



HAL
open science

ÉVALUATION TECHNIQUE ET ÉCONOMIQUE DE LA FAISABILITÉ D'UNE EXPLOITATION SOUTERRAINE DE GRANULATS

Anne-Laure Calvez

► **To cite this version:**

Anne-Laure Calvez. ÉVALUATION TECHNIQUE ET ÉCONOMIQUE DE LA FAISABILITÉ D'UNE EXPLOITATION SOUTERRAINE DE GRANULATS. 2007. hal-00595322

HAL Id: hal-00595322

<https://minesparis-psl.hal.science/hal-00595322>

Submitted on 24 May 2012

HAL is a multi-disciplinary open access archive for the deposit and dissemination of scientific research documents, whether they are published or not. The documents may come from teaching and research institutions in France or abroad, or from public or private research centers.

L'archive ouverte pluridisciplinaire **HAL**, est destinée au dépôt et à la diffusion de documents scientifiques de niveau recherche, publiés ou non, émanant des établissements d'enseignement et de recherche français ou étrangers, des laboratoires publics ou privés.



CENTRE DE GEOSCIENCES

RAPPORT D'OPTION

EVALUATION TECHNIQUE ET ECONOMIQUE DE LA FAISABILITE D'UNE EXPLOITATION SOUTERRAINE DE GRANULATS

Anne-Laure CALVEZ

**Option Sol et Sous-Sol
REF : 0070704ACAL**

Juillet 2007

Résumé

On décrit dans ce rapport l'étude de préfaisabilité de la mise en exploitation souterraine du massif calcaire d'Y par Lafarge Granulats. Après avoir défini les caractéristiques géologiques et géotechniques du massif étudié, on s'intéresse :

- aux choix techniques permettant la mise en exploitation de ce gisement (méthode d'abattage, méthode d'exploitation, moyens matériels nécessaires ...);
- au chiffrage et à la rentabilité économique du projet.

Dans ce projet, l'exploitation est envisagée selon la méthode des grandes chambres vides, abattues à l'explosif, de 25 mètres de hauteur et 15 mètres de largeur. On envisage deux niveaux d'exploitation. Le coût de production d'une tonne départ carrière est estimé à 6,28 €. Les investissements sont estimés à 9 M€ et la rentabilité du projet à 9,6% pour un prix de vente de 10 €/t.

Remerciements

*« La plus grande difficulté de l'éducation,
c'est de transformer les idées en expérience. »
Georges Santayana*

Un grand merci à l'ensemble de l'équipe Lafarge pour leur temps, leur aide et leur confiance sur ce projet :

A la DEGG, Serge DALLAS, Bernard MICHEL, Jean-Luc BOURGUET

Sur le site de X, Anne-Gael BRUZAC, Michel MORO et David ROUVIERE.

Un grand merci également aux chercheurs du Centre de Géosciences de l'Ecole pour leur aide, leurs enseignements, leur expérience et leur patience :

Damien GOETZ, Michel DUCHENE, Michel TIJANI, Faouzi HADJ-HASSEN, Olivier STAB, Hedi SELLAMI, Hugues ACCARIE, Dimitri GORDINE, Daniel MERCIER et l'ensemble du personnel de la halle, Anne, Jean-Marie et Cyril.

Un grand merci enfin à mes collègues de bureau, Florent, Antoine et Cécile, pour leur présence et à Sandrine pour son sourire tous les matins.

Introduction

Les granulats étant des produits d'assez faible valeur unitaire, leur exploitation est généralement menée à ciel ouvert et leur transport n'est envisageable que sur des distances limitées (au delà de 50 km, le coût du transport dépasse souvent le coût de production), ce qui signifie que les centres de production restent très répartis sur le territoire et de dimension limitée.

Si leur impact environnemental est limité (la « transformation » de la roche se limite à une réduction granulométrique et ne met en œuvre aucun processus physico-chimique d'enrichissement, comme c'est le cas pour l'industrie minière en général), les exploitations de granulats sont souvent très visibles dans le paysage, souvent combattues par les riverains à cause de leurs nuisances (vibration, poussière, bruit, trafic de poids lourds), et fréquemment confrontées à des environnements naturels protégés (ZNIEFF, Natura 2000). De fait, les autorisations d'ouverture de nouvelles carrières, ou encore d'extension de carrières existantes, deviennent de plus en plus lourdes et complexes, et nécessitent aujourd'hui des délais de traitement important.

La production de granulats en carrière souterraine est une alternative réaliste aux exploitations à ciel ouvert permettant de limiter sensiblement les nuisances et l'impact visuel. Elle est utilisée ponctuellement à l'étranger (en particulier aux USA), mais reste tout à fait anecdotique en France.

L'objet de ce travail de fin d'étude est d'évaluer le potentiel du gisement de X (13) à répondre aux attentes de Lafarge Granulats en termes de réserves, exploitabilité et rentabilité à long terme dans l'hypothèse d'une exploitation souterraine. Ce gisement calcaire, à cheval sur les communes de X et Y, est situé à proximité de l'exploitation à ciel ouvert du Grand Vallon. La durée de vie de cette exploitation est de quelques années, moyennant une expansion à moyen-terme. La proximité avec le gisement de calcaire permet d'envisager la réutilisation des installations de concassage, ce qui a motivé le choix de ce site pour l'étude qui suit.

Cette étude comprend :

- l'analyse des conditions géologiques et géotechniques du gisement ;
- le choix d'une méthode d'exploitation ;
- le dimensionnement des chambres d'exploitation et des moyens matériels nécessaires à la production ;
- l'estimation des coûts d'investissement et des coûts prévisionnels d'exploitation ;
- et finalement une analyse de la rentabilité économique du projet.

1. Contexte de l'étude

1.1. Le marché des granulats en France

On désigne par granulats un « ensemble de grains minéraux inertes, de dimension comprise entre 0 et 125 mm, destinés notamment à réaliser des ouvrages de travaux publics, génie civil et bâtiment » (norme AFNOR). On utilise les granulats pour des activités diverses :

- sans liants : remblais, couches de fondation, ballast ;
- avec liants : bétons et enrobés.

La production de granulats se fait à partir de sources variées : roches meubles (alluvions, colluvions) ou roches massives (calcaire ou roches éruptives), dans des proportions illustrées par le graphique présenté en figure 1. Le calcaire peut être utilisé pour la fabrication de béton ou d'enrobé.

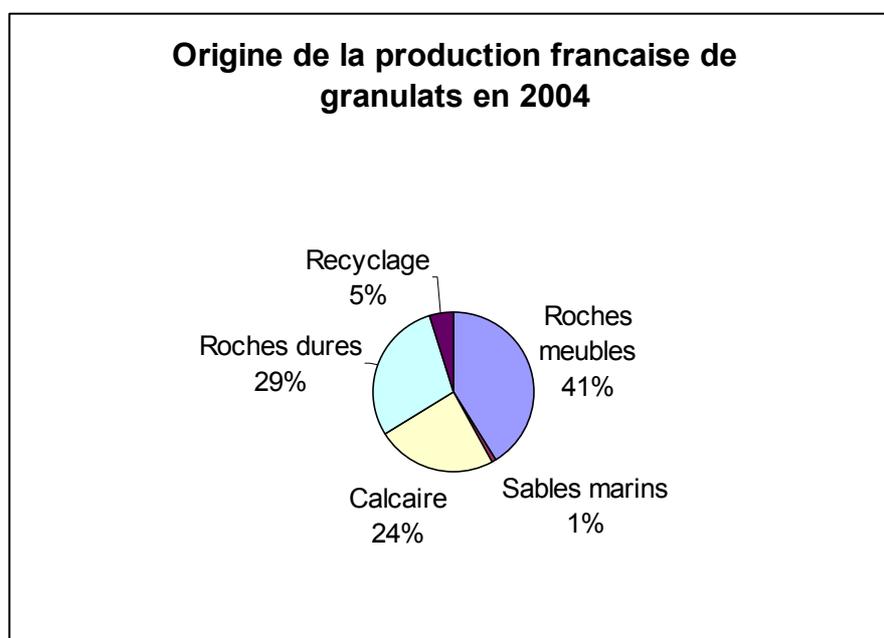


Figure 1 : Origine de la production française de granulats en 2004

Les production et consommation françaises sont d'environ 400 Mt par an, soit 6 tonnes par an et par habitant. Les granulats sont utilisés pour un tiers à la production de béton. Il faut par exemple 1,8 tonnes de granulats pour faire 1 m³ de béton, 150 tonnes pour réaliser un logement ou encore 20 000 tonnes pour un kilomètre d'autoroute.

En 2004, l'industrie des granulats comptait 3 200 carrières en France. Six groupes représentent 60 % de la production. Celle-ci est globalement en progression depuis les années 80 avec une diminution de la production en roches meubles et une forte augmentation des sources calcaire, roches dures et recyclage. L'évolution envisagée sur le site de X va dans ce sens, en passant de roches meubles à du calcaire. Une des raisons pour cela est l'augmentation progressive des contraintes environnementales des carrières en roches meubles et l'épuisement progressif des ressources exploitables dans des conditions sociétales et environnementales gérables.

Le coût moyen de production d'une tonne de granulats calcaire est de 4 € pour un prix de vente moyen de 7 €. La faible valeur du produit fini implique une exploitation à coût le plus bas possible, qui se fait exclusivement à ciel ouvert en France. La distance moyenne de transport est de 30 km, en faisant un marché très local. Cette distance sera certainement amenée à augmenter dans le futur, ainsi que la valeur marchande des granulats.

1.2. Présentation de Lafarge granulats France

Le groupe Lafarge est un groupe de premier ordre dans le domaine de la production de ciment, granulats et béton. Numéro un mondial pour les granulats avec près de 600 carrières dans le monde, il extrait plus de 260 Mt de granulats par an, soit à peine plus de 50% de la production française.

Lafarge Granulats France, avec 2600 employés et un chiffre d'affaires de 640 M€ en 2006, produit 52Mt de granulats par an soit environ 13 % de la production nationale et 20 % de la production totale du groupe, réparties en :

- 56% roche meuble ;
- 24% calcaire ;
- 20% roche dure.

1.3. Contexte de l'étude et problématique

Etant donnée la faible transportabilité des granulats, il s'agit d'un marché extrêmement local et donc concurrentiel à maintenir sur du long terme. La sablière de X arrivant d'ici quelques années au terme de son exploitation, on envisage le maintien de Lafarge dans le secteur géographique à long terme avec les ressources existantes, c'est-à-dire :

- à moyen terme la possibilité d'étendre la sablière sur les flancs des Alpilles ;
- et à long terme l'exploitation du massif calcaire à proximité.

Etant donné les contraintes environnementales et paysagères dans les Alpilles, cette exploitation ne peut s'envisager qu'en souterrain.

L'exploitation en souterrain permet une exploitation générant moins de nuisances et avec moins de contraintes environnementales (poussières, espèces protégées, impact paysager). Cependant la tonne est généralement plus chère à produire en souterrain qu'à ciel ouvert. Par conséquent, la problématique sous-jacente à cette étude est l'optimisation des choix techniques et des moyens d'exploitation pour minimiser les coûts d'investissement et d'exploitation.

1.4. Cahier des charges

L'exploitation envisagée concernerait les faciès de l'Urgonien (U1 à U3), avec possible exploitation du faciès Hs (Hauterivien Supérieur). Ces faciès présentent les qualités requises par Lafarge pour la production de granulats (dureté, résistance à l'attrition, teneur en argile). L'exploitation peut être envisagée à l'horizontal avec mélange des faciès.

La production souhaitée en produits finis est de 500 000 t/an soit 575 000 t/an ou 220 000 m³/an extraites en considérant 15 % de fines et autres granulométries invendables. Sur 200 jours, cela représente une production journalière de 2 875 t, exploitées en 2 postes de 7 heures, à un coût de production ne dépassant pas 4 à 5 euros la tonne.

La carrière devra être équipée d'un concasseur primaire en souterrain délivrant en sortie du 0-150 mm transporté par convoyeur à bande vers l'usine actuellement en place sur le site de Lafarge de X.

La puissance du gisement est d'au moins 500m, l'extension latérale étant conditionnée par le foncier en surface. La zone en surface est une zone protégée environnementalement (Natura 2000, ZNIEFF 1 et 2). Les impacts en surface devront donc être minimes. La moitié de la zone est également concernée par une ZNIEFF géologique de protection du stratotype urgonien, identifié à Y. Cette étude ne prend pas en compte les contraintes foncières et environnementales.

Aucune étude géotechnique ou étude de mouvement de terrain, ni aucun prélèvement (sondages, carottes) n'ont été effectués dans la zone. L'étude géologique de 2006 et les travaux de terrain effectués en Janvier 2007 seront donc les seules bases de travail préalables. Le régime hydrologique n'est pas connu, à part le niveau de nappe estimé à la cote +80 NGF. La présence de karst est supposée inexistante.

2. Caractérisations géologique et géotechnique

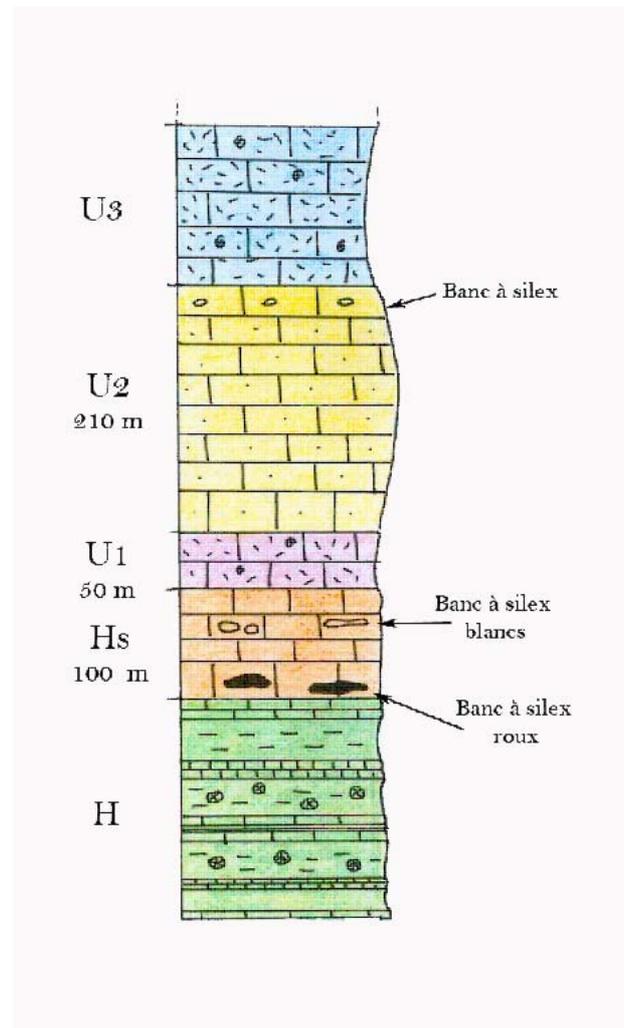
2.1. Caractérisation géologique du massif

2.1.1. Géologie du terrain d'étude

Les terrains étudiés se situent dans le Sud-Est de la France, dans la partie Nord-Est du massif des Alpilles, à cheval sur les communes de X, Z et Y, où ont été identifiés les faciès dits de type urgonien. Ces faciès sont caractéristiques d'un environnement de dépôt de type bassin avec alternance de faciès récifaux, de faciès bioclastiques de mer peu profonde et marneux de mer plus profonde. L'urgonien n'est pas un étage géologique mais correspond au dépôt dans cet environnement dans les étages géologiques du Crétacé inférieur (Hauterivien à Aptien).

Le gisement calcaire étudié est massif avec présence d'alternances marneuses et de zones à silex. Il a été subdivisé en faciès dépendant de l'environnement de dépôt (récifs, mer peu profonde, mer profonde). Ces faciès ne correspondent donc pas à des étages temporels mais plus à des faciès géotechniques.

Les différents faciès rencontrés sont présentés dans le tableau 1.



Faciès	Description	Puissance
U3	Calcaire bioclastique n°2 : calcaire beige à orangé clair avec forte présence d'oolithes. Variation latérale de fin à grossier.	380 m
U2	Calcaire à pâte fine grisâtre à jaunâtre avec présence d'esquilles de calcite.	210 m
U1	Calcaire bioclastique n°1 : calcaire beige avec présence de lamellibranches. Variation latérale de fin à grossier.	50 m
Hs	Calcaire à silex : calcaire massif grisâtre à jaunâtre présentant un aspect bréchique et des cristaux de calcite à la cassure.	100 m
H	Alternance de calcaire en petits bancs gris clair altérés en « boule » avec des marnes et des formations en plaquette. Présence de Toxasters (oursins). Grain fin.	-

Tableau 1 : Faciès rencontrés sur le terrain étudié et log stratigraphique

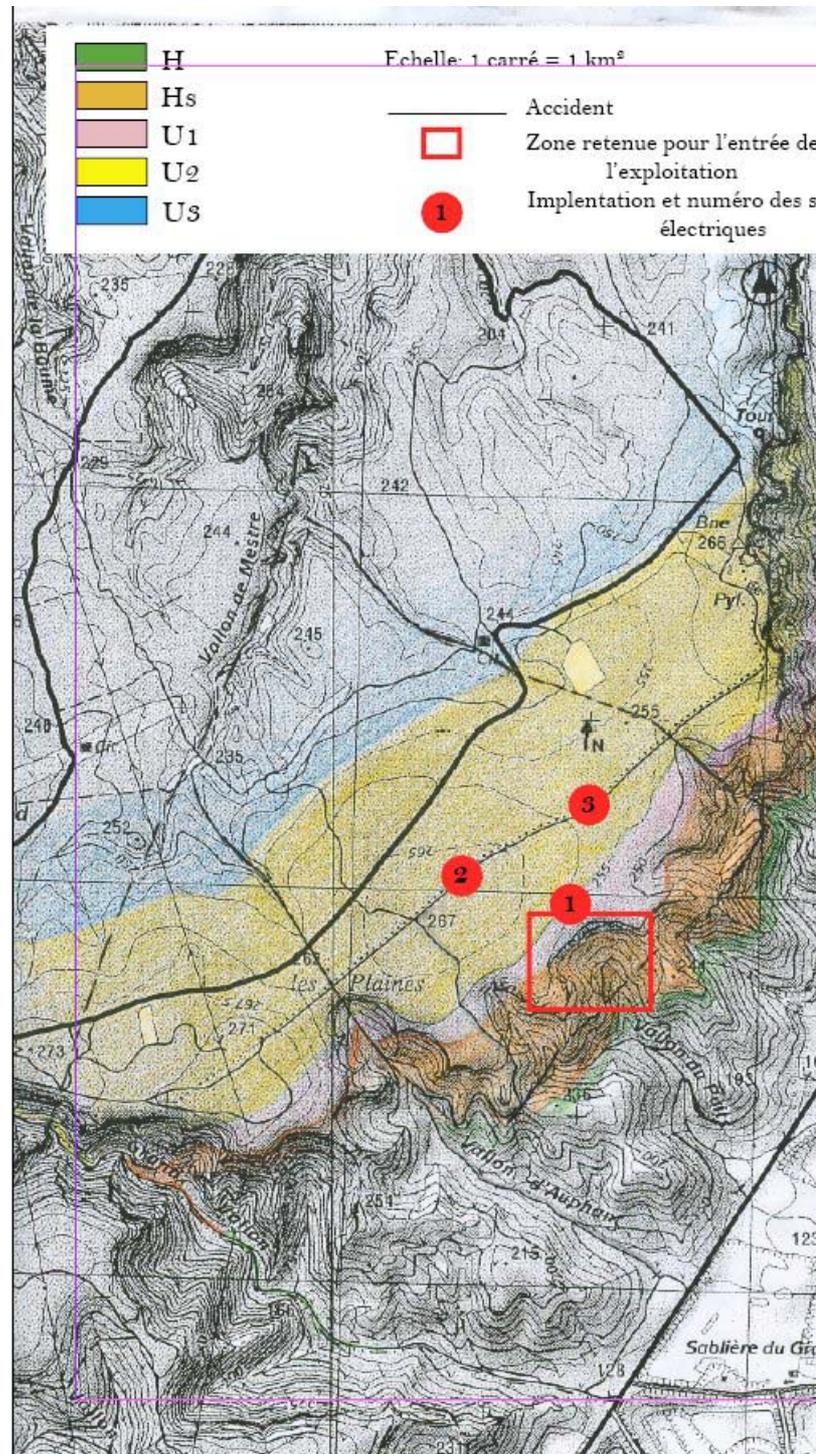


Figure 2 : Carte topo

La figure 2 présente un levé géologique précis de la zone d'étude. L'ensemble semble orienté à 57° N avec un pendage de 22° vers le NW, comme l'illustre la coupe de la figure 3. La puissance exploitable

est supérieure à 500 m. Il y a fort à parier, compte tenu de l'aspect détritique et de la mauvaise tenue du faciès H, que le développement des infrastructures de l'exploitation se fasse dans le faciès Hs. Etant donné la topographie, l'entrée dans le massif ne pourra s'envisager que dans un vallon, de façon également à permettre une entrée reculée par rapport à la route.

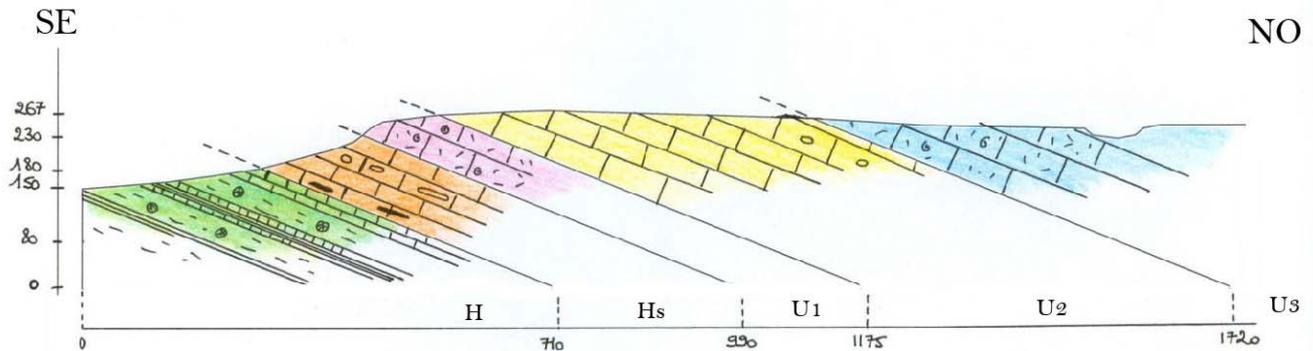


Figure 3 : Coupe géologique

Les faciès concernés par une exploitation sont les faciès U1, U2 et U3 avec une réserve sur le faciès Hs. Nous étudierons son exploitabilité mais étant donné sa faible puissance et les larges réserves d'urgonien, son exploitation semble secondaire.

Les terrains semblent relativement peu affectés par la tectonique qui n'a provoqué qu'un seul mouvement de grande ampleur, au Sud du Grand Vallon, et quelques glissements au niveau des falaises. La présence de karsts est possible.

On constate sur le terrain la présence d'accidents majeurs qui façonnent les vallons et le paysage :

- des accidents Nord-Sud qui découpent la falaise et le vallon de Mestre ;
- des accidents N110 qui découpent les vallons au Sud.

Ces accidents découpent la zone en panneaux exploitables de manière séparée car on évitera d'approcher de ces accidents lors de l'exploitation pour des raisons de stabilité.

2.1.2. Sismicité

La région de la Durance est une région active au niveau sismique. Certains villages dans les alentours ont déjà connu des secousses importantes. La commune de X est classée Ib en aléa sismique, c'est-à-dire en aléa faible. Cependant la commune a déjà connu des secousses relativement importantes dans le passé, comme le montre le tableau 2 ci-dessous.

SENAS : séismes ressentis						
Date	Heure	Choc	Localisation épicentrale	Région ou pays de l'épicentre	Intensité épicentrale	Intensité macrosismique
19 Février 1984	21 h 14 min 37 sec		BASSE-PROVENCE (MIMET)	PROVENCE	6	0
23 Décembre 1934	5 h 30 min		CRAU (SALON-DE-PROVENCE)	PROVENCE	4.5	4.5
11 Juin 1909	21 h 14 min	Z	TREVARESSE (LAMBESC)	PROVENCE	8.5	6

Tableau 2 : Séismes ressentis à X

La sismicité peut éventuellement poser des problèmes de stabilité dans la mesure où l'exploitation se fait, compte tenu de la topographie, à faible profondeur et au-dessus du niveau de la mer.

2.1.3. Hydrogéologie

Sur le terrain, la présence d'eau n'est pas évidente : pas de sources apparentes même en cas de fortes pluies, ruissellement. Cependant, la nature calcaire du terrain, la présence à l'affleurement de cavités de dissolution pouvant atteindre des dimensions impressionnantes (la figure 4, prise dans la zone d'étude, montre une cavité d'une centaine de mètres de diamètre dans le faciès U3), de zones de sous-cavage et enfin la proximité des exploitations de bauxite karstique soulève la question de l'existence de réseaux de cavités karstiques au sein du massif.



Figure 4 : Cavité visible dans les hauteurs du U3 au niveau de la doline

Ni la littérature ni l'examen des zones actives d'exploration spéléologique n'apportent d'informations concluantes sur ce propos, principalement par manque de matériel. Le massif ne présente pas d'entrée évidente vers un réseau souterrain. Cependant, l'existence d'un réseau karstique inconnu et en plus rempli d'argile comme le sont les failles superficielles constituerait un inconvénient majeur pour l'exploitation.

Le niveau actuel de la nappe de la Durance est situé entre +80 et +90 NGF, soit au-dessous du niveau de la route et bien au-dessous du niveau prévu de l'exploitation. Un rabattement de nappe ne sera donc pas nécessaire si l'on concentre l'exploitation au-dessus de ce niveau comme nous le verrons plus tard. Etant donné la nature calcaire du terrain, les venues d'eau sont possibles.

2.1.4. Résultats de la campagne géophysique

Une campagne de reconnaissance par méthode électrique a été menée en mai 2007 sur le plateau à proximité du Vallon du Puits. Cette campagne a été décidée dans le cadre de l'étude de caractérisation de l'état de fracturation du massif. Les résultats de cette campagne font l'objet d'un rapport interne (Référence interne : JLB/07/10) dont on ne donnera ici que les conclusions importantes.

Les mesures ont été réalisées en plateau et bord de plateau, sur des affleurements de U1 et U2. Les positions des 3 sondages sont repérées sur la figure 1. Les dispositifs mis en œuvre permettent une reconnaissance sur une profondeur de 15 à 20 mètres.

Le sondage 1, sur un affleurement du U1 met en évidence :

- une zone de 50 cm de calcaire altéré et fissuré, correspondant probablement à une zone d'altération superficielle du faciès U1 ;
- un calcaire résistant dessous, plus sain, devenant plus légèrement plus tendre à partir de 4m de profondeur. Cette différence peut éventuellement correspondre à la limite de faciès avec le Hs.

Les sondages 2 et 3 sur le plateau, au niveau de U2, mettent en évidence :

- un sol sur 40 cm à 1,7 m ;
- un massif calcaire sain et compact sur la profondeur restante (soit 15m).



Figure 5 : Carte d'iso-résistivité en AB/2=35 m

On peut également constater sur la figure 5 une différence de résistivité entre le versant, résistant, et le plateau, moins résistant. A noter également deux zones de faible résistivité dans le prolongement d'un vallon qui pourraient être associées à deux fractures de direction N160-N170° et N120-N130°. Etant donnée l'étude géologique réalisée, il est possible que ces deux directions appartiennent au même système de fracture, de direction moyenne N110°, comme les accidents majeurs repérés sur le terrain au Vallon d'Auphant par exemple.

2.2. Caractérisation géotechnique des faciès

2.2.1. Description générale des faciès

Le faciès H

Le faciès H est une alternance de bancs calcaire et marneux avec parfois des bancs découpés en feuillets. L'aspect des pentes est détritique, certainement dû à l'altération des marnes. Ce faciès n'est

pas intéressant du point de vue exploitation et semble être à éviter pour l'aspect infrastructure de la future exploitation.



Figure 6 : Pentes détritiques du faciès H

Le faciès Hs

Le faciès Hs est un faciès calcaire, orangé à la coupure, fin dans le bas de la série (Hs Bas) et plus grossier à mesure que l'on se rapproche du contact avec le U1 au-dessus (Hs Haut). Les deux sont esquilleux à la coupure et apparaissent extrêmement compétents et massifs sauf sur les affleurements dans le couloir principal de faille. Les différents affleurements sont nettement découpés par les différents plans de faille et montrent des cavités de dissolution superficielle de petites dimensions.



Figure 7 : Hs massif en affleurement (à gauche). Hsb à la cassure (à droite)

En carotte et en poli, le faciès Hs est très peu fissuré avec présence de stylolites rougeâtres.

Le faciès U1

Le faciès U1 est de type récifal. Il n'existe sur le plateau qu'un nombre limité d'affleurements disponibles pour ce faciès étant donné la faible puissance de la couche. Il est fin à la cassure. Celle-ci

est nette et anguleuse. L'affleurement semble se débiter en petits blocs de quelques centimètres de côté.

Le bloc prélevé pour les essais dans cet affleurement s'est révélé incarottable du fait de la non cohésion des petits blocs qui le constituent, qui semblent tenir entre eux par leur caractère anguleux, comme un puzzle.



Figure 8 : Bloc de U1 prélevé

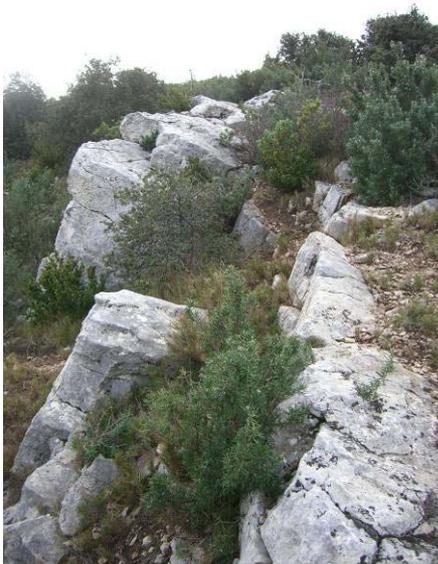
Le faciès U2

Le faciès est massif en affleurement et en falaise. Il a tendance à éclater sous le marteau et à se débiter selon des plans particuliers.

En carotte et en poli, il ressemble au faciès Hs. Des fissures sont apparentes et des manifestations superficielles de reprise karstique de ces fissures apparaissent en lame mince.

Le faciès U3

Le faciès U3 est de type récifal avec alternance de zones récifales à matrice fine, visibles en pitons en bord de falaise, et de zones inter-récifales plus grossières et fortement bioclastiques. Les plans de stratigraphie sont marqués dans le U3.



L'échantillon prélevé est remarquable du point de vue des fossiles présents. Il est relativement grossier et fissuré. La question de la représentativité comparée à la puissance existante et aux variations latérales peut se poser.

Figure 9 : Plans de stratigraphie dans le U3

2.2.2. Caractéristiques mécaniques issues de tests

Les caractéristiques des faciès obtenus par essais en laboratoire sont présentés dans le tableau 3.

Faciès	Masse volumique (kg/m ³)	Vitesse du son (m/s)	Module élastique (MPa) (Ecart type)	Module de Poisson	Résistance de compression simple (MPa) (Ecart type)	Résistance à la traction (MPa) (Ecart type)
Hs Bas	2 520	6 000	58 050 (2600)	0,30	152 (16)	7,4 (1)
Hs Haut	2 550	5 500	57 700 (0)	0,29	86 (1)	7 (1)
U1	2 640	-	-	-	-	-
U2	2 625	5 300	72 400 (0)	0,21	78 (0)	4,9 (0)
U3	2 560	4 500	38 300 (0)	0,25	40 (3)	2,3 (0)

Tableau 3 : Caractéristiques mécaniques des faciès étudiés

Le détail des essais se trouve en annexe 2.

Les vitesses du son élevées indiquent une roche massive avec une matrice compétente. La différence pour le faciès U3 est liée à la forte fissuration que présente l'échantillon.

Les masses volumiques, relativement homogènes, seront considérées par la suite comparables et égales à 2,6 t/m³.

Les blocs prélevés dans U1, U2 et U3 présentaient une fissuration relativement importante qui pose le problème de la caractérisation intrinsèque des faciès ou de la caractérisation des faciès fissurés. Pour essayer de faire la part des choses entre les deux et de caractériser le faciès U1, nous avons effectué des essais de dureté CERCHAR sur les échantillons. Les résultats sont rassemblés dans le tableau 4. Il existe en effet une relation empirique entre la dureté CERCHAR et la probable résistance en compression simple de la matrice rocheuse, comme l'illustre la figure 10.

Faciès	Dureté CERCHAR (valeur maximum mesurée)	Résistance équivalente (MPa)
Hs Bas	54	159
Hs Haut	-	-
U1	52	156
U2	86	186
U3	-	-

Tableau 4 : Caractéristiques de dureté des faciès

Les faciès U3 et Hs haut n'ont volontairement pas été testés.

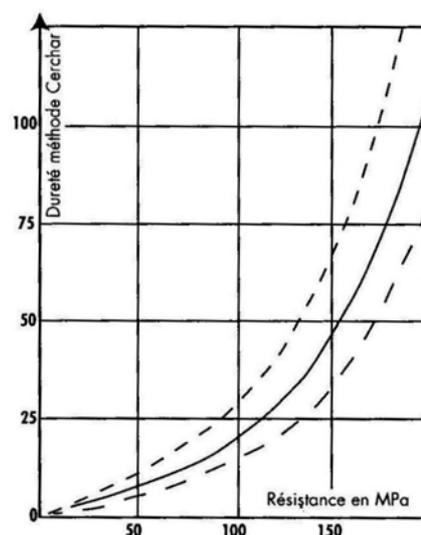


Figure 10 : Relation entre dureté CERCHAR et résistance

Les essais de dureté CERCHAR effectués sur les échantillons correspondent empiriquement à une résistance moyenne de 150 MPa pour la matrice rocheuse, ce qui est cohérent avec les mesures effectuées sur le faciès Hs Bas qui ne présentait avant essai aucun signe évident de fissuration.

Les faciès U2 et U3, plus fissurés, présentent des résistances à la compression simple plus faibles (respectivement 85 et 40 MPa) bien que leur dureté CERCHAR soit équivalente, ce qui peut s'expliquer par l'impact de la fissuration sur la résistance des carottes. Cette remarque étant faite, il est permis d'envisager que les mesures de résistance à la compression simple faites sur ces faciès nous indiquent dans quelle mesure la fissuration influence la résistance de la roche.

Le faciès U1, non carottable, est le plus difficile à évaluer. Les mesures de dureté CERCHAR indiquent une résistance de la matrice de 150 MPa. Cependant l'influence de la fissuration est telle qu'une telle valeur ne peut pas être prise en compte dans la modélisation. N'oublions pas que le bloc de U1 a été prélevé dans un horizon altéré si l'on en croit l'étude géophysique réalisée. Il y a fort à parier que le faciès est sain en profondeur mais son état nous reste encore inconnu, ce qui n'est pas une hypothèse très pénalisante comme nous le verrons par la suite.

2.2.3. Contraintes naturelles

La zone n'ayant fait l'objet d'aucune étude géotechnique auparavant ni d'aucune campagne d'instrumentation, les contraintes initiales au sein du massif sont inconnues. On fait donc les hypothèses suivantes :

- en tout point, la contrainte verticale est égale au poids de la colonne de terrain au-dessus ;
- la contrainte horizontale, en faible profondeur, est reliée à la contrainte verticale par la relation

$$\sigma_H = \frac{\nu}{1-\nu} \sigma_V$$
, où ν est le coefficient de Poisson du matériau. Les coefficients de Poisson de nos faciès étant compris entre 0,2 et 0,3, en prenant une valeur moyenne de 0,25, on obtient comme hypothèse que la contrainte horizontale est 3 fois plus faible que la contrainte verticale en tout point.

2.2.4. Fracturation

Dans l'ensemble de la zone d'étude, il existe 3 familles de fractures (les stéréogrammes sont en annexe 1) :

- le massif est traversé par un système de couloirs de failles de direction Nord Sud. C'est ce système qui découpe le vallon de Mestre à l'ouest et qui découpe le relief de la falaise à l'est. Chaque couloir de faille est diaclasé sur environ 100 m de largeur comme le montre la figure 11. Il semble que le massif ne présente pas de diaclases de cette famille entre les différents grands accidents. La faille est se prolonge éventuellement en N10 et N20 en bord des vallons d'Auphant et du Puits ;

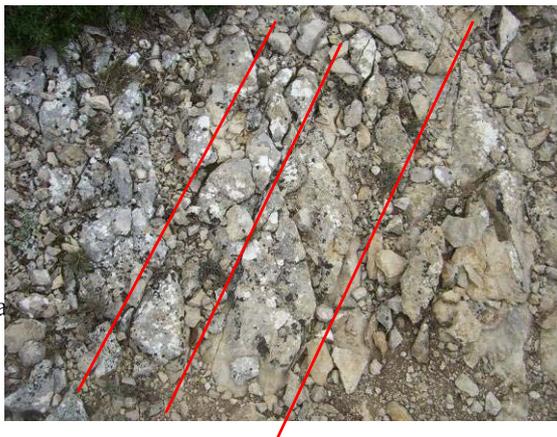


Figure 11 : Diaclases N20 associées au couloir de faille

- le massif est découpé par une famille de fractures verticales d'orientation N110 environ. Ces fractures sont notables par des poches d'argile au niveau du plateau. Au niveau du U3 et du Hs, les diaclases sont espacées de 20 à 40 cm. Au niveau du Vallon d'Auphant et de la Pagère du Rocher, les accidents sont fins, sans décalage et a priori fermés. La question de l'infiltration d'eau par ces accidents peut se poser. La famille de fracture répertoriée en N145 dans la zone sud peut se rapprocher de cette famille ;
- selon la carte géologique, le plateau du sud au nord est traversé par un système de failles verticales de direction N65, mesurée sur les falaises Nord ;
- la stratigraphie définit clairement une famille de plans de rupture, même dans les zones où la stratigraphie n'est pas marquée à l'affleurement. L'espacement entre ces plans est de l'ordre de 50 cm à 1m sur la plupart des affleurements.

La conjugaison de ces familles de fracture découpe des dièdres visibles dans les faciès Hs, U1 et U3. Seul le U2 semble moins découpé. La photographie présentée en figure 12 illustre ce découpage dans le U3.

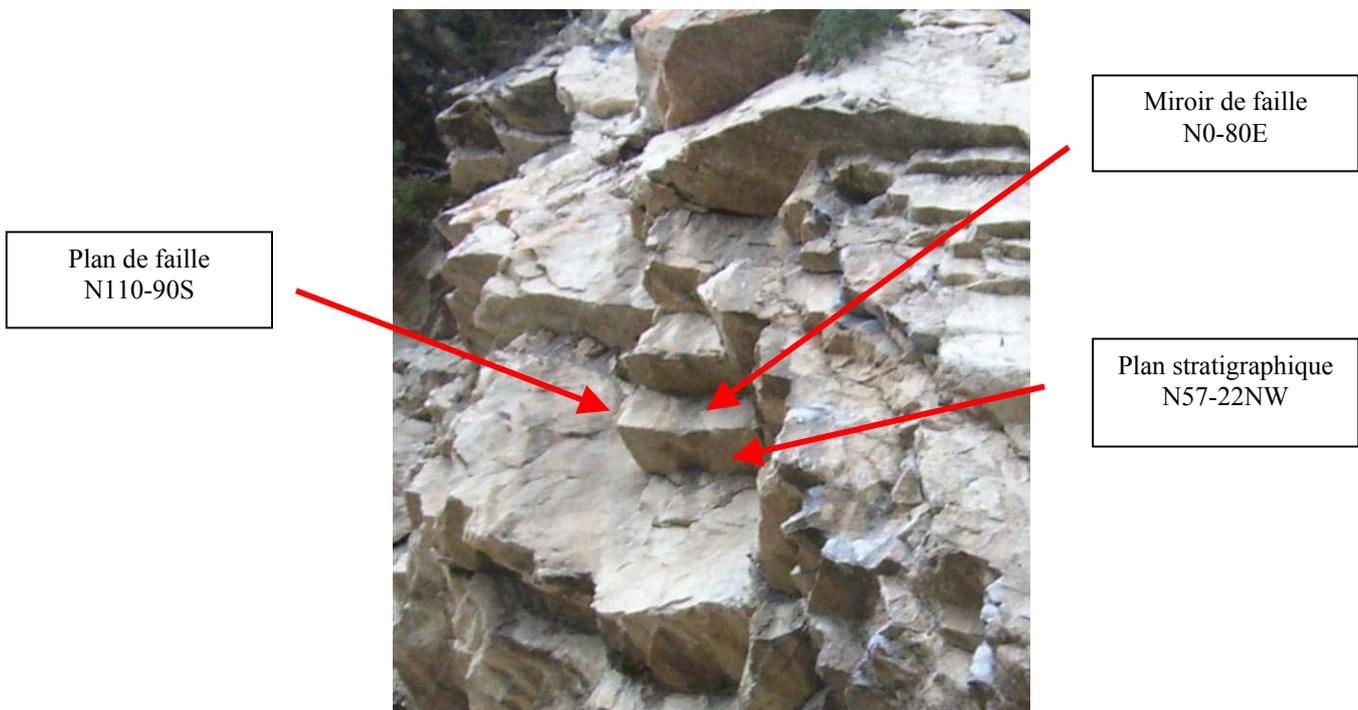


Figure 12 : Découpage de la falaise de U3 en dièdres par la conjugaison des familles de fractures

2.3. Hypothèses retenues dans la suite de l'étude

Les hypothèses retenues pour le reste de l'étude sont :

- l'étude des accidents majeurs du massif a amené la délimitation de panneaux d'exploitation. L'étude suivante se limitera donc à l'étude du panneau central, entre le vallon du Puits et le vallon de Mestre ;

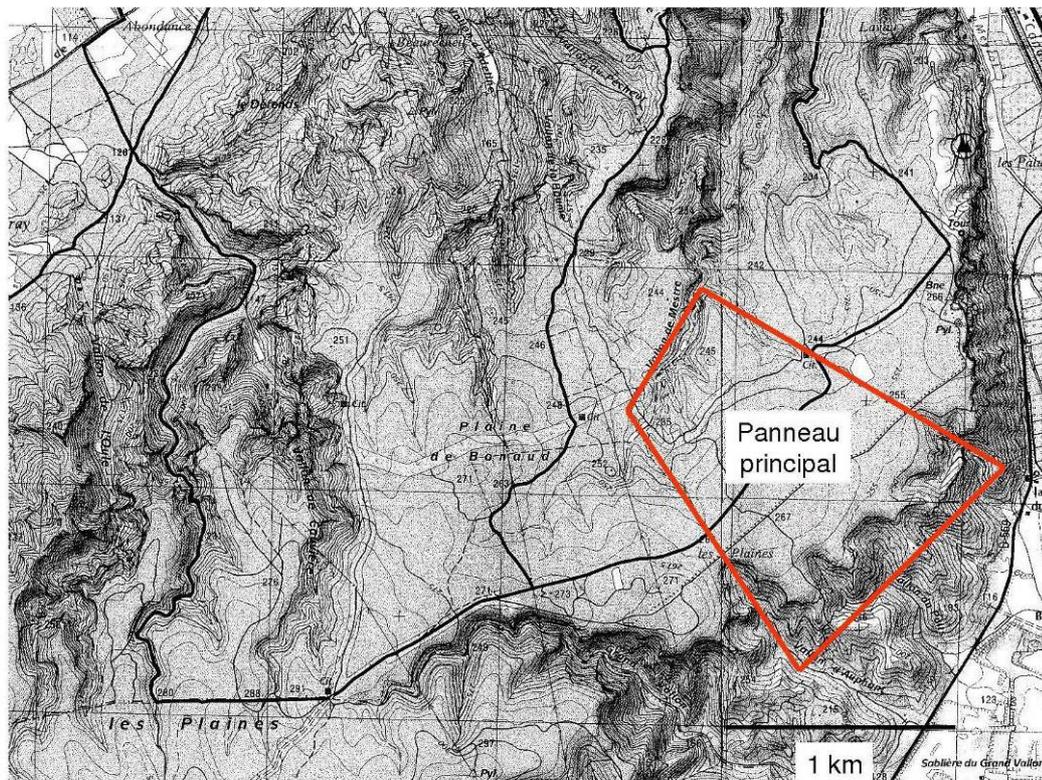


Figure 13 : Panneau principal de l'étude

- l'entrée dans l'exploitation se fera par le vallon du Puits et au niveau du Hs, situé entre les cotes +180 et +230m ;
- le faciès Hs est exploitable mais étant donné sa faible puissance, il ne peut pas être exploité seul. La forte puissance de U2 autorise l'exploitation de ce faciès seul. L'étude se concentrera donc sur l'exploitation de U2. On considère que la mise en exploitation de U2 permettra de réaliser des galeries de reconnaissance pour apprécier l'état de U3 en profondeur, considéré comme exploitable ;
- le faciès U1 étant encore mal caractérisé, il n'est pas considéré exploitable dans cette étude et sera traversé en galerie, comme le Hs, pour aller exploiter le U2. Il pourra être réintégré si un sondage ou une galerie de reconnaissance apportent des informations sur son état de fracturation in situ ;
- on considère la présence d'eau négligeable et la présence éventuelle de karsts n'est pas prise en compte.

3. Définition et dimensionnement d'ensemble de la méthode d'exploitation

3.1. Méthode d'exploitation

Le faible coût d'exploitation souhaité, celui-ci découlant du faible prix de vente du matériau final, laisse peu d'option quant à la méthode d'exploitation possible :

- la méthode adéquate est forcément en masse et productive ;
- une méthode utilisant le remblayage n'est pas envisageable en raison de son coût ;
- la roche étant compétente, on peut envisager de grandes ouvertures à condition d'en vérifier la stabilité.

Le cahier des charges requiert un abattage mécanique si possible. Les méthodes paraissant adéquates selon la méthode d'abattage sont donc :

- une méthode de chambres et piliers classique si l'on abat mécaniquement ;
- la méthode des grandes chambres vides abattues par longs trous si l'on abat à l'explosif. Il s'agit d'une méthode apparentée à des chambres et piliers avec des chambres de grandes dimensions (cf figure 14 pour un exemple de mise en œuvre de cette méthode).

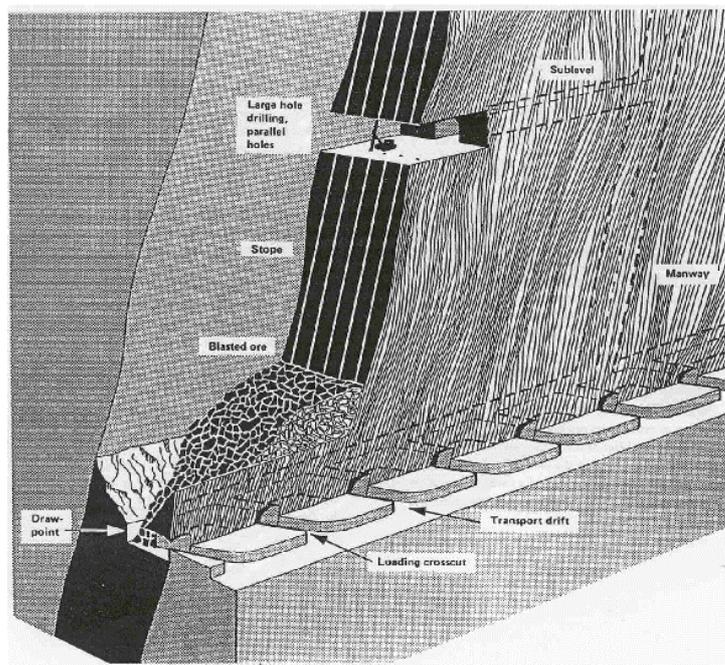


Figure 14 : Principe des grandes chambres abattues par longs trous

Cette méthode implique la réalisation d'une galerie de tête et d'une galerie de base parallèles et superposées, puis l'abattage des chambres délimitées par ces galeries à l'aide de longs trous creusés depuis la galerie de tête ou depuis la galerie de base.

L'abattage se décompose donc en deux parties différentes :

- le creusement de galeries et élargissement impliquant une foration horizontale ;
- l'abattage des chambres impliquant une foration verticale apparentée à celle à ciel ouvert.

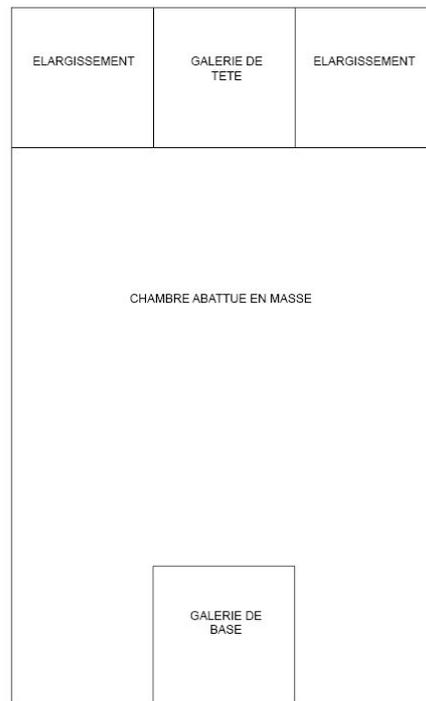


Figure 15 : Coupe transversale d'un chantier

L'élargissement peut se faire sur la galerie de tête, la galerie de base ou les deux. On considère ici seulement l'élargissement en tête : celui-ci nous sera en effet nécessaire pour la foration des longs trous, et en évitant l'élargissement à la base, on augmente la part de l'abattage en chambre par rapport à l'abattage en élargissement.

3.2. Méthode d'abattage

L'abattage peut se faire soit de manière classique à l'explosif, soit par abattage mécanique. L'abattage à l'explosif est couramment utilisé en raison de son faible coût et de sa possible utilisation pour tout type de roche à abattre.

L'abattage mécanique, couramment utilisé dans le creusement de tunnels ou dans l'exploitation de gisements de charbon, de potasse, de fer ... est largement moins usité en exploitation souterraine de gisements de métaux ou de calcaire. Dans des conditions particulières de roches, l'abattage mécanique est une alternative possible à l'abattage classique à l'explosif avec des avantages non négligeables :

- une grande souplesse d'utilisation dans la foration : forme et taille des galerie, avancement ... ;
- une grande sécurité : pas d'utilisation ni de stockage d'explosifs, pas de vibrations ;
- un abattage et un chargement combinés (figure 16) ;

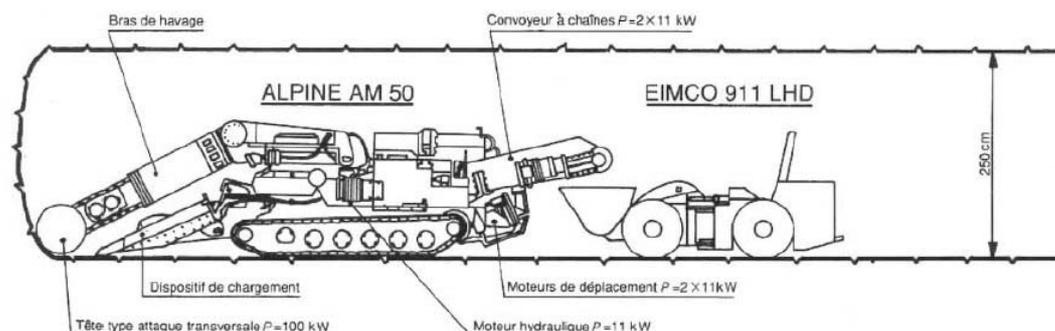


Figure 16 : Combinaison de l'abattage et du chargement

- la non-nécessité d'un concassage primaire en fond ;
- une ventilation réduite en l'absence de fumées de tir à évacuer.

Cependant l'abattage mécanique demande des investissements élevés en matériel et une bonne adéquation entre matériel et utilisation pour éviter les surcoûts liés à l'usure prématurée de la tête de coupe, une surconsommation des pics de foration, ...

Le choix de la machine est lié aux caractéristiques de la roche et aux performances à atteindre pour répondre au cahier des charges de l'exploitation future. En effet, la connaissance des paramètres intrinsèques au minerai s'avère déterminante dans la mesure où ils permettent d'apprécier les contraintes auxquelles seront soumis les équipements (dureté, abrasivité, résistance) et favorisent la sélection des moyens à mettre en œuvre (puissance totale et en tête de coupe, rendement, usure de la tête de coupe). De même, ces paramètres, et notamment l'abrasivité, autorisent des estimations de durée et de comportements des équipements en contact avec la roche, d'où une meilleure maîtrise des performances et des coûts associés.

La possibilité d'abattre mécaniquement une roche dépend donc de ses paramètres intrinsèques :

- résistance à la compression simple ;
- dureté mesurée en points CERCHAR
- abrasivité mesurée en points CERCHAR.

Le produit de la dureté CERCHAR par l'abrasivité CERCHAR, appelé nocivité, exprime la difficulté à abattre mécaniquement la roche. Les caractéristiques des faciès pour l'abattage mécanique sont réunies dans le tableau 5.

Faciès	Résistance en compression simple mesurée (MPa)	Dureté CERCHAR (valeur maximum mesurée)	Abrasivité CERCHAR	Classification	Nocivité
Hs Bas	152	54	0,7	Peu abrasive	38
Hs Haut	86	-	0,7	Peu abrasive	-
U1	-	52	1,4	Abrasive	73
U2	78	86	1,4	Abrasive	120
U3	40	-	1,4	Abrasive	-

Tableau 5 : Caractéristiques des faciès pour l'abattage mécanique

La figure 17 nous montre que, étant donné l'abrasivité et la résistance en compression simple du faciès U2, l'abattage mécanique est techniquement envisageable.

En revanche, la figure 18 nous montre que pour le même faciès, le couple dureté – abrasivité rend l'exploitation économiquement non rentable, étant donné que la dureté mesurée de U2 monte jusqu'à 86 points CERCHAR.

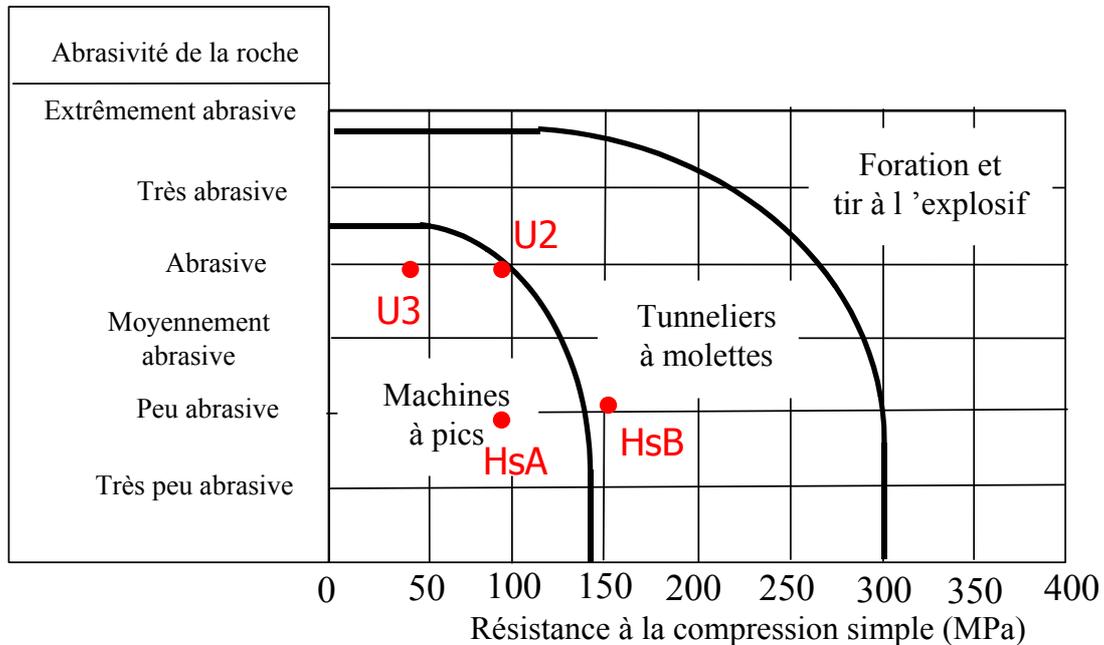


Figure 17 : Technique d'abattage adaptée selon les caractéristiques de roche

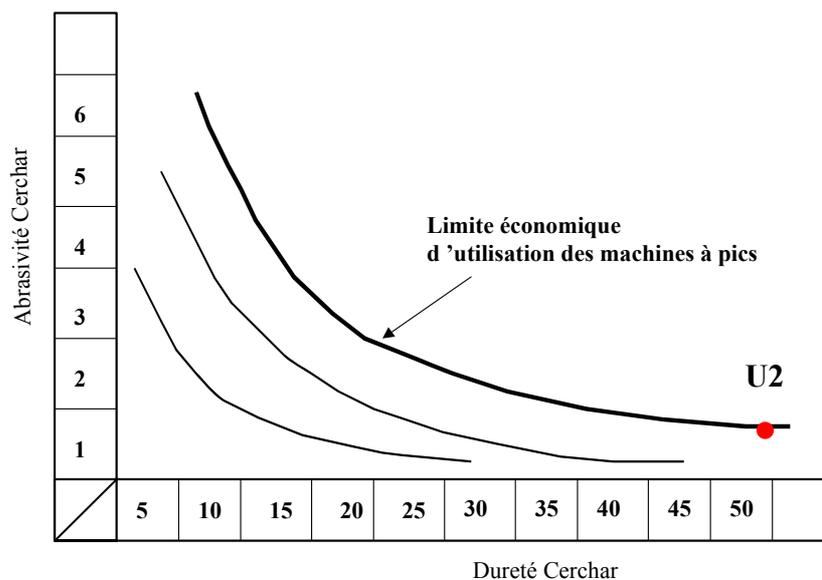


Figure 18 : Limite économique d'utilisation de l'abattage mécanique

Cette approche est cependant contestable. En effet, la mesure de la dureté est faite de manière extrêmement ponctuelle et traduit la résistance de la matrice rocheuse. Cette approche ne prend pas en compte la fracturation du massif, qui facilite le travail des têtes de coupe. On peut alors envisager d'utiliser les résistances en compression simple mesurées en laboratoire sur carotte pour calculer une dureté équivalente prenant en compte l'influence des fissures (cf tableau 6).

Façiès	Résistance en compression simple mesurée (MPa)	Dureté CERCHAR équivalente	Abrasivité CERCHAR	Classification	Nocivité
Hs Bas	152	49	0,7	Peu abrasive	34
Hs Haut	86	16,4	0,7	Peu abrasive	11,5
U1	-	-	1,4	Abrasive	-
U2	78	14,5	1,4	Abrasive	20
U3	40	7,7	1,4	Abrasive	11

Tableau 6 : Caractéristiques équivalentes des faciès

Ces valeurs corrigées, plus réalistes, placent le faciès U2 dans une zone économiquement viable pour une exploitation par abattage mécanique. Il reste cependant à calculer si, pour la même production, l'abattage mécanique peut être moins cher que l'abattage à l'explosif.

L'avancement par abattage mécanique dépendra de la puissance de la machine considérée. La figure 19 nous montre le débit horaire possible selon la puissance de la machine et la nocivité de la roche. Une exploitation sur 200 jours avec deux postes de 7 heures correspond à un volume horaire de 2 800 heures travaillées par an. Une production de 220 000 m³/an amène à un débit minimal de 79 m³/h. La nocivité équivalente de U2 est de 20.

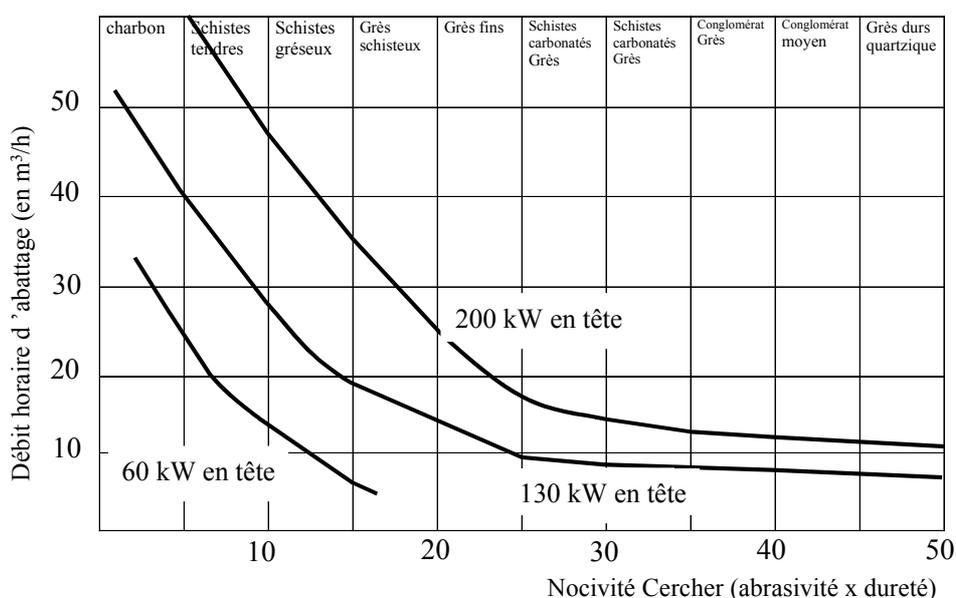


Figure 19 : Productivité des machines à abattage mécanique selon la puissance en tête

On peut ainsi calculer le nombre de machines nécessaires pour assurer ce débit minimal de coupe selon la puissance. Le tableau 7 donne les résultats pour une puissance en tête de 200 kW.

Puissance	Débit horaire (m ³ /h)	Production an par machine (t)	Nombre de machines nécessaires
200 kW en tête	25	143 000	4

Tableau 7 : Production de U2 par abattage mécanique

Une première méthode pour évaluer la pertinence de l'abattage mécanique par rapport à l'abattage à l'explosif est de considérer que l'avancement par abattage mécanique par jour et pour une section donnée doit être 3 fois supérieur à l'avancement équivalent à l'explosif. L'avancement pour une machine de 200 kW de débit horaire 25 m³/h est de 1 m/h ou encore de 11 m/ jour, en prenant 5h30 de travail effectif par poste. L'avancement équivalent à l'explosif, calculé à la fin de l'annexe 5, est de 4,1 m/jour, soit 2,7 fois moins. On constate alors qu'on se situe dans un cas économiquement défavorable pour l'abattage mécanique, à confirmer par un calcul plus fin par la suite (annexe 7).

Dans la suite de l'étude, on considère donc une exploitation par grandes chambres vides abattues à l'explosif. Il reste maintenant à définir l'orientation et la dimension des chantiers.

3.3. Orientation des chantiers

L'orientation des chantiers dans une exploitation est liée à la fracturation du massif. On évitera d'orienter les chantiers suivant la direction d'une famille de fractures, ce qui aurait pour conséquence de cisailer les piliers et de réduire leur résistance. La figure 20 rappelle les principales familles de fractures verticales issues de l'étude de la fracturation du massif dans la partie 2 ainsi que la direction de la stratigraphie.

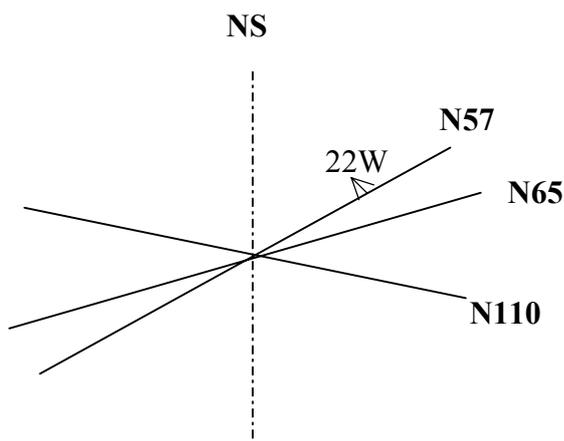


Figure 20 : Direction des principales familles de fractures

L'étude géologique a fait apparaître que la famille verticale nord-sud qui découpe le paysage se manifeste par des couloirs de faille localement diaclasés mais que l'on ne retrouve pas de répliques ou de diaclases entre la falaise et le vallon de Mestre. **On choisit pour cette raison d'orienter les chantiers dans la direction nord-sud.**

3.4. Taille des chambres

Le dimensionnement principal, c'est-à-dire les dimensions des grandes chambres, dépend quasiment exclusivement de la stabilité du massif à l'ouverture des chambres.

Une première évaluation de la stabilité des piliers peut être faite grâce à la méthode de l'aire tributaire qui permet d'évaluer la contrainte moyenne verticale dans les piliers de l'exploitation selon la profondeur, le poids volumique des terrains et le taux de défrètement. Rappelons que le taux de défrètement est le rapport de la surface minée autour d'un pilier sur la surface totale (surface minée et surface du pilier).

La contrainte moyenne dans un pilier est alors donnée par la formule ci-dessous :

$$\sigma_p = \frac{\gamma H}{1 - \tau}$$

γ : poids volumique des terrains

$$\gamma = 2,6 \text{ t.m}^{-3}$$

H : hauteur de terrain au-dessus

τ : taux de défrètement surfacique

Classiquement, cette méthode permet de déterminer un taux de défrètement maximal admissible en considérant que le facteur de sécurité doit être supérieur à 2. Le facteur de sécurité est donné par

$$F_s = \frac{R_{CU}}{\sigma_p} \quad \text{où } R_{CU} \text{ est la résistance ultime du minerai, estimée selon la formule suivante :}$$

$R_{CU} = R_c - 2,33\sigma$ (Dans cette formule, σ est l'écart type sur les résistances en compression simple mesurées). La figure 21 montre, selon la profondeur, le taux de défrètement maximal pouvant être envisagé de manière à conserver un facteur de sécurité supérieur à 2. Ce calcul a été réalisé pour le faciès le plus faible, ie U3.

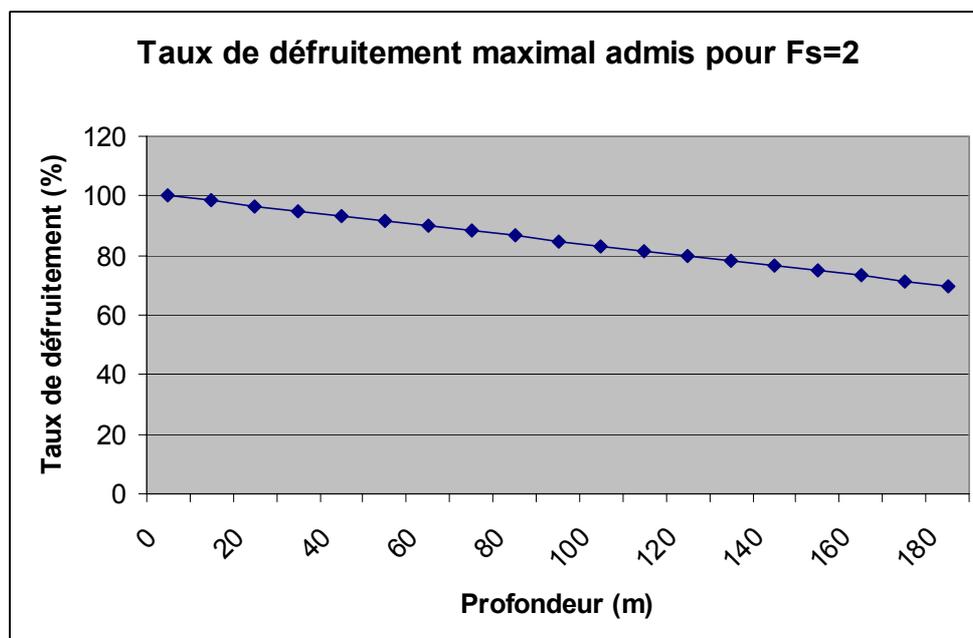


Figure 21 : Variation du taux de défrètement selon la profondeur à facteur de sécurité constant (Fs=2)

On envisage une exploitation sur deux niveaux avec un niveau bas approchant les 100 m de profondeur par rapport à la surface. A cette profondeur, le taux de défrètement possible est de 85%, ce qui est aberrant du point de vue pratique. Etant donné les ressources disponibles, les besoins de production requis par le cahier des charges et une certaine sécurité voulue par l'expérience, on considérera dans la suite un taux de défrètement constant de 50%, pouvant être augmenté ultérieurement dans l'éventualité où les premiers travaux confirmeraient que le massif présente des caractéristiques exceptionnellement bonnes.

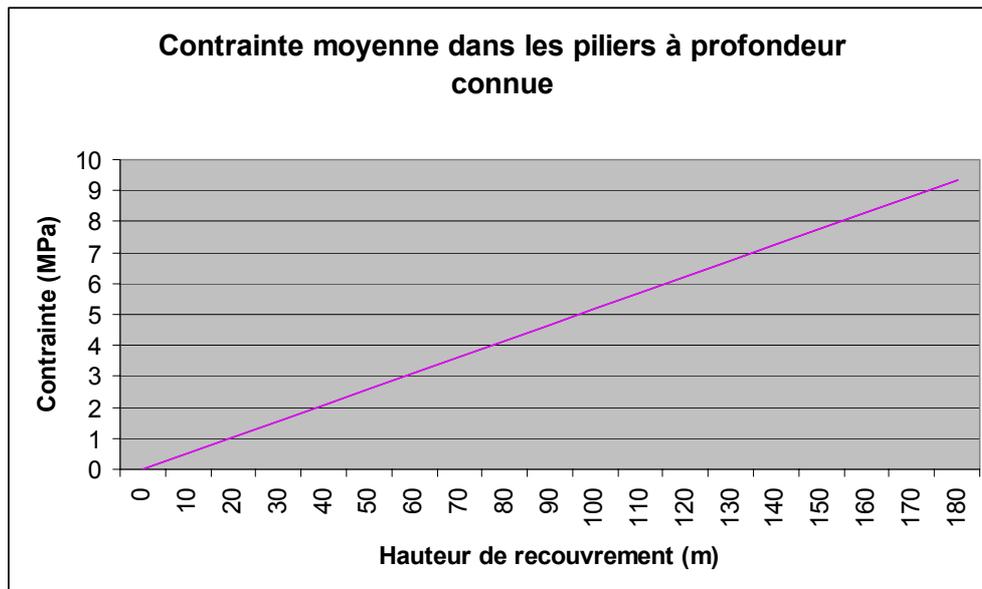


Figure 22 : Evolution de la contrainte verticale moyenne dans un pilier à $\tau=50\%$

La figure 22 représente la contrainte verticale moyenne dans un pilier calculée par la méthode de l'aire tributaire, selon sa profondeur, à taux de défrètement constant pris à 50%. La profondeur maximale envisagée est de 180 mètres et correspond à la profondeur de la nappe. On constate que la contrainte maximale ne dépasse pas 10 MPa.

Faciès	Rc	σ	Rcu
Hsb	152	16	115
Hsa	86	1	84
U1	-	-	-
U2	78		78
U3	40	3	31

Tableau 8 : Résistance ultime par faciès

On peut alors vérifier que la contrainte moyenne ne dépasse pas la résistance ultime en compression simple du matériau (cf tableau 8).

On retiendra alors les hypothèses suivantes, basées sur des règles empiriques classiquement admises, pour un dimensionnement a priori :

- orientation des chambres Nord-Sud ;
- taux de défrètement de 50% ;

- **les chantiers ont classiquement une largeur comprise entre 10 et 15 mètres ;**
- **l'élançement des piliers, c'est-à-dire le rapport hauteur sur largeur, ne doit pas dépasser 3 ;**
- **le stot entre les niveaux est au moins égal à la largeur du chantier.**

La stabilité de l'exploitation selon ces hypothèses a été modélisée par éléments finis en utilisant un logiciel de calcul développé par le Centre de Géosciences de l'Ecole à Fontainebleau.

Six modèles ont été réalisés, notamment pour évaluer l'influence de paramètres tels que la taille du stot de surface, la taille du stot intermédiaire ou encore la taille des chambres. **La modélisation ne concerne que le faciès U2.** Le calcul a été réalisé en élasticité, avec comme paramètre élastique du faciès 72 400 MPa et $\nu = 0,21$. Les résultats numériques sont réunis dans le tableau 9.

Dimensionnement	Galeries (m)	Stot surface (m)	Stot intermédiaire (m)	Profondeur (m)	Contraintes verticales calculées (MPa)	Facteur de sécurité calculé	Contraintes verticales numériques (MPa)	Facteur de sécurité numérique	Contraintes horizontales numériques (MPa)	Déplacement de la surface (mm)
1	20*10	25	10	35	-1,82	43	-0,40	195	0,07	3,6
				65	-3,38	23	-0,67	116	0,07	
2	20*10	45	10	55	-2,86	27	-0,65	120	0,07	4,8
				85	-4,42	18	-1,42	55	0,02	
4	30*15	30	15	45	-2,34	33	-0,61	128	0,02	7,7
				90	-4,68	27	-1,46	53	0,02	
5	30*15	40	15	55	-2,86	27	-1,02	76	0,05	7,7
				100	-5,2	15	-1,73	45	0,05	
6	25*15	30	15	42,5	-2,21	35	-0,38	205	0,02	3,6
				82,5	-4,29	18	-1,18	66	0,02	

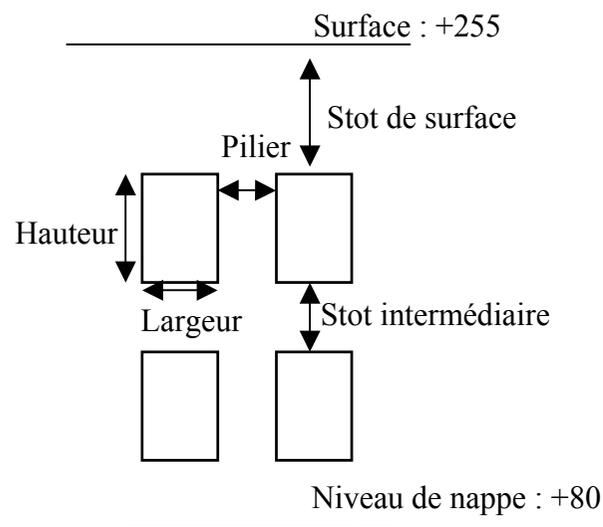


Tableau 9 Résultats des modélisations par éléments finis et comparaison avec la méthode de l'aire tributaire dans le U2

Les graphiques obtenus sont regroupés en annexe 3.

On peut constater dans ce tableau de résultats que les contraintes calculées par la méthode simplifiée de l'aire tributaire sont plus pessimistes que les contraintes obtenues par modélisation, alors qu'elles ne posaient déjà aucun problème de dimensionnement.

Les déplacements engendrés en surface sont tous inférieurs au centimètre et les facteurs de sécurité largement supérieurs aux critères exigés.

Figure 23 : Valeurs caractéristiques du dimensionnement

Les modèles montrent que, dans tous les scénarios, les contraintes développées sont largement inférieures aux contraintes nécessaires pour entraîner une rupture. Le choix du meilleur dimensionnement se fait alors de manière technique et économique.

On évite les chambres de 30 mètres de hauteur pour des raisons de sécurité.

Parmi les paramètres économiques pouvant être choisis pour déterminer le dimensionnement adapté, on peut citer les suivants :

- la possibilité de réaliser des accès montants pour éviter l'exhaure en fond de mine ;
- le rapport besoin en infrastructure (galeries d'accès, galeries de tête et de base, élargissement) / abattage en chambre.

Dans la suite, on comparera les solutions suivantes :

- chambres de 20 mètres sur 10 mètres : cette solution permet d'aboutir à un niveau de base moins profond que la deuxième solution ;
- chambres de 25 mètres sur 15 mètres : cette solution amène à un niveau de base plus profond mais permet une plus grande productivité en chambre.

Accès à l'exploitation

Comme le montrent les schémas présentés en figure 24 et 25, aucune des deux solutions ne permet le design d'un accès montant vers la salle du concasseur, et cela à cause de la faible pente du versant dans les niveaux de base. En conséquence, quelque soit la solution retenue, une installation d'exhaure devra être envisagée.

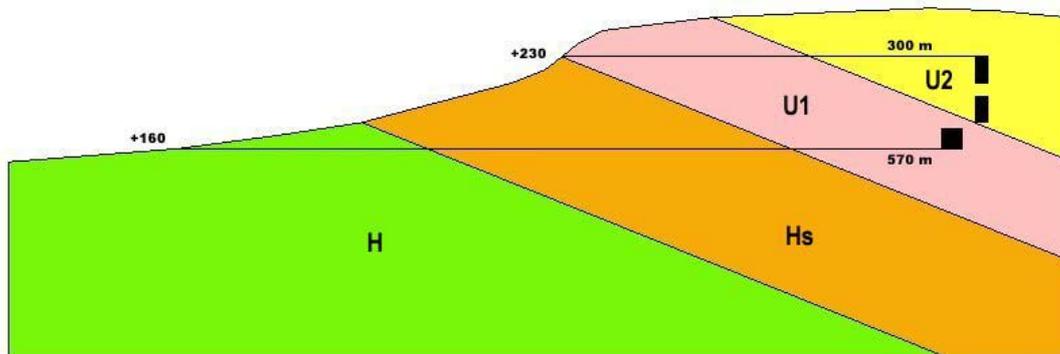


Figure 24 : Accès dans une architecture 20x10

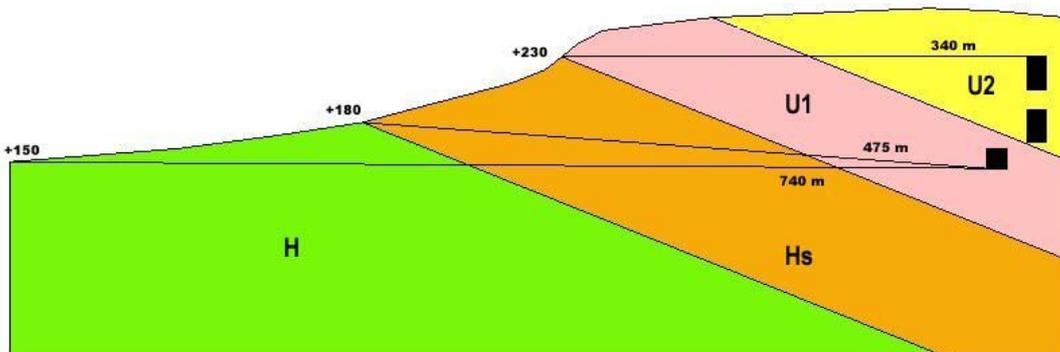


Figure 25 : Accès dans une architecture 25x15

Rapport infrastructures/abattage en chambre (cf figure 15)

Les besoins en exploitation sont pour chacune des deux solutions :

Architecture 20x10	Volume
Galerie accès haut 140 m en S=25m ²	3 500
Galerie accès bas 140m en S=25m ²	3 500
7 Galeries de tête 7x160m en S=25m ²	21 000
7 Galerie de base 7x160m en S=25m ²	21 000
Elargissement 7x300m en S=12,5m ²	26 250
Abattage 7 chambres	131 250
Total (m³)	220 500
Infrastructures	41%
Abattage	59%

Architecture 25x15	Volume
Galerie accès haut 120 m en S=25m ²	3 000
Galerie accès bas 120m en S=25m ²	3 000
4 Galeries de tête 4x160m en S=25m ²	16 000
4 Galerie de base 4x160m en S=25m ²	16 000
Elargissement 4x300m en S=25m ²	30 000
Abattage 4 chambres	165 000
Total (m³)	233 000
Infrastructures	29%
Abattage	71%

Tableau 10 : Comparaison entre deux dimensionnements

Le tableau compare les pourcentages en travaux d'infrastructure et abattage en chambre pour chacun des deux dimensionnements. La tonne abattue en chambre étant moins chère que la tonne extraite en galerie, on note que la solution 25x15 est par conséquent moins onéreuse en terme de coût d'extraction.

3.5. Besoins en infrastructures

On considérera donc dans la suite de l'étude des chambres de 25 mètres de hauteur sur 15 mètres de largeur. On peut alors atteindre la production annuelle souhaitée en exploitant 600 m linéaire. On prévoira l'exploitation de chambres de 150 m de long dans un compromis entre grandes chambres et distances de roulage des engins acceptables. Ceci conduit l'exploitation de 4 chambres par an comme le montre la figure 26. On considère dans la suite l'exploitation de U2 et U3, le U1 étant laissé de côté.

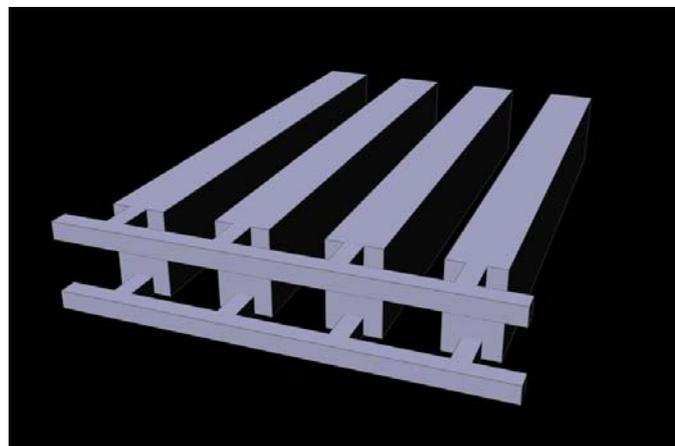


Figure 26 : Exploitation annuelle

On envisagera une exploitation sur deux niveaux de manière à rester au dessus du niveau de la nappe et ne pas être en accès trop descendant par rapport à la surface. On accède aux chambres par un niveau de tête et un niveau de base. Pour chaque chambre, il faudra développer des accès transverses aux galeries de tête et de base. La figure 27 illustre le design complet de l'infrastructure.

Le design de l'exploitation devra prévoir deux accès à la carrière de manière à toujours avoir une issue de secours.

Accès du personnel et des engins

L'accès du personnel et des engins se fera au niveau le plus haut de l'exploitation, par une descenderie débouchant dans le niveau de tête du niveau 1. Cette galerie de 340 m de long sera de section 25 m², en 5 m par 5 m (cf figure 24).

La circulation entre les niveaux de tête, de base des niveaux 1 et 2 se fera par une rampe à 15% au rayon de braquage de 5,5 m au centre de la galerie, suffisant pour permettre le passage d'un jumbo 2 bras.

Extraction du minerai

L'extraction du minerai vers l'extérieur se fera par convoyeur à bande sur 475 m depuis la salle du concasseur. La galerie d'extraction sera également de section 25 m², suffisamment large pour servir de sortie de secours pour le personnel et les engins en cas de besoin.

Le minerai sera évacué des chantiers vers la salle de concassage grâce à une cheminée de jet accessible dans chaque galerie d'accès au chantier.

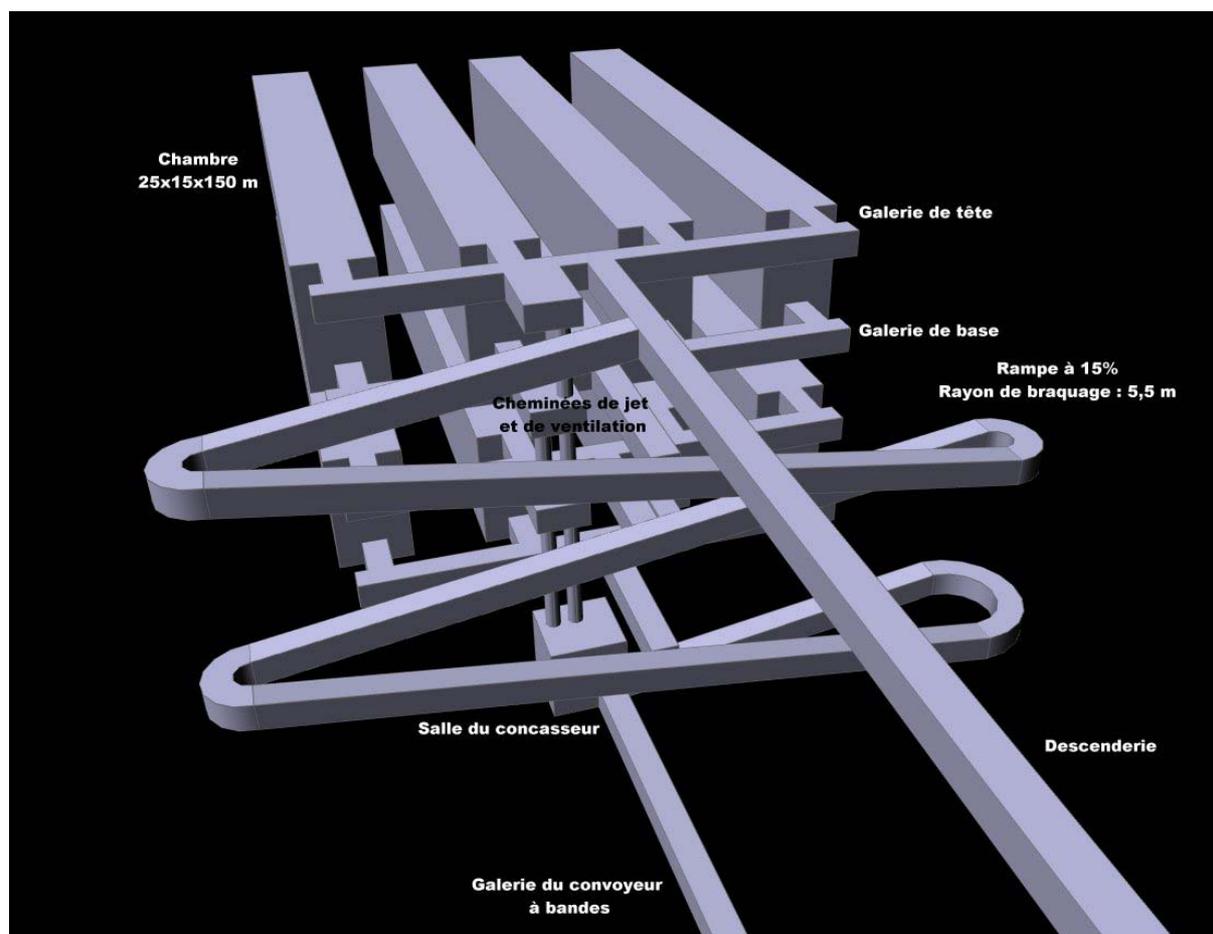


Figure 27 : Détails de l'exploitation

Aérage primaire

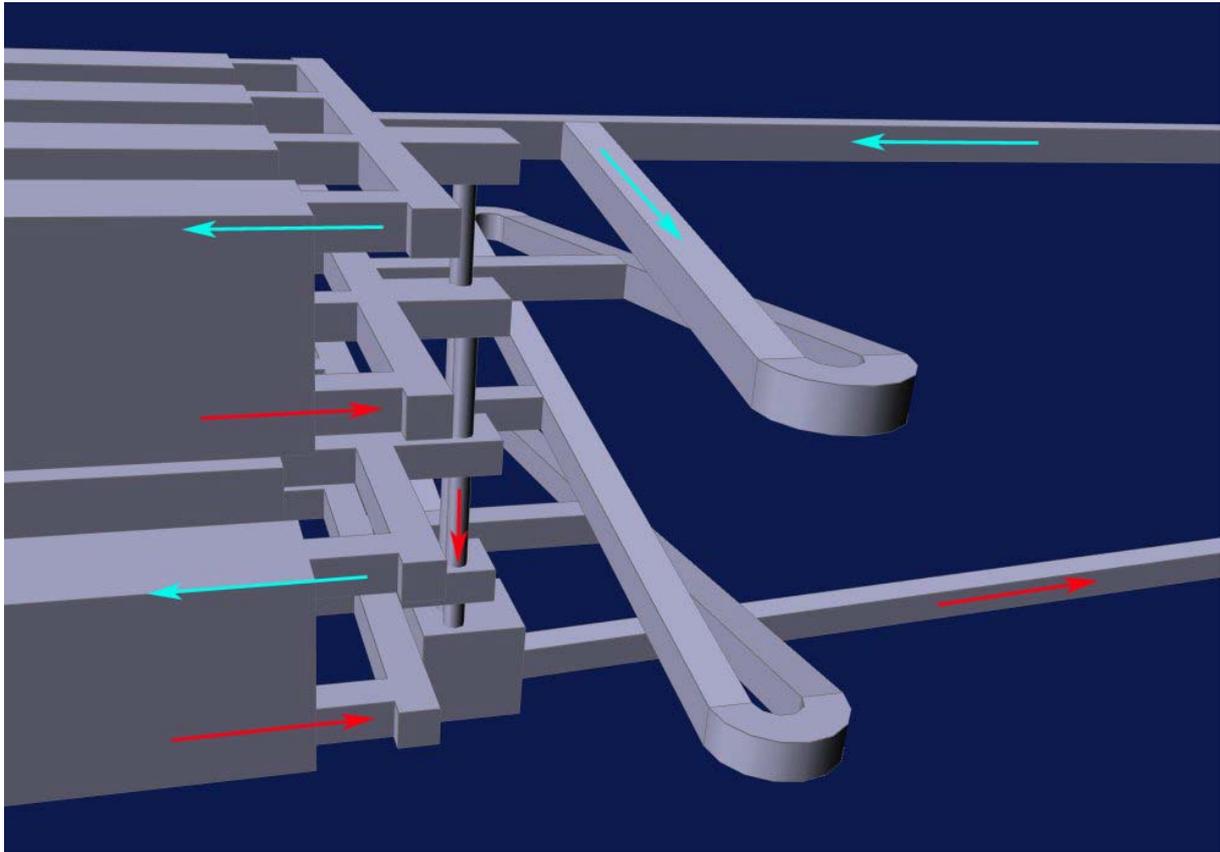


Figure 28 : Flux d'aérage au sein de l'exploitation

Comme illustrée sur la figure 28, l'injection d'air frais se fera par la galerie du haut. La galerie du bas permettra l'évacuation de l'air vicié. La rampe participe à l'aérage en distribuant l'air frais à chaque niveau. L'évacuation de l'air vicié de chaque niveau se fera grâce à :

- une cheminée de ventilation pour le niveau haut, amenant l'air vicié jusqu'à la salle de concassage ;
- la rampe jusqu'à la galerie d'extraction pour le niveau du bas.

4. Evaluation des besoins et des coûts et analyse économique du projet

4.1. Evaluation des besoins par activité

4.1.1. Définition des schémas de tir et de l'avancement

4.1.1.1. Détermination des schémas de tir

Elargissement et abattage en chambre

Une fois effectuées les premières ouvertures de façon à dégager une deuxième surface, l'abattage dans ces deux cas se paramètre de la même manière qu'en ciel ouvert. Le diamètre des trous détermine la charge par trou selon une charge linéique \mathcal{L} et une longueur chargée (trou foré moins le bourrage).

Q : Charge par trou

\mathcal{L} : charge linéique

$$Q = \mathcal{L} L_{ch} \text{ avec } \mathcal{L} = \frac{\pi D^2}{4} \rho_{\text{explosif}} \text{ et } L_{ch} = L - \text{Bourrage}(20D)$$

Le nombre de trous chargés nécessaires peut se calculer de la façon suivante : les paramètres de roche déterminent la quantité d'énergie nécessaire pour abattre un certain volume de roche. Selon les caractéristiques de l'explosif, cette énergie correspond à une quantité d'explosif. Sachant la contenance d'un trou, on détermine le nombre de trous nécessaires et donc les paramètres de la maille : banquette (distance de la première rangée de trous au front) et espacement.

$$B = \sqrt{\frac{\mathcal{L} E_{s \text{ explosif}} L_{ch}}{\frac{E}{B} E_{s \text{ roche}} H}}$$

$E_{s \text{ explosif}}$: énergie spécifique de l'explosif

$E_{s \text{ roche}}$: énergie spécifique de la roche

L_{ch} : longueur chargée

E : espacement

B : banquette

$\frac{E}{B}$: paramètre de maille

H : hauteur du front

Dans notre calcul, seuls $\frac{E}{B}$ et D sont des paramètres variables. D seront respectivement pris à 45 mm

en foration horizontale et 89 mm en foration verticale. $\frac{E}{B}$ est pris à 1. On considère pour le calcul du nitrate-fioul en vrac dont la densité est de 900 kg/m³. L'ensemble des paramètres et des résultats sont rappelés dans le tableau 11.

	Elargissement	Abattage en chambre
Diamètre du trou (mm)	45	89
Charge linéique (kg/m)	1,4	5,6
E_{roche} (MJ/m ³)	1	1
E_{explosif} (MJ/kg)	3	3
Nombre de trous	8	20
Charge totale (kg)	35	1480

Tableau 11 : Paramétrage des schémas de tir en élargissement et en chambre

Galerie

Les formules ci-dessus ne peuvent s'appliquer dans le cas du creusement d'une galerie, lorsqu'il n'y a qu'une seule surface libre. On admet communément qu'un abattage avec une surface libre requiert 4 à 10 fois plus d'explosifs que dans le cas avec deux surfaces libres.

La technique consiste à créer une surface libre artificielle à l'aide d'un bouchon : un trou central de gros diamètre, entouré d'une concentration élevée de charges permettant l'arrachement du milieu de la galerie, ouvrant ainsi une nouvelle surface de dégagement. Classiquement, la zone centrale comporte autant de trous sur 1 m² autour du trou central que tout le reste du front.

Les schémas de tir sont reproduits en annexe 4.

4.1.1.2. Volée en galerie

On considère des volées forées horizontalement sur 4 m dont on espère un avancement de 3,7 m par volée.

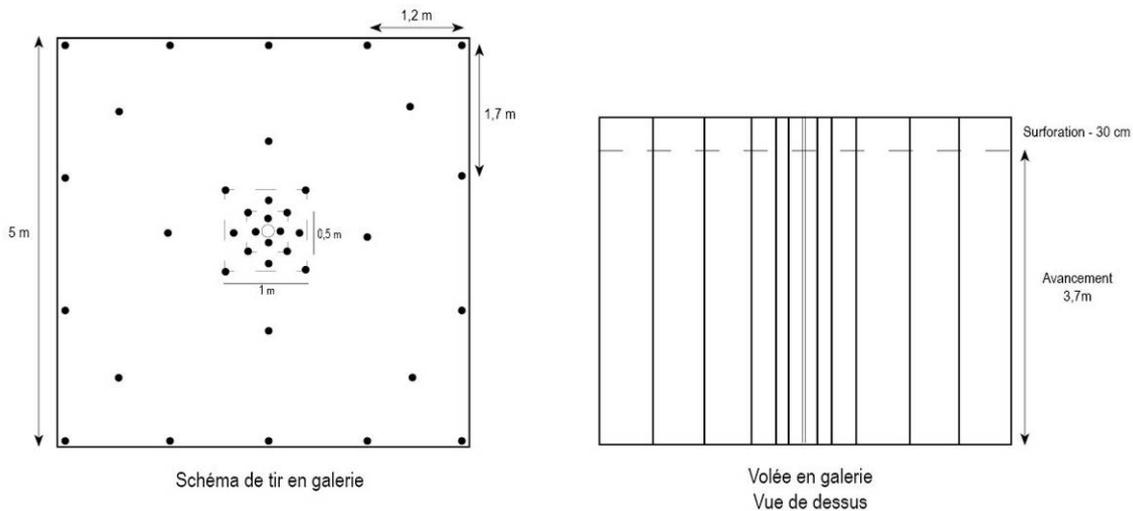


Figure 29 : Schéma de tir en galerie

Le schéma de tir envisagé est un schéma de tir classique avec un bouchon à gros trou central (diamètre 150 mm) et 16 trous chargés (cf figure 29) sur une surface d'un mètre carré, permettant de créer une surface de dégagement. Le schéma de tir global compte 38 trous de diamètre 45 mm chargés au nitrate-fioul en vrac, soit autant de trous en périphérie que dans la zone centrale. Cela représente une

quantité totale d'explosifs égale à 170 kg par volée et une foration de 156 m de trous. La consommation spécifique est de 710 g/t.

4.1.1.3. Volée en élargissement

L'élargissement des galeries de tête comporte deux étapes :

- l'ouverture avec une seule surface libre réalisée comme en galerie ;
- l'abattage avec deux surfaces libres.

La définition du schéma de tir dans le cas d'un abattage à deux surfaces libres se fait de la même façon qu'en ciel ouvert (charge nécessaire, charge par trou, nombre de trous), comme détaillé dans la partie 4.1.1.1.

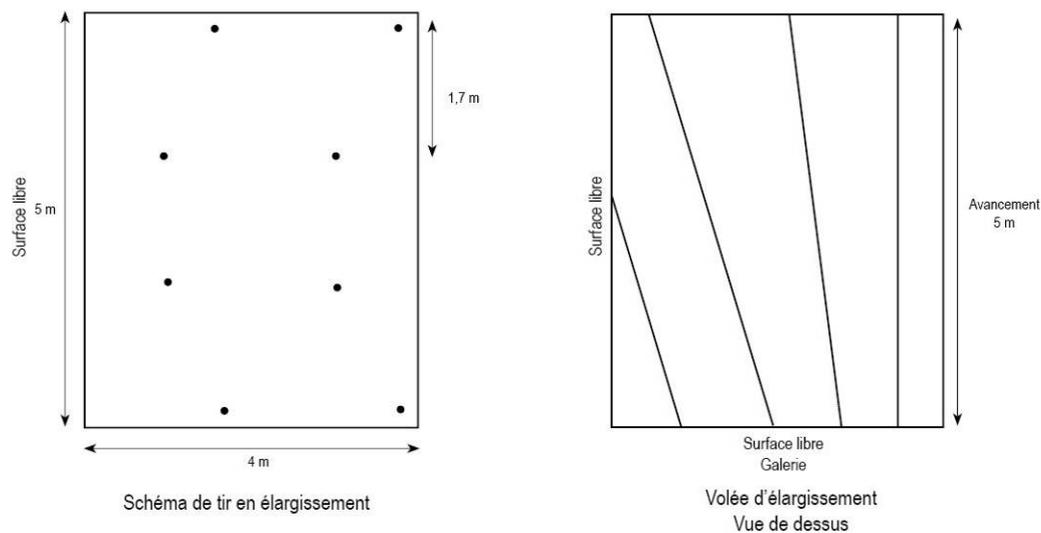


Figure 30 : Schéma de tir en élargissement

Chaque volée de 4m se fera à l'aide de 8 trous de diamètre 45 mm forés depuis la galerie en éventail vers la deuxième surface libre (cf figure 30). Cela représente un total de 40 m forés par volée et 35 kg de nitrate-fioul en vrac. La consommation spécifique est de 135 g/t.

4.1.1.4. Volée en chambre

On considère des volées de 15 m d'avancement avec foration verticale sur 20 m. Le schéma de tir est un schéma équivalent à un abattage à ciel ouvert. Le paramètre de maille est choisi à $E/B=1$. Le schéma de tir comprend 20 trous de diamètre 89 mm forés verticalement. Cela représente une charge totale de 1480 kg de nitrate-fioul en vrac et 380 m forés par volée (cf figure 31). La consommation spécifique est de 138 g/t.

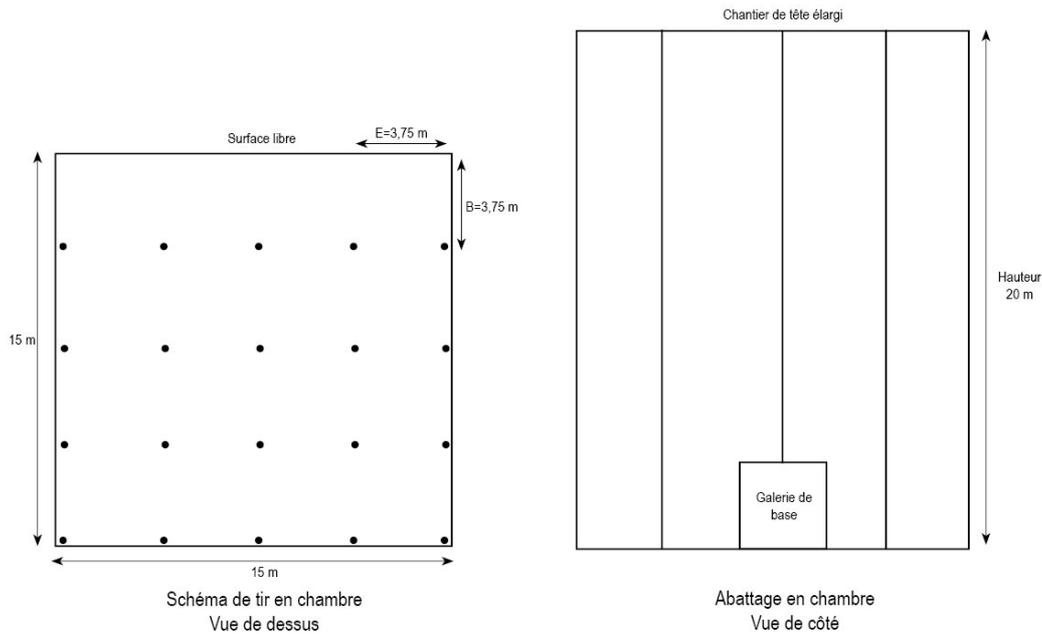


Figure 31 : Schéma de tir en chambre

4.1.1.5. Besoins en avancement

Les besoins en avancement peuvent se décomposer selon le type de creusement (en galerie, en élargissement ou en chambre), selon le pourcentage relatif de chacun de ces types dans la production totale, comme le montre le tableau 12. Par exemple, 16 % de la production annuelle et journalière proviendra de l'abattage en galerie. Pour assurer ce rapport à l'année et à la journée, il est nécessaire de réaliser un avancement de 7,1 m de galerie par jour, soit 2 volées.

	Pourcentage de la production	Production journalière (t)	Avancement par jour (m)	Equivalent volée par jour
Total	100	2875	-	-
Galerie	16	460	7,1	1,9
Elargissement	13	374	5,75	1,4
Abattage	71	2041	2,8	0,19

Tableau 12 : Production et avancement journaliers par activité

On peut alors calculer les besoins en ouverture de fronts grâce aux temps de cycle par type de creusement. Le calcul précédent nous imposait 2 volées en galerie par jour. Une volée prenant environ 10 h et une journée effective en fond étant de 11 h (5h30 effectif par poste), on constate alors qu'il faudra au minimum deux chantiers d'abattage de galerie par jour. Le tableau 13 présente les résultats pour tous les types de creusement.

	Galerie	Elargissement	Chambre
Foration	2	0,6	27,8
Chargement	2,7	0,6	4,2
Déblayage	1,7	1,8	63
Purge	1,5	1,5	-
Boulonnage	2	2,1	-
Total	9,9 h	6,6 h	95 h
Avancement possible par jour et par chantier	4,1 m	6,7 m	1,7 m

Tableau 13 : Temps de cycle par volée

4.1.2. Besoins en soutènement

Le seul soutènement considéré pour notre exploitation sera un boulonnage des galeries d'infrastructures et des galeries de tête (élargissement inclus), de manière à assurer un environnement de travail sécurisé pour les employés.

L'exploitation se faisant à faible profondeur et donc sous de faibles contraintes, les besoins en boulonnage dans une galerie dépendent principalement des familles de fractures et plus encore de leur conjugaison qui découpent dans le toit et les parois des blocs tétraédriques pouvant être instables.

La conjugaison des familles de fissures a été modélisée à l'aide du logiciel Gafis, développé par le Centre de Géosciences des Mines de Paris. La figure 32 montre la trace sur un chantier des familles des fissures.

Les hypothèses pour cette modélisation ont été les suivantes :

- galerie de 25 m de hauteur, 15 m de largeur et 150 m de longueur avec toit plat, orientée nord-sud ;
- modélisation de 3 familles de fissure suivant les caractéristiques présentées dans le tableau 14.

Il faut noter que la dilatace d'une fracture correspond à l'angle d'écartement entre les deux lèvres lors d'un mouvement tangentiel à la fracture. Une dilatace mesurée en laboratoire est généralement comprise entre 5 et 25 degrés. En choisissant la valeur 5, on fait le choix volontaire de se placer dans des conditions défavorables ;

- purge des blocs de hauteur inférieure à 30 cm et de volume inférieur à 0,5 m³ ;
- élimination des blocs de plus de 25 m de hauteur, des blocs bloqués par frottement et des blocs emboîtés ainsi que des blocs bloqués par dilatace.

Famille	Dilatace (°)	Frottement (°)	Extension (m)	Pas	Ecart type	Azimut	Ecart type	Pendage	Ecart type
1	5	40	100	1	0,1	57	10	22	5
2	5	40	100	10	5	65	10	90	5
3	5	40	100	1	0,1	110	10	90	5

Tableau 14 : Hypothèses retenues pour les familles de fractures

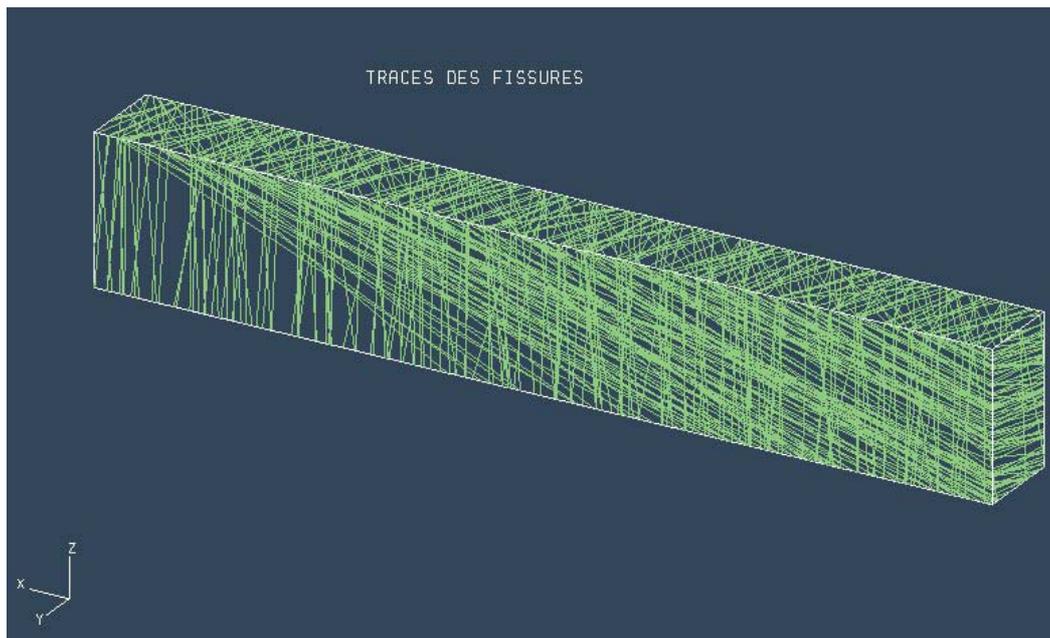


Figure 32 : Trace des trois familles de fissures sur un chantier

Grâce au logiciel, on a ainsi pu modéliser les blocs instables générés par cette conjugaison, comme le montre la figure 33. Ces hypothèses génèrent un modèle à 183 blocs instables dont le plus haut fait 7,7 m de hauteur.

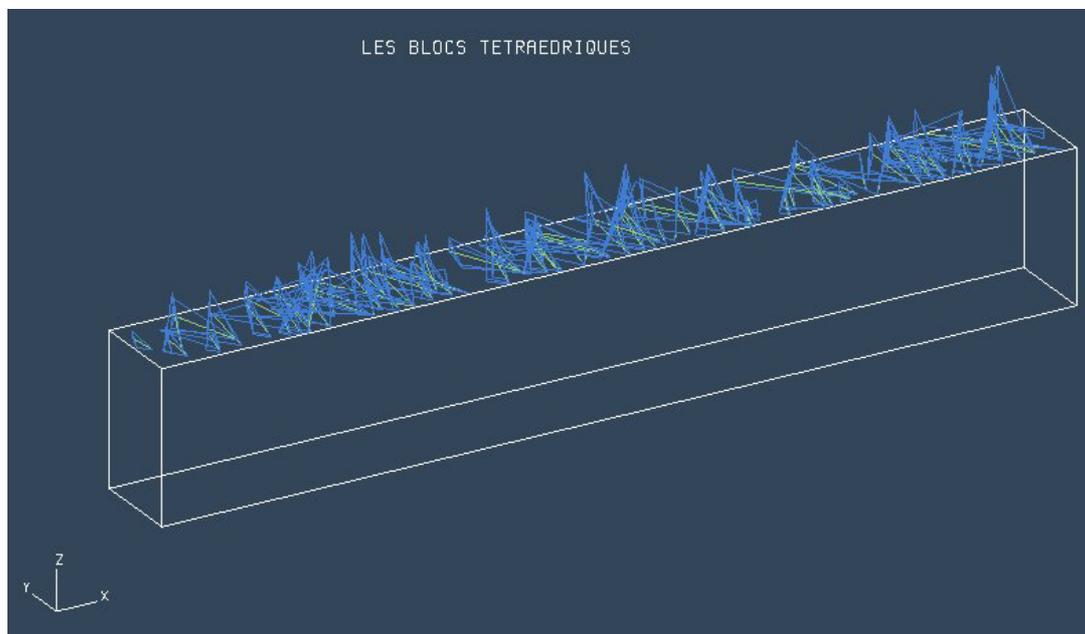


Figure 33 : Blocs instables après purge

Pour stabiliser l'ensemble des blocs, il faut :

- des boulons à ancrage ponctuel ;
- de longueur : 3,5m ;

- de résistance : 31 t ;
- à une densité de 1 boulon/m².

Une solution équivalente avec des boulons de résistance 18 t de 4 m de longueur permet la stabilisation de tous les blocs sauf un, qui devrait être stabilisé localement si cette solution était retenue. Ce bloc, d'une hauteur de 7,7 m, de base 41 m², pesant 275 t, n'est pas stabilisé du fait de son poids et de sa hauteur. La base devra donc être renforcée par une densité plus grande de boulons et surveillée pour prévenir tout risque de chute.

4.1.3. Dimensionnement du parc d'engins

Pour déterminer le besoin en engins, une méthode consiste à cumuler les besoins en avancement et le temps de cycle pour calculer un temps d'utilisation journalier d'un engin associé à une tâche et donc le nombre d'engins nécessaire pour assurer la production. Les types d'engins utilisés seront les suivants :

- jumbo de foration horizontal 2 bras pour la foration en galerie et en élargissement en section 25 m² ;
- jumbo de foration vertical pour la foration en chambre ;
- camion de chargement d'explosif pour tous les chantiers ;
- purgeuse pour les chantiers en galerie et en élargissement ;
- boulonneuse pour les chantiers en galerie et en élargissement ;
- scoop 15 t minimum pour les chantiers en galerie et en élargissement ;
- scoop télécommandé 15 t minimum pour l'abattage en chambre.

Les hypothèses et les détails du calcul sont en annexe 5. On obtient alors les temps cumulés d'utilisation par opération comme indiqués dans le tableau 15.

Machines	Opérations	Temps	Besoin en engins	Opérateurs par poste
Foration horizontale	Galerie	3h52	1	1
	Elargissement	0h49		
	Total	4h41		
Foration verticale	Chambre	5h17	1	1
	Total	5h17		
Chargement	Galerie	5h06	1	2
	Elargissement	0h54		
	Chambre	0h48		
	Total	6h48		
Déblayage scoop	Galerie	3h14	1 Jusqu'à l'année	1
	Elargissement	2h31		
	Total	5h45		
Déblayage scoop télécommandé	Chambre	12h	2	2
Purge	Galerie	2h50	1	1
	Elargissement	2h06		
	Total	4h56		
Boulonnage	Galerie	3h40	1	1
	Elargissement	3h04		
	Total	6h44		

Tableau 15 : Temps d'utilisation journalier par type d'engin

On trouvera dans le tableau 16, à titre d'exemple, un choix de machines ayant les caractéristiques requises pour l'exploitation.

	Caractéristiques	Modèles possibles	
Foreuse horizontale	Surface max 25 m ²	1 Bras : Sandvik Axera 5 Atlas Copco Rocket Boomer 281 2 Bras: Sandvik Axera 6 Atlas Copco Rocket Boomer M2	75 ch 58 ch - -
Foreuse verticale	Hauteur de la galerie : 5 m Diamètre : 89 mm Longueur : 15 à 20 m	Sandvik Solo 7-7V Atlas Copco Simba	150 ch -
Scoop	Production : 2875 t	Sandvik Toro 11 (21 t) Caterpillar R2900G XTRA (19t)	475 ch 380 ch
Camion	-	-	-
Purgeuse automatique		Normet Scamec 2000	156 ch
Boulonneuse	Longueur boulon: 3,5 m	Sandvik Robolt 08-3 Atlas Copco Boltec LC	61 ch

Tableau 16 : Exemples de machines

4.1.4. Besoin en main d'œuvre

La figure 33 présente un planning prévisionnel des creusements, opérations et employés.

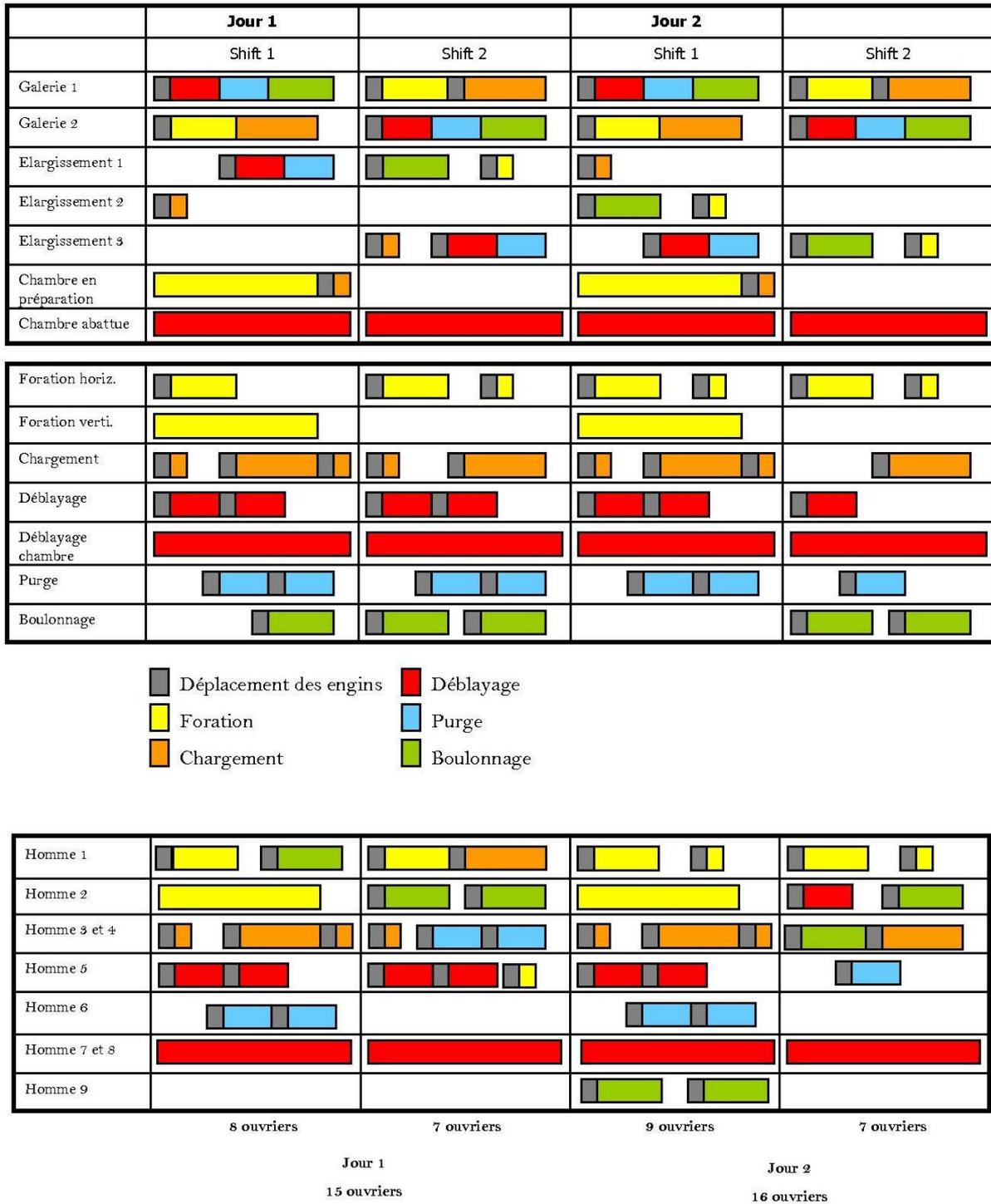


Figure 34 : Planning des taches, opérations et employés

On constate que, pour fonctionner, l'exploitation aura besoin de 9 ouvriers au premier poste et de 7 ouvriers au deuxième poste, soit 16 employés pour l'exploitation propre, plus 2 employés pour le concassage et 2 chefs de poste par jour. Un jour sur deux, un employé du premier poste sera de maintenance.

4.1.5. Besoin en aérage

La ventilation est un élément essentiel du bon fonctionnement d'une exploitation souterraine pour assurer la sécurité et le bien-être des employés et l'évacuation des gaz nocifs liés à l'utilisation d'explosifs et de moteurs diesel. Le passage de l'air dans une galerie se fait plus ou moins facilement selon sa section, sa forme et sa longueur. On associe à ce phénomène une valeur de résistance au passage de l'air exprimée par la formule suivante :

$$R = 0,553\varphi\lambda \frac{L}{S^{2,5}}$$

$$\text{où } \varphi = \frac{Per}{2\sqrt{\pi}\sqrt{S^{2,5}}}$$

R : résistance de la galerie en USI

Per : périmètre de la galerie en m

S : surface de la galerie en m²

L : longueur de la galerie en m

φ : facteur de forme (sans dimension)

λ : coefficient de friction (sans dimension)

λ est évalué empiriquement pour des galeries boulonnées. On prendra $\lambda = 0,058$ pour une galerie bien découpée (accès à l'exploitation, rampe) et $\lambda = 0,084$ pour une galerie moyennement découpée (galeries de tête et de base, chantiers).

D'un bout à l'autre d'une galerie de résistance R dans laquelle circule un débit Q d'air, on constate une perte de charge ΔP telle que :

$$\Delta P = RQ^2$$

d'où une analogie entre la circulation de l'air dans une exploitation et un circuit électrique, en considérant les galeries en série ou en parallèle. De ce fait, la résistance de deux chantiers de même résistance exploités en parallèle est 4 fois plus faible que pour un seul.

Le design de notre exploitation fait apparaître de manière récurrente des galeries de section 5 m par 5 m et de 15 m par 5 m. Le tableau 17 donne la résistance par mètre de galerie.

	Galerie d'accès	Galerie tête et base	
	5x5	5x5	15x5
S	25	25	75
Per	20	20	40
λ	0,058	0,084	0,054
φ	1,13	1,13	1,3
R linéique	1,2.10⁻⁶	1,68.10⁻⁵	1,2.10⁻⁶

Tableau 17 : Paramétrage de la résistance des galeries

Tant que l'abattage des chambres n'a pas commencé, l'aérage des chantiers de tête, de base et d'élargissement se fait par ventilation secondaire. La résistance d'un chantier est maximale lors de l'abattage de la première passe qui met en relation les galeries de tête et de base. L'hypothèse la plus pessimiste pour calculer la résistance d'un chantier est de considérer que l'abattage se fait au fur et à mesure de l'élargissement. La résistance maximale d'un chantier est alors celle de deux galeries de 160m de long, soit $5,5 \cdot 10^{-3} \text{ N s}^2/\text{m}^8$.

Pour évaluer les besoins d'air en entrée, il est nécessaire de calculer la résistance équivalente de l'exploitation, modélisée par un assemblage de galeries en série et en parallèle. La tableau 18 donne les valeurs nominales des résistances des différents éléments constitutifs.

	Longueur (m)	Résistance (Ns^2/m^8)
Galerie d'accès haute	340	$3,9 \cdot 10^{-3}$
Galerie d'accès au concasseur	475	$5,5 \cdot 10^{-3}$
Rampe	540	$6,2 \cdot 10^{-3}$
Cheminée de jet	65	$1,5 \cdot 10^{-2}$
Cheminée de ventilation	45	$1,1 \cdot 10^{-2}$
Chantier		$5,5 \cdot 10^{-3}$
2 chantiers exploités en parallèle		$1,3 \cdot 10^{-3}$

Tableau 18 : Résistance des éléments constitutifs de l'exploitation

La résistance globale de la mine est de : $R_{eq} = 1,06 \cdot 10^{-2} \text{ N s}^2/\text{m}^8$

La réglementation minière française impose des limites spécifiques en teneur instantanée pour chaque gaz : $O_2 > 19\%$, $CO < 50 \text{ ppm}$, $CO_2 < 1\%$, $NO < 25 \text{ ppm}$, $NO_2 < 3 \text{ ppm}$, $H_2S < 5 \text{ ppm}$ et $SO_2 < 2 \text{ ppm}$ (Arrêté du 8 juin 1990). Ces limites peuvent être dépassées pendant au maximum 3 périodes de 15 minutes par poste, les périodes étant séparées entre elles d'au moins une heure.

Dans la pratique, on prend en considération l'ensemble des NO_x (NO et NO_2) et l'effet cumulatif des gaz. C'est pour cela que l'on retiendra pour le dimensionnement de l'aérage les valeurs présentées dans le tableau 19.

	Limite
Vitesse de l'air	$< 8 \text{ m/s}$
Oxygène	$> 19 \%$
CO_2	$< 1\%$
CO	$< 20 \text{ ppm}$
NO_x	$< 10 \text{ ppm}$

Tableau 19 : Réglementation minière en terme d'aérage

Les besoins en air sont les suivants :

- le parc d'engins représente une puissance totale d'au moins 1 500 cv. Les besoins en air pour les engins diesel sont de 50 l/cv/s . Si l'on fait l'hypothèse que seulement la moitié des engins circulent en même temps dans une galerie, les besoins en air pour dissiper les gaz d'échappement sont de $37,5 \text{ m}^3/\text{s}$ par branche de circulation. L'air entré se répartit ensuite entre les deux chantiers et la rampe, soit un besoin en entrée d'environ $75 \text{ m}^3/\text{s}$ ou 270 000

- m³/h. Dans les chantiers de section 25 m², la vitesse de l'air est alors de 1,4 m/s. Elle est de 3 m/s dans la galerie d'accès des engins et du personnel, soit inférieure à la norme en vigueur ;
- l'explosion de 100 kg de nitrate-fioul libère en moyenne 8,6 m³ de CO₂, 1,7 m³ de CO et 0,3 m³ de NO_x. **Ces chiffres sont donnés à titre indicatif car ils dépendent fortement de l'explosif utilisé et de la qualité du tir.** Ils sont néanmoins utiles pour évaluer les besoins en ventilation, besoins présentés dans le tableau 20.

	Galerie	Elargissement	Chambre
Quantité d'explosif par volée (kg)	170	35	1480
CO ₂ libéré (m ³)	14,6	3	127
CO libéré (m ³)	2,9	0,6	25
NO _x libéré (m ³)	0,5	0,1	4,4
Besoin en air (m ³)	145 000	30 000	1 250 000
Temps d'aéragé nécessaire à 25 m ³ /s	1h37	0h20	13h53

Tableau 20 : Besoin en ventilation après tir

On peut constater sur le tableau ci-dessus que la ventilation minimale pour l'aéragé des gaz d'échappement est suffisante pour assurer l'aéragé des gaz des tirs entre deux postes, en galerie et en élargissement. Une période plus longue devra être attribuée dans le planning à l'aéragé des chantiers en chambre. Le point de fonctionnement minimal de notre exploitation sera (P,Q)=(60 Pa, 75 m³/s) (sans prise en compte des pertes de charges au niveau du ventilateur).

4.2. Analyse économique du projet

Tous les détails des calculs sont en annexes 5 et 6. Nous ne rappellerons ici que les résultats principaux.

4.2.1. Chiffrage du coût chantier moyen

Chaque opération (foration, chargement, déblayage, purge et boulonnage) requiert un temps d'utilisation des machines et du personnel proportionnellement à chaque type de creusement réalisé (galerie, élargissement ou chambre). Les calculs du coût pour chaque activité et type de creusement sont détaillés dans l'annexe 6 de ce rapport. On présente dans le tableau 21 le récapitulatif des coûts moyens par type de creusement et le coût chantier moyen sans main d'œuvre.

Coût chantier moyen (€/t)	
Coût d'abattage en galerie (€/t)	4,03
Pourcentage de la production en galerie	16%
Coût d'abattage en élargissement (€/t)	2,27
Pourcentage de la production en élargissement	13%
Coût d'abattage en chambre (€/t)	0,76
Pourcentage de la production en chambre	71%
Total	1,48 €/t

Tableau 21 : Coût chantier moyen sans main d'oeuvre

On peut ainsi calculer le coût opératoire total jusqu'au produit fini, présenté dans le tableau 12.

Coût opératoire (€/t)	
Coût chantier moyen sans main d'œuvre	1,48
Main d'œuvre	1,39
Sous-total	2,87
Divers non-chiffré (20%)	0,57
Concassage-Traitement	1,3
Charges fixes	1,04
Fortage	0,5
Total	6,28 €/t

Tableau 22 : Coût opératoire total

4.2.2. Investissements

Le détail des investissements en infrastructures et équipements miniers est donné en annexe 6. On présente dans le tableau 23 le récapitulatif des investissements initiaux.

Investissement initial (€)	
Infrastructure minières	3 175 000
Equipements miniers d'exploitation	2 900 000
Equipements de concassage (brise-roche et concasseur)	300 000
Equipements d'extraction (convoyeur)	1 800 000
Sous-total	8 175 00
Divers non chiffré (10%)	817 500
Total	8 992 500 €

Tableau 23 : Investissements initiaux

4.2.3. Rentabilité économique

Dans ce calcul, on estime le prix de vente à l'horizon du projet à 10 €/t départ carrière.

La rentabilité économique d'un projet s'évalue classiquement grâce à deux indicateurs :

- la valeur nette actualisée (VAN), qui évalue la différence entre bénéfices actualisés et investissement initial. Ce calcul dépend du taux d'actualisation, que l'on estime en général entre 5 et 20 %. Un projet n'est rentable que dans le cas d'une VAN positive ;
- le taux de rentabilité interne (TRI) du projet qui donne le taux du prêt qui aurait donné la même rentabilité finale.

Ces trois notions font appel à la notion de cash flow annuel qui a été évalué de la façon suivante. Les remplacements de machines intervenant à des années différentes, on a considéré la provision annuelle des réinvestissements nécessaires pour remplacer les machines. On a également comptabilisé la provision annuelle liée à l'achat d'un scoop tous les 15 ans pour pallier l'augmentation de la distance de roulage et la baisse de productivité, comme détaillé dans l'annexe 5.

Cette hypothèse de réinvestissements annuels qui amputent la marge nette est pessimiste mais elle permet d'intégrer l'incertitude quant à la durée de vie réelle des engins d'exploitation. Le cash flow annuel est alors obtenu en diminuant la marge nette des réinvestissements et des provisions. Le détail du calcul est présenté dans le tableau 24.

Investissements initiaux (€)	8 992 500
Production (t)	575 000
Dépense opératoire (€/t)	6,28
Vente (t)	500 000
Prix de vente (€/t)	10,0
Marge nette (€)	1 389 000
Réinvestissements (€)	249 600
Provisions (€)	28 571
Cash flow annuel (€)	1 110 829

Tableau 24 : Calcul du cash-flow annuel

On remarque sur la courbe de la figure 35 que le projet ne présente une VAN positive que dans l'hypothèse d'un taux d'actualisation inférieur au taux de rentabilité interne du projet de 9,6%.

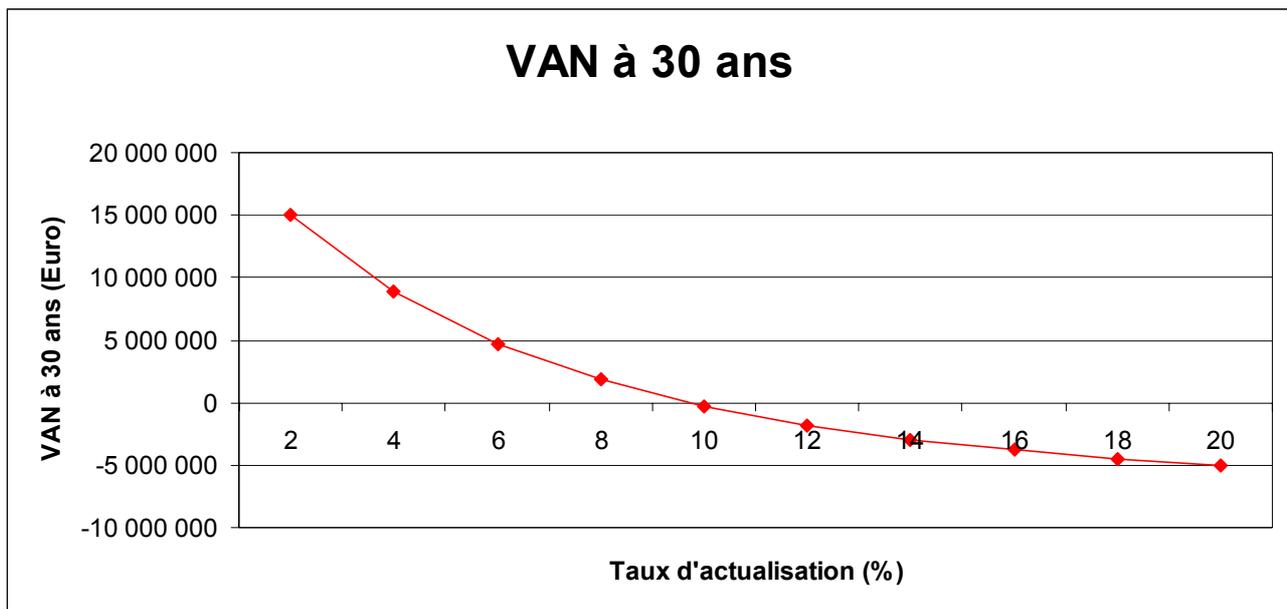


Figure 35 : Valeur Nette Actualisée du Projet

4.2.4. Sensibilité aux paramètres

Les différents paramètres susceptibles de varier sont les suivants :

- le prix de vente, pris à 10 € dans l'analyse précédente mais fortement lié à la conjoncture
- les investissements initiaux (infrastructures, coûts des engins...)
- le coût de production

Les courbes présentées en figure 36 et 37 montrent l'influence de chacun de ces paramètres sur le taux de rentabilité interne du projet.

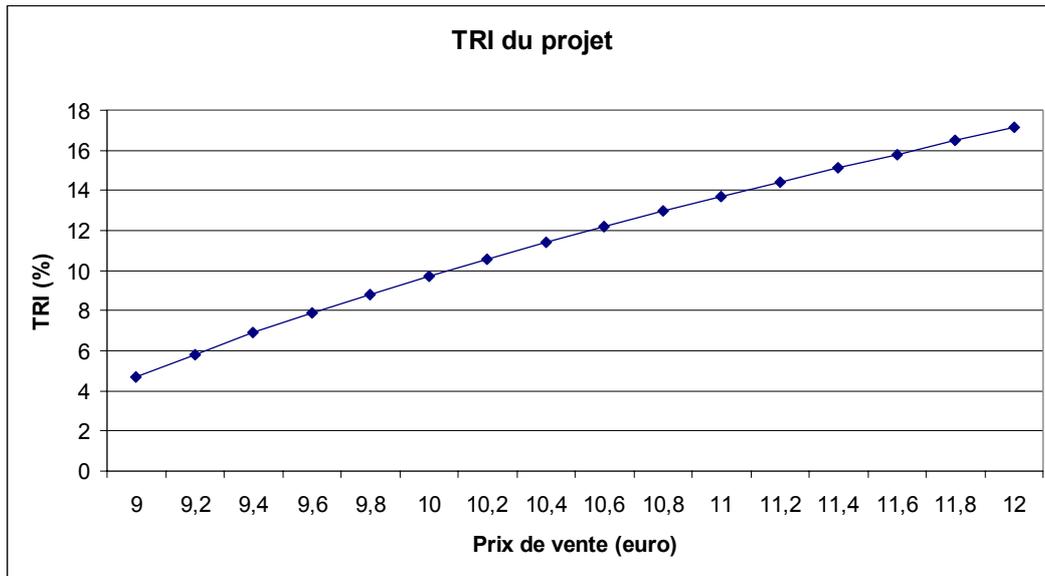


Figure 36 : Variation du TRI selon le prix de vente

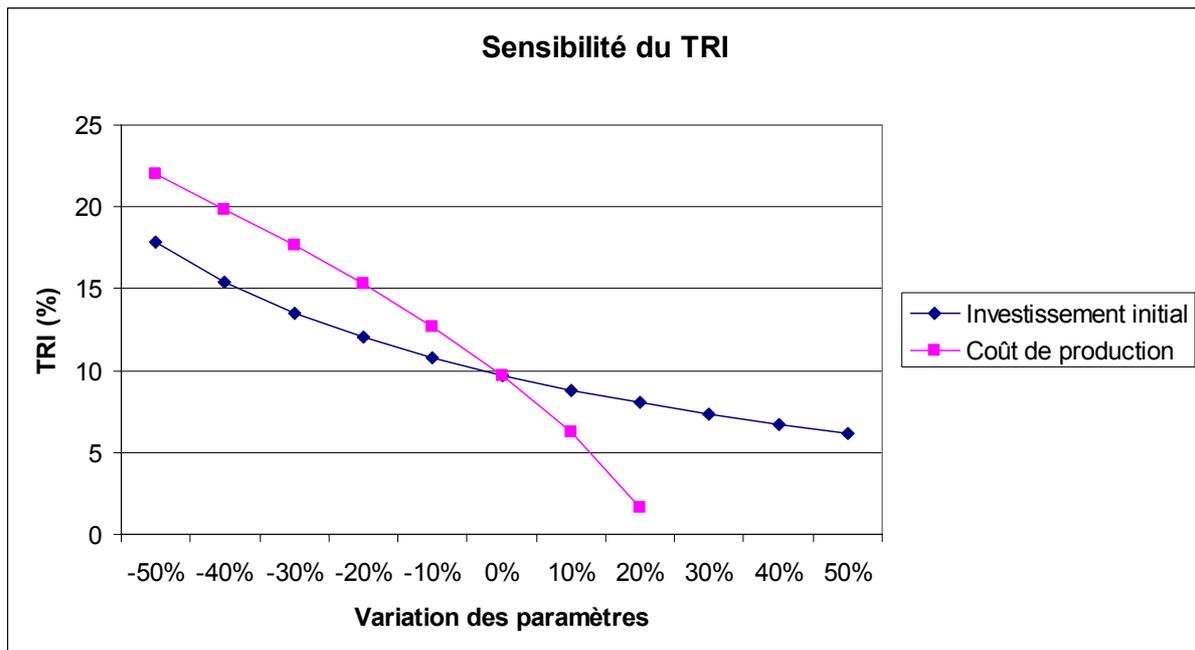


Figure 37 : Variation du TRI selon les dépenses

On peut ainsi remarquer sur ces courbes que :

- la variation à la hausse du prix de vente amène le projet à une rentabilité correcte. Le prix d'une tonne de granulats ne connaissant pas de variations importantes comme le prix des métaux, il faut cependant garder à l'esprit que ce prix de vente dépend de l'évolution du marché, que l'on envisage favorable. A fortiori, si le prix de vente venait à ne pas atteindre les 10 euros à l'horizon du projet, sa rentabilité serait quasi nulle.

- le TRI est beaucoup plus sensible à la variation des coûts de production qu'à la variation des investissements initiaux. La production à coût moindre que celui évalué de manière relativement prudente peut amener le projet à une rentabilité comprise entre 10 et 22%, de même qu'une dépense supplémentaire non chiffrée ferait plonger ce taux de rentabilité.

4.2.5. Sensibilité aux hypothèses

Pour finir, rappelons que cette analyse économique comprend des hypothèses relativement larges concernant le chiffrage du projet, chiffrage majoré en plus de 20 % :

- coût linéaire du creusement d'une galerie d'infrastructure prudemment estimé à 2 000 €/m ;
- soutènement important du fait de la modélisation d'une fracturation dense ;
- abandon du faciès U1 ;
- coût de fortage élevé.

Par exemple, on peut évaluer l'impact de l'exploitation du U1 dans l'hypothèse où celui se révélerait stable à l'exploitation. La mise en exploitation du U1 correspond à une diminution des coûts d'infrastructures (380 m de galerie d'accès à creuser en moins). Cela représente une diminution des investissements initiaux de 8,5% et amène le taux de rentabilité interne du projet à 10,6% au lieu de 9,6% pour l'exploitation directe de U2. L'influence d'autres hypothèses est présentée dans le tableau 25.

Modification	Hypothèses modifiées	TRI
Coût linéaire du creusement de galerie d'infrastructures	1 500 €/m au lieu de 2 000 €/m	10,7
Soutènement minimal	Réduction du coût moyen chantier de 0,20 €	10,9
Mise en exploitation du U1	Réduction des besoins en infrastructures	10,6
Fortage	0,5 €/m ³ au lieu de 0,5 €/t	11,2
Pas de majoration du coût de production		12,4
Main d'œuvre supplémentaire	1 employé de plus par poste	8,8

Tableau 25 : Influence des hypothèses sur le TRI du projet

Conclusion

Avec les choix techniques retenus, les principaux chiffres à retenir pour cette étude sont :

- un investissement nécessaire de 9 M€ ;
- un coût de production évalué à 6,28 €/t ;
- un taux de rentabilité interne du projet de 9,6 % pour un prix de vente estimé à 10 €/t.

Le chiffrage de ce projet est basé sur des hypothèses d'utilisation, de consommation, de temps et de coûts évalués grâce au retour d'expérience d'exploitations existantes. Cependant, chacune de ces hypothèses, aussi justifiable soit-elle, peut être discutée, en relation avec son influence sur la rentabilité, comme a cherché à montrer la dernière partie de ce rapport : coût linéaire des infrastructures plus faible qu'estimé, bonne condition de fracturation in situ qui amène à revoir à la baisse le soutènement et à mettre en exploitation le faciès U1, coût de forage plus optimiste ... Chacune de ces nouvelles hypothèses porte le projet d'une rentabilité interne de 9,6% à une rentabilité entre 10,5 à 11%, pour une valeur de vente de la tonne de granulats de 10 €.

A l'inverse, la découverte en cours de projet d'éléments imprévus (karsts, accidents géologiques non repéré, consommation spécifique en explosif supérieure, besoin en main d'œuvre plus important...), malgré la majoration de 20% faite pour couvrir ce genre de risques, risque de faire baisser la rentabilité du projet au-dessous de celle espérée. L'ensemble de ces facteurs est à prendre en compte.

Cette étude ne constitue qu'une étude de pré-faisabilité visant à déterminer les grands choix techniques et matériels permettant la mise en exploitation. Avant toute mise en œuvre, elle devra, bien évidemment, être complétée par une étude de faisabilité qui s'intéressera certainement de près à la caractérisation en profondeur de l'état de fracturation des faciès.

Récapitulatif des solutions techniques retenues

Exploitation de U2 et U3 principalement, U1 pouvant être exploité si caractérisé

Etude dans le panneau principal, entrée par le vallon du Puits

Abattage à l'explosif

Méthode des grandes chambres vides abattues par longs trous

Chantiers de 25 m de haut, 15 m de large et 150 m de long orientés NS

Taux de défruitement de 50%

Besoins en infrastructures

- galerie d'accès pour les engins et le personnel
- rampe pour circuler d'un niveau à l'autre
- salle de concassage
- galerie d'extraction du minerai sur convoyeur à bandes
- cheminée de jet pour collecter le minerai vers le concasseur
- cheminée de ventilation

Abattage en galerie

Par volée :

- avancement : 3,7m avec trous forés horizontalement sur 4 m, soit 156 m forés par volée
- 39 trous chargés diamètre 45mm
- 1 trou de bouchon diamètre 150 mm
- Volée de 92,5 m³ ou 240 t
- 170 kg d'explosifs répartis

Elargissement

Par volée :

- avancement : 4 m avec trous forés horizontalement en éventail
- 8 trous forés diamètre 45 mm en éventail de la galerie, pour un total de 40 m forés par volée
- volée de 100 m³ ou 260 t
- 35 kg d'explosifs

Exception : les premiers élargissements en bout de chantier se feront sur le modèle galerie

Abattage en chambre

Par volée :

- avancement : 15 m
- 20 trous forés verticalement en diamètre 89 mm sur 20 m (pas d'élargissement en bas) soit 380 m forés, chargés au nitrate-fioul en vrac
- volée de 4 125 m³ ou 10 725 t
- 1480 kg d'explosifs

Exception : Ouverture des chambres avec cheminée, minée en 2 ou 3 fois

Soutènement

Boulons à ancrage ponctuel de 3,5 m et 31 t de résistance

Densité : 1 boulon/m²

Besoins en machines

- un jumbo de foration horizontal 2 bras pour la foration en galerie et en élargissement en section 25 m²
- un jumbo de foration vertical pour la foration en chambre
- un camion de chargement d'explosif pour tous les chantiers

- une purgeuse pour les chantiers en galerie et en élargissement
- une boulonneuse pour les chantiers en galerie et en élargissement
- un scoop 15 t minimum pour les chantiers en galerie et en élargissement
- deux scoops télécommandés 15 t minimum pour l'abattage en chambre

Besoins en main d'oeuvre

16 employés par jour en extraction (9 au premier poste, 7 au deuxième)

En plus, par poste, un employé au concassage et un chef de poste

Aérage primaire

Besoin de 75 m³/s en entrée

Bibliographie

Géologie

Claire Kaufmann. 2006. « Etude géologique, X (13) »

Jean-Pierre Masse. 1979 « Paléogéographie des calcaires urgoniens du Sud de la France », « L'urgonien des pays méditerranéens », « Geobios »

Jean-Pierre Masse. « Valanginian-Early Aptian Carbonate Platforms from Provence, Southeastern France », « Geobios ».

Sismicité de la France, www.sisfrance.net

Mécanique des roches

Alfazzi DOURFAYE. 1995. « Caractérisation de l'agressivité des roches et application à la modélisation de l'usure des outils de coupe », Thèse de l'Ecole des Mines de Paris

Philippe CORDELIER. 1989 « Modélisation du travail des machines à attaque ponctuelle – Evolution vers les creusements en roche dure », Thèse de l'Ecole des Mines de Paris

Revue Mines et carrières. Avril 1993. « Supplément Foration et tir »

Comité français de mécanique des roches. 2004. « Manuel de mécanique des roches, Tome 2 : application », « Presses de l'Ecole des Mines de Paris »

Technique de tir

Charles H. Dowding et C.T. Aimone. 2005. « Rock breakage : explosives », « Mining engineering handbook », « »

William HUSTRULID. 1999. « Preliminary guidelines for blast layout », « Blasting principles for open pit mining : General design concepts », « Taylor and Francis »

Mines et Carrières, les techniques. 1991. Numéro spécial « tirs » 4-5/91.

Boulonnage

Jacques FINE. 1998. « Le soutènement des galeries minières », Presses de l'Ecole des Mines de Paris

Aérage

Etienne Simode. 1976. « Valeurs pratiques des résistance », Document S.I.M N3 aérage, « Techniques de l'industrie minière ».

Figures et tableaux

Figure 1 : Origine de la production française de granulats en 2004.....	9
Figure 2 : Carte topo.....	14
Figure 3 : Coupe géologique	15
Figure 4 : Cavité visible dans les hauteurs du U3 au niveau de la doline	16
Figure 5 : Carte d'iso résistivité en $AB/2=35$ m.....	17
Figure 6 : Pentes détritiques du faciès H.....	18
Figure 7 : Hs massif en affleurement (à gauche). Hsb à la cassure (à droite)	18
Figure 8 : Bloc de U1 prélevé	19
Figure 9 : Plans de stratigraphie dans le U3	20
Figure 10 : Relation entre dureté CERCHAR et résistance	20
Figure 11 : Diaclases N20 associées au couloir de faille	22
Figure 12 : Découpage de la falaise de U3 en dièdres par la conjugaison des familles de fractures	22
Figure 13 : Panneau principal de l'étude.....	23
Figure 14 : Principe des grandes chambres abattues par longs trous	25
Figure 15 : Coupe transversale d'un chantier.....	26
Figure 16 : Combinaison de l'abattage et du chargement	27
Figure 17 : Technique d'abattage adaptée selon les caractéristiques de roche.....	28
Figure 18 : Limite économique d'utilisation de l'abattage mécanique	28
Figure 19 : Productivité des machines à abattage mécanique selon la puissance en tête.....	29
Figure 20 : Direction des principales familles de fractures.....	30
Figure 21 : Variation du taux de défruitement selon la profondeur à facteur de sécurité constant ($F_s=2$)	31
Figure 22 : Evolution de la contrainte verticale moyenne dans un pilier à $\tau=50\%$	32
Figure 23 : Valeurs caractéristiques du dimensionnement.....	35
Figure 24 : Accès dans une architecture 20x10.....	36
Figure 25 : Accès dans une architecture 25x15.....	36
Figure 26 : Exploitation annuelle	37
Figure 27 : Détails de l'exploitation.....	38
Figure 28 : Flux d'aérage au sein de l'exploitation.....	39
Figure 29 : Schéma de tir en galerie.....	41
Figure 30 : Schéma de tir en élargissement.....	42
Figure 31 : Schéma de tir en chambre.....	43
Figure 32 : Trace des trois familles de fissures sur un chantier	45
Figure 33 : Blocs instables après purge.....	45
Figure 34 : Planning des taches, opérations et employés	48
Figure 35 : Valeur Nette Actualisée du Projet.....	53
Figure 36 : Variation du TRI selon le prix de vente.....	54
Figure 37 : Variation du TRI selon les dépenses.....	54
Figure 38 : Valeur Nette Actualisée du Projet dans le cas d'un abattage mécanique	156
Tableau 1 : Faciès rencontrés sur le terrain étudié et log stratigraphique	14
Tableau 2 : Séismes ressentis à X	16
Tableau 3 : Caractéristiques mécaniques des faciès étudiés.....	20
Tableau 4 : Caractéristiques de dureté des faciès	20
Tableau 5 : Caractéristiques des faciès pour l'abattage mécanique	27
Tableau 6 : Caractéristiques équivalentes des faciès.....	29
Tableau 7 : Production de U2 par abattage mécanique	30
Tableau 8 : Résistance ultime par faciès	32
Tableau 9 Résultats des modélisations par éléments finis et comparaison avec la méthode de l'aire tributaire dans le U2	34
Tableau 10 : Comparaison entre deux dimensionnements	37
Tableau 11 : Paramétrage des schémas de tir en élargissement et en chambre.....	41

Tableau 12 : Production et avancement journaliers par activité.....	43
Tableau 13 : Temps de cycle par volée	44
Tableau 14 : Hypothèses retenues pour les familles de fractures.....	45
Tableau 15 : Temps d'utilisation journalier par type d'engin	46
Tableau 16 : Exemples de machines	47
Tableau 17 : Paramétrage de la résistance des galeries	49
Tableau 18 : Résistance des éléments constitutifs de l'exploitation	50
Tableau 19 : Réglementation minière en terme d'aérage	50
Tableau 20 : Besoin en ventilation après tir	51
Tableau 21 : Coût chantier moyen sans main d'oeuvre	51
Tableau 22 : Coût opératoire total	52
Tableau 23 : Investissements initiaux	52
Tableau 24 : Calcul du cash-flow annuel	53
Tableau 25 : Influence des hypothèses sur le TRI du projet	55
Tableau 26 Résultats de tous les essais de caractérisation des faciès.....	72
Tableau 27 : Caractéristiques des granulats (1/2).....	95
Tableau 28 : Caractéristiques de granulats (2/2)	95
Tableau 29 : Cash-flow annuel dans le cas d'abattage mécanique.....	156

ANNEXES

ANNEXE 1 : Stéréogrammes	65
ANNEXE 2 : Essais de caractérisation des faciès.....	69
ANNEXE 3 : Résultats des études de stabilité par éléments finis.....	95
ANNEXE 4 : Schémas de tir.....	127
ANNEXE 5 : Calcul des besoins en engins et main d'œuvre.....	133
ANNEXE 6 : Calcul des coûts d'investissement et opératoires.....	139
ANNEXE 7 : Analyse économique du projet par abattage mécanique.....	151

ANNEXE 1 Stéréogrammes

○ **Zone Nord**

Famille 1: N110-80S

- N90-70 S
- N110-70 S
- N150-70 W
- N110-70 S
- N123-70 S

Famille 2: NS

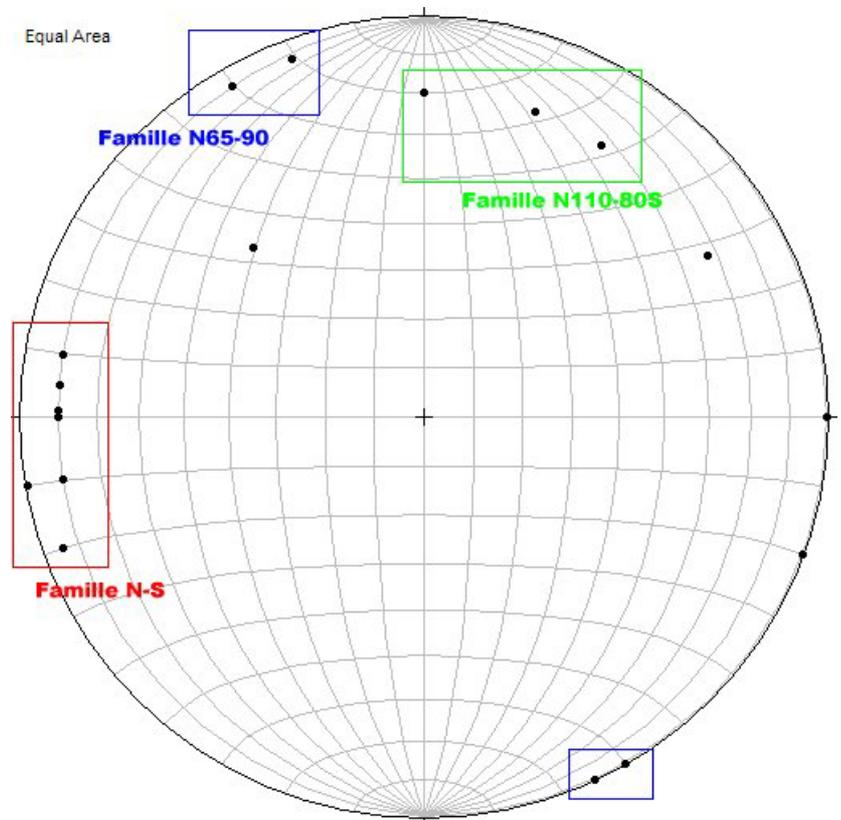
- N20-90
- N170-80 E
- N0-80 E
- N5-80 E
- N160-85E
- N0-80 E
- N10-80 E
- N0-90
- N170-90

Famille 3: N65-90

- N60-70 S
- N70-85 S
- N65-90
- N60-90
- N65-90

Autres mesures:

N45-50E surface d'érosion dans zone de faille



○ **Zone Centre**

Famille 1 : N110-90

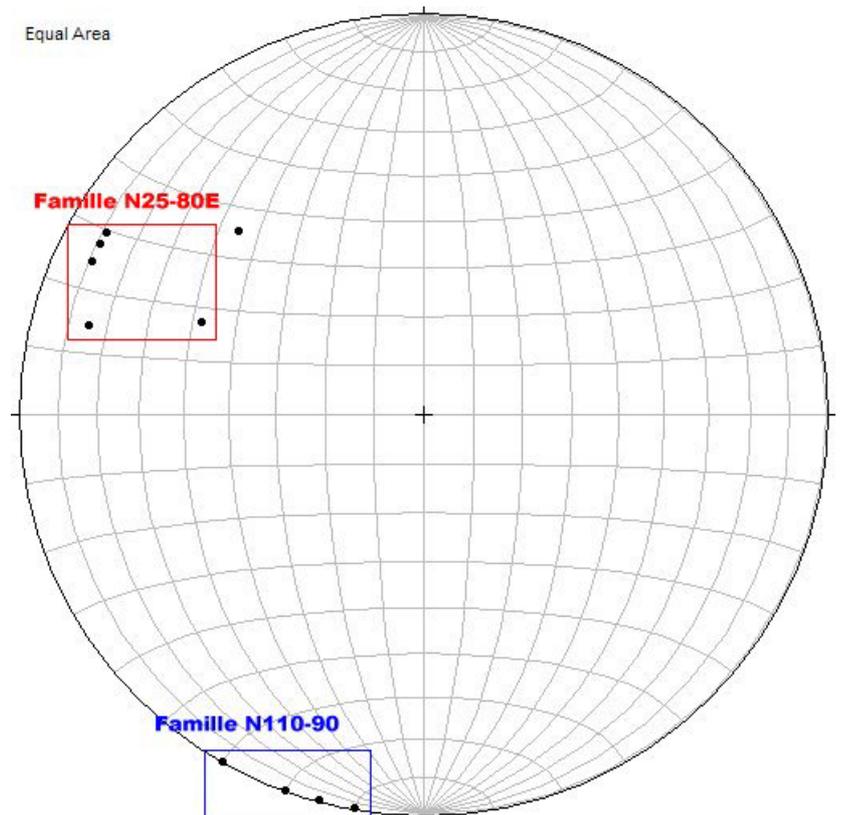
- N100-90
- N120-90
- N105-90
- N110-90

Famille 2 :N25-80E

- N30-80 E
- N28-80 E
- N25-80 E
- N15-75 E
- N23-50 E

Autres mesures :

N55-20NW stratigraphie



Annexes

N45-55 E surface d'érosion dans zone de faille

○ **Zone sud**

Famille 1 : N115-90

- N100-90
- N110-90
- N128-80 E
- N115-90
- N108-90
- N130-70E

Famille 2 : N20-80 E

- N20-90
- N10-80 E
- N7-90
- N20-80 E
- N12-90
- N25-87 E
- N20-90
- N12-90
- N20-70 à 80E

Famille 3 : N50-80E

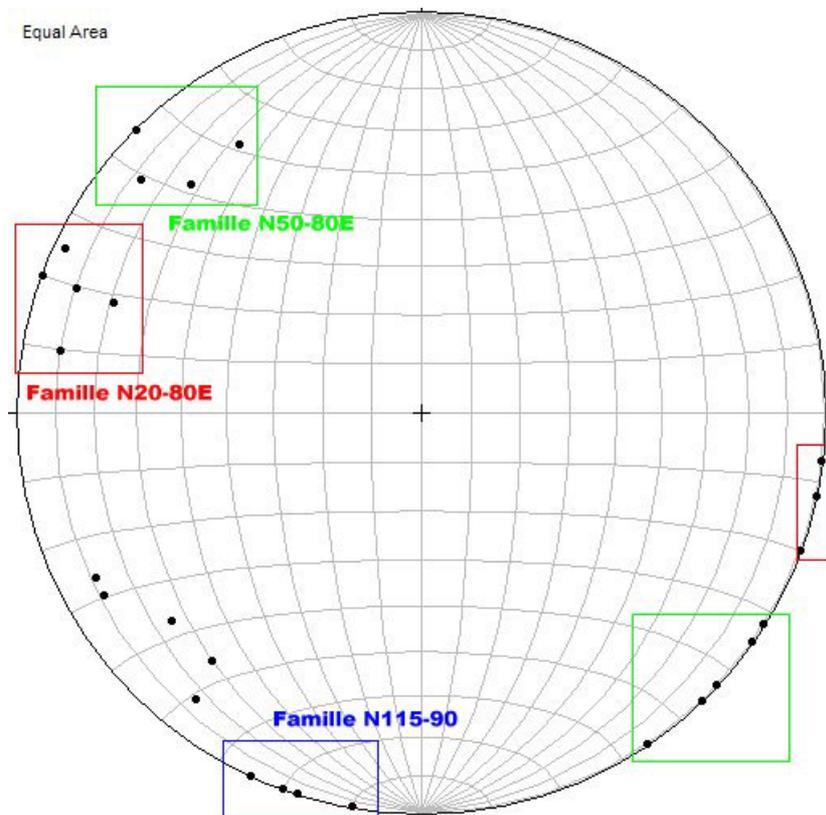
- N45-90
- N43-90
- N45-90
- N45-70E
- N35-90
- N32-90
- N40-80E
- N46-90
- N56-70E
- N56-90

Autres mesures:

- N140-70E
- N153-80E
- N150-80E

Ces mesures peuvent suggérer une famille supplémentaire à N145-85E. Il semble raisonnable de penser que cette famille correspond à une autre orientation locale de la famille1.

Au niveau du Grand Vallon, on retrouve une famille de diaclases N55-90 plus ou moins parallèle à une faille orientée N60. Elle semble appartenir à la famille 3 et s'inscrire dans une système N60 présent sur le plateau (carte géologique) et sur les falaises Nord.



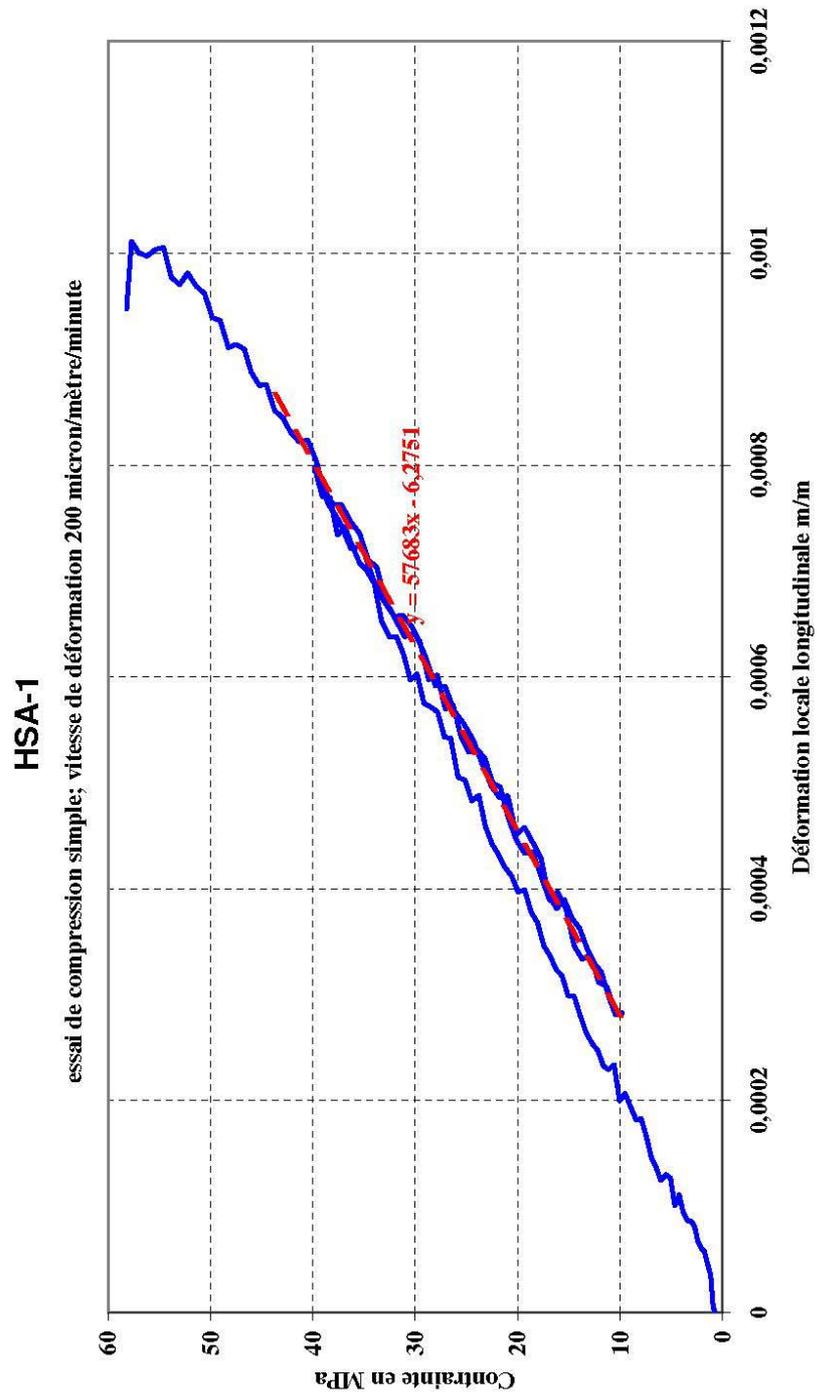
ANNEXE 2
Essais de caractérisation des faciès

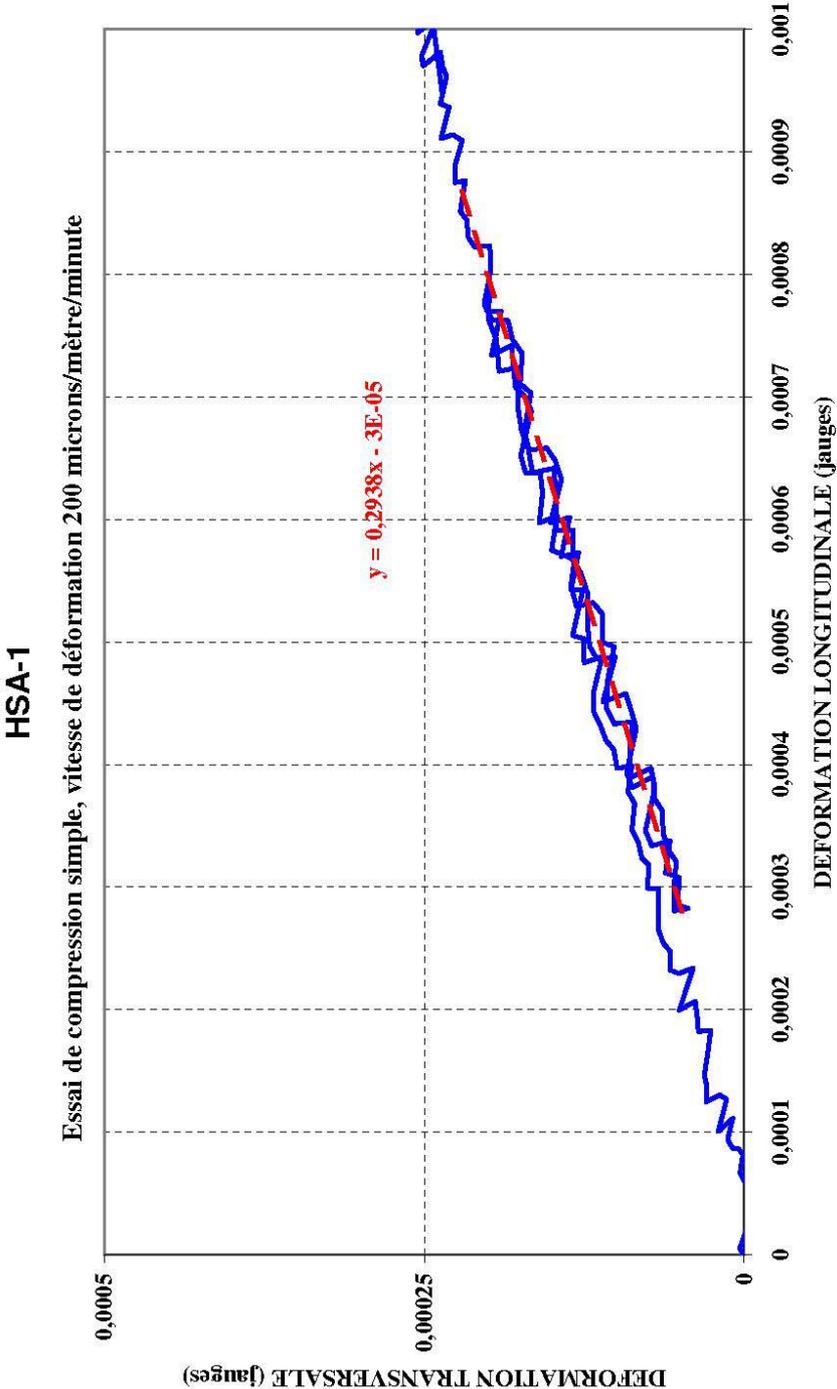
Evaluation technique et économique de la faisabilité d'une exploitation souterraine de granulats

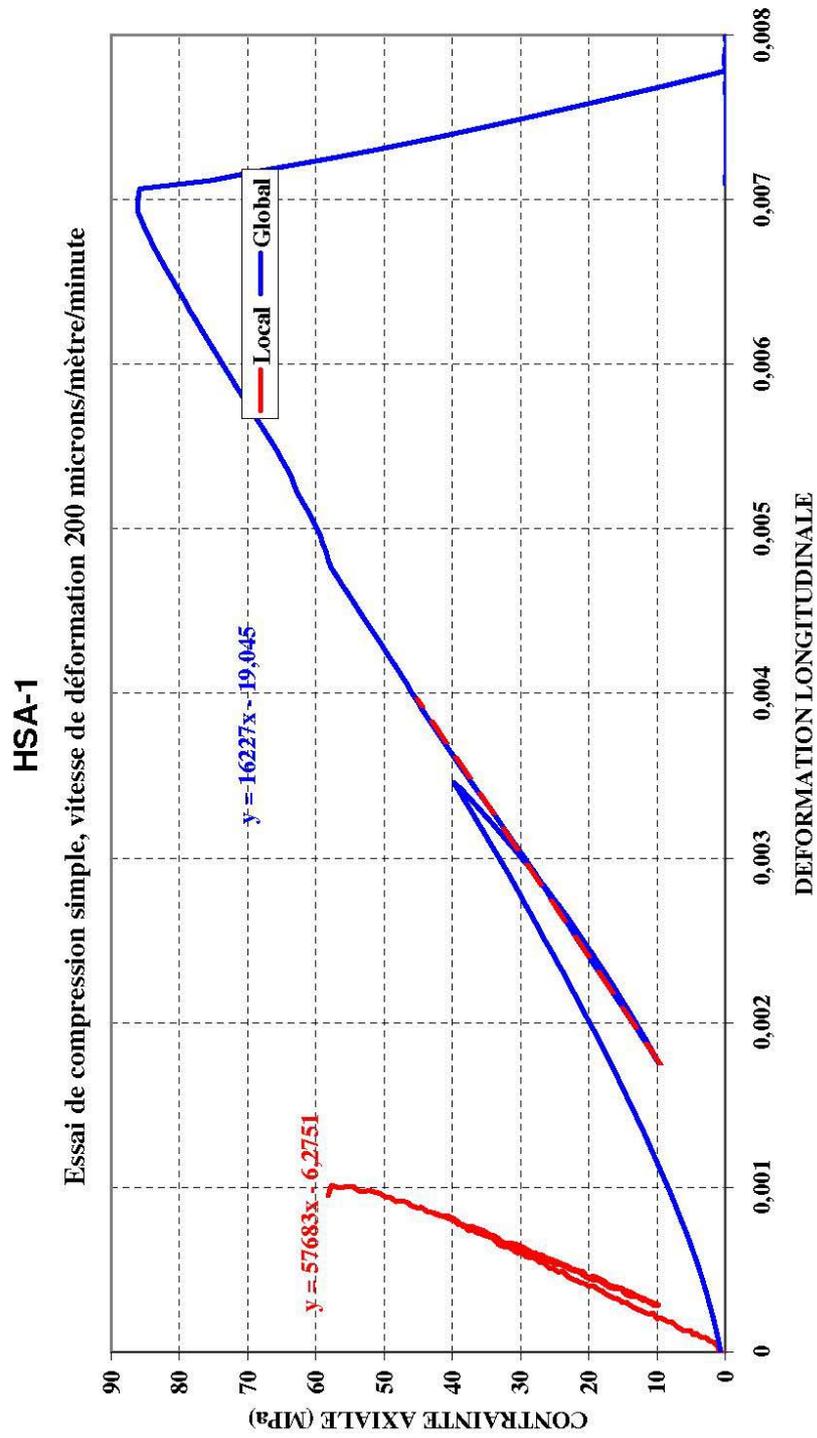
Numéro	Masse volumique	Masse volumique absolue	Vitesse du son	Dureté CERCHAR	Abrasivité CERCHAR	Abrasivité LCPC	Broyabilité	Résistance à la traction (Brésilien)	Résistance Comp Simple (Global)	Module Young (Local)	Module Poisson	Résistance Comp Simple (Local)	Module Young (Global)
	kg/m3	kg/m3	m/sec	moyenne	moyenne	%	%	MPa	Mpa			MPa	
U3	2559	2690	4478			6,8	46,3	2,35	40,67	38300	0,2515	44	12033,33
écart type	34		420					0	3				2859
U3/1	2576		3623						44	38300		44	14300
U3/2	2586		4604						42				13800
U3/3	2594		4437						36				8000
U3/4B	2500		5005					2,41					
U3/5B	2570		4580					2,65					
U3/6B	2527		4617					2,00					
U2	2625	2690	5276	70,72	1,4	1,00	40,8	4,86	78,00	72400	0,2083	38,00	16800
écart type	5		175										
U2/2/1	2630		5101	86,26					78,00	72400		38,00	16800
U2/2/2B	2620		5451	55,18				4,86					
U1	2640	2690		51,79	1,4	14,2	38,8						
HSA	2552	2690	5514			2,2	50,4	7,00	86	57700	0,2938	55	17600
écart type	47		289					1	1				1400
HSA/1	2580		5421						85	57700		55	16200
HSA/2	2568		5389						87				19000
HSA/3B	2448		4997					5,69					
HSA/4B	2558		5759					7,04					
HSA/5B	2566		5639					8,10					
HSA/6B	2589		5878					7,15					
HSB	2519	2700	5973	54,31	0,7	1,40	42,2	7,45	152	58050	0,3063	135	20900
écart type	24		130					1	16	2650		15	600
HSB2/1	2562		5966	54,31					168	55400		150	21500
HSB2/2B	2526		6212					6,05					20300
HSB2/3B	2475		6081					7,47					
HSB1/1	2528		5793						136	60700		120	
HSB1/2B	2509		5869					7,34					
HSB1/3B	2518		5894					9,00					
HSB1/4B	2514		5993					7,38					

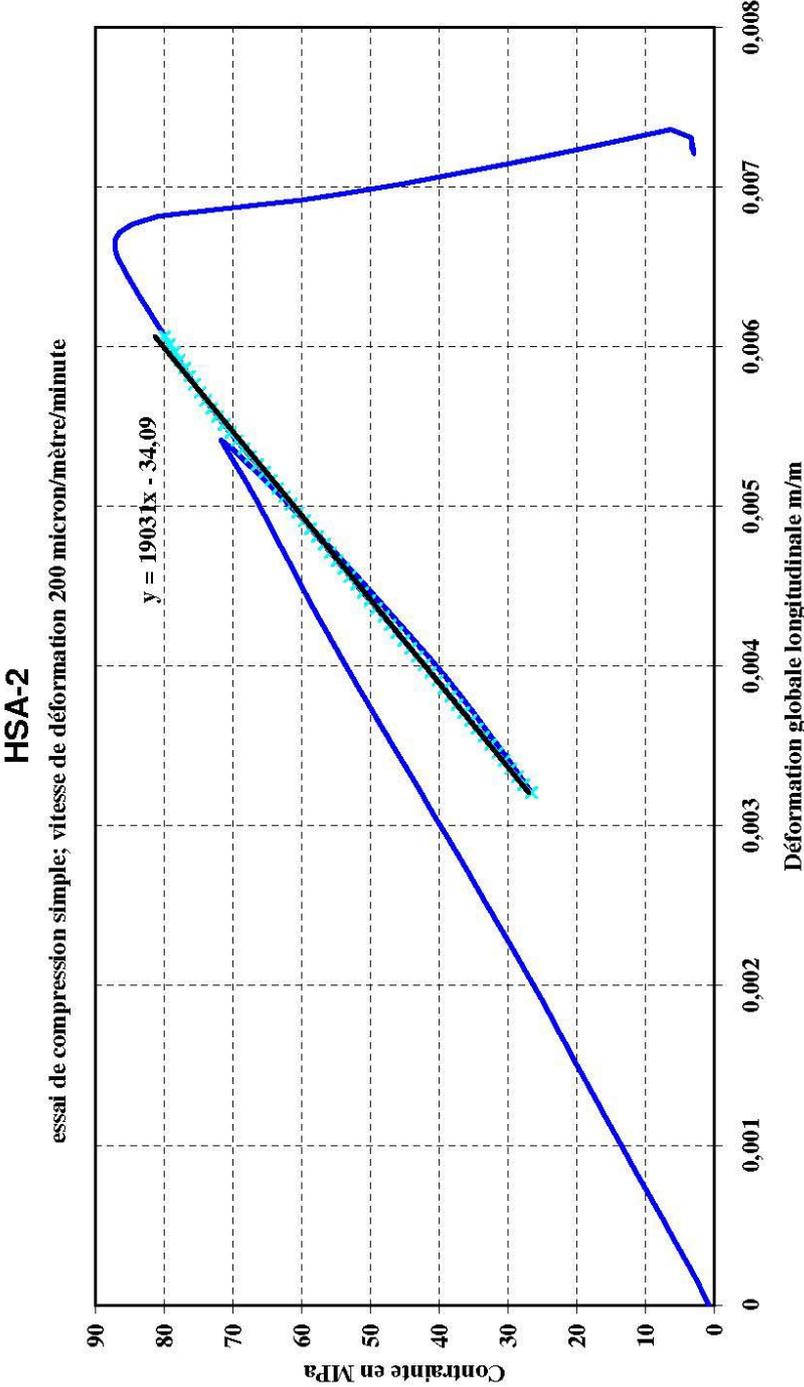
Tableau 26 Résultats de tous les essais de caractérisation des faciès

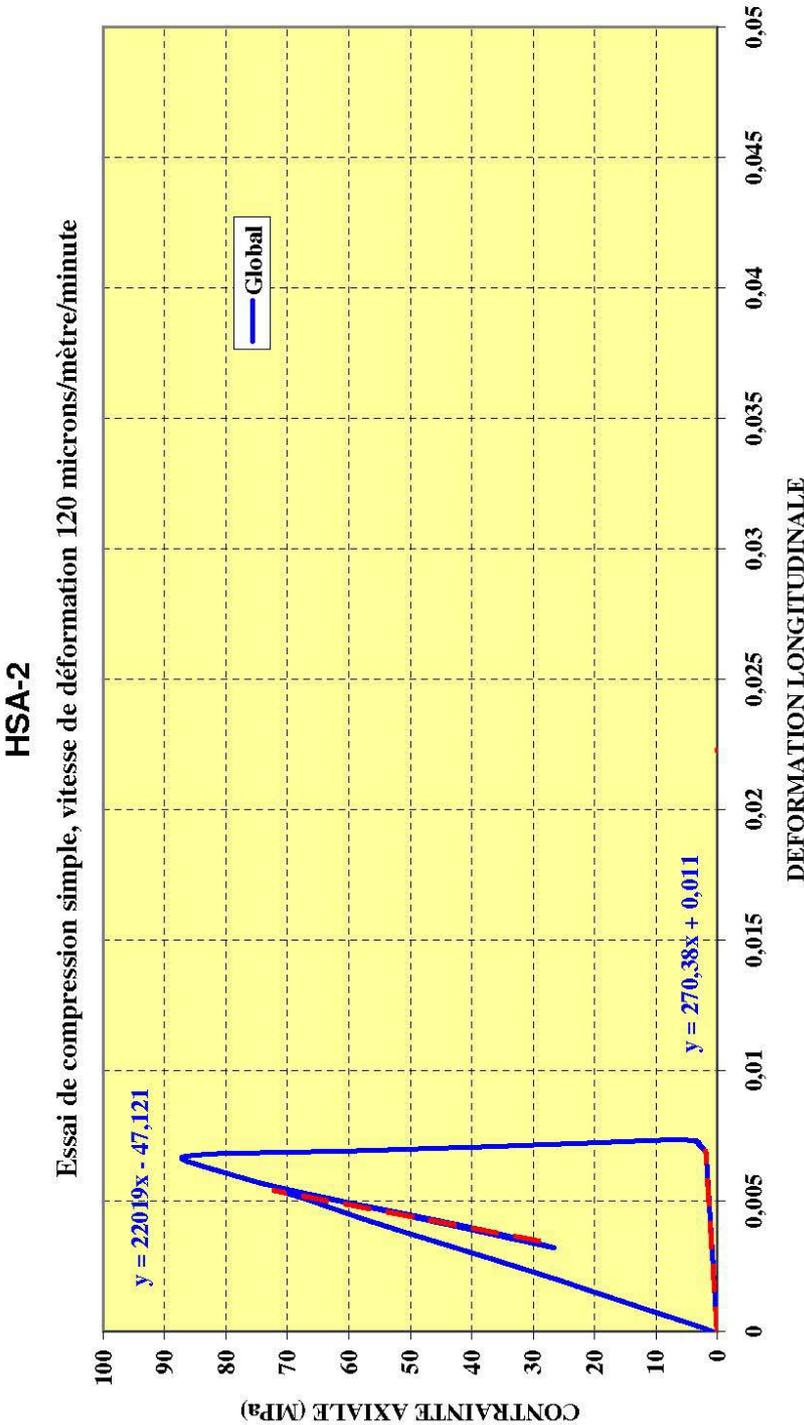


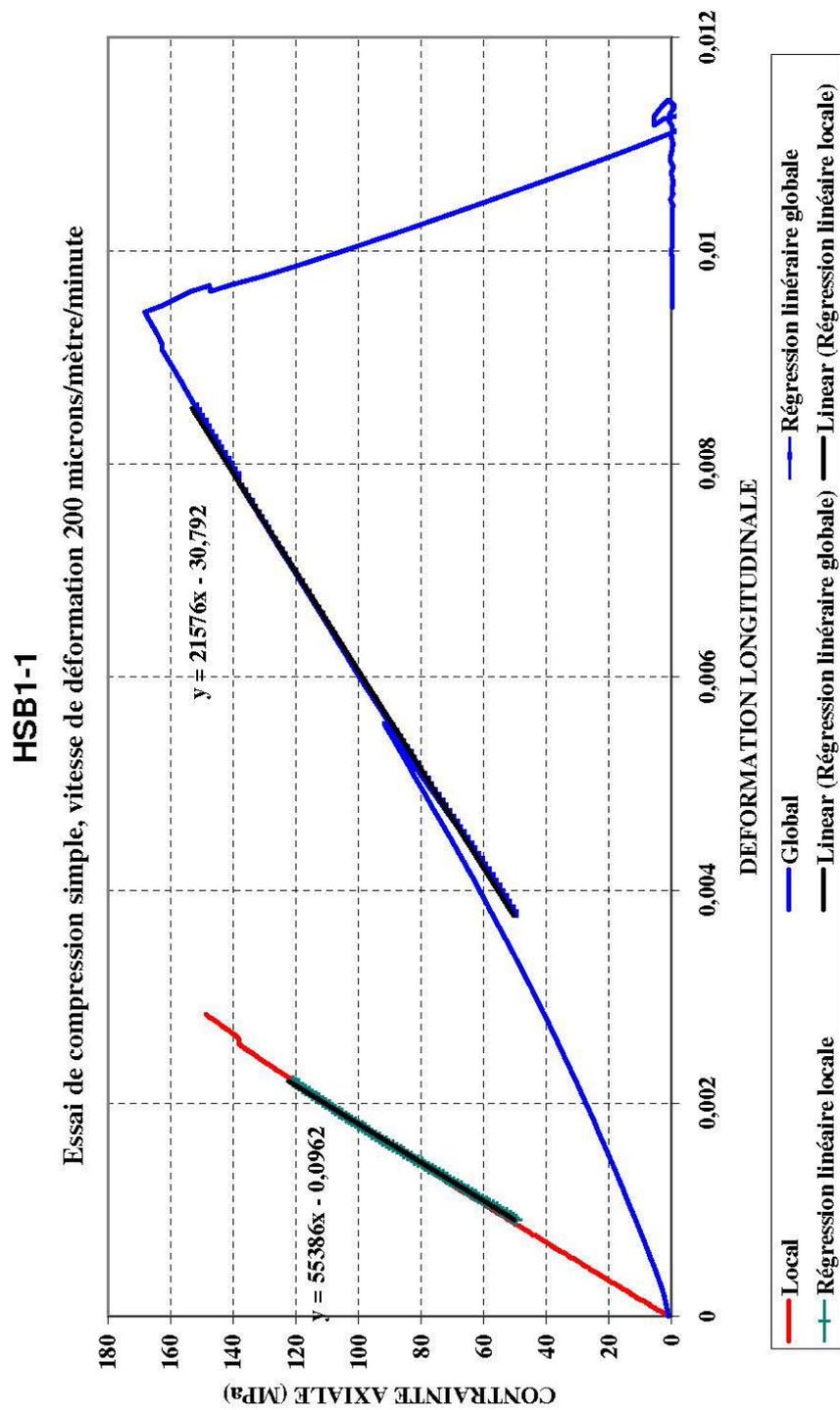


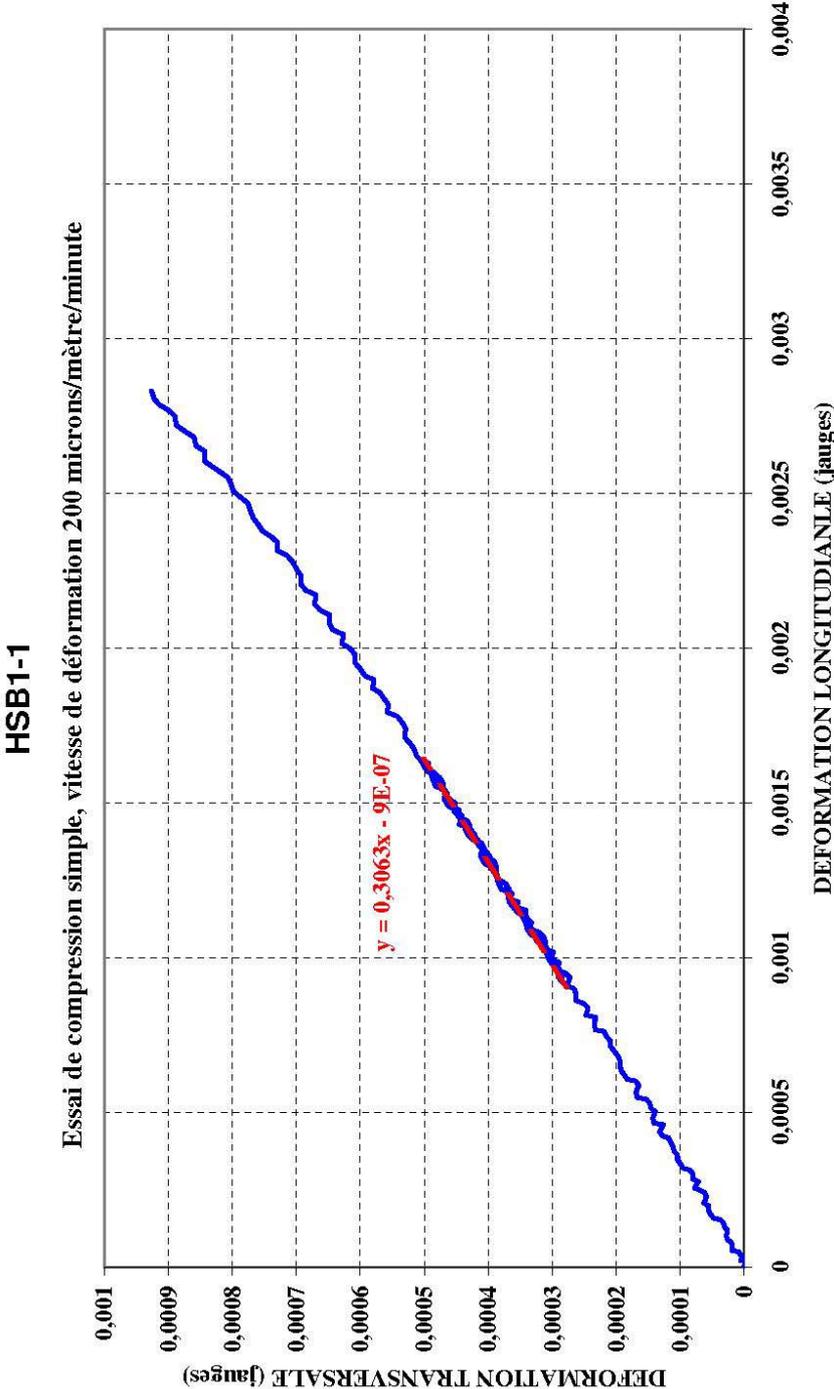


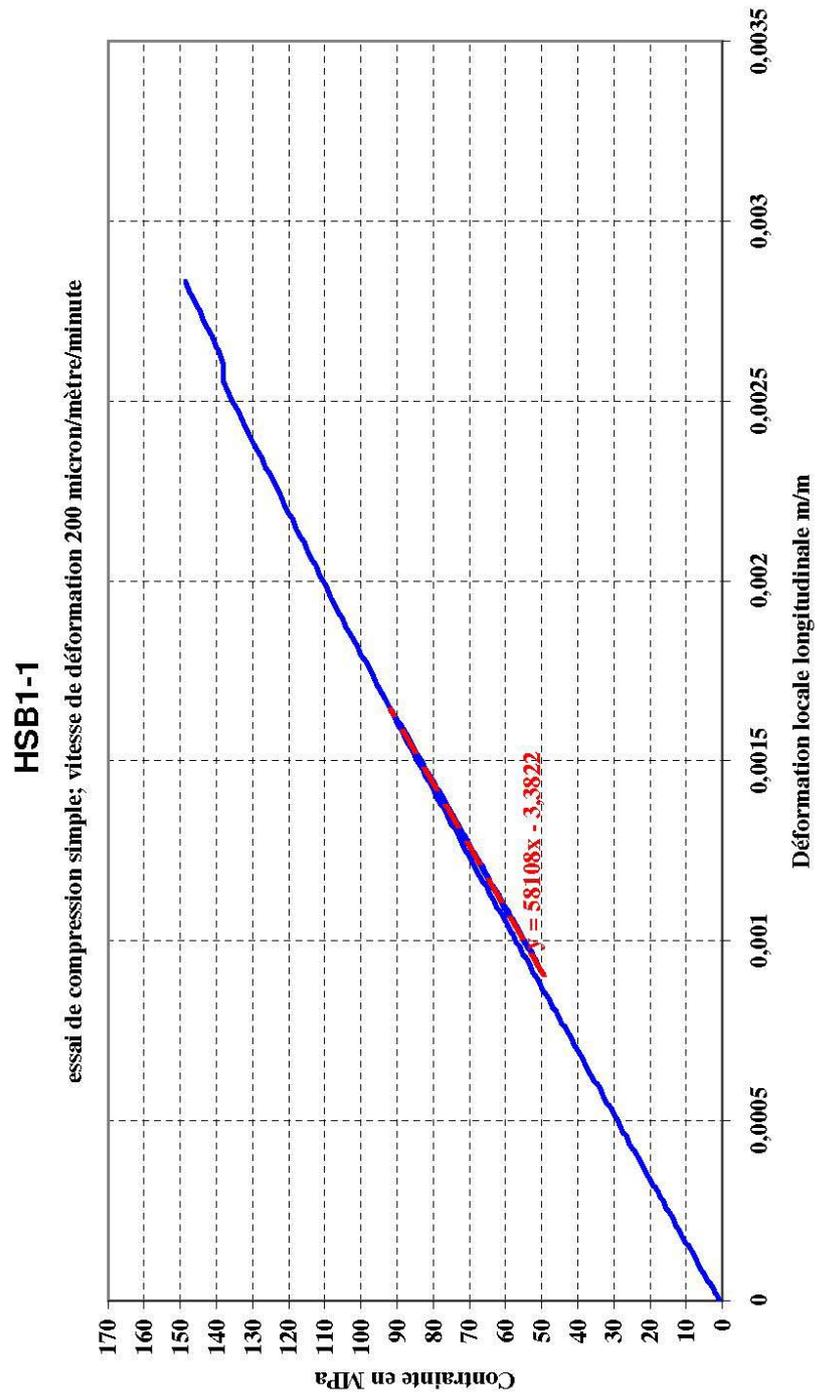


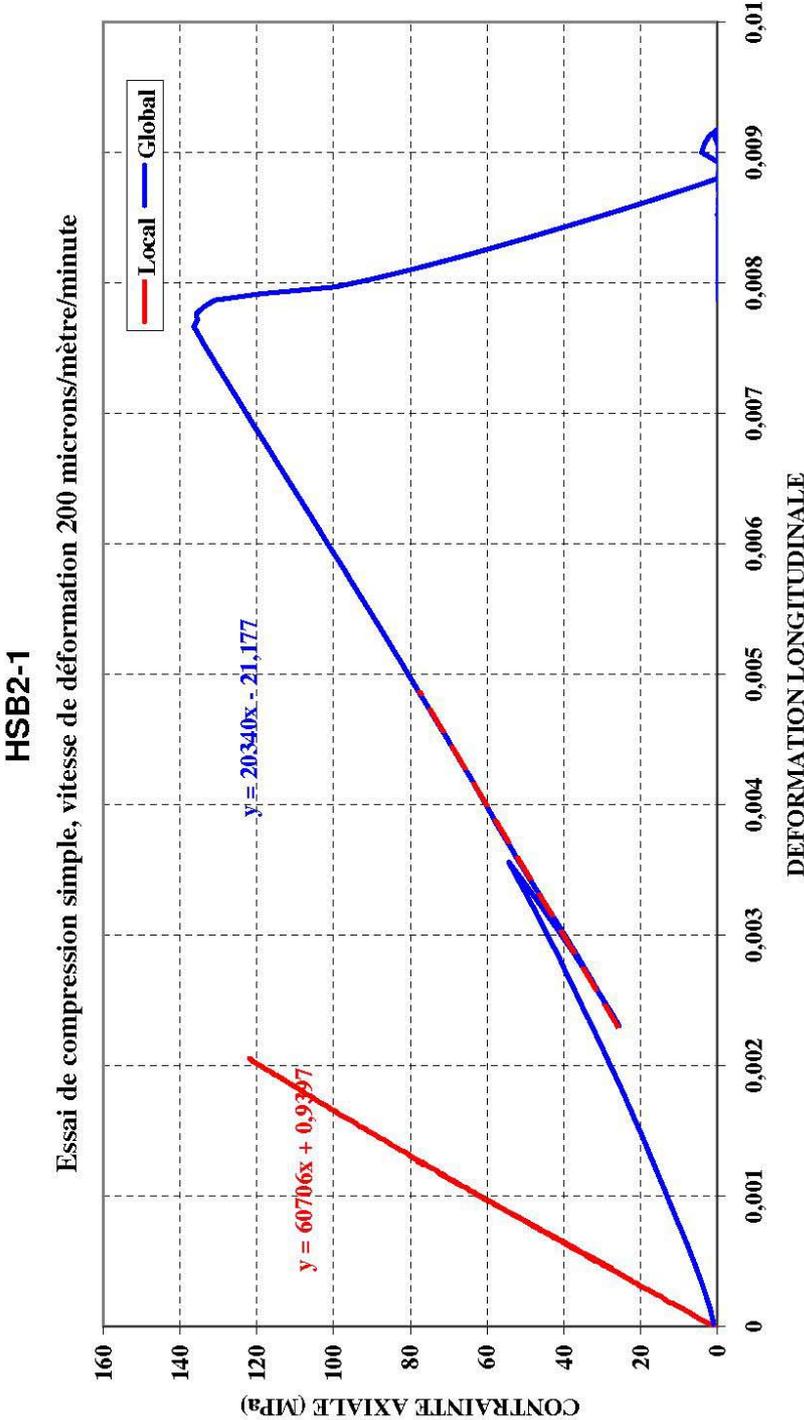


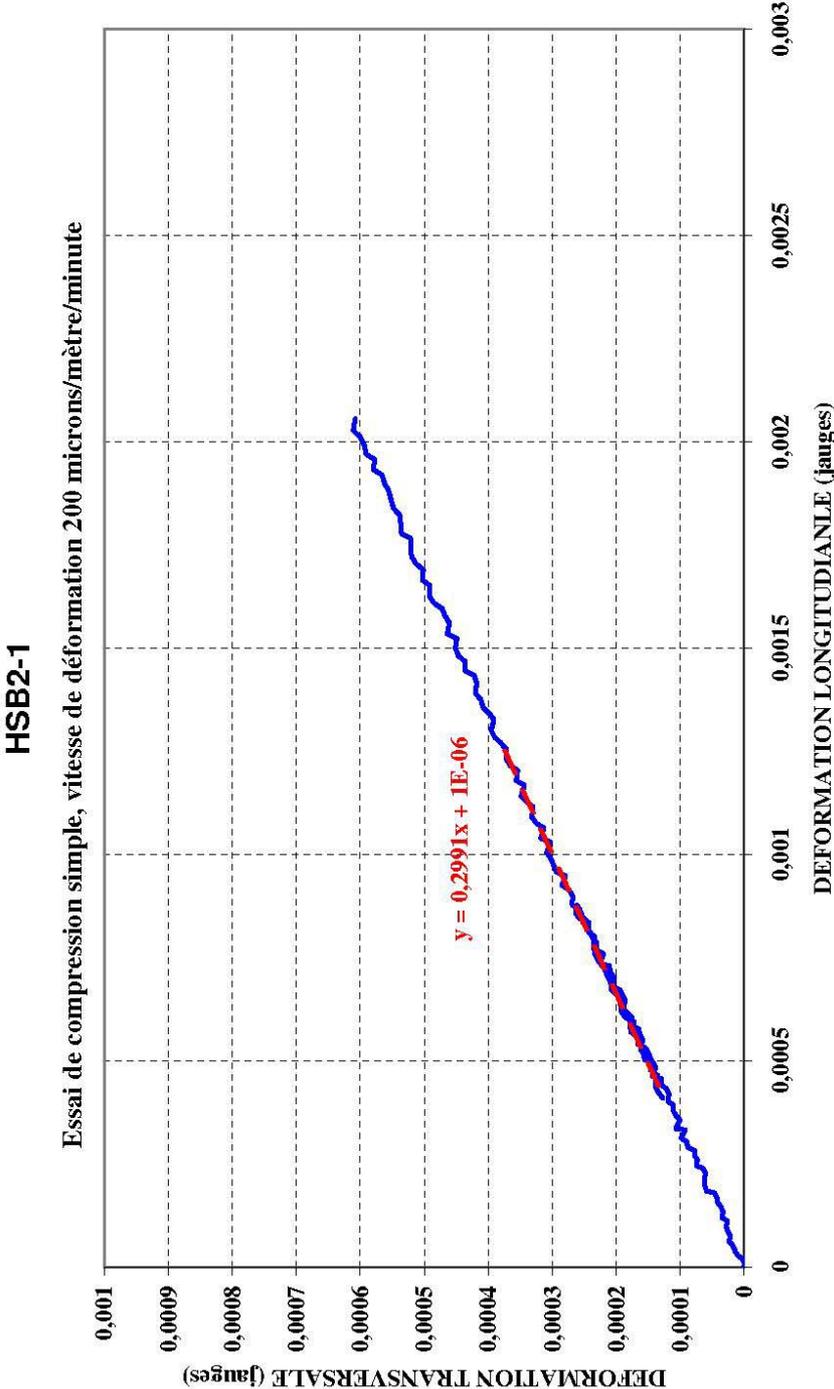


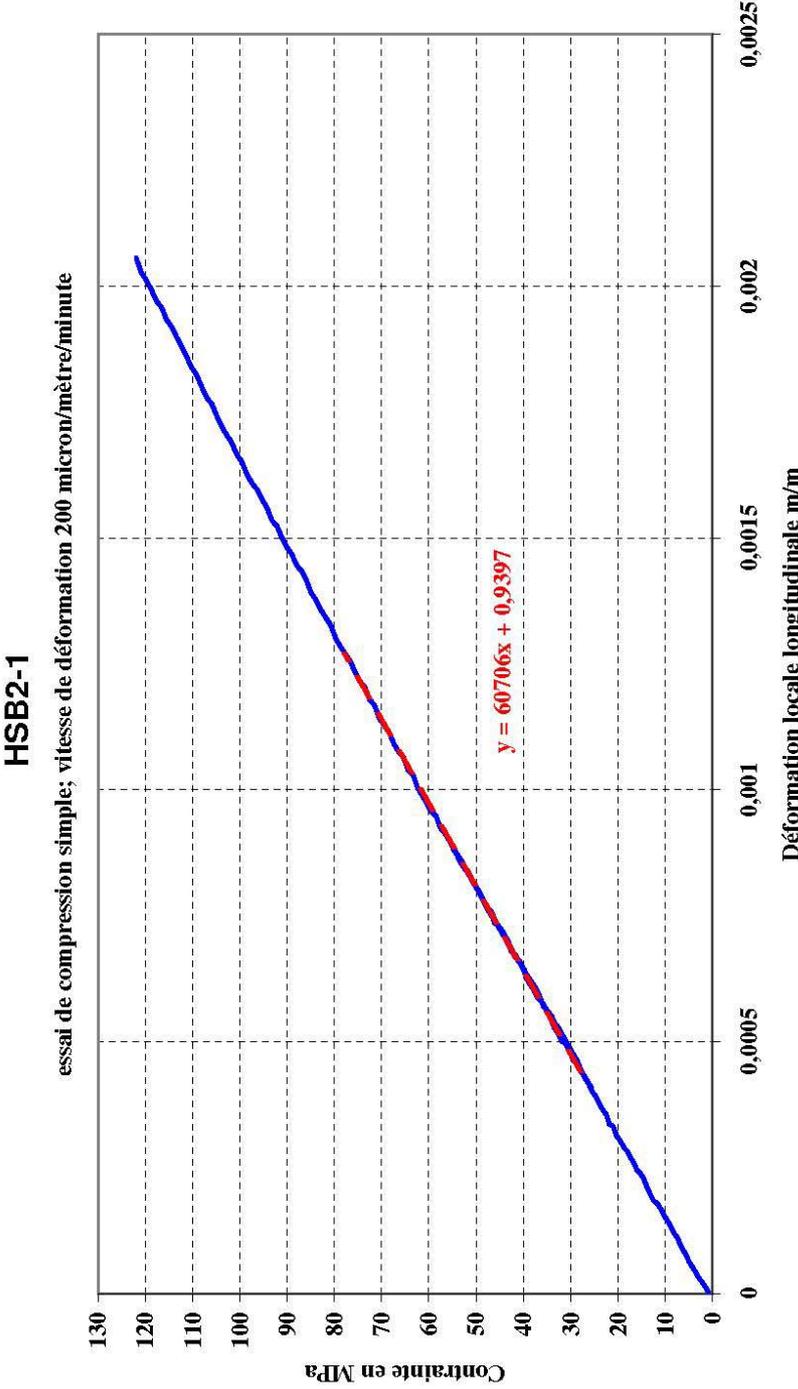






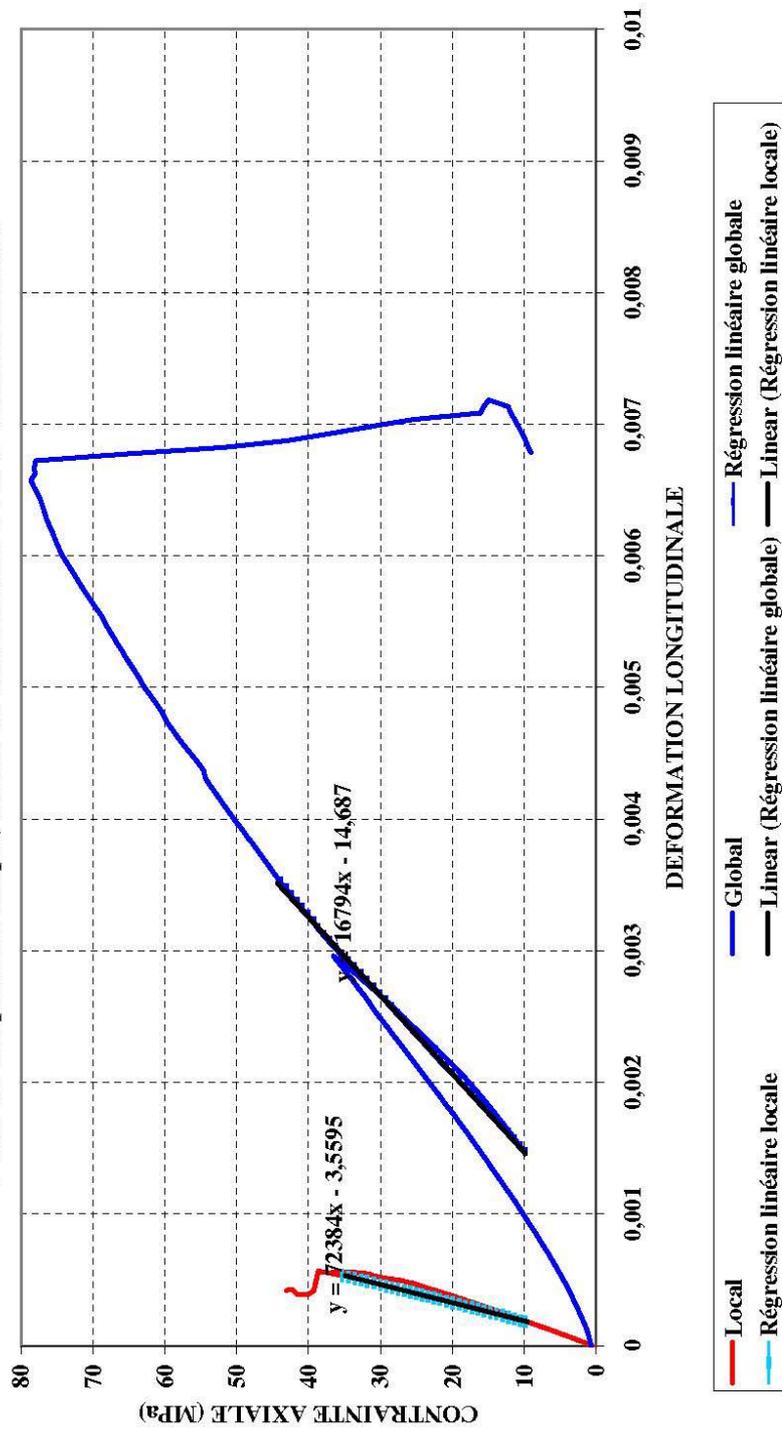


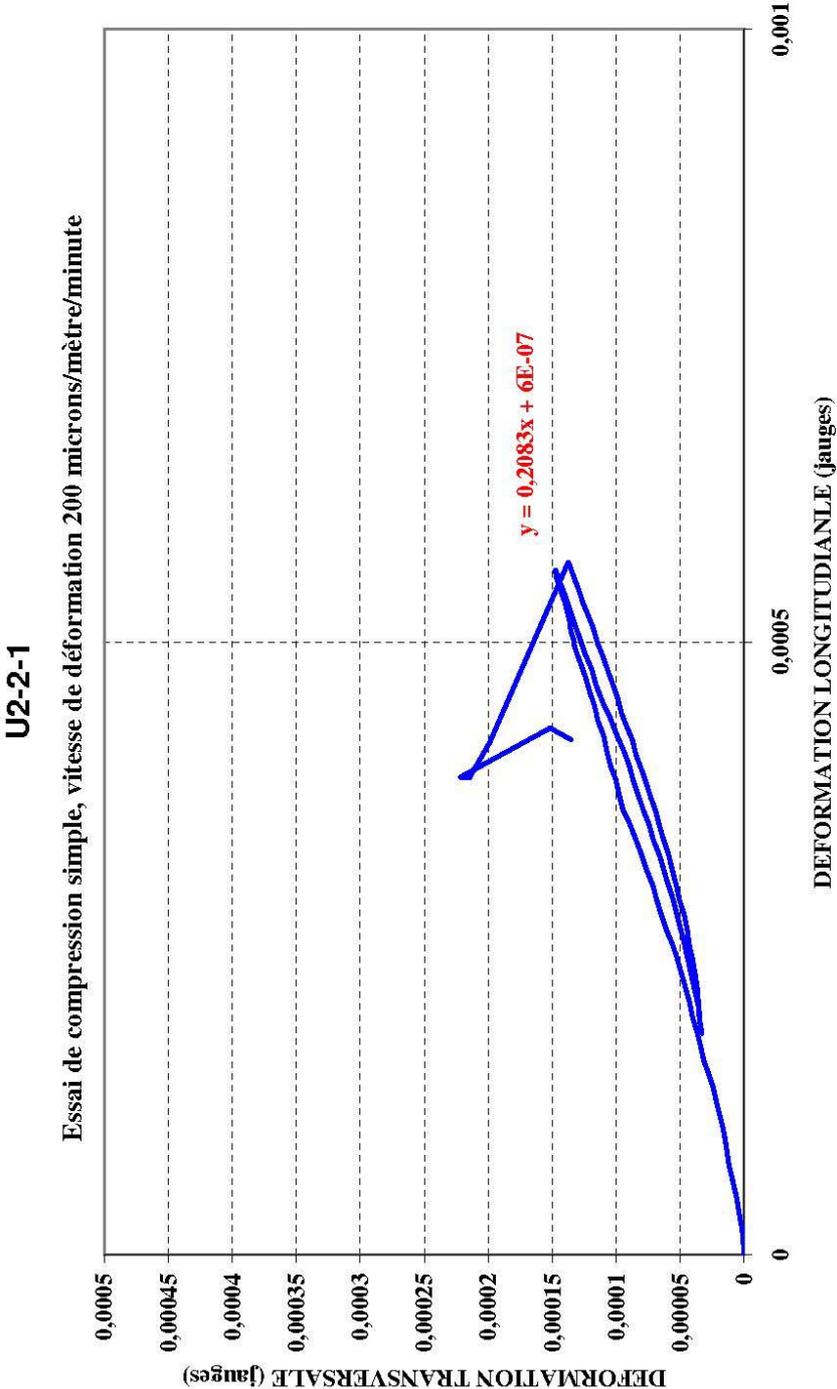


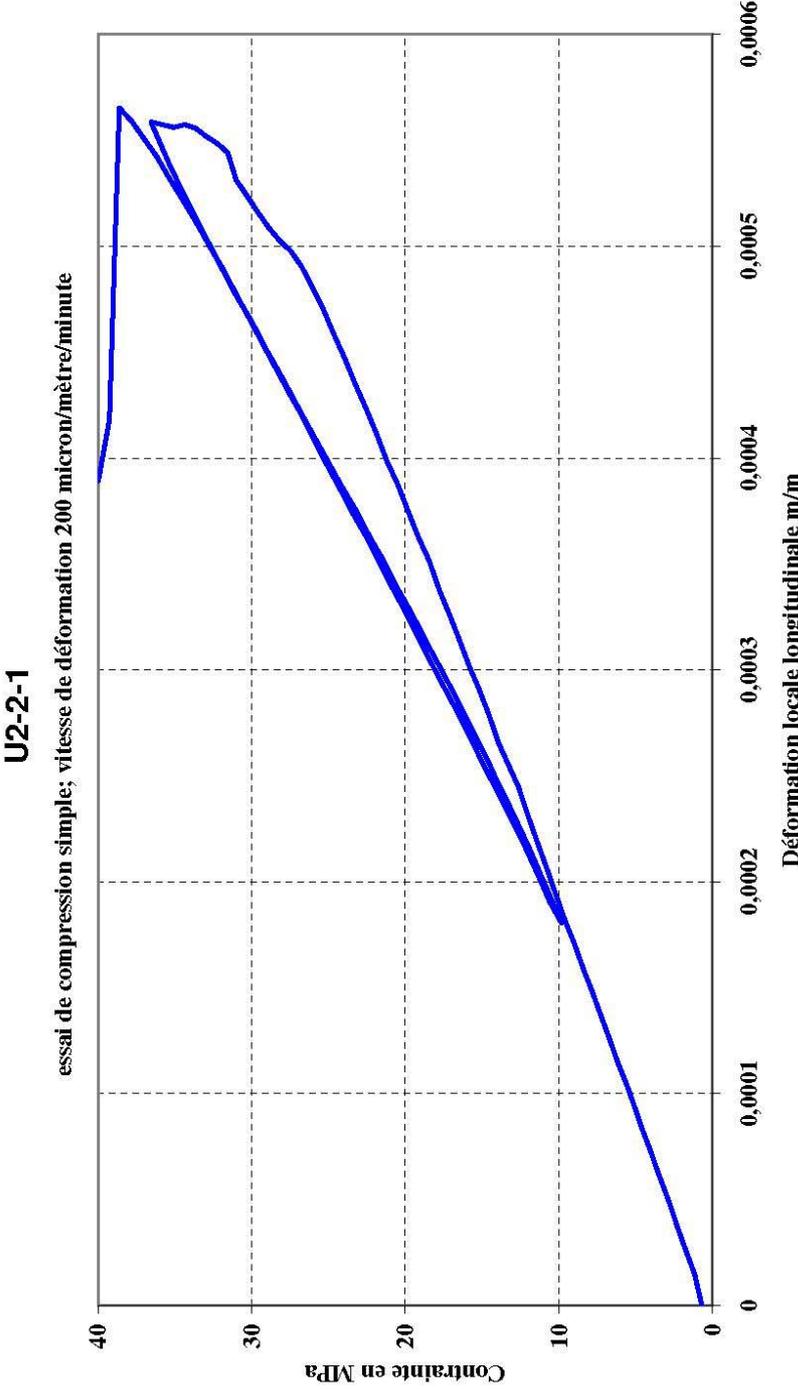


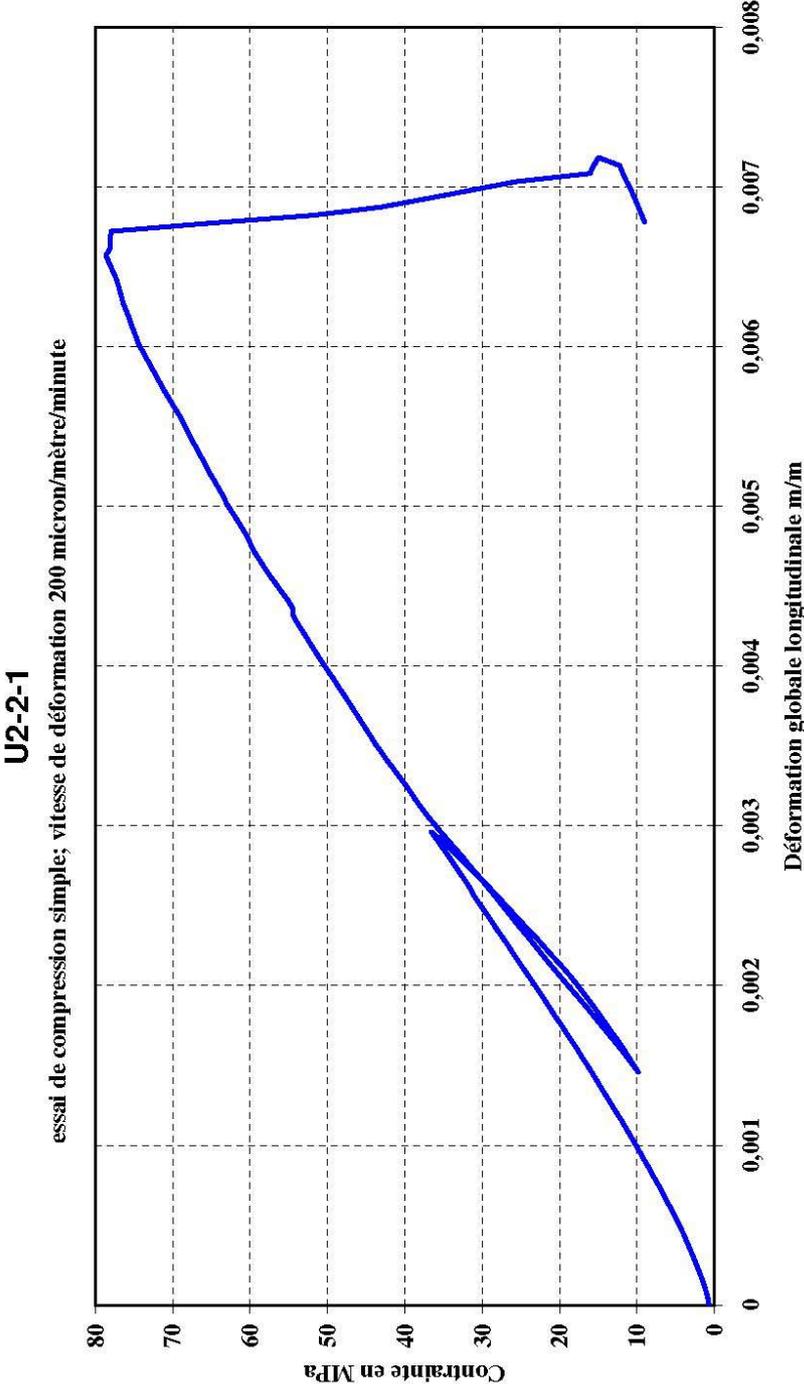
U2-2-1

Essai de compression simple, vitesse de déformation 200 microns/mètre/minute



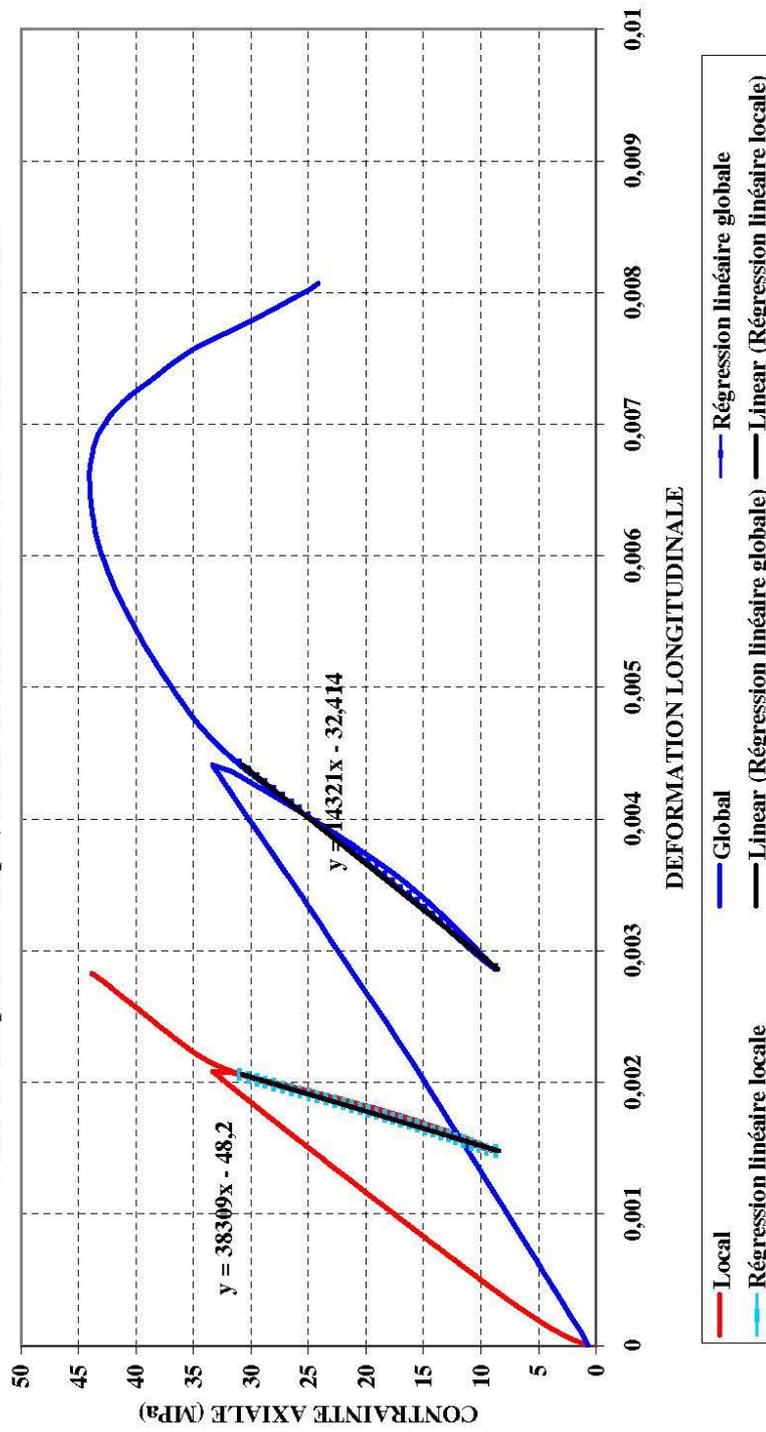


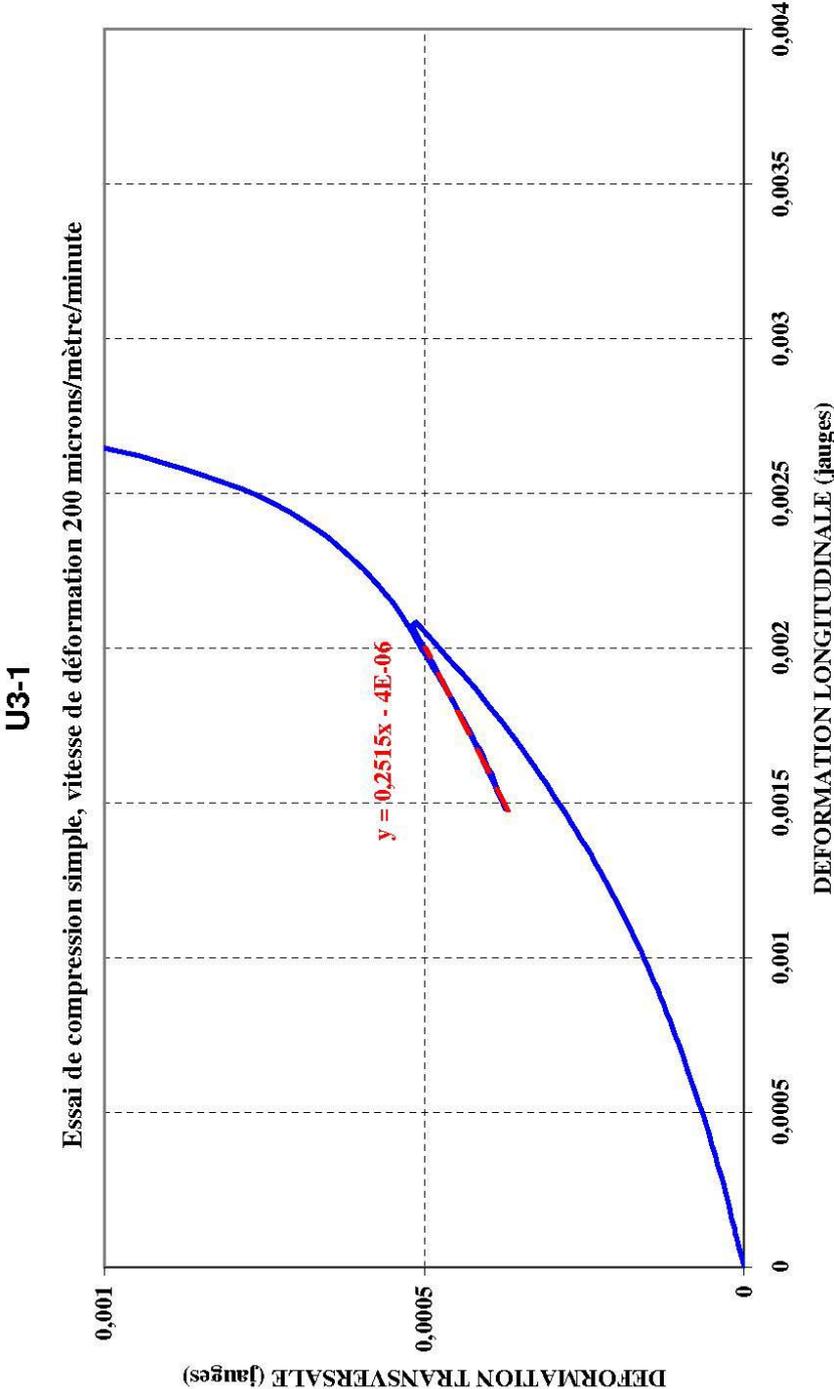


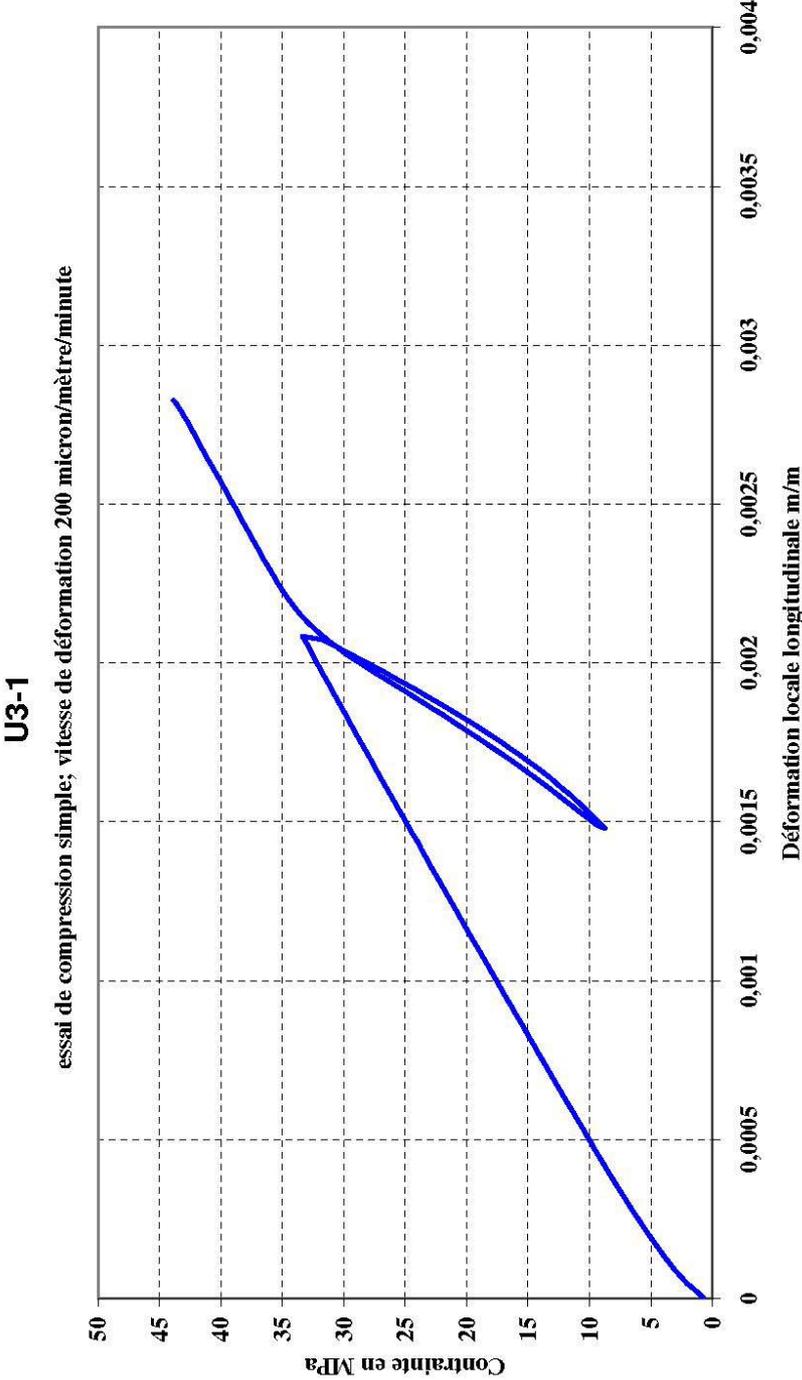


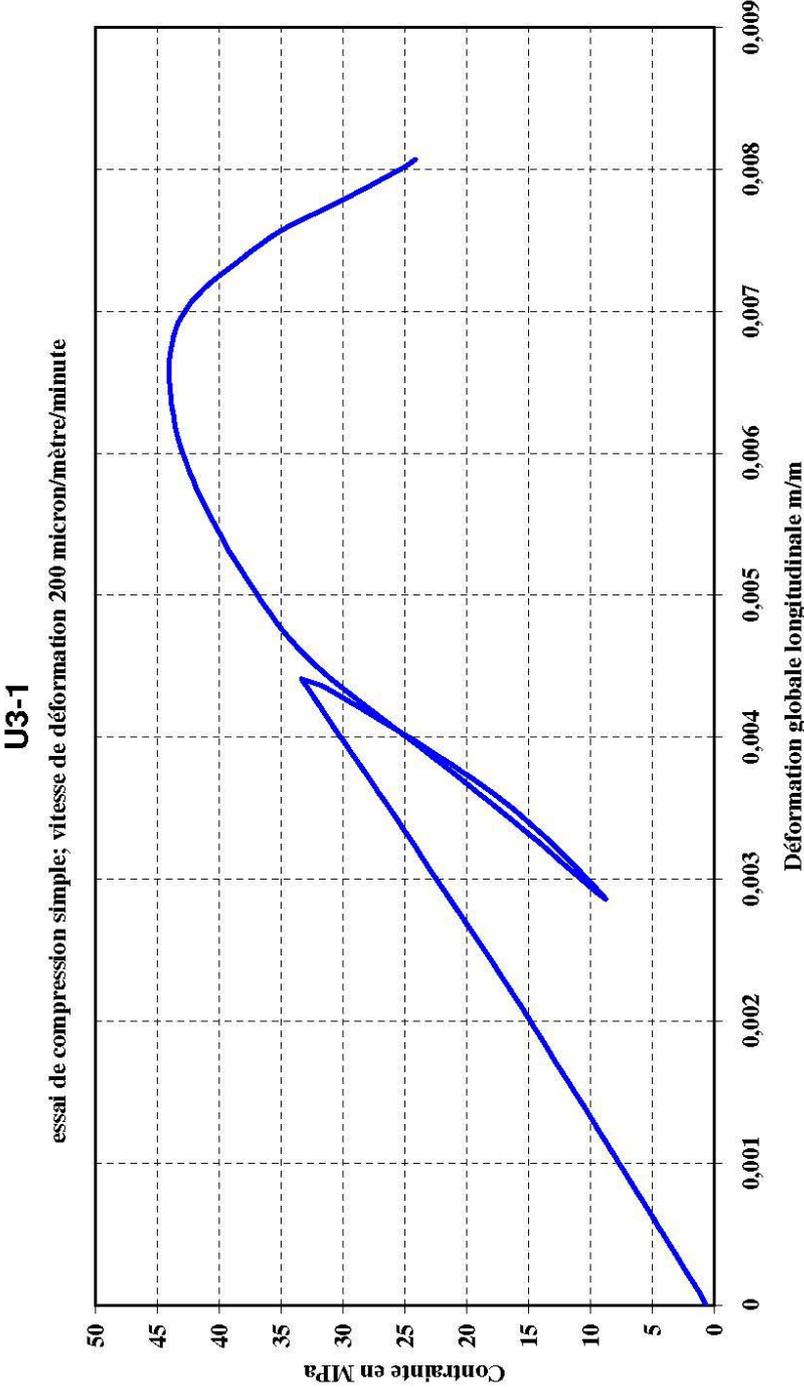
U3-1

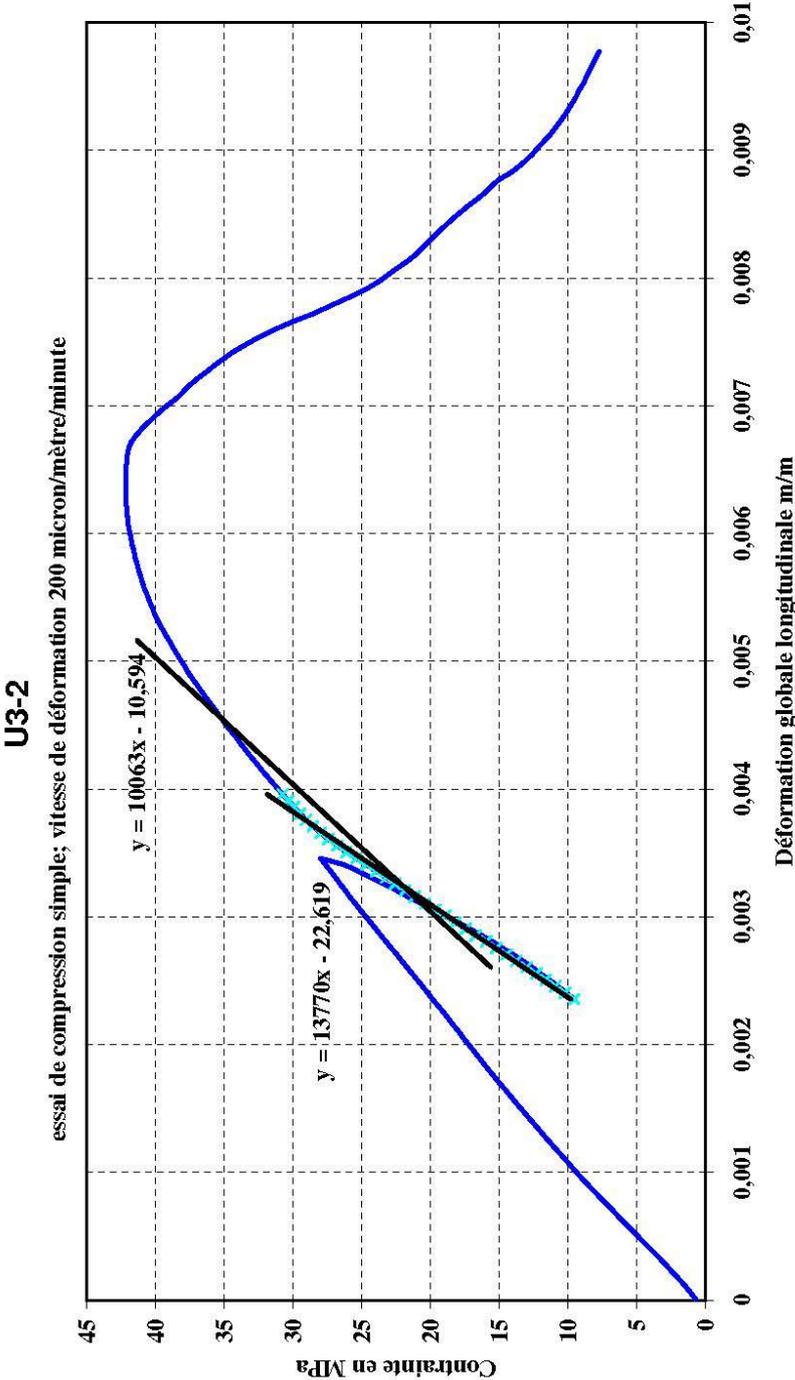
Essai de compression simple, vitesse de déformation 200 microns/mètre/minute

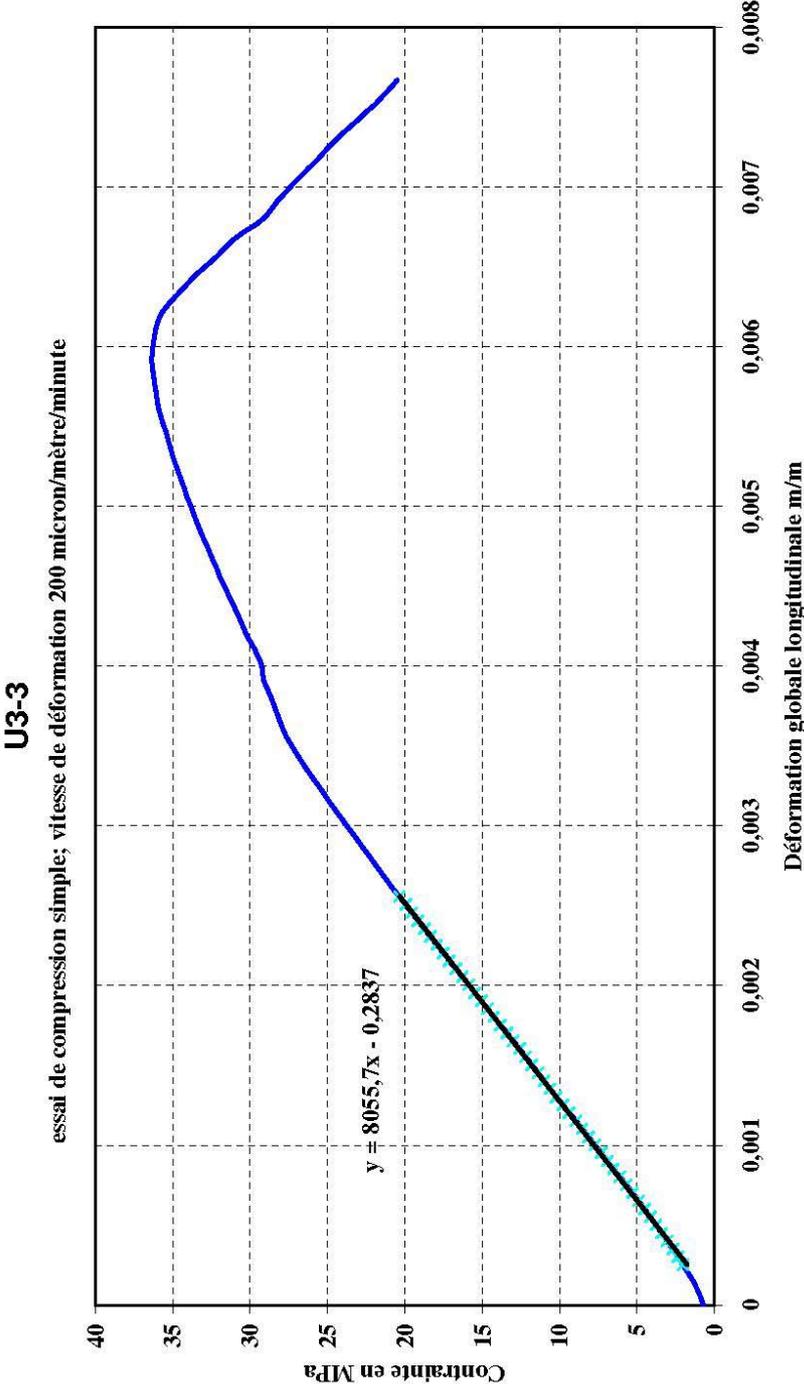












Les résultats des tests de caractérisation des granulats sont réunis dans les tableaux 27 et 28.

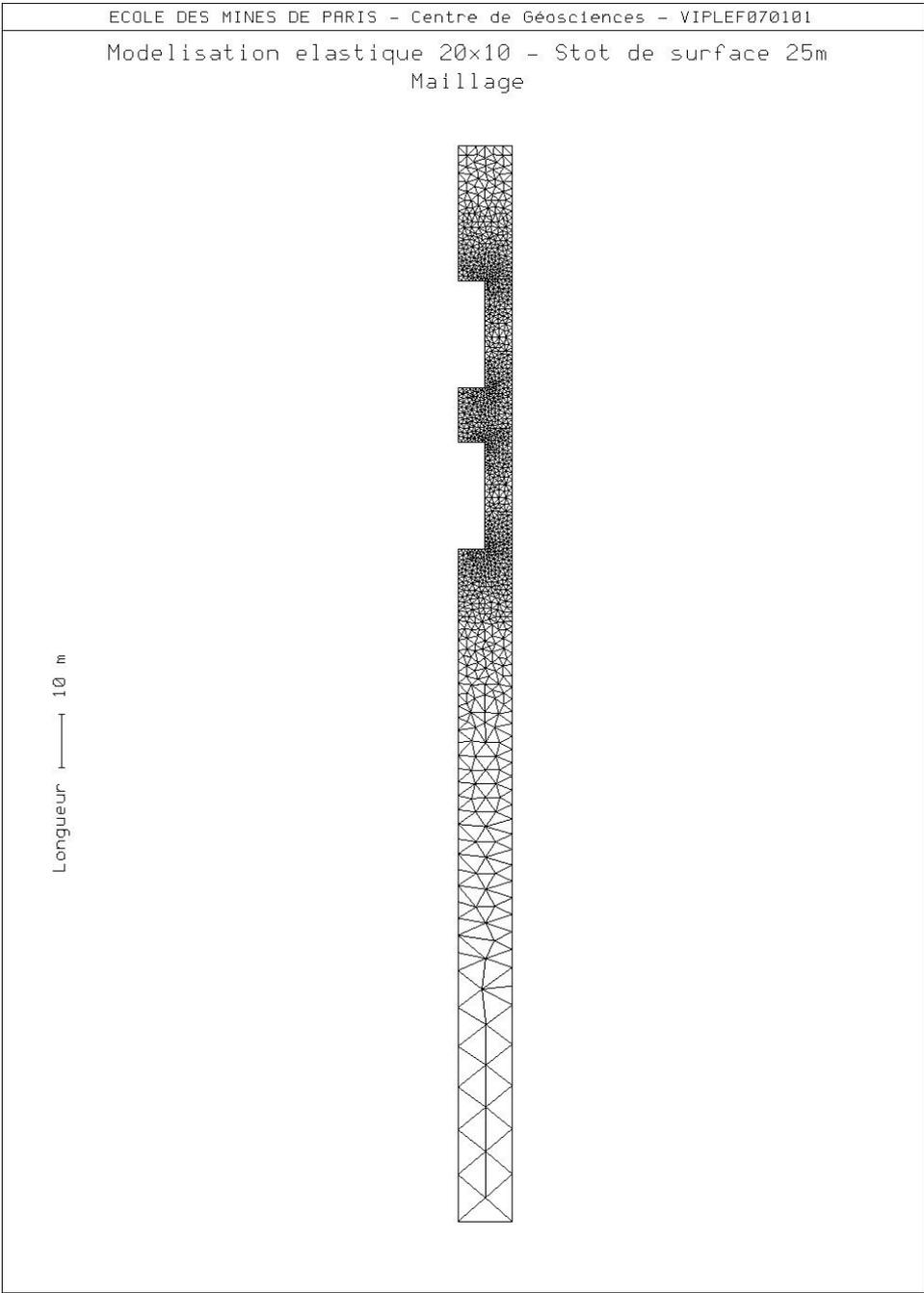
Echantillon n°	Granulométrie après concassage				LA	MDE	Absorption (%)
	passant (%) au tamis de 63 μ	passant (%) au tamis de 4 mm	passant (%) au tamis de 10 mm	passant (%) au tamis de 20 mm	fraction 10/14	fraction 6,3/10	fraction 10/14
U3	1,7	22	54	99	29	20	1,03
U2	2,1	18	49	98,5	19	14	0,57
U1	1,6	17	47	99,1	19	14	0,74
Hs haut	0,4	3	33	97	28	21	1,13
Hs bas	3,1	23	32	81	21	19	1,42

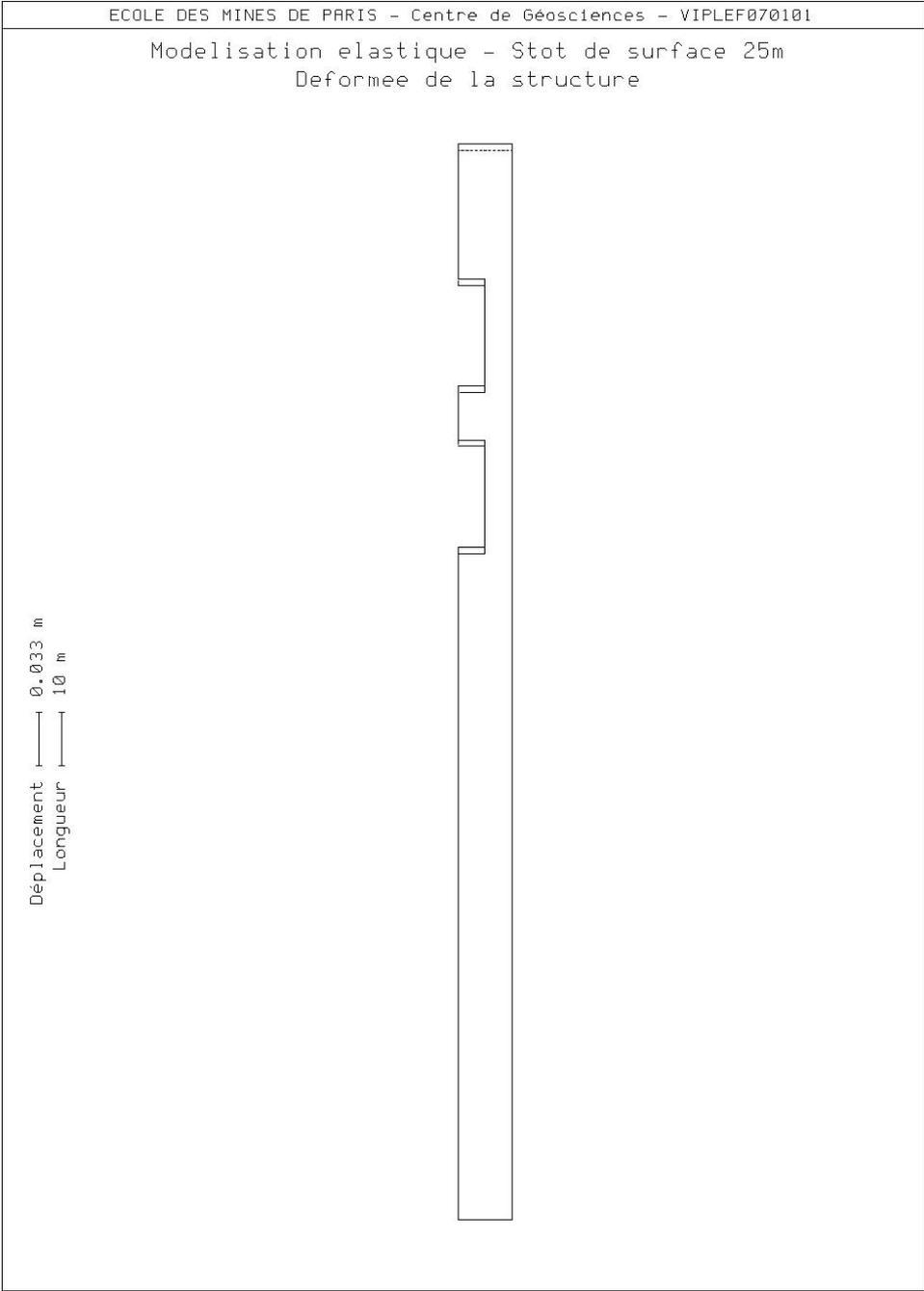
Tableau 27 : Caractéristiques des granulats (1/2)

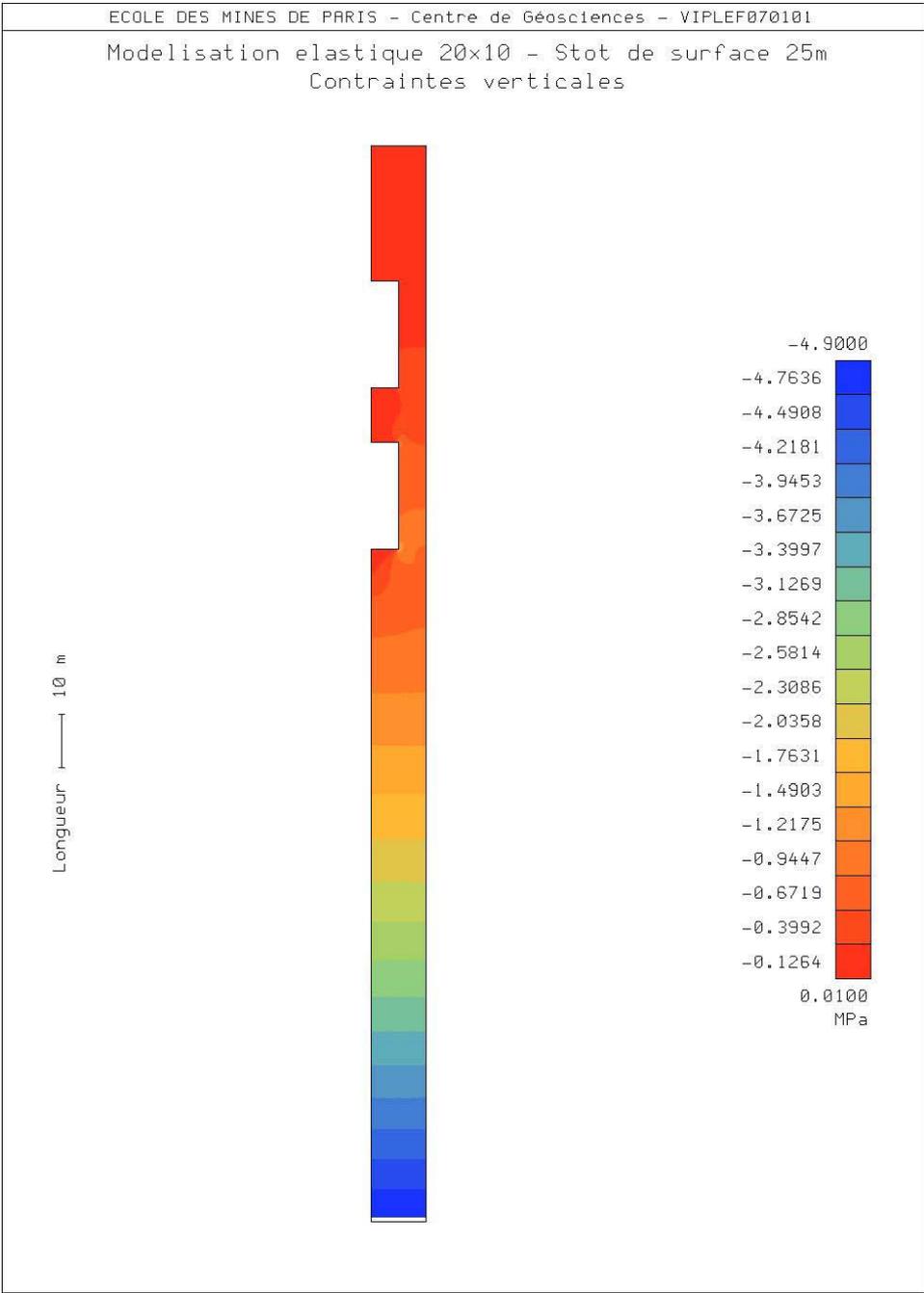
Echantillon n°	Masse volumique réelle	Masse volumique absolue	Abrasivité LCPC (g/t)	Broyabilité (%)
	fraction 10/14	fraction 10/14	fraction 4/6,3	fraction 4/6,3
U3	2,61	2,69	6,8	46,2
U2	2,65	2,69	1	40,8
U1	2,64	2,69	14,2	38,8
Hs haut	2,61	2,69	2,2	50,4
Hs bas	2,6	2,7	1,4	42,2

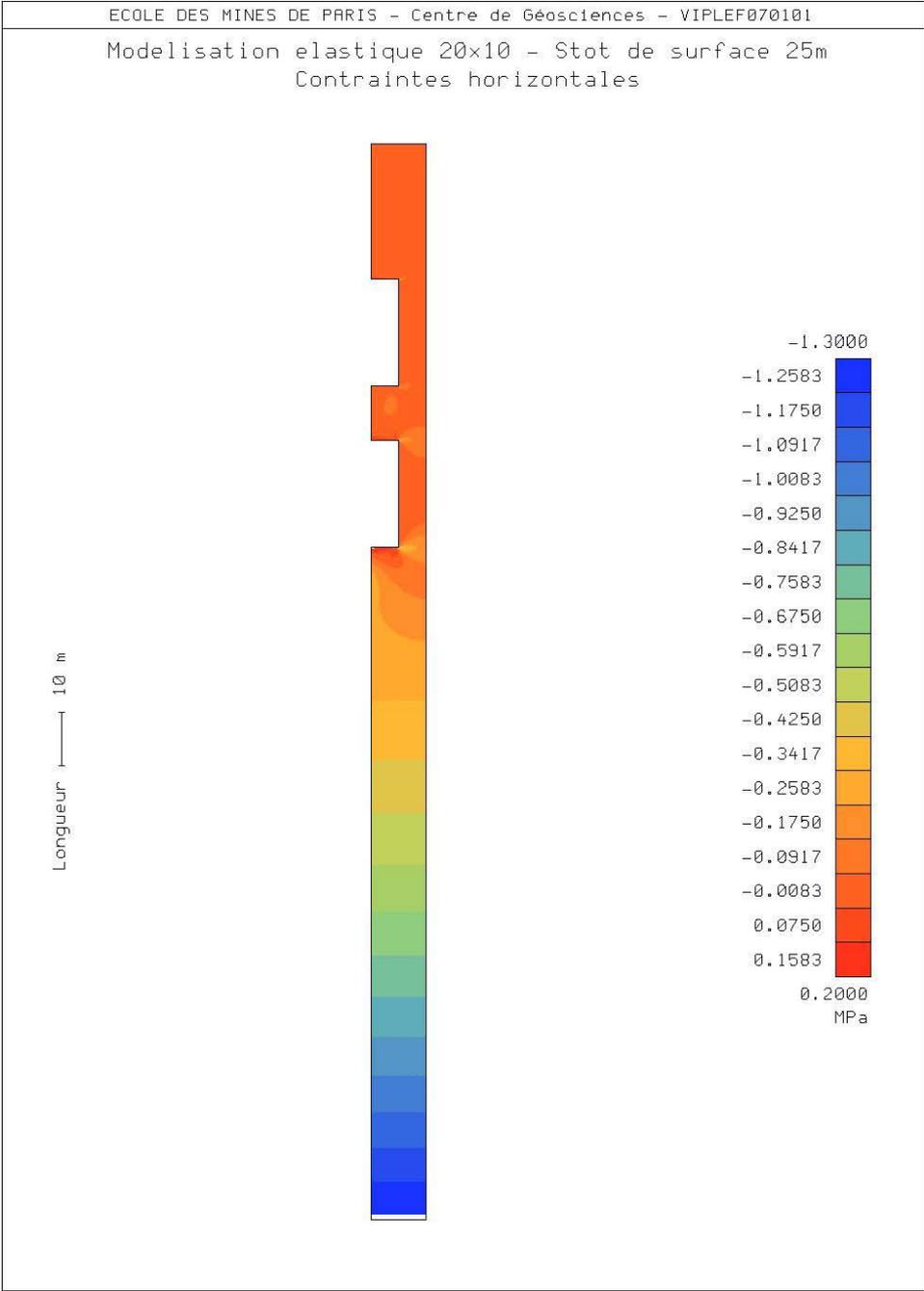
Tableau 28 : Caractéristiques de granulats (2/2)

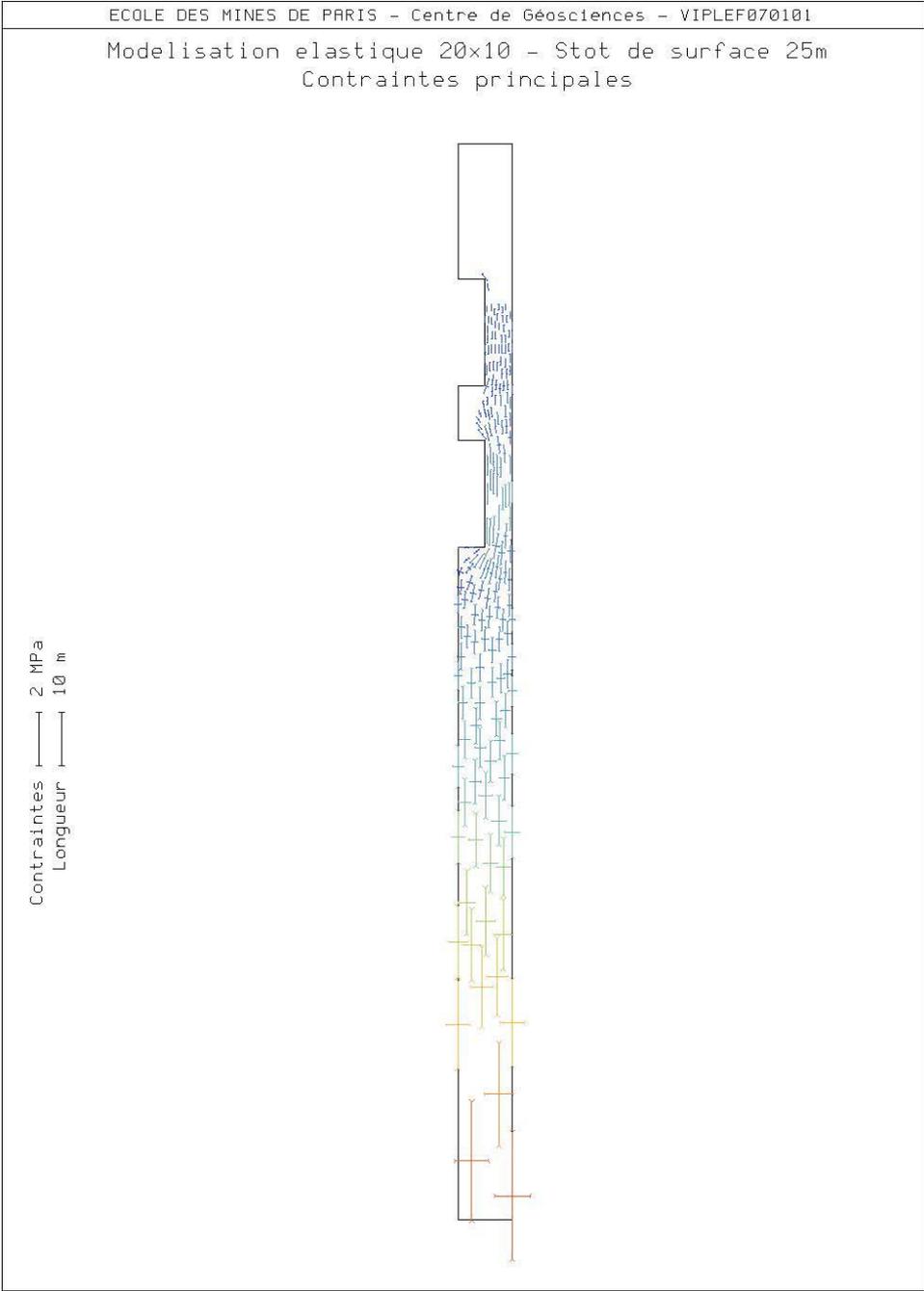
ANNEXE 3
Résultats des études de stabilité par éléments finis

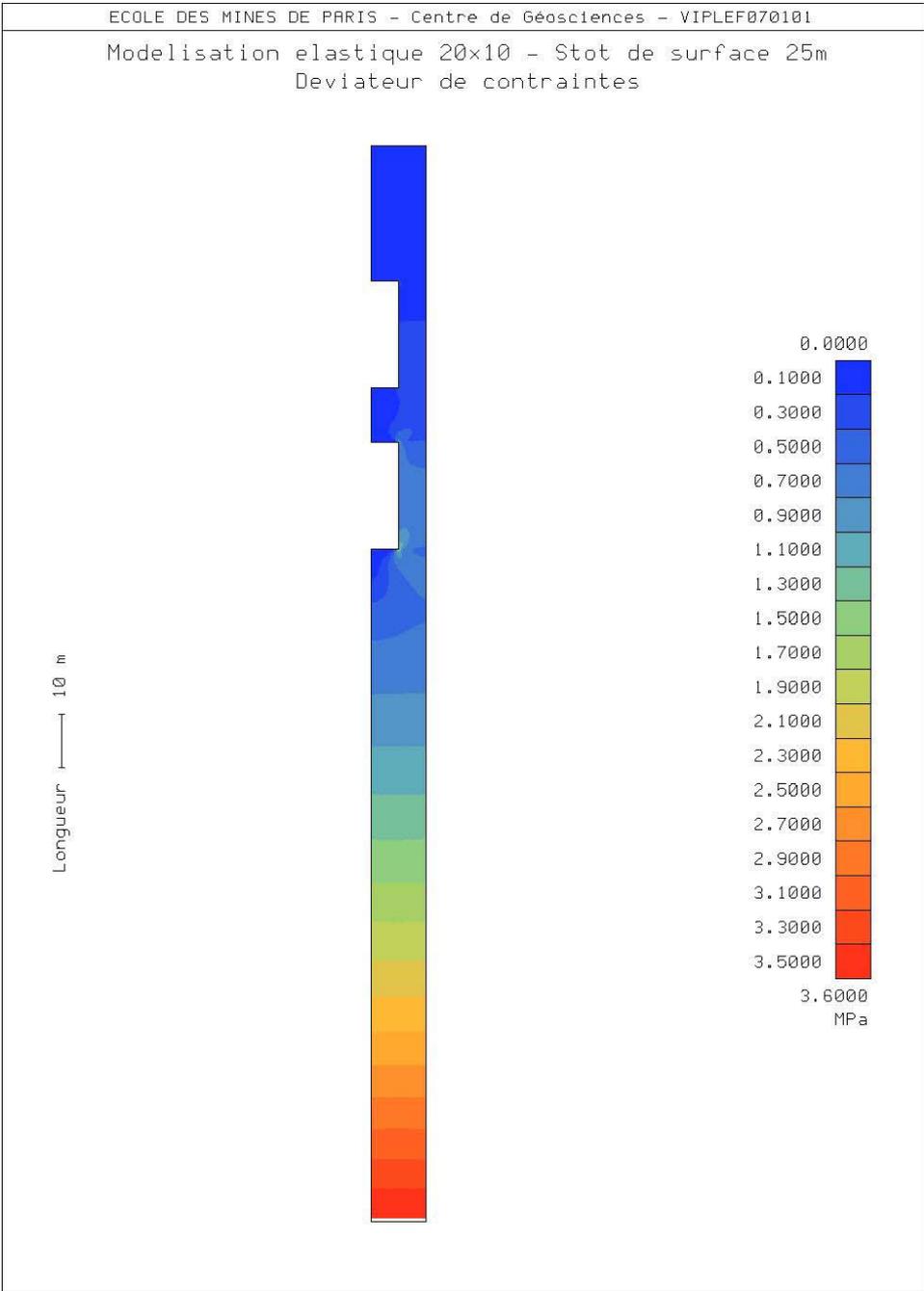


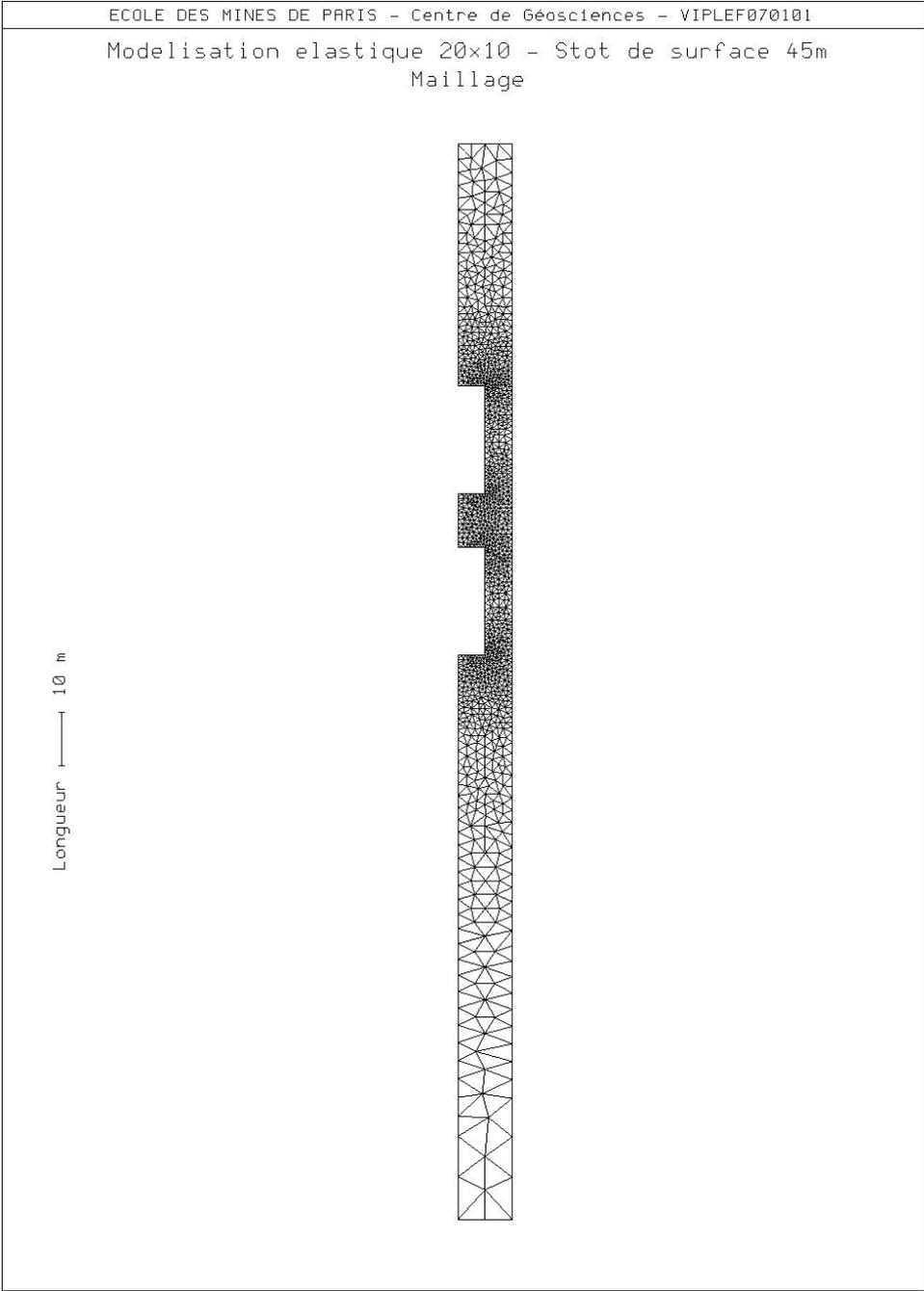


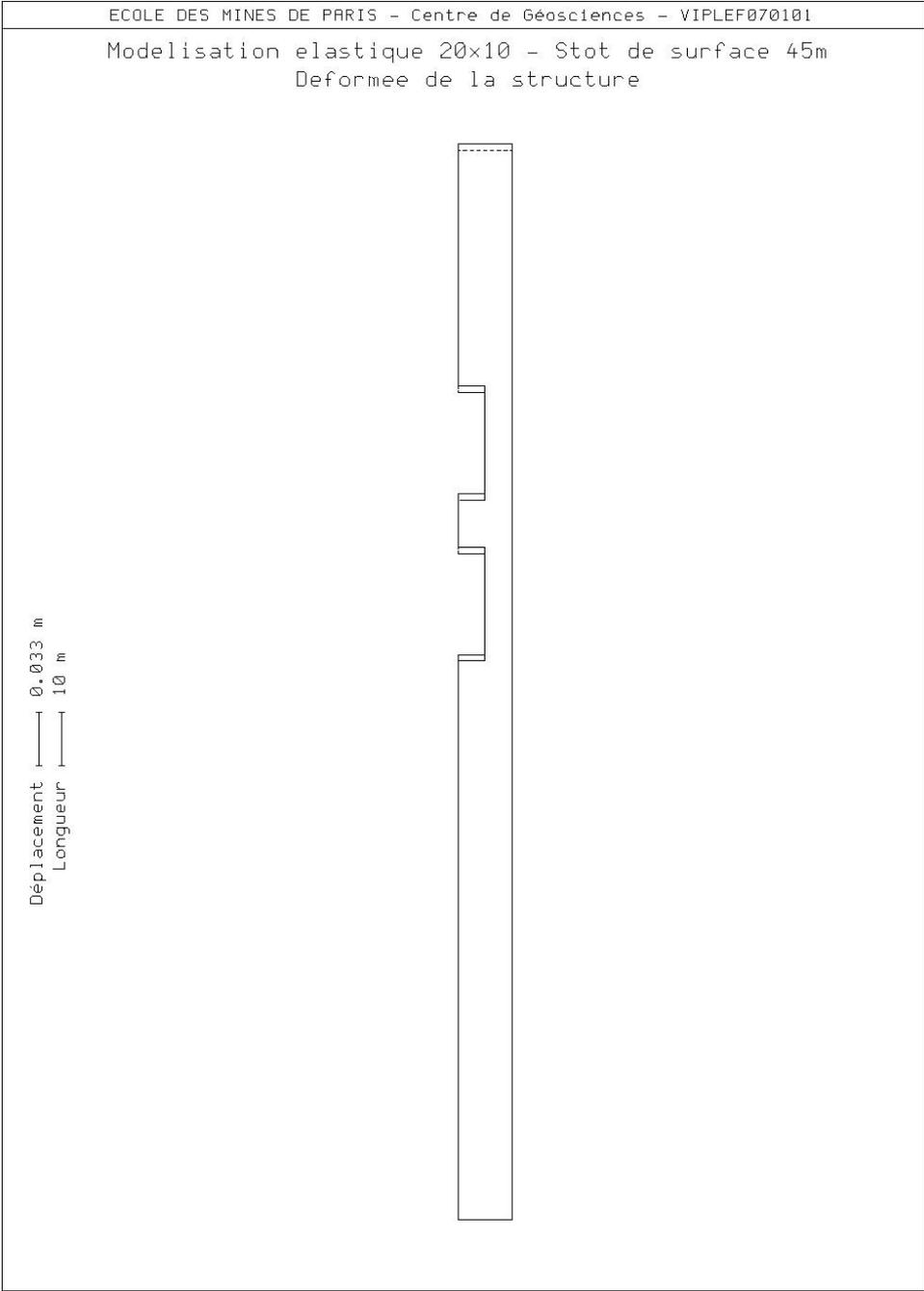


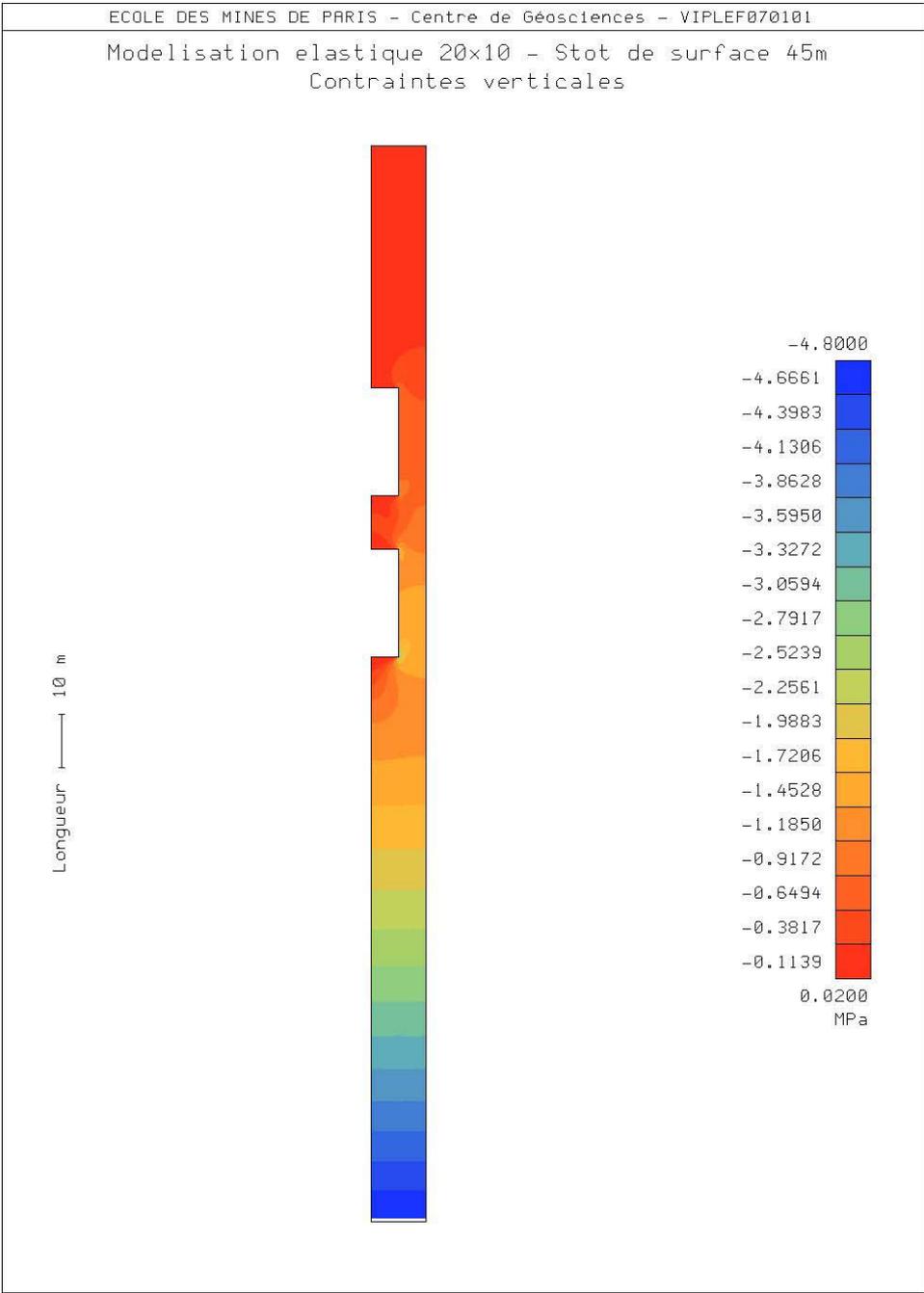


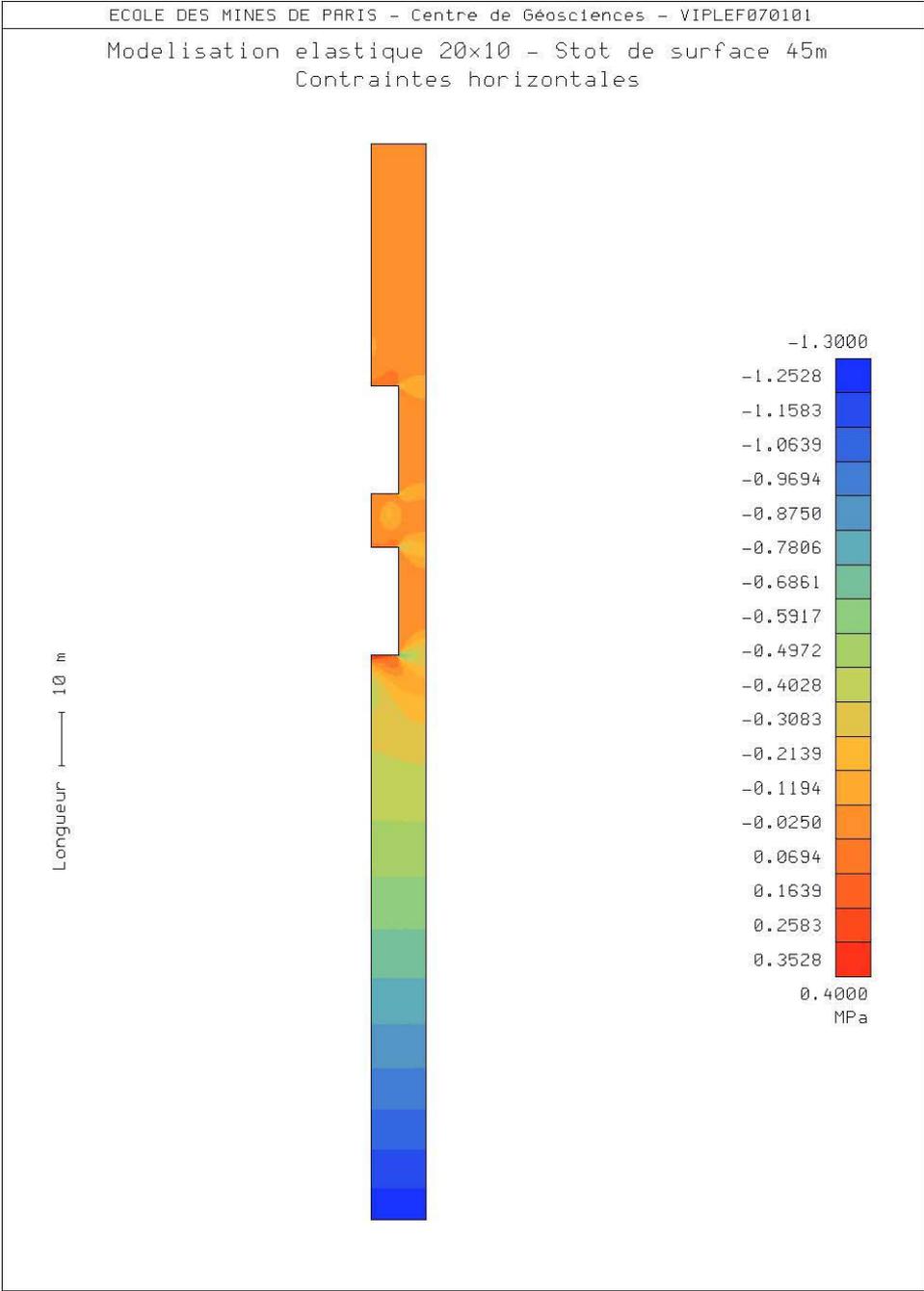


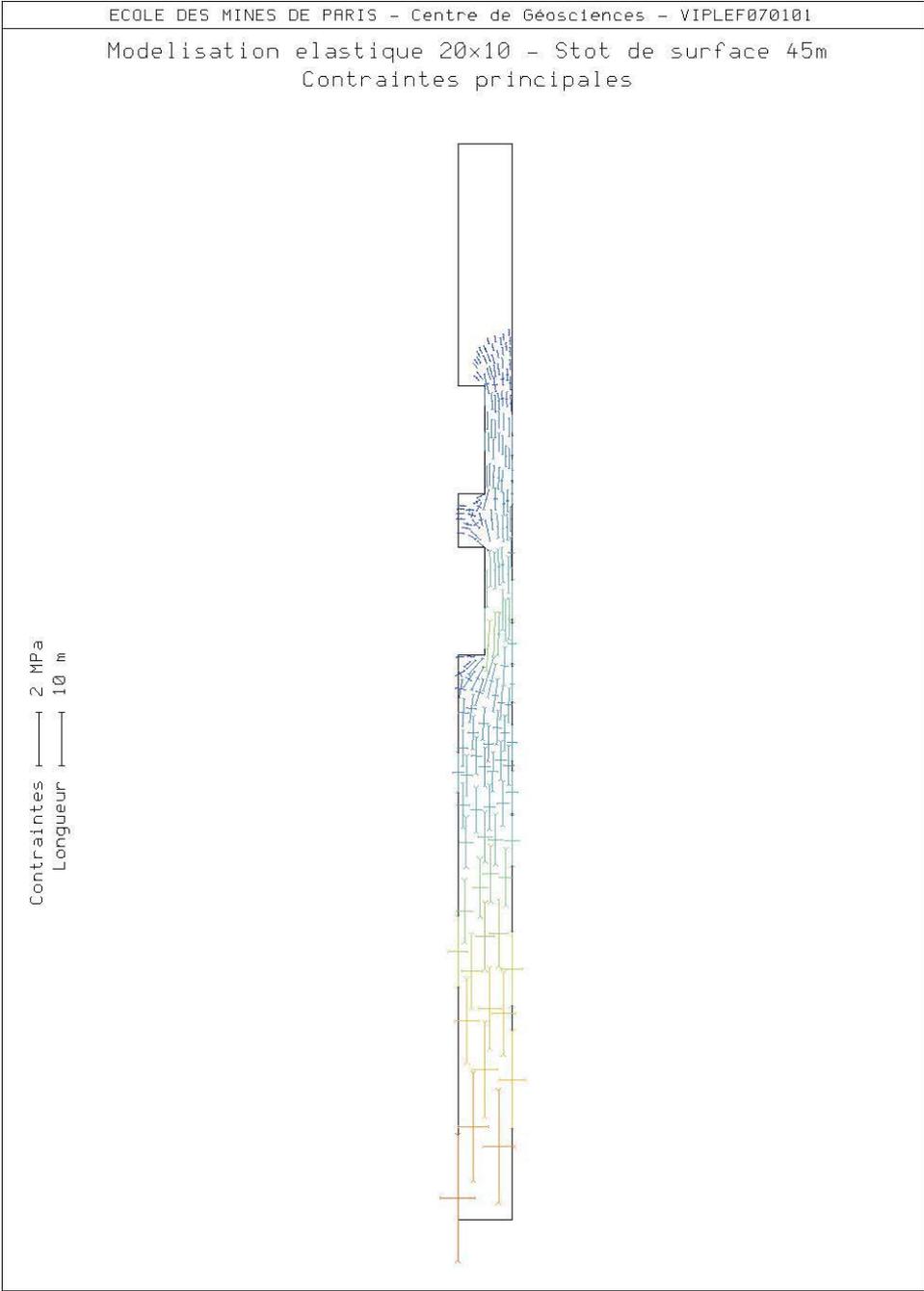


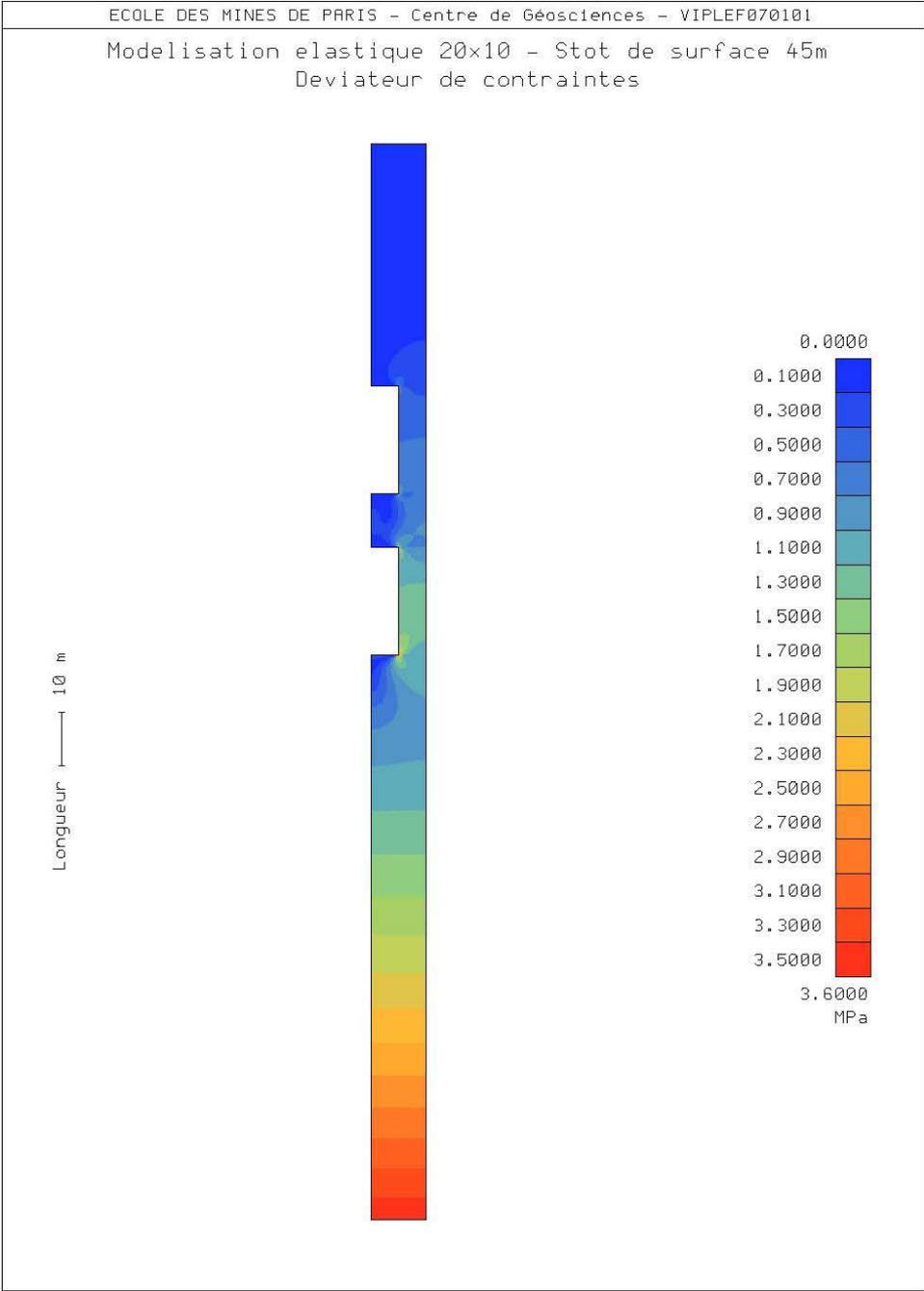


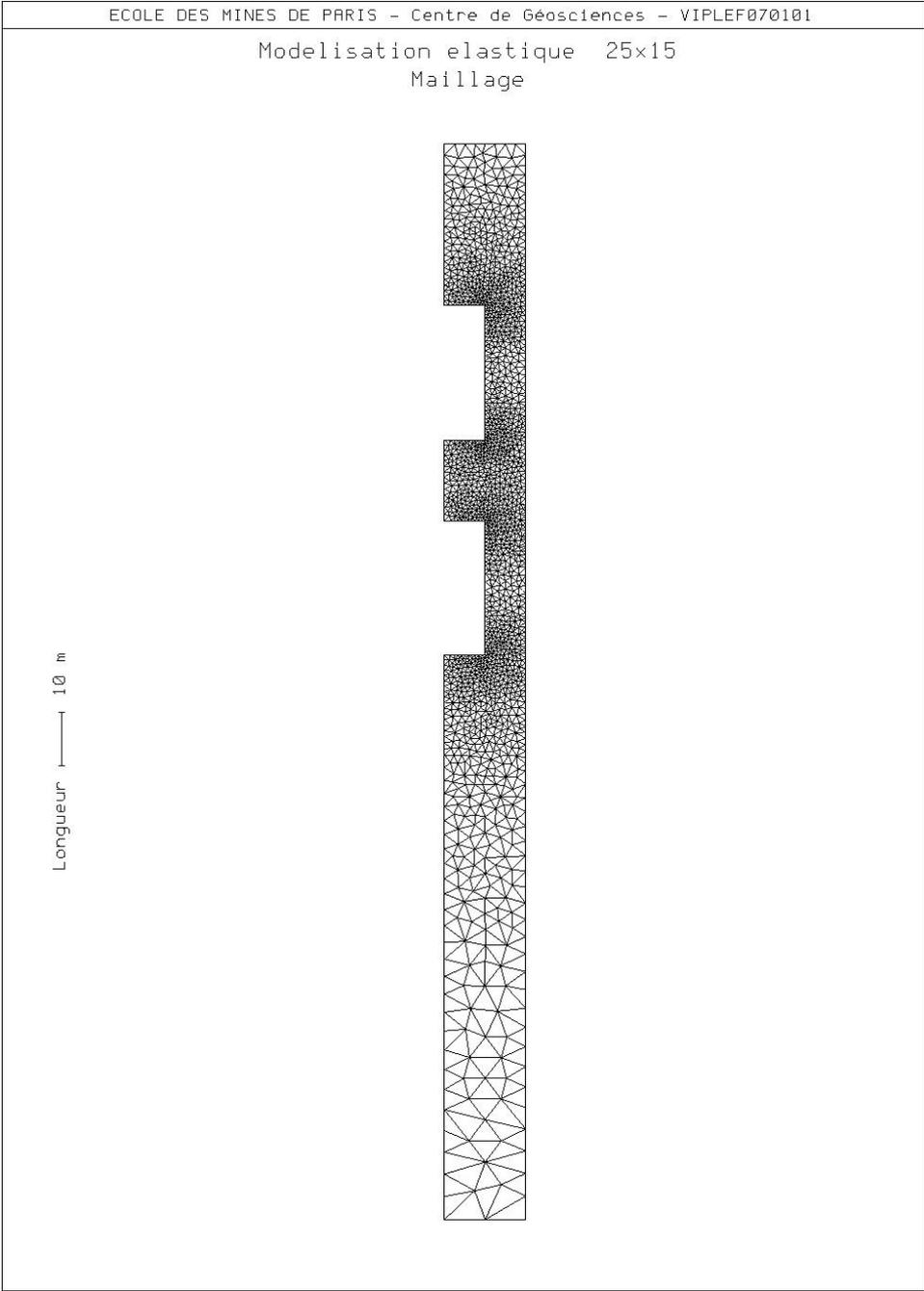


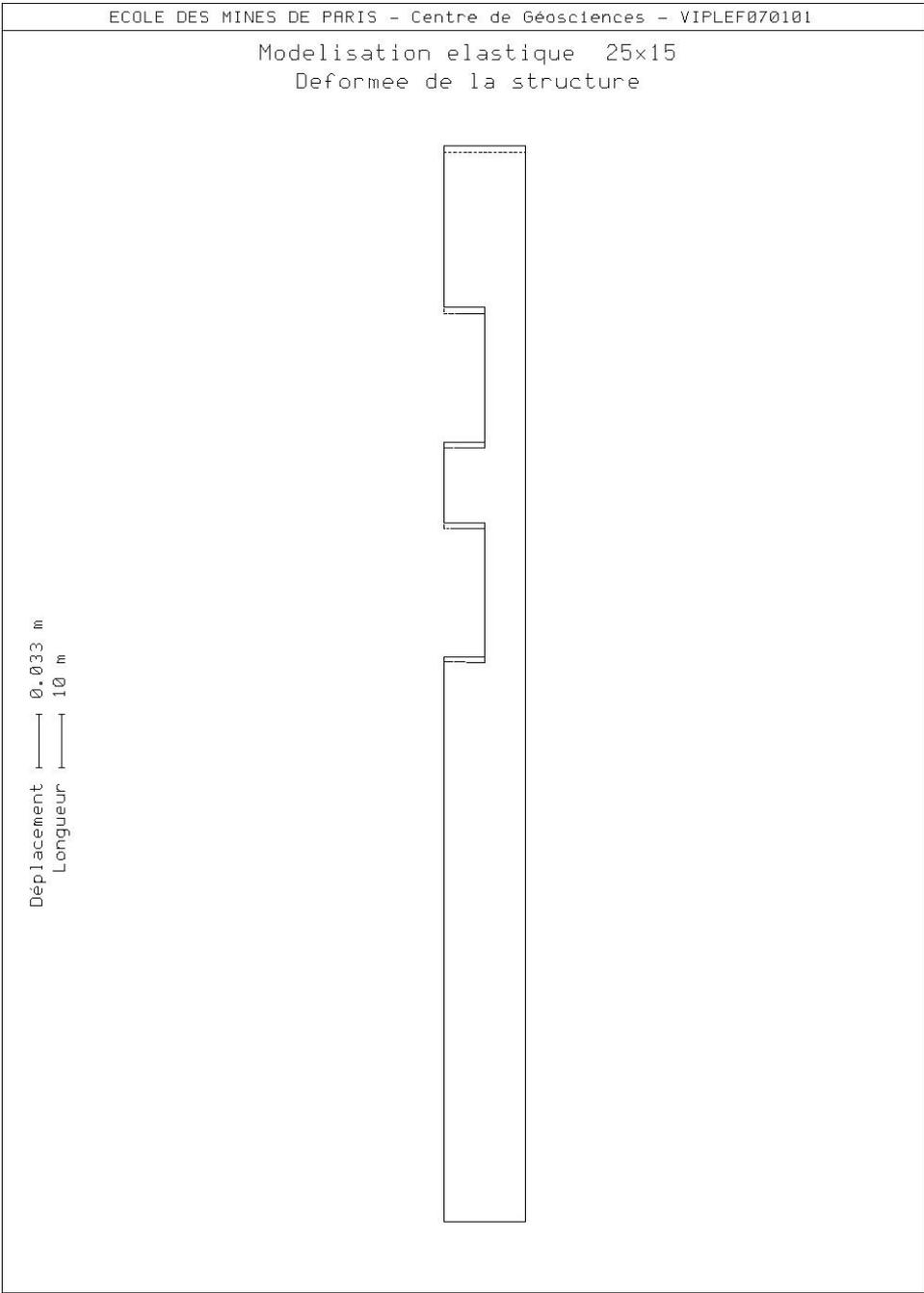


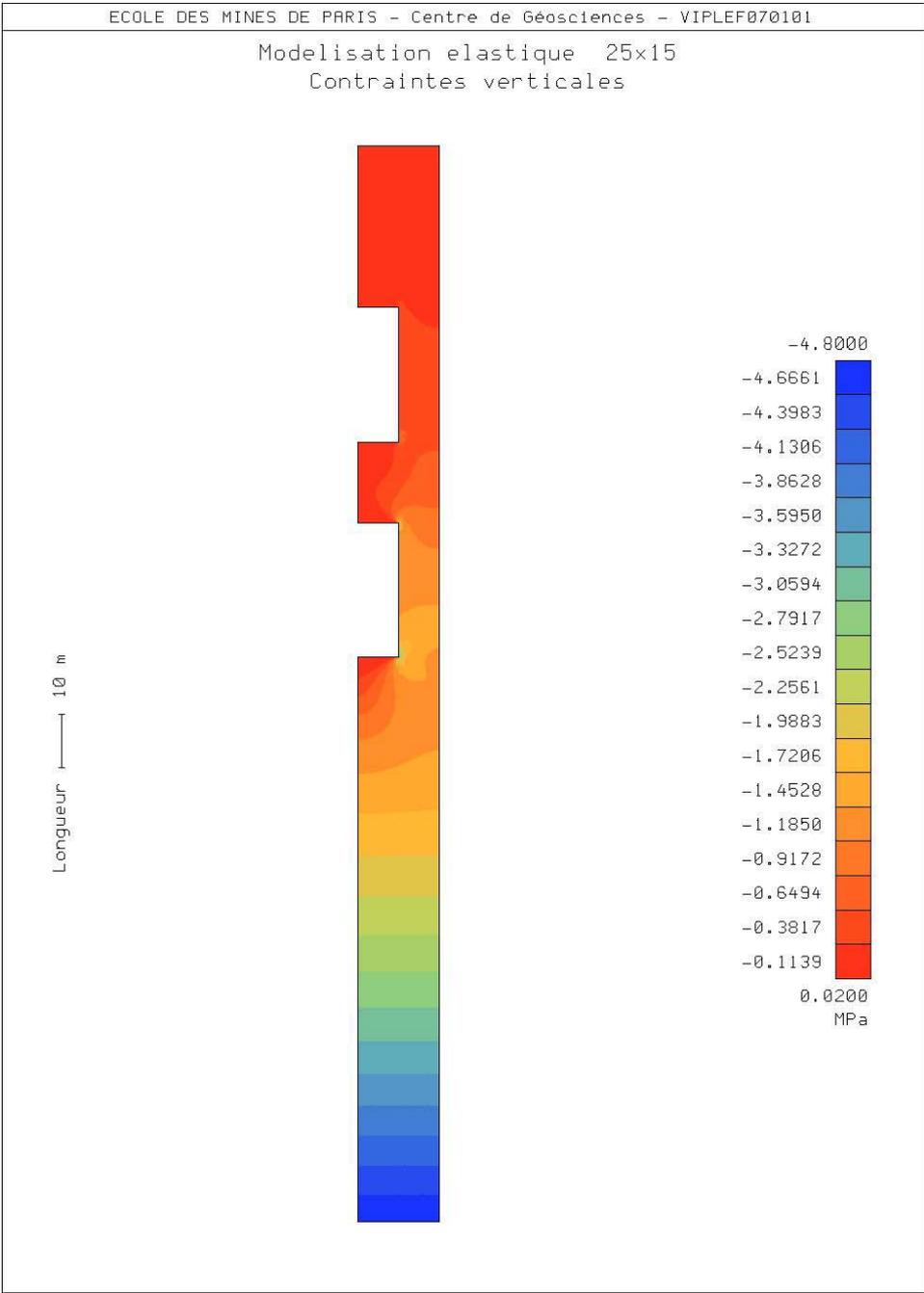


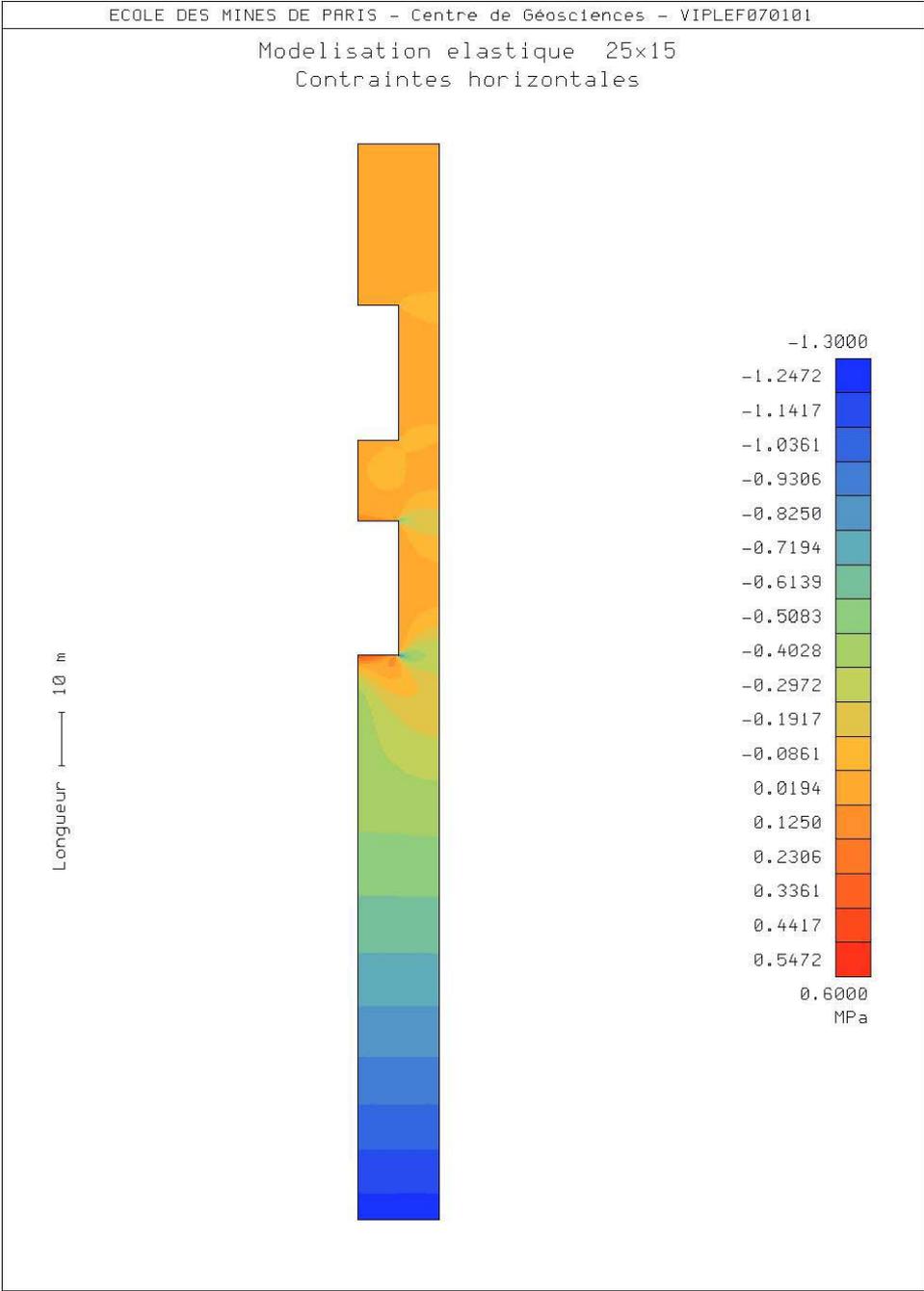


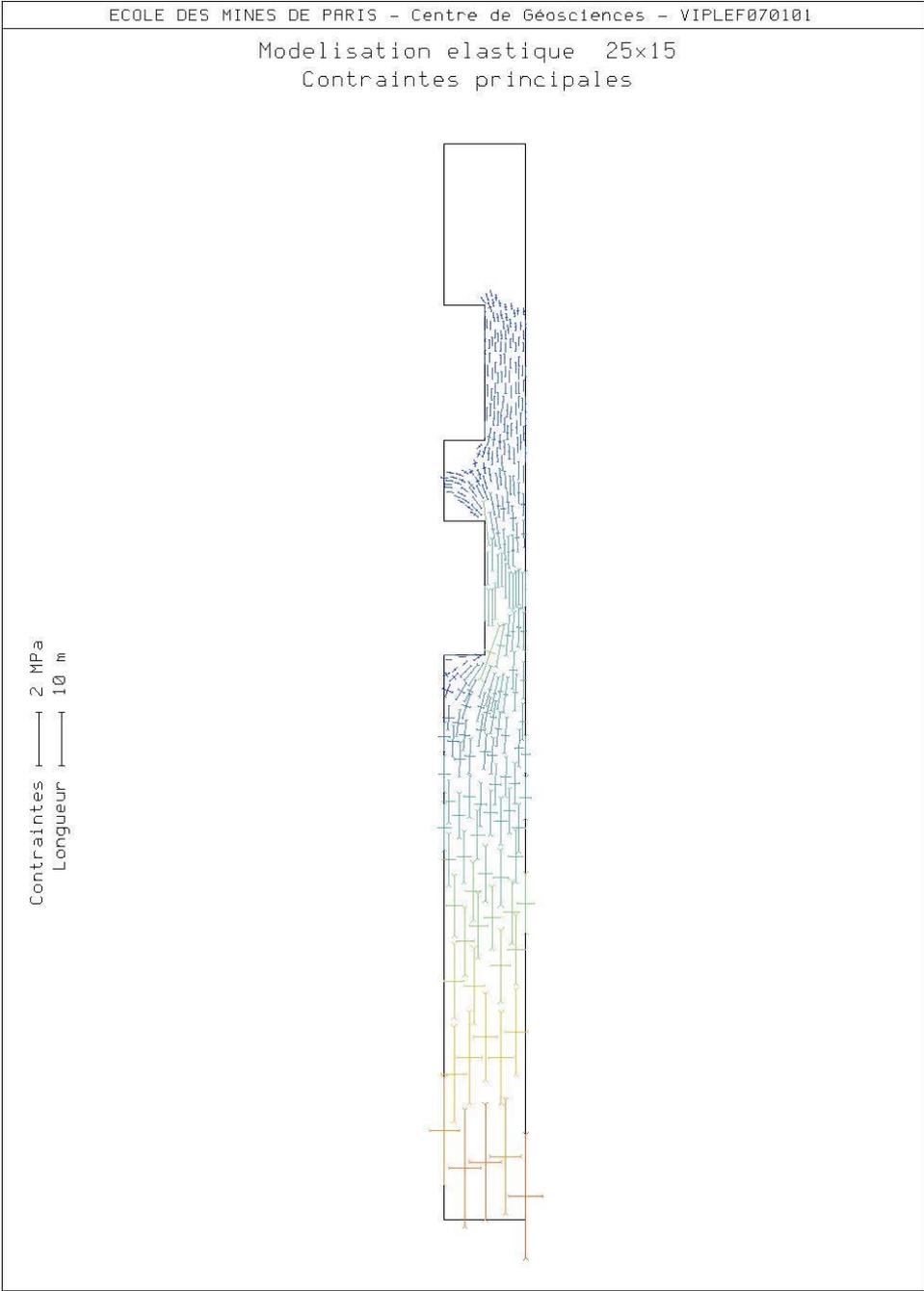


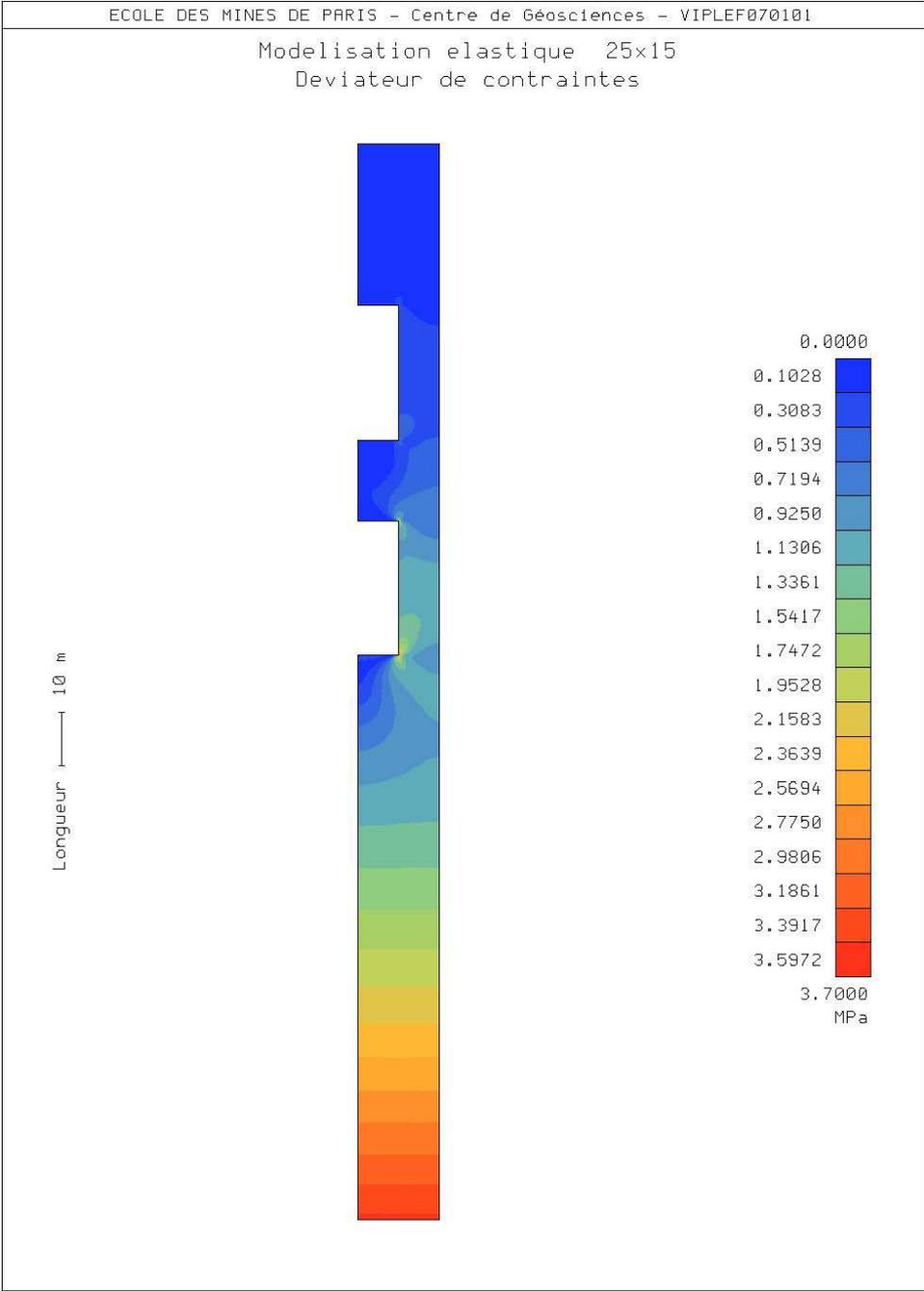


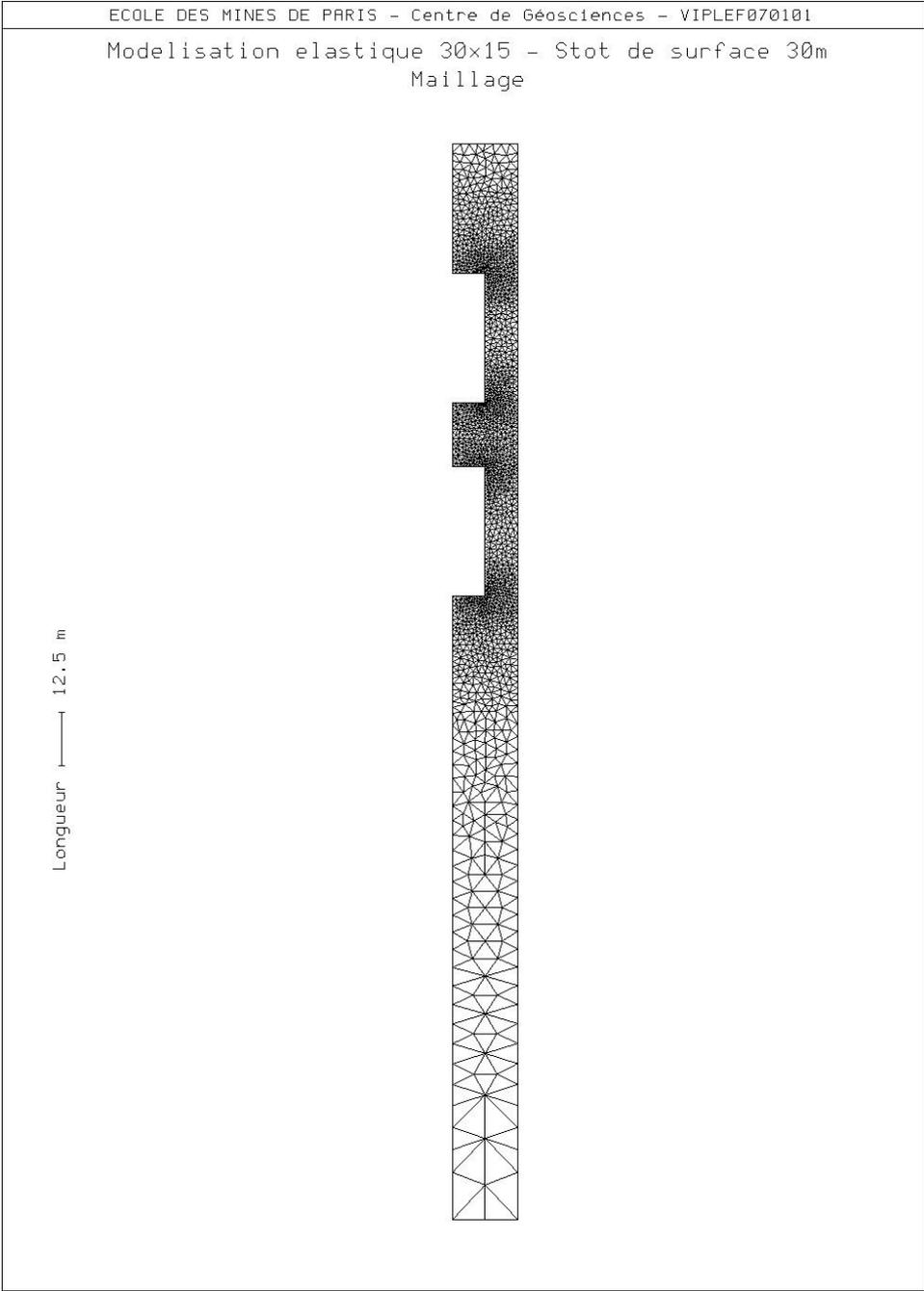


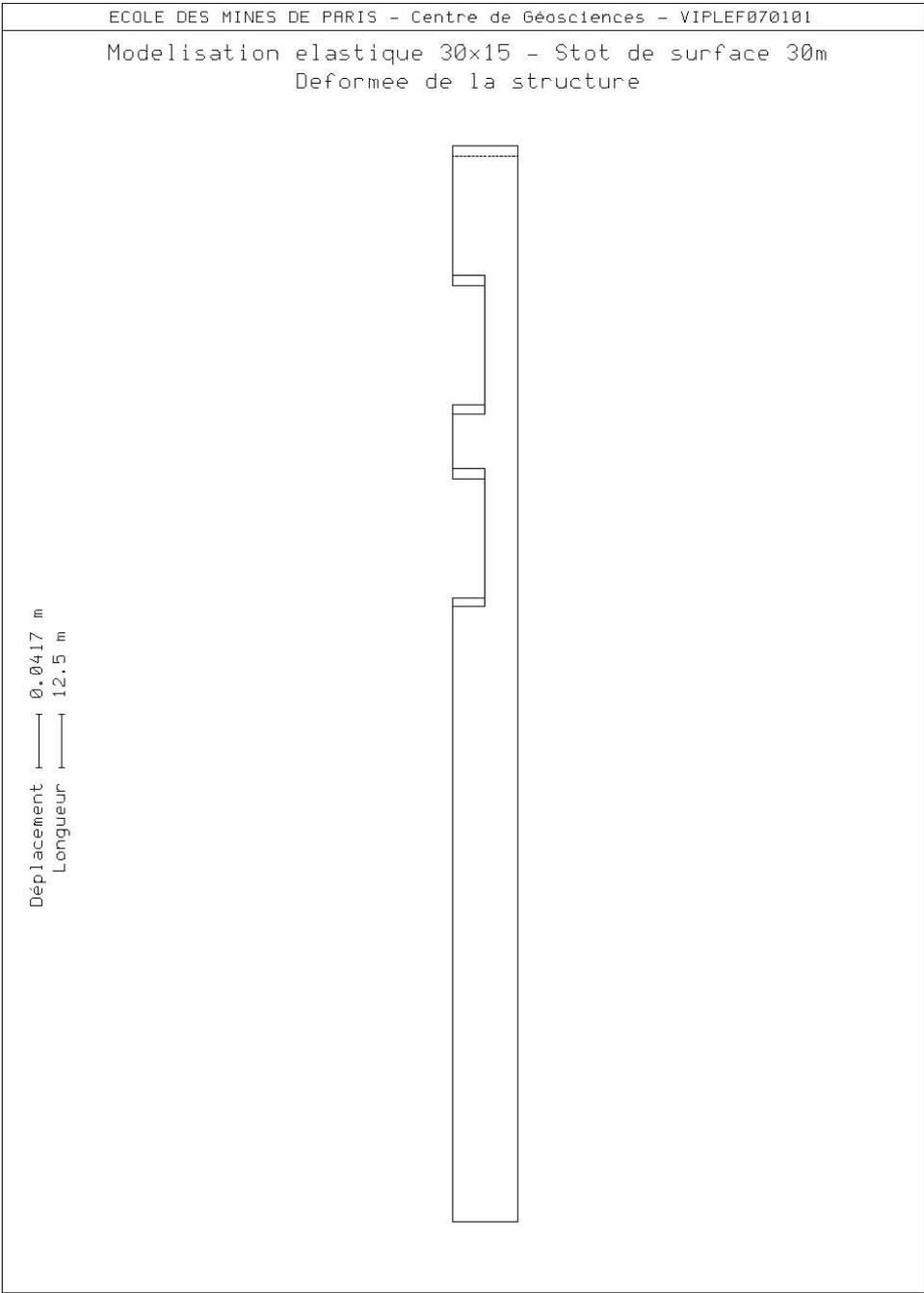


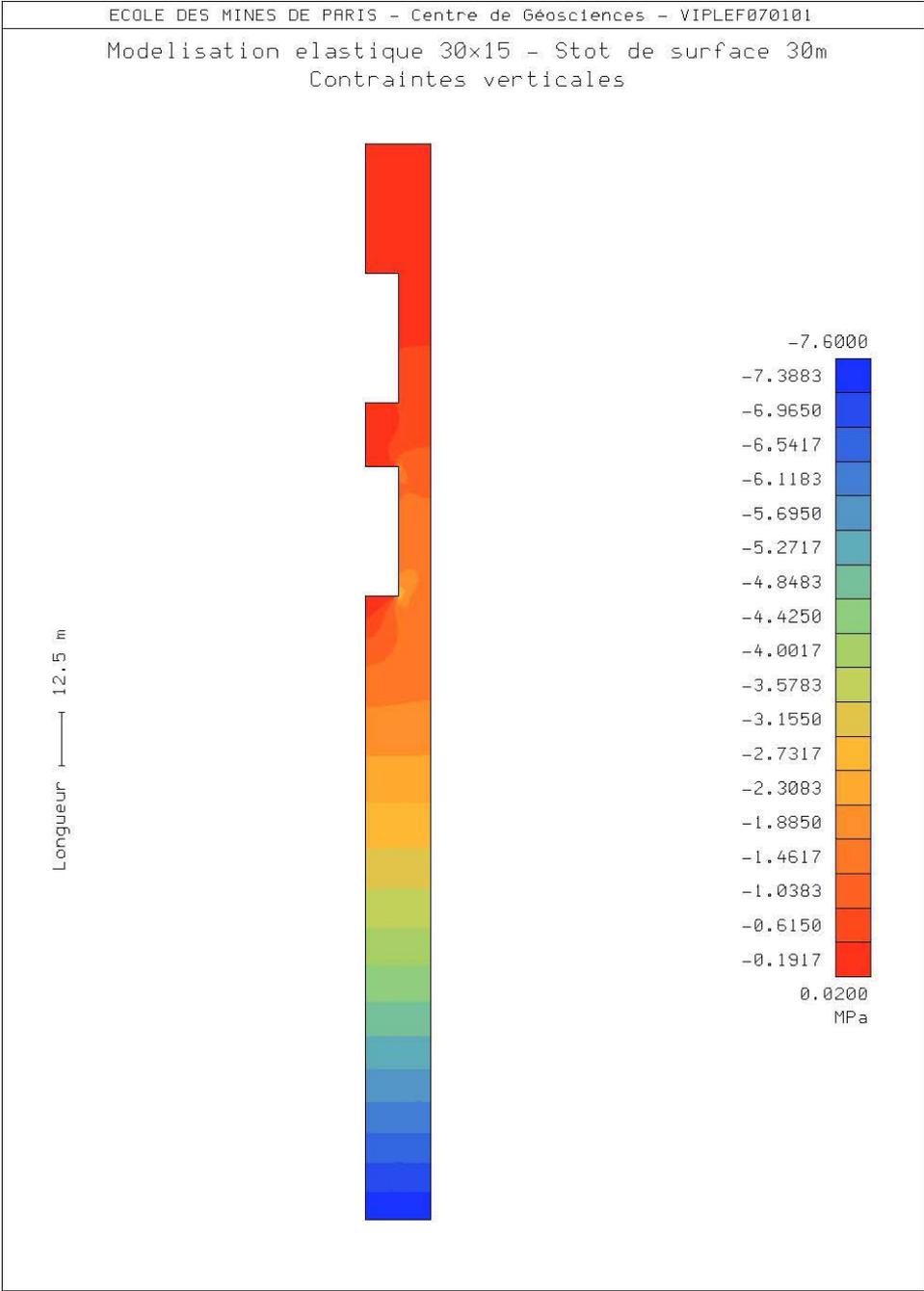


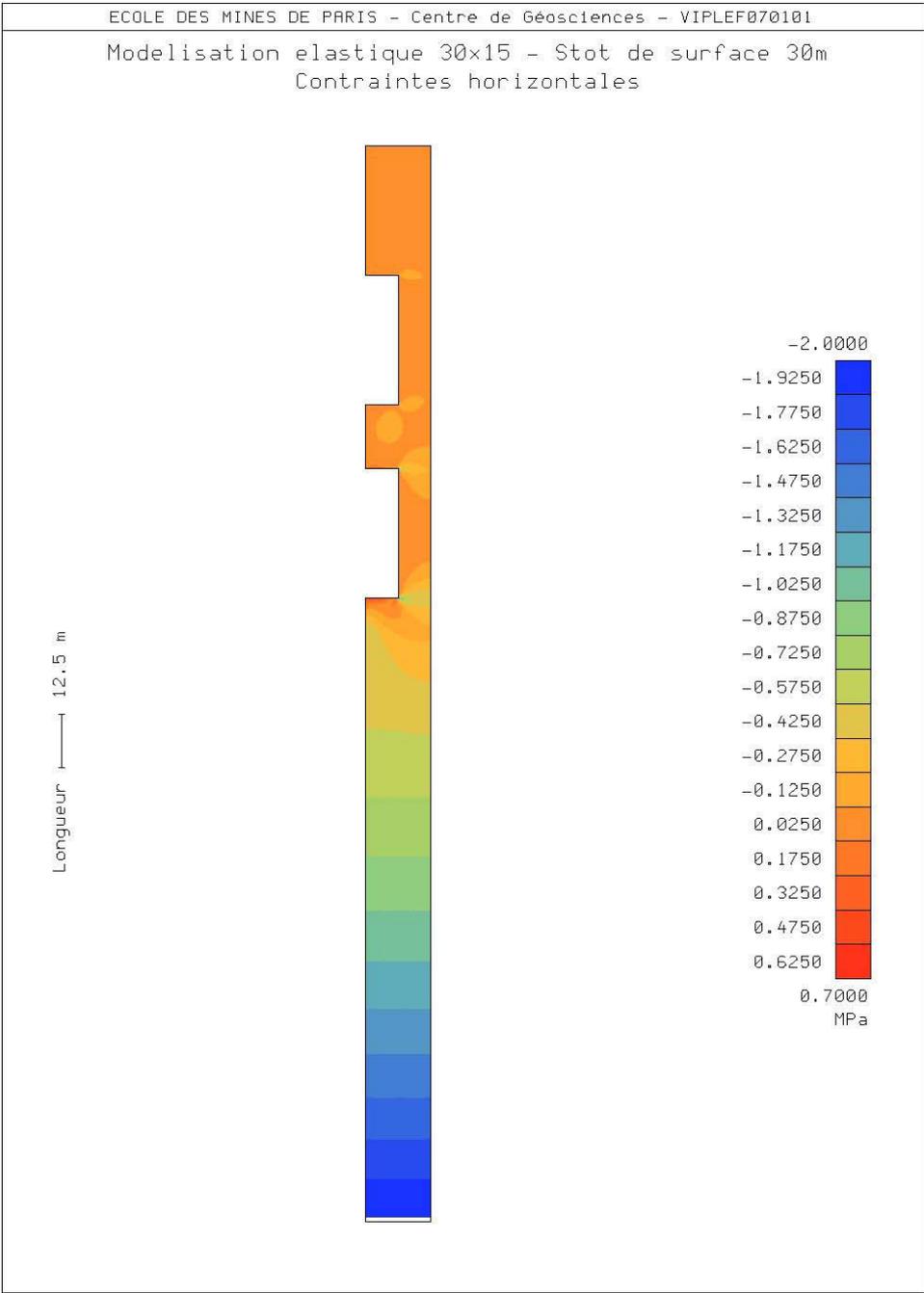


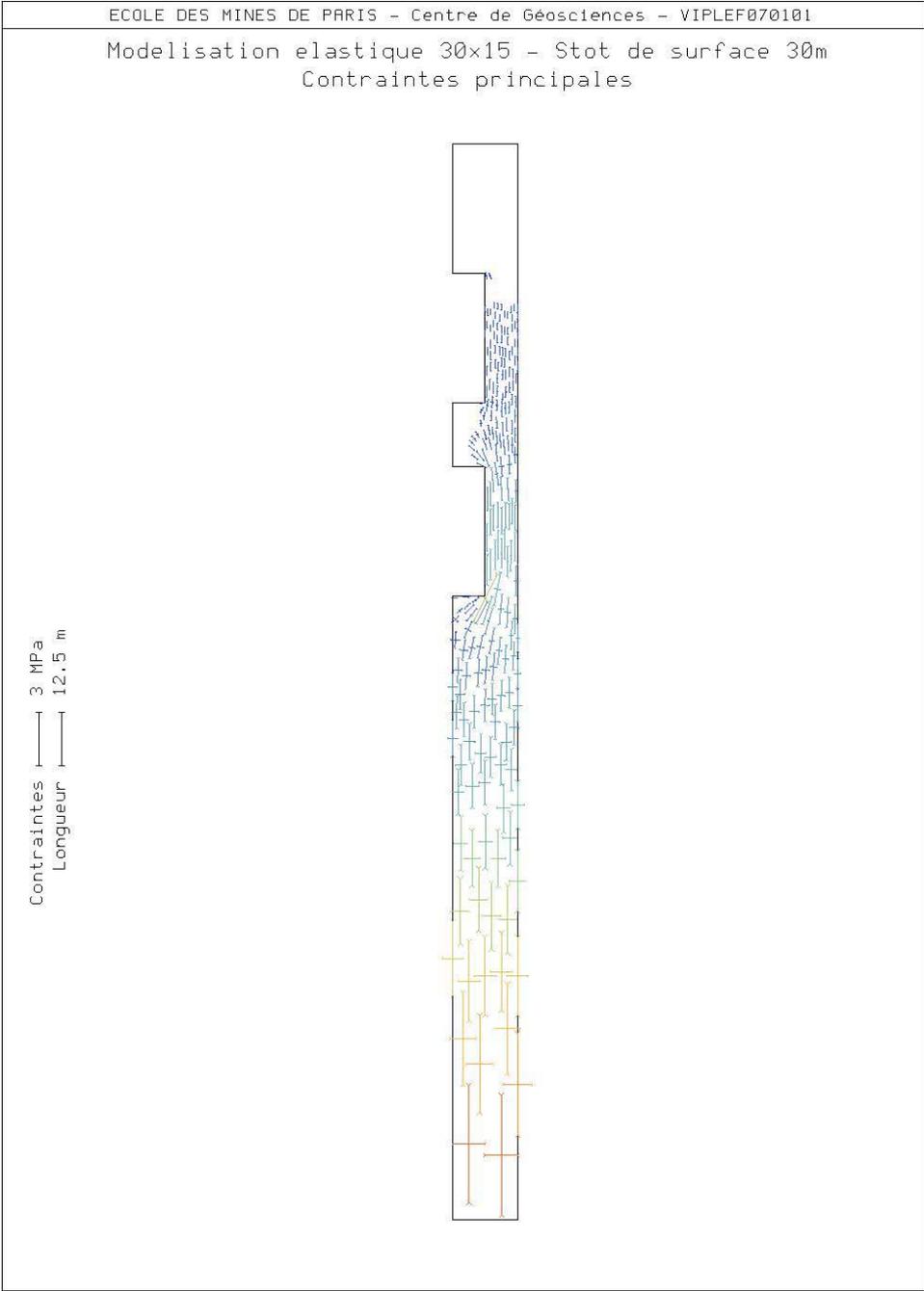


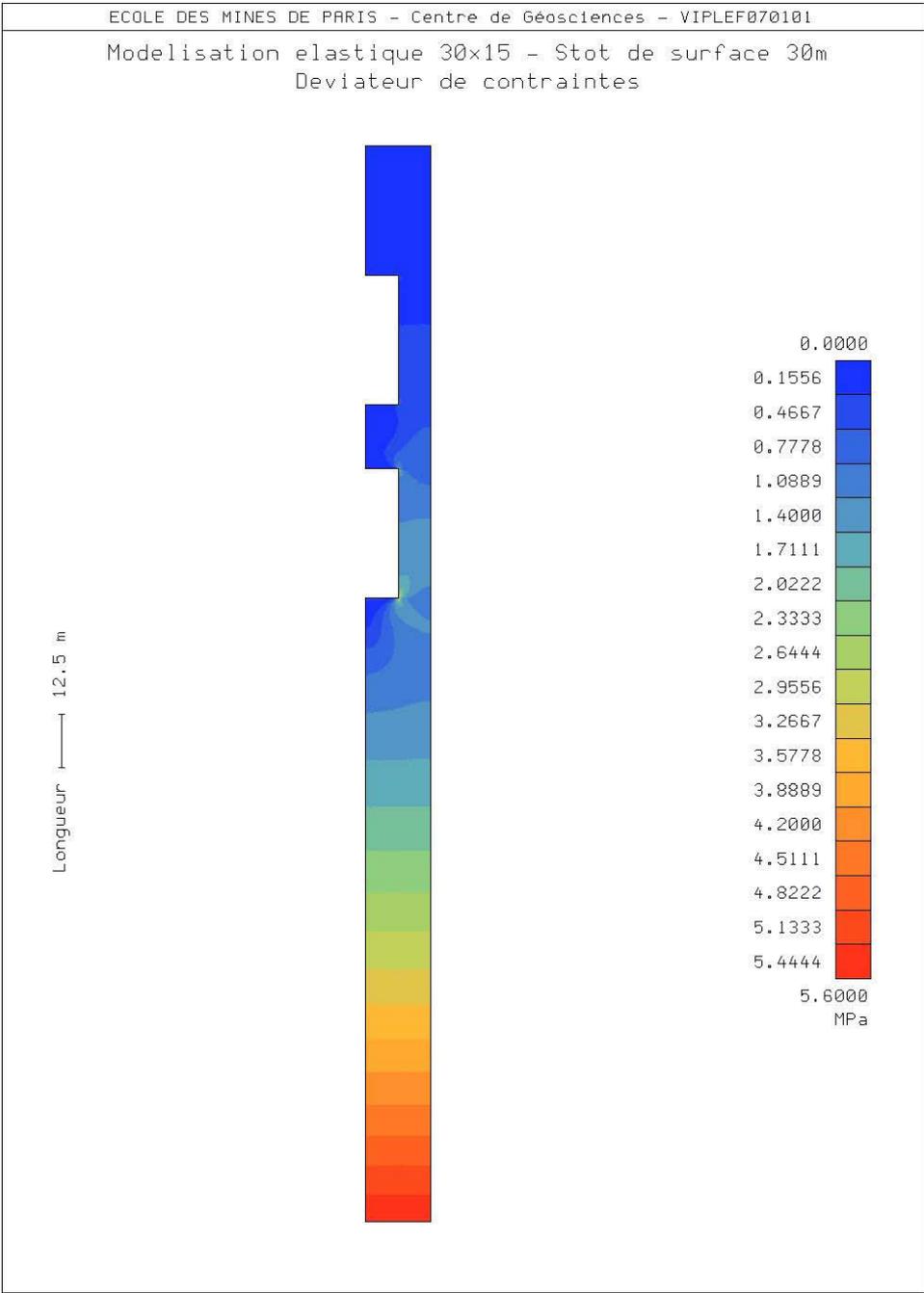


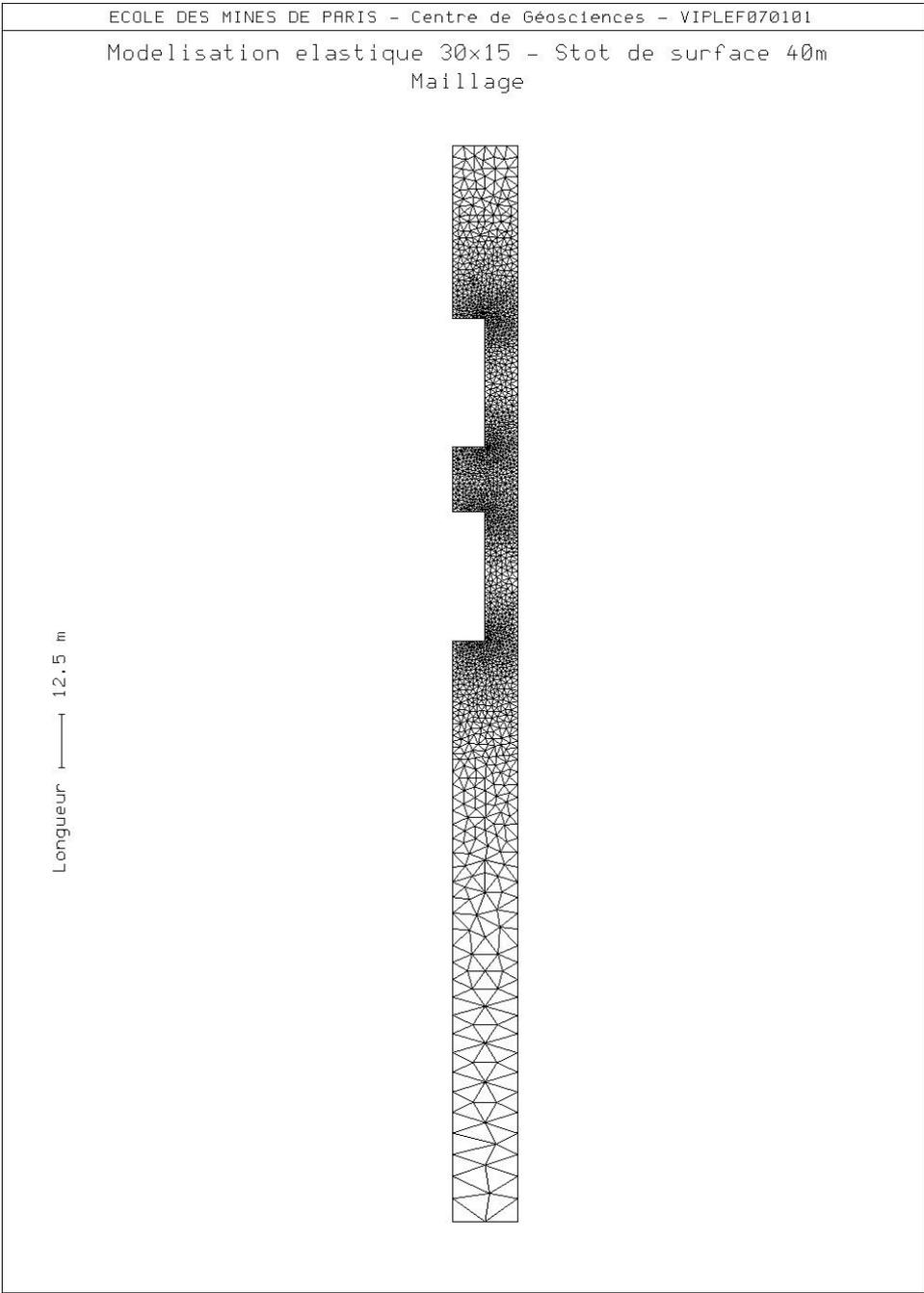


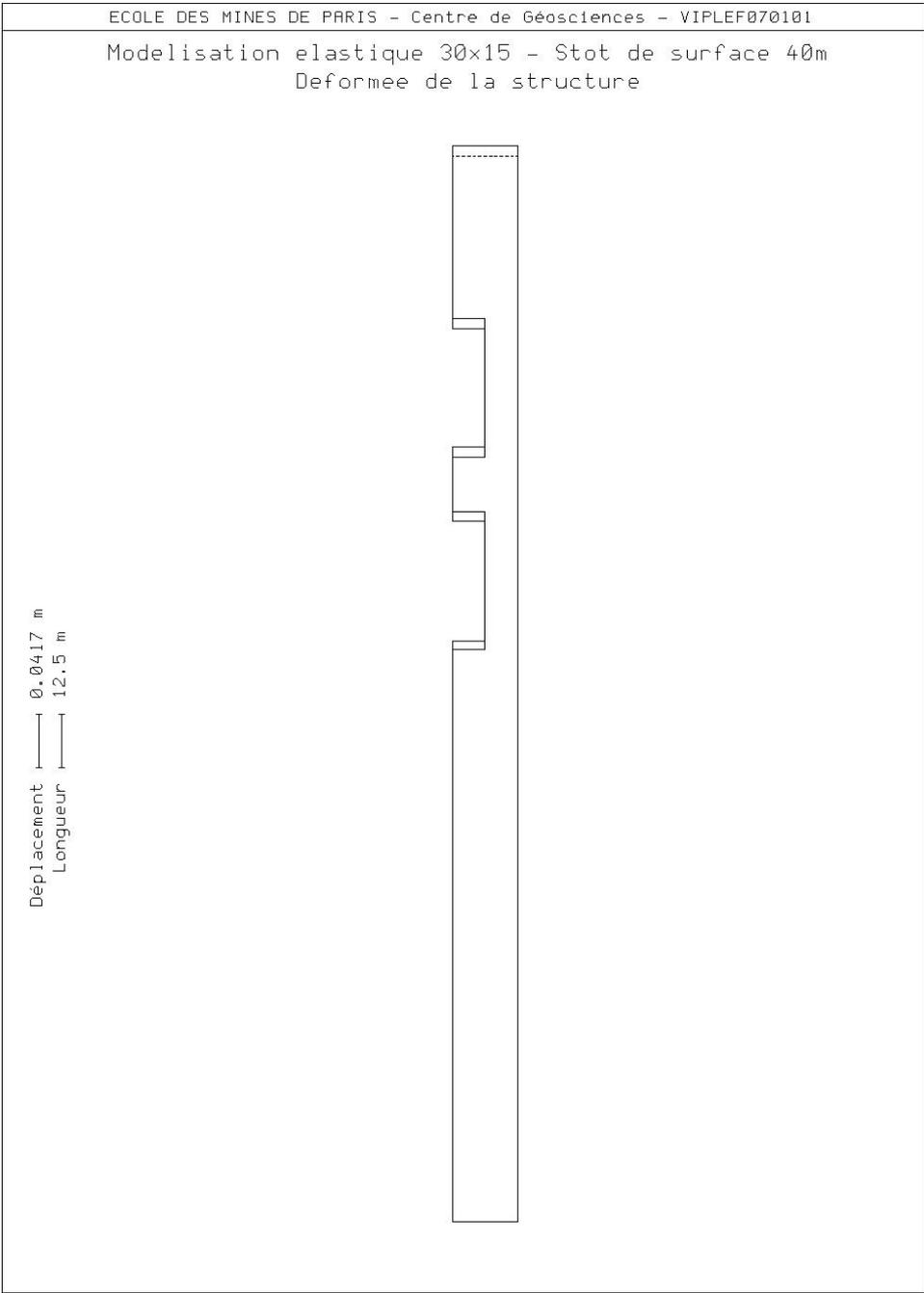


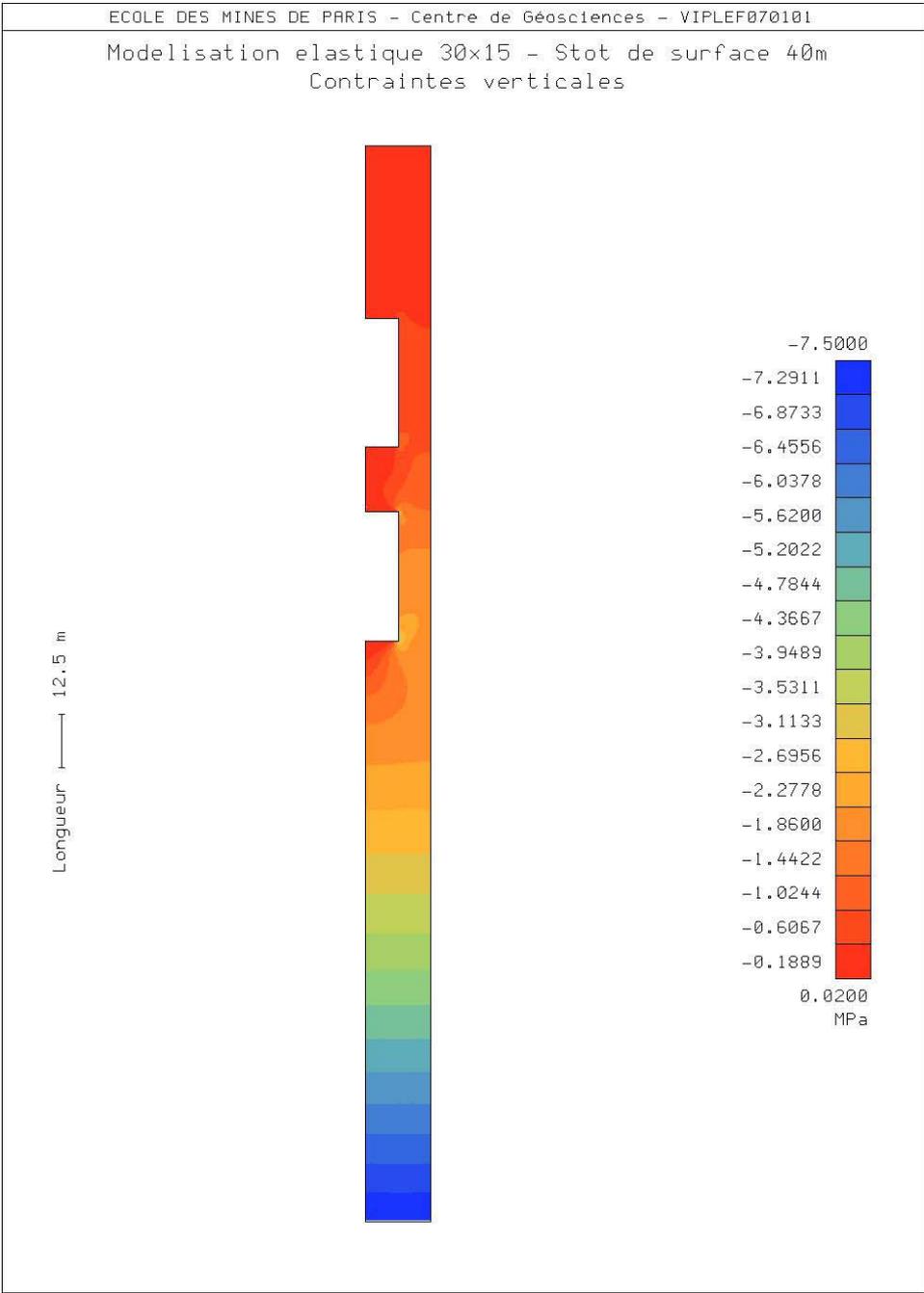


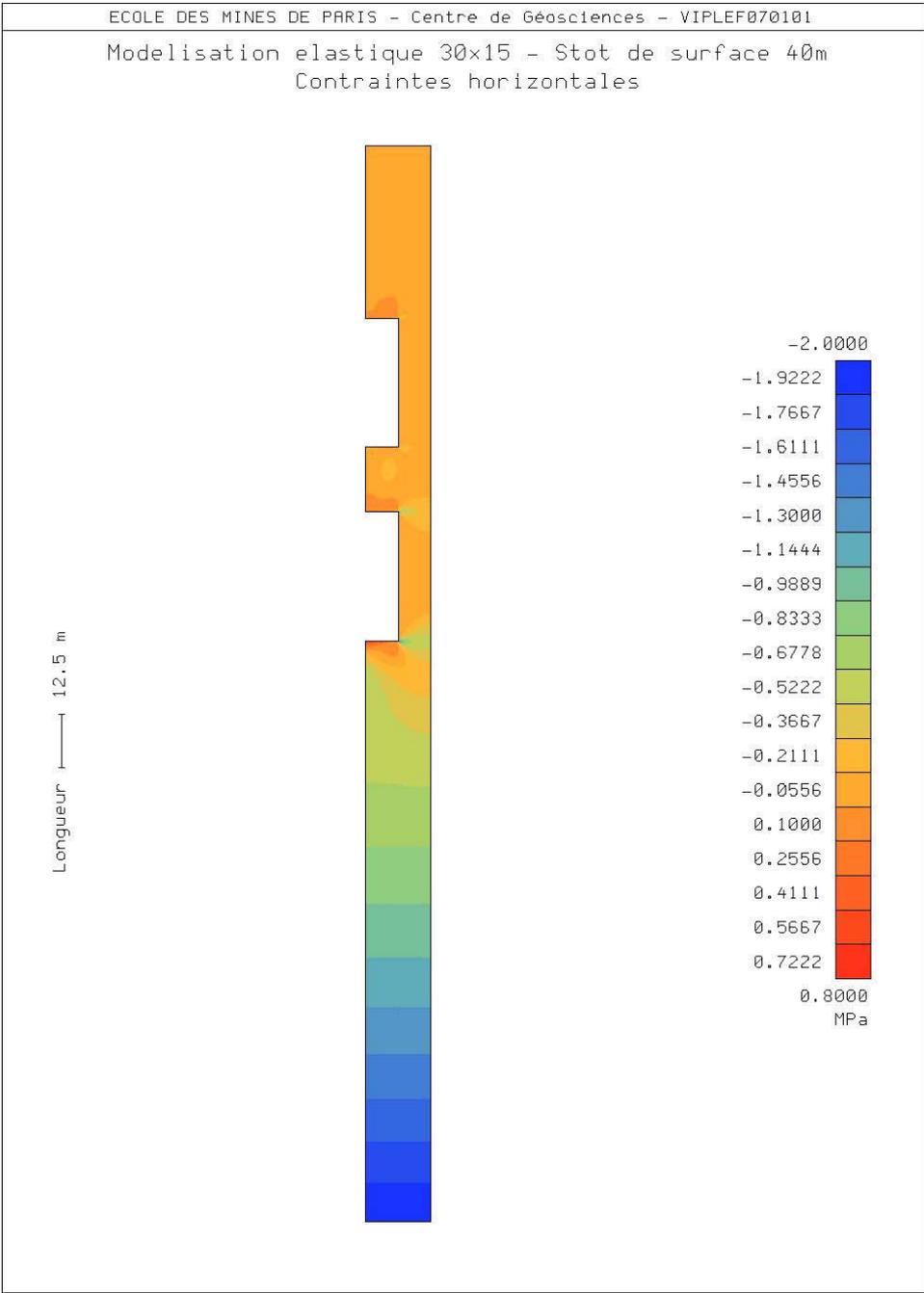


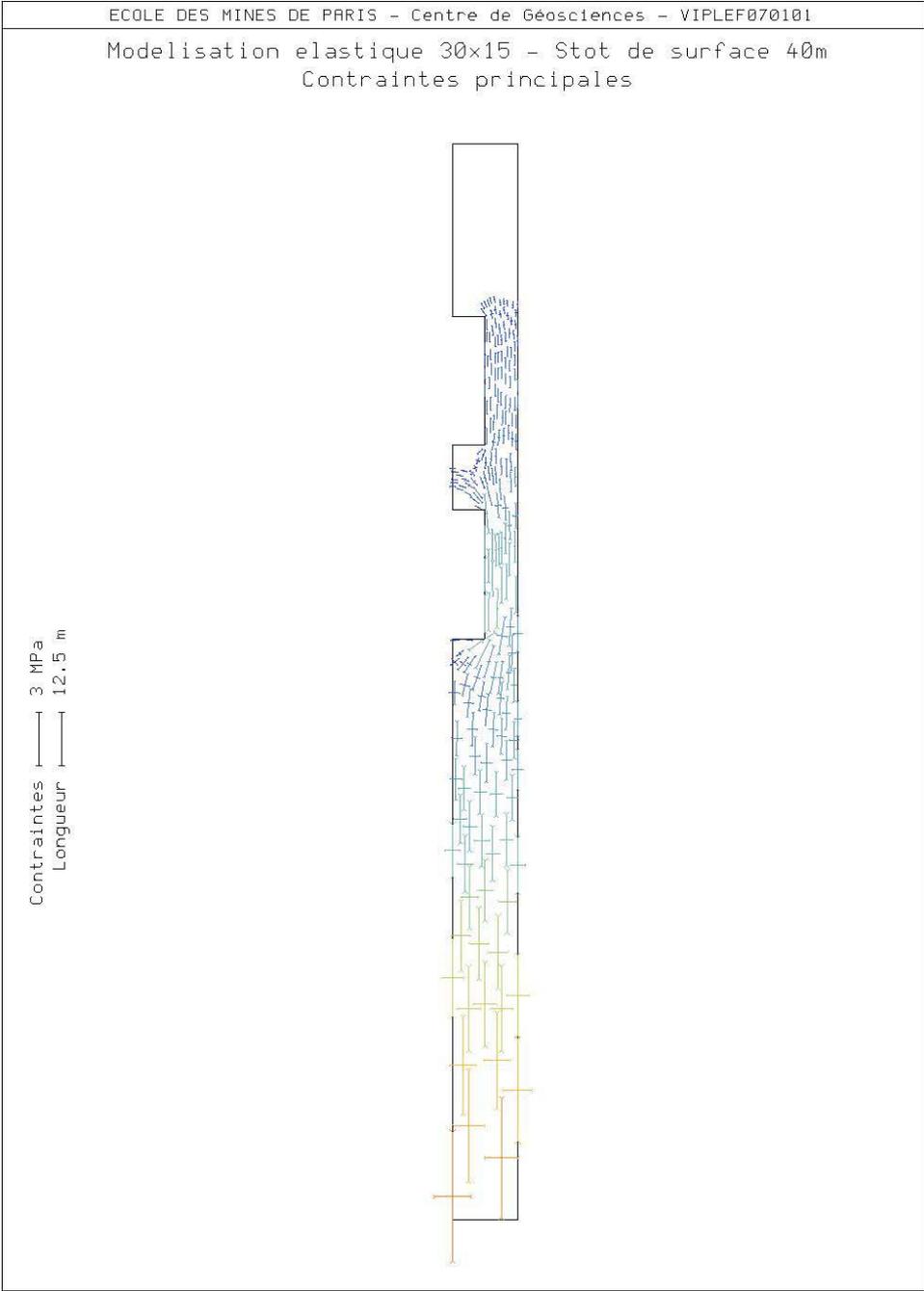


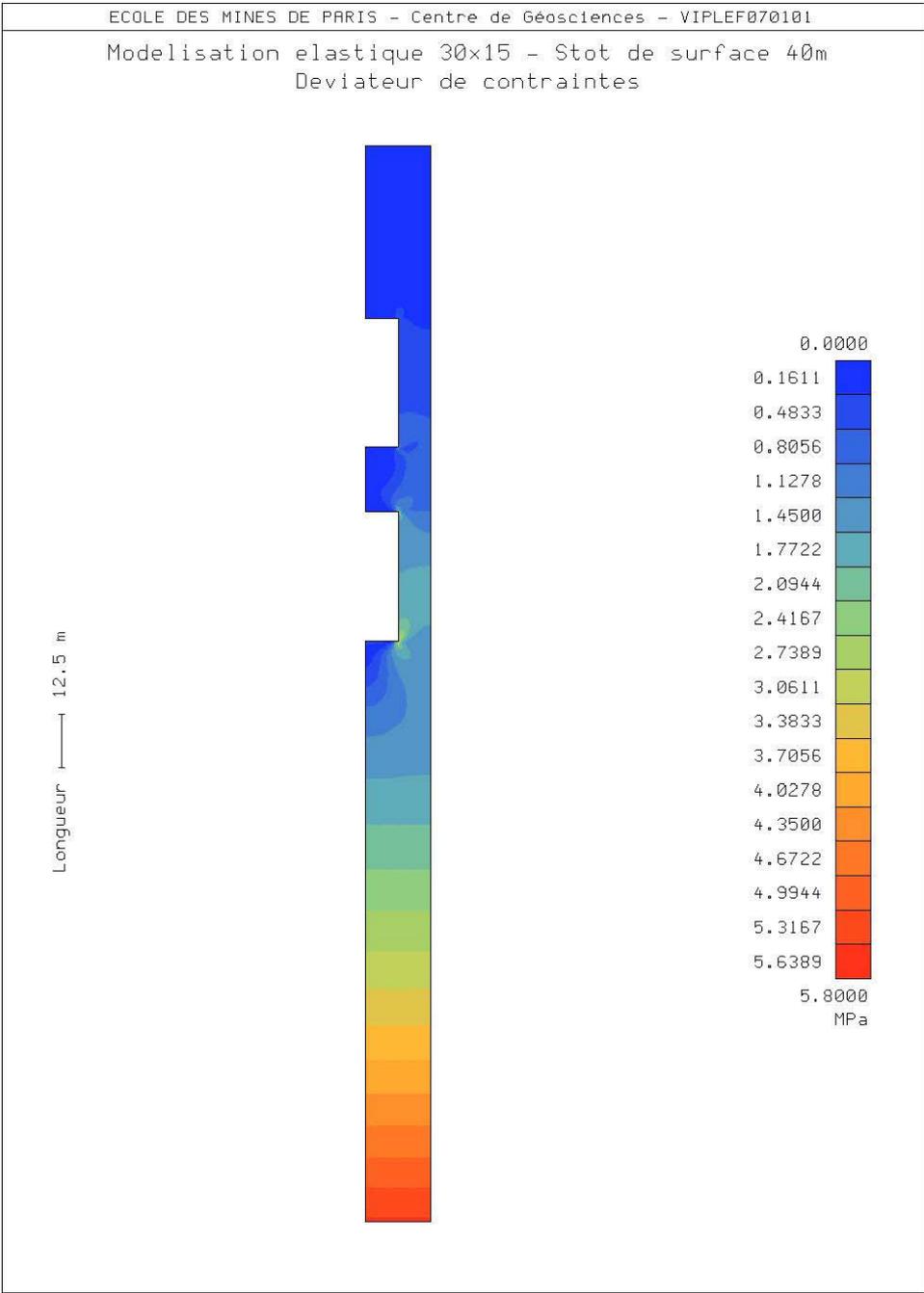












ANNEXE 4 Schémas de tir

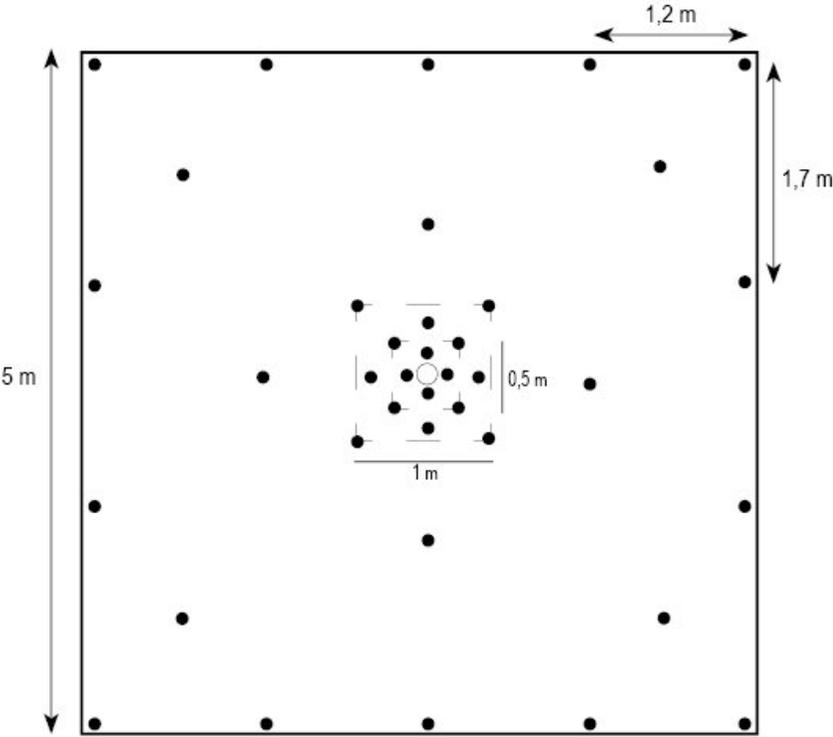
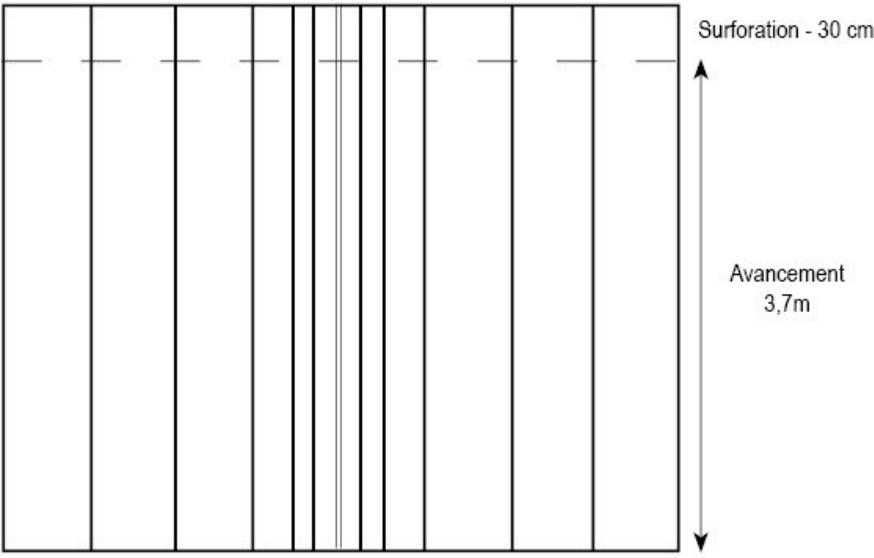


Schéma de tir en galerie



Volée en galerie
Vue de dessus

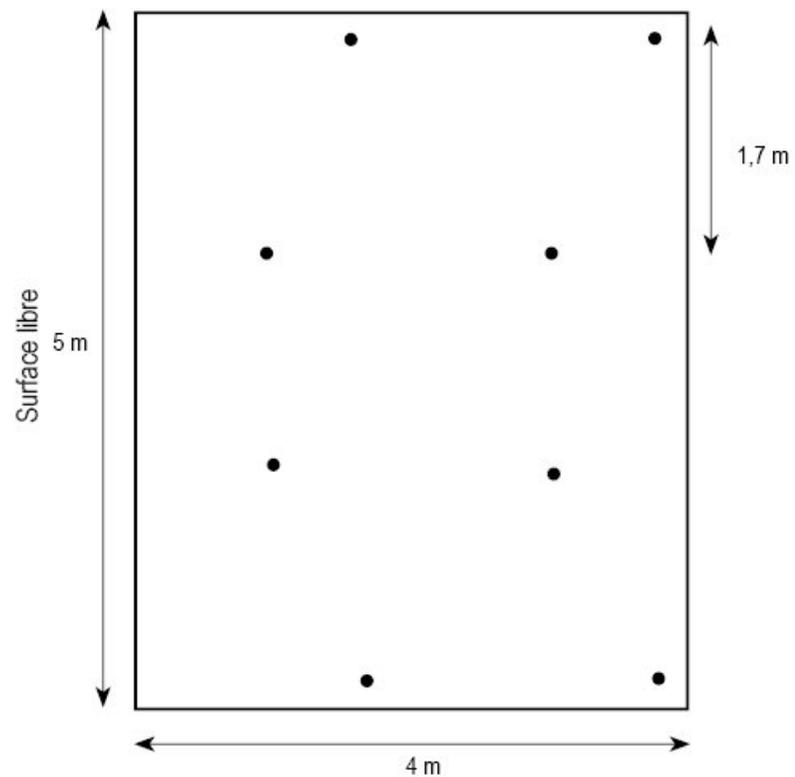
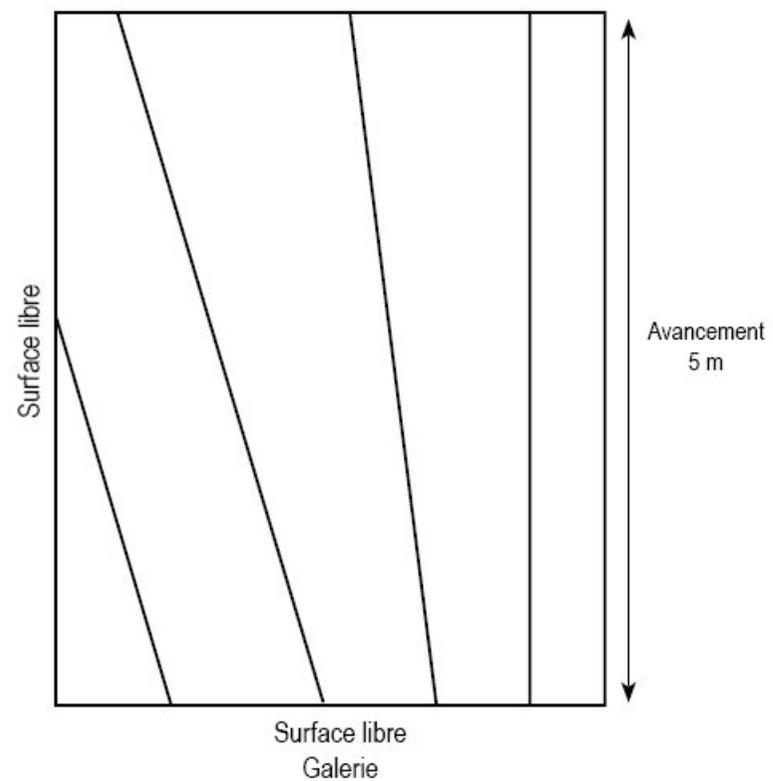


Schéma de tir en élargissement



Volée d'élargissement
Vue de dessus

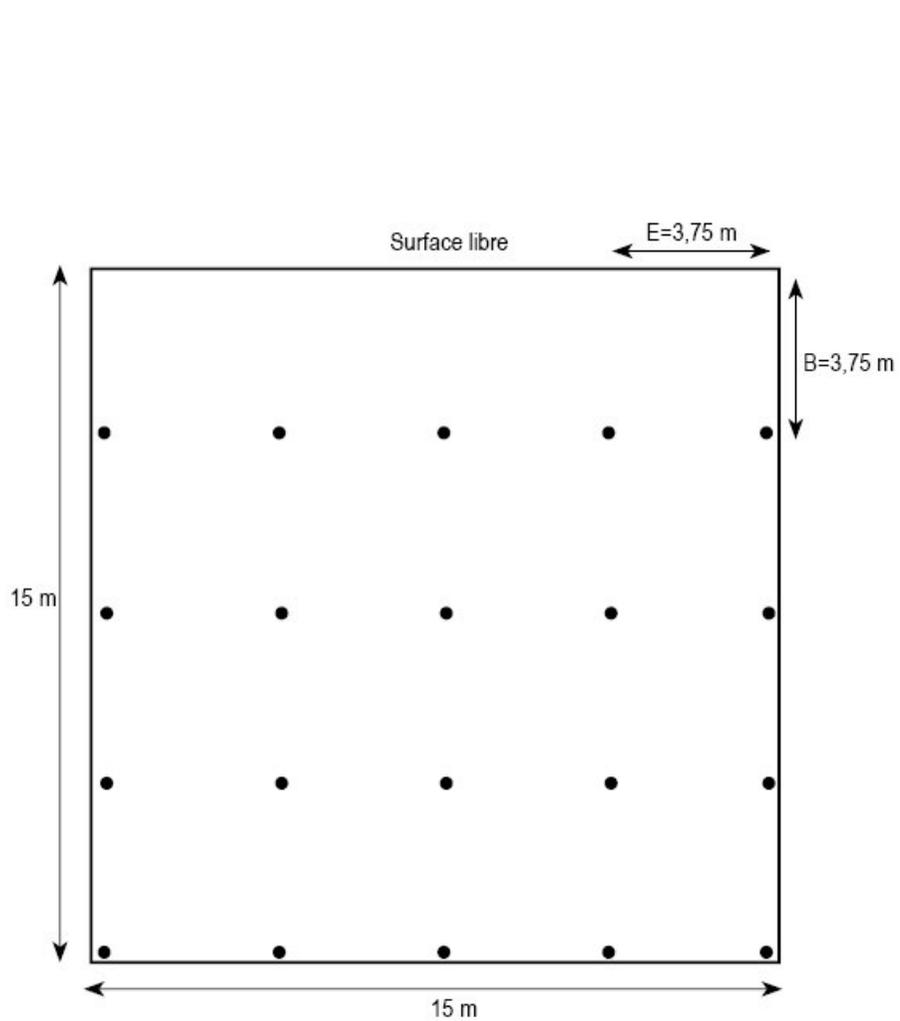
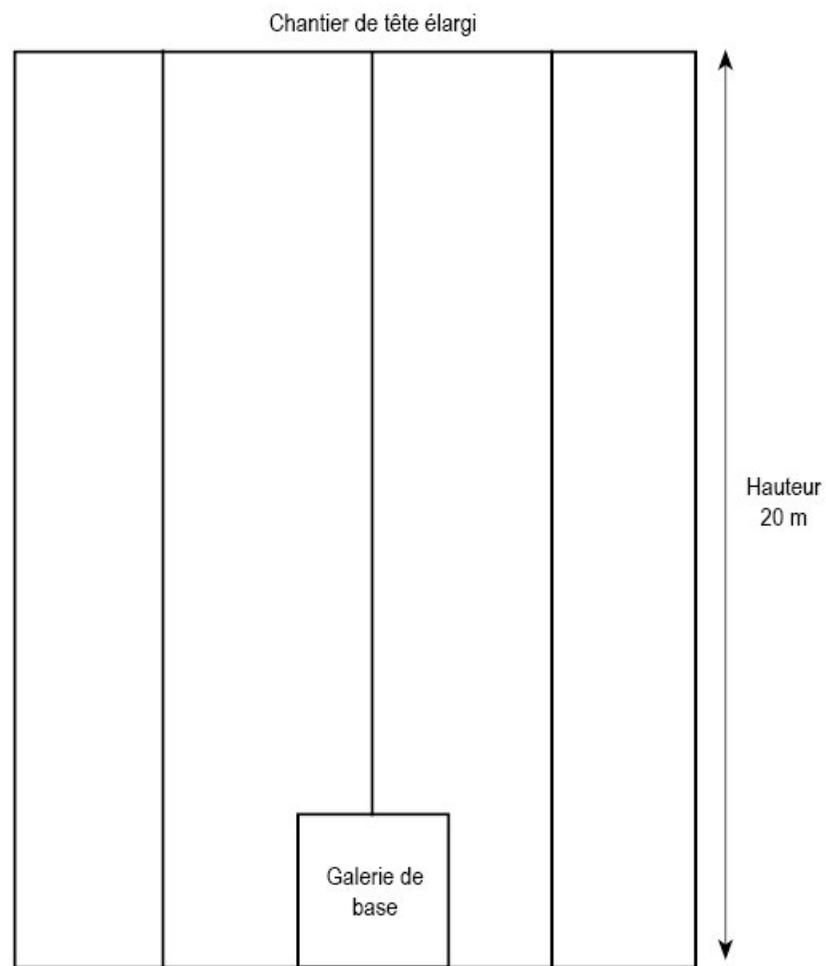


Schéma de tir en chambre
Vue de dessus



Abattage en chambre
Vue de côté

ANNEXE 5
Calcul des besoins en engins et main d'oeuvre

Foration

La foration en galerie et en élargissement se fera à l'aide d'un jumbo de foration horizontal à 2 bras en diamètre 45 mm. La vitesse de foration pour ce type d'appareil est estimée à 2 m/min, soit 120 m/h forés. On estime à une minute le temps de positionnement entre chaque trou foré, à 10 min le temps de positionnement et de retrait de la machine.

La foration en chambre se fera à l'aide d'un jumbo de foration vertical en diamètre 89 mm. On estime la vitesse de foration de cette machine à 15 m/h. On estime également à 10 minutes la mise en place et le retrait de la machine et à 5 minutes le temps de positionnement entre chaque trou.

On peut ainsi calculer le temps d'utilisation des machines par jour.

	Besoins par jour	Opération	Temps	Temps cumulé
Foration en galerie	296 m forés 74 trous	Mise en place et retrait	10	10
		Foration propre	148	158
		Positionnement entre les trous	74	232
		Total		3h52
Foration en élargissement	56 m forés 11 trous	Mise en place et retrait	10	10
		Foration propre	28	38
		Positionnement entre les trous	21	49
		Total		0h49
Foration en chambre	72 m 3,8 trous	Mise en place et retrait	10	10
		Foration propre	288	298
		Positionnement entre les trous	29	317
		Total		5h17

Chargement

On utilisera pour les tirs en galerie, en élargissement et en chambre un camion de chargement de nitrate-fioul en vrac. On estime à 10 minutes la mise en place et le retrait du camion, à 4 minutes par trou le positionnement et le chargement en galerie et en élargissement et à 10 minutes par trou en chambre.

	Besoins par jour	Opération	Temps	Temps cumulé
Chargement en galerie	74 trous	Mise en place et retrait	10	10
		Chargement et positionnement	296	306
		Total		5h06
Chargement en élargissement	11 trous	Mise en place et retrait	10	10
		Chargement et positionnement	44	54
		Total		0h54
Chargement en chambre	3,8 trous	Mise en place et retrait	10	10
		Chargement et positionnement	38	48
		Total		0h48

Déblayage

Le déblayage se fera à l'aide de scoops 15 t, non télécommandés en galerie et élargissement et télécommandés en chambre. On envisage le cas où le déblayage ne se fait que par scoop et non par scoop et camion.

L'extraction du minerai des chantiers se fait à l'aide d'une cheminée de jet vers le concasseur primaire. La cheminée de jet sera mise en place lors des travaux d'infrastructures et se situera à l'entrée de l'exploitation. Au fur et à mesure de l'expansion de la carrière, la distance des chantiers à la cheminée de jet va augmenter, augmentant ainsi les distances de roulage pour les scoops et le transport du minerai.

Le tableau suivant reprend les caractéristiques d'évolution de distance, productivité et temps de cycle sous les hypothèses suivantes :

- la vitesse de roulage d'un scoop est prise à 10 km/h chargé et 15 km/h non chargé ;
- on estime à 1 minute le temps de chargement et de déchargement pour 90 % du tas et à 1,5 minutes pour les 10 % restant pour prendre en compte la difficulté de regrouper les blocs et charger au fur et mesure que le tas diminue ;
- on estime à 30 min le temps de mise en tas du minerai pour faciliter la charge.

On obtient alors les résultats suivants :

Années	Distance aller de roulage (m)	Temps par cycle de 15t (s)	Productivité scoop 15 t (t/h)	Temps de déblayage d'une volée en galerie (h)	Temps de déblayage d'une volée en élargissement (h)	Temps de déblayage d'une volée en chambre (h)
1 et 2	220	194	278	1,2	1,2	38,8
3 à 6	340	265	203	1,5	1,6	53
7 à 10	460	337	160	1,8	1,9	67,2
11 à 14	580	408	132	2,1	2,3	81,4
15 à 18	700	480	113	2,4	2,6	95,6

On peut remarquer qu'entre les années 2 et 15, la productivité a été divisée par deux et que le temps de déblayage par volée a été multiplié par deux. Il est donc prudent de prévoir un doublement du parc de scoop à l'année 15 pour maintenir la productivité.

Dans les calculs de cycle, on utilisera des valeurs moyennes sur les 14 premières années, à savoir une productivité de 180 t/h et un temps de déblayage par volée de 1,7 h en galerie, 1,8 h en élargissement et de 63 h en chambre.

On arrive ainsi aux temps d'utilisation journaliers des machines suivants :

	Besoins par jour	Opération	Temps cumulé
Déblayage en galerie	460 t	Mise en place du tas et déblayage Total	3h14
Déblayage en élargissement	374 t	Mise en place du tas et déblayage Total	2h31
Déblayage en chambre	2041 t	Mise en place du tas et déblayage Total	11h58

Purge

On effectue une opération de purge en galerie et en élargissement à l'aide d'une purgeuse. On estime à 1,5 h le temps de purge par volée (mise en place de la purgeuse comprise).

On obtient ainsi le temps d'occupation de la purgeuse par jour :

	Besoins par jour	Opération	Temps cumulé
Purge en galerie	35 m ²	Mise en place et purge	
		Total	2h50
Purge en élargissement	29 m ²	Mise en place et purge	
		Total	2h06

Boulonnage

L'opération de boulonnage se fera à l'aide d'un jumbo de boulonnage. On met en place des boulons à ancrage ponctuel de 3,5 m de long de densité 1 boulon/m². Si l'on considère que la vitesse de foration d'un jumbo de boulonnage est équivalente à celle d'un jumbo de foration (2 m/min), on compte alors 1 minute pour mettre en place le bras du jumbo, 2 minutes de foration et 2 minutes pour la mise en place du boulon. Par mesure de sécurité, on estime à 10 boulons/h la vitesse de mise en place du soutènement et à 10 minutes le temps de mise de place du jumbo.

On obtient alors les temps suivants d'utilisation de la machine :

	Besoins par jour	Opération	Temps	Temps cumulé
Boulonnage en galerie	35 boulons	Mise en place Boulonnage	10 210	10 220
		Total		3h40
Boulonnage en élargissement	29 boulons	Mise en place Boulonnage	10 174	10 184
		Total		3h04

Bilan

On considère l'utilisation du même matériel en galerie et en élargissement et l'utilisation du camion de chargement d'explosif en chambre également. On estime alors les temps d'utilisation journaliers des machines dans le tableau suivant :

Machines	Opérations	Temps	Besoin en engins	Opérateurs par poste
Foration horizontale	Galerie	3h52		
	Elargissement	0h49		
	Total	4h41	1	1
Foration verticale	Chambre	5h17		
	Total	5h17	1	1
Chargement	Galerie	5h06		
	Elargissement	0h54		
	Chambre	0h48		
	Total	6h48	1	2
Déblayage scoop	Galerie	3h14		
	Elargissement	2h31		
	Total	5h45	1	1
Déblayage scoop	Chambre	11h58		

télécommandé	Total	11h58	2	1
Purge	Galerie	2h50		
	Elargissement	2h06		
	Total	4h56	1	1
Boulonnage	Galerie	3h40		
	Elargissement	3h04		
	Total	6h44	1	1

Les besoins en engins sont estimés en considérant un temps effectif de travail de 5h30 par poste, soit un temps de travail maximum au fond de 11 h/jour. A cela, il convient d'ajouter les besoins en maintenance.

Temps de cycle par volée

	Galerie	Elargissement	Chambre
Foration	2	0,6	27,8
Chargement	2,7	0,6	4,2
Déblayage	1,7	1,8	63
Purge	1,5	1,5	
Boulonnage	2	2,1	
Total	9,9 h	6,6 h	95 h
Avancement possible par jour et par chantier	4,1 m	6,7 m	1,7 m

Etant donné les besoins journaliers en avancement que l'on a, il faut donc au minimum ouvrir deux chantiers de galerie, un chantier d'élargissement et un chantier d'abattage simultanément.

ANNEXE 6
Calcul des coûts d'investissement et opératoires

Investissements de creusement des infrastructures

Les infrastructures nécessaires au fonctionnement de l'exploitation ainsi que leur coût sont réunis dans le tableau qui suit. On retient comme coûts de creusement :

- 2000 €/m de galerie d'infrastructure ;
- 1500 €/m de cheminée de diamètre 3 m creusée au raise-borer plus 15 k€ d'installation ;
- la salle du concasseur est équivalente à une galerie de 135 m de long en section 25 m².

Infrastructures	Dimension	
Galerie accès haut	340m, S=25m ²	680 000 €
Galerie accès concasseur	475m, S=25m ²	950 000 €
Creusement salle concasseur	15x15x15= 3375m ³	270 000 €
Rampe	540m, S=25m ²	1 080 000 €
Cheminée de jet de minerai	65m, D=3m	112 500 €
Cheminée de ventilation	45m, D=3m	82 500 €
Total		3 175 000 €

Investissements en machines

Les besoins en machines sont les suivants :

- un jumbo de foration horizontal 2 bras pour la foration en galerie et en élargissement en section 25 m² ;
- un jumbo de foration vertical pour la foration en chambre ;
- un camion de chargement d'explosif pour tous les chantiers ;
- une purgeuse pour les chantiers en galerie et en élargissement ;
- une boulonneuse pour les chantiers en galerie et en élargissement ;
- un scoop 15 t minimum pour les chantiers en galerie et en élargissement ;
- deux scoops télécommandés 15 t minimum pour l'abattage en chambre.

Les coûts horaire de fonctionnement des engins ont été évalués grâce au Mine and Mill Equipment Costs, un guide d'estimation des coûts d'engins miniers publié par Western Mine Engineering Inc sur la base d'études de coûts dans des exploitations nord-américaines. Les prix ont bien sûr été réévalués sur la base des coûts actuels de carburant et d'électricité. On s'est placé dans l'hypothèse réaliste que le coût du carburant reste à son niveau actuel (Diesel : 1,10 €/l).

	Jumbo foration horiz.	Jumbo foration vert.	Camion de chargement (explosif)	Purgeuse	Boulonneuse	Scoop 15t	Scoop télécommandé
Nombre	1	1	1	1	1	1	2
Coût horaire de fonctionnement (€/h)	15	15	20	17,5	30	45	30
Investissement par unité (€)	400 000	450 000	300 000	250 000	300 000	400 000	400 000
Durée de vie (h)	10 000	10 000	10 000	10 000	10 000	20 000	20 000
Heure de marche journalière par unité (h)	4,7	5,3	4,8	4,9	6,7	5,7	6
Durée avant réinvestissement (années)	10,6	9,4	10,4	10,2	7,5	17,5	16,7
Réinvestissement annuel par unité	37 600	47 700	28 800	24 500	40 200	22 800	24 000

(€/an)							
Equipements miniers d'exploitation							
Investissements							2 900 000 €
Réinvestissements annuels							249 600 €
Réinvestissements à la tonne							0,43 €/t

Dans la suite, tous les coûts de fonctionnement des engins sont donnés main d'œuvre non comprise.

Etablissement du coût galerie

Foration

Les besoins en avancement journalier sont de 7,1 m en section de 25 m², soit 1,9 volées par jour. Les volées auront un avancement de 3,7 m soit un abattage par volée de 240 t. Cela nécessite par volée la foration de 156 m de trous horizontaux à l'aide d'un jumbo de foration 1 ou 2 bras et l'utilisation de 170 kg d'explosifs, soit une consommation spécifique de 700 g/t.

L'investissement pour un jumbo 2 bras est de 400 000 € par unité, le coût de l'heure de marche environ de 15 € et le besoin en maintenance est de 0,5 heures par heure de fonctionnement.

La vitesse de foration de ce type de jumbo dans une roche moyennement dure est prise à 2m/min soit 120m/h. On admet un coût des consommables de foration (taillants, tiges, emmanchements...) de 0,6 €/mètre foré.

Foration en galerie	
Nombre homme/poste	1
Heures de marche par jour	3,9 h
Heures d'entretien	1,95 h
Mètres forés par jour	296
Tonnage abattu	460

On aboutit au coûts suivants :

Coût de foration en galerie	
Fonctionnement des jumbos	0,13 €/t
Pièces de foration	0,39 €/t
Total	0,51 €/t

Chargement et tir

Le plan de tir comporte par volée 38 trous chargés sur une longueur de 3,1 m avec du nitrate-fioul en vrac, soit 170 kg d'explosif par volée ou 323 kg d'explosif par jour répartis dans 74 trous. Le coût d'un kilogramme de nitrate-fioul est d'environ 1,2 €. On a également besoin de 74 détonateurs par jour, le coût unitaire étant de 4 €.

Pour le chargement de l'explosif, a été retenue la solution d'un camion de chargement d'explosif en vrac avec une équipe de deux personnes. On a considéré un temps de chargement de 4 min par trou, soit un chargement en 5h10 par jour. Le camion représente un coût d'investissement de 300 000 € et nécessite 1h de maintenance pour 10h de fonctionnement. Le coût de l'heure de fonctionnement est pris à 20 €.

Chargement et tir en galerie	
Nombre homme/poste	2
Heures de marche par jour	5,1 h

Heures d'entretien	0,5 h
Quantité d'explosifs	323
Détonateurs	74
Tonnage abattu	460

Coût de foration en galerie	
Fonctionnement des camions	0,22 €/t
Explosif et détonateurs	1,49 €/t
Total	1,71 €/t

Déblayage

On considère un scoop de 15 t. La discussion sur la productivité d'un scoop a été faite dans l'annexe précédente. On estime ainsi la productivité en moyenne à 180 t/h et le temps de déblayage à 1,7 h par volée. Le coût d'une heure de marche d'un scoop est pris à 45 € et le besoin en entretien est de 0,5 h par heure de fonctionnement.

Déblayage d'un tir en galerie	
Nombre homme/poste	1
Heures de marche par jour	3,2 h
Heures d'entretien	1,45 h
Tonnage abattu	460

Coût de déblayage en galerie	
Utilisation des scoops	0,31 €/t
Total	0,31 €/t

Purge

La section à purger est de 35 m² par volée. On retient un temps de purge de 1h30 par volée. Le coût d'une heure de fonctionnement de la purgeuse est pris à 17,5 € et les besoins en entretien à 0,2 h par heure de fonctionnement. La purge nécessite une personne sur la purgeuse.

Purge en galerie	
Nombre homme/poste	1
Heures de marche par jour	2,9 h
Heures d'entretien	0,6 h
Tonnage abattu	460

Coût de la purge en galerie	
Utilisation de la purgeuse	0,11 €/t
Total	0,11 €/t

Boulonnage

Nous avons retenu de l'étude de la stabilité des blocs en galeries un boulonnage par boulons à ancrage ponctuel de 3,5 m de longueur à une densité de 1 boulon/m², soit 18 boulons par volée en galerie ou 35 boulons par jour.

Cette opération peut être réalisée par un opérateur travaillant sur un jumbo de boulonnage automatique. L'investissement pour ce type de machines est de 300 000 €, le coût de fonctionnement à l'heure est pris à 30 € et le besoin de maintenance est 0,5 h par heure de fonctionnement. Le coût d'un boulon est de l'ordre de 15 € et on estime le temps de pose à 10 boulons/h.

Boulonnage en galerie	
Nombre homme/poste	1
Heures de marche par jour	3,7 h
Heures d'entretien	1,85 h
Boulons	35
Tonnage abattu	460

Coût du boulonnage en galerie	
Fonctionnement de la boulonneuse	0,24 €/t
Boulons	1,14 €/t
Total	1,38 €/t

Bilan

Coût d'abattage en galerie (€/t)	
Foration	0,51
Chargement et tir	1,71
Déblayage	0,31
Purge	0,11
Boulonnage	1,38
Total	4,03 €/t

Etablissement du coût dans les travaux d'élargissement

Foration

Les besoins en avancement journalier sont de 5,7 m en section de 25 m², soit 1,4 volées par jour. Les volées auront un avancement de 4 m soit un abattage par volée de 260 t. Cela nécessite la foration par volée de 40 m de trous horizontaux en éventail à l'aide d'un jumbo de foration 1 ou 2 bras et l'utilisation de 35 kg d'explosifs. On utilisera le même jumbo qu'en galerie.

Foration en élargissement	
Nombre homme/poste	1
Heures de marche par jour	0,9 h
Heures d'entretien	0,45 h
Mètres forés par jour	56
Tonnage abattu	374

On aboutit aux coûts suivants :

Coût de foration en élargissement	
Fonctionnement des jumbos	0,05 €/t
Pièces de foration	0,09 €/t
Total	0,14 €/t

Chargement et tir

Le plan de tir comporte par volée 8 trous chargés avec du nitrate-fioul en vrac, pour une quantité totale de 35 kg d'explosif par volée ou 49 kg d'explosif par jour répartis dans 11 trous. Le coût d'un

kilogramme de nitrate-fioul est de 1,2 €. On a également besoin de 11 détonateurs par jour, le coût unitaire étant de 4 €.

On utilisera pour le chargement la même solution qu'en galerie.

Chargement et tir en élargissement	
Nombre homme/poste	2
Heures de marche par jour	0,9 h
Heures d'entretien	0,09 h
Quantité d'explosifs	49
Détonateurs	11
Tonnage abattu	374

Coût de chargement en élargissement	
Fonctionnement des camions	0,05 €/t
Explosif et détonateurs	0,27 €/t
Total	0,32 €/t

Déblayage

On considère la même solution qu'en galerie. Il faut 1,8 h pour déblayer une volée avec les hypothèses faites.

Déblayage d'un tir en élargissement	
Nombre homme/poste	1
Heures de marche par jour	2,5 h
Heures d'entretien	1,05 h
Tonnage abattu	374

Coût de déblayage en élargissement	
Utilisation des scoops	0,30 €/t
Total	0,30 €/t

Purge

La section à purger est de 20 m² par volée ou 29 m² par jour. On retient un temps de purge de 1h30 par volée. Le coût d'une heure de fonctionnement de la purgeuse est pris à 10 € et les besoins en entretien à 0,2 h par heure de fonctionnement. La purge nécessite une personne.

Purge en élargissement	
Nombre homme/poste	1
Heures de marche par jour	2,1 h
Heures d'entretien	0,4 h
Tonnage abattu	374

Coût de la purge en élargissement	
Utilisation de la purgeuse	0,10 €/t
Total	0,10 €/t

Boulonnage

Les hypothèses de soutènement sont les mêmes qu'en galerie. On a besoin de 20 boulons par volée ou 29 boulons par jour, posés à l'aide d'un jumbo de foration à raison de 10 boulons/h.

Boulonnage en élargissement	
Nombre homme/poste	1
Heures de marche par jour	3,1 h
Heures d'entretien	1,55 h
Boulons	29
Tonnage abattu	374

Coût du boulonnage en élargissement	
Fonctionnement de la boulonneuse	0,25 €/t
Boulons	1,16 €/t
Total	1,41 €/t

Bilan

Coût d'abattage en élargissement (€/t)	
Foration	0,14
Chargement et tir	0,32
Déblayage	0,30
Purge	0,10
Boulonnage	1,41
Total	2,27 €/t

Etablissement du coût d'un chantier d'abattage en chambre

Foration

Le schéma de tir comprend par volée la foration de 20 trous pour une longueur totale de 380 m. Avec un avancement journalier de 0,19 volées, les besoins en foration par jour sont de 72 m. Cette opération sera réalisée par un jumbo de foration de longs trous. Dans des roches moyennement dures, on peut estimer la vitesse de foration à 15 m/h d'où une durée de 5h20 de foration par jour avec mise en place du matériel. L'investissement pour ce type de jumbo est de 450 000 € et le coût de fonctionnement à l'heure est estimé à 15 €. On retient également un besoin en maintenance de 0,5 h par heure de fonctionnement et un coût de consommables de foration de 10 €/m foré.

Foration en chambre	
Nombre homme/poste	1
Heures de marche par jour	5,3 h
Heures d'entretien	2,65 h
Mètres forés par jour	72
Tonnage abattu	2041

On aboutit aux coûts suivants :

Coût de foration en chambre	
Fonctionnement des jumbos	0,05 €/t
Pièces de foration	0,35 €/t

Total	0,40 €/t
--------------	-----------------

Chargement et tir

Le plan de tir comporte par volée 20 trous chargés sur une hauteur de 18m avec du nitrate-fioul en vrac, pour une quantité totale de 1480 kg d'explosif par volée ou 281 kg d'explosif par jour répartis dans 4 trous. Le coût d'un kilogramme de nitrate-fioul est de 1,2 €. On a également besoin de 4 détonateurs par jour, le coût unitaire étant de 4 €.

On utilisera pour le chargement la même solution qu'en galerie.

Chargement et tir en chambre	
Nombre homme/poste	2
Heures de marche par jour	0,8 h
Heures d'entretien	0,08 h
Quantité d'explosifs	281
Détonateurs	4
Tonnage abattu	2041

Coût de foration en chambre	
Fonctionnement des camions	0,01 €/t
Explosif et détonateurs	0,17 €/t
Total	0,18 €/t

Déblayage

Le déblayage se fera par scoop télécommandé pour la sécurité des employés. On considère une capacité de déblayage équivalente à celle en galerie. Le déblayage a été estimé dans l'annexe précédente à 63 h par volée, soit 12 h par jour. On estime le coût de fonctionnement d'un jumbo télécommandé à 30 €/h.

Déblayage d'un tir en chambre	
Nombre homme/poste	1
Heures de marche par jour	12 h
Heures d'entretien	4,85 h
Tonnage abattu	2041

Coût de déblayage en chambre	
Utilisation des scoops	0,18 €/t
Total	0,18 €/t

Bilan

Coût d'abattage en chambre	
Foration	0,40
Chargement et tir	0,18
Déblayage	0,18
Total	0,76 €/t

Coût moyen d'un chantier

Attention : ce coût est un coût moyen sans main d'œuvre.

Coût chantier moyen (€/t)	
Coût d'abattage en galerie (€/t)	4,03
Pourcentage de la production en galerie	16%
Coût d'abattage en élargissement (€/t)	2,27
Pourcentage de la production en élargissement	13%
Coût d'abattage en chambre (€/t)	0,76
Pourcentage de la production en chambre	71%
Total	1,48 €/t

Concassage, extraction et traitement

Ce coût sera égal à 1,30 €/t.

Dépenses d'encadrement et administration

Cette dépense sera égale à 1,04 €/t.

Fortage

Cette dépense sera prise de manière volontairement pessimiste à 0,5 €/t.

Bilan

Les besoins en main d'œuvre en exploitation sont de 9 ouvriers au premier poste et 7 ouvriers au deuxième poste, un chef de poste et un employé au concassage par poste. On arrive ainsi à 18 employés et 2 chefs de poste par jour. On augmente les coûts de 10 % pour prendre en compte les congés et arrêts maladie.

Les coûts autres que les coûts chantier et les coûts de main d'œuvre nous ont été fournis par Lafarge, selon les coûts dans une exploitation de calcaire de taille moyenne. On a donc choisi de ne majorer que les coûts calculés dans cette étude pour prendre en compte les dépenses imprévues.

Coût opératoire (€/t)	
Coût chantier moyen sans main d'œuvre	1,48
Main d'œuvre	1,39
Sous-total	2,87
Divers non-chiffré (20%)	0,57
Concassage-Traitement	1,3
Charges fixes	1,04
Fortage	0,5
Total	6,28 €/t

De même, on rappelle dans le tableau suivant les dépenses d'investissement.

Investissement initial (€)	
Infrastructures minières	3 175 000
Equipements miniers d'exploitation	2 900 000
Equipements de concassage (brise-roche et concasseur)	300 000
Equipements d'extraction (convoyeur)	1 800 000
Sous-total	8 175 000

Divers non chiffré (10%)	817 500
Total	8 992 500 €

Les coûts des infrastructures minières et des équipements miniers ont été évalués précédemment. Le coût des équipements de concassage a été évalué grâce au *Mine and Mill Cost Evaluation Guide*. Le coût du convoyeur à bande a été pris à 850 €/m avec bardage, sur 2 km de la salle du concasseur jusqu'aux installations en place. Le divers non chiffré englobe notamment les frais d'exhaure et de ventilation (pompes, ventilateurs ...) ainsi que les éventuelles dépenses imprévues. Etant donné les coûts relativement prudents pris pour l'évaluation des coûts d'infrastructures et d'équipements miniers, une majoration de 10% seulement nous a semblé suffisante.

L'analyse économique est faite sur une période de 30 ans. Pendant ces 30 ans, on considère que l'on provisionne chaque année les réinvestissements nécessaires au remplacement des équipements d'extraction. De même, on provisionne l'achat d'un nouveau scoop tous les 15 ans pour pallier l'augmentation de la distance de roulage et donc la baisse de la productivité en déblayage.

Dépenses	
Investissement initial	8 992 500
Production	17 250 000
Coût opératoire (€/t)	6,28
Dépense opératoire	108 391 440
Réinvestissements	7 488 000
Equipements provisionnés	800 000
Dépense totale hors investissement initial	116 679 440
Dépense globale	125 671 940

Recettes	
Vente (t)	15 000 000
Prix de vente (€/t)	10
Recette globale	150 000 000

ANNEXE 7
Analyse économique du projet par abattage mécanique

Bien que l'éventualité d'un abattage mécanique pour notre projet ait été écartée pour des raisons empiriques de rentabilité en comparaison avec l'abattage à l'explosif, il convient cependant de justifier plus finement cette décision.

L'analyse des besoins a montré que pour assurer la production à l'aide de machines de puissance 200kW en tête de coupe, il était nécessaire d'ouvrir 4 fronts et donc de posséder 4 machines à attaque ponctuelle fonctionnant 11 heures par jour. Le coût d'achat d'une machine est estimé à 2 M€ et le coût de fonctionnement a été estimé grâce au Mine and Mill Cost Evaluation Guide à 100 € par heure de fonctionnement, main d'œuvre et entretien compris. Cela nous amène à un coût opératoire, consommables non compris, de 1,5 €/t.

Le détail du coût d'exploitation est donné dans le tableau suivant :

Coût opératoire (€/t)	
Coût chantier moyen avec main d'œuvre	1,5
Divers non-chiffré (20%)	0,3
Consommables	1,50
Traitement	0,6
Charges fixes	1,04
Fortage	0,5
Total	5,44

Les équipements miniers ne prennent en compte que l'achat des machines à attaque ponctuelle dont la durée de vie est estimée à 30 ans.

Equipements miniers d'exploitation	
Investissements	8 000 000
Réinvestissements annuels	266 667
Réinvestissements à la tonne	0,46

Les besoins en infrastructures sont jugés équivalents à la solution abattage à l'explosif.

Investissement initial (€)	
Infrastructures minières	3 175 000
Equipements miniers d'exploitation	8 000 000
Equipements d'extraction (convoyeur)	1 800 000
Sous-total	12 892 500
Divers non chiffré (10%)	1 297 500
Total	14 272 500

On peut ainsi calculer le cash-flow généré, présenté dans le tableau 28.

Investissements initiaux (€)	14 272 500
Production (t)	575 000
Dépense opératoire (€/t)	5,44
Vente (t)	500 000
Prix de vente (€/t)	10,0
Marge nette (€)	1 872 000
Réinvestissements (€)	266 667
Cash flow annuel (€)	1 605 333

Tableau 29 : Cash-flow annuel dans le cas d'abattage mécanique

La figure 38 nous montre la valeur nette actualisée du projet à 30 ans avec un abattage mécanique. Le taux de rentabilité interne du projet est de 8,7% avec un retour sur investissement de 16 ans minimum.

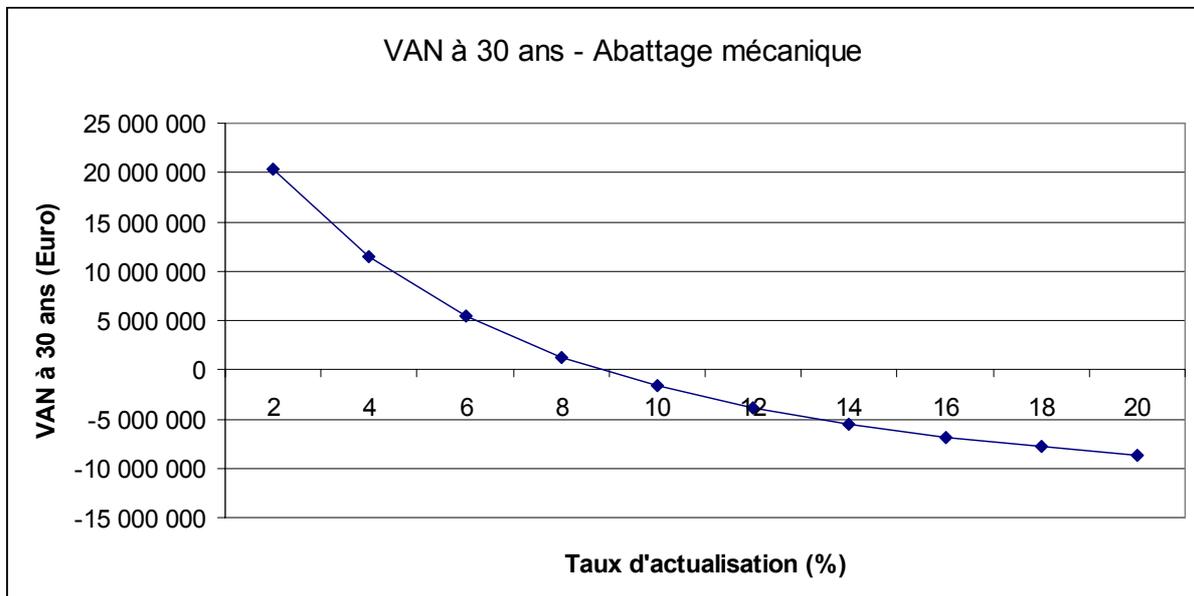


Figure 38 : Valeur Nette Actualisée du Projet dans le cas d'un abattage mécanique

Cette analyse confirme l'idée établie empiriquement que l'abattage mécanique est rentable mais moins que l'abattage à l'explosif.

Table des matières

Introduction	6
1. Contexte de l'étude	9
1.1. Le marché des granulats en France	9
1.2. Présentation de Lafarge granulats France	10
1.3. Contexte de l'étude et problématique	10
1.4. Cahier des charges	10
2. Caractérisations géologique et géotechnique	13
2.1. Caractérisation géologique du massif	13
2.1.1 Géologie du terrain d'étude.....	13
2.1.2. Sismicité.....	15
2.1.3. Hydrogéologie.....	16
2.1.4. Résultats de la campagne géophysique	16
2.2. Caractérisation géotechnique des faciès	17
2.2.1. Description générale des faciès.....	17
2.2.2. Caractéristiques mécaniques issues de tests.....	20
2.2.3. Contraintes naturelles.....	21
2.2.4. Fracturation	21
2.3. Hypothèses retenues dans la suite de l'étude	22
3. Définition et dimensionnement d'ensemble de la méthode d'exploitation	25
3.1. Méthode d'exploitation.....	25
3.2. Méthode d'abattage.....	26
3.3. Orientation des chantiers.....	30
3.4. Taille des chambres.....	31
4. Evaluation des besoins et des coûts, rentabilité économique du projet	40
4.1. Evaluation des besoins par activité	40
4.1.1. Définition des schémas de tir et de l'avancement.....	40
4.1.1.1. Détermination des schémas de tir	40
4.1.1.2. Volée en galerie	41
4.1.1.3. Volée en élargissement	42
4.1.1.4. Volée en chambre	42
4.1.1.5. Besoins en avancement.....	43
4.1.2. Besoin en soutènement	44
4.1.3. Dimensionnement du parc d'engins.....	46
4.1.4. Besoin en main d'œuvre	47

4.1.5. Besoin en aéraage	49
4.2. Analyse économique du projet.....	51
4.2.1. Chiffrage du coût chantier moyen.....	51
4.2.2. Investissements	52
4.2.3. Rentabilité économique	52
4.2.4. Sensibilité aux paramètres	53
4.2.5. Sensibilité aux hypothèses	55
Conclusion	58
Récapitulatif des solutions techniques retenues.....	58
Bibliographie.....	60
Figures et tableaux	61
ANNEXE 1	66
ANNEXE 2	70
ANNEXE 3	96
ANNEXE 4.....	128
ANNEXE 5.....	134
ANNEXE 6.....	141
ANNEXE 7.....	154