DOI: 10.11883/1001-1455(2016)05-0663-07

燃爆冲击作用下岩石初始破坏区形成机制与主控因素*

吴飞鹏[1],刘洪志[1],任 杨[2],蒲春生[1],何延龙[1],景 成[1]
(1. 中国石油大学(华东)石油工程学院,山东 青岛 266580;
2. 中国海油股份有限公司深圳分公司研究院,广东 深圳 518000)

摘要: 为揭示燃爆冲击作用下井周岩石破坏区的形成机制,并分析影响初始破坏区(破碎区和初始裂隙区)的主控因素,开展了两种岩样在不同加载速率下的冲击破坏实验,分析了岩石冲击破坏模式及岩石对加载速率的响应,借助基于 Von Mise 准则建立的岩石冲击破坏的破碎区和初始裂隙区计算模型可知:加载速率低于 190 GPa/s 时,可依据冲击峰值压力引导的应力分布确定破碎区和初始裂隙区作用范围;燃爆压裂在近井地带主要产生破碎区和裂隙区,破碎区直径为井眼直径的 1～3 倍,初始裂隙区直径为井眼直径的 5～7 倍;冲击载荷作用下,初始破坏区与加载速率、脆性指数呈正相关,且受脆性指数影响更显著。研究结果可提高对燃爆压裂过程中岩石的破坏模式及其主控因素的认识深度,为燃爆压裂冲击条件设计提供指导。

关键词: 爆炸力学;脆性指数;加载速率;燃爆压裂;初始破坏区;冲击
中图分类号: O389;TE357.2 **国标学科代码**: 13035 **文献标志码**: A

随着油气田开发的深入,燃爆压裂以其快加载速率、高峰值压力、简施工工艺、低作业成本的优势,已逐步发展为开发深层、致密、地形条件复杂的非常规油气藏的一种有效压裂技术和体积压裂的前置诱导技术[1-3]。首先,燃爆压裂产生的强冲击作用于井周岩石,产生破碎区和初始裂隙区,随后高能气体沿初始裂隙劈裂地层,形成多条裂缝。因此,燃爆压裂产生的破坏区一直是岩石动力学和燃爆压裂研究的热点。燃爆压裂破碎理论先后出现弹性理论、断裂理论、损伤理论和分形损伤理论[4]。目前,损伤理论应用较广泛,但此理论未考虑损伤演化过程中能量损耗和爆生气体的作用,且目前对岩石爆破破坏区的研究主要基于弹性理论[5-7];同时燃爆压裂的研究主要集中在产生裂缝条数、影响裂缝条数的因素[8]及施工工艺[9]等方面,欠缺有关初始破坏区的研究。因此,开展关于燃爆压裂与储层岩石初始破坏区关系的研究十分必要[10]。然而,由于条件和测试手段有限,无法通过开展大规模燃爆压裂试验来进行燃爆压裂破坏区的研究工作[11-12]。

因此,本文中利用岩石冲击损伤实验模拟近井岩石的冲击破坏,分析加载特性对破碎区和初始裂隙区的影响规律;然后利用岩石爆破理论对冲击损伤的实验结果进行分析论证,论证依据冲击峰值压力引导的应力分布确定初始破坏区的范围的可行性;最后结合实验值和理论值,分析岩石脆性、加载速率[13]等主控因素对燃爆压裂产生初始破坏区的影响,为燃爆压裂技术现场施工提供一定的理论支撑和技术指导。

1 岩石冲击损伤实验

岩石冲击损伤装置可模拟加载速率、岩石脆性等因素[14]下燃爆压裂对油气井井眼附近储层岩石的作用。

* **收稿日期**: 2015-01-27; **修回日期**: 2015-06-25
基金项目: 国家自然科学基金项目(51104173,51274229);国家科技重大专项基金项目(20011ZX05009-004)
第一作者: 吴飞鹏(1983—),男,博士,副教授,upcwfp@163.com。

1.1 实验装置及方案

1.1.1 实验装置及原理

实验装置核心为岩心夹持器和冲击损伤机构(见图 1)[15]。其工作原理是:利用重物自由落体运动撞击岩心夹持器内的活动柱塞,压缩岩心井眼内的流体,对井眼壁产生冲击作用,模拟强动载冲击载荷对油水井周围油层的开裂改造过程。

1.1.2 实验方案

针对两种脆性岩样(内外半径分别为 $r_1=3$ mm、$r_2=40$ mm;高度 $h=45$ mm)设计 10 组实验。岩样Ⅰ抗压强度 61.7 MPa、抗拉强度 7.9 MPa、弹性模量 22.6 GPa、泊松比 0.28、密度 2.42 g/cm^3、孔隙度 4.56%、渗透率 0.07 μm^2;岩样Ⅱ抗压强度 37.2 MPa、抗拉强度 5.2 MPa、弹性模量 18.3 GPa、泊松比 0.24、密度 2.31 g/cm^3、孔隙度 3.62%、渗透率 0.04 μm^2;根据式(1)可计算岩样Ⅰ、Ⅱ的脆性指数分别为 28%、34%;实验加载速率分别设定为 76.4、85.4、108.3、120.8、142.9、160.8、180.1、191.3 190、204.6、212.7 190 GPa/s,且围压为 30 MPa,初始中孔压力(即井眼壁所受压力)为 15 MPa。

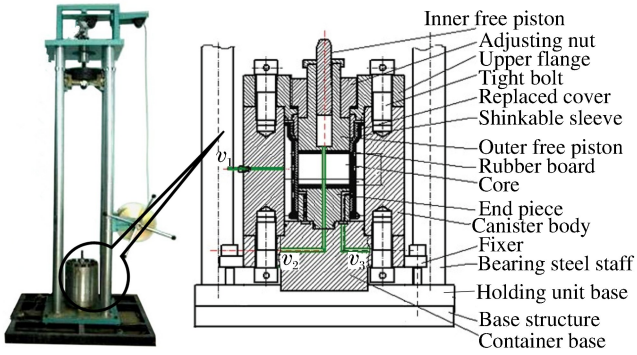

图 1 实验核心装置

Fig. 1 Core part of the experimental device

$$\text{脆性指数}=\left(\frac{0.689\,5E-28\mu-1}{14}\times 100+80\right)\% \tag{1}$$

式中:E 为弹性模量,10^4 MPa;μ 为泊松比,量纲为一。

1.2 实验结果分析

1.2.1 加载特性分析

以加载速率为 142.9 GPa/s 时岩样Ⅰ的加载曲线(见图 2)分析可知,冲击损伤过程大致分为 4 个阶段:

(1)AB 段为加载阶段:点 A 开始加载,0.57 ms 达到峰值压力 86.6 MPa(点 B),而峰值压力理论值[14]应为 181.1 MPa,因此认为点 B 时岩样开始破裂,即 86.6 MPa 为该加载状况下的破裂压力;

(2)BC 段为初始卸压阶段:此时加载速率小于卸载速率,载荷逐渐减小;

(3)CD 段为持压阶段:加载速率等于卸载速率,井眼内压力保持相对稳定,初始裂隙发生扩展;

(4)DE 段为卸压阶段:井眼内压力迅速降低,并降至最低(点 E)。

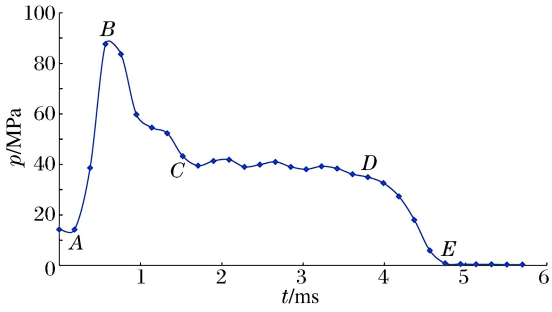

图 2 加载速率 142.9 GPa/s 时的加载曲线

Fig. 2 Loading curve at 142.9 GPa/s

实验数据表明:动载作用下岩样的破裂压力(峰值压力)大于静载破裂压力[15],随加载速率增加而增大;且动载破裂压力与静载破裂压力的差值 Δp 和加载速率 γ 的指数关系与实验点趋势较吻合。因此对实验点进行指数回归(见图 3),得动载破裂压

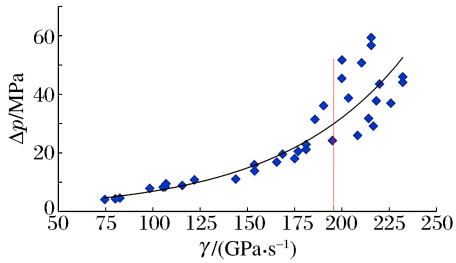

图 3 Δp 与 γ 的关系曲线

Fig. 3 Relation curve between Δp and γ

力的近似计算公式：

$$p_{df} = p_f + 1.483\ 4e^{0.015\ 4\gamma} \tag{2}$$

式中：p_f、p_{df} 分别为静、动载下岩样的破裂压力，MPa；γ 为加载速率，GPa/s。

从图 3 可知，加载速率低于 190 GPa/s 时，实验点与曲线拟合较好；加载速率高于 190 GPa/s 时，实验点离散程度增大，拟合较差，说明加载速率过大，偶然因素增加，不确定性增大，燃爆压裂施工的安全性、可控性及效果受到影响。因此一般燃爆压裂现场施工设计的加载速率应低于 190 GPa/s。

1.2.2　应变率分析

岩石属于对应变率敏感的材料。当应变率高于 10^{-3} s^{-1}时，进入材料应变率敏感区域，应变率效应不能忽略[16]。因此，分析实验加载条件下岩样的应变率十分必要。考虑实验岩样的形状、岩样井眼受冲击变形的不均匀性，采用体积应变和加载时间计算冲击载荷作用下岩样的应变率。

直接利用岩石冲击损伤装置测量岩样应变较困难，鉴于岩样脆性较强，将岩石冲击破碎区大小近似看作岩样的应变量，因此本实验利用天平测得实验前后岩样质量变化 Δm，求出体积变化量 ΔV；根据加载曲线（见图 2）可知，峰值压力后岩样开裂，中孔压力与围压瞬间沟通，中孔压力瞬间释放，此后岩样不再产生应变，由此可将加载开始到峰值压力的时间作为岩石的应变时间 t_p。根据测得的 ΔV、t_p 可得应变率 $\dot{\varepsilon}$，结果见表 1。

由表 1 可知：$\dot{\varepsilon}$ 随 γ 增加而增大，γ 越大，岩样中孔应力集中越显著，更易发生破碎；岩样脆性指数越大，$\dot{\varepsilon}$ 越大，岩样中孔应力集中越显著，更易发生破碎。

表 1　应变率分析结果

Table 1　Analytical results of strain rate

γ/(GPa·s^{-1})	t_p/ms	Δm/g		ΔV/mm^3		$\dot{\varepsilon}$/s^{-1}	
		岩样Ⅰ	岩样Ⅱ	岩样Ⅰ	岩样Ⅱ	岩样Ⅰ	岩样Ⅱ
76.4	0.85	19.95	22.37	8 243.2	9 683.0	43.1	50.7
85.4	0.83	20.64	22.64	8 528.2	9 800.3	45.7	52.5
108.3	0.83	21.37	23.42	8 829.4	10 140.6	47.3	54.3
120.8	0.84	21.75	23.99	8 987.7	10 385.7	47.6	55.0
142.9	0.82	22.41	24.42	9 259.2	10 571.2	50.2	57.3
160.8	0.80	22.80	24.68	9 420.8	10 682.7	52.4	59.4
180.1	0.76	23.34	25.54	9 643.2	11 057.3	56.4	64.7
191.3	0.76	23.99	26.17	9 913.1	11 328.1	58.0	66.3
204.6	0.75	24.17	26.66	9 986.2	11 539.8	59.2	68.4
212.7	0.75	24.61	27.20	10 168.5	11 774.9	60.3	69.8

1.2.3　破坏区分析

由损伤岩样可知，冲击载荷对岩样产生的破坏区分为破碎区和裂隙区（见图 4）。冲击载荷作用下，井眼附近发生应力集中，应力远大于抗压强度，产生压碎破坏；破碎区之外，应力波产生的周向拉应力大于抗拉强度，且加载速率高，卸压不及时，可形成多条裂隙。



图 4　岩样Ⅰ冲击破坏实物图

Fig. 4　Photo of impact damage of rock sample Ⅰ

针对两种岩样，本实验研究了不同加载速率下岩石破碎情况。由于岩样尺寸所限，无法测得裂隙区的完整范围，仅能得到裂缝条数，燃爆冲击一般产生 2～5 条裂缝。因此本文实验部分只分析破碎区范围，利用表 1 中的 ΔV 求得破碎区半径 R_y 的平均值（见表 2）。

表 2 破碎区半径实验值

Table 2 Experimental value of crushed zone radius

γ/(GPa·s^{-1})		76.4	85.4	108.3	120.8	142.9	160.8	180.1	191.3	204.6	212.7
R_y/mm	岩样Ⅰ	5.206	5.368	5.455	5.521	5.633	5.699	5.789	5.897	5.926	5.998
	岩样Ⅱ	5.805	5.902	5.987	6.083	6.155	6.198	6.341	6.443	6.522	6.609

从表 2 可知，冲击载荷作用下，在合理的加载速率范围内，破碎区范围随加载速率和脆性指数增加而增大。

2 岩石冲击破坏模型

2.1 破碎区和初始裂隙区

为进一步揭示岩石受冲击后破碎区和初始裂隙区的形成机理差别，可在冲击应力波形成与传播的分析基础上，依据 Von Mises 破坏准则进行初始破坏区（破碎区和初始裂隙区）的判定与范围计算。

燃爆压裂过程中，冲击波不断衰减成为应力波。该过程在岩石中任一点引起的径向应力和周向应力为[17]：

$$\sigma_r = p\left(\frac{r}{r_b}\right)^{-\alpha} \tag{3}$$

$$\sigma_\theta = -b\sigma_r \tag{4}$$

式中：σ_r、σ_θ 分别为径向应力和周向应力；p 为冲击波初始压力；r 为计算点到井眼壁的距离；r_b 为井眼半径；α 为载荷衰减指数，$\alpha = 2 \pm \frac{\mu_d}{1-\mu_d}$，正、负分别对应于冲击波作用区域和应力波作用区域，其中 μ_d 为岩石的动态泊松比，取 $\mu_d = 0.8\mu$[18]，μ 为静态泊松比；b 为侧向应力系数，$b = \frac{\mu_d}{1-\mu_d}$。

为使问题简化，将其看成平面应变问题，可得：

$$\sigma_z = \mu_d(\sigma_r + \sigma_\theta) \tag{5}$$

岩石中任一点的应力强度：

$$\sigma_i = \frac{1}{\sqrt{2}}\left[(\sigma_r - \sigma_\theta)^2 + (\sigma_\theta - \sigma_z)^2 + (\sigma_z - \sigma_r)^2\right]^{\frac{1}{2}} \tag{6}$$

根据 Von Mises 准则，若 σ_i 满足：

$$\begin{cases} \sigma_i \geqslant \sigma_{cd} & \text{破碎区} \\ \sigma_i \geqslant \sigma_{td} & \text{初始裂隙区} \end{cases} \tag{7}$$

则岩石产生对应的破坏。式中：σ_{cd}、σ_{td} 分别为岩石的动态抗压强度和动态抗拉强度。

动态抗压强度随加载速率增加而增大，根据已有成果，常将岩石动态与静态抗压强度的关系表示为[18]：

$$\sigma_{cd} = \sigma_c\,\dot{\varepsilon}^{\frac{1}{3}} \tag{8}$$

式中：σ_c 为单轴静态抗压强度，$\dot{\varepsilon}$ 为加载应变率，由实验测得，见表 1。

动态抗拉强度随加载速率的变化很小，燃爆压裂中常取[18]：

$$\sigma_{td} = \sigma_t \tag{9}$$

利用式(5)～(8)，可得耦合装药条件下燃爆压裂产生的破碎区半径：

$$R_y = r_b\left[\left(\frac{BP}{\sqrt{2}\sigma_{cd}}\right)^{\frac{1}{\alpha}} + 1\right] \tag{10}$$

式中：$B=[(1+b)^2+(1+b^2)-2\mu_d(1-\mu_d)(1-b)^2]^{\frac{1}{2}}$，$\alpha=2+\frac{\mu_d}{1-\mu_d}$。

在破碎区之外即为裂隙区。两者分界面上存在：

$$\sigma_R=\sigma_r\big|_{r=R_y}=\frac{\sqrt{2}\sigma_{cd}}{B} \tag{11}$$

式中：σ_R 为破碎区与裂隙区分界面上的径向应力。

利用式(5)～(7)、(9)、(11)，可得燃爆压裂产生的初始裂隙区半径：

$$R_l=(R_y-r_b)\left(\frac{\sigma_R B}{\sqrt{2}\sigma_{td}}\right)^{\frac{1}{\beta}}+r_b \tag{12}$$

式中：应力波衰减指数 $\beta=2-\frac{\mu_d}{1-\mu_d}$。

2.2　破坏区计算实例分析

由冲击作用机理及实验加载曲线(见图 2)分析可得：岩石中孔压力迅速升高，在岩石破裂时达到峰值压力，此后岩样中孔迅速泄压，脉冲压力迅速降低，即达到峰值压力时，该冲击脉冲已形成，而在燃爆压裂过程中，冲击波初始压力为最大作用力[6]，故可将该峰值压力看作冲击波初始压力。利用式(2)求得 p_{df}（即峰值压力），进而得到冲击波初始压力。由式(10)、(12)计算得对应加载情况下破坏区范围(见表 3)。

表 3　破坏区半径理论计算值

Table 3　Theoretical value of crushed zone radius

γ/(GPa·s^{-1})	p_{df}/MPa		R_y/mm		R_l/mm	
	岩样Ⅰ	岩样Ⅱ	岩样Ⅰ	岩样Ⅱ	岩样Ⅰ	岩样Ⅱ
76.4	72.29	69.62	4.963	5.306	16.58	17.80
85.4	73.01	70.34	4.968	5.314	16.68	17.89
108.3	75.34	72.67	4.972	5.326	16.89	18.12
120.8	77.01	74.34	4.989	5.346	17.03	18.29
142.9	80.88	78.21	5.016	5.385	17.37	18.66
160.8	85.13	82.46	5.049	5.429	17.72	19.06
180.1	91.24	88.57	5.089	5.476	18.23	19.64
191.3	95.71	93.04	5.125	5.522	18.57	20.03
204.6	102.13	99.46	5.179	5.586	19.04	20.56
212.7	106.73	104.06	5.216	5.631	19.37	20.94

由表 2 破碎区半径实验值和表 3 破坏区半径理论值可知：破碎区半径实验值和理论值变化趋势一致，即破碎区范围随 γ 和脆性指数增加而增大；破碎区直径一般为井眼直径的 1～3 倍，初始裂隙区直径一般为井眼直径的 5～7 倍；初始破坏区(破碎区和初始裂隙区)范围与 γ、脆性指数呈正相关，且受脆性指数影响更显著。由于实验条件所限，本文只将破碎区半径的理论值与实验值进行比较，二者误差：

$$\delta=\frac{\text{实验值}-\text{理论值}}{\text{理论值}}\times 100(\%) \tag{13}$$

结果见表 4。

表 4　破碎区半径对比结果

Table 4　Comparison results of crushed zone radius

γ/(GPa·s^{-1})		76.4	85.4	108.3	120.8	142.9	160.8	180.1	191.3	204.6	212.7
δ/%	岩样Ⅰ	4.90	8.05	9.72	10.67	12.30	12.88	13.75	15.07	14.42	15.00
	岩样Ⅱ	9.41	11.07	12.40	13.79	14.30	14.17	15.80	16.68	16.76	17.37

由表 4 可知，破碎区半径实验值与理论值存在一定误差，且实验值大于理论值，误差随 γ 和脆性指

数增加而增大。误差存在的原因:(1)实验测取的应变量较实际应变量偏大,主要在于实验后岩样质量变化可能包含产生裂缝脱落下的岩石颗粒的质量;(2)低于 190 GPa/s 时,式(2)与实验数据拟合情况较好,而高加载速率下利用式(2)求解的峰值压力则误差较大。因此,合理的加载速率范围(低于 190 GPa/s)内,可依据冲击峰值压力引导的应力分布确定破碎区和初始裂隙区作用范围。

3 结 论

(1)两种岩样的冲击损伤实验结果表明:破坏区主要为破碎区和裂隙区,且破碎程度与 γ、岩石脆性相关。

(2)基于岩石爆破理论建立的岩石受冲击破坏模型,破碎区半径理论值与实验值变化趋势一致;合理加载速率范围(低于 190 GPa/s)内,二者误差满足要求,可依据冲击峰值压力引导的应力分布确定破碎区和初始裂隙区作用范围;破碎区直径为井眼直径的 1～3 倍,初始裂隙区直径为井眼直径的 5～7 倍;初始破坏区(破碎区和初始裂隙区)范围与 γ、脆性指数呈正相关,且受脆性指数影响更显著。

(3)本文结果可提高对燃爆压裂过程中岩石的破坏模式及其主控因素的认识,优化燃爆压裂冲击条件,获得理想的破碎区和初始裂隙区,提高施工效果。

参考文献:

[1] 秦发动,吴晋军.我院高能气体压裂技术十年发展综述[J].西安石油学报,1997,12(3):14-17.
Qin Fadong, Wu Jinjun. The development review of high energy gas fracturing technology in the last ten years in our institute[J]. Journal of Xi'an Petroleum, 1997,12(3):14-17.

[2] Xu P, Cheng Y F, Zhang Y T, et al. A study on low permeability formation's permeability variation induced by explosive fracturing technology[J]. Petroleum Science and Technology, 2013,31(23):2541-2547.

[3] 吴飞鹏,蒲春生,陈德春,等.多级脉冲爆燃压裂作用过程耦合模拟[J].石油勘探与开发,2014,41(5):605-611.
Wu Feipeng, Pu Chunsheng, Chen Dechun, et al. Coupling simulation of multistage pulse conflagration compression fracturing[J]. Petroleum Exploration and Development, 2014,41(5):605-611.

[4] 王玉杰.爆破工程[M].武汉:武汉理工大学出版社,2007:196-200.

[5] 宗琦.岩石内爆炸应力波破裂区半径的计算[J].爆破,1994(2):15-17.
Zong Qi. Calculation of rupture zone radius in rock caused by explosion stress wave[J]. Blasting, 1994(2):15-17.

[6] 戴俊.柱状装药爆破的岩石压碎圈与裂隙圈计算[J].辽宁工程技术大学学报:自然科学版,2001,20(2):144-147.
Dai Jun. Calculation of radii of the broken and cracked areas in rock by a long charge explosion[J]. Journal of Liaoning Technical University: Natural Science Edition , 2001,20(2):144-147.

[7] 张玉柱,卢文波,陈明,等.爆炸应力波驱动的岩石开裂机制[J].岩石力学与工程学报,2014,33(增刊 1):3144-3149.
Zhang Yuzhu, Lu Wenbo, Chen Ming, et al. Rock cracking mechanism driven by explosive stress wave[J]. Chinese Journal of Rock Mechanics and Engineering, 2014,33(suppl 1):3144-3149.

[8] 李海波,陈德春,刘卫东,等.岩石冲击开裂裂缝条数预测模型的建立与验证[J].西安石油大学学报:自然科学版,2012,27(2):49-53.
Li Haibo, Chen Dechun, Liu Weidong, et al. Establishment and verification of the model for predicting the fracture number of rock impact cracking [J]. Journal of Xi'an Shiyou University: Natural Science, 2012,27(2):49-53.

[9] 赵国华.低渗油层层内裂缝深部爆炸工艺设计[D].西安:西安石油大学,2013.

[10] 张奇.岩石爆破的粉碎区及其空腔膨胀[J].爆炸与冲击,1990,10(1):68-75.
Zhang Qi. Smash district sand expanding of cavities in rock blasting[J]. Explosion and Shock Waves, 1990,10(1):68-75.

[11] 王京印,程远方,刘芳,等.围压对井内爆炸压裂损伤破坏尺度影响的数值模拟研究[J].石油钻探技术,2011,39(4):81-86.
Wang Jingyin, Cheng Yuanfang, Liu Fang, et al. Numerical simulation for the influence of confined pressure on the damage scale of explosive fracturing inside wellbore [J]. Petroleum Drilling Techniques, 2011,39(4):81-86.

[12] 徐鹏，程远方，刘丹，等. 爆炸压裂下围压对井壁破碎效果的影响[J]. 石油钻探技术，2009，37(6)：22-25.
Xu Peng, Cheng Yuanfang, Liu Dan, et al. The effects of ambient pressure on wellbore crushing effect under explosive fracturing[J]. Petroleum Drilling Techniques, 2009, 37(6): 22-25.

[13] 林英松，张宝康，蒋金宝. 爆生气体下孔壁岩石开裂的机理及影响因素研究[J]. 石油钻探技术，2008，5(3)：50-54.
Lin Yingsong, Zhang Baokang, Jiang Jinbao, et al. Mechanism and influencing factors on radial fractures' cracking and propagation under exploding gas[J]. Petroleum Drilling Techniques, 2008, 5(3): 50-54.

[14] 陈德春，孟红霞，吴飞鹏，等. 岩石材料的冲击开裂机理[J]. 爆炸与冲击，2008，28(4)：304-309.
Chen Dechun, Meng Hongxia, Wu Feipeng, et al. Cracking mechanism of rock by pressure pulses[J]. Explosion and Shock Waves, 2008, 28(4): 304-309.

[15] 吴飞鹏. 高能气体压裂过程动力学模型与工艺技术优化决策研究[D]. 青岛：中国石油大学(华东)，2009.

[16] 胡柳青. 冲击载荷作用下岩石动态断裂过程机理研究[D]. 长沙：中南大学，2005.

[17] 王文龙. 钻眼爆破[M]. 北京：煤炭工业出版社，1984：240-246；318.

[18] 李夕兵. 岩石冲击动力学[M]. 长沙：中南工业大学出版社，1994：151-155.

Formation mechanism and main controlling factors of rock's initial damaged zone under explosive impact effect

Wu Feipeng[1], Liu Hongzhi[1], Ren Yang[2],
Pu Chunsheng[1], He Yanlong[1], Jing Cheng[1]

(1. *College of Petroleum Engineering, China University of Petroleum, Qingdao* 266580, *Shandong, China*;
2. *Research Institute of CNOOC Shenzhen, Shenzhen* 518000, *Guangdong, China*)

Abstract: In this work, to find out the formation mechanism of rock's initial damaged zone under explosive impact effect and investigate the main factors contributing to the initial damaged zone (including the crushed zone and the initial fractured zone) around the oil well, we analyzed the impact failure mode of rock and its response to loading rates by conducting impact failure experiments at different loading rates on two rock samples. With the help of the computational model of the crushed and initial fractured zone based on Von Mise, it is feasible to determine the the size of the crushed zone and the initial fractured zone according to the stress distribution generated by the peak pressure, when the rock crushes at a given loading rate (less than 190 GPa/s). The crushed zone and and the fractured zone are generated mainly in parts of the rock close to the oil well where explosive fractures occur. The diameter of the crushed zone and that of the initial fractured zone is 1～3 and 5～7 times that of the oil-well, respectively. The initial damaged zone is in direct proportion to the brittleness and the loading rate under loading impact and is more strongly influenced by the index of brittleness. The present work deepens the current understanding of the damage mode and main contributing factors of explosive fracture and provides guidance for the design of impact condition involving explosive fracture.

Key words: mechanics of explosion; brittleness; loading rate; explosive fracture; initial damaged zone; impact

(责任编辑　曾月蓉)