup>[5]</sup>为

$$L_c = E_b Q^{\frac{1}{3}} \quad (10)$$

式中:  $L_c$  为炸药埋置临界深度 (它表征岩石表面开始

表 2 计算封孔长度所需参数

Table 2 Parameters for calculating sealing length

炸药密度/ $(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	炸药爆速/ $(\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	侧向压力系数	堵塞体密度/ $(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	摩擦因数	钻孔壁对堵塞体的围压/MPa
1200	4000	0.22	2000	0.38	1.8

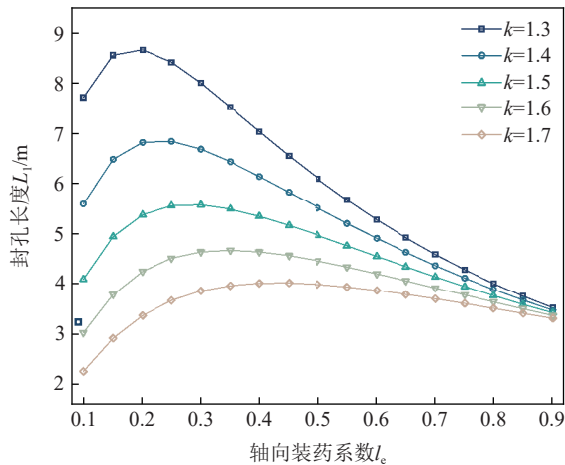


图 5 封孔长度  $L_1$  与轴向装药系数  $l_c$  的关系

Fig.5 Sealing borehole length vs. axial charge coefficient

破坏的界限,也是岩石能够仅经历弹性变形而不会发生破坏的极限深度),  $m$ ;  $Q$  为炸药量,  $kg$ ;  $E_b$  为岩石变形能系数,  $m/kg^{1/3}$ ,  $E_b$  是衡量岩石爆破难易性的一个指标。

但对于深孔爆破,炸药在宏观上为条形,不能将炸药简化为球形炸药,因此式 (10) 不适用于深孔爆破,需要将其改进以适用于条形炸药。球形炸药爆炸后所形成破坏圈为半径为  $L_c$  的球形,如果增加炸药量,在任一方向上,  $L_c$  的增量  $dL_c$  均由其方向药量增量引起。对式 (10) 求微分,可得

$$dL_c = E_b \left( \frac{4}{3} \bar{\rho}_1 \pi \right)^{\frac{1}{3}} dx \quad (11)$$

假设深孔爆破在无限介质煤岩体中进行,任一方向可看作条形药包。如果条形药包宏观总长为(药室长度)  $L_a + L_c$ , 条形药包  $L_c$  则为

$$L_c = \int_0^{\frac{L_a + L_c}{2}} E_b \left( \frac{4}{3} \bar{\rho}_1 \pi \right)^{\frac{1}{3}} dx = E_b \left( \frac{4}{3} \bar{\rho}_1 \pi \right)^{\frac{1}{3}} \frac{L_a + L_c}{2} \quad (12)$$

式 (11) 和式 (12) 中,  $\bar{\rho}_1$  为装药段的平均装药密度, 为

$$\bar{\rho}_1 = 4Q / [\pi d^2 (L_a + L_c)] \quad (13)$$

建立如图 6 所示的力学模型, 图中  $W$  为最小抵抗线;  $R$  为爆破漏斗底圆半径。最小抵抗线  $W$  为

$$W = L_2 \sin \theta + \frac{1}{2} (L_a + L_c) \sin \theta \quad (14)$$

式中:  $L_2$  为基于炸药“最大内部爆破作用”的最短封孔长度。

当爆破作用只限于岩体内部时,需满足  $W \geq L_c$ , 将式 (12)、式 (13)、式 (14) 代入, 得

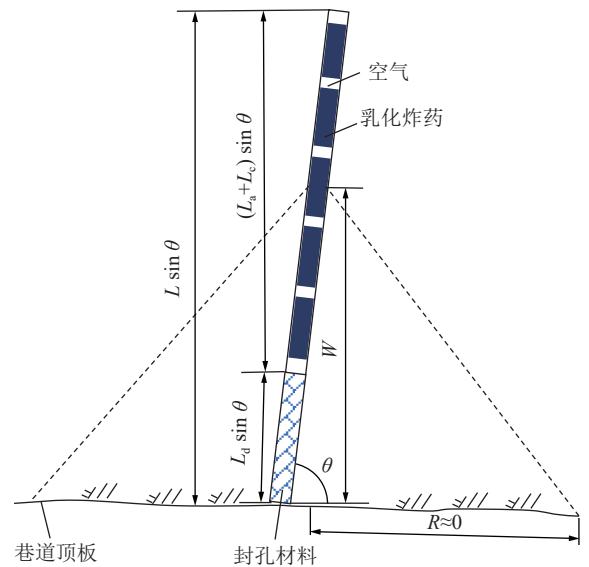


图 6 深孔爆破漏斗模型

Fig.6 Deep blasting borehole hopper model

$$L_2 \geq \frac{1}{2} (L_a + L_c) \left\{ \frac{E_b (16Q)^{1/3}}{\sin \theta [3d^2 (L_a + L_c)]^{1/3}} - 1 \right\} \quad (15)$$

当药室长度  $L_a + L_c = 24 \text{ m}$ 、 $\theta$  为  $90^\circ$ 、 $d$  为  $0.1 \text{ m}$  时,最短封孔长度  $L_2$  与装药量  $Q$ 、应变能系数  $E_b$  的关系如式 (16) 所示,绘制的封孔长度  $L_2$  与装药量  $Q$ 、应变能系数  $E_b$  的关系如图 7 所示。由图 7 可知,封孔长度  $L_2$  与装药量  $Q$ 、应变能系数  $E_b$  成正相关;当应变能系数  $E_b = 0.16$  时,随着装药量由  $20 \text{ kg}$  增加至  $50 \text{ kg}$ ,最短封孔长度  $L_2$  由  $2.7 \text{ m}$  增加至  $7.9 \text{ m}$ 。

$$L_2 = 33.74 E_b Q^{\frac{1}{3}} - 12 \quad (16)$$

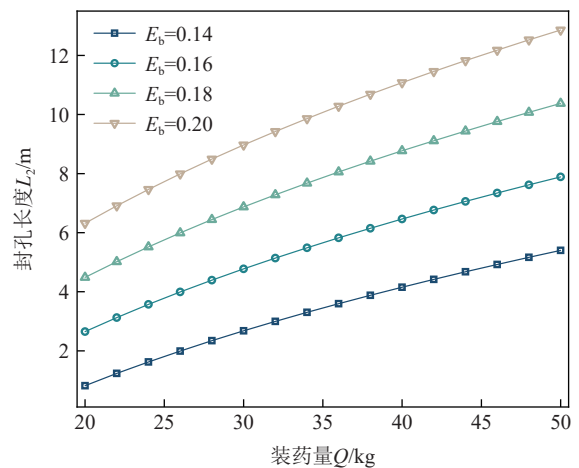


图 7 封孔长度  $L_2$  与装药量  $Q$  的关系

Fig.7 Relationship between hole length  $L_2$  and charge  $Q$

### 3 堵塞体与末端炸药合理间隔长度

岩石中的初始裂隙是由爆炸产生的应力波引起的,随后,爆生气体渗透进这些裂隙中,推动了由应力

波形成的裂隙的进一步扩展。当堵塞体与最后一段炸药间距过大时, 由于空气的波阻抗小于岩石的波阻抗, 爆破冲击波更倾向于往炸药所在位置的径向致裂, 而往空气柱所在位置的径向段岩石致裂就较为困难, 从而造成致裂不充分, 能量利用效果不好。当堵塞体与最后一段炸药间距过小时, 由于钻孔内空气柱长度短, 导致爆生气体憋压时间短, 爆破能量不够集中, 分散了爆破效果。只有当空气柱长度合适时, 才能充分发挥爆破作用并提高炸药能量利用率, 即既要保证爆破压力的集中性, 也要兼顾到其径向致裂的影响范围, 故本节采用数值模拟对堵塞体与末端炸药合理间隔长度进行研究。

选用非线性动力学分析软件 LS-DYNA 对不同方案进行数值模拟, 不同方案见表 3。爆破钻孔深度为 3 100 cm, 孔径为 9.5 cm, 径向不耦合系数为 1.36, 每段炸药长度为 2.2 m, 炸药段间隔 0.65 m, 通过改变装入钻孔中炸药段数来改变钻孔中装药量。检测爆破后钻孔周围岩石中的有效应力分布和裂纹发育情况, 研究基于炸药“最大能量利用率”的末端炸药与堵塞体的间隔合理长度。

### 3.1 模型建立

堵塞体和炸药建模时均采用初始体积分法, 建模流程为: ① 定义一种单元属性、材料参数; ② 建立模型、进行简单操作; ③ 对整体进行单元网格划分; ④ 设置求解条件及边界条件; ⑤ 添加或修改 k 文件; ⑥ 递交 LS-DYNA 求解; ⑦ LS-PREPOST 查看结果。

空气和岩石边界设置无反射边界。在进行有限元分析时, 计算域必须限定在有限的尺寸内, 而爆炸载荷问题通常涉及到半无限体, 其表面受到动态加载的影响。为了模拟爆破过程, 将半无限体切割成有限的计算域。为此, 引入了无反射边界条件, 以模拟波在边界上的传播而不发生反射<sup>[56]</sup>。

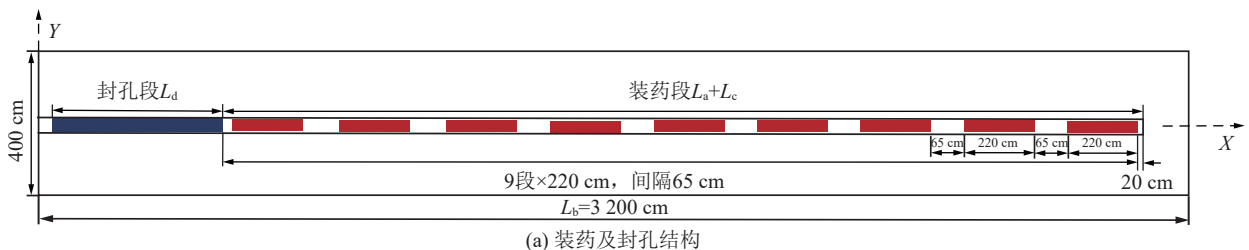
表 3 模拟方案

Table 3 Numerical simulation schemes

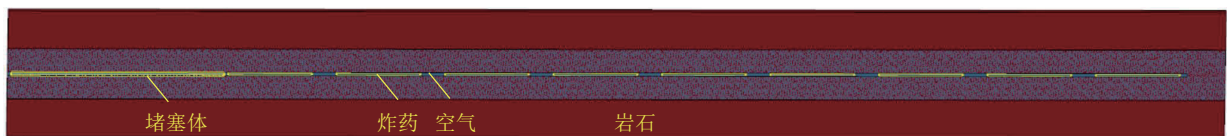
方案	装药量/kg	炸药药柱		封孔长度 $L_d/m$
		总长度 $L_c/m$	堵塞体与末端炸药 间隔长度/m	
1	35.2	17.6	1.65	6.8
2	35.2	17.6	1.15	6.4
3	35.2	17.6	0.65	6.0
4	35.2	17.6	0.15	5.6
5	35.2	17.6	0.10	5.6
6	39.6	19.8	0	5.5
7	39.6	19.8	0.10	5.6
8	39.6	19.8	0.15	5.6
9	39.6	19.8	0.20	5.6
10	39.6	19.8	0.50	5.3

以方案 1 为例建立如图 8 所示的计算域理论模型和数值模拟模型, 参数量单位为 g-cm- $\mu$ s, 模型尺寸为 3 200 cm×400 cm×10 cm。

模型包含了岩石、炸药、空气和堵塞体 4 种材料, 岩石是一种非连续、非均质、各向异性并且带有不同缺陷的流变介质, RHT 本构模型是适用于混凝土和岩石等脆性材料的损伤模型。如图 9 所示, 该模型引入与压力相关的弹性极限面、失效面以及残余强度面<sup>[57-58]</sup>, 包括强度模型和损伤模型, 通常与描述多孔脆性材料压力的压缩过程  $p-\alpha$  状态方程共同使用。Herrman 提出了  $p-\alpha$  状态方程<sup>[59]</sup>, 该方程考虑了脆性材料的多孔隙性, 其压缩过程如图 10 所示。当压力为 0 时, 初始脆性材料的孔隙度为  $\alpha_0$ , 密度为  $p_0$ ; 随着压力增加, 材料孔隙度逐渐减小, 被压缩到  $\alpha_p$ , 此时孔隙开始被压碎, 对应的压力为  $p_{el}$ , 对应的密度为  $p_p$ , 该过程是弹性变形过程。随着继续增大压力, 材料孔隙度继续减小, 直到完全压实, 此时对应压力为  $p_{comp}$ , 该过程为塑性变形过程。综上, 本文选用能够体现压缩



(a) 装药及封孔结构



(b) 数值计算模型

图 8 方案 1 数值计算模型

Fig.8 Numerical model of scheme 1

损伤和拉伸损伤的\**MAT\_RHT* 模型作为岩石的本构模型<sup>[60]</sup>, 如图 11 所示, 主要参数见表 4, 表 4 中的剪切模量和泊松比为以巷道顶板水平应力作为围压条件的三轴压缩试验所获, 以表征岩石在该应力环境的力学性质。

乳化炸药材料采用 *MAT-HIGH-EXPIOSIVE-BURN* 模型和 *JWL* 状态方程来模拟整个爆腔的动力学膨胀过程, *JWL* 方程为

$$P = A \left( 1 - \frac{\omega}{R_1 V} \right) e^{-R_1 V} + B \left( 1 - \frac{\omega}{R_2 V} \right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E_0}{V} \quad (17)$$

式中:  $P$  为由 *JWL* 状态方程决定的压力;  $A$ 、 $B$ 、 $R_1$ 、 $R_2$ 、 $\omega$  均为与炸药相关的材料参数;  $V$  为相对体积;  $E_0$  为

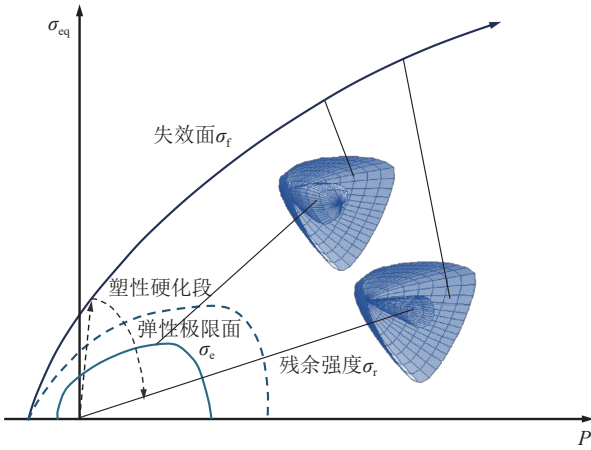


图 9 RHT 模型  
Fig.9 RHT model

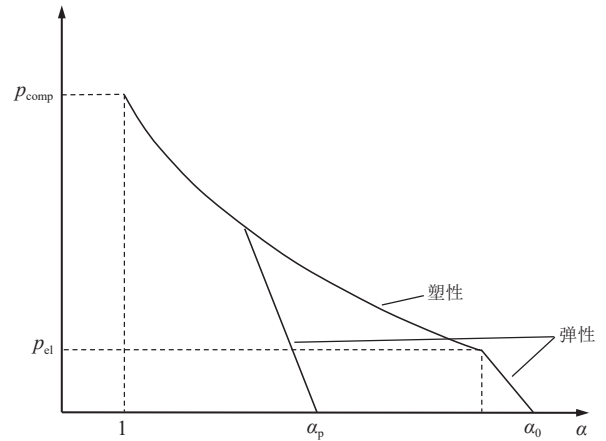


图 10 脆性多孔材料压缩过程  
Fig.10 Compression process of brittle porous materials

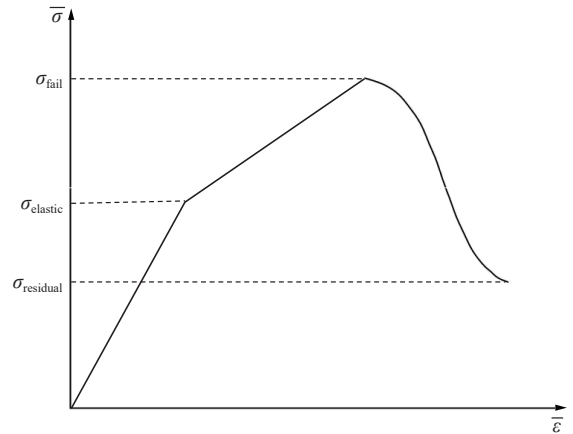


图 11 RHT 本构模型“三阶段”示意  
Fig.11 Schematic of the “three phases” of the RHT model

表 4 RHT 岩石模型参数

Table 4 Parameters of RHT rock model

参数	数值	参数	数值
物质密度 $\rho_r / (\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	2 700	失效面参数 $A$	1.6
孔隙压缩时压力 $p_{cr} / \text{MPa}$	40	失效面指数 $N$	0.6
孔隙率指数 $N_p$	4.0	压缩应变率相关指数 $B_{ETAC}$	0.010 6
初始孔隙率 $\alpha_0$	1.1	拉伸应变率相关指数 $B_{ETAT}$	0.014
Hugonint 多项式系数 $A_1 / \text{GPa}$	86.71	参考压缩应变率 $E_{OC}$	$3 \times 10^{-5}$
Hugonint 多项式系数 $A_2 / \text{GPa}$	145.67	参考拉伸应变率 $E_{OT}$	$3 \times 10^{-6}$
Hugonint 多项式系数 $A_3 / \text{GPa}$	89.03	破坏压缩应变率 $E_C$	$3 \times 10^{25}$
EOS 多项式系数 $B_0$	1.68	破坏拉伸应变率 $E_T$	$3 \times 10^{25}$
EOS 多项式系数 $B_1$	1.68	破坏参数 $D_1$	0.04
EOS 多项式系数 $T_1 / \text{GPa}$	86.71	破坏参数 $D_2$	1
EOS 多项式系数 $T_2$	0	压缩屈服面参数 $G_C^*$	0.4
抗压强度 $f_c / \text{MPa}$	80	拉伸屈服面参数 $G_T^*$	0.7
相对抗拉强度 $f_t^*$	0.1	最小损伤残余应变 $E_{PM}$	0.012
相对抗剪强度 $f_s^*$	0.38	残余应力强度参数 $A_F$	1.6
剪切模量 $G / \text{GPa}$	24.2	残余应力强度指数 $A_N$	0.6
泊松比	0.25	侵蚀塑性应变 $E_{PSF}$	2

初始内能。

其他各参数见表 5。

表 5 乳化炸药力学参数

Table 5 Mechanical parameter values of emulsion explosive

密度/ ( $\text{kg} \cdot \text{m}^{-3}$ )	爆速 $D$ / ( $\text{m} \cdot \text{s}^{-1}$ )	爆压 $P_{CJ}$ /GPa	$A$ /GPa	$B$ /GPa	$R_1$	$R_2$	$\omega$
1 200	4 000	7.4	214.4	0.812	4.2	0.9	0.33

封堵材料选用与实际工程情况符合的材料模型 \*MAT\_SOIL\_AND\_FOAM,其详细参数见表 6。

空气材料采用 \*MAT\_NULL 模型,并使用 \*EOS\_LINEAR\_POLYNOMIAL 状态方程;在建模过程中,岩石和堵塞体视为固体处理,而炸药和空气则被视为流体,为了更有效地模拟爆炸能量在流体和固体之间的传递,流体与固体之间采用流固耦合算法,

表 6 堵塞体力学参数

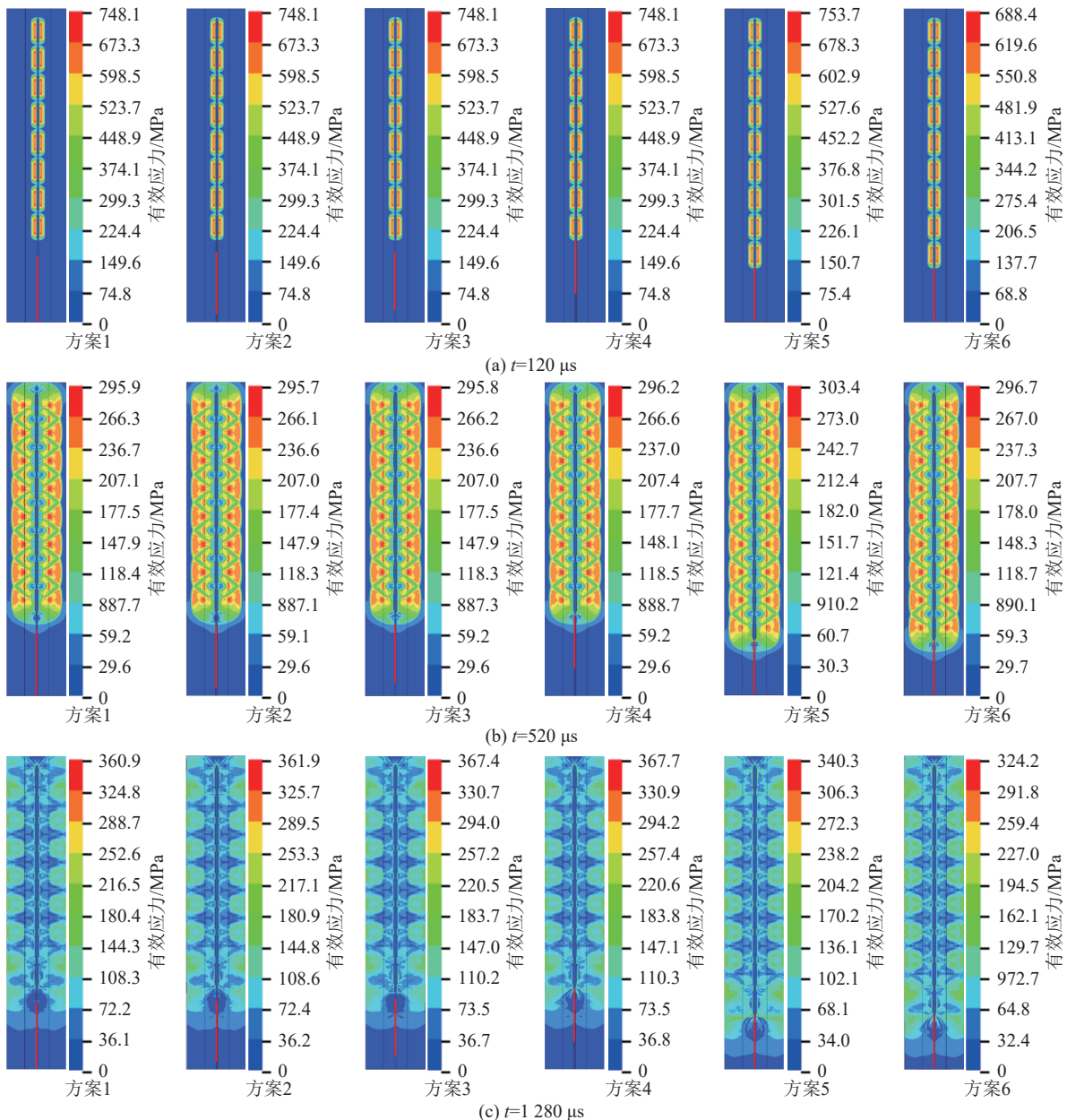
Table 6 Mechanical parameter values of sealing body

密度/ $(\text{kg} \cdot \text{m}^{-3})$	泊松比	剪切模量/GPa
2 000	0.29	22

关键字为\*CONSTRAINED\_LAGRANGE\_IN\_SOLID。求解时间  $t$  设定为 2 200  $\mu\text{s}$ ,在计算过程中,每 40  $\mu\text{s}$  输出一次结果文件。

### 3.2 爆破后钻孔围岩应力传播分析

图 12 为方案 1~方案 4、方案 6、方案 7 在 120、520、1 280、2 000  $\mu\text{s}$  时的爆破后钻孔围岩等效力分布。由图 12 可知,6 种方案中装药段周围岩石中的应力分布基本相同,应力分布的差异主要在封孔段周围岩石中。炸药起爆后,应力波从药卷的中心向外传播,呈柱面波状向四周扩散。在 120  $\mu\text{s}$  时,6 种方案均在



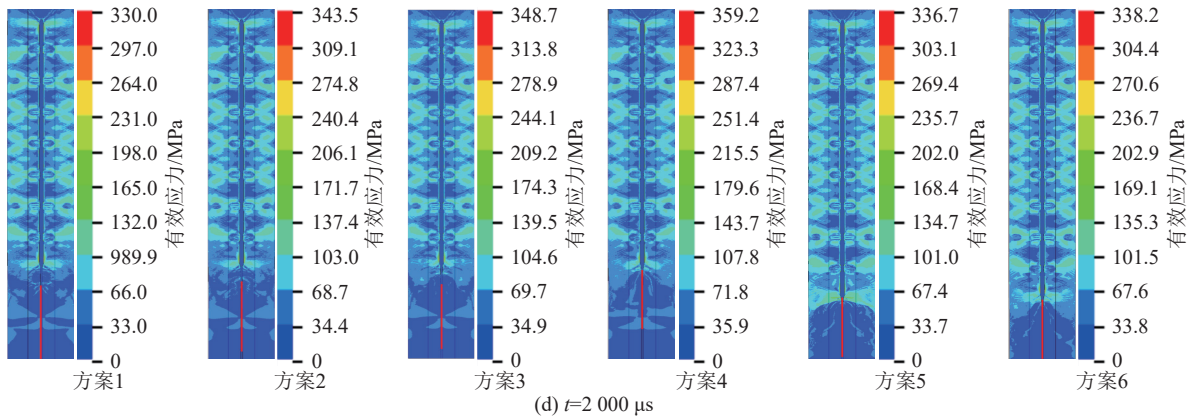


图 12 不同方案爆破过程应力云图

Fig.12 Stress distribution during blasting of different cases

炸药外围形成了一个呈椭圆形的应力分布区域, 应力在钻孔周围岩石中的分布差距较小。在 520  $\mu\text{s}$  时, 相邻段炸药产生的应力波叠加后继续向钻孔周围岩石传播, 应力传播到封孔段周围岩石中并逐步向孔口扩展。在 1 280  $\mu\text{s}$  时, 应力波继续向孔口传播, 装药段与封孔段之间存在一定体积的空气柱, 由于空气的波阻抗远小于岩石的波阻抗, 因此 6 种方案均在封孔段周围产生了较明显的低压力区, 而且低压力区随时间向孔口推移。在 2 000  $\mu\text{s}$  时, 方案 6 和方案 7 中的应力波已传递至孔口附近。

### 3.3 爆破后钻孔围岩裂纹分析

实际爆破作业时, 很难统计拉伸裂纹数量及其范围。因此, 利用 RHT 本构材料的优越性, 模拟了不同装药结构的拉伸裂纹分布。采用 Matlab 软件对拉伸裂纹图像进行二值化处理, 提取出不同方案的拉伸裂纹图像, 结果如图 13 所示, 不同方案自由面拉伸裂纹面积占比及堵塞体与最后一段炸药间距  $l_1$  如图 14 所示。

由图 13 中可知, 爆破后钻孔周围岩石受到强烈压缩产生了粉碎性破坏, 在装药段两端观察到许多细密的裂纹。不同方案封孔段周围岩石的破坏程度不一样, 方案 1~方案 5 向孔口一端发育的裂纹和顶板表面有一定距离, 与方案 1、方案 2、方案 3、方案 5 相比, 方案 4 中炸药对封孔段围岩的破坏范围更大。与方案 6、方案 10 相比, 方案 7、方案 8、方案 9 中炸药对封孔段围岩的破坏范围更大。由图 14 可知, 在装药量相同情况下爆破后拉伸裂纹面积大小顺序为: 方案 8>方案 7>方案 6>方案 9>方案 10、方案 4>方案 2>方案 1>方案 5>方案 3。装药量相同情况下, 自由面拉伸裂纹面积占比越大, 表示其炸药能量利用率越高。数值模拟研究表明, 钻孔中装药量为 35.2 kg 或 39.6 kg 条件下, 堵塞体与末段炸药间距  $l_1$  为 0.15 m

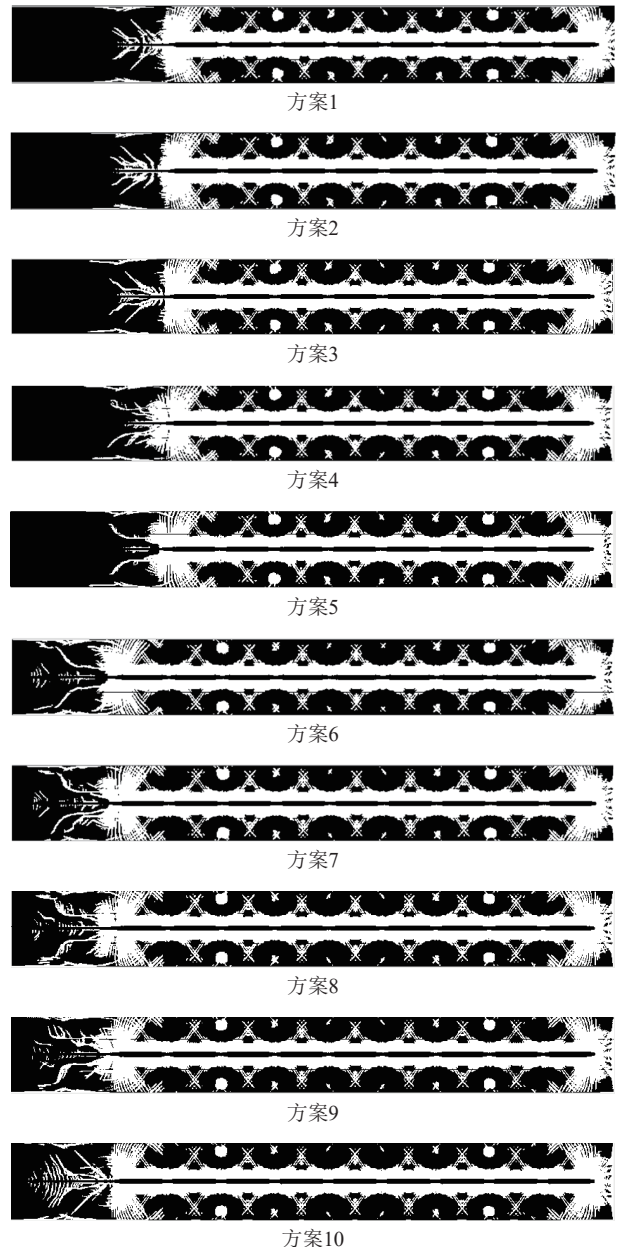


图 13 不同方案拉伸裂纹

Fig.13 Tensile cracks of different numerical simulation cases

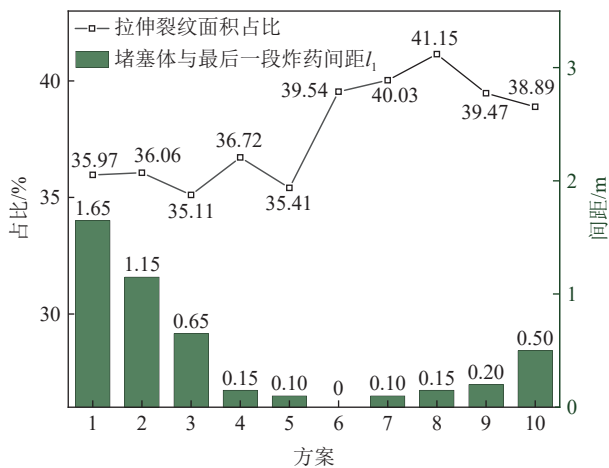


图 14 不同方案下爆破钻孔周围岩体内拉伸裂纹占比和堵塞体与末段炸药间距

Fig.14 Proportions of tensile cracks in borehole surrounding rocks and distance between sealing body and the last section of explosives of each numerical simulation cases

时, 拉伸裂纹面积占比最大。

#### 4 合理封孔长度三元准则

综合炸药爆破“不冲孔”“最大内部爆破作用”“最大能量利用率”3 方面研究结果, 确定合理的封孔长度的具体步骤如图 15 所示。① 确定爆破钻孔孔深  $L$ 、直径  $d$ 、倾角  $\theta$  等参数; ② 基于炸药“最大能量利用率”选取堵塞体与最后一段炸药间距; ③ 根据装药方案确定装药径向不耦合系数  $K$ 、装药轴向系数  $l_e$ , 同时确定所使用炸药的密度  $\rho_0$ 、爆速  $D$ ; ④ 结合矿井

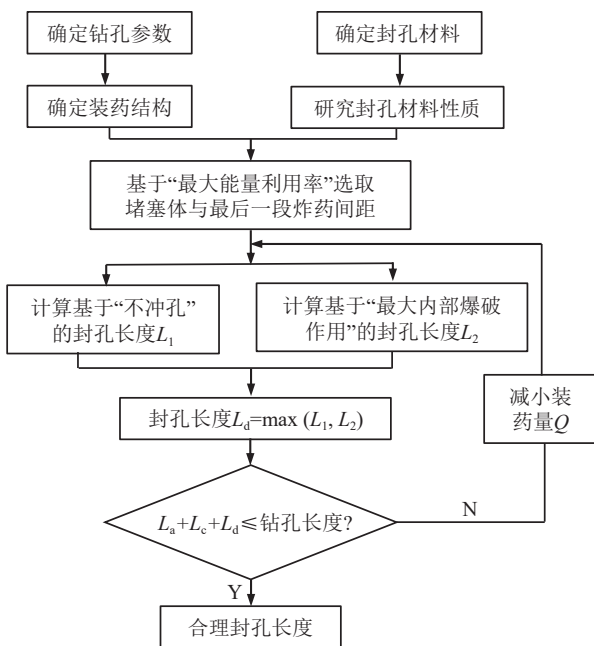


图 15 合理封孔长度确定方法

Fig.15 Methodology of determining reasonable borehole sealing length for deep borehole blasting in coal mine

所用设备、所用封孔材料, 研究封孔材料的密度  $\rho_1$ 、钻孔壁在封孔材料达到一定强度后对封孔材料的围压  $F_w$ 、摩擦因数  $\mu$ ; ⑤ 根据以上所确定参数, 结合式 (8)、式 (15) 计算出基于爆破“不冲孔”的最短封孔长度  $L_1$ 、基于“最大内部爆破作用”的封孔长度  $L_2$ ; ⑥ 封孔长度  $L_d$  选择  $L_1$ 、 $L_2$  中较大的一个; ⑦ 比较装药段长度与封孔段长度的和  $L_a + L_c + L_d$  与钻孔长度  $L$ , 如果  $L_a + L_c + L_d < L$ , 则  $L_d$  即为合理的封孔长度; 若  $L_a + L_c + L_d > L$ , 则减少装药量, 按步骤⑤重新计算封孔长度。

#### 5 工业性试验

##### 5.1 切顶爆破钻孔封孔长度确定

以平顶山朝川矿已<sub>16-17</sub>-22010 工作面回风巷顶板爆破切顶为工程背景, 该工作面平均煤厚 4.5 m, 煤层上方厚度超 10 m 的砂岩层对相邻巷道围岩变形破坏起主要主导作用, 是该区域重要的关键层, 故采用定向爆破技术对顶板进行提前预裂。图 16 展示了煤层顶底板岩层分布及爆破钻孔设计位置。钻孔设计长 31 m, 直径 95 mm, 倾角 88°, 间距 1.2 m。每段炸药长度为 2.2 m、4.4 kg (每卷药包 0.2 kg, 每段 22 卷), 药段间隔为 0.65 m, 最前端炸药与孔底距离为 0.2 m, 末端炸药与堵塞体间隔为 0.15 m, 通过改变装入钻孔中炸药段数来改变钻孔中装药量。装药量设计方提供了 35.2 kg (8 段药)、39.6 kg (9 段药) 两种不同质量的装药方案, 根据本文提出的封孔长度三元准则对合理封孔长度及合理装药量进行分析。

1) 基于“最大能量利用率”确定末端炸药与堵塞体间隔长度。根据前文研究结果将炸药与堵塞体间隔设置为 0.15 m。

2) 基于爆破“不冲孔”的最短封孔长度。现场施工炸药密度  $\rho_0$  为 1 200 kg/m<sup>3</sup>, 炸药爆速  $D$  为 4 000 m/s; 选用速凝水泥作为堵塞材料, 使用囊袋式注浆进行封孔, 侧向压力系数  $\lambda$  为 0.22, 堵塞体密度  $\rho_1$  为 2 000 kg/m<sup>3</sup>, 堵塞体与孔壁的静摩擦力因数  $f$  为 0.38, 钻孔壁对堵塞体的围压<sup>[61]</sup>  $F_w$  为 1.8 MPa, 根据哈努卡耶夫等<sup>[62-63]</sup>研究, 粉碎圈直径为装药直径的 2.5 倍。将装药参数及其他参数代入式 (8) 中, 得到基于爆破“不冲孔”的封孔长度  $L_1$ 。

3) 基于炸药“最大内部爆破作用”的最短封孔长度。应变能系数  $E_b$  取 0.16 m/kg<sup>1/3</sup>, 将 35.2、39.6 kg 两种装药量代入式 (15) 中, 得到基于炸药“最大内部爆破作用”的最短封孔长度, 见表 7。

根据封孔长度三元准则, 方案 1 的最短封孔长度为 6.3 m, 小于其剩余可封孔长度 (8.5 m), 满足要求。

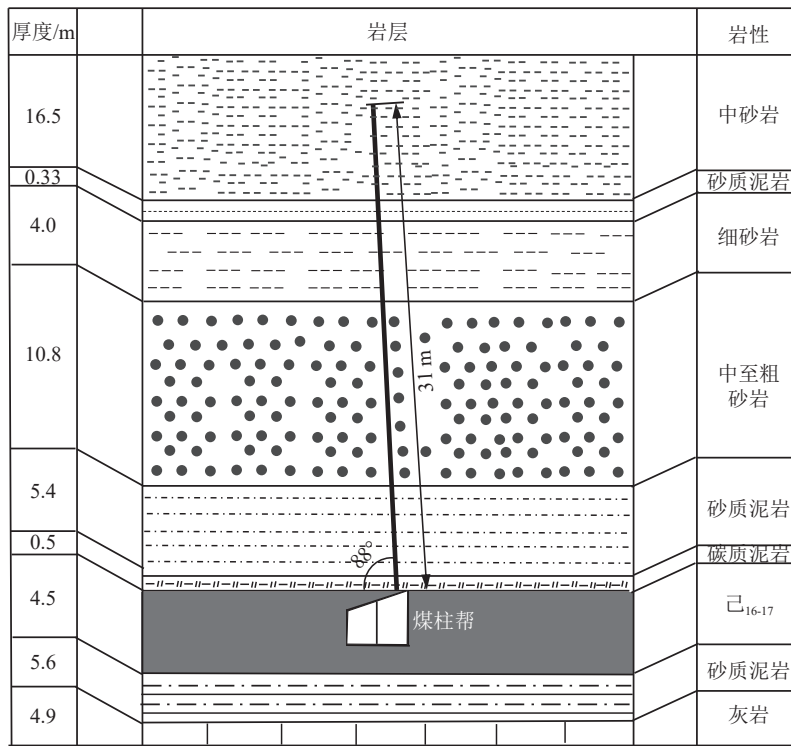


图 16 煤层顶板岩层分布及爆破钻孔位置示意

Fig.16 Strata distribution and blasting borehole location

表 7 单个爆破钻孔装药与封孔参数

Table 7 Parameters of borehole charging and sealing lengths

方案	钻孔长度/m	装药量/kg	装药段总长度/m	剩余可封孔长度/m	“不冲孔”封孔长度/m	“最大内部爆破作用”封孔长度/m
1	31	35.2	22.50	8.50	4.04	6.3
2	31	39.6	25.35	5.65	4.05	7.1

而方案 2 的最短封孔长度为 7.1 m, 大于其剩余可封孔长度 (5.65 m), 故舍去方案 2, 确定方案 1 的 35.2 kg 为最终装药量方案。

### 5.2 封孔长度效果验证

根据前文所建立的数值模型对 2 种方案进行数值模拟验证。为确保爆破后顶板的稳定性, 提取 2 种

方案下顶板表面一系列单元的有效应力时程曲线, 然后用该应力峰值与其动态抗拉强度 (6.3 MPa) 比较, 当岩石受到的有效应力超过其动态抗拉强度时, 该处的岩石将发生拉伸破坏。提取顶板表面 9 个具有代表性的岩石单元, 相邻单元之间为等距离, 观测点的具体位置如图 17 所示, 监测得到的顶板表面单元有

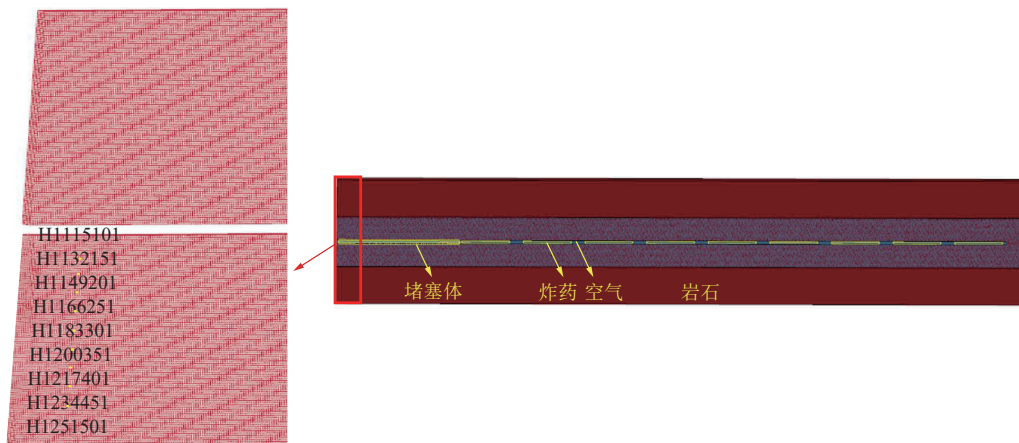


图 17 观测点位置

Fig.17 Locations of observation points

效应力峰值曲线如图 18 所示。

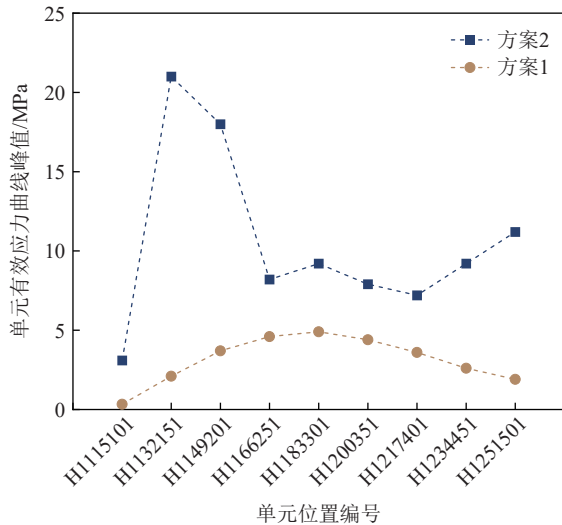


图 18 2 种封孔方案顶板表面单元有效应力峰值曲线

Fig.18 Peak effective stress curves monitored at roadway roof surface for two borehole sealing schemes

由图 18 可以看出, 方案 1 中各测点处的有效应力峰值的最大值为 4.9 MPa, 小于动态抗拉强度。方案 2 测点处的有效应力峰值为 21 MPa, 显著大于其动态抗拉强度, 表明方案 1 爆破后可以保证巷道顶板的完整性, 而方案 2 炸药爆破后巷道顶板极有可能失稳, 出现冒顶现象。数值模拟结果验证了 5.1 节中关于方案 2 不能满足炸药“最大内部爆破作用”封孔长度的结论。

### 5.3 效果检验

结合封孔长度确定方法和数值模拟结果, 在施工现场选用方案 1 进行爆破试验, 结合安全性和经济性多方面考虑, 将封孔长度由理论计算的 6.3 m 调至 7.0 m, 装药段总长度 22.5 m, 装药量 35.2 kg, 装药结构如图 19 所示。爆破后通过对中间孔进行孔内窥视观察爆破效果 (图 20), 从窥视图可以看出从孔内 7 m 的位置起始, 形成了明显的张拉裂缝一直延伸至孔底, 有效的切断了中至粗砂岩及以上岩层。

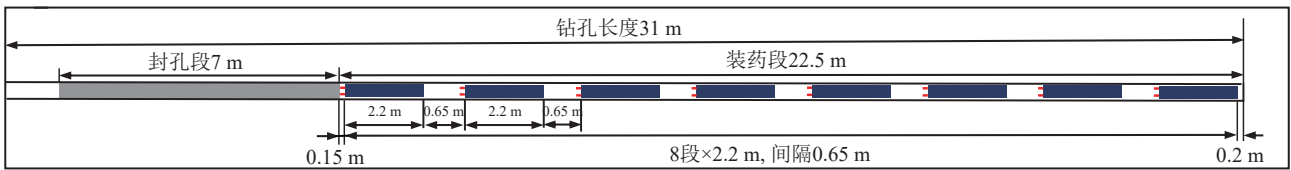
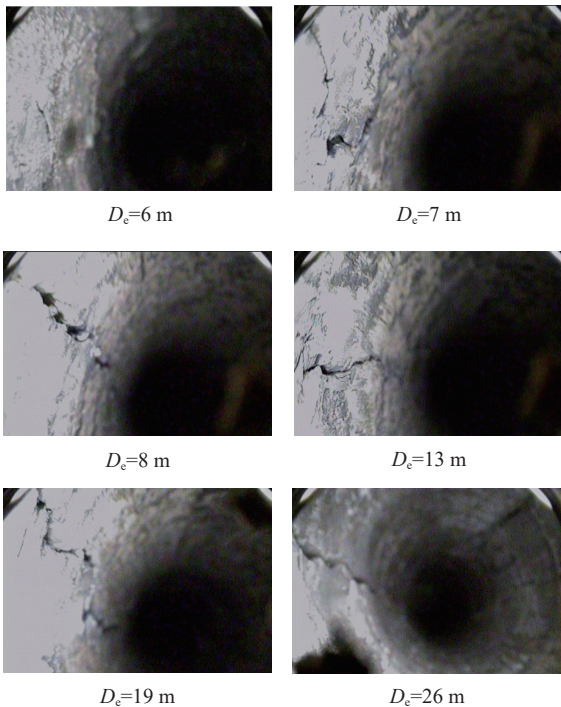


图 19 现场装药封孔结构

Fig.19 Charging and sealing structure of the in-situ blasting borehole



注:  $D_c$  为入孔深度。

图 20 爆破后间隔孔内窥视

Fig.20 Images of blasting-induced cracks from monitoring borehole after blasting

爆破后巷道顶板表面如图 21 所示, 注浆管和炮线仍悬挂在顶板, 表明爆破时未出现“冲孔”现象且爆破后巷道顶板相对完好。爆破安全规程要求, 地下爆破作业点 CO 体积分数不应超过 0.002 4%, 现场爆破后检测的 CO 体积分数 0.000 7%~0.002 0%, 符合煤矿爆破安全要求。



图 21 爆破后顶板表面

Fig.21 Photo of roadway roof surface after blasting

## 6 结 论

1) 基于堵塞体在爆破钻孔中的受力和运动规律,

推导出基于爆破“不冲孔”为约束条件的最小封孔长度的计算方法。不同径向装药不耦合系数条件下,随着轴向装药系数的增加,封孔长度均先增大后减小。

2) 基于利文斯顿爆破漏斗理论结合装药结构,推导出基于炸药爆破后“最大内部爆破作用”的封孔长度。并分析发现封孔长度与装药量、应变能系数均成正相关。

3) 数值模拟研究结果表明,当钻孔中装药量为 35.2、39.6 kg,末端炸药与堵塞体间隔为 0.15 m 时,爆破破坏范围大、生成的裂隙多,炸药能量利用率高。

4) 从防止冲孔、保证爆破效果及减小对巷道顶板破坏影响的角度,建立了基于炸药爆破后“不冲孔”“最大内部爆破作用”“最大能量利用率”的煤矿顶板爆破钻孔合理封孔长度确定三元准则,并在朝川矿己<sub>16-17</sub>-22010 工作面回风巷顶板实施了现场爆破试验。试验表明,当孔深为 31 m、孔间距为 1.2 m、钻孔中装药量 35.2 kg、封孔长度 7 m 条件下,爆破后切缝面贯穿爆破孔连线,有效的切断了中至粗砂岩及以上岩层;顶板表面基本完好,未发生“冲孔”现象且爆破后 CO 体积分数符合煤矿爆破安全要求。

## 参考文献(References):

- [1] 何满潮,高玉兵,杨军,等. 无煤柱自成巷聚能切缝技术及其对围岩应力演化的影响研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2017, 36(6): 1314-1325.  
HE Manchao, GAO Yubing, YANG Jun, et al. An energy-gathered roof cutting technique in no-pillar mining and its impact on stress variation in surrounding rocks[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2017, 36(6): 1314-1325.
- [2] 解嘉豪,韩刚,孙凯,等. 邻空巷坚硬顶板预裂爆破防冲机理及效果检验[J]. 煤炭学报, 2023, 48(5): 2078-2091.  
XIE Jiahao, HAN Gang, SUN Kai, et al. Rockburst prevention mechanism and effect test of blast presplitting of hard roof in gob-side roadway[J]. Journal of China Coal Society, 2023, 48(5): 2078-2091.
- [3] 康红普,李全生,张玉军,等. 我国煤矿绿色开采与生态修复技术发展现状及展望[J]. 绿色矿山, 2023, 1(1): 1-24.  
KANG Hongpu, LI Quansheng, ZHANG Yujun, et al. Development status and prospect of greenmining and ecological restoration technology of coal mines in China[J]. Journal of Green Mine, 2023, 1(1): 1-24.
- [4] 郭东明,蓝樊华,张伟,等. 炮孔堵塞长度对爆破效果的影响研究[J]. 爆破, 2023, 40(3): 108-115, 142.  
GUO Dongming, LAN Fange, ZHANG Wei, et al. Study of influence of stemming length on blasting effect[J]. Blasting, 2023, 40(3): 108-115, 142.
- [5] 梁瑞,吕亚茹,周文海,等. 地下采场爆破炮孔堵塞效应及长度研究[J]. 地下空间与工程学报, 2020, 16(5): 1546-1554.  
LIANG Rui, LÜ Yaru, ZHOU Wenhai, et al. Study on blockage effect and the stem length in underground stope blasting[J]. Chinese Journal of Underground Space and Engineering, 2020, 16(5): 1546-1554.
- [6] 王劲翔,王凯,李廷春,等. 水泥浆封堵深孔预裂爆破合理封堵长度[J]. 科学技术与工程, 2020, 20(26): 10690-10695.  
WANG Jinxiang, WANG Kai, LI Tingchun, et al. Cement slurry sealing deep hole pre-split blasting reasonable sealing length[J]. Science Technology and Engineering, 2020, 20(26): 10690-10695.
- [7] 郝宪杰,孙希奎,唐忠义,等. 覆岩高位整层爆破卸压“人造预裂层”源头防治冲击地压技术体系及应用[J]. 煤炭学报, 2024, 49(3): 1318-1331.  
HAO Xianjie, SUN Xikui, TANG Zhongyi, et al. Technology system and application of “artificial pre-fracture layer” by high level whole layer blasting for pressure releasing to source prevention and control of rockburst[J]. Journal of China Coal Society, 2024, 49(3): 1318-1331.
- [8] 秦声,吴德义,樊凌川. 巷道爆破掘进炮孔堵塞长度合理确定[J]. 中国矿山工程, 2021, 50(4): 1-4.  
QIN Sheng, WU Deyi, FAN Lingchuan. Reasonable calculating stemming length in the bore hole of blasting roadway[J]. China Mine Engineering, 2021, 50(4): 1-4.
- [9] 李廷春,刘洪强. 一次成井掏槽爆破炮孔合理封堵长度研究[J]. 中国矿业大学学报, 2012, 41(3): 384-389.  
LI Tingchun, LIU Hongqiang. Optimized cut hole stemming length for shaft excavation using one-step deep-hole blasting[J]. Journal of China University of Mining & Technology, 2012, 41(3): 384-389.
- [10] 叶志伟,陈明,杨建华,等. 隧道爆破炮孔堵塞结构运动规律与长度优化研究[J]. 中国公路学报, 2024, 37(8): 204-215.  
YE Zhiwei, CHEN Ming, YANG Jianhua, et al. Movement law and length optimization of stemming structure in tunnel blasting[J]. China Journal of Highway and Transport, 2024, 37(8): 204-215.
- [11] CHEN M, YE Z W, WEI D, et al. The movement process and length optimization of deep-hole blasting stemming structure[J]. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 2021, 146: 104836.
- [12] 尹忠昌,宋俊生,王文翰. 深孔爆破的炮孔封堵机理及参数优化研究[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(4): 21-29.  
YIN Zhongchang, SONG Junsheng, WANG Wenhan. Research on plugging mechanism and parameter optimization of long hole blasting[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(4): 21-29.
- [13] 王洋,史秀志,苟永刚,等. 平行双自由面岩体爆破炮孔堵塞效应研究[J]. 振动与冲击, 2016, 35(15): 80-85.  
WANG Yang, SHI Xiuzhi, GOU Yonggang, et al. Blast hole stemming length effects of rock blasting with parallel double-free-surface[J]. Journal of Vibration and Shock, 2016, 35(15): 80-85.
- [14] 张艳军,陈岩武,雷美荣,等. 钻孔爆破炮孔堵塞长度分析[J]. 爆破, 2021, 38(3): 45-49, 129.  
ZHANG Yanjun, CHEN Yanwu, LEI Meirong, et al. Analysis of stemming length of borehole in blasting[J]. Blasting, 2021, 38(3): 45-49, 129.
- [15] SHI X Z, ZHANG Z G, QIU X Y, et al. Experiment study of stemming length and stemming material impact on rock fragmentation and dynamic strain[J]. Sustainability, 2023, 15(17): 13024.
- [16] CEVIZCI H, OZKAHRAMAN H T. The effect of blast hole stem-

- ming length to rockpile fragmentation at limestone Quarries[J]. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2012, 53: 32–35.
- [17] ZHANG Z G, QIU X Y, SHI X Z, et al. Optimization of the matching relationship between the stemming length and minimum burden in cut blasting of large-diameter long-hole stopes[J]. *Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources*, 2023, 9(1): 136.
- [18] 张俊文, 邓雪杰, 郑通达. 充填开采防治坚硬顶板型冲击地压综述研究[J]. *绿色矿山*, 2024, 2(2): 103–121.  
ZHANG Junwen, DENG Xuejie, ZHENG Tongda. A review on hard roof rock burst prevention and control by backfill technology [J]. *Journal of Green Mine*, 2024, 2(2): 103–121.
- [19] 许家林, 鞠金峰, 轩大洋, 等. 煤矿全生命周期绿色开采研究展望[J]. *绿色矿山*, 2023, 1(1): 79–90.  
XU Jialin, JU Jinfeng, XUAN Dayang, et al. Prospects for green mining research of coal mine life cycle[J]. *Journal of Green Mine*, 2023, 1(1): 79–90.
- [20] 刘桥. 寺河煤矿爆破卸压无煤柱沿空留巷技术研究[J]. *山东煤炭科技*, 2024, 42(2): 49–53.  
LIU Qiao. Research on the technology of retaining roadway along goaf without coal pillars for blasting and pressure relief in Sihe coal mine[J]. *Shandong Coal Science and Technology*, 2024, 42(2): 49–53.
- [21] 马守龙. 煤矿厚硬砂岩顶板爆破预损伤劣化与破断机理研究[D]. 淮南: 安徽理工大学, 2023.  
MA Shoulong. Study on broken and pre-blasting damage deterioration mechanism of thick-hard sandstone roof in coal mine[D]. Huainan: Anhui University of Science and Technology, 2023.
- [22] 彭飞. 许疃煤矿预裂爆破切顶卸压护巷技术研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2021.  
PENG Fei. Study on technology of cutting roof to discharge pressure and protect roadway by presplit blasting in Xutuan Coal Mine[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2021.
- [23] 王袭冰. 平煤十三矿岩石保护层工作面深孔预裂技术研究与应用[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2023.  
WANG Xibing. Study and application of deep hole presplitting technology in the rock protective seam working face of Pingmei thirteenth Mine [D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2023.
- [24] 徐晓鼎. 曹家滩矿井特厚煤层沿空巷道强矿压显现机制及卸压控制研究[D]. 长春: 吉林大学, 2022.  
XU Xiaoding. Study on strong rock pressure behavior mechanism and pressure relief control of gob-side entry in Caojiatan Mine with extra thick coal seam[D]. Changchun: Jilin University, 2022.
- [25] 王恒. 厚松散层高应力条件下切顶卸压沿空掘巷支护研究[D]. 焦作: 河南理工大学, 2020.  
WANG Heng. Research on roadway support along cutout and pressure relief under thick and loose layer under high stress [D]. Jiaozuo: Henan Polytechnic University, 2020.
- [26] 童荣, 柴泽宇, 孟德祺, 等. 同忻煤矿大采高综放工作面小煤柱巷道爆破切顶技术研究[J]. *煤*, 2022, 31(8): 12–15, 20.  
TONG Rong, CHAI Zeyu, MENG Deqi, et al. Study on blasting roof-cutting technology of small pillar roadway in fully mechanized top-coal caving face with large mining height in Tongxin coal mine[J]. *Coal*, 2022, 31(8): 12–15, 20.
- [27] 陈立虎. 厚煤层切顶卸压留小煤柱护巷围岩控制技术研究[D]. 太原: 太原理工大学, 2022.  
CHEN Lihu. Study on surrounding rock control technology of roadway protection with small coal pillar for roof cutting and pressure relief in thick coal seam [D]. Taiyuan: Taiyuan University of Technology, 2022.
- [28] 王永法. 防隔水煤柱切顶卸压定向爆破参数设计及工程应用[J]. *煤炭工程*, 2024, 56(2): 1–9.  
WANG Yongfa. Parameters design and engineering application of directional blasting for roof cutting pressure relief of waterproof coal pillar[J]. *Coal Engineering*, 2024, 56(2): 1–9.
- [29] 李波阳. 金谷煤矿 11101 矸石充填工作面切顶沿空留巷围岩控制机理与应用[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2023.  
LI Boyang. Surrounding rock control mechanism and application of gob-side entry retaining by cutting roof in 11101 gangue filling working face of Jingu Coal Mine[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2023.
- [30] 常凯. 沿空留巷切顶卸压预裂爆破关键参数优化研究[D]. 西安: 西安科技大学, 2021: 44–46.  
CHANG Kai. Research on optimization of key parameters of cutting-top relief pre-splitting blasting in roadway remaining along goaf[D]. Xi'an: Xi'an University of Science and Technology, 2021: 44–46.
- [31] 金力波. 常村煤矿切顶卸压护巷技术研究[D]. 太原: 太原理工大学, 2018.  
JIN Libo. Study on the technical research of cutting and unloading the roof pressure to protect the roadway in Changcun Coal Mine[D]. Taiyuan: Taiyuan University of Technology, 2018.
- [32] 蔡明华. 凉水井煤矿薄煤层切顶卸压沿空留巷关键参数及开采设备选型研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2019.  
CAI Minghua. Key parameters of gob-side entry retaining by roof cutting and pressure releasing and mining equipment selection under thin coal seam in Liangshuijing Coal Mine[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2019.
- [33] 王夏南. 王庄煤业大采高工作面沿空留墙切顶卸压护巷技术研究[D]. 太原: 太原理工大学, 2018.  
WANG Xianan. Research on cutting roof and protecting entry with concrete wallbeside the goaf in full-high-seam mining in Wangzhuang Mine[D]. Taiyuan: Taiyuan University of Technology, 2018.
- [34] 孙艳, 滑怀田. 深孔聚能爆破切顶卸压技术研究[J]. *山东煤炭科技*, 2023, 41(3): 4–6.  
SUN Yan, HUA Huaitian. Research on the technology of cutting top and pressure relief in deep-hole shaped charge blasting[J]. *Shandong Coal Science and Technology*, 2023, 41(3): 4–6.
- [35] 赖国伟. 基安达矿坚硬顶板预裂爆破切顶卸压护巷机理研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2023.  
LAI Guowei. Hard roof presplitting blasting roof cutting pressure relief mechanism of roadway protection research in Jianda Mine [D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2023.

- [36] 霍一军. 复合坚硬顶板巷道破坏分析及切顶卸压围岩控制技术研究[D]. 太原: 太原理工大学, 2022.  
HUO Yijun. Failure analysis of roadway with composite hard roof and research on surrounding rock control technology of roof cutting and pressure relief[D]. Taiyuan: Taiyuan University of Technology, 2022.
- [37] 韩志远. 裕兴煤业 15216 工作面坚硬顶板爆破切顶卸压机理及应用[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2021.  
HAN Zhiyuan. Mechanism and application of roof cutting and pressure relief by hard roof blasting in 15216 working face of Yuxing Coal industry[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2021.
- [38] 康明月. 综放面超高巷道切顶卸压沿空留巷技术研究: 以桑树坪二号井为例[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2019.  
KANG Mingyue. Study on gob-side entry retaining technology with cutting roof and releasing pressure in super high roadway of fully mechanized coal mining face—a case study of Sangshuping No.2 Coal Mine[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2019.
- [39] 谭海东. 鹿台山矿沿空留巷切顶卸压围岩控制技术研究[D]. 徐州: 中国矿业大学, 2019.  
TAN Haidong. Control of roof cutting and pressure relief surrounding rock of gob-side entry retained in Lutaishan Mine[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2019.
- [40] 师震. 宝山煤矿沿空自成巷定向聚能爆破切顶卸压机理[D]. 包头: 内蒙古科技大学, 2023.  
SHI Zhen. Mechanism of roof cutting and pressure relief by directional energy-cumulative blasting in self-formed roadway along goaf in Baoshan Coal Mine [D]. Baotou: Inner Mongolia University of Science & Technology, 2023.
- [41] 郑立军. 综放工作面沿空留巷定向预裂爆破技术研究[J]. 煤炭工程, 2021, 53(10): 19–24.  
ZHENG Lijun. Application of directional presplitting blasting in gob side entry retaining in fully mechanized top-coal caving face[J]. Coal Engineering, 2021, 53(10): 19–24.
- [42] 郭东明, 郭供应, 张新天, 等. 赵官矿切顶卸压沿空留巷爆破参数研究[J]. 煤炭技术, 2024, 43(2): 176–178.  
GUO Dongming, GUO Gongying, ZHANG Xintian, et al. Research on blasting parameters of gob-side entry retaining for roof cutting and pressure relief in Zhaoguan Mine[J]. Coal Technology, 2024, 43(2): 176–178.
- [43] 张铁松, 吕彪, 崔露郁, 等. 东欢坨矿切顶卸压沿空留巷聚能爆破关键参数研究[J]. 煤炭技术, 2024, 43(2): 49–53.  
ZHANG Tiesong, LYU Biao, CUI Luyun, et al. Study on key parameters of energy accumulation blasting of gob-side entry retaining with roof cutting and pressure releasing in Donghuantuo coal mine[J]. Coal Technology, 2024, 43(2): 49–53.
- [44] 王飞. 东瑞煤矿 2101 辅运顺槽无煤柱自成巷技术应用研究[J]. 山东煤炭科技, 2023, 41(3): 95–97, 103.  
WANG Fei. Research on the application of the self-formed roadway technology without coal pillar in the 2101 auxiliary transport trough in Dongrui coal mine[J]. Shandong Coal Science and Technology, 2023, 41(3): 95–97, 103.
- [45] 高玉兵, 王琦, 杨军, 等. 特厚煤层综放开采邻空动压巷道围岩变形机理及卸压控制[J]. 煤炭科学技术, 2023, 51(2): 83–94.  
GAO Yubing, WANG Qi, YANG Jun, et al. Mechanism of deformation and pressure relief control of dynamic gob-side entry surroundings in fully-mechanized caving mining for extra-thick coal seam[J]. Coal Science and Technology, 2023, 51(2): 83–94.
- [46] 孙广建, 张洋, 常晓亮, 等. 大松东圈围岩沿空留巷切顶卸压—恒阻补强分区支护技术[J]. 采矿与岩层控制工程学报, 2022, 4(4): 43–55.  
SUN Guangjian, ZHANG Yang, CHANG Xiaoliang, et al. Technology of partition support by cutting-roof pressure relief and constant resistance reinforcement for double-used roadway with deep excavation-induced damage zone[J]. Journal of Mining and Strata Control Engineering, 2022, 4(4): 43–55.
- [47] 高玉兵, 杨军, 张星宇, 等. 深井高应力巷道定向拉张爆破切顶卸压围岩控制技术研究[J]. 岩石力学与工程学报, 2019, 38(10): 2045–2056.  
GAO Yubing, YANG Jun, ZHANG Xingyu, et al. Study on surrounding rock control of roadways in deep coal mines based on roof cutting and pressure release technology by directional tensile blasting[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2019, 38(10): 2045–2056.
- [48] 张百胜, 王朋飞, 崔守清, 等. 大采高小煤柱沿空掘巷切顶卸压围岩控制技术研究[J]. 煤炭学报, 2021, 46(7): 2254–2267.  
ZHANG Baisheng, WANG Pengfei, CUI Shouqing, et al. Mechanism and surrounding rock control of roadway driving along gob in shallow-buried, large mining height and small coal pillars by roof cutting[J]. Journal of China Coal Society, 2021, 46(7): 2254–2267.
- [49] 张文杰, 何满潮, 王炯, 等. 特厚高位顶板切顶自成巷围岩控制技术[J]. 采矿与安全工程学报, 2024, 41(4): 677–687.  
ZHANG Wenjie, HE Manchao, WANG Jiong, et al. Extra thick high roof cutting roof self-formed roadway surrounding rock control technology[J]. Journal of Mining & Safety Engineering, 2024, 41(4): 677–687.
- [50] 杨军, 魏庆龙, 王亚军, 等. 切顶卸压无煤柱自成巷顶板变形机理及控制对策研究[J]. 岩土力学, 2020, 41(3): 989–998.  
YANG Jun, WEI Qinglong, WANG Yajun, et al. Roof deformation mechanism and control measures of pillarless mining with gob-side entry retaining by roof cutting and pressure relief[J]. Rock and Soil Mechanics, 2020, 41(3): 989–998.
- [51] 胡超文, 王俊虎, 何满潮, 等. 中厚煤层切顶卸压无煤柱自成巷技术关键参数研究[J]. 煤炭科学技术, 2022, 50(4): 117–123.  
HU Chaowen, WANG Junhu, HE Manchao, et al. Study on key parameters of self-formed roadway without coal pillar by roof cutting and pressure relief in medium and thick coal seam[J]. Coal Science and Technology, 2022, 50(4): 117–123.
- [52] 李夕兵. 凿岩爆破工程[M]. 长沙: 中南大学出版社, 2011.
- [53] 赵新涛, 程贵海, 冯国建. 炮孔堵塞长度的计算与实验研究[J]. 力学季刊, 2010, 31(2): 165–171.  
ZHAO Xintao, CHENG Guihai, FENG Guojian. Calculation and experimental study of blast-hole stemming length[J]. Chinese Quarterly of Mechanics, 2010, 31(2): 165–171.
- [54] 赵新涛, 黄海龙. 影响岩体爆破质量的垂直炮孔堵塞长度研究[J].

- 公路交通科技, 2010, 27(7): 94–99.
- ZHAO Xintao, HUANG Hailong. Study on vertical hole stemming length affecting rock blasting quality[J]. *Journal of Highway and Transportation Research and Development*, 2010, 27(7): 94–99.
- [55] 王玉杰. 爆破工程[M]. 2 版. 武汉: 武汉理工大学出版社, 2018.
- [56] 刘志刚, 万晓. 定向深孔爆破断顶技术原理及工艺[M]. 北京: 中国建筑工业出版社, 2022.
- [57] RIEDEL W, THOMA K, HIERMAISER S. Penetration of reinforced concrete by BETA-B-500 numerical analysis using a macroscopic concrete model for hydrocodes[C]// Proceedings of the 9th International Symposium on the Effects of Munitions with Structures. Berlin-Strausberg Germany, 1999, 315: 315-322
- [58] 张雄, 廉艳平, 刘岩, 等. 物质点法[M]. 北京: 清华大学出版社, 2013.
- [59] HERRMANN W. Constitutive equation for the dynamic compaction of ductile porous materials[J]. *Journal of Applied Physics*, 1969, 40(6): 2490–2499.
- [60] JOHNSON G R, HOLMQUIST T J. An improved computational constitutive model for brittle materials[C]// AIP Conference Proceedings, American Institute of Physics, 1994.
- [61] 罗剑辉. 冲击作用下囊袋式注浆封孔效果研究[D]. 淮南: 安徽理工大学, 2020.
- LUO Jianhui. Study on sealing effect of capsular bag grouting method under impact action[D]. Huainan: Anhui University of Science & Technology, 2020.
- [62] (苏) 哈努卡耶夫. 矿岩爆破物理过程[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1980.
- [63] 费鸿禄, 洪陈超. 应力波和爆生气体共同作用下裂隙区范围研究[J]. *爆破*, 2017, 34(1): 33–36, 107.
- FEI Honglu, HONG Chenchao. Study on crushed and fracture zone range under combined action of stress and detonation gas[J]. *Blasting*, 2017, 34(1): 33–36, 107.