

3/02

RÉPUBLIQUE ALGÉRIENNE DÉMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTÈRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPÉRIEUR ET DE
LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE

ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

DÉPARTEMENT : *GÉNIE MINIER*

PROJET DE FIN D'ÉTUDES

SUJET :

Projet d'exploitation de la carrière d'argiles de HAMMA (Constantine).

Proposé par :

Mr. Aliouat.
(Le bureau d'études :
Géo- Conseil)

Réalisé par :

Melle. MADANI Souad.

Dirigé par :

Dr. BACHAR ASSED.

ANNEE : 2001/2002

REMERCIEMENTS :



C'est un énorme plaisir pour moi d'exprimer mes remerciements à toutes les personnes qui m'ont aidée à la réalisation de ce modeste travail en rapport avec mon projet de fin d'études.

Je tiens à remercier infiniment :

- **Le Dr BACHAR ASSED**, mon promoteur, pour le suivi continu et les conseils qu'il m'a prodigués tout au long de mon travail.
- **Mr. ALIOUAT**, le responsable du bureau d'étude « Géo- Conseil », qui m'a beaucoup aidé par ses conseils et par la documentation.
- **Mme CHABOU**, le chef du département « **Génie Minier** ».
- Tous les enseignants de l'ENP qui ont contribué à ma formation et en particulier ceux du département « **Génie Minier** ».
- Le personnel du bureau d'étude « **Géo- Conseil**».
- Le personnel de la bibliothèque centrale de l'ENP.
- **Mr AYADI** et **Mr BELABED**, les ingénieurs technico- commerciaux de la maison CATERPILLAR.
- **Mr SERGE VANHAM**, ingénieur technico- commercial de la maison EUCLID.
- Tous mes amis et particulièrement : **Melle ATTOUCHI** et **Mr HAOUES**.
- Le président et les membres du jury, qui ont bien voulu accepter de juger ce travail.

DÉDICACES :



Je dédie ce travail :

À mes très chers parents ;

À mes frères et sœurs ;

À toute ma famille ;

À mes amis et particulièrement à Melle Sihem;

Et à tous ceux qui me sont chers.

SOMMAIRE :

INTRODUCTION : 7

Chapitre I : LA GÉOLOGIE :

A - GÉNÉRALITÉS SUR LES ARGILES : 11

B - GÉNÉRALITÉS SUR LA RÉGION D'ÉTUDE : 17

C - GÉOLOGIE DE LA RÉGION D'ÉTUDE : 22

D - ÉTUDE DU GISEMENT : 24

Chapitre II : CARACTÉRISTIQUES DU MATÉRIAU :

A - COMPOSITION GRANULOMETRIQUE : 30

B - COMPOSITION CHIMIQUE : 30

C - COMPOSITION MINÉRALOGIQUE : 31

D - PROPRIÉTÉS PHYSICO- MÉCANIQUES : 31

**Chapitre III : CONDITIONS TECHNICO- MINIÈRES DE LA
CARRIÈRE :**

A - RÉGIME DE FONCTIONNEMENT : 36

B - CAPACITÉ DE PRODUCTION : 36

C - RÉSERVES EXPLOITABLES : 38

D - DURÉE DE VIE DE LA CARRIÈRE : 38

Chapitre IV : LA STABILITÉ DES TALUS :

A - GÉNÉRALITÉS : 41

B - LE CHOIX DE LA MÉTHODE : 43

C - LA MÉTHODE DE BISHOP : 44

D - APPLICATION 1 : LA STABILITE D'UN SEUL TALUS : 46

E - APPLICATION 2 : LA STABILITÉ DES TALUS DU BORD EN LIQUIDATION.:	50
Chapitre V : EXPLOITATION DU GISEMENT :	
A - LA DÉCOUVERTURE DU GISEMENT :	60
B - ACCÈS ET OUVERTURE DU GISEMENT :	61
C - TECHNOLOGIE D'EXPLOITATION :	64
1 - SYSTEME D'EXPLOITATION :	64
2 - ELEMENTS DU SYSTEME D'EXPLOITATION :	65
D - PROCESSUS D'EXPLOITATION :	68
1 - L'EXTRACTION :	68
2 - LE CHARGEMENT :	76
3 - LE TRANSPORT :	82
Chapitre VI : HYGIÈNE ET SÉCURITÉ :	
A - CONSIGNES ET RÈGLES D'HYGIÈNE ET DE SÉCURITÉ :	89
B - CONSIGNES GÉNÉRALES DE SÉCURITÉ :	95
C - CONSIGNES POUR LA SURVEILLANCE DES FRONTS :	96
D - VÉHICULES SUR PISTES :	98
Chapitre VII : LE PRIX DE REVIENT PRÉVISIONNEL :	
INTRODUCTION :	101
A - LES FRAIS FIXES :	101
B - LES FRAIS VARIABLES :	104
C - LES FRAIS GÉNÉRAUX :	106
D - CALCUL DU PRIX DE REVIENT PRÉVISIONNEL :	107
CONCLUSION :	108

ANNEXE :

A - INTRODUCTION :.....	111
B - PRÉSENTATION DU LOGICIEL GÉO- SLOPE/W :.....	111
C - LES ÉTAPES DE TRAVAIL AVEC GÉO- SLOPE :	112
BIBLIOGRAPHIE :	117

Introduction :

INTRODUCTION :

La quasi-totalité des infrastructures est bâtie à l'aide de béton et de briques ; qui à leur tour sont faites à base d'argiles naturelles ou transformées. Les gisements d'argiles sont convoités soit, pour la fabrication des matériaux de construction (briques, tuiles, ciments, etc.) soit, à d'autres industries comme la céramique, la pharmacie, les boues de forage, etc. Par conséquent, la mise en valeur de ces gisements revêt aujourd'hui une grande importance industrielle, et c'est pour cela que le bureau d'étude « Géo- Conseil » a proposé ce projet de fin d'études. Les objectifs de ce travail sont d'étudier le rapport géologique, de mettre en évidence les réserves exploitables et surtout de trouver une technologie adéquate d'extraction rationnelle, avec un maximum de sécurité et de faibles pertes d'argile du gisement de HAMMA (Constantine).

L'exploitation de ce gisement permettra l'alimentation en argiles d'une briqueterie et d'une faïencerie, qui ont respectivement une capacité annuelle de **250 000 tonnes** et **6 000 tonnes**.

Dans ce cadre, notre travail s'articule autour de sept chapitres. Le premier chapitre et le deuxième sont le résultat d'une étude bibliographique où on a défini les différents types d'argiles et leurs utilisations. On a introduit les conditions naturelles du gisement et les caractéristiques du matériau qui influent considérablement sur la technologie d'exploitation.

Le troisième chapitre concerne le régime de fonctionnement de la carrière, ses réserves, sa production et sa durée de vie, laquelle est estimée à **16 ans** d'exploitation.

Pour l'analyse de la stabilité des talus et des bords en liquidation, on a fait appel au logiciel « GÉO- SLOPE/W ». Ce logiciel nous a permis de varier les paramètres géo- mécaniques du sol (la cohésion et l'angle de frottement interne). Cette étude a été faite dans le quatrième chapitre.

Le cinquième chapitre se rapporte à la technologie d'exploitation du gisement où on a déterminé la méthode d'exploitation, la conduite des travaux miniers et la mécanisation de ces travaux.

Le sixième chapitre résume les différentes consignes et règles générales d'hygiène et de sécurité, où l'on décrit les gestes de secourisme.

Notre projet se termine par le septième chapitre, qui est consacré à l'appréciation du prix de revient prévisionnel de l'exploitation d'une tonne d'argile.

**Recherche
bibliographique
sur les argiles**

A - LES ARGILES :

Le terme « argiles » a plusieurs sens.

a . Minéralogique :

Les argiles désignent l'ensemble des minéraux argileux qui sont des silicates d'alumine hydratés en feuillets appartenant aux phyllosilicates. Leurs caractéristiques les plus importantes sont : la capacité d'échange cationique (Al^{+3} , Fe^{+3} , Mg^{+2} , ...), la capacité de rétention d'eau et l'équidistance entre les feuillets (interfoliaire).

Les principaux minéraux argileux sont les suivants :

- groupe de kaolinite ;
- groupe d'illite / glauconite ;
- groupe de smectite ;
- groupe de vermiculite ;
- groupe de chlorite.

b . Granulométrique :

Ce sont des particules dont le diamètre est inférieur à 2 μm . Ces particules sont des minéraux argileux, de certains gels amorphes, des carbonates (micrite), etc. Cette notion est utilisée surtout en sédimentologie.

c . Textural :

On dit qu'on a une texture argileuse, lorsque le pourcentage des argiles granulométriques est compris entre 35 et 40 %.

d . Agronomique :

C'est une terre compacte ou plastique selon son humidité. On parle aussi d'une terre lourde et elle constitue l'une des principales textures d'un sol.

e . Pétrographique :

L'argile est un faciès lithologique, représenté par une roche constituée essentiellement des silicates d'alumine hydratés. Toutes les argiles proviennent de la transformation de roches mères métamorphiques ou éruptives telles que les : granites, gneiss, trachyte.

On distingue :

❖ Des argiles de transformation in-situ, c'est-à-dire l'altération de certains minéraux de la roche mère (magmatique, métamorphique) en argiles.

Dans ce type de formation, la transformation est rarement complète, et l'on note fréquemment la présence de silice libre qui peut être gênante de part son abrasivité.

❖ Des argiles sédimentaires qui proviennent de la sédimentation des minéraux argileux. Ces argiles sont beaucoup moins contaminées par la silice.

B - PROPRIÉTÉS ET UTILISATIONS DES ARGILES : [10,11]

KAOLINITES :

Pouvoir couvrant élevé et inertie chimique.

Utilisations principales : charges inertes pour la papeterie, la pharmacie et l'industrie en général (poterie, céramique).

ATTAPULGITES, SEPIOLITES :

De part leur structure fibreuse et massive, elles possèdent un pouvoir absorbant élevé. Le pouvoir adsorbant est faible, et les suspensions dans l'eau donnent une bonne viscosité par effet mécanique (et non chimique pour les smectites) et permet donc la réalisation de suspensions en milieu fortement ionisé.

Les utilisations principales sont : les litières pour animaux, les absorbants de sols et dans le forage en mer, les boues en milieu salé saturé.

ILLITES, GLAUCONITES :

Le pouvoir couvrant est moyen, les pouvoirs absorbant et adsorbant sont également moyens. Ces argiles sont très plastiques et n'étant pas gonflantes, elles n'ont qu'un très faible retrait à la cuisson.

Les principales utilisations pour ces types d'argiles (qui sont de loin les plus abondantes) sont la fabrication de produits de type céramique, les briques, les tuiles, etc.

SMECTITES (Montmorillonites, Beidellites) :

Elles sont caractérisées par un pouvoir adsorbant et couvrant élevé et un faible pouvoir absorbant. La non saturation ionique interfoliaire permet une variation de distance entre les différents feuillets ainsi qu'une possibilité de changement des ions fixés. C'est la capacité d'échange cationique (C. E. C) qui permet à ces argiles soit

d'être « actives » pour augmenter l'une ou l'autre de leurs caractéristiques (Bentonite), soit lorsqu'elles sont utilisées naturellement, de piéger par liaison de covalence de grosses molécules organiques comme les toxines, des alcaloïdes, etc.

Leurs utilisations principales sont pour les Smectites naturelles la pharmacie, la diététique et le cosmétique. Pour les Smectites actives, la clarification des vins, la décoloration des huiles, les boues de forages pétroliers ou les boues pour travaux publics liants pour moules de fonderie.

Soulignons que dans la nature, il est très rare de trouver une variété absolument pure, et que l'on rencontre très souvent des mélanges de deux ou plusieurs variétés possédant donc en partie les caractéristiques de chacun des constituants.

C - COMPORTEMENT DES ARGILES VIS- À- VIS DE L'EAU : [2,18]

Le comportement des argiles est lié aux fines particules, de dimensions inférieures à 2μ , qui sont souvent douées de propriétés colloïdales.

a . La perméabilité :

Les argiles sont des roches imperméables quelque soit leur porosité. L'eau qui s'infiltré dans la roche est immobilisée rapidement à la faveur de deux mécanismes que seules les argiles sont en mesure de produire. Une partie de l'eau est retenue à la surface des paquets de lamelles phylliteuses (eau adsorbée) et l'autre partie s'insère entre les lamelles élémentaires en gonflant l'édifice cristallin. Ces deux actions ont pour effet de réduire la section utile des pores et de contribuer à l'arrêt définitif de toute circulation.

b . La plasticité :

Les argiles sont des corps plastiques (elles restent déformées même après que la force appliquée cesse) dans un domaine restreint en fonction de leur teneur en eau (limites d'Atterberg).

La plasticité ne débute (limite de plasticité L_p) que lorsque la teneur en eau est suffisante et elle disparaît (limite de liquidité L_L) lorsque l'argile, trop riche en eau, devient fluide et se met à couler.

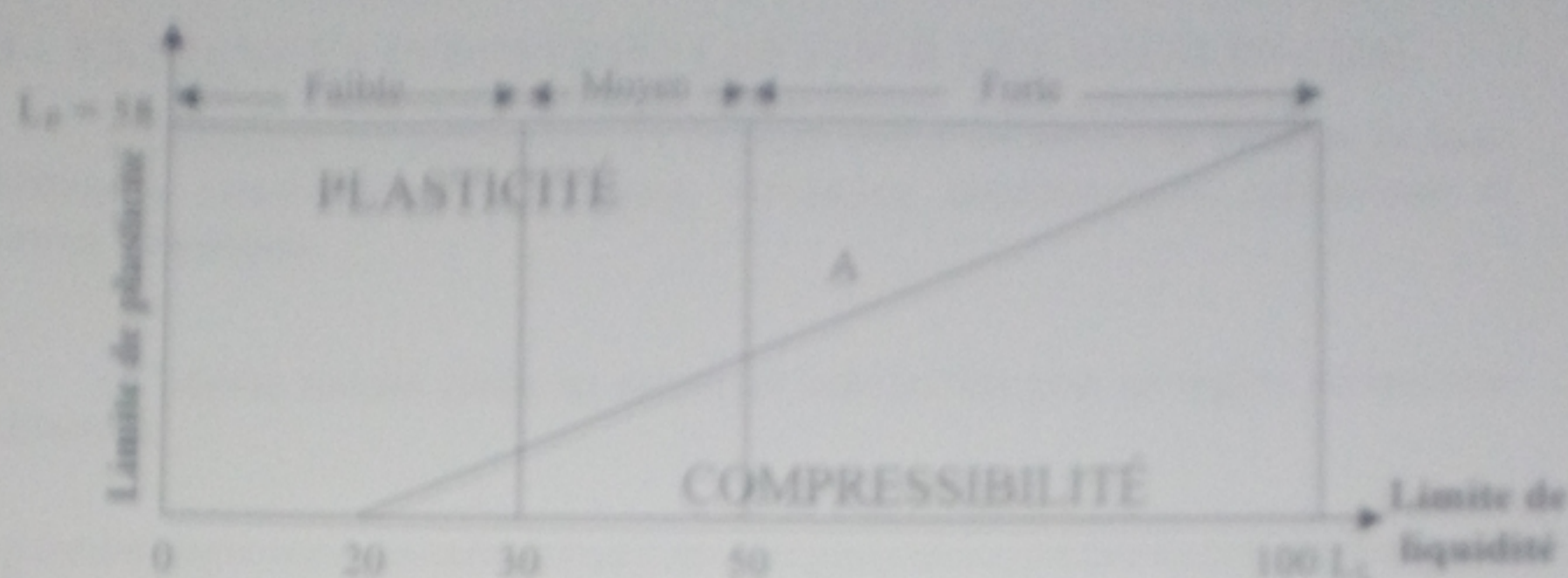


Diagramme de plasticité ou diagramme de Casagrande, avec, en abscisse, la limite de liquidité (L_c) et, en ordonnée, la limite de plasticité (L_p). La droite « A » (dont l'équation est $L_p = 0,73 (L_c - 20)$) sépare le domaine des roches plastiques (au-dessus de A) des roches élastiques et compressibles (au-dessous de A).

La plasticité dépend dans le cas des argiles :

- ✓ De la finesse, de la forme lamellaire des particules ;
- ✓ De la teneur en éléments colloïdaux, du pH et des éléments flocculants ;
- ✓ De la nature et de la quantité du liquide employé pour l'obtention de la pâte ;
- ✓ De la teneur en éléments non plastiques et de leurs dimensions ;
- ✓ De l'air inclus dans la pâte ;
- ✓ De la pression interstitielle.

c . Le gonflement :

Les argiles peuvent subir d'importantes variations de volume, provoquées soit par un gonflement, soit par un retrait dus à une modification généralement lente de l'état hygrométrique du terrain.

Le retrait correspond à la diminution du volume du sol qui résulte de la consolidation de ce sol par expulsion d'eau. Le gonflement se produit lorsque le sol se réhydrate sous l'action de fortes humidités.

L'hydratation des argiles diminue leur cohésion. Inversement, une perte d'eau renforce les liaisons d'origine capillaire.

Par conséquent, une argile ayant pris son retrait maximal possède une bonne résistance et les talus sont parfaitement stables. Mais il suffit que les eaux de pluies remplissent toutes ces fissures pour que l'argile gonfle en se ramollissant. Quelques fois la surface du sol se transforme ainsi en un véritable marécage dans lequel il est impossible de marcher.

Il faut savoir que le gonflement des argiles est généralement le grand responsable du glissement de terrains, mais il n'est pas le seul.

D - EXIGENCES INDUSTRIELLES POUR LES ARGILES : [24]

L'utilisation des argiles dans un domaine donné est définie en fonction de leurs différentes caractéristiques : physiques, chimiques, minéralogiques, mécaniques et surtout céramiques.

Le tableau suivant donne les exigences industrielles pour les argiles suivant leur utilisation.

	Retrait total (%)	L'absorption d'eau du tesson (%)	CaO (%)	SO ₃ (%)	Chlore (%)	Fluor (%)	Particules sableuses (> 0.05mm)	Impuretés nuisibles
Briques	< 12	8 – 20	< 12	< 1.8	0.2 – 0.3	< 0.08	15 – 20	Carbonates Gypse
Tuiles			< 10					

Tab 1: Exigences industrielles des argiles.

Chapitre I :

La géologie

A - GÉNÉRALITÉS SUR LA RÉGION D'ÉTUDE : [24]

1. Situation géographique et administrative du gisement :

Le gisement d'argiles de HAMMA est situé à **12 Km** au Nord de CONSTANTINE, à **3 Km** au Sud du village de DIDOUCHE MOURAD, à côté de la route nationale CONSTANTINE- ANNABA et de la voie ferrée CONSTANTINE- SKIKDA.

Les coordonnées Lambert du centre du gisement sont :

$$X = 852,6$$

$$Y = 354,5$$

$$Z = 604,0$$

2. Infrastructure de la région :

Le gisement d'argiles est situé à l'extrémité sud du village de DIDOUCHE MOURAD et plus exactement dans la zone industrielle de ce dernier. Il est à proximité immédiate de la cimenterie de HAMMA BOUZIANE, et à **600 – 800 m** au sud de la briqueterie de DIDOUCHE MOURAD. A coté de ce gisement passe la route nationale et la voie ferrée (la station DIDOUCHE MOURAD est à **03 Km**).

Une ligne électrique de haute tension passe à travers le flanc nord du gisement et un de ses pylônes est positionné à l'intérieur du contour du gisement.

3. Géomorphologie :

Le gisement de HAMMA est situé sur le versant Ouest, en pente douce de la vallée d'Oued HAMMA. La largeur de cette dernière au niveau du gisement, atteint environ **02 Km**. Les côtes dans les limites de gisement varient de **545 - 550 m** au Nord à **615 – 620 m** au Sud.

4. Climat :

Le climat de la région est caractérisé par un été sec et chaud, avec une température qui varie entre **25** et **30°C**, et un hiver frais et pluvieux, la température peut descendre jusqu'à **8°C**. La pluviométrie annuelle est en moyenne de **600** à **650 mm**, ce qui implique un domaine sub- humide à tendance semi- aride.

5. Hydrographie :

Le réseau hydrographique est constitué d'Oued EL- ANGA et d'Oued HAMMA. Le ravin du premier réseau, d'étendu importante, à direction sub-méridionale sert de limites occidentales au gisement étudié et le sépare du gisement

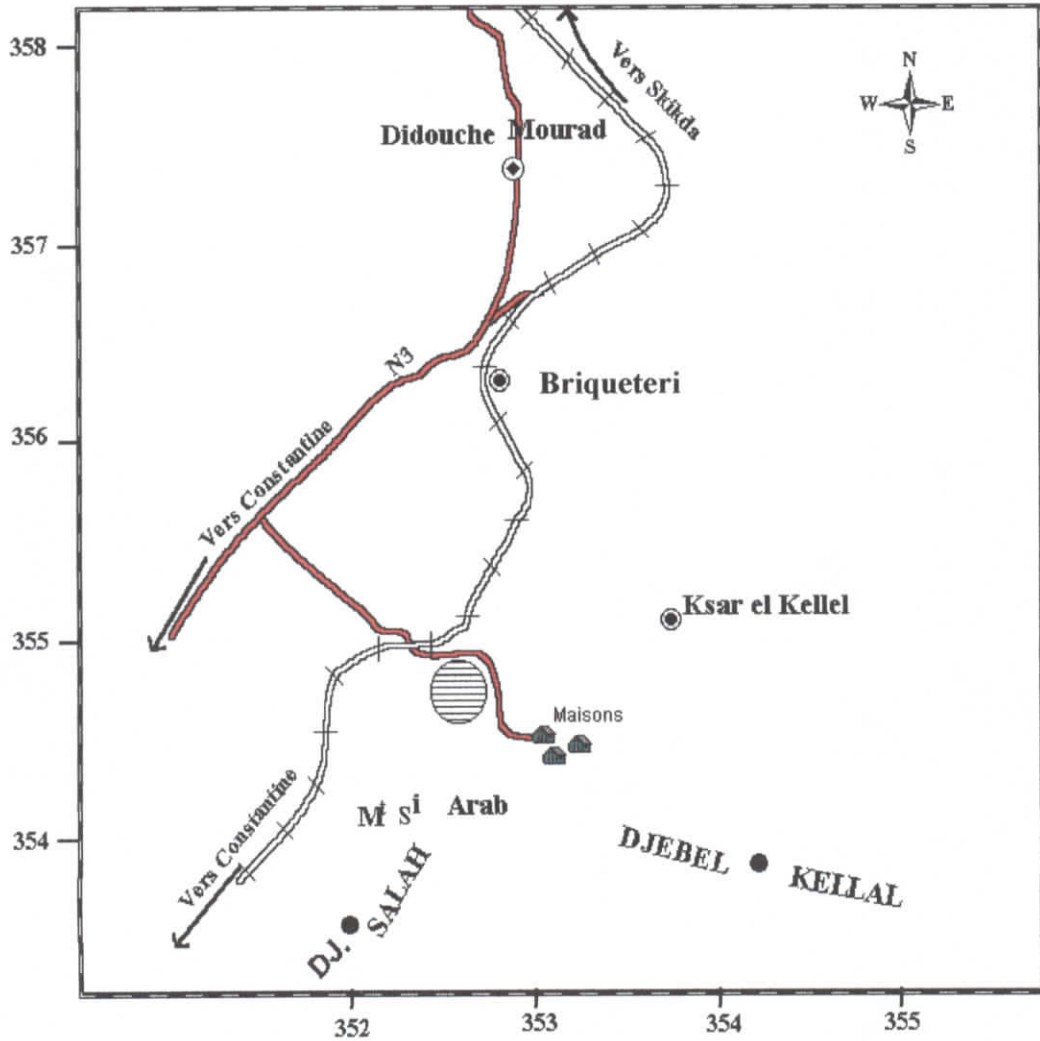
d'argiles rattaché à la cimenterie. Les côtes du fond de ce ravin descendent du Sud vers le Nord de **570 à 535 m**.

Quant au deuxième réseau, il est situé à l'Est de notre gisement et le versant Nord de sa vallée passe progressivement des côtes de **700 – 750m** à celles du fond, variant de **490 - 510 m**.

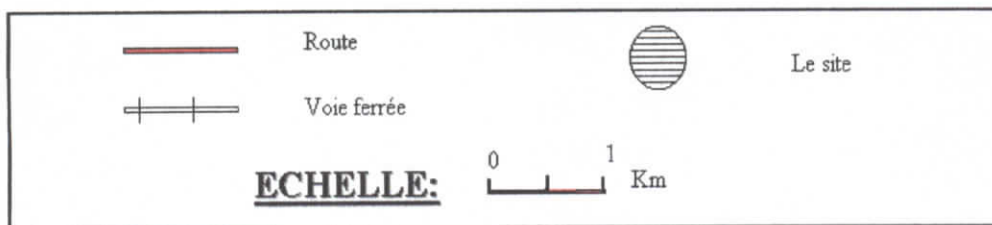
6. Hydrogéologie :

Le niveau hydrostatique n'a pas été déterminé puisque le gisement n'a pas fait l'objet d'études hydrogéologiques. Cependant, durant le creusement de certains tranchées et puits, des infiltrations d'eaux, à partir des interlits de sables à grains fins, ont été décelées. Ces eaux pourraient être évacuées par le ravin d'Oued EL- ANGA.

Carte 1 : SITUATION DU GISEMENT

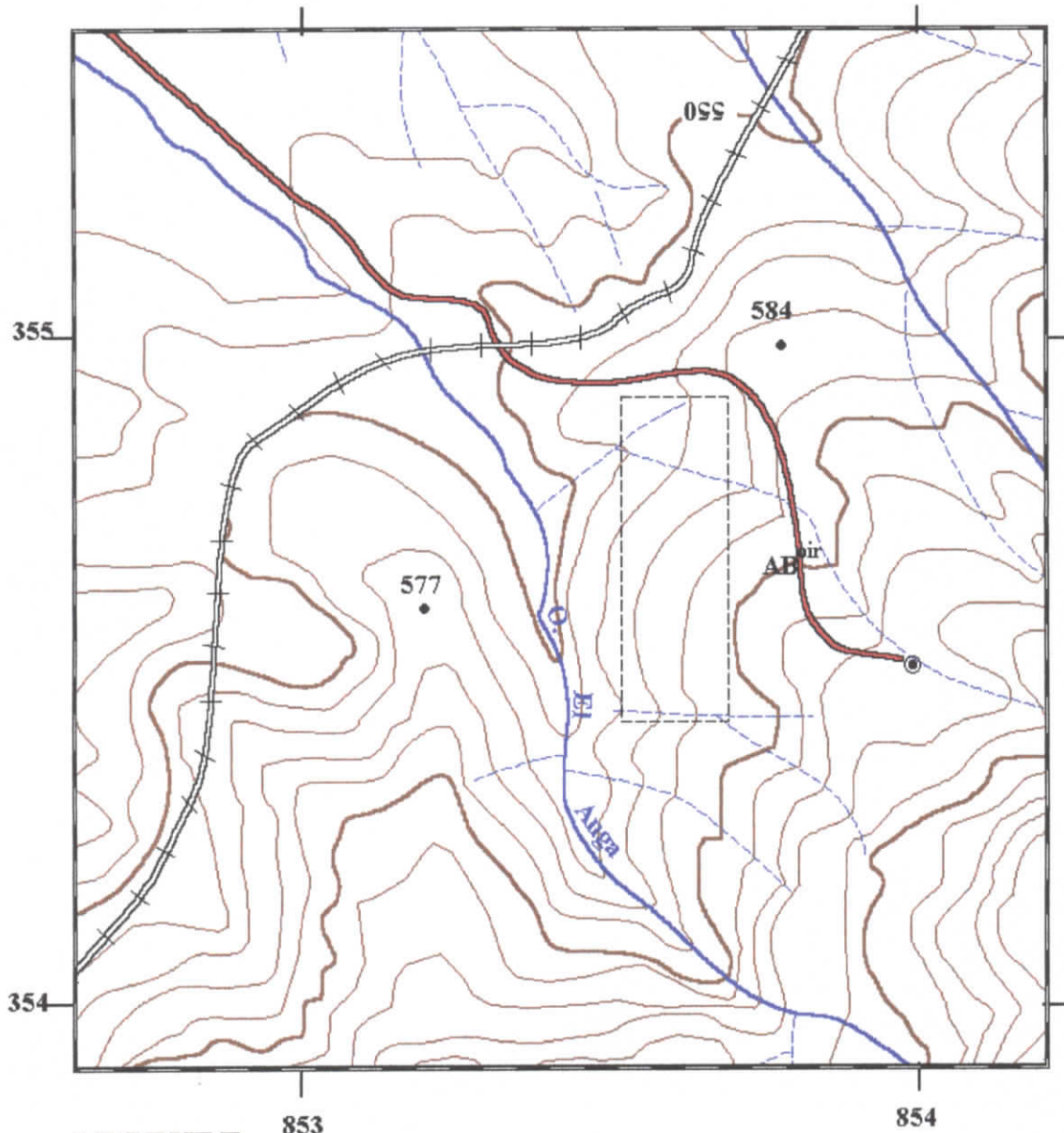


LEGENDE





Carte 2 : LA TOPOGRAPHIE DU GISEMENT

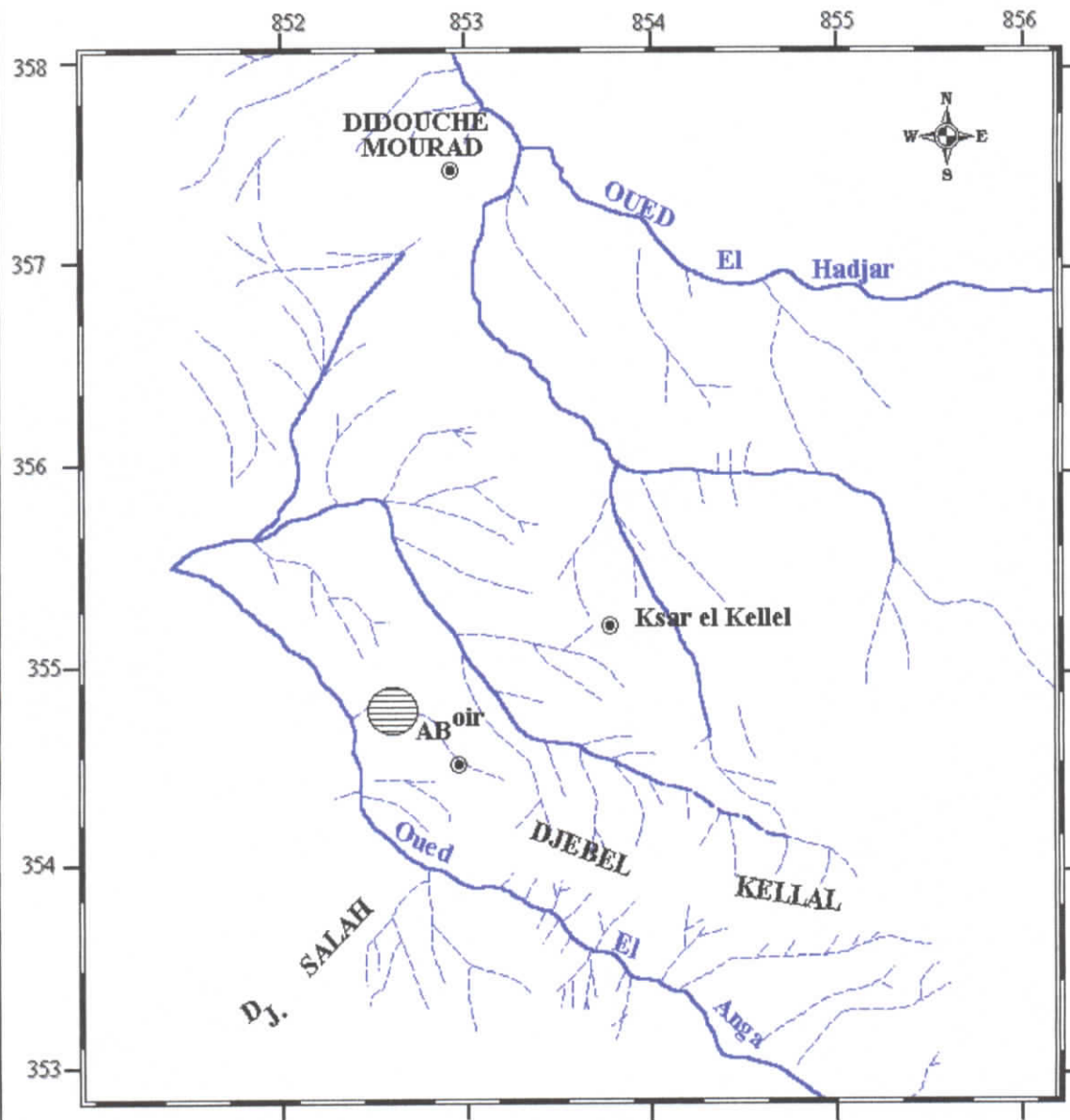


LEGENDE:




Route	Courbe de niveau
Voie ferrée	Cours d'eaux
le site	Equidistance: 10m

ECHELLE: 0 3 Km

Carte 3 : L'HYDROGRAPHIE DE LA REGION



LEGENDE:

	Cour d'eau temporaire
	Cour d'eau permanent
	Le site

ECHELLE: 0 1 km

B - GÉOLOGIE DE LA RÉGION D'ÉTUDE : [24]

La série stratigraphique de la région comprend les formations sédimentaires du Trias, Crétacé, Paléogène, Néogène et Quaternaire.

1. Le Trias :

Il est représenté par des argiles bariolées avec du gypse, des dolomies et des calcaires. Il affleure au Sud de la région, à 4 - 5 Km à l'Ouest de Constantine.

2. Le Crétacé

Le crétacé est formé par des calcaires gris et gris foncé, et localement par des marnes et schistes argileux.

3. Le Paléogène

Cette formation repose sous forme de bandes et de tâches constituées de calcaires phosphatés à silex, marnes, grès, brèches et grès quartzeux.

4. Le Néogène

Le néogène renferme les formations suivantes :

4-a- Série m^2 :

Elle est constituée d'argiles brunes, brunes foncées, brunes verdâtres, grises verdâtres, plastiques, aleuritiques, faiblement calcareuses.

L'assise est caractérisée par des interlits d'argiles sableuses et de grès argileux faiblement cimentés ainsi que de nombreux filonnets de gypse à puissance de 0,1 à 5cm et plus.

L'épaisseur de la série m^2 est supérieure à 200m.

4-b- Série m^3 :

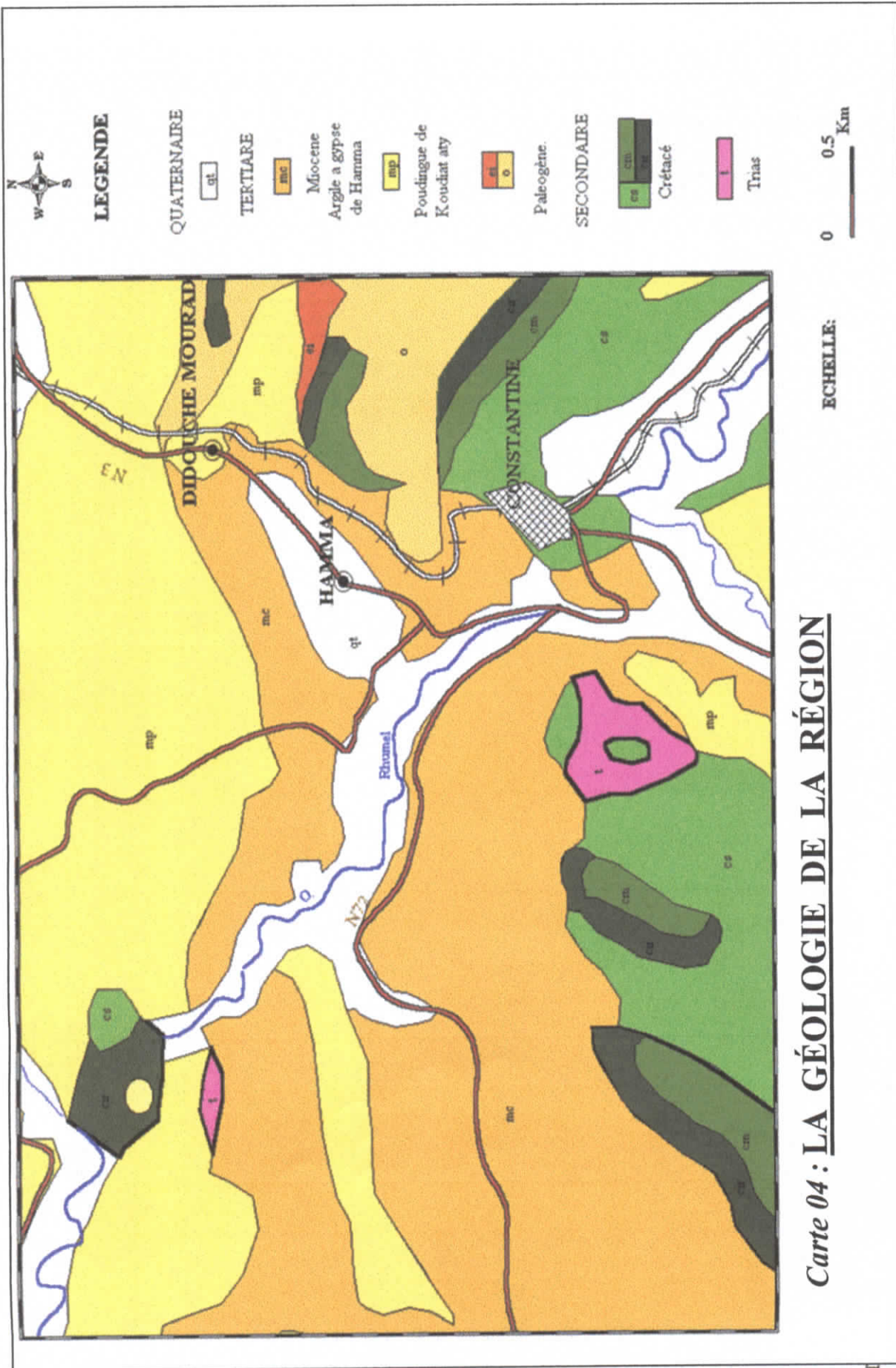
Cette série est représentée par des conglomérats rouges et de poudingues avec des interlits d'argiles sableux et de limons.

- *Série m^3_1* : C'est une alternance des grès macro- cristallins, faiblement cimentés, avec des sables argileux, à grains fins et des argiles sableuses aleuritiques.

- *Série m^3_2* : Cette série est représentée par une alternance des grès avec des argiles et des conglomérats.

4-c- Série m^4 :

Elle est formée par des argiles et des limons avec débris roulés de calcaires gris ainsi que par des conglomérats avec galets de grès quartzeux.



4-d- Travertins :

C'est une série qui est constituée de calcaires blancs, poreux et légers.

5. Le Quaternaire :

Les formations de cet âge sont représentées par des limons calcareux, des argiles alluvionnaires et de diluvium, et par des faciès de terrasse. Elles ont une puissance moyenne qui varie entre **5** et **6m**.

B -ETUDE DU GISEMENT : [24]

1. Lithostratigraphie :

La géologie du gisement de HAMMA est représentée par des formations du Néogène (série m^2 , série m^3 et série m^4) et des formations Quaternaires.

1- a- Série m^2 :

Cette série constitue l'assise utile du gisement.

Elle est caractérisée par une disposition monoclinale à pendage faible de **10** à **15°** (direction de pendage du **N 50°** au **N 60°**). Cette assise est formée par des argiles brunes foncées, localement brunes verdâtres, aleuritiques, faiblement calcareuses et compactes. Elle renferme des interlits de grès argileux et des filonnets de gypse.

Selon le taux d'interlits des grès argileux, on distingue trois faisceaux.

- Inférieur (m^2 a)
- Intermédiaire (m^2 b)
- Supérieur (m^2 c)

❖ **Faisceau inférieur (m^2 a) :** affleure au Nord– Ouest du gisement tandis qu'au sud, la profondeur de son toit atteint **16,2** à **55,4m**. L'épaisseur des interlits de grès varie entre **5cm** et **1cm**, leur nombre diminue brusquement vers le nord du gisement. Les interlits d'argiles ont une puissance de **20cm** à plusieurs mètres.

Dans la composition minéralogique des argiles, la Kaolinite constitue **20** à **30%**.

En ce qui concerne la composition chimique, la teneur maximale en SiO_2 atteint **67,3%** et la teneur moyenne en Al_2O_3 varie de **12,2** à **17,7%**.

L'épaisseur réelle du faisceau est supérieure à **30m**.

❖ **Faisceau intermédiaire (m² b) :** affleure sous forme d'une bande de largeur de **100 à 200m** qui traverse le gisement du Sud- Est au Nord-Ouest. Il contient des interlits de grès argileux à grains fins, faiblement cimentés, de puissance de **5 à 20 cm** et parfois plus.

Dans ce faisceau, d'épaisseur réelle variant de **30 à 35m**, on note une faible augmentation de Kaolinite par rapport à celui précédent. La teneur moyenne en SiO₂ varie de **56,6 à 60,9%** et celle en Al₂O₃ de **17,8 à 16,7**.

❖ **Faisceau supérieur (m² c) :** comprend deux variétés lithologiques :

- Inférieure, argileuse, renferme des interlits d'argiles et exempte de grès, de puissance jusqu'à **20m**.
- Supérieure, sableuse, parsemée de grès à grains fins, de puissance de **5 à 10cm**.

Les argiles du faisceau supérieur sont constituées de **30 à 40%** de Kaolinite.

La composition chimique de ce faisceau, de puissance réelle supérieure à **32m**, est peu différente de celle du faisceau (m² b).

1- b Série m³ :

Elle définit la limite occidentale du gisement. Les roches de cette série reposent au même niveau que les argiles de la série m² et elles sont séparées de ces dernières par une faille inverse.

La série m³ est représentée par une alternance de conglomérats à galets, faiblement cimentés avec des argiles foncées, sableuses, avec des grès graveleux.

Le pendage est inférieur à **10°** et orienté vers le Nord- Est. Son épaisseur réelle est supérieure à **41m**.

1- c- Série m⁴ :

Dans cette série, on trouve des argiles plastiques avec de rares débris de calcaires gris, des limons contenant des galets de calcaires et de grès ainsi que des argiles sableuses avec lentilles de conglomérats. La série m⁴ repose sur des argiles de la série m². Son épaisseur varie de **0,5 à 7m**.

1- d- Formations du Quaternaire :

Elles couvrent tout le gisement avec une épaisseur qui varie entre **0,6 et 5,0m**. La partie supérieure correspond à une terre végétale avec des débris

de calcaire (de puissance de **1,0 à 1,5m**), en passant progressivement aux limons bruns foncés et rouges foncés, gypseux avec débris de calcaire gris de **5 à 10cm** et où certains blocs atteignent **2 à 6m**.

2. Structure du gisement :

Le gisement de HAMMA est sur le flanc Nord du grand anticlinal DJEBEL SALAH- DJEBEL KELAL.

Il est caractérisé par un pendage, variant de **10 à 30°**, orienté vers le Nord-Est, à direction **N 50° à N 60°**. Ce pendage est aggravé par une multitude de fractures tectoniques.

La plus grande faille, orientée vers le Nord- Ouest à direction **N 330° à N 350°**, limite le gisement au Sud- Ouest. Son rejet vertical est supérieur à **40m**.

L'assise utile est fortement affectée par une série de failles inverses orientées vers l'Ouest et le Nord- Ouest, leurs rejets verticaux ne dépassent pas **10m** et leurs pendages varient entre **40 et 50°**

3. Travaux de prospection :

Le gisement de HAMMA a été reconnu au moyen de vingt- huit sondages verticaux implantés sur cinq profils orientés suivant la direction **N 60°** (perpendiculairement à la direction des couches). La profondeur moyenne des sondages variait de **20 à 43m** et le métrage total des sondages réalisés s'élève à **850,6m**. La distance entre les profils de recherche était **120m** et celle entre les sondages **50m**.

4. Délimitation du gisement :

Le gisement d'argiles de HAMMA est limité, à l'Ouest et au Nord- Ouest, par la voie ferrée CONSTANTINE- SKIKDA. Au Nord- Est et à l'Est, le gisement est longé par la route goudronnée menant à un petit village et à une carrière d'agrégats, situé à proximité immédiate du gisement. Enfin, la limite Sud du gisement est représentée par le massif de calcaires de DJEBEL SALAH et celui de DJEBEL KELAL.

Le gisement couvre une superficie d'environ **14 ha** qui est limitée par les points donnés dans le tableau suivant :

Point	X (m)	Y (m)
A	852,11	354.91
B	852,21	354.90
C	852,42	354.94
D	852,46	354.95
E	852,51	354.95
F	852,53	354.94
G	852,57	354.60
H	852,59	354.56
I	852,63	354.54
J	852,72	354.53
K	852,74	354,48
L	852,88	354.33
M	852,58	354.27
N	852,41	354,50
O	852,36	354,61

Tab. 2: La délimitation du gisement.

5. Réserves géologiques :

Le calcul des réserves d'argiles a été effectué par la méthode des blocs géologiques et celui de vérification par la méthode des isolignes.

Le tableau N° 3 résume les résultats de calcul des réserves pour le gisement.

N° de bloc	Superficie de bloc (m ²)	Volume de découverte (10 ³ m ³)	Volume de la substance utile (10 ³ m ³)
B- I	79 661	237,4	1 578,1
C ₁ - I	92 025	219,0	1 680,7
C ₁ - II	8 936	33,7	199,0
C ₁ - III	79 661	-	1 991,5
C ₁ - IV	10 741	45,9	71,6
Total B + C₁	191 636	536,0	5 520,9

Tab. 3 : Les réserves géologiques du gisement.

6. Eléments du gisement :

- Angle de pendage :

Il varie de **10** à **15°**, localement à **30°**.

- Sens de pendage :

Le pendage est orienté vers le **Nord- Est**, à direction **N 50°** à **N 60°**.

- Direction du gisement :

La direction du gisement est du **Nord- Ouest** au **Sud- Est**.

- Puissance du gisement :

La puissance moyenne du gisement est supérieure à **92 m**.

Chapitre II :

Caractéristiques du matériau

A - COMPOSITION GRANULOMETRIQUE : [24]

La qualité des matières premières à briques dépend du pourcentage des fractions argileuses (inférieures à **0,005mm**), poussiéreuses (particules comprises entre **0,05** et **0,005mm**) et des fractions sableuses (supérieures à **0,05mm**).

Les résultats de l'analyse granulométrique sont donnés dans le tableau N° 5 :

	Fractions argileuses (< 0,005mm)			Fractions poussiéreuses (< 0,05 – 0,005mm)			Fractions sableuses (> 0,05mm)		
	Min %	Max %	Moy %	Min %	Max %	Moy %	Min %	Max %	Moy %
Faisceau inférieur	13,02	22,67	18,08	50,34	78,60	66,39	3,27	33,75	14,63
Faisceau intermédiaire	11,32	35,69	22,43	55,36	81,56	70,11	2,50	20,50	7,46
Faisceau supérieur	11,25	35,93	24,61	54,94	80,82	69,74	2,50	23,52	5,65
Les trois faisceaux	11,25	35,93	22,48	50,34	81,56	69,33	2,50	33,75	8,19

Tab. 4: L'analyse granulométrique.

D'après les données du tableau, le pourcentage élevé des fractions poussiéreuses (varie de **50,34** à **81,56 %**) donne des argiles aleuritiques avec une sensibilité modérée au séchage. De plus, les particules sableuses — qui font dégraisser l'argile, diminuent sa plasticité, le retrait sur sec et le pouvoir liant — ne constituent que **8,19 %** des argiles d'où la nécessité de l'adjonction d'un dégraissant à ces derniers.

B - COMPOSITION CHIMIQUE : [24]

Le tableau N° 5 résume la composition chimique moyenne du gisement et de chaque faisceau lithologique.

Eléments	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	NaO ₂	Pertes au feu
Faisceau inférieur	62.02	15.72	5.52	3.18	1.57	0.90	-	-	7,52
Faisceau intermédiaire	58.77	17.26	5.94	3.42	1.74	0.79	-	-	8,37
Faisceau supérieur	57.92	17.06	5.82	4.70	1.62	0.69	-	-	8,96
Les trois faisceaux	59,70	16.69	5.77	3,60	1,66	0,81	-	-	8.21

Tab. 5: La composition chimique.

Pour les argiles, SO₃ et CaO sont considérés comme des impuretés nuisibles. Vu la régularité de la répartition des carbonates, la présence de CaO de **3,60 %** est jugée non nuisible. Etant donné que la teneur en SO₃ admise est de **1,8 %**, sa teneur dans le gisement est insignifiante.

C - COMPOSITION MINERALOGIQUE : [24]

Les deux minéraux prédominants sont la Kaolinite (de **20 %** à **40 %**) et le quartz.

La teneur en calcite constitue **3** à **12%**. Les argiles renferment du gypse (**2** à **3 %**), de la dolomite, des oxydes ferriques, des chlorites, des hydromicas et minéraux du type micacé.

D - PROPRIÉTÉS PHYSICO- MÉCANIQUES : [24,26]

1 -Le poids volumique, « ρ » :

C'est le poids total de la matière (grains solides + eau) contenue dans l'unité de volume. Il s'exprime en **g/cm³** et dépend de la composition chimique du matériau ainsi que de sa structure.

Il est traduit par la formule suivante :

$$\rho = P_t / V_t$$

Où : **P_t** – le poids total de l'échantillon, **g** ;

V – le volume total de l'échantillon, **cm³**.

La valeur moyenne est de : $2,166 \text{ g/cm}^3$.

2 -La teneur en eau, « w » :

Elle est donnée par le rapport, en pourcentage, de la masse de l'eau, contenue dans le matériau, à celle de la matière sèche. Elle est exprimée par la formule suivante :

$$w = (M_w / M_s).100, \%$$

Où : M_w – la masse de l'eau contenue dans l'échantillon, g ;

M_s – la masse de la matière sèche, g.

L'humidité naturelle moyenne est comprise entre 12 et 13 %.

L'eau, contenue dans les pores des roches, diminue leurs caractéristiques élastiques et leur résistance, augmente leur plasticité et leur adhésion.

3 - Le coefficient de foisonnement, « K_f » :

C'est l'indice de l'augmentation du volume après l'abattage du massif, il est exprimé par la formule :

$$K_f = V_f / V_m > 1$$

Où : V_f – le volume des roches foisonnées, m^3 ;

V_m – le volume des roches en massif, m^3 ;

La valeur moyenne de ce coefficient est : 1,6.

Cette grande valeur du coefficient de foisonnement diminue le rendement des engins miniers de chargement et de transport et elles augmentent la surface nécessaire des terrils et des stocks.

F - PROPRIÉTÉS GÉOMÉCANIQUES : [20,26]

Les propriétés géo- mécaniques d'un terrain sont représentées par son angle de frottement interne « j » et sa cohésion « c ». Pour les argiles, on prend en considération les propriétés d'un sol saturé (calcul à court terme) et les propriétés d'un sol non saturé (calcul à long terme).

1 - Sol saturé :

Dans ce cas, l'angle de frottement interne est nul alors, on a un sol purement cohérent. Pour déterminer sa cohésion, on fait un essai de compression simple. Cet essai permet de mesurer la résistance à la rupture en compression simple « Rc » du sol. C'est une forme particulière de l'essai triaxial non consolidé, non drainé.

La valeur de la résistance à la compression simple est donnée par la relation suivante :

$$Rc = \frac{4P}{\pi D^2}$$

Où : P – la charge appliquée à la rupture.

D – le diamètre de l'éprouvette d'essai.

La cohésion non drainée des argiles saturées s'en déduit par l'expression suivante :

$$Cu = \frac{Rc}{2}$$

2 -sol non saturé :

Dans ce cas, on procède à la saturation de notre échantillon en suite, on fait un essai CU (par une presse triaxiale) et un essai CD (par une presse triaxiale on la boîte de Casagrand).

Le gisement n'a pas fait l'objet d'une étude géotechnique d'où l'absence des données sur la résistance à la compression et celle à la traction. Ces données servent dans la détermination de la valeur de la cohésion et l'angle de frottement interne du sol. Les propriétés géo- mécaniques sont utilisées dans l'étude de la stabilité des talus et pour cela on va considérer les valeurs théoriques suivantes :

Sol drainé :

$$\phi = 15- 25^\circ ;$$

$$C = 10- 40 \text{ KPa.}$$

Sol non drainé :

$$\phi = 0^\circ ;$$

$$C = 80- 200\text{KPa.}$$

Chapitre III :

**Conditions
technico- minières
de la carrière**

A - RÉGIME DE FONCTIONNEMENT : [7]

La carrière des argiles de HAMMA fonctionne selon le régime suivant :

- Le nombre de jours ouvrables par an**154 jours /an** durant la période comprise entre le mois de Mai jusqu'au mois d'Octobre ;
- Le nombre de jours ouvrables par semaine**6 jours /semaine** ;
- Le nombre de postes de travail par jour.....**1 poste /jour** ;
- Le nombre d'heures de travail par poste**7 heures /poste**.

B - CAPACITÉ DE PRODUCTION : [7]

1 -capacité annuelle de production, A [t/an] :

La tâche technique assignée à ce projet est d'alimenter une briqueterie de production annuelle en argile égale à **250 000 tonnes /an** et une faïencerie de production annuelle **6 000 tonnes /an**.

Pour atteindre cet objectif, la carrière doit assurer une production annuelle « P » en argile égale à **256 000 tonnes /an**. tout en tenant compte des pertes suivantes :

- Le taux de pertes « T₁ » dû à l'extraction et au transport : **T₁ = 5 %** ;
- Le taux de salissage « T₂ » est de **5 %** ;
- Le taux de pertes « T₃ » dû au stockage en usine : **T₃ = 5 %**.

La production annuelle de la carrière sera :

$$A = P + P. T_1 + P. T_2 + P. T_3 = P (1 + T_1 + T_2 + T_3) \quad (\text{III. 1})$$

$$A = 256\ 000 \times (1 + 0,05 + 0,05 + 0,05)$$

$$A = 294\ 400 \text{ tonnes /an}$$

2 -production journalière, A_j [t/j] :

La production journalière est le rapport de la production annuelle « A » sur le nombre de jours ouvrables par an « N_{jo} » :

$$A_j = A / N_{jo} \quad (\text{III. 2})$$

$$A_j = 294\ 400 / 154$$

$$A_j = 1\ 912 \text{ tonnes /jour}$$

3 -production par poste, A_p [t/poste] :

Elle est calculée à partir de la formule suivante :

$$A_p = A_j / N_{pj} \quad \text{(III. 3)}$$

Où : A_j – la production journalière, $A_j = 1\,912$ t/ jour ;

N_{pj} – le nombre de postes par jour. $N_{pj} = 1$ poste.

$$A_p = 1\,912 / 1$$

$A_p = 1\,912$ tonnes / poste

4 -production horaire, A_h [t/h] :

Elle est donnée par l'expression suivante :

$$A_h = A_p / (N_{hp} \times K) \quad \text{(III. 4)}$$

Où : A_p – la production par poste. $A_p = 1\,912$ t/ poste ;

N_{hp} – le nombre d'heures de travail par poste. $N_{hp} = 7$ h ;

K – le coefficient d'utilisation pratique d'un poste, $K = 0,85$.

$$A_h = 1\,912 / (7 \times 0,85)$$

$A_h = 321,3$ tonnes
--

Le tableau suivant résume les valeurs des différentes productions de la carrière. la densité du minerai est égale à $2,166$ t/m³ :

Production					
Annuelle		Journalière		Horaire	
<i>t/an</i>	<i>m³/an</i>	<i>t/jour</i>	<i>m³/jour</i>	<i>t/heure</i>	<i>m³/heure</i>
294 400	135919	1 912	883	321,3	148,3

Tab. 6: La production de la carrière.

C - RÉSERVES EXPLOITABLES : [7]

Le tableau N° 7 résume les réserves exploitables du gisement pour chaque niveau d'exploitation.

Niveau d'exploitation	Cote du niveau d'exploitation, m	Volume des roches minières, m ³	Volume des pertes, m ³	Volume des roches stériles, m ³	Réserves exploitables, m ³
I	610	32 482	4 398	7 483.0	20 601.0
II	604	77 604	5 892	10 114.2	61597.8
III	598	131 476	7 252	9 754.7	114 469.3
IV	592	147 847	8 622	8 683.6	130 541.4
V	586	226 614	10 872	12 516.7	203 225.3
VI	580	304 851	15 750	14 320.5	274 780.5
VII	574	296 264	13 950	15 175.0	267 139.0
VIII	568	370 586	15 866	16 846.8	337 873.2
IX	562	441 264	18 302	17 482.8	405 479.2
X	556	421 128	18 270	15 954.6	386 903.4
TOTAL		2 450 116	119 174	128 331.9	2 202 610.1

Tab. 7: Les réserves exploitables.

D - DURÉE DE VIE DE LA CARRIÈRE : [7]

La durée de vie d'une carrière est composée :

- D'une durée de construction ;
- D'une durée d'exploitation que l'on va calculer ;
- D'une durée de fermeture.

La durée d'exploitation est déterminée par l'expression suivante :

$$T = Q / A \quad (\text{III. 5})$$

Où : **Q** – les réserves exploitables du gisement. m^3 ;

A – la production annuelle de la carrière. m^3/an .

$$T = \frac{2202610 .1}{135919}$$

$T = 16 \text{ ans}$

Chapitre IV :

La stabilité des talus

A - GÉNÉRALITÉS : [12, 13, 14, 19, 21, 22]

La stabilité du massif rocheux est une fonction directement proportionnelle à ses résistances et inversement proportionnelle à son état de tension. L'instabilité de ce massif engendre un glissement de terrain qui est définie comme le déplacement d'une masse de terrains meubles ou rocheux le long d'une surface de rupture par cisaillement. Cette surface est caractérisée par la relation de Coulomb :

$$\tau = C + \sigma \operatorname{tg}\varphi \quad (\text{IV. 1})$$

Où : C : la cohésion du massif, **KPa** ;

φ : l'angle de frottement interne, ° ;

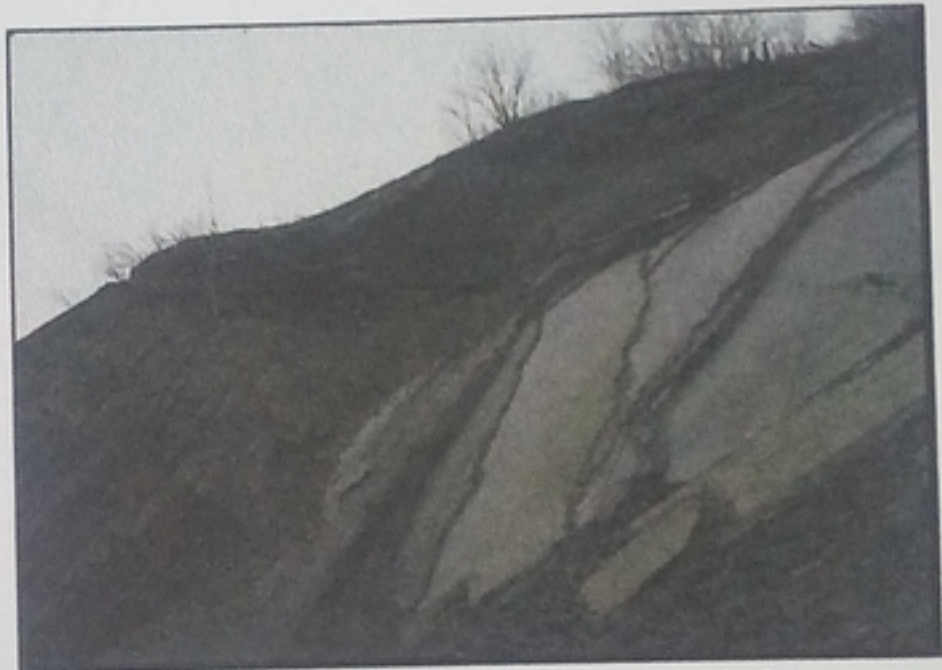
τ : la contrainte tangentielle, **KPa** ;

σ : la contrainte normale, **Kpa**.

$\sigma = \sigma' + u$, avec : σ' : la pression effective, u : la pression interstitielle.

Selon la géométrie de cette surface, on peut distinguer trois types principaux de glissements :

- **glissement plan** : mouvement au long d'une surface sensiblement plane (couche ou surface tectonique). Il se produit surtout en milieu rocheux.



- **glissement circulaire ou rotationnel** : surface de glissement plus ou moins circulaire ; mouvement caractérisé en général par l'existence d'une zone de départ net et par un bourrelet frontal plus ou moins marqué ; le remaniement interne dépend de la nature des terrains et de l'importance du déplacement. Il se produit en particulier en terrains meubles, dans les roches homogènes à faible cohésion ou très divisées ;

1. Couronne ; 2. Escarpement arrière ; 3. Escarpement latéral ; 4. Pied ; 5. Bourrelet transversal ; 6. Fissure radiale ; 7. Front ; 8. Surface du terrain à l'origine ; 9. Radeau de végétation

- *glissement quelconque* : le mouvement est très semblable au précédent dans son allure externe, mais la section verticale de la surface de glissement est de forme irrégulière. Il s'agit souvent d'une combinaison des deux cas précédents.

Pour le calcul de la stabilité des talus, on procède à la détermination de leur coefficient de sécurité et pour cela on considère un talus de hauteur « H » faisant un angle « α » avec l'horizontale. On suppose que sa ligne de glissement possible est un arc de cercle « AMC » et on cherche les conditions de l'équilibre de la masse « ABCMA » qui est soumise aux efforts suivants : poids propre du massif, réactions du sol en place le long de la surface de rupture, pressions interstitielles.

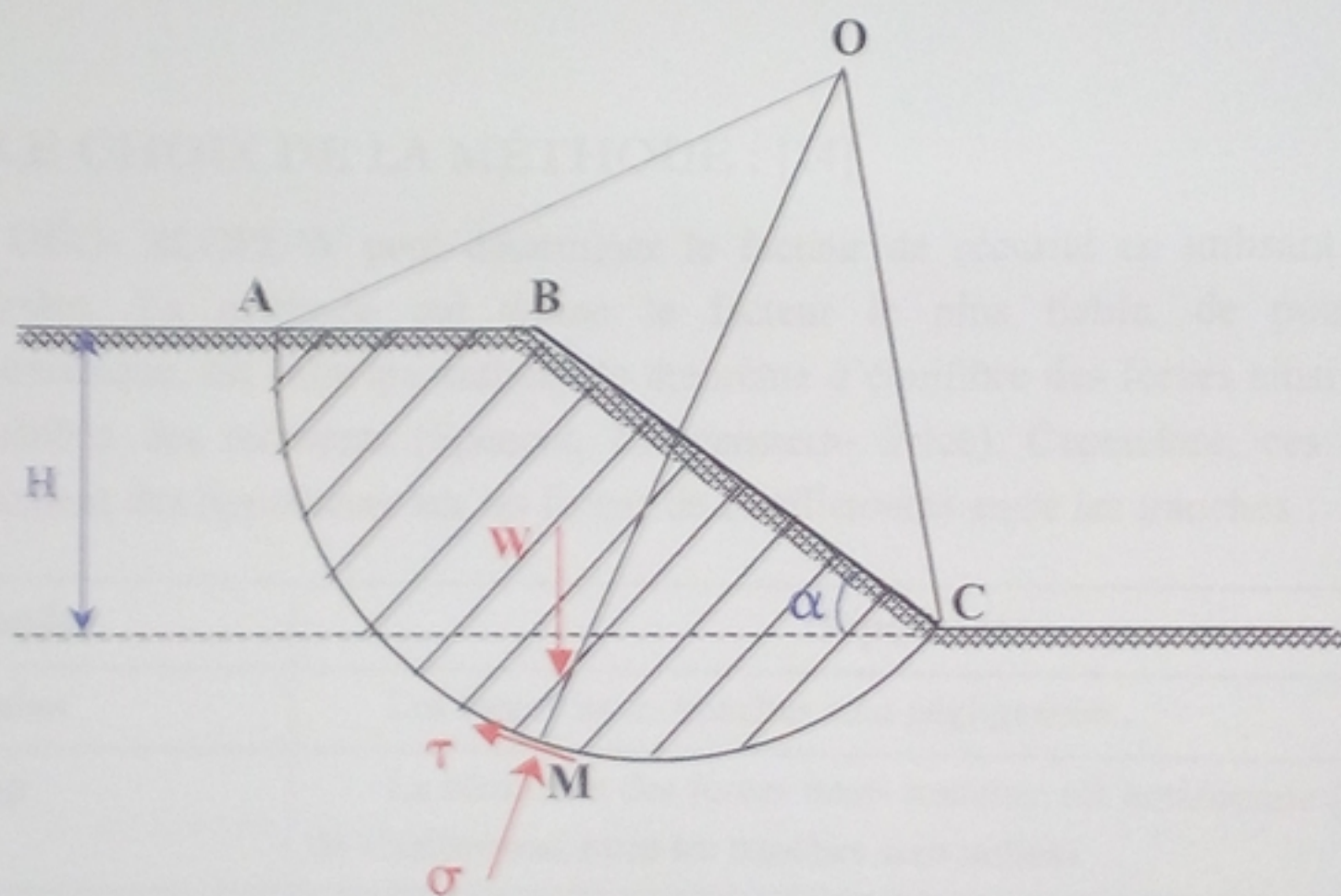


Fig. 1- Principe du calcul de la stabilité d'un talus.

Le coefficient de sécurité est défini comme étant le rapport du moment résistant au cisaillement sur le moment des contraintes de cisaillement (moment moteur), les moments étant pris au centre du cercle de rupture :

$$F = \frac{M_{\text{résistant}}}{M_{\text{moteur}}} \quad (\text{IV. 2})$$

Si $F < 1$, le talus est instable. Si $F = 1$, la ligne de glissement est en état d'équilibre limite. Si $F > 1$, le talus est en état d'équilibre et pour plus de sécurité, on considère que pour $F > 1.3$, le talus est plus stable et on suppose, dans ce cas, que la rupture ne peut se produire.

Pour l'analyse de la stabilité des talus, on a utilisé le logiciel « **GÉO- SLOPE/W** » qui est un programme pour la vérification de la stabilité des pentes.

Il utilise des méthodes d'analyse basées sur la recherche des conditions d'équilibre limite aptes à déterminer les conditions de stabilité des pentes avec n'importe quelle géométrie que ça soit celle du profil du terrain que celle des stratifications. Parmi les méthodes utilisées, on distingue la méthode de : Fellenius, Bishop, Janbu, Spencer et Morgenstern- Price.

Les surfaces de glissement sont définies singulièrement. Les vérifications peuvent être effectuées sur des terrains drainés ou non drainés, soit en conditions naturelles qu'en présence de séisme.

B - LE CHOIX DE LA MÉTHODE : [14]

GÉO- SLOPE W peut déterminer le facteur de sécurité en utilisant plusieurs méthodes. La méthode qui donne le facteur le plus fiable, de point de vu mathématique, est celle qui satisfait le théorème d'équilibre des forces ainsi que celui d'équilibre des moments (Spencer, Morgenstern- Price). Cependant, ces méthodes nécessitent des hypothèses sur les forces de cisaillements entre les tranches :

Méthode	Hypothèse
Fellenius	Les forces inter- tranches sont négligeables.
Bishop	La résultante des forces inter- tranches est horizontale (les forces de cisaillement entre les tranches sont nulles)
Janbu	La résultante des forces inter- tranches est horizontale. Un facteur empirique de correction est utilisé pour l'estimation des forces de cisaillement entre les tranches.
Spencer	La résultante des forces inter- tranches est constante pour toutes les tranches de la masse glissante.
Morgenstern- Price	La direction de la résultante des forces inter- tranches est déterminée en utilisant une fonction arbitraire.

Tab. 8 : Les hypothèses utilisées dans les différentes méthodes.

La différence entre les méthodes peut être illustrée par le graphe de la figure 2, il donne le facteur de sécurité en fonction de λ qui représente la relation existante entre les forces normales et celles de cisaillement.

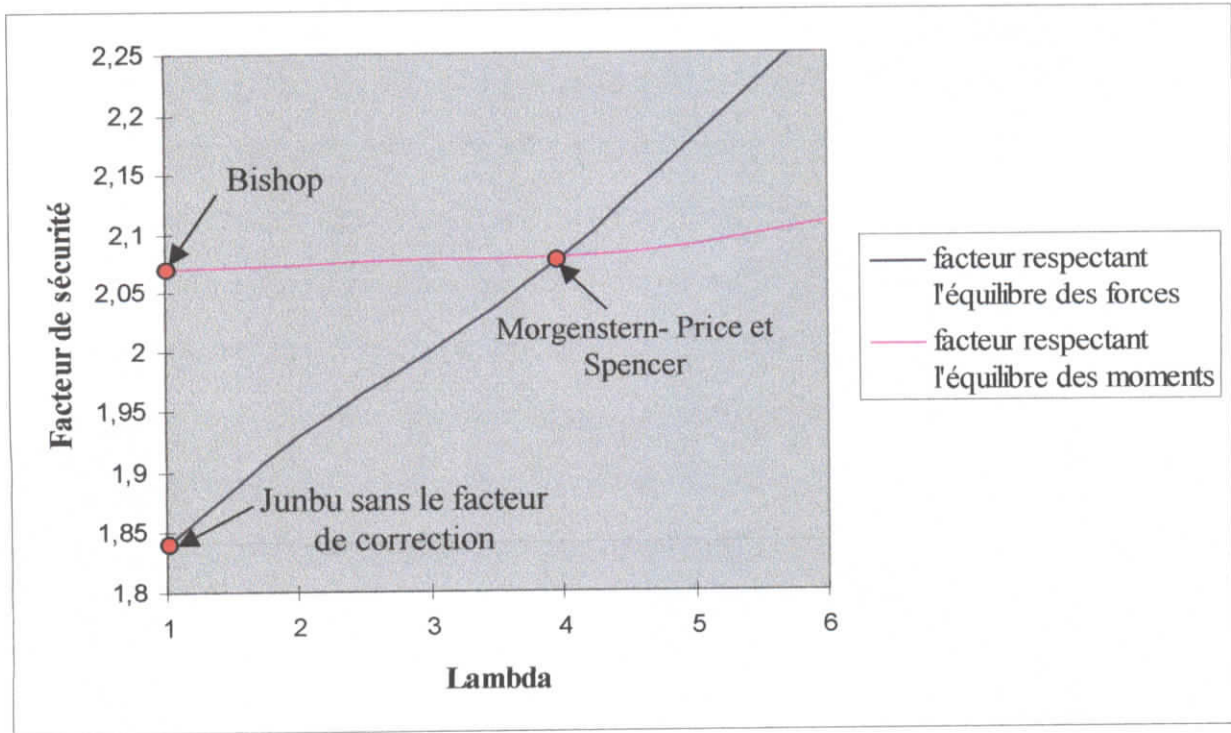


Fig. 2 : Graphe représentant la relation entre les forces normales et celles de cisaillement.

$\lambda = 0$, aucune relation entre les tranches ;

$\lambda \neq 0$, existence de forces de cisaillement entre les tranches.

Les méthodes, qui négligent la relation entre les tranches, conduisent aux erreurs de calcul. Cependant, la méthode de Bishop, du fait que l'équilibre des moments est insensible au cisaillement existant entre les tranches, donne approximativement les mêmes résultats que la méthode de Morgenstern- Price qui vérifie les deux théorèmes d'équilibre. C'est pour cela qu'on va utiliser la méthode de Bishop pour l'analyse de la stabilité des talus.

C - LA MÉTHODE DE BISHOP : [17, 19, 20, 21]

Cette méthode consiste à subdiviser le massif en rupture en tranches verticales d'épaisseur « b » assez petite, chaque tranche est en équilibre sous l'action des forces qui lui sont appliquées :

- Son poids : $W_n = \gamma h_n$;
- Deux forces horizontales (incluant les pressions hydrauliques), de part et d'autre, X_n et X_{n+1} qui proviennent des tranches voisines ;
- La résultante des contraintes normales σ et tangentielles τ à la base de la tranche.

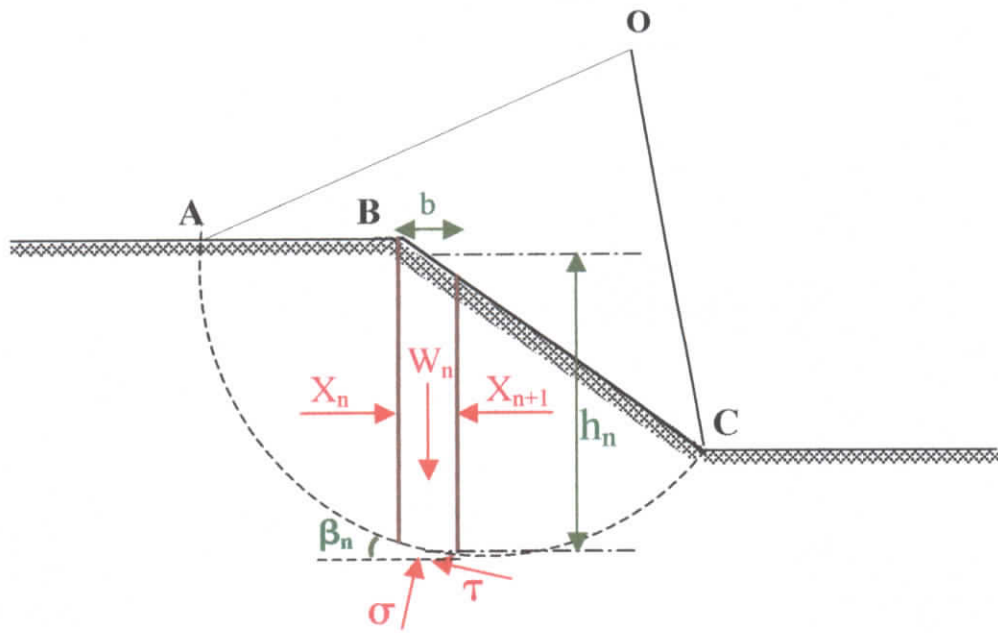


Fig. 3— La méthode de Bishop (méthode des tranches).

En prenant toutes les tranches de la même épaisseur, l'expression du coefficient de sécurité selon Bishop sera :

(IV. 3)

$$Fs = \frac{1}{\sum_{i=1}^n W \times \sin \beta_i} \sum_{i=1}^n \frac{[W_i + (X_n - X_{n+1}) - U_i b] \text{tg } \varphi' + C' b}{\cos \beta_i + \sin \beta_i \frac{\text{tg } \varphi'}{Fs}}$$

U_i : la pression interstitielle sur la base de la tranche i ;

D - APPLICATION 1 : LA STABILITE D'UN SEUL TALUS :

Vu l'absence des données géotechniques, on va étudier la stabilité des talus en variant l'angle de frottement interne et la cohésion.

Puisque les argiles sont des matériaux fins cohérents, on doit analyser leur stabilité en considérant l'ensemble des caractéristiques drainées et non drainées.

1- Calcul à long terme :

Pour les sols saturés, la résistance au cisaillement est définie par les contraintes totales. Pour les argiles : **Cu = 80- 200 KPa** et **Φu = 0**.

D'après les figures 4, 5 et 6, le facteur de sécurité minimal est supérieur à **1,3** dans les trois cas considérés. Ce qui veut dire que le talus est stable et qu'on peut augmenter l'angle de talus afin d'augmenter les réserves exploitables. Cependant, en augmentant l'angle « α », il faudrait tenir compte du facteur de gonflement des argiles qui peut conduire au glissement de ces derniers. Pour résoudre ce problème d'instabilité, il faut réaliser des murs de soutènement et des digues aux pieds des talus, et ne pas déblayer complètement les pieds des gradins.

1- a- Le cas où : Cu = 80 KPa et Φu = 0.

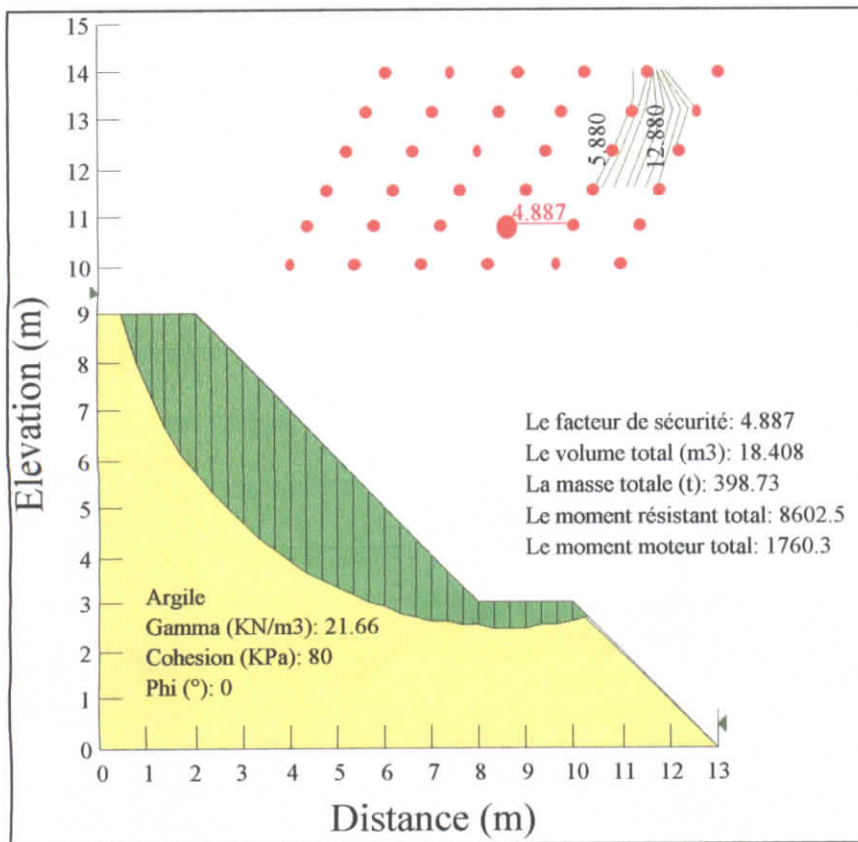
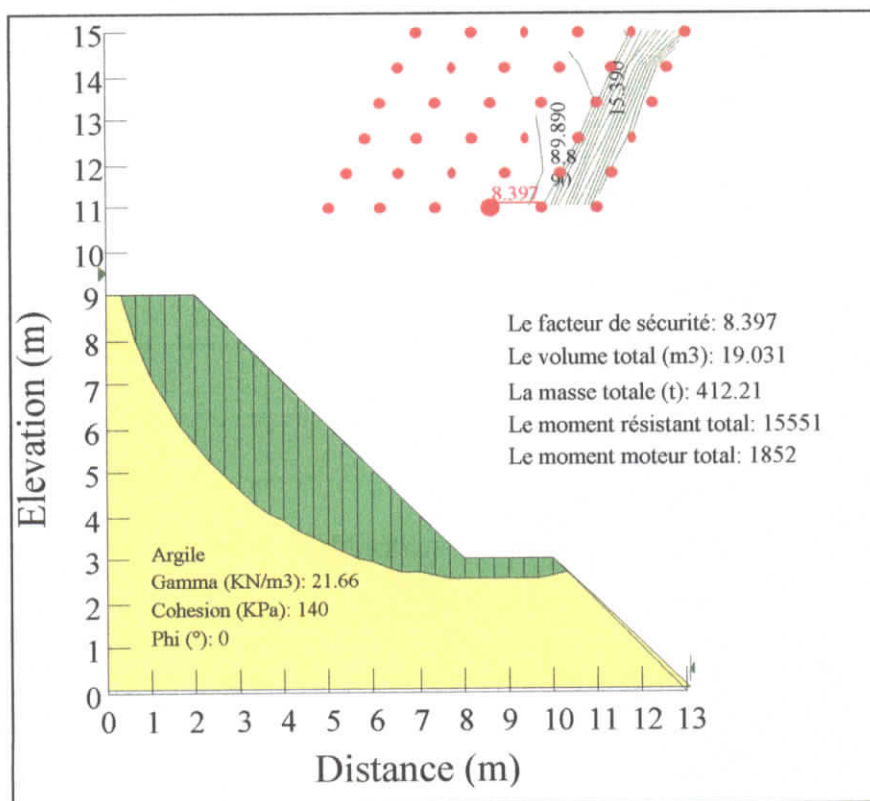


Fig. 4: L'analyse de la stabilité des talus par la méthode de Bishop.

1- b- Le cas où : $C_u = 140$ KPa et $\Phi_u = 0$.

Fig. 5 : L'analyse de la stabilité des talus par la méthode de Bishop.



1- c- Le cas où : $C_u = 200$ KPa et $\Phi_u = 0$.

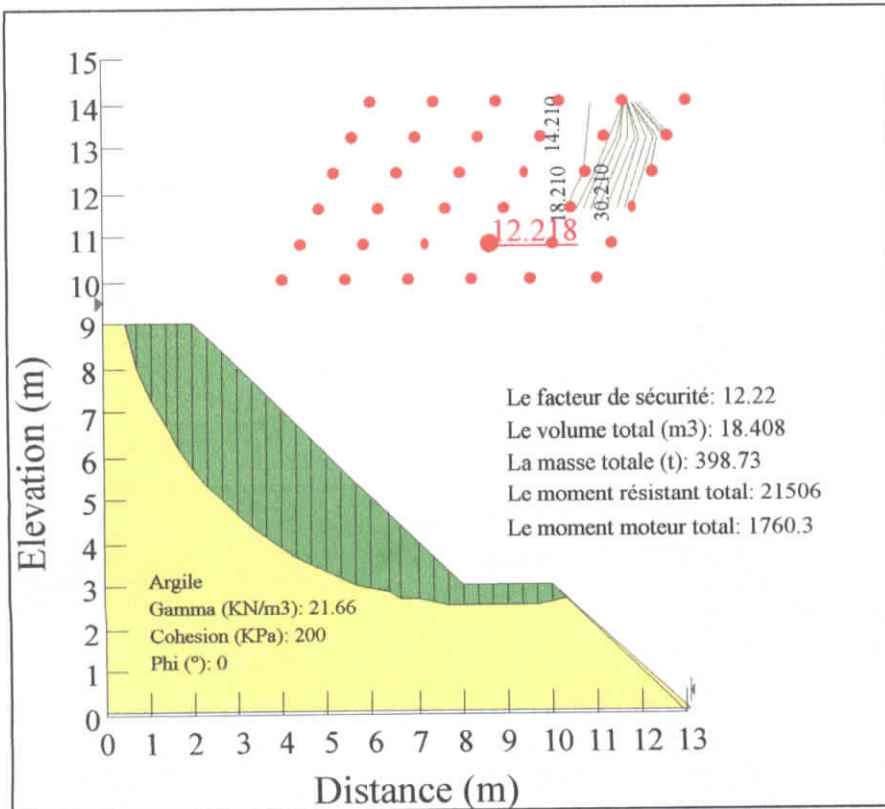


Fig. 6 : L'analyse de la stabilité des talus par la méthode de Bishop.

2- Calcul à court terme :

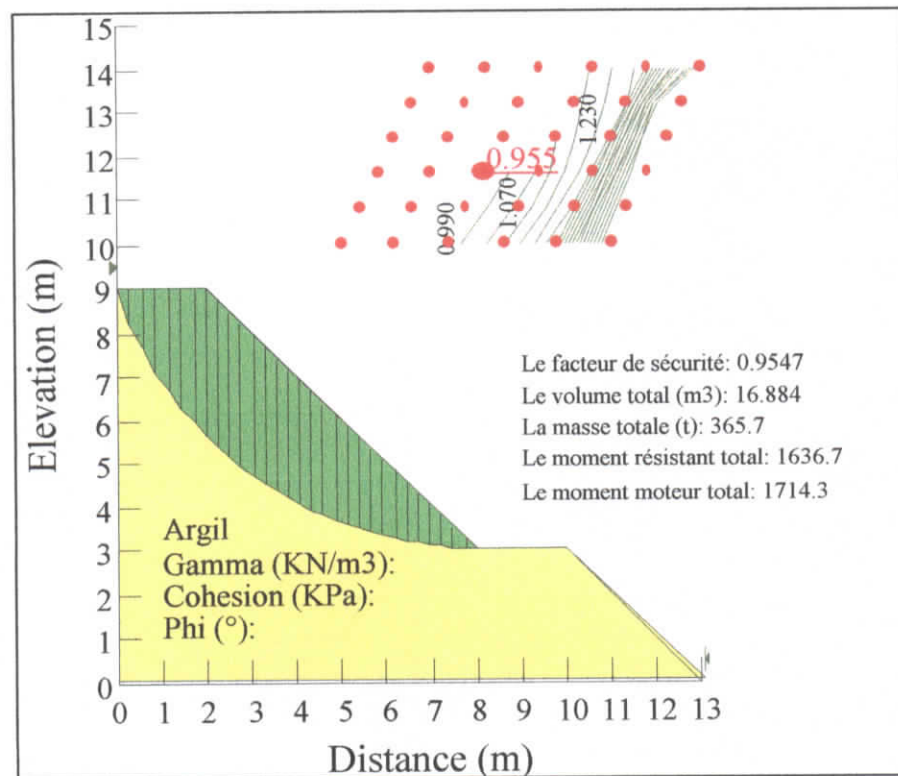
Dans ce cas, on a un sol non saturé ce qui explique l'expression de la résistance au cisaillement en contraintes effectives.

Pour les argiles : $C' = 10- 40 \text{ KPa}$ et $\Phi' = 15- 25^\circ$.

Dans les figures 9 et 10, le facteur de sécurité minimal est supérieur à 1,3 donc, le talus est stable. Tandis que, dans les figures 7 et 8, le facteur de sécurité est inférieur à 1,3 ce qui veut dire que le talus est instable ($F < 1$) et qu'il faut aplanir l'angle du talus. De plus, il faut surveiller constamment la stabilité de ces talus et on doit les renforcer soit en faisant des murs de soutènement ou en injectant des solutions consolidantes.

2- a- Le cas où : $C' = 10 \text{ KPa}$ et $\Phi' = 15^\circ$.

Fig. 7 : L'analyse de la stabilité des talus par la méthode de Bishop.



2- b- Le cas où : $C' = 10$ KPa et $\phi' = 25^\circ$.

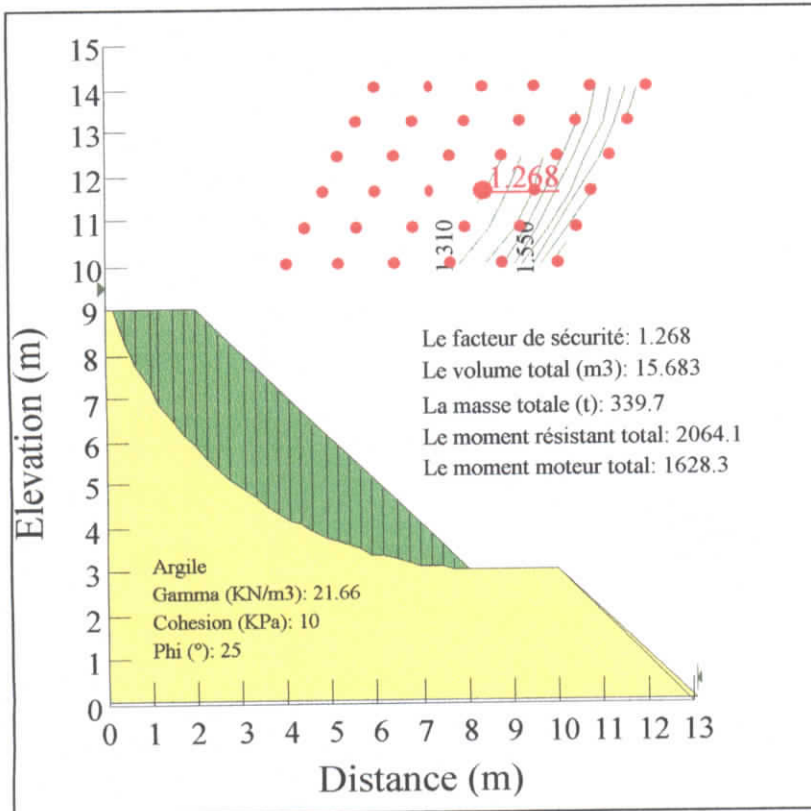


Fig. 8: L'analyse de la stabilité des talus par la méthode de Bishop.

2- c- Le cas où : $C' = 40$ KPa et $\phi' = 15^\circ$.

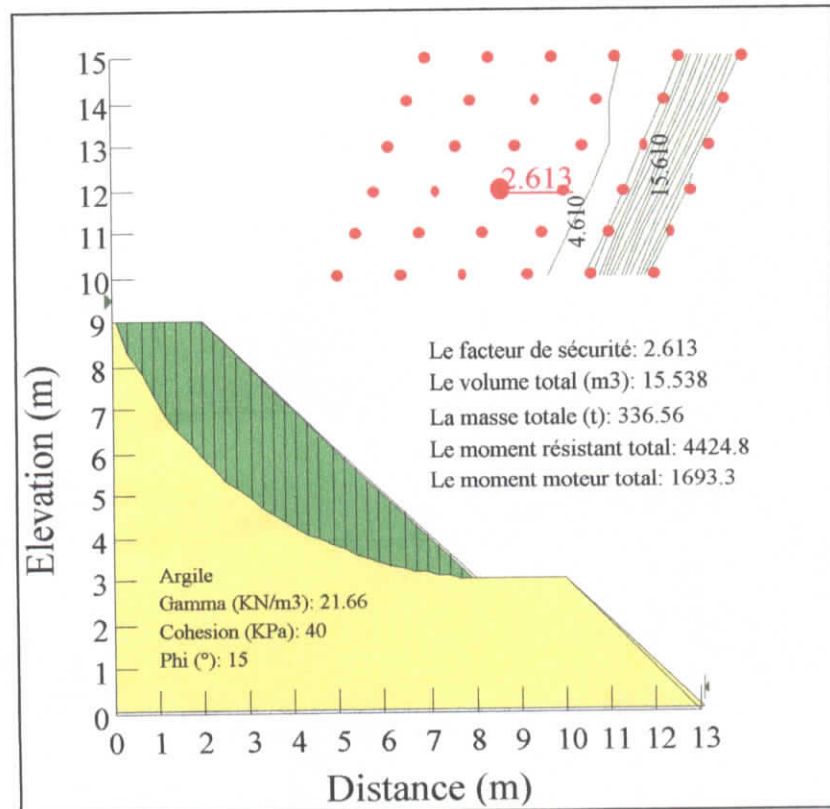


Fig. 9: L'analyse de la stabilité des talus par la méthode de Bishop.

2- d- Le cas où : $C' = 40$ KPa et $\phi' = 25^\circ$.

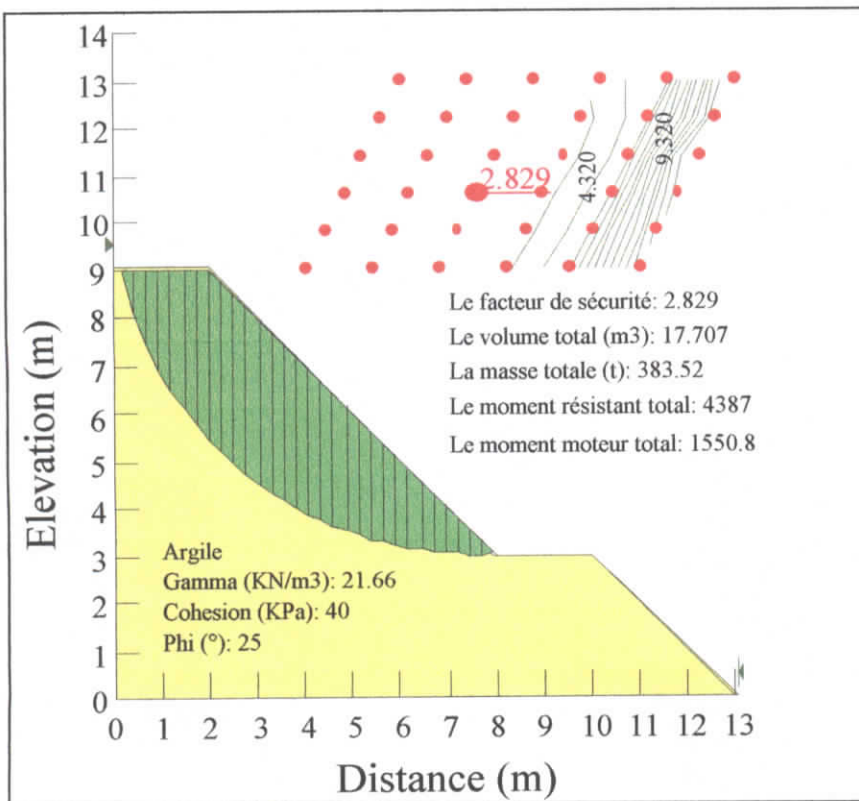


Fig. 10: L'analyse de la stabilité des talus par la méthode de Bishop.

E - APPLICATION 2 : LA STABILITÉ DES TALUS DU BORD EN LIQUIDATION.:

1- Calcul à long terme :

Dans la figure 11, le facteur de sécurité minimal est inférieur à 1 donc, le bord en liquidation est instable. Pour assurer sa stabilité, on peut : augmenter la valeur de la berme de sécurité, réaliser des digues et des murs de soutènement. De plus, il faut éviter de surcharger les talus qui présentent un risque de glissement.

Dans les figures 12 et 13, le facteur de sécurité est supérieur à 1.3 ce qui veut dire que les talus du bord en liquidation sont stables.

1- a- Le cas où : $C_u = 80 \text{ KPa}$ et $\Phi_u = 0$.

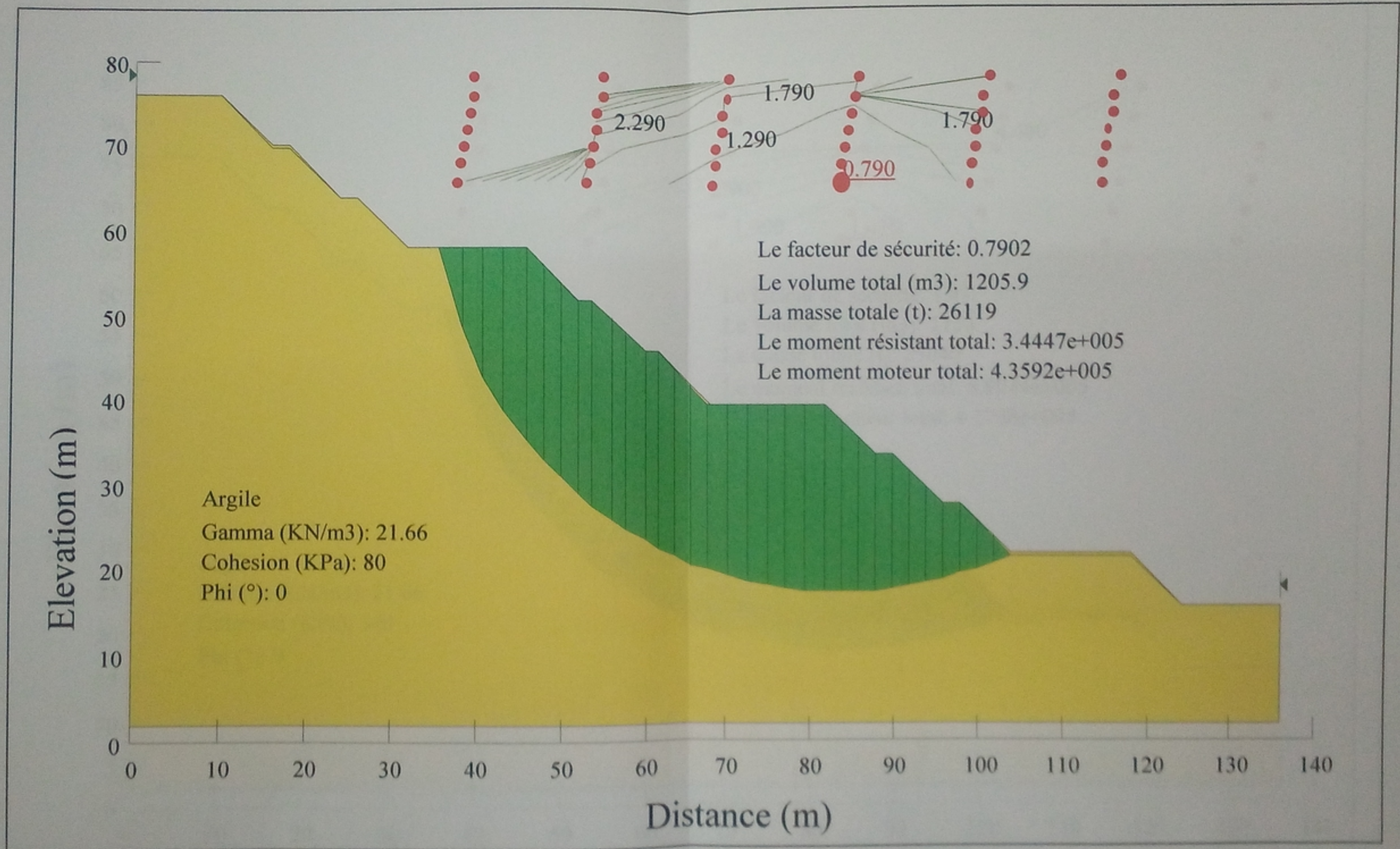


Fig. 11: L'analyse de la stabilité des talus du bord en liquidation par la méthode de Bishop.

1- b- Le cas où : $C_u = 140 \text{ KPa}$ et $\Phi_u = 0$.

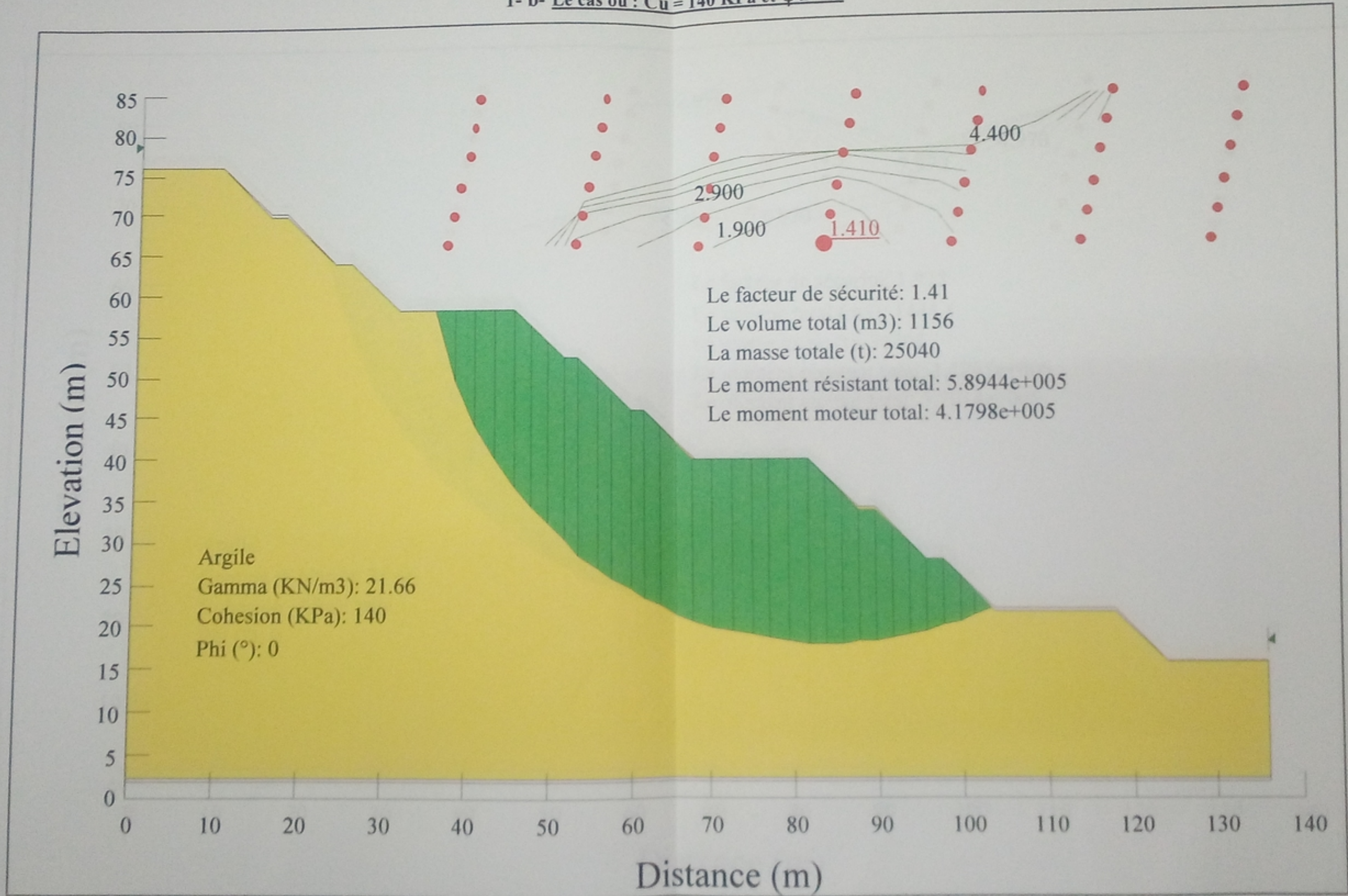


Fig. 12: L'analyse de la stabilité des talus par la méthode de Bishop.

1- c- Le cas où : $C_u = 200 \text{ KPa}$ et $\Phi_u = 0$.

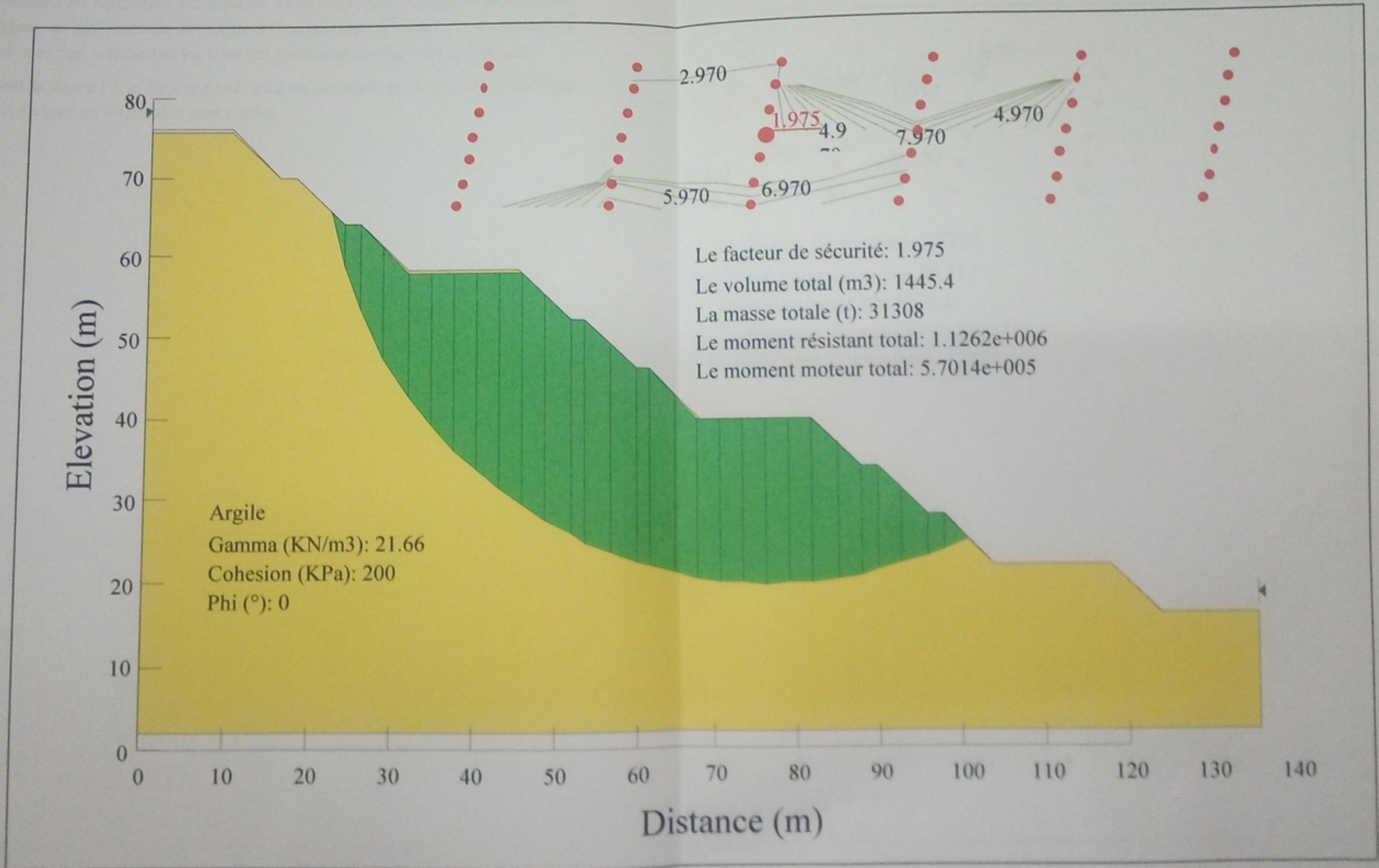


Fig. 13: L'analyse de la stabilité des talus par la méthode de Bishop.

2- Calcul à court terme :

Dans les figures **14, 15, et 16**, le facteur de sécurité minimal est inférieur à **1.3** donc, le bord en liquidation est instable. Pour assurer sa stabilité, il faut réaliser des digues et des murs de soutènement, augmenter la valeur de la berme de sécurité et ne pas surcharger les talus qui présentent un risque de glissement.

Dans la figure **17**, le facteur de sécurité est supérieur à **1.3** ce qui veut dire que les talus du bord en liquidation sont stables.

2- a- Le cas où : $C' = 10 \text{ KPa}$ et $\phi' = 15^\circ$.

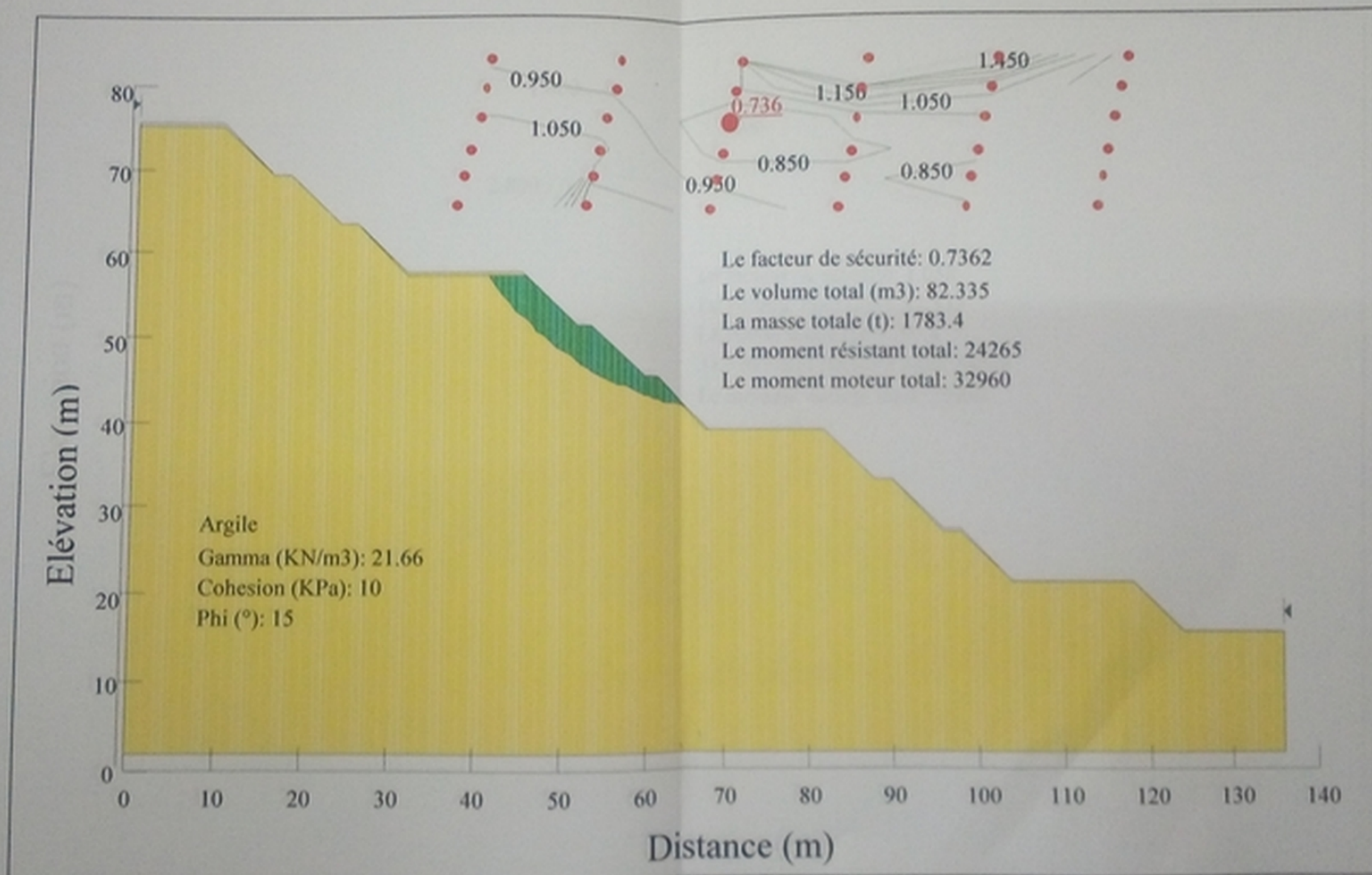


Fig. 14: L'analyse de la stabilité des talus par la méthode de Bishop.

2- b- Le cas où : $C' = 10 \text{ KPa}$ et $\phi' = 25^\circ$.

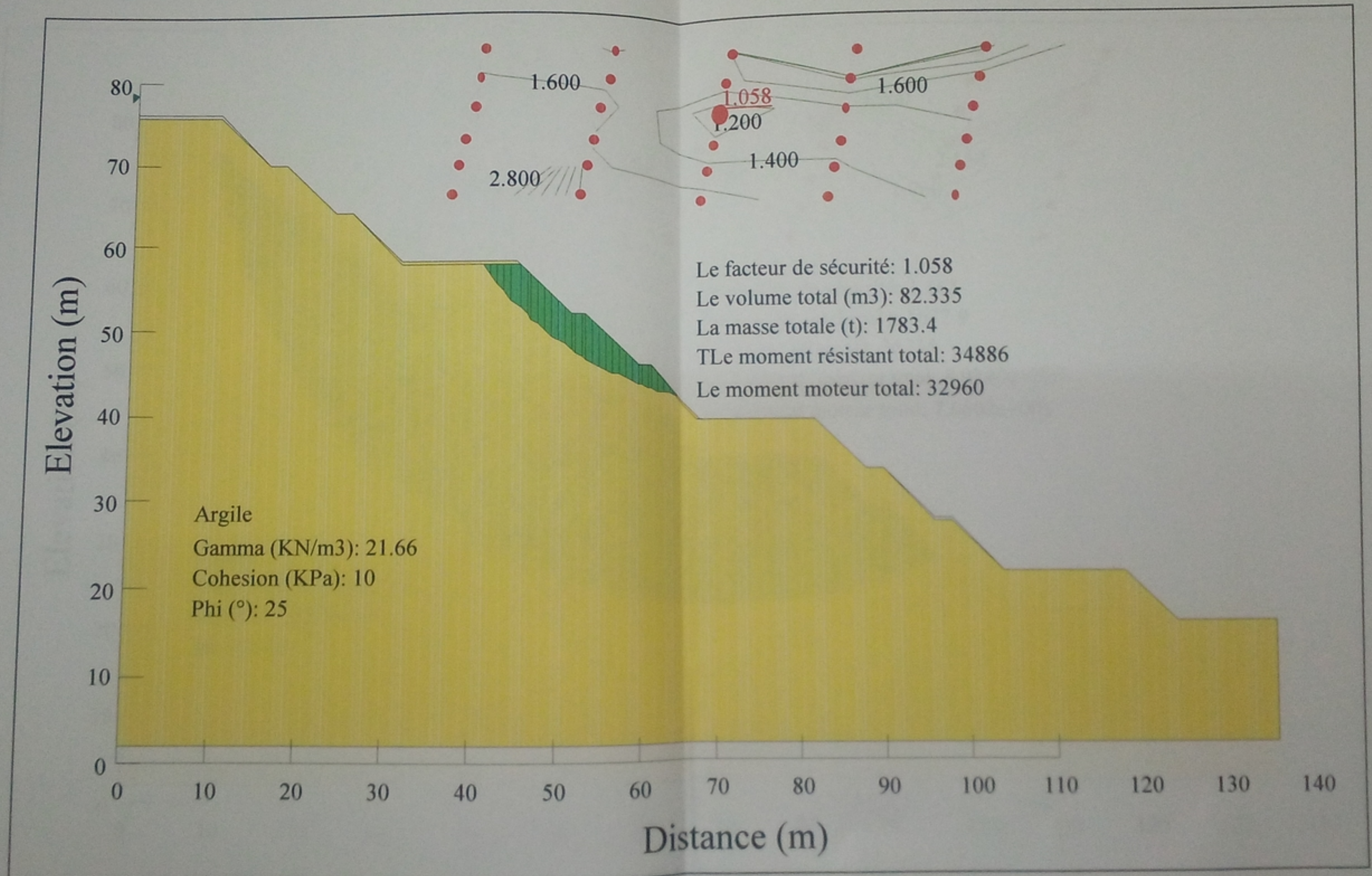


Fig. 15: L'analyse de la stabilité des talus par la méthode de Bishop.

2- c- Le cas où : $C' = 40 \text{ KPa}$ et $\Phi' = 15^\circ$.

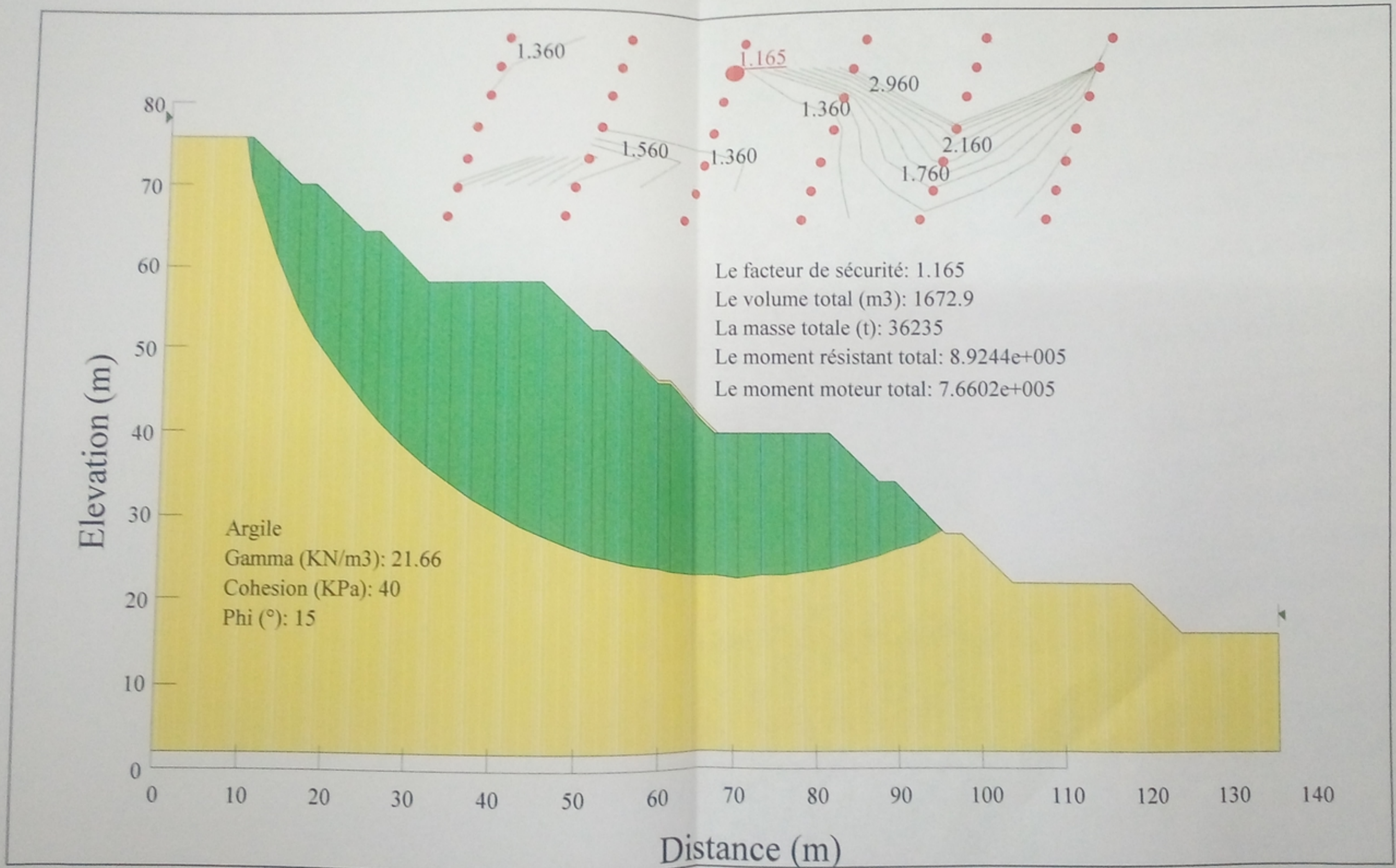


Fig. 16: L'analyse de la stabilité des talus par la méthode de Bishop.

2- d-as où : $C' = 40 \text{ KPa}$ et $\varphi' = 25^\circ$.

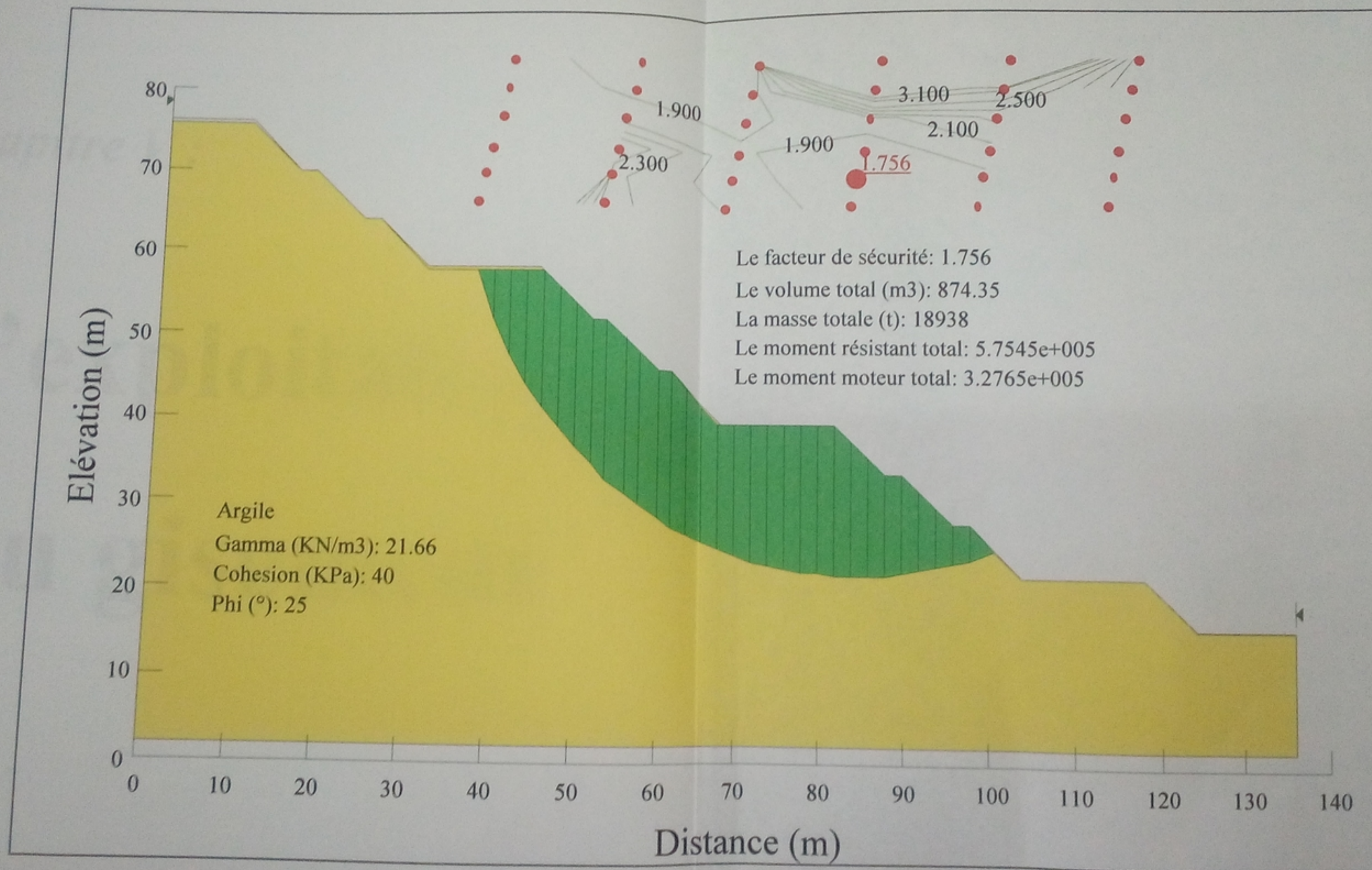
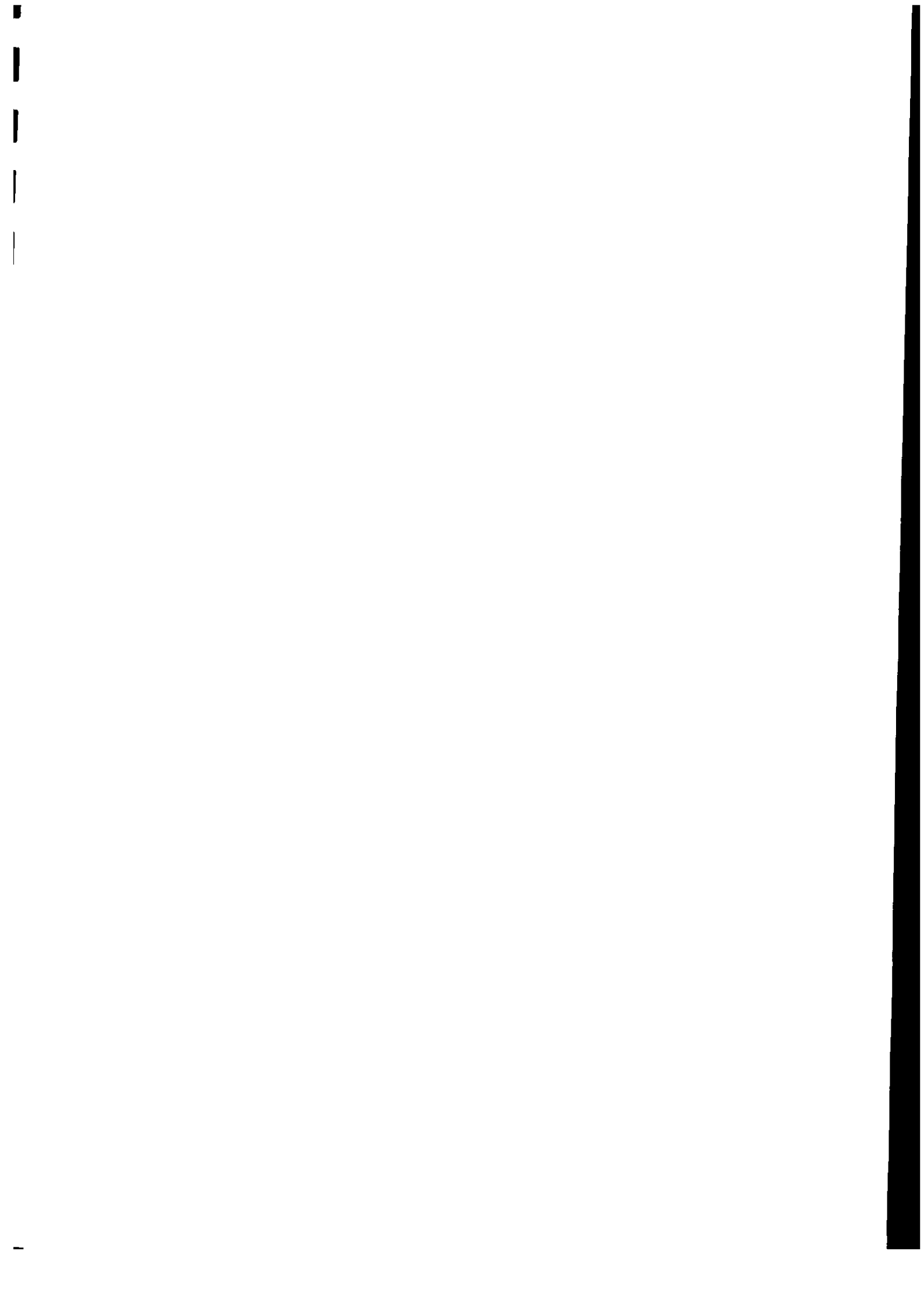


Fig. 17: L'analyse de la stabilité des talus par la méthode de Bishop.



Chapitre V :

L'exploitation du gisement

A - LA DÉCOUVERTURE DU GISEMENT : [6, 24, 26]

Les travaux de découverte consistent à déplacer la terre stérile de recouvrement vers les terrains réservés à cet effet (mise à terril).

Le recouvrement du gisement est représenté par de la terre végétale souillée de débris calcaires et de limon. Son épaisseur moyenne est de l'ordre de **1 m**.

Le volume total moyen de recouvrement s'élève à **128 331,9 m³**.

Le coefficient de découverte « K_d », qui est le rapport entre le volume de recouvrement et celui de l'assise utile (égale à **2 450 116 m³**), est égal à **0,05**.

La découverte du gisement comporte deux fonctions : *le décapage* et *la mise à terril*.

Les travaux de découverte, de terrassement et d'aménagement des pistes sont assurés par un bulldozer sur chenilles.

Les roches stériles vont être refoulées par bulldozers vers un terril intérieur qui est limité au Sud et au Sud- Est par la courbe de niveau **556 m**, au Nord et au Nord-Ouest par les limites du gisement.

La carrière dispose d'un bulldozer **CATERPILLAR** de type **D7R**, ayant les caractéristiques suivantes :

Puissance du moteur		250 ch	
Vitesses maximales	Marche avant	1 ^{ère}	3,5 Km/h
		2 ^{ème}	6,4 Km/h
		3 ^{ème}	10,8 Km/h
	Marche arrière	1 ^{ère}	4,7 Km/h
		2 ^{ème}	8,1 Km/h
		3 ^{ème}	13,8 Km/h
Caractéristiques de la lame	Capacité		3,89 m³
	Longueur de la lame		4,12 m
	Hauteur de la lame		1,11 m
	Profondeur de cavage		0,67 m
Caractéristiques des dents de rippage	Largeur de la poutre		2,20 m
	Profondeur maximale de défoncement		0,748 m

Tab. 9 : Caractéristiques du bulldozer D7R.

B - ACCÈS ET OUVERTURE DU GISEMENT : [3, 26]

L'accès au gisement sera assuré par des pistes à partir de la route qui longe sa limite Est. Ces pistes seront réalisées à chaque niveau d'exploitation et auront les caractéristiques suivantes :

❖ **La longueur des pistes :**

La longueur moyenne de chaque piste est donnée dans le tableau suivant :

N° du niveau d'exploitation	Cote du niveau d'exploitation, m	Longueur moyenne de la piste, m	N° du niveau d'exploitation	Cote du niveau d'exploitation, m	Longueur moyenne de la piste, m
I	610	50	VI	580	70
II	604	62	VII	574	80
III	598	96	VIII	568	68
IV	592	82	IX	562	52
V	586	60	X	556	78

Tab. 10: La longueur moyenne de chaque piste.

❖ **La largeur de la piste :**

La largeur de la chaussée des pistes dépend des paramètres techniques des camions utilisés pour le transport. Pour une voie double, elle est donnée par la formule suivante :

$$T = 2 \times (a + c) + X + r \quad (V. 1)$$

Où : **a** – la largeur de la benne du camion, **a = 4,63 m** :

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

$$c = 0,5 + 0,005 \times V \quad (V. 2)$$

V = 20 Km/h, la vitesse moyenne des camions.

c = 0,6 m ;

X – la distance entre les bennes des camions, **X = 2 x c**, soit : **X = 1,20 m** ;

r – la largeur de la rigole d'évacuation d'eau, **r = 0,4 m**.

La largeur de la piste sera :

$$T = 12,06 \text{ m}$$

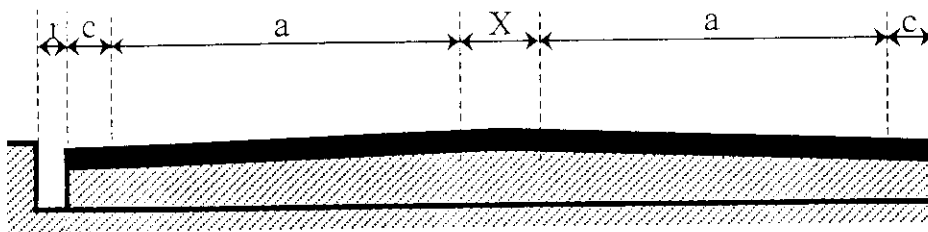


Fig. 18 – Profil en travers de la piste d'accès.

(Échelle : 1/100)

❖ **La pente de la piste :**

Le profil des pistes doit permettre l'évacuation des eaux météoriques. Pour cela, les pistes doivent être légèrement inclinées :

- 8 à 10 % en ligne droite ;
- 5 à 6 % dans les virages.

Dans les virages afin d'éviter que les engins miniers et de transport ne sortent de la piste, on envisage un léger dévers qui doit être inférieur à 3 %.

❖ **Le rayon de virage :**

Les rayons de virage doivent être au minimum égaux au rayon de braquage des camions. Ainsi donc, on choisira un rayon égale à 8 m.

❖ **Évaluation du volume des travaux envisagés pour chaque piste :**

En général, la piste a une forme d'un prisme donc, le volume des travaux envisagés serait :

$$V = S \times L \quad (\text{V. 3})$$

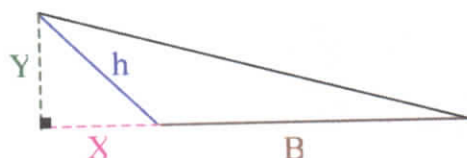
Où : S – la surface moyenne de la base du prisme (triangle) à déblayer, m²;

L – la longueur du prisme à déblayer, m.

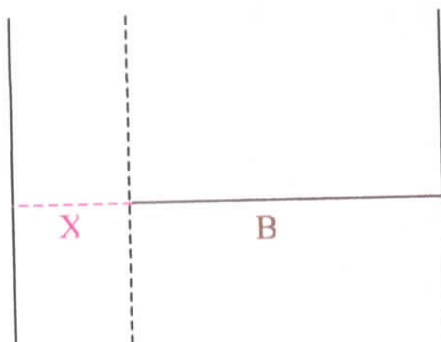
$$\text{On a : } S = \frac{1}{2} B \times h$$

Où : B – la largeur de la piste, m ;

$$h \text{ – l' hypoténuse du triangle de calcul : } h = \sqrt{Y^2 + X^2} \quad (\text{V. 4})$$



(1)



(2)

Fig. 19 – Schémas représentant : 1- une coupe d'une piste ; 2- une piste sur le plan.

Le tableau suivant nous donne les volumes à déblayer et à remblayer pour chaque piste :

N° du niveau d'exploitation	Cote du niveau d'exploitation, m	Volume à déblayer, m ³	Volume à remblayer, m ³
I	610	794.3	1 270.9
II	604	952.9	1 524.6
III	598	1 636.8	2 618.9
IV	592	1 316.9	2 107.0
V	586	1 023.0	1 636.8
VI	580	1 200.8	1 921.3
VII	574	1 177.6	1 884.2
VIII	568	880.3	1 408.5
IX	562	690.6	1 105.0
X	556	1 252.7	2 004.3

Tab. 11: Évaluation des volumes de déblais et remblais de chaque piste de chaque niveau d'exploitation.

Le volume total à déblayer : $V_{td} = 10\,925.9\text{ m}^3$.

Le volume total à remblayer : $V_{tr} = 17\,481.5\text{ m}^3$.

C - TECHNOLOGIE D'EXPLOITATION : [3, 4, 5, 25, 26]

1 - Système d'exploitation :

L'exploitation est un processus complexe et décisif. La finalité de l'exploitation est de permettre en sécurité, au maximum et en moins de pertes et de dilution, l'extraction des minerais utiles du sol (ou du sous-sol) avec un effet économique.

Etant donné que les argiles sont des roches tendres, l'utilisation des explosifs ne sera pas nécessaire. L'extraction de ces roches va être réalisée par rippage, le chargement par une chargeuse sur pneu et enfin, le transport sera par camions.

Le choix de la méthode d'exploitation dépend des différents engins miniers et de transports employés ainsi que les exigences des usines qui vont être alimentés

par les argiles de cette carrière. Par conséquent, on propose une méthode d'exploitation où l'extraction se fera par gradins conduits successivement jusqu'au contour final. Les travaux miniers dans le gradin inférieur ne démarrent que peu avant la fin de ceux dans le gradin immédiatement supérieur.

Afin d'obtenir le front initial des travaux, chaque gradin sera préparé par creusement d'une piste d'accès à partir de la route goudronnée qui constitue la limite orientale du gisement. Ces pistes seront tracées latéralement au sens de développement des gradins d'exploitation.

Dans le plan d'exploitation de la carrière, on a représenté les gradins du bord en liquidation de la carrière. Entre ces gradins, on a laissé deux banquettes de 2 m de largeur (la berme de sécurité) et la troisième banquette a une largeur de 12 m : cela pour avoir le maximum d'extraction.

Si on veut avoir plus de sécurité et pour pouvoir utiliser le terrain après l'épuisement du gisement, on doit laisser deux banquettes de 6 m de largeur et la troisième serait de 12 m de largeur.

2 - Eléments du système d'exploitation :

La nature du gisement ainsi que les engins mis en œuvre pour l'extraction et le transport des roches minières et stériles prédéterminent les principaux paramètres du système d'exploitation.

2.1. Hauteur du gradin :

Le choix de la valeur de cet élément dépend :

- Des propriétés physico- mécaniques de la roche :
- De la stabilité des talus des gradins :
- Des paramètres de travail du bulldozer.

Pour le gisement de HAMMA, la hauteur maximale des gradins est fixée à 6 m.

2.2. Angle de talus du gradin :

Il est fonction des propriétés physico- mécaniques de la roche, de la stabilité des talus et des paramètres des engins miniers.

L'angle de talus du gradin en exploitation sera : $\alpha = 45^\circ$.

L'angle de talus du gradin en liquidation sera : $\delta = 38^\circ$.

2.3. Largeur de la plate forme de travail :

L'extraction des roches minières sera réalisée par émottage mécanique ainsi donc, la largeur minimale de la plate forme de travail serait :

$$L_{p,t} = Z + T + C + A, \text{ m} \quad (\text{V. 5})$$

Où : **Z** – la largeur du prisme éventuel d'éboulement, **m** ;

T – la largeur de la voie de transport, **m** ;

C – la distance entre l'arête inférieure du talus et la voie de transport, **m** ;

A – la largeur de l'enlevure en massif, **m**.

➤ La valeur de « Z » est donnée par la formule suivante :

$$Z = H \left[\frac{1}{\text{tg}(\delta)} - \frac{1}{\text{tg}(\alpha)} \right] \quad (\text{V. 6})$$

Où : **H** – la hauteur du gradin, **m** ;

δ – l'angle de talus du gradin en liquidation, ° ;

α – l'angle de talus du gradin en exploitation, ° ;

Pour : **H** = 6m, **δ** = 38° et **α** = 45°, on trouve :

Z = 1,67 m mais, pour avoir plus de sécurité, on prend :

$$\boxed{Z = 2,0 \text{ m}}$$

➤ La valeur de « C » est donnée par l'expression :

$$C = 0,2 \times H \quad (\text{V. 7})$$

Ce qui nous donne :

$$\boxed{C = 1,2 \text{ m}}$$

➤ A partir du paragraphe « B » (accès et ouverture du gisement), on a :

$$\boxed{T = 12,06 \text{ m}}$$

➤ La largeur de l'enlevure en massif « A » est égale à l'entrée des dents de rippage qui est égale à la largeur moyenne du trapèze « ABED » défoncé par le ripper, c'est-à-dire (du chapitre V, paragraphe D- 1- a) :

$$A = 3,27 \text{ m}$$

Alors, la largeur de la plate- forme serai égale à :

$$L_{p.f} = 18,5 \text{ m}$$

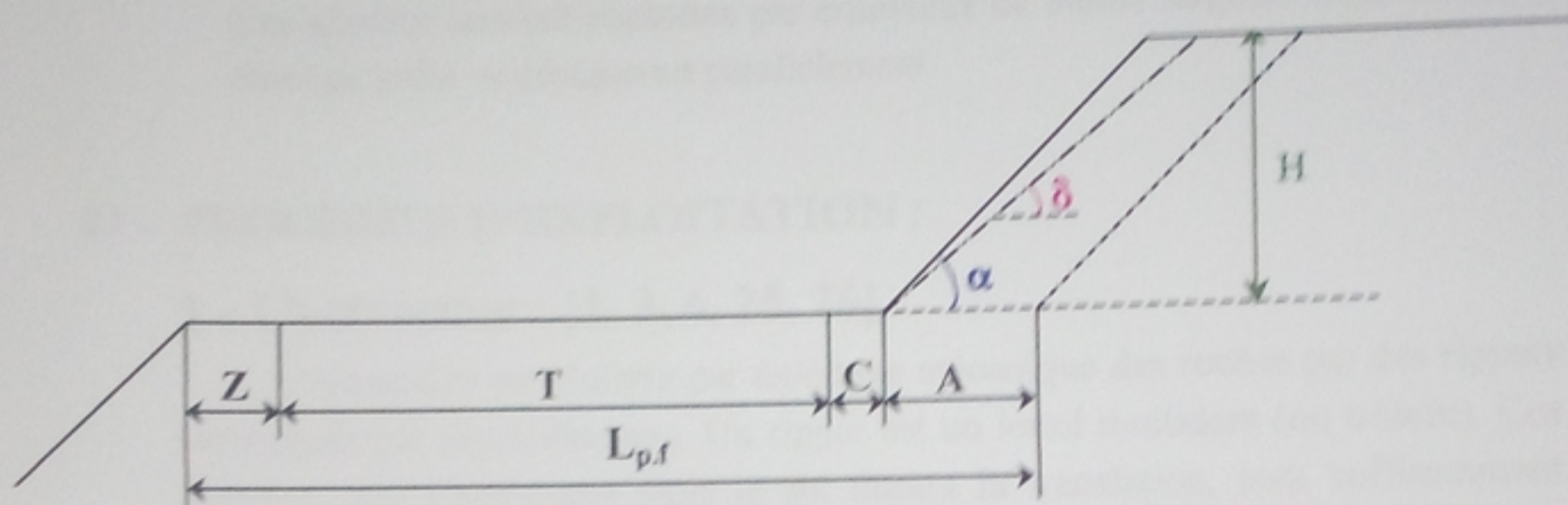


Fig. 20 – Largeur de la plate forme de travail.
(Échelle : 1 / 200)

2-4- Longueur du bloc :

Suivant la longueur, un gradin peut être divisé en blocs dont leur longueur est fonction de la production. Si on détermine la longueur du bloc « L_B » pour une production hebdomadaire « A_{heb} », on aura :

$$L_B = \frac{A_{heb}}{A \times H} \quad (V. 8)$$

Où : A_{heb} – la production hebdomadaire de la carrière,

$$A_{heb} = 5\,298 \text{ m}^3 / \text{semaine} ;$$

H – la hauteur du gradin, $H = 6 \text{ m}$;

A – la largeur de l'enlevure en massif, $A = 3,27 \text{ m}$.

Le calcul nous donne :

$$L_B = 270 \text{ m}$$

2-5- Sens de déplacement du front de taille :

Compte tenu de la topographie du gisement et de la lithologie de l'assise utile, il serait recommandé d'entamer l'exploitation dans la partie Sud- Est, à partir de la côte **610 m**, et d'avancer les travaux vers le Nord- Ouest, jusqu'à la côte **556 m**.

La progression de tous les points du front se ferait avec une même vitesse. Les gradins seraient exploités par enlevures de même largeur. Ainsi donc, le front de taille se déplacerait parallèlement.

D - PROCESSUS D'EXPLOITATION :

1 - L'extraction : [1, 3, 6, 25, 26]

L'extraction est réalisée par émottage mécanique des roches par des rippers remorqués par des bulldozers. Un ripper est un lourd multident (ou trident). Ces derniers, qui s'enfoncent dans le sol durant la translation, sont suffisamment écartées pour permettre le dégagement de la matière désagrégée.

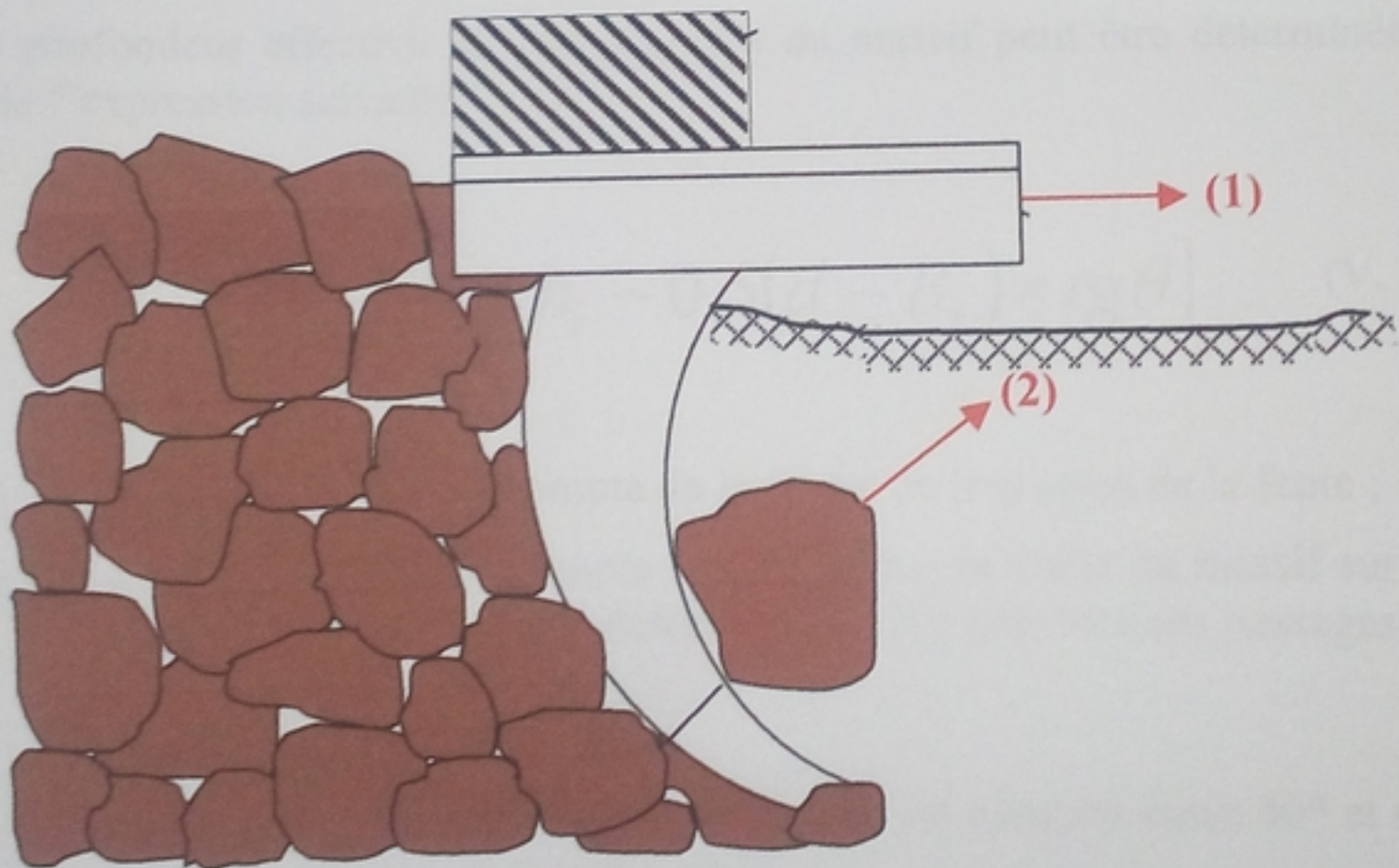


Fig. 21 – Schéma de l'action du ripper sur le sol.

- (1) – Le sens du déplacement du ripper ;
- (2) – Le sens d'arrachement des roches.

a -Le défoncement au ripper :

❖ *La direction :*

La direction de défoncement est imposée par le tracé du chantier. Il est recommandé de réaliser la scarification dans la direction de refoulement des bulldozers, c'est-à-dire le long du bloc d'excavation.

❖ *La vitesse :*

Afin d'obtenir une production économique et d'éviter l'altération des dents du ripper, on a opté pour une vitesse de rippage qui est égale à **1,5 Km/h**.

❖ *Le nombre de dents :*

Il est nécessaire de faire des essais avant de décider le nombre de dents. Puisque les argiles sont des roches tendres, on peut commencer de travailler avec deux dents. Si le matériau est facilement pénétré et défoncé en blocs de taille satisfaisante, on essaye de travailler à trois dents.

❖ *La profondeur de défoncement :*

La profondeur effective de défoncement du massif peut être déterminée à l'aide de l'expression suivante :

$$h_d = \frac{1}{K_2} [K_1 \times h_t - 0.5(d - B_s) \times \text{tg}\theta] \quad (\text{V. 9})$$

Où : K_1 – le coefficient qui tient compte de la forme de la section de la fente ;

K_2 – le coefficient qui tient compte de l'influence de l'état du massif sur les dimensions des piliers non détruits qui se forment lors des passages;

B_s – la largeur du fond de la fente;

θ – l'angle du bord de la fente, généralement il est compris entre 40° et 60° .

Pour notre projet, on prend $\theta = 50^\circ$;

d – la distance entre les passages voisins, $d = 1 \text{ m}$;

h_t – la profondeur maximale de la pénétration de la dent, $h_t = 0,748 \text{ m}$.

Les paramètres K_1 , K_2 et B_s sont les indices de rippabilité qui dépendent de la nature du terrain à scarifier. Ils sont présentés dans le tableau suivant :

Classe des roches en fonction de leur rippabilité	K_1	K_2	Bs (m)
Facilement ameublées	1.00	0.85	0.30 – 0.50
Moyennement ameublées	0.95	0.95	0.20 – 0.30
Difficilement ameublées	0.90	1.00	0.15 – 0.25

Tab. 12: Les indices de rippabilité.

On considère que les argiles de HAMMA sont moyennement ameublées, et dont les indices de rippabilité sont les suivants :

$$K_1 = 0.95, K_2 = 0.95 \text{ et } Bs = 0.25.$$

Donc, la profondeur de défoncement effectif du massif serait :

$$h_d = \frac{1}{0.95} [0.95 \times 0.748 - 0.5(1 - 0.25) \text{tg } 50]$$

$$h_d = 0,25 \text{ m}$$

❖ *Durée d'un cycle de rippage:*

Le bloc d'excavation est subdivisé en trois sous- blocs, qui vont être rippés séparément. La durée d'un cycle de rippage est la durée de rippage d'un sous-bloc d'excavation, elle comprend le temps d'une passe « T_{rip} » et le temps des manœuvres « T_m ».

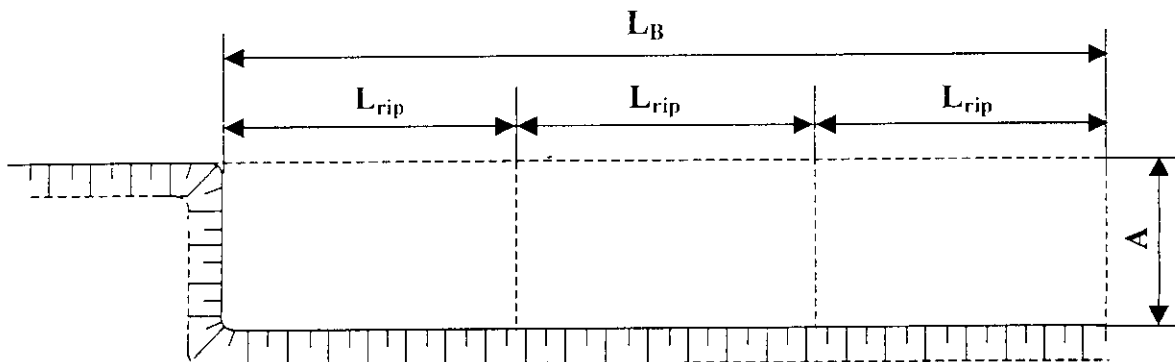


Fig. 22 – Schéma représentant la subdivision du bloc d'excavation en sous-blocs.

○Le temps d'une passe correspond au temps nécessaire pour le défoncement d'un sou- bloc d'excavation, il est donné par l'expression suivante :

$$T_{rip} = \frac{L_{rip}}{V_{rip}} \quad (V. 10)$$

Où : L_{rip} – la distance de rippage qui est égale au tiers de la longueur du

$$\text{bloc d'excavation, } L_{rip} = \frac{L_B}{3} = \frac{270}{3} = 90 \text{ m ;}$$

V_{rip} – la vitesse moyenne de rippage. $V_{rip} = 1,5 \text{ Km/h} = 25 \text{ m/min.}$

Donc :

$$T_{rip} = \frac{90}{25}$$

$$T_{rip} = 3,26 \text{ min}$$

○Le temps des manœuvres représente le temps nécessaire pour le ripper afin de lever, se retourner et abaisser les dents de nouveau. Il est estimé à :

$$T_m = 1,5 \text{ min}$$

○La durée d'un cycle de rippage serait :

$$T_{cy.rip} = T_{rip} + T_m \quad (V. 11)$$

$$T_{cy.rip} = 3.26 + 1.5$$

$$T_{cy.rip} = 4,76 \text{ min}$$

❖ *Le coefficient d'utilisation pratique du ripper :*

Lors d'un poste de travail, le bulldozer réalise le rippage du bloc d'excavation ainsi que le refoulement du matériau défoncé vers la plate- forme inférieure.

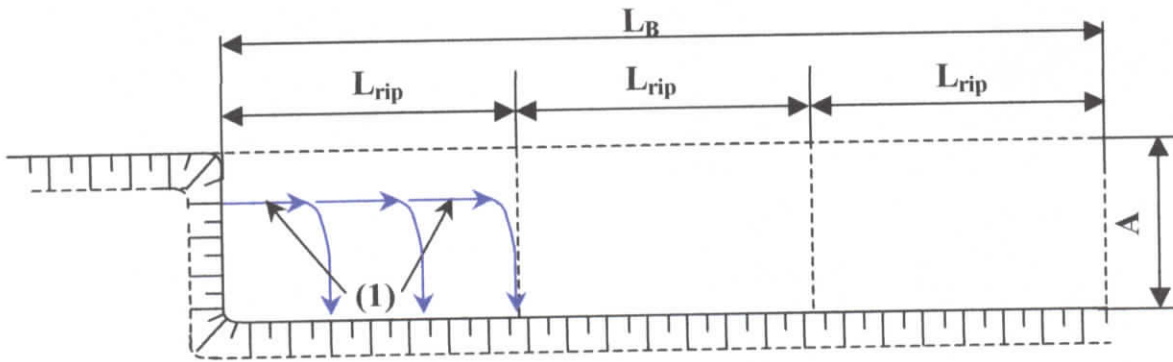


Fig. 23 – Schéma représentant le refoulement du matériau défoncé.

(1) – la direction de refoulement.

- **Le temps de refoulement du matériau défoncé à chaque cycle de rippage :**

Il est estimé par l'expression suivante :

$$T_{cy.ref} = T_{ref} + T_{ret} + T_{mL} + T' \quad (V. 12)$$

Où : T_{ref} – le temps nécessaire pour le refoulement du matériau ameubli.

Sachant que le débit de refoulement est de $700 \text{ m}^3/\text{h}$ sur une distance de 40 m et le volume foisonné à déplacer est de 117.76 m^3 , sur une distance de 90 m . le temps de refoulement serait : $T_{ref} = 4.48 \text{ min}$.

T_{ret} – le temps de retour du bulldozer, $T_{ret} = 3 \text{ min}$;

T_{mL} – le temps des manœuvres de la lame, $T_{mL} = 3 \text{ min}$;

T' – le temps tenant compte du colmatage du matériau et de la difficulté de refoulement, $T' = 2 \text{ min}$.

Le temps total nécessaire pour le refoulement du matériau défoncé à chaque passe de ripper est estimé à :

$$T_{cy.ref} = 12.48 \text{ min}$$

- **Le coefficient d'utilisation pratique du ripper :**

La durée d'un poste de travail est composée de :

$$T_p = N_{cy} \times (T_{cy.rip} + T_{cy.ref}) + T_{main} \quad (V. 13)$$

Où : T_p – la durée d'un poste de travail, $T_p = 420 \text{ min}$;

$T_{cy.rip}$ – la durée du cycle de rippage, $T_{cy.rip} = 4.76 \text{ min}$;

$T_{cy.ref}$ – la durée du cycle de refoulement, $T_{cy.ref} = 12.48 \text{ min}$;

N_{cy} – le nombre de cycles de rippage- refoulement, $N_{cy} = 21 \text{ cycles}$;

T_{main} – le temps de maintenance,

$$T_{main} = T_p - N_{cy} \times (T_{cy.rip} + T_{cy.ref})$$

$$T_{main} = 57.96 \text{ min.}$$

Donc, le coefficient d'utilisation pratique du ripper est :

$$K_{u.rip} = \frac{N_{cy} \times T_{cy.rip}}{T_p} \quad (\text{V. 14})$$

$$K_{u.rip} = 0.24$$

❖ *le volume d'argiles défoncé à chaque cycle de rippage :*

Le trapèze « ABDE » représente la section du volume défoncé après chaque passe du ripper.

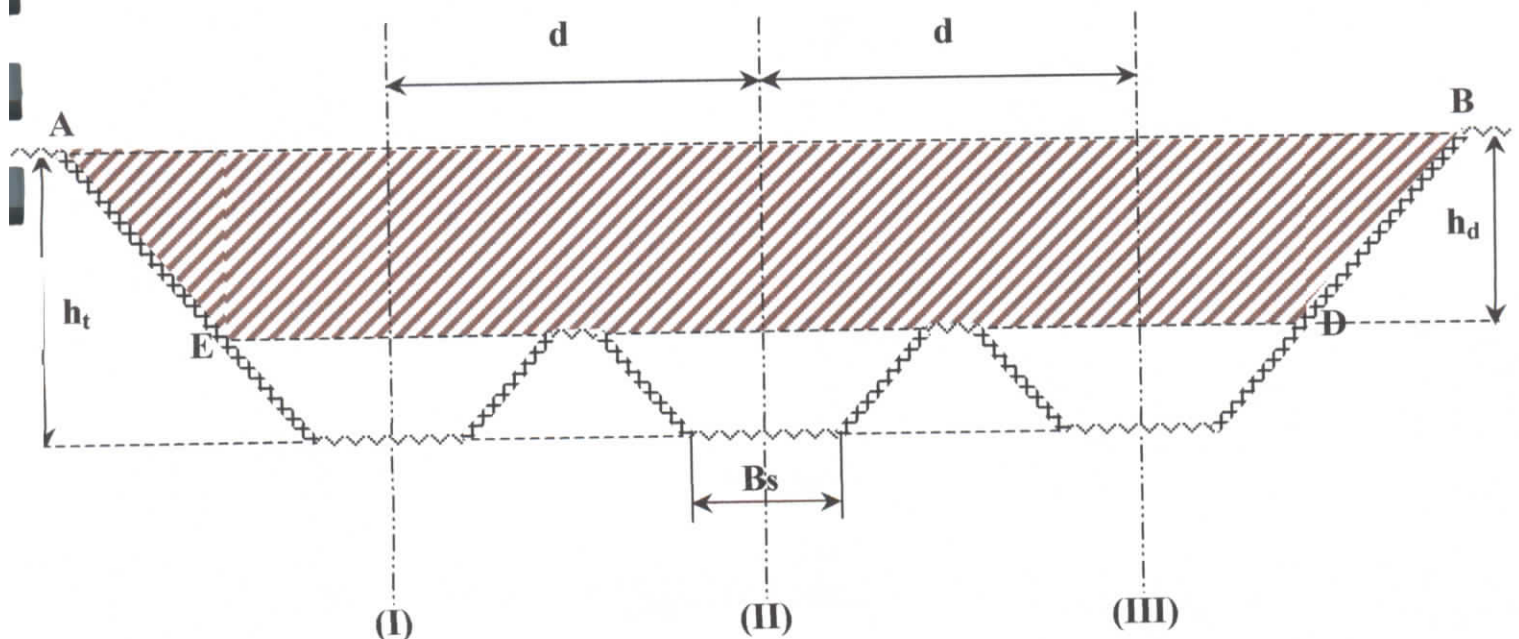


Fig. 24 – Schéma représentant le volume (ABDE) ameubli par le ripper.

(I, II, III : les sillons formés par les dents du ripper).

(Échelle : 1/200)

À partir du schéma, le volume défoncé serait :

$$V = h_d \times L_{rip} \times \left[2.d + B_s + \frac{2.h_t - h_d}{\text{tg}\theta} \right] \quad (\text{V. 15})$$

Pour : $L_{rip} = 90 \text{ m}$, $h_d = 0.25 \text{ m}$, $h_t = 0.748 \text{ m}$, $d = 1 \text{ m}$, $B_s = 0.25 \text{ m}$. On aurait :

$$V = 0.25 \times 90 \times \left[2 \times 1 + 0.25 + \frac{2 \times 0.748 - 0.25}{\text{tg}50} \right]$$

$$V = 73,6 \text{ m}^3$$

❖ *Le rendement pratique du ripper :*

Pour évaluer la production du ripper, on utilise la formule suivante :

$$R_r = \frac{60 \times V \times T_p \times K_u}{T_{\text{cy. rip}}} \quad (\text{V. 16})$$

Où : V – le volume réel ameubli par le ripper, $V = 73,6 \text{ m}^3$;

$T_{\text{cy. rip}}$ – la durée d'un cycle de rippage, $T_{\text{cy. rip}} = 4,76 \text{ min}$;

T_p – la durée d'un poste de travail, $T_p = 7 \text{ heures}$;

K_u – le coefficient d'utilisation pratique du ripper, $K_u = 0,24$.

Le rendement pratique du ripper est :

$$R_{rip} = 1558 \text{ m}^3/\text{poste}$$

❖ *Remarque :*

D'après le rendement du ripper $1\ 558 \text{ m}^3/\text{poste}$, on note que le bulldozer peut assurer la production hebdomadaire, qui est égale à $5\ 298 \text{ m}^3/\text{semaine}$, en **4 jours**, ce qui nous donne un temps de réserve du bulldozer de **2 mois par an** et sans oublier les **6 mois** où la carrière n'y travaille pas à cause de la pluie.

D'une part. on peut dire que notre bulldozer est plus puissant qu'on a besoin mais d'autre part. cette puissance nous permet de faire par le même bulldozer : le nettoyage de la plate- forme de travail, la préparation des autres blocs d'excavation (enlever les roches stériles) et la réalisation des pistes d'accès à chaque niveau d'exploitation. Cet excès de puissance nous donne la possibilité d'augmenter la production en cas d'expansion du marché, ce qui nous ramène vers une utilisation rationnelle de ce bulldozer. De plus. ce temps de réserve nous permet de faire des révisions générales au bulldozer sans interrompre la production.

En attendant l'expansion du marché. on propose la location du bulldozer pendant ce temps de réserve.

c -Mode d'excavation :

Effectuant une première passe avec le bulldozer à partir du sommet (point **A**), on dégage une plate- forme d'une largeur « **BC** » égale à celle du bulldozer. Ensuite. on commence d'abord par la désagrégation des roches par le ripper puis leur refoulement par le bulldozer tout en donnant à la plate- forme de travail une légère pente vers le talus pour éviter le dérapage des engins vers le ravin. Le ripper et le bulldozer travaillent de façon à suivre au plus près la ligne « **AD** ».

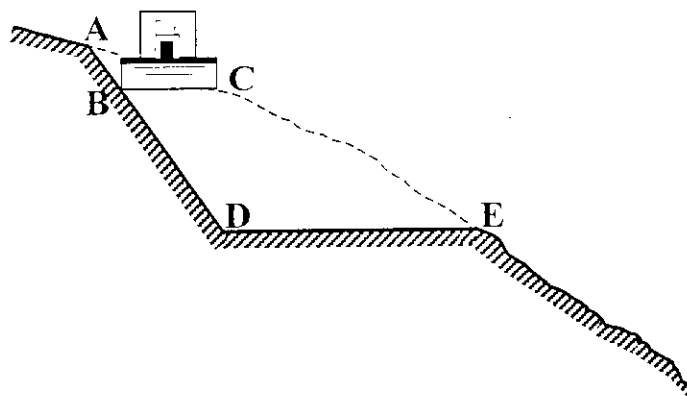


Fig. 25 – Le mode d'excavation.

L'excavation doit toujours commencer à la partie supérieure. se poursuivre en descendant et en établissant une excavation en gradins. Chaque coupe sera décalée sur la précédente, pour que le talus ait la pente voulue « 45° ». Pour donner au talus une pente de $1 : 1$, il faut, après chaque excavation de 0.25 m de profondeur, décaler latéralement la coupe suivante de 0.25 m .

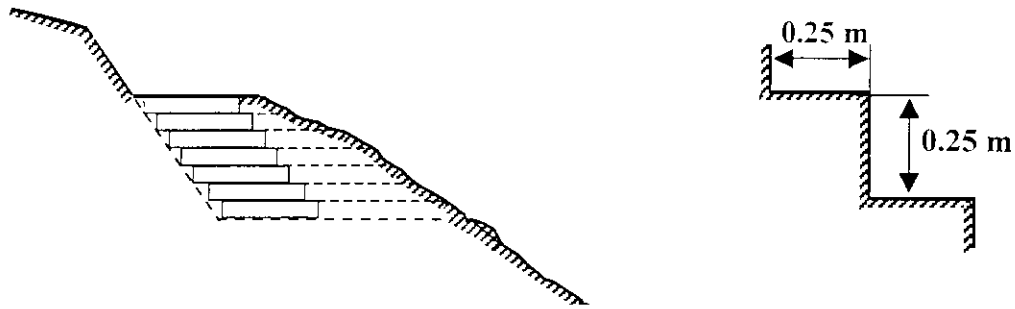


Fig. 26 – La succession des coupes pour l'obtention d'un profil donné.

2 - Le chargement : [1, 3, 6, 26]

Le chargement des roches fragmentées par le ripper est assuré par des chargeuses sur pneus. Ces dernières ont les avantages suivants :

- Vitesse élevée ;
- Possibilité de circuler sur surfaces revêtues ;
- Souplesse d'utilisation ;
- Elles peuvent surmonter des pentes jusqu'à 20° ;
- Leurs organes de travail sont changeables, ce qui permet de les utiliser pour d'autres travaux que le chargement : nettoyage des gradins et des banquettes de transport, construction des routes, émottage des roches, etc.

Les principaux paramètres technologiques qui définissent le rendement d'une chargeuse sont :

- La capacité de charge ;
- La force de pénétration ;
- La hauteur de déchargement du godet ;

-L'angle de basculement du godet lors du chargement.

a - Schéma du travail de la chargeuse :

Il existe plusieurs schémas de chargement et ils sont tous basés sur l'organisation de la mise en place de la chargeuse et de l'engin de transport : le camion.

Pour le choix, on s'est basé sur :

- La distance de déplacement de la chargeuse entre le point de chargement et celui de déchargement ;
- L'angle de virage de la chargeuse ;
- La sécurité du travail du camion ;
- La simplicité des manœuvres pour la chargeuse ainsi que pour le camion.

On choisira un schéma où le chargement se fera avec un virage partiel de la chargeuse lors de son déplacement vers le chantier et le retour vers le camion placé d'un angle de 30° par rapport au front de taille. La chargeuse sur pneus ainsi chargée, s'éloigne du chantier en marche arrière avec un angle de ($30^\circ - 45^\circ$) dans la direction opposée du camion ensuite, en marche avant s'approche du camion et décharge son godet. La chargeuse vide, s'éloigne du camion en marche arrière avec un virage d'un petit angle puis, en marche avant s'approche du chantier.

Dans ce schéma, la chargeuse se déplace sur des distances inférieures ou égales à **15 m**, tout en gardant sa perpendicularité au front de taille.

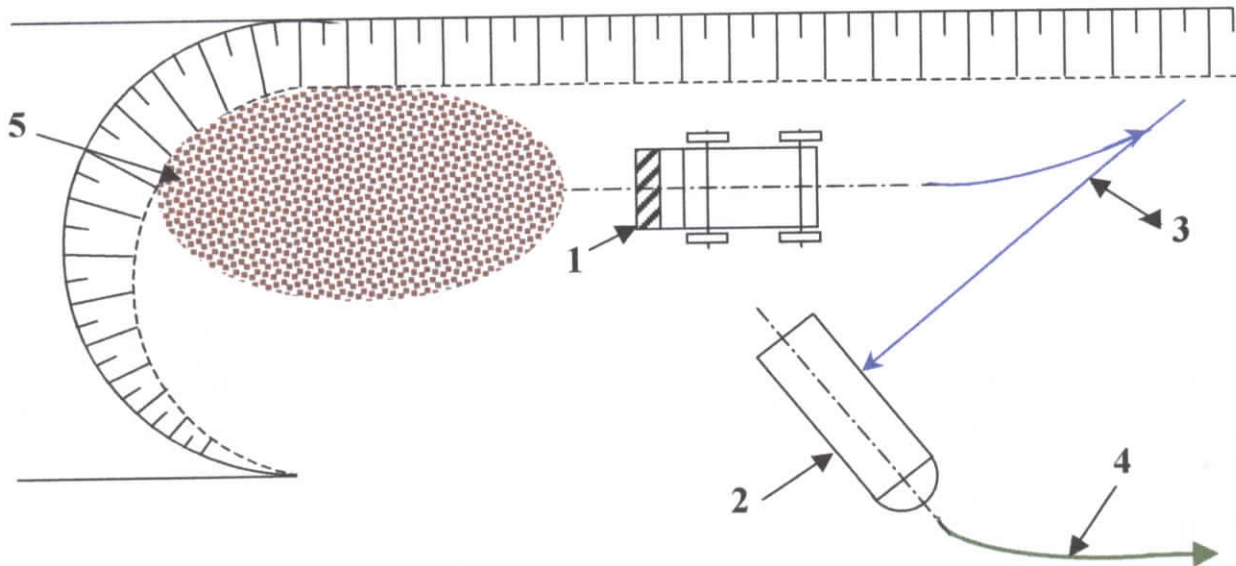


Fig. 27 – Schéma du travail de la chargeuse dans le chantier :

1 – chargeuse ; 2 – camion ; 3 – direction du mouvement de la chargeuse ; 4 – direction du mouvement du camion ; 5 – la matière première à charger.

b - Détermination du temps de cycle de la chargeuse :

La durée du travail d'un cycle de la chargeuse lors de la réalisation des travaux de chargement et de transport est calculée par l'expression suivante :

$$T_c = T_r + T_{ch} + T_d + T_v \quad (V. 17)$$

Où : T_r – la durée de remplissage du godet, $T_r = 20 \text{ sec}$;

T_d – la durée de déchargement du godet, $T_d = 15 \text{ sec}$;

T_{ch} – la durée de parcours de la chargeuse chargée vers le lieu du déchargement, il est déterminé par la formule suivante :

$$T_{ch} = \frac{3,6 \times L_{ch}}{V_{ch}} \quad (V. 18)$$

Où : L_{ch} – la longueur de parcours de la chargeuse vers le lieu du déchargement, $L_{ch} = 15 \text{ m}$:

V_{ch} – la vitesse de parcours en charge, $V_{ch} = 2 \text{ Km/h}$:

$$T_{ch} = 27 \text{ sec}$$

T_v – la durée de parcours à vide vers le lieu du chargement, elle est donnée par l'expression suivante :

$$T_v = \frac{3,6 \times L_{ch}}{V_v} \quad (\text{V. 19})$$

L_v – la longueur de parcours à vide, $L_v = 15 \text{ m}$:

V_v – la vitesse de la chargeuse à vide, $V_v = 6 \text{ Km/h}$.

$$T_v = 9 \text{ sec}$$

Donc, $T_c = 20 + 27 + 15 + 9$

$$T_c = 71 \text{ sec}$$

c - Détermination du volume du godet de la chargeuse :

❖ *Le nombre de cycles par poste « N_{cy} » :*

$$N_{cy} = \frac{3600 \times T_p \times K_u}{T_c} \quad (\text{V. 20})$$

Où : T_p – la durée du poste de travail, $T_p = 7 \text{ h}$;

K_u – le coefficient d'utilisation pratique du poste, $K_u = 0,8$;

T_c – la durée du cycle de la chargeuse, $T_c = 71 \text{ sec}$.

$$N_{cy} = 284 \text{ cycles}$$

❖ *Le volume à déplacer par cycle :*

$$V_c = \frac{A_p \times K_f}{N_{cy} \times \gamma} \quad (V. 21)$$

Où : A_p – la charge à déplacer par poste et elle est égale à la production par poste. $A_p = 1\,912 \text{ t/poste}$;

K_f – le coefficient de foisonnement. $K_f = 1.6$;

γ – la masse volumique du matériau, $\gamma = 2.166 \text{ t/m}^3$;

N_{cy} – le nombre de cycles de travail de la chargeuse par poste.
 $N_{cy} = 284 \text{ cycles}$.

Le calcul nous donne :

$$V_c = 5 \text{ m}^3 / \text{cycle}$$

❖ *Le volume théorique du godet de la chargeuse qu'il faut utiliser :*

$$V_g = \frac{V_c}{R_v} \quad (V. 22)$$

Où : R_v – le rendement volumique de la chargeuse, $R_v = 0,9$.

$$V_g = 5.6 \text{ m}^3$$

d - Choix du type de la chargeuse :

A partir du volume théorique du godet qui est égal à 5.6 m^3 , on va opter pour une chargeuse sur pneus de type « **CATERPILLAR – 980 G** ». ses caractéristiques sont les suivantes :

Puissance du moteur			224 ch
Vitesses maximales	Marche avant	1 ^{ère}	7,0 Km/h
		2 ^{ème}	12,3 Km/h
		3 ^{ème}	21.6 Km/h
		4 ^{ème}	37.4 Km/h
	Marche arrière	1 ^{ère}	8,0 Km/h
		2 ^{ème}	14.0 Km/h
		3 ^{ème}	24.6 Km/h
		4 ^{ème}	42.8 Km/h
Capacité du godet			5.7 m ³
Largeur de la chargeuse			3.45 m
Longueur hors tout			9.46 m
Hauteur hors tout (godet au levage maxi)			6.21 m
Hauteur de déversement au levage maximum (vidage à 45°)			3.27 m
Portée au levage maximum (vidage à 45°)			1.54 m
Profondeur de cavage			0.14 m
Diamètre de braquage (godet en position de transport)			15,78 m
Poids en ordre de marche			29,8 t

Tab. 13 : Caractéristiques de la chargeuse 980G.

e - Rendement effectif de la chargeuse :

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

$$R_{\text{eff}} = \frac{3600 \times V_g \times K_r \times \gamma \times T_p \times K_u}{T_c \times K_f} \quad (\text{V. 23})$$

Pour : $V_g = 5.7 \text{ m}^3$, $K_r = 0.95$, $\gamma = 2,166 \text{ t/m}^3$, $T_p = 7 \text{ heures}$, $K_u = 0.8$,
 $T_c = 71 \text{ sec}$, $K_f = 1.6$.

On trouve :

$R_{\text{eff}} = 2\ 081 \text{ t/poste}$

3 - Le transport : [1, 3, 26]

La matière première est transportée du point de chargement (front de taille) au point de déchargement (les trémies des consommateurs) au moyen des camions à benne basculante.

La distance de transport du minerai utile est :

- Carrière- briqueterie : **1Km** :
- Carrière- faïencerie : **130 Km.**

a - Caractéristiques des camions :

La carrière dispose de **6** camions. de type **KOMATSU HD. 320**, dont leurs caractéristiques sont les suivantes :

Capacité de la benne		18,00 m ³
Rayon de braquage		7,2 m
Poids à vide		25,75 t
Dimensions du camion	longueur	7,65 m
	largeur	4,63 m
	hauteur	3,95 m
Vitesse maximale de déplacement	marche avant	70 Km /h
	marche arrière	11 Km /h

Tab. 14 : Caractéristiques des camions.

La capacité de charge des camions :

$$G = V_{\text{benne}} \times \gamma_f = V_{\text{benne}} \times \gamma / K_f$$

V_{benne} : volume de la benne = **18 m³** ;

γ_f : poids volumique foisonné :

$\gamma = 2,166 \text{ t/m}^3$, poids volumique ;

$K_f = 1.6$, coefficient de foisonnement.

$$G = 24,4 \text{ tonnes}$$

b - rendement des camions qui transportent le matériau vers la briqueterie :

❖ *durée d'un cycle du camion :*

La durée du parcours du camion est donnée par l'expression suivante :

$$T_{cc.B} = T_{ch} + T_m + \frac{60 \times L_B}{V_{1.B}} + \frac{60 \times L_B}{V_{2.B}} - T_d \quad (V. 24)$$

Où : T_m – le temps nécessaire aux manœuvres, $T_m = 2 \text{ min}$:

L_B – la distance de transport entre la carrière et la briqueterie,
 $L_B = 1 \text{ Km}$:

$V_{1.B}$ – la vitesse à charge :

$$V_{1.B} = 1/3 \times V_{\max}$$

Soit : $V_{1.B} = 23 \text{ Km/h}$.

$V_{2.B}$ – la vitesse à vide :

$$V_{2.B} = 1/2 \times V_{\max}$$

Soit : $V_{2.B} = 35 \text{ Km/h}$.

T_d – le temps de déchargement, $T_d = 0,6 \text{ min}$;

T_{ch} – le temps de chargement du camion, il est égale à :

$$T_{ch} = T_c \times m \quad (V. 25)$$

T_c : la durée du cycle de la chargeuse, $T_c = 71 \text{ sec} = 1,18 \text{ min}$,

m : le nombre de godets pour charger le camion :

$$m = \frac{G \times K_f}{E \times K_r \times \gamma} \quad (V. 26)$$

G – la capacité du camion. $G = 24,4$ tonnes ;

E – la capacité du godet de la chargeuse. $E = 3,5$ m³ ;

K_f – le coefficient de foisonnement des roches. $K_f = 1,6$;

K_r – le coefficient de remplissage du godet. $K_r = 0,95$.

$$m = 6 \text{ godets}$$

Donc :

$$T_{ch} = 7,08 \text{ min}$$

A. N :

$$T_{ccB} = 7,08 + 2 + 60 / 23 + 60 / 35 + 0,6$$

$$T_{ccB} = 14 \text{ min}$$

❖ *Nombre de cycles nécessaires pour déplacer la charge d'un poste :*

$$N_{cy. nec} = \frac{A_{p.B} \times K_i}{G} \quad (V. 27)$$

Où : K_i – le coefficient d'irrégularité. $K_i = 1,3$;

$A_{p.B}$ – la production par poste alimentant la briqueterie,
 $A_{p.B} = 1\ 867$ t/poste ;

G – la capacité de charge du camion, $G = 24,4$ tonnes.

$$N_{cy. nec} = 99,5 \text{ cycles}$$

❖ *Nombre de cycles possibles d'un camion par poste :*

$$N_{cy. pos} = \frac{60 \times T_p \times K_u}{T_{ccB}} \quad (V. 28)$$

$$T_p = 7 \text{ heures. } T_{ccB} = 14 \text{ min. } K_u = 0.85.$$

$$N_{cy. pos} = 25,5 \text{ cycles/poste}$$

❖ Nombre de camions nécessaires :

$$N_{C.B} = \frac{N_{cy. nec}}{N_{cy. pos}} \quad (V. 29)$$

$$N_{C.B} = 4 \text{ camions}$$

❖ Rendement effectif de chaque camion :

$$R_{C.B} = \frac{60 \times T_p \times G \times K_u \times K_r}{T_{ccB}} \quad (V. 30)$$

Pour $T_p = 7$ heures, $G = 24,4$ tonnes, $K_u = 0.85$, $K_r = 0.95$, $T_{ccB} = 14$ min, on a :

$$R_{C.B} = 591,1 \text{ tonnes/poste}$$

c -Rendement des camions qui transportent le matériau vers la faïencerie :

❖ *Durée d'un cycle de camion :*

$$T_{cc.F} = T_{ch} + T_m + \frac{60 \times L_F}{V_{1.f}} + \frac{60 \times L_F}{V_{2.f}} + T_d \quad (V. 31)$$

Pour: $T_{ch} = 7,08$ min, $T_m = 2$ min, $T_d = 0,6$ min. $L_F = 130$ Km,
 $V_{1f} = 40$ Km/h, $V_{2f} = 60$ Km/h.

On aurait :

$$T_{ccF} = 334,68 \text{ min}$$

- ❖ *Nombre de cycles nécessaires pour déplacer la charge d'un poste :*

$$N_{cy. nec} = \frac{A_{p.F} \times K_i}{G} \quad (V. 32)$$

Où : $A_{p.F}$ = la production par poste alimentant la faïencerie.

$A_{p.f} = 45.1$ tonnes.

$G = 24.4$ tonnes et $K_i = 1.3$.

$$N_{cy.nec} = 2,4 \text{ cycles}$$

- ❖ *Nombre de cycles possibles d'un camion par poste :*

$$N_{cy. pos} = \frac{60 \times T_p \times K_u}{T_{ccf}} \quad (V. 33)$$

$T_p = 7$ heures. $T_{ccf} = 332.34$ min. $K_u = 0.85$.

$$N_{cy.pos} = 1,1 \text{ cycles}$$

- ❖ *Nombre de camions nécessaires :*

$$N_{C.F} = \frac{N_{cy. nec}}{N_{cy. pos}} \quad (V. 34)$$

A. N :

$$N_{C.F} = 2 \text{ camions}$$

- ❖ *Rendement effectif de chaque camion :*

Il se calcul à l'aide de la formule suivante :

$$R_{CF} = \frac{60 \times G \times K_r \times T_p \times K_u}{T_{ccf}} \quad (V. 35)$$

Pour : $T_p = 7$ heures. $G = 24.4$ tonnes. $K_u = 0.85$. $K_r = 0.95$.
 $T_{cef} = 334.68$ min. on aurait :

$$R_{CF} = 24.7 \text{ tonnes/poste}$$

d -Nombre total de camions avec réserves :

$$N_{CT} = \frac{N_{CF} + N_{CB}}{(0,7 - 0,8)} = \frac{N_{CF} + N_{CB}}{0,75} \quad (\text{V. 36})$$

Avec : $N_{CF} = 4$ camions et $N_{CB} = 2$ camions.

Alors :

$$N_{CT} = 8 \text{ camions}$$

Chapitre VI :

**Sécurité
et hygiène
industrielle**

A - CONSIGNES ET RÈGLES D'HYGIÈNE ET DE SÉCURITÉ :

Chaque personne dans la carrière doit prendre soin, en fonction de sa formation et selon ses possibilités, de sa sécurité et de sa santé ainsi que de celles des autres personnes concernées du fait de ses actes ou de ses missions au travail.

- Le personnel est tenu à se soumettre aux examens médicaux, prévus en matière de médecine du travail, notamment :
 - À l'embauche;
 - Périodiquement, une fois par ans;
 - Après une absence pour cause d'accident du travail;
 - Après une absence de plus de trois semaines pour cause de maladie.
- Les vêtements, chaussures de rechanges, sacs et autres objets personnels sont interdits sur les lieux de travail. Le personnel est tenu de porter tout vêtement ou accessoire de protection (casques, gants, chaussures de sécurité, casques antibruit, etc.) dont le port est imposé pour le poste occupé, et d'en assurer le bon état de conservation.
- Chaque employé doit connaître et observer les procédures de sécurité qui s'appliquent à son poste de travail.
- Il est interdit au personnel de s'approcher du bord du gradin.
- En absence des risques que peut présenter une absence à un poste de travail, ne quitter pas le votre sans en avertir votre chef direct, sauf en cas d'alerte générale.
- Ne gêner pas la circulation en cas d'alerte ou d'incendie.
- Ne fumer pas dans les zones interdites.
- Le personnel doit savoir utiliser les extincteurs et donner les premiers soins.
- Chaque responsable de sécurité dans la carrière doit être équipé par un talkie-walkie.
- La carrière devrait disposer d'une infirmerie et des moyens de lutte contre les incendies.
- Les travailleurs en milieux poussiéreux doivent porter des



masques de protection.

- Les pistes et les plate- formes doivent être arrosées périodiquement afin d'abaisser le taux de poussières dans la carrière.
- La carrière doit assurer aux travailleurs des vestiaires, des douches, des toilettes, etc.

A -1 - Consignes d'alerte en cas d'accident :

En cas d'accident, il faut prévenir le chef d'exploitation qui à son tour doit prévenir la protection civile.

Le message type serait :

- Ici société :
- Adresse :
- Nature du sinistre :
- Nombre de blessés :
- État des blessés :
- Vous pouvez nous appeler au :

Il ne faut jamais raccrocher avant les pompiers car, ils peuvent demander un complément d'information :

Il faut noter l'heure de transmission du message.

A -2 - Consignes de secourisme :

- Examen de la victime :

Avant toute alerte d'accident, il faut assurer d'abord la protection de la victime ensuite, l'examiner pour savoir dans quel état est- elle :

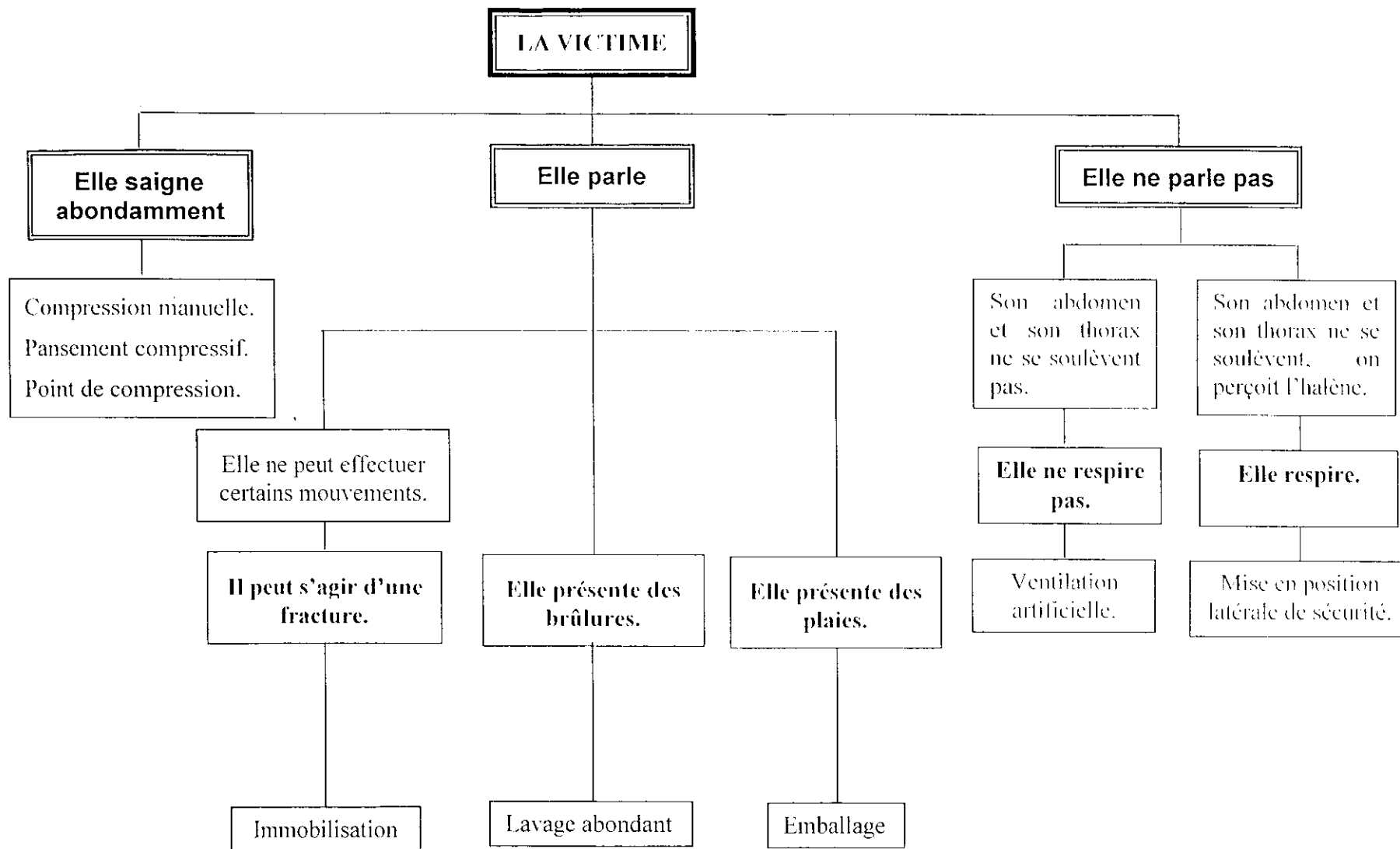


Fig. 28 – Organigramme représentant les différents états de la victime.

○ **Brûlures thermiques :**

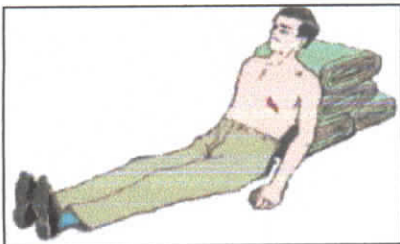
- Quelque soit l'origine de la brûlure, il faut laver abondamment la surface lésée du corps.
- Aucun produit ne doit être mis sur les brûlures.
- Les brûlures localisées doivent être pansées.
- Les grands brûlés doivent être enveloppés dans un drap aluminisé ou, à défaut, dans un drap propre pour éviter leur refroidissement.



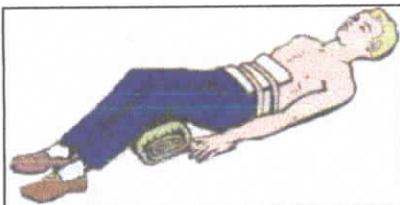
○ **Position latérale de sécurité :**

Dans le cas où la victime est consciente et respire, il faut l'allonger à plat sur le dos sauf en cas de :

- plaie de la face : la mettre en position latérale de sécurité.

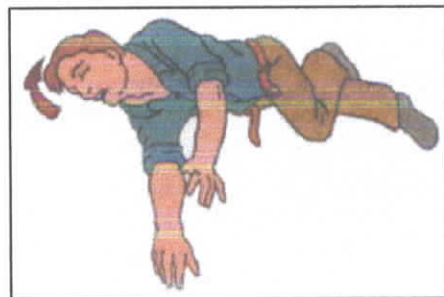


- Plaie du thorax : position semi- assise.



- Plaie du ventre : à plat sur le dos, mais jambes semi- fléchies.

Dans le cas où la victime est inconsciente mais, elle respire, il faut la mettre en position latérale de sécurité. C'est une position dans laquelle la victime est placée sur le côté, tête en arrière, bouche ouverte et dirigée vers le sol. Ainsi sa langue ne peut plus tomber dans sa gorge et ses vomissements s'écoulent librement sur le sol, et cela pour éviter l'étouffement de la victime.



Si l'on craint une atteinte de la colonne vertébrale, ne pas déplacer la victime sauf pour des raisons vitales.

○ **Hémorragie :**



Pour arrêter une grosse hémorragie, il faut comprimer directement la plaie qui saigne avec la main ou les doigts.

Dans le cas d'une hémorragie moins importante, un pansement compressif peut remplacer la compression manuelle directe.



Il faut allonger toute victime qui saigne, ou a saigné abondamment. Il ne faut pas la faire boire.

○ **Respiration :**

Dans le cas où la victime ne respire plus (thorax et abdomen immobiles, pas de souffle d'air par le nez ou la bouche), il faut commencer par dégager ses voies aériennes (bouche et trachée) :

- Desserrer le col de la chemise ;
- Passer un doigt dans la bouche pour la vider ;
- Renverser doucement la tête en arrière.

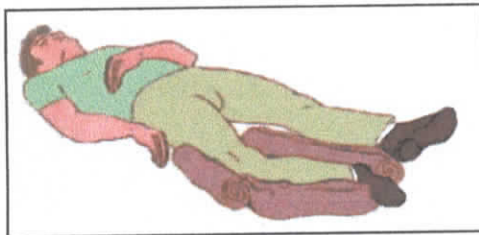
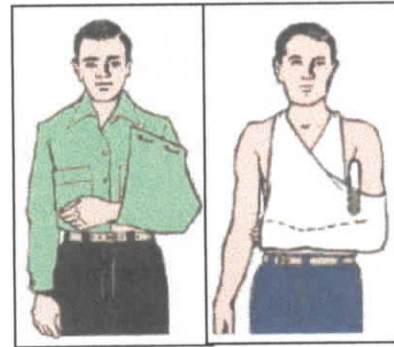
Si, ceci n'a pas suffi pour le repart de la respiration, il faut alterner le bouche à bouche et un massage cardiaque. Cette technique ne sert pas à faire "repartir" le cœur mais à faire circuler le sang de façon artificielle.



Le massage cardiaque ne doit être fait que par une personne qualifiée.

○ **Fractures :**

Devant une **fracture d'un membre supérieur**, il faut immobiliser ce dernier contre le thorax avec un bandage, le coude plié à angle droit. En l'absence d'attelle adaptée, il faut utiliser un morceau de tissu plié en triangle et noué derrière le cou, ou retourner le bas du pull du sujet pour envelopper complètement l'avant-bras.



Pour une **fracture d'un membre inférieur**, il faut immobiliser le membre avec des attelles gonflables ou des attelles de fortune. Si non il faut se contenter de caler le membre au sol.

Dans le cas d'une fracture de la colonne vertébrale, il ne faut pas déplacer la victime sauf pour des raisons vitales. Pour déplacer cette victime, il faut la tirer par les pieds dans l'axe du corps. Ensuite, la mettre en position latérale de sécurité en respectant la rectitude de l'axe tête, cou et tronc de la victime. En fin, il faut basculer, doucement et prudemment, la tête en arrière pour faciliter la respiration.

A -2 - Consignes générales incendie :



Pour l'extinction d'un incendie, il faut toujours attaquer le foyer de ce dernier avec des extincteurs de type correspondant au type de feu.



Feux secs : Bois, textiles, cartons, paille, etc.	UTILISER l'eau en jet ou diffusée : étouffer avec couverture, sable, mousse.
Feux gras : Liquides inflammables, peintures, huile.	UTILISER la poudre, la mousse, le CO ₂ , les hydrocarbures halogénés, le sable.
Feux d'origine électrique.	COUPER le courant. UTILISER le CO ₂ , la poudre, le sable sec.
Fuite de gaz : enflammé ou non.	FERMER le robinet ou la vanne.
Personne enflammée.	EMPECHER- la de courir. COUCHER- la. ENVELOPPER- la dans une couverture.

Tableau 15: L'extinction d'un incendie.

B - CONSIGNES GÉNÉRALES DE SÉCURITÉ :

➤ *méthode d'exploitation :*

La carrière sera exploiter par des gradins de **6 mètres** de hauteur, séparés par des banquettes d'une largeur suffisante pour permettre le travail et la circulation du personnel, cette largeur ne pouvant en aucun cas être inférieure à **2 m**.

➤ *chute de blocs ou d'outils :*

Le directeur technique ou, en son absence, le chef de chantier devra disposer les ouvriers de façon qu'aucun d'eux ne risque d'être atteint par des blocs ou des outils venant d'un chantier de côte plus élevé.

➤ *itinéraire des engins :*

Les itinéraires des engins de chargement et de transport seront établis de façon à éviter tout risque d'accident. Le respect de ces itinéraires est obligatoire.

➤ *aires de stationnement :*

Des aires de stationnement pour véhicules personnels devront être aménagées à l'écart du chantier.

Des aires devront être aménagées pour permettre, en dehors des périodes de travail, le stationnement des engins d'exploitation et de transport. Ces aires seront aménagées sur des emplacements les plus plats possibles.

➤ **règles de stationnement :**

À la fin de chaque poste de travail, les engins miniers doivent être évacués hors du chantier et leurs organes de travail doivent être déposés sur le sol. Leurs freins de stationnement devront être enclenchés et, si le terrain est incliné, leurs roues devront être calés. Le moteur devra être arrêté et la clef de contact enlevée.

➤ **zone de travail :**

Il est interdit à tout ouvrier d'effectuer tout travail dans la zone comprise entre les engins et les fronts de taille, et à toute personne de se placer derrière un engin qui peut être appelé à reculer.

Si un ouvrier est appelé à travailler aux abords d'un engin de chargement, il ne doit s'engager dans le rayon d'action de celui-ci qu'après en avoir averti le conducteur. Il ne doit jamais passer ni stationner sous la flèche de l'engin, ni s'approcher du godet en mouvement. Il devra se maintenir constamment dans le champ de visibilité du conducteur.

➤ **circulation du personnel :**

Les travailleurs ne devront circuler que sur les pistes et banquettes aménagées à cet effet.

Exception faite des camions et sous la responsabilité des conducteurs, les ouvriers ne devront pas se faire transporter par les engins mécaniques.

C - CONSIGNES POUR LA SURVEILLANCE DES FRONTS :

L'état des fronts de taille et des parois devra être placé sous la surveillance constante et directe du chef de chantier. Cette surveillance a pour objectif de prévoir tout risque de glissement ainsi, pour pouvoir assurer la sécurité du personnel et du matériel.

Pour atteindre cet objectif, des observations et des mesures doivent être régulièrement effectuées au fur et à mesure de l'avancement des travaux. Les mesures les plus fréquentes sont les mesures des déplacements et des charges hydrauliques.

C- 1- Les dispositifs de mesure de déplacement :

Les méthodes les plus utilisées sont les suivantes :

- Les méthodes optiques : ce sont des mesures topographiques faisant appel à des techniques de nivellement, réalisées au théodolite.
- Les méthodes mécaniques. (**Fig. 29**) :
 - ✓ Les pendules en sondages : sont basées sur le principe de fil à plomb. Ils indiquent la verticale et, en cas de mouvement, le déplacement horizontal.
 - ✓ Les extensomètres en sondages : permettent de mesurer les déplacements longitudinaux d'un ou plusieurs points d'un forage.
 - ✓ Les extensomètres de surface : permettent de mesurer les variations de distance entre deux points.
 - ✓ Les clinomètres : permettent de mesurer les déplacements horizontaux d'un tube déformable.
- Les mesures de charges hydrauliques : l'influence de l'eau sur la stabilité des talus est primordiale et il est nécessaire de contrôler en cours de l'exploitation, les charges hydrauliques au voisinage du front de taille.

Les visites de front auront lieu systématiquement :

- au début de chaque poste qui suivra une journée de repos;
- avant toute reprise du travail après une période pluviale;
- toutes les fois que le chef de chantier le jugera utile.

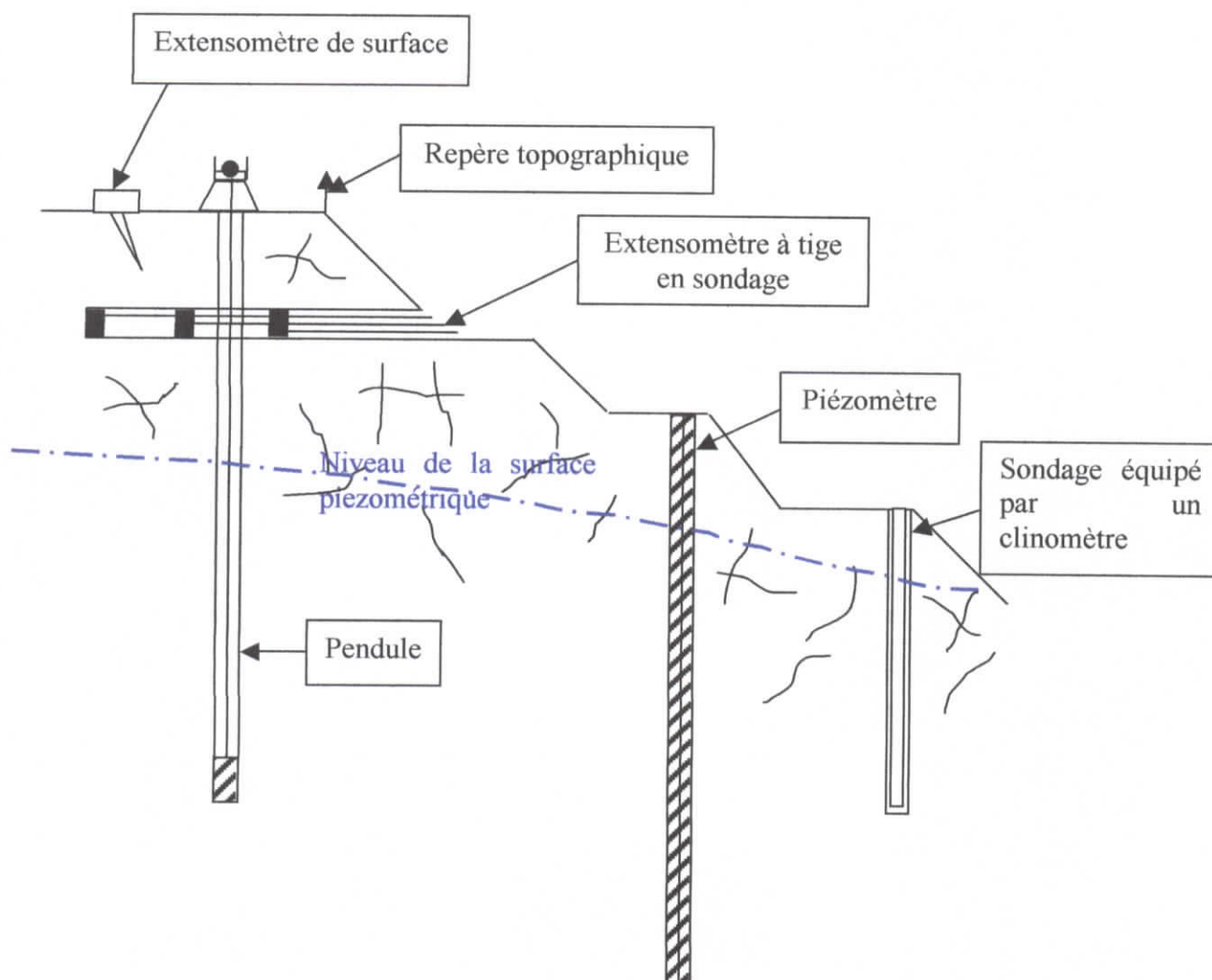


Fig. 29 – schéma de quelques dispositifs de mesure.

D - VÉHICULES SUR PISTES :

➤ *Entretien et surveillance :*

À chaque véhicule est affecté un document d'entretien sur lequel sont reportés la nature des interventions qui conditionnent la sécurité, les dates, heures de marche ou kilométrage correspondant.

Le document doit suivre le véhicule partout où il partira.

Le conducteur doit, avant chaque mise en marche, vérifier :

- L'efficacité des freins;
- Les niveaux : huile, eau, carburant;
- Le bon fonctionnement des avertisseurs sonores, des essuie- glaces et des feux;
- La visibilité : nettoyage des surfaces vitrées et vérification du réglage des rétroviseurs;
- Le bon état des pneus.

➤ **Conditions d'utilisation et de circulation :**

- La circulation des engins n'est autorisée que sur des pistes ayant une bonne stabilité et dont la largeur ne doit pas être inférieure à **12,06 m**.
- Tout véhicule se déplaçant derrière un autre devra laisser une distance minimum de **30 mètres** par rapport au véhicule qui le précède.
- Il faut bien freiner les engins lors de leur réparation ou des travaux d'entretien.
- Il est strictement interdit de procéder au nettoyage, au graissage ou à la réparation d'une machine sans avoir arrêté le moteur.
- Les piétons ne doivent pas gêner la circulation des engins et véhicules. L'utilisation de ces derniers est exclusivement réservée aux personnes autorisées qui doivent les faire circuler selon les itinéraires prévus.
- Avant de mettre en marche n'importe quel engin, le conducteur doit s'assurer de l'absence du danger pour les autres personnes.
- Il est strictement interdit d'abandonner les engins, moteur en marche.
- Les piétons ne doivent pas s'approcher d'un véhicule sans avoir obtenu l'accord du conducteur.
- Le travail de chargement doit être effectué autant que possible perpendiculairement au front de taille en apportant une attention particulière aux risques d'éboulement et de chutes de pierres.

Chapitre VII :

**Le prix de
revient
prévisionnel**

INTRODUCTION :

Le prix de revient prévisionnel consiste à prévoir quel serait le coût de l'exploitation avant son exécution. Il permet d'établir, avant le début des travaux, les prévisions de recettes et de dépenses permettant de calculer l'avance de fonds éventuels que devra supporter la carrière lors du démarrage des travaux.

Pour le calculer, on doit d'abord déterminer :

➤ *Les frais fixes* : Ils sont indépendants du volume de la production :

- Les impôts et les taxes :
- L'amortissement :
- Salaires directs :
- Les frais d'entretien systématique.

➤ *Les frais variables* : Ils dépendent du volume de la production :

- Fourniture :
- Energie et lubrifiants :
- Frais de réparation et pièces de rechange.

➤ *Les frais généraux.*

A - LES FRAIS FIXES :

A -1 -L'amortissement des engins :

Il représente la somme d'argent que la société doit mettre chaque année de côté afin de reconstituer, à la fin de la vie de l'engin, le capital nécessaire à l'achat d'un nouvel engin.

Les engins miniers que la carrière doit assurer leur amortissement sont les suivants :

- le bulldozer ;
- la chargeuse ;
- les camions.

La charge annuelle de chaque engin est :

$$C(j) = A(j) + I(j) \quad (\text{VII. 1})$$

Où : j - Indice désignant le nom de l'engin ;

A – l'amortissement de l'engin. DA/an, il est donné par la formule suivante :

$$A(j) = \frac{FA(j)}{n} \quad (\text{VII. 2})$$

FA – les frais d'acquisition de l'engin « j ». DA :

n – la durée de vie de l'engin. n = 10 ans.

I – la charge financière. DA/an :

$$I(j) = \frac{FA(j) \times i\%}{100} \quad (\text{VII. 3})$$

i% : le taux total des intérêts, il est composé des impôts, des droits fiscaux et des assurances d'engins. i% = 10 %.

Par conséquent :

$$C(j) = FA \left(\frac{1}{n} + \frac{i\%}{100} \right) \quad (\text{VII. 4})$$

L'opération	L'engin	Frais d'acquisition x 10 ⁶ (DA)	Nombre d'engins			Amortissement x 10 ⁶ (DA/an)	Charge Annuelle x 10 ⁶ (DA/an)
			Service	Réserves	Total		
La découverte et extraction	Bulldozer	30	1	-	1	3.0	6.0
Chargement	Pelle chargeuse	25	1	-	1	2.5	5.0
Transport	Camion	21	7	1	8	16.8	33.6
TOTAL						22.3	44.6

Tab. 16– L'amortissement des investissements.

A -2 - salaires directs :

Fonction	Salaire (DA/mois)	Nombre	Frais totaux (DA/an)
Chef carrière	30 000	1	360 000
Conducteur du bulldozer	25 000	1	300 000
Conducteur de la chargeuse	20 000	1	240 000
Conducteur du camion	20 000	8	1 920 000
TOTAL			2 820 000

Tab. 17 : Les frais de la main d'œuvre.

A -3 -Les frais d'entretien systématique :

Ces frais dépendent des conditions de travail de l'engin considéré et du soin avec lequel il est entretenu. Ils englobent les dépenses réalisées lors des révisions générales à la fin de chaque saison de travail et qui sont :

- le coût estimatif des heures de travail d'entretien nécessaire :
- le prix des pièces de rechange utilisées.

Les frais d'entretien systématique sont évalués en proportion des frais d'acquisition par rapport au nombre d'heures de travail de l'engin par an :

$$F_{ESY} (j) = \frac{FA (j) \times 0.8}{n} \quad (VII. 5)$$

Où : **FA (j)** – les frais d'acquisition de l'engin « j », **DA** ;

n – la durée de vie de l'engin en heures. **n = 10 780 h.**

Le tableau suivant donne les frais d'entretien systématique pour chaque engin :

Engin	Frais d'acquisition x 10 ⁶ (DA)	Nombre	Frais d'entretien systématique (DA /an)
Bulldozer	30	1	2 226.3
Chargeuse	25	1	1 855.3
Camion	21	8	12 467.5
TOTAL			16 549.1

Tab. 18– Les frais d'entretien systématique.

A -4 -Impôts et taxes :

➤ *Le droits d'extraction* : 9 DA t. Pour une production de 294 400 t/an, le droit d'extraction serait : **2 649 600 DA/an.**

➤ *La location des terrains* : 56 000 DA/ha/an. Pour 14 hectares, la location serait : **784 000 DA/an.**

D'où la valeur retenue pour les impôts et les taxes est de : **3 433 600DA/an.**

B - LES FRAIS VARIABLES :

B -1 - Frais du carburant :

La consommation du carburant dépend fortement des conditions dans lesquelles fonctionne l'engin considéré. Le poids propre de l'engin a une grande influence sur le chiffre de consommation du combustible.

La consommation par poste, en litre, du carburant est estimée par la formule suivante :

$$C_c \text{ (l/poste)} = N_{\text{eff}} \times q \times K_u \times T_p \quad \text{(VII. 6)}$$

Où : N_{eff} – la puissance effective du moteur, **ch** ;

q – la consommation spécifique des moteurs diesels. $q = 0,261 \text{ l/ch.h}$;

K_u – le coefficient d'utilisation pratique de l'engin ;

T_p – la durée d'un poste. $T_p = 7$ heures.

Sachant que le prix d'un litre du carburant est de **11.75 DA**, les frais de consommation du carburant seront :

L'engin	Puissance du moteur (ch)	Coefficient d'utilisation pratique	Consommation (litre/poste)	Nombre	Consommation x 10 ³ (litre/an)	Frais du carburant x 10 ³ (DA / an)
Bulldozer	250	0.85	388.2	1	59.8	702.6
Chargeuse	224	0.80	327.4	1	50.4	592.2
Camion	350	0.80	511.6	8	630.2	7 404.9
TOTAL					740.4	8 699.7

Tab. 19 – Les frais de consommation du carburant.

B -2 - Frais de lubrifiants :

La consommation d'huile lubrifiante et de graisse dépend de l'état mécanique du moteur et de la qualité du lubrifiant employé.

On détermine la consommation horaire de lubrifiant, en l/poste, par l'expression suivante :

$$C_L = N_{\text{eff}} \times q \times \frac{C}{t} \times T_p \times K_u \quad (\text{VII. 7})$$

Où : N_{eff} – la puissance effective du moteur, **ch** ;

q – la consommation spécifique des moteurs diesels, $q = 0,0027$ l/ch.h ;

C – la capacité du carter des moteurs diesels, $C = 0,225$ l/ch ;

t – le nombre d'heures entre deux pleins d'huiles :

$t = 2500$ h, pour le bulldozer.

$t = 1\ 250$ h, pour la chargeuse.

$t = 100$ h, pour le camion:

T_p – la durée d'un poste de travail, $T_p = 7$ h ;

K_u – le coefficient d'utilisation pratique de l'engin.

Sachant que le prix d'un litre du lubrifiant est de 80 DA, les frais de consommation du lubrifiant seront :

L'engin	Puissance du moteur (ch)	Coefficient d'utilisation pratique	Consommation (litre poste)	Nombre	Consommation (litre/an)	Frais du lubrifiant (DA / an)
Bulldozer	250	0.85	0.0004	1	0.06	4.8
Chargeuse	224	0.80	0.0006	1	0.09	7.2
Camion	350	0.80	0.0119	8	14.66	1172.8
TOTAL					14.81	1184.8

Tab. 20 : Les frais de consommation du lubrifiant.

C - LES FRAIS GÉNÉRAUX :

Ce sont les frais directs du chantier et ils sont répartis proportionnellement au chiffre d'affaires. Ces frais englobent :

- les frais pour le traitement du personnel technique et de surveillance :
- les frais pour le traitement du personnel administratif du chantier ;
- prestations sociales aux personnels : frais de déplacement, cantine, etc.
- service du chantier : atelier de réparation.

Les frais généraux seront estimés à 7 % du chiffre d'affaire « CA » :

$$F_G = CA \times 0.07 \quad (\text{VII. 8})$$

Avec : $CA = P_u \times A_a$

P_u – le prix de vente d'une tonne d'argile, $P_u = 1\ 000$ DA/t ;

A_a – la production annuelle de la carrière, $A_a = 294\ 400$ t/an.

Le chiffre d'affaires de la carrière est évalué à : 294 400 000 DA/an.

D'où :

$$F_G = 20\ 608\ 000 \text{ DA/an}$$

SYNTHÈSE DES DONNÉES :

- Les frais fixes totaux sont évalués à : 50 870 149.1 DA/an.
- Les frais variables totaux sont estimés à : 8 700 884.8 DA/an.
- Les frais généraux seront : 20 608 000 DA/an.
- Les frais totaux s'élèvent à : 80 179 033.9 DA/an.

D'après cette synthèse, on remarque que les frais fixes (plus exacte, l'amortissement) et les frais généraux représentent la plus grande part des frais totaux de l'exploitation.

D - CALCUL DU PRIX DE REVIENT PRÉVISIONNEL :

Le prix de revient prévisionnel est donné par l'expression suivante :

$$P_r = \frac{F_p}{A_a} \quad (\text{VII. 9})$$

Où : F_p – les frais totaux du projet, ils représentent l'ensemble des frais fixes, variables et généraux. Ils sont évalués à 80 179 033.9 DA/an.

A_a – la production annuelle de la carrière, $A_a = 294\,400$ t/an.

Alors, le prix de revient prévisionnel de l'exploitation serait égal à :

$P_r = 272 \text{ DA/t}$

À partir de la comparaison entre le prix de revient prévisionnel de l'exploitation (272 DA/t) et le prix de vente d'une tonne d'argiles (varie entre 1 000 et 1 500 DA/t), on peut dire que le projet d'exploitation du gisement d'argiles de HAMMA est très rentable.

Conclusion :

CONCLUSION :

Au terme de notre projet de fin d'études intitulé : « *Projet d'exploitation de la carrière d'argiles de HAMMA (Constantine)* », on est arrivé aux conclusions suivantes :

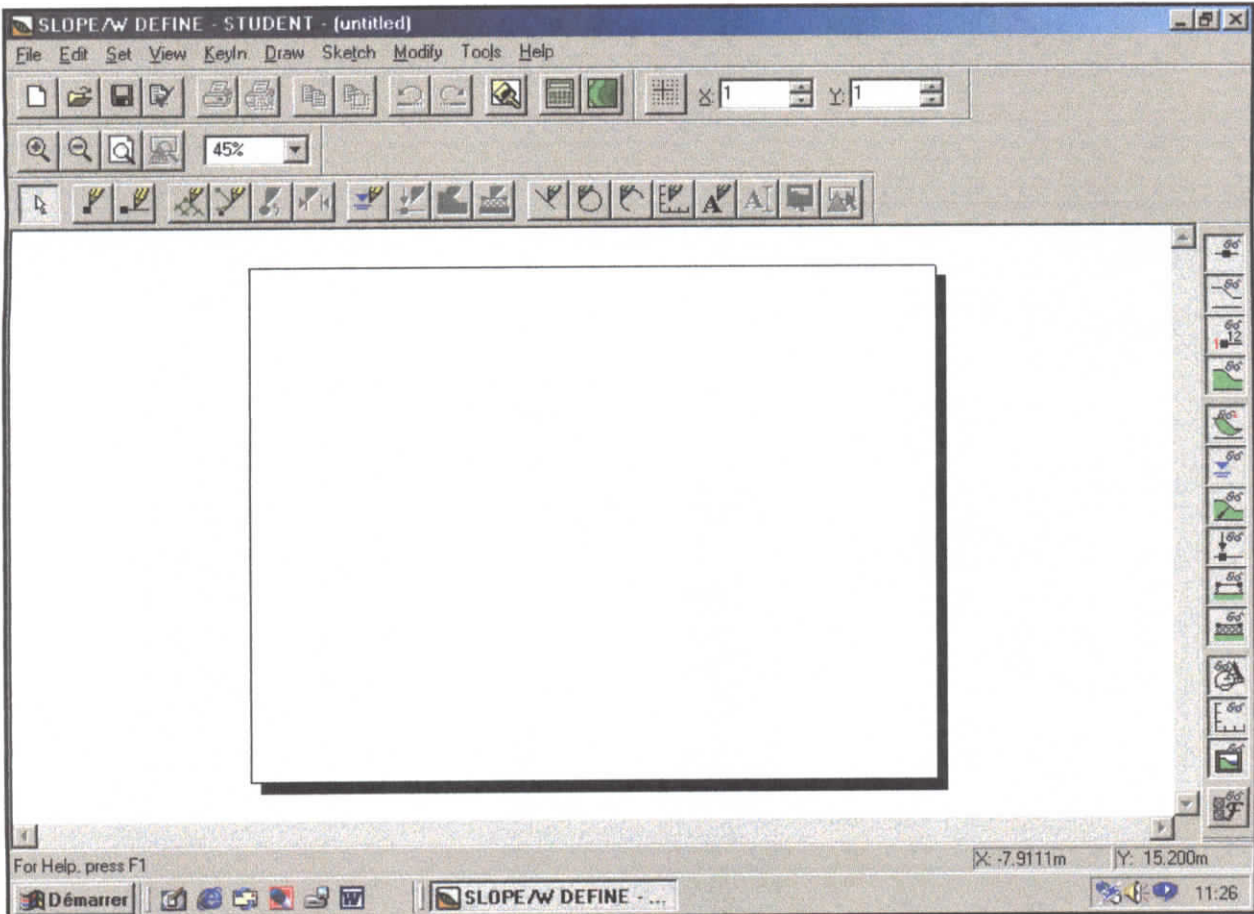
- L'étude géologique et topographique du gisement de HAMMA a permis l'évaluation de ses réserves exploitables qui sont estimées à **4 770 853.5 tonnes**, ce qui a permis, avec une production annuelle de **294 400 tonnes**, d'alimenter la briquetterie et la faïencerie pendant **16 ans**.
- Les conditions géologiques, minières et techniques du gisement sont favorables pour son exploitation.
- L'étude de la stabilité, en fonction des paramètres géo- mécaniques du gisement, a donné dans la majorité des cas considérés, des résultats satisfaisants où les talus des gradins et du bord de la carrière sont jugés stables. Evidemment, dans le souci de préserver leur stabilité, on a proposé certaines mesures telles que : les digues et murs de soutènement, l'injection de solutions consolidantes et le non déblayage complet des pieds des gradins.
- Nous avons choisi et défini tous les paramètres de mode d'ouverture et du système d'exploitation, à savoir : l'emplacement, l'aménagement et les paramètres de la piste d'ouverture et de transport ; les éléments du système d'exploitation, etc.
- Aujourd'hui, l'exploitation des carrières souffre beaucoup de manque de règles et de consignes d'hygiène et de sécurité. Dans ce sens, nous avons proposé certaines règles de conduites de travaux miniers et de sécurité ainsi que d'hygiène.
- Et en fin, on a apprécié le prix de revient prévisionnel d'extraction d'une tonne d'argile (**272 DA/t**), et vu le prix de vente d'une tonne d'argiles (**1 000 DA/t**), le projet d'exploitation de la carrière de HAMMA s'avère très rentable.

Annexe :

A - INTRODUCTION :

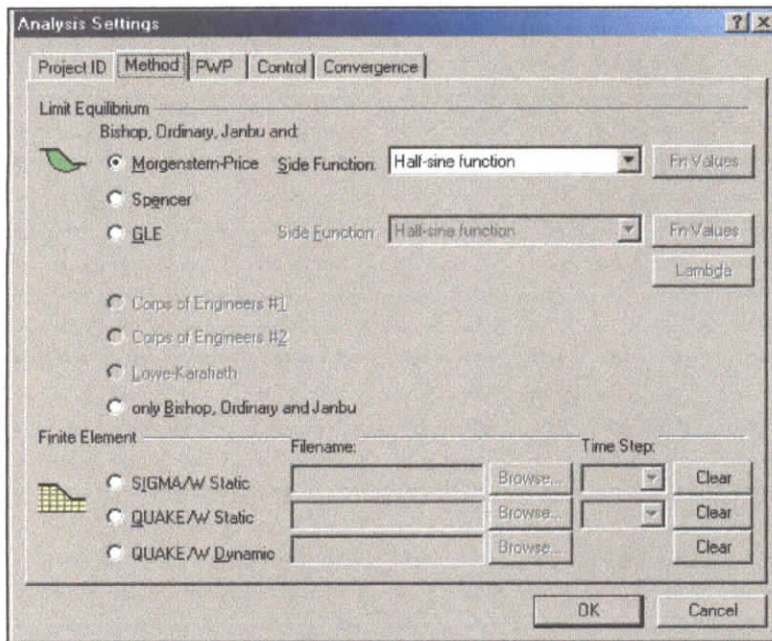
GÉO- SLOPE/W est un programme, d'analyse de la stabilité des talus, très puissant. Il fonctionne sous Windows, ce qui nous permet une facilité d'utilisation. Il offre une interface utilisateur graphique conviviale : facilité de lecture de l'écran, menu de commandes non encombrants, système de menu déroulant, utilisation des icônes, etc.

B - PRÉSENTATION DU LOGICIEL GÉO- SLOPE/W :



C - LES ÉTAPES DE TRAVAIL AVEC GÉO-SLOPE :

- 1 - Il faut dimensionner la page sur laquelle on va travailler. Cela en utilisant le menu « **Set** » et en cliquant sur « **Page** ».
- 2 - Il faut définir l'échelle à laquelle on veut travailler. Pour cela, il faut dérouler le menu « **Set** » puis, cliquer sur « **Scale** ».
- 3 - On peut choisir l'écartement de la grille en cliquant sur « **Grid** » à partir du menu « **Set** ».
- 4 - Il faut toujours sauvegarder les données pour qu'on puisse résoudre le problème.

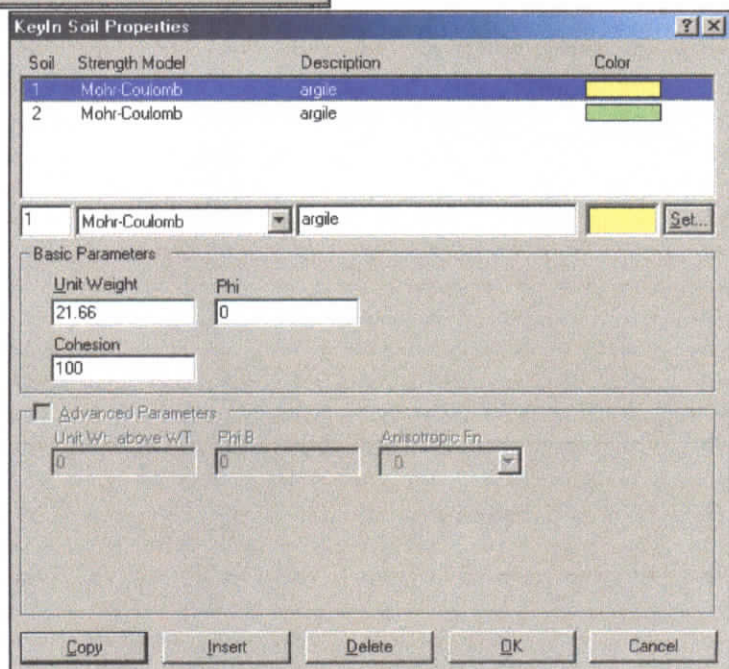


5 - Pour définir la morphologie et la lithologie du terrain, on utilise « **Lines** » à partir du menu « **Sketch** ».

6 - On choisit la méthode d'analyse de la stabilité des talus, en cliquant sur « **Analysis Setting** » à partir du menu « **KeyIn** ».

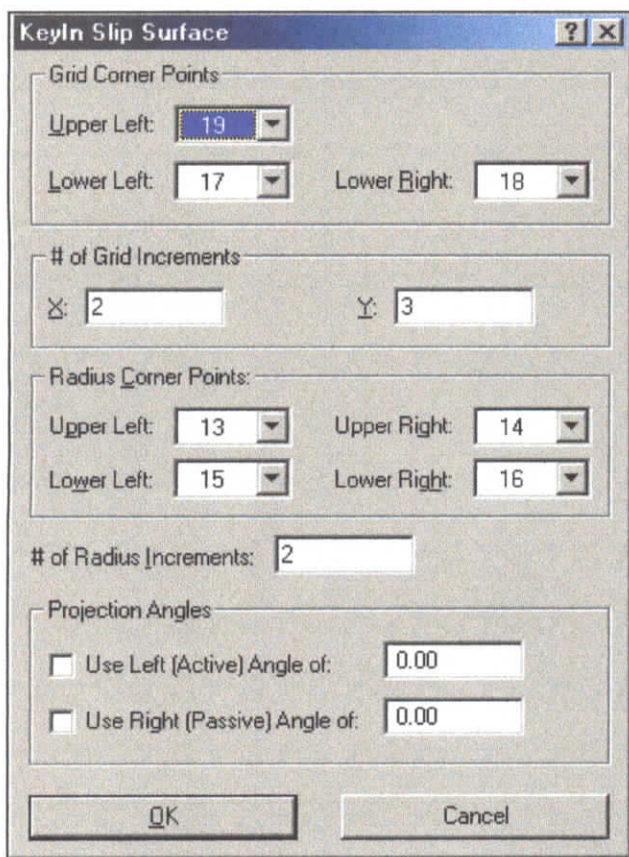
7 - Pour définir les propriétés du sol, on déroule le menu « **KeyIn** » et on clique sur « **Soil Properties** ».

8 - Pour affecter à chaque couche ses propriétés, on utilise « **Lines** » à partir du menu « **Draw** ».



9 - On peut tracer le niveau piézométrique d'une nappe phréatique en cliquant sur « **Pore Water Pressure** » à partir du menu « **Draw** ».

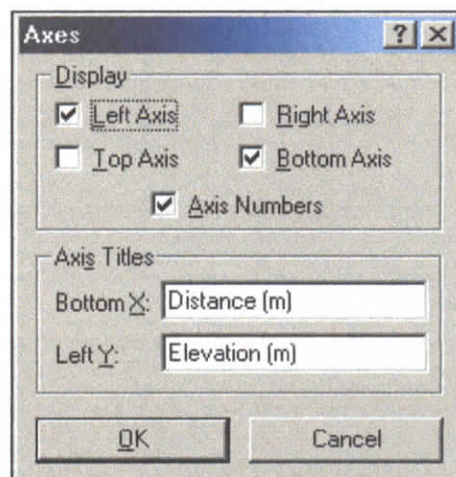
10 - Les surfaces de glissement sont définies par :

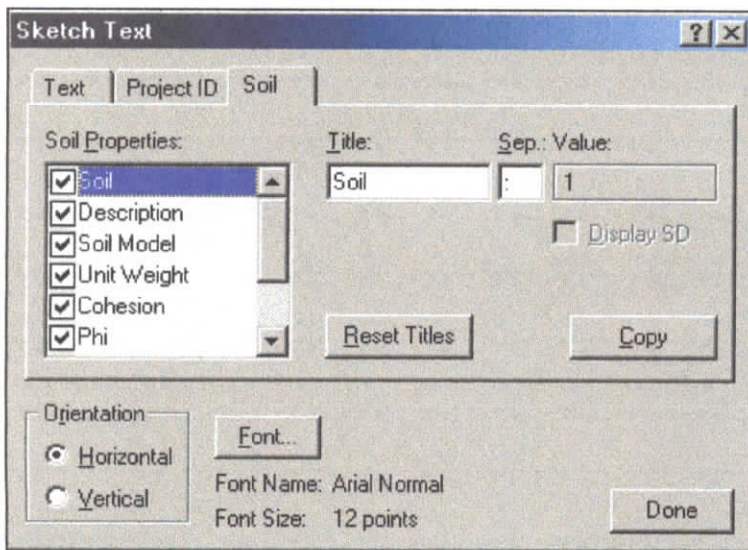


- Les rayons des cercles de glissement qui seront tangents aux droites dessinées en utilisant « **Slip Surface → Radius** » qu'on sélectionne à partir du menu « **Draw** ».
- Les centres des cercles de glissement qui seront définis à l'aide de « **Slip Surface → Grid** » qu'on sélectionne à partir du menu « **Draw** ».

11 - Pour éliminer du graphe les points et les numéros de ces points, on utilise « **Preferences** » à partir du menu « **View** ». On désactive « **Points** » et « **Points and Line Numbers** ».

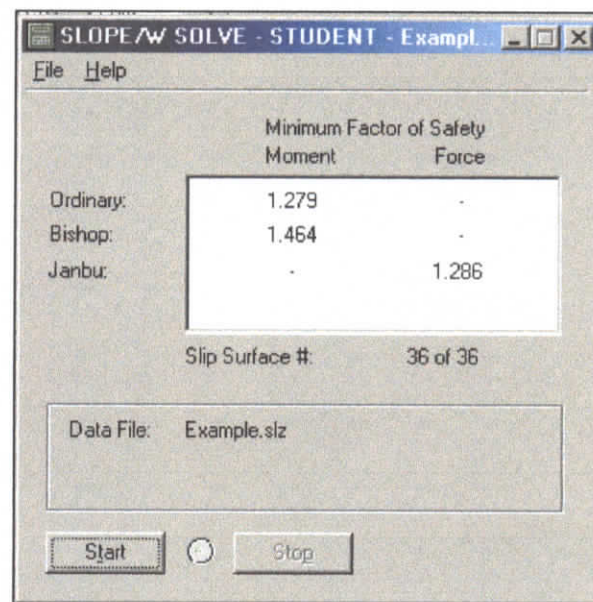
12 - Pour attribuer à chaque axe son titre, on choisit « **Axes** » à partir du menu « **Sketch** ». on met « **Distances** » pour l'axe des abscisses et « **Élévation** » pour l'axe des ordonnées.



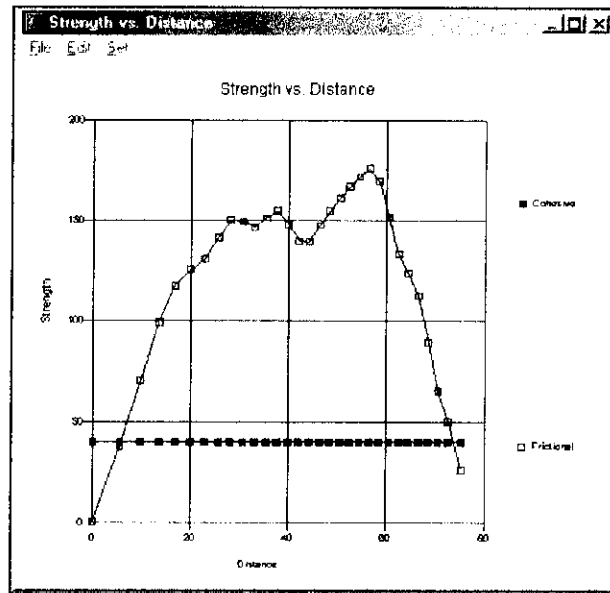


13 - Pour donner un label au terrain, on déroule le menu « **Sketch** » et on sélectionne « **Text** ».

14 - Pour déterminer le facteur de sécurité, on déroule le menu « **Tools** » et on sélectionne « **Solve** ».



17 - Il peut aussi tracer les graphes donnant les forces, de cohésion et de cisaillement, en fonction de la distance.



BIBLIOGRAPHIE :



1. **A. GABAY – J. ZEMP** : « Les engins mécaniques de chantier ». Edition Bordas. Paris. 1971.
2. **AUBOUIN** : « Précis de géologie ». tome 1 : pétrographie.
3. **A. ZAHAR** : « Identification des dépenses relatives aux tâches d'exploitation ». PFE. ENP. 1995.
4. **BOKY** : « Exploitation des mines ». Edition Mir, 1968.
5. **CHIBKA** : « Exploitation des gisements métallifères ». OPU.
6. **CATERPILLAR** : Catalogue d'un bulldozer **D7R** et d'une chargeuse **G 980**.
7. **D. MERABET** : « Principes de l'élaboration des projets des mines à ciel ouvert ». partie 1. OPU.
8. **GUINET- DERRIAZ** : « Document de santé et de sécurité : Carrière de Farges ». 1999.
9. **GUINET- DERRIAZ** : « dossier des prescriptions et consignes : Carrière de Porcieu ». 1998.
10. [http:// lacan.grignon.infra.fr/ressources/glossaire/a.htm](http://lacan.grignon.infra.fr/ressources/glossaire/a.htm)
11. [http:// www.argiles-bm.com](http://www.argiles-bm.com)
12. [http:// www.brgm.fr/risques/antilles/mart/mocrit.htm](http://www.brgm.fr/risques/antilles/mart/mocrit.htm)
13. [http:// www.nrc.ca/irc/cbd/cbd143f.html](http://www.nrc.ca/irc/cbd/cbd143f.html)
14. [http:// www.geo-slope.com](http://www.geo-slope.com)
15. [http:// www.secourisme-pratique.com](http://www.secourisme-pratique.com)
16. [http:// www.roctest.com/fr/roctelemac/product/product/img/pdf/wr-flex_fr.pdf](http://www.roctest.com/fr/roctelemac/product/product/img/pdf/wr-flex_fr.pdf)

17. **J. A. TALOBRE** : « La mécanique des roches ». 2^{ème} édition. DUNOD. Paris. 1967.
18. **J. COSTET, G. SANGLERAT** : « Cours pratique de mécanique des sols », tome 1 : Plasticité et calcul des tassement. 3^{ème} édition. DUNOD. Paris. 1981.
19. **J. COSTET, G. SANGLERAT** : « Cours pratique de mécanique des sols », tome 2 : Calcul des ouvrages. 3^{ème} édition. DUNOD. Paris. 1983.
20. **J. L. DURVILLE, G. SÈVE** : « Stabilité des pentes : Glissement en terrain meuble ». techniques de l'ingénieur. Volume : C2. Numéro : C254.
21. **J. VERDEYEN, V. ROISIN** : « Applications de la mécanique des sols ». tome 2. édition VANDER. 1971.
22. **K. BENYOUNES** : « Contribution à l'étude des glissements dans le terrain tendre (Mine de fer de l'Ouenza) ». PFE. ENP. 1989.
23. **R. BEHLOUL** : « Détermination des coûts opérationnels d'une exploitation minière à ciel ouvert ». PFE. ENP. 1997.
24. **S. KOURBATOV, M. BECHIRI** : « Gisement d'argiles de HAMMA : Recherche détaillée ». briqueterie de DIDOUCHE MOURAD. 1980.
25. **T. MAKHLOUFI** : « Influence de la mécanisation sur le prix de revient du calcaire de Meftah ». PEF. ENP. 1989.
26. **V. KOVALENKO** : « Exploitation des carrières ». OPU. 1986.

تلخيص :

إن عملنا هذا يتلخص في دراسة عملية استخراج الصلصال من منجم مفتوح بالحامة (قسنطينة). و ذلك بدراسة جيولوجيا الأرض، و دراسة صعود المدرجات الأرضية بواسطة برنامج إعلام آلي: GEO- SLOPE/W. و أخيرا تم تقدير تكلفة عملية الاستخراج.

كلمات المفاتيح :

استخراج - الصلصال - منجم مفتوح - جيولوجيا الأرض - المدرجات الأرضية.

Résumé :

Ce travail consiste à proposer une méthode d'exploitation de l'argile de la carrière de HAMMA (Constantine). Cela en étudiant le rapport géologique et en analysant la stabilité des talus. Cette dernière analyse a été faite grâce au logiciel : GEO- SLOPE/W. En fin, on a évalué le prix de revient prévisionnel de l'extraction d'une tonne d'argile.

Mots clef :

Exploitation - Argile - Carrière - Géologie - Talus.

Abstract:

This work consists to propose an exploitation method of the open pit's clay of HAMMA (Constantine). That was by studying the soil's geology and the slope's equilibrium. This later was analysis by the program: GEO- SLOPE/W. Finally, we have evaluated the extraction's cost.

Key words:

Exploitation - clay - open pit - geology - slope.