

وزارة الجامعات والبحث العلمي
Ministère aux Universités et de la Recherche Scientifique

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

DEPARTEMENT

GENIE MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

REORIENTATION DE L'EXPLOITATION
DE LA CARRIERE DE AIN - TOUTA
E N G

Proposé par :

Etudié par :

Dirigé par :

E N G

DJATOUF

SAYAH

SAMIR

DJELLIL

PROMOTION

JUIN 1992

E.N.P. 10, Avenue Hacén Badi El-Harrach - Alger

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

DEDICACES

Je dedie ce modeste mémoire à
mes parents,
mes frères et sœurs
mes amis

REMERCIEMENTS

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

Je remercie monsieur D. SAYAH, mon promoteur directeur conseiller à l'ENG, pour son suivi et les conseils qu'il m'a prodigué.

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

Enfin, je n'oublie pas messieurs les ingénieurs exploitants de l'U.R.E.G. et particulièrement Monsieur Nebal Smaïne pour leur aide et encouragement.

Ainsi que monsieur Makhtar Fritih ingénieur en hydraulique (ENP) pour ces conseils et son aide.

S O M M A I R E

INTRODUCTION-----1

chapitre I: Aperçu sur l'utilisation et les propriétés
 des
 granulats-----4

 A) Définition d'un granulat-----4

 B) Propriétés des granulats-----5

 B-1) Granularité-----5

 B-2) Propriétés physiques-----5

 B-2-1) Absorption d'eau-----5

 B-2-2) Résistance mécanique-----5

 B-2-2-1) Friabilité de sables-----5

 B-2-2-2) Résistance au choc et
 à l'usure-----6

 B-2-3) Homogénéité-----7

 B-3) Propreté-----7

 B-3-1) Propreté des sables-----7

 B-3-2) Propreté des gravillons-----8

Chapitre II: Géologie du gisement

 A) Généralité sur le gisement-----9

 A-1) Géomorphologie du gisement-----9

 A-2) Infrastructure -----9

 B) Géologie régionale-----9

 B-1) Stratigraphie et lithologie-----9

 B-2) Structure et tectinique-----12

 C) Structure géologique du gisement-----12

 C-1) Travaux de recherches effectués sur
 le gisement-----12

 C-2) Stratigraphie et lithologie
 du gisement-----12

 C-3) Structure et tectonique du gisement-----13

 C-4) genèse du gisement-----13

 D) Etude qualitative -----14

 D-1) caractéristiques phisico_mécaniques-----14

 D-2) Composition chimque-----15

 D-3) Etude pétrographique-----15

 E) Evaluation des reserves-----16

 E-1) Assise utile-----16

 E-2) Couverture-----17

Chapitre III: Plan d'exploitation du gisement établi en 1978-----	19
A) Reserves exploitables de calcaire et durée de vie de la carrière-----	19
B) Abattage-----	20
C) Travaux préparatoires de la carrière-----	20
D) Exploitation de la carrière depuis 1978-----	20
 Chapitre IV : Proposition de la réorientation de l'exploitation-----	 21
A) Méthode d'exploitation-----	21
A-1) Hauteur des gradins-----	22
A-2) Plate forme de travail-----	23
A-3) Limites de la carrière-----	25
A-4) Production et régime de travail-----	26
A-4-1) Régime de travail-----	26
A-4-2) Production de la carrière-----	26
A-5) Volume et durée de vie de chaque niveau d'exploitation-----	28
A-5-1) Volume de chaque niveau-----	28
A-5-2) durée de vie de la carrière-----	28
B) Travaux préparatoires de la carrière-----	29
B-1) Creusement des tranchées-----	29
B-2) Route d'accès au gradin n°V-----	29
B-3) Exploitation des marnes-----	30
B-3-1) Extraction des stériles-----	31
B-3-2) Transport des stériles-----	33
B-3-3) Stockage des stériles-----	36
B-3-3-1) Mise à terril par bulldozer-----	38
C) Exploitation du gradin 1095-----	40
C-1) Chargement et transport-----	41
C-1-1) Chargement-----	41
C-1-2) Transport au niveau 1095-----	43
C-1-2-1) Transport du calcaire-----	43
C-1-2-2) Transport des roches stériles-----	46
D) Exploitation des gradins inférieurs-----	48
D-1) Première variante le transport par deversement-----	48
D-2) Deuxième variante transport par route-----	49
E) Travaux de foration et de tir	
E-1) Choix de schéma de tir-----	49
E-2) Disposition des trous de mine-----	50
E-3) Explosifs-----	51
E-3) Chargement du trou de mine-----	51
E-6) Plan de tir-----	52
E-7) Utilisation de logiciel de tir (Optir)-----	60
E-8) Travaux de Foration-----	62

Chapitre VI : Partie économique-----	63
A) Calcul du prix de revient-----	63
Conclusion-----	66
Annexe-----	67
Bibliographie-----	86

INTRODUCTION

La carrière de calcaire d'Ain_touta est localisée à 20 km au Sud-Ouest de la wilaya de Batna qui à son tour est située à 435 km à l'Est d'Alger, soit à 11km au Nord-Est de Ain_touta (voir fig 1). Elle appartient à l'entreprise nationale des granulats (ENG).

Elle exploite depuis 1978 un gisement de calcaire du turonien (crétacé moyen) de couleur gris foncé qui est transformé en granulats marchands à l'aide d'une station de traitement.

La non application du plan d'exploitation dressé en 1978 a placé la carrière de Ain_Touta dans une situation délicate

L'exploitation devient actuellement difficile et risquée, cela est dû aux hauteurs excessives des gradins inférieurs, à l'impossibilité d'accès aux gradins supérieurs et au sommet du gisement, à la pente trop élevée pour les engins de chargement et de roulage, à une piste trop étroite; consommation de la route tracée pour accéder aux gradins supérieurs

Donc l'exploitation ne peut se faire qu'au niveau supérieur du fait que les gradins inférieurs ont été repoussés à leurs maximums en faisant l'abattage au niveau supérieur et en transférant le produit abattu au niveau de base (1050).

Le niveau (1075) est accessible par une piste de faible pente. Dans ce cas on a le choix entre deux variantes pour le transport de la matière abattue; soit de faire le transfert au niveau de base, soit d'utiliser la piste qui existe dans la partie Est du gisement à partir du ravin qui le recoupe dans le sens méridional.

L'objet de notre étude est la reorientation du plan d'exploitation de la carrière. Nous établirons le plan d'exploitation du gradin supérieur (1095) et nous examinerons les deux variantes pour les gradins inférieurs.

^{tout}
Nous allons ^Yau long de notre étude:

- Donner un aperçu sur l'utilisation et les propriétés des granulats.
- Examiner la géologie du gisement.
- Examiner le plan d'exploitation qui a été dressé en 1978 ^{mais pas} appliqué et l'exploitation du gisement depuis 1978.
- Faire les propositions de la réorientation de l'exploitation.

Carte de situation générale du gisement d'Ain-touta

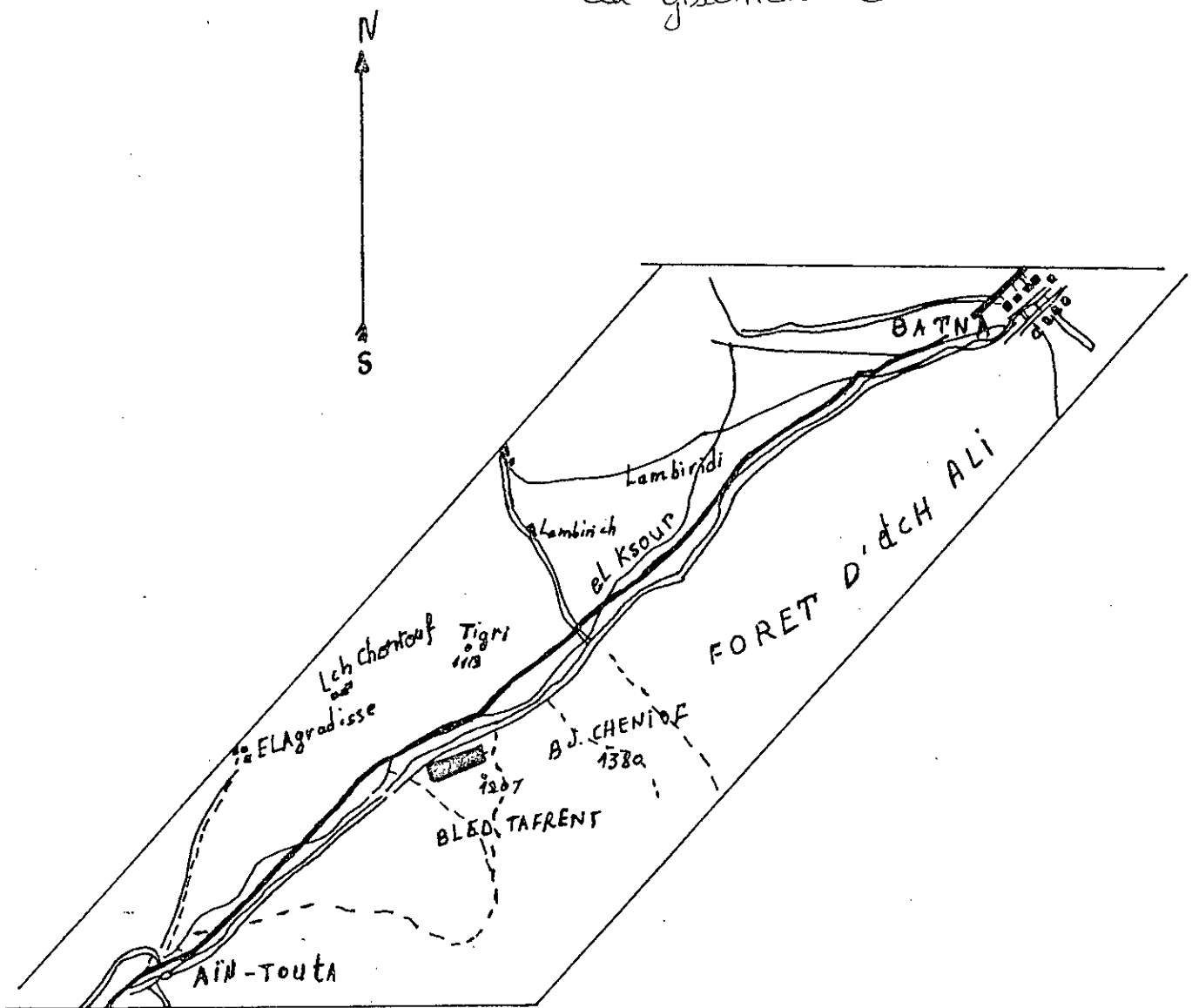


Fig 1

■ Gisement d'Ain-touta

Echelle 1:200000

CHAPITRE I

I- APERÇU SUR L'UTILISATION ET LES PROPRIÉTÉS DES GRANULATS

A-) Définition d'un granulats

Le terme granulats correspond au terme Anglo_saxon aggregate. Suivant la norme NFP18101 de decembre 1983 le granulats est défini comme suit :

Ensemble de grains minéraux de dimensions comprises entre 0 et 80 mm destiné notamment à la confection des mortiers, des bétons, des couches de fondation de base et de roulement des chaussées et voies ferrées.

Un granulats est designé par la plus petite dimension d du grain et sa plus grande dimension D sous la forme d/D sont distingués :

- Les fines : les dimensions sont inferieurs ou égale à 80 μ
- Sables : la plus petite dimension $d < 1 \text{ mm}$
la plus grande dimension $D \leq 6,3 \text{ mm}$
- gravillons: la plus petite dimension $d \geq 1 \text{ mm}$
la plus grande dimension $D \leq 20 \text{ mm}$
- Cailloux : la plus petite dimension $d \geq 20 \text{ mm}$
la plus grande dimension $D \leq 31,5 \text{ mm}$
- Graves : $6,3 \text{ mm} < D \leq 80 \text{ mm}$

B) Propriétés des granulats

Aujourd'hui les ingénieurs imposent aux granulats des spécifications selon le type d'utilisation. Les spécifications portent sur des propriétés très diverses, caractéristiques dimensionnelles, caractères morphologiques, résistance mécanique, résistance aux agents d'altération et propreté. Dans notre cas nous n'examinerons (dans ce qui va suivre) que les propriétés des granulats courants.

B-1) Granularité

La granularité d'un matériau granulaire correspond à la distribution des particules du granulat selon leurs dimensions. Elle est déterminée par l'essai granulométrique dans lequel on mesure les refus cumulés d'une série de tamis à maille carrée.

C'est la plus grande compacité qui est recherchée. Plus un mélange granulaire est compact, moins il est déformable et plus sa résistance est élevée.

B-2) Propriétés physiques

B-2-1) Absorption d'eau

Le coefficient d'absorption d'eau est défini comme le rapport au pourcentage de l'augmentation de la masse de l'échantillon ($M_a - M_s$) entraîné par une imbibition partielle en eau à la masse sèche de l'échantillon (M_s).

L'imbibition partielle est obtenue par immersion de l'échantillon dans l'eau pendant 24H à 20°C à la pression atmosphérique :

$$Ab = \frac{M_a - M_s}{M_s} * 100$$

M_a : masse de l'échantillon à l'état imbibé surface sèche.

M_s : masse sèche de l'échantillon (séchage à 105°C ± 5°C jusqu'à masse constante).

le coefficient d'absorption d'un granulat doit être inférieur à 5%

Un bon sable pour béton à un coefficient d'absorption de 0.5% à 1.5%

Un gros granulat de bonne qualité à une absorption de 0.3% à 1.0%

B-2-2) Résistance mécanique

B-2-2-1) Friabilité de sables

Le coefficient de friabilité des sables est un nombre qui détermine la résistance à la fragmentation des sables.

L'essai de friabilité des sables consiste à mesurer l'évolution de la granularité de 500g de sable 0.1 à 2mm dans un broyeur dans des conditions bien définies:

$$FS = 100 \frac{m}{M}$$

de dimension

m: masse des éléments < 0.05 mm

M: masse de prise d'essai

Le coefficient de friabilité des sables doit être ≤ 40

B-2-2-2) Résistance au choc et à l'usure

la résistance au choc et à l'usure est déterminée par deux essais:

- L'essai Los-Angeles
- L'essai d'usure micro-Deval en présence d'eau.

L'essai Los-Angeles sert à déterminer la résistance à la fragmentation par choc et à l'usure par frottement réciproque des granulats.

de dimension L'essai consiste à mesurer la quantité d'éléments inférieure à 1.6mm produite en soumettant le matériau aux chocs de boulets normalisés (47mm) dans un cylindre normalisé (machine Los-Angeles) en rotation à une vitesse normalisée:

$$LA = 100 \frac{m}{M}$$

M: masse du matériau soumis à l'essai

m: masse des éléments inférieure à 1.6mm

de dimension

LA doit être ≤ 40 pour le béton

LA doit être ≤ 25 pour les chaussées.

L'essai micro-Deval sert à déterminer la résistance à l'attrition correspond à la production des particules fins par frottement des granulats les uns contre les autres.

de dimension L'essai consiste à mesurer la quantité d'éléments inférieure à 1.6mm produite en soumettant le matériau à l'usure d'une charge abrasive dans un cylindre en rotation (appareil micro-Deval).

Les dimensions de l'appareil micro-Deval sont plus petites que celles de la machine Los-Angeles, il en est de même pour les boulets (10mm).

$$MDE = 100 \frac{m}{M}$$

M: masse du materiau soumis à l'essai

m: masse des elements inferieurs à 1.6mm

MDE doit être ≤ 35 pour le beton (MDE: en présence d'eau)

MDE doit être ≤ 20 pour la chaussée

B-2-3) Homogénéité

La présence dans un lot de granulats d'éléments de masse volumique réelle différente peut traduire l'existence d'éléments altérés.

L'essai d'homogénéité consiste à séparer les granulats de faible masse volumique réelle.

le coefficient d'homogénéité : $H = \frac{M - m}{M} * 100$

M: masse de l'échantillon

m: masse de la partie de faible masse volumique réelle

H doit être ≥ 90% pour Alpha = 0.4

Alpha: étant la différence entre la masse volumique réelle de l'échantillon et la masse volumique réelle des éléments de faible masse volumique.

B-3) Propriétés physico-mécaniques

Propreté

La propreté occupe une place importante dans les spécifications sur les granulats.

Le manque de propreté d'un granulat est lié à la présence d'éléments, qui, même en faible quantité, sont indésirables.

B.3.4) Propreté des sables

Ce sont les sables, qu'ils soient naturels ou concassés, qui posent les problèmes les plus délicats du point de vue de la propreté.

La propreté des sables est mesurée par l'essai "équivalent sable (ES)"; l'équivalent sable (ES) exprime un rapport volumique conventionnel entre les éléments sableux et les éléments fins.

L'essai très simple, s'effectue sur une prise d'essai de sable humide correspondant à 120g de sable sec mis dans une éprouvette contenant une solution flocculante de composition normalisée.

Après agitation de l'éprouvette, on laisse sédimenter pendant 20mn.

Les particules correspondants à la fraction sableuse tombent au fond de l'éprouvette, alors que les particules fines et flocculées restent en suspension au-dessus.

$$ES = \frac{h_2}{h_1} * 100$$

h1: niveau supérieur du flocculat par rapport au fond de l'éprouvette.

h2: niveau supérieur de la partie sédimentée par rapport au fond de l'éprouvette.

B-3-2) Propreté des gravillons

L'essai consiste à séparer par levage sur le tamis 0.5mm les particules inférieurs à cette dimension.

La propreté superficielle des gravillons est égale au pourcentage pondéral des éléments inférieurs à 0.5mm contenus dans l'échantillon ^{utilisé} pour l'essai.

La propreté des gravillons : $P \leq 2\%$

Certaines propriétés telles que l'absorption d'eau, les résistances mécaniques, les propriétés physico-mécaniques et l'homogénéité sont liées aux qualités intrinsèques du gisement et sur lesquelles l'exploitant semble impuissant.

On peut cependant atténuer leur effet par une exploitation rationnelle du gisement .

CHAPITRE II

II- GEOLOGIE DU GISEMENT

A) Généralités sur le gisement

A-1) Géomorphologie du gisement

Morphologiquement le gisement est localisé sur le versant Nord de Djebel Bled Tafrent. la partie sud du gisement représente une surface relativement plate parcourue par des ravins de direction méridionale peu profonds (de 3 à 5 m).

Dans le nord du gisement, dans les parties Est et Ouest, les pentes sont très accentuées (25 à 30°) et parfois elles se transforment même en falaise qui donnent sur la vallée de l'Oued El Ksour et le grand ravin qui limite le gisement à l'Ouest et à l'est. Les côtes absolues du gisement varient de 1000 à 1120 m. L'altitude par rapport au niveau de la vallée EL KSOUR est de 130m et par rapport au pied de la carrière de 120m.

A-2) Infrastructure

La route nationale BATNA-BISKRA passe de 0.1 à 0.5 km au nord du gisement. Dans la même direction se trouve à 0.4 à 0.5 km une voie ferrée reliant les mêmes villes.

Au nord du gisement à quelques centaines de mètres se trouve une ligne électrique de 10 000 v se trouve à quelques centaines de mètres au nord du gisement. Une ligne de haute tension de 30 000 v passe sur la partie Est du gisement.

L'alimentation en eau de la région est assurée par une nappe souterraine du quaternaire dans la vallée de l'Oued EL KSOUR et par l'Oued lui-même.

B) Géologie régionale

B-1) Stratigraphie et lithologie

La série stratigraphique de la région comprend les formations du trias, du jurassique, du crétacé, du tertiaire et du quaternaire (voir fig 2)

Trias (t):

Le triasique constitué des calcaires et des marnes affleure sur des petites zones au Nord de la ville de BATNA

Jurassique (j).

Le jurassique séparé en jurassique inférieur (ji), moyen (jm) et supérieur (js), affleure au Nord Est de Batna.

Ce sont des calcaires compacts massifs, des schistes et des argiles.

Crétacé (C):

Le crétacé inférieur (ci), moyen (cm) et supérieur (cs) affleure largement au Nord Ouest et au sud Est de Batna.

- Le crétacé inférieur est représenté par des calcaires recristallisés avec des marnes sous jacentes. Il affleure au Nord de Batna.

- Le crétacé moyen (cm) est représenté par le cenomanien (cn) (marnes, rarement calcaires, et argiles) et le turonien (ct) qui est représenté par des calcaires massifs compacts gris à noir et des marnes. Il affleure au Sud Ouest de Batna.

- Le crétacé supérieur est représenté par des marnes, rarement par des calcaires.

Le gisement de Aïn Touta appartient aux calcaires turoniens du crétacé moyen.

Tertiaire (Tr):

Le tertiaire est représenté par le Miocène (Mi) (grés, argile, rarement calcaires et conglomérats) affleure au Sud Est de Batna.

Quaternaire (qt):

Le quaternaire est représenté par des formations deluvio- Alluviales et essentiellement développé le long de l'Oued EL KSOUR et au pied des Djebels.

Le Deluvio est constitué par des séries d'argile avec beaucoup de matières détritiques.

Les alluvions à leur tour se composent de sables argileux de limons et de graviers avec du sable.

Carte géologique de la région d'étude

Echelle 1:500 000

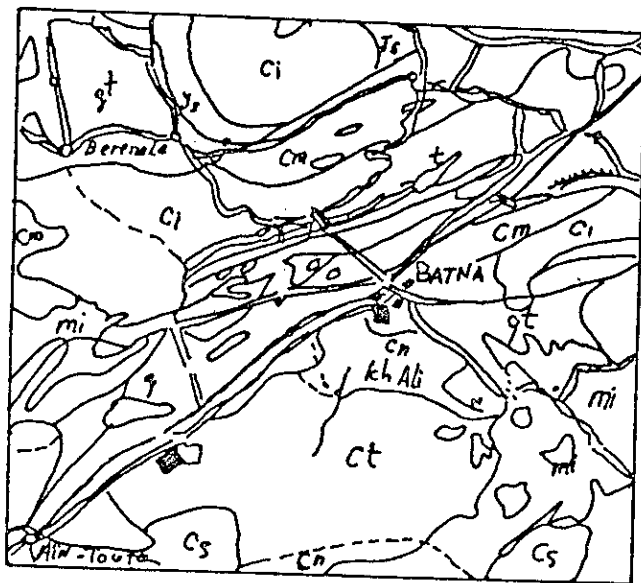


fig 2.

qt	Quaternaire continental (alluvions)	Js	Jurassique supérieur (Calcaire, argile, schiste)
mi	Miocène inférieur marin (Gres, argile, calcaire)	Jm	Jurassique moyen (calcaire, argile)
cs	Crétacé supérieur marin (marne, calcaire)	Ji	Jurassique inférieur marin (Calcaire, argile)
ct	Turonien (calcaire, marne)	t	Trias marin ou (Calcaire).
cn	Cénomanién (marne, argile)	—	faille.
ci	crétacé inférieur (calcaire, marne)	■	Gisement Aïn-Touta

B-2) Structure et tectonique

La structure géologique de la région s'est formée en deux étapes correspondant à deux phases d'orogénèse alpine ancienne et alpine récente.

Durant la phase alpine ancienne les sédiments anté-tertiaires ont été fortement déformés et recoupés par de nombreux accidents disjonctifs.

Par contre pendant la phase alpine récente des dislocations plicatives prédominantes ont contribué à la formation des structures à pendage peu accentué.

C) Structure géologique du gisement

C-1) Travaux de recherches effectués sur le gisement

La recherche détaillée a été entreprise par la direction de recherche et des études géologiques (DREG) de la SNMC (société nationale de matériaux de construction) en juin 1977. L'étude a été faite par l'intermédiaire d'une campagne de sondage et de profils implantés sur les affleurements (Voir annexe)

Les sondages avaient pour but de reconnaître la matière en profondeur et d'évaluer la puissance acceptable de la couverture. Cette campagne a réuni 7 profils distant de 214 à 552m et 4 sondages profonds de 42.5 à 100m totalisant 238m, les distances entre les sondages variant de 320 à 400m.

C-2) Stratigraphie et lithologie

La série stratigraphique du gisement est constituée de sédiments carbonatés marins du crétacé moyen.

Crétacé moyen (Cm):

Ces sédiments appartiennent au turonien (ct) qui lithologiquement est subdivisé en 3 paquets:

- Paquet inférieur calcaire-marneux
- Paquet moyen calcaireux
- Paquet supérieur calcaire-marneux

Suivant les coupes géologiques tracées et les sondages qui ont été effectués, le paquet inférieur est constitué de marnes jaune-verdatres intercalés de calcaires marneux. Sa puissance est de **62m** au maximum (S-A-2).

Le paquet moyen est représenté par du calcaire gris foncé et presque noir en dessous, massif, finement cristallisé, dure, homogène. Sa puissance varie de **0.0** à **55m** avec une moyenne de **35m** pour l'ensemble du gisement. Ce paquet constitue l'assise utile.

Le paquet supérieur est représenté par une alternance de couches de calcaire gréseux et de couches de marnes gris-verdatres. Sa puissance atteint les **5m**. Ce paquet supérieur n'existe que dans la partie sud du gisement où il atteint une puissance maximale de **8m** avec une moyenne de **4m**. Sur le reste du gisement, il est entièrement érodé et le calcaire sous-jacent affleure partout à la surface. Ce paquet constitue la découverte.

C-3) Structure et tectonique du gisement

Du point de vue structural le gisement représente un corps dont les couches plongent vers le Nord Ouest sous un angle de 5 à 10°.

Des rejets tectoniques axés du Sud Est au Nord Ouest et coïncidant avec des profonds ravins limitent le gisement à l'Ouest et à l'Est.

Au sein de l'assise même du gisement aucun accident tectonique n'est rencontré.

C-4) Genèse du gisement

Le calcaire d'Aïn_Touta appartient aux faciés marins du crétacé, moyen. Son origine marine se voit confirmée par la présence de nombreux fossiles.

D) Etude qualitative

D-1) Caractéristiques physico-mécaniques

Les paramètres physico-mécaniques obtenus par différents types d'essais sont donnés dans le tableau ci dessous (tab n°1).

tab n°1 paramètres physico_mécaniques

Type d'essais	Minimum	Maximum	Moyenne
Poids spécifique g/cm ³	2.69	2.801	2.730
Poids volumique g/cm ³	2.339	2.714	2.644
Absorption d'eau %	0.07	1.92	0.48
porosité %	1.5	4.8	3.01
Los-angeles %	12.7	12.7	12.7

Les contrôles de qualité qui ont été réalisés dans la période 90-91 pour le comportement mécanique des granulats sont donnés dans le tableau suivant (tab n°2)

tab n°2 contrôles de qualité

Caractéristiques	1er contrôle	2em contrôle
Los-angeles moyen	22.3	21.5
Devalé moyen	16.9	16.3
Broyabilité moyen	14.3	14.4

Suivant les contrôles de qualité qui ont été effectués, on peut dire que les granulats possèdent une bonne aptitude à la résistance à l'usure.

Les paramètres physico-mécaniques obtenus et les contrôles de qualité effectués démontrent une bonne qualité de calcaire et les agrégats provenant de ce calcaire sont de très haute qualité et aptes pour la fabrication du béton et pour la construction des routes.

D-2) Composition chimique

L'analyse chimique effectuée sur les échantillons a donné les résultats suivants (voir tab n°3)

tab n°3 résultats de l'analyse chimique

éléments	minimum %	maximum %	moyenne %
SiO ₂	0.84	9.92	3.89
AL ₂ O ₃	0.30	4.87	1.15
Fe ₂ O ₃	traces	0.72	0.47
CaO	45.42	54.30	51.15
MgO	traces	2.52	0.78
SO ₃	traces	1.10	0.14
K ₂ O	0.02	0.70	0.12
Na ₂ O	0.04	0.20	0.09
PF	38.99	43.30	41.57
TOTAL	98.75	100.40	99.65

D-3) Etude pétrographique

- Les calcaires d'Ain_Touta sont d'une couleur gris-claire à gris foncé. Ils possèdent une texture mixte parfois péliteomorphe organogène, parfois microcristalline. sa structure est massive rarement organique.

Toute la coupe de calcaire est marquée par l'abondance de fossiles; même le calcaire recristallisé contient des foraminifères.

En conclusion nous pouvons dire que les résultats montrent que les calcaires de Ain_Touta sont de haute qualité du point de vue caractéristique, physico_mécanique et du point de vue chimique et le gisement est homogène.

L'exploitation du gisement concernera le paquet moyen calcaireux (assise utile). Les paquets supérieurs et inférieurs calcaires marneux sont constitués de matières indésirables. Il ne seront exploités que pour la découverte de l'assise utile.

E) Evaluation des reserves

le calcul des reserves a été fait suivant la méthode des sections verticales. Cette méthode a été retenue en fonction de la forme du corps à exploiter, du relief du gisement et de la méthode d'étude permettant de tracer les coupes transversales parallèles.

La carte géologique avec le plan de calcul à 1:2000 et les coupes géologiques ont servi de base graphique pour l'évaluation des reserves. Les surfaces des sections de blocs ont été calculées géométriquement.

Le volume de réserve est donnée par la formule suivante:

$$Q = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 * S_2}}{3} * L * P$$

Dans le cas où les surfaces des sections étaient similaires:

$$Q = \frac{S_1 + S_2}{2} * L * P$$

Pour les blocs où la matière première est présentée sous forme de coin

$$Q = \frac{S * L}{2} * P$$

Q: volume des reserves en tonnes

S₁, S₂ : surface de section en m²

L: distance moyenne entre les sections en m

P: poids volumique de calcaire t/m³

E-1) Assise utile

le calcul des reserves porte sur le paquet moyen de calcaire, les limites supérieures et inférieures sont constituées par son toit et sa base (le talus moyen de la carrière est adopté égale à 53°) et suivant les limites de la carrière (voir plan topographique en annexe)

Les reserves de l'assise utile sont données dans le tableau n°4.

tab n°4 réserves de l'assise utile

N° coupe	surface des sections (m2)	distance moyenne entre sections (m)	volume (m3)	densité (δ) t/m3	réserves (t)	
					total	zone de protection
lim. géol. 1-1'	0.0 11874	130	771810	2.64	2040665	--
1-1' 2-2'	11874 27511	202	3869108	"	1022921	--
2-2' 3-3'	7511 9335	248	4340669	"	11556049	--
3-3' 4-4'	9335 15000	358	4445286	"	11753336	1525931
4-4' 5-5'	15000 13031	318	4466469	"	11809344	875073
5-5' 6-6'	13031 11654	552	6813060	"	18013730	--
6-6' limi. géol	11654 0.0	223	1299421	"	3435669	--
total	--	--	26035823	"	68838714	2401004

Ainsi le volume total des réserves s'élève à **68800000 t** dont **2400000 t** dans la zone de protection de l'unité.

E-2) Couverture

La couverture est représentée par les formations du paquet supérieur qui est constitué d'intercalation des calcaires gréseux et des marnes dont la puissance atteint un maximum de **8m** avec une moyenne de **4m**. Le volume de la couverture a été estimé suivant la formule:

$$V = S \cdot P_m$$

S : surface en m2 mesuré par planimètre

P_m: Puissance moyenne, représente une moyenne arithmétique des puissances mesurées tous les **20m** sur les coupes.

tab n°5 volume de la découverte

superficie(m ²)	puissance moyenne (m)	volume (m ³)
225400	4.0	901600

Le volume total de la découverte est de **901600 m³**

Le taux de la découverte sera alors:

$$K = \frac{Vd}{VR}$$

K: taux de la découverte

Vd: volume de la découverte (m³)

VR: volume du minerais (m³)

d'où :

$$K = 1 : 26$$

CHAPITRE III

III- PLAN D'EXPLOITATION DU GISEMENT ETABLI EN 1978

Le plan d'exploitation qui a été dressé en 1978 a été fait pour la partie Ouest du gisement (zone I) pour les premières 30 années d'existence de l'installation de concassage dont la capacité annuelle de production est de 1000000 t d'agrégats.

La carrière a été ouverte dans la partie Est du gisement à partir du ravin qu'il le recoupe dans le sens méridional et où la route d'accès reliant l'installation de concassage à la carrière a déjà été construite.

La carrière devait être exploitée par gradin de 15m de hauteur du haut en bas du gisement avec un talus en exploitation de 75° et 65° de liquidation.

Avant le début d'exploitation du premier gradin (côte 1095m) on devait exécuter le déblayement des roches de découverte qui sont constituées de matières calcaire - marneuses par un gradin qui devancerait les travaux d'exploitations sur une distance de 60m. Ensuite l'exploitation des gradins de calcaire et de roches calcaire - marneuses s'effectue simultanément jusqu'à la fin du niveau 1095m. L'exploitation des gradins et le déblayement des roches de découverte s'effectueraient au moyen d'explosif (Voir annexe)

A) Réserves exploitables de calcaire et durée de vie de la carrière:

Pour déterminer la durée de vie de la carrière, le projet présente le calcul des réserves de calcaire dans les limites d'exploitation de la carrière (voir chapitre IV).

Après la liquidation des travaux d'exploitation des deux gradins consécutifs sont constituées des plates-formes de sécurité d'une largeur de 10m, d'où un angle de talus définitif de la carrière est de 53°.

Le plancher de la carrière a été fixé à la côte 1035m compte tenu du pendage des couches de l'assise utile.

Les conditions technico-minières, ainsi que la nécessité de conserver des zones de protection pour l'installation du concassage, la ligne de haute tension de 30 KV traversant le gisement et pour les habitations situées à l'ouest du gisement entraînent une baisse des réserves très importantes de calcaire. Les réserves géologiques de la zone I (partie Ouest) ^{sont de} **50326336 tonnes**, les pertes de réserves s'élèvent ^{elles} à **20191479 tonnes**.

Les réserves exploitables sont donc de **30134857 tonnes**. Elles assurent l'alimentation de l'usine en matière première pour une période de **30 années**.

B) Abattage

L'abattage du calcaire s'effectue au moyen d'explosifs, le chargement par excavateur et le transport à l'installation de concassage par camions.

C) Travaux préparatoires de la carrière

Les travaux préparatoires de la carrière consistent en l'exécution de l'enlèvement des roches de la découverte, au creusement des tranchées de découpages de chaque gradin et en la construction de la route d'accès au gradins n°: 5 à partir de la cote **1020 m** jusqu'au niveau **1035 m** dans la partie Nord-Ouest du gisement.

D) Exploitation de la carrière depuis 1978

Ce plan d'exploitation qui a été dressé en 1978 n'a pas été suivi. L'ouverture a été faite au niveau **1030m** pour éviter la couche de marne sous jacente; on a suivi sur ce niveau de base le pendage faible de la couche calcaire jusqu'au niveau **1050m** et l'extraction se faisait au niveau inférieur. A un certain moment les gradins inférieurs ont été repoussés à leur maximum on a obtenu un gradin de **40m** de hauteur condamnant ainsi l'exploitation. Une partie de la route d'exploitation située à l'Est du gisement a été consommée, Cette route permettait l'accès au gradin supérieur **1095m** avec une pente moyenne. Après sa détérioration il n'était plus possible de la reconstruire avec une pente normale. La pente de la route reconstruite atteint par endroit plus de **20%**, ce qui a obligé l'exploitant d'opter pour une exploitation du gradin supérieur **1095m** par abattage et déversement au niveau **1050m** afin de ne pas arrêter la production. Le concasseur est alimenté uniquement du niveau **1050**

CHAPITRE IV

IV - PROPOSITION DE LA REORIENTATION DE L'EXPLOITATION

Compte tenu de ^{la} situation actuelle de la carrière (voir plan topographique 1992) existence d'un gradin de 40m de hauteur, consommation de la route d'accès au gradins supérieurs, dépassement des limites de la carrière,

l'exploitation doit se faire à l'Ouest et au sud du gisement où se trouve l'essentiel des réserves. Elle s'effectuera par gradin de 15m de hauteur du haut en bas du gisement avec un talus en exploitation verticale et 65° de liquidation, et l'extraction doit être arrêtée aux limites de la carrière.

Avant le début de l'exploitation du premier gradin (1095m) on exécutera le décapage des roches de découverte qui sont constituées d'intercalation des calcaires gréseux et de marnes par un gradin qui devancera les travaux d'exploitation sur une distance de 40m.

Ensuite l'exploitation des gradins de calcaire et de roches stériles s'effectuera simultanément jusqu'à la fin du niveau 1095m, puis ^{on fera} l'exploitation des gradins inférieurs.

Les propositions qui seront faites tiendront compte des équipements existants. Nous nous efforcerons de ne pas proposer un sur plus d'équipements.

A) Méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation est choisie en tenant compte de la structure du gisement, des propriétés physico-mécaniques des roches et des équipements existant dans la carrière.

L'abattage de roche massive calcaire, s'effectuera au moyen d'explosifs. Le chargement sera de type discontinu (chargeuse) et le transport sera également de type discontinu jusqu'au concasseur primaire (camion).

A l'heure actuelle la carrière est équipée par les engins suivants (en état de marche).

matériel utilisé	marque	type	quantité
chariot de foration ø 105 mm	BOHLER	TC110H	1
	ING.RAND	TC110H	1
compresseur	BOHLER	KFD1912	1
	BOHLER	KFD1912	1
marteau perforateur	--	--	2
Bulldozer 520 CV	CATERPILLAR	D10	1
Chargeuses 5 m3 de capacité	DRESSER	560B	1
	MICHIGAN	L270	1
Camions 35 tonnes de capacité	CATERPILLAR	769C	4
Excavateur 3.5 m3 de capacité	O&K	RH30	1

A-1) Hauteur des gradins

La hauteur du gradin est choisie en fonction des propriétés physico_mécaniques de la roche, des consignes de sécurité et du type de machine de chargement. Pour les roches dures exploitées à l'explosif comme c'est le cas de la carrière projetée la hauteur maximale des gradins est fixée à **15m**.

Ce qui est conforme à la hauteur tolérée par les consignes de sécurité.

Cette hauteur variera pour le premier gradin de 0 à **18.5m** (profil 3-3') en fonction du relief du terrain sur une courte période de temps.

La carrière doit être exploitée par gradin de haut en bas dont les côtes sont:

Gradin n°I - côte 1095m

Gradin n°II - côte 1080m

Gradin n°III - côte 1065m

Gradin n°IV - côte 1050m

Gradin n°V - côte 1035m

L'accès aux gradins, de roche calcaire-marneuse, n°I, n°II, n°III et n°IV s'effectue par la route qui se situe dans la partie Est du gisement à partir du ravin qui le recoupe dans le sens meridional.

L'accès au gradin n°V s'effectue par la route qui sera construite sur le flanc Nord du gisement à partir de la cote 1020m.

A-2) Plate forme de travail

Les dimensions de la plate forme de travail pour une chargeuse avec chargement sur camion sont ^{les} suivantes:

$$V_{min} = B + G + D + E \text{ en m}$$

où

$$B = M + A$$

avec,

M: largeur incomplète du tas de roches abattues (m)

A: largeur du front d'attaque de la chargeuse qui est admise à 12m.

Selon l'expérience pour cette carrière, correspondent respectivement :

- la hauteur du tas de roches abattues H_a :

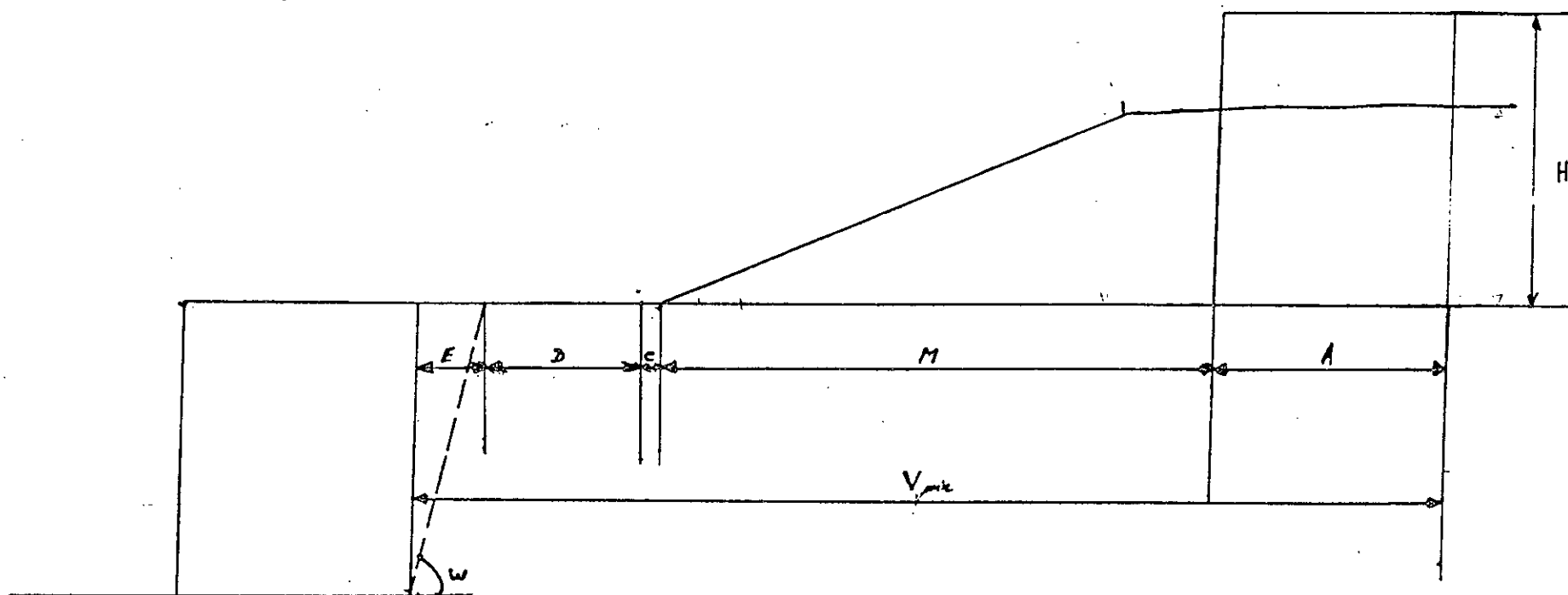
$$H_a(\text{intermediaire}) = 0.73 * H$$

d'où

$$H_a(\text{intermediaire}) = 10.95$$

PLATE-FORME DE TRAVAIL

fig 3



- $A = 12,0 \text{ m}$
- $M = 24,6 \text{ m}$
- $G = 1,0 \text{ m}$
- $D = 8,0 \text{ m}$
- $E = 3,2 \text{ m}$
- $V_{axe} = 48,8 \text{ m}$

$$Ha(\text{maximale}) = 0.74 * H$$

d'où

$$Ha(\text{maximale}) = 11.10$$

- la largeur du tas des roches abattues M:

$$M(\text{incomplète}) = 1.64 * H$$

$$= 24.6$$

d'où

$$B = 36.60m$$

- Distance entre le tas de roches abattues et la voie de transport

$$G = 1.0m$$

- Largeur de la voie de transport D:

$$D = 8.0m$$

- Berme de sécurité dans les limites du prisme d'éboulement E:

$$E : 3.2m$$

d'où:

$$Vm = 48.8m$$

L'angle de talus de liquidation des gradins est de 65°

L'angle du talus de liquidation de la carrière est de 53° .

A-3) Limites de la carrière

Les limites de la carrière ont été arrêtées essentiellement pour des raisons techniques, économique et de sécurité tenant compte du pendage de couche de l'assise utile. Le plancher de la carrière est fixé à la côte 1035m, la limite Nord suit la courbe de niveau 1050, la zone de protection de l'installation de concassage et la zone de protection de la ligne de haute tension.

La limite Est passe par le ravin qui recoupe le gisement dans le sens meridional suivant la route d'accès de la carrière.

La limite Ouest suit le bord escarpé du gisement (voir plans topographique)

A-4) Production et régime de travail de la carrière

A-4-1) Régime de travail

Le régime de travail de la carrière est déterminé d'après la production annuelle en matière première .
Ce régime est défini comme suit:

- 7 heures/poste
- 2 postes/jour
- 5 jours/semaine
- 48 semaines/11mois
- 240 jours ouvrables/an

Si en estimant à 10 le nombre de jours de fête, le nombre de jours ouvrables sera de :

$$N_j = 230 \text{ j/an}$$

A-4-2) Production de la carrière

A-4-2-1) Capacité annuelle de production

La production de l'usine d'agregats (produit fini) est de :

$$650000 \text{ m}^3/\text{an}$$

la densité apparente du granulat appartenant aux classes granulométriques (3/8, 8/15, 15/25 mm) est de **1.3 t/m³** (dossier de controle de qualité de granulat - ENG-).

Le tonnage en produit concassé est de :

$$n_V = 650000 * 1.3 = 845000 \text{ tonnes/an}$$

les pertes dues à l'exploitation, au transport et celles dues à la dilution sont estimées à **12.4%**

la production en tout venant sera donc:

$$V_{tv} = \frac{V}{1 - P}$$

avec p : pertes globales (12.4%)

$$V_{tv} = 950000 \text{ tonnes/an}$$

soit l'extraction d'un volume en place ($V_{tv} * \delta$)
avec $\delta = 2.64 \text{ t/m}^3$

$$359848.48 \text{ m}^3/\text{an}$$

A-4-2-2) Production journalière P_j :

$$P_j = \frac{V_{tv}}{N_j}$$

d'où N_j nombre de jours ouvrables par année (230 jours)

$$P_j = 4130.43 \text{ tonnes/jours}$$

en place

$$1564.55 \text{ m}^3/\text{j}$$

A-4-2-3) Production parposte P_p :

$$P_p = \frac{P_j}{2}$$

$$P_p = 2065.21 \text{ tonnes/poste}$$

en place: 782.27 m^3/p

A-4-2-4) Production horaire:

$$P_h = \frac{P_p}{N_h}$$

N_h : nombre d'heures de travail par poste (7 heures)

en place: $P_h = 295 \text{ t/h}$

A-5) Volume et durée de vie de chaque niveau d'exploitation:

A-5-1) Volume de chaque niveau

Le volume de chaque niveau d'exploitation est estimé par la formule suivante:

$$V = S \cdot P_m$$

P_m : puissance moyenne de chaque niveau d'exploitation (m)
 S : la surface moyenne de chaque niveau d'exploitation en m² est mesurée à l'aide d'un planimètre électronique (USHIKATA .XP.360I).

niveau d'exploitation	surface moyenne (m ²)	puissance moyenne (m)	volume moyen (m ³)	volume (tonnes)	durée (année)
1095	117306	8.3	97836	2582807	2.72
1080	229963	12	2760540	7287826	7.67
1065	214479	13.8	2965987	7830207	8.24
1050	121584	15	1823760	4814726	5.07
1035	17000	15	235000	673200	0.71
total	--	--	8783623	23188765	24.41

On peut contrôler le volume des réserves restantes, qui est de **23188765 t** par une simple opération de sous-traction entre le volume des réserves initiales **30134857 t** et la production depuis 1978 jusqu'à 1991 qui est de **5294538t**. En tenant compte des pertes, on peut dire qu'il existe une concordance entre le volume calculé (planimétrie) et le volume déduit des réserves initiales et de la production depuis 1978 jusqu'à 1991. Nous prenons, pour la suite de l'étude en considération le volume calculé par planimétrie.

A-5-2) Durée de vie de la carrière

L'exploitation des gradins de calcaires et de roches calcaire-marneuses s'effectuera simultanément jusqu'à la fin du niveau **1095m** pendant les **32** premiers mois (2 ans et 8 mois).

La durée de vie de la carrière pour une production annuelle de **950000 t/an** à mettre en place à partir d'une réserve de **23188765 tonnes** est de **25 ans** au maximum.

B) Travaux préparatoires de la carrière

Les travaux préparatoires de la carrière consistent en le creusement des tranchées de découpages des gradins 1065m et 1035m et la construction de la route d'accès au gradin N°: V qui se situe dans la partie Nord-Ouest du gisement.

B-1) Creusement des tranchées de découpage

Le creusement des tranchées de découpage des gradins s'effectuera au moyen d'explosifs. Le chargement par la chargeuse et le transport par camion, la largeur des tranchées par le fond sera de **23m** conformément aux normes de circulation en cul de sac. L'angle de talus des tranchées du côté Est est de **65°**, et du côté Ouest le talus est vertical. Pour la tranchée 1065m l'angle du talus du côté Sud est de **65°**, et en côté Ouest et Nord de la tranchée le talus est vertical.

La longueur et la hauteur des tranchées sont données dans le tableau suivant:

tab n°8 hauteur et longueur des tranchées

désignation	hauteur m	longueur m
tranchée du gradin 1095	0 - 15	150
	15	--
tranchée du gradin 1035	0 - 15	45
	15	85

B-2) Route d'accès au gradin n° V

La route d'accès n°1 au gradin n° V sera construite sur le flanc Nord du gisement à partir de la côte **1020m** pour ouvrir le niveau **1035m** à l'exploitation. La route devra être creusée partiellement dans le rocher au moyen d'explosif.

La longueur de la route sera de **200m** avec une pente de **7.5%** .

La longueur de la route dépend des paramètres techniques des carrières:

$$B = 2(a + c) + x$$

B: largeur de la route

a: largeur de la benne du camion (**3.25m**)

c: largeur de la bande de sécurité déterminée par la relation :

$$c = 0.5 + 0.005 V$$

V: vitesse moyenne du camion (**20 km/h**)

x: distance entre les bennes des camions circulant côte à côte :

$$x = 2 c$$

d'où : $x = 1.2 m$

En tenant compte de la largeur occupée par la rigole d'évacuation des eaux .

$$B = 11 m$$

B-3) Exploitation des marnes

Les roches de la découverte qui sont constituées d'intercalation de calcaire gréseux et de marnes seront exploitées par défonçages au ripper au moyen d'un Bulldozer puissant D10N caterpillar.

La hauteur du gradin variera de **0** à **8m** au maximum dans la partie Ouest du gisement.

Ce gradin devancera les travaux d'exploitation sur une distance de **40m**. L'utilisation d'explosif ne se fera qu'en cas d'extrême nécessité ou pour ébranler la roche.

En suite l'exploitation des gradins de calcaires et de roches calcaire-marneuses s'effectuera simultanément jusqu'à la fin du niveau **1095m**.

Le transport se fait par déversement au niveau de base **1050m**. A ce niveau le transport jusqu'à l'aire de stockage (terril) s'effectuera par camion et le chargement de roches s'effectuera par chargeuse.

Le volume des stériles à décaper dans la zone 1 (zone Ouest) est calculé par la formule suivante:

$$V = S \cdot P_m$$

S: surface en m²

P_m: puissance moyenne de la découverte en m (4m) la surface est mesurée par planimètre électronique (x-plan USHIKATA 3601).

d'où: $S = 86250 \text{ m}^2$

Le volume des stériles à extraire est de :

$$V = 345000 \text{ m}^3$$

Ce volume devra être extrait durant une période égalant au maximum celle de l'exploitation du gradin 1095m soit 2.72 ans.

Nous prenons comme hypothèse que l'exploitation des marnes se fera sur une période de 2 années.

Soit: $15000 \text{ m}^3/\text{mois}$
 $3750 \text{ m}^3/\text{semaine}$
 $750 \text{ m}^3/\text{jour}$
 $375 \text{ m}^3/\text{poste}$

B-3-1) Extraction des stériles

Ces marnes du paquet supérieur seront exploitées par défouage au ripper au moyen d'un bulldozer D10N:

- Moteur Diesel 3412 Cat. d'une puissance de 416 Kw
- Poids maximal en ordre de marche 65772 kg
- Capacité maximale de la lame : 20.9 m³

-Caractéristiques de la lame:

Lame : 10 U
Capacité : 20.9 m³
Hauteur : 2053 mm
Poids : 10235 kg
Longueur : 5234 mm

-Caractéristiques du ripper:

Ripper: dent unique
Force max de pénétration-----: 195 KN
Pénétration maximale-----: 1357 mm
Force d'arrachage-----: 411 KN
Position des dents-----: 3
Poids (sous commande hydraulique)-----: 6530 kg
Poids totale du tracteur en ordre de marche-: 62530 kg

-Calcul du volume défoncé par le bulldozer

En absence d'éléments concernant le Bulldozer D10N, nous prenons en considération les données de caterpillar relatives au Bulldozer D9H et nous ferons une extrapolation pour le Bull Cat D10N.

- Caractéristiques du Bulldozer D9H

puissance au volant : 306 KW
Poids en ordre de marche : 43092 kg

-Caractéristiques de la lame:

Lame : 9 U
Capacité : 21 m3
hauteur : 1750 mm
poids : 4040 kg
Longueur : 6200 mm

-caractéristiques du ripper:

Ripper : dent unique
pénétration maximale : 1350mm
position des dents : 4
Poids en place : 6180 kg

Le volume défoncé par le Bulldozer est calculé comme suit:

- Ecartement des passes : 0.9 m
- Vitesse moyenne d'avance : 1.6 km/h
- Profondeur de pénétration: 0.6 m

Calcul du temps par passe (tp):

- Distance de travail: 20m

$$tp = \frac{20}{26.7} + 0.25$$

0.25 mn (temps de manoeuvre)
26.7 m/mn (vitesse moyenne d'avance)

d'où :

$$tp = 0.99 \text{ mn}$$

A raison de 45 mn de travail par heure, il est possible de faire :

$$\frac{45}{0.99} = 45.45 \text{ passes à l'heure}$$

Le volume défoncé par passe:

$$20 * 0.9 * 0.6 = 10.8 \text{ m}^3$$

Production Horaire:

$$10.8 * 45.45 = 490.86 \text{ m}^3$$

Si on prend un coefficient de correction de 0.8, la production horaire sera de:

$$400 \text{ m}^3/\text{heure}$$

Pour assurer l'exploitation des stériles pendant une période de 2 ans, il faut extraire un volume de 3750 m³ par semaine, au moyen de ripper on peut défoncer ce volume en 10 heures.

B-3-2) Transport des stériles

Le transport des roches de la découverte s'effectue par déversement au niveau de base au moyen de bulldozer pour une certaine distance limitée. Au delà de cette limite, le déversement s'effectue par chargeuse et dumpers (voir chargement et transport gradin 1095).

Calcul de la distance moyenne de refoulement des stériles au niveau de base

Les graphiques donnés plus loin permettent d'estimer la production du bulldozer. Les indications données par les courbes doivent être corrigées par l'emploi des facteurs appropriés qui reflètent les conditions de travail.

La formule utilisable est la suivante:

$$\text{m}^3 \text{ foisonné/h} = \text{production max} * \text{coefficient de correction}$$

Les courbes ci-après donnent la production maximale du bulldozer sans tenir compte d'aucun facteur de correction.

La durée d'utilisation du bulldozer est limitée à 15 heures par semaine pour le déversement des stériles. Pour assurer la production d'une semaine des stériles il faut déverser le volume de 3750 m³ en 15 heures par le bulldozer.

d'où une production horaire de:

$$3750 \text{ m}^3 / 15 \text{ heures} = 250 \text{ m}^3 / \text{h}$$

soit

$$412.5 \text{ m}^3 / \text{heure (foisonné)}$$

Coefficient de foisonnement: 1.6

En utilisant la formule précédente on tire le volume maximal, puis on déduit la distance de refoulement des stériles à travers les courbes tracées.

$$\text{Volume max} = \frac{\text{volume foisonné (m}^3\text{)}}{\text{coefficient de correction}}$$

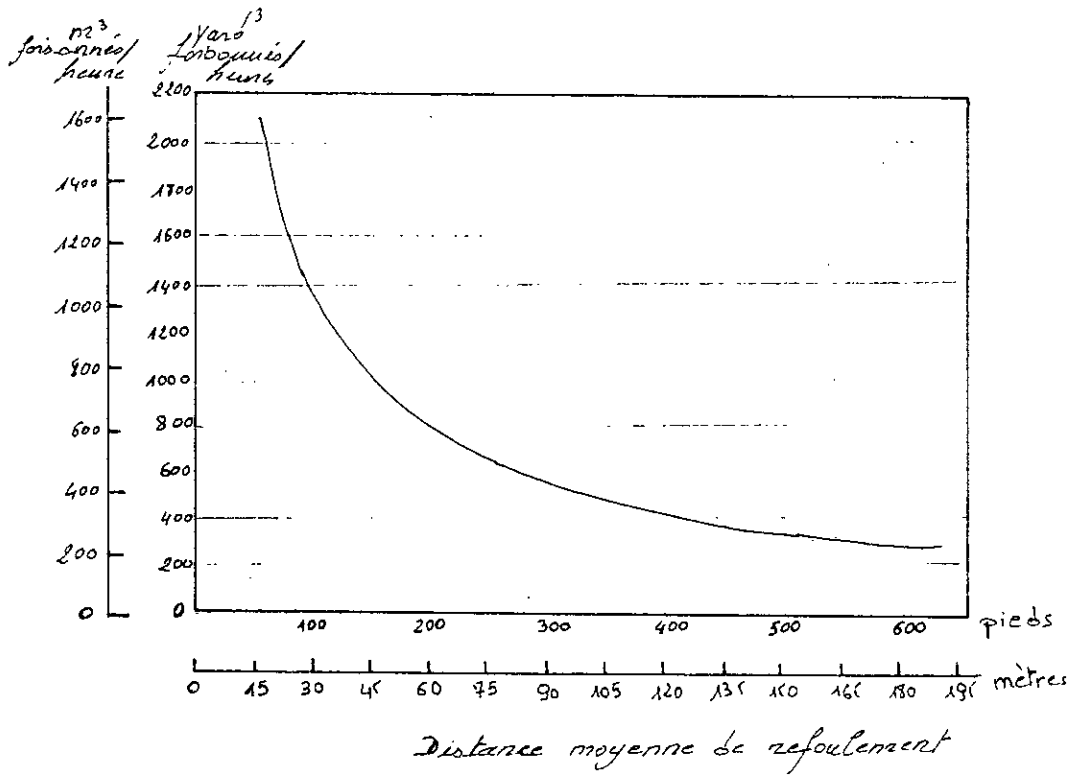
Coefficient de correction:

- Conducteur moyen : 0.75
- Roches fragmentées au ripper : 0.7
- Refoulement en tranchée : 1.2
- Efficience du travail 50m/h : 0.84
- correction due à la pente (15%): 1.19

Pour le coefficient de correction due à la pente (voir l'abaque, influence de la pente)

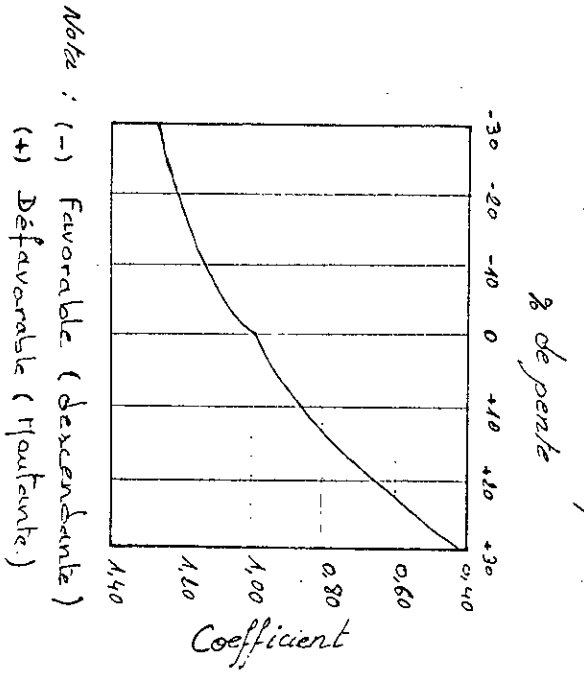
Abaque pour déterminer la production
des bulldozers

fig 4



Influence de la pente.

fig 5



Notes : (-) Favorable (descendante)
(+) Défavorable (montante.)

$$\text{Coefficient de correction} = 0.75 * 0.7 * 1.2 * 0.84 * 1.19$$

$$= 0.58$$

d'où

$$\text{volume maximal} = 711 \text{ m}^3/\text{heure}$$

$$\text{distance de refoulement} = 53 \text{ m}$$

(voir, abaque pour déterminer la production des bulldozers à lame universelle)

B-3-3) Stockage des roches de découverte:

Le stockage des roches de découverte doit se faire comme il était prévu dans le plan d'exploitation établi en 1978. Le choix a été fait d'après le relief du terrain et la méthode d'exploitation par transport, donc, il doit se faire à l'extérieur des limites de la carrière. L'aire de stockage a été choisi à l'Est de l'usine sur un terrain entre la route nationale n°3 et la limite Nord du gisement entre les courbes de niveaux 1008 et 1026 m (voir plan de la carrière fin d'exploitation).

La hauteur moyenne du terril sera de 12m. Pour atteindre son maximum de 20m dans sa partie Nord l'angle de talus du terril est admis à 40° conformément aux propriétés des roches stockées.

La surface nécessaire de l'aire de stockage est calculée par la formule suivante:

$$S = \frac{Vd * Kf}{H}$$

Vd: Volume des roches de découverte à stocker (m³)

Kf: Coefficient de foisonnement de roche dans le terril (Kf = 1.12)

H : Hauteur moyenne de terril en (m)
(H = 12 m)

Le calcul donne:

$$S = 32200 \text{ m}^2$$

L'aire de stockage choisie a une surface de **43100 m²** donc elle est suffisamment grande pour les besoins de l'unité **dans** la première phase d'exploitation (zone 1). L'acheminement des roches de découverte s'effectuera par camion et la constitution de terril sera réalisé par bulldozer.

Le terril sera relié à la route d'accès de la carrière par la route n°2 de **150 m** de long et **12m** de largeur et un plan incliné de **300m** de long et **13m** de largeur avec une pente de **4%**. La construction du plan incliné demandera un certain volume de roche qui proviendront des roches de découverte au fur et à mesure de la constitution du terril. L'angle de talus du plan incliné est admis à **40°** comme pour le terril.

B-3-3-1) Mise à terril par bulldozer

Les bulldozers sont employés largement lorsque le transport des stériles se fait par camion. Dans ce cas les stériles sont déchargés sur la surface supérieure du terril et poussés vers l'arrête du terril par les bulldozers.

Les avantages d'utilisation des bulldozers sont :

- La simple organisation des travaux lors de la constitution et de l'exploitation des stériles.
- Petites dépenses d'exploitation.

Les inconvénients de la mise à terril par bulldozer est la nécessité de l'entretien des routes et de la lutte contre la poussière qui menace l'environnement.

Le rendement du bulldozer caterpillar D10N est déterminé par la formule suivante, (in-projet d'exploitation établi en 1978)

$$Q = \frac{3600 * V * T_p}{T_c} * K_{ut} \quad \text{en m}^3/\text{poste}$$

V : Volume de la roche foisonné déplacé par le bulldozer en m³ :

$$V = \frac{L * H * A}{2} \quad \text{en m}^3$$

L : Longueur de la lame du bulldozer (5.234m)

H : Hauteur de la lame du bulldozer (2.053m)

A : Largeur du prisme constitué par la roche déplacé en m

$$A = \frac{H}{\text{tg}\beta}$$

β : Angle de frottement interne de la roche (32°)

d'où

$$A = 3.285 \text{ m}$$

et

$$V = 17.649 \text{ m}^3$$

T_p : Durée d'un poste (7 heures)

K_{ut} : Coefficient d'utilisation du temps (0.80)

Tc : Durée d'un cycle de travail du bulldozer en seconde

$$Tc = T1 + T2 + T3 + T4$$

T1 : Temps d'attaque de la roche:

$$T1 = \frac{3.6 * La}{V1}$$

La : longueur de la voie d'attaque de la roche (6 10m)
nous retenons :

$$La = 8m$$

V1: vitesse de déplacement pendant l'attaque (2 2.5km/h)
on prend:

$$V1 = 2 \text{ km/h}$$

d'où

$$T1 = 14.4 \text{ s}$$

T2 : Temps de transport de la roche en sec

$$T2 = \frac{3.6 * Lt}{V2}$$

Lt : Longueur de la voie de transport (10m)

V2 : Vitesse de transport de la roche (2 3km/h)
on prend:

$$V2 = 2 \text{ km/h}$$

d'où

$$T2 = 18 \text{ s}$$

T3 : Temps de retour de bulldozer à sa position initiale

$$T3 = \frac{3.6 * (La + Lt)}{V3}$$

V3 : Vitesse du retour du bulldozer à sa position initiale
(9 10km/h)

En effet pendant que les camions déversent le produit abattu à l'endroit de déversement, il n'est pas possible de charger au niveau de base 1050 m. Pour éviter cette contrainte, il est nécessaire de partager le front de taille du gradin 1050 en deux parties Est et Ouest sur lesquelles on travaillera alternativement. Le premier chargement au niveau de base se fait dans la partie Ouest. Le deuxième poste fait le transfert dans la partie Ouest et le chargement dans la partie Est .

La partie qui se trouve à l'extrémité Ouest du front de taille sera réservée pour le transfert des stériles, (voir plan, fin d'exploitation).

Le transport du front de taille du niveau 1050m au concasseur primaire pour les calcaires et au térril pour le stérile s'effectuera par camion.

C-1) Chargement et transport

Ce sont là deux activités indissociables du fait que les engins de chargement et de transport doivent être calculés l'un en fonction de l'autre. Le transport par camion représente à lui seul bien souvent plus de la moitié du prix de revient de l'extraction.

Donc les opérations de chargement et de transport constituent la plus grande part du prix de revient de l'extraction dans les exploitations à ciel ouvert.

- de 15 à 20% environ pour le chargement
- de 30 à 50% et plus pour le transport, selon les distances

A-1-1) Chargement

Le chargement dans la carrière d'Ain_touta s'effectue à l'aide des chargeuses, DRESSER.560B et MICHIGAN de capacité du godet de 5 m³.

Le rendement de la chargeuse est déterminé par l'expression suivante:

$$R = \frac{3600 * E * Kr * \Omega * Tp * Ku}{Tc * Kf} \quad \text{tonne/poste}$$

où

- E : Capacité du godet de la chargeuse (5 m³)
- Kr : Coefficient de remplissage du godet de la chargeuse (0.9)
- Ω : Masse volumique (2.64 t/m³)
- Tp : Durée d'un poste de travail (7 heures)
- Ku : Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste (0.8)
- Kf : coefficient de foisonnement des roches (1.6)
- Tc : La durée de travail d'un cycle de la chargeuse lors de la réalisation des travaux de chargement et de transport. Un cycle de travail d'une chargeuse comporte le remplissage, le parcours vers le déchargement et le retour vers le lieu de chargement:

$$Tc = Tr + Tch + Td + Tv \quad \text{en secondes}$$

- Tr : durée de remplissage du godet (10 s)
- Td : durée de déchargement du godet (7 s)
- Tch : durée de parcours de la chargeuse chargée vers le lieu de déchargement:

$$Tch = \frac{3.6 * Lv}{Vch}$$

où

- Lh : Longueur de parcours de la chargeuse vers le lieu de déchargement (15m)
- Vch : La vitesse de parcours en charge (5km/h)

$$Tch = 11 \text{ sec}$$

- Tv : Durée de parcours à vide vers le lieu de chargement:

$$Tv = \frac{3.6 * Lv}{Vv}$$

où

- Lv : Distance de parcours à vide (15m)
- Vv : Vitesse de parcours à vide (5km/h)

La distance de parcours que ce soit vers le lieu de chargement ou de déchargement n'est pas longue. Ceci ne permet pas à la chargeuse d'augmenter la vitesse par rapport à celle du parcours vers le lieu de déchargement.

$$Tv = 11 \text{ s}$$

d'où un temps de cycle :

$$Tc = 39 \text{ s}$$

et le rendement de la chargeuse sera de:

$$R = 4321.47 \text{ tonnes/poste}$$

Une chargeuse est suffisante pour les besoins de la production qui sont de 2065 t/p.

C-1-2) Transport au niveau 1095m

Le Calcul du rendement et du nombre de camions pour assurer la production de la carrière en produit fini qui est de 650000 m³/an. Le tonnage en produit concassé est de 845000 t/an. En tenant compte des pertes dues au transport, à l'exploitation et à la dilution, la production en tout venant est de 950000 t/an.

C-1-2-1) Transport du calcaire

Le nombre de cycle possible d'un camion au cours d'un poste est comme suit:

$$N = \frac{T_p * K_{ut}}{T_c}$$

- T_p : durée d'un poste en minute (420 mn)
- K_{ut} : Coefficient d'utilisation des camions (0.85)
- T_c : durée totale d'un cycle en minute:

$$T_c = T_m + T_{ch} + T_{dch} + T_{att}$$

- T_m : durée du mouvement d'un camion par cycle:

$$T_m = \left(\frac{60}{V_1} + \frac{60}{V_2} \right) * L$$

- V_1 : Vitesse du camion à vide (20km/h)
- V_2 : Vitesse du camion à charge (20km/h)
- L : Distance du parcours en km
- T_{ch} : durée de chargement d'un camion par chargeuse:

$$T_{ch} = N_g * T_c$$

- N_g : nombre de godet déversé dans la benne du camion (3)

$$T_{ch} = 1.95 \text{ mn}$$

- T_{deh}: durée de déchargement (0.33 mn)
- T_{att}: Temps d'attente (plus le temps de manoeuvre) (2mn)

Nombre de cycles possibles d'un camion du talus du gradin 1095 jusqu'au lieu de déversement

$$n = \frac{T_p * K_{ut}}{t_c}$$

Calcul du temps de cycle t_c:

$$t_c = t_m + t_{ch} + t_{dech} + t_{att}$$

$$d'où: t_m = \left(\frac{60}{V_1} + \frac{60}{V_2} \right) L, \quad L = 0.9 \text{ km.}$$

Les calculs donnent:

$$t_m = 5.4 \text{ mn}$$

d'où

$$t_c = 9.68 \text{ mn}$$

nombre de cycle n = 37 cycles par poste.

Par ce poste, un camion peut transporter (capacité du camion 30 t)

$$30 * 37 = 1110 \text{ t/P}$$

Pour assurer la production en tout venant par poste qui est de (P_p = 2065.12 tonnes/poste), il faut avoir deux camions au niveau supérieur.

Le volume déversé sera de:

$$2 * 1110 = 2220 \text{ t/P au minimum}$$

Dans nos calculs, nous avons considéré une distance de 0.9km par rapport au point de déversement. cette distance correspond au point le plus éloigné de la zone de déversement.

Nombre de cycles possibles d'un camion au niveau de base

nombre de cycle d'un camion du front de talus du gradin 1050 au concasseur primaire pour une distance de parcours:

$$L = 0.72 \text{ km.}$$

Les calculs donnent:

Temps de mouvement $t_m = 4.32 \text{ mn}$

Temps de cycle $t_c = 8.60 \text{ mn}$

Nombre de cycle $n = 42 \text{ cycle}$

par poste un camion peut transporter:

$$30 * 42 = 1260 \text{ t/P}$$

Pour assurer la production en tout venant on propose un deuxième camion.

Le volume transporté au concasseur sera de :

$$2 * 1260 = 2520 \text{ t/P}$$

- On remarque que le volume déversé est inférieur au volume chargé ou transporté au concasseur. Mais du fait que la distance du talus 1095 au point de déversement varie, On peut déverser un volume qui est supérieur au volume transporté au concasseur. Donc on peut dire que le volume déversé au niveau de base est égale au volume transporté au concasseur qui est de: 2520 t/P .

Pour assurer la production en tout venant d'une semaine qui est de 20650 t/semaine. Il faut avoir une chargeuse et deux camions au niveau (1095) et deux autres camions et une autre chargeuse au niveau de base(1050), mais de cette manière on produit 25200 tonnes/semaine, on dépasse la production de 4550 t.

De ce fait, on peut assurer la production en tout venant qui est de 20650 t/semaine en 8 postes.

C-1-2-2) Transport des roches stériles

Les deux postes restant de la semaine, seront utilisés pour le déversement et le stockage des stériles. Pour la découverte, la durée du mouvement d'un camion par cycle sera de :

$$t_m = \left(\frac{60}{V_1} + \frac{60}{V_2} \right) L$$

La distance de parcours (L) entre le talus du gradin de la découverte au lieu de déversement et du lieu de déversement au terril est de **0.9 km**, donc on aura le même temps de mouvement et de cycle et le même nombre de cycle.

Temps de mouvement $t_m = 5.4$ mn
Temps d'attente $t_{att} = 1$ mn
Temps de cycle $t_c = 8.6$ mn

Nombre de cycle $n = 41$ cycle.

Mais compte tenu du déchargement et des manœuvres des camions sur la plate forme de stockage qui est de :

$$t_{dm} = t_{dech} + \frac{(3 \text{ à } 4) R}{V_m} \text{ en mn.}$$

On a :

R: rayon de braccage du camion cas des manœuvres = **9.7 m**

V_m: vitesse du camion lors des manœuvres = **60 m/mn**
= **3.6 km/h**

t_{dech}: temps de déchargement du camion **0.33 mn**

$$t_{dm} = 0.33 + \frac{3 * 9.7}{60} = 0.8$$

$t_c = 9.15$ mn

nombre de cycle: $n = 39$ cycles

Par poste un camion peut transporter :

$$30 * 39 = 1170 \text{ t/P}$$

Le nombre de camions est limité par le rendement de la chargeuse qui est de **4321.47 t/P.**

Si on utilise tous les camions existants par poste, *(4 camions)* (4 camions).

4 camions peuvent transporter un volume de :

$$1170 * 4 = 4680 \text{ t/P}$$

Et en tenant compte du rendement de la chargeuse, on ne peut charger que **4321.47 t/P** et les transportés au terril.

De l'autre coté on est limité par la durée de décapage des marnes qui ne dépasse pas les **2 ans et 8 mois** qui est la durée d'exploitation du gradin **1095**, donc pour décaper tout les marnes pendant une période de **2 ans**, il faut organiser deux postes en plus pour les travaux de chargement et de transport des roches stériles.

En tenant compte de cette organisation on aura deux postes pour le déversement et deux postes pour le chargement et le stockage des stériles.

La quantité de stérile qu'on peut stocker par semaine est de :

$$4321.47 * 2 = 8642.94 \text{ t/semaine.}$$

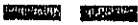





Le volume qu'on peut stocker par an :


$$8642.94 * 48 = 414861.12 \text{ t/an}$$


Le volume des stériles à décaper est de **345000 m3 (910800t)** La période pour décaper toutes les marnes est de **2.2 ans, (2 ans et 3 mois).**

On peut conclure qu'on peut exploiter les gradins de calcaire et de roche calcaire-marneux qui s'effectuera simultanément jusqu'à la fin du niveau **1095m** pendant une période de **2 ans et 8 mois.**

Planning d'une semaine d'utilisation des engins pendant que le chargement, et le transport des stériles au lieu de déversement s'effectue par chargeuse et camion.

Rippage--- 
Mise à terril----- 
différents travaux---- 
Production == 
Transport des stériles----- 
Transfert des stériles----- 

 - poste de travail du bulldozer

 - Poste de travail des 4 camions et les 2 chargeuses

D) Exploitation des gradins inférieurs

Dans le niveau 1080 on a deux variantes à étudier, Soit de faire la même organisation que celle du niveau 1095 c'est à dire en faisant l'abattage au niveau 1080 et en transférant le produit abattu au niveau de base 1050, Soit on utilise la route qui se situe dans la partie Est du gisement à partir du ravin qui le recoupe dans le sens meridional, Dans ce niveau on n'a pas le problème de pente (10 %) les camions chargés peuvent emprunter cette route. Afin d'apprécier la différence on présente une comparaison dans le transport entre les deux variantes.

D-1) Première variante le transport par déversement

Nombre de cycle possible d'un camion du talus du gradin 1080 jusqu'au lieu de déversement.

La distance de parcours	$L = 1.25 \text{ km}$
Temps de parcours	$t_m = 7.50 \text{ mn}$
Temps de cycle	$t_c = 11.74 \text{ mn}$

- d'où

Nombre de cycle $n = 30 \text{ cycles}$

Par poste un camion peut transporter:

$$30 * 30 = 900 \text{ t/P}$$

Pour assurer la production en tout venant, il faut avoir deux camions au niveau 1080.

Le volume déversé sera de :

$$900 * 2 = 1800 \text{ t/P} \quad \text{au minimum}$$

On peut déverser plus que 1800 t tant que la distance de parcours est inférieur à 0.72 km.

En moyenne on peut assurer un volume cycle au volume de la production en tout venant qui est de 2065 t/P, Donc avec deux camions et une chargeuse au niveau 1080 et deux autres camions et une chargeuse au niveau de base on peut assurer la production en tout venant qui est de 950000 t/an.

D-2) Deuxième variante transport par route

Nombre de cycle possible d'un camion pour une distance de parcours de :

$$L = 2.5 \text{ km}$$

Temps de parcours $t_m = 15.00 \text{ mn}$

Temps de cycle $t_c = 19.28 \text{ mn}$

d'où

Nombre de cycle $n = 18 \text{ cycles}$

Par poste un camion peut transporter

$$30 * 18 = 540 \text{ t/P}$$

Pour assurer la production en tout venant on utilise les 4 camions qui existent dans la carrière:

$$540 * 4 = 2160 \text{ t/P}$$

Donc la production est assurée largement en utilisant une chargeuse et 4 camions.

Les avantages d'utilisation de la route sont donc (par rapport au déversement):

- Une chargeuse en repos
- Sécurité du personnel et des engins.

Pour les niveaux 1065 et 1050 le transport de la matière abattue s'effectuera par cette route qui se situe dans la partie Est du gisement.

Pour le niveau 1035 la route d'accès sera construite sur le flanc Nord du gisement à partir de la cote 1020m.

E) Travaux de foration et de tir

E-1) Choix du schéma de tir

Pour le choix du schéma de tir et de la disposition des trous de mines, il faut tenir compte de la stratification et de la nature des roches, de la fissuration, du degré de fragmentation, de la hauteur des gradins ainsi que des équipements de chargement et de transport existant dans la carrière.

En tenant compte de l'organisation faite pour le gradin 1095 il est préférable de faire un seul tir par semaine, on découpe le gradin en bloc et on exploite étape par étape en laissant une bande de transport de 20m pour les stériles. (Voir Plan)

Le schéma de tir doit être à micro-retard pour:

- diminuer l'influence du choc sismique du tir
- améliorer la qualité de fragmentation des matériaux
- diminuer la teneur en gros blocs
- changer la forme de la masse de roche abattues

L'intervalle de retard entre les mines ou les groupes de mines en série est calculé par la formule empirique suivante plan d'exploitation 1978:

$$t = A * VL \quad (\text{m sec})$$

A : coefficient tenant compte des propriétés physico-mécaniques des roches qui est de 6.5 pour les roches carbonatés.

VL : ligne de moindre résistance au pieds du gradin 1.98 m

d'où:

$$t = 12.87 \text{ sec}$$

On peut donc prendre l'intervalle de retard entre les mines de 15 à 20 ms.

Dont seront doté des détonateurs à micro-retard.

E-2) Disposition des trous de mine

La longueur du bloc abattu par semaine est de 90m (L), nombre de trous forés en une semaine est donné par la formule suivante:

$$Ntr = \frac{L}{E} + 1$$

E: espacement entre les trous (3.26 m) (voir plan de tir)

d'où:

$$Ntr = 28$$

Calcul du nombre de rangées:

$$V = L * VL * H * N$$

VL : Banquette pratique (2.61m)

H : Hauteur du gradin (15 m)

N : nombre de rangées

d'où

$$N = \frac{V}{L * VL * H}$$

V : production de la semaine (7822.7 m³)

d'où:

$$N = 2 \text{ rangées}$$

Nombre de trous forés en une semaine = 56 trous.

E-3) Explosifs.

Les explosifs utilisés à la carrière sont :

Marmanit: 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

Anfomil : Densité normale : 0.90 kg/dm³
Vitesse de détonation : 2500 m/s
Résistance à l'eau : faible
Emballé en sac de : 50 kg

E-4) Chargement du trou de mine

Le fond du trou est chargé par un explosif dense (gélatineux) contenant beaucoup d'huile explosive (plus de 12 % de nitroglycérine) dit chargé de fond. Il est en forme de cartouche (Marmanit 1), la partie supérieure du trou est chargée par un explosif moins dense (en vrac) contenant peu d'huile d'explosif, c'est un explosif nitrate combiné au fuel dit anfomil.

Chaque trou de mine sera armé avec un détonateur électrique à micro-retard avec un intervalle de 20 m sec et relie à la magistrale par cordeau detonant sur toute la longueur du trou.

Et la mise à feu s'effectue à l'aide d'un exploseur électrique.

E-6) Plan de tir

L'ensemble des éléments relatifs à l'exécution de gradin est généralement connu sous le nom de plan de tir. Ce plan comporte divers points que nous allons examiner en détail.

Il est important de tenir compte de tous les renseignements disponibles pour avoir une détermination correcte de l'emplacement des trous et de la quantité d'explosifs nécessaire. A cette fin, des formules empiriques ont été conçues, basées sur l'expérience et les essais pratiques.

E-6-1) Diamètre du trou

Le diamètre du trou dépend normalement, de l'équipement dont on dispose.

Dans notre cas le diamètre du trou est de :

$$d = 105 \text{ mm}$$

E-6-2) Inclinaison des trous

Si l'exécution de gradins se fait suivant la pente d'attaque inclinées de 30° à 35° par rapport à la verticale on aboutit aux avantages suivants :

- La fragmentation de la roche est meilleure, et l'explosion est moins violente
- la consommation d'explosif est moindre
- Les trous peuvent être plus espacés et plus écartés
- L'inconvénient du rebord se trouve éliminé
- Les vibrations sont moindres

Comme exemple de ces avantages dans le cas de la consommation d'explosif, nous donnerons la relation suivante où figure le coefficient f:

$$Q_a = f * Q$$

- Q_a : Quantité d'explosif pour une face inclinée
- Q : Quantité d'explosif pour une face verticale
- f : Coefficient de réduction

Coefficient de réduction de la consommation d'explosif en fonction de l'inclinaison du trou:

Inclinaison du trou	0	20	30
coefficient de réduction	1.00	0.90	0.85

Mais en tenant compte des moyens existant dans l'unité, l'exécution de gradin se fait suivant la pente d'attaque verticale traditionnelle. Par cette manière de procéder (trous verticaux) on aura de bons résultats que si l'exécution de gradin se fait suivant la pente d'attaque inclinée.

E-6-3) Banquette maximale V_{max}

La banquette maximale V_{max} est déterminée par:

- Le diamètre du fond du trou (d)
- La puissance de poids de l'explosif utilisé dans la charge de fond (s)
- Le degré de compression de la charge de fond (p)
- La constante de roche (c)
- La contrainte du trou (k)

on obtient:

$$V_{max} = \frac{45 * d}{1000} * \frac{\sqrt{0.4}}{\sqrt{c}} * \frac{\sqrt{p*s}}{\sqrt{1.25}} * \frac{\sqrt{1}}{\sqrt{K}}$$

- La constante de roche (c) varie entre 0.2 (très facile à abattre) et 1.2 (très difficile à abattre) pour notre cas (calcaire dure) on prend:

$$c = 0.8 \text{ kg/m}^3$$

- Le degré de compression (p), lors d'un chargement de l'explosif à l'aide d'un appareil à charger et d'un robot, le degré de compression peut atteindre une valeur de 1.4g/dm³. D'autre part le chargement de cartouche à l'aide d'un bourroir donne souvent un degré de compression inférieur à 1.25kg/dm³ on prend pour notre cas:

$$p = 1.20 \text{ kg/dm}^3$$

- La contrainte du trou (k), est donnée suivant l'inclinaison du trou. Pour les trous verticaux:

$$k = 1.11$$

- La puissance de poids de l'explosif utilisé dans notre cas:

$$s = 1$$

d'où

$$V_{\max} = 3.4 \text{ m}$$

E-6-4) Sous forage U

La nécessité du sous forage découle de l'enclassement de la roche au pied du gradin

$$U = 0.3 * V_{\max}$$

d'où

$$U = 1.02 \text{ m}$$

E-6-5) Profondeur du trou Ht

La profondeur du trou est donnée par la formule suivante:

$$H_t = H + U$$

- H : Hauteur du gradin

D'où

$$Ht = 16.02 \text{ m}$$

E-6-6) Forage faussé F (déviation)

Un forage faussé consiste en un amorçage faux et un alignement faux

$$F = \frac{3 * d}{1000} + \frac{3 * Ht}{100}$$

d'où

$$F = 5 \text{ cm/m}$$

E-6-7) Banquette pratique VL

Lors du forage d'un trou à l'amorçage ainsi qu'à l'alignement il faut toujours envisager une déviation par rapport à la position verticale. C'est pourquoi on calcule la banquette pratique en tenant compte de cette déviation:

$$VL = V_{max} - F$$

d'où

$$VL = 2.61 \text{ m}$$

E-6-8) Espacement des trous (E)

On nomme espacement des trous la distance ménagée entre deux trous d'une même rangée. La détermination de l'espacement est d'après la relation suivante:

$$E = 1.25 * VL$$

D'où

$$E = 3.26 \text{ m}$$

Si $E / VL > 1.25$: Fragmentation plus fine
Si $E / VL < 1.25$: Fragmentation plus grosse

E-6-9) Espacement des rangées A

Pour les trous verticaux l'espacement des rangées est donnée par :

$$A = VL$$

d'où

$$A = 2.61 \text{ m}$$

E-6-10) Calcul de charge

E-6-10-1) Charge de fond Ib

La charge de fond sera bien tassée et aura la concentration suivante :

$$Ib = \frac{d^2}{1000} \text{ en kg/m}$$

d'où

$$Ib = 11.03 \text{ kg/m}$$

E-6-10-2) Hauteur de la charge de fond Hb

La hauteur de la charge de fond est donnée par :

$$Hb = 1.3 * VL$$

d'où

$$Hb = 3.39 \text{ m}$$

Pour obtenir un résultat parfait dans le fond, il est important d'avoir la hauteur de la charge de fond (Qb) :

$$Qb = Ib * Hb$$

d'où

$$Qb = 37.39 \text{ kg}$$

E-6-10-3) LA Boue H

La boue ne sera pas chargée. Elle pourra consister en un matériau à granulométrie fine (poudre de pierre, gravier, argile, le sable ou les débris de forages)

$$H0 = VL$$

d'où

$$H0 = 2.61 \text{ m}$$

Si $H0 < VL$: Il y'a risque de projection de pierre de surface et la fragmentation diminuera

$H0 > VL$: Donne une fragmentation plus grosse de la roche de surface.

E-6-10-4) Charge allongée Ip

La charge allongée sera placée sans être tassée et il faudra, même utiliser des espaceurs.
La concentration de la charge allongée devra représenter 40 à 50 % de la charge de fond.

$$I = 5.5 \text{ kg}$$

E-6-10-5) Hauteur de la charge allongée Hp

$$H_p = H_t - H_b - H_0$$

$$H_p = 10.01 \text{ m}$$

E-6-10-6) Poids total de la charge allongée par trou

$$Q_p = I_p * H_p$$

$$Q_p = 55.05 \text{ kg}$$

E-6-10-7) Charge totale par trou

$$Q_t = Q_p + Q_b$$

$$Q_t = 92.44 \text{ kg}$$

E-6-10-8) Poids total de la charge d'explosif

Le poids total de la charge dans une série de tir sera de :

$$P_t = Q_t * N_t$$

où

N_t: nombre de trous forés en une semaine

$$P_t = 5176.64 \text{ kg}$$

dont

2095.52 kg de Marmanit

et

3082.8 kg de l'Anfomil

Rapport de charge : 0.66 kg/m³

Mode de chargement

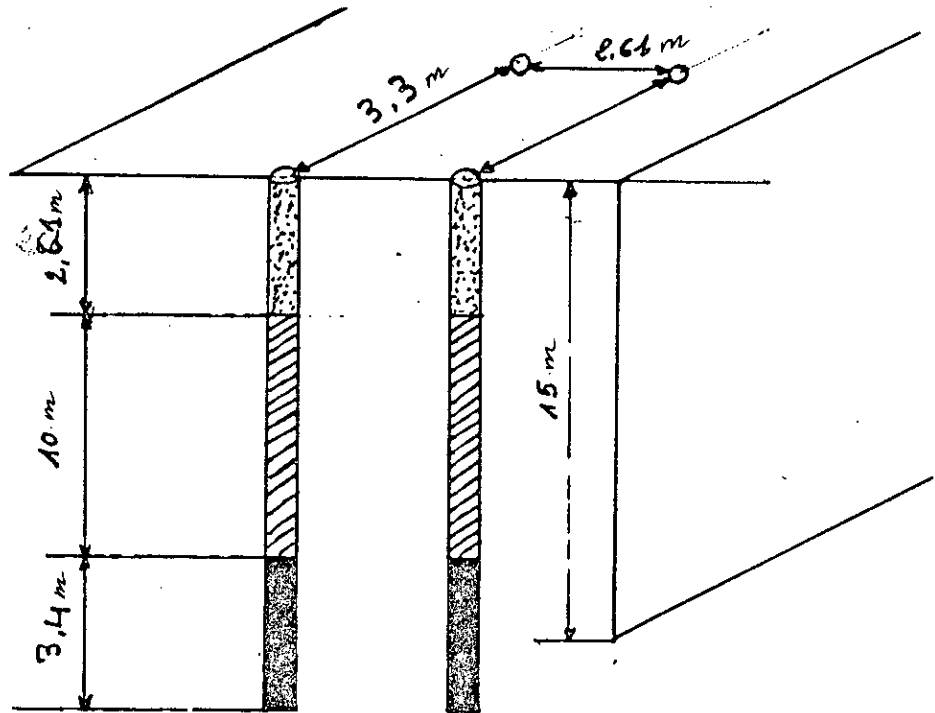



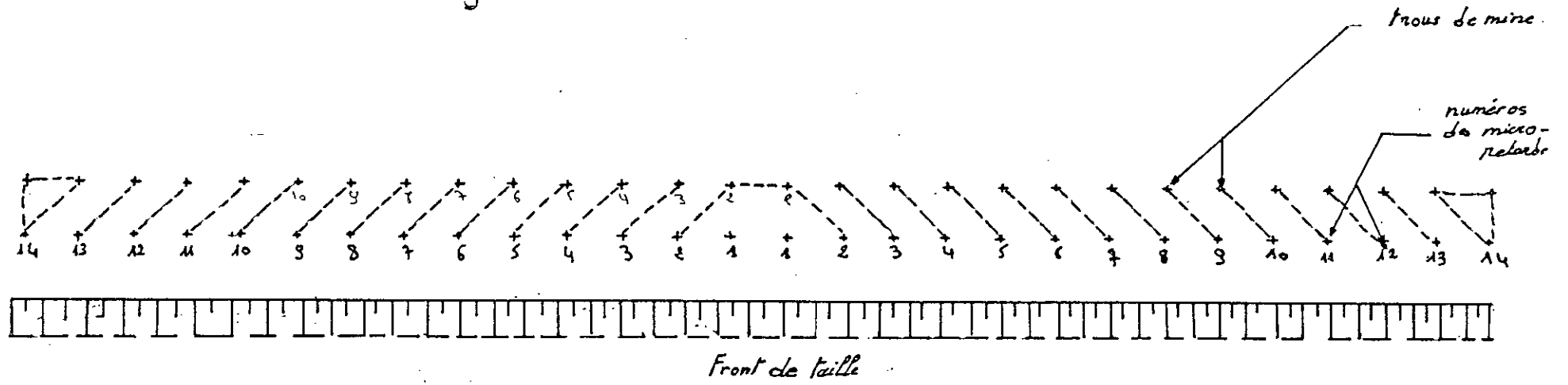


fig 6

-  Bourrage
-  Charge de colonne
-  Charge de fond.

Plan de tir

Fig 7



Résumé du plan de tir

Maille

gradin (m) : 15
diamètre (mm) : 105
surforation (m) : 1.02
maille (m²) : 8.5
banquette * entraxe (m) : 2.61 * 3.3
longueur du trou (m) : 16.02
inclinaison du trou : 0

Chargement des trous

explosifs ou bourrage	longueur (m)	poids (kg)	diamètre (mm)
Marmanit	3.4	37.42	65
Anfomil	10.01	55.05	105
Bourrage terminal	2.61	--	--

(E-6) Utilisation du logiciel de tir (optir)

L'utilisation du logiciel *optir* a pour but de faire une optimisation des tirs et de faire des tirs manuels. dans notre cas on utilise l'optimisation des tirs dans le but de faire une comparaison entre le plan de tir effectué d'après les formules empiriques et le plan de tir obtenu par le logiciel (*optir*), et d'estimer la granulométrie des roches.

Plan de tir obtenu par l'optir

Parmi les meilleures solutions obtenus par l'optir, on choisit le plan de tir qui donne un petit pourcentage de gros blocs.

Maille

Gradin (m) : 15
diamètre (mm) : 105
surforation (m) : 1.1
Maille (m²) : 9.2
inclinaison du trou : 0
Longueur du trou (m) : 16.1
baquette * entraxe (m*m) : 2.7 * 3.4

Chargement des trous

explosifs	longueur (m)	poids (kg)	diamètre (mm)
Marmanit 1	5	24.9	80
Bourrage intermédiaire	0	--	--
Anfomil	8.4	65.4	105
Bourrage terminal	2.7	--	--

Fragmentation

Taille	200	400	600	800	1000	1200	1400	1600
% de blocs >	71.6	46.5	29.0	17.5	10.3	5.9	3.3	1.9

Granulométrie moyenne : 396mm

Rapport de charge : 0.65 kg/m³

Le plan de tir obtenu par le logiciel (optir) a donné de bons résultats, puisque le pourcentage des gros blocs est de 10% seulement.

On remarque que le plan effectué par la méthode des formules empiriques (nitro nobél) est presque similaire au plan de tir obtenu par l'optir.

On peut conclure que le plan de tir effectué par les formules empiriques donnera de bons résultats.

E-7) Travaux de foration

L'unité dispose de deux chariots de forations (voir tab n°6) de diamètre de forage de 105 mm. Il est alimenté en air comprimé par des compresseurs. Chaque chariot de foration fait en moyenne **10 m/heure**. il atteint une performance de **70 m/poste**.

pour deux chariots on a :

140 m/poste
280 m/jour
1400 m/semaine

Nombre de trous à exécuté par semaine est de **56** trous de 16.02 m.

La longueur forée en une semaine sera donc de **897.12m** on peut conclure que les deux chariots sont suffisant pour assurer la production, mais il ya nécessité d'ajouter un groupe de foration pour les tirs d'ébroulement des roches stériles et pour la réserve.

CHAPITRE V

V _ PARTIE ECONOMIQUE

L'entreprise minière doit être rentable et son bon fonctionnement ne peut être assuré que s'il y a profit. De là, on considère la rentabilité comme base économique pour tout projet minier.

A) Calcul du prix de revient

C'est le coût moyen d'une tonne de minéral. Pour calculer le prix de revient il faut faire la somme des dépenses effectuées dans une certaine période. Dans notre cas on le fait pour une année

A-1) Investissement

Engins	Prix (DA)
Dumper	2094616.32
Dumper	2094616.
Dumper	2076486.90
Dumper	1962836.10
Pelle sur pneus	1526604.00
Pelle sur pneus	5568007.06
Bulldozer	3001025.25
Compresseur	675651.60
Compresseur	171000.00
Chariot de foration	450434.40
Chariot de foration	664311.90
Total	20285589.85

Plus un groupe de forage neuf : 4000000.00 DA

Total d'investissement : **24285589.85 DA**

A-2) Amortissement

L'amortissement des engins constitue l'un des éléments des frais fixes que l'entreprise doit récupérer pour reconstituer le capital nécessaire à l'achat d'un nouvel engin, donc amortir un équipement. Il consiste à mettre chaque année une somme d'argent qui permet de payer les intérêts et de rembourser le capital à la fin de la vie de l'équipement.

Dans notre cas l'amortissement est sur 5 ans ce qui veut dire 20% de l'investissement total par an

qui est égale à
la valeur de l'amortissement est de : 4857117.97 DA

A-3) Frais financier

Les frais financiers sont estimés à 2500000.00 DA *auxquels on rajoute* de la valeur du groupe de forage neuf (400000 DA).
10%

La valeur des frais financier est de : 2900000 DA

A-3) Frais du personnel

L'effectif de la production est de 36
Le coût d'un agent est de 10000 DA/mois

Les frais du personnel sont estimés à : 4320000 DA

A-4) Carburant : 500000 DA

A-5) Huiles et graisses: 1000000 DA

A-6) Frais d'entretien

d'entretien

Les frais d'entretien sont les frais *des* outils *de* de foration, *des* pièces de rechange, *des* pneumatiques et *des* autres frais

la valeur des frais d'entretien est de: 2200000 DA

A-7) Frais divers : 500000 DA

A-8) Frais des explosifs

- Marmanit 1 : 40.63 DA/kg

- Quantité de marmanit par trou: 24.9 kg

- Quantité de marmanit par tir : 1394.4 kg

on a un tir par semaine, 48 semaine par an

- Quantité de marmanit par an : 66931.2 kg

Le coût de la marmanit 1 est de : 2719414.65 DA

- Anfomil : 12 DA/kg
- Quantité d'anfomil par trou : 65.4 kg
- Quantité d'anfomil par tir : 3668 kg
- Quantité d'anfomil par an : 176064 kg
Le coût de l'anfomil est de : 2112768 DA

- Détonateur: 12 DA/pièce
- 24 détonateurs par tir (voir plan de tir)

Le coût des détonateurs est de : 13824 DA

- Cordeau détonant : 4.5 DA/m
- longueur du cordeau détonant est de : 1064.59m

Le coût du cordeau détonant est de : 229951.44 DA

Les frais d'explosifs sont de : 5075958.09 DA

A-9) Résumé de toutes les dépenses:

Amortissement des engins	: 4857117.97 DA
Frais financier	: 2900000.00 DA
Frais du personnel	: 4320000.00 DA
Carburant	: 500000.00 DA
Huiles et graisses	: 1000000.00 DA
Frais d'entretiens	: 2200000.00 DA
Frais divers	: 500000.00 DA
Frais d'explosifs	: 5075958.09 DA

total des dépenses : 21353076.06 DA

La production est de 950000 tonnes/an en tout venant

Le prix de revient est de 22.5 DA/t (en tout venant)

Le prix de revient du produit fini (600000 m³) est de:

35.6 DA/m³

En le comparant avec le prix de vente qui est de 150DA/m³, on peut conclure que c'est intéressant pour l'unité. On constate que les seules dépenses qu'on peut optimiser, sont les frais d'explosifs qui représentent 24% des dépenses. En jouant sur l'optimisation du plan de tir on peut réduire le coût des explosifs.

Conclusion

Les propositions de la réorientation de l'exploitation ont été faites en tenant compte des équipements existants dans la carrière.

La durée de vie de l'exploitation de la carrière de Aïn_touta est de 25 ans pour un tonnage en matière utile de 23188765 tonnes.

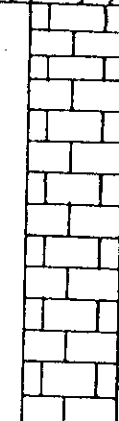
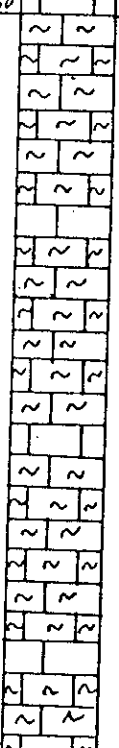
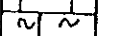
Le rippage et le refoulement des stériles au niveau de base s'effectuent au moyen de bulldozer D10N pour une distance de 50m. Au delà de cette distance le chargement et le transfert des stériles s'effectue par chargeuse et camion.

L'exploitation du gradin supérieur 1095 se fait par abattage et deversement au niveau de base. Le transport de la matière abattue pour les niveaux inférieurs s'effectuera par la route qui existe à l'Est du gisement et l'accès au niveau 1035 s'effectuera par la route qui sera construite sur le flanc Nord du gisement à partir de la côte 1020m.


Nous avons conclu à la nécessité d'ajouter un groupe de foration pour les tirs d'ébranlement des roches stériles et pour réserve.

Economiquement, les propositions de la réorientation de l'exploitation *devrait* donner de bons résultats puisque le prix de revient *calculé* représente 23% du prix de vente des produits finis. Toutes les charges sont pratiquement fixes à l'exception du coût des explosifs qui représente 24% du prix de revient. Nous avons fait une première optimisation en utilisant le logiciel (optir). Nous pouvons encore réduire ce coût après l'essai du plan de tir proposé et la poursuite de l'optimisation au moyen du logiciel (optir).


A N N E X E

Stratigraphie	N° de couche	Epaisseur	Lithologie	Description des roches
Cc	1	1.30		MARNE
				CALCAIRE MASSIF COMPACT
Cc	2	36.50		MARNE avec CALCAIRE MARNEUX
Cc	3	66.00		

Sondage N° A2 Echelle 1:500

Stratigraphie	N° de couche	Epaisseur	Lithologie	Description des roches
C ₆	1	2,8	///	MARNE
C ₅	2	2,4	•••	CALCAIRE GRESEUX
C ₄	3	2,0	///	MARNE
				CALCAIRE MASSIF COMPACT
C ₃	4	32,7	///	
C ₂	5	2,6	///	MARNE

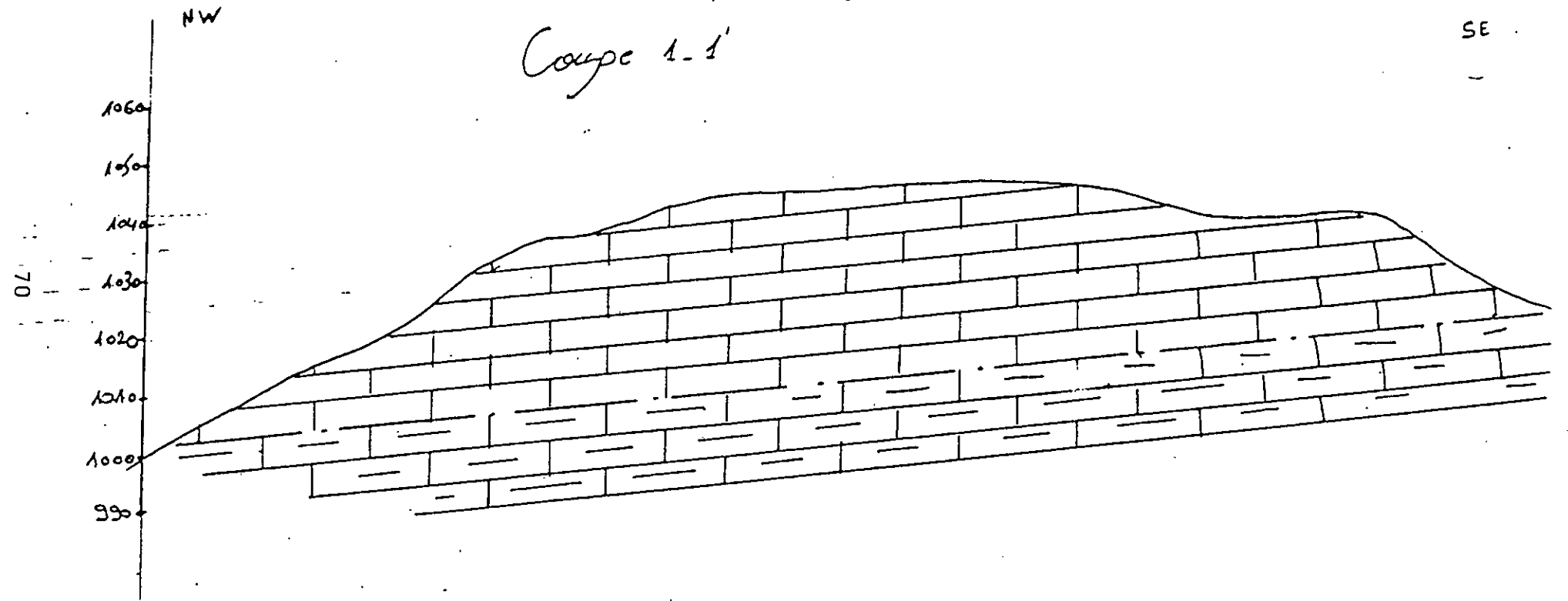
Sondage N° 3 Echelle 1:500

Stratigraphie	N° de couche	Epaisseur	Lithologie	Description des roches
S	1	0,3	///	MARNE
C	2	2,4	•••	CALCAIRE GRESEUX
SC	3	1,2	///	MARNE
				CALCAIRE Massif Compact
C ₁	4	45,6	///	
C ₂	5	3,2	///	MARNE

Sondage N° 2 Echelle 1:500

Coupe géologique

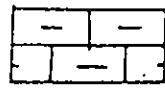
Coupe 1-1'



Légende.

Echelle H: 1/2000

V: 1/1000

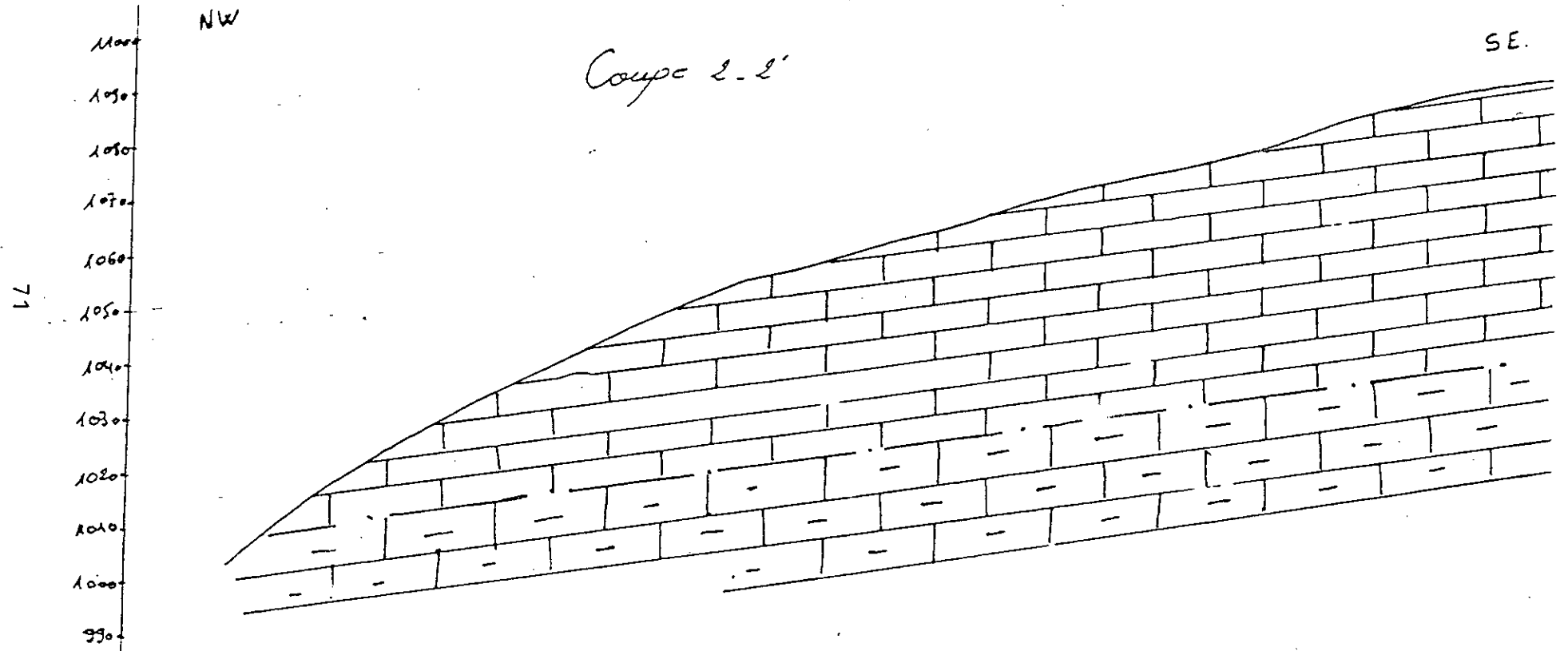


Marnes



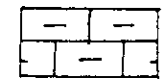
Calcaire massif compact

Coupe géologique

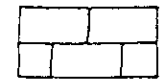


Coupe E-E'

Legende



Marnes



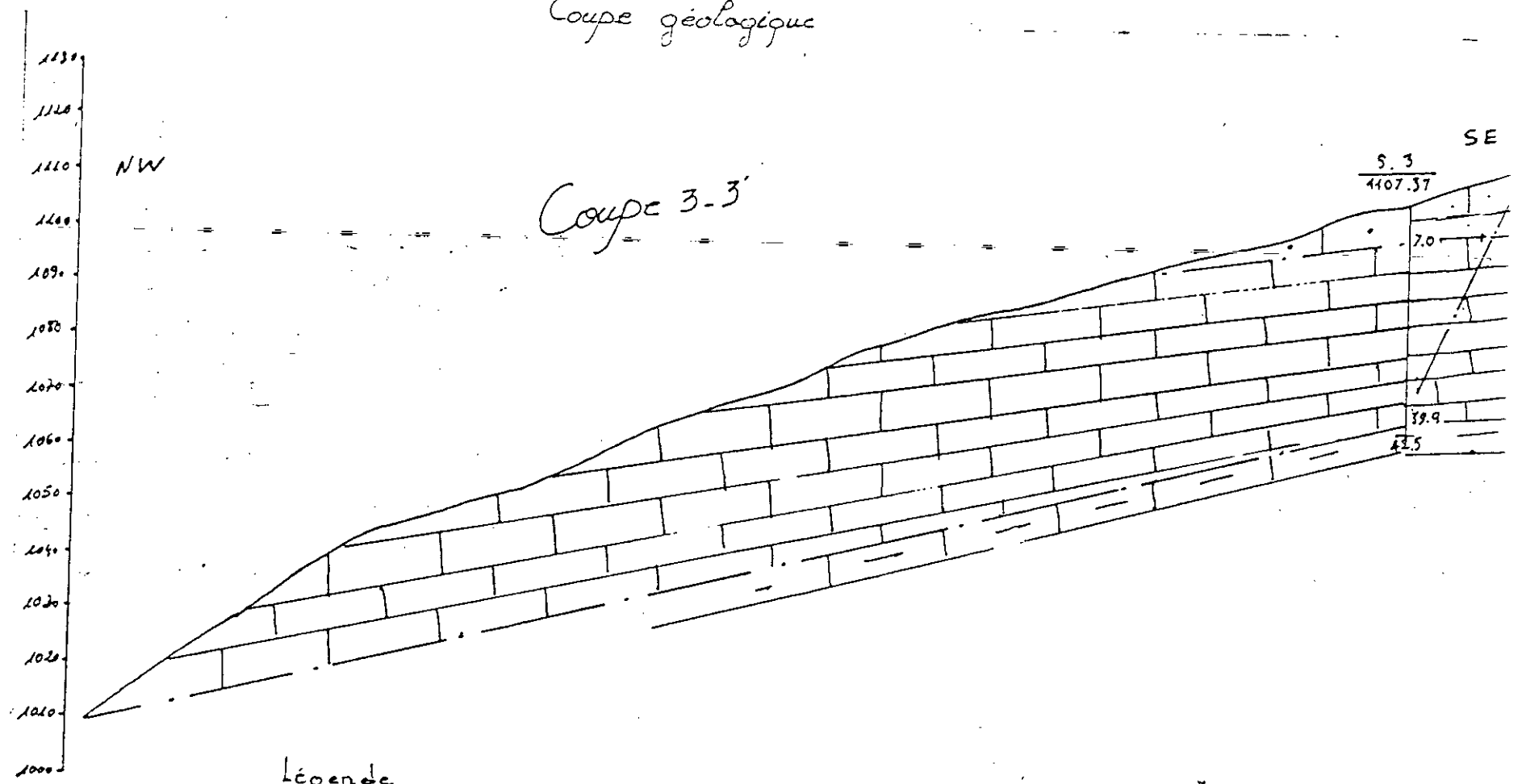
Calcaire massif compact

Echelle H : 1/2000

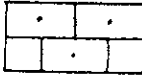
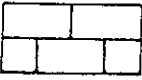
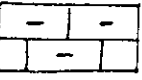
V : 1/1000

Coupe géologique

Coupe 3-3'

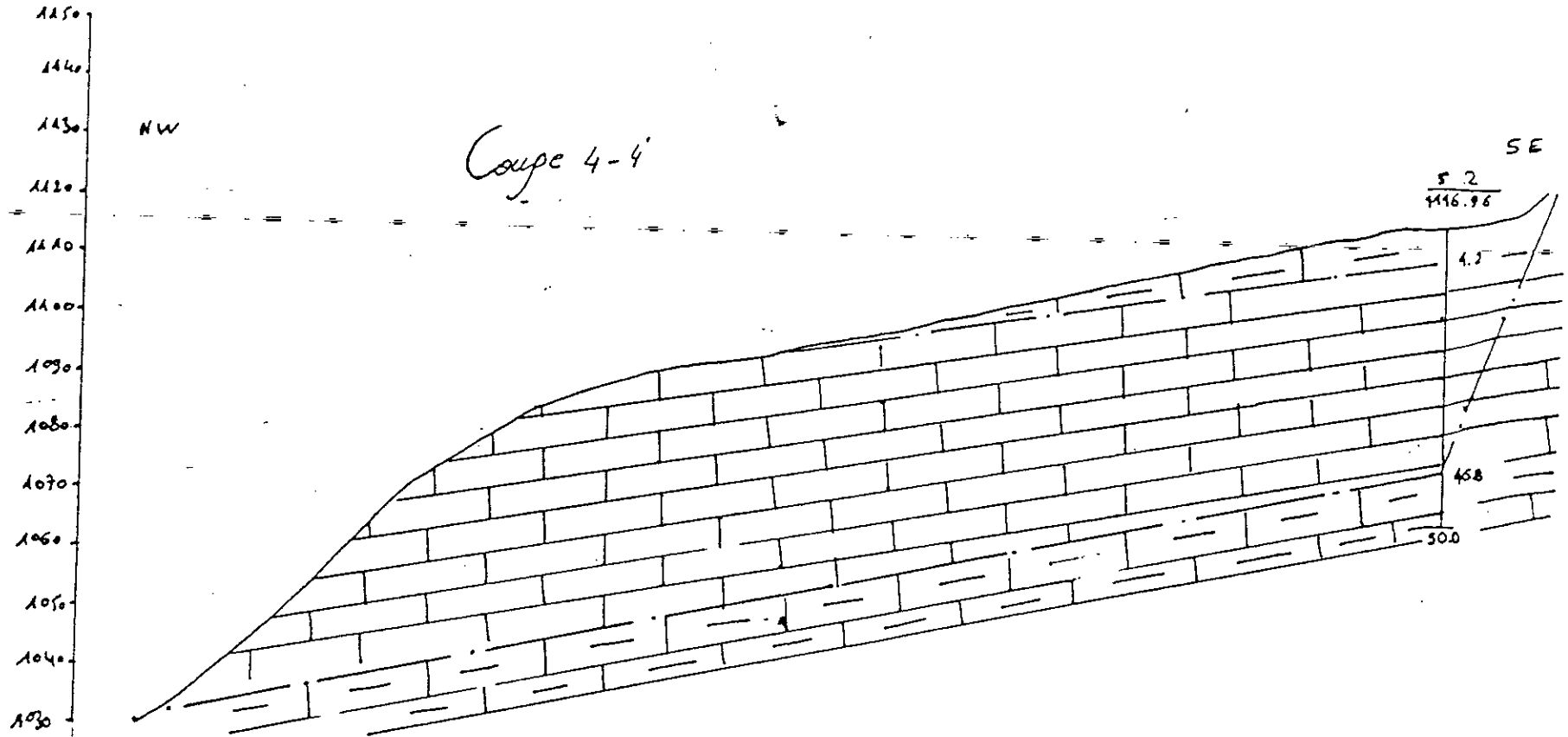


Légende

-  Calcaire grossier
-  Calcaire massif compact
-  Marnes

Echelle H : 1/2000
V : 1/1000

Coupe géologique



73

Légende



Marnes



Calcaire massif compact

Echelle H. 1/2000

V. 1/1000

Coupe géologique

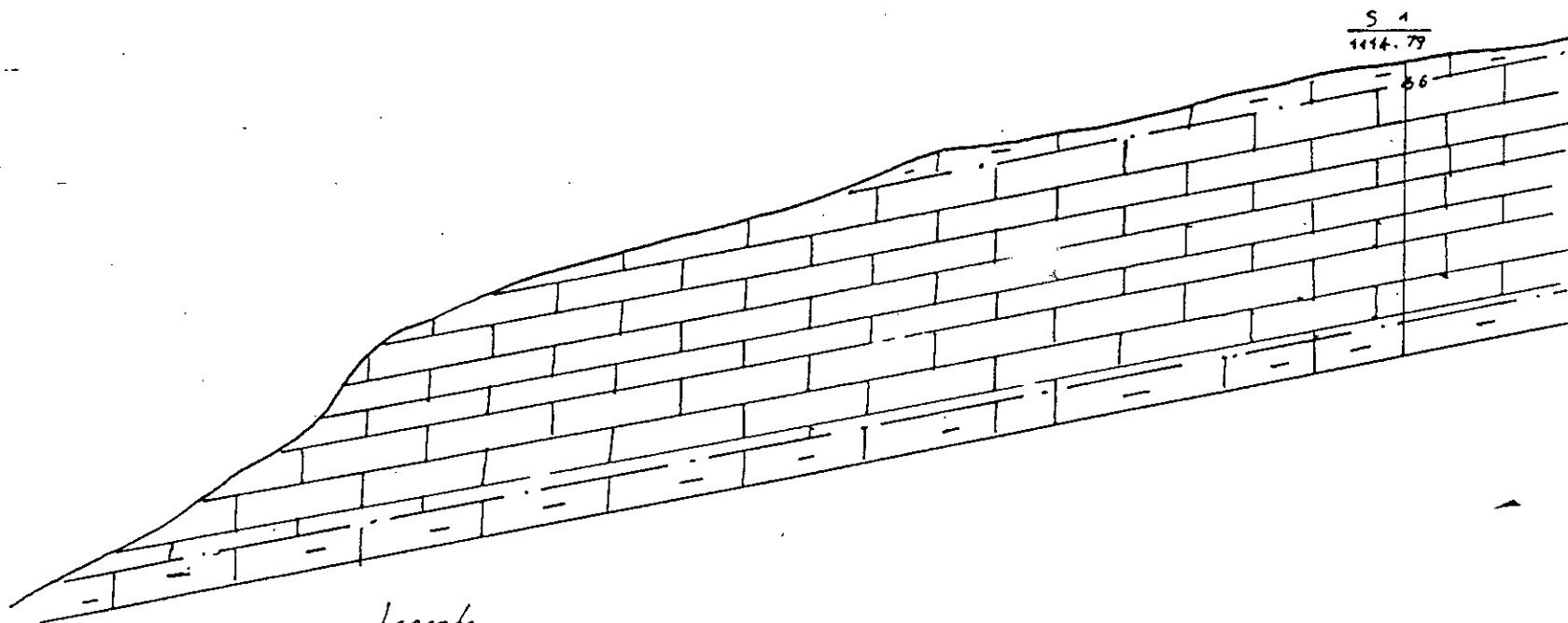
NW

Coupe 5-5'

SE

1140
1130
1120
1110
1100
1090
1080
1070
1060
1050
1040
1030
1020

74



Legende.



Marnes



Calcaire massif compact

Echelle : H : 1/2000

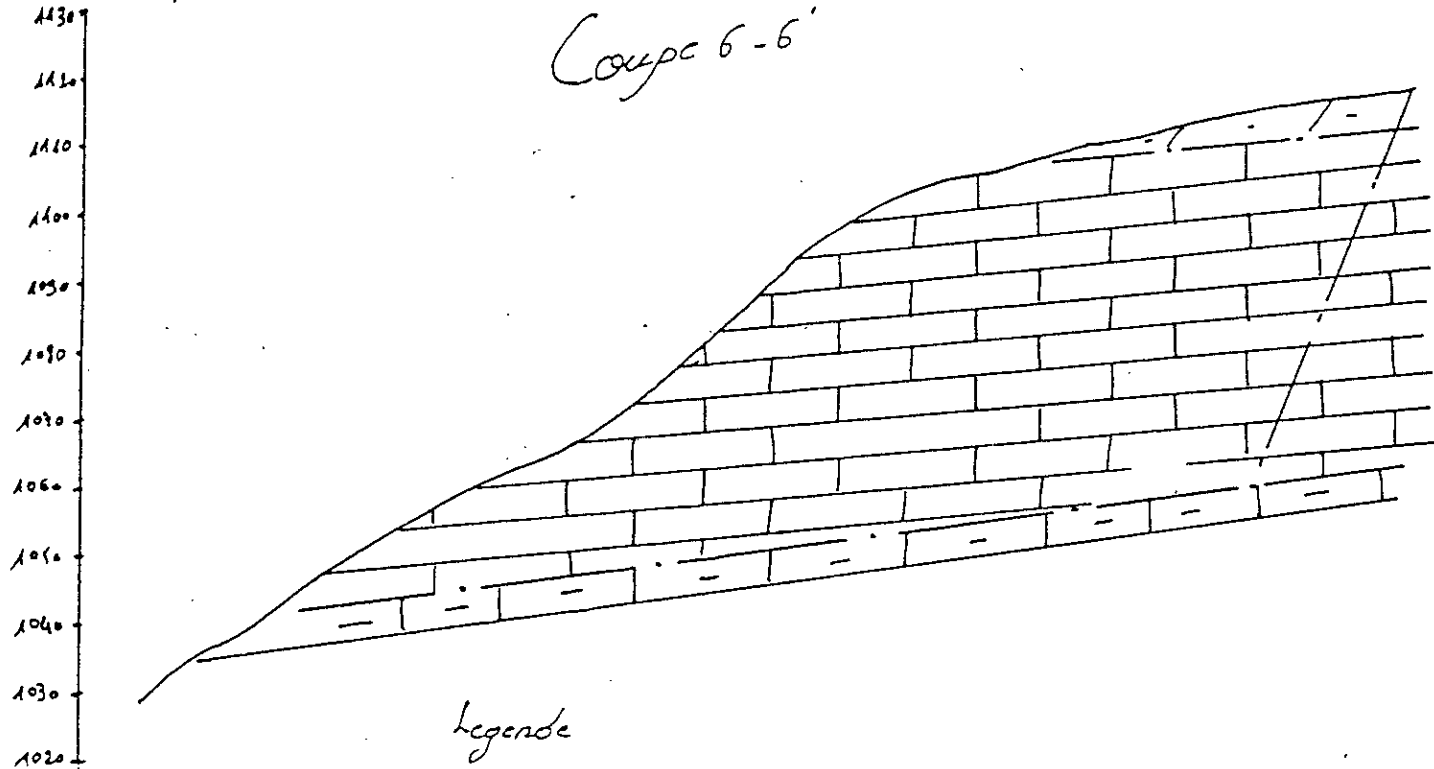
V : 1/1000

Coupe géologique

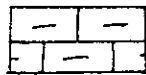
NW

SE

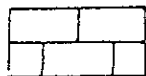
Coupe 6-6'



Legende



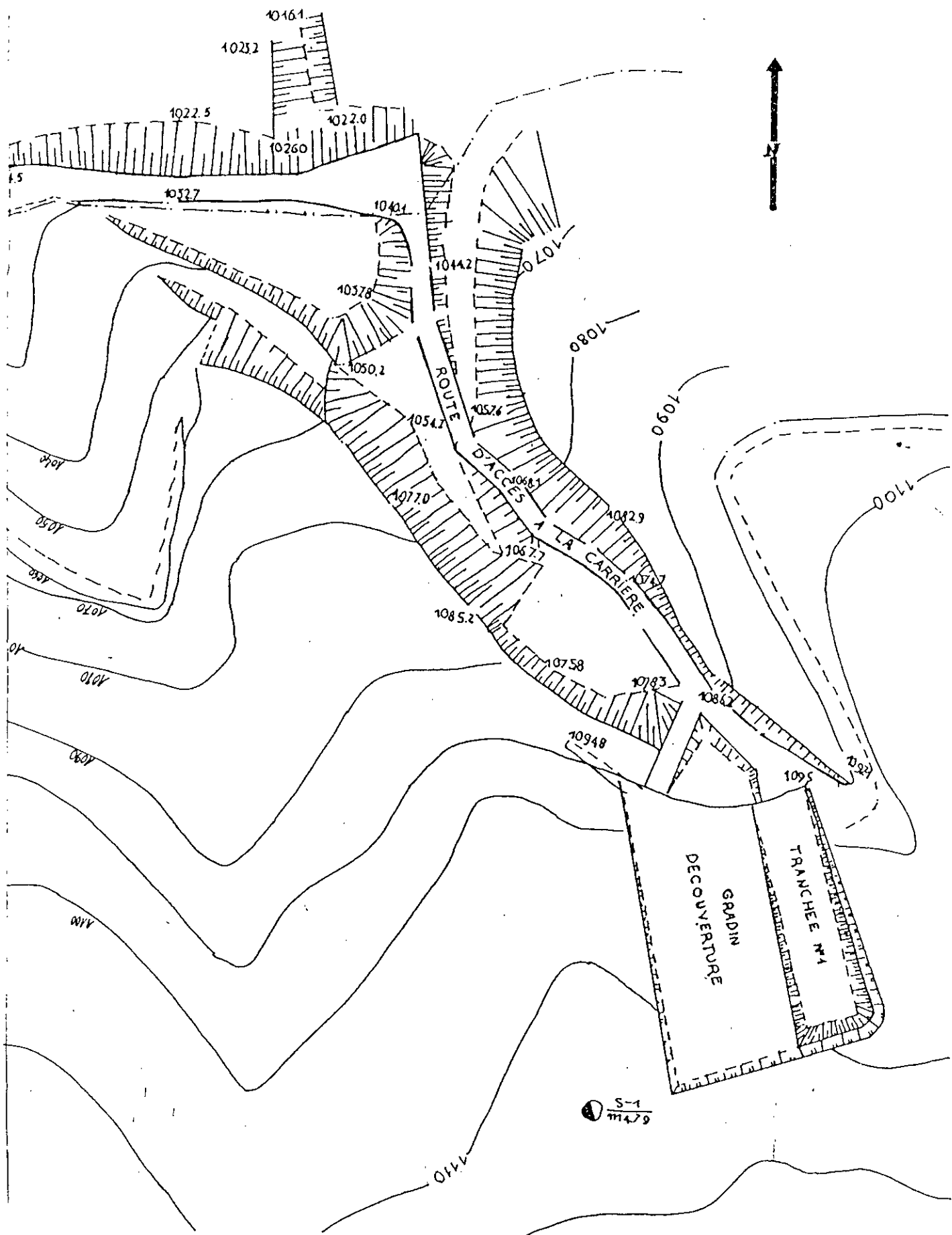
Marnes



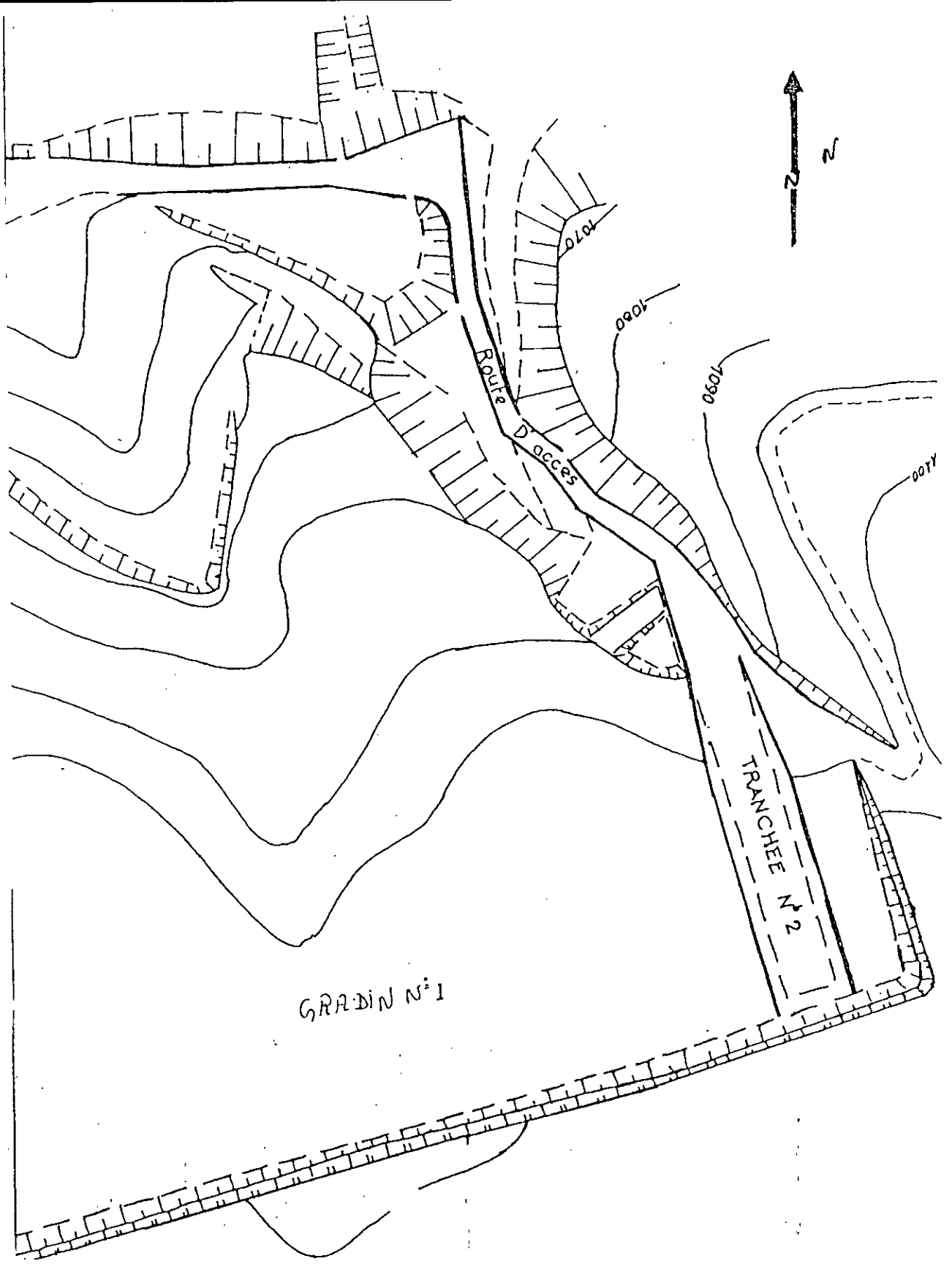
Calcaire massif compact

Echelle H : 1/2000

V : 1/1000

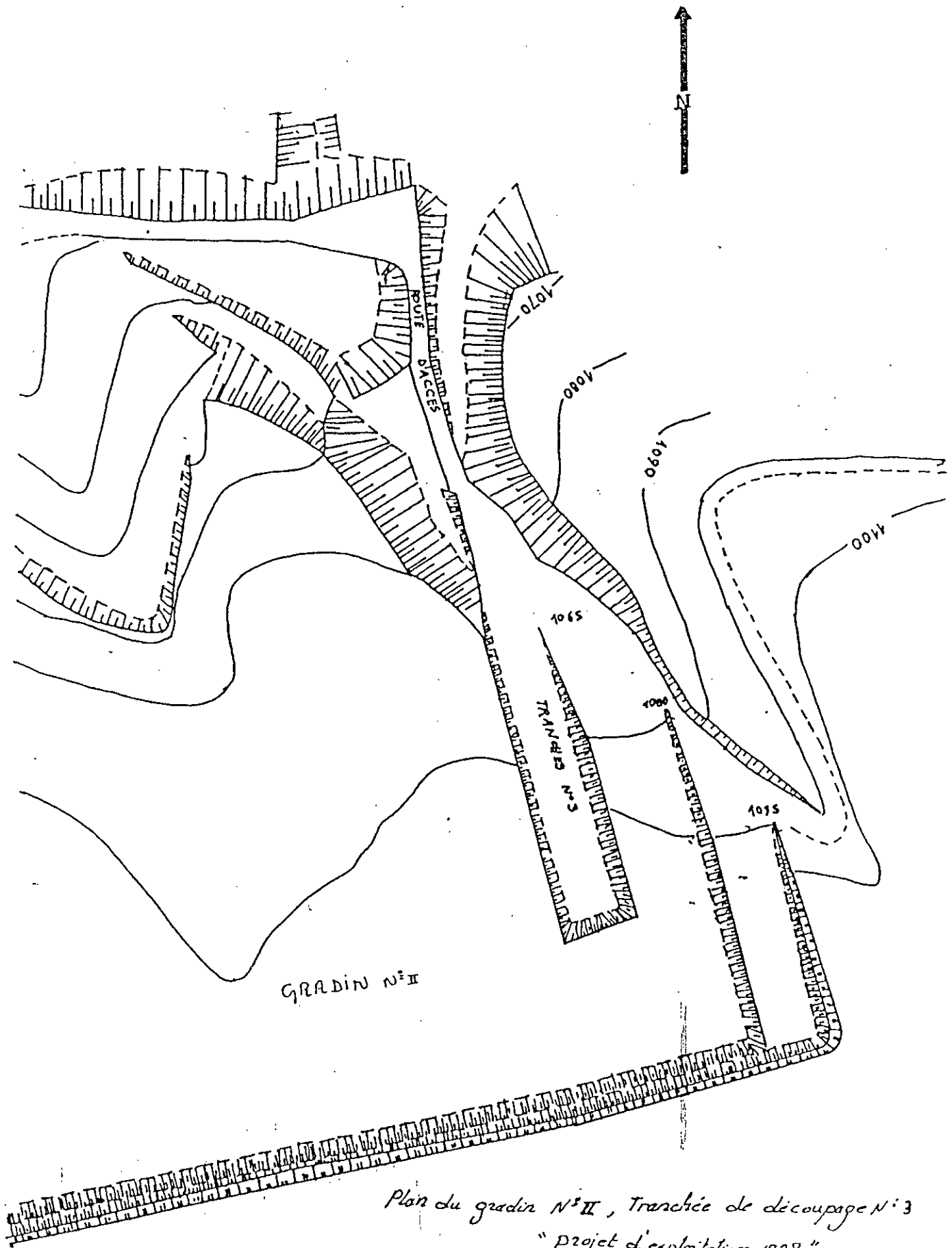


Plan du gradin découverte, Tranchée de découpage N°1
" projet d'exploitation 1978 "

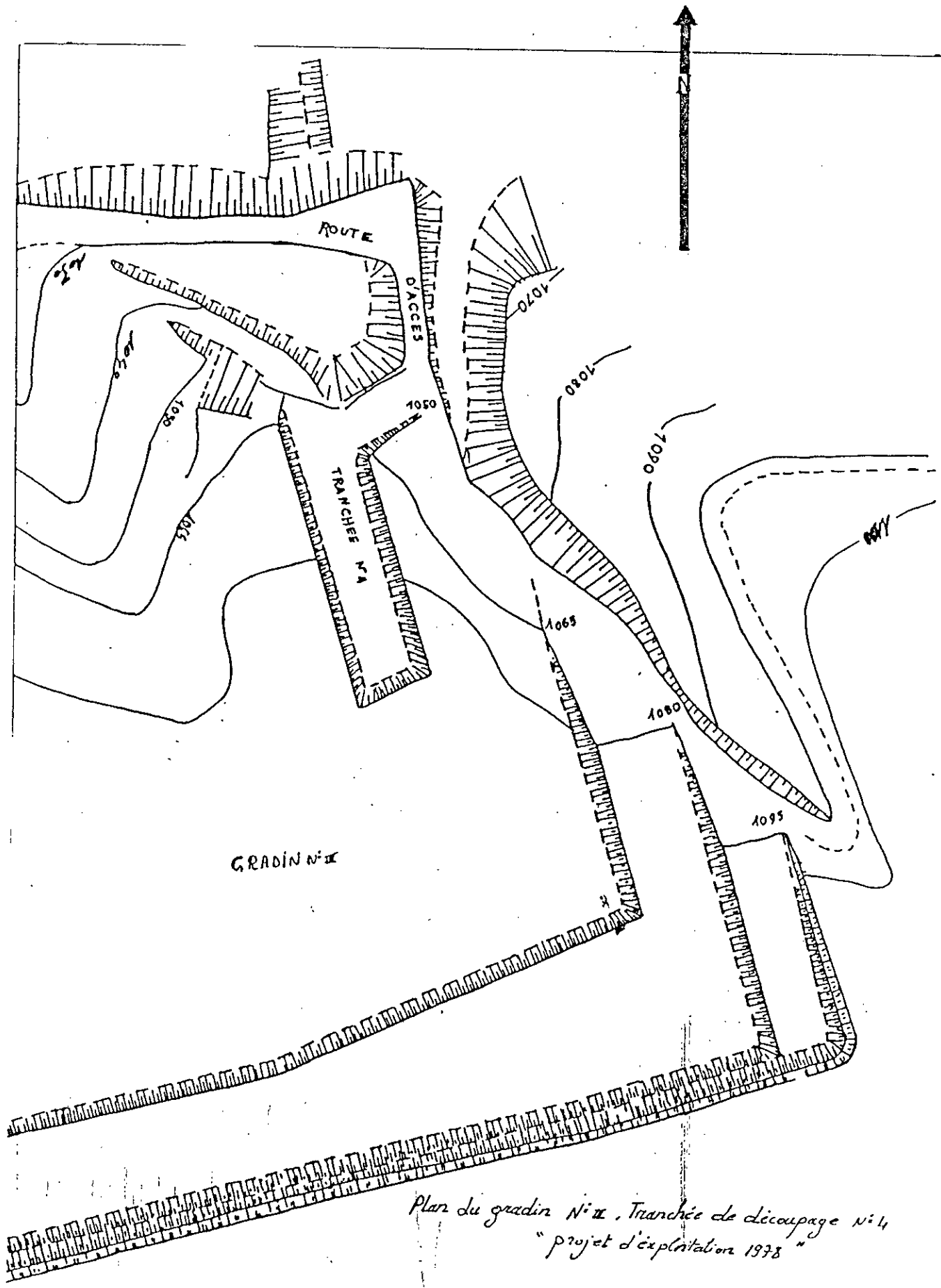


Plan du gradin N°1 , Tranchée de découpage N°2

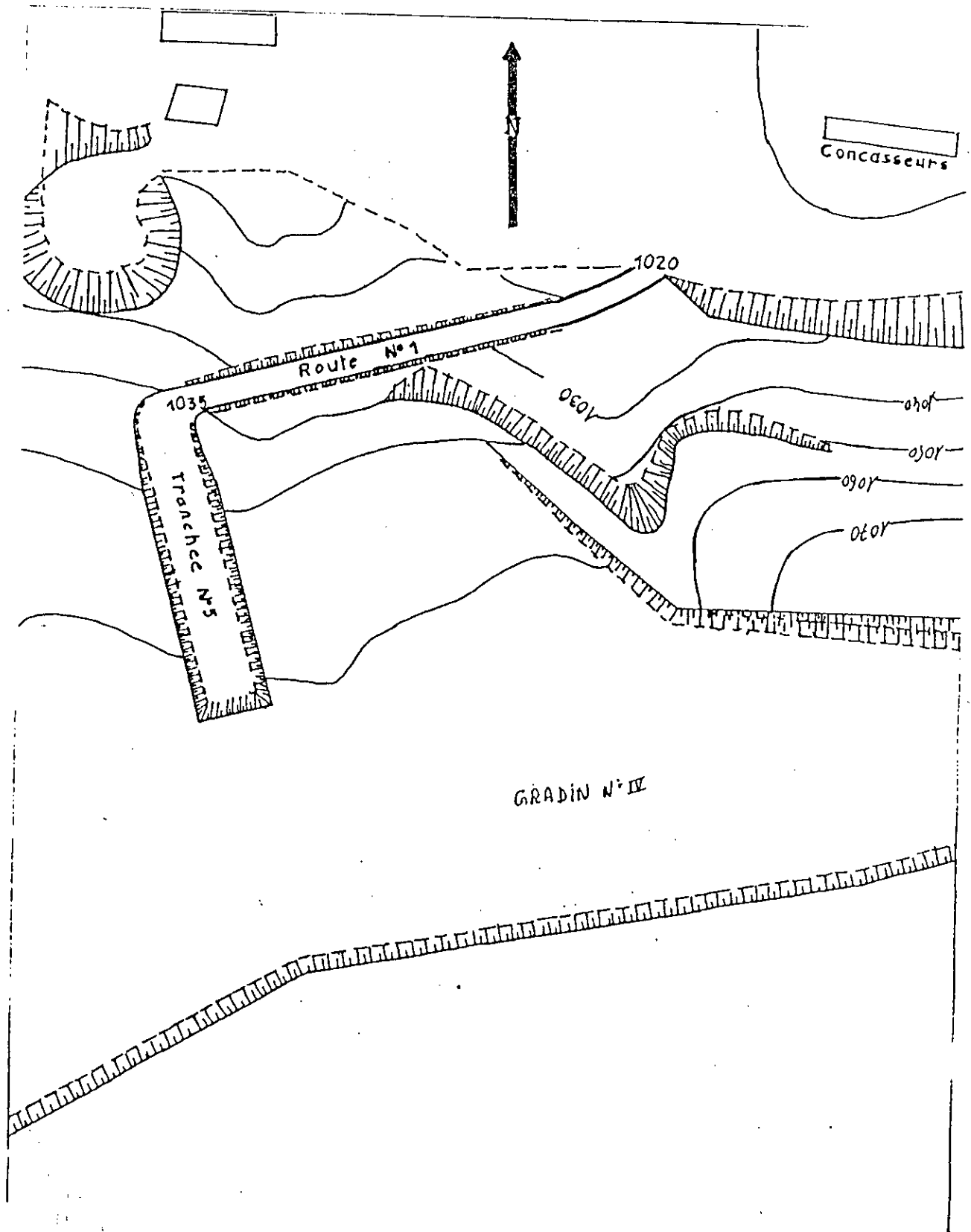
"Projet d'exploitation 1978"



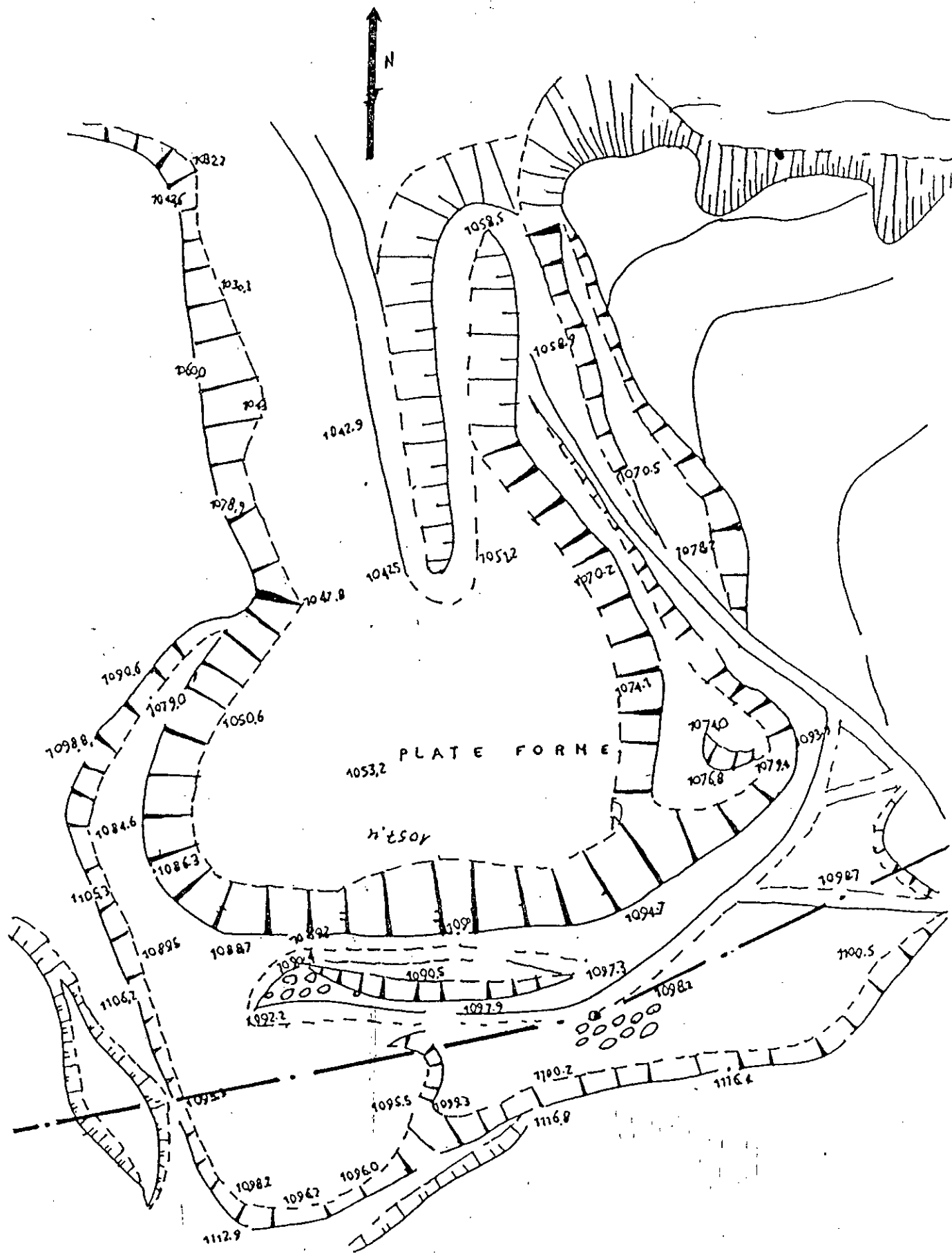
Plan du gradin N° II, Tranchée de découpage N° 3
 "projet d'exploitation 1978"



Plan du gradin N° II, Tranchée de découpage N° 4
 "projet d'exploitation 1978"



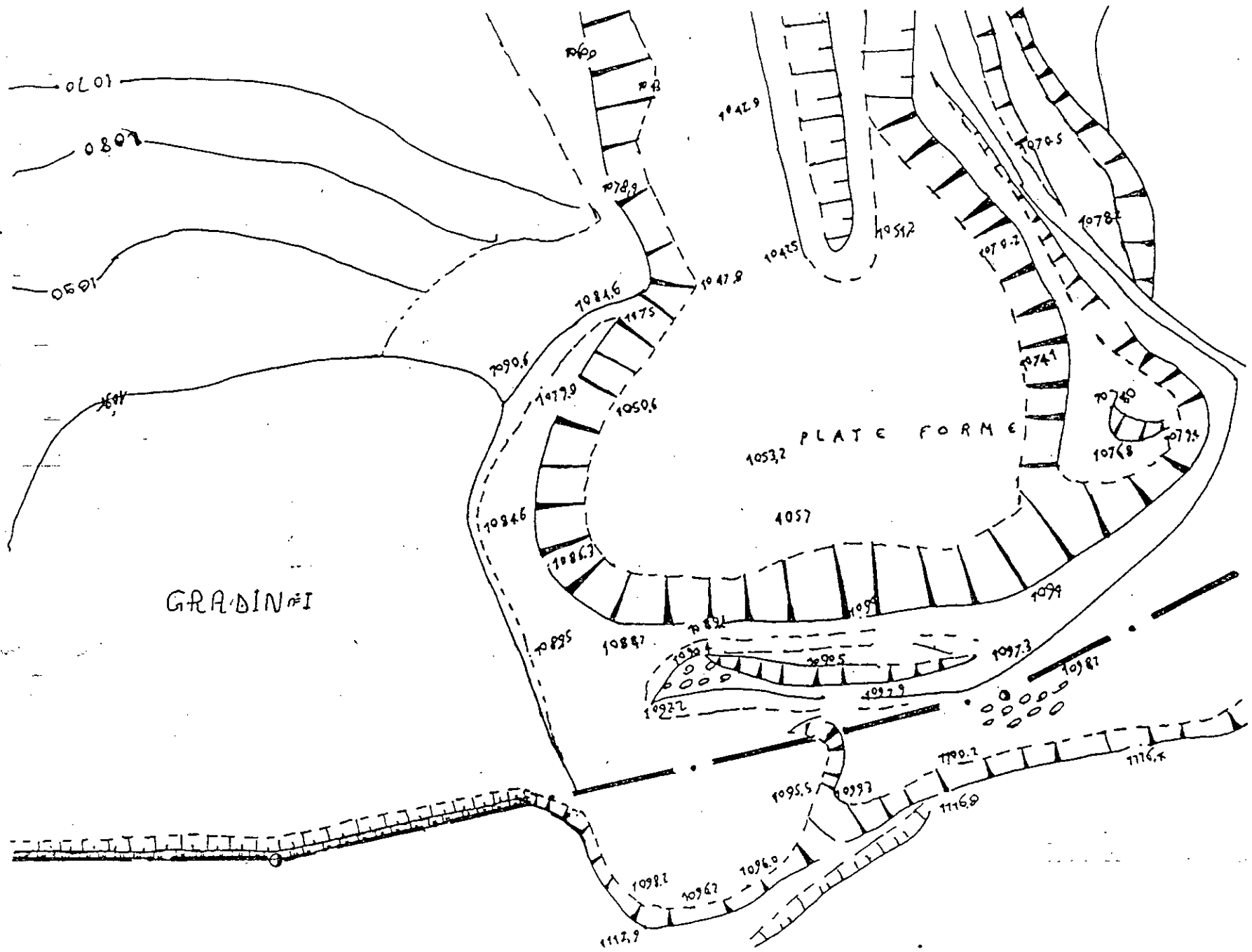
Plan du gradin N° IV, Tranchée de découpage N° 5
 "projet d'exploitation 1978"

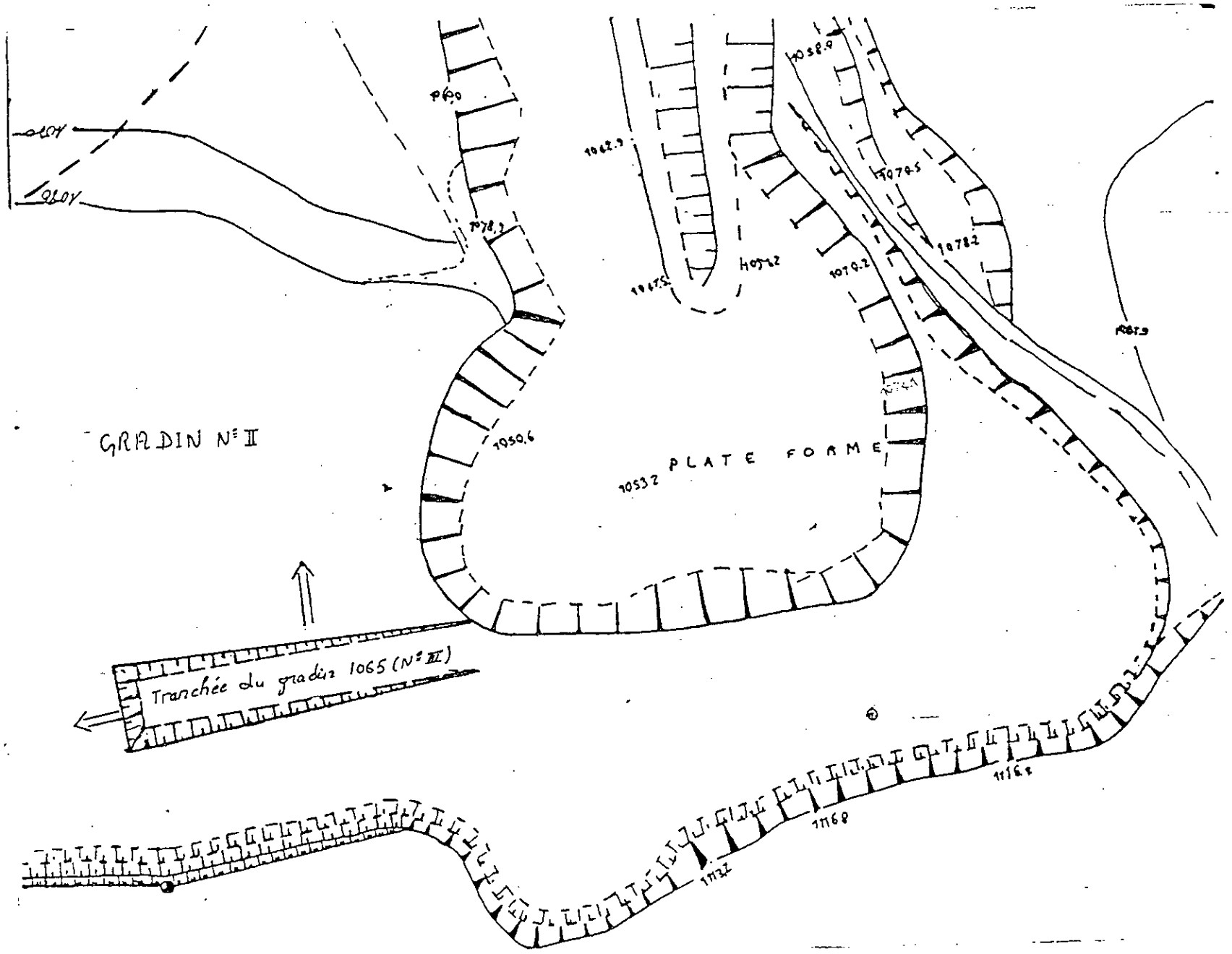


Situation actuelle de la carrière "plan d'exploitation 1998"

Plan du jardin n°1 "projet d'exploitation 1992"

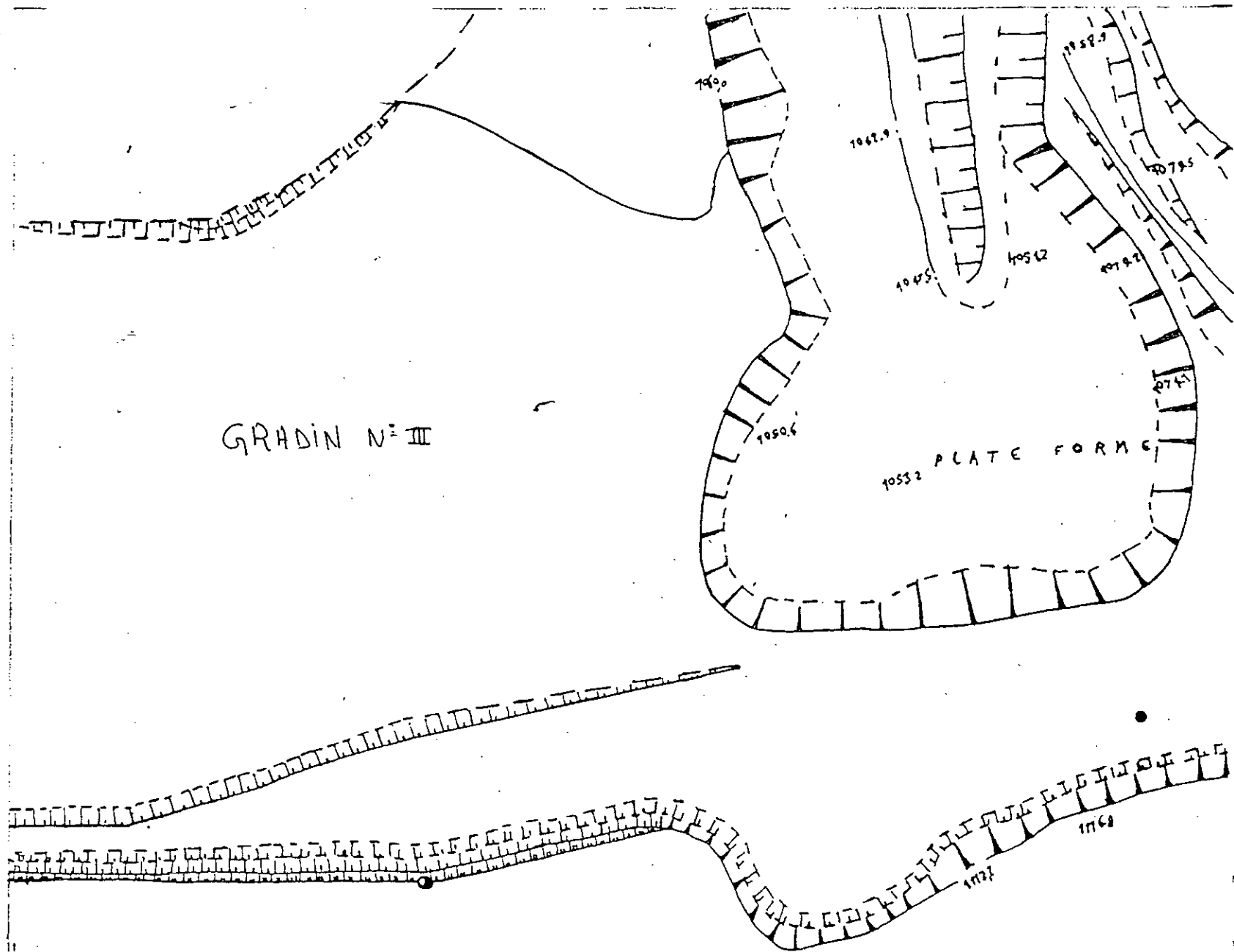
82





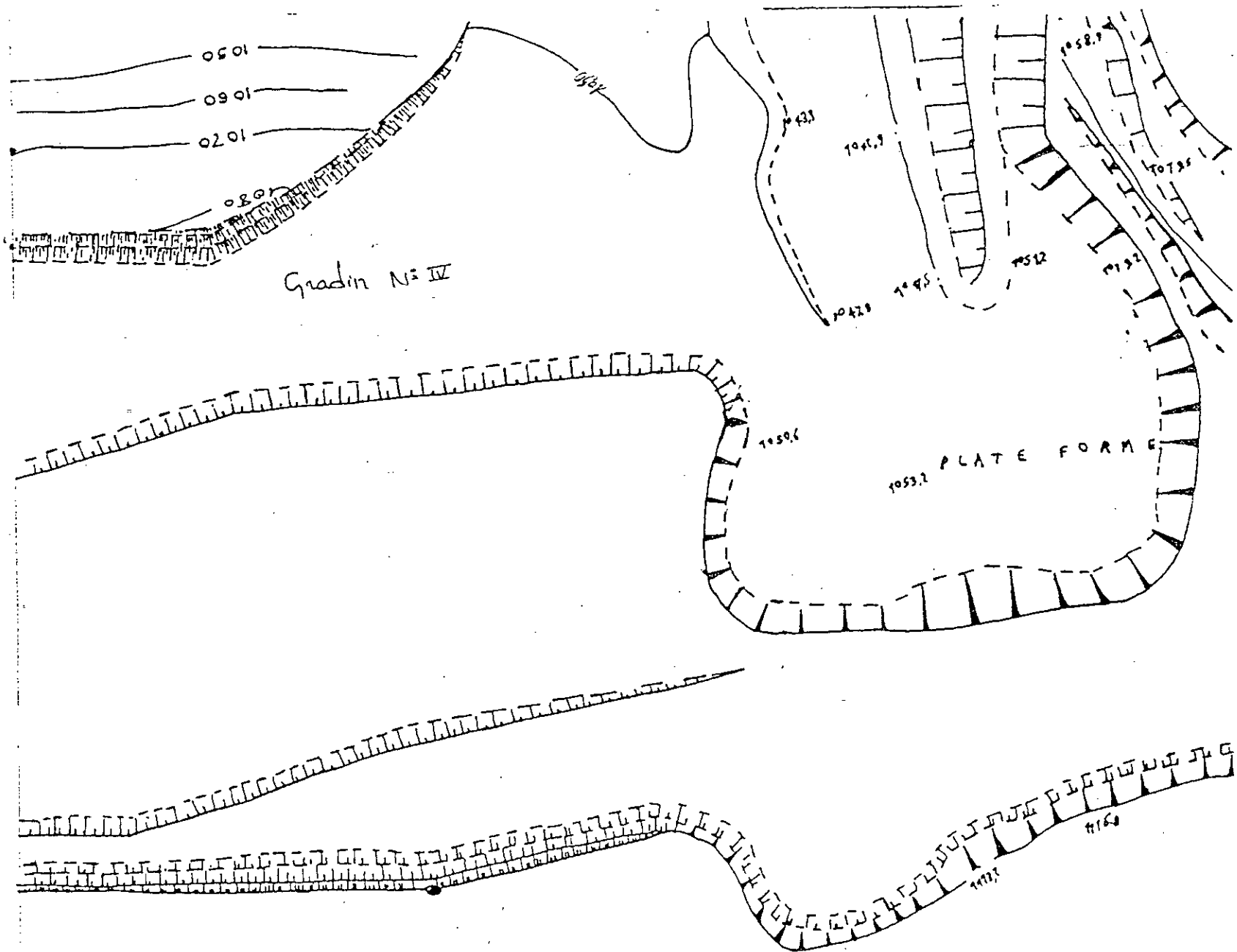
Plan du gradin N° II, tranchée de découverte du gradin 1065
 "projet d'exploitation 92"

Plan du gradin N° III "Projet d'exploitation 1992"



Plan du gradin 1056 (N:IV) "Projet d'exploitation 1991"

85



B I B L I O G R A P H I E

- 1 - V_Kovalenko, N.Ambartsoumian, K.M Lahmar
"Exploitation des carrières" (ED OPU- 1986)
- 2 - T. Pstrovski
"Projet d'exploitation de la carrière : Ain_touta"
(Division Recherches et Etudes Géologiques, 1978)
- 3 - D. Sayah
"Les granulats pour béton hydraulique"
(E. N. G: Entreprise nationale des granulats)
- 4 - MM. Chaib et Louhab
"Seminaire qualité des travaux routiers"
(Alger: 24 et 25 février 1992)
- 5 - Publication CAT
"Guide caterpillar.Materiels et méthode"
(Octobre 1977)
- 6 - Revue de la société de l'industrie minérale supplément
à décembre 1986, volume 68
"Exploitation à ciel ouvert, les techniques"
- 7 - Dj. Merabet, V. Stepanov
"Principes de l'élaboration du projet des mines à
ciel ouvert 1 ère partie"
(Ed, O P U, 07-1989)
- 8 - K. Omaraci
"Exploitation de la carrière de granulats
d'El_Madene" . Mem d'ING (ENP, 1991)
- 9 - K. Hermann
"Précis de forage des roches" (Ed, Dunod, 1971)
- 10 - N. Chibka
"Exploitation des gisements métallifères"
(Ed, OPU)
- 11 - "Rapport géologique final recherche détaillée: Batna"
(Division Recherches et Etudes Géologiques, 1978)