

UNIVERSITE KASDI MERBAH OUARGLA
Faculté des Sciences Appliquées
Département de Génie Civil et d'Hydraulique



Mémoire

Présenté en vue de l'obtention du diplôme de **Master professionnel**

Domaine : Sciences techniques

Filière : Hydraulique

Spécialité: Forage d'eau

Présenté par : Lounissa mohamed
Arbaoui khaled

Thème

Établissement d'un programme de forage et proposition de solutions aux problèmes survenus.

Soutenu publiquement : le 03 Juin 2 017

Devant le jury composé de :

Mr. Mahi Rachid	M. A – A –	Président	U. Kasdi Merbah. Ouargla
Ms. Bouziane Lamia	M. A – A –	Examineur	U. Kasdi Merbah. Ouargla
Mr. Djebari Hacene	M. A – A –	Rapporteur	U. Kasdi Merbah. Ouargla

Année Universitaire: 2 016 / 2 017

Remerciements

En premier lieu, nous tenons à remercier notre Dieu, notre créateur, pour le courage et la patience qu'il nous a donné pour accomplir ce travail.

Ainsi nos parents qui nous aident.

Nous remercions notre professeur consultant Mr .DJEBARI HACENE pour ses orientations et conseils.

Nous adressons nos vifs remerciements à tout le personnel de FCP et WEATHERFORD R801 et de TASSILI DRILLING.

Nous tenons aussi à exprimer nos profonds remerciements à nos enseignants de l'université de OVARGLA.

Enfin nos remerciements s'adressent aux membres de jury qui nous Feront l'honneur de juger notre travail.

MOHAMED & KHALED

Dédicaces

*Je dédie ce modeste travail : A ma très chère Mère
et mon très cher Père*

Et mes chères sœurs et ma fiancée.

*A mes grands-parents, tous mes oncles et toutes
mes tantes et mes cousins.*

A tous mes frères et mes amis

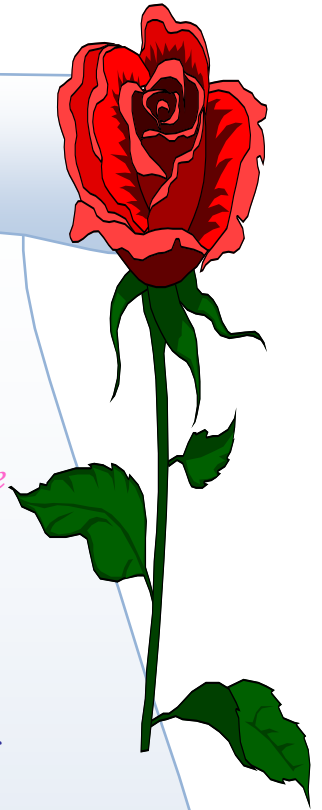
*A ceux qui m'ont toujours encouragé pour que je
réussisse dans mes études.*

A ceux qui ont veillé pour mon bien être.

*A ceux qui m'ont soutenu dans les moments les plus
difficiles de ma vie.*

A ceux que j'aime et je respecte

Khaled



Dédicaces

Je dédie ce modeste travail

*A ma très chère **Mère** et mon très cher **Père** et*

A toutes ma famille.

*A ceux qui m'ont toujours encouragé pour que je
réussisse dans mes études*

A ceux qui ont veillé pour mon bien être

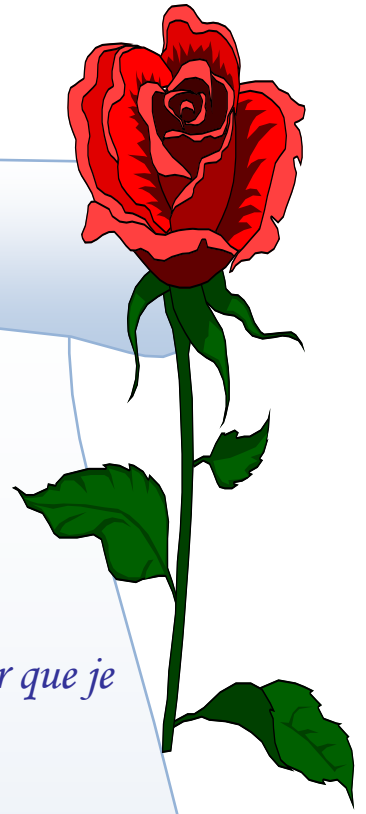
*A ceux qui m'ont soutenu dans les moments les plus
difficiles de ma vie*

A ceux que j'aime et je respecte infiniment

Le jour est venu pour leur dire Merci...

*A tous mes amis qui ont toujours été présents et
qui n'ont ménagé aucun effort pour
me bénéficier avec leur aide et
leurs suggestions*

MOHAMED



Sommaire :

Remerciements

Dédicace

Introduction

Chapitre 1

Partie géologie

I. Localisation de la zone d'étude	2
II. Aperçu hydro – climatologique	2
II.1. Précipitations	3
II.2. Températures	5
II.3. Humidité relative de l'air	6
II.4. La vitesse de vent	6
III. Géologie de la zone d'étude	6
III.1. Paléozoïque	6
III.1. Mésozoïque	8
IV. Coupes lithologiques	9
V. Conclusion	9
VI. Hydrogéologie	10
VI.1. Le complexe terminal	10
VI.1.1. Définition du système aquifère CT	10
VI.1.2. Limite de l'aire du complexe terminal	11
VI.1.3. Les aquifères contenues dans les complexe terminal	11
VI.1.4. Caractéristique du système aquifère CT	12
VI.1.5. Alimentation du système aquifère	12
VI.2. La nappe du miopliocène	12
VI.2.1. Formation aquifère du miopliocene	13

Chapitre II

Partie spéciale

I. Choix de l'implantation du forage	14
1- Du point de vue géologie	14
2- Du point du vue hydrogéologie	14
3- Du point du vue économique	14
4- Conclusion	14
II – Choix du diamètre final	15
III. Choix des phases	16
III.1. Choix de la construction du trou	16
IV. Harmonisation des diamètres	17
V. Programme de fluide de forage.....	19
V.1. Permis les principales fonction nous citerons	19
V.2. La densité et pression hydrostatique	19
1. la pression de couche.....	20
2. la densité et pression hydrostatique	20
3. Viscosité.....	21
4. Filtrat.....	21
5. Cake	22
V.3. Calcul du volume de boue	22
V.3.1. Volume espace annulaire entre (trou – tige)	22
V.3.2. Volume espace entre (trou – masse tige)	22
V.3.3. Volume intérieur de tige	22
V.3.4. Volume intérieur des masse – tige	23
V.3.5. Volume d'espace annulaire entre (casing – tige)	23
V.4. Volume de boue de chaque phase	23
1. Phase (1)	24
2. Phase (2)	24

3. Phase (3)	24
V.5. Les produits consommés	26
V.5.1. La quantité d'argile bentonite nécessaire	26
V.6. La quantité d'eau de mixage	26
VI- Choix des outils	27
VII- Choix de la garniture	28
VII.1. Masses – tiges	28
VII.1.1. Calcul de la longueur des masse-tige.....	29
VII.2. Les tiges	30
VII.3. Calcul de vérification	30
1. Contrainte de traction	30
2. Contrainte de torsion	30
VIII- Choix de la tige d'entraînement	32
VIII.1. Vérifications avec les calculs précédemment effectués	32
1. Caractéristique mécanique de la tige d'entraînement choisie	32
IX – Choix des paramètres de forage	34
IX – Calcul des pertes de charge et choix de la pompe	38
IX.1. Dans les équipements de surface	38
IX.1.1. Dans les tiges de forage (DP)	38
IX.1.2. Dans les masses – tiges (DC)	39
IX.1.3. Pertes annulaire : trou – DP	39
IX.1.4. Pertes annulaire : trou – DC	40
IX.1.5. Pertes annulaire : casing – DP	40
IX.1.6. Pertes de charge totales	40
IX.1.7. Calcul de la puissance mécanique	41
IX.1.8. Calcul de la puissance hydraulique de la pompe , pour chaque phase	41
XI. Choix du tubage et calcul de cimentation	42

XI.1.1. calcul du volume de laitier de ciment	42
XI.1.2. Calcul de la quantité de ciment utile.....	43
XI.1.3. Densité du laitier de ciment	43
XI.1.4. Quantité totale de ciment sec	43
XI.1.5. Volume d'eau de gâchage	43
XI.1.6. Volume du fluide de chasse	43
XI.2. Calcul de deuxième phase	43
XI.2.1. Calcul du volume de laitier de ciment	43
XI.2.2. Calcul de la quantité de ciment	44
XI.2.3. Densité du laitier ciment	44
XI.2.4. Quantité totale de ciment sec	44
XI.2.5. Volume d'eau de gâchage	44
XI.2.6. Volume du fluide de chasse	45
XI.3. Calcul de troisième phase	45
XI.3.1. Calcul quantité de ciment	45
XI.3.2. Densité du laitier de ciment	45
XI.3.3. Quantité de ciment sec totale	45
XI.3.4. Volume d'eau de gâchage	46
XI.3.5. Volume du fluide de chasse	46
XI.4. Pression de refoulement à la fin de chasse de chaque phase	46
XII. Habillage de la colonne	48
XII.1. le sabot	48
XII.2. L'anneau de retenue	48
XII.3. Les centreurs et racleurs	48
XIII. Choix de l'appareil de forage	49
XIII.1. Calcul du poids de la garniture de chaque phase	49
XIII.1.1. Calcul du poids des DC	49

XIII.1.2. Calcul du poids des DP	49
XIII.1.3. Poids du train de sonde	49
XIII.1.4. Poids de la colonne de tubage.....	49
1. Capacité au crochet	50
XIV. La sécurité sur chantier	52
1. Le matériel de sécurité pour le sondeur	53
2. Equipements de sécurité électrique	53
3. La propreté	53
XV. l'organisation sur le chantier	54
1. La rapidité	54
2. L'économie	
3. La qualité	54
XVI. Complétion du puits	56
XVII. Granulométrie	56
XVIII. Mode opératoire	56
XIX. Crépine	58
XX. Le massif du gravier additionnel	58
XXI. Calcul du volume du massif de gravier additionnel (MGA).....	59
XXII. Programme de développement	59
1. Equipment Outils.	60
2. Principe de pompage.....	60

Chapitre III

Problème recentre et le remède

I. Introduction.....	60
II. Classification des difficultés de fora.....	61
Problèmes rencontrés	61
II.1. Les pertes de boue :	61
II.1.1. La perte totale :	61

II.1.2. La perte partielle :.....	62
II.1.3. La perte partielle :.....	62
II.1.4. Les cause des pertes :	62
II.1.4.1. Les causes géologiques	62
II.1.4.2. Les causes technologiques	62
II.1.5. Détection de la perte	63
II.1.6. Lutte contre les pertes	63
II.1.7. Conséquences des pertes de circulation	64
II.2. Éboulement et rétrécissement des parois	64
II.2.1. La Stabilité des roches :	64
II.2.1.1. L'instabilité sera importante lorsqu'on a les facteurs suivants.....	64
II.2.2. Les causes technologiques :.....	64
II.2.3. La détection en surface (des éboulements ou rétrécissements) :	64
II.3. Coincement du train de sonde :	64
II.3.1. Les coincements par instabilité des formations :.....	65
II.3.2. Les Causes :	65
III. Le remède :	65

Conclusion

Annexes

Bibliographie

Résumé

Liste des figures :

Chapitre 1 :

Fig (I, 1) : carte de situation de la zone d'étude	2
Fig (I, 2) : carte des bassins – versants du Sahara septentrional	3
Fig (I, 3) : précipitation moyenne mensuelle (2002 – 2012)	4
Fig (I, 4) : carte des isohyètes des précipitations dans le domaine du SASS	4
Fig (I, 5) : température moyenne mensuelle	5
Fig (I, 6) : carte géologique du domaine du SASS (2003)	7
Fig (I, 7) : colonne stratigraphique du champ de Hassi Messaoud	11
Fig (I, 8) : carte d'extension du système aquifère du complexe terminal	12
Fig (I, 9) : situation générale des aquifères du Sahara septentrional	13
Fig (I, 10) : carte d'Age des eaux du complexe terminal	14

Chapitre 2 :

Fig (II, 1) : volume de boue entre chaque élément.	26
Fig (II, 2) : volume de laitier : phase (1).	44
Fig (II, 3) : volume de laitier phase(2).	46
Fig(II,4) :programme de forage.....	54

Chapitre 3 :

Fig (III, 1) : les problèmes sur chantier d'étude.	69
---	----

Liste des tableaux :

Chapitre 1 :

Tab .N° :01. la station climatique d'Ouargla	3
Tab .N°:0 2. Précipitations annuelles (mm) sur la période (2002-2012) (ONM_Ouargla) .4	
Tab .N°:03. les températures moyennes pendant la période (1990 – 2011)	5
Tab .N°:04. l'humidité de l'air en hiver et en été	6
Tab .N°:05. la vitesse du vent observé en hiver et en été	6
Tab .N°:06. la coupe lithologique	10

Chapitre 2 :

Tab. N°:01. coefficient de perméabilité de diverses formations	18
Tab. N°:02. récapitulatif des diamètres calculés (utilisés)	21
Tab. N°:03. la pression de couche pour chaque phase	23
Tab. N°:04. la densité et pression de chaque phase	24
Tab. N°:05. volume de l'espace annulaire (trou – tige)	25
Tab. N°:06. volume espace annulaire (trou – masse tige)	25
Tab. N°:07. volume intérieur des (masse – tige)	26
Tab. N°:08. volume d'espace annulaire entre (casing – tige)	26
Tab. N°:09. volume total de boue de chaque phase	28
Tab. N°:10. le poids axial de chaque outil	32
Tab. N° : 11. le diamètre idéal des masses – tiges	32
Tab. N°:12. longueur totales des DC pour chaque phase.	32
Tab. N°:13. Longueur totale des tiges de forage pour chaque phase.	33
Tab .N°:14. Valeur de la P_{dest} pour chaque phase.	34
Tab .N°:15. Caractéristique mécanique de la tige d'entraînement.	37

Tab .N°:16. Pertes de charge dans les masses tiges	41
Tab .N° :17. Pertes de charge dans l'espace annulaire : trou-tige.	41
Tab .N°:18. Pertes de charge dans l'espace annulaire : trou-masse tige.	42
Tab .N°:19. Pertes de charge dans l'espace annulaire : casing-tige.	42
Tab N°20 Pertes de charge totale.	42
Tab N°21 Puissance mécanique.	43
Tab .N°:22. Pertes de charge totales.	43
Tab .N°:23. Poids total de la garniture /casing, pour chaque phase (BHA).	52
Tab .N°:24. Capacité au crochet.	52
Tab .N°:25. La capacité au moufle fixe.	53
Tab .N°:26. Puissances au crochet.	53
Tab .N°:27. Différentes puissances requises.	54

Liste des abréviations

<i>dimension</i>	<i>unité</i>	<i>signification</i>
S	in^2	Surface totale des duses d'outil.
δ		Jeu entre le diamètre extérieur de la crépine et les parois du puits.
P_c	bar	la pression de couche.
P_{hydo}	bar	la pression hydrostatique.
V_p	m^3	Volume de puits.
V_r	m^3	Volume réserve.
V_B	m^3	Volume de boue.
q_a	t	Quantité d'argile.
τ	kgf/cm^2	Contrainte de torsion.
δ_t	kgf/cm^2	Contrainte de traction.
P_{dest}	Kw	Puissance de destruction de la roche.
P_{rot}	Kw	Puissance de rotation.
D	kg/ℓ	Masse volumique du fluide.
D	In	Diamètre intérieur garniture.
D_0	In	Diamètre extérieur annulaire.
D_i	In	Diamètre intérieur annulaire (extérieur garniture).
L	M	Longueur.
P	Kpa	Pertes de charges, pression.

Q	ℓ /mn	Débit de fluide.
μ	cP	Viscosité de fluide.
B		Coefficient correspond à la boue en circulation
NI		: Coefficient des pertes de charge
P_{TJ}	Kpa	Les pertes de charge a l'intérieur de Tool-joint
L_{TJ}	m	La longueur de Tool-joint
D_{TJ}	in	Diamètre intérieur de Tool-joint
P_{DP}	Kpa	Les pertes de charge a l'intérieur des tiges
L_{DP}	m	La longueur des tiges
D_{DP}	in	Le diamètre intérieur des tiges
P_{DC}	Kpa	Les pertes de charges a l'intérieur des masses tiges
L_{DC}	m	La longueur des masses tiges
D_{DC}	in	Diamètre intérieur des masses tiges
P_t	Kpa	Les pertes de charge dans le trépan
P_s	Kpa	Les pertes de charge aux équipements de surface
P_{tot}	KPA	Les pertes de charge total
P_m	HP	La puissance mécanique
P_{hr}	HP	La puissance hydraulique
N	$coup/mn$	Nombre de coups
P_{ref}	Kpa	La pression de refoulement

$Q_{unitaire}$	Coup/min	Le débit unitaire
η_m		Rendement mécanique
η_t		Rendement de transmission.
V_L	m^3	Volume de laitier de ciment.
Q_C	T	Quantité de ciment sec.
V_{ch}	m^3	Volume de chasse.
C_{CR}	T	Capacité au croché.
C_{mf}	T	Capacité au moufle fixe.
V_{MGA}	m^3	volume du massif de gravier additionnel
SW		sud-ouest
NE		Nord-est
SASS		Sud algérienne sahara septentrional

Introduction générale

Depuis l'antiquité, l'eau douce a conditionnée le passé voire l'avenir de l'humanité et a toujours posé problème dans le monde ; vu sa répartition inégale à la surface de la terre et son utilisation qui semble être abusive par les consommateurs, entre autres l'homme dans ses activités tant domestiques, agricoles qu'industrielles.

Les statistiques nous font croire tout d'abord que, sur l'ensemble des ressources hydriques de la surface terrestre, seulement 3% sont constitués d'eaux douces et 97 % d'eaux salées. D'autre part, celles souterraines représentent 30 % de ses réserves en eau douce, la plus grande partie étant représentée par les glaciers.

Dans plusieurs parties du monde, en effet, les populations exploitent l'eau souterraine, étant donné que la ressource en eau de surface, en dehors de la dégradation de qualité, insuffisante, pour satisfaire des besoins en continuelle hausse.

Cependant, cette eau souterraine est menacée de rareté, dans ces cas – là, lorsqu'elle ne suffit plus, la solution consiste souvent à recourir à des transferts coûteux de gros volumes d'eaux sur des distances qui peuvent parfois atteindre plusieurs centaines de kilomètres, entraînant des gaspillages d'eau et des surcoûts importants.

Pour exploiter les eaux souterraines, on procède au forage qui est une opération très délicate et la plus coûteuse du processus d'exploitation de cette source. Il ya beau que des techniques d'exploitation, soit par battage, au havage, au marteau fond du trou, parmi les meilleurs techniques, le forage au rotary.

L'objectif prioritaire des foreurs est la réalisation d'un trou, conformément au programme qui leur a été fourni, au meilleur coût possible, dans les meilleures conditions techniques et sécuritaires.

On doit, au préalable, choisir l'implantation de l'ouvrage, mais ne peut être décidée qu'après diverses études (géologiques, géophysiques et hydrogéologiques...etc.). L'ensemble de ces études nous permet de se faire une idée sur la constitution du sous – sol et des possibilités du système aquifère néanmoins, seul le forage peut approuver les hypothèses émises au début, confirmant la présence ou l'absence de cette eau.

Dans le présent travail, nous allons essayer d'établir un programme de forage, pour l'exploitation et l'alimentation en eau de la région de Hassi – Messaoud. Donc, après la phase de calcul, nous allons choisir l'appareil de forage adapté aux besoins de capacité et de

puissance requise par le programme de forage, ce qui constitue un préalable à toute opération de forage.

Un appareil sous – dimensionné entraîne un surcoût, en terme de location journaliers, tandis qu'un appareil sous – dimensionné reste loin de satisfaire les besoins, en terme de puissance adaptés pour une gamme très large de profondeur.

Pour ce faire, ce mémoire est structuré comme suit :

En premier lieu, nous avons parlé, en quelques aperçus, de généralités sur la situation géographique, socio – économique, climatologique, géologique et hydrogéologiques de la région, ce qui constitue la première partie.

En seconde partie, nous avons évoqué tout ce qui est calcul, à commencer par la détermination du diamètre final de l'ouvrage, l'harmonisation des diamètres, le choix des phases, le programme de fluide de forage, la cimentation, le choix de la garniture avec ses différentes composantes, la complétion du puits, la mise en place du gravier additionnel (MGA), le développement du forage... etc.

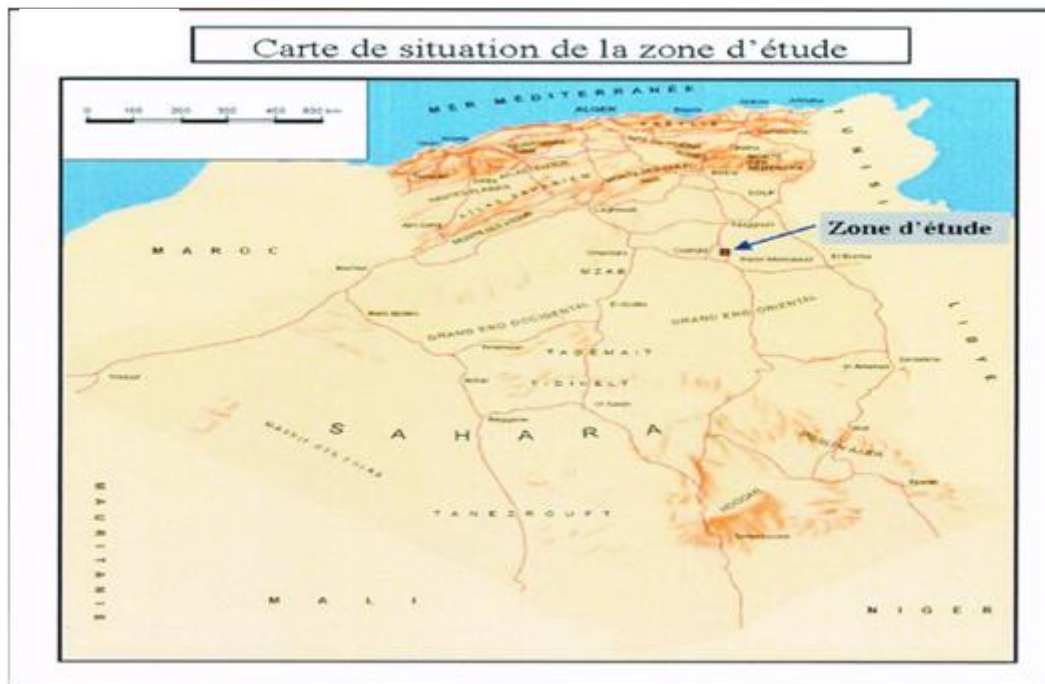
Comme nous avons développé un chapitre concernant les problèmes rencontrés lors de la réalisation d'ouvrages dans la région, dont la perte de circulation survenue et qui a engendré un éboulement qui s'est développé en coincement, ensuite donné les solutions préconisées à ces difficultés.

Et nous avons terminé par une conclusion générale.

I. Localisation de la zone d'étude :

La zone d'étude, englobant les périmètres de la nouvelle ville de Hassi – Messaoud et de la zone d'activités logistiques, est située à environ soixante dis (70) kilomètres au Nord de la ville de Hassi – Messaoud et à quatre – vingt (80) kilomètres du chef – lieu de la wilaya d'Ouargla.

Elle est localisée à mi – chemin de l'axe routier reliant la ville de Hassi – Messaoud à celle d'El Hadjira. [1].



- Fig (I , 1) : carte de situation de la zone d'étude –

II. Aperçu hydro – climatologique :

La région, objet de cette étude, fait partie du Sahara Septentrional. Le climat qui y règne par conséquent, est du type saharien, avec les particularités et les aléas qu'il présente. Il en effet connu par son aridité qui se manifeste principalement par de fortes amplitudes thermiques, une forte évaporation et une pluviométrie faible, qui engendre souvent des orages à fortes intensités.

Tout ce périmètre fait partie du sous – bassin versant du Meghaier, qui est lui – même inclus dans le grand bassin versant saharien N°13. Les bassins (Fig N°02) couvrent en gros une superficie de 685 000 km², sur lesquels 250 000 km² peuvent être considérés comme appartenant encore au domaine de l'endoréisme actif et 200 000 km² à celui des ergs. [1].

Pour avoir une appréciation sur les caractéristiques climatiques de la zone d'étude, nous avons utilisé les données de la station climatique de la ville de Ouargla et dont l'analyse a donné ce qui suit :

Station	Cordonnées		Altitude(m)
Ouargla	X E	Y N	
		05° 19' 22"	31° 57' 17"
Tab .N° : 01. Coordonnées de la station climatique (d'observation) d'Ouargla..			

II.1. Les précipitations :

La figure N°3 ainsi que le tableau N°02 montrent les variations des moyennes mensuelles des précipitations sur une période de 10 ans. Le mois de Janvier est le mois le plus arrosé, avec 8.8 mm de précipitation, tandis que Juillet est considéré comme le mois le plus sec, avec 0.12 mm.

La moyenne mensuelle est de l'ordre de 2.68 mm/mois et le cumul moyen annuel est de l'ordre de 32.19 mm/an. La carte N°4, des isohyètes des précipitations du domaine du SAAS, montre que le seuil annuel de la précipitation, de la zone étudiée, oscille entre 50 et 60 mm/an. [2].

Moi s	Jan	Fév	Mars	Avril	Mai	Juin	Juillet	Août	Sept	Oct	Nov	Déc	An	Moy An
P (mm)	8.8	1.14	3.06	1.2	0.83	0.29	0.12	0.61	3.24	5.63	4.95	2.32	32.19	2.68
Tab .N° : 02. Précipitations annuelles (mm) sur la période (2002-2012) (ONM-Ouargla).														

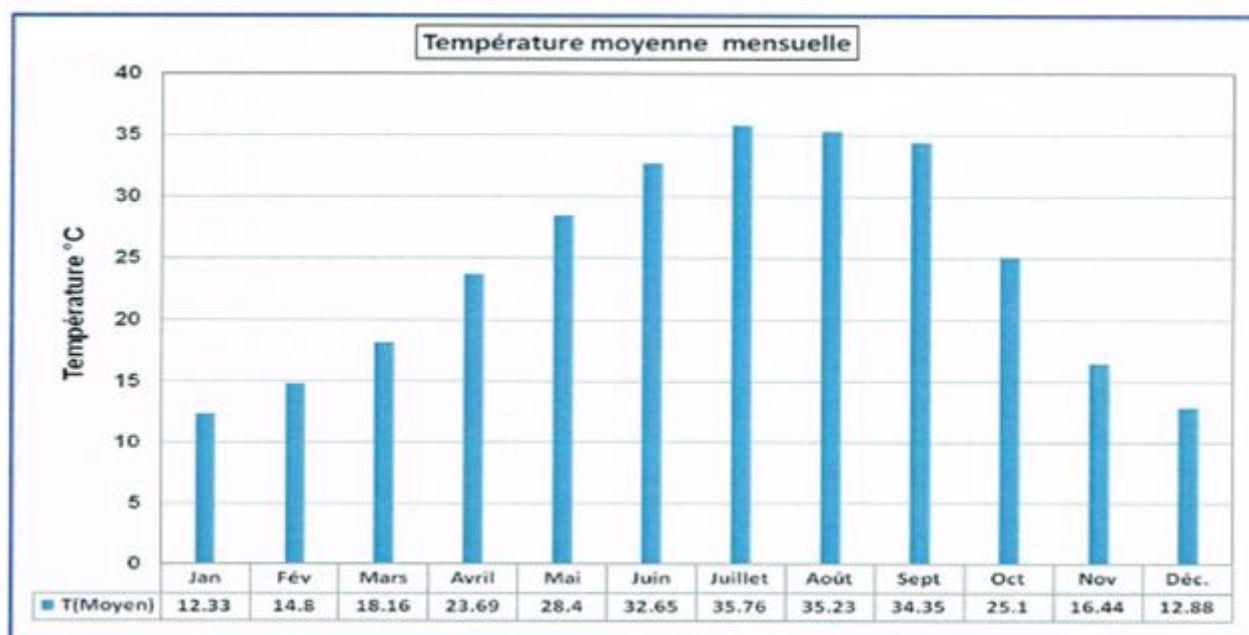
II.2. Les températures :

La température a un rôle important dans la variation des composantes du bilan hydrologique. C'est un facteur principal qui conditionne le climat de la région. L'analyse des valeurs des températures sera faite pour la période allant de 1 990 à 2 011. [4].

Mois	Jan	Fév	Mars	Avril	Mai	Juin	Juillet	Août	Sept	Oct	Nov	Dec	Moy An
T Moy (°C)	12.33	14.8	18.16	23.69	28.4	32.65	35.76	35.23	34.35	25,1	16.44	12.88	24.1

Tab .N° : 03. Les températures moyennes pendant la période (1990-2011). Station de Ouargla.

L'histogramme des températures moyennes mensuelles (Fig N°5) montre que Juillet est le mois le plus chaud, avec une température moyenne de l'ordre de 35.76°C, alors que le mois de Janvier est le plus froid, avec une moyenne de température de l'ordre de 12.33°C. La température moyenne mensuelle est de l'ordre de 24.15°C.



- Fig (I , 5) : Les températures moyenne mensuelle – station de Ouargla.

II.3. L'humidité relative de l'air :

La répartition des résultats de l'humidité est l'inverse de la répartition des résultats de la température. La valeur maximale de l'humidité de l'air est obtenue en hiver (Décembre-Janvier-Février) et celle minimale en été (Juin-Juillet) tel qu'elle est présentée dans le tableau N°04.

Dans l'ensemble, l'humidité relative moyenne annuelle dans la région d'étude est faible et elle est inférieure à 50%.

Mois	Jan	Fév	Mars	Avril	Mai	Juin	Juillet	Août	Sept	Oct	Nov	Déc	Moy Annuelle
H(%)	58.42	53.32	47.56	43.74	40.35	36.02	34.37	38.41	47.69	51.08	56.3	58.5	47.15

Tab .N° : 04. L'humidité de l'aire en hiver et en été. Station de Ouargla.

II.4. La vitesse du vent :

Les vents sont très fréquents dans la région et ce, durant toute l'année, c'est durant la saison du printemps (Mars, Avril et Mai) que se manifestent violemment les tempêtes de sable. Des vitesses supérieures à 16.82 m/s (60.55km/h) sont observées dans la région en été. Ces vents sont chauds et secs (sirocco) avec une direction dominante NE en hiver et SW en été (Tableau N°5).

Mois	Jan	Fév	Mar	Avril	Mai	Juin	Juillet	Août	Sept	Oct	Nov	Déc	M _o Annuell
(m/s)	10.62	12.85	14.8	16.34	17.56	16.82	14.11	14.54	14.69	14.69	9.32	9.54	13.82

Tab .N° : 05. La vitesse du vent observée en hiver et en été. Station de Ouargla/

III. Géologie de la zone d'étude :

Les travaux géologiques de BUSSON (1970) et de FABRE (1976), dans le Sahara algérien ainsi que l'analyse des données des logs litho - stratigraphiques des forages pétroliers, réalisés dans la région de Hassi – Messaoud, nous ont permis de constituer la série stratigraphique de la zone d'étude et qui se présente comme suit :

III.1. Le Paléozoïque :

Les formations paléozoïques reposent en discordance sur le socle à travers la discordance panafricaine. De la base au sommet on distingue :

- **Le Socle** : Constitué par des formations granitiques porphyroïdes roses.
- **L'Infra – ncambrien** : L'infrecambrien est l'unité lithologique la plus ancienne.

Cette dernière a été rencontrée par les forages de la région de la partie Nord de la structure, il est constitué de grès argileux rouge.

- **Le Cambrien** : Constitué par des grès hétérogènes entrecroisés de granulométrie fine à grossière avec des passées de siltstone argilo – micacés.

Le cambrien est subdivisé en trois lithozones (R1 (Ra+Ri), R2, R3). On distingue de bas en haut :

- **Lithozone R3** : Grès grossier à ciment argileux et argile silteuse, l'épaisseur totale de la série est de 300 m.
- **Lithozone R2** : Son épaisseur est de 100 m, elle constitué par des grès moyen à grossier à ciment argileux illitique ;
- **Lithozone R1** : cet horizon est subdivisé en deux sous Lithozones :
 - ✓ Lithozone Ra : Grès et grès quartzitique anisométrique à niveau de silts, L'épaisseur de la formation est de 120 m.
 - ✓ Lithozone Ri : Grès isométriques fin silteux.

- **L'Ordovicien** : Zone des alternances ; elle a une épaisseur moyenne de 20 mètres. Cette zone désigne ainsi la présence de passées d'argiles indurées en alternance avec des bancs de quartzites fins isométriques.

Dans l'ordovicien, trois (3) unités lithologiques sont distinguées, du bas au sommet on trouve :

- Les Argiles d'El Gassi : leur épaisseur moyenne est d'environ 50 mètres. Constituées d'argile schisteuse, indurée présentant une couleur verte à noire, rarement rouge. La formation argileuse peut être glauconieuse ou carbonatée présentant des graptolites qui indique un milieu marin. Elle est rencontrée généralement dans les zones périphériques du champ.
- Les grès d'El Atchane : ils ont une épaisseur moyenne qui varie de 12 à 25 mètres cette formation est constituée de grès fin à très fin, de couleur gris-beige à gris sombre. Ce grès peut être argileux ou glauconieux avec, généralement des passées d'argiles silteuses.
- Les quartzites de Hamra : leur épaisseur moyenne varie de 12 à 75 mètres. Ce sont des grès quartzitiques fins, très compactes à rares intercalations d'argiles.

III.2. Le Mésozoïque :

Le Trias : il repose, en discordance sur le Cambrien, au centre et sur l'Ordovicien vers les flancs. C'est un faciès très hétérogène résultant de la transgression. Le trias est composé de trois unités.

On distingue de bas vers le haut les formations suivantes :

- Le Trias gréseux: Il constitue le premier remplissage du relief paléozoïque et se subdivise en plusieurs unités qui diffèrent les unes des autres par leur lithologie et leur réponse diagraphique. Il est accompagné par des coulées éruptives. Son épaisseur varie de 0 à 75 m.
- Le Trias argileux : Il est constitué d'argiles plus au moins silteuses, brun rouge à bariolés, dolomitiques et anhydritiques avec des intercalations de banc de sel au sommet, son épaisseur moyenne est de 113 m.
- Le Trias salifère : Il est constitué de bancs de sel massif présentant au sommet des intercalations d'anhydrite et des bancs d'argile légèrement silteuse et dolomitique, son épaisseur moyenne est de 340 m.
- Roche éruptive du Trias : se situe approximativement entre la discordance Hercynienne et le mur du trias argilo – gréseux. L'éruptif est rarement localisé dans le Lithozone (Ra). Sa rencontre est difficilement prévisible dans la partie Sud – Ouest et Ouest du champ, avec des épaisseurs variables de 0 m à 90 m. Le potentiel du réservoir se trouve réduit lors de sa présence.

Le Jurassique : c'est un ensemble argilo – gréseux à intercalations de calcaire au sommet (Malm) et à alternances de faciès lagunaires et marins à la base (Dogger et Lias), Son épaisseur moyenne est de 844 m, du bas en haut, on rencontre :

- **Le Lias** : son épaisseur moyenne est de 300 m. Le début du lias est caractérisé par une zone de marne dolomitique ;
- **Le Dogger** : son épaisseur est de l'ordre de 320 m. Il est composé de deux types de formations, un dogger lagunaire et un dogger argileux ;
- **Le Malm** : son épaisseur moyenne est de 225 m. Il se caractérise par un faciès marneux avec des intercalations de bancs de calcaires et dolomies et quelques passages d'anhydrite ;

Le Crétacé : son épaisseur totale est de 1 620 m. Il est constitué de sept étages. On distingue du bas au sommet :

Le Néocomien : il est constitué à la base par un faciès gréseux avec des passages d'argiles et au sommet des argiles avec intercalations de calcaires et dolomie, l'épaisseur moyenne du néocomien est de 180 m.

Le Barrémien : son épaisseur moyenne est de 280 m, il est formé de grès fins à moyens carbonatés à plage d'anhydrite, alternant avec des niveaux d'argiles gréseuses et dolomitiques

L'Aptien : l'épaisseur de la formation est de 25 m. Il est représenté par deux bancs dolomitiques enveloppant un niveau argileux.

L'Albien : son épaisseur est de 350 m. Il est constitué par des grès et sables fins avec des intercalations d'argile silteuse.

Le Cénomani : il est constitué par des alternances d'anhydrite et argile rouge brune, des marnes grises et de dolomie. La limite Cénomani – Aptien coïncide avec le passage des séries évaporitiques aux séries plus gréseuses de l'albien. Son épaisseur moyenne est de 145 m.

Le Turonien : il est constitué par des alternances de calcaire argileux et dolomitique et de calcaire crayeux au sommet. L'épaisseur moyenne du turonien varie entre 70 et 120 m.

Le Sénonien : son épaisseur moyenne est de 466 m, à la base une série lagunaire qui se caractérise par des bancs massifs de sel et des alternances d'anhydrite, dolomie et argile grise. Au sommet une série carbonatée présentant des bancs de calcaire dolomitique argileux et d'anhydrite.

IV. Coupes lithologiques :

Durant la phase de perforation du forage, il a été procédé au prélèvement d'un échantillon chaque mètre. L'échantillon pris est ensuite lavé et mis dans un sachet étiqueté. Les analyse des échantillons ont permis de reconstituer la coupe lithologique suivante :

Profondeur (m)		Description
De	A	
00 m	10 m	Grés, beige, marron avec des grains moyens à grossier, arrondis, moyennement dure .
11 m	33 m	Grés, présenté par des graine moyens à fins, parfois grossiers , moyennement dure ,
34 m	40 m	Calcaire, grés claire, beige, tender, microcristalline, avec des trace de sables, grés.
41 m	47 m	Grés, beige, blanc, parfois marron, présenté avec des grains fins, sub – anguleux à anguleux.
48 m	52 m	Sable beige, marron, présenté par des grains très fins.
53 m	87 m	Sable, marron claire, présenté avec des grains moyennement fins.
88 m	93 m	Calcaire, blanc, beige , dure , avec des traces de sables beige .
94 m	107 m	Sable , marron Claire , présenté par des grains moyens à grossiers .
108 m	140 m	Calcaires, beige, sombre , microcristalline avec des passages de grés , dure à très blanc.
141 m	151 m	Sable, marron claire, présenté par des grains moyens à grossiers.
152 m	182 m	Calcaires, beige, blanc, microcristalline.
183 m	240 m	Calcaires, beige, sombre, microcristalline, avec un passage des grés beige et blanc.
241 m	280 m	Grés, multicolore, avec des graine fins, moyennement dure à très dure, avec une présence de calcaire, et des traces de Marnes.
281 m	320 m	Intercalation entre les calcaires et les Marnes de couleur grise blanchâtre
321 m	420 m	Calcaire dolomitique, de couleur grise, avec des Argiles rouges.
241 m	560 m	Marne, grise, moyennement dure, avec une présence des anhydrites.

561 m	650 m	Argiles, verte, gris parfois marneuse blanchâtre.
651 m	710 m	Argile gris parfois.
711 m	714 m	Grés, beige, blanc, sombre, dure à très dure, avec présence des Argiles grises et marron
715 m	750 m	Sels, parfois.
751 m	793 m	Argiles, gris, sombre, parfois marron, avec des traces des anhydrites
794 m	810 m	Anhydrite, avec présence de des Argiles, marron, gris, moyennement dure
811 m	870 m	Argile, avec des traces de Grés a ciment marneux.
871 m	930 m	Calcaire, gris clair, parfois beige, marneux
931 m	945 m	Argiles, grise, avec une présence de Calcaire et des traces de Marne.
946 m	1040 m	Alternance entre les Argiles plastique vertes et des Marnes de couleur grise à grise foncé
1041 m	1110 m	Argiles, marron, rouge brique, avec une présence de Marne verdâtre, friable et des traces de Calcaires.
1110 m	1119 m	Alternance entre les Marnes et les Argiles.
1120 m	1138 m	Marnes, grisâtre, verdâtre, avec des traces des Grés, beige à blanc.
1139 m	1150 m	Grés, marron, avec ciment argileux
1151 m	1178 m	Marne, grise, parfois verdâtre, avec des traces de Grés moyennement dure à très dure.

Tab. N° : 06. La coupe lithologique de la région.[3].

V. Conclusion :

La région d'étude fait partie du bassin sédimentaire du Sahara septentrional. elle est caractérisée par une série stratigraphique épaisse, allant du paléozoïque au quaternaire. Cette dernière repose sur un socle relativement stable tectoniquement.

VI. APPERCU HYDROGÉOLOGIQUE :

La région d'étude abrite deux principales nappes aquifères, une nappe profonde du continental intercalaire (CI) logée dans la formation de l'albien jusqu'à la base du barrémien, avec une épaisseur moyenne est de 500 m. Le complexe terminal qui constitue un ensemble peu homogène incluant des formations carbonatées du crétacé supérieur (turonien, sénonien et l'éocène) et les formations détritiques du tertiaire du miocène (Busson .1970 et J.Fabre .1976). L'épaisseur moyenne de la formation est de 600m. [1]

VI.1. Le complexe terminal :

VI.1.1. Définition du système aquifère (CT) :

La notion de Complexe Terminale, appellation publiée pour la première fois par BEL et CUCHE (1969). Ce terme désigne la nappe d'eau souterraine contenue dans les sables du Moi – Pliocène et le Crétacé supérieur, essentiellement le sénonien supérieur carbonaté (Maestrichtien) et l'éocène inférieur carbonaté.

Ces aquifères, étant plus au moins en étroite relation, ont été groupés en un seul système aquifère et renferment également les calcaires du turonien dans les zones de bordure.

Dans le bassin occidental, la nappe du complexe terminal étant en liaison directe sous une grande partie sous l'Erg avec celle du continental intercalaire. Dans le bassin oriental, les deux systèmes sont nettement différents. Le système du complexe terminal s'étend sur une superficie de l'ordre de 350000 km².

VI.1.2 Limite de l'aire du complexe Terminal :

Les formations du complexe terminal affleurent aux endroits suivants :

- * Au Nord, dans le sillon des chotts Algéro-tunisiens.
- * À l'Est, le long du flanc oriental du Dahar et du J.Nafusa.
- * Au Sud, sur les plateaux de Tinhert et de Tadmait.
- * À l'Ouest, sur la dorsal du M'zab.

VI.1.3 Les aquifères contenues dans le Complexe Terminal (CI) :

Le complexe terminal est formé par des formations aquifères suivantes :

- Les nappes du Mio – Pliocène.
- La nappe lenticulaire, hétérogène de l'Éocène.
- La nappe de calcaire du Sénonien
- La nappe des calcaires du Turonien.

VI.1.4 Caractéristiques du système aquifère (CT) :

La nappe du complexe terminal est en charge à l'intérieur de la limite d'extension des argiles du Mio – Pliocène. Elle est jaillissante au centre du bassin et libre sur les bordures (Dahar / Mzab).

Elle est peu profonde (100 à 400 m) de température d'eau peu élevée. La composition chimique est bonne sur les limites du système aquifère et moyenne dans le centre.

VI.1.5 Alimentation du système aquifère :

L'alimentation du système aquifère se fait par :

- Infiltration du ruissellement sur la périphérie du bassin, tout le long des oueds qui descendent à partir des zones montagneuses et traversent la formation perméable affleurant dans l'atlas saharien, Mzab et Dahar.
- Infiltration directe des pluies dans les sables du grand Erg oriental.

La carte d'âge des eaux du complexe terminal, établie dans le projet du SASS 2 003, confirme ces aires d'alimentation, où on voit assez nettement que le gradient d'âge est croissant, des zones d'alimentation Tinhert et du Mzab, vers les zones qui se localisent à l'exutoire (les chotts).

Les eaux de ces régions se caractérisent généralement par des âges plus élevés (k 40 000 ans). Notons que les eaux de la région d'étude sont plus jeunes, leur âge oscille entre 10 000 et 20 000 ans.

VI.2 La nappe du Mio – Pliocène :

VI.2.1 Formation aquifère du Mio – Pliocène :

Il se présente comme un système multicouche, constitué par un faciès sableux et argileux, avec des passées gypseuses connues dans la région du bas Sahara sous le nom du continental terminal (CT). Le substratum de l'aquifère est formé par des argiles et marnes de l'Éocène.

Les forages d'irrigation, réalisés au niveau de la ceinture verte et qui captent l'aquifère du Mio – Pliocène, sur une profondeur qui varie entre 155 et 165 m, ont mis en évidence que l'aquifère est constitué d'une alternance de sable moyen à fin, de gravier siliceux et d'argile rouge plastique et des passées de gypses. (Coupe technique forage F1 ceinture verte, Oued Al Maraa)[1].

I. Choix de l'implantation du forage :

L'implantation d'un point de forage, en général, ne se fait qu'après examen des rapports relatifs à la prospection géophysique, cependant l'existence de forages dans la région ainsi que des cartes et coupes géologiques et hydrogéologiques peuvent être d'une grande utilité notamment quand il s'agit de choisir le point d'impact et peuvent par conséquent aider à déterminer les zones productrices et susceptibles donc d'être aquifères.

Pour ce faire, nous nous sommes basées sur ce qui suit :

1. Du point de vue géologie : dans l'aperçu que nous avons donné, sur la géologie de la région, nous avons signalé l'ensemble des formations géologiques qui ont les propriétés qui leur confèrent le caractère réservoir et se comportent donc en tant qu'aquifères.

Il s'agit des formations du : sable, calcaire, dolomie, anhydrite, marne, sel massif, grés, argile. Il est à noter aussi que le relief est modéré et n'est pas vraiment accidenté, ce qui permet une accessibilité facile, que ce soit pour la circulation ou la pose de l'appareil devant réaliser le forage.

2. Du point de vue hydrogéologie : la consultation et l'analyse des données et de la cartographie mises à notre disposition et des rapports d'anciens ouvrages (quoiqu'un peu éloignés) devraient nous être d'une grande importance surtout pour opter à ce choix.

3. Du point de vue économique : pour maintes raisons, notamment économiques, le point sélectionné doit être le plus près possible du réseau d'utilisation et de stockage, pour bien sûr réduire le coût et la durée des travaux, nécessaires à l'exploitation de l'ouvrage réalisé, ce qui n'est pas toujours le cas d'ailleurs.

D'après ce qui a été avancé plus haut et à la base de la documentation consultée, nous pouvons dire que les eaux de la région, (.....du complexe terminal ou le continental intercalaire.....) sont relativement abondantes et peuvent, avec un programme d'exploitation rationnel et une gestion durable, servir au moins à moyen terme.

4. Conclusion : en se basant sur ce qui a été avancé précédemment et sur les différentes cartes, nous pouvons dire que notre forage pourra être implanté conformément aux coordonnées suivantes :

$$X = 77\ 068.21$$

$$Y = 3\ 574\ 836.43$$

$$Z = 1\ 295\ \text{m.}$$

Ce dernier sera destiné à l'alimentation en eau, soit de la ville de Hassi Messaoud ou des régions voisines.

II. Choix du diamètre final :

Cette tâche est normalement confiée au service hydrogéologie qui s'occupe des études techniques. Alors, certains paramètres, tels que débit potentiel de l'eau, la lithologie, la structure géologique du système aquifère et sa puissance, l'encombrement de la pompe immergée...etc, conditionnent le choix de cet élément auquel on doit accorder une importance.

Remarque : on entend, par, lithologie et structure géologique de l'aquifère à solliciter, la nature de sa granulométrie et les dimensions de ses particules, par puissance – est – il libre ou captif, son débit et son épaisseur, par encombrement, la chambre de pompage.

Donc pour une exploitation rationnelle et une grande longévité de l'ouvrage, plusieurs expériences ont montré qu'il pourra être de l'ordre de l'outil comme suit :

$$\phi_{Cr} = A * Q \div L_{Cr} \text{ mm [7]}. \text{ Avec bien sur :}$$

ϕ_{Cr} : diamètre final de la colonne de captage.(mm).

A: Coefficient de perméabilité dépendant du terrain.

Q : débit d'exploitation (en m³ / h)

L_{Cr}: longueur à crépine (m).

Nous avons : épaisseur de la nappe qui est captive : 70 m .

Donc $L_{Cr} = 80 \%$ de E soit : $L_{Cr} = 80 * 70 / 100 = 56 \text{ m} .$

Noter débit de l'ordre de 36 l/s, soit 129,6 m³ / h.

A = ?

Lithologie mm	A
gravie 02 9.5	30
Sable grossier 0.6 2	50
Sable moyen 0.25 0.6	60
Sable fin 0.1 0.25	90

Tab. N°:01.coefficient de perméabilité de diverses formations.

Comme il s'agit des graviers prenons : 30

$$\text{Alors } \phi_{Cr} = A * Q \div L_{Cr} \quad \phi_{Cr} = (30 * 36 * 3600) / 56 * 1000 = 69.4 \text{ mm}$$

$$\phi_{Cr} = 69.4 \text{ mm} = 2.72'' \text{ c'est même pas } 2.72''$$

Alors nous sommes obligés d'opter pour un diamètre plus important pour ne pas créer d'obstacle au

Passage de l'eau, donc pour concevoir le débit désire, c .a .d Q= V. S.

Nous devons jouer sur la section, on alors choisi une crépine Johnson de

$$\phi_{Nom} = 5 , \phi_{ext} : 5 = 143 \text{ mm.}$$

$\phi_{int} = 5'' = 124 \text{ mm}$ et le poids en Kg / m : 12.

III. Choix des phases :

III. 1. Choix de la construction du trou :

Plusieurs facteurs influent sur ce choix :

- a- diamètre de la colonne de production, que lui dépend du ... potentiel, la structure géologique et la Puissance de la nappe, ainsi que la chambre de pompage.
- b- le type de forage et sa destination –exploitation, exploration
- c- la caractéristique de la coupe géologique qui donne la répartition en profondeur des différents dépôts, et nous renseigne sur les incidents de forage possibles (éboulement, venus, perte, fluage...), en se référant sur cela :

La première formation rencontrée Mio-Pliocene, ce sont sable calcaire et marne, et la deuxième formation eocene et carbonaté et anhydratique et troisième formation turonien et cenomanien et albien qui bien évidemment constitue le toit de notre aquifère, ce sont des Argiles, alors on peut prévoir, un gonflement ou un fluage, ce qui impose, l'isolation de cette couche, par un tubage ciment, avec bien sur les problèmes qui peuvent surgir.

- en cas de reprise de l'ouvrage nous n'ouillons pas dégager toute une garniture tubage – crépin, mais uniquement la colonne de captage.

Donon : de **0 à 10m**, nous avons un tube guide cimenté, de **10 à 60 m**, un tubage 20" cimenté. De **60 à 490 m**, un tubage $13\frac{3}{8}$ " cimenté jusqu'à la surface. Après, de **490 à 1 175m**, on utilise un tubage $9\frac{5}{8}$ " cimenté. De **1 175 à 1 295m**, une crépine (liner) avec un bout en un tube plein, dit de décontraction.

- **Remarque:** une phase est un ensemble de formation qu'on peut traverser avec le même type de fluide de ferrage. Donc on peut dire que, selon les travaux exécutés et le programme préalablement établie, que nous avons trois phases.

IV. Harmonisation des diamètres:

La détermination du diamètre de l'outil, nécessaire pour amorcer l'opération de forage et sa poursuite jusqu'à obtention de la profondeur désirée, il de est même pour les dimensions des tubages. [9].

Cette détermination est appelée, dans le jargon du forage, HARMONISATION DES DIAMTRES. Elle se fait bas en haut, pour surtout des raisons technico-économique.

Après avoir établi le nombre de tubage nécessaire, on aborde l'établissement de leurs diamètres, les outils assurant l'avancement des colonnes jusqu'à la profondeur requise,

Lorsque nous démarrerons le processus de calcul et choisirons les diamètres pratiques, du bas vers le haut, pour avoir des diamètres parfaits. Nous commençons par :

Le diamètre du trépan qui doit forer la colonne de captage, pour ce faire, nous avons utilisé l'équation suivante :

$$\Phi_{rb} = \Phi_{ex\ cr} + 2\delta [7].$$

Avec :

δ : Jeu entre le diamètre extérieur de la crépine et les parois du puits. (jeu axial).

Dans mon programme, nous avons sélectionné un jeu : $\delta = 3''$.

$\Phi_{ex\ crépine}$: Diamètre extérieur de la crépine.

Nous avons pris la valeur de diamètre favorable, après consultation des documents en la matière.

$$\begin{aligned}\Phi_{ex\ crépine} &= 5'' \\ \Phi_{rb1} &= \Phi_{ex\ crépine} + 2\delta \\ \Phi_{rb1} &= 5'' + 2(3'') = 11'' ,\end{aligned}$$

Ce dernier doit être normalisé (voir le formulaire)

$$\Phi_{rb1}: 12''^{\frac{1}{4}}.$$

C'est le diamètre de la colonne de captage ou de diamètre de dernière phase.

Dans la deuxième phase, nous utilisons le même processus de calcul, mais sur plusieurs étapes.

Cette étape de calcul nécessite la connaissance du diamètre intérieur de casing, donc en utilisant :

$$\begin{aligned}\Phi_{rb4} &= 12''^{\frac{1}{4}} \\ \Phi_{in\ casing} &= \Phi_{rb1} + 2\delta \\ \Phi_{in\ casing} &= 12''^{\frac{1}{4}} + 2(0.13'') = 310.9mm + 6.59mm = 317.89mm\end{aligned}$$

Alors la valeur du diamètre extérieur de casing sera (en se référant au FF) :

$$\varnothing_{ex\ casing} = 339.46mm\ ou\ 13\frac{3}{8}'' [7]$$

Et le diamètre du trépan ou du trou de la deuxième phase est de :

$$\varnothing_{rb3} = \varnothing_{ex\ casing} + 2\delta = 13\frac{3}{8}'' + 2(2.06'') = 17\frac{1}{2}''.$$

Nous passons à la troisième phase :

$$\varnothing_{in\ casing} = 17\frac{1}{2}'' + 2(0.81'') = 444.16mm + 41.19mm = 485.35mm.$$

La valeur de diamètre extérieur de casing (d'après ff) :

$$\varnothing_{ex\ casing} = 507.6mm\ ou\ 20''.$$

Le diamètre du trépan ou du trou de la troisième phase est de :

$$\varnothing_{rb2} = \varnothing_{ex\ casing3} + 2\delta = 20'' + 2(1'') = 22''.$$

Nous calculons ensuite le diamètre du tube guide :

Le tube guide : c'est le point de départ qui participe à la rectilinité ou la verticalité du trou et participe, avec un grand pourcentage, à la réussite du processus de forage (ne pas dépasser une longueur de 10-30m).

$$\varnothing_{in\ casing} = \varnothing_{rb3} + 2\delta = 22'' + 2(0.8'') = 23.6''$$

$$\varnothing_{ex\ casing} = 24''$$

$$\varnothing_{rb1} = \varnothing_{ex\ casing} + 2\delta = 24'' + 2(1'') = 26''$$

Phase / Diamètre correspondant	Tube guide	Phase (1)	Phase (2)	Phase (3)
\varnothing_{trou}	26''	22''	$17\frac{1}{2}''$	$12\frac{1}{4}''$
$\varnothing_{ex\ casing}$	24''	20''	$13\frac{3}{8}''$	$9\frac{5}{8}''$

Tab. N°:02. Tableau récapitulatif des diamètres calculés (utilisés), outils – casing.

V. Programme de fluide de forage :

Nous savons qu'il ya pas mal de méthode de réalisation d'un forage , mais celle qui à vraiment un renom , c'est celle du rotary . Cette dernière rend indispensable l'usage d'un fluide, dit de forage, pour le bon déroulement de l'opération.

Ce terme couvre aussi bien les gaz que les liquides et la suspension d'un liquide dans un liquide (boue émulsionnée) ou suspension de solides dans les liquides (boue bentonitique par exemple).

Considérait comme véhicule transport, le fluide de forage à une importante capitale pour réussir l'achèvement de l'ouvrage, et duquel dépendent aussi la vitesse d'avancement, le coût du forage, la sécurité, ainsi que le rendement.

Que ce soit au cours du forage ou à l'arrêt (manuvres, pannes...), ce fluide doit accomplir des fonctions hydrostatiques, physique, hydrodynamique [9].

V.1. Les principales fonctions d'un fluide de forage.

Parmi les principales fonctions de ce fluide, nous citerons :

- ✓ Nettoyage du trou des cuttings avec une vitesse de remontée comprise entre vingt- cinq et soixante mètres à la minute. (c.à.d. vitesse actionnelle) ;
- ✓ Vu que le trépan est en contact permanent avec la roche , la garniture avec les formations traversées , de qui engendre une grande quantité de chaleur , que selle le fluide de forage est la mesure de la faire évacuer hors le trou , tout en assurant une lubrification et de la garniture et de l'outil ;
- ✓ Prévenir le cavage et le rétrécissement du trou ;
- ✓ Contre balancer les venues d'eau, de gaz, de pétrole ;
- ✓ Allègement de la garniture et casing sous l'effet de la poussée d'Archimède, ce qui permet de gagner de 13 à 30% du poids, donc de la puissance nécessaire.

V.2. Les principales caractéristiques d'un fluide de forage.

On doit signaler que ce fluide doit avoir certaines caractéristiques physiques (densité, viscosité.....) rhéologiques (thixotropie, filtrat, cake...), pour assurer la réussite de l'opération de forage et pour éviter les problèmes et les obstacles, grâce à une surveillance continue de ce fluide.

1. La pression de couche : La première étape, on doit d'abord calculer la pression de couche pour chaque phase parce que la pression de couche doit ≤ à la pression hydrostatique.

$$P_c = \frac{\gamma_e * H}{10} [7].$$

γ_e : Densité d'eau.

H : hauteur de couche.

$$P_{c1} = \frac{1*50}{10} = 5 \text{ bar.}$$

Phase	Phase (1)	Phase (2)	Phase (3)
P_{couche} (bar)	5	49	129.5

Tab. N°:03. la pression de couche pour chaque phase.

2. La densité et pression hydrostatique :

Nous déterminons la densité du fluide pour chaque phase, en utilisant la relation suivante :

$$P_{hydrostatique} = 0.981 * \frac{H * d}{10}$$

$$d = \frac{P_{hyd} * 10}{0.981 * H}$$

Du formulaire de foreur (ff. édition 92. Page. 292), où l'on trouve ce tableau [7]:

MASSES VOLUMIQUES			Pression hydrostatique (psuff)	FORMULES DE CONVERSION			
kg/dm ³	lb/gal	lb/cu.ft			POUR CONVERTIR	EN	MULTIPLIER PAR
0,90	7,50	56,0	0,3901				
0,95	8,00	59,8	0,4162				
1,00	8,35	62,4	0,4332				
1,02	8,51	63,7	0,4422				
1,04	8,68	64,9	0,4508				
1,06	8,85	66,2	0,4595				
1,08	9,01	67,4	0,4682	0,11983	kg/l	lb/gal	8,3452
1,10	9,18	68,7	0,4769	0,016019	kg/l	lb/cu.ft	62,427
1,12	9,35	69,9	0,4855	0,13355	lb/gal	lb/cu.ft	7,48052
1,14	9,51	71,2	0,4942	2,3067	kg/l	psi/ft	0,433518
1,15	9,68	72,4	0,5029				
1,16	9,85	73,7	0,5115				
1,20	10,01	74,9	0,5202				
1,22	10,18	76,2	0,5289				
1,24	10,35	77,4	0,5375				
1,26	10,52	78,7	0,5462	MULTIPLIER PAR	EN	POUR CONVERTIR	
1,28	10,68	79,9	0,5549				
1,30	10,85	81,2	0,5636				
1,32	11,02	82,4	0,5722				
1,35	11,35	84,9	0,5896				
1,40	11,88	87,4	0,6069				
1,44	12,02	89,9	0,6242				
1,48	12,35	92,4	0,6416				
1,52	12,69	94,9	0,6589				
1,56	13,02	97,4	0,6763				
1,60	13,35	99,9	0,6936				
1,64	13,69	102,4	0,7109				
1,68	14,02	104,9	0,7283				
1,72	14,35	107,4	0,7456				
1,75	14,69	109,9	0,7630				
1,80	15,02	112,4	0,7803				
1,84	15,36	114,9	0,7976				
1,88	15,69	117,4	0,8150				
1,92	16,02	119,9	0,8324				
1,96	16,36	122,4	0,8497				
2,00	16,69	124,9	0,8670				
2,04	17,02	127,4	0,8844				
2,08	17,36	129,9	0,9017				
2,12	17,69	132,4	0,9191				
2,16	18,02	134,9	0,9364				
2,20	18,36	137,4	0,9537				
2,24	18,70	139,9	0,9710				
2,28	19,03	142,4	0,9884				
2,30	19,21	143,7	0,9970				

PRESSION HYDROSTATIQUE			
$P = \frac{Hd}{10}$			
P (kgf/cm ²) si	}	H (m)	c (kgf/l)
		c (kgf/l)	
P (bar) si	}	H (m)	c (dan/l)
		c (dan/l)	
$P = 0.981 \frac{Hd}{10}$			
P (bar) si	}	H (m)	c (kgf/l)
		c (kgf/l)	

On doit prendre la valeur de la pression hydrostatique en (psi/foot) et la transformer en (psi/mètre) et après en (bar).

Nous obtenons les résultats, récapitulés dans le tableau suivant :

phase	Densité	Pression hydrostatique (bar)
Phase (1)	1.04	5.09
Phase (2)	1.08	51.92
Phase (3)	1.2	152.44
Tab. N°:04. la densité et pression de chaque phase.		

Remarque : après calcul (de la pression de couche et hydrostatique), la condition est vérifiée $P_c \leq P_{hydo}$.

Donc la valeur de la densité choisie est adaptée

3. Viscosité :

La viscosité est une résistance à l'écoulement relatif des particules, c à d, due aux frottements des particules en suspension. Elle apparait aussi comme une caractéristique du pouvoir portant de la boue. Donc, pendant les étapes de forage, nous avons eu affaire à des formations tendres (argile, sables...) donc un volume important de cuttings, on optera pour une viscosité variant de 40 à 60_{cp} pour que notre fluide fasse un bon nettoyage du trou.

Cette valeur sera revue à la hausse, notamment quand il s'agit de formations dures, alors pour ne pas risquer de pertes ; elle sera au voisinage de 80s ayant comme ça une réduction de filtrat donc réduction de l'étude final.

4. Filtrat :

C'est la phase liquide d'une boue qui pénètre une formation, bien évidemment poreuse, en quittant le fluide de forage, on parle donc de zone envahi.

Le coefficient de filtration caractérise le pouvoir de la boue de laisser filtrer, à travers les parois du puits, le liquide sous l'action de la différence de pression.

Dans notre cas : la pression de filtration ou de pénétration est :

$$p_h - p_c : \frac{\gamma_b * h}{10} - \frac{\gamma_e * h}{10} = \frac{1.036 * 125}{10} - \frac{1 * 117}{10} = 1.25 \text{ kgf/cm}^2$$

$$= 1.22 \text{ bar}$$

Nous devons signaler qu'un pourcentage de cette pression sera épuisé, au cours de la traversée des premières formations. Le pourcentage restant, à notre avis, n'aura pas d'effet remarquable, surtout puisqu'on résonne, que les deux paramètres (filtrat, cake) vont en paire

c.à.d. nous avons augmenté la viscosité, il ya réduction donc du filtrat qui lui, influe sur le cake.

5. Cake :

C'est la partie solide que dépose une boue sur les parois d'un puits, après fuite de sa phase liquide. Il est nécessaire que ce dépôt soit imperméable pour réduire la filtration ultérieure. Il doit alors être mince et résistant pour ne pas gêner, lors des manœuvres (1 à 2mm).

Remarque : C'est par un filtre presse qu'on peut mesurer, et le filtrat (en $cm^3 / 30mm$) et le cake en (mm).

V.3. Calcul du volume de boue :

Au début, on calcule les volumes de trou de chaque phase et les volumes d'espace annulaire entre casing – casing et volume entre trou et les tiges et trou-masse - tiges et volume d'espace annulaire entre casing-tiges.

V.3. 1. Volume espace annulaire entre (trou-tige) :

Phase	Phase (1)	Phase (2)	Phase (3)
Volume (trou-tige) l/m	189.4	141.9	62.7
Tab. N°:05. volume de l'espace annulaire (trou-tige).			

V.3. 2. Volume espace annulaire entre (trou-masse tige) :

Phase	Phase (1)	Phase (2)	Phase (3)
Volume (trou-masse tige) l/m	140	103	22
Tab. N°:06. Volume espace annulaire (trou-masses tiges).			

V.3. 3. Volume intérieur de tige :

$$\varnothing_{ex\ tige} = 5'' \quad \varnothing_{in\ tige} = 4.25''$$

Donc volume (l/m) = 9.15 l/m.

V.3. 4. Volume intérieur des masses – tiges :

Phase	Phase (1)	Phase (2)	Phase (3)
$\varnothing_{ex\ m-tige}$	14"	10"	10"
$\varnothing_{in\ m-tige}$	3"	3"	3"
Volume intérieur (l/m)	4.55	4.55	4.55

Tab. N°:07. Volume intérieur des masses – tiges.

V.3. 5. Volume d'espace annulaire entre (casing-tige) :

Phase	Phase (1)	Phase (2)
Volume (csg-tige) (l/m)	172	68.6

Tab. N°:08. Volume d'espace annulaire entre casing-tige.

Ensuite, on calcule la longueur des masses-tiges et celle des tiges de chaque phase, pour calculer à la fin volume de boue (cf, page....).

V. 4. Volume de boue de chaque phase :

1 – La Phase (1) :

On doit d'abord calculer le volume de boue dans le puits :

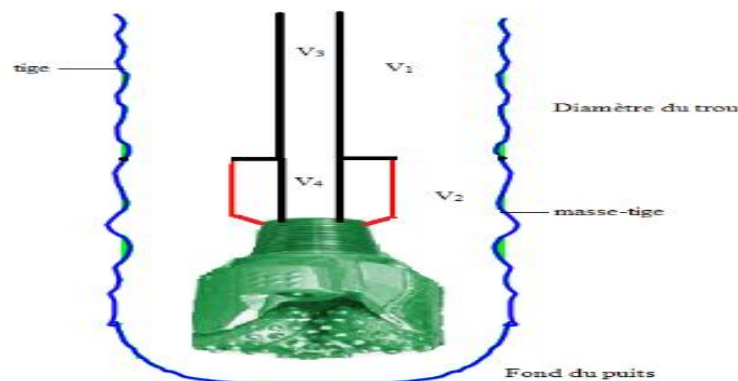


Fig. (II, 1) : volume de boue entre chaque.

- 1- V_1 : Volume espace annulaire entre (trou-tige) = $V * h = 189.4 \text{ (l/m)} * 20 \text{ (m)} = 3788 \text{ (L)} = 3.788 \text{ (m}^3\text{)}$.
- 2- V_2 : Volume espace annulaire entre (trou-masse-tige) = $140 * 40 = 5.6 \text{ (m}^3\text{)}$.
- 3- V_3 : Volume intérieur de tige = $9.15 * 20 = 183 \text{ (L)} = 0.183 \text{ (m}^3\text{)}$.
- 4- V_4 : Volume intérieur des masses-tiges = $4.5 * 40 = 182 \text{ (L)} = 0.182 \text{ (m}^3\text{)}$.

Donc volume de boue dans le puit : $V_p = V_1 + V_2 + V_3 + V_4$

$$V_p = 3.788 + 5.6 + 0.183 + 0.182 = 9.753 \text{ (m}^3\text{)}$$

Et le volume de réserve :

$$V_r = \frac{V_p}{2} = \frac{9.753}{2} = 4.87 \text{ (m}^3\text{)}$$

Et le volume de gollote = 2 (m³).

Et le volume de bassin = 30 (m³).

Le volume de boue V_B sera :

$$V_B = V_p + V_r + V_g + V_{\text{bassin}} \cdot [7].$$

$$V_B = 9.753 + 4.87 + 2 + 30 = 46.62 \text{ (m}^3\text{)}$$

2 – La phase (2) :

Calcul du volume de boue dans le puits (deuxième phase) :

- 1- V_1 : Volume espace annulaire entre (trou-tige) = $V * h = 141.9 * (418.3 - 60)$
= 50800 (L) = 50.8 (m³).
- 2- V_2 : Volume espace annulaire entre (trou-masse tige) = $103 * 71.6 = 7.3 \text{ (m}^3\text{)}$.
- 3- V_3 : Volume intérieur de tige = $9.15 * 418.3 = 3820 \text{ (L)} = 3.82 \text{ (m}^3\text{)}$.
- 4- V_4 : Volume intérieur de masse tige = $4.55 * 71.6 = 320 \text{ (L)} = 0.32 \text{ (m}^3\text{)}$.
- 5- V_5 : Volume espace annulaire (casing-tige) = $172 * 60 = 10.32 \text{ (m}^3\text{)}$.

Donc volume de puit = $V_1 + V_2 + V_3 + V_4 + V_5$.

$$V_p = 50.8 + 7.3 + 3.82 + 0.32 + 10.32 = 72.56 \text{ (m}^3\text{)}.$$

Le volume de réserve :

$$V_r = \frac{V_p}{2} = \frac{72.56}{2} = 36.28 \text{ (m}^3\text{)}$$

Le volume de la gollote = 2 (m³).

Le volume de bassin = 30 (m³).

Le volume de boue V_B sera :

$$V_B = V_p + V_r + V_g + V_{\text{bassin}} = 72.56 + 36.28 + 2 + 30 = 140.84 \text{ (m}^3\text{)}.$$

3 – La phase (3) :

Calcul du volume de boue dans le puits (troisième phase) :

- 1- V_1 : Volume espace annulaire entre (trou-tige) = $V * h = 62.7 * 741.3 = 46770 \text{ (L)}$
= 46.77 (m³).

- 2- V_2 : Volume espace annulaire entre (trou-masse tige) = $22 * 63.7 = 1.4 \text{ (m}^3\text{)}$.
- 3- V_3 : Volume intérieur de tige = $9.15 * 1231.3 = 11266 \text{ (L)} = 11.26 \text{ (m}^3\text{)}$.
- 4- V_4 : Volume intérieur de masse tige = $4.55 * 63.7 = 280 \text{ (L)} = 0.28 \text{ (m}^3\text{)}$.
- 5- V_5 : Volume espace annulaire (casing-tige) = $68.6 * 490 = 33.6 \text{ (m}^3\text{)}$.

Donc volume de boue dans le puits = $V_1 + V_2 + V_3 + V_4 + V_5$

$$V_p = 46.77 + 1.4 + 11.26 + 0.28 + 33.6 = 93.31 \text{ (m}^3\text{)}.$$

Le volume de réserve :

$$V_r = \frac{V_p}{2} = \frac{93.31}{2} = 46.65 \text{ (m}^3\text{)}.$$

Le volume de la gollote = $2 \text{ (m}^3\text{)}$.

Le volume de bassin = $30 \text{ (m}^3\text{)}$.

Le volume de boue V_B est de :

$$V_B = V_p + V_r + V_g + V_{\text{bassin}} = 93.31 + 46.65 + 2 + 30 = 171.96 \text{ (m}^3\text{)}.$$

Le calcul du volume total de boue de chaque phase :

Volume Phase	$V_{\text{puits}} \text{ (m}^3\text{)}$	$V_{\text{réserve}} \text{ (m}^3\text{)}$	$V_{\text{gollote}} \text{ (m}^3\text{)}$	$V_{\text{bassin}} \text{ (m}^3\text{)}$	$V_{\text{boue}} \text{ (m}^3\text{)}$
Phase (1)	9.753	4.87	2	30	46.62
Phase (2)	72.56	36.28	2	30	140.84
Phase (3)	93.31	46.65	2	30	171.96

Tab. N°:09. Volume total de boue de chaque phase.

Remarque : Le 1.2 représente un coefficient (k) tenant compte de l'état du terrain (présence de caverne) .

Le volume de boue nécessaire, pour le forage du tube guide, est généralement négligé dans les calculs, vu que cette étape est réalisée avant même l'installation de l'appareil, et est toujours faible. Le volume qui sera pris en considération pour le calcul de quantité de bentonite, vu son importance, est celui de la première ; seconde et troisième phase.

V. 5. Les produits consommés :

V.5.1. La quantité d'argile (bentonite) nécessaire :

$$q_a = \frac{\gamma_a(\gamma_b - \gamma_e)}{\gamma_a - \gamma_e} * v_b \quad [7].$$

γ_a : Densité de l'argile (2.5).

γ_b : Densité de boue de chaque phase.

γ_e : Densité de l'eau (1).

v_b : Volume de boue de chaque phase.

$$q_{a1} = \frac{2.5(1.04 - 1)}{2.5 - 1} * 46.62 = 3.09 \text{ tonnes.}$$

$$q_{a2} = \frac{2.5(1.08 - 1)}{2.5 - 1} * 140.84 = 18.77 \text{ tonnes.}$$

$$q_{a3} = \frac{2.5(1.2 - 1)}{2.5 - 1} * 171.96 = 57.32 \text{ tonnes.}$$

Ce qui équivaut 62 sac c à d : $N_1 = \frac{q_a}{50} = 61.8 \text{ sacs.}$

$$N_2 = \frac{q_a}{50} = 375.4 \text{ sacs.}$$

$$N_3 = \frac{q_a}{50} = 1146.4 \text{ sacs.}$$

$$N_{\text{total}} = 1584 \text{ sacs.}$$

V. 6. La quantité d'eau de mixage :

C'est avec la formule suivante qu'on peut la déterminer.

$$q_e = \frac{\gamma_a - \gamma_b}{\gamma_a - \gamma_e} * v_b \quad [7]. \leftrightarrow q_{e1} = \frac{2.5 - 1.04}{2.5 - 1} * 46.62 = 45.3 \text{ m}^3.$$

$$q_{e2} = \frac{2.5 - 1.08}{2.5 - 1} * 140.84 = 133.32 \text{ m}^3.$$

$$q_{e3} = \frac{2.5 - 1.2}{2.5 - 1} * 171.96 = 149.03 \text{ m}^3.$$

$$q_e = q_{e1} + q_{e2} + q_{e3} = 45.3 + 133.32 + 149.03 = 327.65 \text{ m}^3.$$

VI. Choix des outils :

L'importance d'un code commun, entre constructeurs pour s'entendre dans l'usage d'organes d'importance tels que les rock bits, est grande, surtout que le problème de commercialisation se pose et s'impose. L'enregistrement, de manière conventionnelle et rapide, de l'état d'outils déjà utilisés, si le Tools pusher pourra le redescendre ou nom, son examen pour voir ses performances, en face de différentes formations, soit pour s'assurer à apporter encore des corrections et des améliorations sur cet outil.

Ceci encourage une commission de spécialistes de l'international association of drilling contractor (IADC), de faire réunir les constructeurs, en leur proposant une standardisation de la désignation des outils, au moyen de trois chiffres (pour bien entendu un gain multi dimensionnel).

Alors, vu que les formations auxquelles nous avons affaire sont tendres (argiles et gravier) à moyennement dures, ce qui permet une grande forabilité, du moment que leurs résistance a la compression est faible. Nous opterons donc pour :

Un outil :

- **22" : 1.1.1**, à dents **GTXCG1 (RB)**.
- **17" ¹/₂ : 1.1.4**, à dents, bien sure (IADC), Hughes : X3A, Reed: S11, Security : S33s, Smith : SDS, SMF : ES2. GTX-C1 RC114
- **12" ¹/₄ : 1.2.4**, (IADC) à dents aussi, Hughes: X3, reed: S12, security: S33, Smith: SDT, SMF: ES3. [7].

VII. Choix de la garniture :

L'ensemble des masse – tiges, tiges de forage ainsi que la tige d'entraînement, qu'on peut faire descendre à l'intérieur du trou, pendant le forage, constitue ce que l'on appelle garniture de forage.

À ces dernières, peut s'ajouter d'autres accessoires, dont l'usage est nécessaire en général, tels que les aléseurs, stabilisateurs, raccords, racleurs et réductions.

Cette garniture aura pour rôles de :

- ✓ Assure la circulation du fluide de forage ;
- ✓ Transmettre le mouvement de rotation de la table (TR) à l'outil ;
- ✓ Appliquer un poids sur l'outil, par les (DC) seulement ;
- ✓ Assuré la liaison entre le fond de l'ouvrage et la surface ;
- ✓ Permet le repérage de la profondeur.

Alors nous avons de bas en haut :

- L'outil de forage (rock bit) ;
- Les Masse – tiges (drill – collars) ;
- Les Tiges de forage (drill – pipes) ;
- La Tige d'entraînement (Kelly). [8].

Il faut opter au bon choix de la garniture, en tenant compte des conditions géologiques et des paramètres préalablement déterminés, pour éviter et minimiser les incidents de forage, qui ont pour conséquences, les pertes de temps et l'augmentation du coût du forage, (coincements, ruptures ou abondons du trou parfois).

Alors, on doit la choisir en fonction des caractéristiques mécaniques (de la garniture) aussi.

VII. 1. Les Masses – tiges :

Outres les fonctions déjà citées, elles doivent assurer le guidage de l'outil pour éviter les déviations et amortissent la contrainte de compression aux tiges, pour éviter leur flambage.

Alors, pour accomplir tous cela, les masses – tiges (DC) doivent être lourdes, larges et rigides.

Pour le choix de leurs diamètres :

$$Se/Si = \frac{\varnothing_{tr}^2 - \varnothing_{ex\ dc}^2}{\varnothing_{in\ dc}^2} = 3 \text{ à } 5$$

Nous avons choisis des masses – tiges avec :

$$\Phi_{exdc} = 10'' \text{ et } \Phi_{in dc} = 3''$$

$$\frac{(0.311)^2 - (0.254)^2}{(0.0762)^2} = 5.5.$$

Nous pensons que c'est acceptable.

$$\text{Alors : } \Phi_{exdc} : 10'' \text{ et } \Phi_{in dc} = 3''$$

Masse – tige : nc 70-100 type : $7''^{5/8}$ h90 ($7''^{5/8}$ reg).

Q_{dc} : 361.6 kg/m.

VII. 1. 1. Calcul de la longueur des masses - tiges :

Au début, pour assumer le poids axial de chaque outil :

Phase	Phase (1)	Phase (2)	Phase (3)
Φ_{trou}	22''	$17''^{\frac{1}{2}}$	$12''^{\frac{1}{4}}$
Poids axial (t)	1-25t	18-24t	16-22t

Tab. N°:10. Le poids axial de chaque outil.

✓ Choix du diamètre idéal des masses - tiges pour chaque phase :

Phase	Phase (1)	Phase (2)	Phase (3)
Φ_{trou}	22''	$17''^{\frac{1}{2}}$	$12''^{\frac{1}{4}}$
$\Phi_{ex m-tige}$	14''	10''	10''
q_{DC} (kg/m)	715.14	361.97	361.97

Tab. N°:11. le diamètre idéal des masses – tiges.

✓ Calcul de la longueur des masses – tiges :

On utilise la formule suivante :

$$L_{DC} = \frac{P_{axial} * 10^3 * 1.25}{q_{DC} * F.F} \quad [7].$$

- Le facteur de flottabilité $F.F = 0.868$
- q_{DC} : la masse des masses – tiges.

$$L_{DC1} = \frac{20 * 10^3 * 1.25}{715.14 * 0.868} = 40.22 \text{ m.}$$

Phase	Phase (1)	Phase (2)	Phase (3)
$\Phi_{ex m-tige}$	14''	10''	10''
q_{DC} (kg/m)	715.14	361.97	361.97
Poids axial (ton)	20t	18t	16t
L_{DC} (m)	40.22	71.61	63.72

Tab. N°:12 longueurs totales des DC pour chaque phase.

VII. 2. Les tiges :✓ **Calcul de la longueur totale des tiges de forage :**

$$L_{tige} = H - L_{DC} [7].$$

H : la longueur de chaque phase (m).

Phase	Phase (1)	Phase (2)	Phase (3)
H (m)	60	490	1295
L_{DC} (m)	40.22	71.61	63.72
L_{tige} (m)	20	418.4	1231.3

Tab. N°:13. Longueur totale des tiges de forage pour chaque phase.

VII. 3. Calcul de vérification :

✓ Les Contraintes de traction et de torsion :

1 – Contrainte de traction :

$$\delta_t = \frac{L_{DC} \cdot q_{DC} + L_{DP} \cdot q_{DP}}{s} * f \cdot f [7].$$

$$\delta_{t1} = \frac{(40 * 715.98) + (20 * 31.24) * 0.868}{34.03} = 746.43 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\delta_{t2} = \frac{(71.6 * 361.97) + (418.4 * 31.24) * 0.868}{34.03} = 994.5 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\delta_{t3} = \frac{(63.7 * 361.97) + (1231.3 * 31.24) * 0.868}{34.03} = 1569 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\delta_{total} = 746.43 + 994.5 + 1569 = 3310 \text{ kgf/cm}^2.$$

2 – Contrainte de torsion :

$$\tau = 71620 * \frac{1.36(P_{dest} * P_{rot})}{w_0 * N} [7].$$

Module polaire $W_0 = 187075 \text{ mm}^2$.

N : vitesse de rotation 140tr/min (d'après constructeur).

P_{dest} : Puissance de destruction de la roche.

P_{rot} : Puissance de rotation.

Calcul de P_{dest} :

Paramètre Phase	P_{axial} (t)	Diamètre (pouce)	P_{dest} (t/pouce)	t/pouce \Rightarrow kw	
Phase (1)	20	22"	0.9	* 3.86	84.22
Phase (2)	18	17" $\frac{1}{2}$	1.02	* 4.38	76.6
Phase (3)	16	12" $\frac{1}{4}$	1.28	* 5.8	72.5

Tab. N°:14. Valeur de la P_{dest} pour chaque phase.

Calcul de P_{rot} :

$$P_{rot} = \left(\frac{L}{30} + 10 \right) * \left(\frac{N}{100} \right) * \left(\frac{P}{D} \right)$$

$$P_{rot1} = \left(\frac{50}{30} + 10 \right) * \left(\frac{100}{100} \right) * \left(\frac{20}{22} \right) = 10.6 \text{ cv} = 14.4 \text{ kw.}$$

$$P_{rot2} = \left(\frac{490}{30} + 10 \right) * \left(\frac{180}{100} \right) * \left(\frac{18}{17.5} \right) = 48.75 \text{ cv} = 66.24 \text{ kw.}$$

$$P_{rot3} = \left(\frac{1295}{30} + 10 \right) * \left(\frac{140}{100} \right) * \left(\frac{16}{12.25} \right) = 97.5 \text{ cv} = 132.4 \text{ kw.}$$

$$\tau_1 = 71620 * \frac{1.36(84.22 * 14.4)}{187.075 * 100} = 517.12 \text{ kgf/cm}^2.$$

$$\tau_2 = 71620 * \frac{1.36(76.6 * 66.24)}{187.075 * 180} = 413.17 \text{ kgf/cm}^2.$$

$$\tau_3 = 71620 * \frac{1.36(72.5 * 132.89)}{187.075 * 140} = 762.89 \text{ kgf/cm}^2.$$

$$\tau_{total} = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 = 1692.07 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\delta_{max1} = \sqrt{4\tau_1^2 + \delta_{t1}^2} = \sqrt{4 * (517.12)^2 + (746.43)^2} = 1275.4 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\delta_{max2} = \sqrt{4\tau_2^2 + \delta_{t2}^2} = \sqrt{4 * (413.17)^2 + (994.5)^2} = 1293 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\delta_{max3} = \sqrt{4\tau_3^2 + \delta_{t3}^2} = \sqrt{4 * (762.89)^2 + (1569)^2} = 2188.5 \text{ kgf/cm}^2$$

Conversion des unités :

$$2188.5 \frac{kgf}{cm^2} = 2145 bar = 21.45 Hbar$$

$$m = \frac{\delta_e}{\delta_{max3}} = \frac{75.6}{21.45} = 4$$

Conclusion :

Du moment que $\delta_e \approx 5 * \delta_{max}$, nous pouvons dire que la garniture choisie pourra bien résister aux différents efforts, avec une grande sécurité. Donc le grade est vérifié.

VIII. Choix de la tige d'entraînement :

La tige d'entraînement est un élément très important d'une garniture de forage puisqu'elle transmet le mouvement de la table de rotation au rock bit surtout par l'intermédiaire du carré ou hexagone d'entraînement en fonction de sa forme qui peut être carrée, cylindrique (circulaire) ou hexagonale.

Sa longueur est supérieure antipôète que elle tige de forage. Le filetage de la partie supérieur est gauche, tandis que l'extrémité de inférieur à droite.

Elle est robuste surtout celle hexagonale, avec une bonne réparation de contrainte. C'est un organe très cher, à cause de sa fabrication difficile, c'est pourquoi on doit toujours utiliser un raccord d'usure dit Kelly saversub pour protéger son filetage. Elle est fabriquée à partir acier S à E.

Sa longueur varie de 12. 16. 19 à 46m, selon la hauteur du mat. Son choix s'effectue selon la résistance aux contraintes dans le forage.

VIII.1. Vérifications avec les calculs précédemment effectués :

$$\delta_t = 3310 \text{ kgf/cm}^2. \text{ Et } S : 34.04\text{cm}^2$$

Alors la traction sera :

$$\delta'_t = \delta_t * S = 3310 * 34.03 = 112639 \text{ kgf}$$

$$1\text{kgf} \longrightarrow 0.981 \text{ daN}$$

$$\delta'_t \longrightarrow x \text{ daN}$$

$$X = 112639 * 0.981 = 110.49 * 10^3 \text{ daN.}$$

La torsion :

$$\tau_{total} = 1692.07 \text{ kgf/cm}^2 : \text{ c'est la contrainte.}$$

$$\text{Alors la torsion : } \tau'_{total} = \tau_{total} * \frac{w_0}{100 * 1.02} = \tau_{total}' = \frac{1692.07 * 187.075}{100 * 1.02} = 3104 \text{ kgf*m}$$

On doit la convertir en m daN.

$$3104 * 0.981 = 3045 \text{ m.daN}$$

D'après le formulaire du foreur B47, page 78 :

La tige d'entraînement choisie :

- ✓ Une tige d'entraînement à section carrée ;
- ✓ Dimension nominale coté/plat de $G 2''^{1/2}$;
- ✓ Une longueur totale de 12.19m ;

- ✓ Une longueur utile de 11.28m ;
- ✓ Connexion supérieur ; filetage femelle à gauche standard : 6^{5/8} regular ;
- ✓ Le diamètre extérieur C standard : 7^{3/4} ;
- ✓ Connexions inférieur : filetage male à droite : standard. NC26, 2^{3/8} IF ;
- ✓ Diamètre extérieur D : standard : 3^{3/8} ;
- ✓ Partie utile : dimensions : sur plat sur coins G : 2^{1/2} ;

1. Caractéristique mécanique de la tige d'entraînement choisie :

Contrainte de tension	Connexion inférieur : 185*10 ³ daN Section utile : 242*10 ³ daN
Contrainte de torsion	Connexions inférieur : 1 310 m.daN Section utile : 2045 m.daN
Contrainte de flambage	Sur coins : 2045 m.daN Sur plat : 3000 m.daN
Tab. N°:15. Caractéristique mécanique de la tige d'entraînement.	

IX. Choix des paramètres de forage :

Le régime de forage est l'ensemble des facteurs avec lesquels on peut travailler. Pour que le régime préalablement estimé, soit atteint, on doit faire différentes combinaisons de ces paramètres pour aboutir aux meilleures performances de l'outil.

Ces paramètres sont :

- Charge axiale –vitesse de rotation ;
- Le débit de circulation – qualité du fluide de forage ;
- Densité – viscosité – filtrat – cake – ph.

Ces derniers peuvent être changés sans que le forage ne s'arrête, jusqu'à atteindre les meilleures performances de l'outil, qui ne sont autres que :

Le métrage foré (en mètre), le temps de rotation (en heures) et la vitesse d'avancement en mètre par heure.

- Les outils choisis : 22", 17"^{1/2} et 12"^{1/4}.

D'après les constructeurs :

- ✓ 22" : 1.1.1 : vitesse de rotation de 60 à 100 tr/min ;
Poids axial : 1 à 25 * 10³ daN.
- ✓ 17"^{1/2} : 1.1.4 : vitesse de rotation 180 tr/min.
Poids axial : 18 à 24 * 10³ daN.
- ✓ 12"^{1/4} : 1.2.4 : vitesse de rotation : 140 tr/min.
Poids axial : 16 à 22 * 10³ daN.

Les débits – vitesse de remontée :

- 22" : débit : 1000L/min, vitesse de remontée 1 à 28 m/min ;
- 17"^{1/2} : débit : 2600L/min, vitesse de remontée 21 à 28 m/min ;
- 12"^{1/4} : débit : 3000L/min, vitesse de remontées : 35 à 41 m/min.

D'après le formulaire du foreur (édition.89), E₁₀.

Calcul du débit de chaque phase :

$$Q_1 = V_1 * S_1 \text{ Avec } S_1 = S_{tr} - S_{DP}, D_1=22'' d_1=5''.$$

$$S_1 = \frac{D_1^2}{4} - \frac{\pi d_1^2}{4} = \frac{\pi}{4} (D_1^2 - d_1^2).$$

$$S_1 = 0.295 \text{ m}^2.$$

$$V_1 = 3.36 \text{ m/min} = 0.056 \text{ m/s}$$

$$Q_1 = 0.056 * 0.295 = 0.0165 \text{ m}^3/\text{s} = 16.52 \text{ L/s}.$$

$$Q_2 = V_2 * S_2,$$

Avec :

$$S_2 = S_{tr} - S_{DP}, D_1 = 17''^{1/2} \quad d_1 = 5''.$$

$$S_2 = \frac{D_1^2}{4} - \frac{\pi d_1^2}{4} = \frac{\pi}{4} (D_1^2 - d_1^2).$$

$$S_2 = 0.1425 \text{ m}^2.$$

$$V_2 = 18.24 \text{ m/min} = 0.30 \text{ m/s}$$

$$Q_2 = 0.30 * 0.1425 = 0.04275 \text{ m}^3/\text{s} = 25.65 \text{ L/s}.$$

$$Q_2 = 2600 \text{ L/min}$$

Nous calculons Q_3 aussi :

$$Q_3 = V_3 * S_3, \quad \text{Avec : } S_3 = \frac{\pi D_2^2}{4} - \frac{\pi d_2^2}{4} = \frac{\pi}{4} (D_2^2 - d_2^2).$$

$$S_3 = 0.06337 \text{ m}^2$$

Alors : Q_3 sera : avec $V_3 = 0.78 \text{ m/s}$:

$$Q_3 = 0.78 * 0.06337 = 0.04943 \text{ m}^3/\text{s} = 29.66 \text{ L/s}$$

$$Q_3 = 2966 \text{ L/min}$$

Avec des valeurs de débit pareilles, et vu la nature du terrain en question ainsi que la profondeur de puits, nous pouvons dire que les risques sont réduits (érosion des parois, et perte...), donc nous pouvons maintenir ces valeurs (débit et vitesse de remontée) sans risque notable.

X. Calcul des pertes de charge et choix de la pompe :

Tout fluide animé d'une vitesse et circulant, soit dans une conduite ou librement, perd de son énergie (diminution de vitesse). Ce phénomène a pour cause, et les frottements de ses particules constitutives ainsi qu'avec les parois du milieu de circulation, Donc les frottements internes sont dues à la viscosité du fluide, alors que celles externes ont pour cause la rugosité des parois. Cette diminution d'énergie est dite perte de charge.

Ces pertes de charge peuvent avoir lieu dans les équipements de surface (flexible d'injection, tige d'entraînement, colonne montante, tête d'injection), dans les tiges, les masses-tiges, dans le trépan (evants), ainsi que dans l'espace annulaire – tiges ou espace annulaire – masses – tiges.

Pour le calcul, on procède comme suit :

X.1. Dans les équipements de surface :

D'après le FF.89.p.325, on est dans le premier cas :

Colonne montante : 3". 40' (ft = pied) ;

Flexible d'injection : 2", 45' ;

Tige d'entraînement : 2", 4'

Tête d'injection : 2", 4'.

Pour une viscosité de 40cps, on a : $B : 2.14$, qui est un coefficient correspondant à une boue (notre cas) en circulation.

Alors $N_1 : 221\text{kpa}$. Avec $Q : 1000\text{ L/min}$.

X.1.1. Dans les tiges de forage (DP) :

$$B = d^{0,8} \cdot \mu^{0,2} \quad P_{dp} = \frac{Q^{1,8} \cdot L_{dp} \cdot B}{901.63 \cdot \theta_{in}^3} \quad [7].$$

B : Coefficient correspond à la boue en circulation ;

d : Masse volumique de la boue en $[kg/l]$;

μ : Viscosité en $[cp]$;

Q : le débit réel mesuré en $[l/min]$;

L : longueur en $[m]$;

θ_{in} : Diamètre intérieur de la garniture $[in]$.

Phase		1	2	3
Débit (L/mn)		1 000	2 600	3 000
Tige de forage	Diamètre extérieur (<i>in</i>)	5	5	5
	Diamètre inter (<i>in</i>)	4.276	4,276	4,276
	Longueur (<i>m</i>)	20	4 18.4	1 231.3
Pertes de charge (Kpa)		12.86	1 442	6 269
Tab. N° : 15. Pertes de charge dans les tiges.				

X.1.2. Dans les masses –tiges (DC) :

$$P_{dc} = \frac{Q^{1.8} * L_{dc} * B}{901.63 * \theta in^3} \quad [7].$$

Phase		1	2	3
Débit (L/mn)		1 000	2 600	3 000
Masse tige	Diamètre extérieur (<i>in</i>)	14	10	10
	Diamètre intérieur (<i>in</i>)	3	3	3
	Longueur (<i>m</i>)	40	71.6	63.7
Pertes de charge (Kpa)		140	710	1 753
Tab .N°: 16. Pertes de charge dans les masses tiges.				

X.1.3. Pertes : annulaire : trou – Dp :

$$P_{dp} = \frac{Q^{1.8} * L_{trou-dp} * B}{706.96 * (D_0 + D_i)^{1.8} * (D_0 - D_i)^3} \quad [7].$$

D_0 : diamètre extérieur annulaire [*in*] ;

D_i : diamètre intérieur annulaire (extérieur garniture) [*in*] ;

Phase		1	2	3
Débit (L/mn)		1 000	2 600	3 000
Tige de forage	Diamètre extérieur (<i>in</i>)	5	5	5
	Diamètre trou (<i>in</i>)	22	17.5	12.25
	Longueur (<i>m</i>)	20	358	741
Pertes de charge (Kpa)		0.009	4.34	90.8
Tab. N° : 17. Pertes de charge dans l'espace annulaire : trou-tige.				

X.1.4. Pertes annulaire : (Trou – Dc) :

$$P_{dc} = \frac{Q^{1.8} * L_{trou-dc} * B}{706.96 * (D_0 + D_i)^{1.8} * (D_0 - D_i)^3} \quad [7].$$

Phase		1	2	3
débit (L/mn)		1 000	2 600	3 000
Masse tige	Diamètre extérieur (in)	14	10	10
	Diamètre trou (in)	22	17.5	12.25
	Longueur (m)	40	71.6	63.7
Pertes de charge (Kpa)		0.1	1.36	209.7
Tab. N°:18. Pertes de charge dans l'espace annulaire : trou-masse tige.				

X.1.5. Pertes annulaire : Casing – Dp :

$$P_{dc} = \frac{Q^{1.8} * L_{trou-dc} * B}{706.96 * (D_0 + D_i)^{1.8} * (D_0 - D_i)^3}$$

Phase		1	2	3
Débit (L /mn)		1 000	2 600	3 000
Tubage	Diamètre extérieur (in)	20''	13 ^{3/8}	9 ^{5/8}
	Poids linière (lb/ft)		68,00	47,00
	Diamètre inter (in)		12,415	8,681
	Longueur du tubage (m)	60	490	1 175
Pertes de charge (Kpa)		0	0.13	39.96
Tab. N° : 19. Pertes de charge dans l'espace annulaire : casing-tige.				

X.1.6. Pertes de charge totales :

Phase		1	2	3
Pertes de charge (Kpa)		152	2 158	8 361
Tab. N° : 20. Pertes de charge totales.				

Ce qui nous fait apparaître que les pertes de charge augmentent à chaque phase, à chaque fois que le débit augment.

X.1.7. Calcul de la puissance mécanique :

$$P_{m1} = \frac{P_{ref1} \cdot Q_{r1}}{\eta_m \cdot \eta_t \cdot 44750} \phi \quad [10].$$

P_m : puissance mécanique.

P_{ref} : pression de refoulement pour chaque phase.

Q_{r1} : débit pompé pour chaque phase.

η_m : le rendement interne égale 0,9.

η_t : le rendement de la transmission égale 0,95.

Phase	1	2	3
Débit (L/mn)	1 000	2 600	3 000
Pression de refoulement (Kpa)	152	2 158	8 361
puissance mécanique (HP)	3.97	146.64	655.57
Tab. N° : 21. Puissance mécanique.			

X.1.8. Calcul de la puissance hydraulique de la pompe, pour chaque phase :

$$P_{hr} = \frac{P_{ref} \cdot Q_r}{44750} = P_m \cdot \eta_m \cdot \eta_t \quad [10].$$

Phase	1	2	3
Débit (L/mn)	1 000	2 600	3 000
Pression de refoulement (Kpa)	152	2 158	8 361
Puissance hydraulique	3.39	125.38	560.5
Tab.N° :22. Pertes de charge totales.			

XI. Choix du tubage et calcul de cimentation :

Nous avons choisi ou préféré faire descendre, à l'intérieur de notre forage un tubage, non seulement pour résoudre aux problèmes inverses rencontrés, mais aussi pour la longévité de notre ouvrage, et bien sur en cas de reprise, ça nous facilite la tâche, comme pour assurer une étanchéité dans l'espace annulaire.

Cette colonne de tubage devra obligatoirement être cimentée, pour être ancrée évitant ainsi qu'elle ne se dévisse, ni ne s'écrase ou corrode.

NB : Nous avons choisi le même type de tubage (qualité et nuance d'acier), dans les diverses phases exécutées.

XI.1.1. Calcul du volume de laitier de ciment :

$$V_{L1} = V_{\text{trou-casing}} + V_{\text{entre anneau}}$$

$$V_{L1} = \frac{\pi}{4} \left[(k_1 \phi_{tr}^2 - \phi_{excs}^2) * H + \phi_{in}^2 * h_0 \right] \quad [7].$$

ϕ_{tr} : Diamètre de trou où on cimente ;

ϕ_{excs} : Diamètre extérieur du tubage ;

ϕ_{in} : Diamètre intérieur de tubage ;

H : Profondeur de la phase ;

h_0 : Longueur de l'anneau ;

K : coefficient tenant compte de l'état du terrain (présence de cavernes, fissures...).

$$V_{L1} = \frac{\pi}{4} [(1.01 * (0.558)^2 - (0.507)^2) * 60 + (0.485)^2 * 10] = 4.52 \text{ m}^3$$

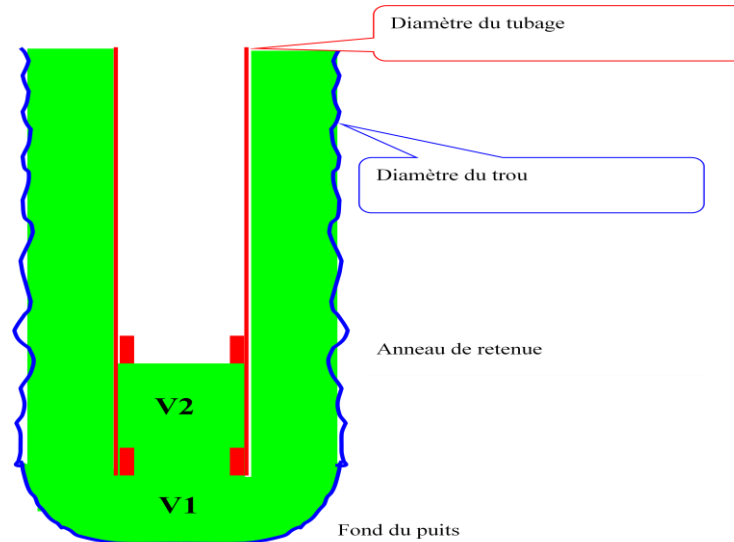


Fig (II, 2) : volume de laitier : phase (1).

XI.1.2. Calcul de la quantité de ciment utile :

$$q_c = \frac{\gamma_c * \gamma_e}{\gamma_e + w \gamma_c} = T/m^3 [7].$$

γ_c : Densité du ciment : 3.15

γ_e : Densité de l'eau c'est l'unité

w : Rapport eau ciment : 0.46

$$q_c = \frac{3.15 * 1}{1 + 0.46 * 3.15} = 1.286 \text{ T/m}^3$$

XI.1.3. Densité du laitier de ciment :

$$\gamma_L = q_c (1 + W) = 1.87$$

XI.1.4. Quantité totale de ciment sec :

$$Q_c = q_c * V_L * k_2 .[7].$$

k_2 : Coefficient prenant en considération les pertes de ciment lors de la fabrication : 1.05.

$$Q_c = 1.286 * 4.52 * 1.05 = 6.1 \text{ tonnes.}$$

XI.1.5. Volume d'eau de gâchage :

$$V_e = \frac{Q_c * W}{\gamma_e} = \frac{6.1 * 0.46}{1} = 2.8 \text{ m}^3$$

XI.1.6. Volume du fluide de chasse :

$$V_{ch} = \frac{\pi}{4} k_3 [(H - h_0) * \phi_{in\ csg}^2]. \quad [7].$$

K = 1 pas de rugosité.

$$V_{ch} = 0.785[(60 - 10) * (0.485)^2] = 9.23 \text{ m}^3.$$

XI.2.Calcul de deuxième phase :

XI.2.1.Calcul du volume de laitier de ciment :

$$V_{L2} = V_{trou-casing} + V_{entre\ anneau} + V_{casing-casing}$$

$$V_{L2} = \frac{\pi}{4} [(k_1 \phi_{tr}^2 - \phi_{excsg}^2) * H + (\phi_{incsg}^2 * h_0) + ((\phi_{in\ csg}^2 - \phi_{excsg}^2) * H)]$$

$$V_{trou-csg} = \frac{\pi}{4} ((\phi_{tr}^2 - \phi_{excsg}^2) * H)$$

$$V_{trou-csg} = \frac{3.14}{4} ((0.443^2 - 0.339^2) * 430) = 27.67 \text{ m}^3.$$

$$V_{entre\ anneau} = \frac{\pi}{4} (\phi_{incsg}^2 * h_0)$$

$$V_{entre\ anneau} = \frac{3.14}{4} (0.317^2 * 10) = 0.78 \text{ m}^3.$$

$$V_{casing-casing} = \frac{\pi}{4} (\phi_{in\ csg}^2 - \phi_{excsg}^2) * H$$

$$V_{casing-casing} = \frac{3.14}{4} (0.485^2 - 0.339^2) * 60 = 5.65 \text{ m}^3.$$

$$V_{L2} = 27.67 + 0.78 + 5.65 = 34.1 \text{ m}^3.$$

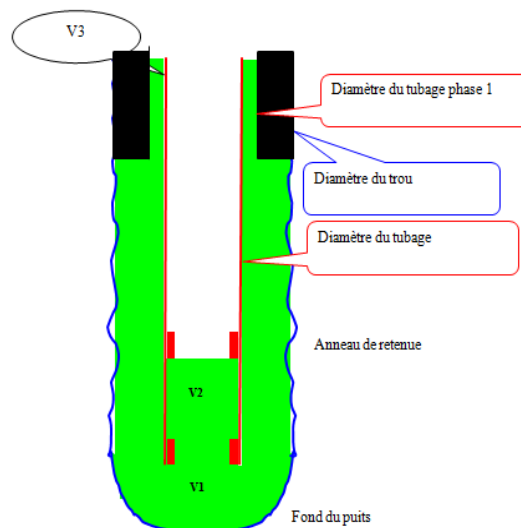


Fig (II, 3) : volume de laitier phase(2).

XI.2.2. Calcul de la quantité de ciment :

$$q_c = \frac{\gamma_c \cdot \gamma_e}{\gamma_e + W \gamma_c} = \frac{T}{m^3} [7].$$

$$q_c = \frac{3.15 \cdot 1}{1 + 0.46 \cdot 3.15} = 1.286 \text{ T/m}^3$$

XI.2.3. Densité du laitier ciment :

$$\gamma_L = q_c (1 + W) = 1.87$$

XI.2.4. Quantité totale de ciment sec :

$$Q_c = q_c \cdot V_L \cdot k_2$$

k_2 : Coefficient prenant en considération les pertes de ciment lors de la fabrication : 1.05.

$$Q_c = 1.286 \cdot 34.1 \cdot 1.05 = 46.04 \text{ tonnes.}$$

XI.2.5. Volume d'eau de gâchage :

$$V_e = \frac{Q_c \cdot W}{\gamma_e} = \frac{46.04 \cdot 0.46}{1} = 21.18 \text{ m}^3$$

XI.2.6. Volume du fluide de chasse :

$$V_{ch} = \frac{\pi}{4} k_3 [(H - h_0) \cdot \phi_{in \text{ csg}}^2]$$

$K = 1$ pas de rugosité.

$$V_{ch} = 0.785 [(490 - 10) \cdot (0.317)^2] = 37.86 \text{ m}^3.$$

XI.3. Calcul de troisième phase :

$$V_{L3} = V_{\text{trou-casing}} + V_{\text{entre anneau}} + V_{\text{casing-casing}}$$

$$V_{L3} = \frac{\pi}{4} [(k_1 \phi_{tr}^2 - \phi_{excsg}^2) \cdot H + (\phi_{incsg}^2 \cdot h_0) + ((\phi_{in \text{ csg}}^2 - \phi_{excsg}^2) \cdot H)]$$

$$V_{\text{trou-csg}} = \frac{\pi}{4} ((\phi_{tr}^2 - \phi_{excsg}^2) \cdot H)$$

$$V_{\text{trou-csg}} = \frac{3.14}{4} ((0.310^2 - 0.244^2) \cdot 685) = 19.86 \text{ m}^3.$$

$$V_{\text{entre anneau}} = \frac{\pi}{4} (\phi_{incsg}^2 \cdot h_0)$$

$$V_{\text{entre anneau}} = \frac{3.14}{4} (0.228^2 \cdot 10) = 0.4 \text{ m}^3.$$

$$V_{\text{casing-casing}} = \frac{\pi}{4} (\phi_{in \text{ csg}}^2 - \phi_{excsg}^2) \cdot H$$

$$V_{\text{casing-casing}} = \frac{3.14}{4} (0.317^2 - 0.244^2) * 490 = 18.46 \text{ m}^3.$$

$$V_{L3} = 19.865 + 0.4 + 18.46 = 38.7 \text{ m}^3.$$

XI.3.1. Calcul quantité de ciment :

$$q_c = \frac{\gamma_c * \gamma_e}{\gamma_e + W \gamma_c} = \text{T/m}^3$$

$$q_c = \frac{3.15 * 1}{1 + 0.46 * 3.15} = 1.286 \text{ T/m}^3$$

XI.3.2. Densité du laitier de ciment :

$$\gamma_L = q_c (1 + W) = 1.87$$

XI.3.3. Quantité de ciment sec totale :

$$Q_c = q_c * V_L * k_2$$

k_2 : Coefficient prenant en considération les pertes de ciment lors de la fabrication : 1.05.

$$Q_c = 1.286 * 38.7 * 1.05 = 452.04 \text{ tonnes.}$$

XI.3.4. Volume d'eau de gâchage :

$$V_e = \frac{Q_c * W}{\gamma_e} = \frac{52.04 * 0.46}{1} = 23.93 \text{ m}^3$$

XI.3.5. Volume du fluide de chasse :

$$V_{\text{ch}} = \frac{\pi}{4} k_3 [(H - h_0) * \phi_{in \text{ csg}}^2]$$

$k=1$ pas de rugosité.

$$V_{\text{ch}} = 0.785 [(1175 - 10) * (0.228)^2] = 47.5 \text{ m}^3.$$

XI.4. Pression de refoulement à la fin de chasse de chaque phase :

$$P_{\text{max1}} = P_1 + P_2$$

$$P_1 = 0.1 * \gamma_l * H - [(H - h_0) * \gamma_l + h_0 * \gamma_l] * 0.1$$

$$P_1 = 0.1 * 1.87 * 60 - [(60 - 10) * 1.04 + 10 * 1.87] * 0.1 = 4.15 \text{ kgf/cm}^3$$

$$P_2 = 0.02H + 10$$

$$P_2 = 11.2 \text{ kgf/cm}^3$$

Donc $P_{\text{max}} = P_1 + P_2$

$$p_{\text{max1}} = 4.15 + 11.2 = 15.35 \text{ kgf/cm}^2.$$

$$P_{max2} = P_1 + P_2$$

$$P_1 = 0.1 * \gamma_l * H - [(H - h_0) * \gamma_l + h_0 * \gamma_l] * 0.1$$

$$P_1 = 0.1 * 1.87 * 490 - [(490 - 10) * 1.08 + 10 * 1.87] * 0.1 = 37.9 \text{ kgf/cm}^3$$

$$P_2 = 0.02H + 10$$

$$P_2 = 19.8 \text{ kgf/cm}^3$$

Donc $P_{max} = P_1 + P_2$

$$p_{max2} = 37.9 + 19.8 = 57.7 \text{ kgf/cm}^2.$$

$$P_{max3} = P_1 + P_2$$

$$P_1 = 0.1 * \gamma_l * H - [(H - h_0) * \gamma_l + h_0 * \gamma_l] * 0.1$$

$$P_1 = 0.1 * 1.87 * 1175 - [(1175 - 10) * 1.2 + 10 * 1.87] * 0.1 = 78.3 \text{ kgf/cm}^3$$

$$P_2 = 0.02H + 10$$

$$P_2 = 33.5 \text{ kgf/cm}^3$$

Donc $P_{max} = P_1 + P_2$

$$p_{max3} = 78.3 + 33.5 = 111.8 \text{ kgf/cm}^2.$$

XII. Habillage de la colonne :

Pour des raisons techniques et des mesures de sécurité, nous devons équiper ou habiller notre colonne de tubage par différent dispositif comme suit :

XII. 1. Le sabot :

Il est visse a l'extrémité inférieure de la colonne, dans le but de guider cette dernière et éviter qu'elle ne s'accroche. Muni d'orifices latéraux, pour permettre le passage de la boue et du ciment. Il est fait de matière réfractaire.

XII. 2. L'anneau de retenue :

De même, il est fabriqué d'une matière réfractaire. Il est utilisé pendant la cimentation, et placé à dix ou vingt mètres, au dessus du sabot, pour bien sur retenir les bouchons de ciment, tout en prévoyant le vissage des trois premiers tubes au bakerlok.

XII. 3. Les centreurs et racleurs :

Le long notre colonne, nous préférons placer ces organes pour :

- ✓ Les centreurs qui assurent un bon positionnement la colonne et éviter son contact avec les parois (découvert) avec deux stop-collar pour chacun ;
- ✓ Alors que les racleurs sont utilisés pour gratter le cake pour favoriser l'adhérence du ciment et l'armer.

Remarque : On principe, cet habillage ne se fait qu'après consultation des résultats de diaggraphie, pour choisir l'emplacement des différents organes suscités.

XIII. Choix de l'appareil de forage :

Dans le but de réaliser un forage, nous devons faire un bon choix de ce dernier, que n'est autre qu'un ensemble d'organes ayant chacun une fin donnée, mais qui se complètent entre eux.

Ce choix doit se faire selon un programme préalablement établi, en tenant compte de la capacité au crochet, la puissance au treuil ainsi que de la profondeur qu'on peut atteindre avec des DP de diamètre donné.

Donc, après calcul préalable du poids de la garniture et du tubage, (s'il existe), en fonction de la plus grande charge.

Nous opterons pour un appareil de forage (ADF) adéquat.

XIII.1. Calcul du poids de la garniture de chaque phase :

XIII.1.1. Calcul du poids des DC :

$$P_{DC1} = q_{DC1} * L_1$$

$$P_{DC1} = 715.98 * 40 = 28700 \text{ kg.}$$

$$P_{DC} = 28.7 \text{ Tonnes}$$

q_{DC} : poids unitaire des DC,

L_{DC} : longueur total des DC.

XIII.1.2. Calcul du poids des DP :

$$P_{dp1} = q_{DP} * L_{DP1} \dots P_{DP1} = 31.24 * 20 = 624 \text{ kg}$$

$$P_{dp1} = 0.624 \text{ Tonnes.}$$

Q_{dp} : Poids unitaire des DP 32.24 kg/m .

L_{DP} : longueur des DP : 20 m

Poids de la Kelly : P_{TE} : 404 kg = 0.4 040 Tonnes.

XIII.1.3. Poids du train de sonde :

$$P_{TS} = P_{DC} + P_{DP} + P_{t-e}$$

$$P_{TS} = 28.7 + 0.624 + 0.404 = 29.7 \text{ Tonnes.}$$

XIII.1.4. Poids de la colonne de tubage :

$$P_{CSG} = q_{CSG} * L_{CSG}$$

$$P_{CSG} = 139 * 60 = 8300 \text{ kg} = 8.3 \text{ Tonnes.}$$

Le calcul du poids total de la garniture/casing, pour chaque phase :

Poids phase	L .phase	P _{DC} (t)	L _{DC} (m)	P _{DP} (t)	L _{dp} (m)	P _{t-e} (t)	P _{TS} (t)	P _{csg} (t)	L _{csg} (m)
Phase (1)	60	28.7	40	0.624	20	0.404	29.9	139	60
Phase (2)	490	25.92	71.6	13.7	418.4	0.404	40.02	71.42	490
Phase (3)	1275	23.06	63.7	38.4	1231.3	0.404	61.8	48.06	1175

Tab. N° : 23. Poids total de la garniture /casing, pour chaque phase (BHA).

Pour le choix de la capacité au crochet, nous devons prendre le poids de la garniture, puisque l'écart paraît évident.

1. Capacité au Crochet :

$$P_{aGR1} = P_{t-s1} * FF = 29.9 * 0.868 = 25.77 \text{ Tonnes.}$$

$$FF : \text{facteur de flottabilité} \quad C_{CR} = P_{aGR} + P_{MM}$$

P_{aGR} : poids apparent de la garniture.

P_{MM} : poids de moufle mobile.

On prend le poids du moufle mobil et accessoires égal à 7 Tonnes.

$$C_1 = 25.77 + 7 = 32.7 \text{ Tonnes.}$$

On doit aussi tenir compte d'un coefficient (K) de sécurité, à cause des frottements.

$$K = 1.25$$

Alors :

$$C_{cr1} = 32.7 * 1.25 = 40.9 \text{ Tonnes.}$$

Les différentes capacités au crochet :

Phase	Phase (1)	Phase (2)	Phase (3)
Capacité			
C_{cr} (t)	40.9	52.17	71.86

Tab. N°: 24. Capacité au crochet.

Capacité au moufle fixe :

$$C_{mf} = \frac{n+2}{n} * C_{cr}$$

$$n = 10$$

Les différentes capacités au moufle fixe :

Phase \ Capacité	Phase (1)	Phase (2)	Phase (3)
C_{mf} (t)	49.08	62.6	90.96

Tab. N°: 25. La capacité au moufle fixe.

La puissance au crochet :

$$P_c = \frac{1000 * (F + P_0) * V_c}{75}$$

P_c : Puissance au crochet ;

P_0 : Poids au crochet ;

$F + P_0$: ?

1- La charge en cas tubage ;

2- La charge en cas garniture ;

V_c : Vitesse au crochet (en cas de tubage) = 0.3 m/s ; ou bien

Vitesse au crochet (en cas de garniture) = 0.5 m/s ;

Les différentes puissances au crochet :

phase \ puissance	Phase (1)	Phase (2)	Phase (3)
P_c (ch)	331.3	400.1	521.13

Tab. N° : 26. Puissances au crochet.

Puissance entre treuil :

$$P_t = \frac{P_c}{(n_m * n_t)}$$

P_t : Puissance entre treuil ;

P_c : Puissance au crochet ;

n_m : Rendement du moufle = 0.841 ;

n_t : Rendement du treuil = 0.894.

$$Ch * 0.981 = HP$$

À titre indicatif, le tableau suivant donne les différentes puissances requises en fonction des phases.

Phase puissance	Phase (1)	Phase (2)	Phase (3)
P_t (HP)	432	521.6	679.6

Tab. N° : 27. Différentes puissances requises.

Après tous ces calculs, l'ADF que nous proposons, pour finaliser et atteindre l'objectif : Est un appareil intermédiaire entre le léger forage marque spetro (rig chinois) ;

Moufle mobile et crochet :

La capacité du crochet dans notre cas est 72 T ; on choisira le moufle IDECO UTB360
 Capacité.....160 T.
 Diamètre des poulies..... 42-50 in.
 Nombre des poulies.....5.
 Poids.....5934-7112 Kg.

Moufle fixe:

La capacité de moufle fixe est 200T, on choisira le moufle fixe NATIONAL645FA:

Treuil :

Puissance développée.....750 HP. Positionné en camions dans la plate forme.

Câble:

Finalement on doit choisir un câble de forage dont la charge de rupture minimale est Supérieure ou égale à 87.1 T. Les caractéristiques du câble de forage choisi sont:

Diamètre 1"3/8
 Type Ame en acier indépendant (IWRC).

Mât:

Le mât plus adapté est de Type MAST dans les caractéristiques sont :

Capacité de profondeur **2 000 m** avec **DP : 5"**.
 Nombre de brin.....10.
 Hauteur.....39m.

Choix des pompes:

On choisira la pompe de forage de type suivant (d'après le formulaire de foreur G5 pompes triplex) :

Type.....bomco.
 Puissance.....1600 hp (1193 kw).
 Pression maximale.....38300 kPa.

Avec 6 bacs a boue contiennent 3 tamis vibrants et dessableur et dessender.

Moteur:

Thermique caterpillar system SCR.[3].

Prévisions d'un forage dans la région de nouvelle ville de Hassi Massaoud :

Prévision géologique					Programme de forage										
EreSy	ETAGES	LITHO	Ep(m)	DESCRIPTION	Forage	IDAC	V _T	Poids	Boue						
CENOZOÏQUE	MIOPLIOCENE	[Dotted pattern]	239	SABLE, CALCAIRE	24" 20"	10m 60m	26" 24"	111	111	130-33	17-12	180 l/min	60 à 100 l/min	0 à 5 tonnes	Q=3000 l/min d=1.2 Q=2600 l/min d=1.08 Q=1000 l/min d=1.04
	Eocene	[Horizontal lines]	122	CALCAIRE	490m	114	180 l/min	18 à 22 tonnes							
MESOZOÏQUE	CARBONATE	[Horizontal lines]	107	CALCAIRE, DOLOMIE..	9-53	12-14	140 l/min	16 à 24 tonnes							
	ANHYDRITIQUE	[Wavy lines]	209	ANHYDRITE, MARNE, DOLOMIE											
	SALIFERE	[Wavy lines]	149	SEL MASSIF											
	TIRONIEN	[Horizontal lines]	112	CALCAIRE											
CENOZOÏQUE	CENOMANIEN	[Horizontal lines]	147	MARNE, CALCAIRE, DOLOMIE	1175m	124	140 l/min	16 à 24 tonnes							
	ALBIEN	[Dotted pattern]	362	GRES, ARGILE	8" 1295m	124	140 l/min	16 à 24 tonnes							

Fig(II,4) :programme de forage.

XIV. LA sécurité sur chantier:

La sécurité est de premier ordre chaque jour, c'est quelque chose dont nous sommes Conscient, quoique nous fassions, pendant toute notre vie, c'est donc la vigilance, la conscience, et la connaissance du matériel et sa bonne utilisation.

Donc c'est le devoir de tout un chacun de connaître, d'apprendre par cœur, de suivre et d'appliquer, sur terrain, les règles et les pratiques de sécurité dans le forage.

1. Le matériel de sécurité pour le sondeur :

L'ensemble des équipements de protection et de sécurité, qui sont nécessaires sur un appareil de Forage est fourni par la cohpanie tel que les casques de sécurité, les gants, les lunettes de sécurité, les Chaussures et les ceintures.

2. Équipements, de sécurité, électrique.

Il faut toujours prévoir les coupures de courants ce qui peut nuire à la bonne marche des Travaux, Ce qui nous oblige de réserver ou d'avoir des groupes électrogènes, pour l'éclairage Nocturne ainsi Que d'autres exigences.

C'est aussi une nécessité que le personnel doit se familiariser avec les organes électriques.

Les Câbles électriques doivent avoir des agrafes de suspension, les câbles défectueux doivent être Changé, la mise alaterne du mat est aussi nécessaire.

3. la propreté :

Le nombre du matériel a nettoyer est incommensurable, le matériel de la sonde et du chantier.

Quand il est bien maintenu et propre, non seulement diminué les risque d'accidents mais aussi possède Un aspect et permet de détecter la moindre anomalie qui sera al 'origine d'accident.

Voici en résumé les mesures apprendre pour l'usage de différents or ganse :

- ✓ Le bon ancrage du brin mort au REA ;
- ✓ Câbles électriques suspendus et bien protégés ;
- ✓ Le rack tige ou rack de stockage sont en bon état ;
- ✓ Câbles de manœuvres disponible et bien enrroules et stockeur ;
- ✓ L'état des clés et câbles de vissages ;
- ✓ L'état des peignes et la présence de goupilles ;
- ✓ Serpes câbles, colliers de sécurité, élingues et chaines pour flexible d'injection, colonne Montante ;
- ✓ Marches d'escaliers bien nettoyées, larges ainsi que les échelles et passerelles, boulonnées ;
- ✓ Présence de rambardes, main courantes aux escaliers et au pourtour du blanche ;
- ✓ Protection des moteurs et courroies et mettre des grilles ou tollés et carters ;
- ✓ Protection de l'entraînement de la table de rotation ;
- ✓ Le mat oriente de façon que le chef de poste n'ait pas le soleil les yeux, et voir la direction ;
- ✓ Des vents dominants, à cause des échappements de gaz moteurs et la poussière ;
- ✓ Le mat doit être vertical, boulonner, et haubane, hisse ou rabattu le jour et en bonnes
- ✓ Conditions Atmosphériques ;
- ✓ L'aire du chantier doit être nivelée, sans obstacles, ayant des rigoles pour évacuer les eaux ;

- ✓ Vérifier le bon fonctionnement des appareils des appareils de mesure sur le tableau de Commande ;

Et avoir un registre de sécurité. [9].

XV. L'organisation Sur Le Chantier :

L'organisation d'un chantier est l'ensemble des dispositions envisagées l'exécutions dans les Meilleurs conditions possibles d'un travail, Cette organisation consiste donc à définir et à coordonner les moyens nécessaires à la réalisation de l'ouvrage tout en restant fidele aux Directives générales imposées par l'hydrogéologie.

Nous pouvons résumer ces directives en :

1. La Rapidité :

C'est l'objectif recherché, exigée soit par le maitre d'œuvre ou par le rendement financier de l'opération, il faut y joindre la qualité lorsque le projet à été suffisamment étudié dans ce but précis.

2. L'Économie :

C'est le résultat d'une organisation rationnelle, elle est garantie par une étude approfondie du sujet, et la distribution rapide des plans détaillés aux responsables du chantier, la Synchronisation des actions des divers équipes _ de forage, de développement, de Traitement chimique et d'essai de débit, appelées à collaborer diminue les temps morts et Favorise la rapidité, le bon choix des installations, la propreté et l'ordre influent sur le cote Économique.

3. La Qualité :

Avoir une main d'œuvre averti et qualifiée ainsi que des cadres comptants c'est assurer un Déroulement rationnel des travaux et minimiser le risque de détériorer le matériel et avoir un Travail fini et de qualité

Donc pour chaque chantier le problème de l'organisation repose sur plusieurs données quine Sont nécessairement pas de duites des résultats de cas semblables :

✓ Le Planning d'avancement des travaux :

Etabli par le maitre d'œuvre afin de coordonner dans le temps les actions des diverses Entreprises Participant à la réalisation du forage.

✓ Le Programme général :

Pour être valable, l'élaboration du programme doit tenir compte des exigences du Maitre D'œuvre et des conditions technique qui découlent des marches signes avec les Diverses Entreprises Adjudicatrices. El faut tours prévoirai des périodes d'arrêt a cause des

Intempéries ou imprévus.

✓ **installation :**

Quelque soit l'importance du chantier, il est nécessaire d'en prévoir l'installation et l'organisation y compris les installations et constructions auxiliaires comme :

Voies et chemins d'accès.

Clôtures et signalisations ateliers et baraques ainsi que les parcs de stockage. Bassins pour fabriquer la boue et le laitier de ciment les raccordements aux services publics, Eau, eau usagée téléphone, électricité.

Un parc d'engin « dumper, pelles mécaniques, grue..... »

✓ **étude du plan d'aménagement :**

Cette étude est confiée au personnel technique en se basant sur un croquis ou un plan de situation, en prévoyant des voies de circulation larges et praticables.

Un baraquement non attenant à l'ADF, suffisant au personnel, y compris vestiaires, Magasins, WC, bureau de chantier.

✓ **installation en parc de stockage.**

Le stockage de la bentonite et l'hexa méta phosphate se présente en une seule forme, et sacs Tandis que le ciment est stocké soit en vrac ou en sac.

✓ **inventaire :**

La liste préalablement établie par le chef de chantier en fonction des besoins est remise au Siège de l'entreprise et qui peut comprendre un coffre à matériel

« Pelles, pioches, masses, fils, sceaux, Tuyaux, boîtes pharmacies, casqués, extincteurs, Roulements, chaînes....et tous ce qui peut être nécessaire »

Ecrire l'IADC sur les outils, et avoir les calibres pour mesurer les pertes de diamètres, classé Les tiges de forages.

Les pièces d'usure dans la partie hydrauliques des installations et des organes annexes tels que l'amortisseur de pulsation, soupapes de se curait... etc.

✓ **équipe de forage.**

Nous avons trois équipes assurant le travail par intermittence H24 et une quatrième équipe En récupération.

• **un chef de chantier :**

Doit assurer et veiller au bon déroulement du travail, avant un comportement exemplaire est Le premier responsable

• **chef de post :**

En nombre de trois, el est responsable devant l'équipe manipule le treuil, et exécute les ordres Du chef de chantier.

- **ouvriers de plancher :**

En nombre de deux ou trois participent à tous les travaux d'entretien, de nettoyage ou de manœuvre.

Il peut en faire membre un mécanicien et un électricien pour travaux nécessitant un spécialiste le personnel doit assurer une rotation selon un planning étudié sur des bases scientifiques tenant compte des efforts physique et des contraintes urées à l'isolement et l'éloignement.

XVI. Complétion du puits :

Dans le but de mettre un aquifère en exploitation, nous avons à effectuer certaines opérations une fois le toit de ce dernier est atteint ; telles que :

- le forage de la nappe avec le trapan approprié
- choisir l'horizon aquifère exploité « 1/3 ou 80 % »
- la sélection de l'équipement en vue d'exploitation.

BUT :

Ce procédé a pour fin d'améliorer la productivité de la nappe, en d'une exploitation optimale et Rationnelle, pendant la plus grande durée possible, pour aussi amortir le cout de cet ouvrage, sans bien sur nuire à laquier.

XVII. Granulométrie:

Durant le forage les déblais dits cuttings qui sont remontés au jour par le fluide de forage, sont prélevés, codés et numérotés puis envoyés au labo , en fonction desquels après étude l'équipement de captage sera choisi .

une fois au labo nous ou no aura besoin d'un échantillon de 500 (GRS) , une série de tamis supers , en un ordre de croissant en fonction du diamètre des mailles ,de haut en bas , à la base de cette série de tamis , il ya une cuvette ou no récupéré le tamisât ayant traversé la colonne des tamis , un four pour le séchage et la déshydratation de l'échantillon prélevé , et un agitateur mécanique pour favoriser l'opération de tamisage .

XVIII. Mode opératoire :

L'échantillon prélevé est sèche pour le débarrasser de son eau d'imbibition, puis mis dans le tamis supérieur de la colonne précédèrent m'entée, l'ensemble doit être placé sur

L'agitateur Mécanique, qui sera ensuite mis en marche jusqu'à la fin du tamisage

Le pesage de chaque repus correspondant à un diamètre de maille donnée, s'effectue après de

Montage De la colonne, puis le poids cumulé de refus, pour chaque tamis, qu'il aurait pu

Retenir s'il était Place seul, le pourcentage de chaque résultat est alors établie par rapport au Poids total de L'échantillon.

Les résultats ainsi obtenus seront portés sur un graphique ou sur l'axe des abscisses figurent les dimensions des mailles, alors qu'en ordonnées, les pour centrages cumulent retenus.

En joignant l'ensemble des points obtenus dans le repère nous donnent une courbe dite granulomé- trique.

Maintenant tous découle de l'examen de l'examen de cette courbe, en ce qui concerne les Dimensions et la finesse de la granulométrie, l'allure de la courbe, par rapport auxquelles S'effectue le choix de L'équipement « slot de crépine » et enfin le calibrage du massif filtrant.

NB : puis qu'on ne dispose pas d'échantillon réel, nous allons faire une analogie aux courbes Caractéristiques, des différents sols, existante pour faire notre choix en ce qui concerne la Complétion dénoter forage.

XIX. Crépine:

C'est l'élément sur lequel tous les calculs et les prévisions sont basées, elle et d'une importance capitale de l'équipement de forage, elle fait bien entendu partie de la colonne de production, donc, doit être adaptée à la nature ou terrain pour permettre l'extraction de l'eau exempt de particules nuisibles.

Elle est placée au niveau de la nappe. Servant de filtre empêchant le passage de les particules solides dont le diamètre est supérieur à celui des ouvertures.

Nous préférons utiliser pour ce but une crépine Johnson de diamètre nominal cinq pouces. De diamètre extérieur cinq pouces cinq huitième, de poids linéique doués filigrammes par mètre

C'est vraie que ces crépines chères mais, elles ont fait preuve, d'être d'un renom international, vu leur dualité de résistance aux différentes contraintes physiques et chimiques de haut niveau.

Après analyse de la courbe « théorique », les ouvertures de cet élément seront :

L'abscisse du point « E » qui correspond à 90 % sur la droite et non pas la courbe : pour notre cas cette valeur est « 25 . 1"/1 000 » slot 25, tout en souhaitant que la vitesse d'entrée de l'eau sera moins de 30 (m/s) assurant un écoulement non turbulent.

NB : Se référer au chapitre choix des phases pour plus d'informations et de détails.

XX. Le Massif du gravier additionnel :

Le massif filtrant doit être non seulement calculé mais aussi bien choisi pour ne pas épuiser trop d'énergie surtout durant l'exploitation.

Pour répondre aux exigences des différents traitements en cours de développement ou ultérieurs du forage, cet élément doit bénéficier d'une attention durant le choix est surtout lors de sa mise en place.

Un gravier ronds, siliceux, évidemment lavé et criblé est le plus imposé et préféré, autrement les performances diminuent hors de ce choix, teneur en matériaux calcaire ne dépassant pas les 5 % , celui concassé non plus, de même pour les particules d'anhydride ou de gypse , tout cela peut nuire à la longévité et capacité du forage, vu l'inconvénience de ce matériaux avec les différents traitements chimiques qui peuvent être utilisés dans ce dernier.

Une épaisseur tendant vers les huit pouces pour assurer la filtration et le support.

Pour notre cas il s'agit du support c'est tout, nappe de gravier.

Ce massif est mis en place de deux méthodes différencies soit par circulation ou par gravitation.

Le choix est donc en fonction de la disponibilité des moyens sur les lieux.

XXI. Calcul du volume du massif de gravier additionnel (MGA) :

Nous avons : le \emptyset du trou : $12''^{1/4}$

Le \emptyset extérieur de la crépine : $5''$

Nous aurons pour sections à remplir :

$$S = S_{tr} - S_{Cr} = \frac{\pi \cdot D^2 \cdot tr}{4} - \frac{\pi \cdot \emptyset_{cr}}{4}$$

$$S = \frac{\pi}{4} [(\emptyset^2 tr - \emptyset^2 excr)] = \frac{\pi}{4} [(0.311^2) - (0.126^2)]$$

$$S = 0.063 \text{ m}^2$$

Pour calculer le volume.

$V_{MGA} = S * H$ avec H :

H : longueur de la crépine avec une hauteur de sécurité

α : 15% du volume.

$$V = S * L_{Cr} \quad V = 0.0634 * 120 = 7.61 \text{ m}^3$$

α . Sera alors :

$$\alpha = 15\% \text{ de } V : \frac{7.61 * 15}{100} = 1.14 \text{ m}^3$$

Le volume total : $V_{T.MGA} = 7.61 + 1.14 = 8.752 \text{ m}^3$

d_1 E [0 à 0.625 mm] $V_1 = 0.385 \text{ m}^3$ 10

d_2 E [0.625 à 1.57 mm] $V_2 = 1.928 \text{ m}^3$ 50%

d_3 E [1.57 à 2.33 mm] $V_3 = 1.542 \text{ m}^3$ 40%

XXII. Programme de développement :

BUT :

Le développement d'un forage est effectuée pour deux raisons fondamentales :

a : stabiliser la formation et le forage en faisant mouvoir les particules susceptibles d'être Déplacées, et disloquant les ponts de sable en créant un réarrangement des grains, et en assurant le tassement de gravier.

b : améliorer la perméabilité de l'aquifère au voisinage du forage, d'one sa productivité.

Pour cela plusieurs types de développement existent : Par sur pompage, par pitonnage, nettoyage à jet d'eau par traitement chimique, à l'air lift.

Nous proposons celle qui est plus répandue et plus utilisée en Algérie qui est la méthode à l'air lift.

1. Equipment Utiles :

- ✓ Un compresseur.
- ✓ Une tuyauterie : tube d'eau et tube d'air.
- ✓ Un robinet à boisseau et une presse étoupe.
- la condition pour avoir le pompage :

$$\gamma_e (L_{air} - ND) > \gamma_{em} * L_{air}$$

- Pour assurer le début de pompage, la pression minimale du compresseur soit :

$$\gamma_e (L_{air} - ND) < \frac{Pr_{nominale}}{10}$$

2. Principe de pompage :

- ✓ Faire descendre le tube d'eau à 0.60m du sabot de la crépine
- ✓ Faire descendre le tube d'eau à l'intérieur de celui d'eau

À **0.30 (m)** de la base de ce dernier.

- ✓ Actionner le compresseur, et laisser s'écouler l'eau jusqu'à quelle sorte sans sable,
- ✓ fermer le robinet, ce qui fait monter la pression au niveau du compresseur. tout en faisant descendre le sabot du tube d'air à **0.30 (m)** au dessous de celui du tube d'eau ;
- ✓ ouvrir brusquement le robinet, d'air, pendant un temps très court, ce qui fait projeter violemment l'air au dehors par le tube d'eau et le casing ;
- ✓ faire remonter le tube d'air à sa position initiale, on a donc créé un flux et un reflux, l'eau monte alors trouble par le tube d'eau ;
- ✓ Une fois l'eau claire, remonter le dispositif de **0.60 (m)** à **1(m)** et refaire les opérations par étapes, pour un nouveau traitement de la formation, au niveau du tube ou du sabot du tube d'eau et ainsi de suite, sur toute la longueur de la crépine ;
- ✓ Il est nécessaire de faire redescendre à nouveau le tube d'eau à sa position de **0.60 (m)** du fond, afin, afin de faire sortir par air lift le sable qui s'est posé tout au fond de la crépine ;
- ✓ L'opération sera considérée comme faite une fois l'eau sorte claire ; [8].

Remarque : Nous pensons que le développement dans notre cas ; Gravier ; Soit fait à titre de vérification et pour plus de sécurité. On exhibe un traitement à L'HEXAMETAPHOSPHATE, pour bien éviter de détruire le cake qui peut être important, donc nuit à la production.

I. Introduction :

L'objectif principal ou la finalité de réaliser un forage est d'atteindre le complexe aquifère (forage hydraulique) ou le réservoir (forage pétrolier), tout en réduisant au maximum, le coût et le temps d'exécution des travaux, sans endommager l'ouvrage ni compromettre son exploitation (production, injection).

Certains problèmes majeurs peuvent survenir et plusieurs types d'accidents peuvent arriver au cours du forage, malgré toutes les précautions prises pour la réussite de l'opération.

Ces difficultés sont au fait un grand obstacle puisqu'ils empêchent la continuité des travaux, et causent une perte de temps et un gaspillage d'argent considérable et inutiles.

II. Classification des difficultés de forage :

Les diverses difficultés possibles qu'on peut rencontrer lors du forage peuvent être énumérées comme suit :

- ✓ Éboulements des parois ;
- ✓ Les venues d'eau de gaz ou de pétrole (peuvent provoquer des éboulements) ;
- ✓ Rétrécissement du trou ; gêne parfois le travail du foreur, il peut être la cause de l'accrochage de l'outil lors des manœuvres ;
- ✓ Les pertes de boue ;
- ✓ Perte du laitier de ciment ;
- ✓ Déviation du trou ;
- ✓ Coincement de la colonne de tubage pendant la descente ;
- ✓ Écrasement de la colonne de tubage ;
- ✓ Éclatement de la garniture de tubage ;
- ✓ Coincement du train de sonde (il peut amener les foreurs jusqu'à l'abandon du trou).

III. Problèmes rencontrés :

Lors de la réalisation de notre ouvrage, un problème a surgit, suite au non contrôle des paramètres du fluide de forage. On a continué à forer avec le même type de fluide de forage, c à d une boue bentonitique, avec une densité de 1,05, avec laquelle on a foré la première phase (les soixante premiers mètres).

Lorsqu'on a atteint les quatre cent quatre vingt dix mètres (**490m**), on a découvert qu'il y a une perte de circulation quelque part. Heureusement que c'était une perte partielle, localisée à environ trois cent trente à trois cent cinquante mètre (**330 à 350m**).

Ce problème nous a contraint à changer les paramètres de notre fluide de forage, dont la densité, qui était revue à la hausse, c à d, de (**1,05 à 1,10**). L'objectif était de remédier à cette perte de circulation néanmoins, cette solution préconisée a induit en erreur et a compliqué la situation d'avantage. La dite perte a engendré un éboulement, en premier lieu, qui s'est aggravé par la suite et a généré un coincement, dont les essais de décoincement ont aboutis à la rupture de la garniture suite aux tentatives de traction vers le haut.

Avant de parler des procédures de décoincement, nous devons donner un petit aperçu sur quelques difficultés (celles rencontrées) de forages.

II.1. Les pertes de boue :

La perte de circulation est une disparition de la boue dans les formations forées (traversées). Elle pénètre d'une manière totale ou partielle.

Q = Débit entrant ;

Q' = Débit sortant ;

Si $Q' = 0$: c'est une perte totale ; Si $Q' < Q$: c'est une perte partielle.

II.1.1. La perte totale :

La boue envoyée dans le forage par la pompe ne remonte pas en surface, ($Q' = 0$).

II.1.2. La perte partielle :

La quantité de boue (ou le débit Q') qui sort de l'ouvrage est inférieure à celle injectée (ou débit Q).

Selon l'importance, la perte peut être soit :

- ✓ **Faible** : avec retour, à la surface, de **90 à 95 %** du débit pompé ;
- ✓ **Moyenne** : avec retour de **70 à 90 %** du débit pompé ;
- ✓ **Importante** : avec retour, à la surface, de moins de **60 %** du débit pompé.

II.1.3. Les cause des pertes :

II.1.3.1. Les causes géologiques :

- ✓ Les formations perméables et non consolidées ;
- ✓ Les formations fissurées ;
- ✓ Les formations fracturées ;
- ✓ Les formations cavernes.

II.1.3.2. Les causes technologiques :

- ✓ Boue à très faible viscosité : cette boue pénètre facilement dans une formation perméable ;
- ✓ Boue à trop forte viscosité : cette boue crée des surpressions qui dépassent la résistance mécanique des roches ;
- ✓ Densité exagérée de la boue ;
- ✓ Manœuvres de descente trop rapide : ce qui favorise le phénomène de pistonnage.

II.1.4. Détection de la perte :

- ✓ La diminution du niveau de boue dans les bacs d'aspiration, peut être un bon indice de perte de boue ;
- ✓ L'opération doit, en premier lieu, localiser la perte pour pouvoir la colmater ;
- ✓ L'apparition d'une perte occasionne un mouvement de panique générale, et à ce moment d'affolement, on décide que la perte est au fond du trou ;
- ✓ Une étude attentive et calme montre que la grande majorité des pertes se trouvent au dessus du fond du trou.

Il existe cinq moyens principaux de localiser une perte :

- ✓ Spinner Survey (à hélice) ;
- ✓ Température Survey ;
- ✓ Radioactive tracer Survey ;
- ✓ Hot wire survey ;
- ✓ Pressure transducer survey.

Pour tous les cas le but reste le même.

II.1.5. Lutte contre les pertes :

- ✓ Introduire des produits colmatants dans la boue :
 - Colmatants lamellaires (mica, cellophane..) ;
 - Colmatants fibreux (déchets de coton, fibres de canne à sucre, barbes de maïs (laine et fibre de bois) ;
 - Colmatants artificiels (perlite qui est une roche naturelle à base de silice qui a l'aspect de granulés ou de poudre, solides d'alumine) ;
- ✓ Injection, en face des pertes, de produits faisant prise, laitier de ciment, Bentonite Diesel Oil (B D O) à prise pâteuse.

Remarque : si malgré le colmatage, suivi de plusieurs poses de bouchons de ciment, les pertes ne cessent pas, on sera obligé de descendre une colonne de tubage.

II.1.6. Conséquences des pertes de circulation :

- ✓ Éboulements ;
- ✓ Éruptions ;
- ✓ Coincements.

II.2. Éboulement et rétrécissement des parois :

II.2.1. La Stabilité des roches :

Lorsque les terrains ou les parois sont stables, il n'y aura pas d'incident pendant le forage, mais lorsque les roches sont instables, on sera dans l'obligation de tuber rapidement le découvert, ce qui augmente le prix de revient du forage. Le découvert dépend de la stabilité des roches.

II.2.1.1. L'instabilité sera importante lorsqu'on a les facteurs suivants :

- ✓ Présence d'un fluide dans les formations ;
- ✓ Présence d'un sel soluble (cas de hassi Berkaoui) ;
- ✓ Pendage des formations ;

II.2.2. Les causes technologiques :

- ✓ Faible densité de la boue ;

- ✓ Manceuvres rapide du matériel ;
- ✓ Le débit non adapté au terrain.

II.2.3. La détection en surface (des éboulements ou rétrécissements) :

- ✓ La pression de refoulement augmente ;
- ✓ Apparition de morceaux de terrain non détruits par le trépan (visibles sur le tamis vibrant).

II.3. Coincement du train de sonde :

- ✓ Le coincement est le phénomène de collage, de plaquage ou d'immobilisation de la garniture de forage (ou de tubage) contre les parois.
- ✓ Il constitue un obstacle qui peut conduire à l'arrêt, plus ou moins long, du forage, ce qui nécessite, en général, des opérations d'instrumentation.
- ✓ Ces instrumentations mettent en œuvre, dans la plus part des cas, des moyens importants, ce qui fait augmenter le coût de l'ouvrage.
- ✓ Il est donc raisonnable d'évaluer les chances de réussite et d'estimer, bien entendu, les frais.

II.3.1. Les coincements par instabilité des formations :

Ils peuvent avoir lieu en face de certaines formations rendues instables (exécution du trou et présence du fluide de forage). Cet état (instabilité) peut causer la déformation du trou, ce qui entraîne le coincement (partiel ou total) du train de sonde.

II.3.2. Les Causes :

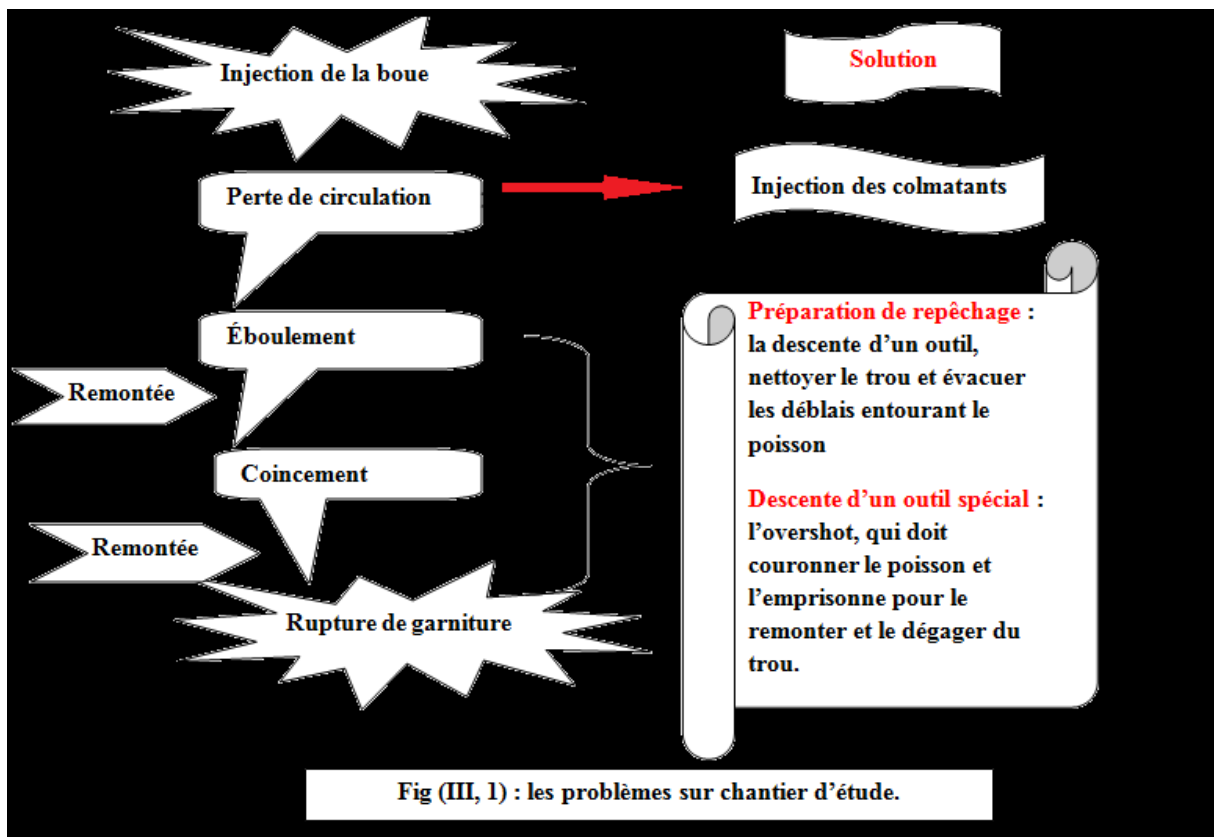
- 1 – Rétrécissement des parois ;
- 2 – Dépôt anormal de cake ;
- 3 – Gonflement d'argile ;
- 4 – Fluage d'argile.

III. Le remède :

Comme nous l'avons signalé plus haut, le problème que nous avons rencontré à commencé en premier lieu par une perte de circulation, causé par le changement des paramètres du fluide de forage la densité). Nous avons essayé de contrôler la situation, par ajout de divers colmatants, mais en vain. Au contraire, un autre problème a surgit, matérialisé par l'apparition d'éboulements qui ont fini par un coincement de la garniture.

Nous étions contraints alors de provoquer sa rupture et la repêcher par la suite et utiliser un outil de repêchage un peu spécifique qui est l'Overshot. Après maintes tentatives, on a réussi à dégager l'ensemble de la garniture et procéder à une opération de cimentation, dans une fin d'isoler cet horizon, pour se prémunir de ce type de difficultés.

La tentative de décoincement est illustrée comme suit (figure III. 1).



Conclusion générale

Dans le souci de mettre en place une procédure permettant de choisir un appareil de forage répondant aux exigences des besoins exprimés pour le forage des puits d'eau (et de pétrole) d'une part, et l'adaptation de l'appareil aux différentes gammes des profondeurs d'autre part, nous avons proposé un programme de calcul pour la réalisation d'un ouvrage et ce, selon la disponibilité du matériel.

Au terme de ce travail nous avons pu retenir les points suivants :

La région, sujet de cette étude, fait partie du grand sud de l'Algérie, plus précisément, à Hassi – Messaoud, wilaya de Ouargla.

Elle est connue pour son caractère industriel, puisque considérée comme zone pétrolière où plusieurs compagnies dans le domaine y sont installées, depuis des décennies.

C'est, au fait, une région désertique connue par la rareté du couvert végétal (terre nue), suite à la conjugaison de plusieurs facteurs, dont le climat. En effet le climat qui y règne est du type aride à hyper – aride, avec des précipitations presque nulles, et ce durant tout le long de l'année. On enregistre une moyenne de **2.68** mm/an. Les températures sont, au contraire, élevées et peuvent atteindre une moyenne de **24.1**°C.

Le concours de ces deux facteurs, en combinaison avec tant d'autres, confère à la région son caractère de zone stressée ou en détresse, à cause du bilan déficitaire en eau.

La demande en eau est en continuelle augmentation, suite à l'augmentation du nombre d'habitants et au développement des activités socio – économiques. Pour satisfaire toutes ces sollicitations on est contraint de trouver une alternative.

Le recours, à court et moyen termes, aux eaux souterraines constitue, à première approximation, une solution, mais qui demeure précaire. L'exploitation de ces ressources implique l'emploi de techniques dites de forage. Ces dernières s'exécutent conformément à un programme, qui doit être mis en place avec soin. C'est cette question qui a constitué le thème de travail.

Pour ce faire, nous avons suivi la démarche suivante :

L'ouvrage est réalisé sur une profondeur de **1 295m**. Les travaux ont été faits sur trois phases.

Mais avant ça, et pour l'ancrage de l'ouvrage, nous avons commencé par un tube guide, lui attribuant un diamètre de 26", tubé avec un casing de 24", sur dix (10) m de profondeur.

La première sur une profondeur de (60) m, avec :

- Un outil 22" : 1.1.1 : une vitesse de rotation de 60 à 100 tr/min ; un poids axial de : 1 à $25 * 10^3$ daN et un débit de : 1 000 l/min.

La seconde phase sur une profondeur de (490) m, avec :

- Un outil 17"^{1/2} : 1.1.4 : une vitesse de rotation 180 tr/min, un poids axial de : 18 à $24 * 10^3$ daN et un débit de : 2 600 l/m.

Une troisième phase, sur une profondeur de (1 295) m, avec :

- Un outil 12"^{1/4} : 1.2.4 : une vitesse de rotation : 140 tr/min, un poids axial de : 16 à $22 * 10^3$ daN et un débit de : 3 000 l/m.

Le volume total de fluide de forage est de l'ordre de 359 m³, ce qui équivaut une quantité totale d'argile d'environ 78t, autrement dit 1 560 sacs de 50kg.

Les outils utilisés : 22" : 1.1.1, à dents GTXCG1, 17"^{1/2} : 1.2.4, à dents, 12"^{1/4} : 1.3.8, (IADC) à dents.

La garniture que nous avons choisie se compose :

- Cent cinquante (150) tiges, assurant une longueur de 1 295 m ;
- Treize masses – tiges, dont cinq (5 DC de 14") et huit (8 DC de 10"), assurant une longueur de 40m pour première phase et 71.9m pour deuxième phase et 63.7m pour troisième phase.

Cette garniture pourra bien résister aux différents efforts et sollicitations.

Pour la pose des colonnes de casing, et assurer une meilleure étanchéité, nous avons utilisé quantité de ciment sec de 504 tonnes, pour cimenter les trois (3 colonnes).

À la suite de tous ces calculs, nous proposons, un appareil léger, ayant une puissance de 750hp et une capacité au crochet de 160tonnes. (Par exemple un rig chinois de marque spetro).

Le modèle que nous avons proposé fonctionne parfaitement, et était semblable à celui exécuté sur terrain, à quelques détails près.

Annexe

PROGRAMME DE FORAGE: [3].

Le programme de forage vertical du champ de nouvelle ville Hassi-Messaoud comprend 3 phases:

1. PHASE 22":

a) But: Forage vertical depuis la surface jusqu'à 60m dans le Sénonien anhydritique, soit à une profondeur de 60 m. Le tubage 20" est posé à la cote 60m.

b) Paramètres de forage :

Poids sur l'outil (t)	Vitesse de rotation tr/min	Débit de boue (l/min)
0-5	60-100	1000
Tableau Paramètre phase22"		

c) La boue:

Pour cette phase on utilise une boue bentonitique qui conviendrait aux formations fragiles et peu consolidées parce qu'elle offre:

- Filtrat élevé pour formation d'un cake épais et colmatage des sables.
- Une grande viscosité pour un meilleur transport du sable de moi pliocène.

Caractéristiques de la boue:

Densité de la boue $d = 1.04$.

d) Tubage:

La colonne 20" est dite de surface, elle permet de:

- Maintenir les couches de surfaces non consolidées.
- Isoler les nappes Phréatique d'eau douce.
- Supporter tous les éléments de la tête de puits ainsi que tous les autres colonnes de tubage.

e) Outil de forage :

L'outil utilisé pour forer cette phase est un outil tricône, du type GTXCG1 (RB), de code IADC 111.

N° de phase	Type	Modèle	Utilisation	Poids	Métrage réalisé
01	Adents	GTXCG1 (RB)	Forage	1-25t	50m
Tableau Poids de Outil phase22"					

1 – PHASE 17", 17 1/2":

a) But:

Forage vertical depuis la fin de première phase jusqu'à 490m dans les couches suivantes :
Moi-pliocène-Carbonaté

Pour cette phase on utilise un tubage 13"^{3/8}

b) Paramètres de forage :

Poids sur l'outils (t)	Vitesse de rotation tr/min	Débit de boue (l/min)
18-22	100 – 180	2600
Tableau Paramètre phase17"		

c) La boue:

Pour cette phase, on utilise une boue bentonitique qui conviendrait aux formations consolidées parce qu'elle offre: Filtrat élevé 10-15 cc

Caractéristiques de la boue:

Densité de la boue $d = 1,08$

d) Tubage:

– La colonne 13" 3/8 est descendue pour permettre de coffrer les couches de Mio-pliocène-Eocène-Carbonate.

E – Outil de forage :

L'outil utilisé pour forer cette phase est un outil tricône, du type GTXCG1 (RB), 1.1.2 de code IADC.

N°	Type	Modal	Utilisation	Poids	Métrage réalisé
02	Adents	GTX-C1 RC114	Forage	18-22t	430m
Tableau Poids de Outil phase 17" ¹ / ₂					

3 – PHASE 12" ¹/₄

a) But:

-Le but de cette phase est de tuber en 9"5/8 les formations du Jurassique (Malm et Dogger), formations qui ne supporteraient pas la densité requise à la traversée du Lias. C'est une phase intermédiaire sans intérêt pétrolier qui doit être réalisée rapidement.

-La cote d'arrêt se situe à environ 490 mètres sous le toit du LD3, soit à un environ de 1295m

b – Paramètres de forage :

Poids sur l'outils (t)	Vitesse de rotation (tr/min)	Débit de boue (l/min)
16-24	50 -140	3000
Tableau Paramètre phase 17"		

b) Tubage:

– La colonne 9" ⁵/₈ est descendue pour permettre de coffrer les couches .
Et la hauteur de tubage réaliser 1 175m .

E – Outil de forage : L'outil utilisé pour forer cette phase est un outil PDC, du type DSX619M, de code IADC: 1.2.4.

N°	Type	Modal	Utilisation	Poids	Métrage réalisé
03		DSX619M	Forage	16-24t	805m
Tableau caractéristique de l'outil phase 12" ¹ / ₄					

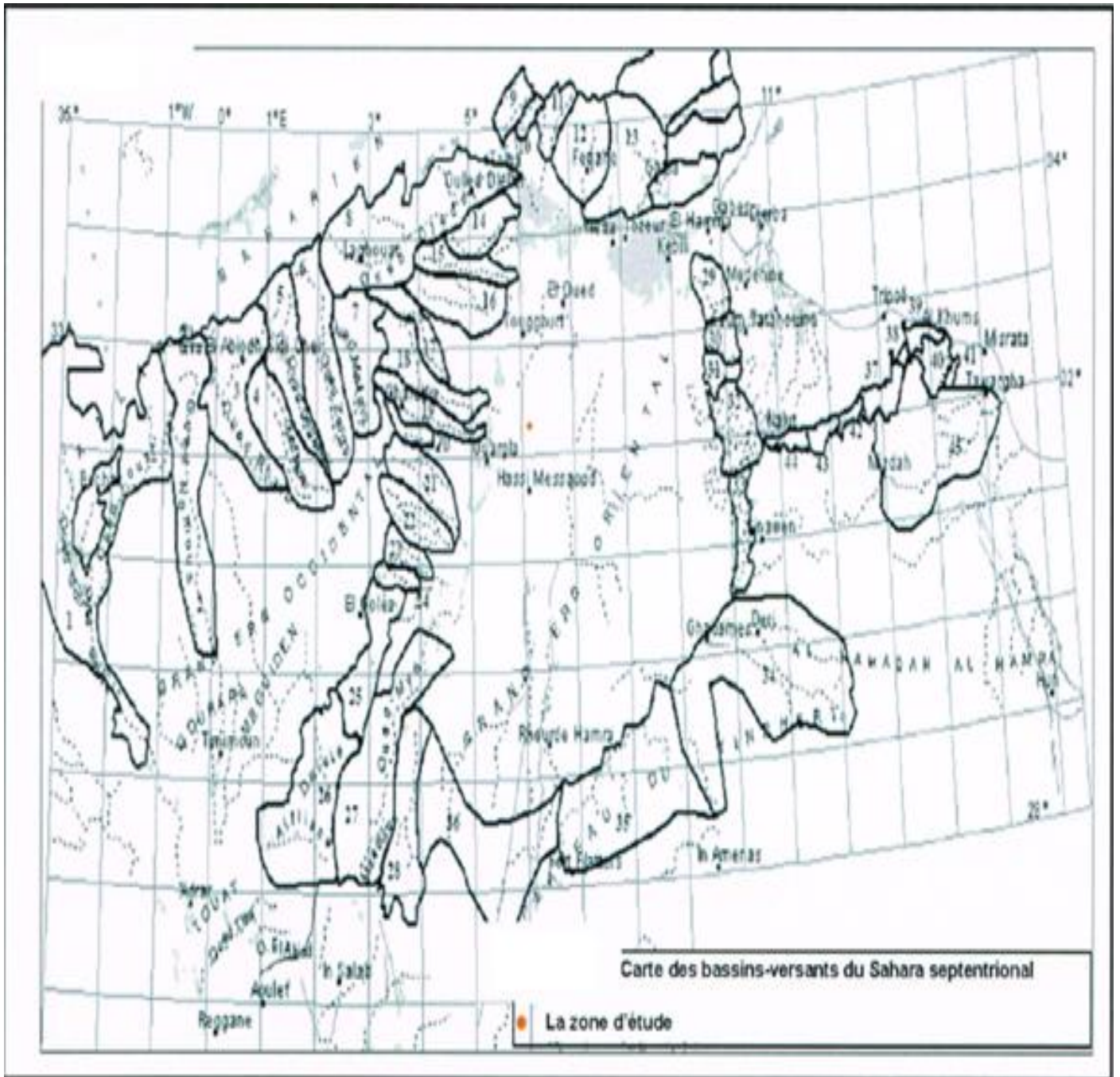


Fig (I , 2) : carte des bassins – versants du Sahara septentrional

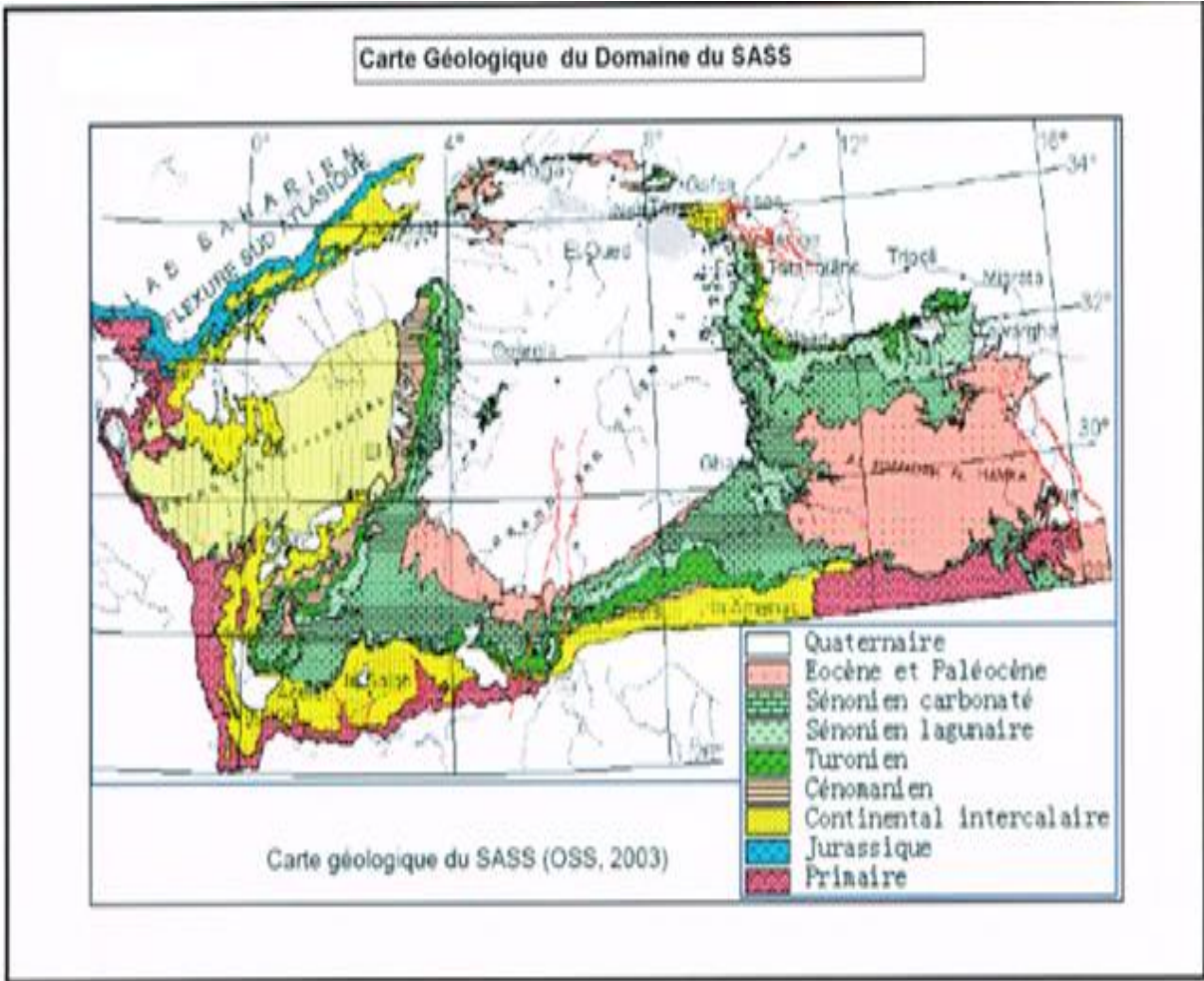


Fig (I , 6) : carte géologique du domaine du SASS (2003)

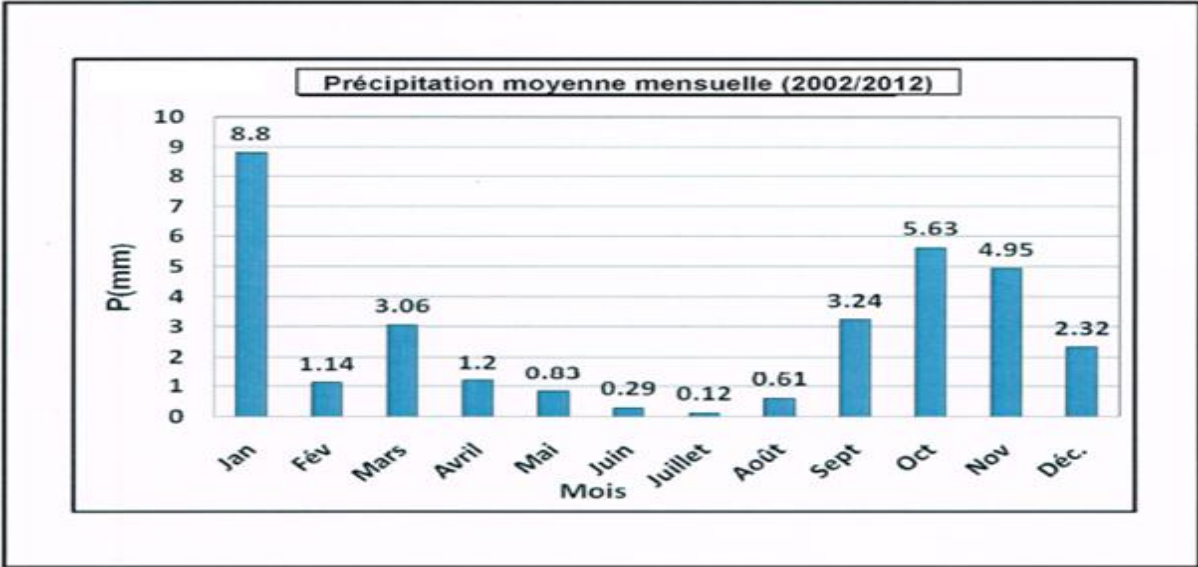


Fig (I , 3) : précipitation moyenne mensuelle (2002 – 2012) –

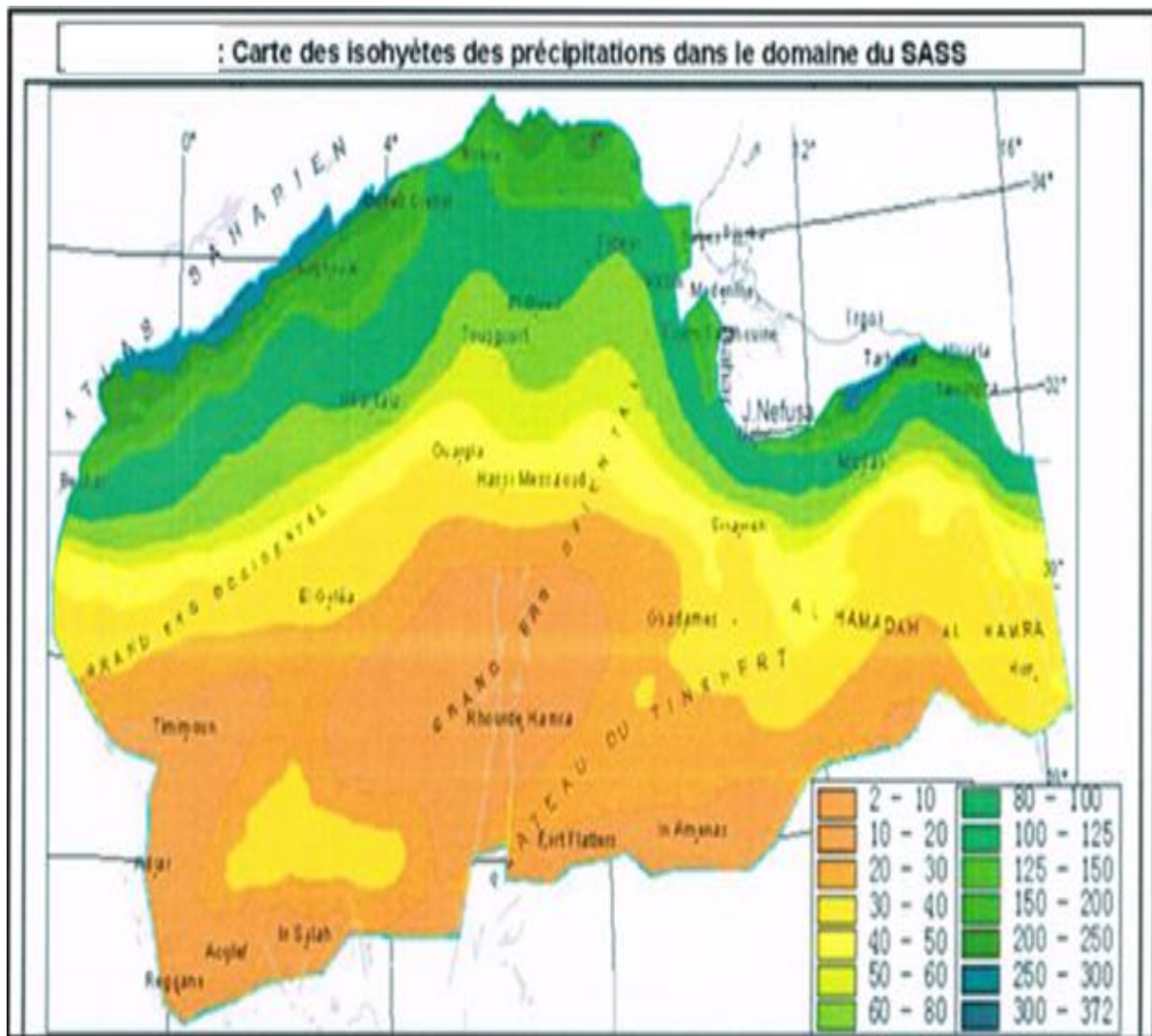


Fig (I , 4) : carte des isohyètes des précipitations dans le domaine du SASS -

ERE	SYST	ETAGES		Ep moy	DESCRIPTION
CENO-ZOIQUE	NEOGENE	MIO-PLIOCENE discordance alpine		240	Sable, calcaire, marne sableuse
		EOCENE		120	Sable, calcaire à silex
MESOZOIQUE	CRETACE	SENONIEN	CARBONATE	107	Calcaire, dolomie, anhydrite
			ANHYDRITIQUE	219	Anhydrite, marne, dolomie
			SALIFERE	140	Sel massif et traces d'anhydrite
		TURONIEN		90	Calcaire crayeux avec quelques niveaux argileux
		CE NOMANIEN		145	Anhydrite, marne, dolomie
		ALBIEN		350	Grés, sable avec intercalations d'argile silteuse
		APTIEN		25	Dolomie cristalline avec niveau argileux, calcaire
		BARREMIEN		280	Argile, grés, dolomie
		NEOCOMIEN		180	Argile, marne, dolomie, grés
	JURASSIQUE	MALM		225	Argile, marne, calcaire, grés et traces d'anhydrite
		DOGGER	ARGILEUX	105	Argile silteuse, marne dolomitique avec fines passées de grés
			LAGUNAIRE	210	Anhydrite, marne dolomitique, marne grise
		LIAS	L.D 1	65	Dolomie, anhydrite, argile
			L.S 1	90	Alternances sel, anhydrite et argile
			L.D 2	55	Anhydrite et dolomie cristalline
			L.S 2	60	Alternances sel et argile
			L.D 3	30	Alternances de dolomie et de marne
	ASALIFERE	TS 1	46	Alternances de sel, d'anhydrite et de dolomie	
TS 2		189	Sel massif à intercalations d'anhydrite et argile gypsifère		
TS 3		202	Sel massif et traces d'argile		

Fig (I, 7) : colonne stratigraphique du champ de Hassi Messaoud –[10].

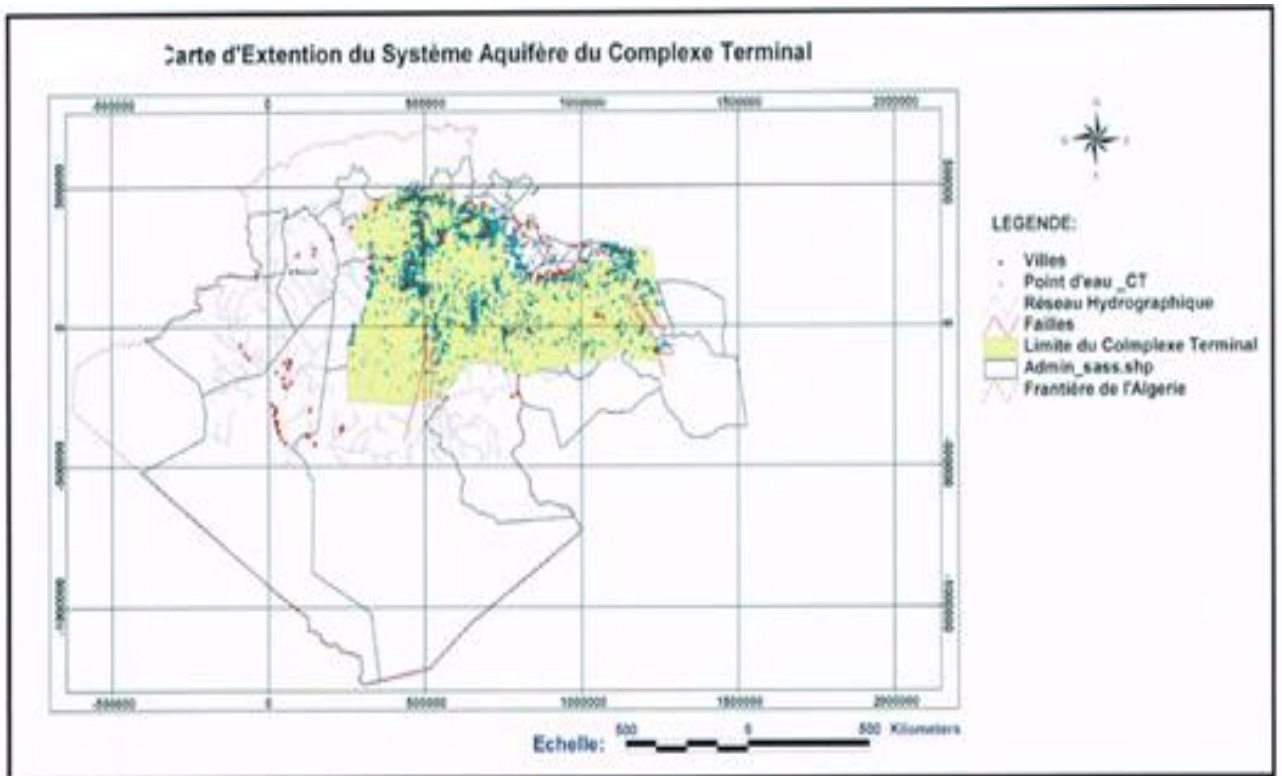


Figure (I , 8) : Carte d'extension du système aquifère du complexe terminal[1].

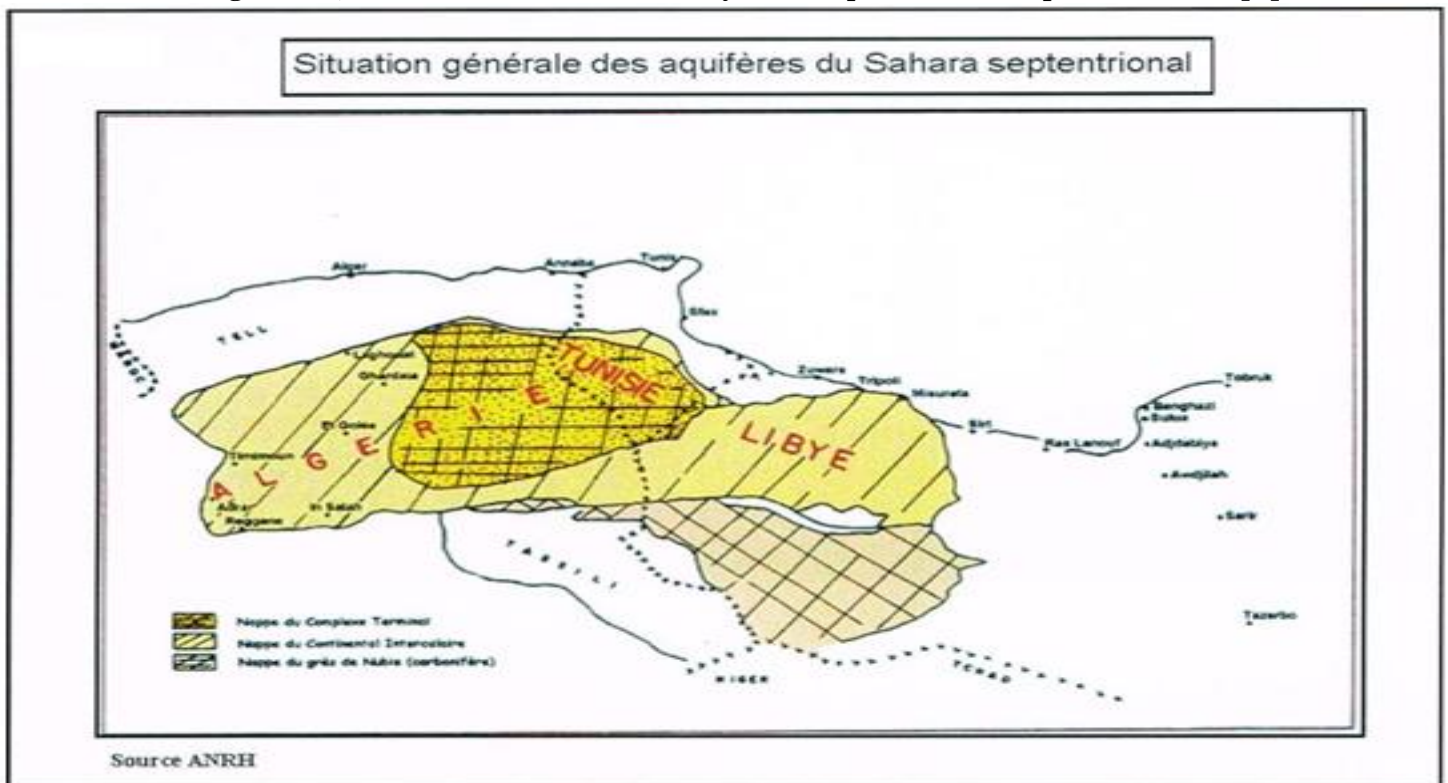


Figure (I , 9) : Situation générale des systèmes aquifères du Sahara septentrional[1].

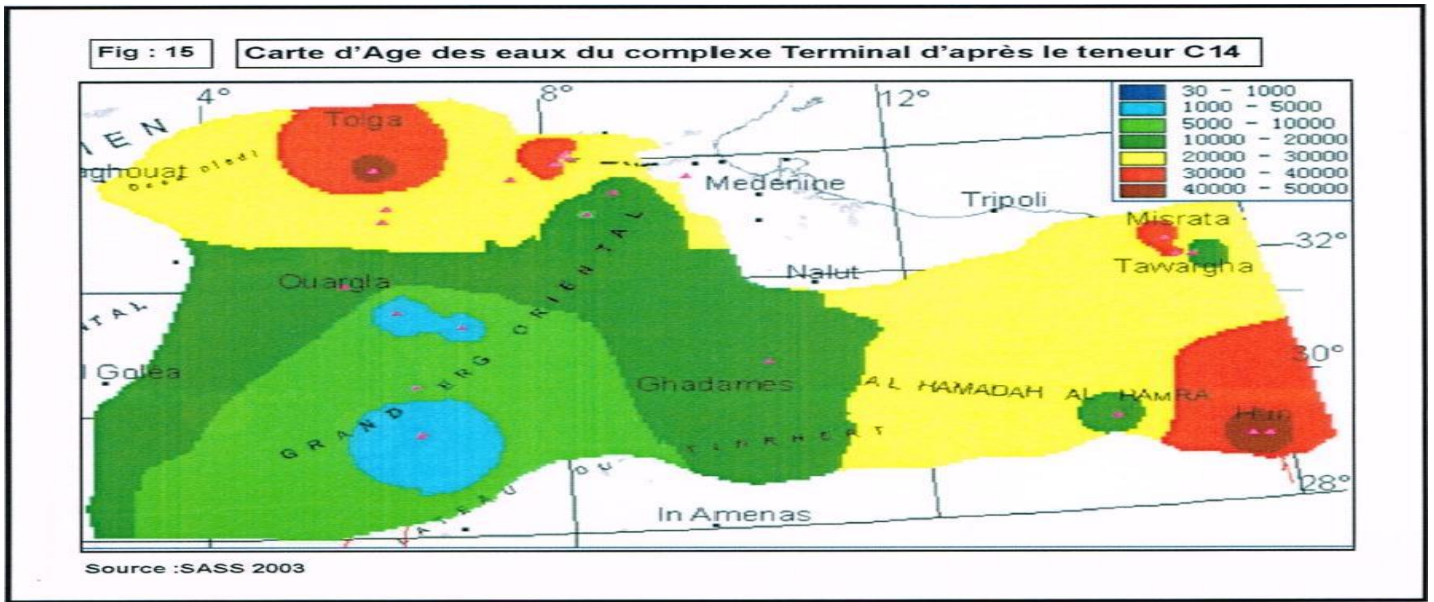


Figure (I , 10) : Carte d'âge des eaux du complexe terminal. [1].

BIBLIOGRAPHIE

- [1] Document de A N R H Ouargla. Etude hydrogéologique
- [2] Document hydraulique Ouargla.
- [3] Document de tassili
- [4] www.climatologiedehassimassaoud.dz
- [5] Document : SH – FCP Drilling – LEC -4 Dir Gl.
- [6] Document de weatherford
- [7] Formulaire de foreur edition 1989.
- [8] Liver chnatier de forage
- [9] DJABARI HASSANE memoire de fin d'étude Magister .Univ-annaba 1998. « étude et programme de forage » .
- [10] HAFSI TAKIEDDINE et SOMAA ISMAIL .memoire de fin d'étude « Appariel de forager , etude et dimensionnement cas : champs Hassi Messaoud » UNV Ouargla 2011/2012.

الملخص:

لاستغلال الموارد المائية يمكن استخدام عدة أساليب لإنتاج أو استخراج الماء و منها نجد الحفر الدوراني الذي يستخدم لهذا الغرض. ونحن نحاول من خلال هذا العمل المتواضع، إلى وضع برنامج شامل للحفر الدوراني الذي يمكن اعتماده مع اقتراح الحلول المناسبة لمختلف المشاكل التي قد تنشأ أثناء تنفيذ أعمال الحفر مثل الاحتباس ، الخسائر، الانسداد،... مع مراعاة الاعتبارات الأمنية والجانب الاقتصادي.

الكلمات المفاتيح : الحفر، سائل الحفر، الدوراني، الاصق او ألقابضة الانابيب او التنقيب، المصفاة، مضخة سائل الحفر، المنضدة الدوارة

Abstract:

In order to exploitation or extraction of water resources, varied methods will be used for producing or extracting water, whose rotary drilling is used for this objective.

Through this studies or the modest work, we try to establish a complete program of rotary drilling which can be adopted with proposal of adequate solutions to the diverse problems which can appear during the execution of the drilling operation or of this program such as the blocking, the loses, ... and at the same time we are considering the safety or security aspect and the economy aspect in our program.

Keywords: Drill String, Mud, Rotary, Cementation, tubing, Caul, Mud pump, Rotary table.

Résumé :

Dans le cadre de l'exploitation de la ressource en eau, plusieurs méthodes peuvent être utilisées pour produire ou extraire l'eau dont le forage rotary est utilisé pour cet objectif.

A travers ce modeste travail, nous essayons d'établir un programme complet de forage rotary qui peut être adopté avec proposition des solutions adéquates aux divers problèmes qui peuvent surgir lors de l'exécution de l'opération de forage telles que le coincement, les pertes, le colmatage, ... toute en prenant en considérations l'aspect sécurité et l'aspect économie.

Mots-clés : garniture, boue, rotary, cimentation, tubage, crépine, pompe à boue, table de rotation.