

分类号_____ 密级 _____

UDC _____

学 位 论 文

基于高速摄像对露天深孔爆破飞石距离的研究

作 者 姓 名：吴原超

指 导 教 师：屠晓利 教授

东北大学资源与土木工程学院

申请学位级别：硕士

学科类别：工学

学科专业名称：采矿工程

论文提交日期：2013 年 6 月

论文答辩日期：2013 年 6 月

学位授予日期：2013 年 7 月

答辩委员会席：李元辉 教授

评 阅 人：陈庆凯 副教授

杜秀科 教高

东 北 大 学

2013 年 6 月

A Dissertation in Mining Engineering



Study on Deep Hole Blasting In the Open Air Based on High-speed Video

By Wu Yuanchao

Supervisor: Professor Tu Xiaoli

Northeastern University

June 2013

独创性声明

本人声明，所呈交的学位论文是在导师的指导下完成的。论文中取得的研究成果除加以标注和致谢的地方外，不包含其他人已经发表或撰写过的研究成果，也不包括本人为获得其他学位而使用过的材料。与我一同工作的同志对本研究所做的任何贡献均已在论文中作了明确的说明并表示谢意。

学位论文作者签名：张原超

日期：2013.6.22

学位论文版权使用授权书

本学位论文作者和指导教师完全了解东北大学有关保留、使用学位论文的规定：即学校有权保留并向国家有关部门或机构送交论文的复印件和磁盘，允许论文被查阅和借阅。本人同意东北大学可以将学位论文的全部或部分内容编入有关数据库进行检索、交流。

作者和导师同意网上交流的时间为作者获得学位后：

半年☐ 一年☐ 一年半☐ 两年☐

学位论文作者签名：张原超

导师签名：曹晓利

签字日期：2013.6.22

签字日期：2013.6.22

基于高速摄像对露天深孔爆破飞石距离的研究

摘 要

在工程爆破中，那些脱离主爆堆而飞行较远的碎石，称为爆破飞石。而在矿山爆破过程中，总有个别飞石飞得较远，这样往往给爆区附近的人员，设备和建筑物等造成威胁。而且在每一次爆破过程中，为躲避飞石对于矿山移动较慢的电铲等大型设备则尤为关键，距离过远，耽误时间和生产，距离控制不当，又会对设备造成威胁。因此爆破飞石作为爆破的一大危害，很长时间都受到人们的关注与研究，对其飞行距离也各自提出了见解，但是由于在爆破过程中影响飞石的因素很多，其受制于爆破参数，爆破方案，炮眼位置，堵塞条件等一系列复杂因素，所以现在的距离公式多有一定的局限性。

本文首先查阅资料，总结现在通用的飞石飞行距离公式，经验公式，统计规律公式，还有其他一些公式所提出的依据，应用范围，条件等。然后根据现场实际爆破观察，进行对比验证。

最后通过使用高速摄像仪，立足于辽宁首钢硼铁矿，通过确定各项爆破参数，对爆破过程进行定量分析，通过数次拍摄，根据高速摄像软件对测量结果分析，并且根据所得实验数据，得出一个适用于辽宁首钢硼铁矿所应用的爆破方式的飞石距离公式，以便其能够更加有效的躲避飞石。

关键词：爆破飞石；高速摄像；距离公式；安全范围

Study on Deep Hole Blasting In the Open Air Based on High-speed Video

Abstract

In engineering blasting, those flying far away from the Blasting heap , called a flying rock. and in the process of blasting in mines, there are always individual slung shot fly far away, so often to threaten the blasting area personnel, equipment and building, etc. And in each blasting process, the key is to move mine excavator and other large equipment which move slowly if they move too far , it will delay time and the production, distance control improperly, will pose a threat to equipment. So blasting slung shot is a big threat to blasting, a long time, attention and research on their respective flight distance is also put forward the opinion, but due to the effect in the process of blasting slung shot are many factors, its subject to blasting parameters, blasting scheme, perforation position, the blocking conditions and a series of complex factors, so the distance formula has not certain limitations.

This paper summarizes general slung shot now flying distance formula, empirical formula and statistical formula, there are some other formula is proposed, based on application scope, condition, etc. Then according to the actual blasting were observed and compared.

Finally by using high speed camera, based in Liaoningshougang boron iron ore, by determining the blasting parameters, the blasting process in quantitative analysis, through several times, according to the high speed camera software analysis the result of the measurement, and according to the experimental data, an applicable to Liaoning shougangpengtie applied by way of blasting slung shot distance formula, so that it can more effectively avoid flying rock.

Key words: Flying stone; High speed video; Distance formula; Safe distance

目 录

独创性声明.....I

摘 要..... II

Abstract..... III

第 1 章 绪论 1

1.1 爆破飞石的研究..... 1

1.1.1 爆破飞石产生的原因 1

1.1.2 爆破飞石的控制和防护 1

1.1.3 国家规定安全距离 3

1.2 国内外研究现状 3

1.3 本文主要研究的内容 6

第 2 章 现场调研情况..... 9

2.1 调研背景..... 9

2.2 调研情况..... 9

2.2.1 辽宁首钢硼铁矿 9

2.2.2 现场作业图 11

2.3 本章小结..... 13

第 3 章 爆破理论及合理堵塞长度计算 15

3.1 炸药爆炸的基本理论 15

3.1.1 矿岩爆破机理 15

3.1.2 矿岩爆破的物理过程 16

3.2 爆破能量分布 17

3.2.1 冲击波能量分布 20

3.2.2 震动因炸药能量消耗 21

3.3 炮孔堵塞对飞石的影响 22

3.3.1 合理的堵塞长度 22

3.3.2 辽宁首钢合理堵塞长度计算 24

3.4 本章小结..... 24

第 4 章 飞石分析过程..... 25

4.1 矿山爆破拍摄过程..... 25

 4.1.1 仪器简介..... 25

 4.1.2 MAS 软件简介..... 26

 4.1.3 爆破过程拍摄目的..... 26

 4.1.4 摄像选取条件..... 27

4.2 具体实验分析..... 27

 4.2.1 根据实际拍摄选取爆破飞石适用公式..... 27

 4.2.2 爆破公式分析..... 32

4.3 软件分析..... 34

 4.3.1 第一次实验小结..... 40

 4.3.2 第二次小爆区实验..... 40

第 5 章 结论与展望..... 49

5.1 结论..... 49

5.2 展望..... 49

参考文献..... 51

致 谢..... 53

第1章 绪 论

1.1 爆破飞石的研究

爆破飞石，系指爆破时被爆物体中的个别碎块，脱离主爆堆而飞散较远的部分碎块。飞行距离难以准确计算，则往往会给爆区附近的人员、建筑物及设备造成严重威胁，特别是露天和二次破碎爆破造成的飞石事故更多。

爆破飞石是爆破过程中最严重的潜在事故因素，为爆破四大危害之一，根据资料表明：由于爆破飞石造成的人员伤亡，毁坏设备，住宅的事故占相当比重，在我国，据1973~1981年的100例爆破事故统计，因飞石引起的事故占4%，在日本，根据统计爆破引起的事故为27%。可见爆破飞石给人民安全造成很大威胁，因此我们非常有必要研究飞石产生的原因并且预测可靠的安全范围^[1]。

1.1.1 爆破飞石产生的原因

(1) 爆破时所装的炸药除将指定的介质破碎外，还有多余的爆生气体能量。它若作用于某些碎块上，将使其获得较大的动能而飞向远方。

(2) 从整体看，所用炸药在破碎一定量介质时其总能量并非有多余，但是由于被爆介质结构不均匀，如有软弱面和地质构造面时，会沿着这些软弱部位产生飞石。同样如钢筋混凝土中钢筋布置不均、混凝土浇注结合面、石砌体砂浆结合面、砖砌体的灰缝等，这些软弱部位也易产生飞石。

(3) 设计时由于某些爆破参数选择不当，如爆破作用指数或炸药单耗取的过大；最小抵抗线由于设计或施工的误差，导致其实值的变小或方向改变等，也会产生个别飞石。

(4) 堵塞长度小于最小抵抗线长度时，使爆破破碎体和抛掷方向朝向孔口或峒口，当其具有一定能量时，必然从孔口或峒口高速喷出。有时虽然堵塞长度足够，但其质量不良，也会产生飞石，这种飞石主要是堵塞物被抛出。

(5) 由于炸药爆速较高、猛度较大，且介质性脆，则易产生较强的飞石。这种条件下产生的飞石，大多属于自由面在应力波作用下发生剥落作用而产生的。这类飞石的特点是数量不多，但速度较快。

1.1.2 爆破飞石的控制和防护

(1) 摸清情况

设计施工前应摸清被爆介质的情况，详尽地掌握有关资料，然后进行精心设计和施工。

(2) 优选爆破参数

在能够达到工程目的的前提下，应尽量采取炸药单耗较低的爆破方式，并设法降低实际炸药消耗量。最小抵抗线的大小及方向要认真选取，一般情况下爆破指数不宜过大。施爆前要对各种爆破参数进行校对，如误差较大应采取补救措施。

(3) 慎重选择炮位

尽量避免将炮位选在软弱夹层、断层、裂隙、孔洞、破碎带、混凝土接触缝和砖缝等弱面处及其附近。

(4) 提高堵塞质量

应选用摩擦系数大、密度大的材料作炮泥。堵塞要密实、连续，堵塞物中应避免夹杂碎石。应保证有足够的堵塞长度，以延长炮泥的阻滞时间。在峒室大爆破中装药应避免开断层和破碎带，其间应予以堵塞。

(5) 采用适宜炸药和装药结构

控制爆破的类型很多，要根据其特点选用适宜炸药和装药结构，如采用低威力、低爆速炸药，以及空隙间隔装药和反力起爆等。

(6) 加强防护

采取上述措施虽可对爆破飞石起到一定的控制作用，但不可能完全杜绝，因此，在某些情况下还必须加强防护。在防护中主要是采用覆盖，其材料应以来源方便、具有一定的强度和重量、富有弹性和韧性以及透气性和便于搬运、联接为好，如荆笆、竹笆、草袋、旧胶带、旧车胎、金属网、厚尼龙塑胶布等。

1.1.3 国家规定安全距离

表 1.1 爆破（抛掷爆破除外）时，个别飞散物对人员的安全离^[24]
Table1.1 individual flying objects from the safety of the personnel

爆破类型和方法		个别飞石的最小安全距离 m
1	破碎大块岩石	
	裸露药包爆破法	400
	浅眼爆破法	300
		200
2	浅眼爆破法	（复杂地质条件下或未形成台阶工作面时不小于 300）
3	前沿药壶爆破	300
4	深孔爆破	按设计，但不小于 200
5	深孔药壶爆破	按设计，但不小于 200
6	浅眼眼底药壶爆破	50
7	深孔孔底扩壶	50
8	硐室爆破	按设计，但不小于 300

正是由于影响爆破飞石的因素很多，所以专家学者也提出很多的计算飞石的飞行距离公式，但是这些公式往往用一定的适用条件，本论文所做的就是希望能够在特定地方（辽宁首钢硼铁矿），在其特定地质情况下对爆破进行定量的分析，并且提出一个适用于该地质条件，有相同爆破条件下，能够通用的爆破飞石距离公式，这样既能提高爆破的安全，也能增加生产的效率。

1.2 国内外研究现状

文献^[2]明确指出由于飞石过程的复杂性，目前还难以运用数学分析方法准确计算其参数，个别飞石的飞行参数与爆区地形、地质条件、爆破参数、堵塞质量和气象的因素有关，一般抛掷爆破个别飞石高度和距离可按下列公式计算：

$$H=\frac{1}{2}l\times\tan\alpha-\frac{1}{8}g\frac{l^2}{u_0^2\times\cos^2\alpha}$$

(1.1)

$$l=\frac{u_0^2\times\sin2\partial}{g}$$

(1.2)

式中： H —个别飞石的飞行最大距离，m；
 L —个别飞石的飞行水平距离，m；
 u_0 —初速度，m/s；
 ∂ —飞石抛射角；

g —重力加速度。

在斜坡地形进行爆破时，如山坡角度 β ，则沿山坡下方的飞石最大距离为：

$$l^1 = \frac{u_0^2 \times \sin 2\theta}{g} \quad (1.3)$$

式中： l^1 —个别飞石的最大距离，m；

β —山坡坡角。

文献^[2]指出我国大多数爆破工作着比较认同的经验公式：

$$R = 20kn^2w \quad (1.4)$$

式中： R —个别飞石抛掷的最远距离，m；

k —爆破作用指数；

w —最小抵抗线；

n —与风向地形有关的影响系数。

我国《爆破安全规程》中指出，这一公式在 $w < 25\text{m}$ 、 $n=1$ 左右的硐室爆破比较准确。

文献^[4]指出爆破飞石与飞石初始飞散速度有很大关系，而其初始飞散速度与装药量关系很大，装药量与孔径关系密切，所以有以下公式：

$$R = KD \quad (1.5)$$

式中： K —安全系数；

D —炮孔直径。

该公式中，炮孔直径是以in为单位，而我们在进行工程作业时多以mm为单位标称炮孔直径，需要进行单位换算（1in=25.4mm），如果炮孔直径单位为mm，K取1.57，如果炮孔直径单位为cm，取15.7。

文献^[6]是日本火炸药保安公式，在进行大量实验之后，经过数理统计和回归分析，得出了对大飞石距离：

$$R = 144q - 29 \quad (1.6)$$

式中： $0.2 < q < 0.9$ ， $q < 0.2$ 是几乎不发生飞石，即所有的能量消耗在掩饰的破碎上； $q > 0.2$ 时，炸药爆炸能量除了消耗于岩石破碎之外，还有剩余，剩余能量即为飞石所消耗，大约是炸药爆炸释放能量的16%。

文献^[7]提出了库图索夫公式：

$$S = Kq^{0.58}$$

$$S = \frac{Q}{(2abl) + k_1} \quad (1.7)$$

式中： S —无覆盖条件下拆除爆破飞石的水平抛距，m；

K —系数，分别取 70、75；

a, b —分别为孔距、排距, m;

l —堵塞段长度, m;

Q —单孔最大药量, kg。

该公式分别对单排孔装药和多排孔装药的飞石距离进行了计算, 再多排孔时还考虑了堵塞对飞石飞散距离的影响。

文献^[1]提出了深口阶梯爆破飞石距离计算公式:

$$R = KW^{1-\alpha}D^{\alpha} \quad (1.8)$$

式中: D —炮孔直径, m;

W —前排最小抵抗线, m;

K, α —与岩体特性、炸药特性等有关的系数与指数, 通过现场试验确定。

该公式实际上先对飞石飞散距离进行分析, 得出飞散距离公式为:

$$R_f = W_f \left[\frac{d}{w}, \frac{h_0}{h_1} \right] \quad (1.9)$$

式中: h_0 —装药长度;

h_1 —堵塞长度。

文献^[4]指出由于地形和高差的影响, 沿山坡爆破的飞石向下坠落的距离可按下式计算:

$$R = \frac{\cos \alpha}{8} \left[u \sin \alpha + \sqrt{u^2 \sin^2 \alpha + 2g(H_0 - H)} \right] \quad (1.10)$$

式中: H —被保护物的高程;

H_0 —爆区地面的高程。

文献^[6]提出了飞石水平飞散距离外弹道公式, 用以计算拆除爆破中飞石的飞散高度和飞散距离:

$$H = \frac{1}{2} l \tan \alpha - \frac{l^2}{u^2 \sin^2 \alpha} \quad (1.11)$$

式中: H —个别飞石飞散最大高度, m;

l —个别飞石飞散的水平距离, m。

$$l = \frac{u_0^2 \times \sin 2\theta}{g} \quad (1.12)$$

$$u = B \left(q^{\frac{1}{3}} / w \right)^2 \quad (1.13)$$

式中： B —介质系数，混凝土介质取 9.60、砖类取 6.0。

当爆破飞石的初速度和抛射角确定后，即可估算出飞石的飞散高度和飞散距离，但在实际爆破时，这两个参数很难测定，大多数情况下 $\sin^2 \alpha \leq 1$ ，因此计算飞石的最大抛掷距离 L 可以简化为：

$$L = \frac{u^2}{g} \quad (1.14)$$

文献^[3]认为，对爆破飞石最大水平飞散距离，根据防护要求可用下式计算：

$$u = k \left(q^{\frac{1}{3}} / w \right)^4 \quad (1.15)$$

式中： K —介质种类系数，一般取 3.60-9.23。

对于拆除爆破的爆破飞石最大飞散高度 H ，可按下列经验公式计算：

$$H = 0.25R \tan \alpha \quad (1.16)$$

公式 (1.11) 到 (1.16) 弹道公式都是以飞石的飞行模型为基础，加以考虑爆破过程中飞石的影响因素而得出来的。

文献^[7]提出了运用炮孔深度公式：

$$R = 80L \quad (1.17)$$

式中： L —炮孔深度，m。

文献^[8]提出了小炮眼松动切割爆破飞石距离公式：

$$R = 18.7W \quad (1.18)$$

式中： W —最小抵抗线，m。

1.3 本文主要研究的内容

综上所述，由于矿山爆破中，爆破飞石的复杂性，对于爆破飞石飞行距离还不能够有准确的公式进行分析，然而，爆破飞石又是我们每个爆破工作者不可忽略的问题，在每一次爆破时，经常需要移动电铲，钻机等大型设备，而这些设备移动速度又是非常缓慢，所以每次爆破前后，为躲避飞石，地震波破坏，需要移动很远距离，这样耽误了生产效率。

本文主要是针对辽宁首钢硼铁矿开采爆破情况做了以下工作：

(1) 首先广泛查阅国内外多爆破飞石目前的研究文献，确定各位学者所总结出的公式适用范围，对其进行分类，为撰写论文提供理论依据。

(2) 选出在露天爆破能够应用爆破飞石距离公式, 在辽宁首钢硼铁矿进行实地试验, 通过设定不同的爆破参数, 对这些公式进行对比研究。并且通过理论研究确定其合理堵塞长度。

(3) 利用数码高速摄像技术对每次爆破进行拍摄, 然后利用 MAS 软件对爆破进行分析, 在多次试验之后总结出爆破飞石飞行规律。

(4) 在软件进行分析后, 结合现有的爆破飞石飞行距离公式, 选出一个比较实用首钢硼铁矿的爆破飞石计算公式, 为以后爆破提供可靠的理论依据。

此页不缺内容

第2章 现场调研情况

2.1 调研背景

目前矿山全国矿山企业都非常强调安全生产,在矿山企业爆破过程中,我们把人和爆破组成的体系看成一个能量系统,当外部能量供给这个系统时,二者配合起来进行有计划的工作,便可达到破碎介质的目的。但是,由于人的非安全行为(失误)和爆破物质环境的非安全状态(故障)作用的结果,及潜在危险的存在,使系统能量超越正常范围,导致能量的意外转移,从而人机(爆破)系统之间可能发生不希望的冲突,形成爆破公害。这不仅消耗了大量的有用功,而且对人员、建筑物、设施和生产产生有害作用。为了充分利用爆破能量,防止危害的发生或削弱其影响的程度,应当控制系统能量意外转移和在人机系统之间设立屏障,从而做到爆破公害的主动控制或被动控制。而在爆破过程中,公认的危害有爆破地震、飞石、空气冲击波、噪音和炮烟的产生。在露天矿山爆破中,飞石应是每次爆破时首要考虑的安全问题。

而本次调研的矿山企业,由于没有对飞石有比较可靠的计算公式,完全凭经验进行每次爆破作业避炮环节,多次发生爆破飞石砸坏电铲,钻机的事故,所幸没有人员受伤,但这也大大增加了爆破危险系数,所以十分有必要通过理论加实验结合的方式制定出一个具有实用意义的爆破飞石公式对每次爆破进行指导。

2.2 调研情况

2.2.1 辽宁首钢硼铁矿

(1) 矿山情况

辽宁首钢硼铁有限责任公司是由北京首钢矿业投资有限公司、辽宁东方测控集团有限公司、中核集团金原铀业有限责任公司和辽宁凤城市黄金(集团)公司四方共同出资的采、选、铀水冶、硼化工联合企业。注册资金人民币2亿元,2004年4月在辽宁省凤城市注册成立。2006年被列为辽宁省重点建设项目之一。

辽宁省凤城翁泉沟硼铁矿已探明地质储量为2.83亿吨,占我国探明固体硼总储量的58%,是亚洲最大的硼铁矿。该矿含硼、镁、铁、铀等多种矿物成分,是综合利用价值较高的矿产资源。

矿岩的物理学性质:矿体围岩主要是黑云变粒岩,矿石质密坚硬,其平均抗压强度为1867kg/cm,岩石平均抗压强度1250kg/cm,矿石体重为3.34t/m,岩石体重为2.7t/m,矿石硬度系数为12~14,岩石硬度系数为8~12。

(2) 穿爆设备及爆破孔网参数

穿爆设备采用 YZ-250 牙轮钻机，牙轮钻机作业参数见表 2.1。

表 2.1 YZ-250 牙轮钻机作业参数
Table 2.1 YZ-250 Roller rig operating parameters

钻孔直径（mm）	250	回转速度（r/mm）	0~87
钻孔方向（°）	90°	轴压（KN）	0~400
钻孔深度（m）	17	钻进速度（m/min）	0~1.064
行走速度（Km/h）	0~1.01	排渣风量（m ³ /mm）	36
外形尺寸（mm）		除尘	湿式
钻架竖起时高（mm）	12107×6215×25026	安装总功率（KVA）	426
钻架放下时高（mm）	25276×6215×7214	机重（t）	105

由上表可以看出，钻机的行走速度在 1KM/h 左右，每次矿山进行爆破时，开动钻机避炮将会占用很长生产时间。

在生产过程中根据孔内积水情况主要使用 2[#]铵油炸药和 2[#]岩石乳化炸药。孔网参数及使用炸药的参数见表 2.2、2.3。

表 2.2 首钢硼铁矿孔网参数
Table 2.2 The blasting parameters of Shougang ore mine company

孔径 (mm)	孔距 (m)	排距 (m)	孔深 (m)	台阶 高度 (m)	超深 (m)	填塞 长度 (m)	底盘抵 抗线 (m)
250	8	8	14~15	12	2~3	7	7~8

表 2.3 首钢硼铁矿炸药性能指标
Table 2.3 Explosive performance metrics of shougang ore mine company

炸药 名称	殉爆 距离 (cm)	猛度 (mm)	爆速 (m/s)	药卷 密度 (g/m ³)	作功 能力 (ml)	保质期 (天)
2 号岩石 铵油炸药		≧8	≧3.8×10 ³	0.9—1.0	≧250	15
2 号岩石 乳化炸药	≧3	≧12	≧3.2×10 ³	0.95—1.3	≧260	180

2. 2. 2 现场作业图

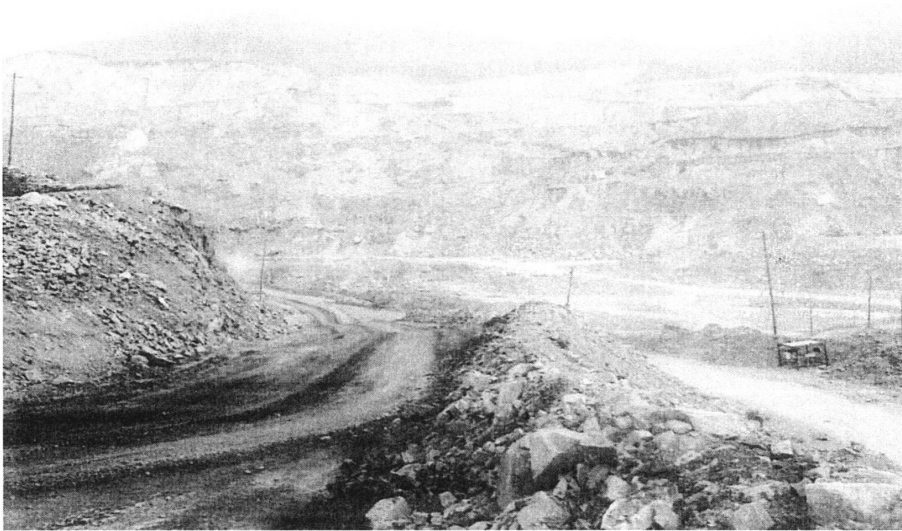


图 2.1 矿山整体
Fig. 2.1Mining the overall outline



图 2.2 矿山整体
Fig. 2.2 The overall mining outline

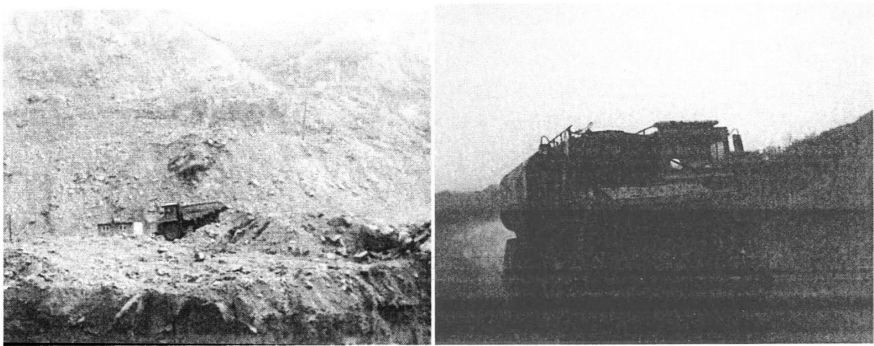


图 2.3 矿用运输车和水车
Fig. 2.3 Mine truck and water truck

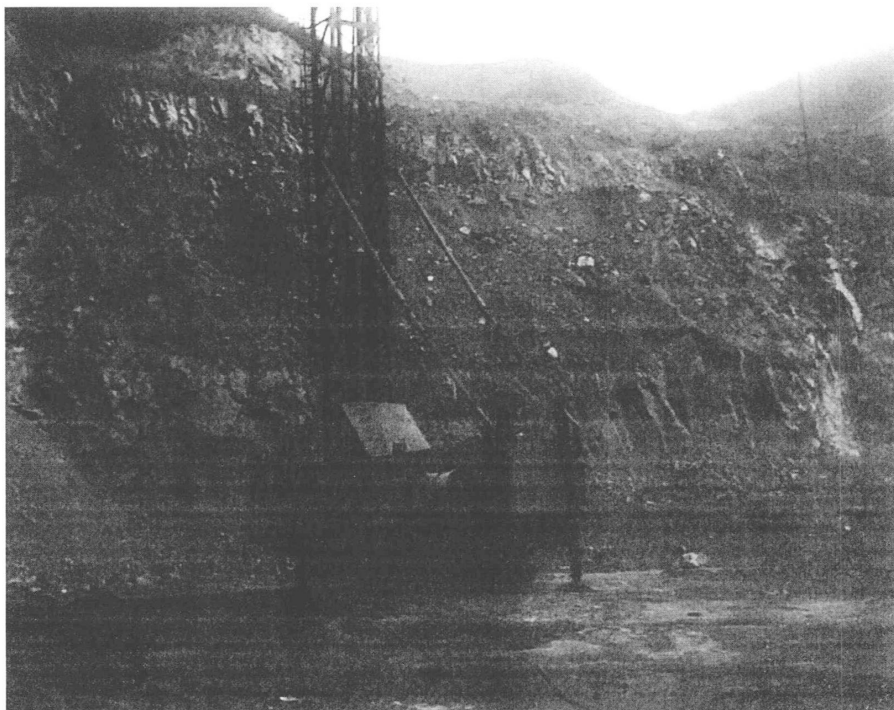


图 2.4 YZ-250 牙轮钻机
Fig. 2.4 YZ-250 Rotary drilling rig

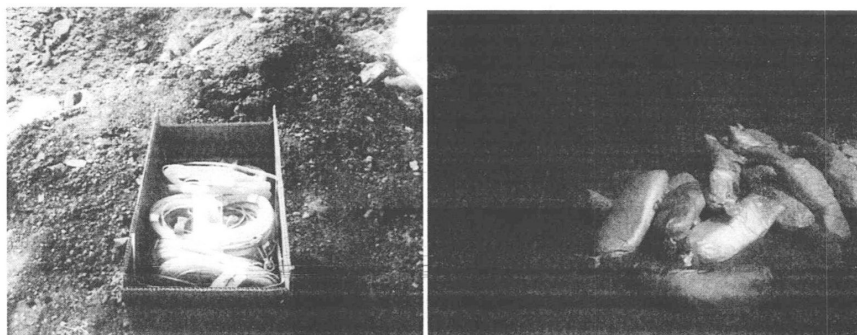


图 2.5 导爆雷管和铵油炸药
Fig. 2.5 Detonating detonators and Anfo explosives

2.3 本章小结

本章主要是对矿山穿爆设备、爆破的孔网参数、运载设备、炸药使用的规格以及现场施工条件做了一些简单的介绍。在硼铁矿中，安全始终是摆在第一位，矿山在去年和今年几次爆破中，出现了由于设备距离控制不当，导致飞石损坏钻机和电铲玻璃的安全事故，在每次爆破时，电铲和钻机平均开出 500m 进行避炮，爆破完成后，再开回进行作业，这样每次耽误至少两个小时以上，所以很有必要系统定量的研究在本矿山装药和

堵塞条件下飞石的飞行距离，希望通过实验，借助于高速摄像仪器对飞石飞行距离有可靠的估算，这样，既能保证爆破的安全，又能提高矿山的生产效率。

第3章 爆破理论及合理堵塞长度计算

3.1 炸药爆炸的基本理论

3.1.1 矿岩爆破机理

在矿山、水利、建筑工程利用炸药进行爆破，其涉及到脆性岩石破碎的问题，为了研究爆破产生的一系列问题，就必须得了解脆性介质在爆破作用下的破坏机理。

(1) 爆生气体膨胀压力破坏作用。该理论认为，岩石主要是由于装药空间内爆炸气体产物的膨胀推力作用，用以克服介质的阻力，使岩石质点发生移动，并在阻力最小的方向质点运动速度增大，在偏离这一方向的岩石质点的位移量逐渐减小，从而使岩石受到剪切作用。如果该剪切应力超过了介质的抗剪强度，则介质将发生剪切破坏，因此，若药室中的爆生气体压力还足够大，则破碎岩块将沿径向方向抛掷出去。

该理论只强调了爆生气体的准静态作用而忽视了应力波对介质的作用，这是不符合实际的。例如，当用外敷药包爆破孤石时，仍能使岩石破碎。此时，由于爆生气体的膨胀几乎不受限制，故其对破岩所起的作用几乎可以忽略。此时用该理论解释岩石发生破坏的原因，就显得不太全面。

(2) 应力波反射破坏理论。这种理论主张，爆破时岩石的破坏主要是由于自由面上应力波反射的结果。脆性介质的抗拉强度远远小于其抗压强度，如果反射拉应力波形成的拉应力超过介质的抗拉强度，便发生从自由面向药包方向层层拉断破坏。

该理论只强调了爆破的动作用，虽然能解释实际工程中的一些现象（如片裂、剥落等现象）但同样比较片面。

(3) 反射拉应力波和爆生气体压力共同作用理论。该理论认为，反射拉应力波和爆生气体压力都是引起介质破坏的重要原因，二者之间既密切相关又互有影响，它们分别在介质破坏过程中的不同阶段起着重要作用。一般来说，炸药对介质的破坏首先是爆炸应力波的动作用，然后是爆生气体压力的静作用。但是爆炸气体冲击波应力应是破碎岩石的主要能源，冲击波作用的重要性则与所破坏介质特性有关。哈努卡耶夫根据岩石波阻抗将岩石分为三类：

第一类，岩石属于高阻抗岩石，波阻抗为 $10 \times 10^5 \sim 25 \times 10^5 \text{ g/(cm}^2 \cdot \text{s)}$ 例如坚硬完整岩石，在爆破过程中以应力波反射拉伸破坏为主。

第二类，岩石是中等波阻抗，波阻抗 $5 \times 10^5 \sim 10 \times 10^5 \text{ g/(cm}^2 \cdot \text{s)}$ ，这类岩石裂隙较

发育,例如大理石、石灰岩、砂岩等。这类岩石在爆破过程中,应力波、爆轰气体的推力都起作用。

第三类,岩石波阻抗较低,波阻抗为 $2 \times 10^5 \sim 5 \times 10^5 \text{ g/(cm}^2 \cdot \text{s)}$ 这类岩石较松软,如泥灰岩,土壤等。

气体膨胀与应力波目前共同作用观点为大多数学者所接受,其作用原理:

(1) 在应力波作用下,岩体内形成径向裂隙。

(2) 应力波收到自由面反射,在反射拉伸波作用下,自由面表面岩石可能发生片落,但可能性很小。

(3) 气体渗入应力波形成径向裂隙中起气楔作用,增大了裂隙前端岩石内的拉应力,裂隙继续扩展,直至把岩石抛掷出去。

3.1.2 矿岩爆破的物理过程

自从人类开始用炸药进行矿岩开采,根据各个时期的观测、实验、和解析方法,提出了炸药在破坏矿岩石的物理过程:

(1) 炸药爆炸,其爆轰波冲击药室四壁,四壁岩石向外运动,压迫外围岩体,在岩体中形成冲击波,在此岩石冲击波作用下,靠近药室壁的一层岩石,受力状态超过抗压极限,岩石结构被破坏,形成压碎圈;该圈之外侧,岩石单元体在冲击波传播方向上受压力,单元体获得向传播方向运动的速度开始向外运动,运动结果,使单元体在垂直波传播方向上受拉力,两个方向承力结果,在 45° 线方向出现最大剪应力,该范围内的岩体受拉应力和剪应力作用产生破坏,形成破碎圈。

(2) 药室壁的岩石向外运动,药室扩大,从药室壁向爆破气体传出稀疏波,药室压力降低,岩石向外运动受到外侧岩石阻挡,运动速度减慢,当岩石中的压力大于药室壁上的压力时,岩石单元体受力方向朝向药室,从而向药室加速,直至朝向药室运动,岩石单元体向药室的运动和水中的爆炸的气泡脉动有相似之处,岩石运动的减速和反向,在岩体中传播稀疏波,产生径向拉应力。药室周围压碎圈中的散体向药室运动,促使爆炸气体楔入径向裂缝(拉伸缝)、剪切裂缝、环向裂缝和岩体中原生裂隙,使其扩大,形成破碎圈。

(3) 如果药包存在自由面,岩体中的冲击波由自由面反射,在表面可以形成霍普金森效应式的拉断,反射波与入射波叠加的结果,使单元体受力方向发生变化,造成漏斗侧面的开裂。

(4) 如果是两个或两个以上的药包同时爆破,则药室之间由于应力叠加,造成压碎圈的联通,压碎圈应力释放,向药室运动,可以会因时间的微差而造成运动的杂乱。

(5) 漏斗外侧面的形成,进一步解除了爆炸气体的约束,于是气体进一步向各种裂缝楔入,使岩体进一步破坏,并形成鼓包运动。

(6) 在波的传播过程中,岩体的各向异性会改变波阵面的形态,岩石中的缺欠,会干扰波的传播,形成应力集中,岩体中的构造面会使波发生反射、折射,造成能量的再分配,使新生裂缝分配不均。

(7) 在爆生气体楔入裂缝的过程中,岩体中原有裂缝可引起引导和阻断作用,岩体中的各种缺欠可能发展成新的裂缝,是爆破漏斗不对称,爆破块度不好控制的主要原因。

(8) 岩块在运动中互相碰撞,落地撞击可造成其进一步破碎。

3.2 爆破能量分布

根据介质的破坏特征,单个球形药包爆破的内部作用可在爆源周围形成压碎圈、裂隙圈和震动圈。

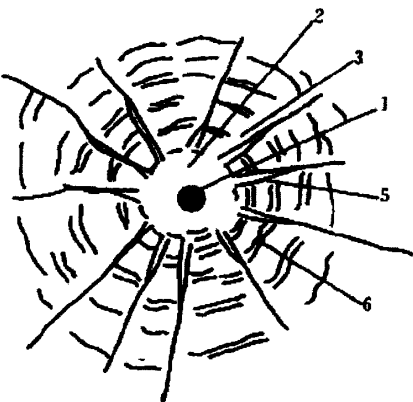


图 3.1 爆破作用圈

1—药包 2—压碎圈 3—裂隙圈 4—震动圈 5—径向裂隙 6—环向裂隙

Fig. 3.1.Blasting effect circle

1—Charge 2—Crush ring 3—Crack circle 4—Vibrate ring 5—The radial crack 6—Ring to crack

压碎圈,药包爆炸时,在药包周围的介质上作用一峰值很高的脉冲压力,并在紧靠药包附近的区域激起一股强烈的冲击波。在冲击波的超高压(一般可达几万MPa)作用下,介质结构遭到严重破坏,并粉碎成微细粒子,从而形成压碎圈或粉碎圈。该作用圈的半径很小,但由于介质遭到强烈粉碎,产生塑性变形或剪切破坏,消耗能量却很大。因此,为了充分利用炸药的爆炸能,应尽可能控制或减少压碎圈的形成。

炮孔周围的岩石压碎区是爆炸冲击波强烈冲击的结果,其范围是冲击波强度和岩石强度所决定的,假定冲击波后岩石是不可压缩流体,则粉碎区半径为:

$$R_c = r_0 \left(\frac{p_m C_p V_0}{K_0 [\sigma_c]} \right) \quad (3.1)$$

式中： p_m —岩石密度；

C_p —岩石纵波波速；

V_0 —孔壁岩石初始移动点速度；

σ_c —岩石静态单轴抗压强度；

K_0 ——冲击波作用岩石强度提高系数，可取 $K_0=10$ ；

r_0 —炮孔半径。

裂隙圈，压碎圈形成后，冲击波衰减为压应力波，其压力已低于介质的抗压强度，不再产生压破坏，但仍可使压碎圈外的介质产生径向压缩，引起介质质点的径向位移和径向扩张。并由此衍生出切向拉应力。因为脆性介质的抗拉强度比抗压强度小，如果该切向拉应力值超过介质的抗拉强度便形成与压碎圈贯通的径向裂隙。在冲击波、应力波作用下，介质受到强烈的压缩，积蓄了一部分弹性变形能。随压碎圈形成、径向裂隙展开、压力迅速下降达到一定程度时，原先在药包周围的介质被压缩过程中积蓄的弹性变形能释放出来，并转变为卸载波，形成与压应力波作用方向相反的向心拉应力，使介质质点产生反向的径向移动。当此向心拉应力大于介质的抗拉强度时，则在已形成的径向裂隙间产生环状裂隙。在径向裂隙与环向裂隙形成的同时，由于径向应力与切向应力作用的结果，还可能形成剪切裂隙。这些是爆炸应力波的动作用破坏的结果。爆生气体跟在冲击波后面以准静态压力形式作用于炮孔壁，并在高压作用下挤入由应力波形成的径向裂隙中，像尖劈一样使裂隙扩张与延伸，并在裂隙的尖端引起应力集中，迫使裂隙进一步扩展。此外，爆生气体的作用时间较长，它在炮孔壁周围介质中形成的准静态应力场，也有助于裂隙的进一步发育。爆炸应力波作用首先形成了初始裂隙，接着爆生气体的膨胀、挤压、尖劈作用助长了裂隙的延伸、扩张和发育，只有当应力波与爆生气体衰减到一定程度后才能停止裂隙扩展。这样，随着径向裂隙、环向裂隙和剪切裂隙的形成、扩展、贯通，纵横交错、内密外疏、内宽外细的裂隙网将介质分割成大小不等的碎块，形成了裂隙圈。该作用圈是由拉、剪破坏形成的，其作用半径较压碎圈大。

综上所述，应力波和爆生气体对介质的破坏都起着重要作用。一般地说，在高阻抗介质、高猛度炸药、耦合装药或不耦合系数较小的条件下，应力波的破坏作用是主要的，但在低阻抗介质、低猛度炸药，装药不耦合系数较大的条件下，爆生气体的准静态压力破坏作用则是主要的。

如上所述,在粉碎区外,冲击波衰减变成应力波,在其作用下,岩石中形成径向裂隙,其半径为:

$$R = r_0 \left(\frac{l p_m}{s_t} \right)^{\frac{1}{\alpha}} \quad (3.2)$$

式中: σ_t -岩石抗拉强度;

λ -系数, $\lambda = \frac{v}{1-v}$;

v -岩石泊松比;

α -应力波衰减指数, $\alpha = 2 - \frac{v}{1-v}$;

P_M -孔壁初始压力。

$$p_m = \frac{m p r_0 d^2}{2(r_m c_p + r_0 d)} \quad (3.3)$$

式中: ρ_0 , D -炸药密度和炸药爆速。

在冲击波强烈压缩下,孔壁岩石质点发生径向位移,炮孔直径增大,爆腔扩张。当冲击波传播到粉碎区边缘时,冲击压缩过程结束,由冲击波引起的爆扩过程也随之结束,在此过程中岩石遵守质量守恒:

$$(r^2 - r_0^2) r_m = \int_{r_1}^r 2r dr \quad (3.4)$$

式中: r_0 -冲击波作用半径;

r_1 与 r_0 对应的爆腔半径;

ρ -冲击波波阵面上的岩石密度。

而冲击波波阵面岩石密度很小,可按等密度处理,因此可用压缩后孔壁出的岩石密度 ρ_r 取代公式中的 ρ 。积分上式得:

$$(r^2 - r_0^2) r_m = (r^2 - r_1^2) r_p \quad (3.5)$$

由此得冲击波作用下的爆腔扩张规律:

$$r_1 = \left[r^2 - (r^2 - r_0^2) \cdot \frac{\rho_m}{\rho_r} \right]^{\frac{1}{2}} \quad (3.6)$$

在粉碎区边缘即 $r=R_C$ 时,爆扩过程结束,最终的爆腔半径为:

$$R_0 = \left[R_C^2 - (R_C^2 - r_0^2) \cdot \frac{\rho_m}{\rho_r} \right]^{\frac{1}{2}} \quad (3.7)$$

ρ_m 可用以下方法求得:

在孔壁处, 冲击波后岩石状态参数满足以下两式:

$$\rho_0 = \rho (R - v) \quad (3.8)$$

$$D_0 = a + bv_0 \quad (3.9)$$

式中: D_0 -孔壁处冲击波波速; a , b -岩石试验常数。

因此:

$$\rho_r = \frac{a + bv_0}{a + (b-1)v_0} \rho_m \quad (3.10)$$

3.2.1 冲击波能量分布

冲击波能量主要消耗在扩大爆腔、产生裂隙和引起岩石弹性变形上。以单位装药长度计, 在不耦合装药条件下, 炸药的化学潜能为:

$$E_0 = \pi r_0^2 Q \rho_0 \quad (3.11)$$

式中: Q -炸药的爆热。

(1) 形成爆腔消耗的能量 E_1

冲击波能量消耗等于冲击波对岩石所做的功。在爆腔扩张过程中冲击波所做的功为:

$$W_1 = \int_{r_0}^{R_0} 2\pi r p_r dr \quad (3.12)$$

将岩石中冲击波峰值压力的衰减规律:

$$p_r = p_m \left(\frac{r_0}{r} \right)^3$$

代入上式并积分得:

$$E_1 = W_1 = 2\pi r_0^2 p_m \left(1 - \frac{r_0}{R_0} \right) \quad (3.13)$$

因此形成爆腔消耗能量占总炸药能量的比率:

$$\eta = \frac{E_1}{E_0} = \frac{2P_m}{\rho_0 Q} \left(1 - \frac{r_0}{R_0} \right) \quad (3.14)$$

(2) 产生径向裂隙消耗的能量 E_2

粉碎区外应力波的峰值为:

$$S_r = p_m \left(\frac{r_0}{r} \right)^2 \quad (3.15)$$

$$\sigma_\theta = \lambda p_m \left(\frac{r_0}{r} \right)^2 \quad (3.16)$$

设径向 r 处的切向应力 σ_θ , 该处对应的裂隙长度为 a , 若 $\sigma_\theta > \sigma_t$ 裂隙将扩展, 以 δ_a 表示由 σ_θ 引起的径向裂隙扩展量。

据岩石断裂力学原理，裂隙端部的切向应力和切向位移可分别表示成：

$$\sigma_{\theta} = \frac{k_2}{\sqrt{2\pi\alpha}} \quad (3.17)$$

$$u_{\theta} = \frac{k_1}{E_m} \sqrt{\frac{\delta_a - a}{2\pi}} (1 + \nu)(k + 1) \quad (3.18)$$

式中的系数 K 与岩石的应力应变状态有关，炮孔柱状装药爆破破岩可以平面应变问题解之， $K = (3-4\nu)$ ， k_1 和 k_2 分别对应于裂隙长度为 a 和 $a + \delta$ 时裂隙端部的应力强度因子。因 δ 为一无穷小量，即可认为 $k_2 = k_1$ 。

因此将式(17)(18)代入式(16)并积分得

$$\delta_w = \frac{k_1^2 \delta \alpha}{E_m} (1 - \nu^2) \quad (3.19)$$

因此在裂隙扩展过程中切向应力所做的功为：

$$w_2 = n \int_0^{r_0} \delta_w dr = \int_0^{r_0} \frac{nk_1^2}{E_m} (1 - \nu^2) dr \quad (3.20)$$

在以(16)(18)式代入(此时裂隙长度以 r 表示)上式积分得：

$$w_2 = \frac{\pi \lambda^2 (1 - \nu^2) p_m^2 r_0^2}{E_m (1 - \alpha)} \left[\left(\frac{R_l}{r_0} \right)^{2(1-\alpha)} - 1 \right] \quad (3.21)$$

式中的 n 为径向裂隙的条数，一般来讲，径向裂隙均匀发展是不可能的，主导裂隙从裂隙区上是突出发展，而有实验所得的主导裂隙一般为4~12条，在计算时，取平均数 $N=8$ 。

所以产生裂隙消耗的能量占爆炸总能的比率：

$$h_2 = \frac{E_2}{E_0} = \frac{W_2}{E_0} = \frac{l^2 n (1 - \alpha^2) p_0^2}{r_0 E_m q (1 - \alpha)} \left[\left(\frac{R_l}{r_0} \right)^{2(1-\alpha)} - 1 \right] \quad (3.22)$$

3.2.2 震动因炸药能量消耗

震动圈，炸药爆炸所产生的震动圈。炸药爆炸所产生的能量在压碎圈和裂隙圈内消耗了很多。在裂隙圈以外的介质中不再对介质产生破坏作用而只能使介质质点发生弹性振动，直到弹性振动波的能量完全被介质吸收为止。该作用圈的范围比前两个大得多，称为震动圈。

在震动圈内，应力波只能引起岩石的弹性变形。单位体积内岩石的弹性变形能为：

$$\begin{aligned}
 d_e &= \frac{1}{2}(s_r e_r + s_\theta e_\theta) \\
 &= \frac{1}{2E_m}(s_r^2 + s_\theta^2) \\
 &= \frac{s_r^2}{2E_m}(1+l^2)
 \end{aligned} \tag{3.23}$$

式中: ε_r , ε_θ —径向应变和切向应变。

因此引起岩石弹性变形消耗能量为:

$$E_3 = \int_0^{R_e} 2p_r d_e d_r = \frac{P(l+l^2)}{E_m} \int_0^{R_e} r s_r^2 d_r \tag{3.24}$$

积分上限 R_e 是岩石弹性变形的范围。

将式(15)代入积分得:

$$E_3 = \frac{P(l+l^2)r_0^2 p_m}{2E_m(a-l)} \left[\left(l - \frac{r_0}{R_e} \right)^{2(a-l)} \right] \tag{3.25}$$

以 $R_e \rightarrow \infty$ 考虑, 可得 E_3 的极限值为:

$$E_3 = \frac{P(l+l^2)r_0^2 p_0}{2E_m(a-l)} \tag{3.26}$$

因此消耗在岩石弹性变形上的能量占炸药爆炸中能量的比率为:

$$H_3 = \frac{E_3}{E} = \frac{(l+l^2)p^2 m}{2r_3 E_3(a-l)Q} \tag{3.27}$$

3.3 炮孔堵塞对飞石的影响

在矿山实际生产过程中, 对于飞石的可控制因素主要有优选爆破参数、慎重选择炮位、提高堵塞质量、用适宜炸药和装药结构, 一般来讲, 在爆破时炮位, 炸药和装药结构都是不变的, 那么就需要在堵塞时合理的确定堵塞长度。

合理的堵塞长度可以使爆生气体充分发挥“气楔”作用, 使岩石获得破碎, 并且减少爆破飞石的危害。

3.3.1 合理的堵塞长度

在最优堵塞长度下, 堵塞长度应满足临界条件

$$t = t_p \tag{3.28}$$

即堵塞物在冲出炮孔前的一瞬间岩石破碎过程应当刚完成, 式中

t —堵塞物在炮孔整体运动时间, t_p —岩体破碎所用时间。

而其中堵塞材料在炮孔作用时间包括填塞物受冲击波压缩时间 t_1 和填塞材料在炮孔运动时间 t_2 。即：

$$t = t_1 + t_2 \quad (3.29)$$

由于冲击波的传播速度极快，而堵塞材料在炮孔中运动速度较慢，故可以忽略冲击波压缩作用时间 t_1 ，近似认为：

$$t = t_2 = t_p \quad (3.30)$$

由爆炸力学和应力波理论可知，破碎成块所需要时间 t_p 为：

$$t_p = \frac{2w}{c_p} + \frac{w}{c_r} \quad (3.31)$$

式中： t_p —岩体破碎成块所需要的时间；

w —炸药中心到自由面的最短距离；

c_p —岩体中纵波速度，m/s；

c_r —岩体中表面横波速度，m/s。

将式 (3-31) 代入式

$$t = \sqrt{\frac{2l_d}{a}} = l_d \sqrt{\frac{2d_r}{(d - 2l_d l_f) p_0}} \quad (3.32)$$

得：

$$2d\rho l_d^2 + 2\left(\frac{2w}{c_p} + \frac{w}{c_r}\right)\lambda f p_0 l_d - \left(\frac{2w}{c_p} + \frac{w}{c_r}\right)^2 d p_0 = 0 \quad (3.33)$$

解方程得：

$$l_d = \frac{\sqrt{\left(\frac{2w}{c_p} + \frac{w}{c_r}\right)^4 \lambda^2 f^2 \rho_0^2 + 2\left(\frac{2w}{c_p} + \frac{w}{c_r}\right)^2 d^2 \rho p_0} - \left(\frac{2w}{c_p} + \frac{w}{c_r}\right)^2 \lambda f \rho_0}{2d\rho} \quad (3.34)$$

其中：

$$c_p = \sqrt{\frac{E_d(1-u_d)}{r(1+u_d)(1-2u_d)}} \quad (3.35)$$

$$c_r = 0.92 \sqrt{\frac{E_d}{2r(1+u_d)}} \quad (3.36)$$

$$\lambda = \frac{u_d}{1-u_d} \quad (3.37)$$

式中： E_d —介质的弹性模量，取 45~142GPa

u_d —岩石动态泊松比， $u_d=0.8u$ ， u 为岩石静态泊松比，取 0.10~0.15。

3.3.2 辽宁首钢合理堵塞长度计算

首钢硼铁矿实际参数如下： $w=8.0\text{m}$ ，堵塞物与孔壁滑动摩擦系数取 0.2；炸药密度 $\rho_0=900\text{kg/m}^3$ ；炸药爆速 $C_0=3800\text{m/s}$ ；炮孔直径 $d=250\text{mm}$ ；堵塞物密度 $\rho=1800\text{kg/m}^3$ 。将参数代入公式（3-34）得 $l_d=7.56\text{m}$ 。

3.4 本章小结

本章首先介绍了目前三种爆破机理，指出了爆破是由爆生气体和冲击波共同作用的结果，对于爆破飞石而言，更多的是由于爆破第二阶段冲击波作用结果，接下来又详细的对爆破每一过程进行了分析，特别是冲击波能量做功阶段和能量分布如何。

由于在具体的矿山操作可控环节中，在保证爆破质量的前提下，一般来讲，单孔装药量在很小范围内浮动，所以有必要确定堵塞高度，良好的堵塞也是控制飞石的有效手段，所以在本章最后又介绍了堵塞公式，并且计算出适合首钢硼铁矿的合适堵塞高度。

对于堵塞料，首钢硼铁矿在爆破时一般在夏季选择钻机钻出的岩渣作为堵塞料，在冬季时则选用磁尾作为堵塞料。

第4章 飞石分析过程

4.1 矿山爆破拍摄过程

4.1.1 仪器简介

本次论文试验采用东北大学从加拿大进口的高速摄像系统。该仪器型号为 Blaster's Ranger，由加拿大 MREL 公司生产，属于爆破过程记录分析专用仪器，其技术指标处于国际领先水平，系统由主机，三脚架、电池，接收器和遥控触发器及连线等部分组成，仪器外观如图 4.1 所示。



图 4.1 Blaster's Ranger 高速摄像系统
Fig.4.1 High-speed Video system Blaster's Ranger

该系统主机采用 CMOS 传感器，最高分辨率可达到 1280×1024 ，使用该分辨率时摄速率最高可达到 500f/s ，而当采用 1280×32 分辨率时，拍摄速率可达到 16000f/s ，镜头焦距为 $16 \sim 160$ ，光圈最大为 2。

该系统开机后采用循环记录模式，用最新的图像覆盖前面的图像直到触发后停止，如图 4.2 所示。其触发形式灵活，可精确地控制存储事件发生前后保存在存储器中图像的数量。在记录不可预测的事件时，该仪器提供了 25%、50%、75% 触发模式。例如，

选择 25%触发模式，那么在摁下触发器瞬间，仪器会自动将内存分成四份，前 1/4 用于记录触动触发器之前的事件图像，后 3/4 用于记录触动触发器之后的事件图像。

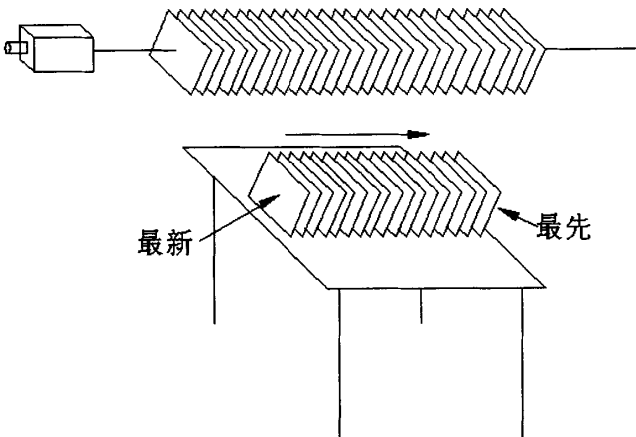


图 4.2 记录模式示意图
Fig.4.2 The record model

该仪器配备一对 2.4GHz 的接收器/发射器，提供远距离遥控功能。这种传播频率全球范围通用，采用频率跨跃传播频谱技术，能提供更可靠的信号，传播范围可达 1km。专门用于拍摄爆破过程等具有危险性的事件过程。

4. 1. 2 MAS 软件简介

(1) MAS 软件概述

MAS 软件为加拿大 MREL 公司开发，属于高速过程专用分析软件，技术水平也达到了国际领先水平，分析结果直观、明了，该软件支持 AVI、BAYER、BMP、JPEG、PNG、TIFF 五种格式的文件，能够将拍摄到的视频文件以上述五种格式进行播放分析，播放速度可在 1/10~30 幅/S 之间任意选取。

(2) MAS 软件分析原理

将拍摄到的文件载入 MAS 分析软件，在图像中选取分析对象的特点作为观测点，将其初始位置作为下一个基准点，在之后的分析中以此为参考点，然后逐帧播放，依次跟踪观测点在下一帧的实际位置，而参考点的位置在整个观测过程中不变。

待 MAS 软件分析结束后，将分析文件连续播放，该软件便可自动导出观测点的位移时间参数和速度时间参数，根据其导出的数据便可进一步分析爆破岩石移的位移、速度及加速度和时间的关系并绘制出曲线图。

4. 1. 3 爆破过程拍摄目的

本次拍摄在辽宁首钢硼铁矿，位于辽宁丹东凤凰城，首钢硼铁矿开采时大型机械

很多，每次爆破时需要移动电铲、钻机，如果有合理的爆破飞石计算安全距离，可以提高其生产效率。实验分以下几个步骤：

(1) 通过拍摄选定观测点，在对其用软件分析前，先用传统爆破公式进行分析验证。通过筛选选取适用于露天采矿的爆破飞石距离公式。

(2) 通过 MAS 软件对选定观测点进行软件分析，得出观测点的初始加速度，位移，与实际由爆破公式得出位移进行对比。

(3) 结合实际与由 MAS 软件分析得出的结果，对适用于露天采矿爆破飞石公式进一步优化，得出适用于首钢硼铁矿的爆破飞石距离公式。

4.1.4 摄像选取条件

本次拍摄一共历时两周，由于每次爆破的爆区位置都不相同，并且由于高速摄像对光线要条件要求比较高，所以在拍摄时根据当天的天气及爆区位置选择最佳观测点。该高速摄像系统给出拍摄频率最高达到 1000 帧/秒的拍摄频率，在实际拍摄时，根据当天天气情况，分别选取了 250 帧/秒，2×快门，640×480 分辨率和 500 帧/秒，2×快门，640×480 分辨率。焦距和光圈按照当时拍摄实验环境调节。

4.2 具体实验分析

4.2.1 根据实际拍摄选取爆破飞石适用公式

本次拍摄一共拍了三次，选取其中两次分析，第一次位于首钢硼铁矿北采区 430/418 水平，第二次位于西采区 370/358 水平，所选取的两次爆破均具有代表意义。

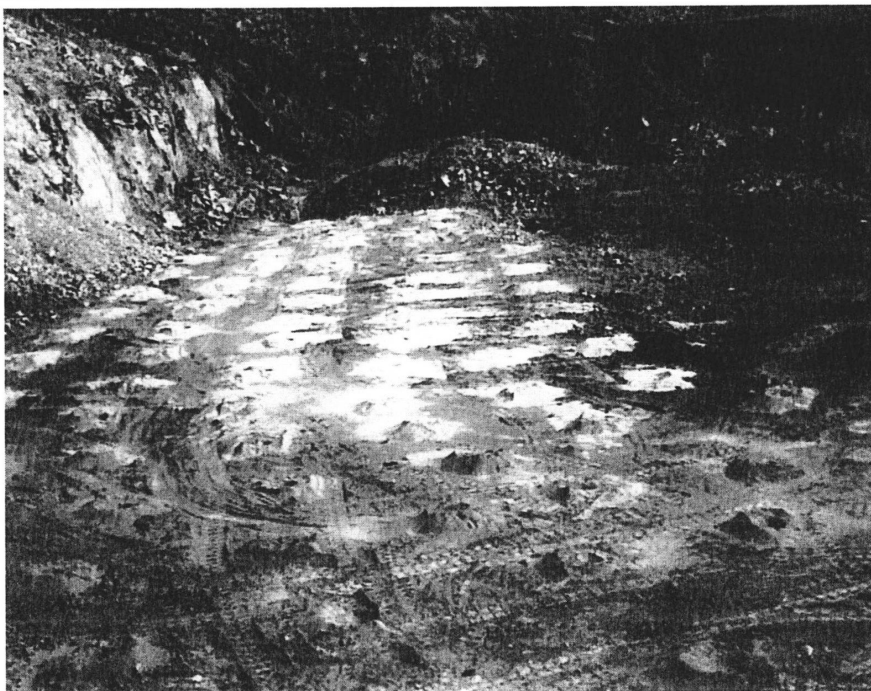


图 4.3 430/418 水平爆区示意图
Fig.4.3 blasting area of 430/418 level



图 4.4 装药现场
Fig.4.4 The scene of blasting charge

本次爆破参数：

(1) 工程概况及爆破参数设计

爆区编号:20120409#,该孔爆区位于硼铁矿 418m 水平,依据岩性、可爆性等确定孔网参数设计如下：

表 4.1 孔网参数
Table 4.1 Hole network parameters

水平	爆破类别	孔数	孔径	孔深	孔距	排距
418	中深孔爆破	75	250mm	16-17	8	8

(2) 爆破器材

电子起爆器一个、乳化炸药 37000 公斤，铵油 6775 公斤。导爆管雷管 251 发

表 4.2 爆破器材
Table 4.2 Blasting equipment

段别	400ms	42ms	65ms	5 段	合计
数量（发）	162	10	65	10	251

(3) 爆区平面示意图

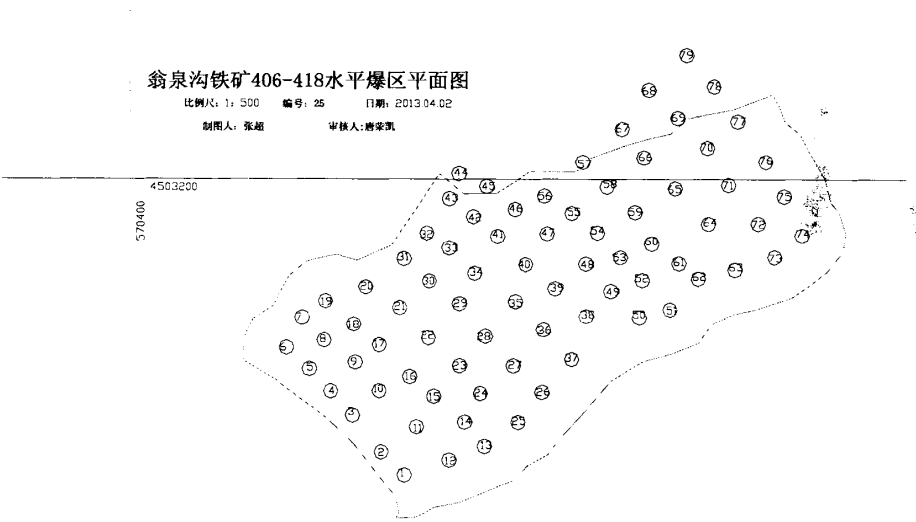


图 4.5 爆区平面示意图
Fig.4.5 Critical area plan sketch

(4) 爆破设计

1) 起爆点及连线设计

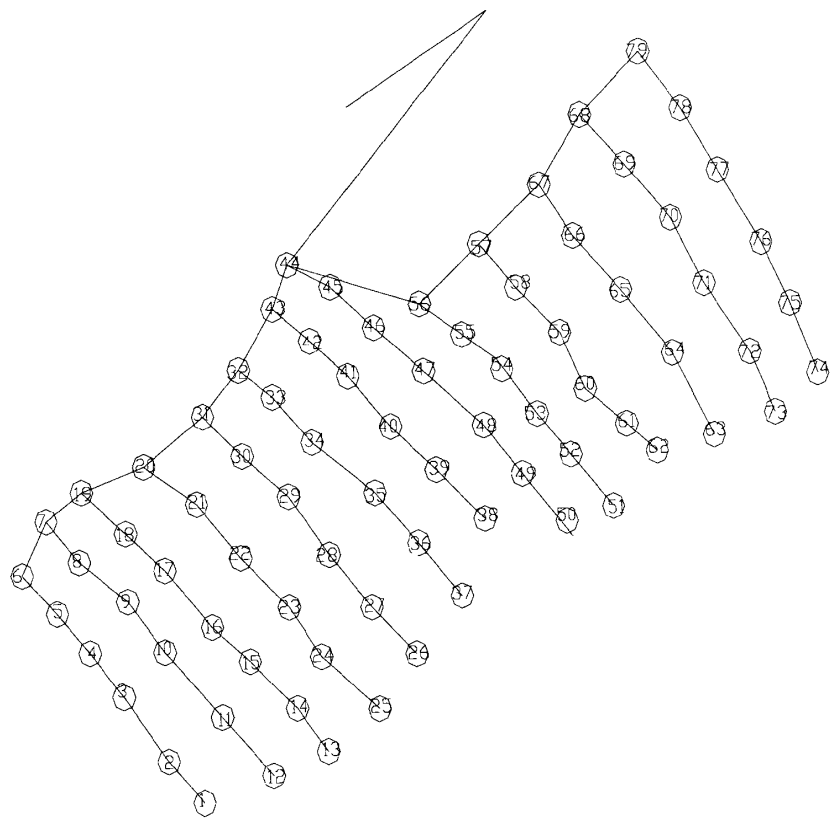


图 4.6 起爆点及连线设计

Fig.4.6 Initiation points and connection design

2) 单孔装药量设计

表 4.3 单孔装药量设计 Table 4.3 Single-hole control design											
孔号	孔深 m	水深 m	药量 kg	孔号	孔深 m	水深 m	药量 kg	孔号	孔深 m	水深 m	药量 kg
1	17		600	26	17	0.5	600	51	17		600
2	17		600	27	17		600	52	17		600
3	17		600	28	17		600	53	16.5		580
4	17		600	29	17		600	54	17		600
5	16.5		580	30	17		600	55	17		600
6	17		600	31	17		600	56	17		600
7	17		600	32	17		600	57	17		600
8	17		600	33	17	0.5	600	58	17		600
9	17	0.5	600	34	16.5		580	59	17	0.5	600
10	17		600	35	17		600	60	17		600
11	17		600	36	17		600	61	17		600
12	17		600	37	16.5		600	62	17		600
13	16.5		580	38	17		600	63	17		600
14	17	0.5	600	39	17		600	64	17		600
15	17		600	40	17		600	65	16.5		580
16	17		600	41	17		600	66	17		600
17	17		600	42	17		600	67	17		600
18	16.5		600	43	16.5		580	68	17		600
19	17		600	44	17		600	69	17		600
20	17		600	45	17		600	70	17		600
21	17		600	46	17		600	71	17		600
22	17	1	600	47	17		600	72	17		600
23	16.5		580	48	17		600	73	17		600
24	17		600	49	17		600	74	17		600
25	16.5		600	50	17		600	75	17		600

4.2.2 爆破公式分析

在用高速摄像对爆破进行拍摄前，先利用传统爆破飞石公式进行预估算，根据已知条件，分别选取绪论当中公式（1.4），（1.5），（1.6），（1.17）三个传统意义上的经验公式，根据公式（1.4）：

$$R = 20Kn^2w$$

因为是中深孔爆破选取 K 值 1.5，最小抵抗线取平均值 7.5m，爆破作用指数 $n=r/w$ ，由爆破设计条件 $n=0.53$ ，通过计算可得 $R=192m$ 。

根据公式（1.5）：

$$R = KD$$

在我们爆破过程中，用毫米 mm 表示直径，所以取 $K=1.57$ ，由此可得 $R=392m$ 。

根据日本火炸药保安协安公式（1.6）：

$$R = 144q - 29$$

根据矿山地形条件， q 取 0.6，得出爆破飞石公式 $R=58m$ 。

根据炮孔深度公式（1.17）：

$$R = 80L$$

根据已知条件算得飞石 $R=1180m$ 。

通过分析对比四个爆破飞石经验公式，我们可以看到，每个公式计算的飞石距离都不相同，甚至差别很大。

在利用高速摄像进行分析时，本次试验选取的是三个点，通过观察，在首钢棚铁矿每次爆破时，同等条件下，均有冲炮的产生，而这些冲炮也最有可能引起爆破飞石问题。

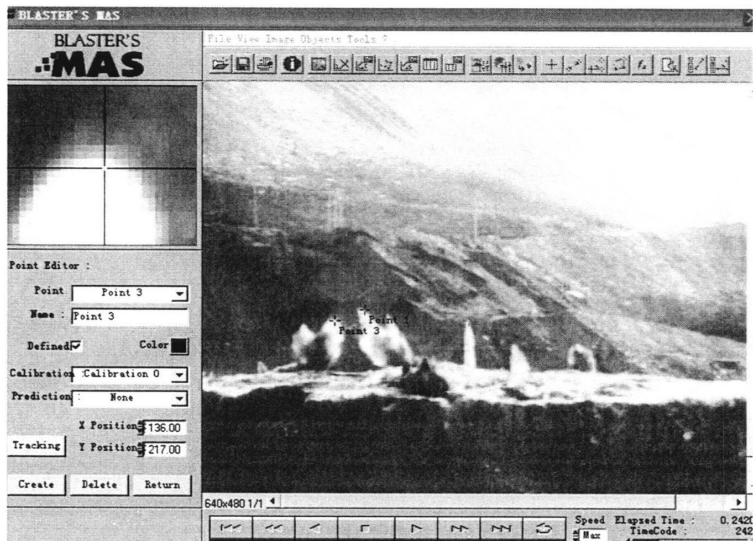


图 4.7 利用 MAS 软件跟踪 3 个冲炮点
Fig.4.7 Use the MAS software tracking 3 rushed shot point

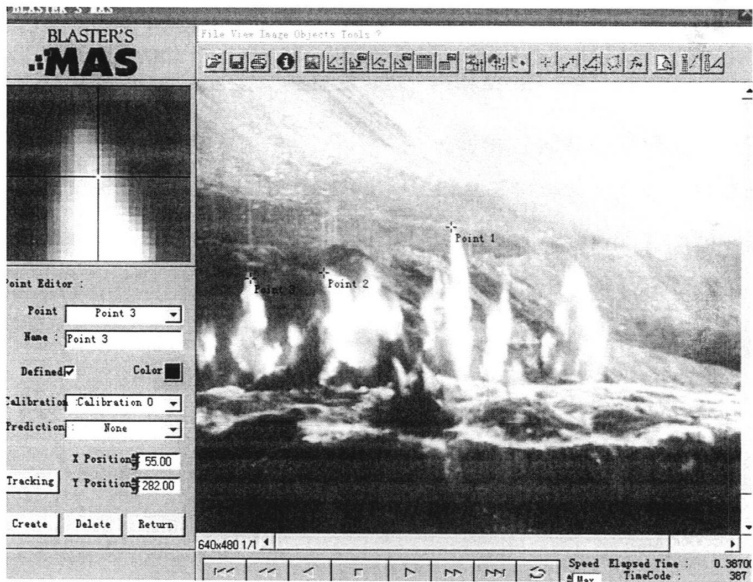


图 4.8 利用 MAS 软件跟踪 3 个冲炮点
Fig.4.8 Use the MAS software tracking 3 rushed shot point

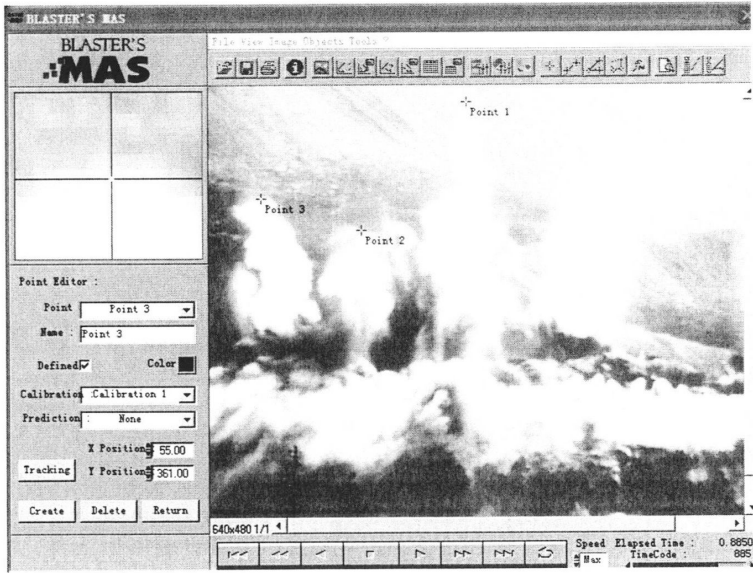


图 4.9 利用 MAS 软件跟踪 3 个冲炮点
Fig.4.9 Use the MAS software tracking 3 rushed shot point

4.3 软件分析

在选取三个冲炮点后，分别利用 MAS 软件进行分析，得出炮石飞出初速度，飞行距离，然后利用所选公式进行验证。

软件分析过程中，首先进行校准，本次试验所选用台阶 12m 高，以此为基准，确定图与实际比例为 0.0985。

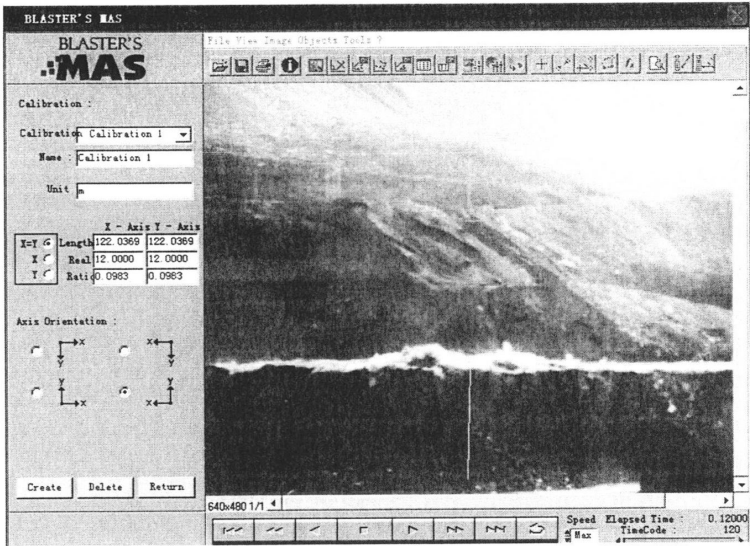


图 4.10 软件校准
Fig.4.10 The software calibration

(1) 3 号点分析

分析原理：在用 MAS 软件进行爆破分析时，首先选取该点，定位于位置功能键，按图片格式一张一张推进，直到所截取的爆破过程结束，然后把点定位于速度功能键，再一张张推进，直到结束，以上工作做完后，既可以用软件连线功能，方程模式选取所需功能进行分析，本次试验所选取的是速度和位移功能，在设定好之后，软件即可得出结果。

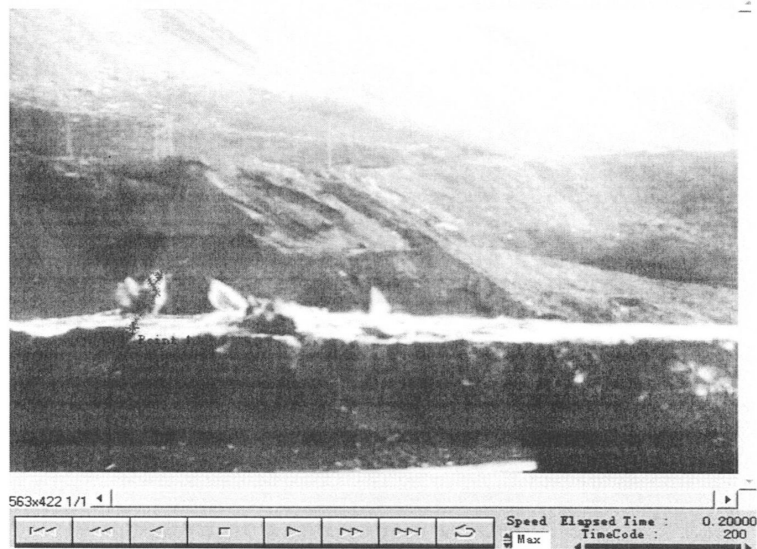


图 4.11 3 号点软件分析过程
Fig.4.11 Software analysis process of 3 point

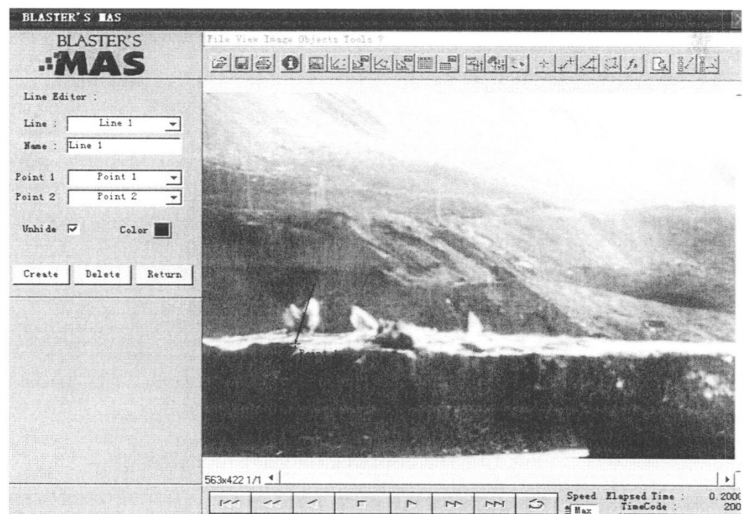


图 4.12 3 号点软件分析过程
Fig.4.12 Software analysis process of 3 point

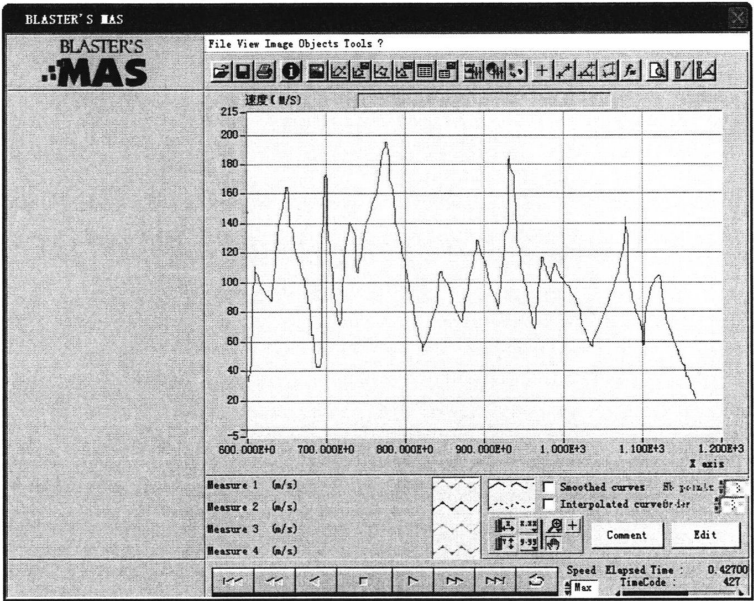


图 4.13 3 号点速度曲线
Fig.4.13 Speed curve of 3 point

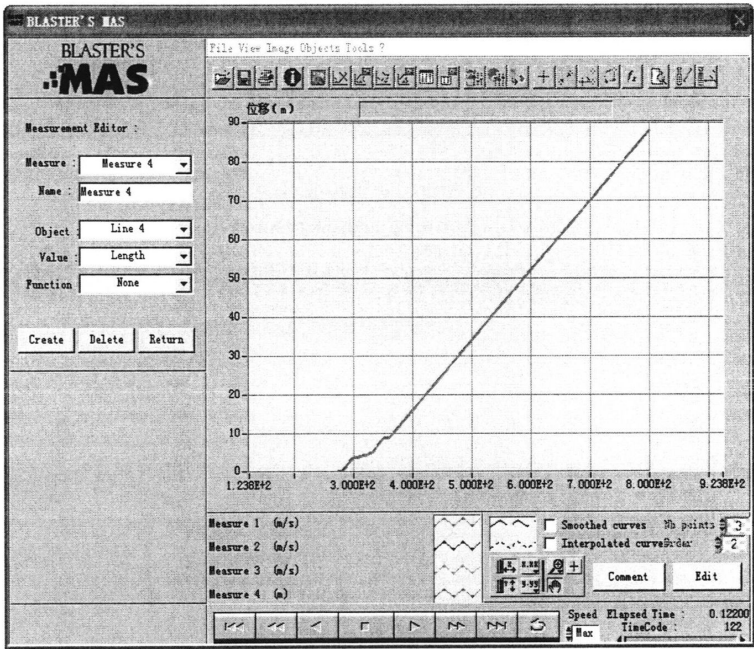


图 4.14 3 号点位移曲线
Fig.4.14 The displacement curve of 3 point

所要说明一点，在用 MAS 软件分析飞石的速度时，由于飞石在每幅图片上移动距离非常小，所以在描点时会出现上下浮动，所得出的速度曲线结果会呈现波浪形，但是

整体走势会是曲线，本论文要求的速度是飞石刚冲出炮孔时的速度，其结果并不被速度曲线影响。

如图 4.12 所示，观察点从炮孔喷出速度达到 32m/s，所能达到的最高速度为 186m/s。之后速度趋于下降，直到达到最高点。

根据绪论中索引公式（1-2）：

$$l = \frac{u_0^2 \times \sin 2\theta}{g}$$

θ 为飞石飞出角度，取 15° ，计算爆破飞石飞行距离 $L=98.9\text{m}$ 。

（1）1 号点位分析

在分析完 3 号点位后，与其相隔的 3 号点位进行分析，把 2 号点位留作对比点位，在分析 1 号点位时，同样先截取点以位置功能推进，然后再以速度功能结束，最后用方程功能进行分析。

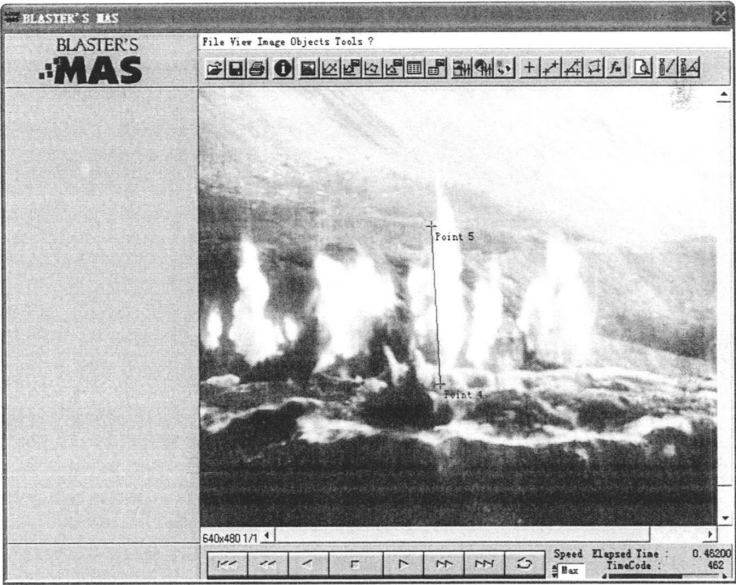


图 4.15 1 号点软件分析过程
Fig.4.15 Software analysis process of 1 point

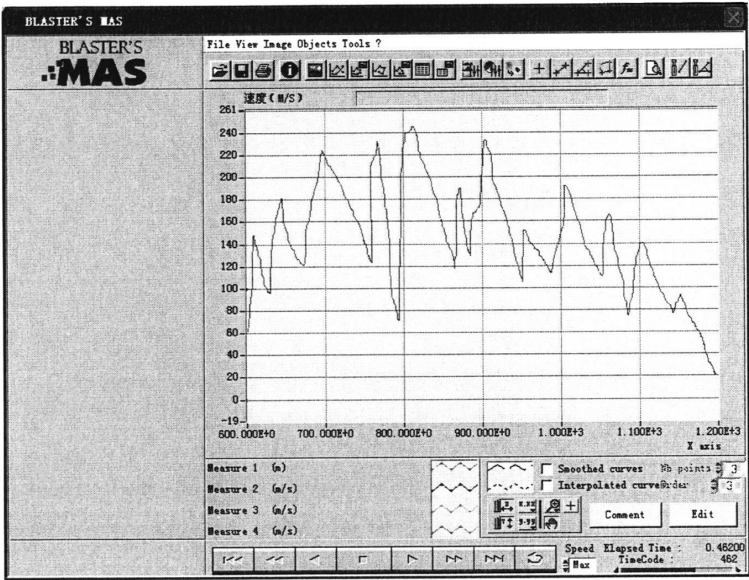


图 4.16 1 号点速度曲线
Fig.4.16 Speed curve of 1 point

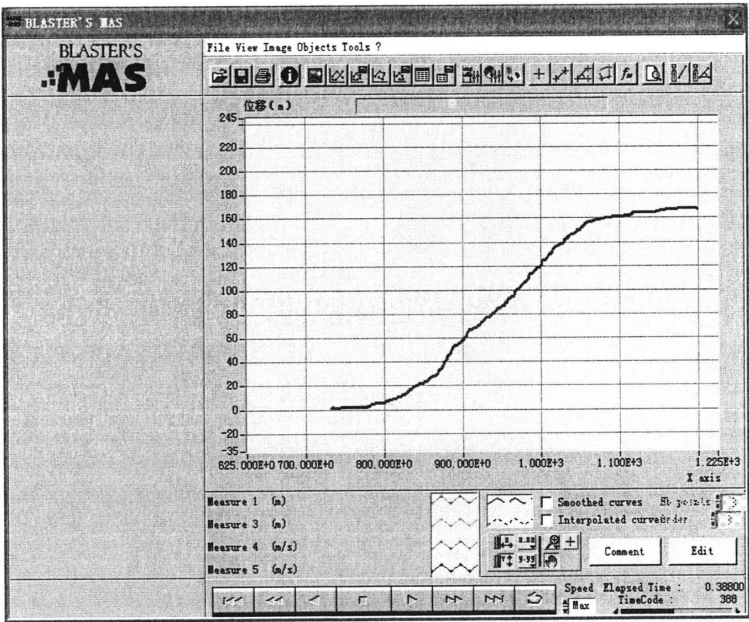


图 4.17 1 号点位移曲线
Fig.4.17 The displacement curve of 1 point

如图 4.15 所示,观测点从炮孔飞出初始速度达到 61m/s,所能达到最高速度 241m/s,根据绪论中索引公式 (1-2) :

$$l = \frac{u_0^2 \times \sin 2\theta}{g}$$

θ 为飞石飞出角度,取 15° , 计算爆破飞石飞出距离 $L=129.8\text{m}$ 。

通过软件分析测量距离图 4.16。可以看出,通过软件实际测量的距离比由公式所计算的飞石距离要大。

(2) 2 号点为分析

在分析完 3 号和 1 号点位后,可以看到,用飞石公式所算的距离较大,而实际大爆破时并没有达到其所算距离,所以分析 2 号点位验证。

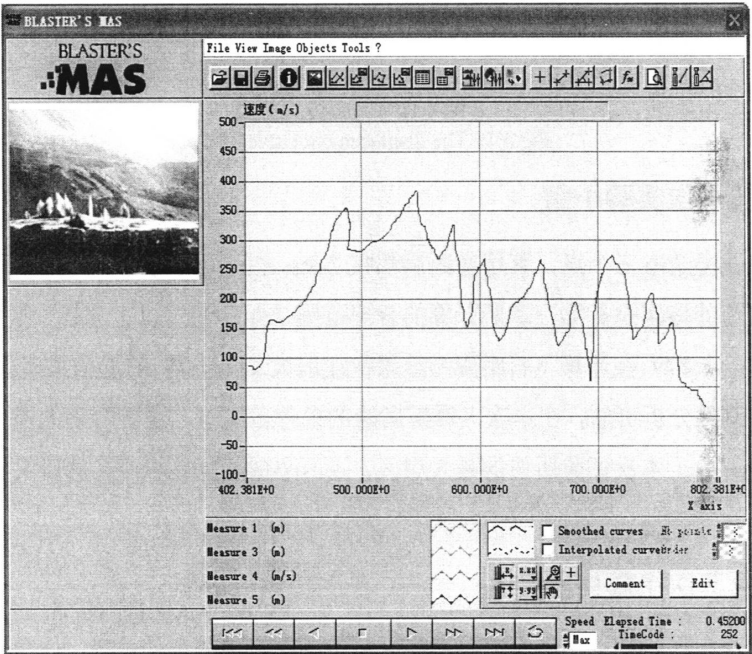


图 4.18 2 号点速度曲线
Fig.4.18 Speed curve of 2 point

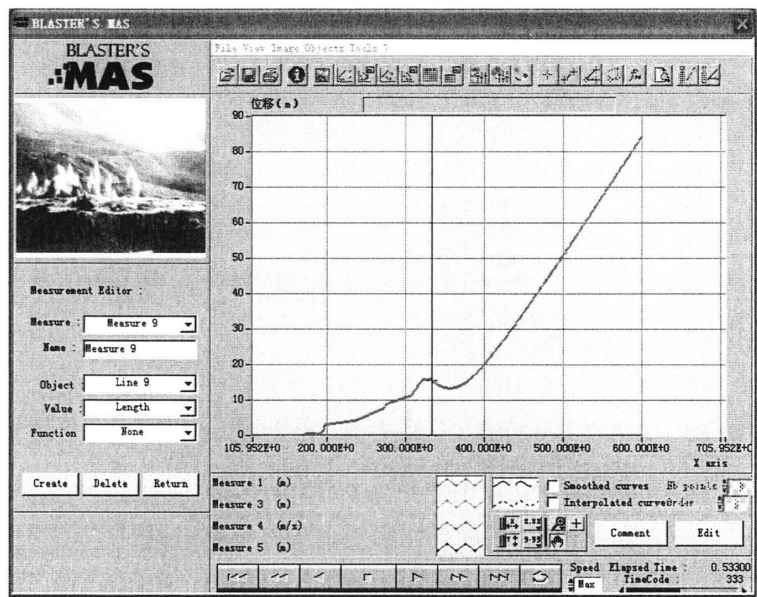


图 4.19 2 号点位移曲线
Fig.4.19 The displacement curve of 2 point

4. 3. 1 第一次实验小结

本次试验选取三个点，其堵塞距离都在 7-8m 之间，因为现场装药是人工进行，所以可以认为其堵塞是有第三章所计算的合理范围 7.5m。通过以上分析，传统的经验公式（1.4），（1.17）在计算飞石距离时结果往往偏大,而（1.7）所选公式所计算结果又偏小，通过软件分析可知，在本次大爆破所给的条件范围下，设备合理的避炮范围应该在 100-150m。由于本次试验所选的是大爆区，飞石事故相对比较小，所以又做了第二次实验。

4. 3. 2 第二次小爆区实验

在矿山生产过程中，经常出现根底、大块等比较难处理的情况，给采掘、生产造成了很大麻烦，所以需要进行小爆破来处理根底，大块。而在矿山生产安全中，小爆破更值得引起我们注意，如果避炮距离不够，将会对设备，人员安全造成很大威胁。本次小爆区实验选取在首钢硼铁矿 380/372 水平，为处理根底爆区。

在处理根底和大块时，矿山使用潜孔钻，钻孔直径 110mm，一般钻 7~8m 的孔，在装药时，堵塞的一般在 2~3m。

(1) 本次爆破参数：

爆区编号：20120416[#]，该孔爆区位于硼铁矿 370 米水平，依据岩性、可爆性等确定孔网参数设计如下：

表 4.4 孔网参数
Table 4.4 Hole network parameters

水平	爆破类别	孔数	孔径	孔深	孔距	排距
370	小孔爆破	16	90mm	7-8 米	3	3

(2) 装药量设计

表 4.5 单孔装药设计
Table 4.5 Single-hole control design

孔号	孔深	水深	药量	孔号	孔深	水深	药量
1	8		220	9	8		220
2	8		220	10	7.5		200
3	7.5		200	11	8		220
4	8		220	12	8		220
5	8		220	13	8		220
6	8		220	14	7.5		200
7	7.5		200	15	8		220
8	8		220	16	8		220

(3) 传统经验爆破公式

和第一次分析类似，先用传统经验爆破公式进行计算，依然是选取公式(1.4)，(1.5)，(1.6)，(1.17)。

$$R=20Kn^2w$$

因为是中深孔爆破选取 K 值 1.2，最小抵抗线取平均值 7.5m，爆破作用指数 $n=r/w$ ，由爆破设计条件 $n=0.5$ ，通过计算可得 103m。

根据公式 (1.5)：

$$R=KD$$

在我们爆破过程中，用毫米 mm 表示直径，所以取 K=1.57，由此可得 R=141.3m。

根据日本火炸药保安协安公式 (1.6)：

$$R=144q-29$$

根据矿山地形条件，q 取 0.8，得出爆破飞石公式 R=86.3m。

根据炮孔深度公式 (1.17)：

$R = 80L$

根据已知条件算得飞石 $R=640m$ 。

通过以上计算可以看出，在露天矿进行根底处理爆破时，飞石的威胁性很大，但是现行的爆破飞石距离指导公式计算结果有很大差异，此次爆破的堵塞范围在 2~3m，可以与大爆破形成对比。

(4) 软件分析

同样，在分析之前，进行校对，校对标准仍然按照采场台阶标准高度 12m 作为参照。



图 4.20 软件校准
Fig.4.20 The software calibration

1) 在进行校准之后，选取第 1 点先进行分析，过程如同前面深孔爆破分析，在拍摄浅孔爆破时，需要注意高速摄像不能离爆区过近，为了增加清晰度，此次拍摄选取的拍摄频率 500 帧/秒，2×快门，640×480 的分辨率。

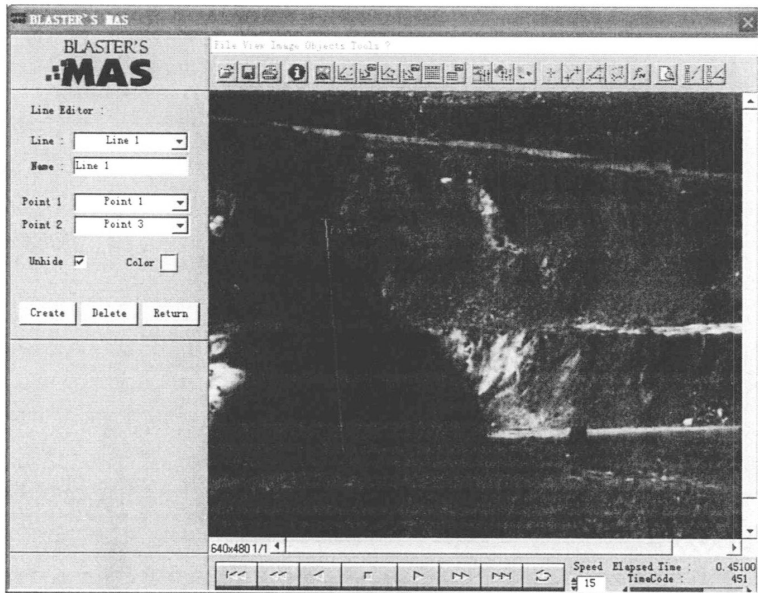


图 4.21 第一点软件分析过程

Fig.4.21 Software analysis process of the first point

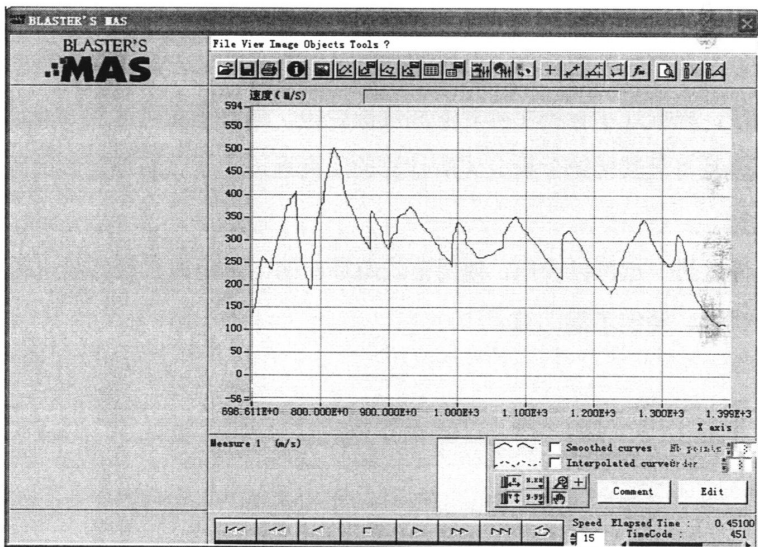


图 4.22 第一点速度曲线

Fig.4.22 Speed curve of the first point

如图所示，观测点从炮孔飞出初始速度达到 146m/s，所能达到最高速度 505m/s，根据绪论中索引公式（1.2）：

$$l = \frac{u_0^2 \times \sin 2\theta}{g}$$

θ 为飞石飞出角度，取 15° ，计算爆破飞石飞出距离 $L=729\text{m}$ 。

通过软件分析测量距离如下图：

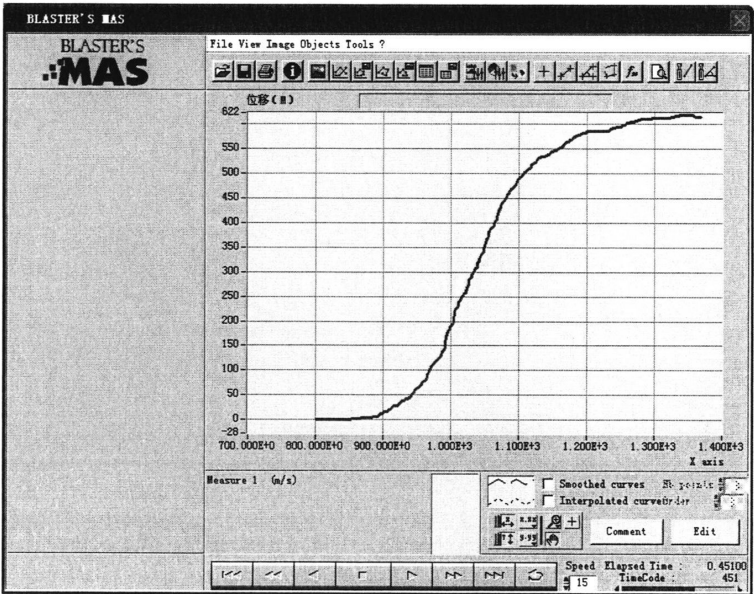


图 4.23 第一点位移曲线
Fig.4.23 The displacement curve of the first point

通过以上计算，可以看出，由软件分析得出的距离比公式计算的距离要大，在实际爆破过程中，根据辽宁首钢实际观测和爆破经验，最远飞石可达到 800m 以上，虽然几率很小，但是可见其传统分析公式所计算的距离远远小于飞石能达到的距离。

第 2 点分析

2) 通过第一点可以看出，使用公式所算出的飞石距离比软件测出的距离要大，为了增加准确性，测定了第二点。

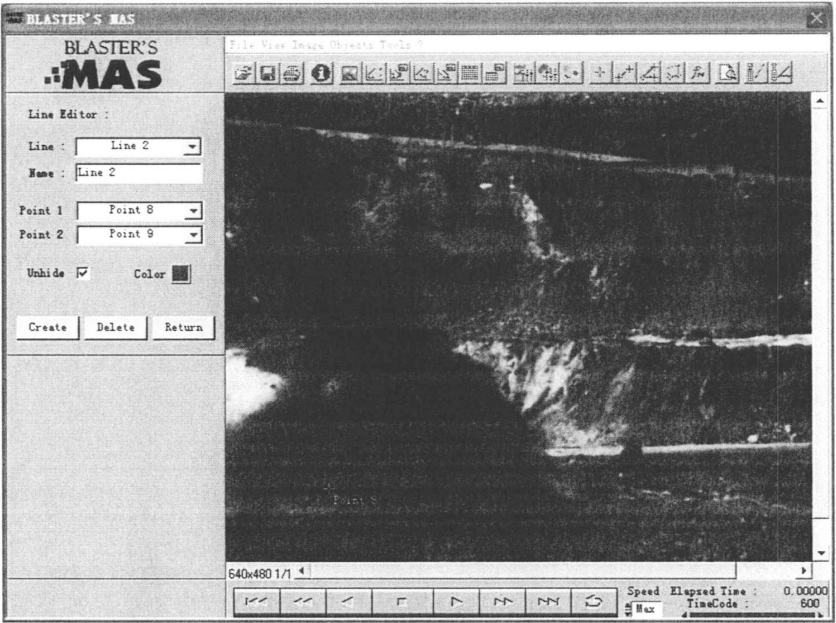


图 4.24 第二点软件分析过程
Fig.424 Software analysis process of the second point

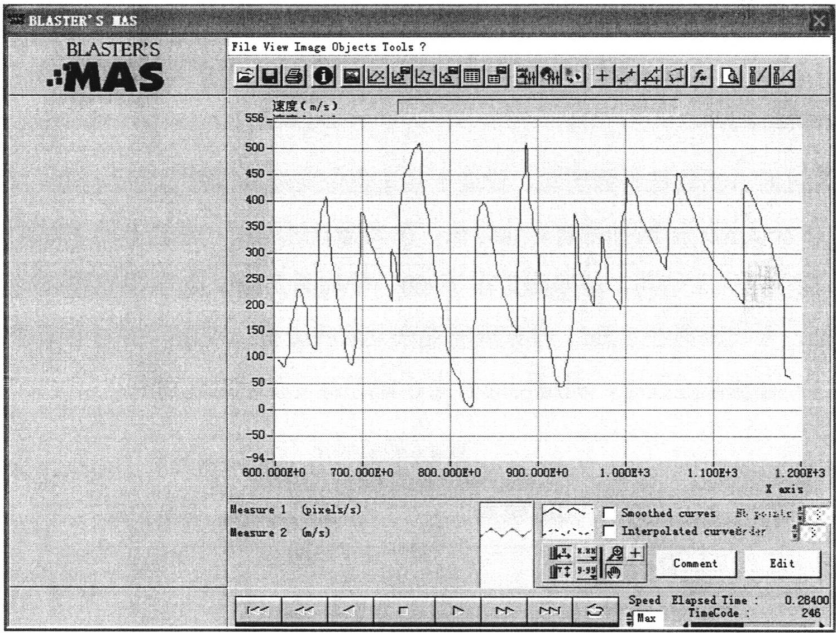


图 4.25 第二点速度曲线
Fig.425 Speed curve of the second point

如图所示,观测点从炮孔飞出初始速度达到 99m/s,所能达到最高速度将近 500m/s,根据绪论中索引公式 (1-2) :

$$l = \frac{u_0^2 \times \sin 2\theta}{g}$$

θ 为飞石飞出角度，取 15° ，计算爆破飞石飞出距离 $L=642.85\text{m}$ 。

通过软件分析测量距离如下图：

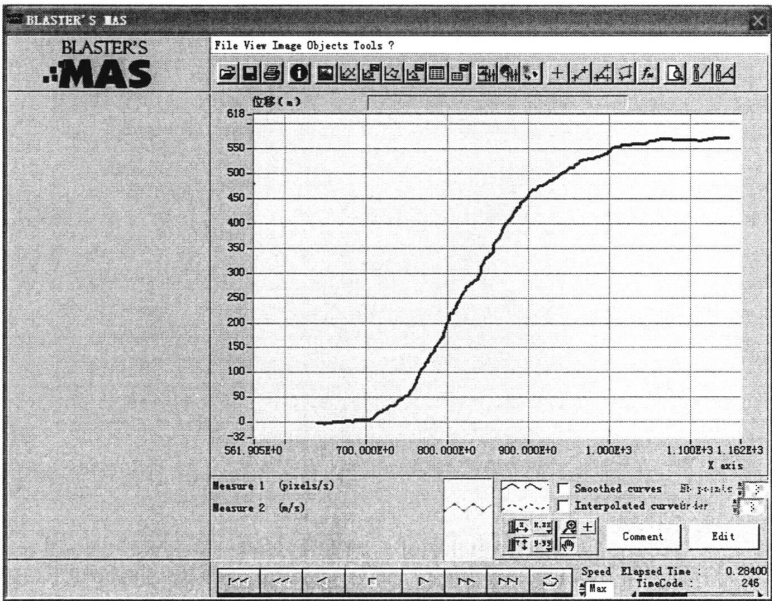


图 4.26 第二点位移曲线
Fig.26 The displacement curve of the second point

4. 4 本章小结

通过对首钢硼铁具体实验，借助于高速摄像对爆破过程进行了分析，在对飞石问题上，本次试验采用两种堵塞对比方法，在大爆破过程中，根据第四章所计算堵塞合理距离，由于是人工装药，堵塞确定在 7~8m，平均是 7.5m，对于根底爆破时，堵塞距离在 2~3m，平均距离在 2.5m。根据现场观察及软件分析，可以得出如下结论：

(1) 在爆破过程中，利用传统公式计算所得飞石距离分别为：

表 4.6 距离对比
Table 4.6 contrast of distance

爆破类型	深孔爆破	根底爆破
$R = 20Kn^2w$	192m	103m
$R = KD$	392m	141.3m
$R = 144q - 29$	58m	86.3m
$R = 80L$	1180m	640m

利用软件分析得出距离：

表 4.7 软件分析距离
Table 4.7 distance of software analysis

深孔爆破		根底爆破	
1 号点	98.9m	第一点	729.8m
3 号点	129.8m	第二点	642.85m

（2）国家规定爆破安全距离，对于深孔爆破安全距离大于 200m，对于浅眼爆破爆破安全距离大于 300m。通过对比可以得出在进行深孔爆破时，对比实际观察和软件分析结果，我们应选择 $R=20Kn^2w$ 作为爆破时飞石距离参考公式，但是其 k 值应选取 1.5~2.0 范围内。在进行浅眼爆破时，对比实际观察和软件分析结果，应选取 $R=80L$ 作为爆破时飞石距离参考公式，而在实际应用中， L 取值应在 6~8m。

（3）通过对首钢硼铁实际调研，发现目前在爆破时，深孔爆破避炮距离过大，一般达到 500m 以上距离，而浅眼爆破时距离又过小。采用合理公式进行指导对生产效率和安全都有提高。

此页不缺内容

第 5 章 结论与展望

5.1 结论

矿山爆破技术发展到目前为止,已经有了很大的进步,而矿山爆破安全一直是爆破过程中考虑的重要问题。近年来,随着高速摄像技术的快速发展,为爆破过程观测也提供了有力技术支持,通过对首钢硼铁矿实地调研,结合现场观测软件分析,得出了具有参考价值的结果。

本文在前人所做的研究基础上,继续深入研讨了一些问题,尤其是关于爆破飞石距离公式对具体地质条件的应用方面,主要由以下几方面工作:

(1) 在查阅大量文献后,总结了计算爆破飞石飞散距离的常用公式,并且指出每个公式所应用的条件,适用范围,在此基础上,选择适用于露天采矿的公式,在下一步分析做准备。

(2) 对本次试验地辽宁首钢硼铁矿有了详细的调研,了解其矿山地质环境,矿石和岩石的性质,爆破所使用炸药规格,爆破参数及作业设备的都有了详细的了解,在此基础上,利用高速摄像对其爆破进行拍摄。

(3) 对目前爆破理论进行了总结,尤其是爆破时冲击波做功的能量分布,在此基础上利用能量时间相等原理,推导出最优堵塞长度公式:

$$l_d = \frac{\sqrt{\left(\frac{2w}{c_p} + \frac{w}{c_r}\right)^4 \lambda^2 f^2 \rho_0^2 + 2\left(\frac{2w}{c_p} + \frac{w}{c_r}\right)^2 d^2 \rho p_0 - \left(\frac{2w}{c_p} + \frac{w}{c_r}\right)^2 \lambda f \rho_0}}{2d\rho}$$

根据实际地质条件,算的适合辽宁首钢硼铁矿的堵塞距离应为 7.56m。

(4) 通过现场在硼铁矿 382/370 水平深孔爆破试验实地试验,并结合 MAS 软件分析可得,对于深孔爆破,应选取经验公式 $R = 20Kn^2w$ 作为飞石安全距离指导公式,而且其 K 值选取范围应在 1.5~2.0 范围内。在进行浅眼爆破时,应选取公式 $R = 80L$ 作为飞石安全距离指导公式,对于 L 值应选取在 6~8m 范围。

5.2 展望

由于飞石问题研究的复杂性,很难找到一个适用于的所有地质条件,满足各种爆破参数的公式进行安全距离防护,本论文只是借助于高速摄像,在固定的地质条件下,爆破参数一定下对飞石飞行进行了研究,由于本人水平,时间,和精力所限,所研究范围尚有不足,有待于以后进一步研究和探讨:

(1) 本论文对首钢合理填塞长度的理论计算都是建立在假设基础上, 而对于实际现场复杂环境, 尤其对于人工填塞这种不稳定填塞方式, 其合理堵塞范围还应结合实际爆破效果, 采用高速摄影对其进一步进行校验, 使对确定合理的填塞长度和改进爆破技术提供更好的依据。

(2) 所有拍摄的飞石基本只是属于竖直范围, 并没有对临空面的飞石进行研究, 并且由于高速摄像本身设备和拍摄条件的限制, 对堵塞物飞出炮孔后的拍摄有一定误差, 而且对于拍摄次数也尚有欠缺, 以后如果有更合适机会, 可以做多组不同参数爆破试验, 已得到更加准确的结果。

(3) 对于高速摄像 MAS 软件, 其功能非常强大, 但是描点操作很复杂, 这限制了爆破分析的准确性, 希望以后利用高速摄像对爆破进行拍摄时能对其功能有更完善的开发利用, 并且对其分析更加到位。

参考文献

- [1].张志呈, 爆破原理与设计[M].重庆: 重庆大学出版社, 1992,25-36.
- [2].段代刚, 刘峰, 张家权.某露天矿复杂环境下控制爆破开采技术研究[J].露天开采技术, 2007,4:31-32.
- [3].宗琦.城市拆除控制爆破中飞石控制[J].辽宁工程技术大学学报(自然科学版), 2002,21(5):598-561.
- [4].王延武, 刘清泉.地面与地下工程控制爆破[M].北京: 煤炭工业出版社, 1990,36-38.
- [5].钮强.岩石爆破机理[M].沈阳: 东北工学院出版社, 1990,34-37.
- [6].刘建强, 韩旺.铁矿控制爆破飞石探讨[J].矿业快报, 2001,15:8-10.
- [7].李斌峰.控制爆破在大连港专用码头中的应用[J].水运工程, 2003,6:12-15.
- [8].殷延军.控制爆破技术在凹陷露天矿新水平开拓工程中的实践[J].中国钨业, 2002,26(5):10-13.
- [9].陈士海, 高文乐, 于锦伟.复杂环境下的安全爆破技术[J].爆破器材, 2001,30(4):21-23.
- [10].库图佐夫 BH.工业爆破设计[M].北京: 中国建筑工业出版社, 1986,56-58.
- [11].程康, 章昌顺.深孔阶梯段爆破飞石计算方法初步探讨[J].岩石力学与工程学报, 2000,19(4):531-533.
- [12].任翔, 郭学彬.工程爆破飞石及其控制[J].西部探矿工程, 2005,17(12):181-183.
- [13].高金石, 张琦.爆破理论与爆破优化[J].西安: 西安地图出版社, 1993,27-28.
- [14].王文龙.钻眼爆破.北京[M].煤炭工业出版社, 1989,196-198, 120.
- [15].杨善元.岩石爆破动力学基础[M].北京: 煤炭工业出版社, 1993,212-213,140.
- [16].孟吉复, 惠宏斌.爆破测试技术[M].北京: 冶金工业出版社, 1990,34-37.
- [17].王静, 廖庆喜, 田波平, 廖义涛, 吴福通.高速摄像技术在我国农业领域的应用[J].农机化研究, 2007, 1:1-2.
- [18].李俊.地闪放电过程的高速摄影观测研究[D].北京中国气象科学研究院, 2008,46-50.
- [19].张三喜, 姚敏, 孙卫平.高速摄像技术及其应用[M].北京: 国防工业出版社, 2006,41-85,185-200.
- [20].廖小翠, 郭学彬.断药导爆管传爆过程的高速摄影实验研究[J].爆破, 2009,26.
- [21].马万昌, 陈玉田, 林德余.岩石爆破高速摄影观测[J].化工矿山技术, 20(4):1-3.
- [22].黄政华, 左延英, 吴晓梦.高台阶爆破过程的高速摄影观测[J].矿业工程, 1997,17(4):1-7.
- [23].何晓光, 张敢生.台阶深孔爆破岩体位移的高速摄影研究[J].爆破, 2005,22(2):1-3.
- [24].陈国山.露天采矿技术[M].北京: 冶金工业出版社, 2008,55-65.
- [25].赖世瓌, 李金河等, 台阶爆破飞石控制探讨[J].武汉水利电力大学学报, 2003(3).
- [26].秦明武.控制爆破[M].北京: 冶金工业出版社, 1993,15-18.
- [27].刘振雄, 郭学彬.岩石浅孔爆破飞石的控制[J].爆破, 1996, 13(3):23-25.
- [28].徐小荷, 廖国华, 洪有秋等.采矿手册卷二[M].北京: 冶金工业出版社, 1990,12,326-332.
- [29].程平.逐孔起爆及其应用研究[D].西安建筑科技大学, 2008,20-22.
- [30].汪旭光, 中国工程爆破与爆破器材的现状与展望[J].北京矿业研究总院, 北京 100044.
- [31].邓君华, 林德余.炮孔填塞对爆破作用的影响的实验研究[J].露天采矿技术, 1987, (03):40-42.
- [32].A.L.Isakov.Model Investigation of Stemming Behavior and Calculation of The Pulse During Firing of Borehole Charges [J].Soviet Mining Science, V, 15, 1979, (4).
- [33].POULOS H G. pile behavior—consequences of geological and construction Imperfections [J].Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering 2005,131(5):538-563.

- [34].M.Raffel, J.Kompenhans, B.Sstasicki,B.Bretthauer, G.E.A.Meier.Velocity measurement of compressible air flows utilizing a high-speed video camera[J].Technical notes, 1995,18 (204) :1-2.
- [35].黄小明, 张瑞新, 翟守俊, 丁新启, 尚文凯, 常永刚.安家岭露天矿台阶爆破质量优化研究[J].金属矿山, 2007,12:2-3.
- [36].王俊平, 陈宝心.露天开采爆破效果优化的理论性探讨[J].矿业快报, 2005,1:2-3.

致 谢

两年时光，弹指一挥间，又到了一年毕业之际，在此，对诸多给予我帮助的人致以深深的感谢！

首先要感谢我的导师屠晓利教授，在整个研究生期间，屠老师给予了我们极大的关心和帮助，屠老师不仅使我们在学业上受益匪浅，更是在生活也对我们关怀备至，屠老师豁达的人生观也对我们深有影响，在此，对屠老师致以最诚挚的感谢，祝老师在以后工作万事如意，身体健康！

其次，感谢实验中心李桂臣老师对我使用高速摄像仪的指导，还有陈庆凯老师对论文提出的宝贵指导建议，在此向两位老师表示衷心感谢！

同时感谢实验室彭海雁，梁雪松，感谢你们两年来对我的关心和照顾，忘不了大家在一起的美好时光！

还要感谢张文军和周梓斌，正是你们的支持才能使论文顺利完成，在此谢谢你们的帮助和支持，希望你们以后努力学习，更上一层楼！

感谢参加评阅和答辩的各位专家，教授，谢谢你们的指导！

最后，向给予我很多关心、支持、帮助，在此未能一一署名的其它领导、老师、同学和朋友致以诚挚的谢意！

东北大学 吴原超

2013 年 6 月