

5/98

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR
ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT : GENIE MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDES

- Gisement bentonitique de Hammam Bouhrara (MAGHNIA) -

EXTENSION DE LA CARRIERE DE ROUSSEL DANS LE DÔME RHYOLITIQUE

Proposé et dirigé par : Mr T. HAFIDI

Etudié par : A. KHENICHE

PROMOTION 1998

E.N.P. 10, avenue Hacén Badi El Harrach, Alger.

REMERCIEMENTS

C'est avec un grand plaisir que j'adresse mes remerciements à tous ceux grâce à qui ce travail a pu être mené à terme.

Je remercie tout particulièrement monsieur HAFIDI, mon promoteur, pour ces conseils et pour son suivi.

Je remercie également l'ensemble des enseignants du département pour leur aide et conseils.

Enfin, je n'oublie pas l'aide de monsieur MAHSAS de l'E.N.O.F.

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

DEDICACES

Je dédie ce modeste travail à

*mes parents
mes frères et sœurs
mes amis*

TABLE DES MATIERES :



PARTIE I : GEOLOGIE	
1. GEOLOGIE	4
I.1. Introduction	5
I.2. Généralités sur le gisement	6
I.3. Cadre géologique régional.....	6
I.4. Cadre géologique du site Roussel.....	9
I.5. Aperçus sur les rhyolites.....	11
I.6. Caractéristiques qualitatives de la substance utile	13
I.7. Conditions d'exploitation du gisement	13
PARTIE II : EXPLOITATION	
II. DECOUVERTURE	14
II.1. Calcul des volumes	15
II.2. Détermination du taux de découverte moyen	21
III. OUVERTURE ET METHODE D'EXPLOITATION	24
III.1. Ouverture du gisement	24
III.2. Méthode d'exploitation	24
IV. ABATTAGE	27
IV.1. Généralités	27
IV.2. Foration	27
IV.3. Détermination de la capacité du chariot de foration	28
IV.4. Plan de tir	29
IV.5. Chargement	35
IV.6. Equipement des travaux d'abattage	37
IV.7. Transport	38
IV.8. Durée des travaux de découverte	41
IV.9. Consommables	42
IV.10. Personnel	48
V. PARTIE TECHNICO-ECONOMIQUE	49
V.1. Frais d'exploitation	50
V.2. Masse salariale	53
V.3. Dépenses totales	54
V.4. Calcul du prix de revient de la tonne de rhyolites abattue	54
VI. CONCLUSION	55
.BIBLIOGRAPHIE	56

المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PARTIE I: GEOLOGIE

1.1 INTRODUCTION :

L'unité de Maghnia (E.N.O.F) exploite de la bentonite à ciel ouvert , pour la production , essentiellement de la terre décolorante, mais aussi de la bentonite traitée utilisée dans les boues de forage pétrolier

Dans la partie du gisement actuellement en exploitation, les propriétés mécaniques du minerai et des morts terrains permettent un abattage mécanisé avec utilisation de bulldozer et de pelles hydrauliques.

Ce mode d'abattage ne sera plus valable dans le cas de l'extension de la carrière dans la partie occupée par l'encaissant rhyolitique vu sa dureté . L'unité sera amené à procéder, dans ce cas, à un abattage par tir.

Le but du projet est d'étudier ce mode d'abattage, pour le cas de la carrière de 'ROUSSEL' de Maghnia et de déterminer le prix de revient d'une tonne de rhyolites abattue et transportée.

1.2. GENERALITES SUR LE GISEMENT :

Au terme des travaux de recherche effectué en 1978, les réserves de bentonite calculées pour deux sites (Roussel et Dar Embarek) étaient de : 8179.4 milles tonnes en catégories C1+C2 y compris 3694.9 milles tonnes en catégorie C1. Sur Le site Roussel, les réserves en catégorie C1 sont de 1839.4 milles tonnes, sur celui de Dar Embarek, elles sont de 1855.5 milles tonnes pour la même catégorie.

Le gisement d'argiles bentonitiques de Hammam Bouhrara est situé au SE de la ville de Maghnia avec laquelle il est relié par une route asphaltée.

La localité la plus proche est le village de Hammam Bouhrara qui se trouve à 4km à l'Est du gisement.

Les coordonnées du point central du site Roussel sont : X-99860 ; Y-186800 ; H-355, notons que le relief de la région est fortement accidenté avec un réseau hydrographique très développé. Dans les limites de la région des travaux de prospection, les altitudes absolues de la surface varient de 150.0 m à 435.0 m.

1.3. CADRE GEOLOGIQUE REGIONAL :

Dans la structure géologique de la région concernée par les travaux de recherche géologique, prennent part des roches du miocène, du pliocène et des formations quaternaires. Les formations miocène et pliocène constituent une grande structure synclinale sur les flancs de laquelle affleurent des calcaires du jurassique et des grès. Ces roches se développent au NO et SE de la région.

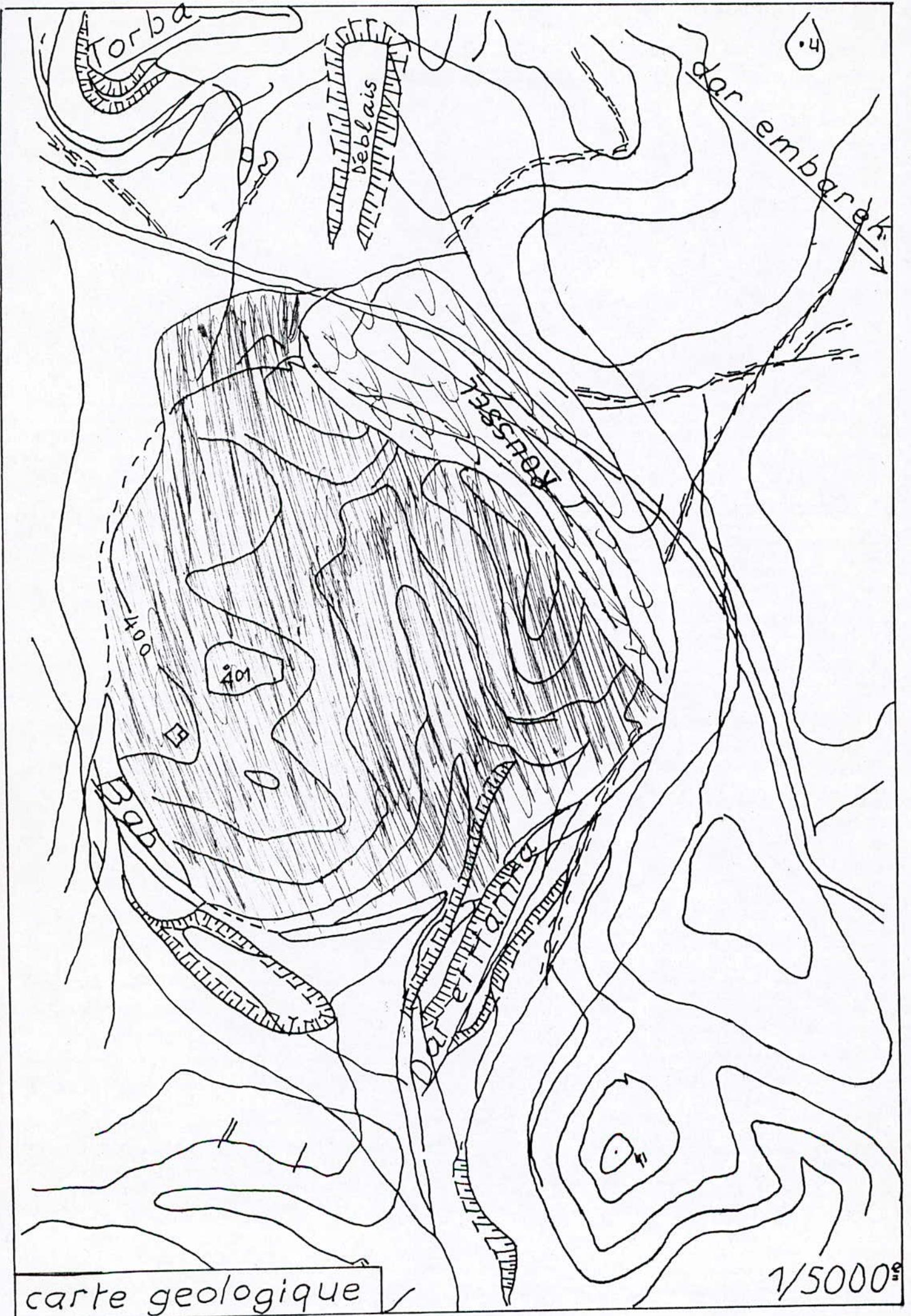
Miocène(M)

Les formations miocènes affleurent le long de l'oued Tafna sur une zone de 10km de largeur. Elles reposent en discordance sur les formations du jurassique supérieur. Suivant le principe lithologique, les formations miocène se divisent en formations du miocène inférieur (M1) et formation du miocène supérieur (M3).

Miocène inférieur(M1)

Les formations du miocène débutent par des grès carbonatés massifs et des conglomérats qui passent, plus haut dans la coupe, à une puissante assise monotone d'argiles carbonatés et des marnes finement litées de couleur grise.

Plus haut suivant la coupe, reposent des marnes bleues avec des passées de grès brunes. Sur ces marnes, reposent des argiles marneuses noires et grises foncées avec de rares intercalations de grès de faible puissance.



carte geologique

1/5000

La partie supérieure de la coupe est constituée par des argiles carbonatées subbentonitiques grises avec une teinte verdâtre. Ces argiles se développent largement sur la vallée de l'Oued Tafna au sud du village de Hammam Bouhrara.

Les formations décrites ci-dessus reposent en pente douce sous un angle de 5 à 10°, avec un azimut de pendage 220°.

Miocène supérieur(M3)

Les formations du miocène supérieur se développent largement au Nord du village de Hammam Bouhrara, et se divisent en deux assises suivant la lithologie. La coupe du miocène supérieur débute par l'assise basaltique de composition rhyolitique.

Elle est représentée par des poudings et des conglomérats et plus haut suivant la coupe par des grès formés d'une substance élastique de composition rhyolitique.

Ces roches sont localement transformées en argiles bentonitiques et subbentonitiques, qui sont le résultat de l'activité des processus exogènes. Elles reposent en discordance sur les roches sous-jacentes.

L'azimut de pendage des roches est de 290°. L'angle de pendage est de 5 à 20°, l'assise supérieure est constituée d'argiles grasses à dispersion fine, de couleur principalement claire.

La puissance de cette assise est de plus de 50m. Ces couches se caractérisent par leur gisement horizontal.

Pliocène(P)

Les formations pliocène se développent largement sur la région des travaux et se compose de limons, de limons sableux, d'argiles sableuses avec des lentilles de poudings et des conglomérats compacts. Ces formations reposent en discordance sur celles du miocène, leur azimut de pendage est de 290°, l'angle de pendage est de 18 à 20°, la puissance atteint 50 à 60m.

Quaternaire

Il est représenté par des formations alluvionnaires de l'Oued Tafna qui englobent de puissants (jusqu'à 60-70m d'épaisseur) dépôts à gros galets et blocs provenant de l'ancienne terrasse de l'Oued Tafna et des dépôts contemporains des vallées tels que galets, sables, argiles et limons.

Roches magmatiques

Les formations magmatiques de la région sont représentées par des rhyolites et des basaltes. Dans la région du village de Hammam Bouhrara, les sédiments du miocène englobent des rhyolites qui forment deux petits massifs érodés en forme de coupole. L'un des massifs est associé au gisement de bentonite de Hammam Bouhrara, l'autre est situé à l'extrémité S.E du village et fait l'objet d'étude pour matière quartz-feldspathique.

Les rhyolites sont représentées par une roche finement cristallisée grise, grise claire, claire ou brune, compacte, solide avec des phénocristaux de quartz transparent et feldspath.

A un degrés moindre, dans la région, on rencontre des basaltes qui du point de vue chronologique se divisent en formations miocènes et quaternaires.

Les basaltes du miocène se développent sous forme de petits corps interstratifiés de faible puissance au Nord du village et sur la rive droite de l'Oued Tafna.

Les basaltes du quaternaire se rencontrent sous forme de petites nappes dans la région du gisement de bentonite de Hammam Bouhrara.

1.4. CADRE GEOLOGIQUE DU SITE ROUSSEL

Les roches sédimentaires du pliocène supérieur et inférieur, les formations volcaniques du miocène supérieur et du quaternaire prennent part dans la structure géologique du site.

Les formations du miocène inférieur sont représentées par des argiles carbonatées de couleur grise à teinte verdâtre. Ces formations se développent largement dans la partie S.O du site. les argiles reposent en pente douce sous un angle de 5 à 10°, avec azimut de pendage de 220°.

L'assise sédimentaire du miocène supérieur se développe largement dans les limites du site. Elle est représentée par des grès, des brèches, des gravélites à composition principalement rhyolitique et par des bentonites.

Les gravélites reposant à l'extrémité de la coupe étudiée sont représentés par une matière mal classifiée constituer en grande partie de fragments de rhyolites de différentes formes et de différents degrés d'usure. La couleur est du gris-clair au gris-foncé. Le matériel est partiellement bentonisé, mais la bentonitisation diminue en profondeur. Plus haut suivant la coupe reposent les argiles bentonitiques de couleur grise claire avec une teinte verdâtre. Les bentonites ont gardés la structure des gravelites sous -jaçantes, ce qui laisse à penser que les argiles bentonitiques se sont formées à partir des rhyolites sous l'effet des processus exogènes.

Du point de vue morphologique, les argiles reposent presque horizontalement, leur puissance varie de 15 à 40m.

L'assise bentonitique disparaît au NE, au SO les bentonites sont limitées par un accident tectonique le long du ravin vers le NO.

Au NO, les bentonites sont recouvertes avec une discordance angulaire par des formations du pliocène. Ces formations sont principalement représentées par des argiles de couleur gris-foncée, des conglomérats à gros galets et par des gravélites, notons que les galets sont bien roulés.

Leur puissance dans les limites du site atteint 30m. Toute la surface de l'assise sédimentaire du pliocène et du miocène supérieur est recouverte par une couverture de sédiments quaternaires déluviens qui sont représentés par des argiles et des limons avec des fragments de roches effusives et par des conglomérats. La puissance du manteau détritique varie de 0.5 à 0.6m. Sur tout le territoire du site, les formations quaternaires sont recouvertes par des formations plus anciennes. Elles sont représentées par des limons sableux, des limons avec une grande quantité d'additions de pierres.

ROCHES VOLCANOGENES

Rhyolites : au Nord du site, les roches sédimentaires du miocène supérieur passent aux roches effusives(rhyolites). Ces roches forment un massif extrusif en forme de coupole dont le diamètre atteint 550 à 600m et la superficie de 0.25 km².

La partie périphérique de ce coupole est érodée. La profondeur d'érosion est inégale suivant les différents points. Le massif extrusif est composé de différentes roches : liparites rubanés, vitreux, perlites et obsidiennes. Toutes les roches font partie d'un corps unitaire qui forme le coupole extrusif.

Le matière magmatique s'est refroidie plus lentement au centre du coupole et de ce fait elle est bien cristallisée. Au contraire sur la périphérie, où le refroidissement s'est passé plus vite, on rencontre des différences vitreuses(perlites obsidiennes) et des différences transitoires (liparite rubané vitreux).

Les rhyolites sont représentés par une roche finement cristallisée de couleur grise, gris-clair, de teinte verdâtre ou rosâtre, compacte, assez dure avec de rares microlites, parfois avec des phénocristaux de quartz transparent.

Suivant la périphérie du coupole du massif extrusif, s'est formée une bande étroite de perlites, La puissance de la bande de perlites atteint 35 à 40m. localement, les perlites sont remplacées par des obsidiennes de couleur grise foncée qui sont représentées par une bande étroite de puissance 1 à 1.5m. Ces obsidiennes disparaissent vite et passent progressivement aux différences bentonitiques.

Le massif se caractérise par une transformation progressive(du centre vers la périphérie) des roches primaires aux bentonites. Les dépôts d'argiles bentonitiques délimitent presque de tout les cotés l'extrusion rhyolitique de base. Ces dépôts d'argiles sont exploités actuellement ou bien ont été exploités.

Ce n'est pas le fait du hasard que les argiles bentonitiques s'associent avec les rhyolites et les perlites mais le fait que ces bentonites sont des produits de leur transformation intensive due à l'activité hydrothermale.

Au contact extérieur du massif extrusif gisent des gravélites et des grès parmi lesquels se rencontrent localement des dépôts secondaires d'argiles bentonitiques. La formation de ces dépôts secondaires est liée à la dénudation(érosion) et au redépôt des produits de désagrégation des rhyolites dans le bassin d'eau suivi

de bentonitisation. Les dépôts secondaires s'accompagnent de passées de sable à galets bien roulés et de gravier.

Basaltes : dans la partie centrale du site entre les sondages 73 et 76 se développe une petite nappe de basaltes datée du quaternaire. Les dimensions de cette nappe sont de 100*20m, sa puissance est de 3 à 4m.

Les basaltes sont fortement altérés et fissurés sur les contacts. Plus au sud de cette nappe se situe une deuxième nappe dont les dimensions sont insignifiantes et font 33*15m.

1.5. APERÇUS SUR LES RHYOLITES

Les rhyolites sont les équivalents volcaniques des granites. De même que les granites au sens strict ne peuvent être dissociés de roches plus basiques, on doit grouper avec les rhyolites des variétés assez voisines, comme les rhyodacites et les latites quartzifères, qui sont respectivement les homologues des granodiorites et des granites monzonitiques. Toutes ces roches ont en principe une teneur en quartz comprise entre 20 et 35 p. 100, mais elles présentent la particularité d'être souvent vitreuses ou très finement cristallisées; l'analyse chimique seule permet alors de les identifier. Les moyennes indiquées dans le tableau sont proches de celles des roches plutoniques correspondantes, sauf en ce qui concerne l'état d'oxydation du fer: le rapport Fe_2O_3/FeO , qui est voisin de 0,6 dans les granites, est ici de l'ordre de 1,2, cette différence correspond à l'oxydation à l'air libre des produits volcaniques.

1.5.a. Constitution minéralogique

Le quartz peut se présenter en cristaux bien visibles (quelques millimètres); il offre alors une forme bipyramidée et des aspects typiques de corrosion et de croissance irrégulière (quartz «rhyolitique»). Il contient fréquemment des inclusions vitreuses (reliques magmatiques), emprisonnées dans des lacunes de croissance au cours de la cristallisation du minéral.

Les feldspaths sont le plus souvent représentés par de la sanidine assez riche en sodium, associée à un plagioclase de composition An_5 à An_{25} selon les variétés.

Dans les roches anciennes, le feldspath potassique a généralement une coloration rouge vif, due à des oxydes de fer libérés par exsolution.

Les minéraux ferromagnésiens sont constitués par la biotite, parfois bordée de magnétite, par la hornblende, plus rare, et, dans les roches à tendance dacitique, par l'hypersthène. Les rhyolites alcalines contiennent des minéraux sodiques, comme l'aegyrine ou la riebeckite. On note dans certains cas la présence de minéraux inhabituels dans les roches volcaniques: cordiérite, grenats, associés quelquefois à de la sillimanite.

La mésostase vitreuse est fréquente, et représente la quasi-totalité de la roche dans les obsidiennes, les réinites ou les ponces. On y distingue souvent une structure «vitroclastique» avec fragments de bulles et échardes plus ou moins aplaties et soudées. Lorsque ce verre recristallise, il peut former un assemblage très fin de cristaux de quartz et de feldspaths (*felsite*) ou se dévitrifier en *pyroméride* à structure rayonnante. Là encore, la coloration rouge est fréquente, comme dans les «porphyres amarantes» de l'Esterel.

1.5.b. Conditions de gisement

Les éruptions rhyolitiques sont extrêmement rares dans le volcanisme actuel; on ne citera guère que l'extrusion du dôme de Nova Rupta et les dépôts pyroclastiques concomitants, en 1912, dans la vallée des Dix Mille Fumées (Alaska). Dans les séries volcaniques anciennes, on distingue deux grands types de gisement:

– Le premier est celui des rhyolites ou rhyodacites en coulées courtes ou en dômes, généralement associées à un volcanisme basaltique ou andésitique de type central. Elles marquent assez souvent la fin d'un cycle d'activité, et la quantité est toujours très inférieure à celle des volcanites basiques.

– Le second type est celui des rhyolites en nappes de ponces ou d'ignimbrites, associées à de vastes calderas ou à un volcanisme de type fissural, et accompagnées de faibles quantités de basalte. Elles peuvent couvrir de grandes surfaces, sur des centaines de mètres d'épaisseur: 7 000 km² à Yellowstone; 25 000 km² en Nouvelle-Zélande. Parmi les rhyolites d'Europe, on citera les ignimbrites de Corse, d'âge permien (400 km²) et les nappes de ponce tertiaires du Mont-Dore (250 km²).

1.5.c. Origine des magmas rhyolitiques

Les arguments géologiques, minéralogiques et géochimiques permettent de proposer deux principales origines pour les magmas rhyolitiques.

La fusion anatectique des socles granitiques (palingénèse) serait à l'origine des grands épanchements d'ignimbrites à quartz automorphe, biotite et résidus métamorphiques. Ces matériaux ont une composition assez proche de celle des roches environnantes. On y trouve à des teneurs notables les éléments «sialiques» comme Be, Li, et on y observe parfois des minéralisations en W, Sn, Pb, Zn et U.

La différenciation des magmas basaltiques peut rendre compte des petites émissions de rhyolites et rhyodacites en dômes ou en coulées courtes. Ces roches n'ont aucune parenté géochimique avec le socle local et contiennent surtout des éléments-traces «simiques», comme Ti, V, Ni, Cr, Co. L'absence assez générale du quartz automorphe provient de ce que les liquides résiduels de la cristallisation fractionnée s'enrichissent progressivement en silice, et que ce minéral cristallise en dernier lieu, dans un milieu très visqueux et qui a tendance à rester vitreux.

Dans la réalité, il n'est pas obligatoire que ces deux processus soient dissociés, et les rhyolites palingénétiques et juvéniles peuvent coexister dans le même complexe.

1.6. CARACTERISTIQUES QUALITATIVES DE LA SUBSTANCE UTILE

Les argiles bentonitiques du gisement de Hammam Boughrara ont été prospectées pour assurer l'alimentation en matière première de l'usine de la ville de Maghnia, dont la puissance en projet est de 200 milles tonnes par an. L'usine traite des argiles qui sont utilisées principalement pour la fabrication de boue de forage et pour le raffinage des huiles végétales et des huiles minérales.

Pour cela il f J t effectué des travaux de recherches et de prospection préliminaires et le programme d'études des propriétés des argiles. L'exigence de l'usine pour les argiles utilisées pour la fabrication de boue de forage est la suivante : viscosité supérieur à 10.

D'après les données reçues, les argiles bentonitiques du site Roussel dont la viscosité moyenne est de 26.5 sont utilisables pour la fabrication de boue de forage.

Outre la viscosité, on a déterminé d'autres paramètres de boue de forage ; rendement de boue de forage, densité, teneur en sables, rendement d'eau et colloïdalité qui étaient tous favorables pour l'utilisation de ces argiles pour la fabrication de boue de forage.

1.7. CONDITIONS D'EXPLOITATION DU GISEMENT

Les réserves se localisent sur le versant doux SO, qui se termine par un ravin assez profond s'étendant du NO au SE. Le ravin pourrait servir à l'évacuation des eaux de pluies ainsi que pour l'emplacement des roches de découverte.

La substance utile est représentée par des argiles bentonitiques friables. Les roches de découverte se composent principalement de gravélites friables et d'argiles contenant les débris durs et seulement au centre du site on rencontre une partie occupée par une nappe de basaltes fortement altérées et fissurés de faible puissance(jusqu'à 4m).

La puissance des roches de découverte friables varie de 20m dans la partie NO du site, jusqu'à 0.5 m dans sa partie SE. En général sur la plus grande partie du site les roches de découverte sont d'une faible puissance, dans les limites de 2 à 3m.

La puissance de la substance utile varie de 15 à 43m, le point le plus bas de la limite d'extension des argiles bentonitiques est de 312m. En tenant compte du fait que les roches de découverte et la substance utile sont représentées par des variétés friables, il était recommandé d'exploiter le gisement par carrière à ciel ouvert. L'exploitation devait s'effectuer par gradins avec abattage mécanisé. L'abattage des rhyolites dans la partie S.O de la carrière et les basaltes en son centre devra s'effectuer à l'aide d'explosifs.

PARTIE II : EXPLOITATION

II.1 CALCUL DES VOLUMES

Si les rhyolites ne sont pas abattues, le développement futur de la carrière vers le N.E, en surface et en profondeur(en supposant un déplacement du tracé du tronçon de la route départementale qui passe au dessus de la couche minéralisée, hors du champ minier) nécessitera de laisser la partie adjacente aux rhyolites (partie B- schema-1-) non exploitée avec un talus final ayant un angle β d'environ $65^\circ - 70^\circ$.

Dans le cas où les rhyolites sont exploités, il serait alors possible de récupérer les réserves comprises en (B). Les surfaces B (bentonite) et R (rhyolites) suivant les différents coupes (voir plan de carrière) ont été calculées suivant le schéma-1-.

avec :

α - angle de talutage des rhyolites .

β - angle de talutage de la bentonite .

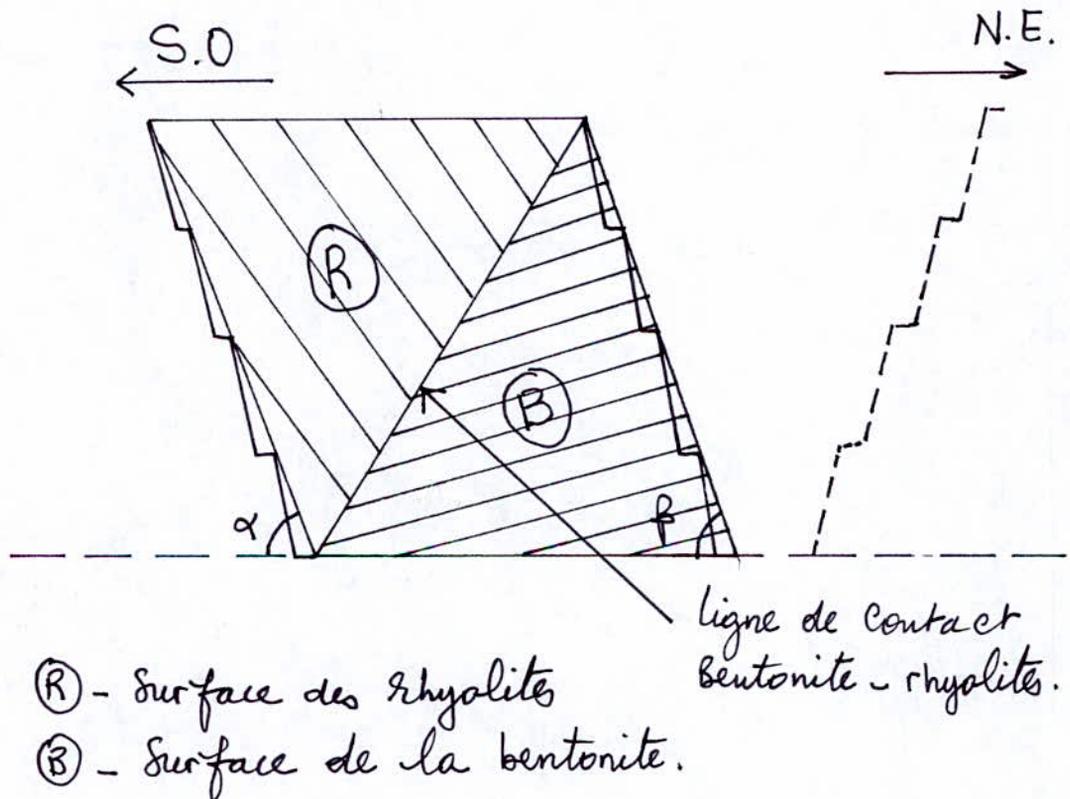


Fig-1- Coupe schématique verticale du gisement.

- **Méthode de calcul des volumes :**

Suivant le schéma-1-, on calculera les surfaces occupées par chaque triangle de bentonite et de rhyolites et ce pour chaque coupe, connaissant la distance séparant deux coupes successives, on calculera le volume du corps compris entre elles successivement .

Si S_1 et S_2 les surfaces de deux coupes successives, et si d la différence entre S_1 et S_2 ;

- si $d < 40\%$, on calcul le volume suivant la formule : $V = \frac{S_1 + S_2}{2} * l$;

- si $d > 40\%$, le volume sera $V = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 * S_2}}{3} * L$.

avec l, L les distances entre deux coupes successives.

Notons que l'angle de talus final pour les bentonites sera de 45° , et de 60° pour les rhyolites.

1. Calcul des surfaces :

Dans ce qui suit S_r : surface du triangle de rhyolites ;

S_b : surface du triangle de bentonite ;

h : hauteur d'un triangle ;

b : base du triangle.

.coupe AA' :

$$-S_r = 1/2[b_1 * h_1 + b_2 * h_2] * 100$$

$$= 1/2[(4.9)(2.5) + (5)(1.6)] * 100 = 1012.5 \text{ m}^2 .$$

$$- S_b = 1/2 b * h = 1/2(5.2)(6.3) * 100 = 1638 \text{ m}^2 .$$

.coupe II II' :

- $S_r = \frac{1}{2} [b \cdot (h_1 + h_2)] \cdot 100 = \frac{1}{2} [3.8(2.3 + 1.6)] \cdot 100 = 741 \text{ m}^2.$

- $S_b = \frac{1}{2} b \cdot h = \frac{1}{2} (4.4)(2.6) \cdot 100 = 572 \text{ m}^2.$

.coupe III III' :

- $S_r = \frac{1}{2} b \cdot h = \frac{1}{2} (2.8)(1.8) \cdot 100 = 252 \text{ m}^2.$

- $S_b = \frac{1}{2} b \cdot h = \frac{1}{2} (3.6)(2.2) \cdot 100 = 396 \text{ m}^2.$

.coupe IV IV' :

- $S_r = \frac{1}{2} [b(h_1 + h_2)] \cdot 100 = \frac{1}{2} [4.8(3 + 1.3)] \cdot 100 = 1032 \text{ m}^2.$

- $S_b = \frac{1}{2} b \cdot h = \frac{1}{2} (5.2)(3.8) \cdot 100 = 988 \text{ m}^2.$

.coupe VV' :

- $S_r = \frac{1}{2} [b(h_1 + h_2)] \cdot 100 = \frac{1}{2} [5.2(3 + 1.4)] \cdot 100 = 1144 \text{ m}^2.$

- $S_b = \frac{1}{2} [b_1 \cdot h_1 + 2b_2 \cdot h_2] \cdot 100 = \frac{1}{2} [(4.7)(3.3) + 2(4.6)(1)] \cdot 100 = 1235.5 \text{ m}^2.$

Avec

b, b_1, b_2 : les bases des triangles de bentonite ou de rhyolites,

h, h_1, h_2 : les hauteurs des triangles de bentonite ou de rhyolites.

1. Distances entre les coupes :

$$\left\{ \begin{array}{l} AA' \\ II II' \end{array} \right. L1 = 51.5m ; \left\{ \begin{array}{l} II II' \\ III III' \end{array} \right. L2 = 103m ; \left\{ \begin{array}{l} III III' \\ IV IV' \end{array} \right. L3 = 98m ; \left\{ \begin{array}{l} IV IV' \\ V V' \end{array} \right. L4 = 104m.$$

Remarque :

b, h, L ont été mesurées en tenant compte de l'échelle 1/1000 (voir plan 1/2).

3. Volume des corps compris entre deux coupes successives :

- Le corps compris entre AA' et II II' :

Rhyolites :

$$d = \frac{1012.5 - 741}{741} * 100\% = 36.6\% < 40\%,$$

on utilisera la formule du prisme ;

$$V_r = \frac{Sr(AA') + Sr(II II')}{2} * L1$$

$$V_r = \frac{1012.5 + 741}{2} * 51.5 = 45152.62 \text{ m}^3$$

Bentonite :

$d' = \frac{1638 - 572}{572} * 100\% = 186\% > 40\%$, on utilisera la formule de la pyramide tronquée.

$$V_b = \frac{Sb(AA') + Sb(II II') + \sqrt{Sb(AA') * Sb(II II')}}{3} * L1$$

$$V_b = \frac{1638 + 572 + \sqrt{1638 \cdot 572}}{3} * 51.5 = 54554.9 \text{ m}^3.$$

- Le corps compris entre II II' et III III' :

Rhyolites

$$d = \frac{741 - 252}{252} * 100\% = 194\% > 40\%$$

$$.V_r = \frac{Sr(II II') + Sr(III III') + \sqrt{Sr(II II') * Sr(III III')}}{3} * L2$$

$$V_r = \frac{741 + 252 + \sqrt{741 * 252}}{3} * 103 = 48929.3 \text{ m}^3$$

Bentonite

$$d' = \frac{572 - 396}{396} * 100\% = 44.4\% > 40\%.$$

$$.V_b = \frac{Sb(II II') + Sb(III III') + \sqrt{Sb(II II') * Sb(III III')}}{3} * L2$$

$$V_b = \frac{572 + 396 + \sqrt{572 * 396}}{3} * 103 = 49575.02 \text{ m}^3.$$

- Le corps compris entre III III' et IV IV' :

Rhyolites

$$d = \frac{1032 - 252}{252} * 100\% = 310\% > 40\%.$$

$$.V_r = \frac{Sr(III III') + Sr(IV IV') + \sqrt{Sr(III III') * Sr(IV IV')}}{3} * L3$$

$$V_r = \frac{252 + 1032 + \sqrt{252 * 1032}}{3} * 98 = 58602.85 \text{ m}^3.$$

Bentonite

$$d' = \frac{988 - 396}{396} * 100\% = 149\% > 40\%.$$

$$.V_b = \frac{Sb(III III') + Sb(IV IV') + \sqrt{Sb(III III') * Sb(IV IV')}}{3} * L3$$

$$V_b = \frac{396 + 988 + \sqrt{396 * 988}}{3} * 98 = 65643.61 \text{ m}^3$$

- Le corps compris entre IVIV' et VV'

Rhyolites

$$d = \frac{1144 - 1032}{1032} * 100\% = 11\% < 40\%$$

$$V_r = \frac{Sr(IVIV') + Sr(VV')}{2} * L4.$$

$$V_r = \frac{1032 + 1144}{2} * 105 = 114240 \text{ m}^3.$$

Bentonite

$$d' = \frac{1235.5 - 988}{988} * 100\% = 25\% < 40\%$$

$$V_b = \frac{Sb(IVIV') + Sb(VV')}{2} * L4$$

$$V_b = \frac{988 + 1235.5}{2} * 105 = 116733.75 \text{ m}^3.$$

II.2. Détermination du taux de découverte moyen :

Le taux de découverte moyen K est défini par la formule :

$$K = \frac{V_s}{V_m} \text{ (m}^3/\text{m}^3) \text{ ou } K = \frac{V_s}{T_m} \text{ (m}^3/\text{t)}.$$

avec

V_s : Volume du stérile en m³ ;

V_m : Volume du minerais en m³ ;

$T_m = V_m * \gamma_1$ (quantité de minerais) en tonnes ;

$\gamma_1 = 1.71$, (poids volumique de la bentonite).

$$. V_s = \sum_{AA'}^{VV'} V_r = V_r(AA' \text{ et } II \text{ II}') + V_r(II \text{ II}' \text{ et } III \text{ III}') + V_r(III \text{ III}' \text{ et } IVIV') + V_r(IVIV' \text{ et } VV').$$

$$= 45152.62 + 48929.3 + 58602.85 + 114240$$

$$V_s = 266924,77 \text{ m}^3.$$

$$. V_m = \sum_{AA'}^{VV'} V_b = V_b(AA' \text{ et } II \text{ II}') + V_b(II \text{ II}' \text{ et } III \text{ III}') + V_b(III \text{ III}' \text{ et } IVIV') + V_b(IVIV' \text{ et } VV').$$

$$= 54554.9 + 49575.02 + 65643.61 + 116733.75$$

$$V_m = 286507,28 \text{ m}^3.$$

$$D'où : K = \frac{V_s}{V_m} = \frac{266924.77}{286507.28} = 0.93 \text{ [m}^3/\text{m}^3]$$

$$K = \frac{V_s}{T_m} = \frac{266924.77}{286507.28 * 1.71} = 0.545 \text{ [m}^3/\text{t]}.$$

Coupes	Volumes – m3 -	
	Bentonites	rhyolites
AA' et II II'	54554.9	45152.62
II II' et III III'	49575.02	48929.3
III III' et IV IV'	65643.61	58602.85
IV IV' et VV'	116733.75	114240
Total	286507.28	266924.77

. Tableau récapitulatif des volumes .

III. OUVERTURE ET METHODE D'EXPLOITATION

III.1 Ouverture du gisement :

L'ouverture de la partie du dôme rhyolitique prévue à l'abattage se fera de la façon suivante :

- Par une tranchée extérieure stationnaire située à la limite du contour de la carrière (partie SO) suivant la coupe III III', aménagée dans le tracé de la tranchée déjà existante, cette tranchée servira d'accès au niveau 380m.
- Les accès aux niveaux 370m, 360m et 350m se feront par des tranchées intérieurs non stationnaires (accès glissants) dont les emplacements changeront au fur et à mesure pour accélérer l'abattage. ils occuperont une position stationnaire en fin d'abattage des niveaux en question.
- A la fin de l'exploitation des niveaux cités plus haut, l'accès au niveau 340m se fera par une tranchée stationnaire.
Les pistes pour le transport seront situées sur le flanc de la fosse ultime (coté rhyolites), pour cette raison la largeur de la banquette finale doit être d'environ 8m pour permettre à deux camions de se croiser.

Remarque :

Les pentes des tranchées d'accès (ouverture des niveaux ne doivent pas dépasser 8 à 10% suivant les normes de sécurité).

III.2.a. Système d'exploitation :

Le choix d'une méthode d'exploitation dépend du mode de déplacement des roches de recouvrement au terril. Dans les exploitations à ciel ouvert, les engins mis en œuvre pour déplacer les terrains de recouvrement pré-déterminent en grande partie les principaux paramètres de la méthode d'exploitation : la hauteur et le nombre de gradins dans les morts terrains, la largeur de la plate forme de travail...ect

III.2.b. Eléments du système d'exploitation :

Les paramètres principaux de la méthode d'exploitation sont : hauteur du gradin, largeur de la plate forme de travail, longueur et sens du front de travail.

Ils sont en fait commandés par la nature du gisement et dans une très large mesure, par les engins de déblaiement et de transport.

On adopte la classification des méthodes d'exploitation basée sur le mode de déplacement des roches stériles. Dans notre cas, on utilise la méthode d'exploitation avec transport des stériles vers un terril extérieur vu l'impossibilité de former un terril intérieur.

Le gîte de versement des rhyolites sera situé sur la limite S.O du dôme. la distance entre le fond de carrière et le site sera d'environ 1km .

Les fronts de travail se déplaceront de façon générale en parallèle. La hauteur du gradin H_g sera de 10m et la largeur de la plate forme de travail sera variable suivant les niveaux d'exploitation (en général supérieur à deux fois la hauteur du gradin).

Dans ce qui suit nous présenterons un schéma décrivant le travail suivant une tranchée intérieur non stationnaires :

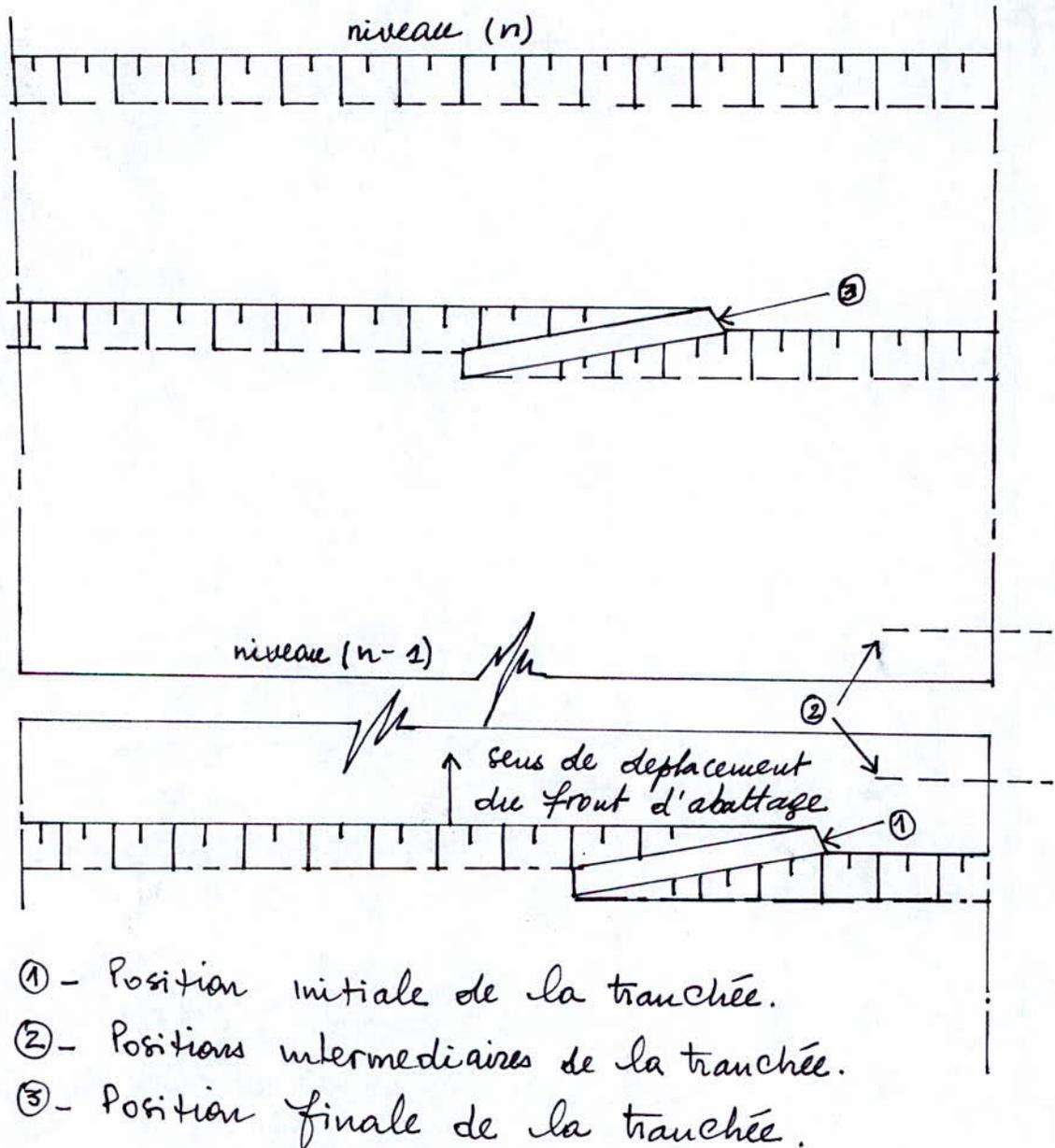


Fig.- 2 - tranchée intérieur non stationnaire.

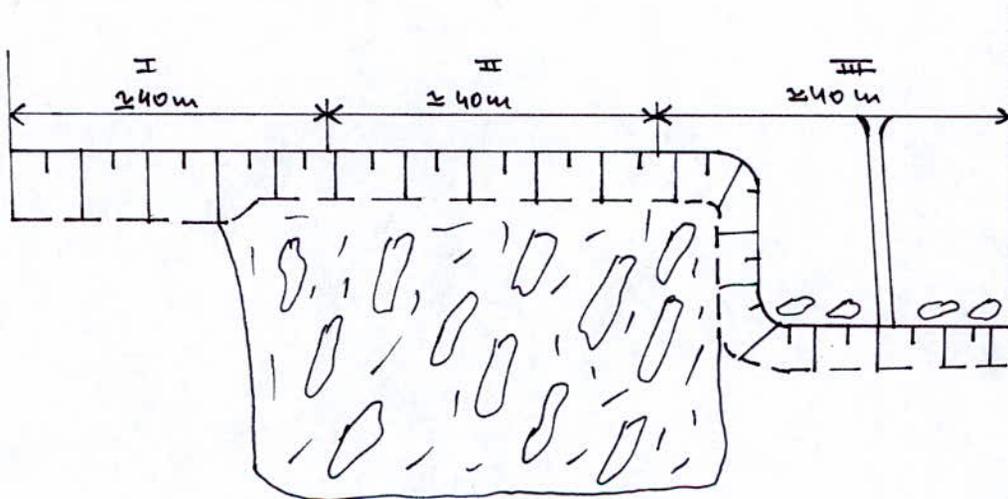
.Longueur du bloc :

Pour un travail continu de la pelle au front en cas de retard enregistré dans les travaux de foration et de tir, il doit y avoir constamment une réserve de roche abattue, c'est pourquoi le bloc d'exploitation sera divisée en trois parties :

- une partie sera réservée au chargement (I) ;
- une partie renfermera la réserve de la masse rocheuse abattue (II) ;
- une dernière partie en cours de foration et de préparation au tir (III).

On définit la longueur du bloc d'exploitation suivant la longueur du bloc de foration c'est à dire, en un(1) cycle, on fore dix(10) trous ce qui équivaut, à une longueur de 40m, donc suivant l'organisation du travail adoptée, la longueur du bloc sera de 120m.

Le schéma suivant indique la division d'un bloc d'exploitation en trois parties :



- I - Partie réservée au chargement.
- II - Partie renfermant une réserve de masse rocheuse abattue.
- III - Partie en cours de foration et de Préparation au tir.

. Fig - 3 - Division d'un bloc.

IV. ABATTAGE

IV.1 Généralités :

Dans la plupart des cas, le recours à l'explosif est nécessaire pour abattre les roches (tir primaire) et pour débiter les blocs (tir secondaire).

Le tir d'abattage utilise des trous de mines sensiblement parallèles au front des gradins, presque toujours verticaux. L'explosif travaille ainsi à proximité d'une surface de dégagement contre laquelle l'onde explosive se réfléchit, soumettant la roche à des contraintes de traction à laquelle elle résiste mal; la charge est plus concentrée au pied des gradins, sous-cavant ainsi la partie supérieure qui s'effondre en partie sous son propre poids.

Les trous de mines dont la profondeur est un peu supérieure à la hauteur des gradins ont le plus couramment 10 à 20 cm de diamètre, parfois jusqu'à 38 cm dans les découvertes de charbon. Ils sont le plus souvent percés par des sondeuses rotatives sur châssis automoteur, mais on utilise aussi des sondeuses percutantes, notamment avec un gros marteau pneumatique descendu au fond du trou. Plus récemment est apparue la foration à la flamme, ou *jet piercing*, qui évoque le chalumeau, l'échappement d'une fusée et l'utilisation du feu pour disloquer les roches, que connaissaient bien les premiers mineurs.

Le tir secondaire pour débiter les blocs peut être coûteux en explosif et en main-d'œuvre. On le réduit si l'on peut charger des blocs plus gros, ce qui conduit à augmenter les dimensions des godets des pelles, et des concasseurs placés en tête des ateliers de préparation des minerais.

IV.2. Foration :

La réalisation d'un abattage consiste en la mise en œuvre d'explosifs à l'intérieur de trous de forage. Le résultat dépend pour une part importante de la qualité des trous, donc de l'exécution et des caractéristiques des forages destinés à être chargés.

D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant mieux transmise à la roche qu'elle est confinée dans le trou de mine, conduit à rechercher une bonne qualité de la paroi de forage.

La foration doit prendre en compte :

- les caractéristiques mécaniques de la roche ;
- la structure du massif ;
- la géométrie du dérochement.

IV.2.a. Choix du matériel de foration :

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de trois critères :

- Le gisement dont la forabilité dépend de la nature du matériau et de la géométrie de la masse rocheuse à abattre ;
- Les caractéristiques d'exploitation : matériel de reprise, granulométrie recherchée et programme de production ;
- L'environnement : présence d'habitation, vibrations et bruits.

IV.2.b. Les paramètres caractérisant l'engin de foration :

Le matériel de foration est caractérisé par le diamètre de foration, la profondeur à forer et la quantité de matériaux à abattre.

IV.2.c. Les techniques de foration :

On distingue quatre techniques de foration :

- Foration par roto-percussion avec marteau hors du trou ;
- Foration par roto-percussion avec marteau fond du trou ;
- Foration par coupe rotative avec outils à lames ;
- Foration rotary avec outil tricône.

Enfin une technique particulière associe la roto-percussion et la vibration.

IV.3. Détermination de la capacité du chariot de foration :

L'abattage se fera à l'aide d'un chariot de foration Crawler.

La capacité du chariot de foration est défini par la formule suivante :

$$P_c = \frac{L(T - Tr)}{t_f + t_1 + t_2 + t_3} \quad (\text{m / poste}).$$

Avec

$L = 11\text{m}$, (longueur du trou + surforation) ;

$T = 8 \text{ heures} = 480 \text{ mn}$, (durée du poste) ;

$T_r = 1 \text{ heure} = 60 \text{ mn}$, (temps mort pendant le poste) ;

$t_1 = 30 \text{ mn}$, (durée de la foration m□me) ;

$t_2 = 40 \text{ mn}$, (durée des opérations du début à la fin de la foration du trou) ;

$t_3 = 20 \text{ mn}$, (durée des opérations annexes, rajout de tiges de foration ...ect) ;

t_f (temps de la foration d'un trou) = $\frac{L}{V_f}$, V_f (vitesse de foration) = 10 m/h ;

$$\text{d'où : } t_f = \frac{66 * 11}{10} = 66 \text{ mn.}$$

$$P = \frac{11(480 - 60)}{66 + 30 + 40 + 20} = 29.6 \text{ m/ poste.}$$

Donc pour quatre (4) postes on aura une longueur à forer de :

$$4 * P = 4 * 29.6 = 118.4 \text{ m.}$$

Puisque chaque trou à une profondeur de 11m, le nombre de trous sera :

$$118.4 / 11 = 10.7 \text{ trous.}$$

On prendra le nombre de trous égal à 10 trous.

.Caractéristiques du chariot de foration :

on prend un chariot de foration pneumatique équipé d'un marteau perforateur hors du trou avec :

- un diamètre de 76 mm ;
- un avancement de 10 m/h (0.17m/mn).

IV.4. Plan de tir :

- Les trous de mine seront disposés suivant une seule rangée ;
- L'explosif utilisé sera l'Anfomil en vrac ;
- L'amorçage de la charge sera latéral par cordeau détonant de 40g/ml et un détonateur micro retard (DMR), l'intervalle des retards est de 20ms ;

- Le branchement des charges se fera en série .

Le schéma du circuit est le suivant :

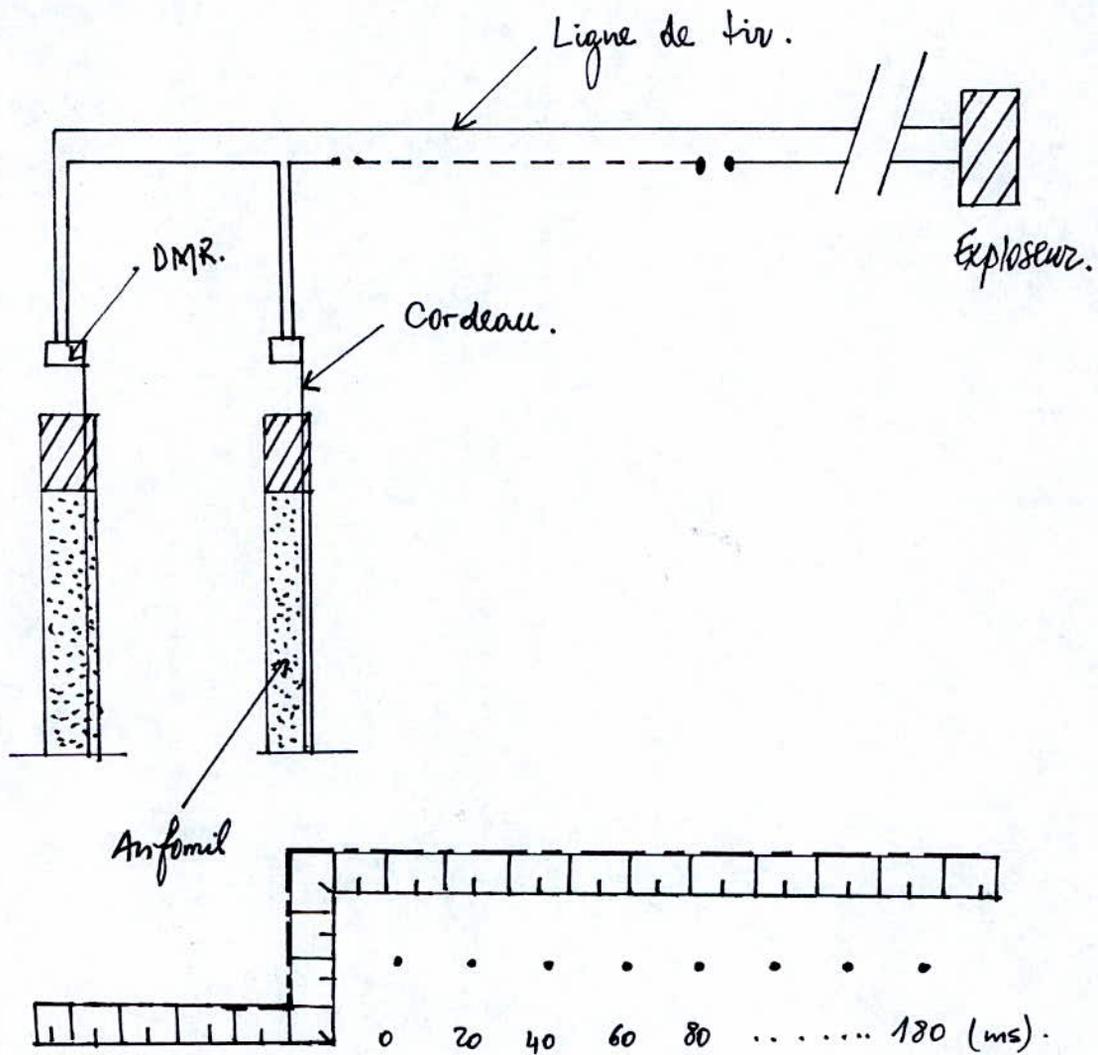


Fig - 4 - : schéma du circuit.

IV.4.a. Paramètres du plan de tir

Le plan de tir est caractérisé par :

- la profondeur du trou L ;
- la surforation l ;
- l'inclinaison du trou ;
- la ligne de moindre résistance ;
- le diamètre du trou d ;
- la distance entre les trous dans une rangée a ;
- la quantité de la charge ;
- l'ordre de mise à feu des charges

la profondeur du trou est réglée d'après la hauteur du gradin et en principe elle est égale à cette hauteur augmentée de 10% environ (ce qui est en fait la surprofondeur qui permet d'arracher le pied.

Le diamètre du trou détermine la charge d'explosif, il dépend des propriétés des roches, en découvertes, on utilise généralement des trous verticaux.

IV.4.b. Plan de tir

1. Consommation spécifique en explosifs :

Par analogie avec d'autres travaux d'abattage dans des terrains rhyolitiques prenons une consommation spécifique en explosif $q=295$ gr/m³ ($q=0.295$ kg/m³).

- La charge par mètre linéaire de trous p sera :

$$P = 7.8 dt * \Delta \text{ (kg/m).}$$

avec

Δ : densité de charge(kg/dm³)

$$\Delta = 1 \text{ kg/dm}^3$$

dt : diamètre du trou) 76mm,

d'où :

$$P = 7.8 * (0.76)^2 = 4.5 \text{ kg/m.}$$

donc $P = 4.5$ kg/m.

1. **La banquette au pied du gradin W est défini par :**

$$W = \sqrt{\frac{K1 * P}{q}} ;$$

avec

$K1$: coefficient qui dépend de la difficulté du pétardage de la roche dans le massif, pour des roches difficiles ce qui est le cas des rhyolites, $K1=1$;

$$\text{d'où : } W = \sqrt{\frac{4.5}{0.295}} = 3.9\text{m.}$$

donc $W = 3.9\text{m}$.

d'après les normes de sécurité, on doit avoir : $W \geq 10\text{ctg}\alpha + 3$, m.

avec $\alpha = 85^\circ$, (angle de talus de travail du gradin)

$$W = 10\text{ctg}85^\circ + 3 = 3.87\text{m} \leq 3.9\text{m.}$$

Donc la norme de sécurité est respectée.

Prenons $W = 4\text{ m}$,

si le rapport de maille (m) est égal à 1, donc l'espacement entre trous (a) sera :

$$a = m * W = 4\text{m.}$$

2. **Longueur du bourrage (Lb)**

Elle est défini par :

$$Lb = (20 \div 35) * dt$$

. pour des roches très fissurés, $Lb = 35dt$;

. pour des roches monolithes, $Lb = 20dt$.

Avec $dt = 76\text{mm}$. (diamètre du trou)

Dans notre cas prenons :

$$Lb = 20dt = 20 * 0.076 = 1.5 \text{ m.}$$

D'où : $Lb = 1.5 \text{ m}$

3. Surfuration (L_s)

Elle est donnée par :

$$L_s = (10 \div 15) * dt,$$

sachant que plus la roche est dure, plus L_s est grand.

$$\text{Prenons } L_s = 13dt = 13 * 0.076 = 0.99\text{m} \cong 1\text{m}.$$

D'où : $L_s = 1\text{m}$

4. la longueur de la charge (L_c)

Elle est défini par :

$$L_c = L - L_b$$

Avec

$$L = 11\text{m} ; (\text{profondeur du trou})$$

$$L_b = 1.5\text{m} ; (\text{longueur du bourrage})$$

$$L_c = 11 - 1.5 = 9.5\text{m},$$

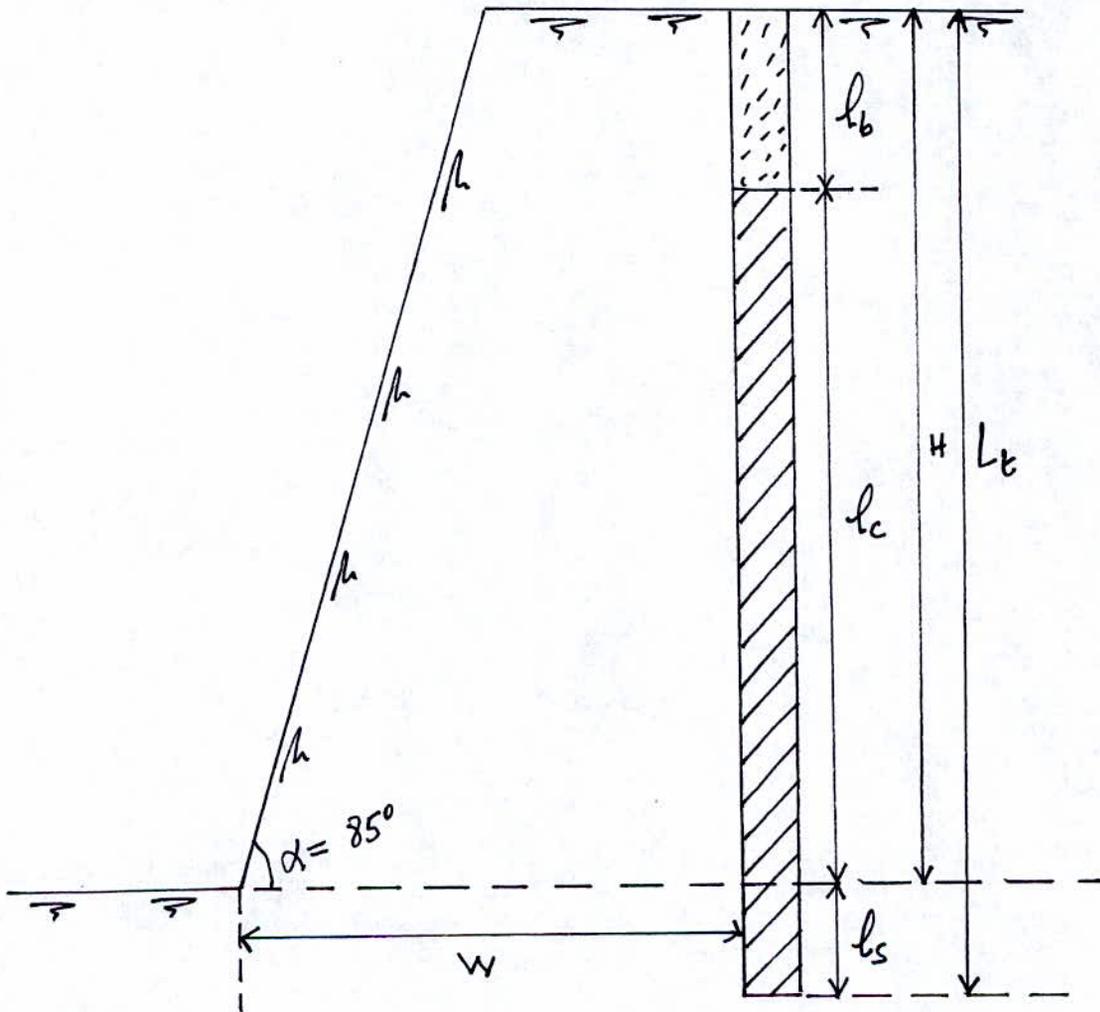
D'où : $L_c = 9.5\text{m}$.

En résumé nous aurons : $L_b = 1.5 \text{ m} ;$

$$L_s = 1 \text{ m} ;$$

$$L_c = 9.5 \text{ m}.$$

Le schéma du trou de mine est le suivant :



Remarque : L' Echelle des grandeurs n'est pas respectée sur ce schéma (illustration d'un trou de mine).

Fig. - 5 - : trou de mine.

IV.5. Chargement des rhyolites abattues

. Pelle chargeuse :

Lors des travaux de chargement, on utilise une pelle hydraulique rétro. La production de la pelle est donnée par la formule suivante :

$$P = \frac{3600 * V * Kr}{tc * Kf} * T * Ku, (m^3/poste) \dots\dots\dots(1);$$

avec

- V : capacité du godet en (m³)

- $tc = t1' + t2' + t3'$; (durée du cycle)

. $t1'$: temps de remplissage du godet en seconde (s) ; il est fonction de la difficulté de pénétration du godet dans le tas et du coefficient de foisonnement. On prend $t1' = 30s$.

. $t2'$: durée de la rotation du godet, du trou vers le point de déchargement et retour, il est fonction de l'angle de rotation, dans notre cas il est de 90°. On prend $t2' = 14s$.

. $t3'$: temps de déchargement du godet. On prend $t3' = 3s$.

d'où : $tc : 30 + 14 + 3 = 47s$.

- $Kr = 0.8$ (coefficient de remplissage du godet) ;

- $Kf = 1.4$ (coefficient de foisonnement de la masse rocheuse abattue) ;

- $T = 8 \text{ heures}$ (durée du poste) ;

- $Ku = 0.7$ (coefficient d'utilisation de la pelle durant le poste)

On calcule la production de la pelle en tenant compte de la capacité de foration (p)

$p = 29.6m/poste$, et de l'organisation du travail.

Au cours de la semaine, on a cinq(5) jours ouvrables donc cinq(5) postes de travail (donnée de l'unité de Maghnia), si on fore durant quatre(4) jours et au 5ème jour on procède à la mise en œuvre des explosifs et au tir, le métrage foré pendant quatre(4) postes sera égal à :

$$29.6 * 4 = 118.4m.$$

Si la longueur du trou de mine est de 11m, le nombre de trou sera : $n = 118.4/11 = 10.7$ trous.

Prenons $n = 10$ trous.

La masse rocheuse abattue par un trou de mine est égal à : $mr = W * a * H$, avec

- $W = 4\text{m}$ (banquette) ;
- $a = 4\text{m}$ (espacement entre trous) ;
- $H = 10\text{m}$ (hauteur du gradin).

$$mr = 4 * 4 * 10 = 160\text{m}^3.$$

donc la production (dans le massif) de la pelle par poste sera :

$$P = \frac{n * mr}{5} = \frac{10 * 160}{5} = 320\text{m}^3 ;$$

Avec

- $n=10$ trous ;
- le nombre de poste par semaine = 5 jours.

De la formule (1), la capacité du godet sera :

$$V = \frac{tc * Kf * P}{3600 * Kr * T * Ku} = \frac{47 * 1.4 * 320}{3600 * 0.8 * 8 * 0.7} = 1.3 \text{ m}^3 ;$$

d'où : $V = 1.3\text{m}^3$.

On prévoit ainsi une pelle chargeuse rétro hydraulique avec un godet de capacité

$V = 1.3\text{m}^3$.

IV.6. Choix des équipements des travaux d'abattage

IV.6.a. Chariot de foration :

Prenons un chariot de foration pneumatique équipé d'un marteau perforateur hors du trou avec :

- un diamètre de foration de 76mm ;
- un avancement de 10m/h ;
- un taillant actionné par un train de tiges allongés en un diamètre de 32mm ;
- pression d'utilisation de 7 bars ;

le soufflage des trous se fera à l'air comprimé.

IV.6.b. Compresseur :

On prend un compresseur diesel à vis mobile sur pneumatique avec :

- une capacité de 8m³/mn ;
- une pression de 7 bars.

IV.6.c. Pelle chargeuse :

D'après les calculs, on prend une pelle chargeuse rétro hydraulique avec :

- un godet de capacité 1.3m³ ;

Remarque :

Pour des opérations ponctuelles (nettoyage de plates formes et autres) nécessitant l'emploi du bulldozer, on utilisera celui de l'unité.

IV.7. TRANSPORT VERS LE TERRIL

Les exploitations à ciel ouvert utilisent des moyens de transport très puissants: voie ferrée, convoyeurs à courroie, camions. La *voie ferrée* peut transporter à grande distance des matériaux grossiers; mais elle manque de souplesse, exige de gros investissements et ne tolère guère de pentes supérieures à 3 p. 100. Les installations de *convoyeurs à courroie* peuvent transporter de gros débits à grande distance, en acceptant des pentes de 40 p. 100; mais elles ne peuvent tolérer des matériaux trop grossiers ou trop abrasifs qui entraîneraient une usure excessive des courroies. Les *camions* spéciaux pour découverte sont adaptés aux conditions de travail très dures qui leur sont imposées sur des pistes rudimentaires à fortes pentes, souvent sous des climats ou à des altitudes très défavorables; les plus répandus sont à vidage par inclinaison de la caisse vers l'arrière; certains, du type semi-remorque, se vident par le côté ou par le fond.

Les premières grandes découvertes, dans lesquelles on manipulait jusqu'à 300 000 t de matériaux par jour, étaient équipées de voies ferrées, avec de grosses locomotives électriques ou diesels-électriques. Mais depuis les années cinquante, les camions l'ont emporté définitivement: leur capacité atteint 90 t de charge utile avec des moteurs diesels-électriques de 700 ch. Dans les découvertes de bitumineux américains, des semi-remorques transportent 110 t de charbon, voire plus de 200 t aux Etats-Unis.

Le transport à ciel ouvert prédétermine dans une large mesure le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements miniers et le mode de mise à terril et donc influe sur le rentabilité des travaux et le prix de revient des produits extraits.

Les particularités du transport en découvertes sont les suivantes :

- Le déplacement des points de chargement et de déchargement par suite de la progression du front de travail et par conséquent, le ripage des voies et des engins de transport ;
- Le travail cyclique du transport par roues ;
- La pente difficile à surmonter.

Pour notre étude, on utilisera le transport par camions car il apparaît le plus efficace.

IV.7.a. Calcul du nombre de camions de transport :

Pour réaliser le transport de la masse rocheuse abattue, lors du chargement et déchargement, les camions seront disposés suivant le mode apparié suivant le schéma de la figure. - 6 - :

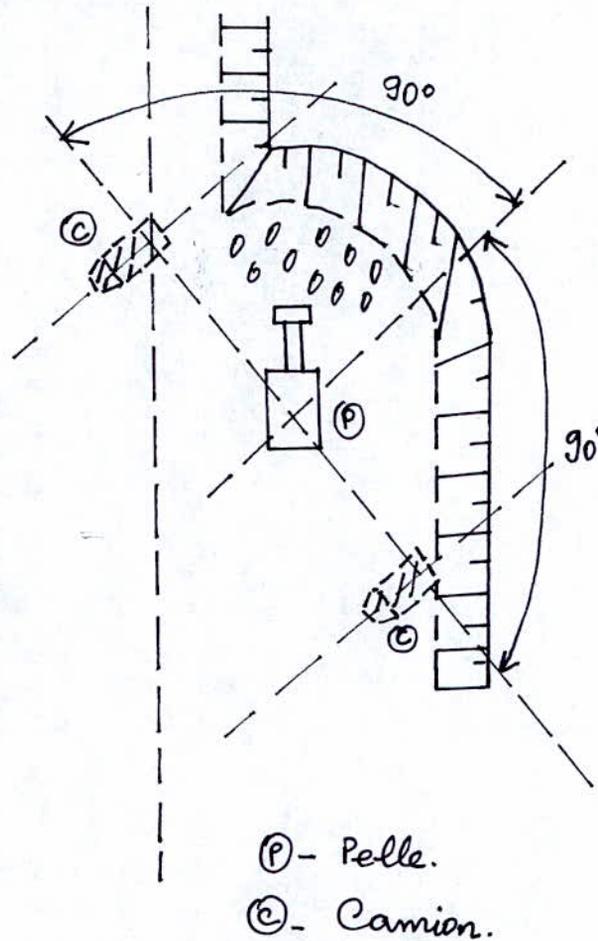


Fig.- 6 - : disposition appariée des camions.

IV.7.a.1. Nombre de godets (m) nécessaires pour le chargement d'un camion :

$$m = \frac{q_c * K_f}{V * K_r * \gamma}$$

où :

$q_c = 15$ tonnes –capacité (charge du camion) ;

$K_f = 1.4$ – coefficient de foisonnement ;

$Kr = 0.8$ – coefficient de remplissage du godet ;

$\gamma = 2.5 \text{ t/m}^3$ – poids volumique de la roche (rhyolites) ;

$V = 1.3 \text{ m}^3$ – capacité du godet de la pelle.

D'où :

$$m = \frac{15 * 1.4}{1.3 * 0.8 * 2.5} = 8 .$$

donc le chargement d'un camion nécessitera le déchargement de 8 godets par la pelle.

IV.7.a.2 Durée de chargement (tch) d'un camion :

$$tch = tc * m \text{ (mn)} ;$$

avec

$tc = 47\text{s} = 0.78\text{mn}$ – durée du cycle de la pelle (temps de déplacement du bras de la pelle d'une position à une autre).

$$\text{Donc } tch = 0.78 * 8 = 6.24\text{mn}.$$

IV.7.a.3. Durée (tv) du voyage front-terril (aller - retour) du camion :

$$tv = tm + tch + \frac{60 * L}{V_{ch}} + td + \frac{60 * L}{V_v}, \text{ mn} \dots\dots\dots(2).$$

avec

$tm = 2\text{mn}$ – durée des manœuvres du camion pour se mettre au niveau de la pelle.

$L = 1\text{km}$ – distance de transport jusqu'au terril.

$td = 2\text{mn}$ – durée du déchargement de la benne du camion.

Si la vitesse maximale autorisée du camion est $V_{max} = 90 \text{ km/h}$, on aura alors :

- la vitesse du camion chargé est

$$V_{ch} = 1/3 V_{max} = 90/3 = 30 \text{ km/h} ;$$

- la vitesse du camion vide est

$$V_v = 1/2 V_{max} = 90/2 = 45 \text{ km/h.}$$

En remplaçant dans la formule (2) on aura :

$$t_v = 2 + 6.24 + \frac{60 * 1}{30} + 1 + \frac{60 * 1}{45} = 12.54 \text{ mn.}$$

IV.7.a.4. Nombre de camions (n) nécessaires pour répondre à la production de la pelle :

$$n = \frac{T_v}{t_{ch}} = \frac{12.54}{6.24} = 2.01 ;$$

Soit deux camions à benne de carrière de 15 tonnes chacun.

IV.8. Durée des travaux de découverte (abattage des rhyolites)

Dans le calcul de la capacité du chariot de foration, il n'a été tenu compte que des pertes de temps durant le poste dues aux tâches auxiliaires suivantes :

- Le rajout et l'emmanchement des tiges de foration ;
- Le soufflage des trous ;
- Le changement du taillant ;
- Le déplacement du chariot entre trous, son positionnement et l'attaque du taillant en surface au départ de chaque trou jusqu'à son centrage définitif.
- Le déplacement du compresseur et de la tuyauterie.

En plus des temps morts causés par ces travaux, il y a aussi des arrêts dont les durées sont chiffrées en postes de travail et qui sont causés par :

- l'entretien préventif planifié ;
- les pannes imprévues ;
- l'absence du conducteur (foreur).

En tenant compte des taches auxiliaires et des arrêts prévus et imprévus, le coefficient d'utilisation du chariot varie de 0.35 à 0.60.

La capacité du chariot est $P = 29.6 \text{ m/poste}$, donc le métrage annuel est :

$$La = P * N * Ku ,$$

Avec

$N=230 \text{ jours}$ – le nombre de jours ouvrables par an (donnée de l'unité) ;

$Ku=0.6$ – coefficient d'utilisation annuelle du chariot de foration.

$$\text{D'où : } La = 29.6 * 230 * 0.6 = 4084,8 \text{ m/an.}$$

Le nombre de trou Na correspondant à ce métrage est :

$$Na = \frac{La}{Lt} = 4084,8/11 = 371,3 \text{ trous,}$$

Avec

$Lt = 11 \text{ m}$ – profondeur du trou.

Si la masse rocheuse abattue par un trou de mine s'élève à 160 m^3 et le nombre de trou à 371, donc la production annuelle en stérile est de :

$$Ps = Na * mr = 371 * 160 = 59360 \text{ m}^3.$$

Mais le volume de rhyolites globales à abattre est de $Vr = 266924.77 \text{ m}^3$, donc la durée de la découverte est de :

$$Td = \frac{Vr}{Ps} = \frac{266924.77}{59360} = 4,5 \text{ ans.}$$

IV.9. CONSOMMABLES

IV.9.a. Explosifs et accessoires :

On utilisera comme explosif l'Anfomil.

- La consommation spécifique $q = 295 \text{ kg/m}^3$;

- Le volume des rhyolites (V_r) à abattre annuellement = 59360 m³ ;

Donc la consommation annuelle en explosif Q_e sera :

$$Q_e = q * V_r = 0.295 * 59360 = 17472,2 \text{ kg} ;$$

Soit $Q_t = 17,47 \text{ tonnes}$.

. Débitage secondaire :

En plus de l'utilisation de la pelle pour la purge du front de taille et pour éliminer les risques d'ébranlement, elle servira aussi pour le débitage des blocs grâce à la hauteur importante de chute libre qu'elle offre.

Les blocs qui ne peuvent être brisés par la pelle seront pétardés. On prévoit à cet effet 5% de la quantité annuelle en marmanit I encartouchée (Q_m), soit :

$$Q_m = 17472,2 * 0.05 = 873,6 \text{ kg/an.}$$

. Propriétés des explosifs utilisés :

1. Marmanit I :

- densité normale : 0.95 kg/dm³ ;
- vitesse de détonation : 4300 m/s ;
- résistance à l'eau : faible ;
- diamètre de la cartouche : 65 mm ;
- poids de la cartouche : 2300 g.

1. Anfomil :

- densité normale : 0.90 kg/dm³ ;
- vitesse de détonation : 2500 m/s ;
- résistance à l'eau : faible ;
- emballé en sac de : 50 kg.

. accessoires de tir :

1. Cordeau détonant 40 g/ml :

Dans le souci d'avoir un amorçage adéquat, on utilise un cordeau de grammage élevé soit 40g/ml.

Le nombre de trous forés annuellement est de 371 trous, si pour chaque trou, on prend une longueur de cordeau égale à 12 m ((profondeur=11m)+(hors du trou=1m)), nous aurons :

$$L_{co} = 371 * 12 = 4452 \text{ m/an.}$$

2. DMR :

Le nombre (Nd) de détonateur à micro retard (DMR) est égal au nombre de trous ;
Soit Nd = 371 unité/an.

IV.9.b. Acier de foration(taillant en carbure de tungstène) :

La consommation normalisée en fonction de la résistance de la roche à la compression monoaxiale comprise entre 1000 et 1500 kF/cm² est de l'ordre de 45 g/m.l.

Le métrage foré annuellement en tenant compte du coefficient d'utilisation du chariot de foration s'élève à 4085 m.l.

Donc la consommation annuelle en carbure de tungstène (Ct) est :

$$Ct = 4085 * 45 = 183825 \text{ grs} = 183,82 \text{ kg.}$$

Soit une consommation en acier de foration de : 184 kg/an.

IV.9.c. Consommation de carburant(gasoil) et de lubrifiant :

Pour les consommations en gasoil et en lubrifiants, on utilise les formules suivantes :

1. La consommation horaire en carburant (Cc) peut être estimée par la formule suivante :

$$Cc = P * q_s * K_0, \text{ l/h.}$$

Où

- P : puissance effective du moteur en kW ;

- $q_s = 0.22$ (l/kW*h) - consommation spécifique en litre par kW et par heure;

- $K_0 = 0.6$ – coefficient d'utilisation de l'équipement qui tient compte de la durée effective de travail durant l'heure et de la puissance réelle utilisée du moteur.

La consommation par poste $C_p = 8 * C_c$ l/poste.

1. La consommation d'huile moteur (Cl) est déterminée par la formule suivante :

$$Cl = P * q_s' * K_0 + C/t ;$$

Où :

$q_s' = 0.003$ (l/kW*h) - consommation spécifique ;

C – capacité du carter en l ;

t – intervalle de temps des vidanges (h) ;

On prendra C = 20 l ;

t = 200 heures ;

Le calcul par poste de travail donnera : $C_{pl} = 8 * Cl$, l/poste.

Dans ce qui suit, on calculera la consommation en carburant et en lubrifiant pour chacun des engins suivants :

- Une(1) pelle chargeuse ;

- Un(2) compresseur ;

- Deux(2) camions ;

- Un (1) chariot de foration.

3.1. Pelle chargeuse :

- La consommation horaire en carburant (C_c) est :

$$C_c = P * q_s * K_0$$

$$C_c = 250 * 0.22 * 0.8 = 44 \text{ l/h},$$

La consommation par poste sera égale à : $C_c/p = 8 * C_c = 8 * 44 = 352 \text{ l/poste}$

- La consommation horaire en lubrifiant (Cl) est :

$$Cl = 0.0023 * P + 0.1$$

$$= 0.0024 * 250 + 0.1 = 0,7 \text{ l/h}$$

La consommation par poste sera égale à : $Cl/p = 8 * Cl = 8 * 0.7 = 5,6 \text{ l/poste}$

3.2. Compresseur :

- La consommation horaire en carburant (C_c) sera :

$$C_c = P * q_s * K_0$$

$$C_c = 55.5 * 0.22 * 0.75 = 9,16 \text{ l/h},$$

La consommation par poste de travail sera :

$$C_c/p = 8 * C_c = 8 * 9.16 = 73,28 \text{ l/poste}$$

- La consommation horaire en lubrifiant (Cl) sera :

$$Cl = 0.0023 * P + 0.1$$

$$= 0.0023 * 55.5 + 0.1 = 0,23 \text{ l/h},$$

La consommation par poste de travail sera : $Cl/p = 8 * Cl = 8 * 0.23 = 1,84 \text{ l/poste}$

3.3. Chariot de foration :

- La consommation horaire en carburant (C_c) sera :

$$C_c = P * q_s * K_0 \\ = 12 * 0.22 * 0.75 = 1,98 \text{ l/h}$$

La consommation par poste de travail sera : $C_c/p = 8 * C_c = 8 * 1.98 = 15,84 \text{ l/poste}$

- La consommation horaire en lubrifiant (Cl) sera :

$$Cl = 0.0023 * P + 0.1 \\ = 0.0023 * 12 + 0.1 = 0,13 \text{ l/h}$$

La consommation par poste de travail sera : $Cl/p = 8 * Cl = 8 * 0.13 = 1,04 \text{ l/poste}$

3.4. Camion :

- La consommation horaire en carburant (C_c) sera :

$$C_c = P * q_s * K_0, \\ = 180 * 0.22 * 0.8 = 31,68 \text{ l/h},$$

La consommation par poste de travail sera :

$$C_c/p = 8 * C_c = 8 * 31,68 = 253,44 \text{ l/poste.}$$

- La consommation horaire en lubrifiant (Cl) sera :

$$Cl = 0.0024 * P + 0.1 \\ = 0.0024 * 180 + 0.1 = 0,43 \text{ l/h},$$

La consommation par poste de travail sera : $Cl/p = 8 * Cl = 8 * 0,43 = 3,44 \text{ l/poste}$

.Consommation annuelle totale en carburant (Cac) :

$$Cac = 230 * [0.85 * (2 * 253,44 + 352) + 0,8 * (58,6 + 12,64)] = 280114,26 \text{ l/an},$$

.Consommation annuelle en lubrifiant (Cal) :

$$Cal = 230 * [0.85 * (2 * 3.44 + 5.6) + 0.8 * (1.84 + 1.04)] = 2969 \text{ l/an.}$$

IV.10. Le personnel

On disposera d'une équipe formée de :

- Un mineur (conducteur du chariot de foration) ;
- Un aide mineur (chargé aussi de la surveillance et de la manipulation du compresseur ;
- Un conducteur de pelle chargeuse ;
- Deux chauffeurs de camions.

Le mineur sera chargé d'accomplir le tir de la volée en fin de semaine aidé pour cela par l'aide mineur.

Cette équipe sera intégrée au personnel activant déjà, au niveau de la carrière. Elle sera placée sous la responsabilité du chef de carrière.

Les frais du personnel sont donnés par l'E.N.O.F.

PARTIE TECHNICO -ECONOMIQUE

V. PARTIE TECHNICO – ECONOMIQUE

V.1. Frais d'exploitation :

V.1.a. Consommables :

consommables	Unité de mesure	Quantité annuelle	Prix unitaire (da)	Prix global (1000DA)
Anfomil	kg	17472	112.32	1962,45
Marmanit	Kg	873,6	136.45	119,2
Cordeau détonant 40 gr/m.l	m	4452	114.5	509,75
DMR	Unité	371	78.65	29,18
Acier de foration	kg	184	12.92	2,4
Gasoil (carburant)	Litre(l)	280114,3	11.5	3221,32
Lubrifiant	Litre(l)	2969,8	80	237,5
Totall(da)	/	/	/	6081,8
Imprévu (25%)	/	/	/	1520,45
Total (da)	/	/	/	7602,25

Tableau 1 : coût total des consommables.

V.1.b. Amortissement :

Equipement	Coût (1000DA)	Nombre d'unité	Coût total (1000DA)	Taux d'amortissement (%)	Amortissement annuel (1000DA)
Pelle chargeuse	12000,00	1	12000,00	20	2400,00
Camion	4850,00	2	9700,00	20	1940,00
Chariot de foration	3200,00	1	3200,00	20	640,00
Compresseur	2100,00	1	2100,00	25	525,00
Total 1 (da)	/	/	27000	/	5505,00
Imprévus(25%)	/	/	/	/	1376,25
Total (da)	/	/	/	/	6881,25

. Tableau 2 : coût total des amortissements.

. Frais de réparation et d'entretien :

Ces frais représentent :

- 30% de l'amortissement annuel pour les différents équipements (pelle, chariot de foration et compresseur) ;

- 80% de l'amortissement annuel pour les camions.

Donc pour les différents engins on calcule les frais de réparation et d'entretien (F.R.E) suivants :

1. Pelle chargeuse :

$$F.R.E1 = 2400000 * 30\% = 720000 \text{ DA ;}$$

2. Chariot de foration :

$$F.R.E2 = 640000 * 30\% = 192000 \text{ DA ;}$$

3. Compresseur :

$$F.R.E3 = 525000 * 30\% = 157500 \text{ DA ;}$$

4. Camions :

$$F.R.E4 = 1940000 * 80\% = 1552000 \text{ DA.}$$

Donc les frais de réparation et d'entretien totaux (F.R.Et) sont :

$$F.R.Et = F.R.E1 + F.R.E2 + F.R.E3 + F.R.E4$$

$$= 720000 + 192000 + 157500 + 1552000$$

$$F.R.Et = \mathbf{2621500 \text{ DA.}}$$

.V.2. Masse salariale :

<i>Poste</i>	<i>Nombre de postes</i>	<i>Salaire mensuel (DA)</i>	<i>Salaire annuel (1000DA)</i>
Chauffeur de camion	2	19850	476,40
Chauffeur de pelle	1	16360	196,32
Aide mineur	1	12000	144,00
Conducteur du chariot	1	14000	168,00
Chef de carrière	1	12500	150,00

Tableau 3 : Masse salariale de l'équipe d'abattage.

Donc la masse salariale annuelle(M) de l'équipe sera :

$$M = 476400 + 196320 + 144000 + 168000 + 150000.$$

$$M = 1134720 \text{ DA.}$$

V.3. Dépenses totales :

Type de dépenses	Coût (1000 DA)
Consommables	
Amortissement des engins	7602,25
Frais de réparation et d'entretien	2621,50
Frais du personnel	1134,72
Dépenses totales	18239,72

Tableau 4 : dépenses totales.

V.4. Calcul du prix de revient de la tonne de rhyolites abattue :

Le prix de revient (Pr) de la tonne de rhyolites abattue est défini par la formule suivante :

$$Pr = \frac{\sum \text{Frais}}{Ta} ;$$

Avec

$$\sum \text{Frais} = 18239720 \text{ DA (dépenses totales)} ;$$

$$Ta = 59360 * 2.5 = 148400 \text{ tonnes} ;$$

D'où :

$$Pr = 18239720 / 148400 = 123 \text{ DA/tonnes} .$$

VI. CONCLUSION :

Pour l'élaboration du projet, une démarche séquentielle a été adoptée qui prend en compte les différentes étapes :

- **Géologie ;**
- **Exploitation ;**
- **Calcul technico - économique.**

Les équipements nécessaires à l'abattage, au chargement et au transport ont été dimensionnés et par conséquent le coût des investissements. De même qu'ont été déterminés le personnel et les consommables.

L'étude a permis ainsi de calculer le prix de revient de l'abattage et du transport d'une tonne de rhyolites, paramètres qui pourraient être utilisés dans le calcul de rentabilité, si la nécessité de l'élargissement de la carrière de Roussel vers la zone rhyolitique, s'impose.

Le prix de revient calculé ci-dessus peut être utilisé dans le calcul de rentabilité de l'abattage des rhyolites suivant la formule suivante :

$$R = V - (M - tv * S) ;$$

Dans laquelle :

M : le coût d'extraction et de transport au concasseur de 1m³ de minerai ;

tv : le taux de découverte volumétrique (m³/m³) = 0,93(m³/m³) ;

S : le coût d'extraction et de mise en verse de 1m³ de stérile(rhyolites)

S = 123 DA/tonnes ;

V : la valeur minéralurgique de 1m³ de minerai rendu usine de traitement ;

R : profit marginal par m³ d minerai rendu usine, au dessus duquel on renonce à abattre les rhyolites.

Donc

$$R = V - M + 114,4 \text{ (DA/m}^3\text{)}$$

Les paramètres **M** et **V** ne font pas l'objet de cette étude, mais peuvent être déterminés au niveau de l'unité de Maghnia pour l'étude de rentabilité.

BIBLIOGRAPHIE :

1. *Mémento des Mines et Carrières, 1989.*
2. *Techniques de la foration en gradins, division Rock Driu, U.S.A.*
3. *V.Kovalenko, Exploitation des carrières.*
4. *N.Chibka, Exploitation des gisements métallifères.*
5. *Boky, Exploitation des Mines.*
6. *K.Harmann, Précis de forage des roches.*
7. *© 1997 Encyclopædia Universalis France S.A .*
8. *Hubert Héraud et Yvang.SIFRE ,Foration , industrie minérale.*