

ALMA MATER STUDIORUM
UNIVERSITÀ DEGLI STUDI DI BOLOGNA

SCUOLA DI INGEGNERIA E ARCHITETTURA

Dipartimento di Ingegneria Civile, Chimica, Ambientale e dei Materiali

Laurea magistrale in Ingegneria per l'Ambientale e il Territorio

DICAM

MODELLI NUMERICI PER LA GEOINGEGNERIA

**MODELLAZIONE NUMERICA DELLE SCAVO DI GALLERIE CON
ESPLOSIVO**

Candidato:

Francesco Tassone

Relatore:

Prof. Ing. **Daniela Boldini**

Correlatori:

Prof. Ing. **Ernesto Salzano**

Ing. **Paolo Perazzelli**

A.A. 2018-2019

Indice

1.	<i>Introduzione</i>	4
2.	<i>I parametri del moto</i>	6
2.1	Parametri di ampiezza	7
2.1.1	Picco di accelerazione	7
2.1.2	Picco di velocità	8
2.1.3	Picco di spostamento	8
2.2	Parametri del contenuto di frequenza	8
2.2.1	Spettro del movimento	9
2.2.2	Periodo predominante	10
2.1	Durata	10
2.2	Arias Intensity	11
3.	<i>Scavo di gallerie con esplosivo</i>	14
3.1	Introduzione	14
3.1.1	Perforazione	15
3.1.2	Caricamento	16
3.1.3	Volata	17
3.1.4	Sfumo	19
3.1.5	Disgaggio	20
3.1.6	Smarino	20
3.1.7	Sostegni provvisori	21
3.2	Esplosioni ed esplosivi	21
3.2.1	Classificazione esplosivi	22
3.2.2	Tipi di esplosivi da sotterraneo	22
3.3	Sistemi di innesco per esplosivi	25
4.	<i>Effetto dell'esplosione nell'intorno della galleria</i>	29
4.1	Moto vibratorio	29
4.2	Effetti dell'esplosivo nell'intorno dalla galleria	36
4.2.1	Determinazione delle pressioni agenti	37
4.2.2	Fratturazione nell'intorno	42
4.2.3	Analisi PPV	48
4.3	Normative di riferimento europee	50
4.3.1	Francia	51
4.3.2	Germania	52
4.3.3	Italia	53
4.3.4	Svezia	53
4.3.5	Svizzera	55
5.	<i>Definizione della pressione in foro</i>	56

5.1	Caso accoppiato.....	57
5.2	Caso disaccoppiato	57
5.2.1	Approccio analitico-numerico.....	57
5.2.2	Approccio empirico.....	60
6.	<i>Simulazione della detonazione in foro</i>	67
6.1	Introduzione.....	67
6.2	Modello numerico	67
6.2.1	Risultati rappresentativi.....	72
6.3	Studio parametrico.....	95
6.3.1	Tempo di picco.....	95
6.3.2	Pressione di picco.....	97
6.3.3	Tempo di decadimento	98
6.3.4	Effetto modulo di Young e coefficiente di Poisson.....	100
6.3.5	Effetto del disaccoppiamento	102
6.3.6	Effetto del diametro del foro	103
6.3.7	Effetto della sequenza di esplosione	104
6.4	Confronto con la letteratura.....	108
6.4.1	Caso accoppiato	108
6.4.2	Caso disaccoppiato.....	112
7.	<i>Caso studio: Road 60</i>	114
7.1	Introduzione.....	114
7.1.1	Condizioni geotecniche e geologiche.....	115
7.2	Approccio di calcolo.....	116
7.2.1	Approccio 1.....	116
7.2.2	Approccio 2.....	117
8.	<i>Conclusioni</i>	125

1. Introduzione

La necessità di fornire a un numero sempre crescente di persone la possibilità di potersi spostare liberamente ha portato l'ingegneria sotterranea a dover realizzare sempre più gallerie, cunicoli e strade sotterranee. Un metodo di scavo ampiamente utilizzato per la realizzazione di gallerie in roccia è la tecnica del drilling and blasting. Questa consiste nell'abbattimento della roccia grazie alla detonazione di cariche esplosive inserite all'interno di fori. Il suo largo utilizzo è dovuto all'adattabilità a tutte le sezioni e a tutti i tipi di roccia, ai costi di investimento contenuti, alla possibilità di realizzare tunnel corti e non lineari.

Durante la detonazione gli esplosivi inseriti nei fori vengono rapidamente convertiti in una grande quantità di prodotti gassosi a temperatura e pressione molto alte. Gran parte dell'energia viene trasferita nella massa rocciosa sotto forma di onde elastiche; inizialmente sono principalmente onde di compressione, mentre a distanze maggiori, a causa di fenomeni di riflessione e rifrazione, si sviluppano anche onde di taglio e vicino alla superficie, onde superficiali.

L'energia rilasciata produce anche effetti collaterali indesiderati, come le vibrazioni del terreno e la sovrappressione dell'aria; questi possono causare disturbo alle strutture esistenti, sia sotterranee che superficiali, e possono provocare danni anche alle persone che vivono e lavorano nelle aree prossime all'opera. La progettazione di gallerie realizzate con questo metodo deve tenere pertanto sempre presente i limiti normativi in merito alla massima vibrazione del terreno consentita.

Il problema delle vibrazioni sulle strutture esistenti è attualmente affrontato utilizzando formulazioni empiriche o approcci numerici. Le formulazioni empiriche sono generalmente ottenute eseguendo studi sperimentali specifici in sito. Le equazioni empiriche in sito non possono essere generalizzate per l'uso in altri siti; ogni modello fornisce infatti una previsione dei valori di velocità di picco delle particelle PPV solo nel sito corrispondente. La velocità di picco delle particelle è considerato un buon indice di danno della struttura.

L'utilizzo di approcci numerici porta con sé complicazioni dovute alla necessità di effettuare approssimazioni nella modellazione: legge costitutiva del materiale, l'oggetto dello studio e quindi la geometria del modello e la modellazione dell'esplosione.

Per quanto riguarda quest'ultimo aspetto in questo lavoro si è determinato un possibile approccio per la determinazione della pressione esercitata sulle pareti del foro a seguito dell'esplosione della carica. Alla base di questo approccio c'è la determinazione di una legge

di pressione che descriva la detonazione all'interno di un foro tenendo conto delle caratteristiche operative alle quali questa avviene.

La previsione delle vibrazioni sulle strutture esistenti è stata realizzata con un approccio numerico attraverso il codice di calcolo agli elementi finiti Plaxis 2D. Le analisi dinamiche hanno riguardato sia un modello con la sola presenza del foro per la stima della velocità di picco delle particelle nelle vicinanze, sia un modello con all'interno una struttura esistente.

In quest'ultimo caso i dati e la geometria utilizzati sono quelli relativi ad un progetto di una nuova galleria, detta Road 60, tra la città di Gerusalemme e l'incrocio con l'autostrada 375. La nuova galleria verrà realizzata quasi parallelamente ad una già esistente e la distanza minore che intercorrerà fra le due sarà di 3 metri.

2. I parametri del moto

In questo capitolo si porrà l'attenzione sulle caratteristiche dei moti vibratorii e se ne studieranno i parametri. Le vibrazioni sono perturbazioni indotte da una sorgente in un dato mezzo fisico (terreno, acqua, aria, ecc.). A seconda del tipo di sorgente possono essere di natura meccanica, elettromagnetica, ecc. Le sorgenti che interessano questo studio sono di natura meccanica e producono vibrazioni "meccaniche". Le vibrazioni meccaniche sono una forma di energia che si propaga con una certa velocità, V , dipendente dal mezzo attraversato, in tutte le direzioni, imprimendo ai punti del mezzo attraversato movimenti di tipo oscillatorio intorno a una posizione di equilibrio.

Nel terreno lo stato vibratorio è caratterizzato dal fatto che le particelle sono legate fra loro da vincoli elastici e non sono quindi totalmente libere di muoversi. Si generano così delle onde progressive di sforzo e di deformazione (longitudinali e/o trasversali rispetto alla direzione di propagazione) che si propagano con una velocità che dipende dal tipo di terreno e che, per analogia con le onde generate dai terremoti, vengono denominate "onde sismiche". In generale le vibrazioni si attenuano con la distanza dalla sorgente e sono per lo più smorzate nel tempo.

I moti vibratorii possono essere divisi in due grandi categorie: moti periodici e moti non periodici. I moti periodici sono quelli i quali ripetono sé stessi ad intervalli di tempo regolari. Matematicamente un moto, $u(t)$, è periodico se esiste un periodo, T , tale che $u(t + T) = u(t)$ per tutto t . La forma più semplice di moto periodico è un semplice movimento armonico in cui lo spostamento varia sinusoidalmente col tempo. I moti non periodici, che non si ripetono quindi ad intervalli costanti, possono derivare da carichi impulsivi (esplosioni o caduta gravi) oppure da carichi transitori di lunga durata (terremoti o traffico veicolare).

Le caratteristiche principali dei fenomeni vibratorii sono l'*ampiezza*, il *contenuto di frequenza* e la *durata*. Per riuscire a trattare tutti i parametri caratterizzanti i movimenti del terreno si è deciso di considerare uno specifico evento sismico: LOMA PRIETA 10/18/89 00:05, YERBA BUENA ISLAND. Il terremoto di Loma Prieta è stato un evento sismico particolarmente violento, avvenuto nella Baia di San Francisco, in California, il 18 ottobre 1989. Il sisma ebbe una magnitudo di 7.1 sulla scala Richter e durò 15 secondi.

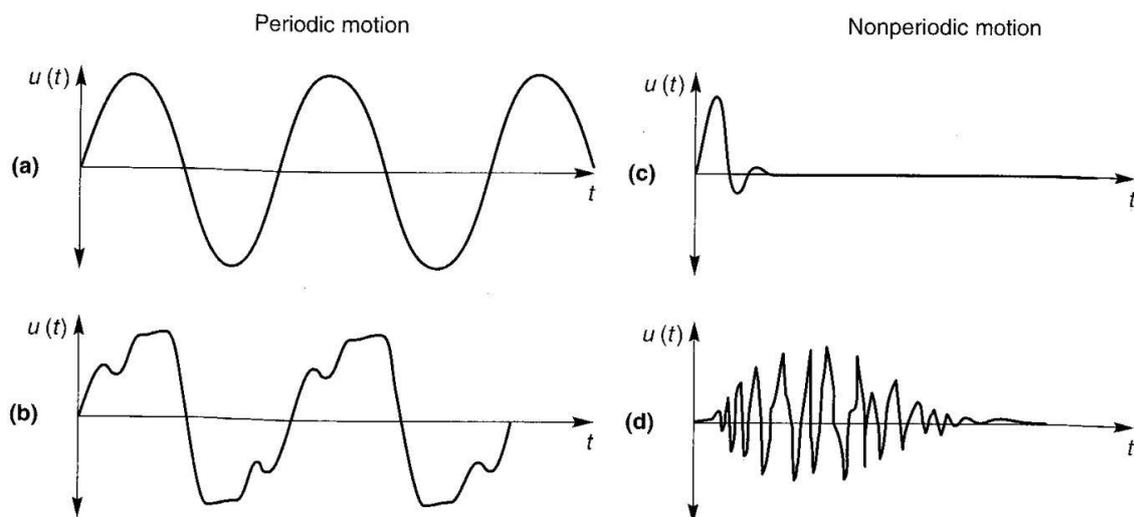


Figura 2.1 Esempi di moto periodico e moto non periodico: (a) moto periodico semplice; (b) moto periodico generale; (c) moto transitorio; (d) moto transitorio tipico di un generico terremoto [Kramer, 1996].

In seguito, verranno definiti i principali parametri per la caratterizzazione di un generico moto vibratorio, riportando anche i relativi risultati ottenuti studiando il segnale sismico preso come esempio.

2.1 Parametri di ampiezza

Il modo più comune di descrivere un movimento del terreno è tramite una storia temporale che rappresenti l'accelerazione, la velocità e lo spostamento indotti dal fenomeno vibratorio, come visualizzati nella Figura 2.1.1 La velocità e lo spostamento sono facilmente ricavabili integrando l'accelerazione rispetto al tempo.

2.1.1 Picco di accelerazione

Il picco orizzontale di accelerazione PHA è il parametro più utilizzato per misurare l'ampiezza di un particolare movimento del terreno grazie alla relazione diretta con le forze di inerzia del fenomeno e al fatto che molte delle forze dinamiche indotte sulle strutture vi dipendono. Movimenti del terreno con picchi di accelerazione alti sono, per la maggior parte delle strutture più dannosi rispetto a quelli con picchi più bassi, anche se solitamente hanno durate molto brevi. Nel nostro caso vale **0.0678 g**.

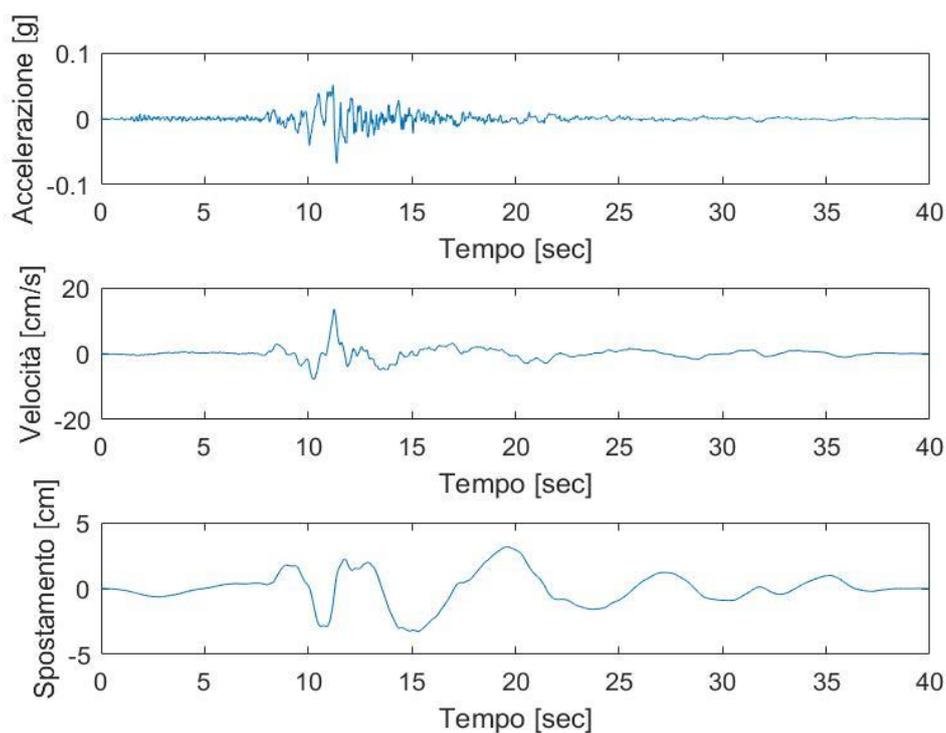


Figura 2.1.1 Storia temporale dell'accelerazione, velocità e spostamento lungo 'x', dell'evento sismico avvenuto a Loma Prieta.

2.1.2 Picco di velocità

Il picco orizzontale di velocità PHV è un altro parametro in grado di descrivere l'ampiezza di questi fenomeni. Siccome il PHV non è sensibile a componenti di alta frequenza del moto è più utilizzato del PHA nel caratterizzare ampiezze relative a valori di frequenza intermedi, dando una più accurata indicazione riguardo i possibili danni. Nel nostro caso si ha **13.4341 cm/s**.

2.1.3 Picco di spostamento

Il picco di spostamento fa riferimento a valori bassi della frequenza ed è meno utilizzato rispetto ai sopra citati parametri. Spesso non si riesce ad avere un valore di tale parametro accurato, a causa di problemi di processamento dei dati e di integrazione dei dati di partenza. Nel nostro caso vale **-3.260 cm**.

2.2 Parametri del contenuto di frequenza

Un terremoto o un generico movimento del terreno producono un segnale caratterizzato da componenti con un ampio intervallo di frequenze. Il *contenuto di frequenza* descrive come l'ampiezza di un tale fenomeno sia distribuita tra differenti frequenze.

Un modo per riuscire a trattare i dati acquisiti in maniera da conoscere il contenuto di frequenza è utilizzare la trasformata di Fourier. Essa permette di scrivere una funzione dipendente dal tempo nel dominio delle frequenze. Se il segnale in oggetto è un segnale periodico, la sua trasformata di Fourier è un insieme discreto di valori, che in tal caso prende il nome di spettro discreto. I fenomeni naturali, che non sono caratterizzati tipicamente da segnali periodici, si possono comunque ricondurre ad essi. Infatti, un qualsiasi segnale transitorio non periodico può essere rappresentato come un segnale periodico se si assume che esso si ripeta dopo una zona durante la quale non si verifica nessun movimento. Questo diventa uno strumento molto utile per l'analisi dinamica di sistemi lineari, dove il principio di sovrapposizione permette di esprimere la risposta ad un carico transitorio come somma delle risposte ad una serie di carichi armonici semplici.

2.2.1 Spettro del movimento

Ogni funzione periodica può essere espressa utilizzando l'analisi di Fourier, come somma di una serie di termini armonici semplici di differenti frequenze, ampiezze e fasi. Quindi considerando una generica funzione $x(t)$ questa può essere espressa come:

$$x(t) = c_0 + \sum_{n=1}^{\infty} c_n \sin(\omega_n t + \phi_n) \quad (2.1)$$

dove c_n e ϕ_n sono rispettivamente l'ampiezza e la fase dell'ennesima armonica della serie di Fourier, ω_n è la frequenza.

Un modo molto chiaro per esprimere il contenuto di frequenza di un segnale è rappresentare in un grafico lo spettro di Fourier dell'ampiezza rispetto alla frequenza o al periodo. Questo tipo di grafico può essere limitato o ampio, nel primo caso il movimento produrrà una cronologia regolare, quasi sinusoidale, nel secondo il movimento conterrà una varietà di frequenze che produrranno una cronologia frastagliata ed irregolare. Un esempio è raffigurato nella Figura 2.2.1.1.

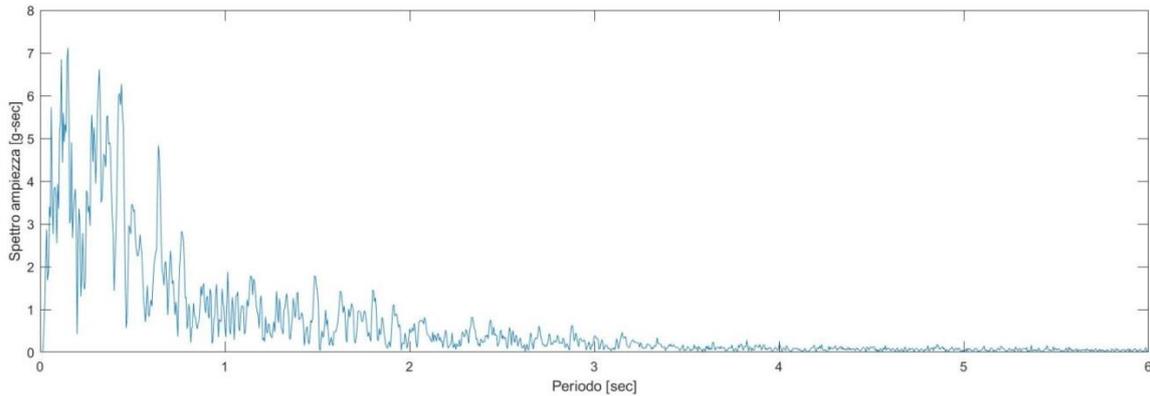


Figura 2.2.1.1 Spettro di Fourier dell'ampiezza dell'evento sismico avvenuto a Loma Prieta.

2.2.2 Periodo predominante

Il periodo predominante è definito come il periodo della vibrazione che corrisponde al massimo valore dello spettro di Fourier di ampiezza. Questo parametro, per evitare un'inopportuna influenza dai diversi picchi dello spettro, spesso è calcolato rispetto ad uno spettro più regolare. È possibile constatare come moti con notevoli differenze di contenuto di frequenza possano avere lo stesso periodo predominante (Figura 2.2.2.1).

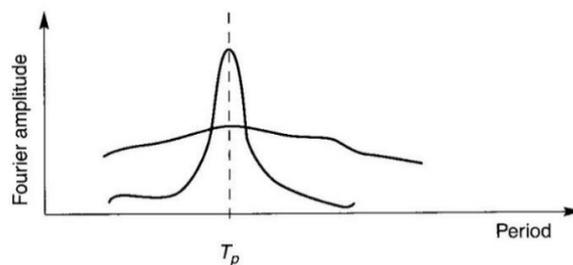


Figura 2.2.2.1 Due ipotetici spettri di Fourier di ampiezza con lo stesso periodo predominante ma diverso contenuto di frequenza [Kramer, 1996].

Dal grafico di Figura 2.2.2.2 è possibile subito evidenziare il periodo predominante dell'evento sismico preso in considerazione in questo capitolo.

2.1 Durata

La *durata* di un evento sismico è un parametro che ha una forte correlazione con il danno che tale evento può causare. Un movimento avente una durata corta può non produrre abbastanza inversioni di carico da arrecare danno ad una struttura, anche avente ampiezza elevata.

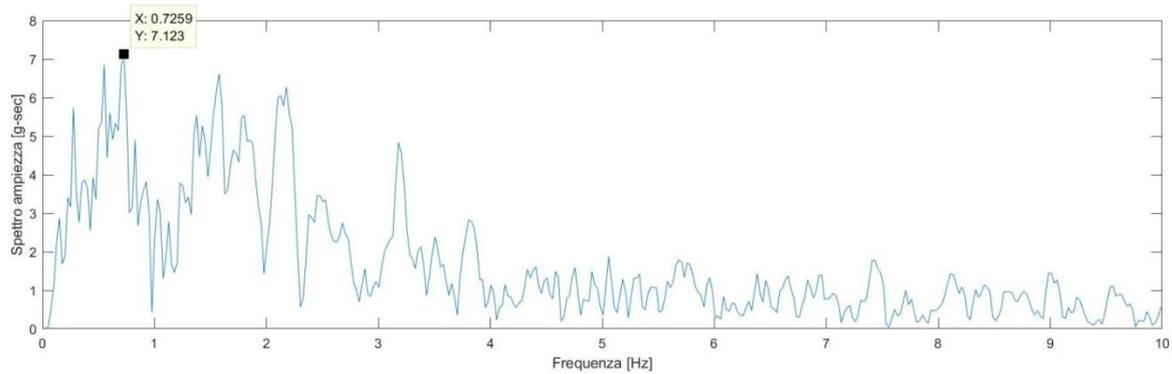


Figura 2.2.2.2 Spettro di Fourier dell'ampiezza rispetto alla frequenza. Viene evidenziato il valore di frequenza rispetto al massimo valore di ampiezza ($f=0.7259$), grazie al quale è possibile calcolare il periodo predominante

$$T_p = \frac{1}{f} = 1.38 \text{ s.}$$

Al contrario un evento sismico con lunga durata può provocare abbastanza inversioni di carico da produrre sostanziali danni ad una struttura. La durata di un terremoto è legata al tempo richiesto per il rilascio di tutta l'energia di deformazione accumulata che si viene a generare dalla rottura lungo una faglia: all'aumentare della lunghezza o dell'area della faglia aumenta la durata. Molti risultati dimostrano come la durata aumenti anche all'aumentare della magnitudo di un evento sismico.

Sono stati utilizzati molti approcci per riuscire a determinare la durata a partire dai dati di accelerazione; uno di questi è quello che definisce la *bracketed duration* (Bolt, 1969), cioè il tempo che intercorre tra il primo e l'ultimo superamento di un valore limite di accelerazione, tipicamente preso pari a 0.05g.

2.2 Arias Intensity

Un altro parametro molto importante per la caratterizzazione di un movimento del terreno è l'*Intensità di Arias* che prende il nome dall'ingegnere che lo propose nel 1970 Arturo Arias. L'Arias Intensity è una misura della forza di un evento sismico e riflette sia il contenuto di frequenza sia l'ampiezza del moto sismico. L'intensità di Arias è un parametro integrale, ottenuto come misura cumulativa del moto sismico durante la sua durata:

$$I_A = \frac{2\pi}{g} \int_0^{\infty} [a(t)]^2 dt \quad (2.2)$$

Considerando l'evento preso in esame si è calcolato il valore di I_A e si è rappresentata la sua cronologia in, Figura 2.4.1.

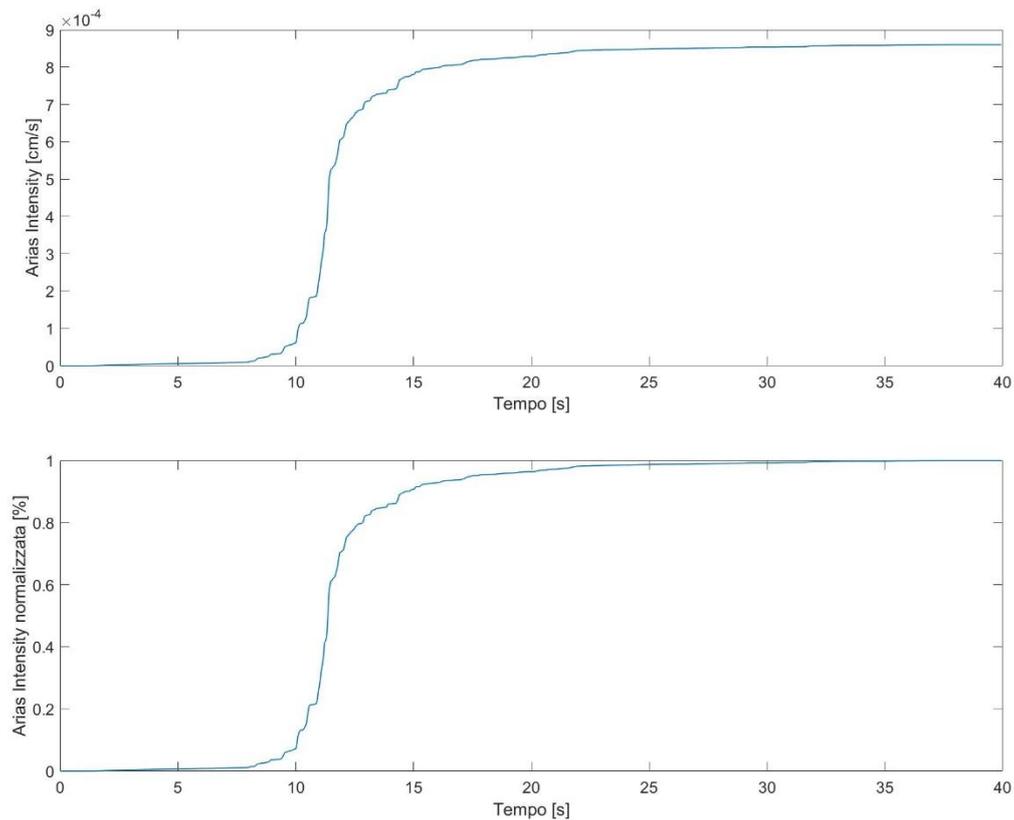


Figura 2.4.1 Rappresentazione della cronologia dell'Intensità di Arias e dell'Intensità di Arias normalizzata.

Per il moto considerato il valore dell'Intensità di Arias risulta pari a $I_A=8.6 \cdot 10^{-4} \text{ cm/s}$ mentre i due valori della durata significativa tra il 5-75% e il 5-95%, sono rispettivamente $I_{A(5-75)}=2.7 \text{ s}$ e $I_{A(5-95)}=7.98 \text{ s}$.

I calcoli relativi all'evento sismico considerato sono stati effettuati in Matlab attraverso i due script rappresentati in Figura 2.4.2 ed in Figura 2.4.3.

```
function c=column(Lista);
load Lista.txt;
%[m,n] = size(A) Fornisce il numero di righe e di colonne
di una matrice A
[n,p]=size(Lista);
%numero di elementi del vettore colonna
noelem=n*p;
Lista=Lista';
%Riposiziona gli elementi della matrice A in un vettore
con un numero di
%elem pari a noelem e 1 colonna
c=reshape(Lista,noelem,1);
end
```

Figura 2.4.2 Script Matlab utile alla definizione di un vettore contenente i dati accelerometrici.

```

dt=0.005;
n=length(Acc);
time=dt:dt:dt*n;
Vel=cumtrapz(time,Acc);
Vel=Vel*981;
Disp=cumtrapz(time,Vel);
A=min(Acc);
figure(1)
subplot(3,1,1)
plot(time,Acc);
xlabel('Tempo [sec]')
ylabel('Accelerazione [g]')
subplot(3,1,2)
plot(time,Vel);
xlabel('Tempo [sec]')
ylabel('Velocità [cm/s]')
subplot(3,1,3)
plot(time,Disp);
xlabel('Tempo [sec]')
ylabel('Spostamento [cm]')
Accf=fft(Acc);%trasformata di Fourieir
Accfs=fftshift(Accf);%riarrangia la trasformata spostando
la componente
%con frequenza nulla al centro della disposizione
amp=abs(Accfs);%calcola l'ampiezza
phase=angle(Accfs);%calcola la fase
fNyquist=1/(2*dt);%calcola la frequenza di Nyquist
df=1/(dt*n);
freq1=0:df:(fNyquist-df);
freq2=-fNyquist:df:-df;
freq=[freq1,freq2];
freqs=fftshift(freq);
figure(2)
subplot(2,1,1)
plot(freqs,amp)
xlabel('Frequenza [Hz]')
ylabel('Ampiezza [g-sec]')
subplot(2,1,2)
plot(freqs,phase)
xlabel('Frequenza [Hz]')
ylabel('Fase [rad]')
subplot(2,1,1)
axis([-25,25,0,30])
subplot(2,1,2)
axis([-25,25,-4,4])

subplot(2,1,1)
axis([-10,10,0,10])
subplot(2,1,2)
axis([-10,10,-4,4])
Acc2=Acc.^2;
AI=cumtrapz(time,Acc2);
AI=(3.14/(9.81))*AI;
figure(3)
plot(time,AI);
xlabel('Tempo [sec]')
ylabel('Arias Intensity [cm/s]')
AI_norm=AI/8.6008e-04;
figure(4)
plot(time,AI_norm)
xlabel('Tempo [sec]')
ylabel('Arias Intensity normalizzata [%]')
t5=9.475;
t75=12.14;
t95=17.46;
t5_75=t75-t5;
t5_95=t95-t5;
Ia=max(AI);
Tp=1/0.7259;

```

Figura 2.4.3 Script Matlab attraverso il quale si sono eseguiti i calcoli e le figure riportati nei precedenti paragrafi.

3. Scavo di gallerie con esplosivo

3.1 Introduzione

La necessità di attraversare barriere naturali come catene montuose o fiumi rendono le gallerie un'opera sempre più importante. Esse rappresentano una soluzione, a volte l'unica, ai vincoli ambientali del territorio naturale ed urbano. Lo scavo di gallerie con esplosivo, una delle tecniche ancora più utilizzate costituisce un tema molto attuale in relazione ai possibili effetti ambientali e agli impatti sulle strutture limitrofe.

Quando la galleria è in roccia la scelta preliminare va fatta tra due metodi di scavo, quello meccanizzato e quello con esplosivo. Lo scavo meccanizzato, anche detto scavo con TBM (Tunnel Boring Machines) consiste nell'utilizzare una macchina (TBM) costituita da una testa sulla quale sono montati dei "cutter" grazie ai quali viene frantumata la roccia. La testa viene spinta contro la roccia da martinetti idraulici e messa in rotazione da motori elettrici tramite riduttori meccanici ed un albero principale. Le TBM vengono preferite per scavi di piccola sezione e lunghezze non inferiori ai 3-4 km.

Un metodo di scavo utilizzato in ammassi rocciosi con caratteristiche di resistenza inferiori rispetto ai casi precedenti è costituito dallo scavo con mezzi meccanizzati. Si possono realizzare due tipologie di scavo:

- Scavo meccanizzato di tipo puntuale "roadheader": la macchina può avere due teste differenti, *milling* o *ripping*, e può prevedere, integrato al suo interno, un sistema di raccolta e trasporto del materiale scavato. Per ottenere buoni risultati la roccia deve avere resistenza inferiore ai 70 MPa. Lo scavo può avvenire a piena sezione (la superficie della sezione dipende dalla massima estensione del braccio) o a sezione parzializzata.
- Scavo con demolitore idraulico: sulla testa del mezzo si può installare una punta auto affilante che frantuma la roccia per urto. Lo scavo può essere effettuato anche in gallerie di grande sezione iniziando dalla zona centrale, estendendosi lateralmente e verso il basso, proseguendo poi nella zona sommitale. È adatto per rocce stratificate ed intensamente fratturate anche di elevata resistenza.

Anche se nettamente più lento rispetto allo scavo con TBM, lo scavo con esplosivo presenta molti vantaggi: adatto per scavare gallerie aventi differenti sezioni, si può utilizzare anche per tracciati non lineari e di breve sviluppo, con scarsa influenza della resistenza della roccia e

modesto investimento iniziale. Inoltre, lo scavo con esplosivo può essere realizzato a sezione totale o sezione parziale ed è, in entrambi i casi, caratterizzato da una sequenza di fasi:

- perforazione
- caricamento
- volata
- sfumo
- disgaggio
- smarino
- messa in opera sostegni provvisori

3.1.1 Perforazione

Questa prima fase consiste nell'effettuare alcuni fori nella roccia, dentro i quali andranno inserite le cariche esplosive ed il materiale inerte per il borraggio. La perforazione è un'operazione di scavo meccanico su piccola sezione a fondo cieco ed è effettuata da martelli a percussione a più braccia che effettuano i fori con velocità di 1÷2.5 m/minuto (Figura 3.1). La geometria del foro prevede un diametro di circa 35÷65 mm e lunghezza di circa 4 m. Tipicamente, per sezioni di circa 100 m², si realizzano 100÷120 fori per ogni volata.



Figura 3.1 Perforatrice Jumbo SANDVIK DT113II elettroidraulica a tre braccia [www.avesco.ch]

Esiste una gran varietà di sistemi di perforazione, più o meno meccanizzati, automatizzati ed utilizzando diversi meccanismi di disaggregazione, ma in linea generale è possibile distinguere in tutti, alcune parti essenziali che assolvono a funzioni comuni ad ogni sistema. Con riferimento all'esempio riportato in figura 3.2 i componenti di un sistema di perforazione possono essere così schematizzati: (A) utensile che trasferisce alla roccia, tramite una punta, carichi concentrati idonei a disagregarla localmente. (B) asta che tramette all'utensile le forze assiali e le coppie da cui i carichi hanno origine. (C) perforatrice che trasforma la potenza fornita nelle forme di

potenza meccanica richiesta dall'asta di perforazione (potenza di percussione, potenza di rotazione). (D) sistema di guidaggio che impone all'utensile di progredire nella roccia secondo la direzione desiderata.

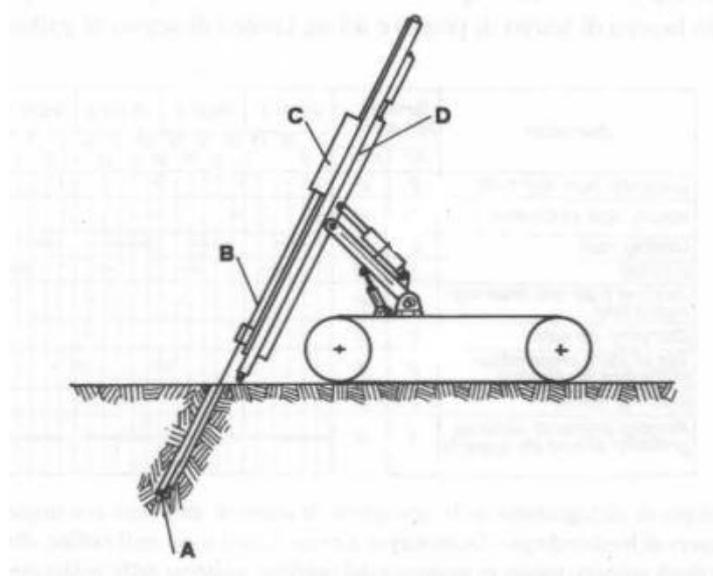


Figura 3.2 Esempio di macchina perforatrice [Mancini e Cardu, 2001]

3.1.2 Caricamento

Il caricamento consiste nell'immissione all'interno del foro di cartucce esplosive (Figura 3.3); queste vengono poi compattate e la parte superficiale del foro viene riempita con materiale inerte. La quantità di esplosivo specifico (quantitativo di esplosivo per unità di volume [kg/m^3]) diminuisce all'aumentare della sezione scavata perché aumentando il numero di fori diminuisce la quantità di esplosivo necessario per frantumare la roccia. Una delle cartucce viene equipaggiata con un detonatore (Figura 3.4). I detonatori hanno lo scopo di produrre una detonazione di intensità sufficiente ad avviare quella della carica a cui sono applicati.



Figura 3.3 Caricamento fori da mina [www.cipaspa.it]

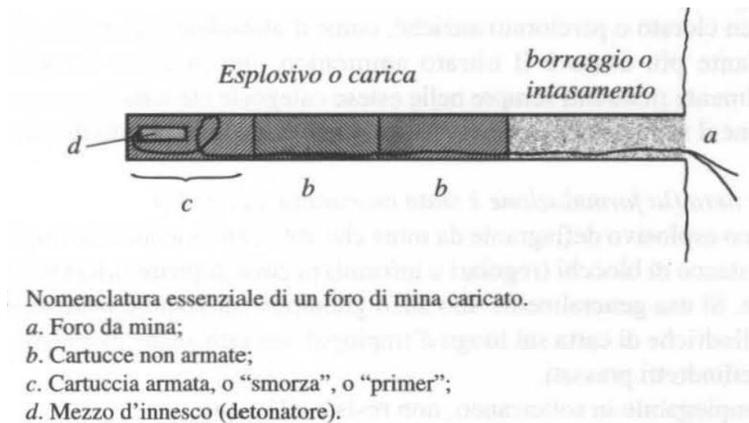


Figura 3.4 Esempio di un foro da mina caricato [Mancini e Cardu, 2001]

3.1.3 Volata

L’abbattimento con esplosivo in galleria è fortemente vincolato da due fattori:

- la presenza di un’unica superficie libera perpendicolare all’avanzamento
- un prefissato profilo finale di scavo

Per rispettare tali vincoli il progetto della volata deve prevedere l’utilizzo di tre tipologie di fori:

- fori di rinora, ovvero fori a basso rendimento che hanno finalità di creare delle nuove superfici libere
- fori di produzione, ad alto rendimento, generalmente in numero maggiore rispetto ai primi. Sono questi i fori che sfruttando le superfici libere create dai fori di rinora abbattono la roccia.
- fori di profilo, destinati al controllo del profilo finale di scavo.

In funzione delle geometrie e delle tecnologie possiamo distinguere vari tipi di rinora:

- rinora a V e doppia V, che prevede l’inclinazione delle prime mine fino a formare una “V” (Figura 3.5). Questa disposizione dei fori è la più efficace e permette di diminuire la quantità di esplosivo utilizzato.

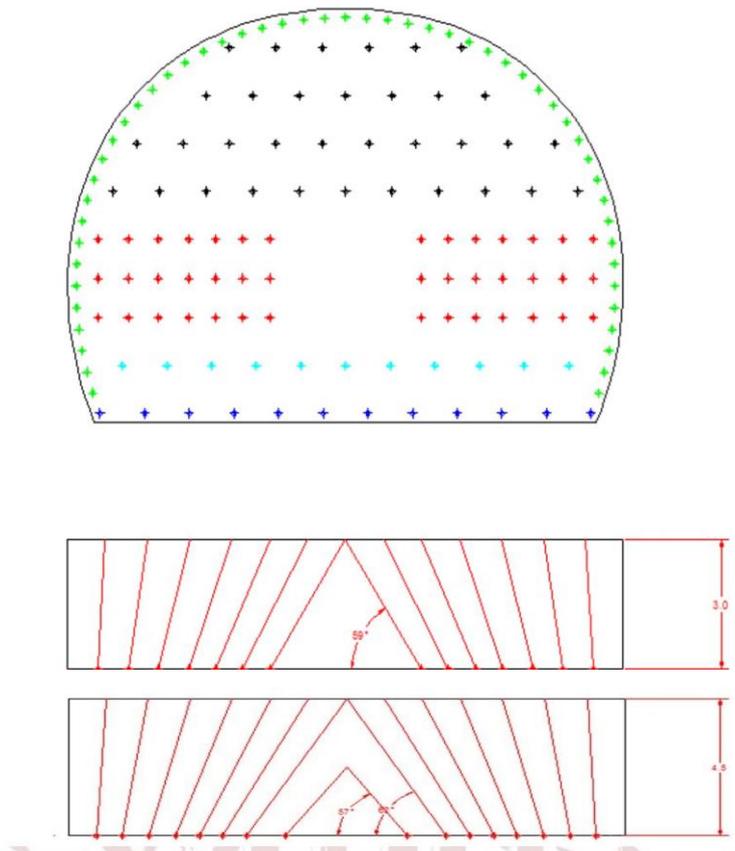


Figura 3.5 Schema generico di fori di rinora a V e doppia V [Lisardi, 2018]

- Rinora a ventaglio (Figura 3.6).

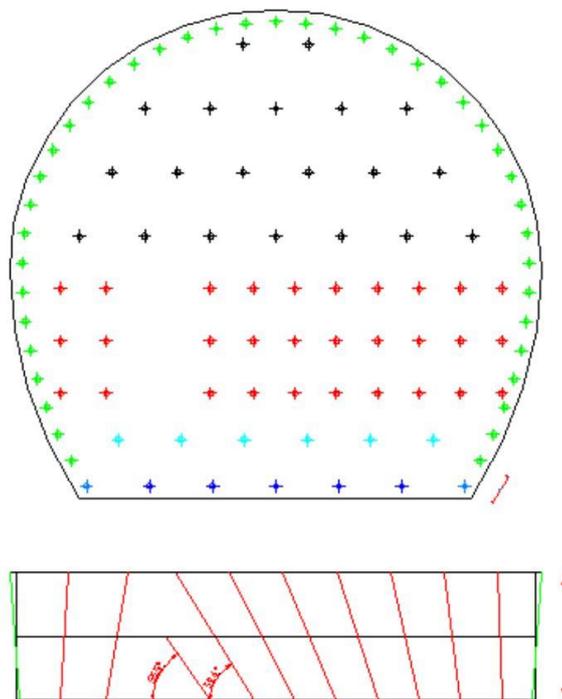


Figura 3.6 Schema generico di fori di rinora a ventaglio [Lisardi, 2018]

- rinora a fori paralleli, caratterizzata da una serie di fori paralleli perpendicolari al fronte di scavo, alcuni di questi caricati con esplosivo ed altri, posizionati al centro, scarichi al solo scopo di creare un'ulteriore superficie libera (Figura 3.7).

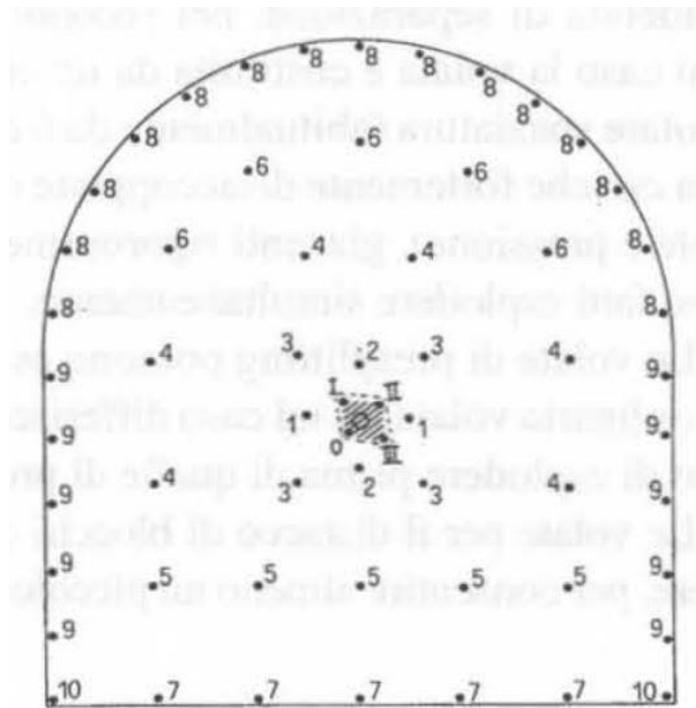


Figura 3.7. Esempio di rinora a fori paralleli[Mancini e Cardu, 2001]

Al fine di ridurre al minimo il danneggiamento della roccia al contorno dello scavo e per ottenere un profilo il più possibile aderente a quello di progetto si possono progettare le mine di contorno in due modi differenti:

- pre-splitting, in cui le mine vengono detonate per prime e di conseguenza caricate molto (75÷90 [kg/m] rispettivamente per dinamiti ed ANFO). La spaziatura è molto ridotta (8÷10 d) e permette la creazione di fratture tra foro e foro.
- smooth blasting, in cui le mine vengono detonate per ultime e hanno bassa carica (0.2 [Kg/m]). Questo è il metodo più utilizzato nello scavo di gallerie con esplosivo.

3.1.4 Sfumo

La ventilazione è un'aspetto molto importante del metodo di abbattimento, perché l'utilizzo di esplosivo genera necessariamente grandi quantità di gas. I prodotti della detonazione sono: vapore acqueo, anidride carbonica ed azoto, in quantità molto significativa (900 [l/kg] a pressione e temperatura ambiente) ed ossido di carbonio e ossidi di azoto in quantità molto più

ridotte. I sistemi tradizionali di ventilazione causano la creazione di un “tappo di gas” che investe i lavoratori ed i mezzi d’opera con gravi rischi per la salute. Per mitigare questo problema si può adottare un sistema di ventilazione reversibile, che preveda quindi anche la possibilità di aspirare i gas. Un esempio di impianto di ventilazione è rappresentato nella Figura 3.8.



Figura 3.1.4.1 Sistema di ventilazione della galleria del Brennero [www.Italcementi.it]

3.1.5 Disgaggio

Il disgaggio è operazione che serve a neutralizzare le condizioni di instabilità locale o puntuale. E’ un intervento rivolto a garantire la sicurezza dei lavoratori operanti a ridosso del fronte. L’azione è mirata a rimuovere i frammenti o le porzioni di terreno o roccia pericolanti che potrebbero franare ed investire uomini e macchine operatrici. Questa operazione deve essere eseguita con macchine disgaggiatrici come ad esempio il martello disgaggiatore progettato specificatamente per eseguire il disgaggio. Esso presenta una frequenza di battuta aumentata ed una ridotta forza di impatto rispetto ai martelli demolitori ordinari.

3.1.6 Smarino

Questa fase consiste nella rimozione del materiale abbattuto (smarino) utilizzando diversi sistemi a seconda delle dimensioni della galleria. Nel caso di gallerie medio-piccole questa fase viene eseguita utilizzando un sistema di vagoni su rotaie che trasporta il materiale all’esterno della galleria. In gallerie di grandi dimensione si può preferire utilizzare pale cariatrici e *dumper* che trasportano il materiale in punti di raccolta situati all’interno o all’esterno della galleria.

3.1.7 Sostegni provvisori

Per sostegno provvisorio (anche detto rivestimento di I fase) si intende la soluzione tecnica che consiste nella messa in opera a contorno del profilo scavato di centine, eventuale rete metallica, bulloni, chiodi e calcestruzzo proiettato al fine di assicurare la stabilità della galleria fino alla realizzazione del rivestimento definitivo. La centina è un profilato metallico a forma di arco che in genere è composta da più elementi il cui estradosso viene messo a contatto con il profilo della sezione scavata (Figura 3.9). Il collegamento consecutivo tra due centine contigue viene effettuato grazie a catene metalliche. Il calcestruzzo proiettato è un conglomerato cementizio posto in opera, mediante opportune lance, dopo la posa della centina.



Figura 3.9 Posa della centina [www.cipaspa.it]

3.2 Esplosioni ed esplosivi

Il termine “esplosione” si applica a fenomeni di vario tipo, che hanno in comune un rilascio di energia notevole in un tempo molto breve. Si distinguono tuttavia due categorie di reazioni esplosive: quelle che si propagano con velocità subsonica dette “deflagrazioni” e quelle che si propagano con velocità supersonica chiamate “detonazioni”. La deflagrazione si propaga perché i gas sviluppati dalla combustione di una particella ne raggiungono un'altra e la riscaldano alla temperatura di reazione. Invece, la detonazione avviene perché un improvviso aumento locale di pressione e di temperatura porta la sostanza alle condizioni di reazione e l'energia sviluppata dalla reazione è in parte utilizzata per mettere in pressione lo strato adiacente di sostanza, dove il fenomeno si ripete.

3.2.1 Classificazione esplosivi

Il fatto di deflagrare o detonare non è, a rigore, una caratteristica intrinseca di un esplosivo, ma dipende dal modo in cui la reazione è innescata e da altri fattori. Si può quindi effettuare una prima classificazione degli esplosivi in deflagranti o detonanti in base alla facilità con la quale si ottiene l'una o l'altro tipo di reazione; tali esplosivi vengono detti anche, rispettivamente di I o II categoria. Gli esplosivi sono classificati in molte diverse maniere. In base all'ambiente di lavoro: in questo caso abbiamo esplosivi per lavori all'aperto (es. cave) ed esplosivi per lavori in sotterraneo. Questi ultimi devono essere a bilancio di ossigeno positivo e quindi non produrre gas deleteri all'atto della loro esplosione, come ad esempio CO, prodotto di ossidazione incompleta. E' possibile classificarli in base alla loro composizione chimica:

- miscugli esplosivi, costituiti da due o più sostanze, di cui almeno una ossidante ed una combustibile, mescolate in opportune proporzioni, dopo essere state ridotte in polvere (es. polvere nera).
- esplosivi chimici, sono costituiti da una sostanza esplosiva che contiene nella sua molecola sia l'elemento ossidante (ossigeno) sia l'elemento combustibile (carbonio o idrogeno). Nel momento dell'esplosione questi elementi si combinano tra loro dando origine a composti gassosi più o meno ossigenati (es. nitroglicerina, tritolo, pentrite)
- miscele esplosive, formate da due o più esplosivi chimici cui talvolta vengono aggiunte sostanze non esplosive. A seconda del loro stato fisico si distinguono miscele esplosive "polverulenti" e "gelatinose".

3.2.2 Tipi di esplosivi da sotterraneo

Tipicamente gli esplosivi utilizzati nello scavo di gallerie sono: dinamiti, *slurries* o *watergel*, emulsioni, amatoli, ANFO.

Dinamiti: Viene definita dinamite un esplosivo il cui componente essenziale è la nitroglicerina o una miscela di nitroglicerina-nitrogliceroglicole (Figura 3.10). L'altro componente essenziale è una base che ha la funzione di assorbire la nitroglicerina riducendone la sensibilità entro i limiti di sicurezza. Le dinamiti si differenziano per la percentuale di nitroglicerina, per la natura della base e per il modo di preparare la miscela. Hanno comunque molti caratteri in comune: sono sostanze plastiche, con densità di circa 1.5 e bruciano lentamente se infiammate all'aria aperta. Nei cantieri in sotterraneo le dinamiti più utilizzate sono quelle a base esplosiva, costituita da nitrocellulosa che ha la proprietà di gelatinizzare la nitroglicerina. Queste

dinamiti sono dette anche gelatine gomme ed hanno velocità di detonazione di circa 8000 m/s, che però diminuisce con il tempo a causa del processo di invecchiamento della miscela che tende a separare le componenti.



Figura 3.10 Esempio di dinamite “gelatine gomme” [Selva e Nardin, 2013]

Slurries o Watergel. Sono costituite da una soluzione satura di sostanze ossidanti, principalmente a base di nitrato di ammonio in acqua contenente in sospensione opportuni esplosivi con aggiunta di sostanze sensibilizzanti e di altre gelificanti avente la funzione di conferire una migliore consistenza all'intera miscela. Generalmente come esplosivo viene usato il tritolo e come sensibilizzante vengono usati idrocarburi e certi metalli in polvere, soprattutto alluminio. Come stabilizzante è usato un adatto colloide che ha anche il compito della viscosità della miscela. Hanno velocità di detonazione che può variare da 3500 m/s a 5000 m/s. Al momento sembra che gli *slurry* stiano diventando i più importanti esplosivi del futuro, in quanto consentono tutta la flessibilità di impiego degli esplosivi tradizionali con indiscutibili vantaggi sia in merito alla sicurezza, sia rispetto il rendimento in rocce dure.

Emulsioni. Le emulsioni sono un sistema complesso composto da due fasi, una costituita da una soluzione satura, anche al 90%, di nitrato di ammonio e/o nitrato di sodio, l'altra costituita da elementi combustibili. Quest'ultima è costituita da oli, cere e paraffine che hanno anche la funzione di garantire la stabilità nel tempo dell'emulsioni. La differenza sostanziale con gli *slurry* sta nelle dimensioni molto più ridotte delle componenti che garantiscono alla miscela una rapida ed uniforme decomposizione delle stesse con velocità di detonazione di circa 5500

m/s. E' possibile variare l'energia specifica delle emulsioni in funzione delle esigenze di lavoro, aggiungendo sostanze sensibilizzanti, come la polvere di alluminio, o modificando le percentuali delle loro componenti; in questo modo si ottengono miscele esplosive adatte per tutti i tipi di roccia e per tutti gli ambienti di lavoro. Le emulsioni resistono bene all'acqua e sono considerate molto sicure in quanto sono poco sensibili agli urti. Un esempio di è riportato nella Figura 3.11.



Figura 3.11 Esempio di emulsioni esplosive con particolare ingrandito al microscopio elettronico [Selva e Nardin, 2013]

Amatoli: Si definiscono amatoli le miscele esplosive formate da nitrato di ammonio e tritolo, talvolta con l'aggiunta di altre sostanze. Gli amatoli costituiscono gli esplosivi da mina polverulenti ed hanno caratteristiche e prestazioni differenti a seconda delle varie composizioni. Il nitrato di ammonio in genere è presente tra il 40% ed il 90%, con una percentuale di tritolo inferiore al 22%. La reazione esplosiva è in bilancio di ossigeno positivo quindi la miscela può essere utilizzata anche in galleria.

ANFO (Ammonium Nitrate Fuel Oil). Sono miscele esplosive ottenute mescolando nitrato di ammonio ed olio combustibile in determinate concentrazioni, Figura 3.12. La miscela ha il miglior rendimento se costituita dal 94% da nitrato di ammonio e dal 6% da olio combustibile. L'umidità diminuisce notevolmente il rendimento della miscela esplosiva come mostrato dalla Figura 3.13.

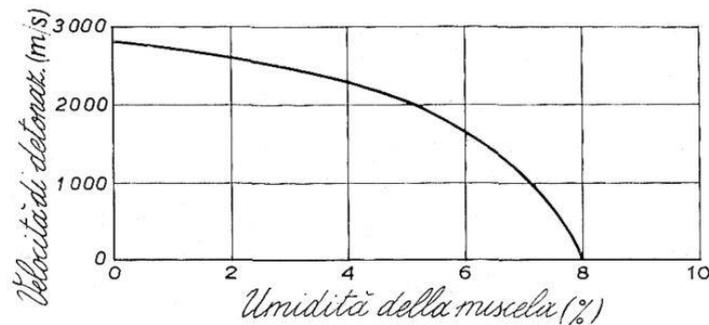


Figura 3.13 Grafico che mostra la diminuzione della velocità di detonazione in relazione all'umidità [Selva e Nardin, 2013].

Gli esplosivi ANFO sono molto utilizzati perché molto economici, in relazione all'energia sviluppata per unità di peso e più sicuri delle dinamiti.



Figura 3.12 Immagine rappresentativa dell'aspetto che ha la miscela esplosiva ANFO nello stato in cui viene utilizzato [Selva e Nardin, 2013].

3.3 Sistemi di innesco per esplosivi

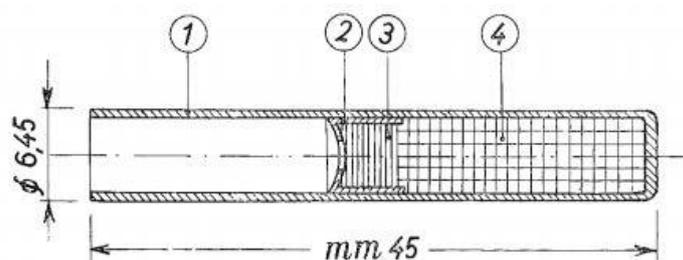
L'operazione con la quale si determina la detonazione/deflagrazione dell'esplosivo con il quale è caricata una mina è detta innesco. I mezzi necessari per ottenere tale brillamento sono stati perfezionati nel tempo per rendere più sicuro il lavoro ed utilizzare al meglio l'energia prodotta dall'esplosivo. Tali sistemi sono costituiti da micce e detonatori. Nonostante la somiglianza dell'aspetto, sono da tenere ben distinti due tipi di micce: le micce a lenta combustione e le micce detonanti.

Le prime sono costituite da un'anima di polvere nera protetta da successivi strati di filati di cotone o canapa. La combustione si propaga con velocità di circa 1 cm/s ma può subire variazioni dovute alla pressione ed all'umidità. Una buona miccia a lenta combustione non deve produrre scintille o spruzzi di fuoco, non fare troppo fumo e deve resistere, con gli estremi non immersi, all'infiltrazione d'acqua per alcune ore.

Le micce detonanti sono costituite da un'anima di esplosivo detonante, solitamente pentrite, con velocità di detonazione di circa 6000-7000 m/s. I materiali impiegati nella fabbricazione sono di natura tale da mantenere la flessibilità della miccia e la stabilità dell'esplosivo in essa contenuto sia alle basse che alle alte temperature. Le micce detonanti si contraddistinguono per il contenuto in g/m di pentrite, che ne determina il diverso tipo di impiego, impiego che non è mai quello in sotterraneo.

I detonatori hanno lo scopo di produrre una detonazione di intensità sufficiente ad avviare quella della carica cui sono applicati. Di questi ultimi ne esistono di varie tipologie:

Detonatori ordinari. Sono costituiti da un bossolo di alluminio chiuso ad una estremità e contenente al suo interno una carica di esplosivo detonante primario, sovrapposta ad una carica di esplosivo detonante secondario, confinata da una piastra metallica che presenta un foro centrale per il passaggio della fiamma della miccia a lenta combustione. I detonatori esplodono se ricevono un urto oppure a contatto con una fiamma; pertanto, bisogna trattarli con delicatezza, non farli cadere e tenerli lontano da fiamme o scintille. I bossoli normalmente impiegati sono lunghi 45 mm ed hanno diametro esterno di circa 6.5 mm, Figura 3.14.



Schema detonatore : 1 = bossolotto in alluminio; 2 = opercolo in alluminio; 3 = carica primaria di azostifnato di piombo; 4 = carica secondaria di pentrite.

Figura 3.14 Esempio di bossolo di un detonatore ordinario [Selva e Nardin, 2013].

Detonatori elettrici: sono molto simili ai detonatori ordinari con l'eccezione che nella parte prossima all'apertura, dove nei precedenti detonatori si introduce l'estremità della miccia, è sistemata la testina di accensione (Figura 3.15). Facendo circolare una corrente elettrica attraverso i fili collegati alla testina quest'ultima si accende per effetto Joule. L'esplosione del

detonatore può essere simultanea con l'accensione della testina, se questa è a diretto contatto con la carica primaria, oppure verificarsi con un certo ritardo prestabilito, se fra la testina e la carica è stato posto un elemento ritardante. I ritardi possono essere dell'ordine dei $0.5 \div 0.25$ secondi oppure dei $2 \div 3$ millesimi di secondo: nel primo caso si parla di ritardi normali nel secondo di microritardi.

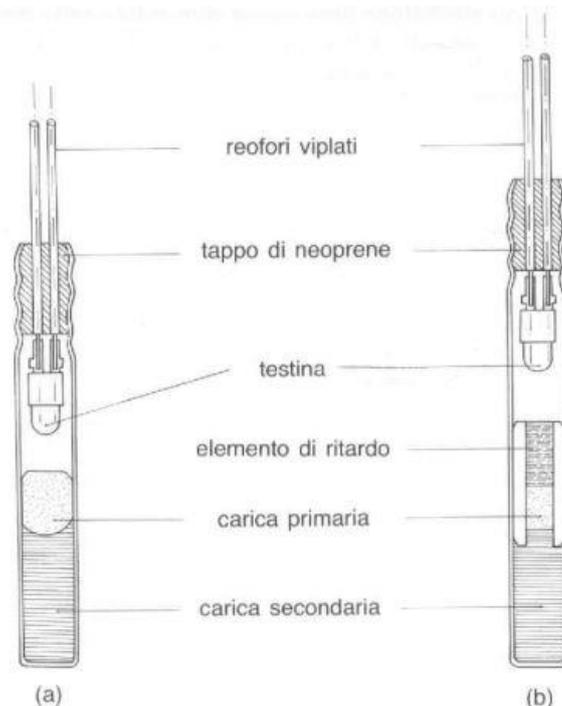


Figura 3.15 Rappresentazione di un detonatore elettrico istantaneo (a) e ritardato (b) [Selva e Nardin, 2013].

Detonatori elettronici. Sono molto simili ai detonatori elettrici e si differenziano perché le fasi di accensione della testina e dell'elemento ritardante sono invertite. In questi dispositivi all'inizio del bossolo si trova un condensatore e successivamente un *microchip* ed infine la testina infiammabile a contatto con la carica espositiva primaria. Il condensatore ha lo scopo di immagazzinare l'energia elettrica portata al circuito ed alimentare, attraverso un circuito interno di sicurezza, il *microchip* che costituisce il cuore del detonatore. Il *microchip* non ha un ritardo prestabilito ma viene programmato dall'operatore successivamente al caricamento della volata.

Detonatori NONEL. È un sistema che consiste nell'innescare i detonatori anziché con fiamma o energia elettrica, con un'onda d'urto trasmessa a distanza attraverso un tubo di plastica, con velocità di detonazione di circa 2000 m/s. All'estremità del tubo è fissato un detonatore ad onda d'urto istantaneo o ritardato avente caratteristiche simili a quelle dei detonatori elettrici ma con un sistema di innesco per l'appunto ad onda d'urto. Il sistema ad onda d'urto offre, rispetto ad altri sistemi di accensione, i seguenti vantaggi: elevato grado di sicurezza contro accensioni

accidentali sia perché il tubo di trasmissione dell'onda d'urto, se acceso, brucia senza dar luogo a reazione, sia perché è insensibile agli urti, richiedendo una velocità di impatto di 300 m/s per essere innescato. L'unico fattore di svantaggio è il costo, superiore almeno del 30% rispetto agli altri sistemi.

4. Effetto dell'esplosione nell'intorno della galleria

Le vibrazioni indotte da un'esplosione possono provocare molti danni, sia all'ammasso roccioso nell'intorno della galleria sia alle strutture nelle vicinanze. Nel seguito verranno trattati i seguenti argomenti al fine di descrivere al meglio il problema: *moto vibratorio, effetti dell'esplosivo nell'intorno della galleria e le normative* utilizzate per il controllo delle vibrazioni.

4.1 Moto vibratorio

L'obiettivo dell'esplosione è quella di usare l'energia sprigionata per frammentare sufficientemente la roccia al fine di poter avanzare con lo scavo. Il problema di questo metodo è quello che la generazione di vibrazioni nel terreno prodotte dall'esplosione danneggia le strutture e la roccia circostante intorno al foro. Sebbene ci siano stati miglioramenti riguardo le conoscenze e le tecnologie utilizzate per la frammentazione della roccia tramite la tecnica dello *smooth blasting*, l'energia totale generata non è solo usata per rompere la roccia, ma si trasforma in parte in vibrazioni del terreno, sovrappressioni in aria, etc. Come già accennato, l'utilizzo di questo metodo per frammentare la roccia richiede una determinata sequenza di detonazione delle cariche per riuscire ad essere efficaci. Tutte le forze generate in un'esplosione risultano dalla detonazione di una carica esplosiva, ossia dalle reazioni chimiche esotermiche che si innescano trasformando sostanzialmente la carica in prodotti, principalmente gas, ed energia. Il processo di detonazione produce due distinti fenomeni: il primo è la generazione di un'onda dovuta alla rapida detonazione degli esplosivi, e il secondo è la penetrazione del gas ad alta pressione nelle fratture preesistenti o appena create. L'onda d'urto viaggia ad una velocità supersonica e contribuisce in modo molto significativo alla frammentazione della roccia. Le onde generate viaggiano in molte direzioni e, ad una certa distanza dalla fonte, si sovrapporranno. La forma e l'ampiezza dell'onda finale dipenderà da molti fattori.

Le onde meccaniche hanno [1] origine quando una porzione di un mezzo deformabile elastico viene spostata dalla sua posizione di equilibrio e poi lasciata oscillare, oppure da una sorgente di energia. La perturbazione si propaga a causa delle proprietà meccaniche del mezzo con un fronte d'onda che è definito da tutti i punti che si trovano nello stesso stato di moto. Se il mezzo è di densità uniforme la direzione del moto delle onde è perpendicolare al fronte d'onda. Una sorgente puntiforme nello spazio produce delle perturbazioni che si propagano in tutte le direzioni ed i fronti d'onda sono quindi delle sfere concentriche. Quando le onde sferiche hanno

curvature molto piccole rispetto alla distanza dalla sorgente puntiforme, i fronti d'onda possono essere approssimati con piani e in questo caso si parla di onde piane. Per definire le equazioni che governano questi fenomeni si farà riferimento in seguito ad un'onda che si propaga lungo la coordinata x in un mezzo elastico isotropo. Il passaggio dell'onda produce un campo di spostamenti definito da tre funzioni di spostamento $u_x(t), u_y(t), u_z(t)$. Un'importante considerazione nell'ambito delle onde piane è che gli spostamenti di tutti i punti in qualsiasi piano yz sono uguali istante per istante. Questo si traduce in una indipendenza delle funzioni spostamento dalle coordinate y e z . In base a questa considerazione le componenti del tensore della deformazione si modificano nel seguente modo:

$$\varepsilon_x = -\frac{\partial u_x}{\partial x}, \varepsilon_y = \varepsilon_z = 0 \quad \gamma_{xy} = -\frac{\partial u_y}{\partial x}, \gamma_{yz} = 0, \gamma_{zx} = -\frac{\partial u_z}{\partial x} \quad (4.1)$$

Aggiungendo le relazioni di legame elastico isotropo alle relazioni (4.1) con alcune manipolazioni si ottiene:

$$\sigma_x = -\frac{1-\nu}{0,5-\nu} G \frac{\partial u_x}{\partial x} \quad \tau_{xy} = -G \frac{\partial u_y}{\partial x}, \tau_{xz} = -G \frac{\partial u_z}{\partial x} \quad (4.2)$$

Per ottenere le equazioni del movimento del mezzo elastico, secondo il principio di d'Alembert [2], bisogna eguagliare le componenti del tensore di sforzo x, y, z alle corrispondenti componenti dell'accelerazione moltiplicata per la densità di massa, come mostrato nella figura 4.1:

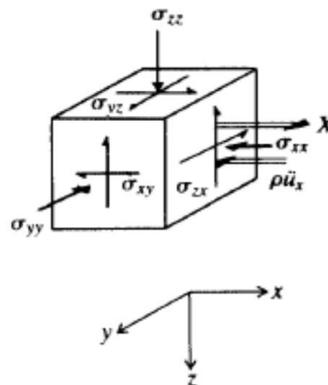


Figura 4.1 Equilibrio di un elemento infinitesimo in direzione x [Casablanca 2011]

$$\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{zx}}{\partial z} = X = -\rho \frac{\partial^2 u_x}{\partial t^2}$$

$$\frac{\partial \sigma_y}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{yz}}{\partial z} = Y = -\rho \frac{\partial^2 u_y}{\partial t^2} \quad (4.3)$$

$$\frac{\partial \sigma_z}{\partial z} + \frac{\partial \tau_{yz}}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{zx}}{\partial x} = Z = -\rho \frac{\partial^2 u_z}{\partial t^2}$$

La definizione di onda piana e le equazioni (4.2) riducono le (4.3) a

$$\begin{aligned} \frac{\partial^2 u_x}{\partial t^2} &= -\frac{1-\nu}{0,5-\nu} \frac{G}{\rho} \frac{\partial^2 u_x}{\partial x^2} = C_p^2 \frac{\partial^2 u_x}{\partial x^2} \\ \frac{\partial^2 u_y}{\partial t^2} &= \frac{G}{\rho} \frac{\partial^2 u_y}{\partial x^2} = C_s^2 \frac{\partial^2 u_y}{\partial x^2} \\ \frac{\partial^2 u_z}{\partial t^2} &= \frac{G}{\rho} \frac{\partial^2 u_z}{\partial x^2} = C_s^2 \frac{\partial^2 u_z}{\partial x^2} \end{aligned} \quad (4.4)$$

dove

$$C_p = \sqrt{\frac{1-\nu}{0,5-\nu} \frac{G}{\rho}} \quad e \quad C_s = \sqrt{\frac{G}{\rho}}$$

sono la velocità di propagazione dell'onda.

Si vede che la velocità di propagazione dell'onda è differente a seconda che si tratti delle componenti u_x o u_y e u_z . In tal modo un moto vibratorio risulta composto da due onde che si propagano indipendentemente: in x lo spostamento è diretto lungo la direzione di propagazione dell'onda stessa e si dice quindi onda longitudinale o onda P con velocità C_p , in y e z lo spostamento giace in un piano normale alla direzione di propagazione e si parla di onde di taglio o S con velocità C_s . Nell'onda S figurano solo le componenti u_y e u_z che non dipendono né da y né da z e quindi si deduce che le onde trasversali non sono in relazione con la variazione di volume del corpo. Al contrario le onde p sono accompagnate da fenomeni di compressione e dilatazione del corpo.

Le vibrazioni tipiche dovute ad un'esplosione, al di là del tipo di onda, possono essere approssimate a variabili sinusoidali sia rispetto al tempo sia rispetto allo spazio come mostrato nella figura 4.2.

La forma generale di tale approssimazione è la seguente:

$$u = U \sin(2\pi f t) \quad (4.5)$$

che rappresenta l'equazione per uno spostamento sinusoidale u , dove U è lo spostamento massimo, f è la frequenza e t è il tempo.



Figura 4.2 Approssimazione sinusoidale: sinistra t costante, destra x costante [ISMR, 1992].

Le relazioni cinematiche tra lo spostamento, la velocità e l'accelerazione delle particelle per onde di forma complessa è data dall'integrazione o la differenziazione di una di queste. Per esempio, per ottenere la velocità delle particelle è possibile integrare l'accelerazione.

L'utilizzo di criteri per la rappresentazione della vibrazione basati sulla frequenza ha portato a considerare la determinazione della frequenza dominante un aspetto centrale in questo tipo di indagini. La frequenza dominante può essere stimata attraverso l'ispezione visiva della storia temporale o il calcolo mediante spettro di risposta oppure spettro di Fourier.

La complessa natura del processo di esplosione si identifica nel fatto che le prestazioni di un'esplosione di produzione e le risultanti vibrazioni del suolo sono dipendenti da numerosi fattori. Di seguito verranno descritti i fattori più importanti che influenzano le prestazioni di un'esplosione [5].

Peso dell'esplosivo: la massa di esplosivo utilizzato è la più comune delle variabili utilizzate nel determinare le vibrazioni dovute all'esplosivo. Questa dipende dalla geometria della carica e del foro e dalle condizioni di carica. Per quanto riguarda il monitoraggio delle strutture il picco della velocità delle particelle è di primario interesse e gli standard attuali coinvolgono la legge di scala del peso dell'esplosivo che in modo non corretto associa ad un aumento del peso un aumento del picco. La legge di scala è una legge che lega la velocità delle particelle alla distanza scalata rispetto alla quantità di esplosivo istantaneamente esplosa. Sono stati effettuati molti monitoraggi [3] di picchi di velocità delle particelle sia in superficie che in sottoterraneo e si è visto come le variazioni di peso della carica influiscano solo sulle prove in superficie.

Tipo di carica: la tipologia di carica, cioè la sua composizione chimica, influenza l'energia, la pressione, la velocità della carica e la produzione di gas durante il processo di detonazione. Si potrebbero utilizzare molte tipologie di esplosivi ma quella più comunemente utilizzata per lo scavo di gallerie è una miscela di nitrato di ammonio e olio combustibile, chiamato ANFO. Sulla scelta dell'esplosivo giocano un ruolo molto rilevante le condizioni idrauliche del

cantiere. Il confronto dal punto di vista idraulico può essere effettuato tra l'ANFO e gli esplosivi gelatinosi: i primi hanno una resistenza bassissima all'acqua i secondi invece molto alta. Un chiaro segno di un esplosivo con una inadeguata resistenza all'acqua è la generazione di fumi marroni generati durante la detonazione.

Diametro della carica: È noto nella comunità esplosiva come il diametro del foro influisca sulla prestazione dell'esplosivo. Tipicamente questo parametro è dipendente dal fatto che le aziende hanno a disposizione punte di perforazione di determinate dimensioni e di conseguenza le cariche sono adattate a queste. Tipicamente i diametri dei fori variano da un minimo di 0.05 m ad un massimo di 0.32 m. Sono state formulate molte relazioni che dimostrano come il raggio della zona frantumata varia fra tre e cinquantacinque volte il raggio del foro, a seconda della geologia e dell'esplosivo. Sono stati condotti anche studi [4] sulla dipendenza delle vibrazioni generate dal diametro del foro. Investigando due tipologie di esplosivo si è visto come all'aumentare del diametro aumenta anche la velocità di detonazione.

Lunghezza della carica: la lunghezza della carica è un parametro che descrive la lunghezza della carica all'interno del foro e generalmente è un parametro costante durante la produzione a meno che non si renda necessario fare delle modifiche. Nei lavori a cielo aperto si hanno lunghezze che variano da 5 a 15 m, ma si possono avere lunghezze anche molto maggiori. Alcuni studi [6] hanno dimostrato che la lunghezza del foro influisce sulla generazione delle vibrazioni: nello specifico, all'aumentare del primo aumenta anche il secondo. Altri studi [3] hanno portato alla luce il fatto che la lunghezza della carica, se maggiore di 0.01 m, non influisce sul picco di velocità delle particelle, sia nelle vicinanze dell'esplosione sia in lontananza. Solo nel caso di distanza media si è riscontrata una relazione fra la lunghezza della carica ed il picco di velocità delle particelle. Un ulteriore studio [8] ha dimostrato che la lunghezza della carica influisce sull'entità del danno. Nello specifico se la lunghezza della carica "è al di sopra di una certa lunghezza critica", la zona di danno non si espande perpendicolarmente dal foro ma aumenta solo l'estensione verticale del danno. L'aumento della lunghezza della carica provoca l'aumento della lunghezza delle onde, sia le onde *P* che le onde *S* ma non della loro ampiezza.

Superfici libere: una superficie libera è una sezione dove l'ammasso roccioso è esposto all'aria e consente ad ogni porzione di roccia frammentata di muoversi. In un'esplosione di produzione con superfici libere, l'onda generata dalla detonazione viaggia in direzione della superficie libera e la riflessione dell'onda piana su tale superficie è ben definita. Sono stati sviluppati modelli [8] che sono riusciti a dimostrare come le superfici libere influenzano molto la propagazione delle

onde. Nello specifico tale processo dipende dall'angolo di incidenza che gioca un ruolo molto importante perché le onde di compressione e di trazione possono essere amplificate o ridotte a seconda di tale angolo. Comunque, l'amplificazione delle onde di taglio è più complicata perché queste possono riflettere anche oltre l'angolo critico.

Velocità di detonazione (VoD): questo parametro descrive la velocità alla quale il fronte d'onda si propaga attraverso la carica esplosiva. La VoD è un valore che può variare da 2500 a 7000 m/s. Sempre più comunemente si stanno utilizzando strumenti per la misura della VoD, che è considerata una delle più importanti proprietà. Sviluppando dei modelli numerici si è visto come la VoD influisca sulla velocità di picco delle particelle. È stato dimostrato [9] che, per elevate distanze dell'esplosione, all'aumentare della VoD aumenta anche il picco di velocità delle particelle; invece, nelle vicinanze dell'esplosione il comportamento è uguale fino ad un certo valore, mentre al di là del quale la velocità diminuisce. Si è visto [3] però come la velocità di detonazione non influisca significativamente sulla velocità di picco delle particelle se il rapporto fra la lunghezza della carica ed il suo diametro è minore di 0.45.

Progettazione volata: questo parametro può influire sulla generazione delle vibrazioni nel suolo e sulla frammentazione, anche se non è il parametro che influisce maggiormente. Molti studi [10] hanno documentato che una buona progettazione degli intervalli di ritardo può ridurre il livello di vibrazioni provocate dall'esplosivo. Sono stati condotti molti studi [11] tramite l'utilizzo di modelli numerici ed esperimenti sul controllo delle vibrazioni da esplosione in una determinata configurazione utilizzando detonatori elettrici. Questi studi hanno mostrato che, al di là dell'accuratezza del tempo di fuoco, se la vibrazione emessa da ogni singola carica è completamente non correlata con le altre lo spettro delle vibrazioni è illeggibile. Si è constatato che se la geologia del materiale non varia, le sequenze di ritardo elettriche possono essere utilizzate per controllare il contenuto di frequenza delle vibrazioni generate dall'esplosione. Di contro, se la geologia cambia, le vibrazioni non possono essere previste e non saremo in grado di controllarle con la sequenza di ritardo. Lo studio ha anche evidenziato il fatto che il controllo delle vibrazioni tramite la sequenza di ritardo può essere effettuata per un luogo specifico ma non ci sono garanzie che lo stesso controllo possa essere fatto per altri punti equidistanti dall'esplosione. Si fa anche notare che un'ottimizzazione delle sequenze di ritardo allo scopo di ridurre le vibrazioni può non essere ottimale per le prestazioni in termine di frammentazione. Sono stati condotti anche studi sul livello del picco di vibrazione che hanno portato a dire come quest'ultimo sia insensibile rispetto all'accuratezza del ritardo.

Confinamento della carica: il confinamento descrive quanto bene la carica esplosiva è aderente alle pareti del foro. Questo parametro dipende dalla geometria, dalle condizioni e dalle proprietà della massa circostante. Un minor confinamento provoca il lancio di porzioni di roccia e la propagazione di esplosioni in aria; al contrario, un confinamento elevato fa sì che la maggior parte dell'energia venga trasferita alla roccia circostante. Si sono condotti studi [12] sull'influenza del confinamento rispetto la VoD che hanno dimostrato come all'aumentare del confinamento, per tutti i fori effettuati, aumenti anche la VoD.

Geologia del sito: le vibrazioni del suolo generate dall'esplosione possono viaggiare in molte direzioni e secondo vari percorsi e sono soggette ad attenuazione, dispersione, riflessione e rifrazione in dipendenza delle condizioni geologiche della roccia circostante. Le proprietà di trasmissione delle onde della roccia circostante sono importanti per caratterizzare e capire come le vibrazioni possano viaggiare attraverso le varie superfici dei diversi strati. Sono molti i fattori geologici che influenzano il processo di generazione e propagazione delle vibrazioni attraverso il terreno. Molti studi ne hanno identificate alcune ed investigate: stratificazione, fratture, giunture, cavità e anisotropia.

Accoppiamento/disaccoppiamento: si considera completamente accoppiato un esplosivo che riempie tutto il foro per tutto il suo diametro. Viceversa, se questo non accade, la carica viene considerata disaccoppiata. Studi hanno dimostrato [13] come il grado di accoppiamento controlli il livello di vibrazioni nel suolo durante l'esplosione. In pratica, se l'esplosivo è completamente accoppiato si generano livelli di vibrazioni più alti. In molti casi, se il diametro del foro è ridotto, la propagazione delle vibrazioni è possibile anche per cariche non completamente accoppiate. Si è visto come la presenza di acqua possa migliorare le condizioni di accoppiamento, in caso di adeguato esplosivo, a causa della migliore impedenza nel caso esplosivo-acqua-roccia rispetto al caso esplosivo-aria-roccia.

Precondizionamento: durante la fase di produzione tramite esplosione ogni foro è detonato in un determinato istante. Questo fa sì che le vibrazioni provocate da una detonazione provochino il cambiamento delle condizioni fisiche del materiale circostante, per esempio danneggiandolo. Le vibrazioni generate dalle detonazioni successive dovranno attraversare il materiale così disturbato. Questo processo viene identificato come preconditionamento e, potrebbe avere l'effetto di interrompere la propagazione delle vibrazioni avendo così un effetto "schermo". È stato però messo anche in evidenza come la comprensione e l'implementazione di questo

parametro nei modelli attuali è solo un tentativo poiché il meccanismo di danno ed il conseguente effetto “schermo” non sono ben chiari.

4.2 Effetti dell'esplosivo nell'intorno dalla galleria

Quando ci si focalizza sugli effetti della propagazione delle vibrazioni indotte dall'esplosione ci sono due distinte zone di interesse: la zona in prossimità dell'esplosione, e la zona ad un'elevata distanza da essa. La zona prossima al foro di detonazione rappresenta la regione più complicata da indagare a causa delle reazioni chimiche generate dall'esplosione, che fanno sì che la pressione e la temperatura applicate alla parete del foro siano estremamente alte. Inoltre, si ha che mentre l'onda d'urto si propaga verso l'esterno, la massa rocciosa è soggetta a livelli di tensione considerevolmente elevati che portano alla generazione di fratture, ed alla rottura del materiale. Tale processo, pur essendo complesso, in virtù del fatto che il comportamento del materiale non è elastico-lineare, è però spesso semplificato nei modelli di analisi adottando una geometria del foro cilindrica ed un comportamento elastico-lineare del mezzo. A causa dell'incapacità della maggior parte dei trasduttori di resistere a pressioni e temperature elevate, le misure sperimentali delle pressioni sulla parete del foro in condizioni di esplosivo completamente accoppiato non sono disponibili nella letteratura [14]. Essendo quindi molto complicata la determinazione del comportamento della roccia in questa regione, vengono spesso utilizzati, a tal fine, modelli matematici o modelli in scala. Sono stati inoltre sviluppati diversi modelli empirici per prevedere il raggio della zona frantumata in base ai parametri dell'esplosivo, del raggio del foro e delle caratteristiche del materiale [15]. Il processo di frantumazione della roccia tramite esplosivo è sempre stato protagonista di molte ricerche. Alcune di queste hanno messo in evidenza che le onde indotte dalla detonazione diminuiscono rapidamente fino al punto in cui la loro sollecitazione a compressione è minore della resistenza a compressione del materiale roccioso, a questo punto la risposta del materiale diviene elastoplastica [15]. Nel momento in cui le onde generate dall'esplosione diminuiscono di intensità, non provocando più deformazioni permanenti, si definisce la regione dell'ammasso roccioso considerata lontana [16]. Il comportamento in questa zona è considerato elastico perché il materiale roccioso ritorna al suo stato originale e la velocità di propagazione delle onde è costante. Le onde in questa zona sono le più critiche perché sono quelle che possono provocare danni alle strutture ed alle infrastrutture. Teoricamente questa zona può non avere limiti [17].

4.2.1 Determinazione delle pressioni agenti

Al fine di adottare una relazione costitutiva unica, basata sulla meccanica del continuo, per simulare le vibrazioni indotte dall'esplosivo, la zona di danno e la zona di fratturazione sono trattate come parti della fonte delle vibrazioni, ed il carico dell'esplosione è applicato al contorno della fonte equivalente, che in seguito verrà chiamata contorno elastico equivalente. Considerando l'ammasso roccioso circostante la carica incompressibile e avente comportamento elastico-lineare, ed assumendo che tutta l'energia sia convertita in energia cinematica dell'ammasso roccioso, è possibile descrivere il comportamento della roccia circostante per una carica cilindrica [19]. In questo caso la velocità radiale V è data dall'equazione (4.6) secondo la teoria idrodinamica:

$$V = \sqrt{\frac{\rho_0 q}{8\rho_r v_s}} \frac{\bar{L}}{\bar{r} \sqrt{(\bar{r})^2 + \left(\frac{\bar{L}}{2}\right)^2}} \quad (4.6)$$

dove

$$v_s = \ln + \frac{\bar{L} + \sqrt{1 + \bar{L}^2}}{-\bar{L} + \sqrt{1 + \bar{L}^2}}; \quad \bar{L} = \frac{L_1}{2r_0}; \quad \bar{r} = \frac{r}{2r_0}$$

ρ_0 è la densità dell'esplosivo, q è il calore generato dell'esplosione, ρ_r è la densità dell'ammasso roccioso, L_1 è la lunghezza della carica, r_0 è il raggio del foro e r è la distanza dal centro del foro. Studi hanno mostrato [18] che quando una carica esplosiva in un foro in un mezzo semi-infinito conoscendo il carico dell'esplosivo, la zona di danno e la zona fratturata hanno i seguenti raggi:

$$r_1 = \left(\frac{\rho_r C_p^2}{5\sigma_c}\right)^{\frac{1}{2}} \left(\frac{P}{\sigma_*}\right)^{\frac{1}{4}} r_0, \quad r_2 = \left[\frac{\mu P}{(1-\mu)\sigma_t}\right]^{\frac{1}{\alpha}} r_0$$

dove μ è il modulo di Poisson dell'ammasso roccioso, σ_c è la resistenza a compressione, σ_t è la resistenza a trazione, σ_* è la resistenza a compressione della roccia sottoposta a tensioni multi-assiali, P è il carico radiale dell'esplosione, α è l'esponente di attenuazione delle onde.

Ricerche ed esperimenti [18-20] indicano che il raggio della zona frantumata è dalle 3 alle 5 volte il raggio del foro, ed il raggio della zona fratturata è 10-15 volte quello del foro. Se l'interazione fra i fori viene ignorata, l'esplosione di ciascun foro durante la prima volata è

caratterizzata da un piano di simmetria. Quindi, considerando la detonazione di fori multipli, si avrà che il contorno elastico equivalente sarà l'unione degli sviluppi delle zone fratturate di ciascun foro. Questo fa sì che l'esplosione della volata successiva beneficerà della superficie libera creata dalla prima volata. Quindi la superficie elastica equivalente per questi fori è una superficie appena formata, tracciata nella figura 4.3.

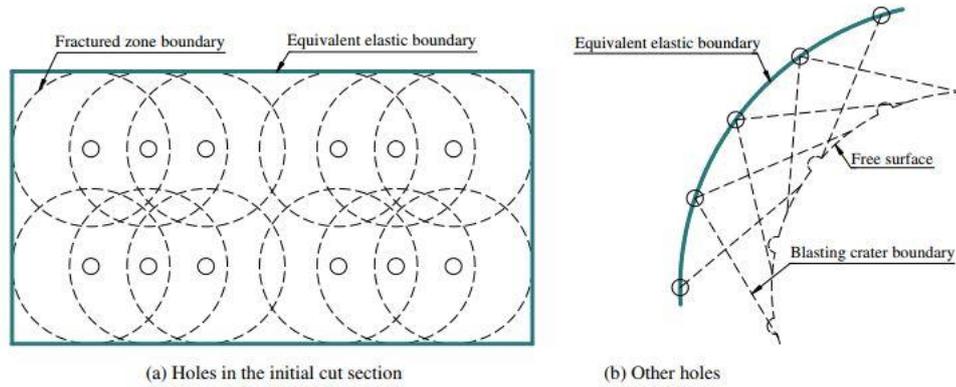


Figura 4.3 Rappresentazione della superficie equivalente [Lu et al. 2011]

È possibile definire la legge di attenuazione con la distanza intorno al singolo foro con la seguente espressione [26]:

$$P_a(x, t) = P(x, t) \left(\frac{r_0}{r} \right)^\alpha \quad (4.7)$$

dove $P(x, t)$ è il carico esercitato per ogni sezione sulle pareti del foro al variare del tempo. L'esponente di attenuazione α è definito rispettivamente $\alpha = 2 + \frac{\mu}{(1-\mu)}$ per l'onda d'urto e $\alpha = 2 - \frac{\mu}{(1-\mu)}$ per le onde di tensione.

Di conseguenza nel caso di più fori, il carico applicato sulla superficie elastica equivalente sarà dato dalla seguente espressione:

$$P_e(x, t) = kP(x, t) \left(\frac{r_0}{r} \right)^{2+\frac{\mu}{(1-\mu)}} \left(\frac{r_0}{r} \right)^{2-\frac{\mu}{(1-\mu)}} \quad (4.8)$$

dove k è il fattore di impatto per fori multipli, ed è dipendente dal numero di fori e dalla sua geometria. Il carico $P_e(x, t)$ sul bordo elastico equivalente può essere così espresso:

$$P_e(x, t) = \frac{2r_0}{r_3} P(x, t) \quad (4.9)$$

dove r_3 è la distanza fra due fori adiacenti.

Secondo il modello di Chapman-Jouguet per le onde di detonazione i parametri al fronte di detonazione sono dati dalle seguenti formule:

$$P_D = \frac{1}{\gamma + 1} \rho_0 V_0 D^2 \quad (4.10)$$

$$c_D = \frac{\gamma}{\gamma + 1} V_0 D \quad (4.11)$$

dove P_D e c_D sono rispettivamente la pressione di detonazione e la velocità del suono, $V_0 D$ è la velocità di detonazione e γ è il rapporto tra i calori specifici dei gas di detonazione. La pressione iniziale di esplosione, che indica la pressione applicata alla parete del foro dopo la sola detonazione, è per carica accoppiata approssimativamente la metà della (4.10):

$$P_0 = \frac{1}{2(\gamma + 1)} \rho_0 V_0 D^2 \quad (4.12)$$

Per cariche disaccoppiate risulta essere minore e dipende da un rapporto geometrico:

$$P_0 = \frac{1}{2(\gamma + 1)} \rho_0 V_0 D^2 \left(\frac{a}{b}\right)^{2\gamma} \quad (4.13)$$

dove a è il diametro della carica e b è il diametro del foro.

La variazione con il tempo della pressione applicata sulla parete del foro può essere ricondotta a tre procedure, in linea con quanto detto nella precedente analisi: l'aumento del carico, l'iniziale espansione dei gas e l'esplosione dei gas. Sono stati condotti degli studi [Lu et al 1994] sull'espansione iniziale del gas. L'incremento del volume di gas ad un generico istante di tempo è ricavabile sotto una data condizione iniziale di tensione:

$$\Delta V(t) = 2\pi r(t)u(t)Ldt + 2L \int_0^{L_a} \omega(\zeta)d\zeta + \frac{1}{4}\pi r(t)^2 y(t) \quad (4.14)$$

dove $r(t)$ è il raggio del foro al tempo t , $u(t)$ è la velocità di espansione della parete del foro, $\omega(\zeta)$ è la larghezza della crepa, L_a è la lunghezza della crepa e $y(t)$ è l'avanzamento rispetto all'asse del foro. La pressione iniziale nel foro dopo l'esplosione iniziale può essere ottenuta attraverso la nota equazione dei gas ideali

$$P_1(t) = \left(\frac{V_0}{V_0 + \Delta V(t)} \right)^\gamma P_0 \quad (4.15)$$

dove V_0 è il volume iniziale del foro. Assumendo per il momento che l'espansione avvenga adiabaticamente, l'equazione isoentropica (4.16) può darci la velocità dopo l'iniziale espansione

$$c_1 = \left(\frac{P_1}{P_D} \right)^{\frac{\gamma-1}{2\gamma}} c_D \quad (4.16)$$

A causa del lento movimento del gas prima dell'esplosione, la velocità relativa è supposta essere nulla. Il processo di esplosione può essere trattato nel modo seguente: un cilindro la cui sezione ($x=0$) è una membrana e la cui fine ($x=L$) è la parete solida, soggetta ad un'elevata pressione ed un'elevata temperatura. La pressione esercitata sulla parete dal gas è $P = P_1$, cioè la pressione iniziale dopo l'espansione iniziale, e le altre condizioni iniziali sono $c = c_1$ e $v_1 = 0$. Nel momento in cui si rimuove la membrana il gas tenderà ad espandersi alle velocità del suono verso la faccia libera generando una serie di onde. La combinazione delle onde incidenti che si propagano verso la fine e le onde riflesse dalla superficie determina tre zone: zona d'onda indisturbata (1), zona d'onda semplice (2), e zona d'onda multipla (3). Una rappresentazione delle tre zone è data dalla figura 4.4.

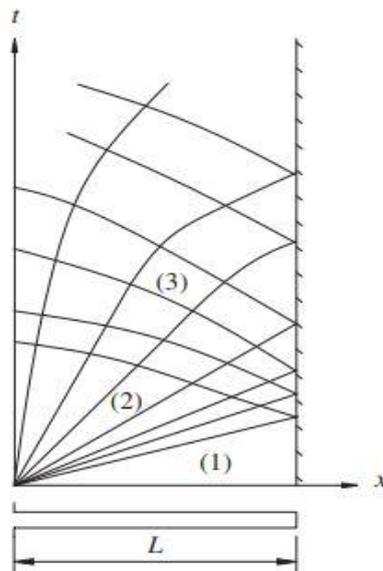


Figura 4.4 Rappresentazione onde rarefatte [Lu et al. 2011].

Il problema può essere risolto utilizzando le equazioni del flusso instabile isentropico monodimensionale [27]:

$$\begin{cases} \frac{\partial \rho}{\partial t} + v \frac{\partial \rho}{\partial x} + \rho \frac{\partial v}{\partial x} = 0 \\ \frac{\partial v}{\partial t} + v \frac{\partial v}{\partial x} + \frac{c^2}{\rho} \frac{\partial \rho}{\partial x} = 0 \end{cases} \quad (4.17)$$

dove ρ è la densità del gas, v è la velocità del gas e c è la velocità delle onde. Nella zona d'onda indisturbata si avrà:

$$c = c_1 \quad (4.18)$$

Mentre nella zona d'onda semplice:

$$c = \frac{\gamma - 1}{\gamma + 1} \left(\frac{x}{t} + \frac{2}{\gamma - 1} c_1 \right) \quad (4.19)$$

Nella zona d'onda multipla invece:

$$\begin{cases} x = vt - \frac{L}{(n-2)!} \frac{\partial^{n-2}}{\partial \theta^{n-2}} \left\{ \frac{[(\sqrt{\theta} - v)^2 - \theta_0]^{n-2}}{\sqrt{\theta}} (\sqrt{\theta} - v) \right\} \\ t = \frac{L}{2(n-1)!} \frac{4}{\gamma - 1} \frac{\partial^{n-1}}{\partial \theta^{n-1}} \left\{ \frac{[(\sqrt{\theta} - v)^2 - \theta_0]^{n-1}}{\sqrt{\theta}} \right\} \end{cases} \quad (4.20)$$

con

$$n = \frac{\gamma + 1}{2(\gamma - 1)} ; \theta = \left(\frac{2c}{\gamma - 1} \right)^2$$

E' possibile determinare la velocità delle onde ad ogni istante di tempo t per ogni sezione x usando le tre equazioni (4.18)-(4.20). Sostituendo il valore di c all'interno dell'equazione (4.21) è possibile calcolare la pressione generata durante il processo di detonazione:

$$P_2(x, t) = \left(\frac{c}{c_1} \right)^{\frac{2\gamma}{\gamma-1}} P_1 \quad (4.21)$$

4.2.2 Fratturazione nell'intorno

In questo paragrafo viene descritto il processo di fratturazione della roccia ottenuto tramite modellazione numerica, al fine di studiare l'effetto della pressione applicata al foro sulla fratturazione della roccia [28].

Si utilizza un modello senza facce libere determinato da un foro in roccia con un confine continuo, come mostrato nella figura 4.5.

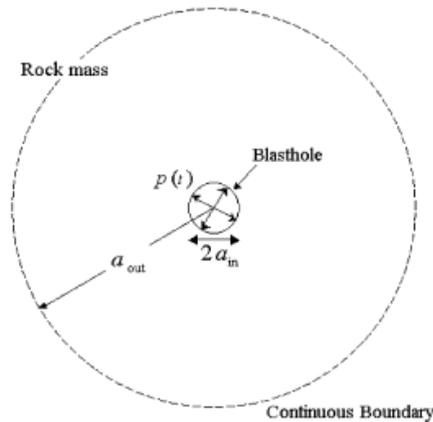


Figura 4.5 Geometria del modello di analisi per la simulazione del processo di frattura [Cho and Kaneko, 2004].

I raggi del modello e del foro sono rispettivamente 0.05 e 5 m. I parametri e le condizioni del modello sono elencate nella tabella 1:

Parameter	Value
P-wave velocity C_p (m/s)	5000
S-wave velocity C_s (m/s)	2890
Density (kg/m^3)	2700
Poisson ratio, ν	0.25
Elastic modulus, E (GPa)	56.4
Fracture energy, G_f (Pa m)	300
Mean compressive strength, σ_c^- (MPa)	75
Mean tensile strength, σ_t^- (MPa)	5.0
Time step, Δt (μs)	1.0
Coefficient of uniformity, m	5

Tabella 4.1 Parametri del modello di analisi [Cho and Kaneko, 2004].

La formula per determinare la generica pressione applicata al foro è la 4.22[27]:

$$P = P_0 [e^{-\alpha t} - e^{-\beta t}] \quad (4.22)$$

dove P è la pressione al tempo t , P_0 è la pressione di picco, α e β sono costanti. L'espressione può essere scritta come segue per semplificare le variazioni del tempo di crescita e del tempo di decadimento:

$$P = P_0 \xi [e^{-\alpha t} - e^{-\beta t}] \quad (4.23)$$

dove

$$\xi = \frac{1}{(e^{-\alpha t} - e^{-\beta t})}$$

$$t_0 = \left\{ \frac{1}{(\beta - \alpha)} \right\} \log \left(\frac{\beta}{\alpha} \right)$$

t_0 è il tempo di crescita e $\frac{\beta}{\alpha}$ è il tempo di decadimento della pressione. Per investigare il processo di fratturazione causata dall'applicazione di un'onda di pressione si è fatto variare il tempo di crescita tra 10, 100, 500 e 1000 μs ed il tempo di decadimento tra 1.5 e 100. Nella figura 4.6 è presentato il confronto fra i vari processi di fratturazione considerando $\frac{\beta}{\alpha} = 1.5$ e facendo variare il tempo di crescita t_0 .

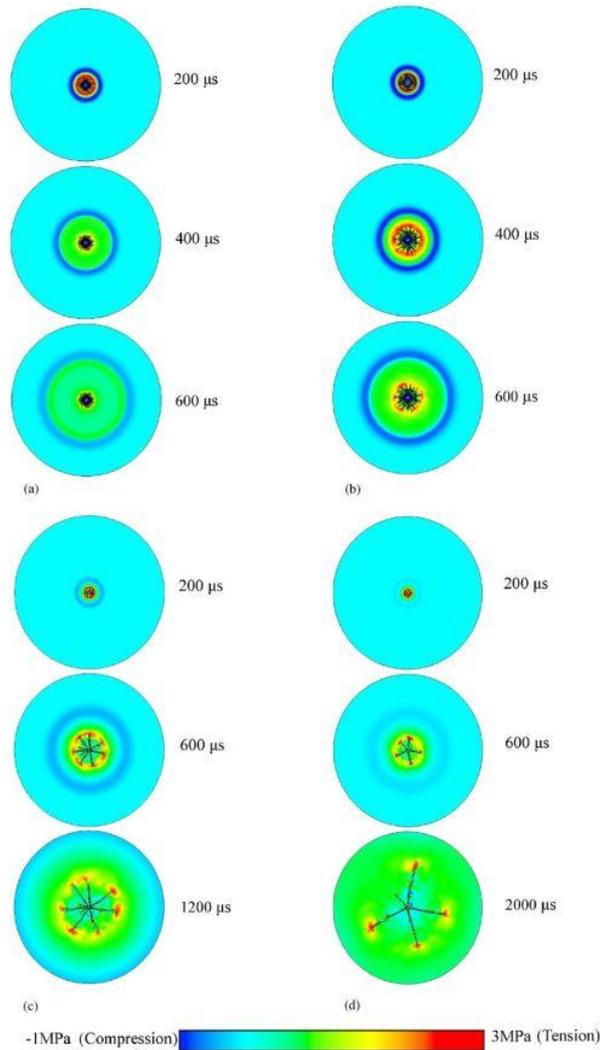


Figura 4.6 Distribuzione delle massime tensioni principali e propagazione della frattura quando $\frac{\beta}{\alpha} = 1.5$
 (a) $t_0 = 10\mu s$; (b) $t_0 = 100\mu s$; (c) $t_0 = 500\mu s$; (d) $t_0 = 1000\mu s$ [Cho and Kaneko, 2004].

La distribuzione dello stress raffigurata corrisponde alla sollecitazione nella direzione tangenziale, e le linee nere rappresentano le fratture. Nel caso di $t_0 = 10$ e $100 \mu s$ il campo di tensione, sia quello di compressione che di trazione, si evolve radialmente dal foro, ma il livello di tensione di compressione nella direzione tangenziale diminuisce all'aumentare del tempo di crescita. Sebbene sia stato applicato lo stesso picco di pressione a tutti i casi del modello, il campo di stress della roccia varia molto al variare della t_0 . Infatti, i differenti campi di stress hanno portato a differenti tipi di frattura nei vari modelli. Come si vede dalla figura, nei primi due casi il campo di stress genera delle fratture di compressione nelle immediate vicinanze del foro. Quando $t_0 = 500$ e $1000 \mu s$ si sviluppano evidenti fratture per trazione che si estendono per qualche metro rispetto al foro. Per esaminare l'influenza del tempo di declino sullo sviluppo

delle fratture nella figura 4.6 si sono confrontati i vari tempi di crescita rispetto a due valori del tempo di declino $\frac{\beta}{\alpha} = 1.5$ e $\frac{\beta}{\alpha} = 100$.

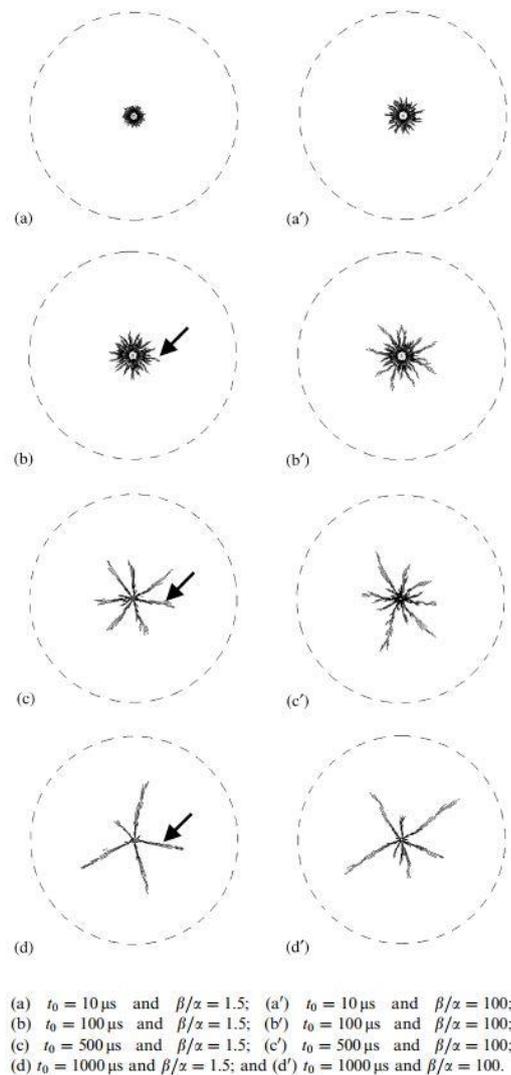


Figura 4.7 Differenti modelli di frattura a diverse condizioni [Cho and Kaneko, 2004].

Dalla figura 4.7 si può notare che la zona fratturata aumenta all'aumentare del tempo di decadimento sino ad un tempo di crescita di $100 \mu\text{s}$. Per quanto riguarda invece i modelli con $t_0 = 500$ e $1000 \mu\text{s}$ si vede come non ci siano differenze significative al variare del tempo di decadimento se non un aumento del numero di fratture, numero che però diminuisce all'aumentare del tempo di crescita. Questi risultati indicano che il processo di fratturazione è molto influenzato dal valore del tempo di crescita e poco dal valore del tempo di declino. Le informazioni ottenute da questi modelli si sposano bene con le conoscenze sul processo di fratturazione della roccia ottenute usando una pressione di foro statica. Per questo tipo di modello l'estensione delle fratture dipende dal valore di picco della pressione applicata.

Lo studio condotto sino ad ora ci ha dunque mostrato come il processo di frattura sia influenzato molto dal tempo di crescita della pressione applicata al foro. Questo implica che tale processo sia fortemente legato all'entità della tensione di carico iniziale applicato al foro. Per esaminare il processo di fratturazione con un alto (1MPa/μs) o basso (0.2MPa/μs) carico iniziale, il processo di fratturazione illustrato nelle figure 4.7(b) e 4.7(c) è mostrato nella figura 4.8 nelle due diverse condizioni di carico.

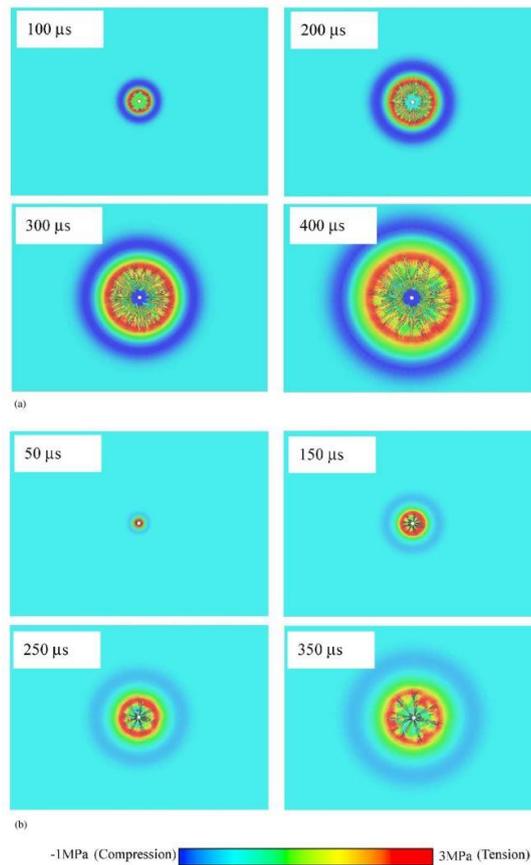


Figura 4.8 Generazione, propagazione, intersezione delle fratture e distribuzione delle tensioni principali con (a) $t_0 = 100\mu s$; (b) $t_0 = 500\mu s$ [Cho and Kaneko, 2004].

Nell'immagine 4.8(a) viene illustrata la propagazione radiale delle fratture intorno al foro sotto la tensione iniziale di 1MPa/μs. Si vede come le fratture per trazione si sviluppino vicino alla zona di rottura per compressione. Dopo 100 μs il campo di stress di trazione causa la crescita di fratture radiali, le quali sono seguite da un rilascio tensionale. La lunghezza delle fratture aumenta con il carico applicato, ed allo stesso tempo aumenta anche la loro velocità di crescita. Lo stress rilasciato nell'intorno delle fratture principali diffonde la tensione all'estremità delle fratture che seguono. Conseguentemente un elevato carico di stress aumenta il numero di fratture radiali e porta ad un intenso rilascio tensionale intorno alle fratture che si stanno sviluppando. Questo rilascio influisce sulla propagazione delle fratture provocando la riduzione

della loro lunghezza. In più, poiché le fratture radiali di trazione sono generate nelle vicinanze della zona di rottura per compressione, se quest'ultima sarà più grande provocherà un aumento delle fratture di trazione. Questo stimola l'arresto delle fratture a causa il rilascio tensionale di quest'ultime.

La figura 4.8(b) mostra il processo di fratturazione della roccia per un carico iniziale di 0.2 MPa/ μ s. A 150 μ s le fratture principali si propagano con la tensione di trazione radiale. Rispetto al processo mostrato nella figura 4.8(a) l'intervallo fra le varie fratture è maggiore e lo stress rilasciato non ne influenza la propagazione. Questo indica che quando il carico iniziale diminuisce, anche la tensione rilasciata diminuisce. È evidente dalle immagini che la differenza di rilascio tensionale ha comportato la generazione di fratture più lunghe.

Per studiare la relazione fra la pressione applicata in foro e l'estensione delle crepe si utilizza il tempo di durata delle onde. A tal fine sono state studiate le crepe principali, che nelle figure 4.6b 4.6c e 4.6d sono indicate con la freccia e la posizione dell'estremità delle crepe a determinati istanti di tempo è raffigurata nella figura 4.9.

Per tale rappresentazione la velocità delle onde-P è stata considerata 5000 m/s. Nella figura D_0 indica il frontee delle onde di stress al tempo $t = \frac{x}{c_p}$ e D_1 è il fronte durante la fase di picco delle onde di stress al tempo $t = \frac{x}{c_p} + t_0$, dove x è la distanza rispetto al foro. La velocità di formazione delle fratture decresce all'aumentare della velocità, come si può notare dalla figura: si passa da un valore di $C_c = 2806 \text{ m/s}$ per $t_0 = 100 \mu\text{s}$ ad un valore di $C_c = 1268 \text{ m/s}$ per $t_0 = 1000 \mu\text{s}$. In tutti e tre i casi l'arresto della propagazione delle fratture avviene dopo il picco di tensione delle onde. Questo implica che ci si può aspettare un'estensione delle crepe, dovuta alla pressione applicata, anche utilizzando un tempo di crescita maggiore. Questo mostra come l'estensione delle fratture dipendano dal picco di pressione applicata.

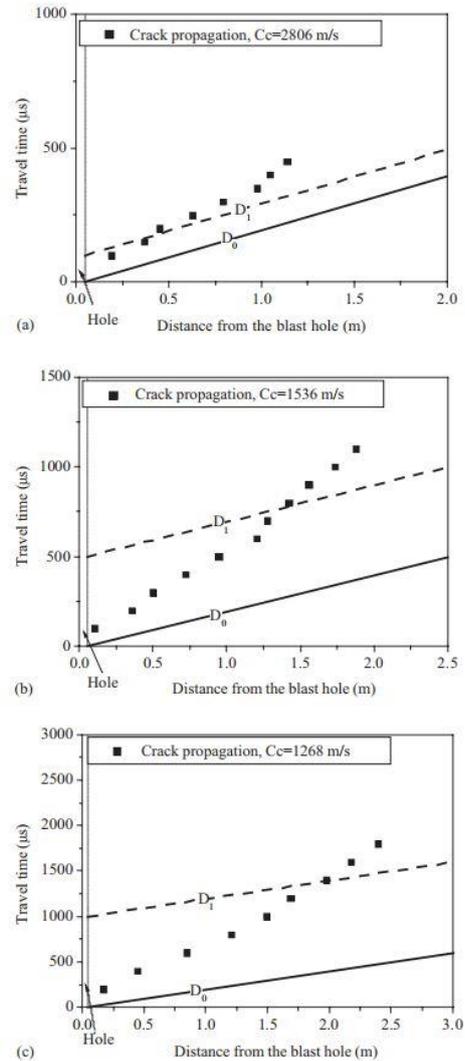


Figura 4.9 Relazione fra le crepe e la propagazione delle onde quando: (a) $t_0=100$, (b) $t_0=500$ e (c) $t_0=1000$ [Cho and Kaneko, 2004].

4.2.3 Analisi PPV

La misura ed il monitoraggio delle vibrazioni nel suolo, generate da un'esplosione è utile a due scopi: il primo è quello di provare a determinare un'equazione predittiva di generazione e propagazione, il secondo è quello di stabilire il potenziale danno alle strutture nelle vicinanze.

Vari esperimenti in sito sono stati condotti per predire e controllare l'effetto dell'esplosione sulle strutture nelle vicinanze [22]. I parametri associati alle vibrazioni sono lo spostamento, la velocità e l'accelerazione, ma nella maggior parte dei casi il PPV (Peak Particle Velocities) risulta essere un ottimo indice del danno alle strutture. La velocità di picco delle particelle dipende: dalla carica per ritardo, della frequenza delle vibrazioni, delle caratteristiche del materiale (tipo, peso specifico, stratigrafia, etc.), dalle condizioni del foro, dalla presenza di

acqua e dalla propagazione delle P e delle onde S nel mezzo. La generica relazione fra il PPV e la distanza scalata è definita dalla seguente equazione:

$$v = kD^{-b} \quad (4.24)$$

dove v è la velocità di picco delle particelle (m/s); D è la distanza scalata ($m/kg^{1/2}$), definita come il rapporto fra la distanza rispetto al centro del foro R (m) e la radice quadrata della massa di esplosivo Q (kg), $D = R/Q^{1/2}$; k e b sono costanti ricavabili da esperimenti in sito. Esistono in letteratura varie equazioni empiriche che determinano la velocità di picco delle particelle, alcune di queste vengono riportate nella tabella 4.2 e le rispettive curve vengono mostrate nella figura 4.10. Queste specifiche equazioni empiriche non possono essere generalizzate ed usate in altri siti, in quanto ogni modello predice in maniera accettabile il valore del picco di velocità delle particelle del proprio sito.

No.	Ricercatori	Modello empirico
1	Kahriman (2004)	$v=0.34D^{-1.79}$
2	Nicholls et al. (1971)	$v=0.362D^{-1.63}$
3	Siskind et al. (1980)	$v=0.828D^{-1.32}$
4	Kahriman (2002)	$v=1.91D^{-1.13}$
5	Nicholson (2005)	$v=0.438D^{-1.52}$
6	Kahriman et al. (2006)	$v=0.561D^{-1.432}$
7	Ozer (2008) (sandstone)	$v=0.257D^{-1.03}$
8	Ozer (2008) (shale)	$v=6.31S^{-1.69}$
9	Ozer (2008) (limestone)	$v=3.02D^{-1.69}$
10	Masec et al. (2010)	$v=0.508D^{-1.37}$

Tabella 4.2 Elenco modelli empirici

La relazione fra la velocità di picco delle particelle e la distanza scalata è una soluzione semplice ma purtroppo anche semplicistica. L'utilizzo di questo parametro per la valutazione della PPV presuppone che tutti gli esplosivi generino la stessa quantità di vibrazione, indipendentemente dalla loro energia o dal modo con cui interagiscono con la roccia che li circonda. La distanza scalata considera come unico effetto rispetto alla distanza, l'attenuazione dell'onda, senza contemplare l'effetto che potrebbe avere il percorso geologico. Queste ipotesi non sono chiaramente realistiche [25].

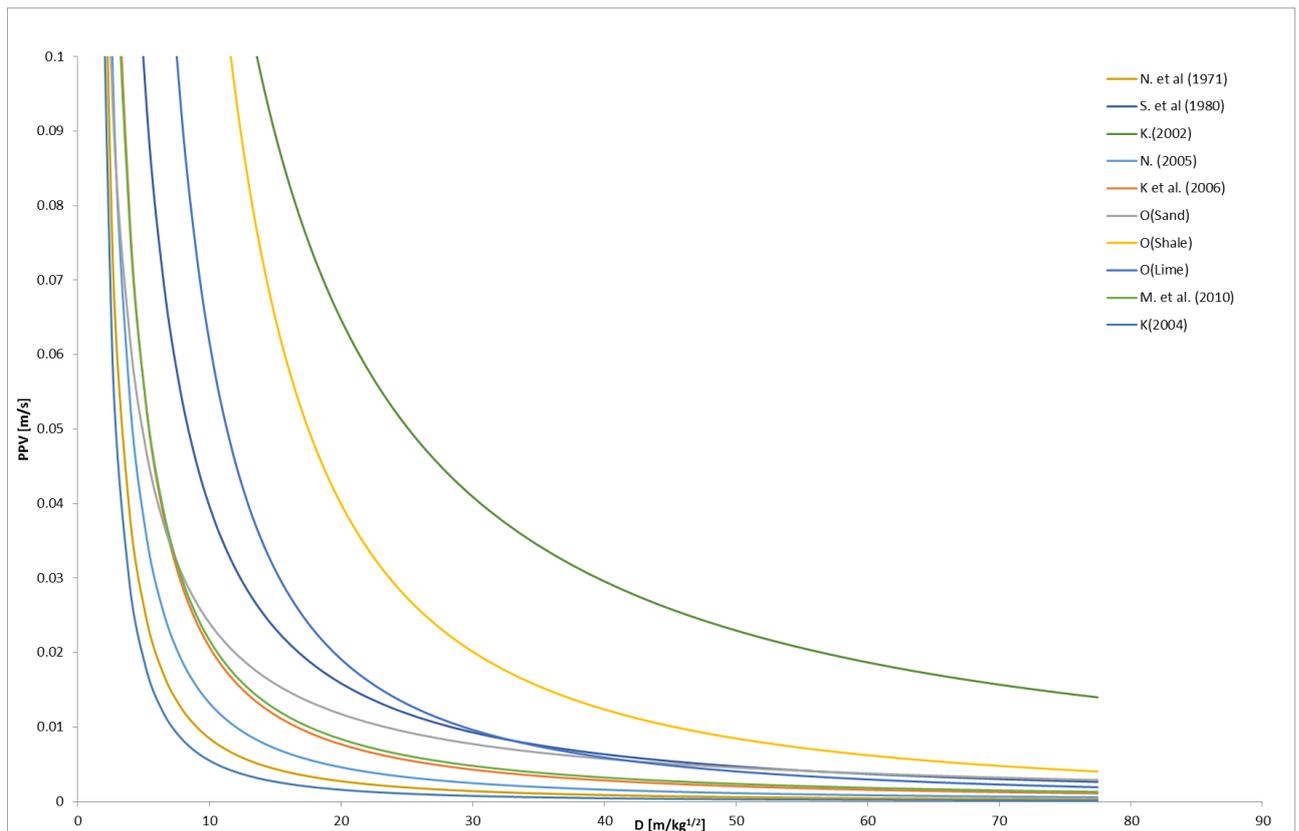


Figura 4.10 Curve modelli empirici

4.3 Normative di riferimento europee

Ci sono molti studi che analizzano le vibrazioni indotte dall'esplosione e la tolleranza che le strutture e le persone hanno rispetto a queste. Oltre alla velocità delle particelle, anche l'effetto della frequenza delle vibrazioni è un fattore da non trascurare. Per esempio, nel caso in cui la frequenza sia uguale a quella naturale delle strutture è possibile avere risonanza, oppure danneggiamento.

Se la galleria è realizzata in ambiente urbano le strutture esistenti vanno analizzate e documentate prima di effettuare le esplosioni [24]. Tipicamente l'ispezione è effettuata da uno specialista di strutture e/o di vibrazioni, che per prima cosa documenta le fratture esistenti e il tipo di fondazione delle strutture. In altre parole, lo specialista calcola il massimo valore della velocità delle particelle per il quale le strutture non sono a rischio. Una volta calcolato il PPV è possibile determinare per ogni struttura la quantità di carica per ritardo.

La maggior parte degli stati europei ha le proprie procedure per misurare la velocità delle particelle e della frequenza. Di seguito vengono riportate alcune delle principali normative europee riguardanti il monitoraggio del potenziale danno alle strutture.

4.3.1 Francia

La normativa francese segue due raccomandazioni per la limitazione delle vibrazioni indotte dall'esplosivo. La prima è stata pubblicata da A.F.T.E.S. (*Association Francaise des Tunnels et de l'Espace Souterrain*) nel 1974. La seconda raccomandazione è fornita dal ministero dell'ambiente, pubblicata nel 1986. La pubblicazione de A.F.T.E.S. definisce tre classi di edifici:

- tipo A, edifici con bassa qualità meccanica
- tipo B, edifici con media qualità meccanica
- tipo C, edifici con alta qualità meccanica

I limiti di frequenza rispetto alla velocità delle vibrazioni per ogni classe di edificio sono riportati nella figura 4.11.

La raccomandazione del Ministero dell'ambiente fu pubblicata nel 1986 ed ampliata nel 1993. Anche quest'ultima divide gli edifici in tre classi, edifici resistenti, sensibili e molto sensibili, per ognuno dei quali è stato definito in range di frequenza da rispettare. Nella tabella 4.3 vengono riportati i livelli massimi per ciascuna classe.

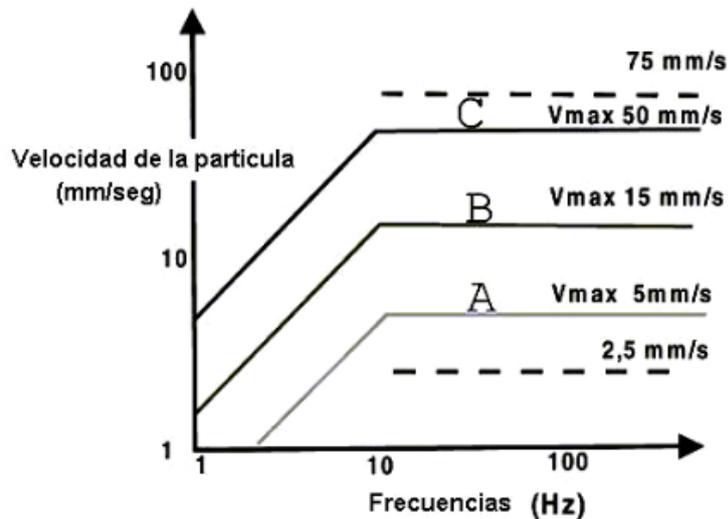


Figura 4.11 Limiti A.F.T.E.S.[ITATECH 2016].

TYPES OF CONSTRUCTION	MAXIMUM VELOCITY OF VIBRATIONS (MM/S)		
	4-8 Hz	8-30 Hz	30-100 Hz
Resistant construction	8	12	15
Sensitive construction	6	9	12
Very sensitive construction	4	6	9

Tabella 4.3 Limiti Ministero per l'Ambiente [ITATECH 2016]

4.3.2 Germania

Una delle norme più accreditate ed utilizzate è la DIN 4150, pubblicata dal *German Standard Institute Deutsches Institut für Normung* nel 1999. Questo regolamento è suddiviso in tre parti: la prima parte spiega i principali metodi di determinazione e misurazione delle vibrazioni, la seconda valuta l'effetto delle vibrazioni sulle persone e la terza parte l'effetto sulle strutture.

Per quanto riguarda l'effetto delle vibrazioni sulle persone, devono essere calcolate il valore massimo della velocità (v_{max} in mm/s) e la frequenza (f in Hz). Con questi valori può essere calcolata la velocità KB tramite l'equazione (4.25)

$$KB = \frac{1}{\sqrt{2}} \frac{v_{max}}{\sqrt{1 + \left(\frac{f_0}{f}\right)^2}} \quad (4.25)$$

con $f_0 = 5.6 \text{ Hz}$.

Questo valore di KB moltiplicato per un fattore c_F dà il valore di massimo $KB_{F,max}$. Se quest'ultimo risulta minore di A_0 allora le raccomandazioni della DIN 4150 sono state rispettate. Il fattore c_F per vibrazioni con risonanza è 0.8 altrimenti 0.6. I rispettivi valori di A_0 sono riportati nella tabella 4.

BUILDING AREA	REFERENCE VALUES (A_0)	
	day	night
Industrial area	6	0.6
Commercial area	6	0.4
Industrial area	5	0.3
Commercial area		
Central area		
Residential area	3	0.2
Special areas (hospitals, health clinic, etc.)	3	0.15

Tabella 4.4 Valori A_0 DIN 4150-2 [ITATECH 2016]

La terza parte del DIN 4150 concerne gli effetti sulle strutture. Le vibrazioni critiche in questo caso sono quelle a breve termine che sono incluse nel capitolo 5 del DIN 4150-3, che ritiene necessaria la misura della velocità e della frequenza delle vibrazioni. La velocità delle vibrazioni è la maggiore delle tre differenti componenti lungo x , y e z . La tabella 5 raffigura i valori indicativi della velocità secondo il DIN 4150-3. Se tali valori non vengono superati ci si aspetta non ci sia danno.

TYPE OF STRUCTURE	GUIDELINE VALUES FOR VELOCITY, V_i IN MM/S			
	VIBRATION AT THE FOUNDATION AT A FREQUENCY OF			VIBRATION AT HORIZONTAL PLANE OF HIGHEST FLOOR AT ALL FREQUENCIES
	1 Hz - 10 Hz	10 Hz - 50 Hz	50 Hz - 100 Hz *	
Buildings used for commercial purposes, industrial buildings, and buildings of similar design	20	20-40	40-50	40
Dwellings and buildings of similar design and/or occupancy	5	5-15	15-20	15
Structures that, because of their particular sensitivity to vibration, cannot be classified under lines 1 and 2 and are of great intrinsic value (e.g. listed buildings under preservation order)	3	3-8	8-10	8

* at frequencies above 100 Hz, the values given in this column may be used as minimum values

Tabella 4.5 Valori indicativi DIN 4150-3 [ITATECH 2016]

4.3.3 Italia

L'Italian Standard Institute, Ente Nazionale Italiano di Unificazione, ha pubblicato due regolamenti che trattano l'effetto delle vibrazioni. Lo standard UNI 9916 tratta gli effetti sulle strutture e l'UNI 9614 quelli sulle persone. L'UNI 9916 non impone limiti sulla velocità delle vibrazioni per prevenire il danneggiamento delle strutture ma è una linea guida per la misurazione ed i metodi di processamento dei dati per fenomeni vibratorii.

4.3.4 Svezia

La linea guida svedese è definita all'interno della SS4604866: *Vibration and shock- guidance levels for blasting included vibration in buildings and other structures* pubblicata nel 1991. Il valore di riferimento della PPV è quello verticale (espresso in mm/s), calcolato secondo l'equazione (4.26):

$$v = v_0 * F_b * F_m * F_d * F_t \quad (4.26)$$

I fattori dell'equazione ad esclusione di F_d vengono calcolati attraverso le tabelle 4.6, 4.7, 4.8 e 4.9. Il fattore F_d che dipende dalla distanza può essere calcolato dalle equazioni (4.27),(4.28) e (4.29):

$$F_d = 1.56 * d^{-0.19} \text{ per argilla} \quad (4.27)$$

$$F_d = 1.91 * d^{-0.29} \text{ per morena} \quad (4.28)$$

$$F_d = 2.57 * d^{-0.42} \text{ per roccia} \quad (4.29)$$

SUBSTRATA	SUBSTRATUM	VERTICAL PPV, V_{0^*} , MM/S
Loosely layered moraine, sand gravel, clay	Clay	18
Compactly layered moraine, schist, soft limestone	Moraine	35
Granite, gneiss, hard limestone, quartzitic sandstone, diabase	Rock	70

Tabella 4.6 Valore della componente verticale di PPV v_0 per differenti substrati [ITATECH 2016]

CLASS	BUILDING	BUILDING FACTOR, F_B
1	Heavy constructions such as bridges, quays, defense installations, etc.	1.70
2	Industrial and office buildings consisting mainly of prefabricated elements	1.20
3	Normal residential buildings	1.00
4	Especially sensitive buildings and buildings with high vaults or constructions with large spans	0.65
5	Guideline values for especially sensitive heritage buildings, installations or environments identified in the investigation shall be determined separately. (per special investigation.)	$F_b \leq 0.5$

Tabella 4.7 Fattore di sensibilità per differenti costruzioni [ITATECH 2016]

CLASS	MATERIAL	MATERIAL FACTOR, F_M
1	Reinforced concrete, steel, wood	1.20
2	Plain concrete, brick, concrete hollow blocks, lightweight-aggregate concrete	1.00
3	Autoclaved aerated concrete, plaster, lath- and-plaster, stucco, render, etc.	0.75
4	Sand-lime brick, tiled oven with sensitive joints	0.65

Tabella 4.8 Definizione F_M [ITATECH 2016]

CLASS	BLASTING-WORK DURATION FACTOR, F_T
For the construction of tunnels, rock chambers, road cuttings, foundations etc.	1.0
For permanent works such as rock quarries and mines	1.0 – 0.75

Tabella 4.9 Fattore di durata [ITATECH 2016]

4.3.5 Svizzera

La normativa svizzera SN 640312 *Shock-Vibration Effect on Structures* è stata sviluppata dalla *Swiss Association of Road and Traffic Professionals* e pubblicata dalla *Swiss Association of Standardization* nel 1978. La norma riguarda tutti i tipi di vibrazioni comprese quelle dovute all'esplosione. Per la valutazione di questo tipo di vibrazioni sono state definite quattro tipologie di costruzioni. La tabella 10 elenca i quattro tipi di costruzioni con i rispettivi esempi, e la tabella 11 mostra i valori della frequenza per ogni classe.

CLASS	SENSITIVITY	EXAMPLES
1	Very low sensitivity	Bridges, tunnels in hard rock, crane and machinery foundations, etc.
2	Low sensitivity	Industrial and commercial buildings, tunnels in soft ground, gas and water pipes, etc.
3	Average sensitivity	Residential buildings, offices, schools, hospitals, sensitive cables, etc.
4	Increased sensitivity	Timber-framed buildings, historical buildings, listed buildings, newly built buildings of class 3, etc.

Tabella 4.10 Classi delle costruzioni e rispettivi esempi [ITATECH 2016]

CLASS	EXPOSITION	REFERENCE VALUES FOR THE VELOCITY OF THE VIBRATION MM/S		
		FREQUENCY		
		< 30 Hz	30 Hz - 60 Hz	> 60 Hz
1	occasionally	up to 3 times the values of class 3		
	frequently			
	permanently			
2	occasionally	up to 2 times the values of class 3		
	frequently			
	permanently			
3	occasionally	15	20	30
	frequently	6	8	12
	permanently	3	4	6
4	occasionally	0.5 to 1 times the values of class 3		
	frequently			
	permanently			

Tabella 4.11 Valori di riferimento della velocità delle vibrazioni [ITATECH 2016]

5. Definizione della pressione in foro

La definizione della pressione esercitata dall'esplosivo sulle pareti del foro è uno degli aspetti più importanti di questo lavoro di tesi. Lo studio di letteratura ha dimostrato che la pressione nel foro indotta dall'esplosione dipende in generale dalla massa di esplosivo e dalla massa di aria presente nel foro, ovvero dal cosiddetto grado di accoppiamento della carica (vedere Capitolo 4).

Nel caso di esplosioni in foro in totale assenza di aria (caso accoppiato), esistono in letteratura equazioni, basate sui principi della termodinamica, che permettono di determinare la pressione di picco esercitata sulle pareti del foro (Paragrafo 5.1).

Nel caso di esplosioni in foro in presenza di aria (caso disaccoppiato), non esistono ad oggi equazioni che permettono di stimare la pressione esercitata sulle pareti del foro. Nell'ambito della presente tesi sono stato individuati due possibili approcci per la stima della pressione in foro in funzione della massa di esplosivo, uno basato su analisi numeriche di esplosioni in aria (Paragrafo 5.2.1), l'altro basato su prove sperimentali di esplosioni in ambiente confinato (Paragrafo 5.2.1), indicati nel seguito rispettivamente come *approccio analitico-numerico* e *approccio empirico*.

5.1 Caso accoppiato

Da considerazioni termodinamiche è possibile dimostrare che se un'esplosione avviene in totale assenza di aria, la pressione esercitata sulle pareti non dipende dalla massa di esplosivo ed è la massima possibile (1). Ai fini ingegneristici l'assunzione di esplosione accoppiata è accettabile perché a favore di sicurezza.

In letteratura sono fornite diverse equazioni che permettono di calcolare la pressione di picco generata da un'esplosione accoppiata, a titolo di esempio [32]:

$$P = \rho * VoD^2 * 2.50 * 10^{-6} \quad (5.6)$$

dove P è la pressione in kbar, ρ è la densità espressa in g/cm^3 e VoD è la velocità di detonazione espressa in m/s.

La pressione generata da un'esplosione accoppiata è anche reperibile nelle schede tecniche degli esplosivi in commercio, dove è indicata come pressione specifica.

5.2 Caso disaccoppiato

5.2.1 Approccio analitico-numerico

L'energia rilasciata da un esplosivo in aria produce, rispetto alla pressione atmosferica, un'onda di sovrappressione, P . Ad una certa distanza r dall'esplosione è possibile descrivere la legge di pressione tramite l'equazione di Friedlander:

$$p(t) = p_0 * P * (1 - \tau) * \exp(-b\tau), \quad \tau = \frac{t - t_r}{T_d}, \quad t > t_r \quad (5.1)$$

dove p_0 è la pressione atmosferica, P è la sovrappressione, t_r è il tempo di arrivo alla distanza r , T_d è il tempo di durata della sovrappressione dovuta all'esplosione e b è un parametro che descrive il decadimento della legge di pressione.

Il picco di pressione, il tempo di arrivo e il tempo di durata della sovrappressione alla distanza r per una determinata esplosione, possono essere calcolati attraverso una legge di scala sulla base di alcuni risultati sperimentali ottenuti dall'esplosione di 1 t di TNT [34]. Assumendo che l'esplosione sia caratterizzata dalla stessa temperatura, pressione atmosferica p_0 e velocità del suono alle condizioni standard è possibile calcolare i parametri elencati in precedenza attraverso il parametro di scala λ . Il parametro λ è dato dalla radice cubica del rapporto fra l'energia effettiva dell'esplosione considerata e l'energia di riferimento data dall'esplosione di 1 t di TNT:

$$\lambda = \left(\frac{W}{W_{ref}} \right)^{\frac{1}{3}} \quad (5.2)$$

Si utilizza la radice cubica poiché applicando la legge di scala alle esplosioni ci si può aspettare che due esplosioni generino la stessa pressione a distanze proporzionali alla radice cubica dell'energia rilasciata.

È in questa relazione che entra in gioco la massa dell'esplosivo, poiché l'energia W è data dal prodotto fra la massa di esplosivo e la propria energia specifica, $W = m_{exp} * Q_{exp}$. Le distanze ed i parametri all'interno dell'equazione (1) possono essere quindi scalate tramite le seguenti relazioni:

$$r^{ref} = \frac{r}{\lambda}; \quad P = p_0 P^{ref}; \quad t_r = \lambda t_r^{ref}; \quad T_d = \lambda T_d^{ref} \quad (5.3)$$

Il parametro adimensionale b è funzione della distanza scalata secondo l'equazione (5.4):

$$b = b \left(\frac{r}{\lambda} \right) \quad (5.4)$$

r^{ref} [m]	P^{ref}/p_0	t_r^{ref} [ms]	T_d^{ref} [ms]	b
1.524	970	0.06	14.8	100
3.048	115	0.3	14.5	50
4.572	35	0.85	14	10
6.096	16	1.71	13.3	5
7.62	9.4	2.91	12.4	3.3
9.144	5.8	4.5	11.4	2.4
10.668	3.9	6.3	10.7	1.8
12.192	2.8	8.5	10.8	1.5

13.716	2.1	10.8	11.7	1.2
15.24	1.65	13.3	12.8	1.1
16.764	1.35	16	14.1	1
18.288	1.13	18.9	15	0.9
19.812	0.96	22	15.6	0.9
21.336	0.83	25.2	16.1	0.9
22.86	0.73	28.5	16.6	0.9
24.384	0.65	31.8	17.1	0.9
25.908	0.58	35.4	17.6	0.9
27.432	0.52	39.2	18	0.9
28.956	0.47	43.1	18.4	0.9
30.48	0.43	47	18.8	0.9
32.004	0.4	50.9	19.2	0.9
33.528	0.37	54.8	19.6	1
35.052	0.35	58.7	19.9	1
36.576	0.33	62.6	20.2	1
38.1	0.31	66.5	20.5	1
39.624	0.292	70.4	20.8	1
41.148	0.275	74.3	21.1	1
42.672	0.259	78.3	21.4	1
44.196	0.244	82.3	21.7	1.1
45.72	0.23	86.3	22	1.1
47.244	0.218	90.3	22.2	1.1
48.768	0.208	94.3	22.4	1.1
50.292	0.2	98.4	22.6	1.1
51.816	0.192	102.5	22.8	1.1
53.34	0.185	106.6	23	1.1
54.864	0.178	110.7	23.2	1.1
56.388	0.171	114.8	23.4	1.2
57.912	0.164	118.9	23.5	1.2
59.436	0.157	123	23.6	1.2
60.96	0.151	127.1	23.8	1.2
62.484	0.146	131.2	23.9	1.2
64.008	0.141	135.4	24.1	1.2
65.532	0.136	139.6	24.2	1.2

Tabella 5.1 Caratteristiche dell'esplosione di riferimento [Jommi, Pandolfi 2010].

La legge di scala indica che un'esplosione caratterizzata dal parametro di scala λ genera la stessa sovrappressione dell'esplosione di riferimento alla distanza $r = \lambda r^{ref}$ avendo tempo di arrivo pari a $t_r = \lambda t_r^{ref}$ e durata $T_d = \lambda T_d^{ref}$.

Facendo riferimento alla tabella 5.1 è possibile determinare la pressione P^{ref} , t_r^{ref} e T_d^{ref} entrando in tabella con il valore di r^{ref} . Di conseguenza è possibile determinare tutti i parametri necessari all'interno dell'equazione (5.1).

Questa procedura è valida per esplosioni in aria, ma può essere utilizzata anche per le esplosioni in foro se si considera la presenza dello strato di aria fra la cartuccia e le pareti del foro e assumendo che a causa di questo strato di aria l'onda di pressione sia uguale a quella in aria.

Il problema dell'utilizzo di questa procedura nelle esplosioni in foro è che le distanze alle quali va determinata la pressione sono molto basse (ordine dei millimetri), mentre la minima distanza riportata nella tabella è dell'ordine dei metri.

5.2.2 Approccio empirico

Sono stati trovati in letteratura esperimenti che legano la pressione di picco generata da una carica di TNT all'interno di un container con il rapporto σ fra la massa di aria al suo interno, al netto dell'inserimento della carica, e la massa di esplosivo [29]. I risultati sono riportati in figura 5.1. Le curve alle quali si deve fare riferimento sono la linea continua e la linea tratteggiata, che rispettivamente descrivono la pressione a seconda che all'interno del container ci sia aria o azoto. Si nota come la pressione sia maggiore nel caso in cui all'interno del container ci sia aria rispetto a quella che si misura nel caso in cui all'interno del container ci sia azoto. Questo fenomeno è dovuto all'after-burning, ovvero all'insieme delle reazioni tra i prodotti della detonazione e l'ossigeno presente. A causa di queste reazioni la pressione aumenta rispetto a quella di detonazione, ed è per questo motivo che la curva che descrive la pressione in presenza di ossigeno è più elevata di quella che descrive la pressione in presenza di azoto, che essendo un gas inerte non provoca alcuna reazione.

Il grafico in figura 5.1 è stato ottenuto sperimentalmente per l'esplosivo TNT e di conseguenza per utilizzarlo per altri esplosivi è necessario che venga inserita nel rapporto σ la massa equivalente di TNT ($m_{eq,TNT}$).

Una delle possibili espressioni per determinarla è l'equazione (5.5), che considera l'energia specifica del TNT e l'energia specifica dell'esplosivo che si vuole utilizzare [31], in questo caso l'ANFO:

$$m_{eq,TNT} * Q_{TNT} = m_{ANFO} * Q_{ANFO} \quad (5.5)$$

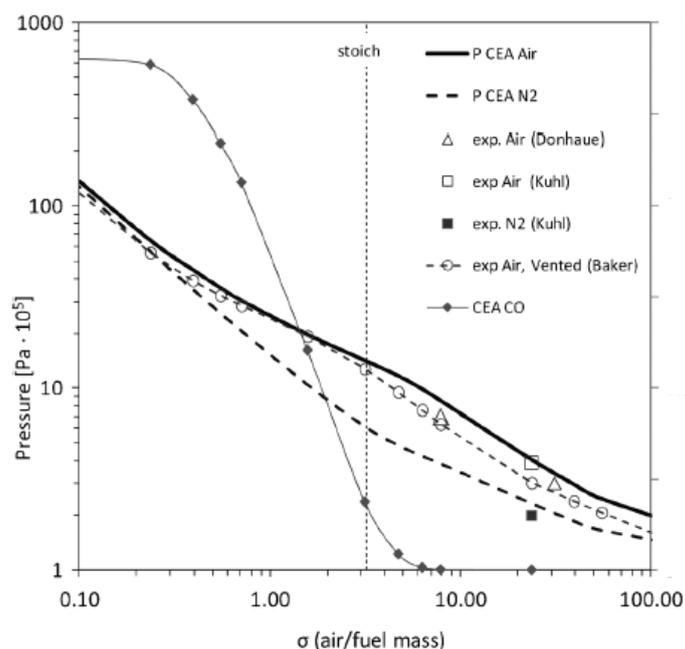


Figura 5.1 Pressione massima generata rispetto al rapporto tra massa aria e massa esplosivo [Salzano, Basco 2012].

Considerando le dimensioni tipiche di un foro da mina in galleria il coefficiente σ risulta molto inferiore del valore minimo rappresentato nella figura 5.1 (0.10). A titolo di esempio, facendo riferimento alla scheda tecnica dell'ANFO [30], esplosivo maggiormente utilizzato per la realizzazione di gallerie, consideriamo la cartuccia 90x500 mm ed un foro di 90x600 mm: il valore della massa equivalente di TNT è in questo caso è $m_{eq\ TNT} = 1.08$ kg e il valore di σ risulta essere $\sigma = 0.000721$. Nelle tabelle 5.2-5.4 vengono riportate le caratteristiche delle cartucce di esplosivo utilizzate nelle successive analisi. Si nota come anche in questo approccio la geometria del foro da mina sia un limite per la stima della pressione di picco.

Dalle precedenti considerazioni è possibile affermare che con $\sigma = 0$ la pressione generata dall'esplosivo è quella massima di detonazione. Questo risultato può essere rappresentato nel grafico in figura 5.1 con un punto con ascissa circa 0 ed ordinata la pressione di detonazione dell'ANFO, che dalla scheda tecnica risulta essere 7830 bar (figura 5.2).

Dalle misure empiriche riportate nella letteratura risulta chiaro che nella realtà la velocità delle particelle, direttamente proporzionale alla pressione, è influenzata dalla massa di esplosivo detonata istantaneamente. Di conseguenza la pressione esercitata sulle pareti del foro in galleria non è quella massima di detonazione indipendente dalla massa ma può essere determinata tramite un valore del rapporto σ che va da 0 a 0.1. Lo studio che segue queste considerazioni è condotto con pressioni determinate tramite interpolazione lineare fra i due punti (0.1;150) e (0;7830). Poiché nella rappresentazione bi-logaritmica non è possibile inserire un punto il cui

valore dell'ascissa o dell'ordinata sia 0 si è reso necessario assegnare un valore di σ adeguato. Tale valore è stato calcolato considerando geometrie utilizzate nella pratica che rendessero il grado di accoppiamento il maggiore possibile.

Le geometrie considerate di seguito sono variabili: per quanto riguarda il foro saranno presi in considerazione fori di 90x600 mm, 100x600 mm e 120x600 mm, le dimensioni delle cartucce saranno quelle elencate nella scheda tecnica.

Per descrivere al meglio il processo di esplosione all'interno di un foro è necessario definire una legge di pressione che descriva l'andamento della pressione in funzione del tempo. A tal fine è stata scelta l'equazione 5.7 [28]. L'andamento di quest'ultima è rappresentato nella figura 5.3.

$$P = P_0 \xi [e^{-\alpha t} - e^{-\beta t}] \quad (5.7)$$

dove

$$\xi = \frac{1}{(e_0^{-\alpha t_0} - e_0^{-\beta t_0})} \quad (5.8)$$

$$t_0 = \frac{1}{\beta - \alpha} \ln \left(\frac{\beta}{\alpha} \right) \quad (5.9)$$

P_0 è la pressione di picco, t è il tempo, t_0 è il tempo di picco, cioè il tempo dopo il quale si raggiunge la pressione di picco, $\frac{\beta}{\alpha}$ è il rapporto che definisce il decadimento della curva. Il tempo di picco è calcolato come il rapporto fra il raggio della cartuccia e la velocità di detonazione:

$$t_0 = \frac{r}{V_{OD}} \quad (5.10)$$

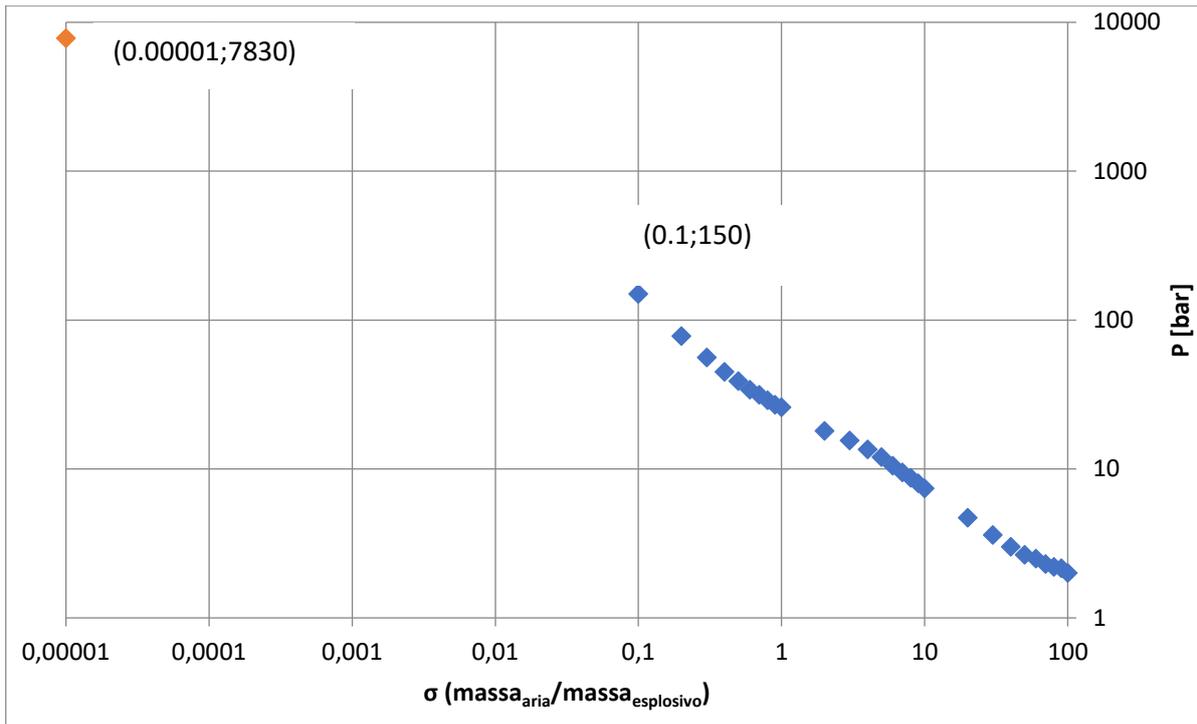


Figura 5.2 Pressione in foro in funzione del rapporto fra la massa di aria e la massa di esplosivo.

Questo è il tempo che impiega l'onda di pressione generata dal punto di innesco dell'esplosivo (generalmente al centro della sezione della cartuccia) ad arrivare all'estremità della cartuccia.

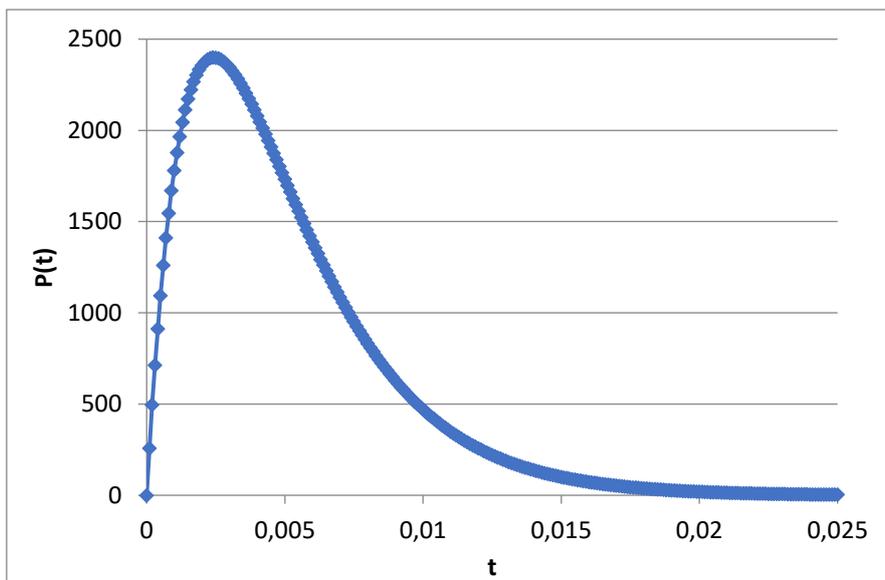


Figura 5.3 Legge di pressione $P(t)$.

Caratteristiche	
Massa volumica ρ [kg/dm ³]	0.8
Energia specifica [MJ/kg]	3.11
Pressione specifica [MPa]	783
Velocità di detonazione [m/sec]	2700

Tabella 5.2 Caratteristiche tecniche ANFO [VSIItalia.com].

Confezioni standard
Dimensioni cartucce [mm]
50x500
60x500
70x500
80x500
90x500

Tabella 5.3 Dimensioni cartucce [VSIItalia.com].

Per ogni cartuccia sono stati calcolati il volume ed il peso dell'esplosivo al suo interno, i cui risultati sono mostrati nella tabella 5.4.

Confezioni standard	Dimensioni cartucce [mm]	Peso cartucce [kg]	Volume [dm ³]	P. espl. [kg]
	50x500	0.83	0.901	0.72
	60x500	1.14	1.315	1.05
	70x500	1.56	1.808	1.45
	80x500	1.92	2.378	1.90
	90x500	2.50	3.027	2.42

Tabella 5.4 Caratteristiche cartucce.

Il volume del solo esplosivo senza la cartuccia che lo ricopre è stato calcolato considerando uno spessore della cartuccia di 1 mm. La massa dell'esplosivo è stata calcolata moltiplicando il volume del solo esplosivo per la sua densità.

È stato realizzato un confronto fra le tre geometrie di foro rispetto alla possibile quantità di esplosivo utilizzabile figure 5.4-5.6.

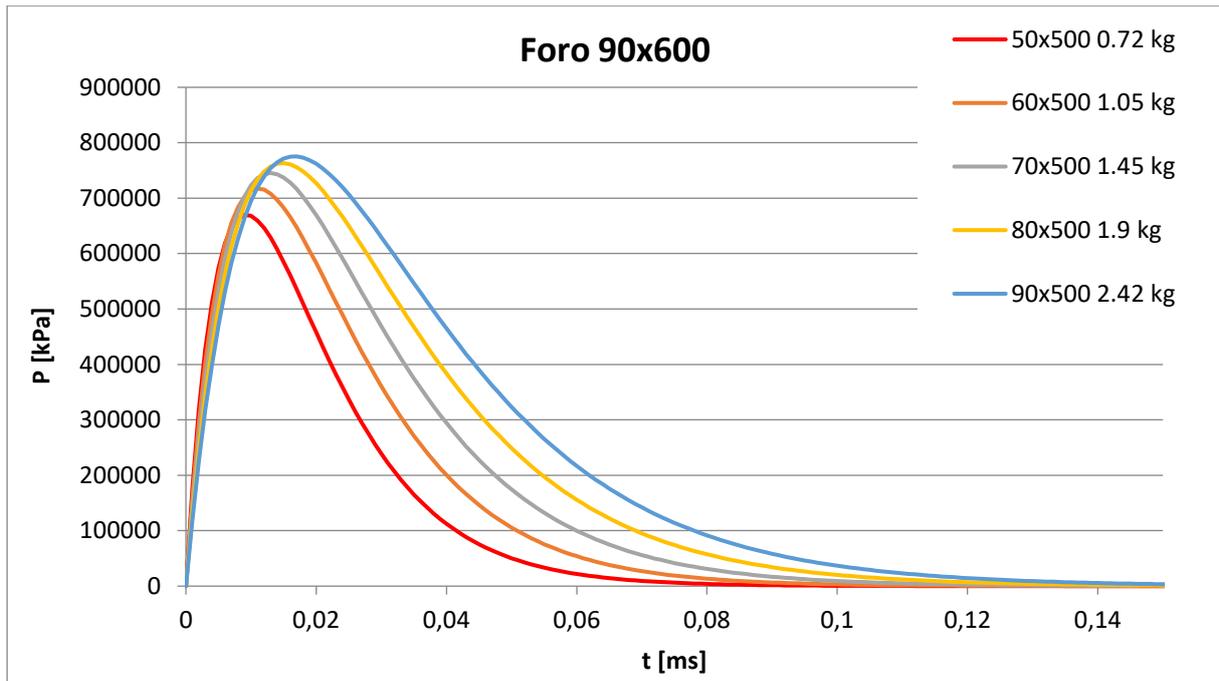


Figura 5.4 Legge di pressione rispetto al tempo per foro 90x600 mm.

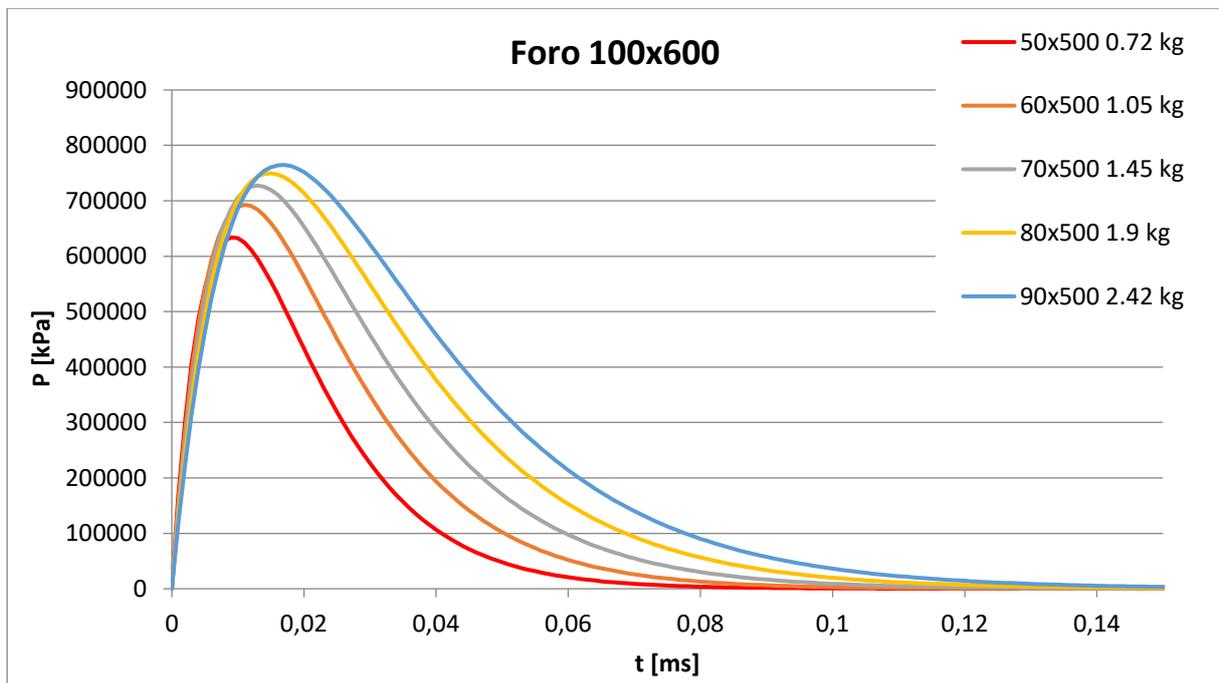


Figura 5.5 Legge di pressione rispetto al tempo per foro 100x600 mm.

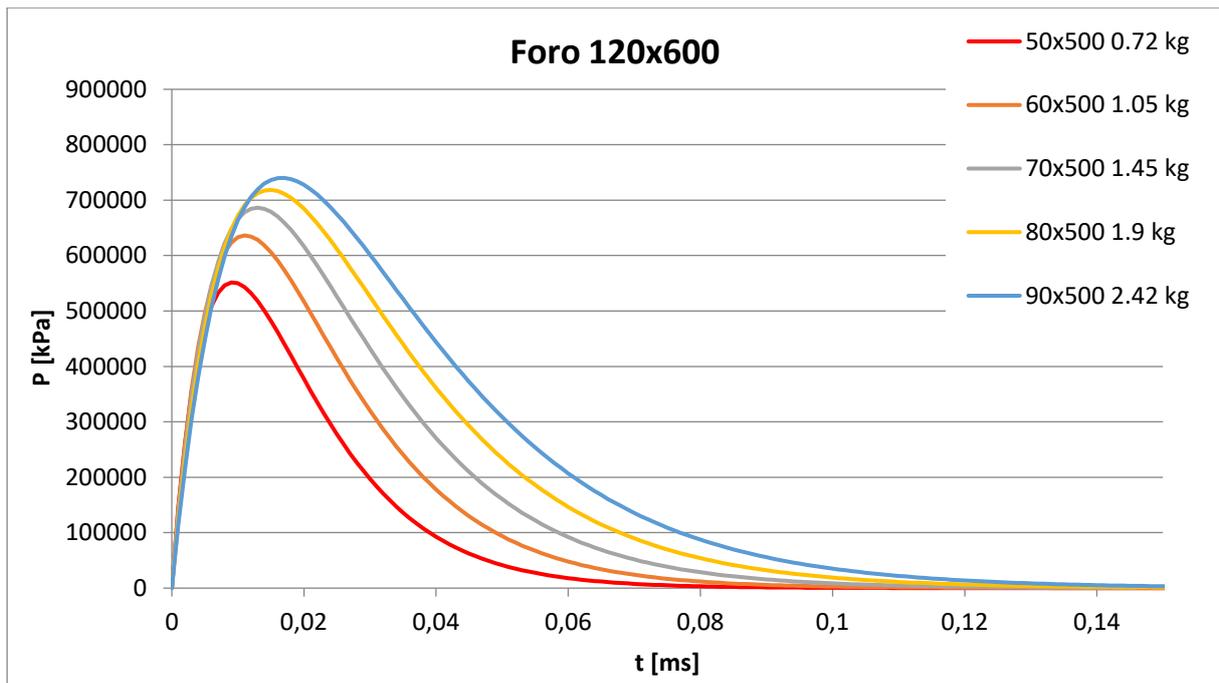


Figura 5.6 Pressione di picco rispetto al tempo per foro 120x600 mm.

Si vede come a parità di foro al diminuire della massa di esplosivo diminuisca la pressione e l'ampiezza dell'onda; questo è in accordo con le misure della velocità delle particelle in sito che diminuisce al diminuire della quantità di esplosivo.

6. Simulazione della detonazione in foro

6.1 Introduzione

Per simulare la detonazione di esplosivo in foro è stata eseguita un'analisi dinamica di deformazione piana utilizzando il metodo degli elementi finiti (FEM) e il codice di calcolo commerciale Plaxis 2D.

Plaxis 2D è un codice di calcolo agli Elementi Finiti utilizzato per eseguire analisi tensio-deformative e di stabilità nell'ambito di applicazioni di tipo geotecnico. È possibile eseguire analisi in condizioni 2D o 3D. Nel primo caso il problema può essere semplificato in due modi: deformazione piana o assialsimmetria. Il codice prevede la possibilità di utilizzare un'interfaccia grafica per la generazione rapida del modello geometrico e del reticolo di calcolo oppure di importare scripts in linguaggio *python* per automatizzare il lavoro. Il pacchetto si compone di due sottoprogrammi:

- Plaxis Input che permette l'inserimento dei dati di input, la definizione della geometria, la generazione della mesh e delle fasi di calcolo.
- Plaxis Output che permette il controllo e l'analisi dei risultati.

La discretizzazione agli elementi finiti si realizza tramite la suddivisione del continuo (ammasso roccioso) in un numero finito di elementi. Ogni elemento è costituito da una serie di nodi, caratterizzati da un numero di gradi di libertà pari alle incognite del problema. A partire dalla determinazione degli spostamenti ai nodi è possibile determinare lo stato di deformazione e quello di sforzo del modello.

In questo capitolo si affronterà il problema della determinazione dello stato di deformazione e di sforzo causato dalla detonazione di una carica in foro. Le fasi trattate saranno la descrizione del modello numerico, lo studio parametrico e il confronto con la letteratura.

6.2 Modello numerico

Il problema è stato schematizzato in maniera semplificata creando un modello piano composto da elementi finiti aventi ognuno 15 nodi. L'ipotesi di deformazione piana viene solitamente utilizzata per geometrie con una sezione trasversale uniforme, si presume che gli spostamenti e le deformazioni in questa direzione siano pari a zero, tuttavia le sollecitazioni normali sono considerate. L'elemento finito con 15 nodi fornisce un'interpolazione del quarto ordine per gli spostamenti e l'integrazione numerica comporta dodici punti di Gauss; è un elemento molto preciso, ma comporta un cospicuo utilizzo della memoria e tempi di calcolo elevati.

Il modello di terreno è stato creato considerando le proprietà del materiale elencate nella tabella 6.1 e avente geometria riportata nella figura 6.1. Il modello è largo 80 m ed alto 100 m, nel mezzo del quale è stato inserito un foro di diametro 0.045 m. Il foro considerato è verticale, la figura 6.1 ne rappresenta la sezione verticale.

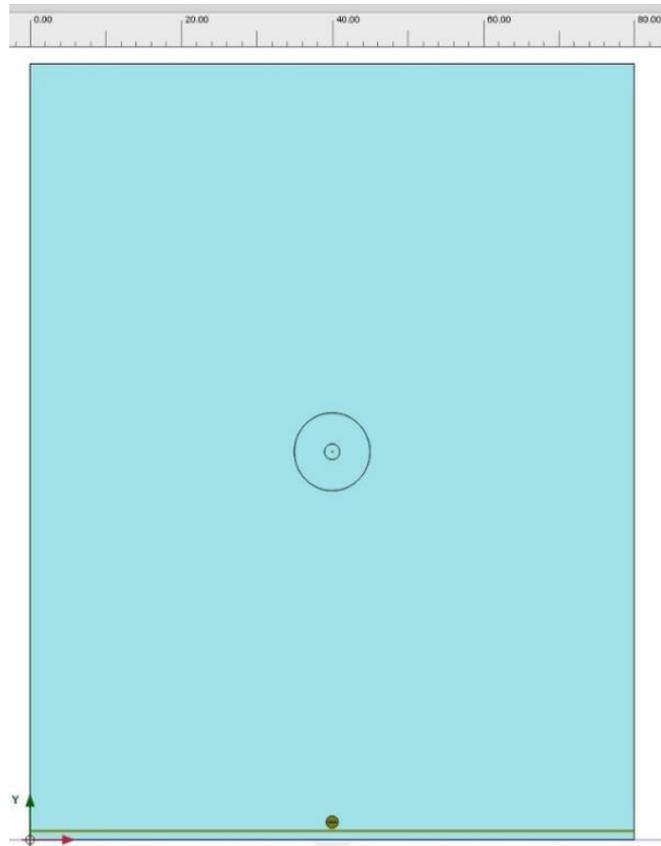


Figura 6.1 Geometria del modello.

Nella figura 6.2 è possibile visualizzare un dettaglio del foro e degli elementi circolari inseriti per la discretizzazione nelle vicinanze del foro.

La mesh creata per la discretizzazione del modello è riportata in figura 6.3; è stata creata una mesh *very fine* maggiormente raffittita nell'intorno del foro.

La definizione delle condizioni al contorno è un aspetto importante dell'analisi. Va fatta distinzione fra le condizioni al contorno per le fasi statiche e le condizioni al contorno per le fasi dinamiche.

Parametro	Simbolo/Unità di misura	Valore
Peso unità di volume roccia	γ [kN/m ³]	25
Modulo di Young	E' [GPa]	56

Coefficiente di Poisson	ν' [-]	0.25
Coefficiente di spinta a	K_0 [-]	1
Rayleigh coefficient α	α [-]	94.25
Rayleigh coefficient β	β [-]	0.0265×10^{-3}
Raggio del foro	a [m]	0.045-0.060

Tabella 6.1 Proprietà del modello.

Per quanto riguarda le fasi statiche, la base del modello è *fixed* (completamente fissato), la parte superiore è *free* (libero) e le due sezioni verticali sono *normally fixed* (normalmente fissate).

Le condizioni al contorno dinamiche sono necessarie per rappresentare il comportamento del mezzo in lontananza, poiché le condizioni reali sono caratterizzate da un dominio infinito che deve essere ridotto a un dominio finito quando si crea un modello geometrico. Appropriate condizioni al contorno possono ben simulare il comportamento in lontananza assorbendo l'incremento delle sollecitazioni causate dal carico dinamico ed evitando la riflessione di onde all'interno del modello. Le condizioni al contorno scelte in questo caso sono le seguenti:

Compliant base: usando questa opzione è simulata la propagazione delle onde nel terreno in profondità con la minima riflessione. Questa condizione è stata scelta per la base del modello.

Viscous: usando questa opzione, l'energia dell'onda in uscita viene assorbita al bordo del modello; gli smorzatori viscosi sono applicati nella direzione x e y lungo il confine fornendo una forza resistente nella direzione normale e tangenziale che è proporzionale alla velocità nel materiale vicino al bordo. Questa opzione è stata scelta per le pareti laterali del modello.

La parte superiore è stata lasciata libera (*free*), in quanto rappresenta il piano campagna.

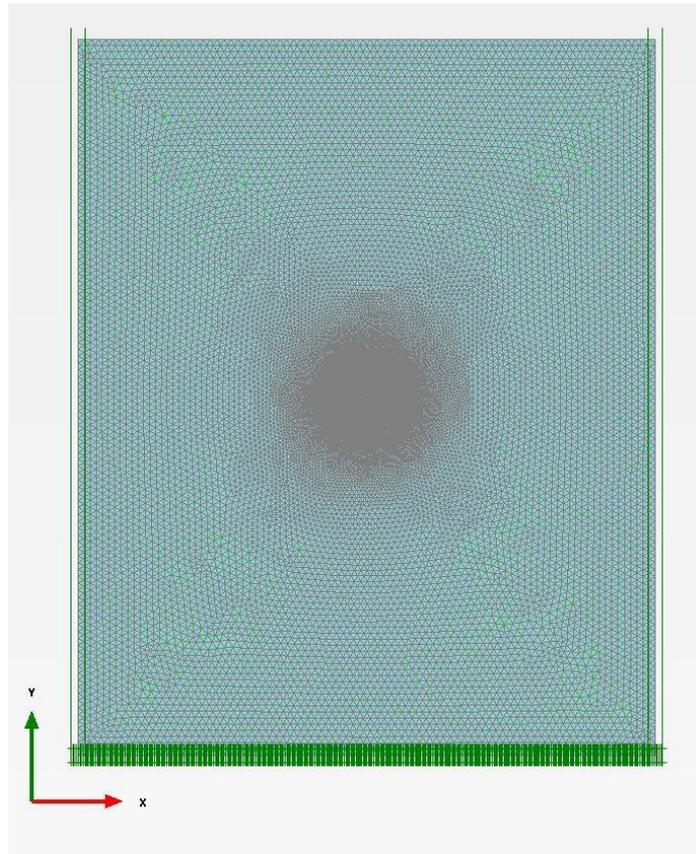


Figura 6.2 Mesh del modello.

I risultati riportati nel paragrafo successivo faranno riferimento a due leggi di pressione differenti la prima molto semplice di forma triangolare, la seconda è quella definita nel capitolo precedente al paragrafo 5.2. Entrambe le leggi di pressione sono definite a partire da tre parametri fondamentali: il tempo di picco, la pressione di picco ed il tempo di decadimento. Sia per la legge di pressione semplice che per quella più realistica il tempo di picco e la pressione di picco sono definite nel paragrafo 5.2. Per quanto riguarda il tempo di decadimento della legge di pressione triangolare si è assunto che questo sia uguale al tempo di picco, realizzando banalmente un triangolo isoscele. Per la seconda legge di pressione invece, il tempo di decadimento è stato assunto considerando valide le assunzioni fatte in letteratura ed in particolare facendo riferimento a *Cho and Kaneko (2004)*. Nelle figure 6.3 e 6.4 è possibile visualizzare le due leggi di pressione.

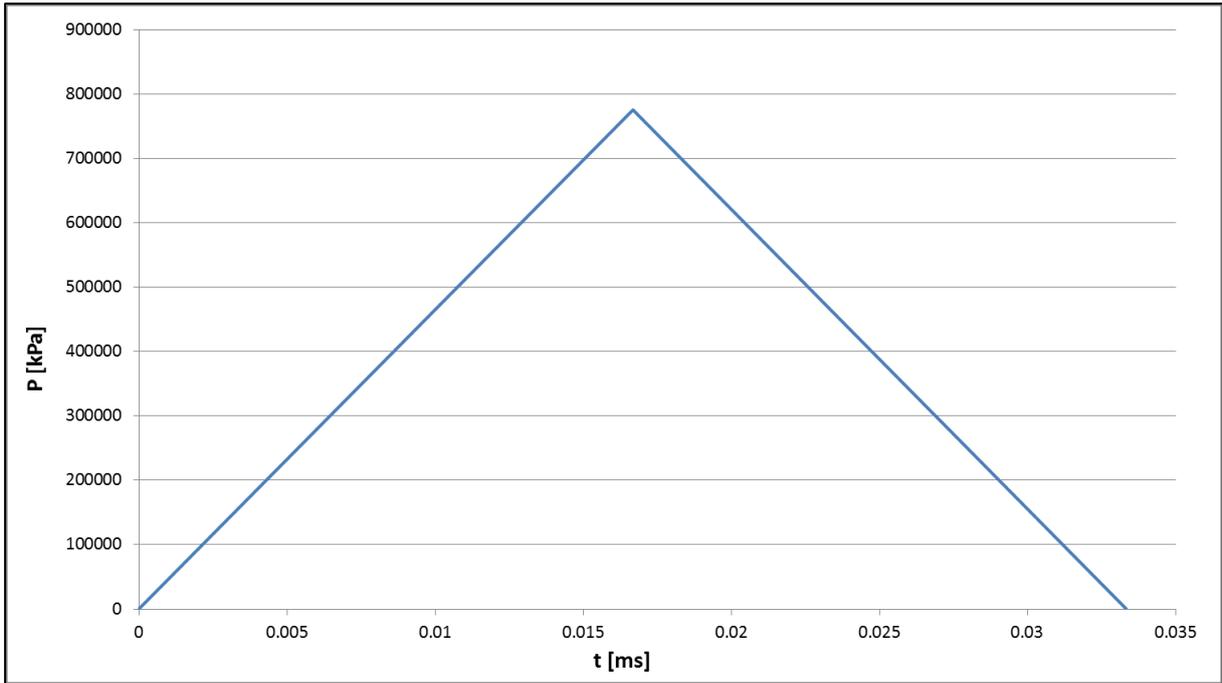


Figura 6.3 Legge di pressione semplice.

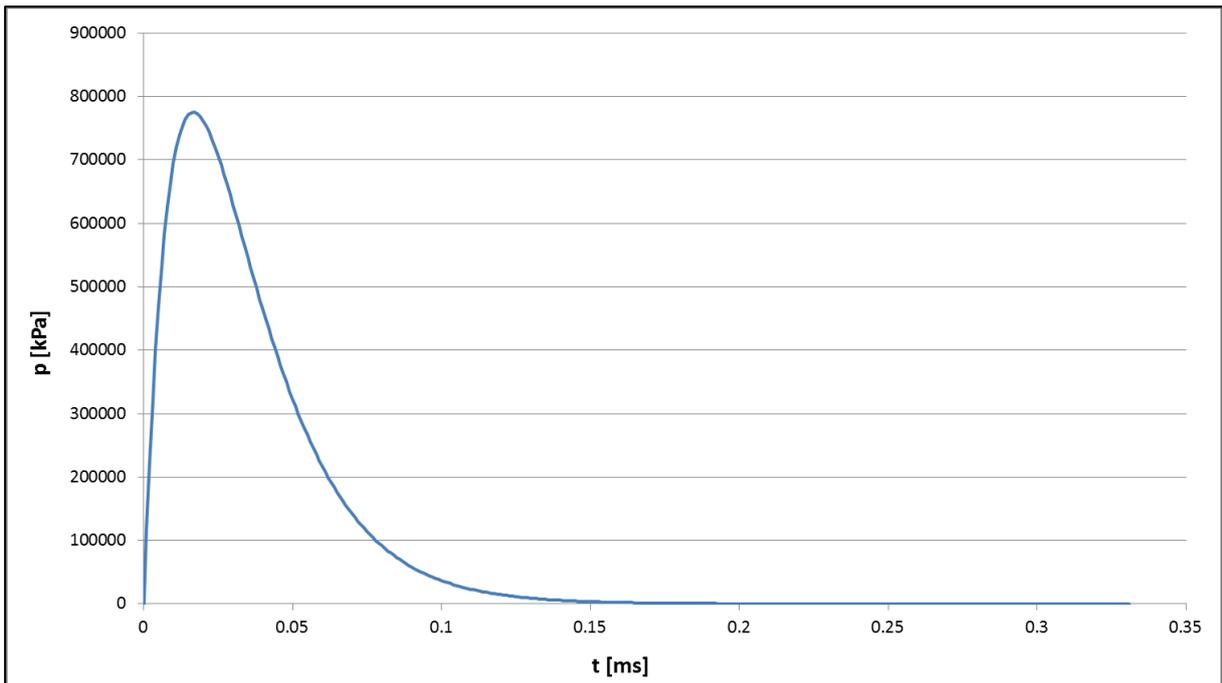


Figura 6.4 Legge di pressione più realistica.

6.2.1 Risultati rappresentativi

Vengono di seguito riportati i risultati dell'analisi numerica condotta con la pressione riportata in figura 6.4, in termini di spostamento, velocità ed accelerazione in alcuni punti del modello lungo la direzione degli assi x e y .

Le figure 6.5-6.22 riportano lo spostamento dei punti considerati. Come si vede dai risultati il valore dello spostamento diminuisce all'aumentare della distanza dal foro. La presenza di picchi è dovuta alla riflessione delle onde dal piano campagna.

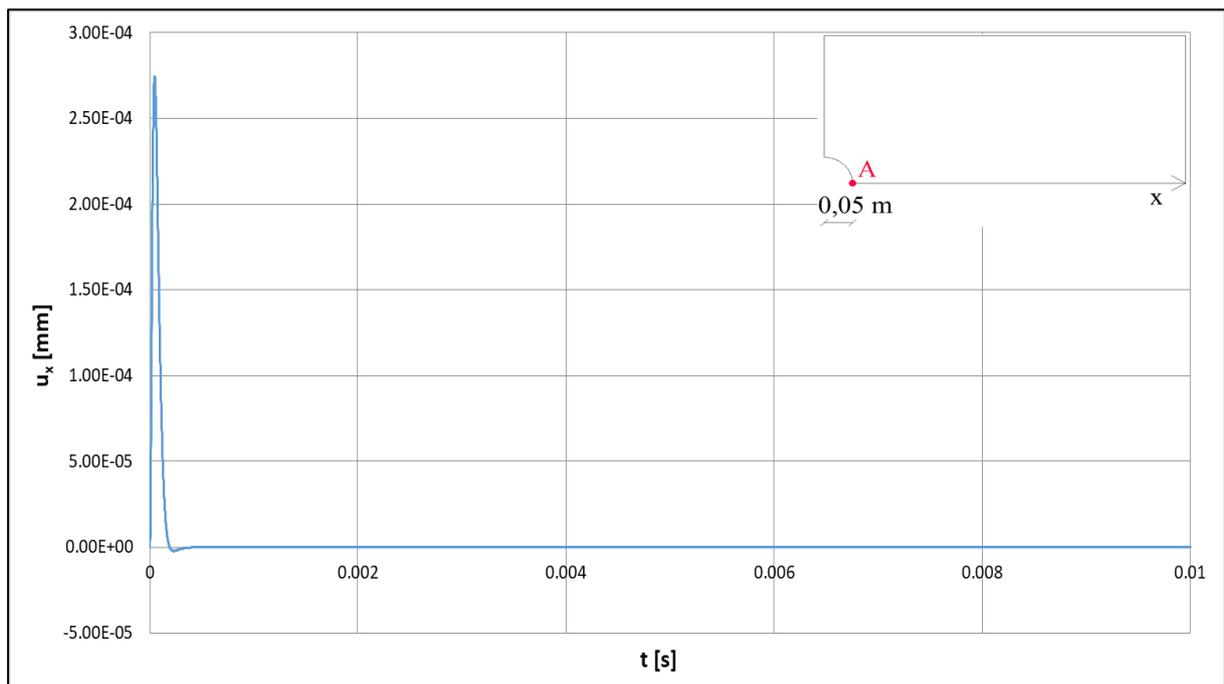


Figura 6.5 Spostamento lungo x del punto A.

Nelle figure 6.23-6.40 viene riportata la velocità delle particelle nei punti considerati prima lungo la direzione x e poi lungo la direzione y . Anche in questo caso il valore della velocità diminuisce all'aumentare della distanza dal foro.

Infine, nelle figure 6.41-6.58 viene riportata l'accelerazione delle particelle nei punti presi in esame lungo la direzione x prima e lungo la direzione y poi. Le considerazioni fatte in precedenza valgono anche in questo caso.

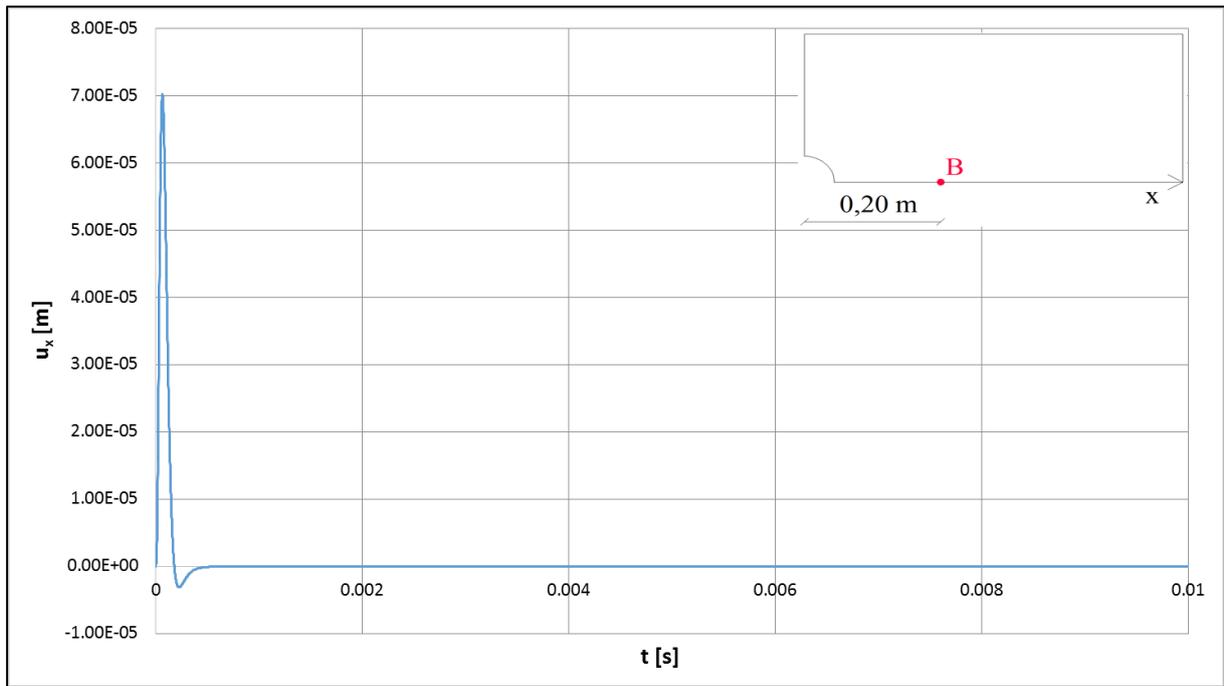


Figura 6.6 Andamento dello spostamento nel tempo lungo x del punto B.

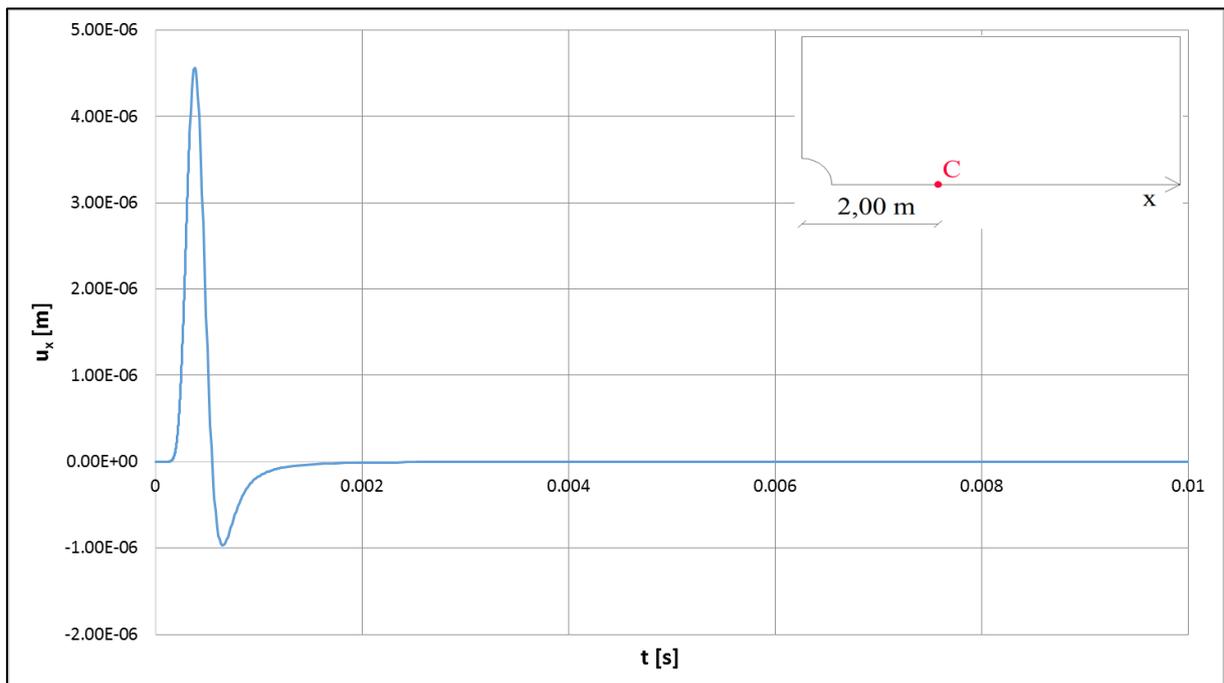


Figura 6.7 Andamento dello spostamento nel tempo lungo x del punto C.

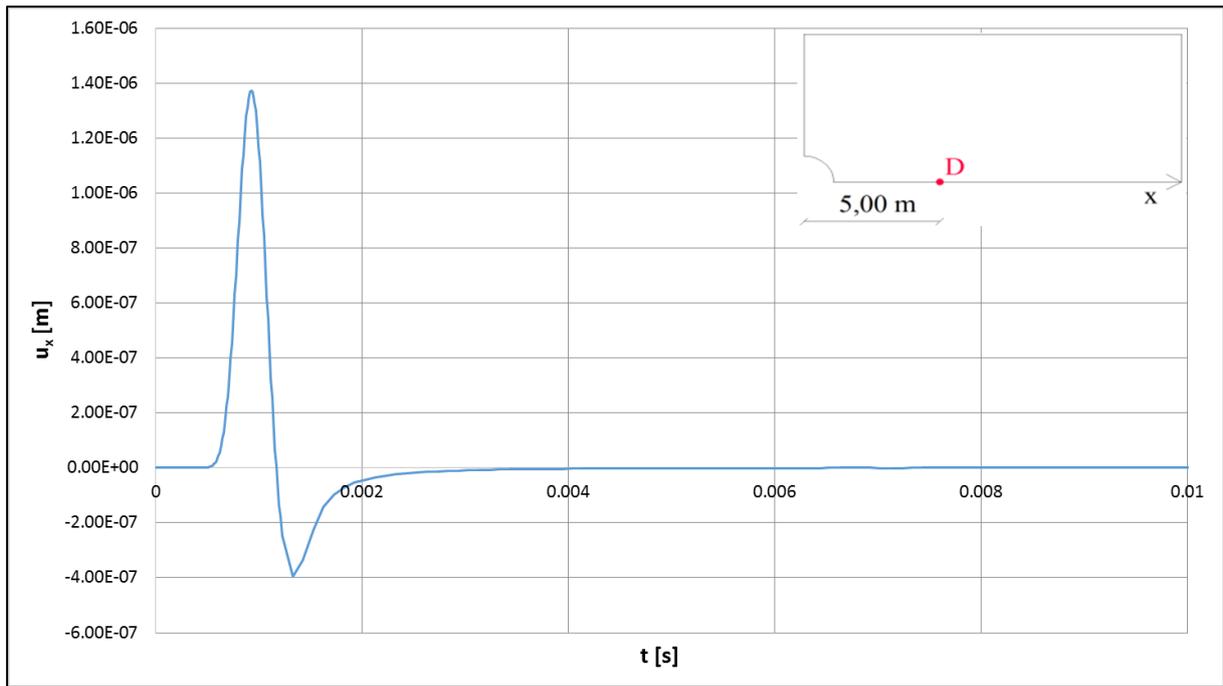


Figura 6.8 Andamento dello spostamento nel tempo lungo x del punto D.

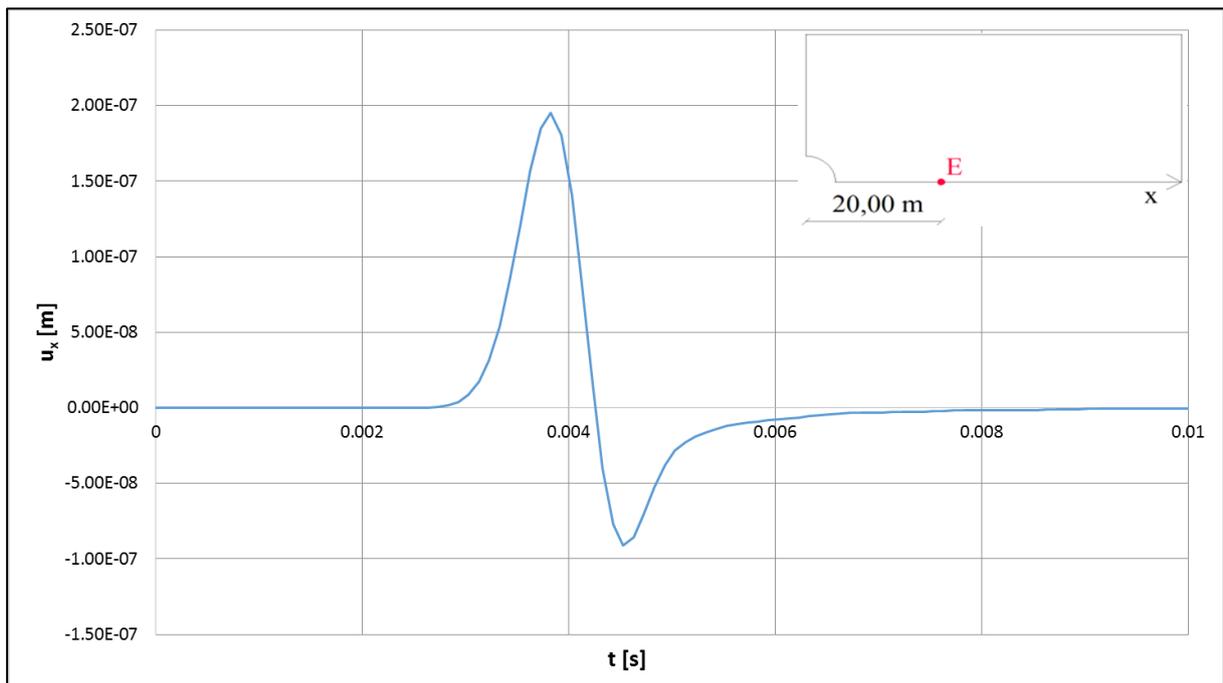


Figura 6.9 Andamento dello spostamento nel tempo lungo x del punto E.

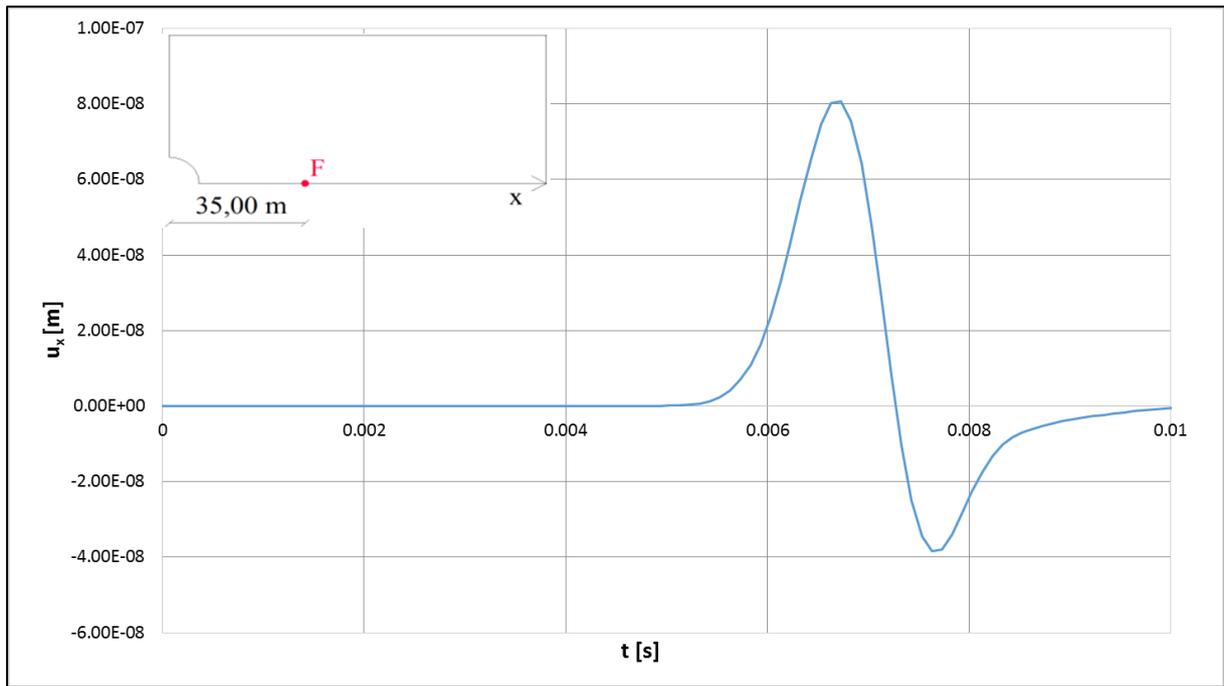


Figura 6.10 Andamento dello spostamento nel tempo lungo x del punto F.

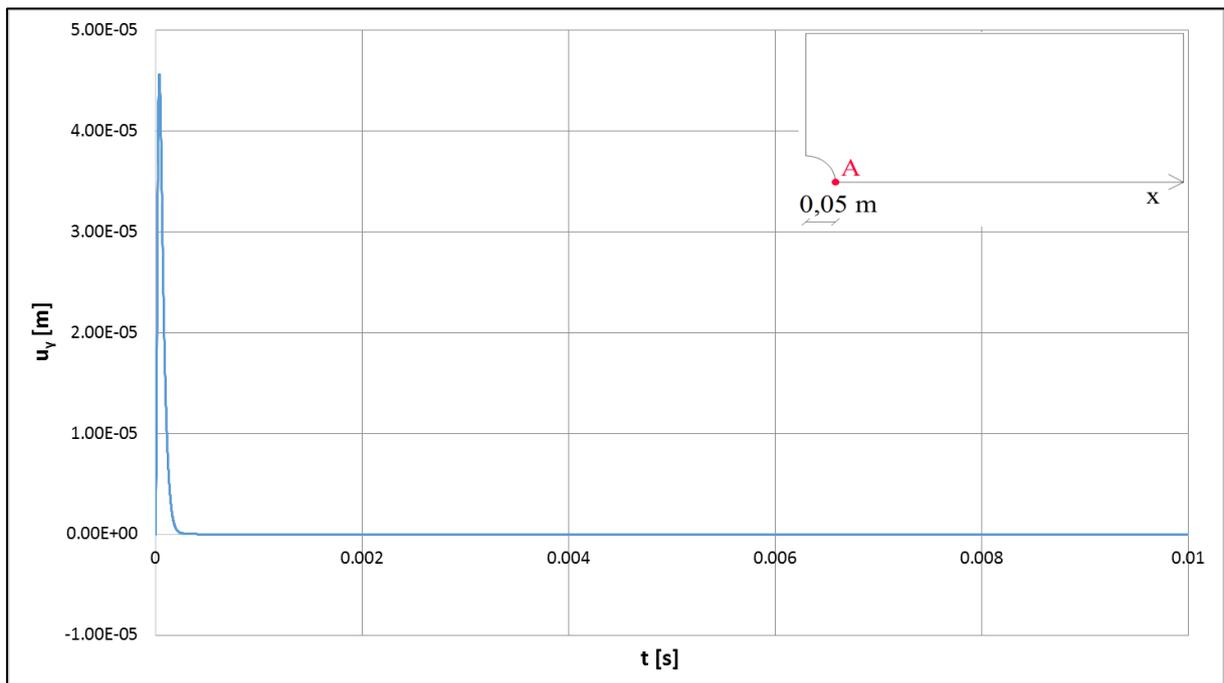


Figura 6.14 Andamento dello spostamento nel tempo lungo y del punto A.

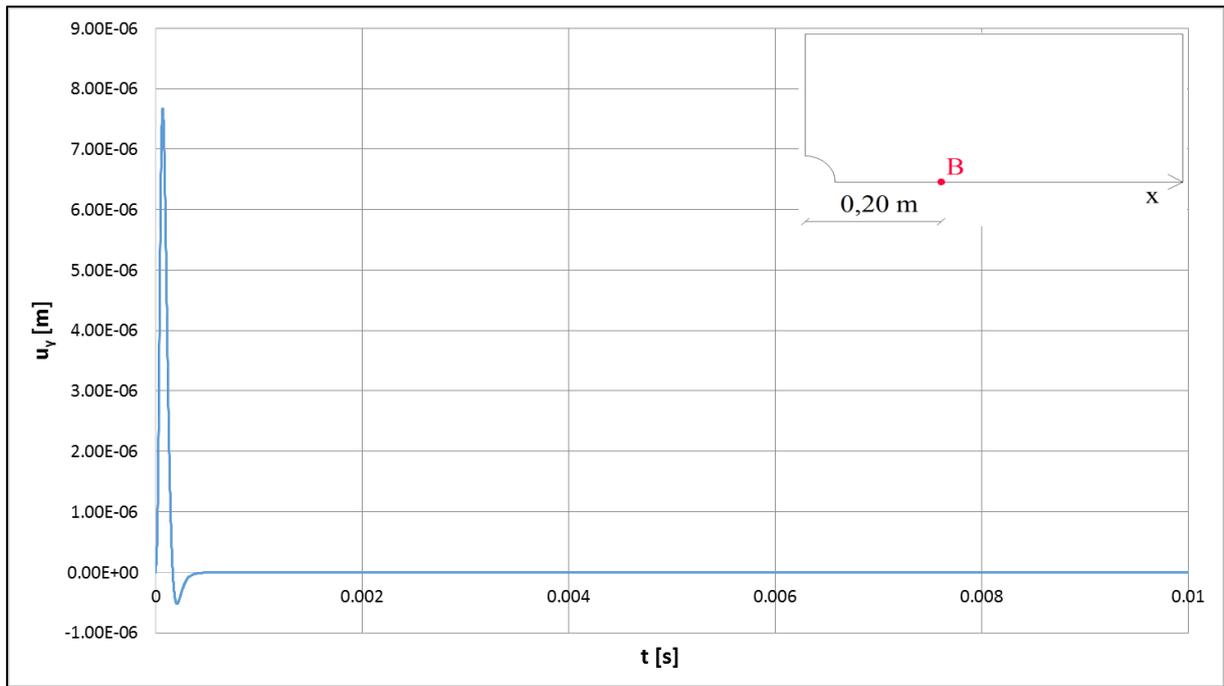


Figura 6.15 Andamento dello spostamento nel tempo lungo y del punto B.

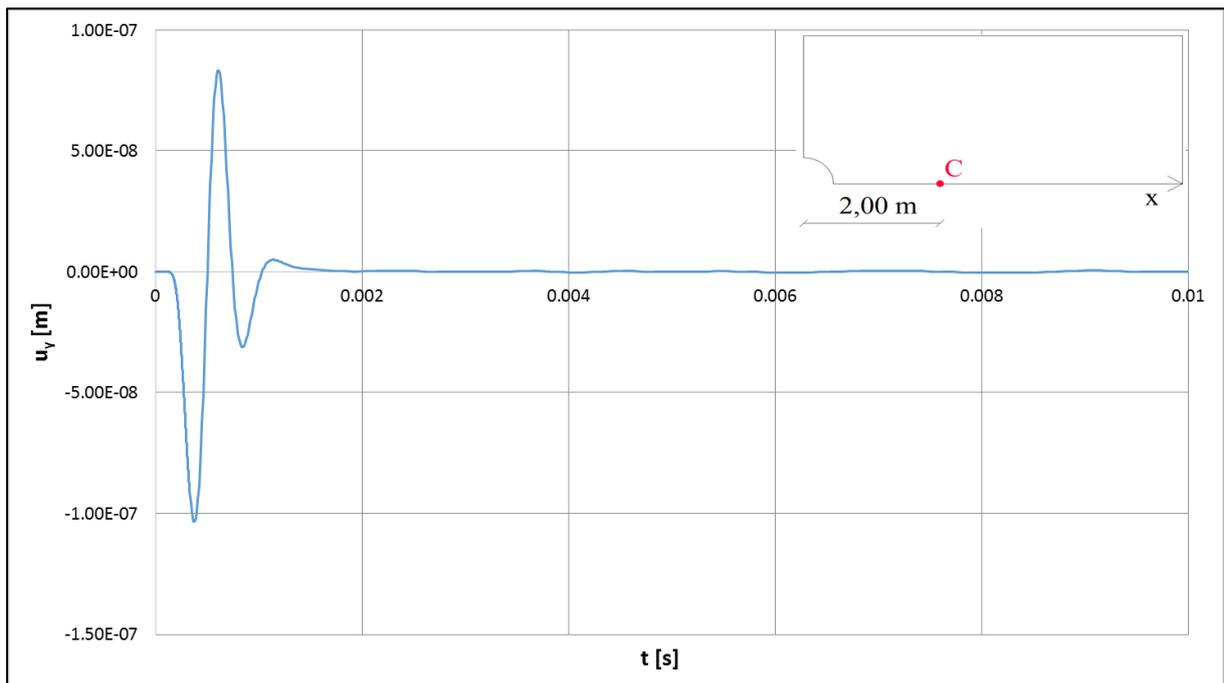


Figura 6.16 Andamento dello spostamento nel tempo lungo y del punto C.

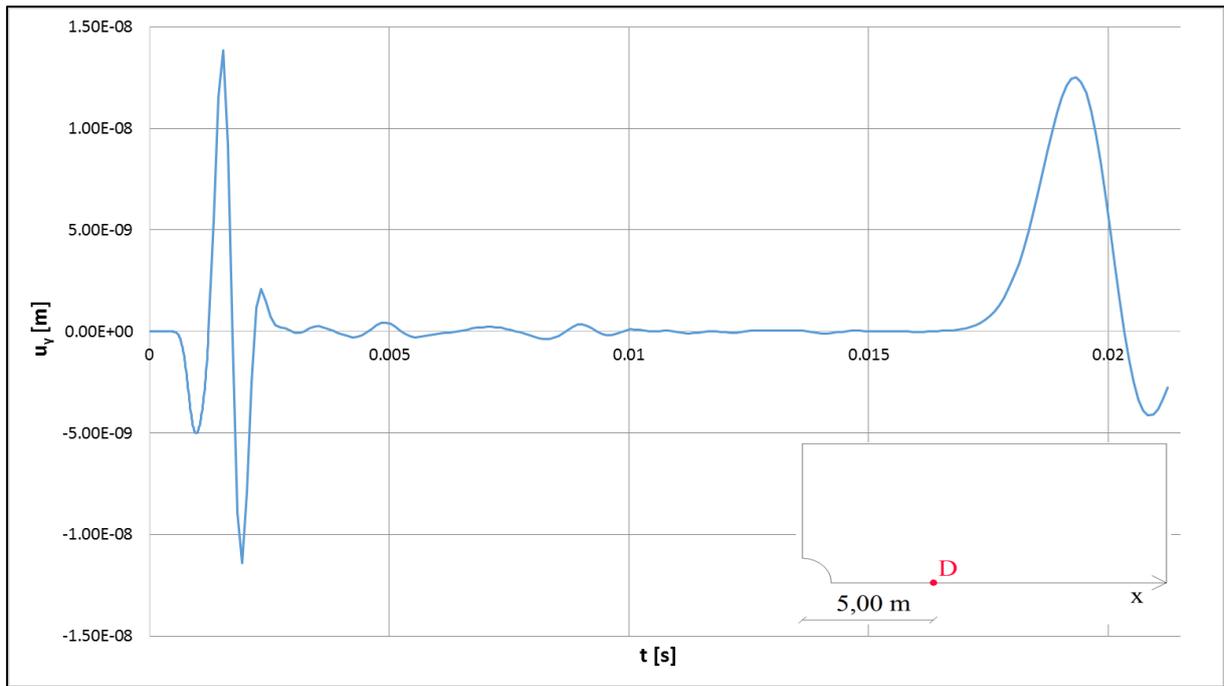


Figura 6.17 Andamento dello spostamento nel tempo lungo y del punto D.

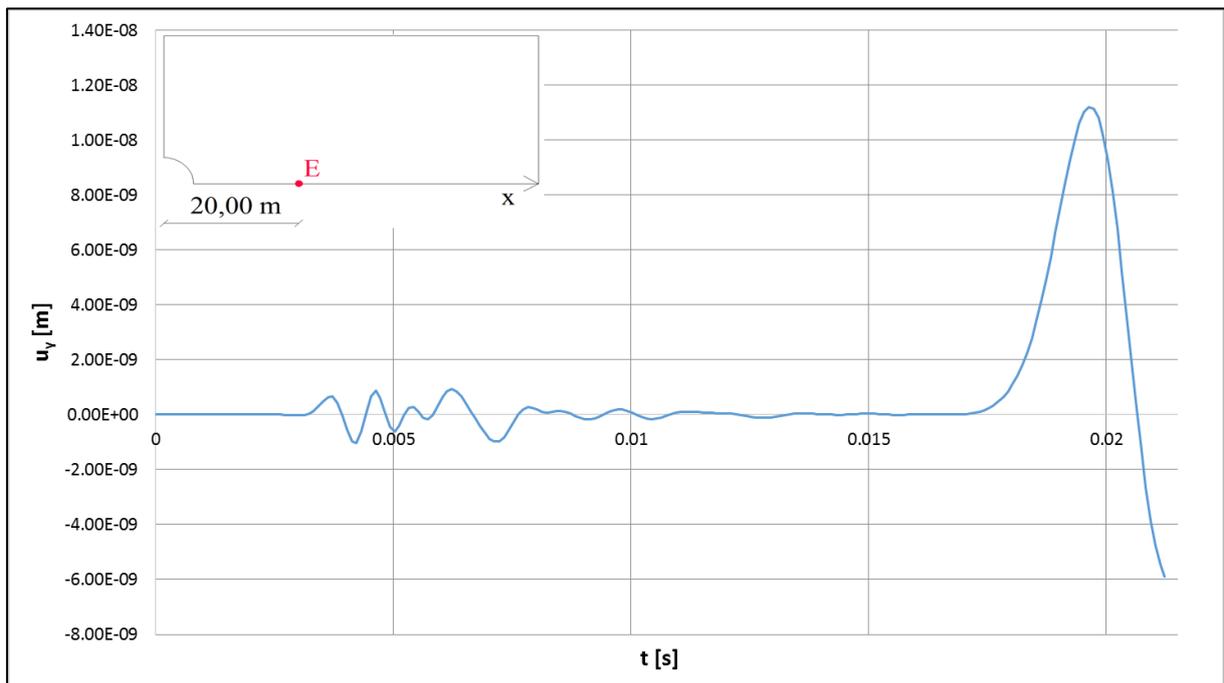


Figura 6.18 Andamento dello spostamento nel tempo lungo y del punto E.

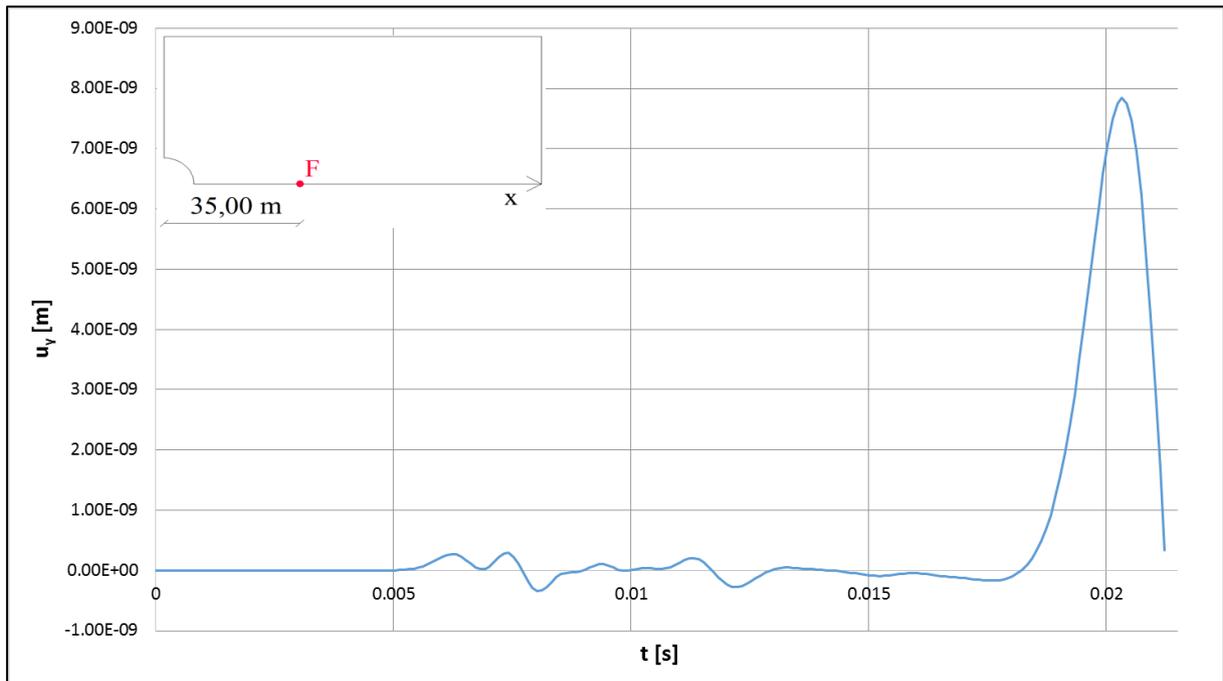


Figura 6.19 Andamento dello spostamento nel tempo lungo y del punto F.

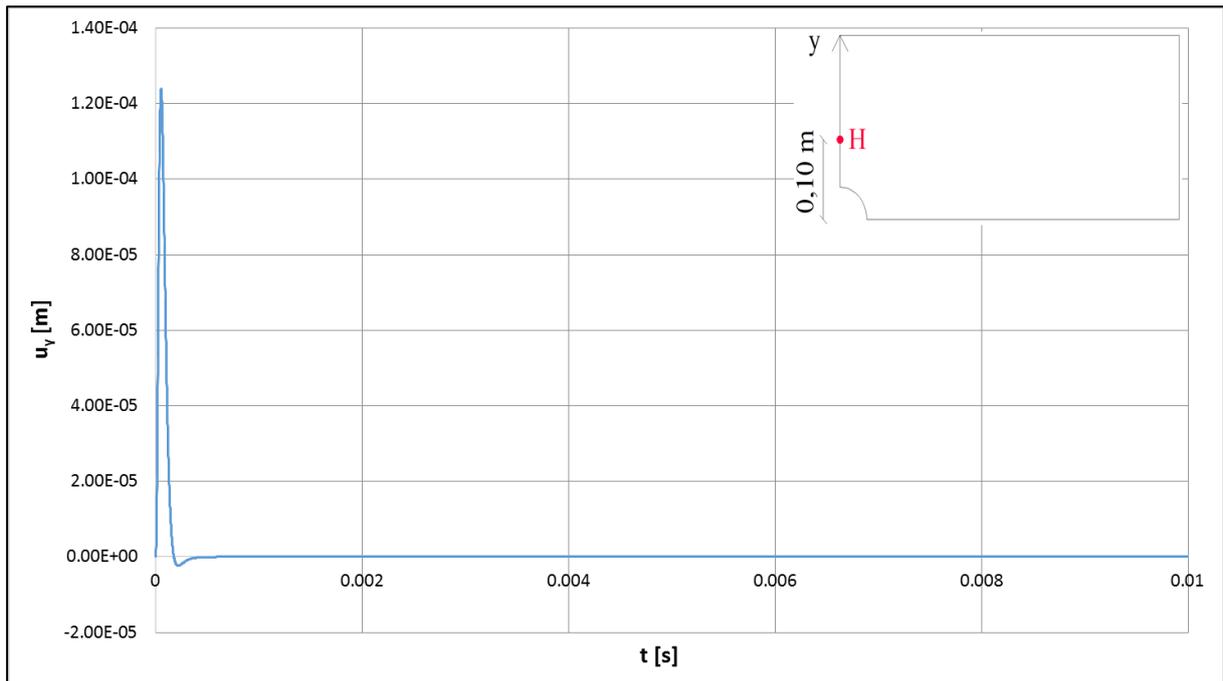


Figura 6.20 Andamento dello spostamento nel tempo lungo y del punto H.

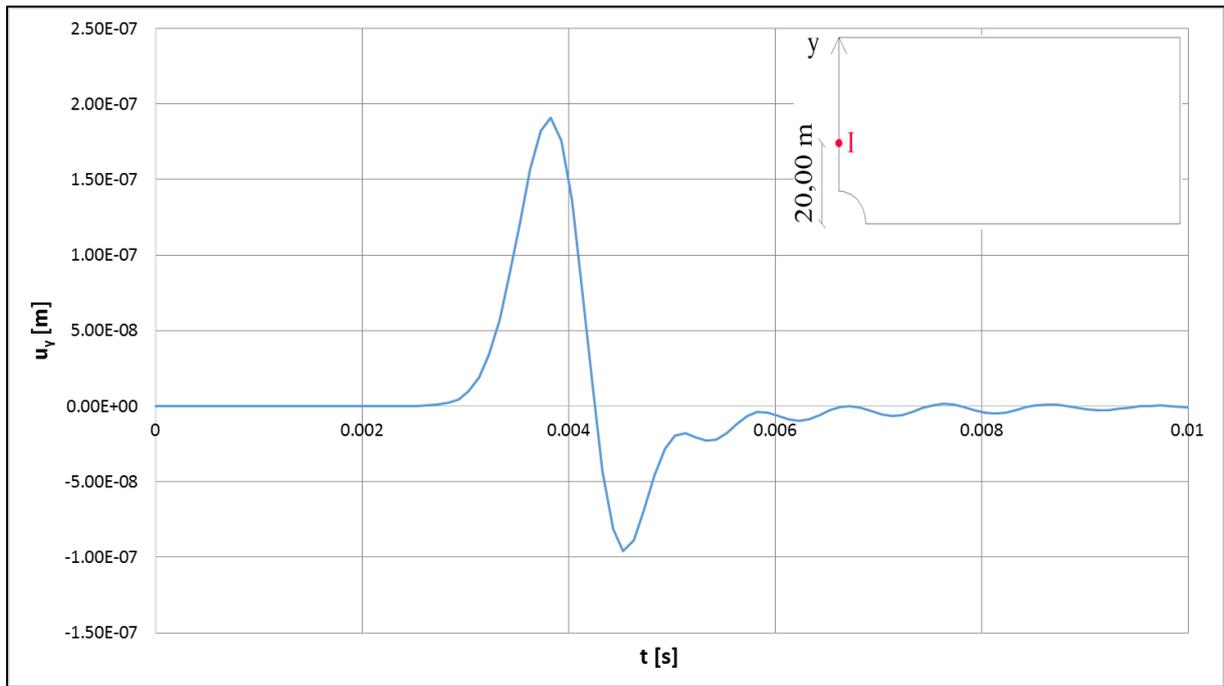


Figura 6.21 Andamento dello spostamento nel tempo lungo y del punto I.

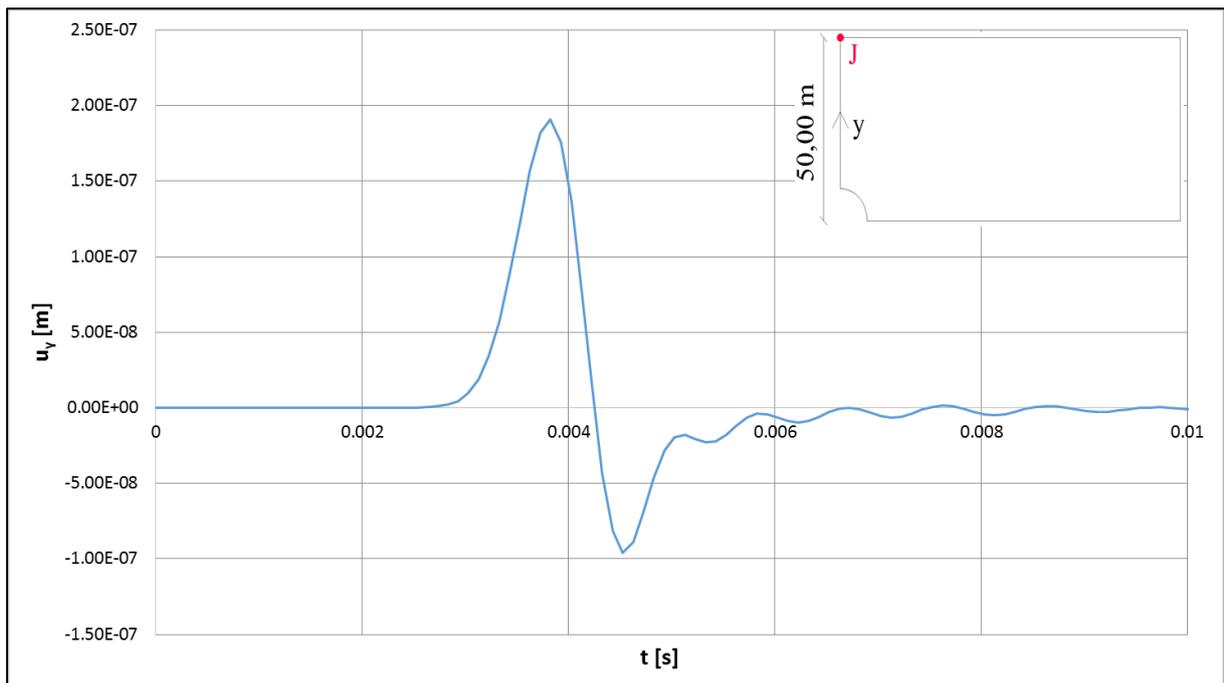


Figura 6.22 Andamento dello spostamento nel tempo lungo y del punto J.

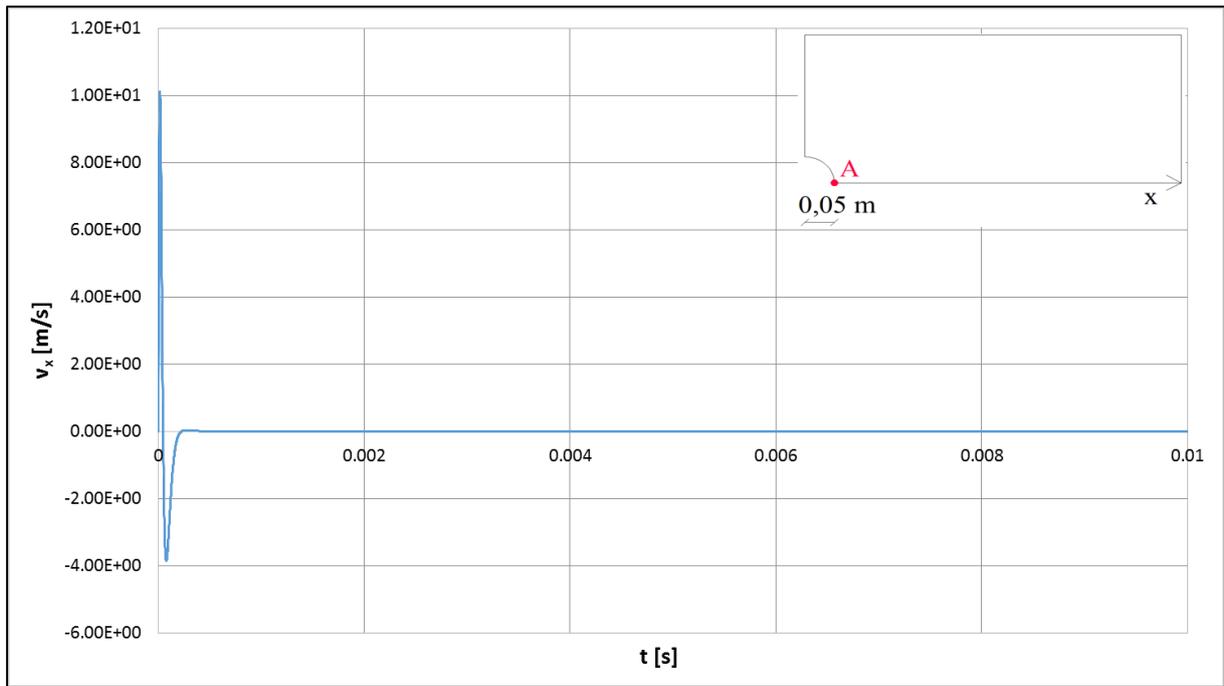


Figura 6.23 Andamento della velocità nel tempo lungo x del punto A.

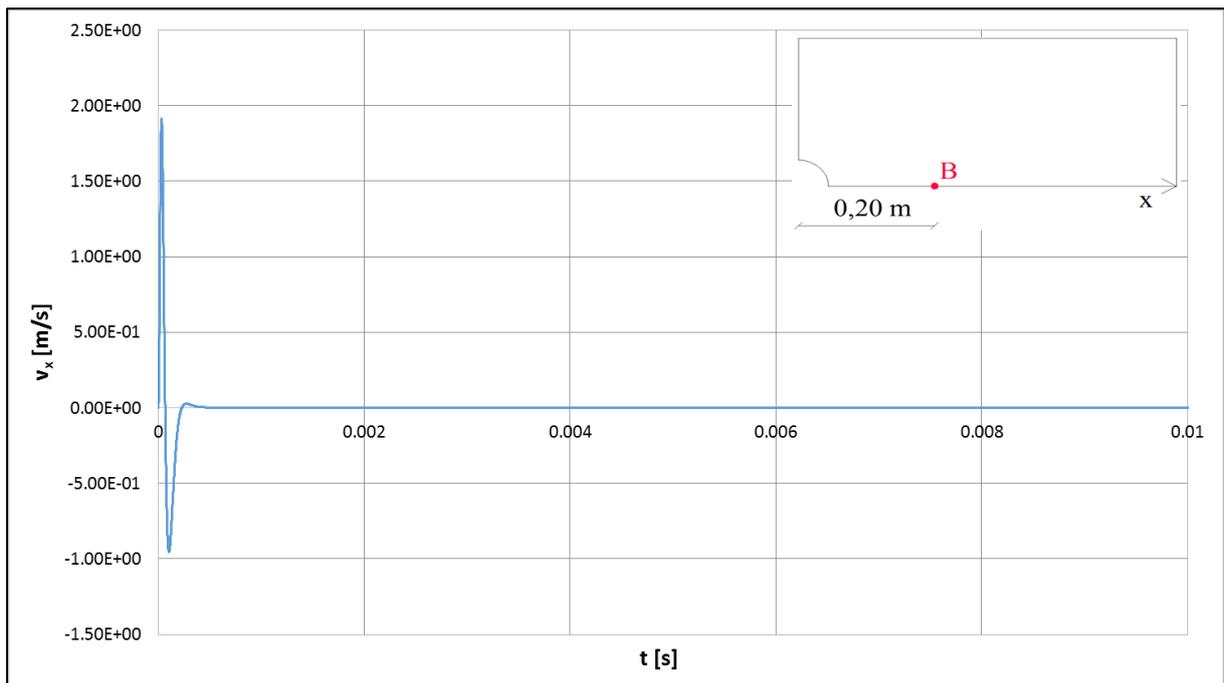


Figura 6.24 Andamento della velocità nel tempo lungo x del punto B.

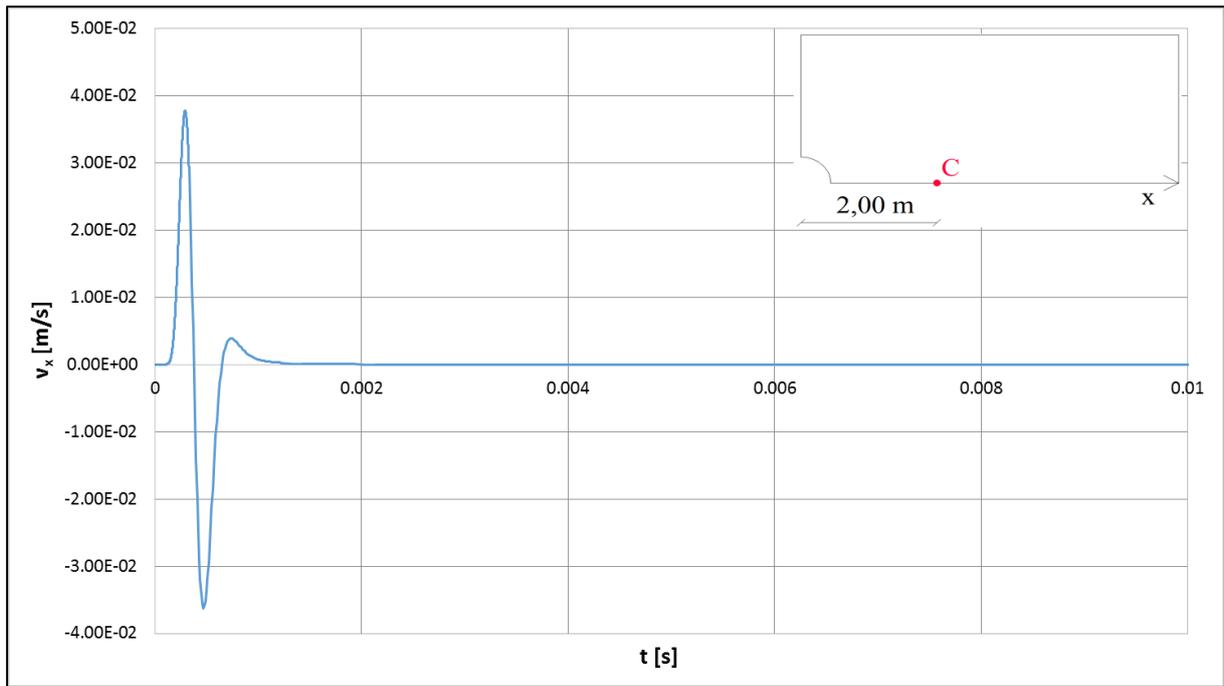


Figura 6.25 Andamento della velocità nel tempo lungo x del punto C.

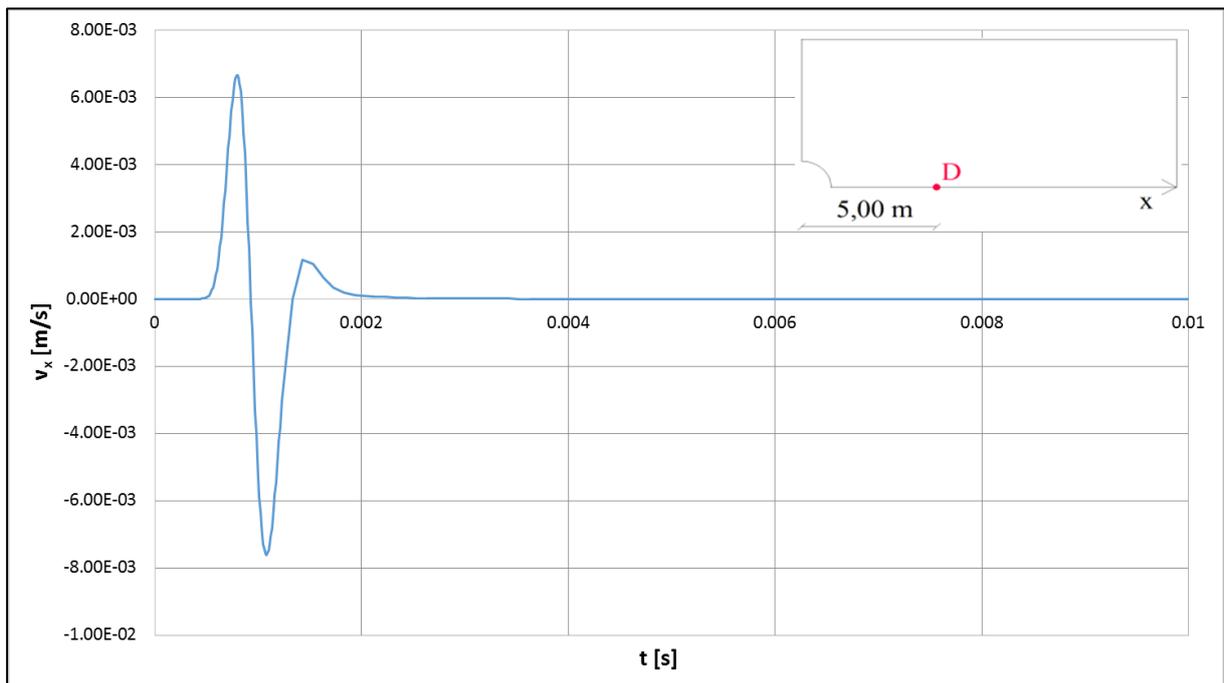


Figura 6.26 Andamento della velocità nel tempo lungo x del punto D.

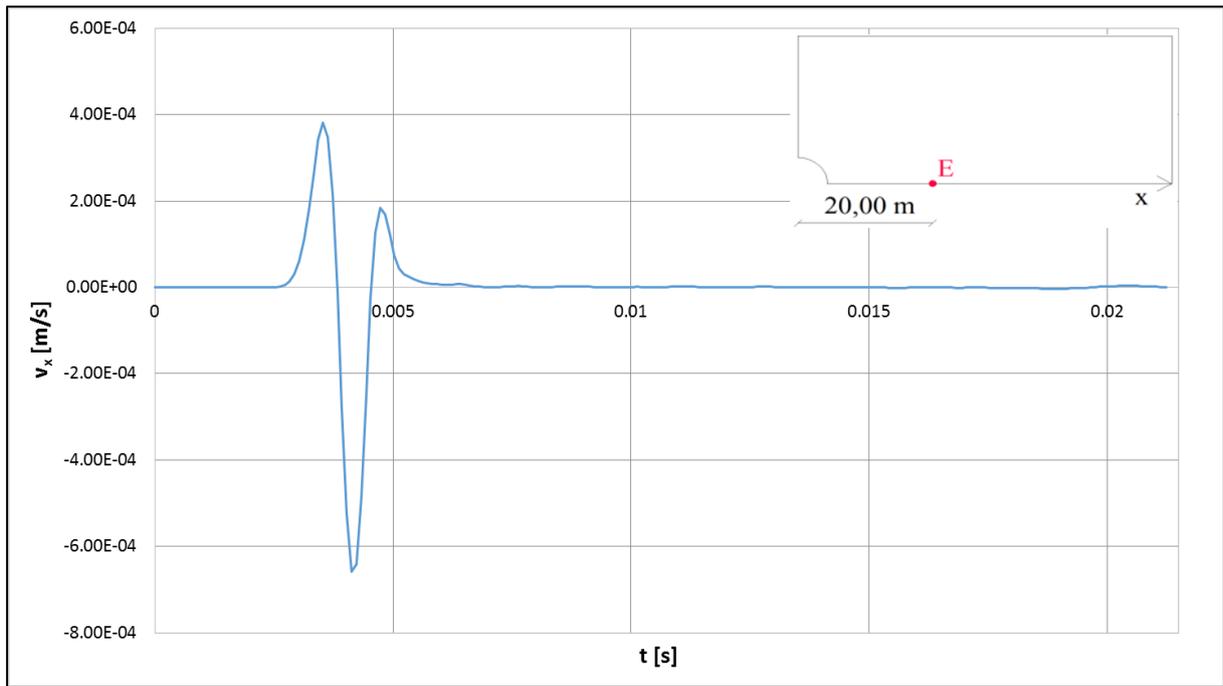


Figura 6.27 Andamento della velocità nel tempo lungo x del punto E.

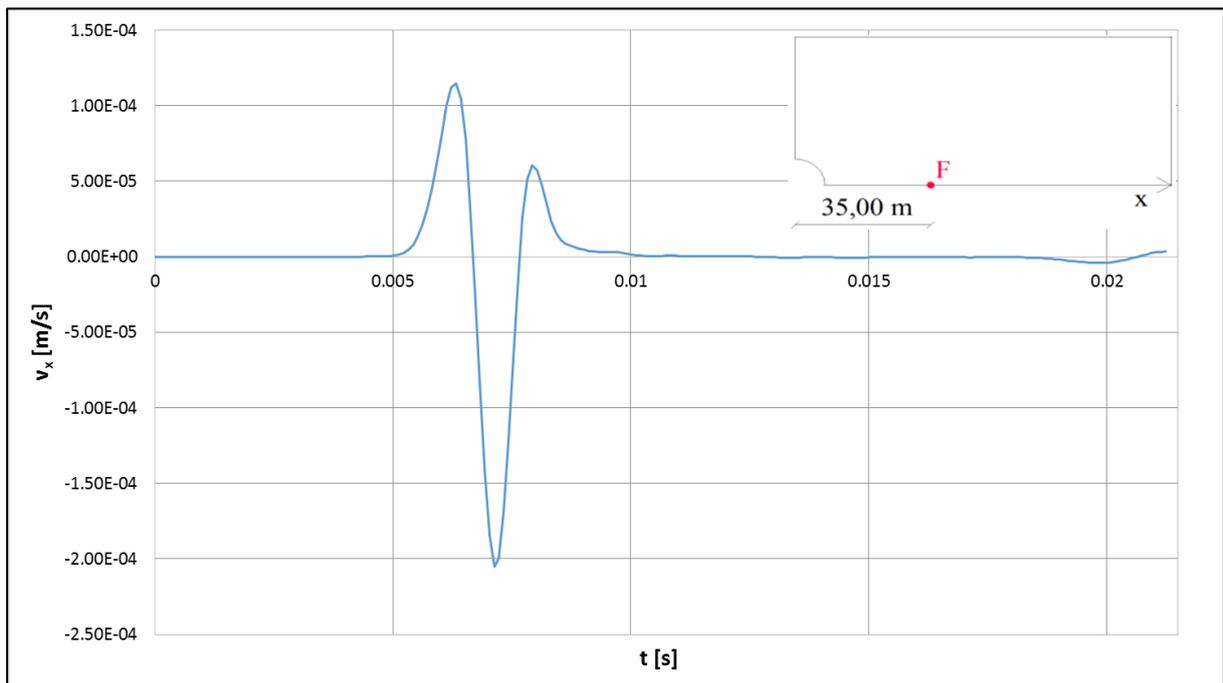


Figura 6.28 Andamento della velocità nel tempo lungo x del punto F.

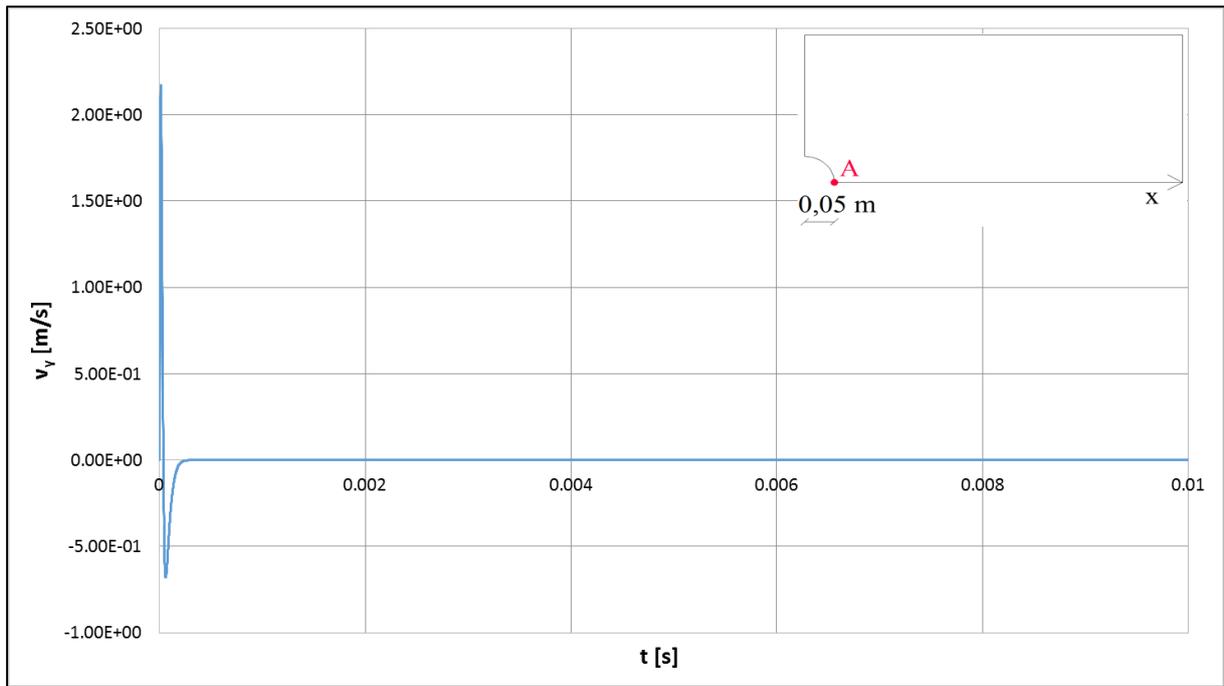


Figura 6.29 Andamento della velocità nel tempo lungo y del punto A.

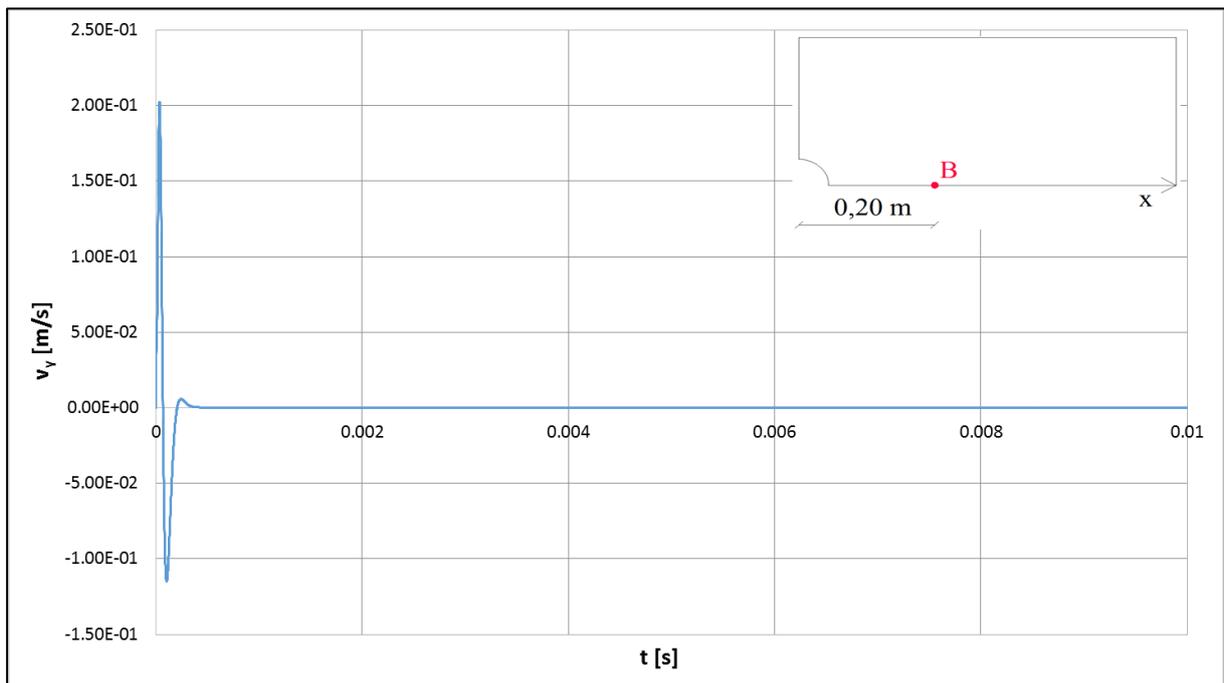


Figura 6.30 Andamento della velocità nel tempo lungo y del punto B.

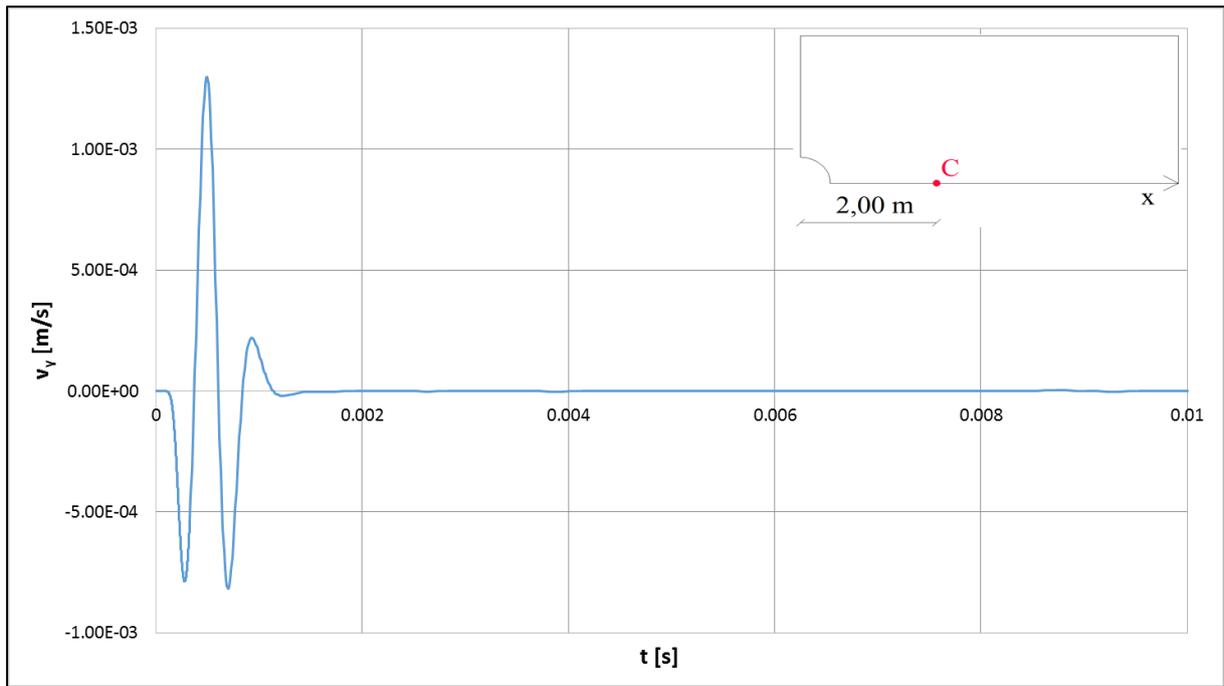


Figura 6.31 Andamento della velocità nel tempo lungo y del punto C.

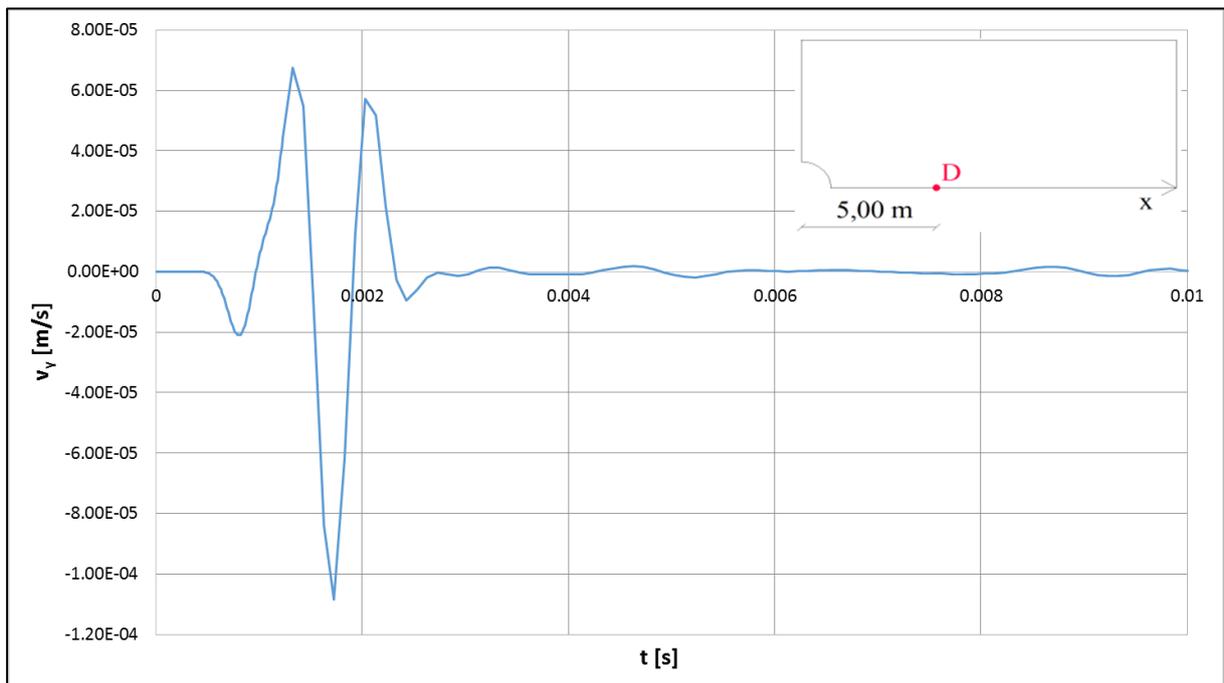


Figura 6.32 Andamento della velocità nel tempo lungo y del punto D.

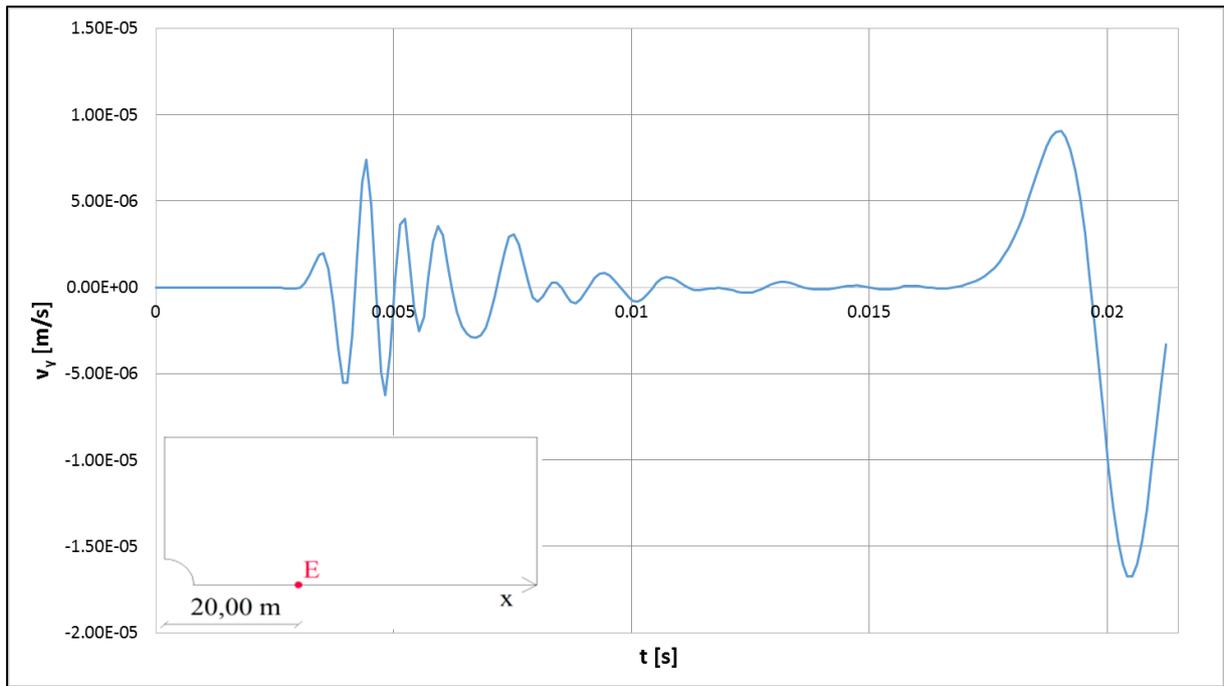


Figura 6.33 Andamento della velocità nel tempo lungo y del punto E.

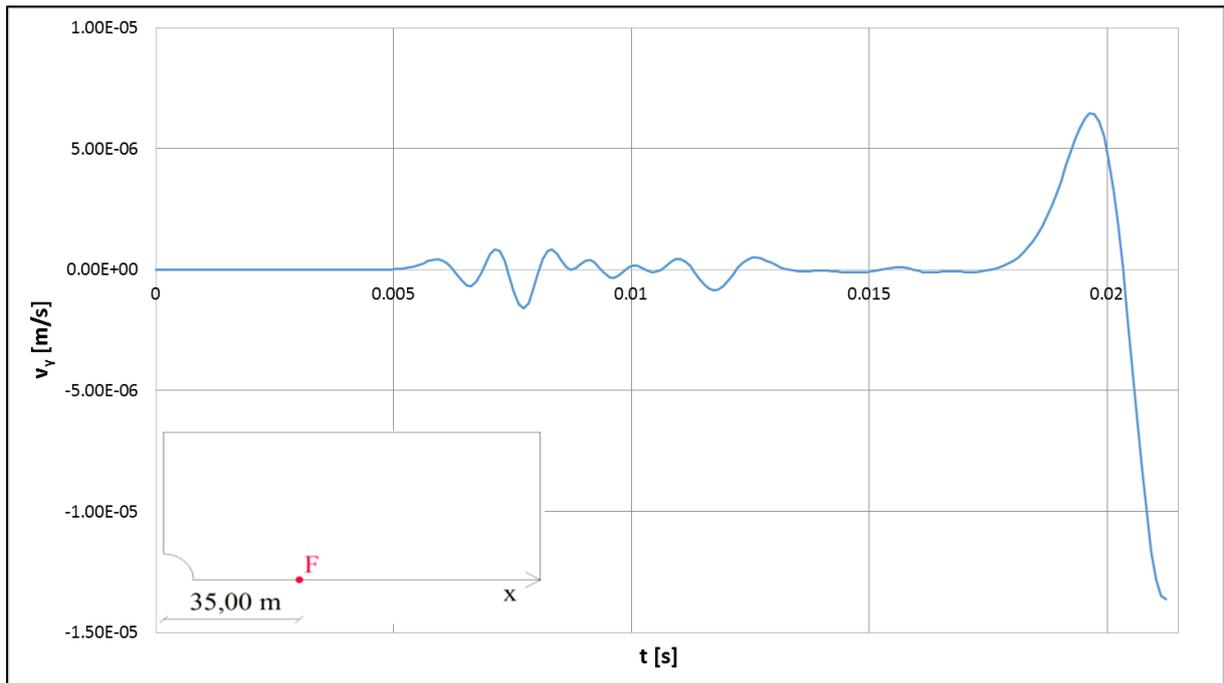


Figura 6.34 Andamento della velocità nel tempo lungo y del punto F.

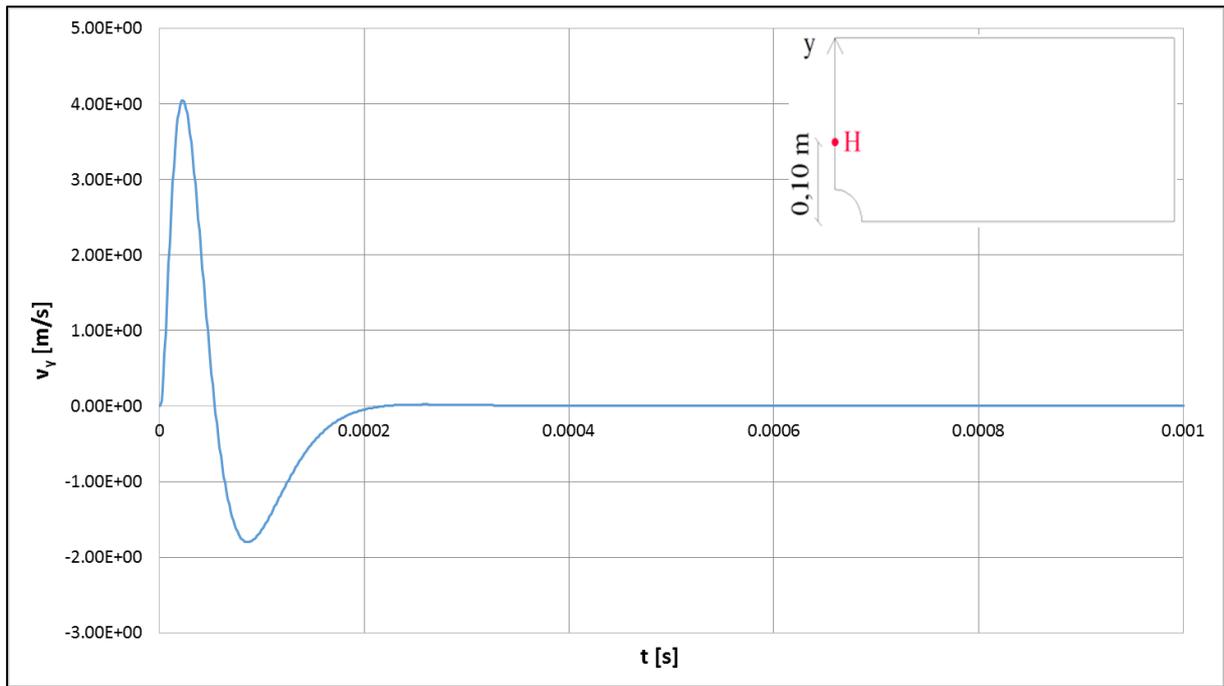


Figura 6.35 Andamento della velocità nel tempo lungo y del punto H.

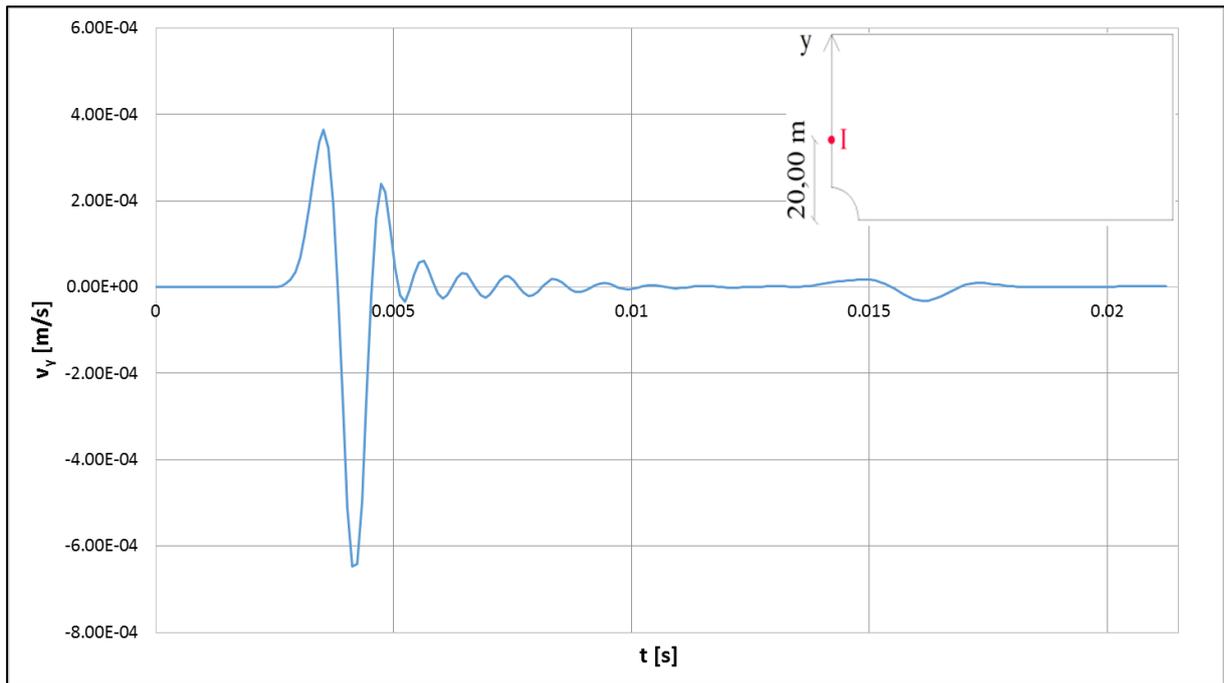


Figura 6.36 Andamento della velocità nel tempo lungo y del punto I.

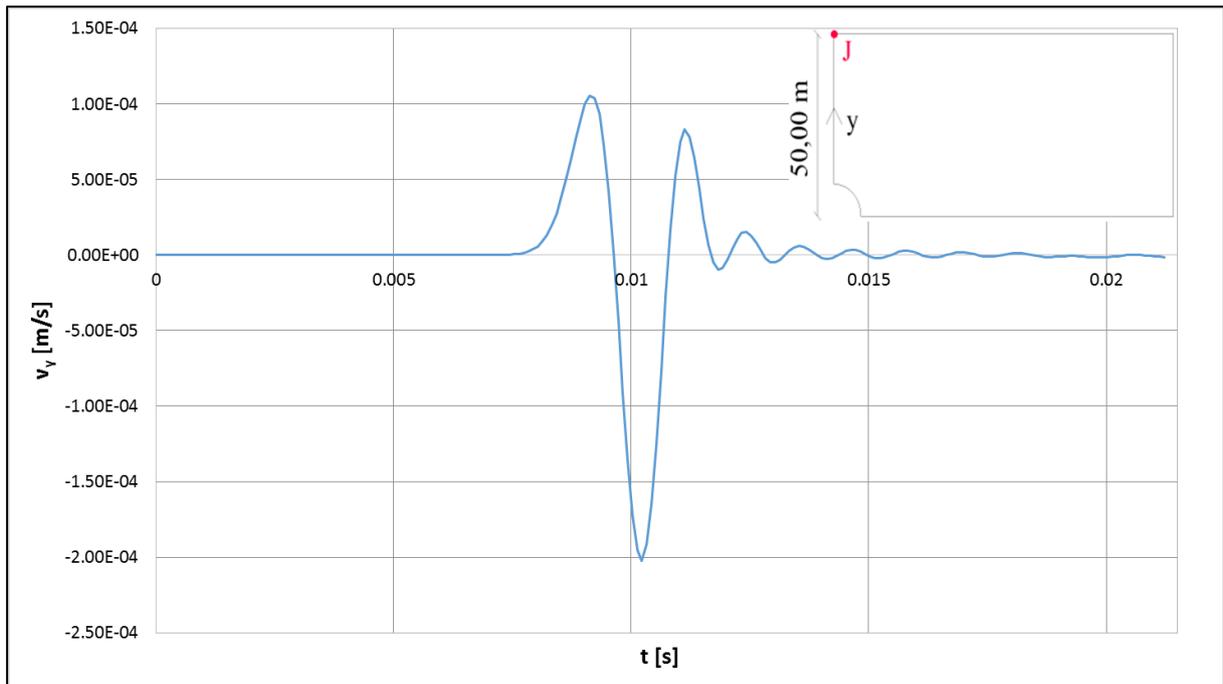


Figura 6.37 Andamento della velocità nel tempo lungo y del punto J.

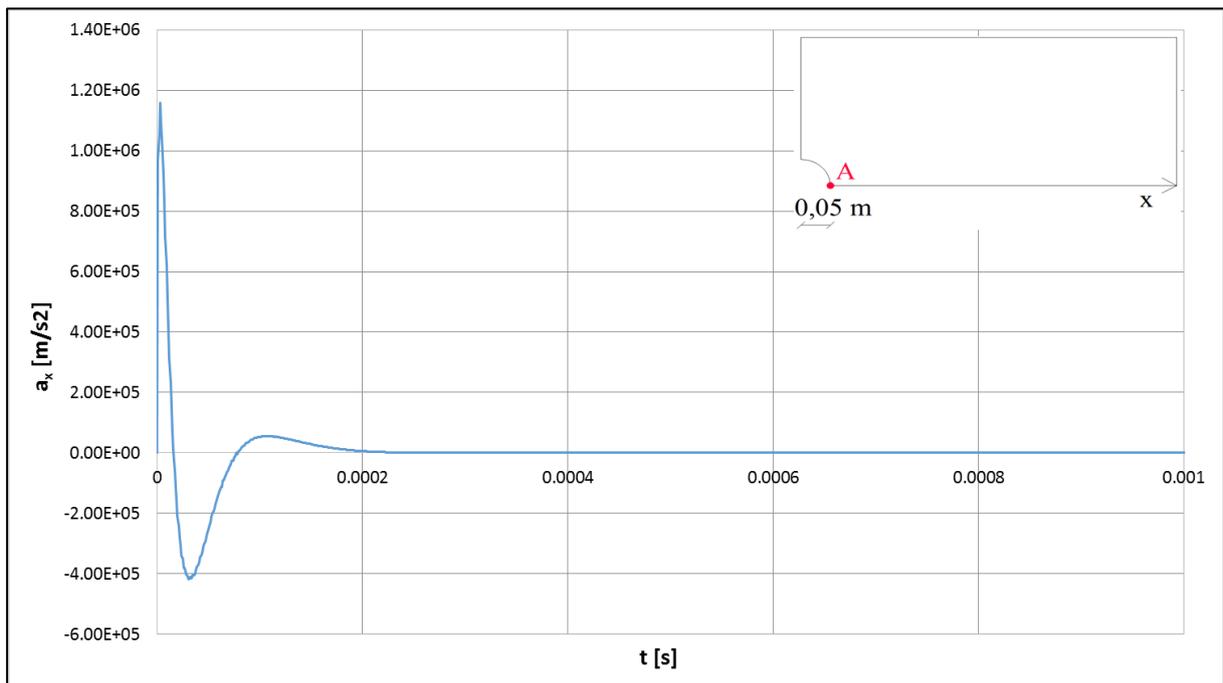


Figura 6.38 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo x del punto A.

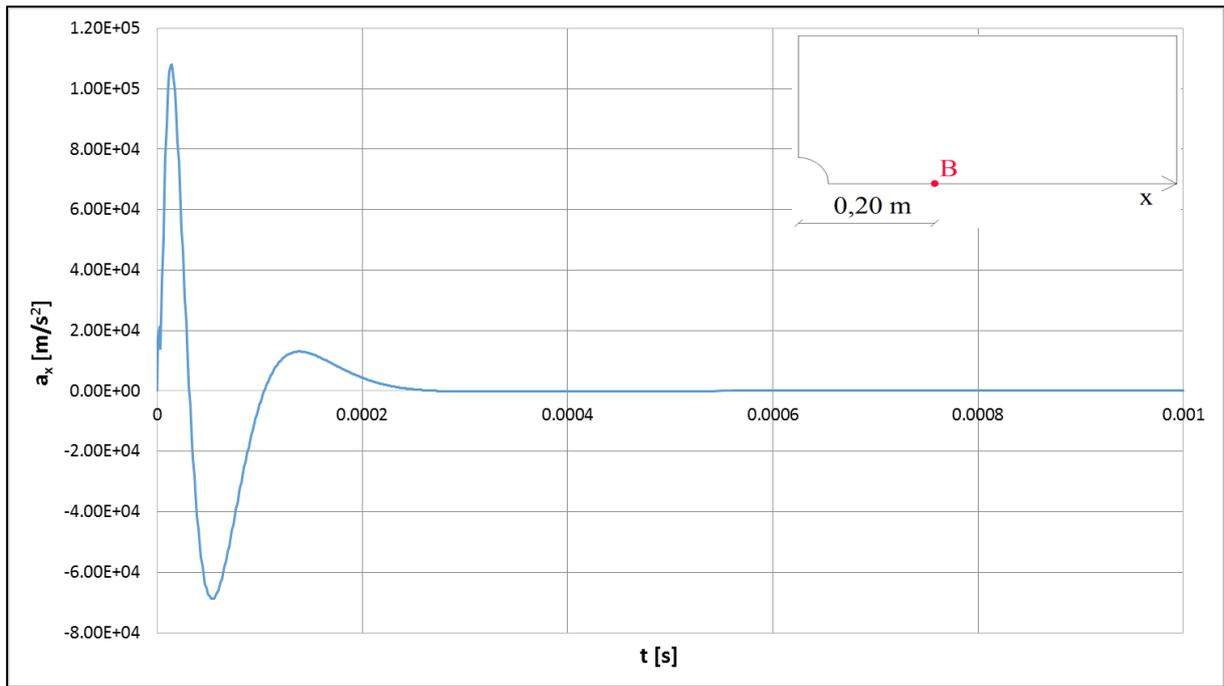


Figura 6.39 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo x del punto B.

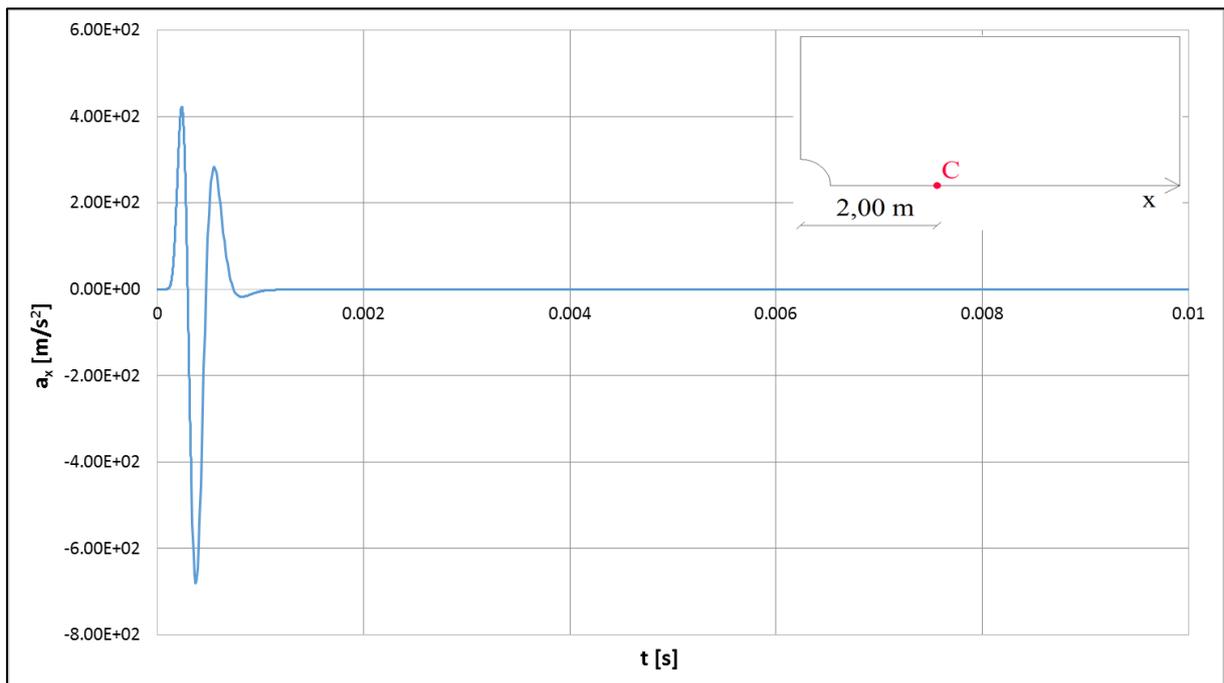


Figura 6.40 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo x del punto C.

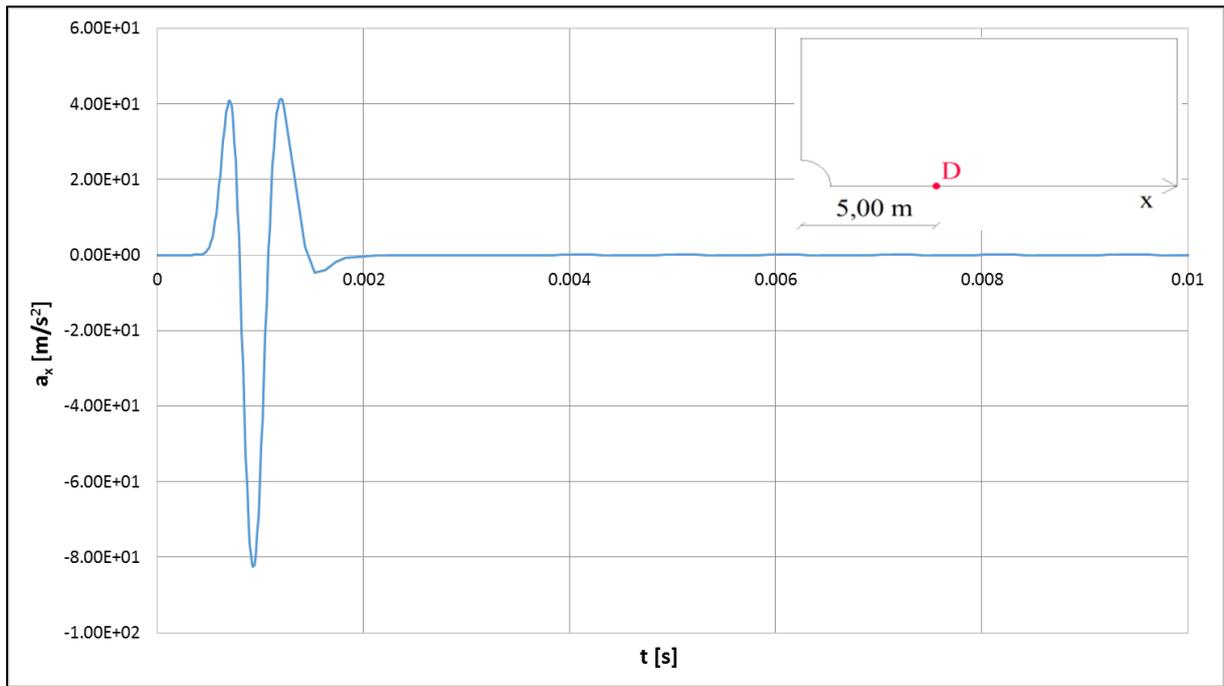


Figura 6.41 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo x del punto D.

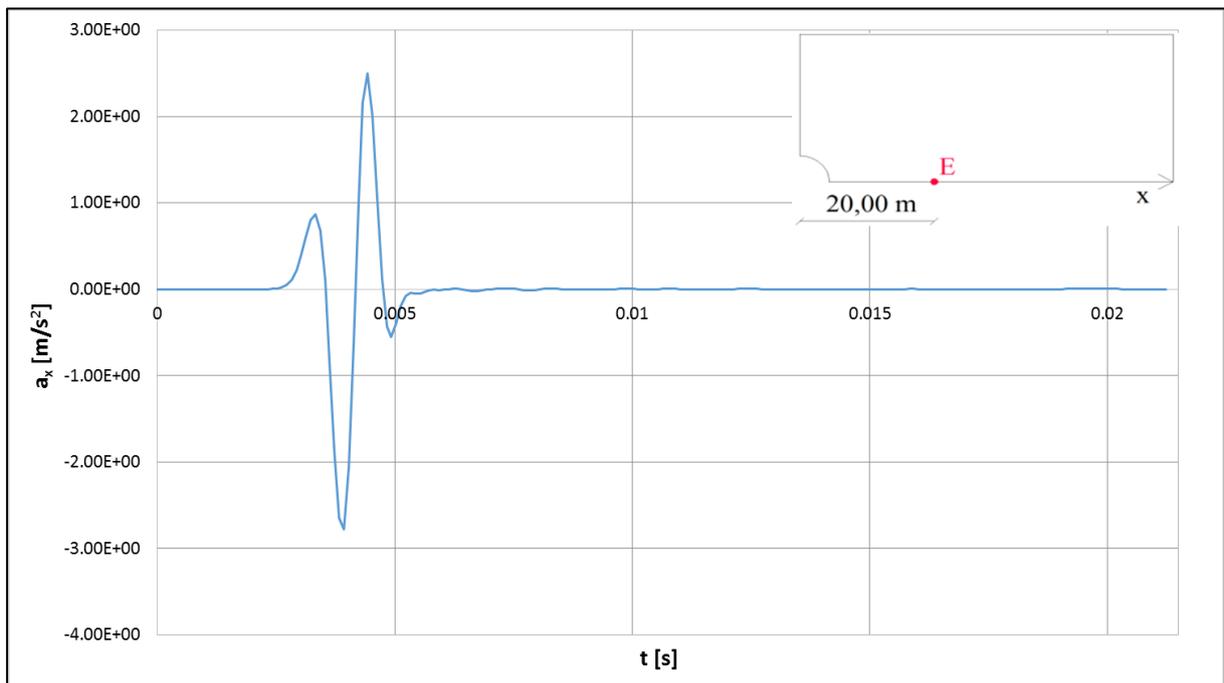


Figura 6.42 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo x del punto E.

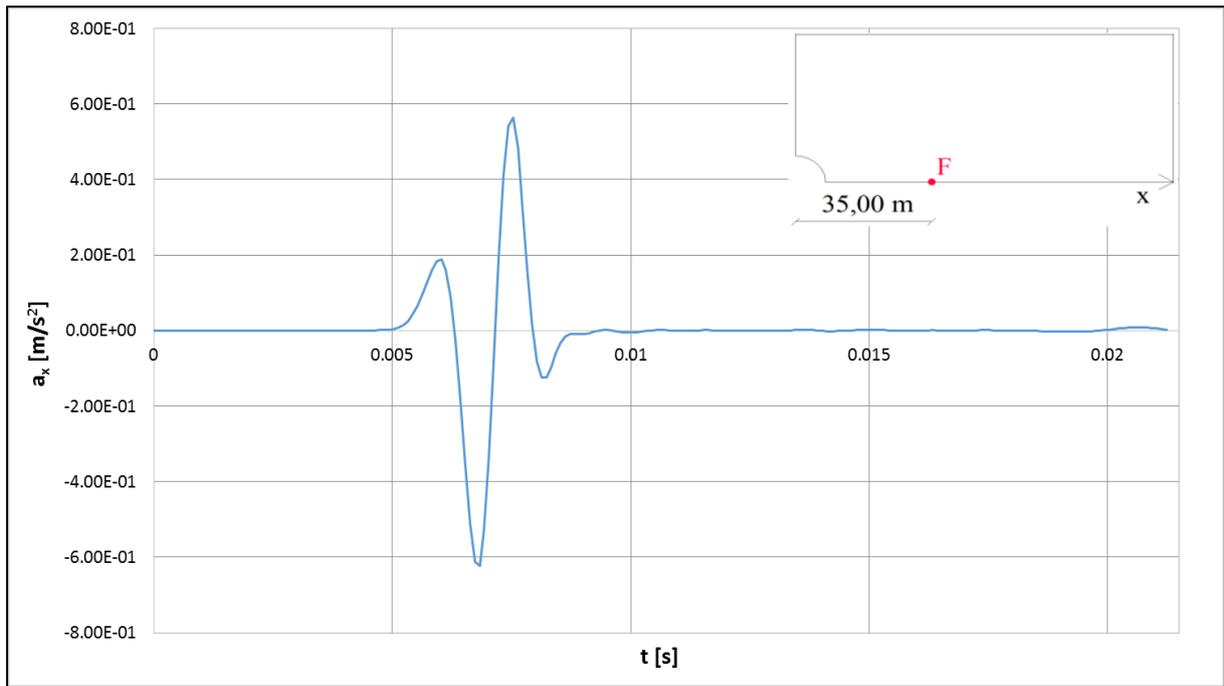


Figura 6.43 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo x del punto F.

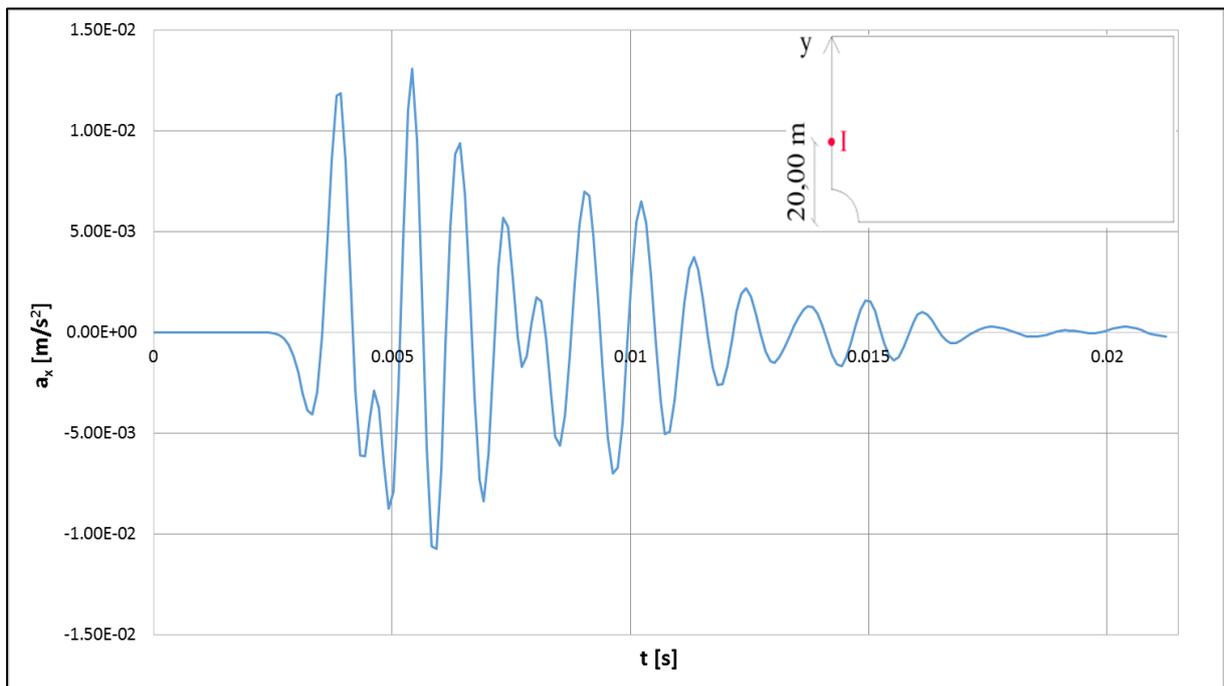


Figura 6.44 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo x del punto I.

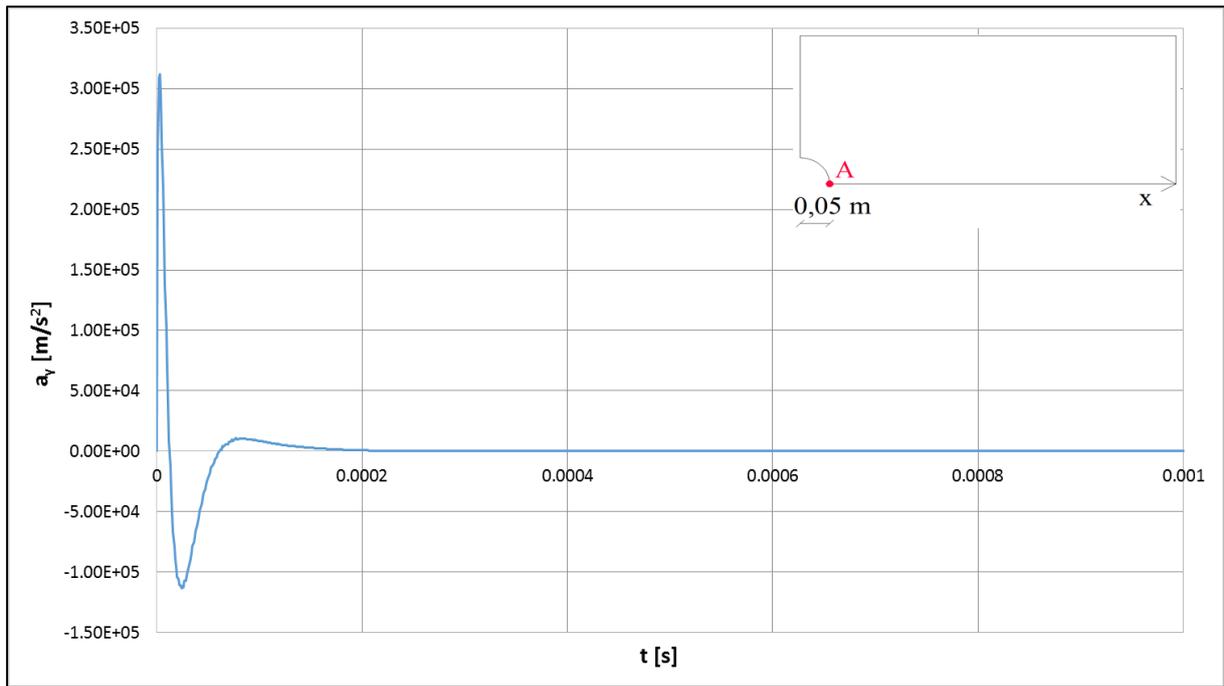


Figura 6.45 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo y del punto A.

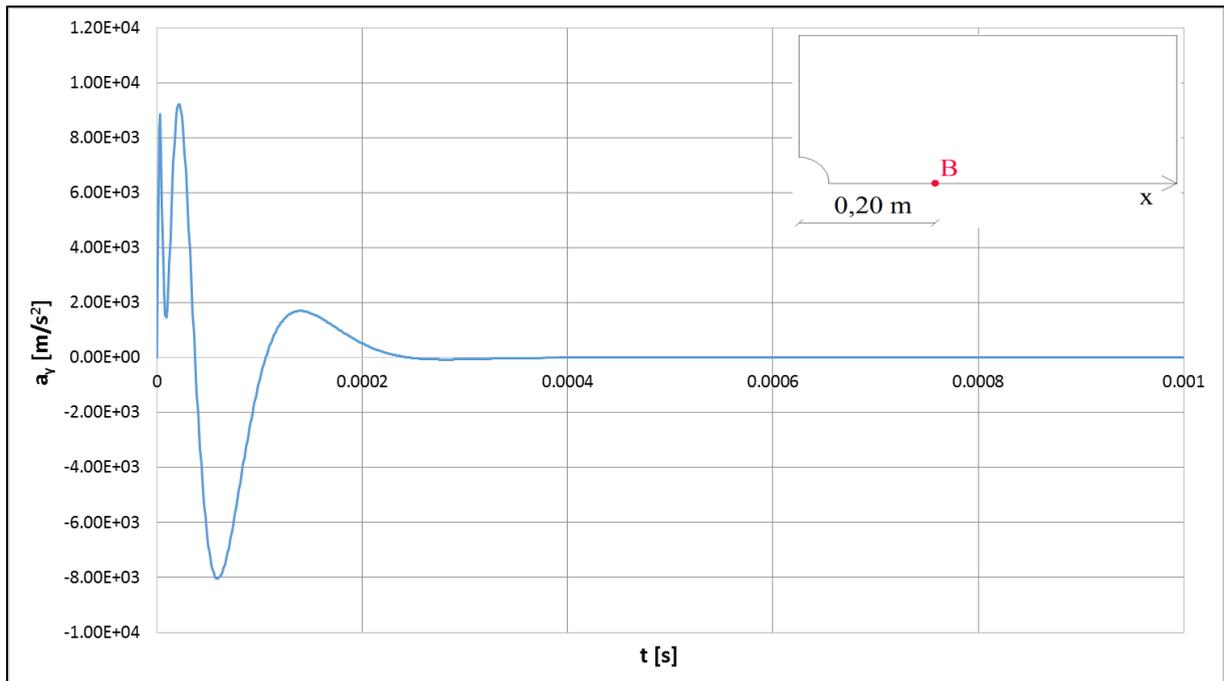


Figura 6.46 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo y del punto B.

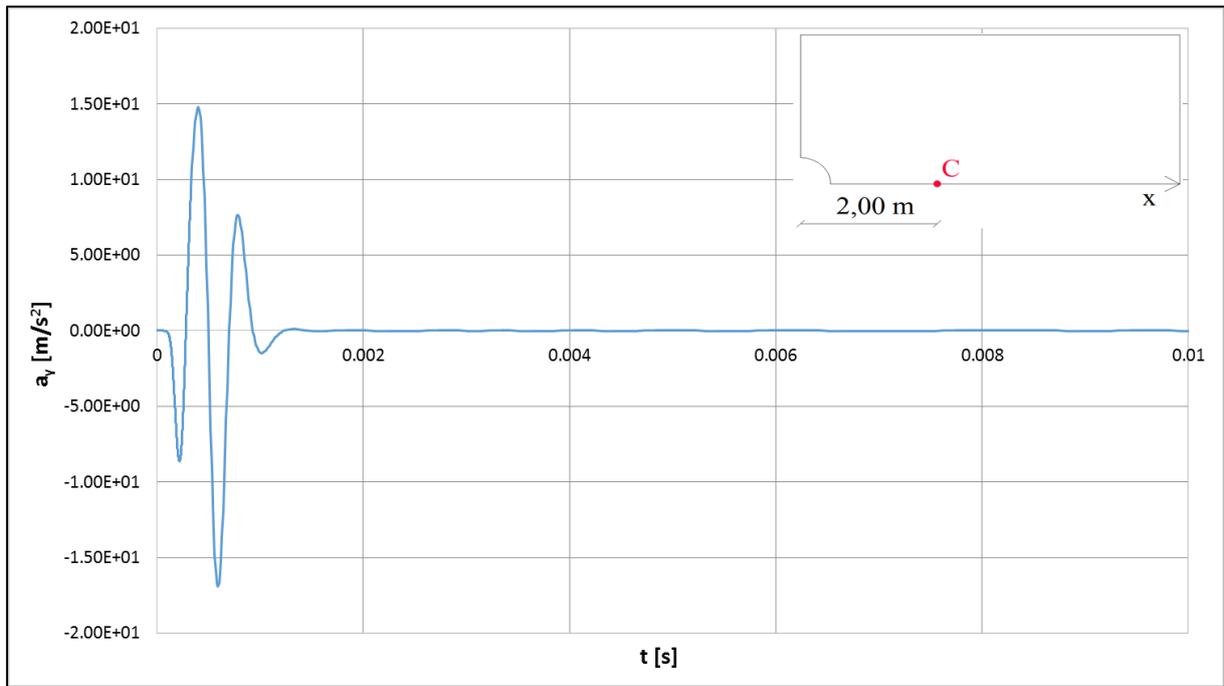


Figura 6.47 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo y del punto C.

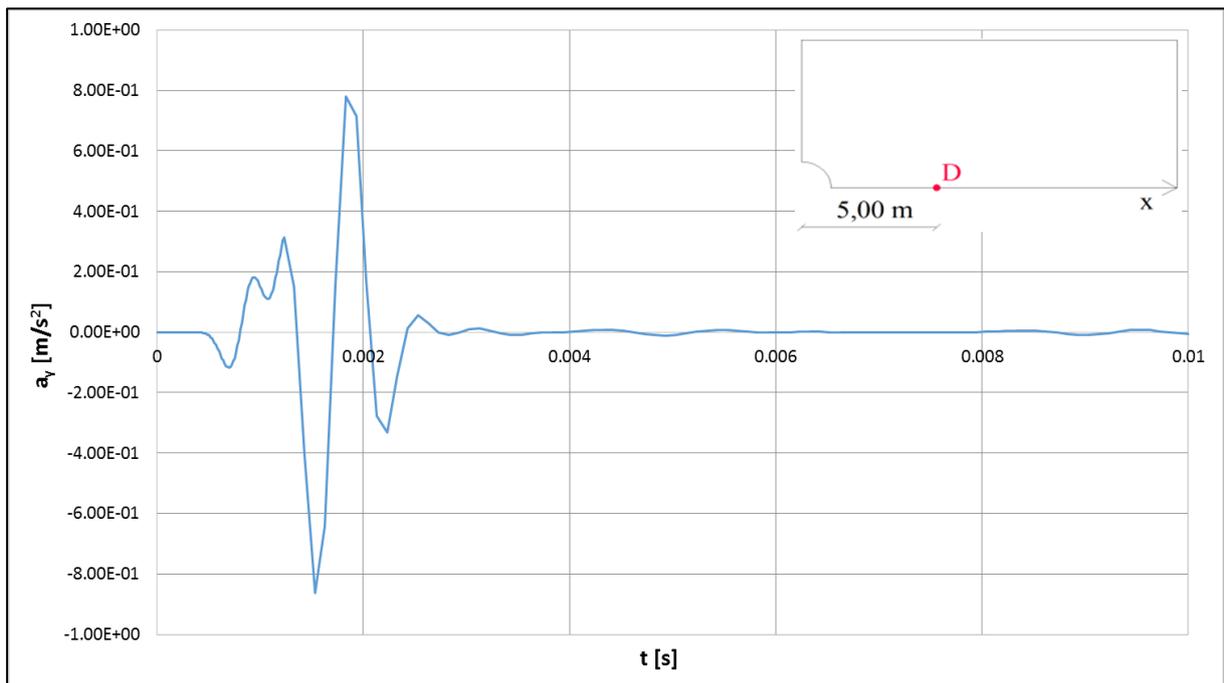


Figura 6.48 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo y del punto D.

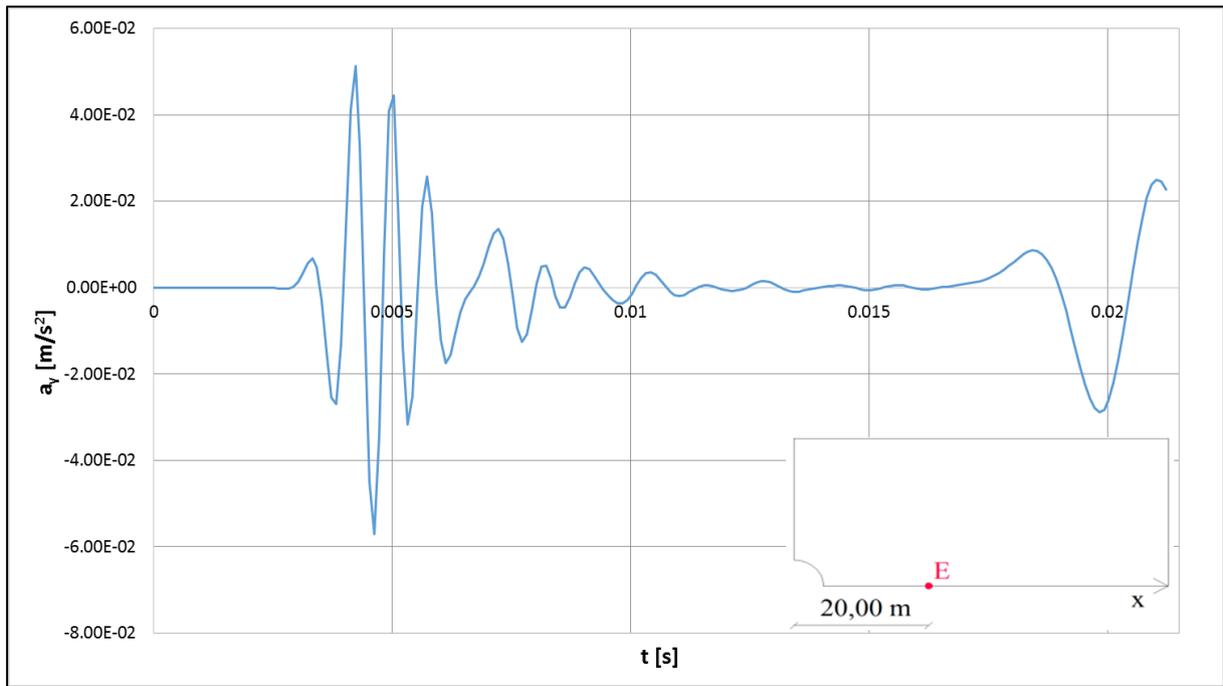


Figura 6.49 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo y del punto E.

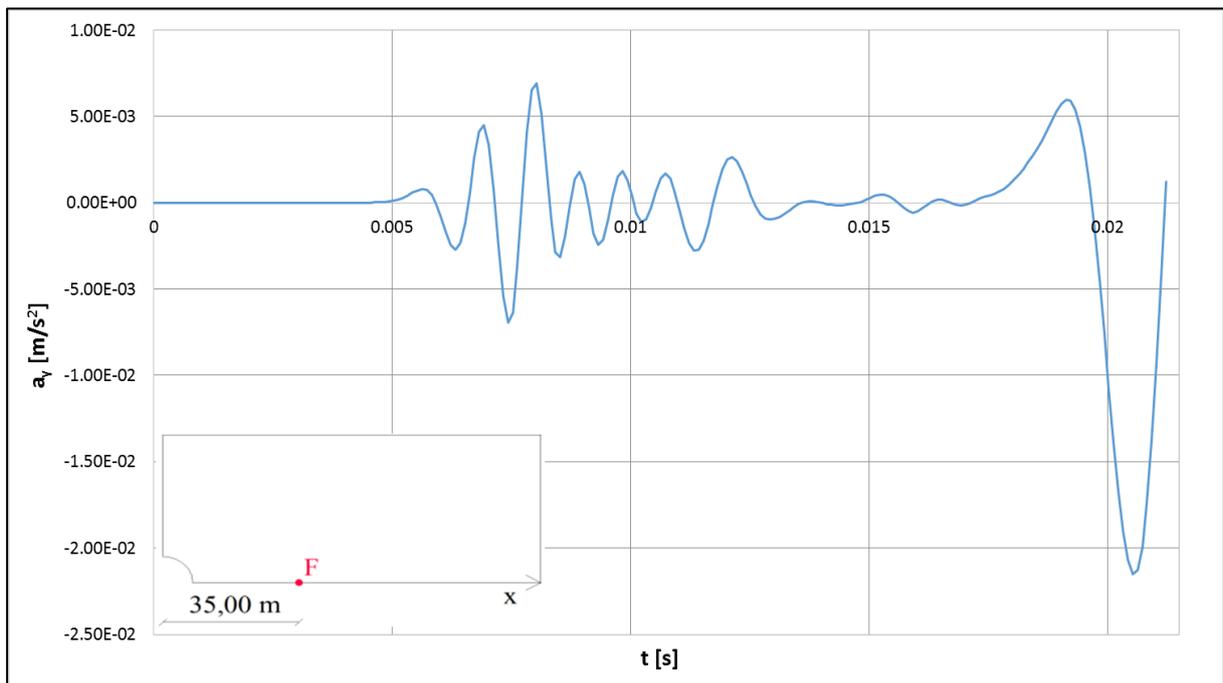


Figura 6.50 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo y del punto F.

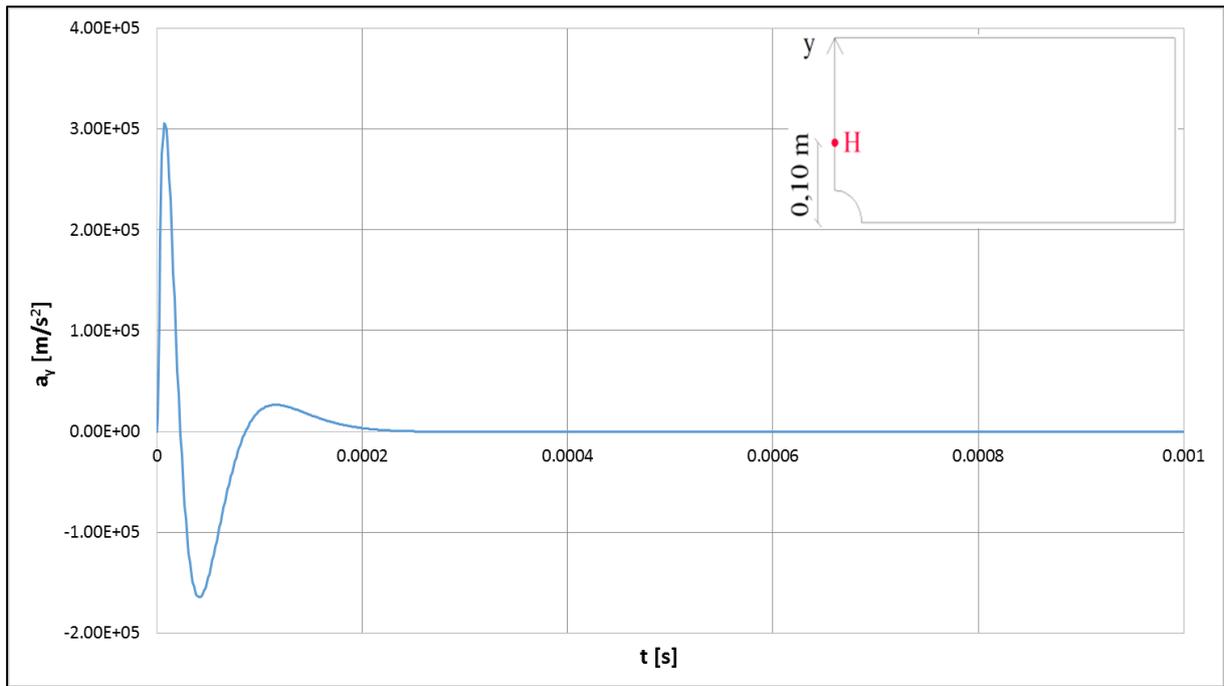


Figura 6.51 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo y del punto H.

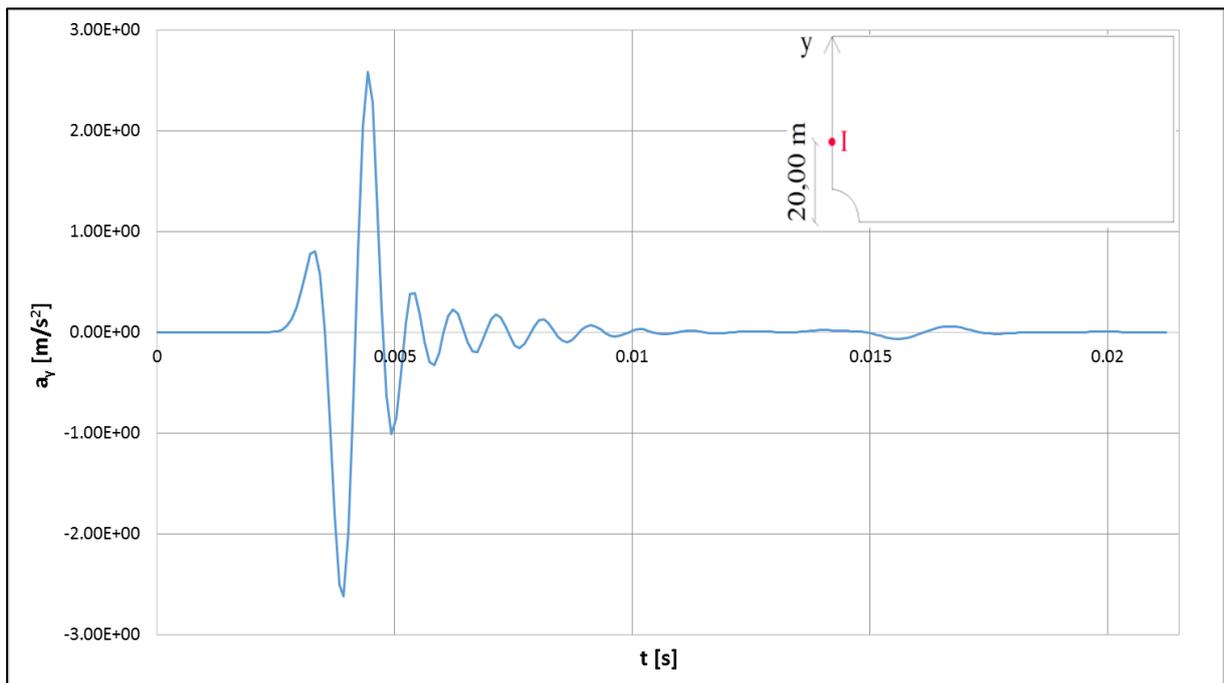


Figura 6.52 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo y del punto I.

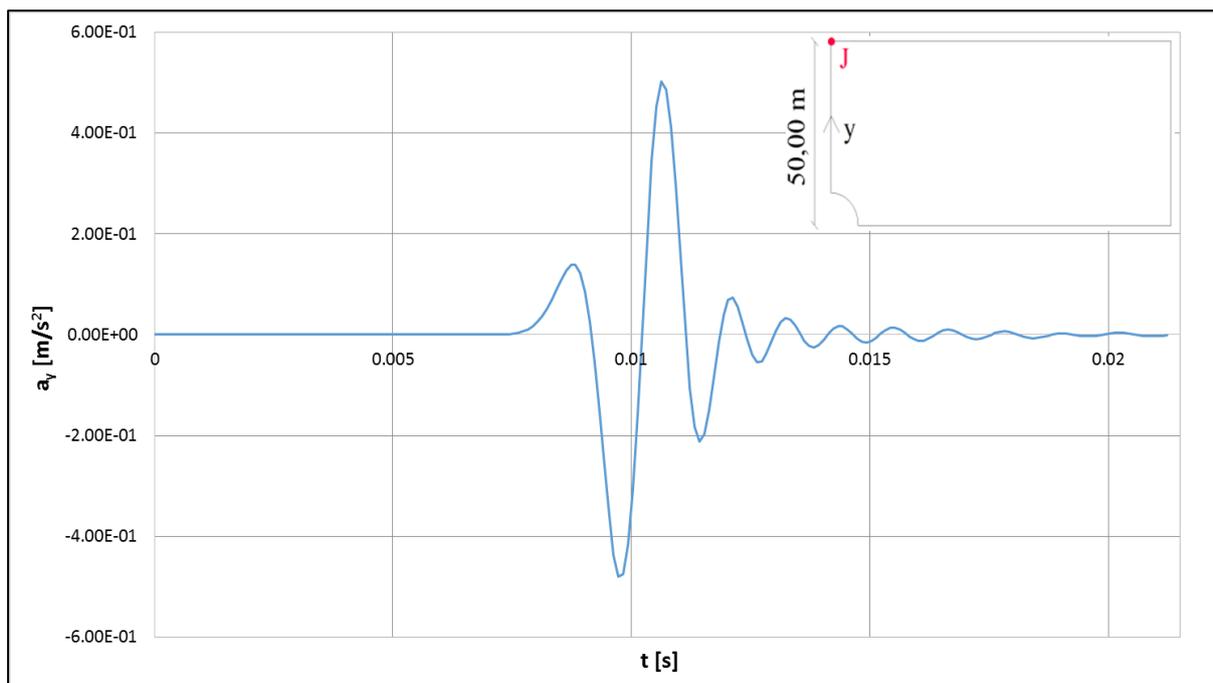


Figura 6.53 Andamento dell'accelerazione nel tempo lungo y del punto J.

6.3 Studio parametrico

In questo paragrafo è descritto lo studio parametrico dei fattori che entrano in gioco nell'analisi della detonazione in foro. Inizialmente esso è stato sviluppato utilizzando la legge di pressione triangolare per valutare l'influenza del tempo di picco, della pressione di picco e del tempo di decadimento. In seguito, utilizzando la legge di pressione realistica sono state fatte variare anche le caratteristiche del terreno e la geometria dell'esplosione.

6.3.1 Tempo di picco

Si è fissato il valore della pressione di picco pari a 775000 kPa, valore ricavato seguendo l'approccio esposto nel paragrafo 5.2, considerando cioè un foro del diametro di 90 mm e di lunghezza 600 mm con all'interno una cartuccia di ANFO di diametro 90 mm e lunghezza 500 mm. I tre diversi valori del tempo di picco considerati sono stati calcolati moltiplicando prima per 3 e poi per 5 il tempo di picco della cartuccia predetta. Nella figura 6.54 sono riportate le tre diverse leggi di pressione aventi $t_{p1} = 0.0167$ secondi, $t_{p2} = 0.05$ secondi e $t_{p3} = 0.083$ secondi, rispettivamente per il modello 1, il modello 2 ed il modello 3.

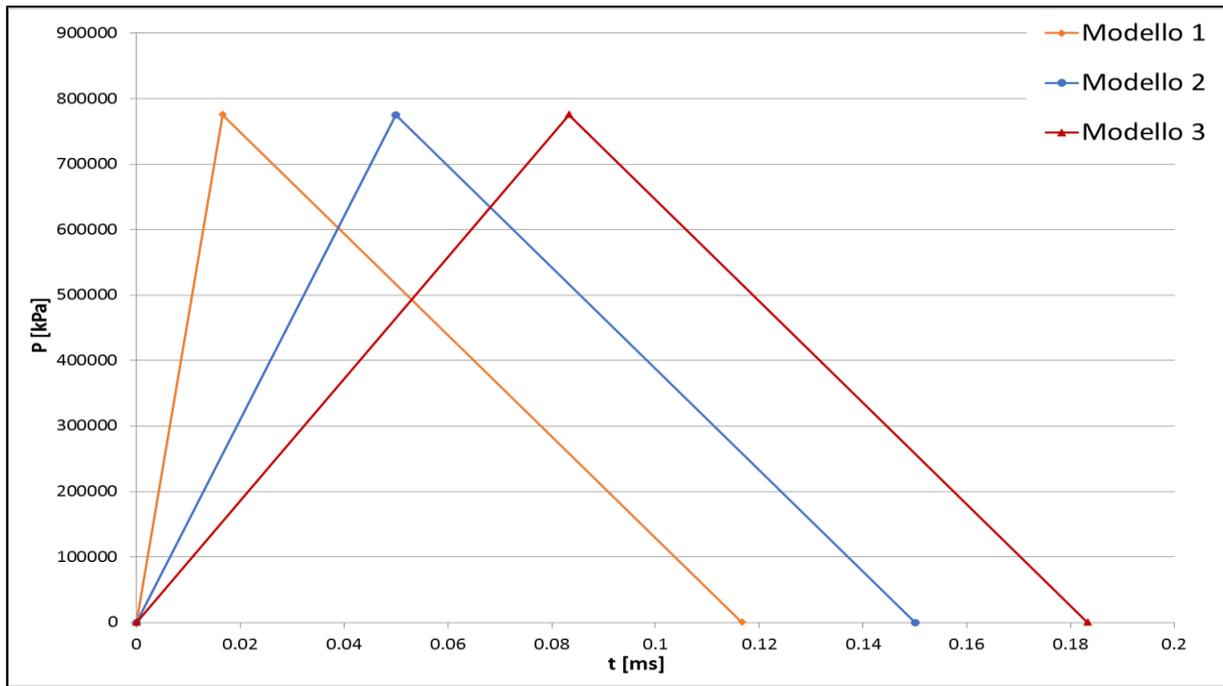


Figura 6.54 Leggi di pressione triangolare con tre diversi valori del tempo di picco.

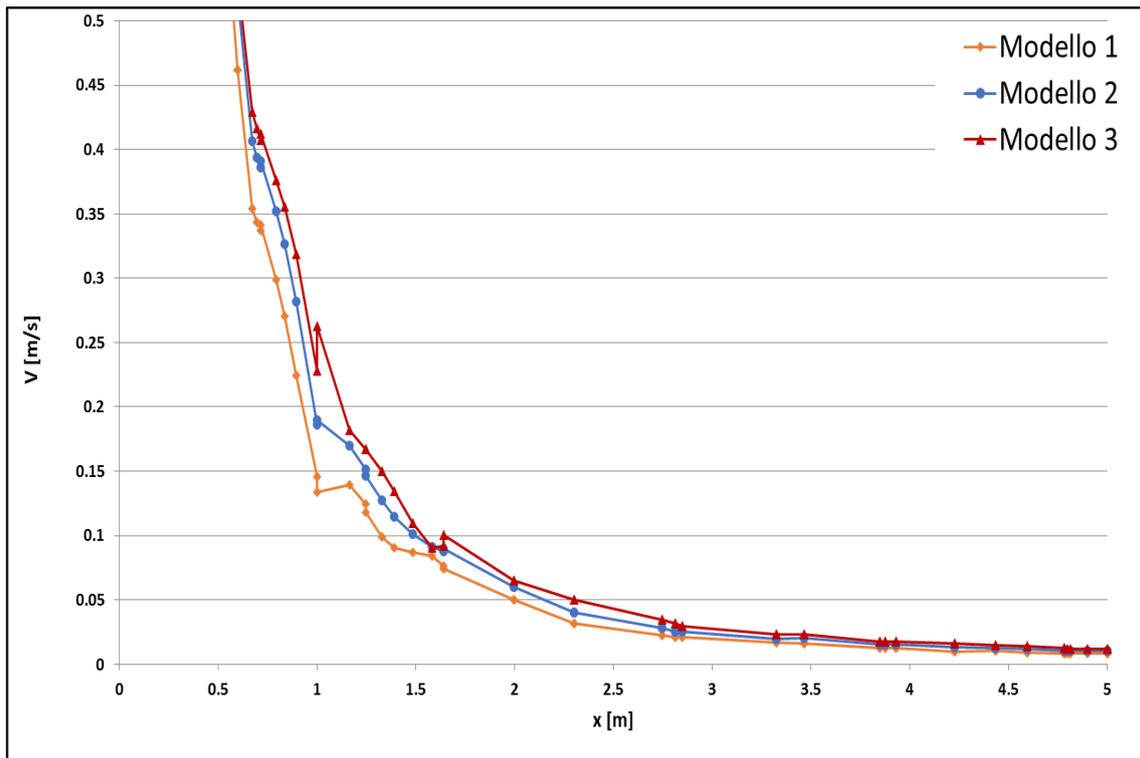


Figura 6.55 Velocità massima delle particelle in funzione della distanza dal foro.

I risultati riportati nella figure 6.55 mostrano come al diminuire del tempo di picco, il picco della velocità delle particelle sia minore. In prossimità del foro, a distanze minori di quelle

considerate nella figura, si ha che l'andamento delle curve è opposto a quello in figura 6.61: la velocità massima delle particelle è maggiore per il modello con tempo di picco più basso rispetto al modello con tempo di picco più alto. Essendo il tempo di picco funzione della velocità di detonazione dell'esplosivo il risultato ottenuto si traduce nel fatto che una velocità di detonazione maggiore, a parità di diametro della cartuccia, provoca velocità delle particelle maggiori in prossimità dell'esplosione.

6.3.2 Pressione di picco

In questo caso il valore della pressione di picco è stato fatto variare come segue: per il *modello 1* vale 1/3 di quella di riferimento, 258333 kPa, per il *modello 2* vale 2/3 di quella di riferimento, 516666 kPa e per il *modello 3* è pari a 775000 kPa. La velocità con la quale si raggiunge il picco è costante per tutti e tre i modelli, come la velocità di decadimento. Nella figura 6.56 sono riportate le tre leggi di pressione. I risultati riportati nella figura 6.57 mostrano che all'aumentare della pressione di picco aumenta anche il picco di velocità delle particelle. Questo risultato mostra la dipendenza della velocità delle particelle dal grado di accoppiamento della carica e dalla velocità di detonazione, due parametri necessari per la determinazione della pressione di picco.

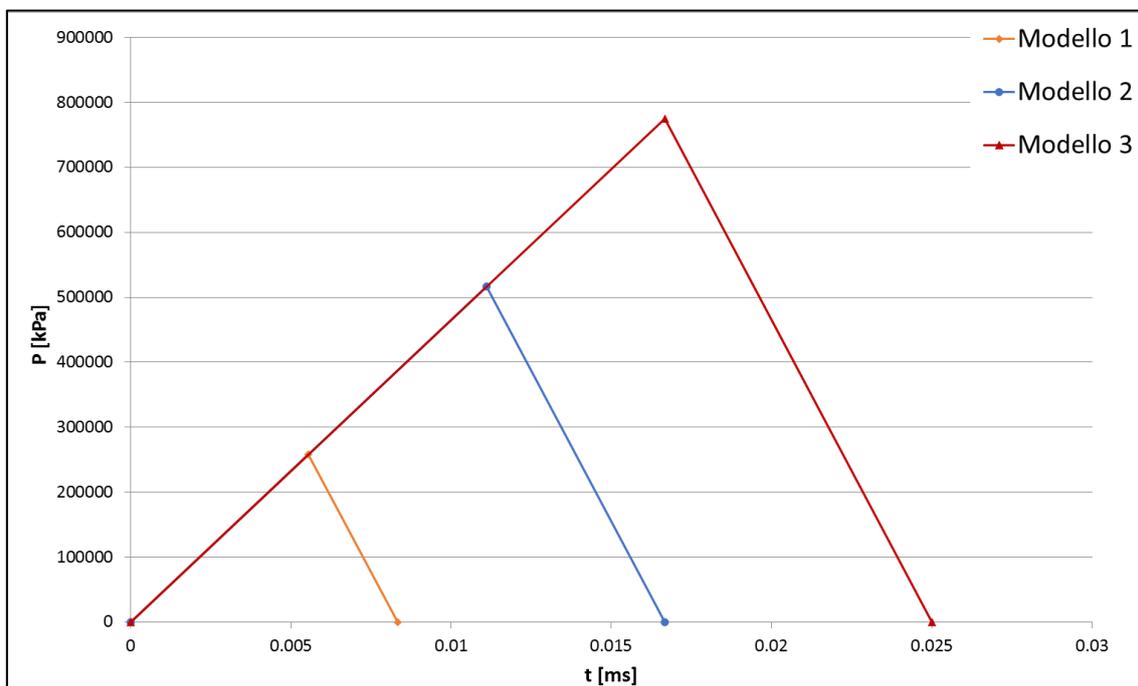


Figura 6.56 Leggi di pressione con diversi valori della pressione di picco.

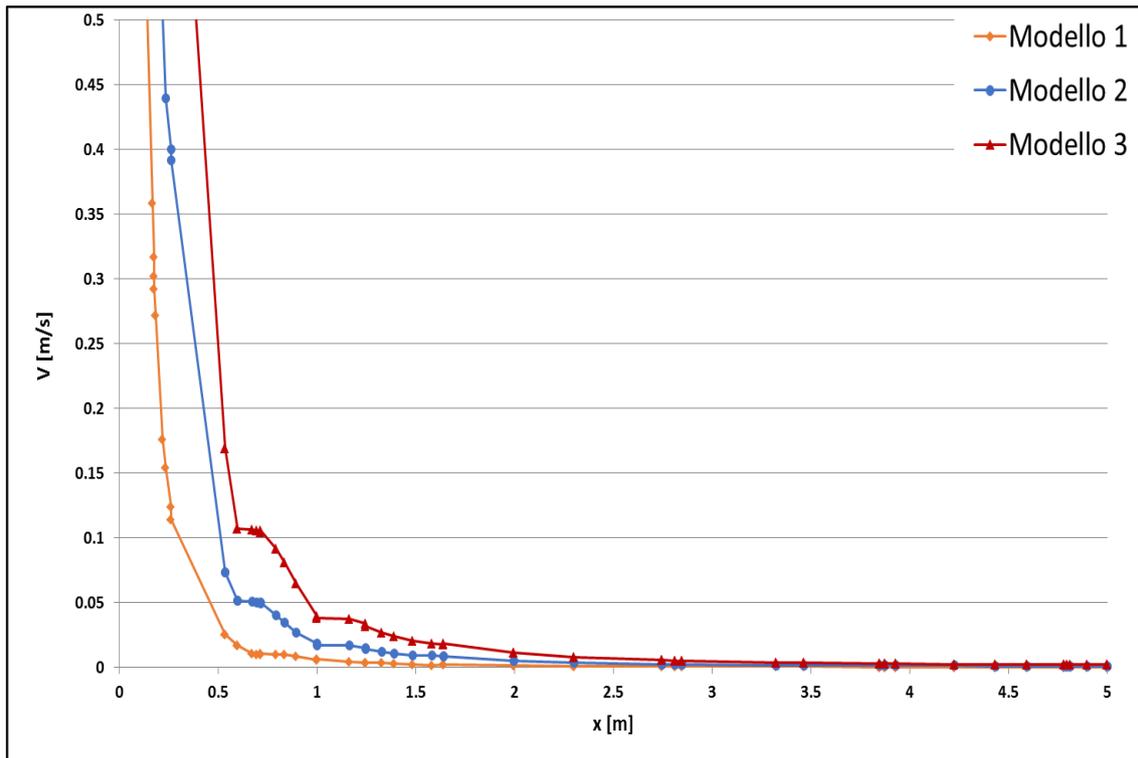


Figura 6.57 Velocità massima delle particelle in funzione della distanza dal foro.

6.3.3 Tempo di decadimento

Infine, sono stati fissati il tempo di picco e la pressione di picco e fatto variare il tempo di decadimento. Per lo studio parametrico effettuato in questo paragrafo il tempo di decadimento è stato definito 1/3 del tempo di picco, uguale al tempo di picco e tre volte il tempo di picco rispettivamente per il *modello 1*, per il *modello 2* e per il *modello 3*. Nella figura 6.58 è possibile visualizzare l'andamento le tre leggi di pressione. Nella figura 6.59 si vede come variare il tempo di decadimento provochi sulla velocità di picco delle particelle un aumento rilevante fino a circa 3 m. A distanze maggiori id 3 m la velocità della particelle è pressoché la stessa.

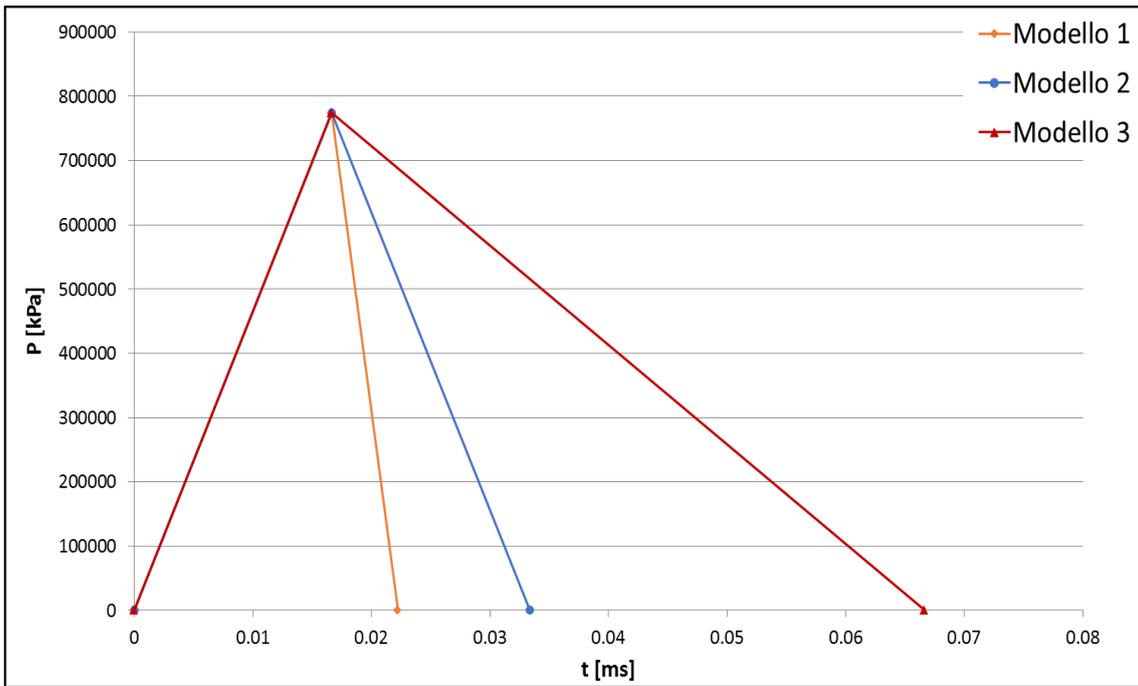


Figura 6.58 Legge di pressione con diversi valori del tempo di decadimento.

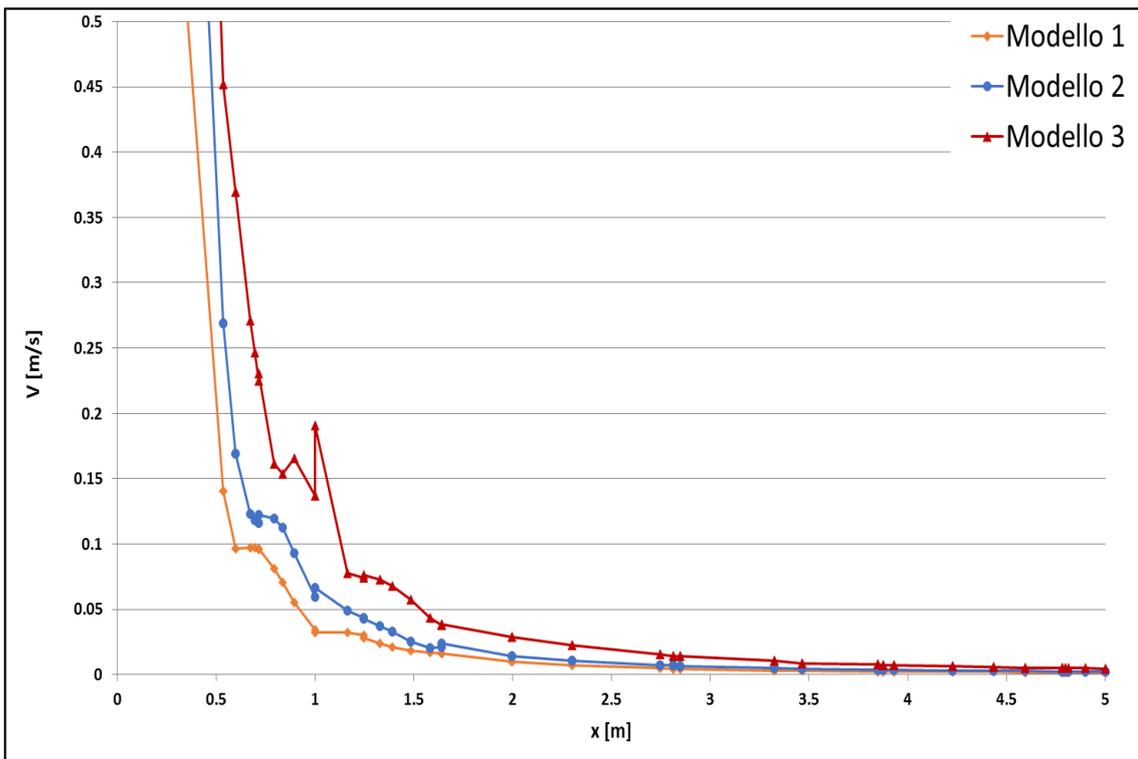


Figura 6.59 Velocità delle particelle in funzione della distanza dal foro.

6.3.4 Effetto modulo di Young e coefficiente di Poisson

Facendo riferimento alla legge di pressione mostrata in figura 6.4, è stato quindi fatto variare prima il modulo di Young e successivamente il coefficiente di Poisson. I risultati mostrati nelle figure 6.60 e 6.61 mostrano come al diminuire del modulo di Young aumenti la velocità massima di vibrazione delle particelle in funzione della distanza dal foro. Al contrario facendo variare il coefficiente di Poisson la velocità delle particelle non subisca variazioni sensibili.

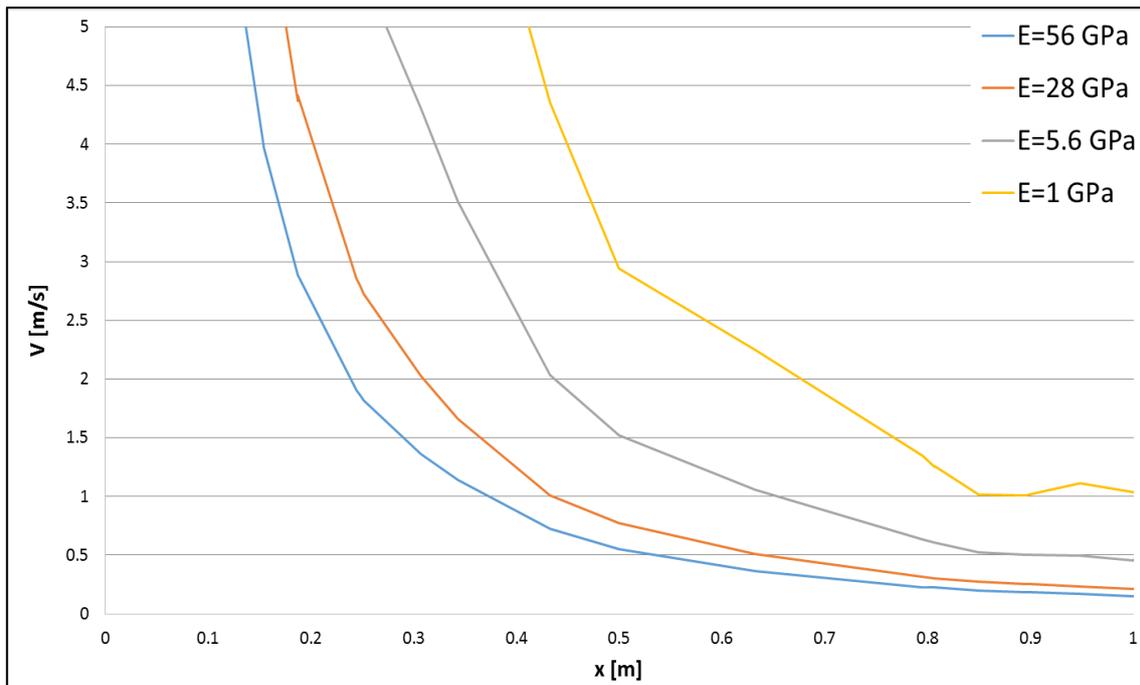


Figura 6.60 Velocità massima delle particelle in funzione della distanza dal foro per diversi valore del modulo di Young.

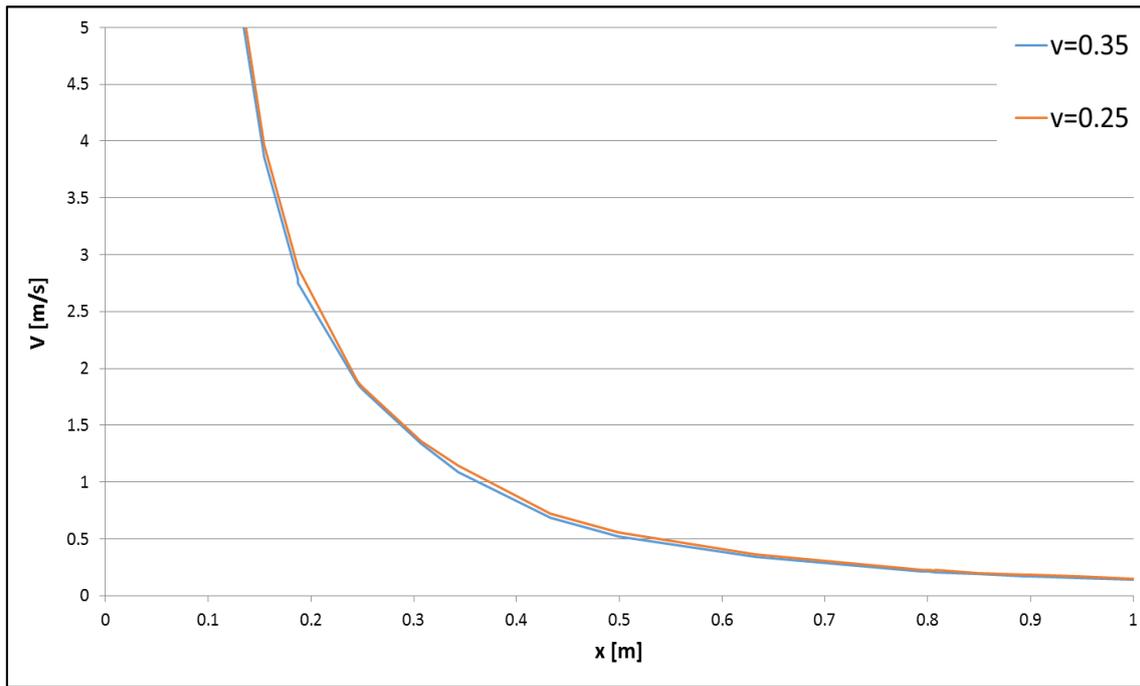


Figura 6.61 Velocità delle particelle in funzione della distanza dal foro per diversi valori del coefficiente di Poisson.

6.3.5 Effetto del disaccoppiamento

Ogni tipo di cartuccia utilizzata per le volate ha un determinato peso ed un determinato volume associato all'esplosivo al suo interno. Variando la cartuccia e mantenendo fisso il diametro del foro è possibile condurre uno studio su come la velocità delle particelle vari al variare del disaccoppiamento foro-cartuccia. Nella figura 6.62 è possibile vedere come al diminuire della massa inserita all'interno del foro l'andamento della velocità in funzione della distanza cambi. In particolare si ha che maggiore è la quantità di esplosivo all'interno del foro maggiore sarà il valore della velocità massima delle particelle.

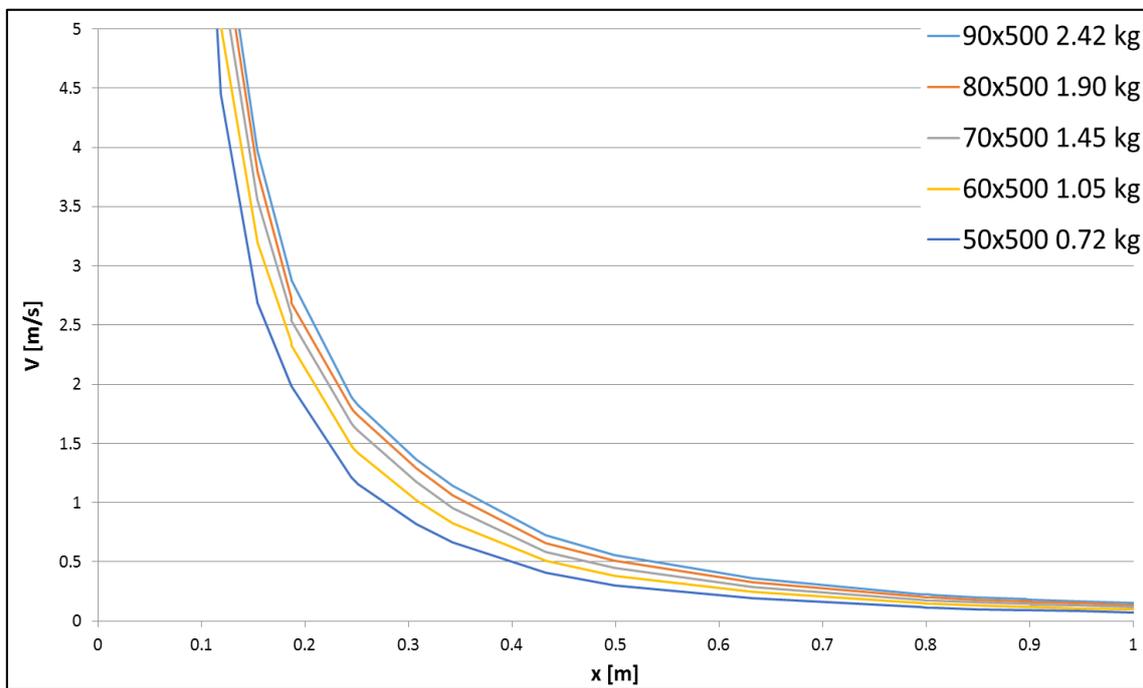


Figura 6.62 Velocità massima delle particelle in funzione della distanza dal foro per diverse cartucce.

6.3.6 Effetto del diametro del foro

È stato effettuato anche un confronto fra le curve ottenute modellando un foro di dimensioni 90x600 mm e le curve ottenute modellando un foro di 120x600 mm. I risultati riportati in figura 6.63 mostrano come la velocità di picco nel caso di foro più grande sia maggiore rispetto a quella del foro più piccolo. Questo è dovuto al fatto che la pressione esercitata sulle pareti nel primo caso, pur essendo minore è applicata ad una superficie maggiore e di conseguenza fornirà al terreno un'energia maggiore.

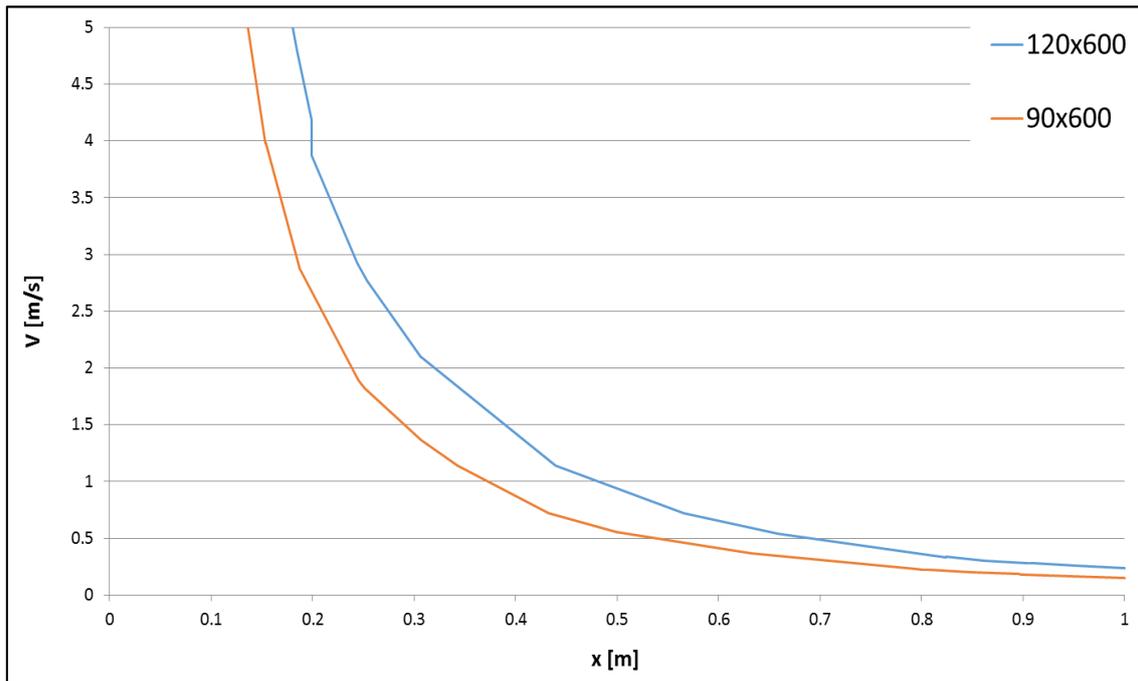


Figura 6.63 Velocità delle particelle in funzione della distanza dal foro per diversa geometria del foro.

6.3.7 Effetto della sequenza di esplosione

Per valutare la differenza fra la detonazione di un singolo foro e quella di più fori assieme è stato creato un nuovo modello con all'interno una serie di 5 fori. Il numero dei fori e la loro disposizione è stata decisa seguendo il profilo mostrato in figura 6.64.

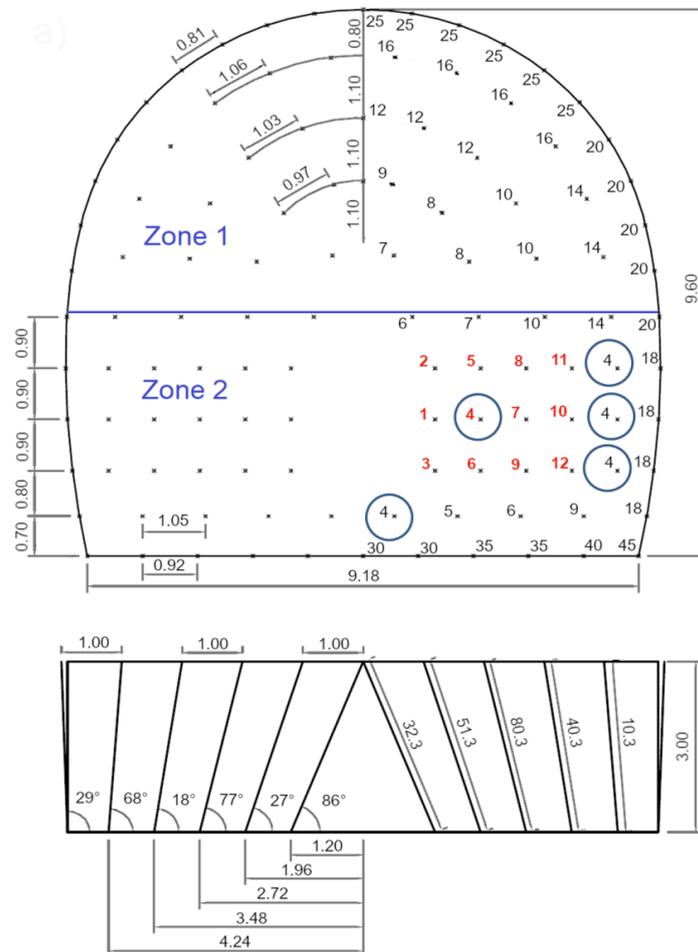


Figura 6.64 Esempio di profilo di galleria e progetto di volata.

I fori cerchiati di azzurro sono quelli scelti per la modellazione numerica perché caratterizzati dallo stesso microritardo. Il modello creato ha le stesse caratteristiche di quello utilizzato nei calcoli precedenti ad eccezione naturalmente della geometria. La geometria del modello ed il dettaglio dei 5 fori sono mostrati nella figura 6.65. I risultati ottenuti mostrano come la detonazione di più fori contemporaneamente rispetto alla detonazione di un solo foro provochi la sovrapposizione dell'onda di pressione e di conseguenza l'aumento della velocità delle particelle in un punto. Nelle figure 6.66-6.68 viene riportata la velocità delle particelle in funzione del tempo in punti ad una certa distanza dal foro.

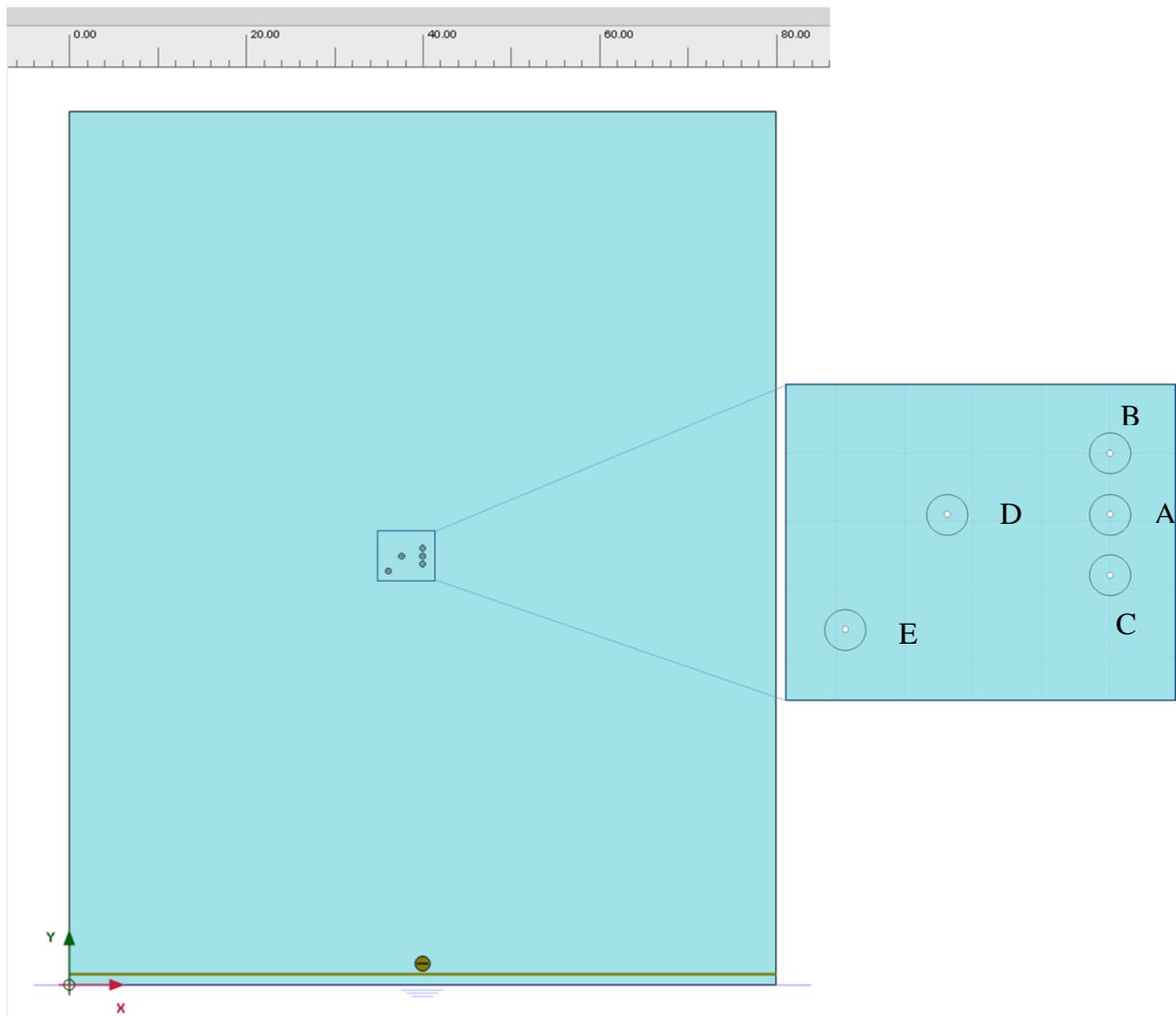


Figura 6.65 Modello geometrico e dettaglio dei fori.

Nella progettazione di volate molto spesso alcune cariche della stessa sezione (nella figura 6.64 sono i fori di colore rosso) vengono detonati con micro ritardi l'uno rispetto all'altro. In genere questi ritardi vanno dai 25 ai 50 ms. Lo scopo dell'analisi che segue è quello di mostrare come facendo detonare i diversi fori con i micro ritardi predetti la velocità delle particelle misurata in un punto non si sovrappone ma i picchi si susseguono. Anche se non previsto dal progetto di volata ogni foro è stato detonato con un ritardo rispetto a quello precedente di 50 ms, a partire da A ed a finire con E. Nelle figure 6.69-6.71 vengono riportati i risultati degli stessi punti mostrati in precedenza. Si vede come la velocità di picco delle particelle sia minore rispetto al caso in cui i fori vengono detonati nello stesso istante. Inoltre si può osservare come all'aumentare della distanza dal foro la differenza fra le diverse onde diminuisca.

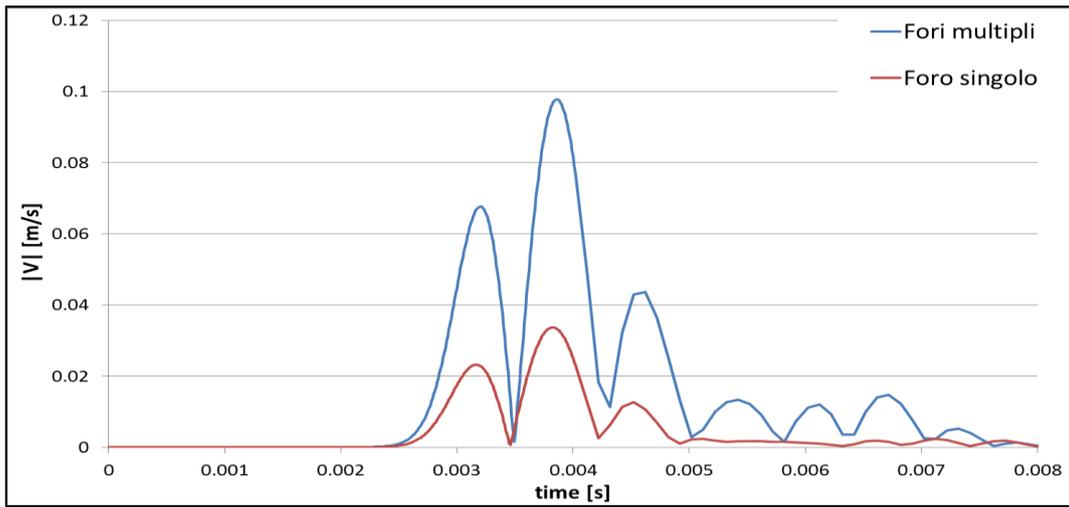


Figura 6.66 Velocità delle particelle ad una distanza di 5 m dal foro A.

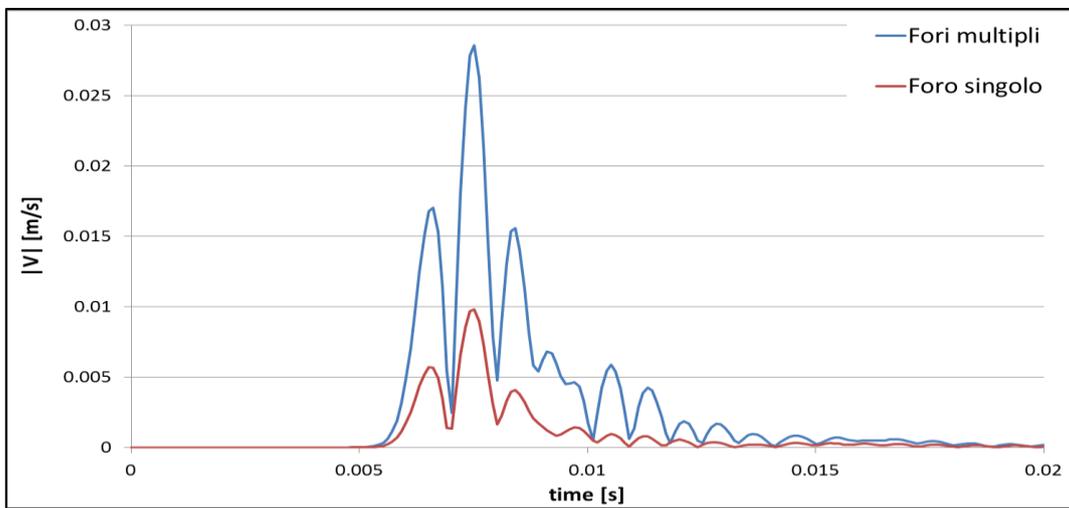


Figura 6.67 Velocità delle particelle ad una distanza di 10 m dal foro A.

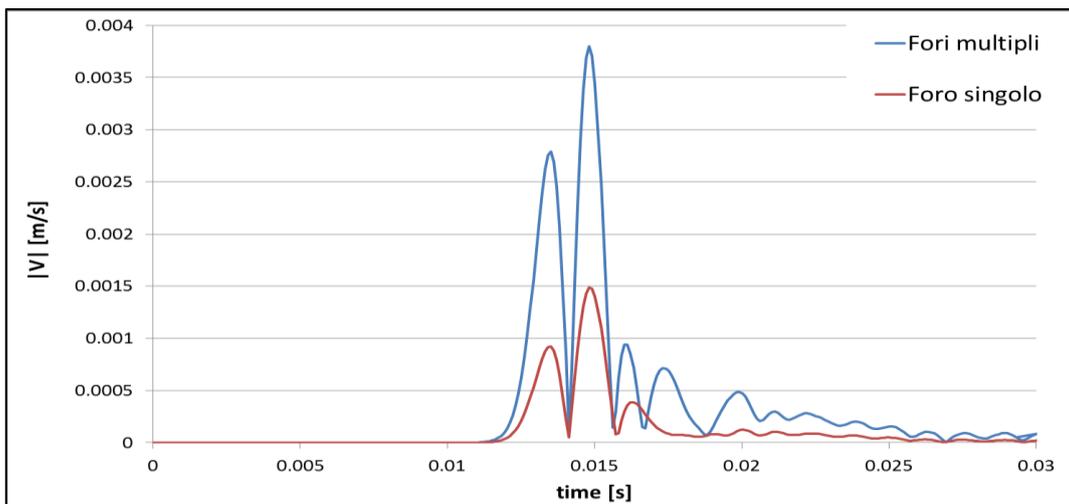


Figura 6.68 Velocità delle particelle ad una distanza di 20 m dal foro A.

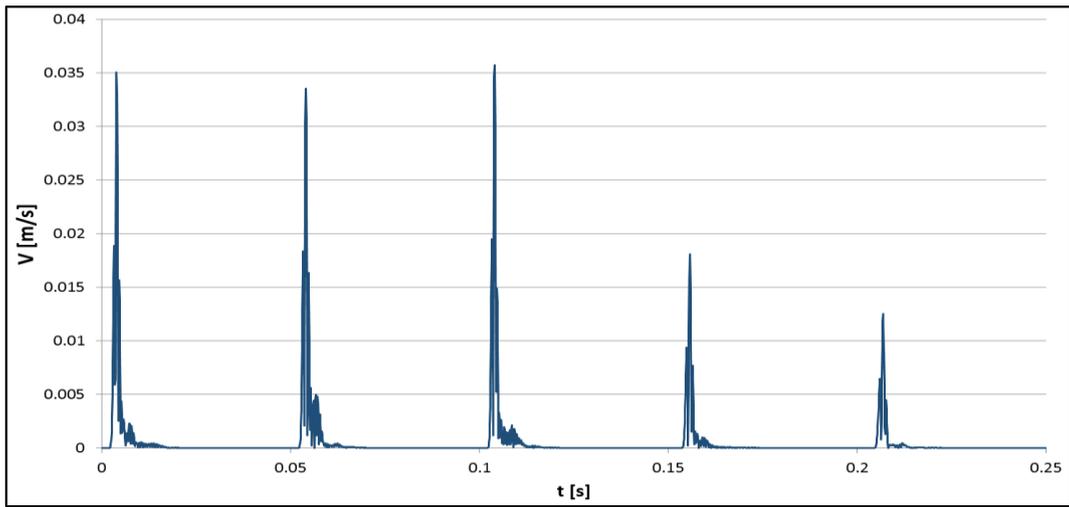


Figura 6.69 Velocità delle particelle con micro ritardi ad una distanza di 5 m dal foro A.

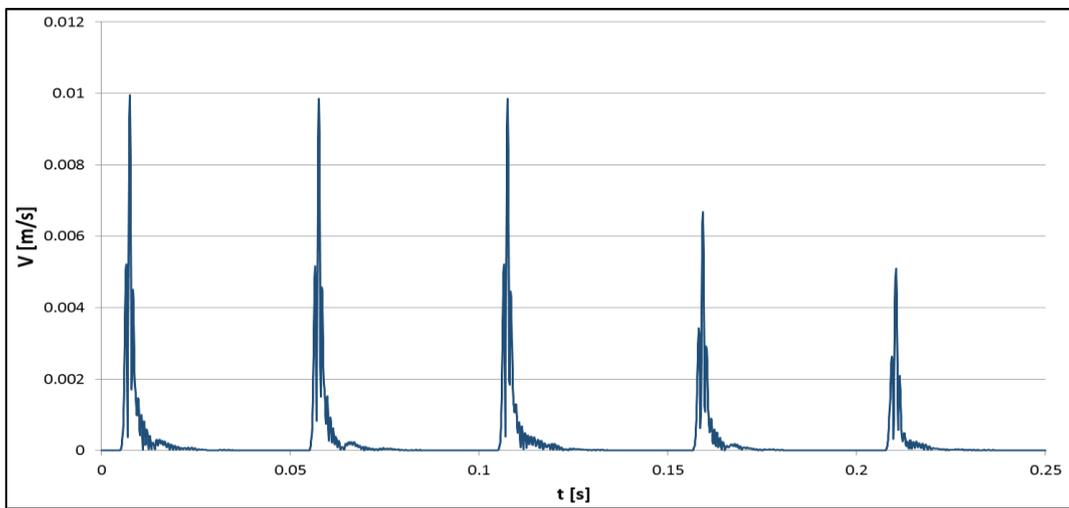


Figura 6.70 Velocità delle particelle con micro ritardi ad una distanza di 10 m dal foro A.

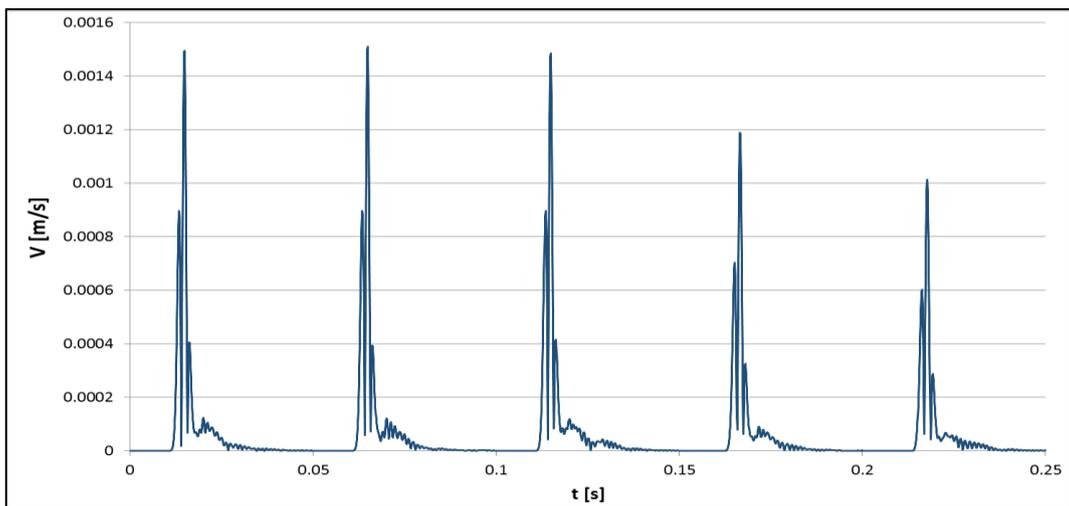


Figura 6.71 Velocità delle particelle con micro ritardi ad una distanza di 20 m dal foro A.

6.4 Confronto con la letteratura

In questo ultimo paragrafo è descritto un confronto dei risultati ottenuti tramite la modellazione numerica con la letteratura. In particolare, si è prima cercato di riprodurre di Wu et al. (2003). In seguito sono stati confrontati i risultati delle analisi numeriche con i risultati riportati in letteratura.

6.4.1 Caso accoppiato

Nel caso di studio, realizzato a Singapore, sono state eseguite diverse volate sperimentali per studiare le proprietà delle onde all'interno e sulla superficie di un sito di granito. Prima di iniziare le prove è stato disposto sul sito uno strato di 1.5 m di terreno compattato. La geometria del sito è riportata nella figura 6.72. Le prove riprodotte sono quelle riferite alla detonazione accoppiata indicata nella figura con TNT for coupled detonation.

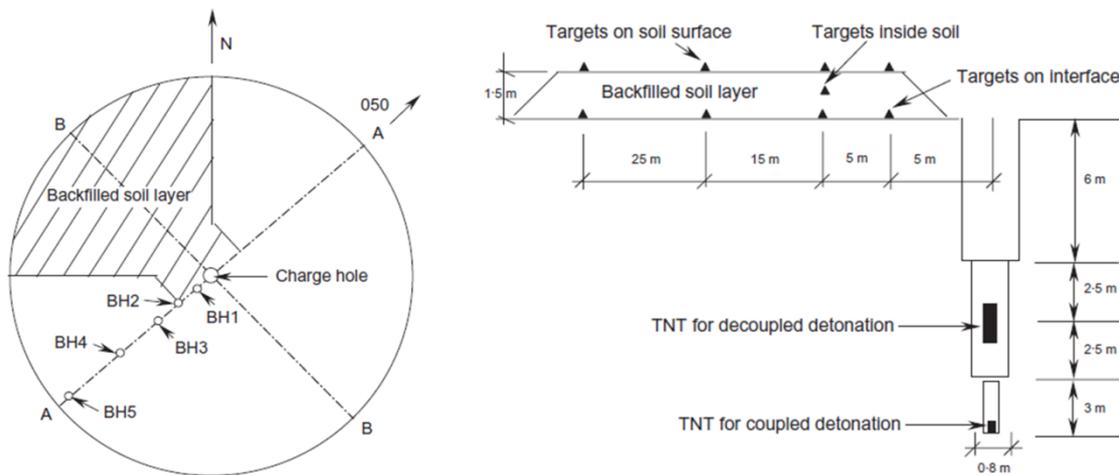


Figura 6.72 Configurazione del test: sinistra pianta, destra sezione B-B [Wu et al. 2003].

La misura della velocità delle particelle è effettuata grazie ai 9 strumenti di misura inseriti sulla superficie del terreno, all'interno del terreno e all'interfaccia fra terreno e roccia. I risultati a cui ci si è riferiti sono quelli dei targets on interface che sono riportati nella figura 6.73 in funzione della distanza scalata.

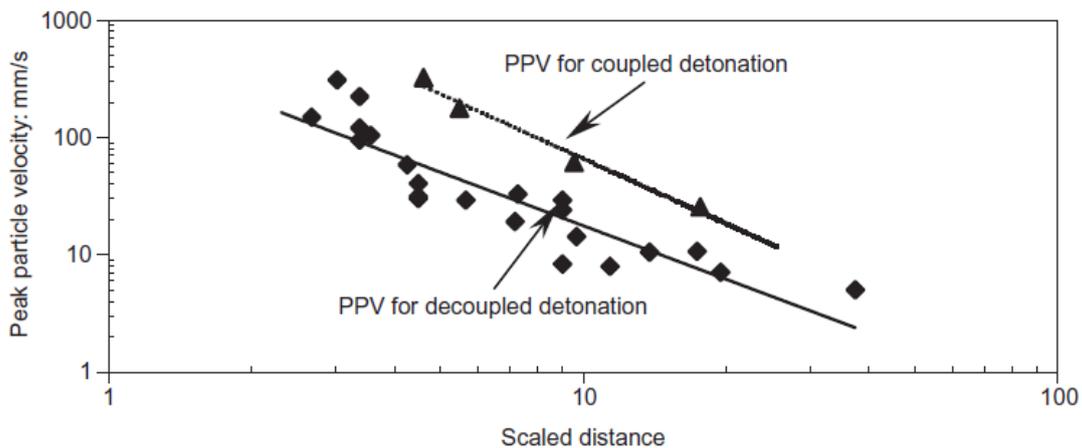


Tabella 6.73 Velocità delle particelle all'interfaccia terreno-roccia [Wu et al. 2003].

Le analisi numeriche sono stato condotte utilizzando un modello geometrico che replicasse il più possibile le condizioni riportate nell'elaborato (figura 6.74), pur imponendo condizioni di deformazione piana. Le caratteristiche del materiale sono quelle che vengono riportate nell'articolo, sintetizzate nelle tabelle 6.2 e 6.3.

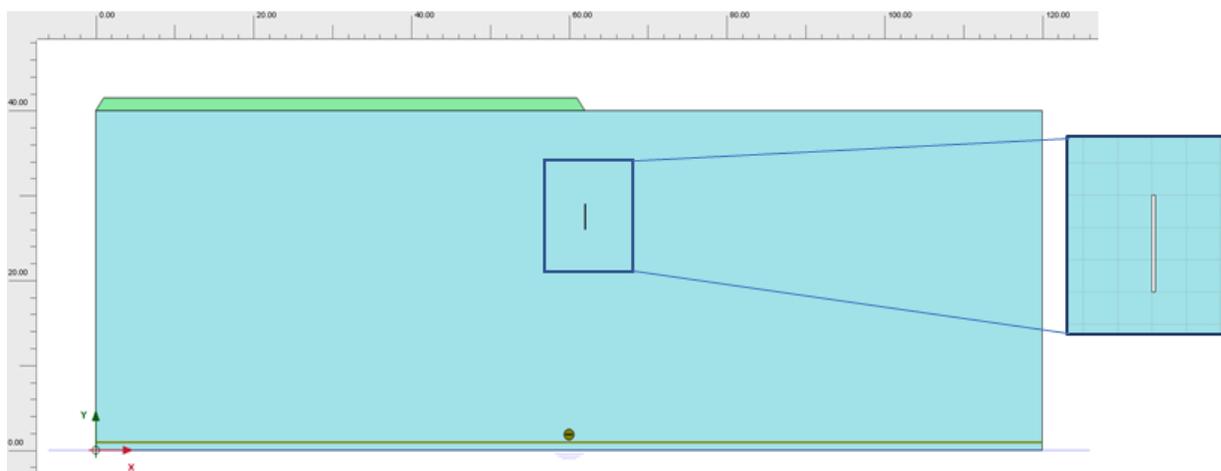


Figura 6.74 Modello geometrico

Modulo di Young E	73.9 GPa
Coefficiente di Poisson ν	0.16
Densità ρ	2610 kg/m ³

Tabella 6.2 Caratteristiche della roccia.

Modulo di Young E	24 MPa
Densità ρ	1950 kg/m ³
Coesione c'	7 kPa
Angolo d'attrito	34°

Tabella 6.3 Caratteristiche del terreno.

Non essendo stato definito il tipo di TNT utilizzato per le prove in sito, per la determinazione della pressione di picco e di conseguenza della legge di pressione sono stati adottati due tipi di TNT, uno con prestazioni basse ed uno con prestazioni alte [35]: il primo avente densità 1.34 g/cm^3 e velocità di detonazione (VoD) 5940 m/s , il secondo rispettivamente 1.6 g/cm^3 e 6680 m/s . I risultati sono stati sintetizzati nelle figure 6.75 e 6.76: queste figure mostrano come la modellazione numerica simuli abbastanza bene l'andamento della velocità delle particelle (PPV) nel caso di TNT a basse prestazioni. La differenza può essere dovuta al fatto che non si conosca con esattezza il tipo di TNT e che le condizioni geometriche non sono ben definite.

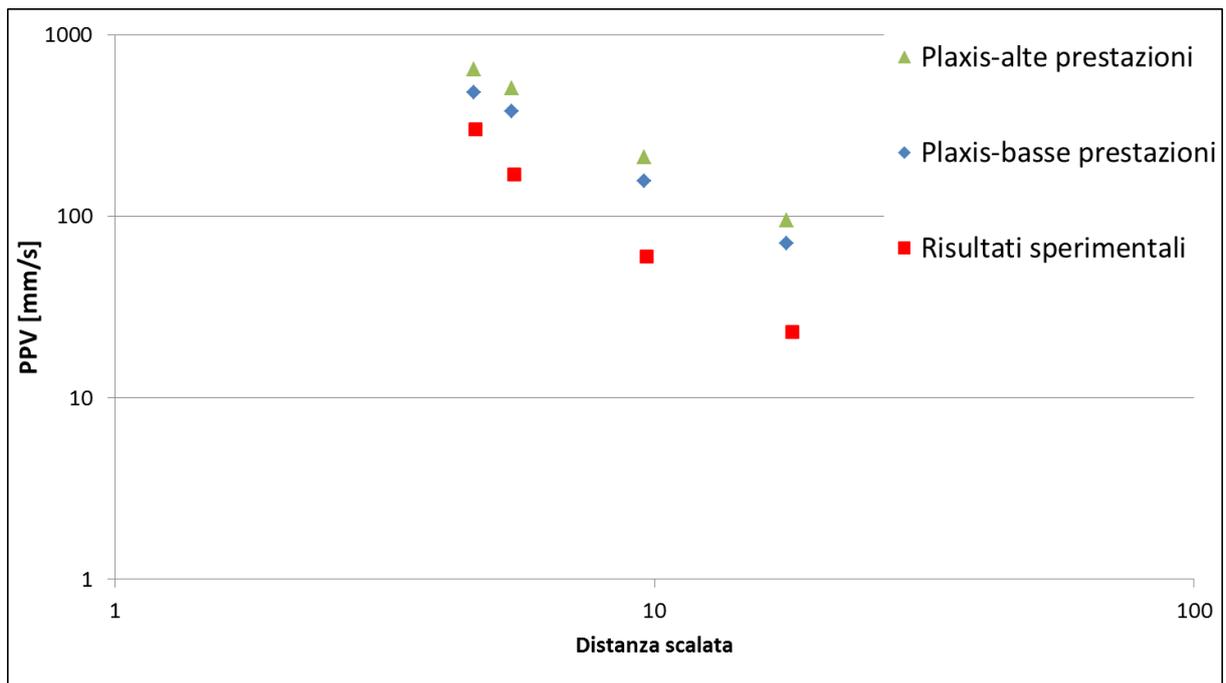


Tabella 6.75 Velocità delle particelle all'interfaccia terreno-roccia, confronto tra analisi numerica e risultati sperimentali.

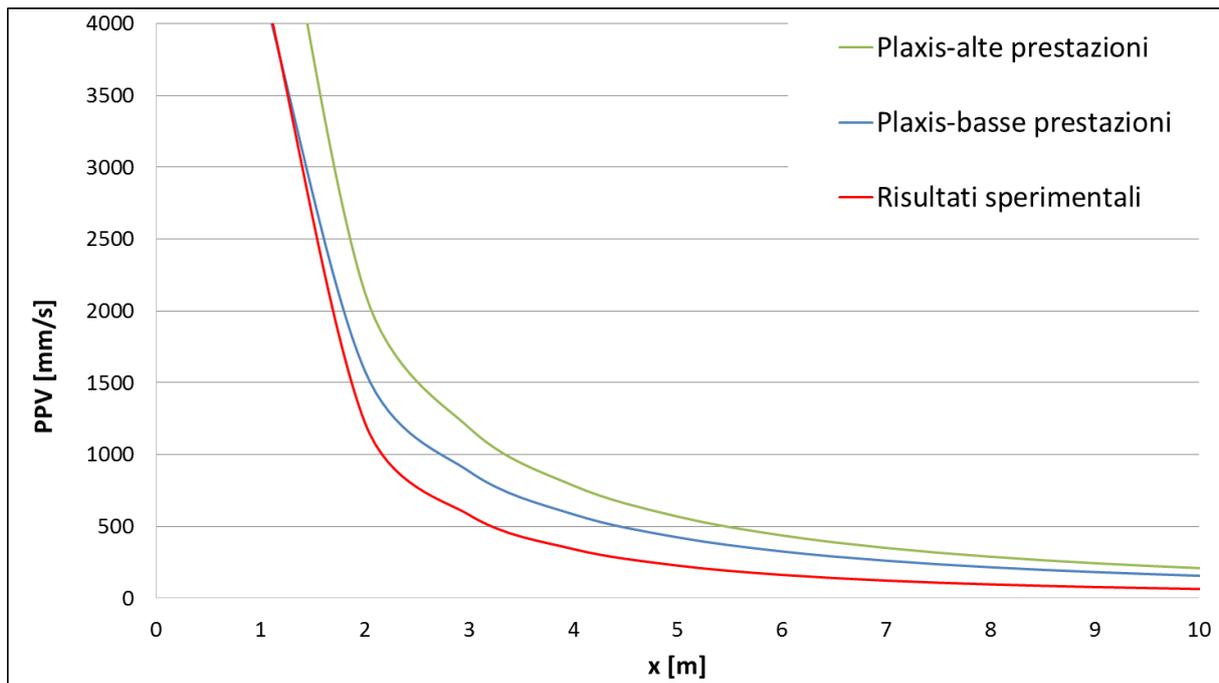


Tabella 6.76 Velocità delle particelle in funzione della distanza dal foro, confronto analisi numerica e risultati sperimentali.

6.4.2 Caso disaccoppiato

Infine, è stato eseguito un confronto con una serie di risultati empirici riportati in letteratura. I risultati riportati nella figura 6.77 fanno riferimento all'analisi numerica condotta con un foro di dimensioni 90x600 mm ed una cartuccia di dimensioni 90x500 mm. Le caratteristiche del terreno sono quelle riportate nella tabella 6.1. I risultati empirici sono quelli riportati nella figura 4.10 le cui equazioni sono elencate nella tabella 4.2. Si vede come la curva ricavata dall'analisi sia al di fuori del range di curve riportate in figura. Questo può essere dovuto al fatto che l'analisi sia stata condotta con un tipo di ANFO con prestazioni molto basse. Un'altra spiegazione può essere quella che le condizioni alle quali sono state condotte le prove sperimentali siano troppo differenti da quelle considerate nell'analisi numerica. Al fine di escludere una delle precedenti possibili cause è stata condotta un'ulteriore analisi utilizzando un ANFO con caratteristiche migliori, nello specifico con densità 820 kg/m³ e velocità di detonazione 3765 m/s.

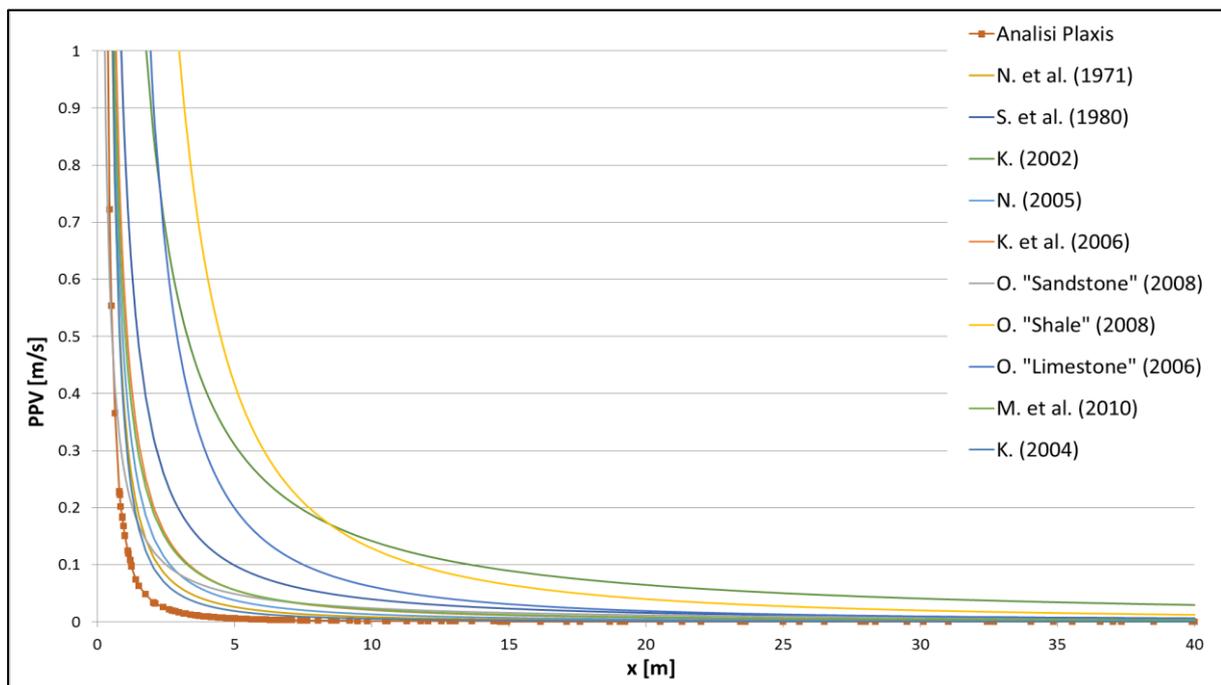


Tabella 6.77 Velocità delle particelle in funzione della distanza, confronto con la letteratura.

Anche in questo caso però si è visto come l'andamento della velocità di picco delle particelle non riproduca sufficientemente bene le curve sperimentali. Si è quindi deciso di modificare un parametro della legge di pressione, il parametro β/a . Questo parametro come detto già in precedenza regola il decadimento della legge di pressione ed il valore utilizzato in tutte le analisi precedenti è di 1.5. Al fine di aumentare la velocità delle particelle e quindi cercare di riprodurre al meglio le curve sperimentali si è deciso di aumentare tale parametro fino al valore di 200. I

risultati finali riportati nella figura 6.78 mostrano come utilizzando il valore di β/α pari a 200 si ottenga un andamento del picco di velocità di gran lunga superiore rispetto a quello tipico delle curve sperimentali. Da questo si può concludere che per riprodurre nel miglior modo possibile le curve sperimentali sarebbe importante conoscere tutti i dettagli dietro la determinazione delle curve.

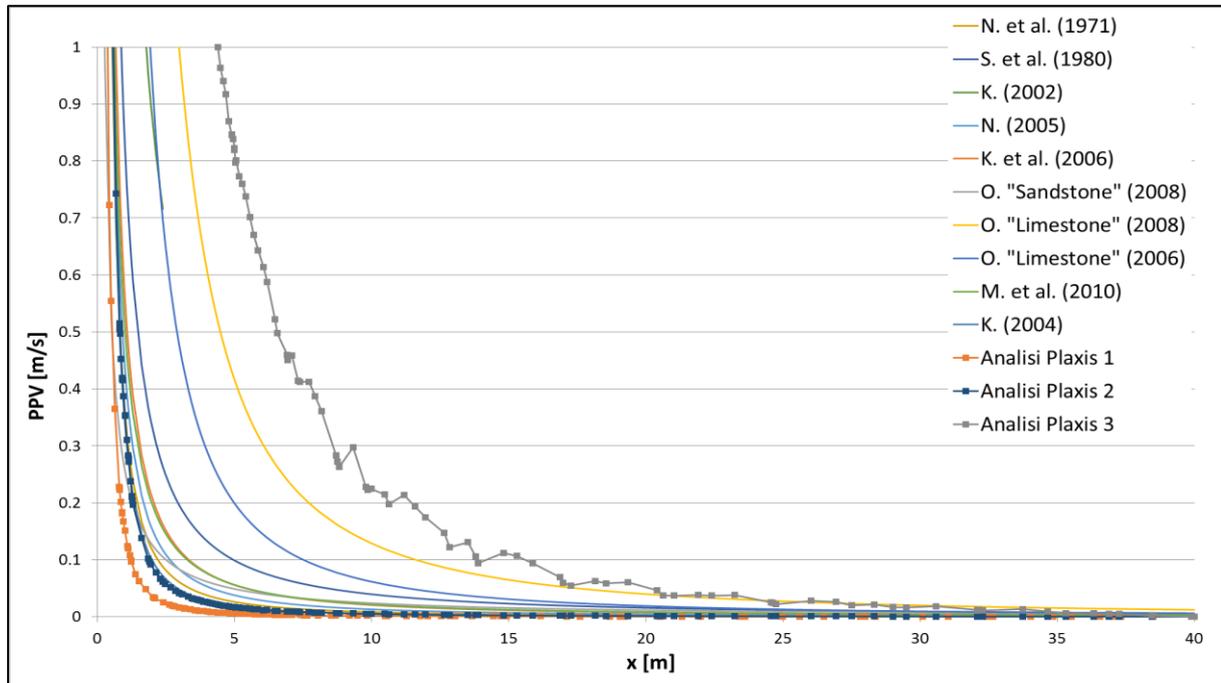


Figura 6.78 Velocità delle particelle in funzione della distanza, confronto con la letteratura.

7. Caso studio: Road 60

In questo capitolo il modello con un singolo foro viene ora utilizzato per studiare un caso reale in cui la piccola distanza tra un tunnel esistente e uno nuovo da realizzare con il metodo Drill and Blast, potrebbe causare danni dovuti alle vibrazioni.

7.1 Introduzione

La galleria Road 60 Long sarà costruita in Asia occidentale ed avrà una lunghezza di circa 880 m. Essa correrà quasi parallelamente ad una galleria già esistente caratterizzata da 2 corsie di traffico bidirezionale e 2 marciapiedi di emergenza. Il rivestimento della galleria esistente è costituito solo da rivestimento di prima fase (calcestruzzo proiettato e nervature o bulloni in acciaio). Per quanto riguarda la nuova galleria questa ospiterà 3 corsie di traffico (una delle quali utilizzata solo per il transito degli autobus) e 2 corsie pedonali di emergenza (percorsi di sicurezza). La larghezza e l'altezza della galleria esistente sono rispettivamente circa 11 m e 8 m, con una copertura massima di 70 m. Le dimensioni corrispondenti della nuova galleria sono invece circa pari a 18 m e 11 m. Le principali sfide del progetto sono legate alla stretta vicinanza tra le due gallerie, infatti la distanza tra il nuovo tunnel e quello esistente varia tra 3 e 7 m, e al fatto che durante la costruzione della nuova galleria verrà mantenuta in funzione la galleria esistente.

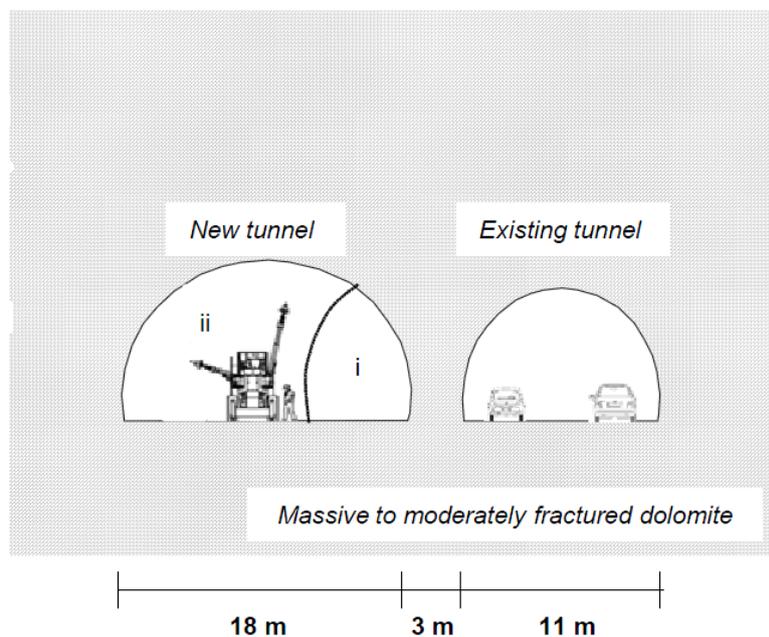


Figura 7.1 Progetto galleria Road 60 [Perazzelli, Soli, Boldini 20019].

7.1.1 Condizioni geotecniche e geologiche

Entrambi i tunnel attraversano una formazione dolomitica che nella metà settentrionale del tunnel si presenta fortemente a moderatamente fratturata (Figura 3a). Mentre nella metà meridionale del tunnel l'ammasso risulta altamente fratturato (Figura 3b) e con blocchi di dolomite incorporati nella marna o in sacche di dolomite sabbiosa (Figura 3c). Fenomeni carsici (fratture aperte piene di argilla e macerie) possono verificarsi casualmente (Figura 3d). Inoltre, i tunnel si trovano sopra la falda freatica. La tabella 7.1 sintetizza i parametri geotecnici della dolomite nell'area di progetto.

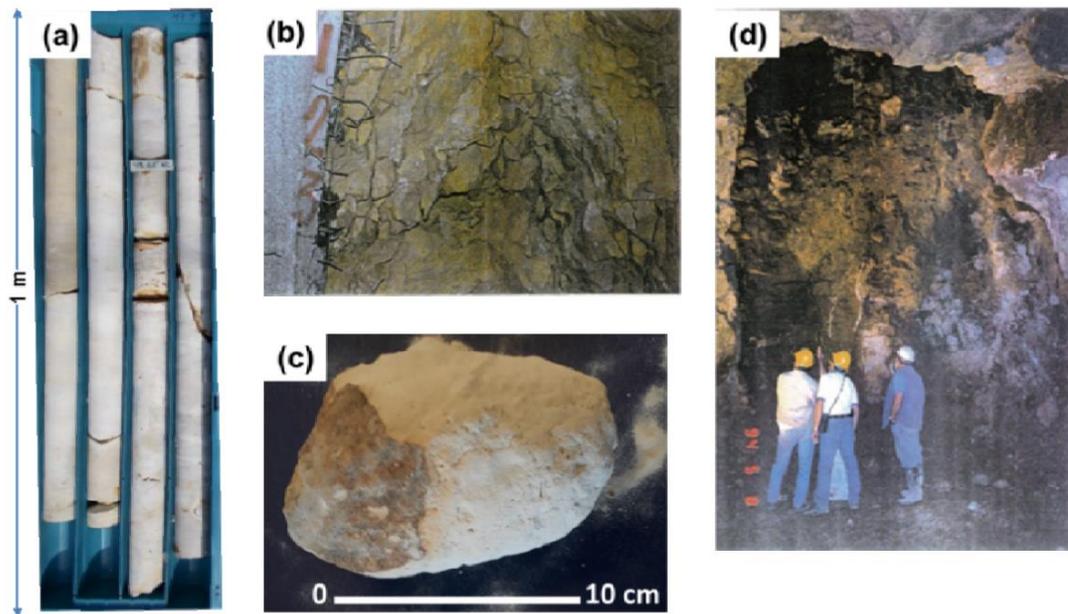


Figura 7.2 Geologia dell'area di progetto [Perazzelli, Soli, Boldini 20019].

In questo capitolo verranno condotte delle analisi numeriche al fine di valutare il possibile danno indotto al tunnel esistente a causa della realizzazione del nuovo tunnel con il metodo dell'esplosivo.

E [GPa]	ν [-]	γ [kN/m ³]	UCS [MPa]	f_t [MPa]
3 ÷ 8,56	0.2 ÷ 0.3	23 ÷ 27	20 ÷ 100	5 ÷ 20

Tabella 7.1 Caratteristiche geotecniche dell'ammasso [Perazzelli, Soli, Boldini 20019].

7.2 Approccio di calcolo

Sono stati utilizzati due approcci differenti, il primo, di tipo disaccoppiato, volto a valutare la velocità delle particelle nell'intorno del foro, senza modellare la galleria esistente, per confrontarlo con i valori soglia forniti dalla normativa Svizzera (paragrafo 4.3.5), il secondo, accoppiato, con l'obiettivo di stimare la sollecitazione agente sul rivestimento della galleria esistente a seguito della detonazione della carica. Le caratteristiche dell'ANFO considerato sono: densità pari a 0.82 g/cm^3 e velocità di detonazione pari a 3765 m/s .

7.2.1 *Approccio 1*

È stato creato un modello geometrico con un singolo foro e i risultati sono stati confrontati con il valore limite fornito dalla normativa Svizzera per determinare quale sia la distanza di sicurezza minima da mantenere affinché sia ragionevole non aspettarsi danni alla struttura (figura 7.3). Il valore limite considerato è di 90 mm/s in accordo con quanto riportato nella tabella 4.11 per valori della frequenza maggiori di 60 Hz (paragrafo 4.3.5). L'analisi numerica è stata condotta utilizzando una pressione di picco accoppiata al fine di lavorare a vantaggio di sicurezza. Dai risultati si vede come la distanza di sicurezza da mantenere sia maggiore di quella disponibile.

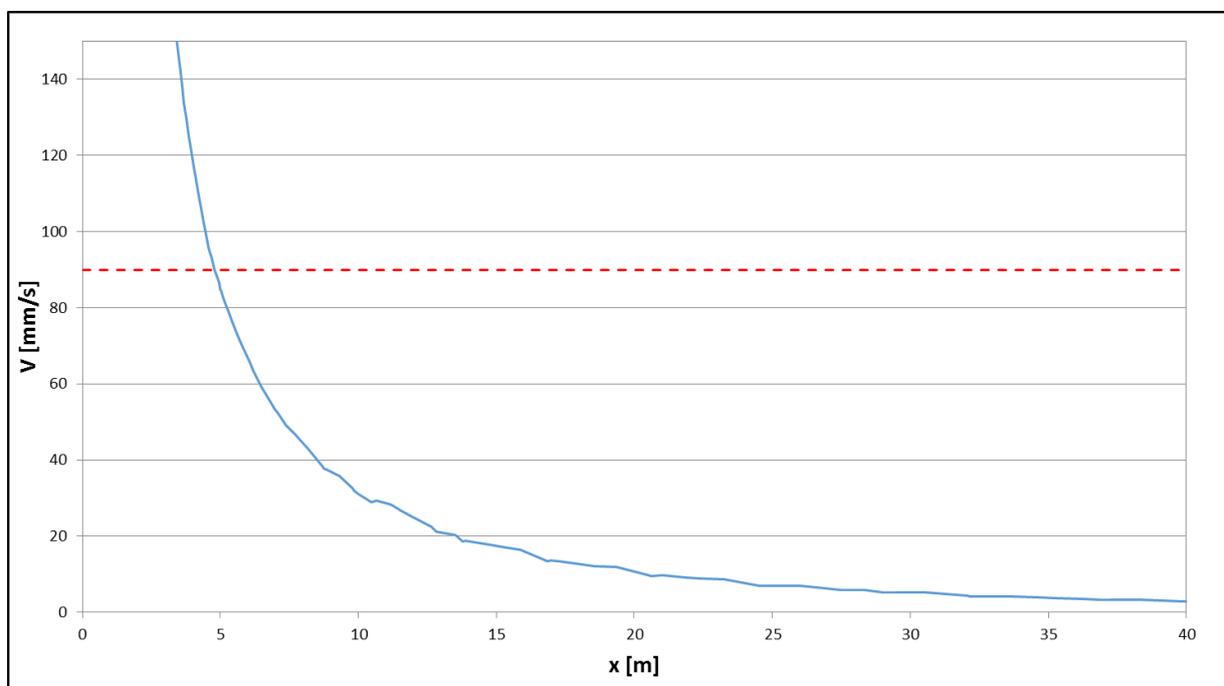


Figura 7.3 Velocità delle particelle in funzione della distanza frontale con il valore limite di 90 mm/s .

7.2.2 Approccio 2

Per determinare la sollecitazione agente sul rivestimento della galleria esistente è stato creato un modello con all'interno il profilo della galleria (figura 7.4), inserita a 3 m dal foro. Il rivestimento della galleria è stato creato con l'elemento *plate*, le cui caratteristiche sono riportate nella tabella 7.2 insieme a quelle del modello.

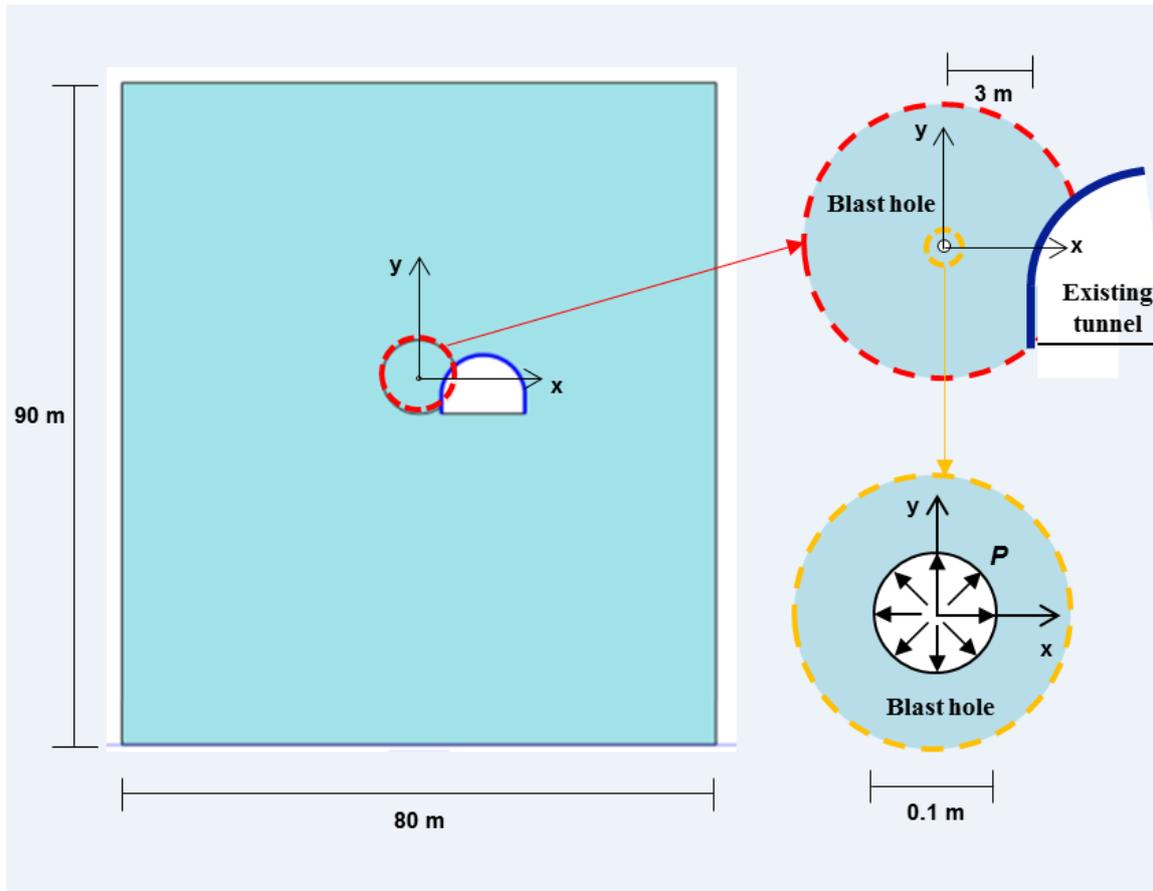


Figura 7.4 Modello geometrico con galleria.

Galleria		Modello	
EA [kN/m]	8×10^6	Material model	Linear elastic
EI [kNm ² /m]	41667	γ [kN/m ³]	22.1
w [kN/m/m]	5	E' [GPa]	3.31
d [m]	0.25	ν	0.3
α	94.25	α_R	94.25
β	0.0265×10^{-3}	β_R	0.0265×10^{-3}

Tabella 7.2 Caratteristiche della galleria e del modello.

La creazione della galleria all'interno del modello e successivamente l'attivazione del rivestimento sono state realizzate grazie all'utilizzo di più fasi di calcolo; così facendo è stato

possibile mostrare solo le conseguenze dovute all'esplosione. Nelle figure 7.5-7.8 è riportato l'andamento della velocità nel tempo all'interno del modello numerico, nelle quali è possibile vedere il momento in cui l'onda arriva sul rivestimento. È possibile vedere come la velocità delle particelle al momento dell'arrivo dell'onda sul rivestimento sia molto maggiore del limite fornito dalla normativa svizzera (90 mm/s).

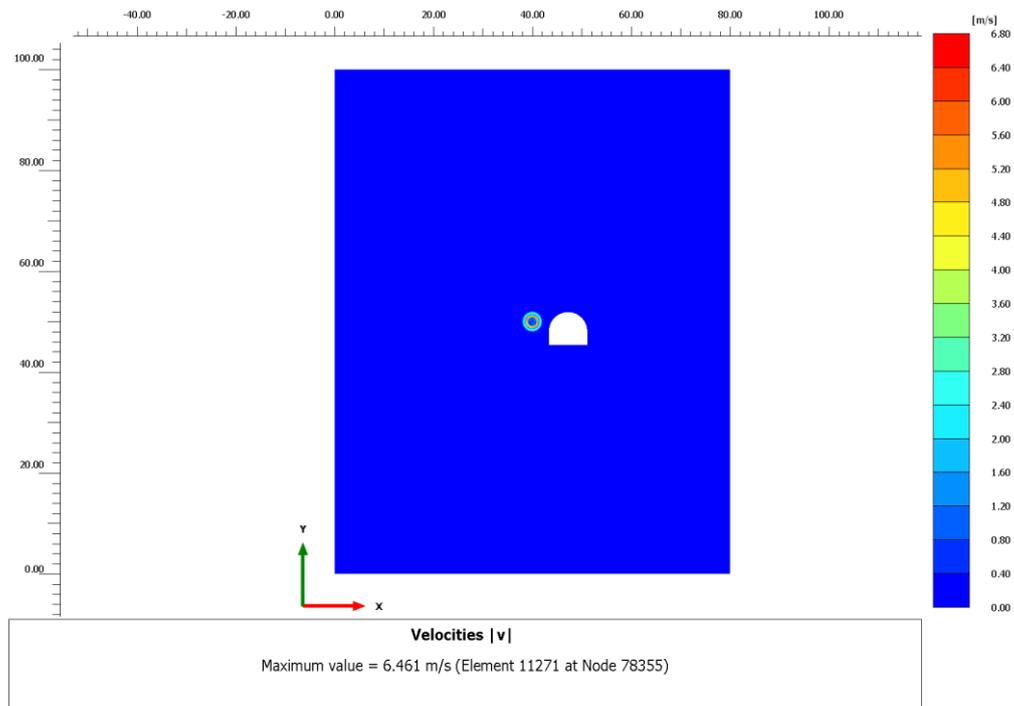


Figura 7.5 Velocità al tempo $t=0.0011$ secondi.

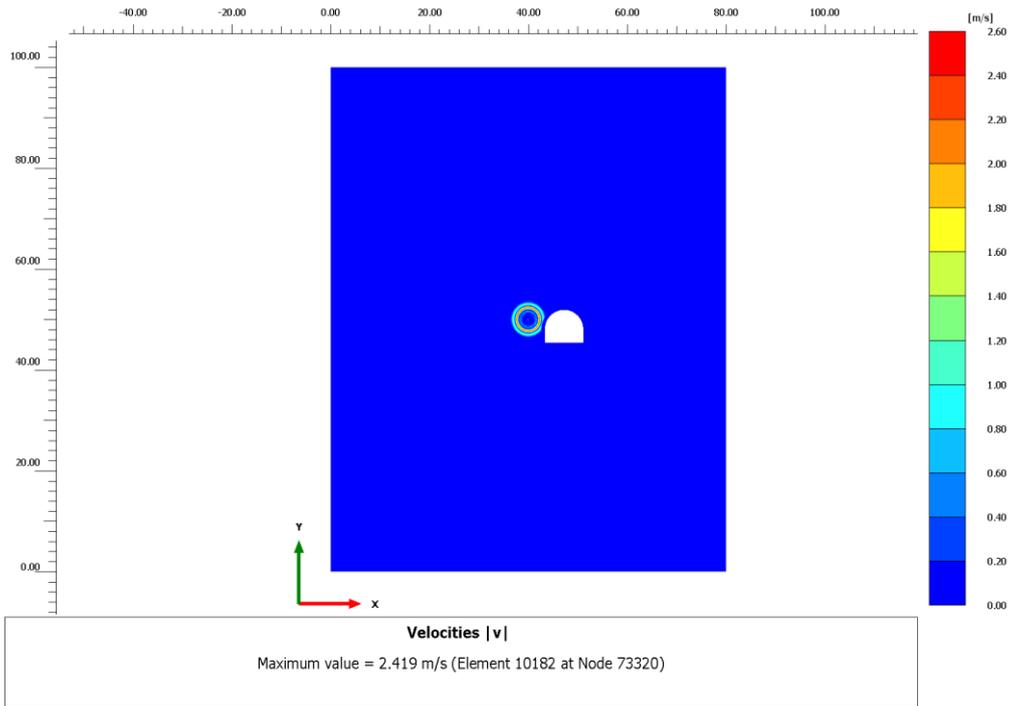


Figura 7.6 Velocità al tempo $t=0.002$ secondi.

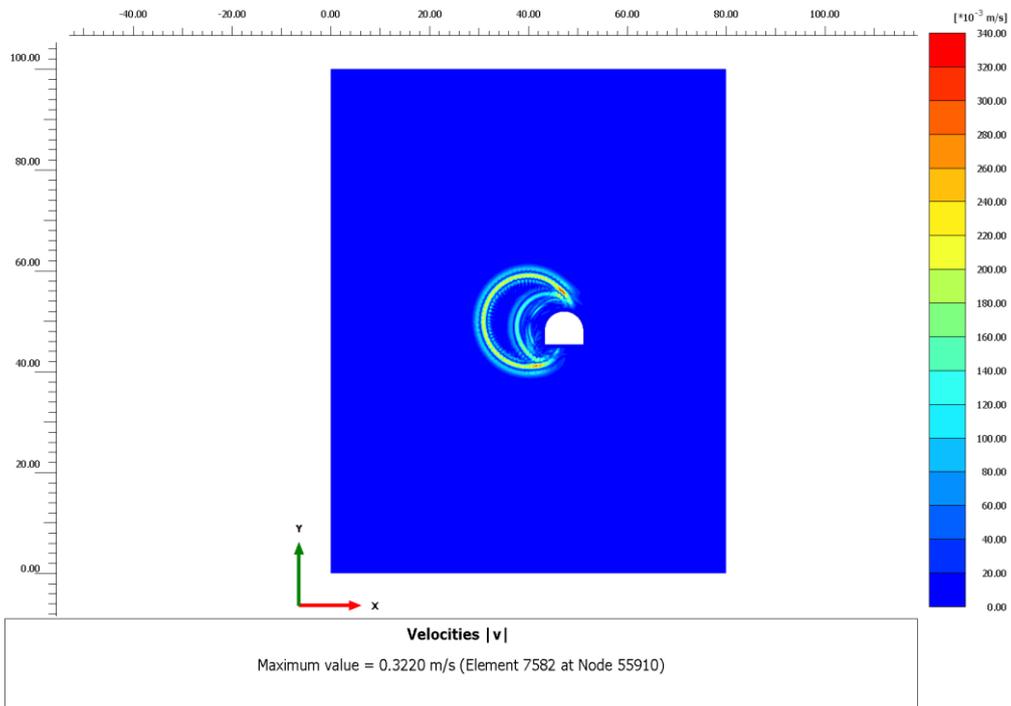


Figura 7.7 Velocità al tempo $t=0.006$ secondi.

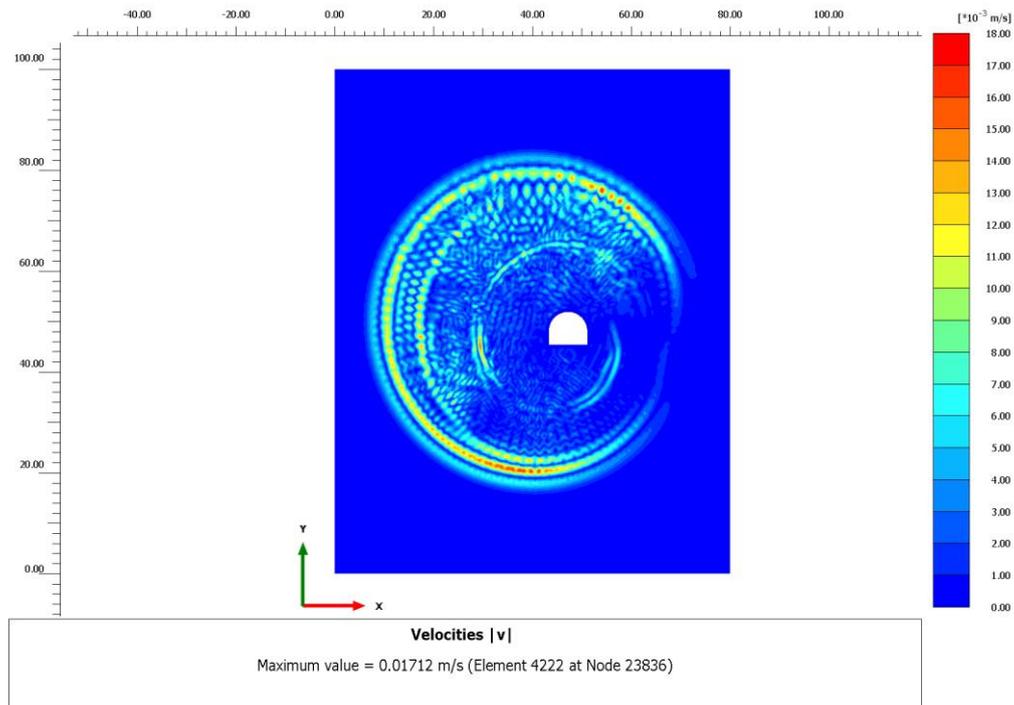


Figura 7.8 Velocità al tempo $t=0.022$ secondi.

Si è inoltre considerato l'andamento della tensione orizzontale al variare della profondità da 55 m a 45 m per mostrare cosa succede prima durante e dopo la detonazione dell'esplosivo. Nelle figure 7.9-7.12 è rappresentata la tensione litostatica, la tensione dovuta alla detonazione della carica esplosiva e la tensione che si ha dopo l'esplosione a vari istanti temporali. In queste è possibile osservare come l'arrivo dell'onda sulla struttura provochi un aumento della tensione orizzontale. Negli istanti successivi, dopo la riflessione dell'onda sul rivestimento, il valore della tensione orizzontale tende a ristabilirsi sui valori assunti prima dell'esplosione.

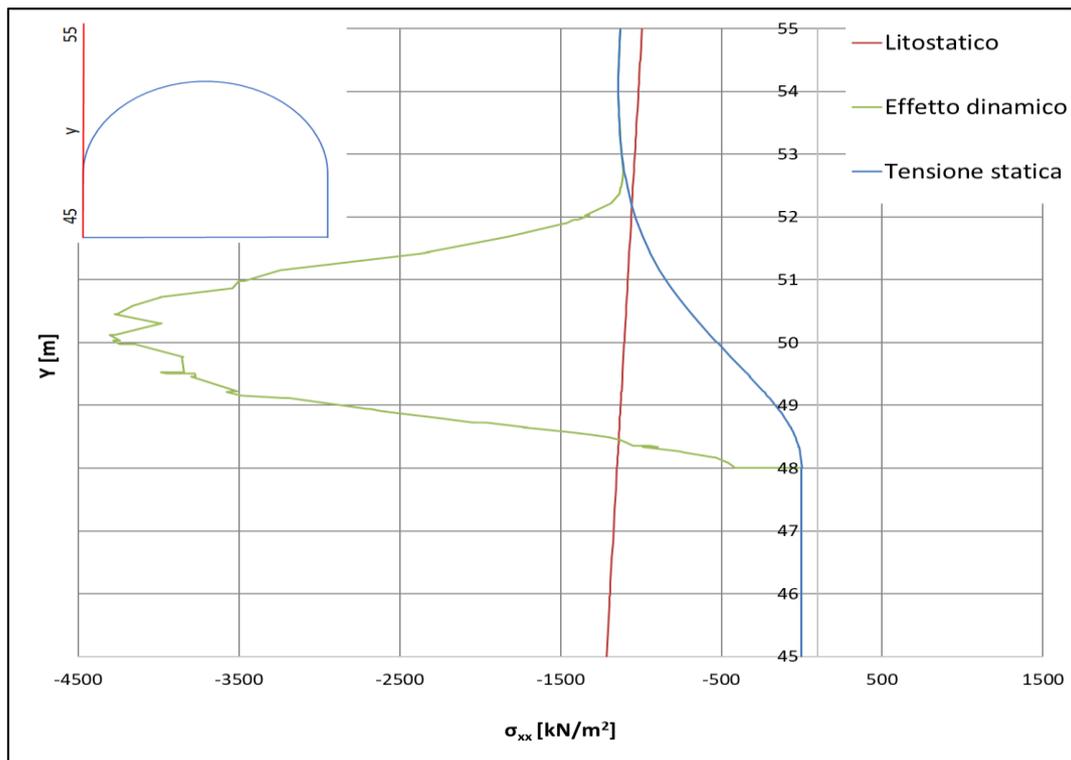


Figura 7.9 Tensione litostatica e dinamica al tempo $t=0.002$ secondi.

Infine, sono riportati nelle figure 7.13 e 7.14 lo sforzo assiale ed il momento flettente agenti sul rivestimento della galleria. Per stabilire se questi valori possano determinare l'instabilità della struttura si è fatto il dominio M-N per gli istanti di tempo nei quali l'onda attraversa la struttura, riportato in figura 7.15. Si vede come per alcuni istanti la stabilità della struttura sia a rischio poiché i punti si trovano al di fuori del dominio.

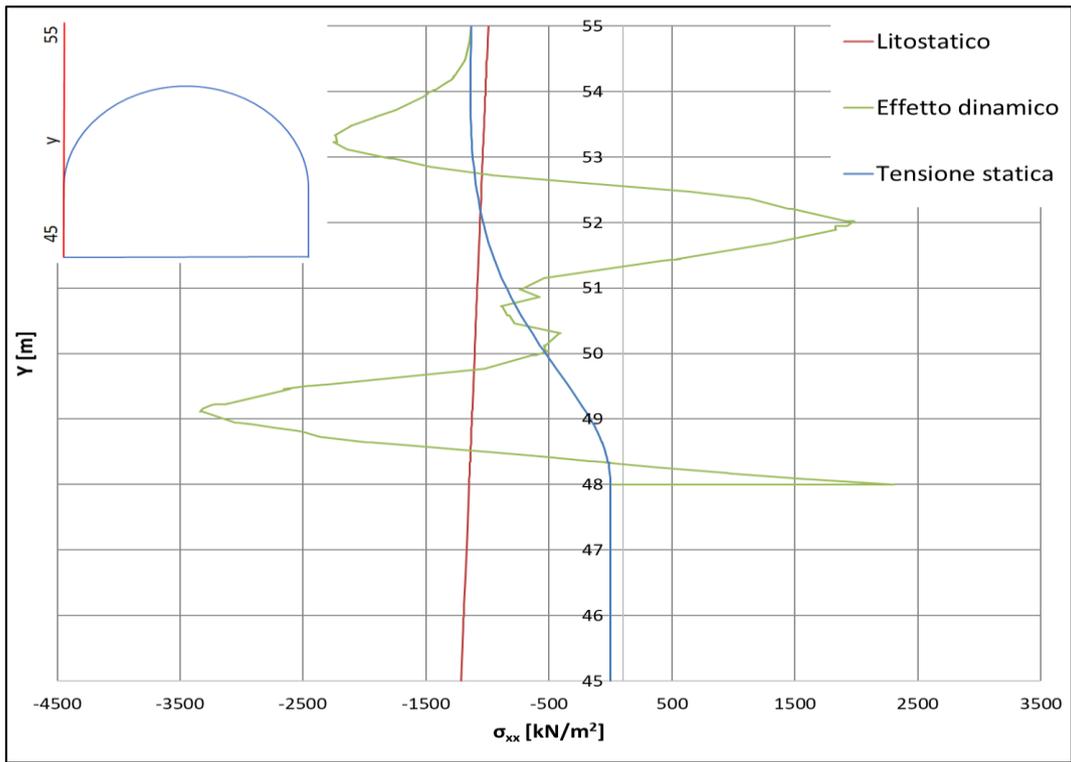


Figura 7.10 Tensione litostatica e dinamica al tempo $t=0.003$ secondi.

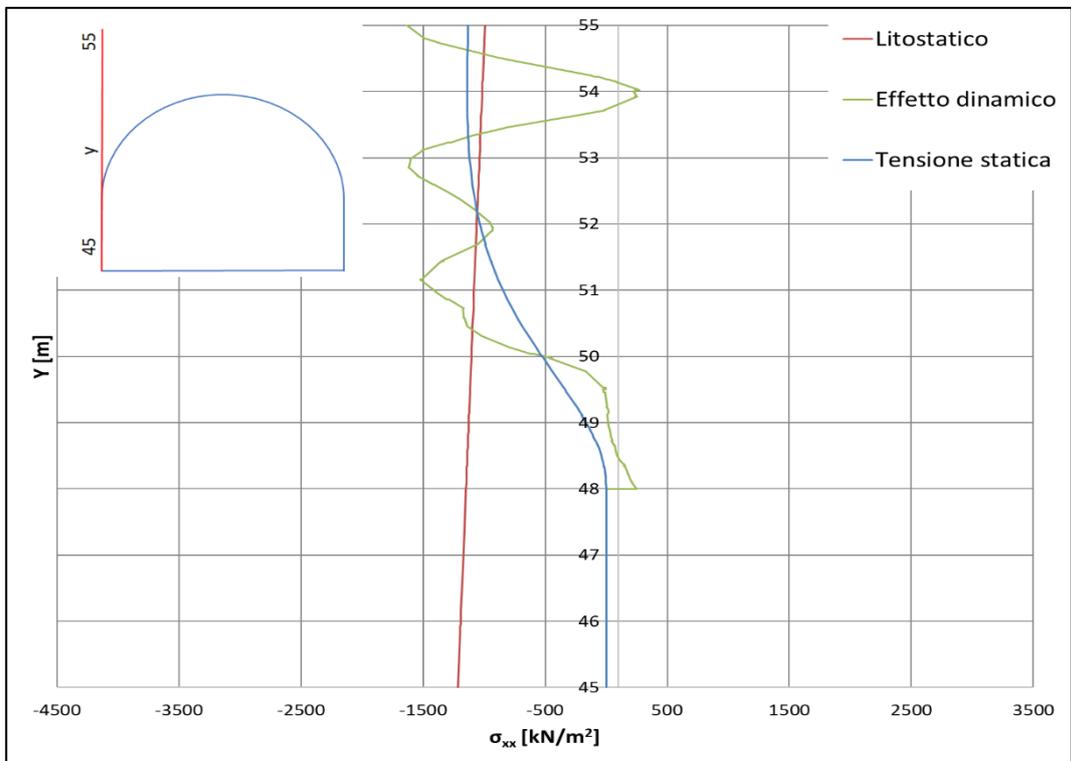


Figura 7.11 Tensione litostatica e dinamica al tempo $t=0.004$ secondi.

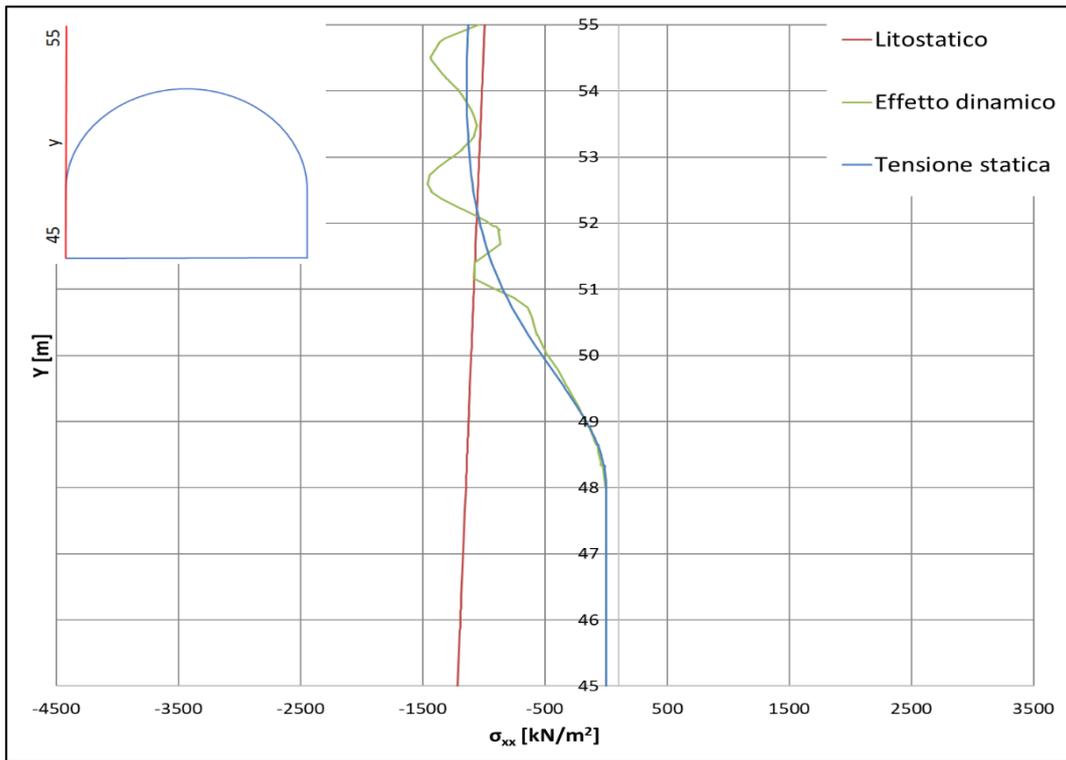


Figura 7.12 Tensione litostatica e dinamica al tempo $t=0.005$ secondi.

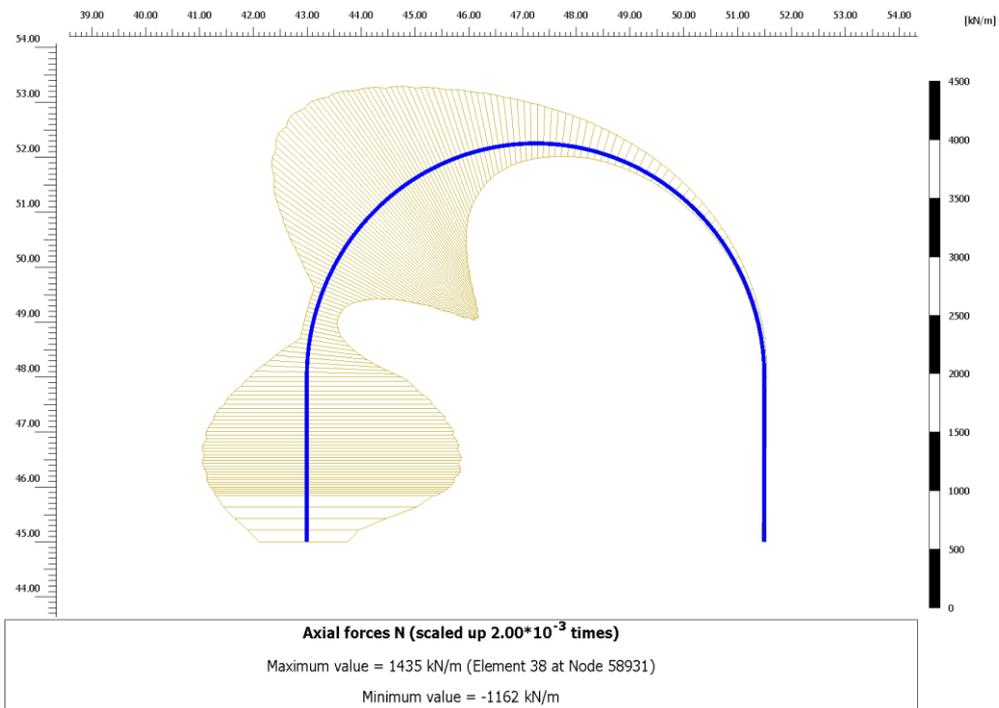


Figura 7.13 Sforzo assiale subito dalla struttura.

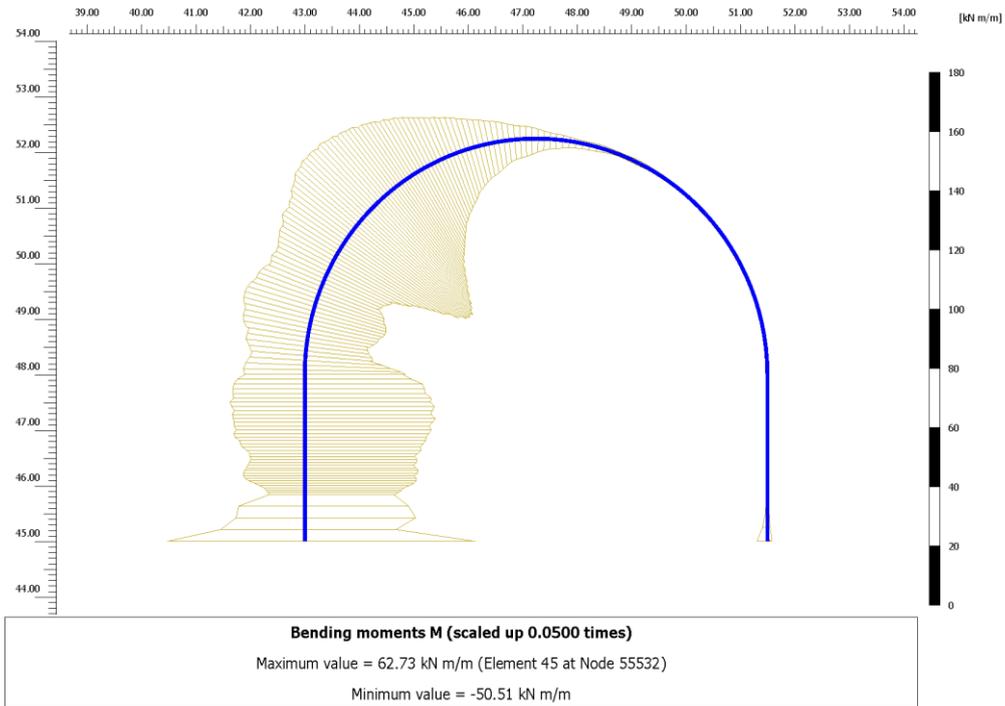


Figura 7.14 Momento flettente subito dalla struttura.

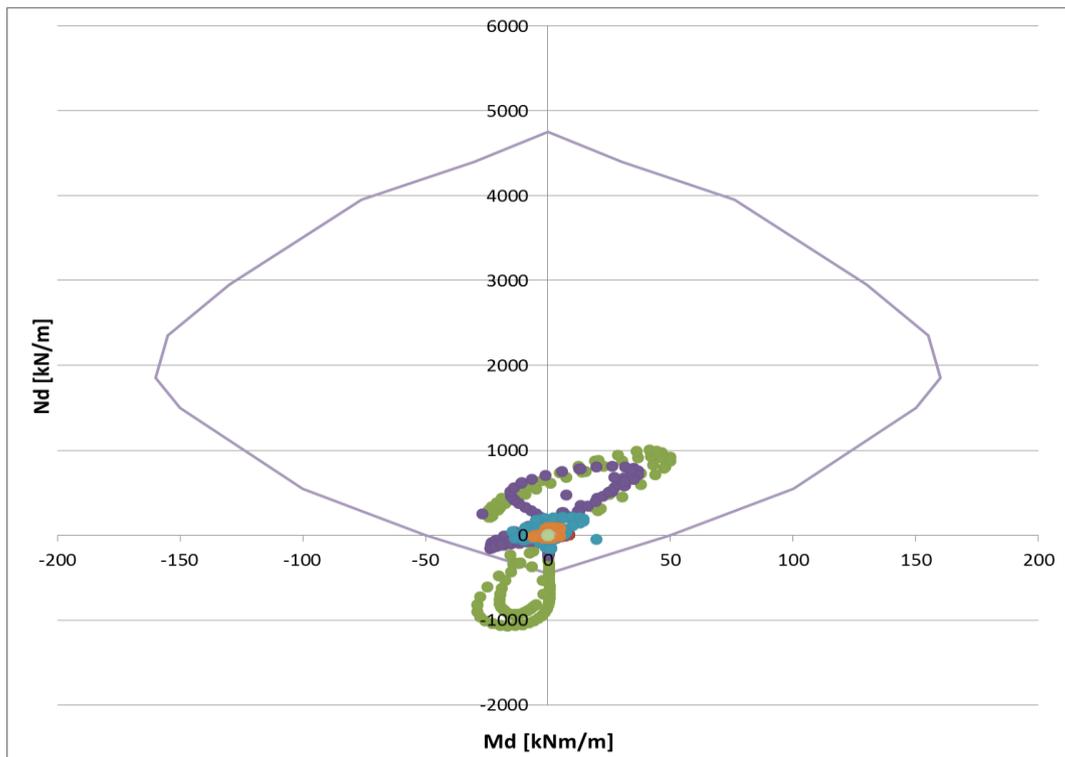


Figura 7.15 Dominio M-N.

8. Conclusioni

Uno dei principali pericoli nella costruzione di gallerie in roccia utilizzando il metodo del drilling and blasting è rappresentato dal potenziale danno alle strutture preesistenti poste nelle vicinanze a causa delle vibrazioni generate dall'esplosione. A causa della complessità dei meccanismi coinvolti, viene comunemente adottato un approccio empirico semplificato per la valutazione del danno strutturale indotto da esplosione. Questo utilizza la velocità di picco delle particelle (PPV) come misura del livello di disturbo confrontandola con i valori soglia delle normative. L'attenuazione spaziale della PPV viene generalmente stimata mediante prove in sito o leggi empiriche. Un approccio più sofisticato consiste nell'analisi numerica del fenomeno di esplosione e propagazione, che può anche includere l'analisi dell'interazione roccia-struttura sotto il carico dinamico indotto dall'esplosione. Ciò consente di valutare le vibrazioni del terreno e le sollecitazioni indotte sulle strutture, che possono essere quindi utilizzate per la valutazione della stabilità strutturale.

Uno studio di letteratura ha rilevato che solo pochi lavori di ricerca hanno studiato numericamente gli effetti dell'esplosione sulla roccia circostante. In questi lavori l'esplosione viene simulata applicando una legge di crescita e successivo decadimento della pressione alle pareti del foro di scoppio. Diverse leggi di pressione sono state suggerite in letteratura, tutte caratterizzate dai seguenti parametri: pressione di picco, tempo di raggiungimento del picco, tempo di decadimento. Tuttavia, non esistono oggi pubblicazioni che spiegano in maniera esaustiva come determinare tali parametri in un caso specifico di scoppio all'interno di un foro da mina. Nel presente lavoro di tesi, la pressione di picco è stata determinata seguendo uno studio empirico di letteratura sulla pressione indotta dallo scoppio in un ambiente confinato. Il tempo di raggiungimento di picco è stato calcolato come il rapporto tra il raggio della cartuccia di esplosivo e la velocità di detonazione. Il tempo di decadimento è stato assunto in accordo con la letteratura.

Lo studio condotto ha poi previsto l'esecuzione di analisi numeriche dinamiche mediante il codice di calcolo Plaxis 2D, assumendo l'ammasso roccioso come un mezzo continuo visco-elastico. Sono state inizialmente condotte analisi numeriche di campo libero (in assenza di strutture) per la determinazione della velocità di picco delle particelle PPV in funzione della distanza dalla sorgente di scoppio (foro singolo e fori multipli). Tali analisi costituiscono l'approccio 1. Infine, è stata eseguita l'analisi di un caso studio con un modello più elaborato, dove oltre alla sorgente di scoppio è stata modellata anche una galleria pre-esistente (approccio 2).

Le analisi di campo libero sono state condotte variando sistematicamente tutti i parametri di input: legge di pressione (pressione di picco, tempo di raggiungimento del picco, tempo di decadimento), caratteristiche geotecniche dell'ammasso (modulo di Young e coefficiente di Poisson), geometria del problema (diametro del foro, numero di fori), sequenza di scoppio (scoppi simultanei e micro ritardate).

I risultati hanno mostrato risultati plausibili, confermando come la velocità di picco delle particelle PPV aumenti all'aumentare del picco di pressione, diminuisca al diminuire del tempo di picco e si incrementi all'aumentare del tempo di decadimento. Con riferimento alle analisi eseguite variando il modulo di Young, queste mostrano come la PPV diminuisca all'aumentare del modulo. Mentre, considerando la variazione del coefficiente di Poisson, essa non varia sensibilmente. La velocità di picco delle particelle aumenta all'aumentare del diametro del foro. Variando la sequenza di esplosione, confrontando lo scoppio di un foro singolo con lo scoppio di fori multipli detonati simultaneamente si ha un aumento della velocità di picco delle particelle. Infine, anche aumentando la massa di esplosivo si ha un aumento della PPV.

I risultati delle analisi numeriche di campo libero sono stati inoltre confrontati con le leggi di sito empiriche riportate in letteratura. Il confronto ha mostrato come la metodologia elaborata nella presente tesi dia risultati paragonabili con quanto riportato in letteratura.

Nell'ultima parte dell'elaborato è descritta la simulazione di un caso studio relativo alla galleria stradale R60, una delle opere nell'ambito dell'autostrada 60 progettata per collegare la città di Gerusalemme con l'autostrada 375. Il progetto consiste nella costruzione di un nuovo tunnel stradale che corre quasi parallelo ad una galleria esistente. Le principali sfide del progetto sono legate alla stretta vicinanza tra la galleria nuova e quella esistente e al fatto che durante la costruzione della nuova galleria la galleria esistente rimarrà in funzione. Per il caso di studio considerato, è stato dimostrato come nei punti del terreno in prossimità del tunnel esistente la velocità di picco possa superare significativamente i limiti delle normative. È stato verificato inoltre come le verifiche strutturali stato limite ultimo del pre-rivestimento basate sui risultati delle analisi numeriche non siano soddisfatte in diverse sezioni trasversali. I risultati di entrambi gli approcci hanno evidenziato che il rischio di danneggiamento della galleria esistente in seguito allo scavo con esplosivo della galleria nuova è molto elevato.

Bibliografia

- [1] D. Halliday , R. Resnick, J. Walker (2003) : “Fisica 1” . Ed. Cea.
- [2] O. Casablanca (2011): “Fenomeni indotti dallo scavo di galleria con esplosivo”.
- [3] Blair D.P. (2014) : “Blast vibration dependence on charge length, velocity of detonation and layered media”. *Int J Rock Mech Min* 65:29–39.
- [4] Blair D.P. (2010) : “Seismic radiation from an explosive column. *Geophysics*”. 75:E55–E65.
- [5] D. Ainalis, O. Kaufmann, J.P. Tshibangu, O. Verlinden, G. Koiroussis (2017): “Modelling the Source of Blasting for the Numerical Simulation of Blast-Induced Ground Vibrations: A Review”. *Rock Mech Rock Eng* (2017) 50:171–193.
- [6] Worsey P.N. (1986) : “Understanding vibrations from multihole blasts using short delay periods”. *J Explos Eng* 3:25–28.
- [7] Blair D.P. (2015b) : “Wall control blasting”. Paper presented at the 11th international symposium on rock fragmentation by blasting, Sydney, pp 13–26.
- [8] Blair D.P. (2015a) : “The free surface influence on blast vibration”. *Int J Rock Mech Min* 77:182–191.
- [9] Blair D.P., Jiang J (1995) : “Surface vibrations due to a vertical column of explosive”. *Int J Rock Mech Min* 32:149–154.
- [10] Blair D.P. (2009) : “Limitations of electronic delays for the control of blast vibration and fragmentation”. Paper presented at the 9th international symposium on rock fragmentation by blasting, Granada.
- [11] Blair D.P. (1993) : “Blast vibration control in the presence of delay scatter and random fluctuations between blastholes”. *Int J Numer Anal Met* 17:95–118.
- [12] A. Minchinton (2015) : “On the influence of fundamental detonics on blasting practice”. Paper presented at the 11th international symposium on rock fragmentation by blasting, Sydney, pp 41–53.
- [13] Taqieddin S.A. (1986) : “Ground vibration levels: prediction and parameters”. *Min Sci Technol* 3:111–115.

- [14] Fleetwood K.G. (2010) : “Near-field blast vibration monitoring and analysis for prediction of blast damage in sublevel open stoping”. PhD Dissertation, Curtin University.
- [15] Esen S., Onederra I., Bilgin H.A. (2003) : “Modelling the size of the crushed zone around a blasthole”. *Int J Rock Mech Min* 40:485–495.
- [16] Khandelwal M., Singh T.N. (2007) : “Evaluation of blast-induced ground vibration predictors”. *Soil Dyn Earthq Eng* 27:116–125.
- [17] Silva-Castro J.J. (2012) : “Blast vibration modeling using improved signature hole technique for bench blast”. PhD Dissertation, University of Kentucky.
- [18] A.H. Xayyraed (1974) : “Physical Process of Rock Blasting in Mining”. Mineral Press, Leningrad.
- [19] W.A. Hustrulid (1999) : “Blasting Principles for Open Pit Mining”. A.A. Balkema Publishers, Brookfield.
- [20] S. Esen, I. Onederra, H.A. Bilgin (2003) : “Modelling the size of the crushed zone around a blasthole”. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences* 40 (4) 485–495.
- [21] W.X. Li (2003) : “One-Dimensional Nonsteady Flow and Shock Waves”. National Defense Industrial Press, 202-255, Beijing.
- [22] Kumar R., Choudhury D., Bhargava K. (2012) : “Response of foundations subjected to blast loadings: state of the art review”. *Disaster Advances*;5(1):54e63.
- [23] ISMR (1992) : “Suggested method for blast vibration monitoring”. Vol. 29, No. 2, pp. 143-156.
- [24] ITATECH Report (2016): “Vibration Control in Urban Drill and Blast Tunneling”. ITAtech Activity Group Excavation.
- [25] D. A. Anderson, PhD, P. Brinckerhoff (2008): “Signature Hole Blast Vibration Control – Twenty Years Hence and Beyond”. International Society of Explosives Engineers.
- [26] W. Lu, J. Yang , M. Chen, C. Zhou (2011): “An equivalent method for blasting vibration simulation”.
- [27] S. H. Cho, K. Kaneko (2004): “Influence of the applied pressure waveform on the dynamic fracture processes in rock”. *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 41 771–784.

- [28] Duvall W.I. (1953): “Strain-wave shapes in rock near explosions”. *Geophysics*; 18(2):310–23.
- [29] E. Salzano, A. Basco (2012): “Comparison of the Explosion Thermodynamics of TNT and Black Powder Using Le Chatelier Diagrams”. *Propellants Explos. Pyrotech.* 37, 724 – 731.
- [30] <http://www.vsitalia.com/anfo>
- [31] M. Giglio, V. Guarrato (2013): “Predizione dei carichi di blast generati da un’esplosione sferica in aria”. Politecnico Di Milano.
- [32] A. Baily, S.G. Murray *Brassey’s World Military Technology* (2000): “Explosives, Propellant and Pyrotechnics ”.
- [33] C. Soli, D. Boldini, P. Perazzelli (2016): “Evaluation of damage induced by drill and blast excavation in tunnelling on existing structures”.
- [34] C. Jommi, A. Pandolfi (2010): “Vibrations induced by blasting in rock: a numerical approach”. *Rivista Italiana di Geotecnica*, Aprile-Giugno 77-94.
- [35] Urbnski T. (1964): “Chemistry and Technology of Explosives”.
- [36] C. Wu, H. Hao, Y. Lu, Y. Zhou. (2003). “Characteristics of stress waves recorded in small-scale field blast tests on a layered rock–soil site”. *Géotechnique* 53, No. 6, 587–599 .
- [37] P. Perazzelli, C. Soli, D. Boldini (2019) “Empirical and numerical analysis of the blast-induced structural damage in rock tunnels”.
- [38] S. Kramer (1996): “Geotechnical Earthquake Engineering”. Pearson Ed.
- [39] www.avesco.ch
- [40] R. Mancini, M. Cardu (2001): “Scavi in roccia: gli esplosivi”. Evedius Edizioni.
- [41] www.cipaspa.it
- [42] www.Italcementi.it
- [43] Lisardi (2018): “L’uso degli esplosivi nell’ingegneria civile”, seminario.
- [44] L. Selva, L. Nardin (2013): “Manuale corso formazione fochini: gestione degli esplosivi in sicurezza” SOGECA.

Ringraziamenti

I miei ringraziamenti vanno senz'altro alla mia relatrice Prof. Ing. Daniela Boldini, senza la quale forse, non mi sarei appassionato alla Geingegneria. È stata un'ottima insegnante, in grado di motivarmi con la sua voglia di fare e di correggermi quando era necessario. Devo anche a lei l'aver degnamente concluso il mio percorso di studi.

Voglio ringraziare Paolo Perazzelli, il mio responsabile durante il tirocinio presso l'azienda PINISWISS, nonché correlatore. Ha cercato di insegnarmi il suo modo di lavorare, essendo sempre efficiente e scrupoloso. Senza il suo supporto e la sua preparazione sarebbe stato difficile raggiungere i risultati ottenuti.

Ringrazio il correlatore Prof. Ing. Ernesto Salzano per avermi supportato nella realizzazione della tesi interagendo con me in merito a molti aspetti cruciali del mio lavoro.

Un particolare ringraziamento va a tutta la mia famiglia. Ringrazio moltissimo mia mamma per avermi permesso di studiare, non con pochi sacrifici, e di condurre una vita senza preoccupazioni. Essere sempre supportato nelle scelte che ho fatto è stato fondamentale per me. Ringrazio la mia fidanzata Vanessa per essermi stata sempre vicina anche quando lo stress e le preoccupazioni legate allo studio potevano allontanarci. L'amore ed il supporto che ho ricevuto mi hanno permesso di andare avanti anche davanti alle difficoltà. Un ringraziamento va a mia nonna, che con le sue premure nei miei confronti mi ha facilitato la vita fuori sede e mi ha reso spesso felice, senza di lei non sarebbe stata la stessa cosa. Dedico a tutti i miei cari questo traguardo per me molto importante.