



Національний університет  
«Полтавська політехніка імені Юрія Кондратюка»

Навчально-науковий інститут: Нафти і газу  
Кафедра: Буріння та геології  
Освітньо-кваліфікаційний рівень: Магістр  
Спеціальність: 185 Нафтогазова інженерія та технології  
Освітня програма: Буріння нафтових і газових свердловин

**ЗАТВЕРДЖУЮ**

Завідувач кафедри буріння та геології  
Винников Ю.Л.

« 3 » 09 20 25 року

**З А В Д А Н Н Я**  
НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ СТУДЕНТА

**Жук Володимир Сергійович**

(прізвище, ім'я, по батькові)

1. Тема роботи Удосконалення конструкції привода керованого затримуючого пристрою кульово-струминно-ежекторного бурового снаряда
2. Керівник роботи проф. кафедри буріння та геології, проф., д.г.н. Нестеровський В.А.

(прізвище, ім'я, по батькові, науковий ступінь, вчене звання)

затверджені наказом вищого навч. закладу від « 3 » 09 2025 року № 1015-ф.д

3. Строк подання студентом роботи 11.01.2026

4. Вихідні дані до роботи

1. Нормативно-технічна література, періодичні видання, патенти на винаходи за темою роботи.

2. Проекти на влаштування свердловин (за необхідності).

3. Геологічні звіти за профілем роботи (за необхідності)

5. Зміст роботи (перелік питань, які потрібно розробити)

Анотація

Вступ

1. Аналітичний огляд літературних джерел та сучасного стану досліджуваної проблеми

2. Обґрунтування об'єкта дослідження, вихідних даних та методів розв'язання поставлених задач.

3. Дослідження, розрахунки та експериментальне обґрунтування прийнятих технічних рішень.

Загальні висновки по роботі

Список використаних джерел

Додатки (за необхідності)

6. Перелік графічного матеріалу

Презентація із основними результатами кваліфікаційної роботи

### 7. Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв
1			
2	Коржукіна В.О., к.т.н., доц.		
3	Коржукіна М.О., к.т.н., доц.		

8. Дата видачі завдання 3.09.2025р.

### КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Етапи підготовки	Термін виконання
1	Аналіз літературних джерел та сучасного стану проблеми	13.10.2025 – 02.11.2025
2	Формування мети, задач, обґрунтування об'єкта і предмета дослідження	03.11.2025 – 16.11.2025
3	Виконання основної частини роботи (розрахунки / експерименти / аналіз)	17.11.2025 – 28.12.2025
4	Узагальнення результатів, формування висновків	29.12.2025 – 05.01.2026
5	Оформлення та узгодження кваліфікаційної роботи	06.01.2026 – 12.01.2026
6	Попередній захист кваліфікаційної роботи	13.01.2026 – 15.01.2026
7	Захист кваліфікаційної роботи	19.01.2026 – 23.01.2026

Студент

(підпис) Мере В.С.  
(прізвище та ініціали)

Керівник роботи

(підпис) Ростиславський В.А.  
(прізвище та ініціали)

## ЗМІСТ

АНОТАЦІЯ .....	3
ANOTATION .....	4
ПОЗНАЧЕННЯ, ВИЗНАЧЕННЯ ТА СКОРОЧЕННЯ.....	5
ВСТУП.....	6
INTRODUCTION.....	8
РОЗДІЛ 1 АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ ПИТАННЯ. МЕТА ТА ЗАДАЧІ ДОСЛІДЖЕННЯ .....	10
1.1 Аналіз науково-технічних джерел.....	10
1.2 Аналіз технічних ресурсів для кулясто-стрімінного буріння .....	18
1.3 Висновки до розділу 1. Мета та задачі дослідження.....	23
РОЗДІЛ 2 Методи експериментальних досліджень.....	25
2.1 Методика експериментальних досліджень та обробки результатів при забурюванні свердловин з утворенням криволінійного вибою.....	25
2.2 Методика проведення експериментів та обробки результатів при дослідженні процесів куляструмінного буріння з використанням високошвидкісної зйомки .....	33
2.3 Методика проведення експериментів та обробки результатів при бурінні з походженням бурового снаряда.....	35
2.4 Висновки до розділу 2 .....	37
РОЗДІЛ 3 Дослідження процесу уловлювання і підживлення кулями.....	38
3.1 Конструкція пристрою для уловлювання та підживлення кулями .....	38
3.2 Розроблення шляхів модернізації ЗП .....	41
3.3 Дослідження конструкції ЗП зі складними пелюстками .....	42
3.4 Пошук нових рішень по модернізації ЗП.....	47
3.5 Висновки до розділу 3 .....	49
РОЗДІЛ 4 УДОСКОНАЛЕННЯ конструкції Затримуючого пристрою.....	51
4.1 Обґрунтування конструктивної схеми затримуючого пристрою .....	51
4.2 Розрахунок геометричних параметрів затримуючого пристрою .....	52
4.2 Визначення технологічних параметрів куляструмінного буріння.....	56

4.3 Розрахунок ходу повзуна .....	65
4.4 Визначення компонування пелюсток .....	66
4.5 Висновки до розділу 4 .....	68
ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ .....	69
GENERAL CONCLUSIONS ON THE WORK .....	71
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ .....	73

## АНОТАЦІЯ

Жук В.С. Удосконалення конструкції привода керованого затримуючого пристрою кульово-струминно-ежекторного бурового снаряда. Кваліфікаційна робота магістра за спеціальністю 185 «Нафтогазова інженерія та технології». – Полтава; Національний університет «Полтавська політехніка імені Юрія Кондратюка». – 2026.

Роботу присвячено вирішенню актуального завдання удосконалення конструкції привода керованого затримуючого пристрою кульово-струминно-ежекторного бурового снаряда з метою підвищення ефективності буріння свердловин.

У роботі проведено аналіз існуючих конструктивних рішень для подібних пристроїв, обґрунтовано вибір шарнірно-важільного механізму як найбільш перспективного. Розроблено лабораторний стенд та методики експериментальних досліджень процесів кульово-струминного буріння з використанням високошвидкісної зйомки.

Виконано кінематичний та гідравлічний розрахунки модернізованого затримуючого пристрою. Встановлено, що для надійного спрацювання механізму із заданим ходом повзуна 14,2 мм необхідний робочий перепад тиску на запірний клапан становить 2,67 МПа, що створює робочу силу 44892 Н. Підтверджено міцність пелюсток затримуючого пристрою для утримання порції куль діаметром 28,575 мм.

Запропонована конструкція забезпечує надійне дистанційне керування затримуючим пристроєм за допомогою гідравлічно активованого клапана, що значно підвищує рейсову швидкість буріння та економічну ефективність кульово-струминно-ежекторного бурового снаряду.

**Ключові слова:** буріння, свердловина, кульово-струминний снаряд, ежектор, затримуючий пристрій, шарнірно-важільний механізм, підживлення куль, циркуляція, гідропривід.

## ANOTATION

Zhuk V.S. Improvement of the design of the drive of the controlled delay device of a ball-jet-ejector drilling projectile. Master's thesis in the specialty 185 “Oil and Gas Engineering and Technology.” – Poltava; Yuri Kondratyuk Poltava Polytechnic National University. – 2026.

The work is devoted to solving the current problem of improving the design of the drive of the controlled retention device of a ball-jet-ejector drilling projectile to enhance the efficiency of well drilling.

The work analyzes existing design solutions for similar devices and justifies the choice of a hinge-lever mechanism as the most promising. A laboratory stand and methodologies for experimental research of ball-jet drilling processes using high-speed filming have been developed.

Kinematic and hydraulic calculations of the modernized retention device have been performed. It has been established that for reliable actuation of the mechanism with a specified slider stroke of 14.2 mm, a working pressure drop across the shut-off valve of 2.67 MPa is required, creating a working force of 44,892 N. The strength of the retention device petals for holding a batch of balls with a diameter of 28.575 mm has been confirmed.

The proposed design ensures reliable remote control of the retention device using a hydraulically activated valve, significantly increasing the rate of penetration and the economic efficiency of the ball-jet-ejector drilling projectile.

**Keywords:** drilling, well, ball-jet projectile, ejector, retaining device, articulated lever mechanism, ball feed, circulation, hydraulic drive.

## **ПОЗНАЧЕННЯ, ВИЗНАЧЕННЯ ТА СКОРОЧЕННЯ**

**КСС** – кульово-струминно-ежекторний буровий снаряд

**ЗП** – затримуючий пристрій

**ПРІ** – породоруйнівний інструмент

**СПО** – спуско-підймальні операції

**КУ** – кульоуловлювач

**КП** – кульопідживлювач

**ВЈЕР** – ball-jet-ejector projectile (кульово-струминно-ежекторний снаряд)

**ЗП (в англійському варіанті CRD)** – керований затримуючий пристрій

**ККД** – коефіцієнт корисної дії

**РГП** – руйнування гірських порід

## ВСТУП

**Актуальність теми.** Зростання глибин і ускладнення гірничо-геологічних умов буріння вимагають постійного вдосконалення технологій руйнування гірських порід. Одним із ефективних напрямків є застосування кульово-струминно-ежекторних бурових снарядів, які забезпечують високу механічну швидкість за рахунок поєднання гідромоніторного впливу та кінетичної енергії куль. Однак ефективність кульово-струминно-ежекторного бурового снаряду суттєво знижується через час, витрачений на спуско-підймальні операції, необхідні для підживлення вибою новими порціями куль або їх уловлювання. Тому критично важливим є створення керованого затримуючого пристрою, який би дозволяв здійснювати циркуляцію куль без вилучення бурильної колони.

**Мета роботи** – удосконалення конструкції привода керованого затримуючого пристрою кульово-струминно-ежекторного бурового снаряда шляхом розробки надійного та керованого шарнірно-важільного механізму.

### **Основні завдання дослідження:**

1. Проаналізувати існуючі конструктивні схеми пристроїв для керування потоком твердих фаз у буровому інструменті.
2. Розробити та обґрунтувати нову конструктивну схему затримуючого пристрою з керованим приводом.
3. Виконати кінематичний розрахунок шарнірно-важільного механізму для визначення його геометричних параметрів.
4. Провести гідравлічний розрахунок привода для визначення необхідного тиску спрацьовування та обґрунтування вибору пружного елемента.

**Об'єкт дослідження** – технологічні процеси та конструктивні елементи кульово-струминно-ежекторного бурового снаряда.

**Предмет дослідження** – кінематичні та гідравлічні параметри привода керованого затримуючого пристрою для кульово-струминно-ежекторного бурового снаряда.

**Наукова новизна роботи** удосконалено керований шарнірно-важільний привід затримуючого пристрою, що вперше дозволяє надійно дистанційно переводити затримуючий пристрій між робочим та транспортним положеннями за допомогою гідравлічного імпульсу, мінімізуючи втрати часу на циркуляцію куль.

**Практичне значення роботи** полягає в підвищенні ефективності бурових робіт. Впровадження вдосконаленого затримуючого пристрою дозволить проводити підживлення вибою кулями без припинення циркуляції та необхідності спуско-підймальних операцій, що забезпечить значне збільшення рейсової швидкості буріння та зниження його вартості.

**Структура і обсяг роботи.** Магістерська робота складається зі вступу, чотирьох розділів, висновків та списку використаних джерел. Робота викладена на 77 сторінках, у тому числі 74 сторінках основного тексту, 21 рисунків, 14 таблиць, 3 сторінок списку використаних джерел.

## INTRODUCTION

**Relevance of the topic.** The increasing depths and complexity of mining and geological conditions for drilling require constant improvement of rock destruction technologies. One effective approach is the use of ball-jet-ejector drilling shells (BJES), which provide high mechanical speed by combining the effects of a water jet and the kinetic energy of the balls. However, the effectiveness of CSE is significantly reduced due to the time spent on lowering and raising operations (LRO) necessary to feed new portions of balls to the bottomhole or to catch them. Therefore, it is critically important to create a controllable retention device (CRD) that would allow the circulation of balls without removing the drill string.

**The purpose of the work** is to improve the design of the drive of the controlled retaining device (CRD) of a ball-jet-ejector drilling projectile by developing a reliable and controllable hinge-lever mechanism that ensures the transfer of the CRD from the working position to the transport position under hydraulic influence.

**The main objectives of the research** are:

1. To analyze existing design schemes for devices to control the flow of solid phases in drilling tools.
2. To develop and justify a new design scheme for a retaining device with a controlled drive.
3. Perform a kinematic calculation of the hinge-lever mechanism to determine its geometric parameters.
4. Perform a hydraulic calculation of the drive to determine the required operating pressure and justify the choice of the elastic element.

**The object of research** is the technological processes and structural elements of a ball-jet-ejector drilling projectile.

**The subject of research** is the kinematic and hydraulic parameters of the drive of a controlled retaining device for a ball-jet-ejector drilling projectile.

**The scientific novelty of the work** lies in the justification and development of a controlled articulated lever drive for the retaining device, which for the first time

allows the ZP to be reliably switched remotely between the working and transport positions using a hydraulic impulse, minimizing time losses for ball circulation.

**The practical significance of the work** lies in increasing the efficiency of drilling operations. The introduction of an improved ZP will allow the face to be fed with balls without stopping circulation and without the need for SPO, which will significantly increase the drilling speed and reduce its cost.

**Structure and scope of work.** The master's thesis consists of an introduction, three chapters, conclusions, and a list of references. The work is presented on 77 pages, including 74 pages of main text, 21 figures, 14 tables, and 3 pages of references.

# РОЗДІЛ 1 АНАЛІЗ СУЧАСНОГО СТАНУ ПИТАННЯ. МЕТА ТА ЗАДАЧІ ДОСЛІДЖЕННЯ

## 1.1 Аналіз науково-технічних джерел

Принцип дії кульово-струминного апарату такий (рис. 1.1): робоча рідина, що подається до апарату з високою швидкістю, проходить камеру підведення робочої рідини 1, прискорюється у соплі 2 і на виході з нього рухається з великою швидкістю в камеру змішування 3. При цьому в просторі, що оточує вихід сопла із зовнішнього боку, утворюється зона зниженого тиску (розрідження).

У корпусі апарату виконано впускні вікна 4, через які завдяки розрідженню відбувається засмоктування (інжектуювання) рідини з суспендованими кулями 6 та частинками шламу 7 із затрубного простору.

Далі двофазна суміш проходить через камеру змішування, надходить у дифузор 5 і вдаряє по матеріалу, що руйнується (по вибою) 8, здійснюючи руйнування.

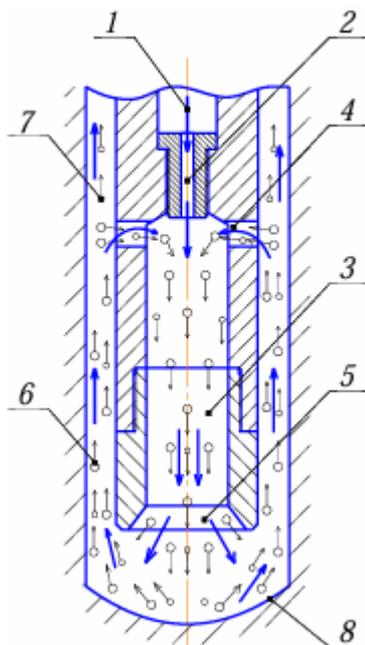


Рисунок 1.1 - Схема роботи шароструминного апарату :

- 1) камера підводу робочої рідини; 2) сопло; 3) камера змішування; 4) впускні вікна; 5) дифузор; 6) кулі; 7) частинки шламу; 8) матеріал, що руйнується

Спосіб руйнування гірських порід ударами куль був запропонований у 1955 р. групою вчених американської нафтової компанії «Картер Ойл Ко». Результати цих досліджень висвітлено у роботах І.Е. Ескеля, Ф.Г. Дейлі, Л.У. Леджервуда [1, 2]. Деякі дані наводяться у роботах А.У. Маккрея і Ф.У. Колі [3]. Метою досліджень було розроблення найефективнішого способу буріння нафтових свердловин.

Переконавшись у можливості руйнування гірських порід ударами швидко рухомих куль, дослідники вирішили проблему створення пристрою, що дозволяє здійснювати розгін куль та їх рециркуляцію. Пристроєм, що якнайповніше відповідає цим вимогам, виявився струминний насос.

У результаті проведених лабораторних досліджень було встановлено, що найбільша механічна швидкість проходки спостерігається у разі використання куль максимально можливого діаметра, які не заклинюються в камері змішування струминного насоса. Також встановлено збільшення механічної швидкості буріння при максимально можливій витраті, за якої не відбувається винесення куль зі свердловини.

При бурінні вапняку була досягнута швидкість проходки 6,8 м/год (при витраті 254 л/хв, перепаді тиску в соплі струминного насоса 4,4 МПа). Використання глинистого розчину зумовило падіння швидкості буріння на 25%, а повітря – на 75 % порівняно з використанням води.

Необхідно відзначити, що для визначення витрати куль та швидкості їх руху в камері змішування струминного насоса використовувався спеціальний кульковий електромагнітний детектор, а процес заклинювання куль у камері змішування досліджувався за допомогою високошвидкісної відеозйомки.

На основі результатів лабораторних досліджень було сконструйовано два кулькових бура діаметром 228,7 мм для буріння свердловин [1]. Бури мали змінні камери змішування діаметром 89 і 102 мм і набір сопел діаметром від 15,9 до 23,8 мм.

Слід відзначити, що апарати були виготовлені зі сталі SAE4340 і загартовані до твердості 36-40 С за Роквеллом. Сопла виготовляли із вольфрамо-

кобальтового твердого сплаву. Кулі виготовлялися на спеціальному пресі зі сталі SAE52100 і були загартовані до твердості 50–53 С за Роквеллом.

Випробування калібрувальних лап при впливі на бур осьового навантаження 12,2 тс і крутного моменту 693 кгс·м, показали їх задовільну міцність. У ході промислових випробувань було пробурено 16,2 м у мармурі, вапняку та рожевому кварциті із застосуванням води як промивної рідини.

Таблиця 1.1 - Умови проведення випробувань кулькового бура

Параметр	$D_{св}$ мм	$M_{кр}$ кгс·м	$G_{ос}$ кгс	$V_{ор}$ про/хв	$d_c$ мм	$d_{кк}$ мм	$k_e$	$P_{ст}$ МПа	$\Delta p_c$ МПа	$Q$ л/хв	$d_{ш}$ мм	$M_{ш}$ кг	$V_{ж}$ м/с	1 $V_{вп}$ м/с	2 $V_{вп}$ м/с	3 $V_{вп}$ м/с	$Q_{ш}$ шт/с	$V_{ш}$ м/с
Значення	232	46,4	736	20	22,1	89	3,6	5,05- 5,33	3,9- 4,18	1970	31,8	63,4- 86,2	24,1	5,5	1,13	0,95	140	22,8
Примітка $D_{св}$ - діаметр свердловини, $M_{кр}$ - крутний момент, $G_{ос}$ - осьова навантаження, $V_{ор}$ - швидкість обертання, $d_c$ - діаметр сопла, $d_{кк}$ - Діаметр камери змішування, $k_e$ - Коефіцієнт ежекції, $P_{ст}$ - Тиск на стояку, $\Delta p_c$ - Перепад тиску в соплі, $Q$ - Витрата води, $d_{ш}$ - діаметр куль, $M_{ш}$ - маса куль, $V_{ж}$ - швидкість рідини на виході з камери змішування, $V_{вп}$ , $V_{вп}$ , $V_{вп}$ - швидкості висхідною рідини відповідно в зазорі між апаратом і свердловиною, біля сопла і біля бурильних труб, $Q_k$ - витрата куль в камері змішування, $V_{ш}$ - швидкість вильоту куль з камери змішування																		

При бурінні оклахомського мармуру (м'яка порода) середній діаметр свердловини дорівнював 270 мм, а середня швидкість проходки складала 2,29 м/год. Для вірджинського вапняку (порода середньої міцності) було отримано середню механічну швидкість 1,22 м/год при діаметрі свердловини 251 мм. Середня механічна швидкість буріння рожевого кварциту (тверда порода) становить 0,15 м/год, а діаметр свердловини - 246 мм. При цьому спостерігався інтенсивний знос калібрувальних лап під час буріння кварциту. При бурінні мармуру і вапняку сталеві кулі практично не зношувалися, при бурінні кварциту за 3,5 години маса порції у 63,5 кг зменшилася на 1,13 кг. Зношування поверхонь камери змішування та інших деталей апарату було несуттєвим.

В результаті проведених теоретичних та експериментальних робіт було зроблено висновок про можливість «здійснювати руйнування гірських порід із помітною швидкістю, що свідчить про реальність принципів буріння ударами куль. Подальші роботи можуть бути виконані для визначення їх перспективності в умовах виробництва» [1]. Однак уже через п'ять років (у 1961 р.) один з

учасників цих досліджень Л.У. Леджервуд [2] зазначав: «Імпульсне кулькове буріння не має практичного застосування. На цьому рівні з його допомогою можна руйнувати породи, але з економічного погляду цей процес значно менш вигідний, ніж звичайне обертальне буріння».

У вітчизняній літературі деякі дослідники [4, 5], також характеризували так званий ними «ударно-дробовий спосіб буріння» як малоперспективний.

Незважаючи на ці висновки, з 1963 р. почалися подальші дослідження цього способу буріння, який називався кульово-струминним (при цьому породоруйнівний інструмент (ПРІ) називався «кульово-струминним апаратом»). Причому оскільки для ефективної роботи кульово-струминного апарату немає необхідності в його обертанні, його застосовували для штучного викривлення геологорозвідувальних свердловин.

Аналізуючи результати американських вчених, керівник досліджень О.Б. Уваков вказував на їх не зовсім об'єктивні висновки [6]. Американські вчені під час проведення експериментів зосереджувалися на визначенні фізичної сутності роботи кульово-струминних апаратів, водночас питанням руйнування гірських порід приділялося не виправдано мало уваги. В результаті вони припустилися явної помилки, намагаючись бурити різні за міцністю гірські породи при однаковій швидкості вильоту куль з апарату, що дорівнює 22,8 м/с.

У результаті проведених досліджень [6, 7] було вирішено такі питання, що мають важливе наукове та практичне значення для вдосконалення кульово-струминного способу буріння свердловин:

- сформульована версія механізму руйнування гірських порід ударами куль;
- виявлено основні аналітичні залежності, що характеризують процес руйнування гірських порід ударами куль;
- виявлено основні фактори, що впливають на швидкість кульово-струминного буріння;
- розроблено методику вибору та розрахунку основних геометричних параметрів кульово-струминного апарату;

- розроблено методику розрахунку процесів кульово-струминного буріння;
- розроблено і випробувано різні конструкції кульово-струминних снарядів;
- розроблено методику спрямованого буріння свердловин та вивчено основні закономірності штучного викривлення кульово-руйнівними відхилювачами.

Авторами встановлено, що при руйнуванні конкретної гірської породи існує оптимальна швидкість зіткнення куль із вибоєм (40 – 180 м/с), яка залежить від пружних властивостей матеріалу куль та гірської породи, діаметра та щільності куль, динамічної твердості гірської породи. Швидкість кульово-струминного буріння в режимі втомного руйнування зі збільшенням твердості гірських порід зменшується, а в режимі оптимального руйнування – збільшується. Ця залежність є однією з найважливіших, яка не властива жодному з існуючих механічних способів РГП. В оптимальному режимі знос куль і кульово-струминного апарату буде мінімальним внаслідок виключення відскоку куль від вибою. Швидкість проходки при цьому може досягати до 20 м/год у породах VII–XI категорій буримості.

Результати досліджень [8] зводяться до такого:

- отримана кількісна оцінка раціональних параметрів привибійних процесів при кульово-струминному бурінні;
- розроблено кульово-струминний снаряд з первинним і вторинним соплами кільцевої (щілинної) форми та центральною опорою;
- встановлені раціональні параметри натурального кульово-струминного снаряда та уточнено умови, що забезпечують ефективність його роботи;
- розроблено методику розрахунку і конструювання кульово-струминних снарядів.

Промислові випробування показали перевищення механічної швидкості буріння на 20% та проходки на долото на 43% порівняно із серійними долотами. Буріння здійснювалося в інтервалі 500–1100 м породами середньої міцності при

таких параметрах режиму буріння: витрата рідини - 30 л/с, осьове навантаження – 10 кН, частота обертання – 90 об/хв, густина бурового розчину – 1060 кг/м<sup>3</sup>.

У ХХІ столітті інтерес фахівців до кульово-струминного буріння помітно знизився. У роботах, що публікуються, частіше розглядаються питання конструювання під час дослідження комбінованих способів руйнування гірських порід. Так кульово-струминне буріння зацікавило українських дослідників [9–12], які розробили гідродинамічний снаряд, в основі якого лежить комбінація кульово-струминного та дробового буріння. Однак інформації про проведення подальших досліджень у роботах не було представлено.

На підставі вищезазначеного, можна відзначити низку переваг кульово-струминного буріння:

- можливість реалізації на вибої свердловини великої потужності;
- значна тривалість рейсу, яка обмежуватиметься лише зносостійкістю кульово-струминного апарату, оскільки замінювати зношені кулі можна підсипанням їх у свердловину;
- простота конструкції кульово-струминного апарату;
- відсутність необхідності в створенні високих осьових навантажень на ПРІ;
- можливість буріння з малою частотою обертання ПРІ (а також без обертання), що дозволяє зменшити зношування бурильних труб, спростити умови для буріння спрямованих свердловин.

Переваги кульово-струминного буріння вказують на значну можливість та економічну доцільність його використання для буріння міцних і дуже міцних гірських порід. Однак при розробці даного способу РГП не вирішено низку проблем, що стримують його використання на виробництві. Однією з основних задач подальшого вдосконалення кульово-струминного способу РГП є пошук шляхів підвищення швидкості буріння та зниження витрат енергії на руйнування породи на вибої.

Відомо, що при роботі струминного апарату в камері змішування утворюється турбулентний режим течії, пов'язаний з рухом робочого та

інжекційного потоків, що призводить до зносу камери змішування та зменшення далькобійності струменя. При високочастотному звуковому опроміненні струменя рідини в діапазоні числа Струхаля  $S_t = 2 - 5$  поблизу сопла в приосьовій частині струменя спостерігається зменшення нормальних та зсувних рейнольдсових напружень, що призводить до збільшення довжини початкової ділянки і внаслідок цього до зростання далькобійності струменя [13]. Для реалізації цього ефекту можливе використання зміненої геометрії струменевої течії, що зумовлює виникнення самозбудження струменя [14]. При цьому матиме місце інтенсифікація процесів руйнування гірських порід за рахунок ефекту кавітації.

Ряд американських авторів [1, 3], ґрунтуючись на результатах досліджень розподілу гідравлічної енергії бурового насоса при кульово-струминному бурінні, дійшли висновку про низьке значення його ККД, що не перевищує 3%, що пов'язано з низьким значенням ККД струминних апаратів (30-40%). Ґрунтуючись на цих результатах, у вітчизняній літературі деякі дослідники [4] характеризували «ударно-дробовий спосіб буріння» як малоперспективний для буріння глибоких свердловин. Штрасер В.В. спростував цю думку, довівши, що на руйнування породи витрачається близько 6-8% поверхневої енергії [7].

Однак жодним із дослідників не була розроблена методика гідравлічного розрахунку промивання свердловини при кульово-струминному бурінні, до якої входять вибір параметрів і витрати рідини, розрахунок тисків, вибір типу і кількості насосів та режимів їх роботи. Крім того, в рамках цих досліджень можна провести оцінку застосовності способу для буріння глибоких свердловин з використанням сучасної бурової техніки, що серійно випускається.

Проведені дослідження показали, що найбільші механічні швидкості буріння спостерігаються при використанні води як промивної рідини [1]. Однак при кульово-струминному бурінні до промивних рідин висувають цілу низку додаткових вимог, яким не відповідає вода. Відомо, що при ударах куль вибій покривається мережею тріщин, у зв'язку з чим можливе ефективне використання

знижувачів твердості [6]. Тому актуальні дослідження та розробка різних рецептур промивних рідин для кульово-струминного буріння.

Енергетична картина процесу кульово-струминного буріння є дуже важливою для обґрунтованого вибору параметрів доліт, породоруйнівних частинок та режимів буріння, що забезпечують максимальну ефективність буріння. У роботі [6] наведено залежність енергоємності руйнування від твердості гірських порід та розмірів куль. Проте енергоємність руйнування не була пов'язана зі шламовими характеристиками. Детальний аналіз гранулометричного складу шламу дозволить з високою точністю дослідити залежність енергоємності руйнування гірських порід від різних технологічних факторів та розробити методику вибору раціональних режимних параметрів буріння свердловин у різних гірських породах.

Ефективність кульово-струминного буріння визначається властивостями гірських порід, геометричними параметрами свердловини, геометричними параметрами бурового снаряда та технологічними режимами буріння (рис. 1.2).

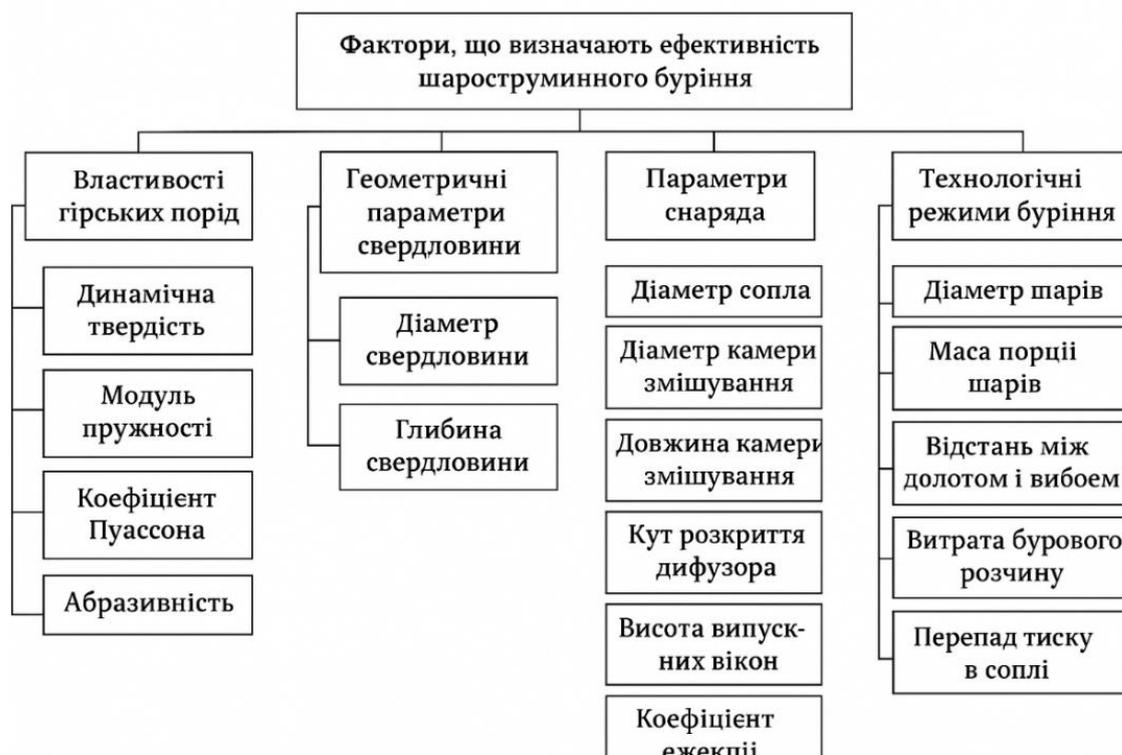


Рисунок 1.2 - Класифікація факторів

Однією із найважливіших груп є група геометричних параметрів снаряда. Результати досліджень щодо вивчення впливу даних параметрів на ефективність руйнування гірських порід наведено у різній літературі [1, 6, 8]. Однак у запропонованих методиках розрахунку струменевих апаратів є великий розкид рекомендованих значень. У зв'язку з цим необхідне більш детальне вивчення оптимальних геометричних параметрів снарядів з метою коригування методики розрахунку кульово-струминно-ежекторних снарядів.

## **1.2 Аналіз технічних ресурсів для кульово-струминного буріння**

Найважливішою ланкою при кульово-струминному бурінні є безпосередньо сам кульово-струминний апарат, оскільки саме він реалізує взаємодію куль із породою на вибої, створюючи необхідні умови та передаючи необхідну енергію для циркуляції куль та здійснення руйнування гірської породи.

У процесі досліджень було проведено значну кількість пошукових робіт, а також проаналізовано різноманітні конструкції кульово-струминних снарядів, які дозволили виділити такі проблеми:

Найсерйознішою проблемою є формування периферійної частини вибою свердловини, оскільки він має увігнуту форму (рис. 1.1). Відомо, що для ефективного руйнування гірських порід буровий снаряд необхідно розташовувати на певній відстані від вибою свердловини. Тому існує проблема підтримки оптимальної відстані між долотом та вибоєм.

При роботі снаряда існує проблема забезпечення оптимальної траєкторії руху куль, яка б забезпечувала їх швидке піднесення в затрубному просторі, швидке проходження через впускні вікна та ефективне руйнування гірських порід.

З часу відкриття способу різними вченими проводилися дослідно-конструкторські роботи з удосконалення кульово-струминних апаратів. Способи вирішення проблеми формування периферійної частини вибою свердловини

пропонувалися в низці вітчизняних і зарубіжних патентів. Серед них можна виділити такі способи руйнування периферійної частини вибою свердловини:

- ударами куль, що вилітають із струминного апарату, розташованого паралельно осі свердловини [8, 15–30] та під деяким кутом [7, 31];
- механічним озброєнням лопатевого і дробового [11] типів.

При проведенні польових випробувань для підтримки оптимальної відстані від кульово-струминного долота до вибою свердловини використовувався такий метод. Розраховувалася середня механічна швидкість проходки у певних гірських породах, потім через кожен рівний проміжок часу кульово-струминний апарат опускався на певну відстань (наприклад, кожні 2 хвилини на 1 см).

Однак використання даного способу підтримки відстані є сумнівним у разі:

- малої геологічної вивченості бурених гірських порід;
- при бурінні свердловин на великих глибинах.
- Інші способи вирішення даної проблеми були запропоновані в патентних та інших матеріалах:
  - використання спеціального пристрою для вимірювання відстані від зрізу струменевого апарату до вибою свердловини, виконаного на основі механічного щупа [21] і лічильника кількості куль, що проходять через камеру змішування [17];
  - жорстке закріплення струменевого апарату щодо механічного озброєння, що руйнує периферійну [11] та центральну [8, 16, 24] частини вибою свердловини;
  - різні конструктивні особливості, що ґрунтуються на змінах гідродинамічних умов при зміні відстані між долотом і вибоєм [24, 27];
  - використання в конструкції долота опорного елемента, що перекочується по вибою [31].

Пошук та аналіз патентних матеріалів дав можливість виділити ряд можливих способів вирішення проблеми забезпечення оптимальної траєкторії руху куль:

- установка магніту в нижню частину корпусу струминного апарату, що дозволяє відхиляти кулі, що вилітають з дифузора, до периферії свердловини для їхнього швидкого підйому [17];
- різке зменшення площі снаряда над впускними вікнами, що дозволяє значно знизити швидкість висхідного потоку і направити кулі в камеру змішування для подальшого засмоктування [20];
- утримання куль, які піднімаються висхідним потоком, за допомогою затримуючого пристрою [21] і конструктивно в корпусі снаряда [11];
- підняття куль парою під час використання газоподібних робочих агентів [18].

Процес буріння супроводжується постійним зносом кульово-струминного снаряда, який взаємодіє з кулями, а також відбувається знос самих куль, які здійснюють процес руйнування гірської породи. На Рисунку 1.3 представлені частини кульово-струминних снарядів, які найбільше схильні до зносу (показані жирною лінією):

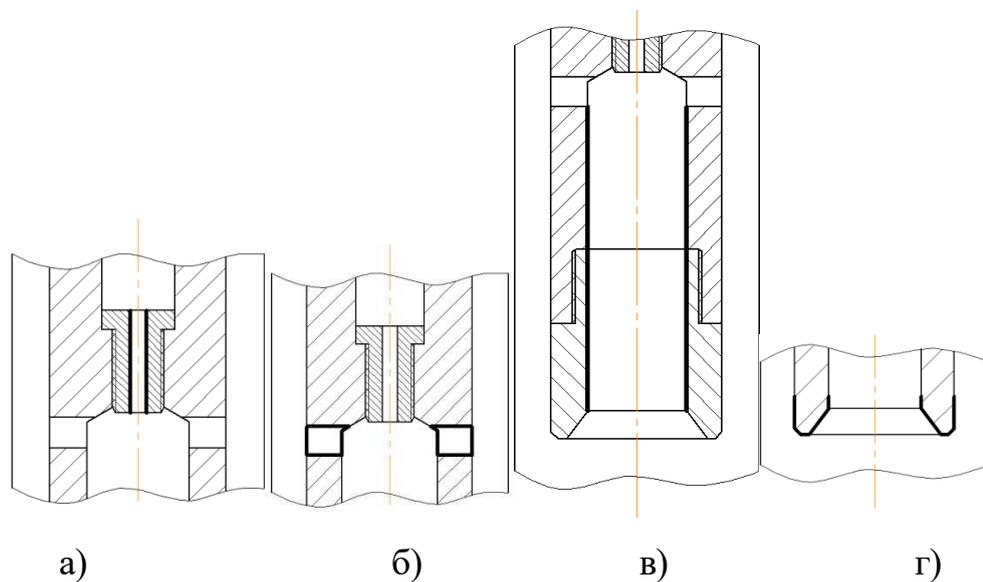


Рисунок 1.3 - Найбільш часто зношуються частини снаряда (показані жирною лінією):

а - первинне сопло; б - впускні вікна; в – камера змішування; г – вихідний торець дифузора.

При цьому сильне зношування первинного сопла можливе внаслідок абразивної дії бурового розчину, зношування вікон всмоктування – за рахунок взаємодії з кулями і шламом, камери змішування – за рахунок кавітаційної ерозії, вихідного торця дифузора – внаслідок відскоків куль від вибою свердловини. Тому актуальною є розробка заходів щодо зменшення зносу снаряда. Якщо ж знос снаряда неминучий, можна використовувати технічне рішення, яке дозволяє проводити зміну струминного апарату без підйому бурильних труб за допомогою овершота, що спускається у свердловину [19], а також комбінуванням овершота, що спускається, і включенням зворотного промивання [17].

Проблему зносу куль можна вирішити використанням куль із твердосплавних матеріалів, що мають високу зносостійкість. Також важливим моментом у зменшенні зносу породоруйнівних елементів є оптимізація їх руху у привибійній частині свердловини. Слід зазначити, що процес зносу куль під час буріння неминучий і для підтримки ефективного буріння необхідне підживлення новими кулями замість зношених. Однак технічне рішення цієї проблеми досі відсутнє.

При використанні механічного озброєння для руйнування периферійної частини вибою свердловини можливі його заклинювання, які можна ліквідувати або попередити за рахунок відхилення камери змішування при створенні певного осьового навантаження [24]. Оскільки на великих глибинах існує складність підтримки циліндричної форми свердловини, компонування бурильної колони може бути забезпечене калібратором для опрацювання стін свердловини [8, 16].

Ефективність кульово-струминного буріння визначається безліччю факторів, тому зміна умов буріння (наприклад, перехід від буріння однієї породи до іншої) має супроводжуватися відповідним коригуванням роботи снаряда без проведення спуско-підймальних операцій. Тому виникає необхідність розробки засобів автоматизації та контролю процесу поглиблення свердловини.

Відомо [6], що буріння кульово-струминним способом складається з кількох певних послідовних етапів: 1) спуск у свердловину куль; 2) спуск у

свердловину кульово-струминного апарату; 3) процес буріння; 4) підйом апарату зі свердловини; 5) вилучення куль із вибою.

У роботі [6] подано інформацію про проведення польових випробувань. За цими даними було випробувано два способи доставки куль на вибій свердловини. Перший полягає у доставці куль у паперових пакетах, які скидали у свердловину. Після увімкнення подачі бурового розчину та початку процесу буріння ці пакети розм'якшуються, з них висипаються кулі і пакети виносяться на поверхню. Другий спосіб полягає у спуску в свердловину спеціального контейнера, який являє собою колонкову трубу, звужену в нижній частині і забиту глиною. Цей контейнер спускається на бурильних трубах. Після увімкнення насоса під тиском рідини кулі продавлюють глину та переміщуються на вибій свердловини, а контейнер витягується на поверхню.

Для вилучення куль із вибою свердловини використовують кульоуловлювачі різних конструкцій, що спускаються на вибій після вилучення долота зі свердловини. Висока трудомісткість, низька надійність та значні втрати часу на спуско-підймальні операції під час виконання цих операцій вимагають проведення детального аналізу, вивчення та вдосконалення технології кульово-струминного буріння. Так, наприклад, можлива розробка пристрою, здатного спускати буровий снаряд з кулями на вибій свердловини, і піднімати кулі з вибою свердловини разом із снарядом після закінчення рейсу без додаткового спуску кульоуловлювача.

Кульово-струминне буріння також може застосовуватися для геологорозвідувального буріння. Так, відомі технічні рішення щодо відбору керну [8, 16, 26]. Також область застосування даного способу буріння розширюється за рахунок використання його як свердловинного розширювача [32]. Крім того, відомі конструкції гідромоніторного бура для буріння пухких гірських порід при гідровидобуванні [28], кульово-струминного снаряда з нагрівачем для буріння в мерзлих гірських породах [30].

На основі вищезазначеного подальший розвиток кульово-струминного буріння можливий за рахунок розробки технічних засобів, які забезпечують:

- оптимальну траєкторію руху куль у привибійній зоні;
- ефективне руйнування периферійної частини вибою свердловини;
- можливість контролю процесу поглиблення свердловини та моніторингу вибійних процесів;
- підтримання оптимальної відстані між долотом та вибоєм свердловини;
- можливість управління кульово-струминним апаратом без переривання процесу буріння та здійснення додаткових спуско-підймальних операцій;
- підживлення зношених куль новими в процесі буріння;
- відбір керн і використання в цілях геологорозвідувального буріння;
- спуск на вибій порції куль і підйом куль з вибою без підйому бурильних труб;
- забурювання свердловини з поверхні.

### **1.3 Висновки до розділу 1. Мета та задачі дослідження**

1. Проведений аналіз науково-технічних джерел підтверджує, що кульово-струминне буріння є перспективним способом руйнування гірських порід, особливо міцних та дуже міцних. Його ключові переваги полягають у високій потужності на вибої, значній тривалості рейсу та можливості буріння без обертання бурильної колони.

2. Історичний розвиток методу демонструє його еволюцію від простих концепцій до розробки кульово-струминних снарядів (КСС) з рециркуляцією куль. Було встановлено оптимальні режими, зокрема, швидкість зіткнення куль із вибоєм (40–180 м/с), що залежить від фізико-механічних властивостей породи та куль.

3. Виявлено низку невирішених проблем, які стримують промислове застосування КСС, а саме: необхідність забезпечення оптимальної траєкторії руху куль у привибійній зоні, підтримка постійної відстані між долотом та

вибоєм, а також забезпечення оперативного підживлення зношених куль новими.

4. Окремо виділено проблему високої трудомісткості та значних втрат часу на спуско-підіймальні операції, пов'язані з доставкою куль на вибій та їх вилученням. Це підкреслює актуальність розробки інтегрованої системи, здатної управляти циркуляцією куль без переривання процесу буріння.

**Мета роботи** – удосконалення конструкції привода керованого затримуючого пристрою кульово-струминно-ежекторного бурового снаряда шляхом розробки надійного та керованого шарнірно-важільного механізму.

**Основні завдання дослідження:**

- Проаналізувати існуючі конструктивні схеми пристроїв для керування потоком твердих фаз у буровому інструменті.
- Розробити та обґрунтувати нову конструктивну схему затримуючого пристрою з керованим приводом.
- Виконати кінематичний розрахунок шарнірно-важільного механізму для визначення його геометричних параметрів.
- Провести гідравлічний розрахунок привода для визначення необхідного тиску спрацьовування та обґрунтування вибору пружного елемента.

## РОЗДІЛ 2 МЕТОДИ ЕКСПЕРИМЕНТАЛЬНИХ ДОСЛІДЖЕНЬ

### 2.1 Методика експериментальних досліджень та обробки результатів при забурюванні свердловин з утворенням криволінійного вибою

Для проведення досліджень необхідно було розробити лабораторний стенд, розробити методику проведення експериментів та обробки отриманих даних. Дослідники намагалися максимально наблизити умови проведення експерименту до виробничих умов. Багатогранність невирішених питань позначалася на вартості, часі та енерговитратах. Тому деякі питання, зокрема визначення раціональних геометричних параметрів снарядів, були проведені недостатньо глибоко.

Нами було прийнято рішення проводити дослідження у масштабованому варіанті, що дозволило провести широку гаму досліджень у короткі терміни та отримати цілком переконливі результати.

Під час розробки лабораторного стенду до нього висувалися такі вимоги:

- Забезпечення замкненої циркуляції робочої рідини.
- Реалізація системи очищення робочої рідини від частинок зруйнованого матеріалу.
- Можливість кріплення зразка руйнованого матеріалу.
- Можливість візуального спостереження та відеозйомки процесів всмоктування та переміщення куль.
- Можливість регулювання витрати робочої рідини, що подається до снаряда.
- Можливість задавання необхідної відстані від долота до зразка матеріалу, що руйнується, і плавного спуску інструменту в модель свердловини в міру її поглиблення.
- Забезпечення центрування долота в моделі свердловини.

Розроблений стенд має замкнуту систему циркуляції промивної рідини (рис. 2.1).

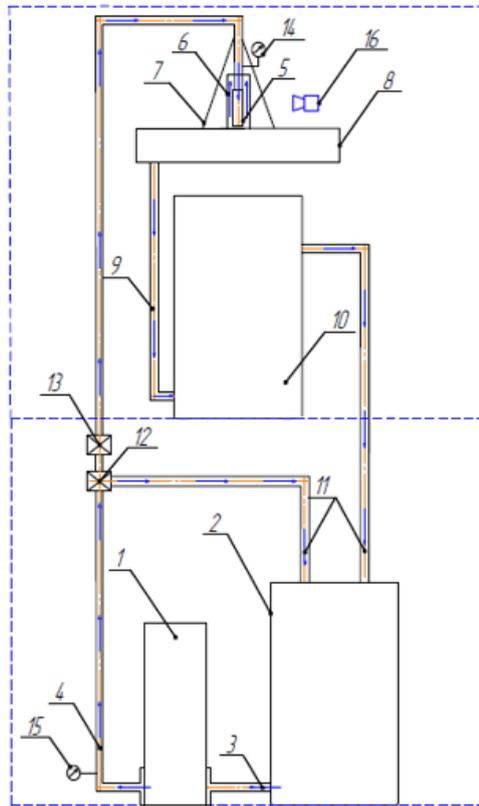


Рисунок 2.1 - Схема стенда для дослідження технологічних процесів кульоструминного буріння :

1 - насос; 2 - зливна ємність; 3 – всмоктувальна магістраль; 4 - нагнітальна магістраль; 5 - гідромоніторно-ежекторне долото; 6 - стакана; 7 – механізм подачі долота; 8 – піддон; 9 – зливна магістраль; 10 – відстійник; 11 - зливна магістраль; 12 – триходовий кран; 13 - витратомір; 14, 15 - манометр; 16 – відеокамера.

Насос 1 подає робочу рідину по напірній магістралі 4 до гідромоніторно-ежекторного долота 5, яке утримується та переміщується за допомогою механізму подачі 7. Відбита від вибою рідина з продуктами руйнування піднімається у стакані 6, який імітує свердловину і дозволяє спостерігати за процесом всмоктування породоруйнівних частинок. Після виходу зі стакана рідина зі шламом зливається в піддон 8, потім по зливній магістралі 9 - у відстійник 10, де відбувається осадження шламу. Далі рідина самопливом переливається по зливній магістралі 11 у зливну ємність 2, звідки через всмоктувальну магістраль 3 знову закачується насосом. Для регулювання витрати рідини, що вимірюється витратоміром 13, на напірній магістралі 4

встановлений триходовий кран 12, через який рідина зливається по зворотній магістралі 11 в зливну ємність 2. Для вимірювання перепаду тиску в напірній магістралі після насоса і перед долотом встановлені манометри 14, 15. Біля стакана розміщено відеокамеру 16. Характеристика відцентрового насоса CR1-27, що використовується, представлена на рисунку 2.2.

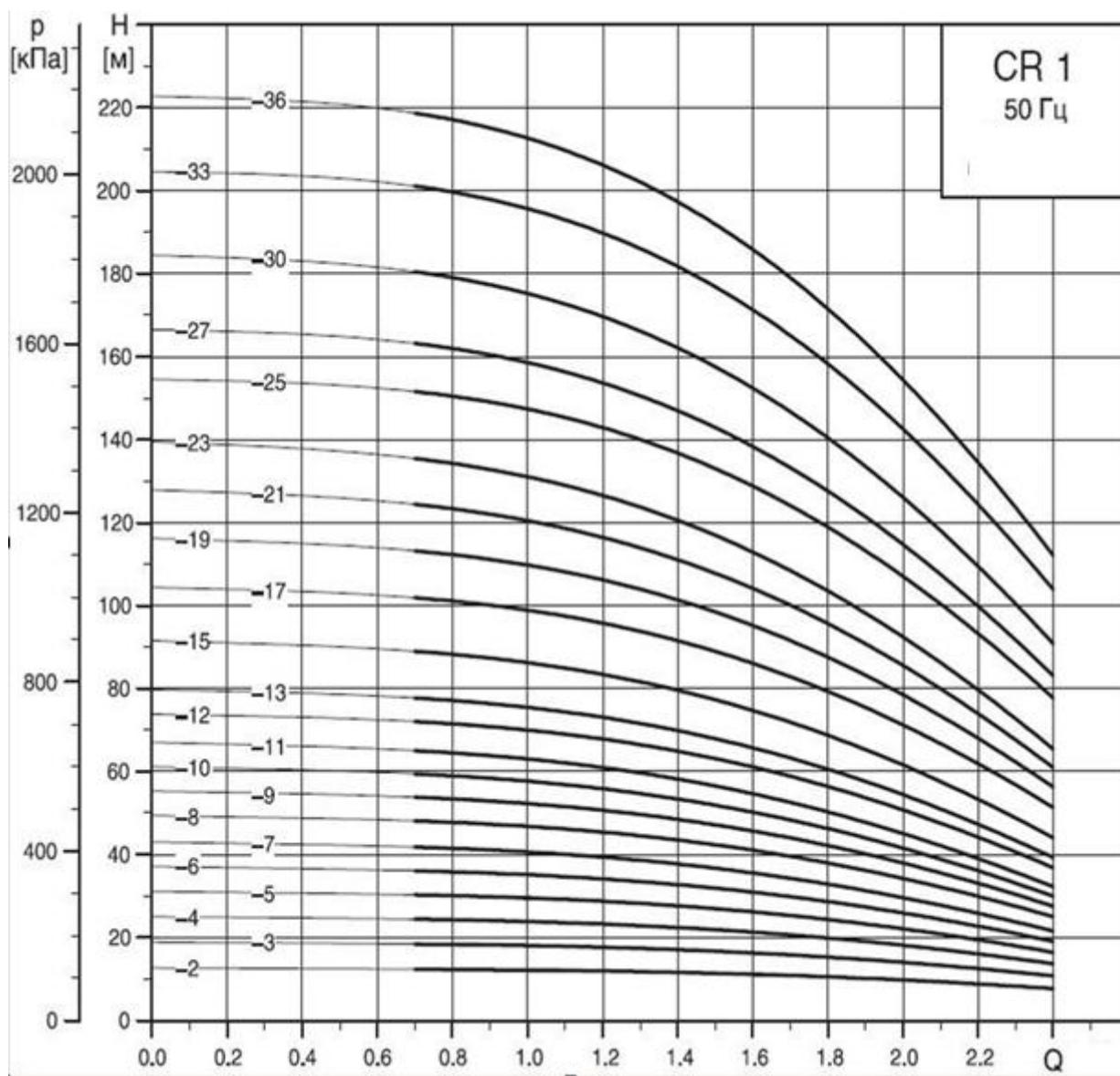


Рисунок 2.2 - Діаграми характеристик насосів лінії CR 1.

Загальний вигляд лабораторного стенда представлений на рисунку 2.3. На піддон 1 встановлюється стакан 10, що фіксується спеціальним затискачем 3. Стакан призначений для розміщення зразка руйнованого матеріалу і візуального

спостереження за процесом всмоктування та переміщення частинок. На піддон кріпиться стійка 5, яка у верхній частині закріплюється кронштейном 4. З метою задавання необхідної відстані від долота до зразка руйнованого матеріалу та забезпечення можливості плавного спуску інструменту в модель свердловини по мірі її поглиблення на стійці встановлений механізм подачі долота 6 на основі фрикційної рейкової передачі з маховиком 12. Рідина підводиться через напірну магістраль 7 і перехідник 8 до долота 9, яке виробляє корисну роботу та з продуктами руйнування спливає зі стакана в піддон і далі прямує у зливну магістраль 2. Для вимірювання тиску в напірній магістралі перед долотом встановлений манометр 11. Для примусової подачі куль у технологічні вікна в конструкцію ежекторного долота включено пристрій 13, що затримує конусної форми, яке разом з центратором 14 центрує долото у стакані 10.

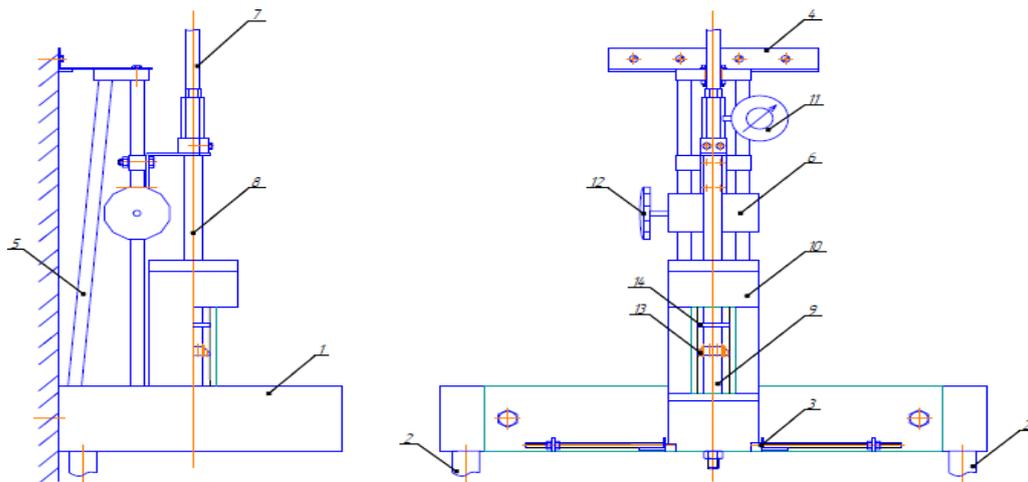


Рисунок 2.3 - Загальний вигляд лабораторного станду:

1 – піддон; 2 – зливна магістраль; 3 – затискач стакани; 4 – кронштейн; 5 – стійка; 6 – механізм подачі долота; 7 – напірна магістраль; 8 – переключач; 9 – гідромоніторно-ежекторне долото; 10 - стакан; 11 - манометр; 12 - маховик для управління механізмом подання; 13 - пристрій, що затримує; 14 – центратор.

Стакан для встановлення зразка гірської породи та візуального спостереження за процесом всмоктування куль в ежекційне долото (рисунок 2.4) складається з нижнього 4, середнього 2 і верхнього 1 циліндрів. У нижню частину 4 на опорний диск 5 встановлюється зразок матеріалу, що руйнується 8,

який підтискається середнім циліндром 2 стакана. Для візуального спостереження за процесом всмоктування куль в ежекційні вікна долота в середньому циліндрі 2 є оглядове вікно, а у внутрішню частину встановлюється прозора труба 3, що підтискується верхнім циліндром 1. Для встановлення та вилучення зразка матеріалу, що руйнується, необхідно розкрутити різьбове з'єднання на циліндрах 2, 4. Вилучення зразка проводиться стрижнем, вставленим у нижній отвір нижнього циліндра 4. .

Порядок підготовки та проведення експериментів на лабораторному стенді такий:

- Готуються зразки матеріалу, що руйнується (керамічна плитка). Для цього на плитці розмічаються квадрати 50 times 50 мм, далі обрізаються на верстаті для каменю.

- За допомогою наждакового паперу шліфується ребриста частина квадратних заготовок до появи гладкої поверхні, розмічається коло діаметром 45 мм і вирізаються круглі заготівлі.

- Далі відшліфовану поверхню круглих заготовок фарбують блакитною фарбою.

- Напірна магістраль з'єднується перехідниками із долотом. Для герметичності різьбових з'єднань використовується стрічка ФУМ.

- Проводиться випробування на герметичність зібраних елементів.

- Виготовляється складання стакана. Для цього в нижній циліндр стакана на опорні диски встановлюється зразок матеріалу, що руйнується.

- Зразок підтискається середнім циліндром стакана при його згвинчуванні із нижнім.

- Записуються вхідні параметри експерименту в «щоденник проведення експериментів».

- За допомогою електронних терезів навішується необхідна маса порції куль необхідного діаметра.

- Далі порція куль висипається у стакан на зразок матеріалу, що руйнується.

– Поворотом маховика механізму подачі долото опускається у стакан. За допомогою затискачів стакан кріпиться до короба.

– Маховиком механізму подачі встановлюється необхідна відстань між долотом та вибоєм.

– Натисканням кнопки «Пуск» вмикається насос, при виході рідини з долота вмикається секундомір.

– Протягом запланованого часу проводиться буріння. Натисканням кнопки "Стоп" зупиняється насос.

У термін запланованого часу проводиться буріння. Натисканням кнопки "Стоп" зупиняється насос. Поворотом маховика механізму подачі піднімається долото, розкручуються затискачі стакана. Виймаються кулі зі стакана в спеціальний короб з ганчір'ям, ретельно протираються, висипаються у ємність для зберігання. Відкручується середній циліндр стакана від нижнього, витягується зразок руйнованого матеріалу, на який наноситься номер згідно «щоденника проведення експериментів».

Вимірюються геометричні параметри свердловини (рисунок 2.5). Для цього у вирву руйнування задавлюється пластилін, який набуває її форми. Далі пластилін витягується, вимірюється максимальна висота зліпка, яка дорівнює глибині свердловини. За допомогою мірного циліндра вимірюється об'єм зліпка, який дорівнює об'єму свердловини. Також вимірюється діаметр зліпка, який дорівнює діаметру свердловини. .

Розраховуються лінійна та об'ємна швидкості руйнування. При необхідності досліджується форма зліпка пластиліну, яка відображає форму криволінійного вибою. Усі дані записуються в «щоденник проведення експериментів».

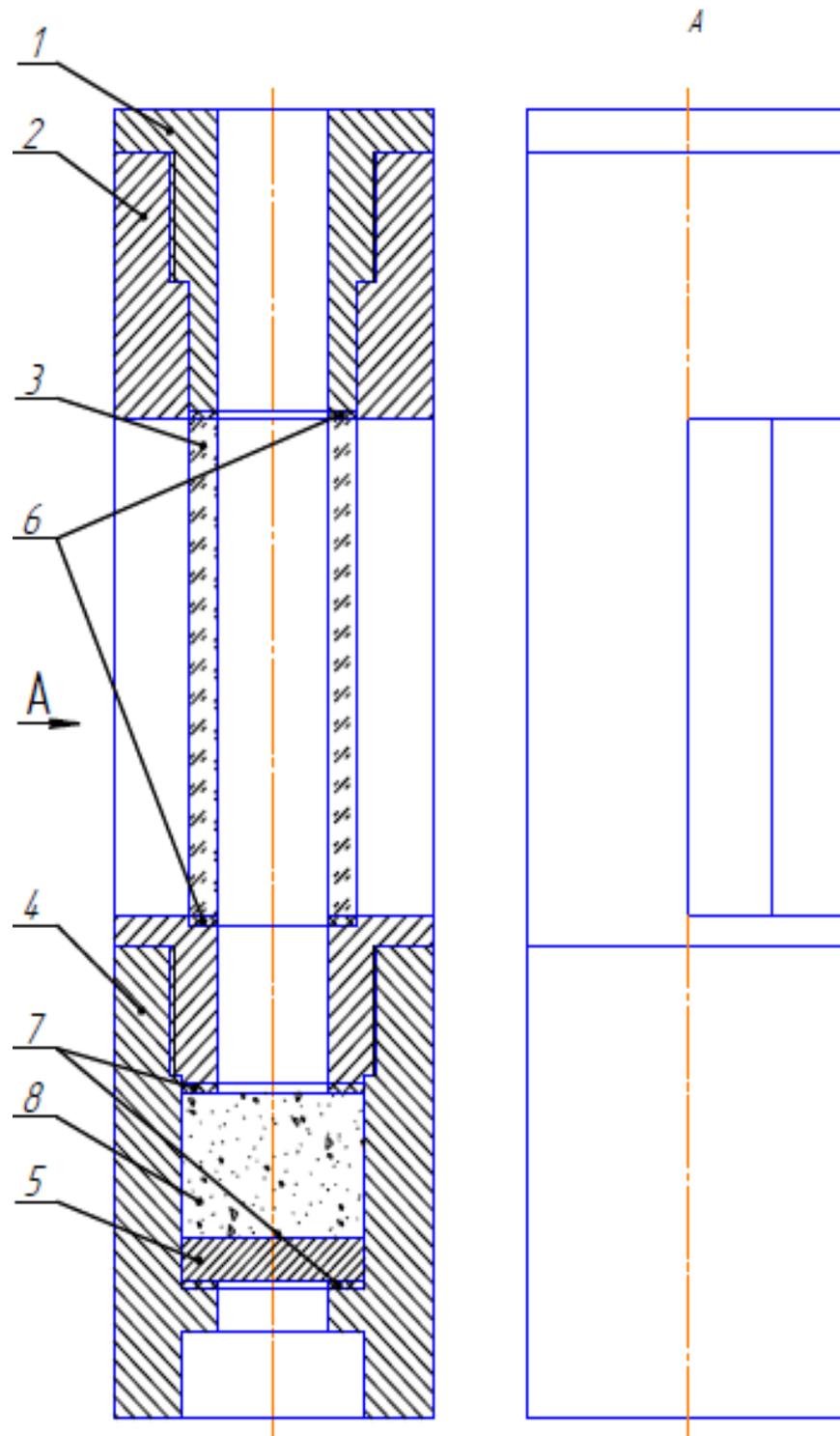


Рисунок 2.4 – Стакана для розміщення зразка матеріалу, що руйнується:  
 1 – верхній натискний циліндр стакани; 2 – середній циліндр стакани; 3 - прозора труба; 4 -  
 нижній циліндр стакани; 5 – опорний диск; 6, 7 – гумова прокладка; 8 - зразок матеріалу, що  
 руйнується.

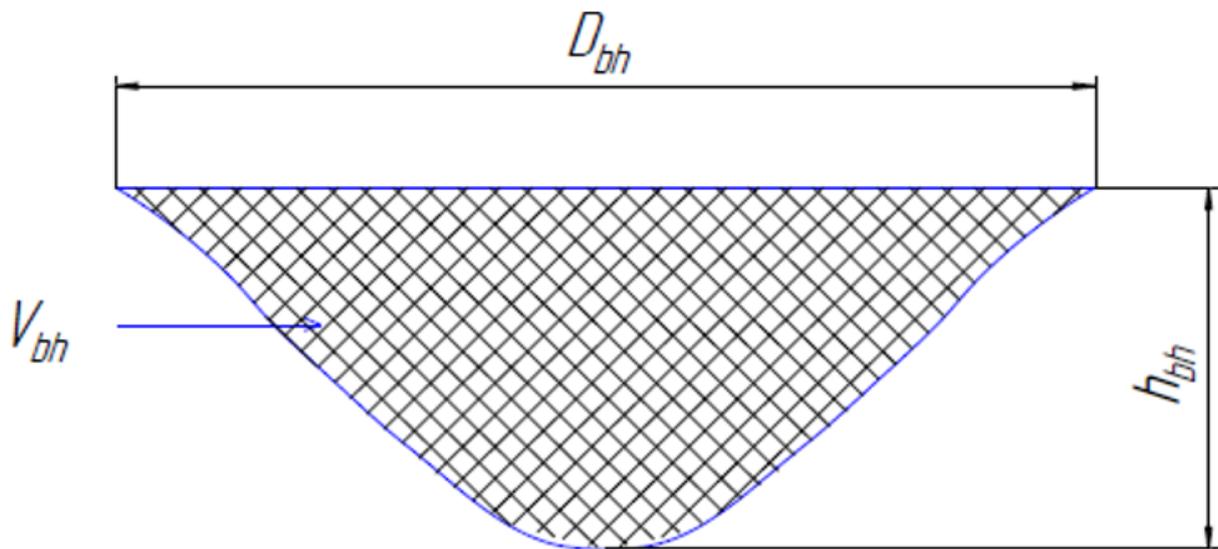


Рисунок 2.5 - Вимірювані геометричні параметри криволінійного вибою.

При необхідності розраховується лінійна швидкість переміщення нижньої точки вибою  $V_{\text{лін}}$  та об'ємна швидкість руйнування  $V_{\text{об}}$  за формулами:

$$V_{\text{лін}} = h/t \quad (2.1)$$

$$V_r = V/t \quad (2.2)$$

Мінімальне кількість повторних експериментів приймається рівним трьом. Далі розраховуються середнє арифметичне, дисперсія, середнє відхилення квадратичне і коефіцієнт варіації вимірюваного параметра  $A_i$  [11]. Слід зазначити, що коефіцієнт варіації не перевищував 10%, що говорить про хорошу відтворюваність отриманих результатів. Формули розрахункових параметрів для статистичної обробки експериментальних даних подано у таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 - Формули розрахункових параметрів для статистичної обробки експериментальних даних

Розрахунковий параметр	Формула
Середнє арифметичне	$\bar{A} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n A_i$
Дисперсія	$D = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (A_i - \bar{A})^2$
Середнє квадратичне відхилення	$\sigma = \sqrt{D}$
Коефіцієнт варіації	$v = \frac{\sigma}{\bar{A}} \cdot 100\%$

## 2.2 Методика проведення експериментів та обробки результатів при дослідженні процесів куляструминного буріння з використанням високошвидкісної зйомки

Для відеореєстрації процесів циркуляції куль було модернізовано стакан для розміщення зразка гірської породи (рис. 2.6). У середній циліндр 4 стакана встановлюється зразок гірської породи 7, який підтискається за допомогою нижнього циліндра 6. Для спостереження процесу циркуляції куль у середньому циліндрі стакана є оглядове вікно, а у внутрішню частину встановлюється прозора труба 5, що підтискується верхнім циліндром 2 стакана. У верхньому циліндрі виконаний відвід рідини 3, а також є посадкове місце під манжету 8, яка утримується натискною гайкою 1. Для спостереження за циркуляцією куль під буровим снарядом зразок гірської породи 7 оброблений таким чином, що його верхня частина входить у внутрішню частину прозорої труби 5. Також були виготовлені буровий снаряд і затримуючий пристрій з оргскла.

Після увімкнення насоса та завершення перехідних процесів підсвічуванням прожекторами 1 потужністю 1000 Вт проводиться короткочасний запис (1–2 с) за допомогою високошвидкісної відеокамери 2 (рис. 2.7). Записане на високошвидкісну камеру відеозображення за допомогою спеціальних комп'ютерних програм передається на обробку до комп'ютера 3.

Для високошвидкісної зйомки використовувалася відеокамера Міро m310. Відеокамера здатна робити відеозйомку зі швидкістю до 3600 кадрів на секунду при роздільній здатності 1024 times 720 пікселів на дюйм і оснащена пристроєм зберігання даних об'ємом 64. За допомогою комп'ютерної програми Measure Dynamics проводилися виміри координат куль у двох осях декартової системи.

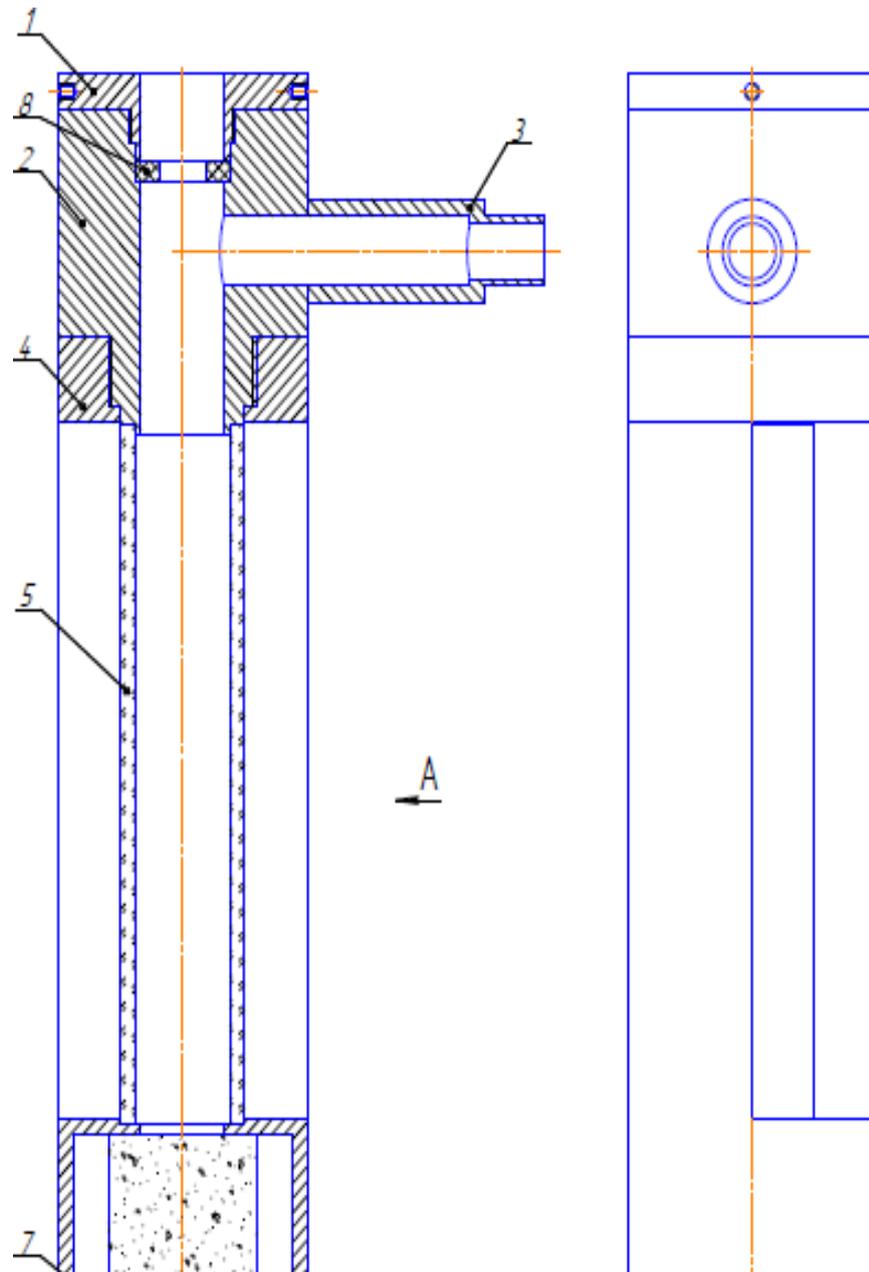


Рисунок 2.6 - Стакана для розміщення зразка гірської породи:

- 1 - натискна гайка; 2 - верхній циліндр стакани; 3 – відведення; 4 - середній циліндр стакани;  
5 – прозора труба; 6 – нижній циліндр стакани; 7 – зразок гірської породи; 8 - Манжета.

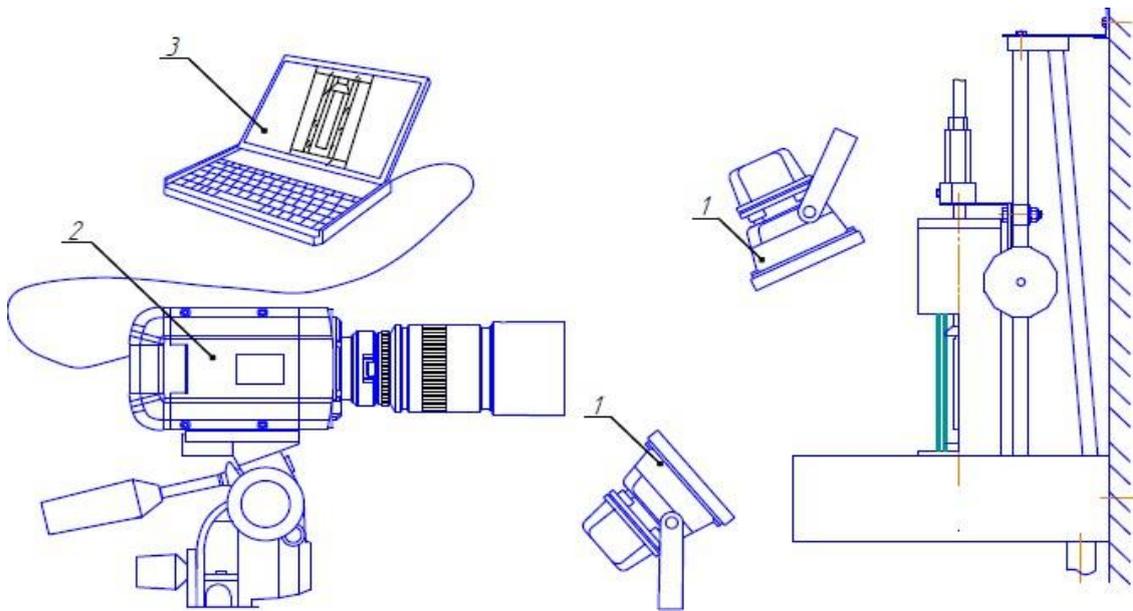


Рисунок 2.7 - Розташування техніки для проведення відеозйомки:

1 – освітлювальні прожектори; 2 – високошвидкісна камера; 3 - персональний комп'ютер.

### 2.3 Методика проведення експериментів та обробки результатів при бурінні з походженням бурового снаряда

Буріння вироблялося за підтримки необхідної відстані між долотом і вибоєм (рис. 2.8, а) шляхом походження бурового снаряд. Після проходки певного інтервалу (рис. 2.8 б) буровий снаряд короткочасно опускається на вибій свердловини (рис. 2.8 в) і піднімається до запланованої відстані між долотом і вибоєм (рис. 2.8 г). Походження проводиться з періодичністю трас. Після підняття снаряда за допомогою спеціальних індикаторів на стійці вимірюється прохідка  $ht$ .

Після часу буріння  $T$  заміряються геометричні параметри свердловини. Для цього із мірного циліндра виливається вода в свердловину. Об'єм води, що заповнила свердловину, є об'ємом свердловини. Далі за допомогою каменерізного верстата від пробуреного зразка відрізається половина зразка в поздовжньому перерізі. Далі вимірюється діаметр свердловини  $D_{скв}$ , глибина свердловини  $h$ , глибина циліндричної частини  $h_{цч}$  і глибина в точці дотику долота із вибоєм  $h_d$  (рис. 2.9). Також сканується форма свердловини.

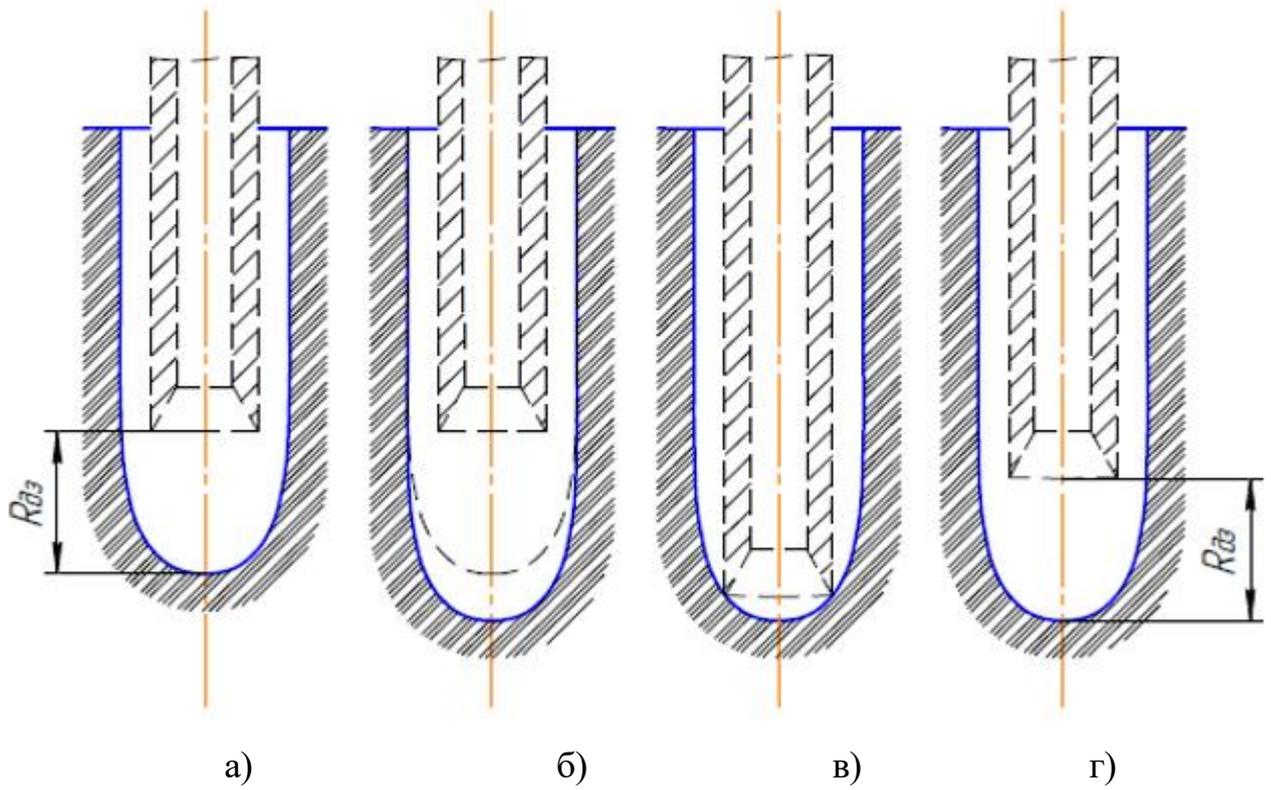


Рисунок 2.8 - Схема підтримки оптимальної відстані між долотом і вибоєм шляхом проходження бурового снаряда.

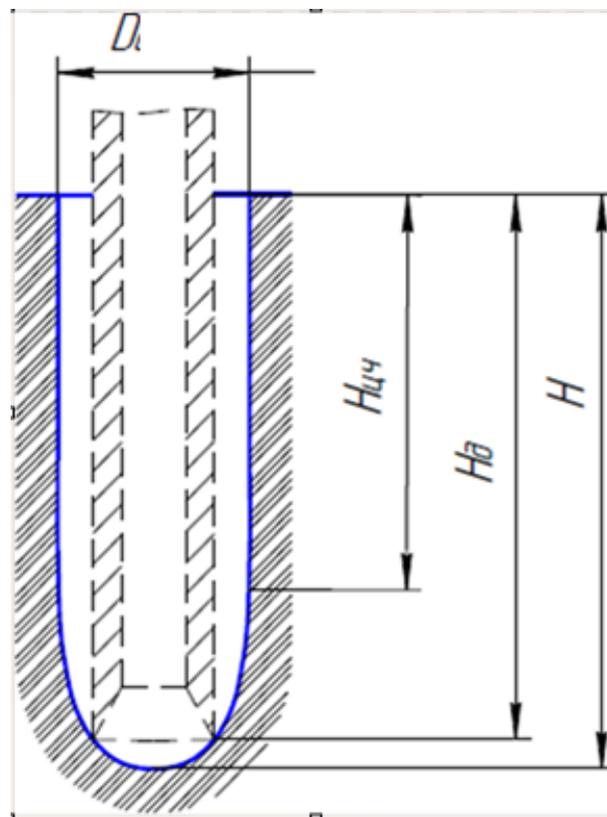


Рисунок 2.9 - Геометричні параметри свердловини.

## 2.4 Висновки до розділу 2

1. Для дослідження технологічних процесів кульово-струминного буріння розроблено та реалізовано лабораторний стенд із замкнутою системою циркуляції рідини, що дозволило проводити дослідження у масштабованому варіанті та отримувати достовірні результати з високою відтворюваністю.

2. Стенд забезпечує можливість керування ключовими параметрами, включаючи регулювання витрати робочої рідини, контроль тиску та точне задавання відстані між долотом та вибоєм за допомогою фрикційної рейкової передачі.

3. Для забезпечення стабільної роботи кульово-струминного апарату і підтримки постійної відстані між долотом та вибоєм застосована методика буріння з походженням снаряда, що включає періодичне опускання інструменту на вибій.

4. Отримані результати вимірювань підлягають статистичній обробці (середнє арифметичне, дисперсія, коефіцієнт варіації), при цьому показник варіації, що не перевищує 10%, свідчить про високу надійність експериментальних даних.

## РОЗДІЛ ЗДОСЛІДЖЕННЯ ПРОЦЕСУ УЛОВЛЮВАННЯ І ПІДЖИВЛЕННЯ КУЛЯМИ

### 3.1 Конструкція пристрою для уловлювання та підживлення кулями

Кульоуловлювально-підживлювальний пристрій представляється нам модульною конструкцією, що складається зі знімних кульоуловлювача (КУ) і кульопідживлювача (КП), які, у свою чергу, з'єднуються з кульово-струминним апаратом (ША).

Перевагами модульної конструкції є:

- можливість взаємозамінності елементів;
- можливість багаторазового складання/розбирання і зміни місця положення;
- зручність при транспортуванні та монтажі.

Схема (рис. 3.1) відображає прийняту концепцію. При цьому важливо створити просту і надійну систему взаємодії таких елементів як: кульоуловлювач (КУ), кульопідживлювач (КП), затримуючий пристрій (ЗП).

Принцип роботи кульопідживлювача полягає у наступному. Перед спуском кульопідживлювача у свердловину у відсік для розміщення куль 10 засипаються кулі. У процесі буріння через центральний канал корпусу 7 прокачують буровий розчин. Рухомий елемент 4 утримується у крайньому верхньому положенні пружиною 9. Для здійснення підживлення куль без зупинки циркуляції бурового розчину з гирла свердловини у колону бурильних труб 2 скидають запірний клапан 6, який сідає в сідло 5 і перекриває центральний канал 7. За рахунок зростання тиску бурового розчину на сідло 5 пружина 9 стискатиметься і рухомий елемент 4 переміститься в крайнє нижнє положення, відкривши перепускний канал 8. Завдяки впливу сил гравітації і тиску бурового розчину, що підводиться через перепускний канал 8, кулі висипаються з відсіку для розміщення 10 в затрубний простір.

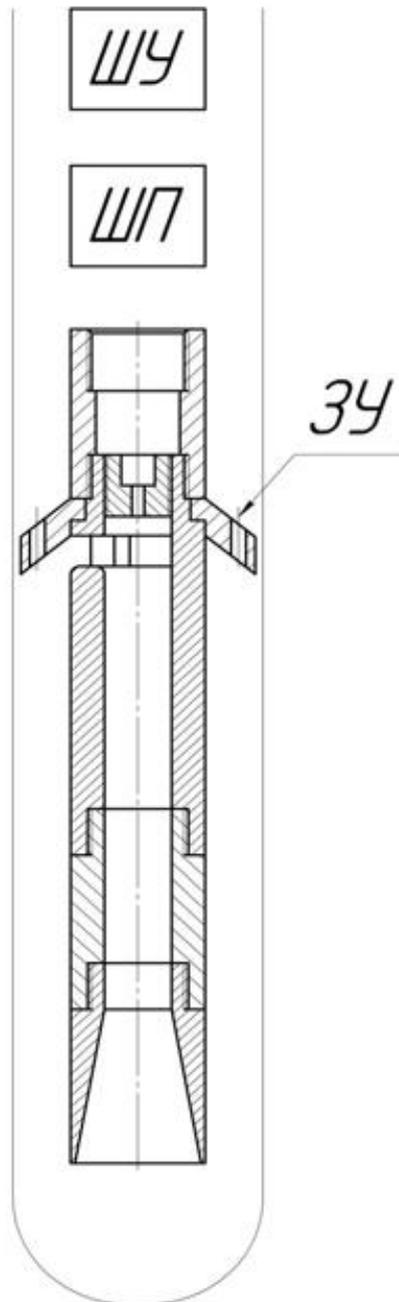


Рисунок 3.1 - Схематичне зображення підживлювального пристрою.

Після висипання куль зупиняється циркуляція бурового розчину, при цьому рухомий елемент 4 повертається у вихідне положення. Запірний клапан 6 витягується з колони бурильних труб 2 за допомогою овершота, що спускається на канаті. Далі вмикається буровий насос, процес буріння відновлюється.

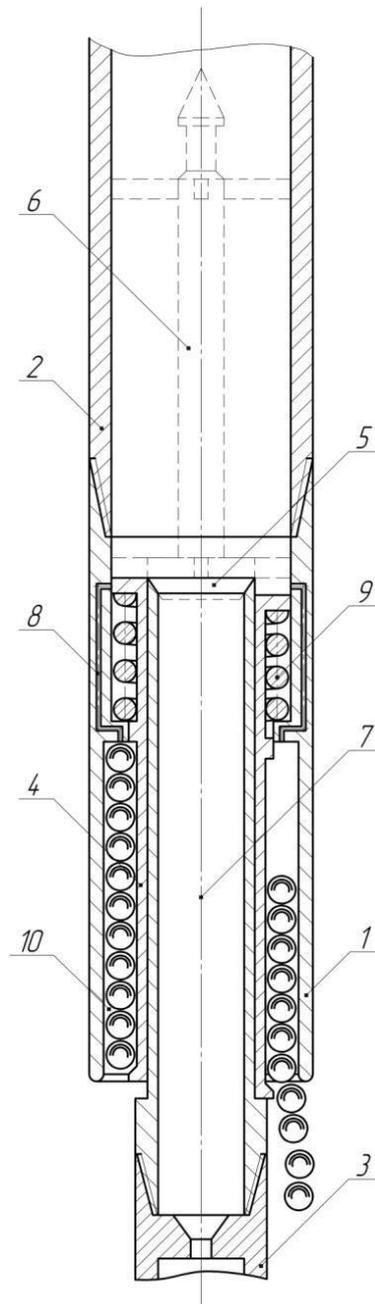


Рисунок 3.2 - Вибійний шаропідживлювач:

1 - корпус КП; 2 - колона БТ; 3 - ША, 4 - рухомий елемент; 5 – сідло; 6 - запірний клапан; 7 - центральний канал; 8 - перепускний канал; 9 - пружина; 10 - відсік для куль.

Конструкція кульоуловлювача розробляється на базі вибійних металоуловлювачів [13], принцип дії яких заснований на збільшенні кільцевого простору між компонентами та стінками свердловини.

Можна зробити висновок, що при створенні уловлювально-підживлювального пристрою головною метою є оптимізація роботи всієї системи, яка здійснює руйнування вибою.

Основні критерії оптимізації системи:

- підібрати з існуючих КУ таку конструкцію, яка б відповідала загальній схемі ША;
- забезпечити використання запатентованого КП у компоунванні;
- домогтися необхідних геометричних параметрів ША, що задовольняють вихідним даним щодо свердловини;
- спроектувати ЗП відповідно до геометричних параметрів основних вузлів ША та свердловини.

У даній роботі останні два критерію будуть визначальними, а інші накладати деякі обмеження на основні цілі.

Вирішення поставленої задачі дуже важливе для кульово-струминного буріння і буріння загалом, оскільки скорочується час на спуско-підймальні операції, стає можливою подача і уловлювання куль без вилучення колони, що зрештою веде до збільшення рейсової швидкості та підвищення технологічної та економічної ефективності.

### **3.2 Розроблення шляхів модернізації ЗП**

Необхідно сконструювати ЗП таким чином, щоб він мав два положення: робоче – в якому пристрій виконуватиме свою основну та початкову функцію, і, так зване транспортне – при якому стане можливим вільне переміщення куль від вибою в КУ і з КП на вибій.

Отже, необхідно підвищити гнучкість системи шляхом забезпечення рухливості елементів ЗП.

У ході аналізу деяких конструкцій було встановлено, що цього можна досягти декількома способами:

- ЗП зі складаними пелюстками;
- шарнірного типу;
- з зубчастими колесами;
- ЗП з отворами змінного прохідного перерізу;

- ЗП з поворотними пелюстками;
- регулювання прохідного перерізу отворів у ЗП за рахунок обертання перекриваючого пристрою (ПП).

### 3.3 Дослідження конструкції ЗП зі складними пелюстками

Дана конструкція є технічно найбільш обґрунтованою, оскільки подібний принцип дії вже застосовується у бурінні. Зокрема, у розсувних свердловинних розширювачах.



Рисунок 3.3 - Класифікація свердловинних розширювачів

Свердловинні розширювачі, що використовуються для створення каверн в інтервалі продуктивного пласта, можуть мати висувні породоруйнівні органи, або не мати їх. Розсувні розширювачі мають різні розміри в транспортному та робочому положенні. У транспортному положенні діаметр корпусу забезпечує безперешкодний спуск інструменту у заданий інтервал свердловини з урахуванням діаметрів обсадних труб і буріння пілот-стовбура. Після спуску інструменту в заданий інтервал з корпусу висуваються породоруйнівні органи, які після закінчення розширення забираються назад [14].

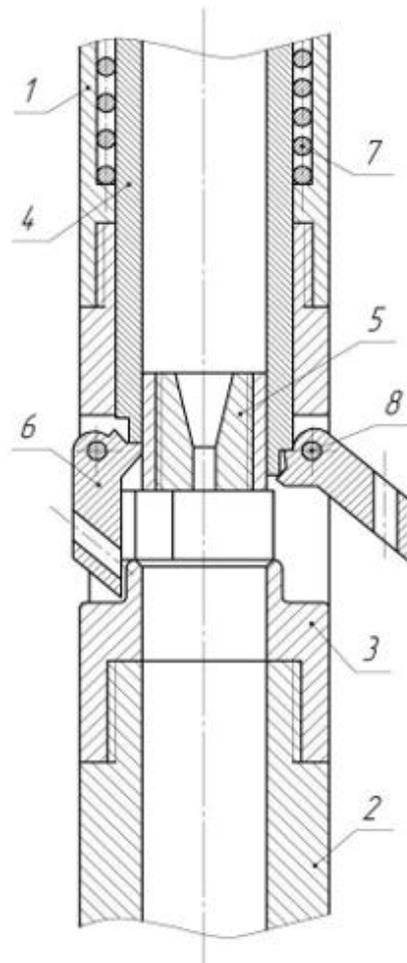


Рисунок 3.4 - ЗП зі складними пелюстками важільного типу:

1 - корпус; 2 - корпус камери змішування; 3 – корпус ЗП; 4 - пружний поршень; 5 - сопло; 6 - пелюстка ЗП; 7 – пружина; 8 – вісь.

Розсувні розширювачі розрізняють за характером приведення з транспортного в робоче положення на механічні, гідравлічні та інерційні. Були розглянуті механічні і гідравлічні розширювачі, оскільки за принципом дії, вони відповідають умовам модернізації ЗП. Інерційні розширювачі не розглядалися, оскільки вони наводяться в робоче положення відцентровими силами, що діють на породоруйнівні органи при обертанні інструменту, а обертання суперечить вихідній концепції кульово-струминного буріння.

За прототип ЗП зі складаними пелюстками був узятий свердловинний розширювач [15]. У ньому здійснено принцип впливу поступово рухомого штовхача на шарнірні породоруйнуючі органи. Штовхач при цьому є

продовженням пружного поршня зі штоком, який рухається промивною рідиною.

На основі даної конструкції було розроблено ЗП наступного вигляду. Принцип його дії полягає в наступному. У транспортному положенні пелюстка 6 знаходиться в поглибленні корпусу ЗП 3. На пружний поршень 4 у напрямку, як показано на рисунку, впливає попередньо скинутий запірний клапан, який, у свою чергу, приводиться в дію промивною рідиною. Поршень переміщається в нижнє, робоче положення, при якому нижня частина поршня 4 (штовхач) впливає на рухливу пелюстку 6 затримуючого пристрою 3. Пелюстка розкривається і при збігу фіксує засобу з канавкою виявляється в робочому положенні.

Однак цей тип пристрою має недоліки:

- витончення стінки в місці паза для пелюстки, що внаслідок зносу може призвести до поломки;
- ненадійність пелюсток з цим способом впливу (можливе сколювання тонкої внутрішньої частини пелюстки);
- засмічення рухомих елементів та пазів корпусу, в яких у транспортному положенні розташовуються пелюстки.

При циркуляції розчину шлам потрапляє в бічні пази і забиває їх. Якщо пази вчасно не очистити, то може виникнути небезпека неповного закриття лопатей та аварії.

Але основна проблема полягає в тому, що цей напрямок руху пелюсток не поєднується з принципом, за яким їх вирішено було зробити рухомими, оскільки насправді пелюстки повинні складатися за необхідності видалення і підживлення куль, тобто до впливу вони повинні бути у робочому положенні (відкриті).

У зв'язку з цим було вирішено змінити напрямок руху пелюсток при опусканні поршня шляхом додавання проміжних тіл, таких як кулачки чи шестерні. У цьому разі вигідніше використовувати зубчасту передачу з проміжними колесами. Тому також було розглянуто багатоступінчасті механічні розширювачі.

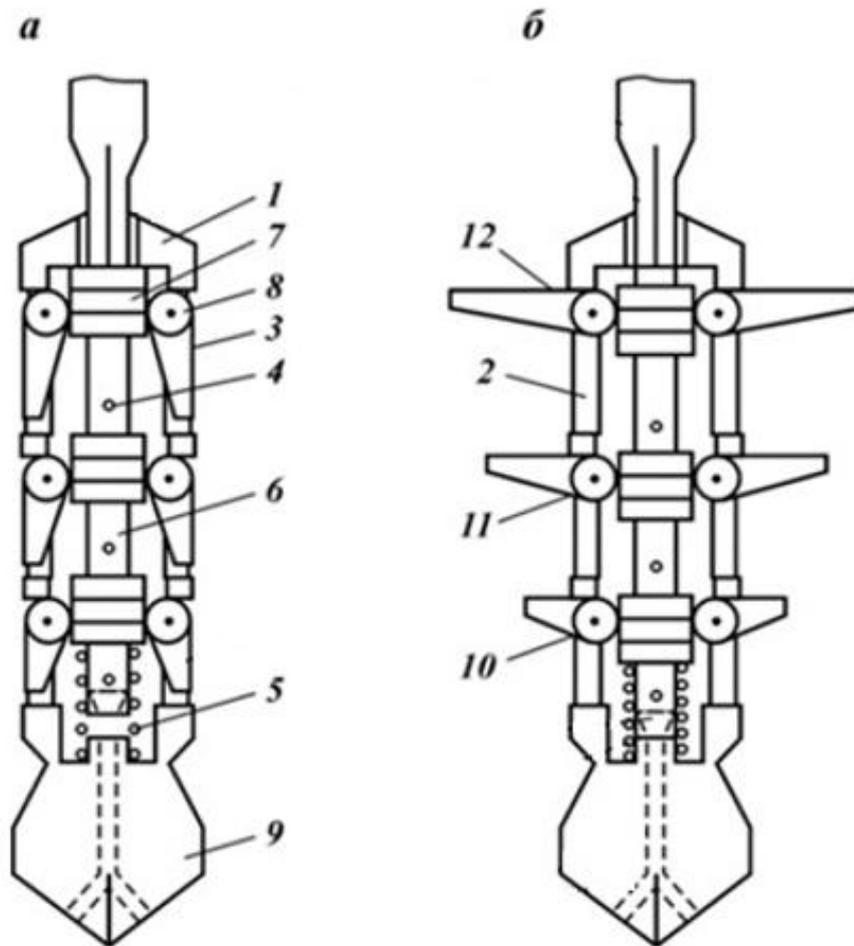


Рисунок 3.5 - Багатоступінчастий механічний розширювач:  
 а – транспортне становище; б – робоче положення.

Принцип включення в роботу пристрою відрізняється від попереднього розширювача. Відмінною рисою тут є передача шестерня - рейка. При опорі долота 9 на забій свердловини під дією ваги бурильних труб порожнистий шток із зубчастими рейками 7 опускаються вниз, пружина 5 стискається, а через зубчасті рейки 7 порожнього штока б і зубчасті сектора 8 на лопаті 12 передається крутний момент, що сприяє їх розкриттю.

При підйомі бурильної колони порожнистий шток б з зубчастими рейками 7 піднімають і лопаті розширювача 12 закриваються. Нижче наведено ЗП, механізм якого розроблений за аналогією з описаним вище розширювачем.

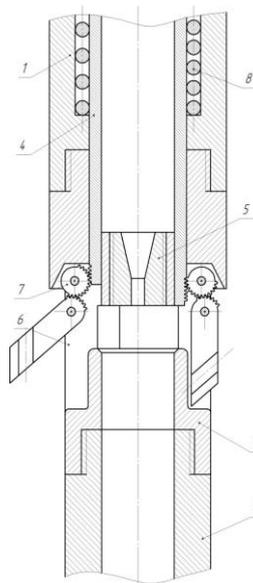


Рисунок 3.6 - ЗП з пелюстками , що складаються:

- 1 – корпус; 2 – корпус камери змішування; 3 - корпус ЗП; 4 - пружний поршень; 5 - сопло; 6 – пелюстка ЗП; 7 – проміжне колесо; 8 - пружина, 9 – вісь.

Принцип дії цієї конструкції інтуїтивно зрозумілий, оскільки практично ідентичний принципу дії першої, за винятком того, що шток тут впливає на проміжне колесо, яке служить для зміни напрямку обертання пелюстки. У цьому випадку він, як і належить, закривається під час опускання штока.

Можливі два варіанти штока:

- з зубчастими рейками;
- з черв'ячним зубом.

При цьому останній має велику перевагу, оскільки черв'ячна передача має ефект самогальмування і є незворотною: якщо докласти момент до відомого елемента (черв'ячного колеса), через сил тертя передача не працюватиме [16]. Таким чином, забезпечується надійна фіксація ЗП у робочому положенні. У випадку із зубчастими рейками фіксація теж здійсненна, але з меншим ступенем надійності.

Переваги:

- Забезпечує рух пелюсток у потрібному напрямі.
- Фіксація.
- Плавність роботи (у черв'ячному варіанті).

Недоліки:

- Ускладнення схеми.
- Вкрай небажане збільшення числа дрібних рухливих частин.
- Великі втрати на тертя.
- Важкодійсненне обертання черв'ячного штока (у черв'ячному варіанті).

### 3.4 Пошук нових рішень по модернізації ЗП

Виходячи з вищевикладеного, можна зробити висновок, що конструкція з шарнірними пелюстками і поступово рухомим штовхачем є здійсненою. Проте проблема напрямку руху пелюсток залишається невирішеною. У зв'язку з цим було зроблено вибір на користь застосування шарнірно-важільної конструкції.

На рисунку 3.7 представлений приблизний вигляд ЗП з механізмом шарнірно-важільного типу, в якому ця проблема вирішена. Нова конструкція докорінно змінила принцип роботи механізму. У даному ЗП на кожен пелюсток припадає одна тяга, що направляє, повзун, пружина, паз у корпусі.

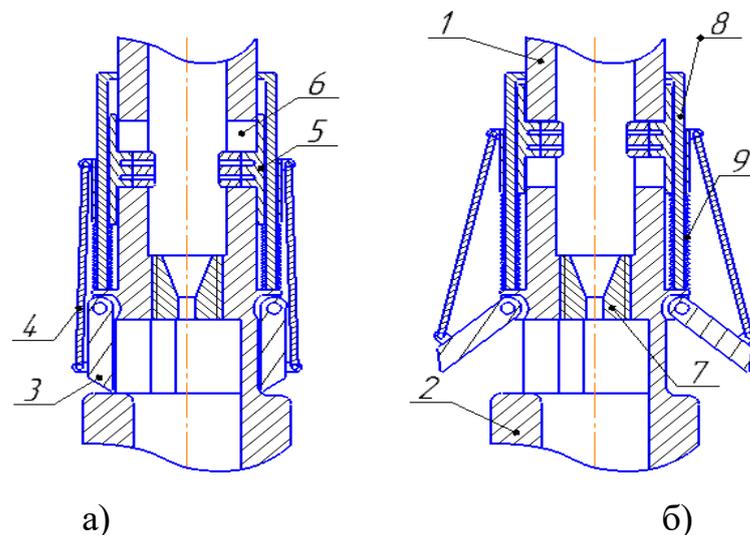


Рисунок 3.7 - ЗП з механізмом шарнірно-важільного типу:

а – транспортне становище; б – робоче положення.

- 1 - корпус, 2 - корпус камери змішування, 3 – пелюстка, 4 - тяга, 5 - повзун, 6 - паз у корпусі, 7 – сопло, 8 – напрямна 9 – пружина.

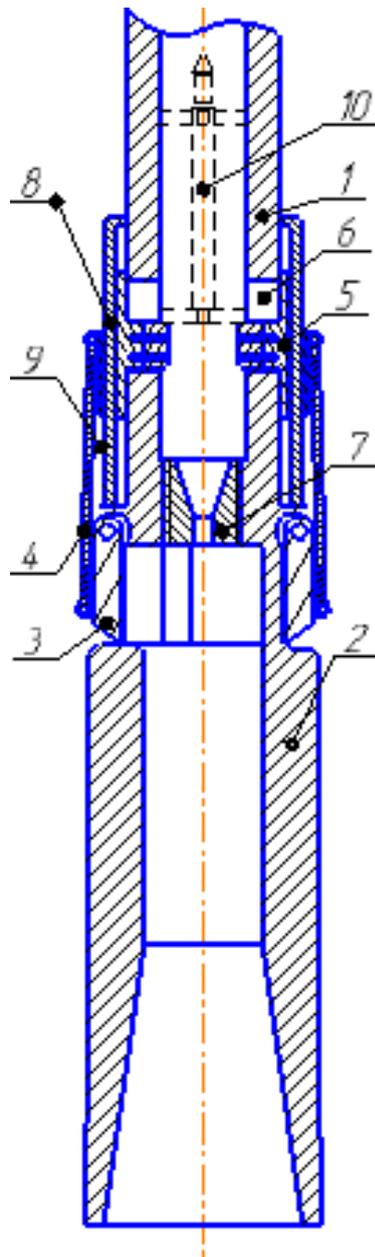


Рисунок 3.8 - ЗП з механізмом шарнірно-важільного типу:

1 – корпус; 2 – корпус камери змішування; 3 - пелюстка; 4 - тяга; 5 - повзун;  
6 - паз в корпусі; 7 - Сопло; 8 – напрямна; 9 – пружина; 10 – запірний клапан.

Принцип його дії полягає в наступному. У транспортному положенні пелюстка 3 знаходиться в поглибленні корпусу 1. На пружний повзун 5 у напрямку, як показано на рисунку, впливає попередньо скинутий запірний клапан 10, який, у свою чергу, приводиться в дію рідиною для промивання. Повзун 5 переміщається по напрямних 8 в нижнє положення, при якому важіль 4 (штовхач) впливає на рухому пелюстку 3 затримуючого пристрою. Пелюстка

закривається і при збігу фіксуючого засобу з канавкою виявляється в транспортному положенні.

Переваги конструкції:

- забезпечує поворот пелюсток у потрібному напрямку;
- має простий механізм переведення з робочого положення в транспортне і назад;
- мінімізує можливість заклинювання при переведенні механізму з робочого положення у транспортне і назад;
- простота технологічного процесу під час виготовлення механізму.

Тому дана конструкція вибирається як базова, на основі якої буде розроблено підсумковий варіант. Однак перед тим як перейти до визначення параметрів ЗП, необхідно вивчити процес кульово-струминного буріння для того, щоб виявити характер процесів, що протікають, і функції елементів КСС.

### **3.5 Висновки до розділу 3**

1 Розроблена концепція кульоуловлювально-підживлювального пристрою базується на модульності, що передбачає інтеграцію кульоуловлювача (КУ), кульопідживлювача (КП) та затримуючого пристрою (ЗП) з кульово-струминним апаратом. Ця модульність забезпечує взаємозамінність елементів та логістичну зручність.

2 Запропонована конструкція кульопідживлювача дозволяє здійснювати підживлення куль без зупинки циркуляції бурового розчину за рахунок скидання запірнього клапана, що приводить у дію рухомий елемент і відкриває перепускний канал під тиском рідини.

3 Визначено ключову проблему модернізації ЗП: забезпечення керованого переведення пристрою з робочого положення (для утримання куль) у транспортне положення (для циркуляції та підживлення куль).

4 Проаналізовано різні кінематичні схеми, зокрема на основі складаних пелюсток з прямим та проміжним приводом (зубчасті колеса).

Виявлено, що ці схеми мають суттєві недоліки: ризик заклинювання, витончення стінок та складність керування напрямком руху пелюсток.

5 Як найбільш раціональний і технологічний варіант обрана конструкція шарнірно-важільного типу. Цей механізм забезпечує надійний поворот пелюсток у потрібному напрямку під впливом гідравлічно активованого запірною клапана та мінімізує ризик заклинювання, що робить його базовим для подальших розрахунків.

## РОЗДІЛ 4 УДОСКОНАЛЕННЯ КОНСТРУКЦІЇ ЗАТРИМУЮЧОГО ПРИБОРУ

### 4.1 Обґрунтування конструктивної схеми затримуючого пристрою

Прийmemo, що до початку буріння з використанням кулеструминного снаряда певна глибина була пройдена шарошечним долотом, діаметр якого належить визначити для того, щоб максимально наблизити умови проектування до реальних.

Припустимо також, що рішення переходу від обертального способу до шароструйного було прийнято у зв'язку зі збільшенням міцності породи, так як застосування шароструйного буріння в діапазоні залягання м'яких порід недоцільно.

Діаметр буріння (діаметр долота) вибирається в залежності від діаметра експлуатаційної колони, який, у свою чергу, приймається відповідно з можливим сумарним дебітом продуктивного пласта (табл. 4.1).

Таблиця 4.1 - Відповідність рекомендованого умовного зовнішнього діаметра експлуатаційної колони та сумарного дебіту продуктивного пласта

Нафтові свердловини		Газові свердловини	
Сумарний дебіт, т/добу	Рекомендований зовнішній діаметр експлуатаційної колони, (діаметр муфти), мм	Сумарний дебіт, тис.м <sup>3</sup> /добу.	Рекомендований зовнішній діаметр експлуатаційної колони, (діаметр муфти), мм
< 40	114 (133)	< 75	114 (133)
40-100	127-140 (146) - 159)	75 - 250	127-140 (146) - 159)
100-150	140-146 (159) - 166)	250 - 500	146 - 178 (166 - 198)
150-300	168-178 (188) - 198)	500 - 1000	178-219 (198) - 245)
>300	178-194 (198) - 216)	1000 - 5000	219-273 (245) - 299)

Таблиця 4.2 - Рекомендовані значення радіального зазору між свердловиною і обсадною колоною

Умовний зовнішній діаметр обсадних труб D	114; 127	140; 146	168; 178; 194	219; 245	273; 299	325; 340; 351	377; 406; 426; 473; 508
Радіальний зазор $\Delta$ 1 , мм	10-15	15-20	20-25	25-30	30-35	35-45	45-50

З технічного завдання значення передбачуваного дебіта для нафтової свердловини дорівнює 50 т/добу. Йому відповідає зовнішній діаметр експлуатаційної колони 127 мм (табл. 4.2).

Відповідно до [22], діаметр долота під експлуатаційну колону визначається за формулою

$$D_{\text{д}} = d_{\text{м}} + 2 \cdot \Delta, \quad (4.1)$$

де  $D_{\text{д}}$  - діаметр долота, мм

$d_{\text{м}}$  - діаметр муфти експлуатаційної колони, мм (табл. 3.1)

$\Delta$  - радіальний між стінкою свердловини та муфтою обсадної труби (табл. 3.1).

Для обсадної труби діаметром 127 мм діаметр муфти дорівнює 146 мм, а діаметральний проміжок - 15 мм.

Тоді

$$D_{\text{д}} = 146 + 2 \cdot 15 = 176 \text{ мм.}$$

Відповідно до нормативних документів вибирається найближчий діаметр долота  $D_{\text{д}} = 187,3$  мм.

## 4.2 Розрахунок геометричних параметрів затримуючого пристрою

Розрахуємо геометричні параметри ШЕБС з огляду на вимоги, виявлені у пункті 3.4, а також умови моделі свердловини.

Відомо [7], що при кулястобурному бурінні для ефективного руйнування гірської породи слід застосовувати кулі максимально можливого діаметру.

Визначаємо максимальний розмір породоруйнівних куль:

$$D_{\text{ш}} = D_{\text{св}} / 6,6 \quad (4.2)$$

де  $D_{\text{св}}$  - діаметр свердловини, рівний діаметру долота  $D_{\text{д}} = 187,3 \text{ мм}$ .

$$D_{\text{ш}} = 187,3 / 6,6 = 28,379 \text{ мм}$$

Оскільки планується застосовувати кульки від підшипників кочення, то округлим. отримане значення до їх найближчого стандартного діаметра за [23] це значення одно 28,575 мм.

Виходячи з отриманого значення діаметра кулі, обчислимо основні геометричні параметри ШЕБС:

- діаметр камери змішування;
- довжину камери змішування;
- зовнішній діаметр бурового снаряд;
- висоту технологічних вікон;
- діаметр вихідного перерізу сопла.

Усі подальші обчислювані параметри будемо наводити до нормальних лінійних значень [16].

Діаметр камери змішування

За експериментальними даними, щоб уникнути заклинювання куль у камері змішування її діаметр повинен визначатися за формулою:

$$d_{\text{кс}} = 2,2 \cdot d_{\text{ш}}, \quad (4.3)$$

де  $d_{\text{ш}}$  - діаметр кулі.

$$d_{\text{кс}} = 2,2 \cdot 28,575 = 62,865 \approx 63 \text{ мм}.$$

Отже, площа камери змішування обчислюється наступним чином:

$$S_{\text{кс}} = \frac{\pi \cdot d_{\text{кс}}^2}{4} \quad (4.5)$$

Зовнішній діаметр бурового снаряда

$$S_{\text{кс}} = \frac{3.14 \cdot 63^2}{4} = 3116 \text{ мм}^2$$

Згідно [7] зовнішній діаметр бурового снаряда дорівнює:

$$d^{\text{н}}_{\text{бс}} = D_{\text{св}} - 2 \cdot 1,1 \cdot d_{\text{ш}} \quad (4.6)$$

$$d^{\text{н}}_{\text{бс}} = 187,3 - 2 \cdot 1,1 \cdot 28,575 = 124,435 \approx 124 \text{ мм}.$$

Довжина камери змішання

Згідно [7] довжина камери змішання визначається нижченаведеним виразом:

$$l_{\text{КС}} = 8 \cdot d_{\text{КС}} \quad (4.7)$$

$$l_{\text{КС}} = 8 \cdot 63 = 504 \approx 500 \text{ мм.}$$

Висота технологічних вікон

Згідно [7] визначаємо висоту технологічних вікон:

$$h_{\text{ТО}} = 1,25 \cdot d_{\text{Ш}} \quad (4.8)$$

$$h_{\text{ТО}} = 1,25 \cdot 28,575 = 35,72 \approx 40 \text{ мм.}$$

Форма вхідного ділянки камери змішання

Вплив форми вхідної ділянки камери змішування враховується коефіцієнтом потоку, що інжектуються, що являє собою добуток коефіцієнтів швидкості камери змішування, дифузора і вхідної ділянки. Зміна форми вхідної ділянки камери змішування впливає величину коефіцієнта швидкості вхідної ділянки. При зменшенні коефіцієнта швидкості зменшується коефіцієнт потоку, що інжектуються, падає коефіцієнт інжекції або зменшується ступінь стиснення апарату.

Згідно даними, представленим в роботі [24], найбільш раціональною є коноїдальна форма, проте вона складна у виготовленні. Найбільш простий і водночас що володіє незначним опором є конічна форма з кутом конусності 45-60 ° [25-26].

З конструктивних міркувань вхід в камеру змішування забезпечений фаскою шириною 0,5 мм під кутом 45.

Розміри дифузора

Найбільш складним завданням розрахунку є встановлення оптимальної форми дифузора, що відповідає безвідривному перебігу та мінімуму втрат енергії при заданих режимних параметрах [26].

За експериментальними даними, наведеними в більшості робіт [14], значення оптимального кута розкриття дифузора становить 8°. На підставі експериментальних досліджень [18] встановлено, що найкраща швидкість

проходки при кулястобурому бурінні спостерігається при куті розчину дифузора, рівним 30 °. Автори пояснюють це тим, що зі збільшенням кута розчину зменшується довжина дифузора, що в свою черга веде до збільшення величини швидкості кулі, з якою він ударяється про забій свердловини.

Висоту дифузора згідно [7] можна визначити за формулою:

$$l_d = \frac{\frac{d^H_{6c} - d_{кк}}{2} - r_1}{\operatorname{tg}\alpha}, \quad (4.8)$$

де  $d^H_{6c}$  - Зовнішній діаметр струминного апарату,

$r_1$  - товщина стінки дифузора у вихідному перерізі,

$\alpha$  - кут розкриття дифузора.

Для забезпечення достатньої кількості ударів куль по периферійній частині вибою при меншій відстані між долотом і вибоєм вибираємо кут розкриття  $\alpha = 10^\circ$ .

Товщину стінки визначаємо наступним чином:

$$r_1 = 0,5 \cdot d_{ш}. \quad (4.9)$$

$$r_1 = 0,5 \cdot 28,575 = 14,288 \approx 15 \text{ мм.}$$

Тоді висота дифузора дорівнює:

$$l_d = \frac{\frac{124 - 63}{2} - 15}{0,176} = 88,07 = 90 \text{ мм}$$

Товщина ребер технологічних вікон

Необхідно спроектувати мінімально можливу ширину ребер технологічних вікон без втрати твердості бурового снаряда.

Для початку визначимо товщину стінок камери змішування, так як це значення дорівнює товщині ребер.

$$h = \frac{d^H_{6c} - d_{кк}}{2}. \quad (4.10)$$

$$h = \frac{124 - 63}{2} = 30,5 \text{ мм}$$

Визначення решти розмірів ребер жорсткості буде визначено конструктивно.

Після визначення всіх необхідних геометричних показників снаряда заносимо в таблицю для подальшого виконання креслення ШЕБС з урахуванням цих розмірів.

Таблиця 4.3 - Основні геометричні параметри

Параметр	$D_d$	$d_{ш}$	$d_{кc}$	$d_{нбс}$	$l_{кc}$	$h_{то}$	$d_{сопла}$	$k$	$\alpha$	$l_d$	$r_1$
Значення, мм	187,3	28,5	63	124	500	40	26	$0,5 \times 45^\circ$	$10^\circ$	90	15

#### 4.2 Визначення технологічних параметрів куляструминного буріння

Розрахунок оптимального режиму куляструминного буріння буде проводитися для свердловини діаметром 187,3 мм у гранітному масиві ( $R_3 = 900$  кг/мм<sup>2</sup>  $E_2 = 1 \cdot 10^6$  кг/см<sup>2</sup>,  $\nu_2 = 0,25$ ). Промивна рідина – вода ( $\mu_p = 1000$  кг/м<sup>3</sup>).

Передбачається для буріння використовувати кулі підшипників, що працюють в агресивних середовищах та при підвищеній температурі (корозійно-стійка, теплостійка) з сталі 96X18-Ш ( $E_1 = 200026$  МПа,  $\nu_1 = 0,28$ ,  $\rho_{ш} = 7,75$  кг/м<sup>3</sup>).

Виходячи з попередніх розрахунків, приймаємо довжину бурового снаряда

$$l_{бс} = 1000 \text{ мм}.$$

1. Розраховується оптимальна маса порції куль за формулою:

$$m_w = m_{1w} \cdot N^w = \frac{\rho_w \cdot \pi \cdot d_w^3 \cdot N^w}{6}, \quad (4.11)$$

де  $N_{ш}$  – кількість куль, що піднімаються, в затрубному просторі, що обчислюється за формулою:

$$N_{ш} = \left( \frac{l_{бс}}{d_{ш} \cdot C_1} \right) \cdot \left( \frac{\pi \cdot (d_{бс} + D_{скв})}{2 \cdot d_{ш} \cdot C_2} \right) \quad (4.12)$$

де  $C_1$  - Коефіцієнт, що враховує зазор між рядами, за експериментальними

даними  $C_1 = 1,5$ ;  $C_2$  - Коефіцієнт, що враховує зазор між кулями в ряду, за експериментальними даними  $C_2 = 1,5$ .

$$N^{\text{ш}} = \left( \frac{1000}{28,575 \cdot 1,5} \right) \cdot \left( \frac{3,14 \cdot (124 + 187,3)}{2 \cdot 28,575 \cdot 1,5} \right) \approx 266,$$

$$m_w = m_{1\text{ш}} \cdot N^{\text{ш}} = \frac{7750 \cdot 3,14 \cdot 0,028575^3 \cdot 266}{6} = 25,17 \text{ кг.}$$

Матеріал куль 96Х18-Ш  $\rho_{\text{ш}} = 7,75 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$

2. Визначається величина швидкості кулі, необхідної для руйнування гірської породи в оптимальному режимі [6,7]:

$$V_{\text{опт}} = 2,15 \cdot \left( \frac{4 \cdot (1 - \mu_1^2)}{E_1} + \frac{4 \cdot (1 - \mu_2^2)}{E_2} \right)^2$$

$$V_{\text{опт}} = 2,15 \cdot \left( \frac{4 \cdot (1 - \mu_1^2)}{E_1} + \frac{4 \cdot (1 - \mu_2^2)}{E_2} \right)^2 \cdot \sqrt{\frac{g \cdot P_c^5}{\rho_{\text{ш}} \cdot d_{\text{ш}}^3 \cdot \left( \frac{4}{d_{\text{ш}}} - \frac{4}{0,78 \cdot D_{\text{СКВ}}} \right)^3}} \quad (4.13)$$

$$= 2,15 \cdot \left( \frac{4 \cdot (1 - 0,28^2)}{2 \cdot 10^5} + \frac{4 \cdot (1 - 0,25^2)}{0,98 \cdot 10^5} \right)^2 \cdot \sqrt{\frac{9,8 \cdot 9 \cdot 10^8}{7,75 \cdot 10^3 \cdot (28,575 \cdot 10^{-3})^3 \cdot \left( \frac{4}{28,575 \cdot 10^{-3}} - \frac{4}{0,78 \cdot 187,3 \cdot 10^{-3}} \right)^3}}$$

$$= 44,045 \approx 44 \frac{\text{м}}{\text{с}}$$

3. Швидкість падіння куль в воді розраховується по формулі Рітінгера:

$$q = w \sqrt{\frac{d_{\text{ш}}(\rho_{\text{ш}} - \rho_{\text{ж}})}{\rho_{\text{ж}}}}, \quad (4.14)$$

де  $w$  – коефіцієнт, для кулястих тел 5,11.

Звідси

$$q = 5,11 \sqrt{\frac{28,575 \cdot 10^{-3} (7,75 \cdot 10^3 - 1000)}{1000}} = 2,4 \text{ м/с.}$$

Необхідно також враховувати максимально допустиму швидкість перебігу рідини в кільцевому просторі для запобігання змиванню глинистої кірки.

4. Максимально можливу швидкість висхідного потоку знаходять з виразу [12]:

$$V_{\text{кп max}} = q / 1,3$$

$$V_{\text{кп max}} = 2,4 / 1,3 = 1,85 \text{ м/с}$$

5. Максимальний витрата рідини, подається насосом, при якому не відбувається розмиття стінок:

$$Q_{pmax} = V_{\text{кп max}} \cdot S_{\text{кп}} = V_{\text{кп max}} \cdot \frac{\pi \cdot (D_d^2 - d_{bc}^2)}{4}; \quad (4.15)$$

$$Q_{pmax} = 1,85 \cdot \frac{3,14 \cdot (0,187^2 - 0,124^2)}{4} = 135,67 \frac{\text{м}^3}{\text{ч}}$$

6. За технічним характеристикам бурового насосу або групи бурових насосів (за умови їх паралельної установки) вибирається витрата  $Q_p$ , величина якого повинна бути меншою за величину максимально можливої витрати  $Q_{pmax}$ .

Відповідно до [29] вибираємо Насос буровий трипоршневий УНБТ-950/А з наступною характеристикою продуктивності

Таблиця 4.4 - Характеристика бурового насосу УНБТ – 950/А

Д поршня, мм	Гранично тиск на виході, МПа	Частота подвійних ходів за хвилину	Подача, м <sup>3</sup> /год
180	19,0	100	132,5

7. Величина необхідною середньої швидкості бурового розчину в буровому снаряді визначається за такою формулою:

$$V_{\text{бс}} = \frac{V_{\text{опт}}}{\varepsilon}, \quad (4.16)$$

де  $\varepsilon$  - ставлення швидкості куль до швидкості рідини в буровому снаряді, що приймається рівному 0,7 [7].

$$V_{\text{бс}} = \frac{44}{0,7} = 62,86 \frac{\text{м}}{\text{с}}.$$

8. Визначається необхідний коефіцієнт ежекції:

$$n = \frac{S_{\text{кк}} \cdot V_{\text{бс}}}{Q_{\text{р}}} - 1. \quad (4.17)$$

$$n = \frac{0,00407 \cdot 62,86}{\frac{132,5}{3600}} - 1 = 2,95.$$

При цьому необхідно врахувати коефіцієнт ежекції куль. Так за [7] коефіцієнт ежекції по рідини буде дорівнює різниці спільного коефіцієнта ежекції та коефіцієнта ежекції за кулями. Для обчисленого значення оптимальної швидкості він приблизно дорівнює 0,9:

$$n_{\text{ж}} = n - n_{\text{ш}}. \quad (4.18)$$

$$n_{\text{ж}} = 2,95 - 0,9 = 2,05.$$

9. За графіком залежності коефіцієнта ежекції від відношення площі сопла до площі камери змішування (рисунок 4.1), отриманого американськими фахівцями [2] при незмінному діаметрі камери змішування, визначається необхідне відношення  $S_{\text{с}}/S_{\text{кк}}$ .

Слід зазначити, що значення коефіцієнта ежекції, що дорівнює 2÷4, є найбільш прийнятними. У випадку перевищення коефіцієнта ежекції погіршуються умови виносу шламу, внаслідок чого зменшується ККД струминного апарату і витрачається додаткова енергія на його подрібнення.

Отриманому значенням коефіцієнта ежекції  $n_{\text{ж}} = 2,05$  відповідає 0,12 .

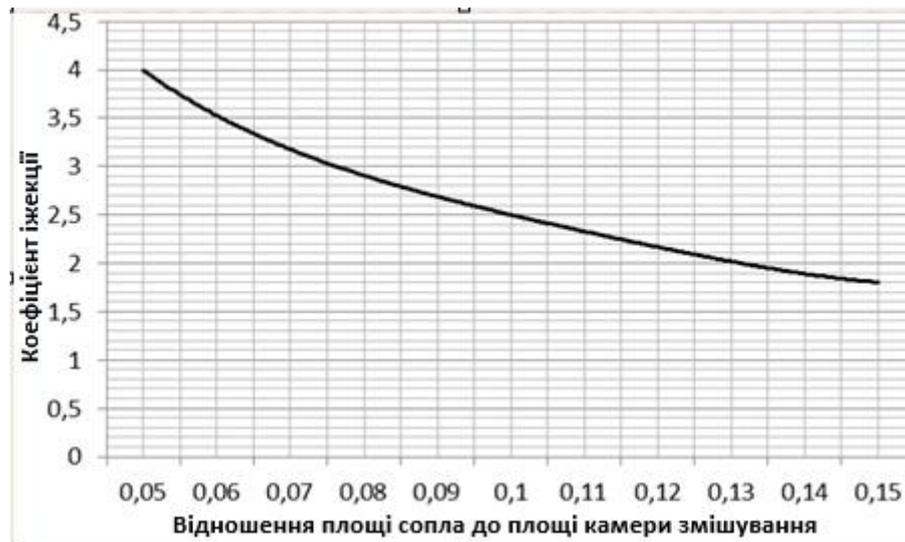


Рисунок 4.1 - Залежність коефіцієнта ежекції від відносини площі сопла до площі камери змішування

За [7] визначається діаметр і площа вихідного перерізу сопла:

$$S_c = \left[ \frac{S_c}{S_{kc}} \right] \cdot S_{kc}, \quad (4.19)$$

$$d_c = \sqrt{\frac{4 \cdot S_{kc} \cdot \left[ \frac{S_c}{S_{kc}} \right]}{\pi}}. \quad (4.20)$$

$$S_c = 0,13 \cdot 4070 = 529,1 \text{ мм}^2,$$

$$d_c = \sqrt{\frac{4 \cdot 529,1}{3,14}} = 25,96 \approx 26 \text{ мм}.$$

Далі слід визначити форму сопла.

Від вибору геометричної форми сопла залежить зміна перепадів тиску та витрати рідини. За [18] найкращі результати дає сопло, виконане у вигляді конічної насадки, що закінчується коротким циліндричним сприском. Конічна насадка збільшує вихідну швидкість, а циліндрична частина зберігає форму струмені і запобігає їй від розбризкування.

За експериментальними даними [7, 25] оптимальне значення кута конусності конічної частини насадки становить 12-15°, згідно з [28] оптимальний

кут конусності становить  $13^{\circ}24'$ ? Для забезпечення технологічності виготовлення призначаємо  $13^{\circ}30'$ .

Відповідно до [2] довжина циліндричної частини сопла визначається за формулою:

$$l_{\text{соп}}^{\text{цил}} = (1 \dots 2) \cdot d_{\text{соп}}^{\text{цил}}. \quad (4.21)$$

$$l_{\text{соп}}^{\text{цил}} = 2 \cdot 26 = 52 \text{ мм.}$$

Конструктивно призначаємо довжину сопла рівною  $l_{\text{соп}} = 140$  мм. Звідси довжина конічної частини сопла:

$$l_{\text{соп}}^{\text{кон}} = l_{\text{соп}} - l_{\text{соп}}^{\text{цил}}. \quad (4.22)$$

$$l_{\text{соп}}^{\text{кон}} = 140 - 52 = 88 \text{ мм.}$$

З обліком прийнятого кута конусності  $13^{\circ}30'$  отримуємо, що діаметр вхідного перерізу сопла  $d_c = 68$  мм.

Також необхідно врахувати можливість збирання сопла і корпусу куляструшного апарату. Зі схеми, видно, що доцільно вибирати зовнішній діаметр сопла близьким до внутрішнього діаметра камери змішування.

Виходячи з технологічного процесу формоутворення різьблення обробкою різанням [30] вибираємо різьблення M110x4 для з'єднання сопла з камерою змішування.

Визначимо оптимальне відстань між вихідним перетином робочого сопла та вхідним перерізом камери змішування.

Розрахунок проводиться з умови, що при розрахунковому коефіцієнті ежекції кінцевий переріз вільного струменя дорівнює вхідному перерізу камери змішування.

Відповідно до [1] відстань між вихідним перерізом робочого сопла та вхідним перерізом камери змішування визначається за формулою:

$$l^{\text{соп}} = (1 \dots 1,5) \cdot d_{\text{КС}} \quad (4.23)$$

$$l^{\text{соп}} = 1,25 \cdot d_{\text{КС}} = 1,25 \cdot 72 = 90 \text{ мм.}$$

Згідно [3, 4,8] відстань визначається нижченаведеним виразом:

$$l^{\text{соп}} = (1 \dots 3) \cdot d_{\text{цил}}. \quad (4.24)$$

$$l^{\text{соп}} = 1,5 \cdot d_{\text{цил}} = 1,5 \cdot 26 = 39 \text{ мм}$$

Отже, значення відстані між вихідним перерізом робочого сопла та вхідним перерізом камери змішування необхідно вибрати в інтервалі 39...90 мм.

У ході проведених досліджень було встановлено, що відстань між вихідним перерізом сопла і верхнім зрізом технологічних вікон має дорівнювати нулю [20].

Також слід зазначити, що висота технологічних вікон для вільного проходження куль, що використовуються, дорівнює 40 мм (п. 3.2).

Відповідно до вищесказаного вибирається відстань рівну висоті технологічних вікон:

$$l^{\text{соп}} = h_{\text{ТВ}} = 40 \text{ мм.}$$

10. Перепад тисків в соплі обчислюється по формулі:

$$\Delta P_c = \frac{Q_p^2 \cdot \rho_{\text{бр}}}{\mu^2 \cdot 2 \cdot S_c^2}, \quad (4.25)$$

де  $\mu$  - коефіцієнт витрати сопла, для прийнятої форми сопів дорівнює 0,95 [25].

$$\Delta P_c = \frac{0,367^2 \cdot 1000}{0,95^2 \cdot 2 \cdot 0,0005291^2} = 2,67 \text{ МПа.}$$

Відповідно до [22, 24, 27] розрахований перепад тиску в соплі повинен бути не більше 12 МПа для попередження інтенсивного зносу сопла при перебігу через нього бурового розчину.

$$2,67 < 12.$$

11. Розраховуються втрати тиску в циркуляційній системі  $\Sigma(\Delta P_i)$ :

$$\Sigma(\Delta P_i) = \Delta P_T + \Delta P_{\text{КП}} + \Delta P_3, \quad (4.26)$$

де  $\Delta P_T$  - втрати тиску в бурильною колоні,  $\Delta P_{\text{КП}}$  - втрати тиску в затрубному просторі,  $\Delta P_3$  - втрати тиску від замків у затрубному просторі.

Для визначення  $\Delta P_T$  і  $\Delta P_{\text{КП}}$  необхідно визначити режим рух рідини.

З [7] відомо, що при промиванні свердловини водою в кільцевому

просторі практично завжди режим течії турбулентний.

Тому втрати тиску в трубах та кільцевому просторі при турбулентному русі бурового розчину розраховуються по формулі Дарсі-Вейсбаха [24-26]:

$$\Delta P_T = \lambda_T \cdot \frac{8 \cdot \rho_{бр} \cdot Q^2 \cdot L_{СКВ}^{max}}{\pi^2 \cdot d_B^5}, \quad (4.27)$$

$$\Delta P_{кп} = \lambda_{кп} \cdot \frac{8 \cdot \rho_{бр} \cdot Q^2 \cdot L_{СКВ}^{max}}{\pi^2 \cdot (D_{СКВ} - d_H)^3 \cdot (D_{СКВ} + d_H)^2}, \quad (4.28)$$

де  $\lambda_T$ ,  $\lambda_{кп}$  - коефіцієнти гідравлічного опору в трубах та кільцевому просторі, приймаються рівними 0,02 та 0,035 відповідно.

Співвідношення зовнішнього діаметра бурильних труб муфтово-замкового з'єднання та основного діаметра свердловини приймається рівним [27]:

$$\frac{d_T}{D_{СКВ}} = 0,6. \quad (4.29)$$

Звідси

$$d_T = 0,6 \cdot D_{СВ} = 0,6 \cdot 215,9 = 129,54 \text{ мм.}$$

за таблиці 5 обираємо діаметр бурильних труб рівним 140 мм з відповідним діаметром муфти 171 мм. Внутрішній діаметр 120 мм.

Таблиця 4.5 - Розміри, маса і жорсткість сталевих бурильних труб

Труба		Муфта	Маса, кг			
Діаметр, мм	товщина стінки, мм		зовнішній діаметр, мм	1 м гладкої труби	двох висадок муфти	
Умовний	Зовнішній					
60	60,3	7; 9	80	9,15; 11,3	1,5	02.07.11
73	73	7; 9; 11	95	11,4; 14,2; 16,8	2	4,2
89	89	7; 9; 11	108	14,2; 17,8; 21,2	3,2	4,4
102	101,6	7; 8; 9; 10	127	16,4; 18,5; 20,4 22,4	5	7
114	114,3	7; 8; 9; 10; 11	140	18,5; 20,9; 23,3 25,7; 28,0	6	9
127	127	7; 8; 9; 10	152	20,7; 23,5; 26,2; 28,9	6,5	10
140	139,7	8; 9; 10; 11	171	26; 29; 32; 35	7,5	14
168	168,3	9; 10	197	35,3; 39,0	9,5	16,7

Обчислюємо втрати тиску в трубах і кільцевому просторі:

$$\Delta P_T = 0,02 \cdot \frac{8 \cdot 1000 \cdot 0,0368^2 \cdot 4500}{3,14^2 \cdot 0,12^5} = 3,97 \text{ МПа},$$

$$\Delta P_{\text{кп}} = 0,035 \cdot \frac{8 \cdot 1000 \cdot 0,0368^2 \cdot 4500}{3,14^2 \cdot (0,2159 - 0,140)^3 \cdot (0,2159 + 0,140)^2} = 3,12 \text{ МПа}$$

$$8 \cdot 1000 \cdot 0,0368^2 \cdot 4500$$

$$\Delta P_{\text{кп}} = 0,035 \cdot \frac{8 \cdot 1000 \cdot 0,0368^2 \cdot 4500}{3,14^2 \cdot (0,2159 - 0,140)^3 \cdot (0,2159 + 0,140)^2} =$$

3,12 МПа

Обчислюються втрати тиску від замків в затрубному просторі за формулою [22, 25, 27]:

$$\Delta P_3 = \frac{L_{\text{СКВ}}^{\text{max}}}{l_{1T}} \cdot \left( \frac{D_{\text{СКВ}}^2 - d_H^2}{D_{\text{СКВ}}^2 - d_3^2} - 1 \right)^2 \cdot \rho_{\text{бр}} \cdot V_{\text{кп}}, \quad (4.30)$$

де  $V_{\text{кп}}$  - швидкість руху бурового розчину в затрубному просторі в галузі бурильних труб, що розраховується за формулою:

$$V_{\text{кп}} = \frac{4 \cdot Q_p}{\pi \cdot (D_{\text{СКВ}}^2 - d_H^2)}. \quad (4.31)$$

$$V_{\text{кп}} = \frac{4 \cdot 0,0368}{3,14 \cdot (0,2159^2 - 0,14^2)} = 1,74 \frac{\text{м}}{\text{с}},$$

$$\Delta P_3 = \frac{4500}{12} \cdot \left( \frac{0,2159^2 - 0,14^2}{0,2159^2 - 0,171^2} - 1 \right)^2 \cdot 1000 \cdot 1,74 = 0,2 \text{ МПа}.$$

12. Виходячи з величин  $\Delta P_3$ ,  $\Sigma(\Delta P_i)$ , знайдемо тиск перед буровим снарядом:

$$P_{\text{бс}} = P_{\text{вих}} - (\Delta P_T), \quad (4.32)$$

де  $P_{\text{вих}}$  - тиск насоса на виході.

$$P_{\text{бс}} = 19 - 3,97 = 15,03 \text{ МПа}.$$

13. Тоді сила тиску на клапан складе:

$$F = P_{\text{бс}} \cdot S_{\text{кв}},$$

$$F = 15,03 \cdot 10^6 \cdot 4070 \cdot 10^{-6} = 44892 \text{ Н}$$

Це значення буде робітником значення пружини, тобто.  $F = F_2$ .

### 4.3 Розрахунок ходу повзуна

Для розрахунку ходу повзуна (рис. 4.3) знадобиться позначити такі розміри:

$C$  - розрахункова довжина пелюстка ЗП;  $B$  – затрубний простір;

$A$  - проекція розрахункової довжини пелюстка на вісь руху повзуна;

$\alpha$  - кут розкриття пелюстка;

$\Delta$  - хід повзуна.

Ширина затрубного простору обчислюється за такою формулою:

$$B = 1,2 \cdot d_{\text{ш}},$$

де  $d_{\text{ш}}$  - діаметр кульки.

Довжина пелюстка буде дорівнювати:

$$C = \frac{B}{\sin \alpha} = \frac{1,2 \cdot d_{\text{ш}}}{\sin \alpha}, \quad (4.33)$$

$$A = \cos \alpha \cdot C = \frac{1,2 \cdot d_{\text{ш}} \cdot \cos \alpha}{\sin \alpha} = 1,2 \cdot d_{\text{ш}} \cdot \operatorname{ctg} \alpha. \quad (4.34)$$

Хід повзуна знайдеться як різниця довжин

$$\Delta = C - A = \frac{1,2 \cdot d_{\text{ш}}}{\sin \alpha} - 1,2 \cdot d_{\text{ш}} \cdot \operatorname{ctg} \alpha. \quad (4.35)$$

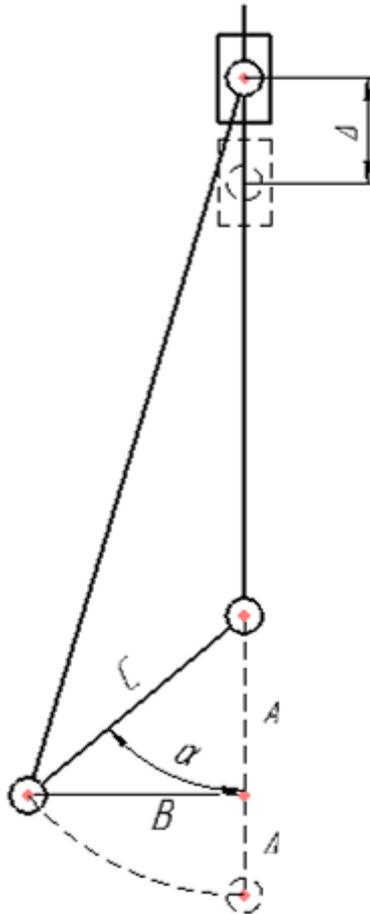


Рисунок 4.3 – Схема роботи затримуючого пристрою.

З розрахунків геометричних параметрів куляструшного снаряда нам відомо, що  $d_{ш} = 28,575$  мм  $\alpha = 45^\circ$ :

$$\begin{aligned} \Delta = C - A &= \frac{1,2 \cdot a_{ш}}{\sin \alpha} - 1,2 \cdot d_{ш} \cdot \operatorname{ctg} \alpha \\ &= \frac{1,2 \cdot 28,575}{\sin 45^\circ} - 1,2 \cdot 28,575 \cdot \operatorname{ctg} 45^\circ = 14,2 \text{ мм.} \end{aligned}$$

Вирахувавши хід повзуна робимо висновок, що висоту вікон в корпусі шароструминно-ежекторного снаряда слід зробити рівною 14,2 мм.

#### 4.4 Визначення компонентування пелюсток

Так як довжина пелюсток повинна бути достатньою, щоб забезпечити затримування куль, необхідно, щоб виконувалася така умова:

$$l_{л} > r_{ш}, \quad (4.36)$$

де  $l_{л}$  - довжина зовнішньої частини пелюстки,  $r_{ш}$  - радіус кулі.

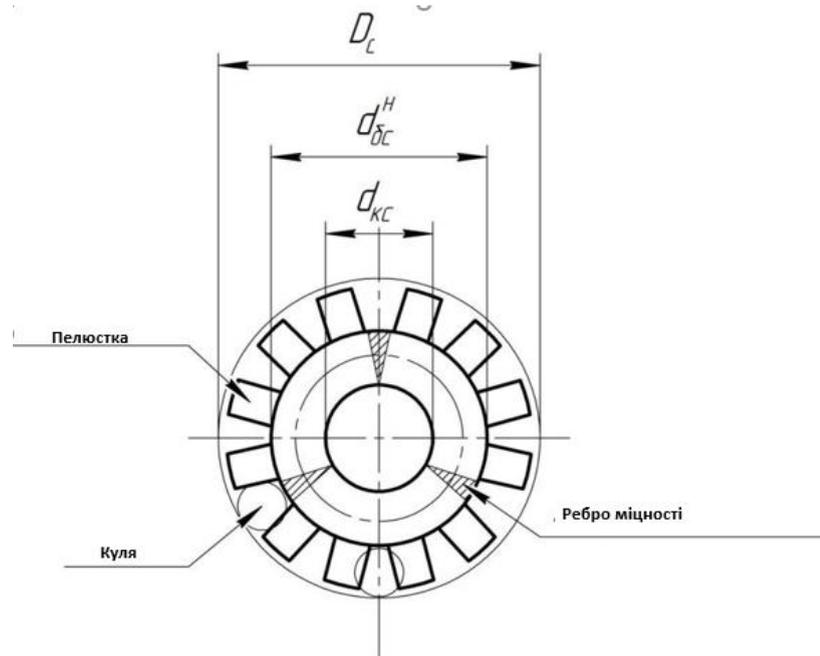


Рисунок 4.4 - Компонування пелюсток ЗП

З рисунку 4.2 видно, що  $l_{л}$  обчислюється по наступною формулі:

$$l_{л} = \frac{D_{скв} - d_{бс}^H}{2 \cdot 1,2}, \quad (4.37)$$

де 1,2 - коефіцієнт, забезпечує зазор між максимальним зовнішнім діаметром снаряда та діаметром свердловини.

$$l_{л} = \frac{187,3 - 124}{2 \cdot 1,2} = 26,375 \approx 26,4 \text{ мм.}$$

Перевіряємо виконання умови (3.33):

$$26,4 > 14,2875 ,$$

- умова виконується.

Ширина пелюстки знаходилася графічно з умови забезпечення складання ЗП.

У ході підбору оптимального кількості пелюсток було вирішено розбити їх на три сектора в кожному по 4 пелюстка, розділених відповідно ребрами жорсткості.

Даний вигляд компоновки забезпечує в складеному стані суцільне

перекриття технологічних вікон, що унеможливило підсмоктування куль при уловлюванні. Також передбачається, що дана конструкція через більший прохідний переріз знизить небажане ежектування та переподрібнення шламу та гідравлічні удари.

#### 4.5 Висновки до розділу 4

1 На основі вимог до керованості та надійності в умовах буріння обґрунтовано вибір шарнірно-важільного механізму для затримуючого пристрою (ЗП). Ця конструкція забезпечує надійне переведення пелюсток між робочим та транспортним положеннями за рахунок гідравлічної активації.

2 Виконано розрахунок ключових геометричних параметрів кульово-струминно-ежекторного снаряда (КСС) для свердловини діаметром 187,3 мм. Встановлено, що оптимальний діаметр куль становить 28,575 мм, що є основою для подальшого конструювання ЗП.

3 Проведено кінематичний розрахунок шарнірно-важільного механізму, який дозволив визначити, що для переведення пелюсток у транспортне положення при куті розкриття  $45^{\circ}$  необхідний мінімальний хід повзуна  $\Delta = 14,2$  мм.

4 Виконано гідравлічний розрахунок привода, який показав, що для активації механізму необхідна сила тиску на запірний клапан становить 44892 Н. Це зумовлено робочим перепадом тиску в соплі  $\Delta P = 2,67$  МПа, що є допустимим для запобігання інтенсивному зносу сопла.

5 Проаналізовано умови міцності пелюсток та запобігання заклинюванню куль. Розрахункова довжина пелюстки  $l = 26,4$  мм підтверджує виконання умови утримання куль діаметром 28,575 мм у робочому положенні.

## ЗАГАЛЬНІ ВИСНОВКИ

У роботі вирішено важливу науково-технічну задачу удосконалення конструкції привода керованого затримуючого пристрою кульово-струминно-ежекторного бурового снаряда з метою підвищення ефективності буріння.

1. Обґрунтовано актуальність вдосконалення кульово-струминно-ежекторних бурових снарядів через необхідність мінімізації часу на спуско-підймальні операції, пов'язані з підживленням вибою кулями. Встановлено, що ключовим елементом для вирішення цієї проблеми є модернізація затримуючого пристрою, що забезпечує дистанційне та надійне керування потоком куль.

2. Розроблено лабораторний стенд та методику експериментальних досліджень процесів кульово-струминного буріння у масштабованому варіанті. Стенд забезпечує замкнуту циркуляцію рідини та можливість точного контролю параметрів. Розроблено методики вимірювання лінійної та об'ємної швидкостей руйнування, а також методику дослідження циркуляції куль із застосуванням високошвидкісної відеозйомки (Miro m310) для отримання достовірних кінематичних даних.

3. Проведено аналіз можливих шляхів модернізації затримуючого пристрою (складані пелюстки, шарнірного типу, зубчасті колеса). Обґрунтовано вибір конструкції шарнірно-важільного типу як найбільш раціональної, оскільки вона забезпечує керований рух пелюсток (з робочого положення у транспортне) від гідравлічного привода, мінімізує ризик заклинювання та є найбільш технологічною.

4. Виконано кінематичний розрахунок обраного шарнірно-важільного механізму ЗП. Встановлено оптимальні геометричні параметри снаряда для свердловини 187,3 мм з кулями 28,575 мм. Розраховано, що для надійного переведення пелюсток затримуючого пристрою (при куті розкриття  $45^{\circ}$ ) необхідний хід повзуна становить  $\Delta = 14,2$  мм.

5. Проведено гідравлічний розрахунок привода затримуючого пристрою, що активується скинутим запірним клапаном. Розрахункова сила тиску на

клапан, необхідна для спрацювання, становить 44892 Н, що відповідає робочому перепаду тиску в соплі 2,67 МПа. Це підтверджує можливість надійного керування пристроєм без надмірного навантаження на наземне обладнання.

6. Удосконалена конструкція привода керованого затримуючого пристрою з шарнірно-важільним механізмом дозволяє дистанційно переводити пристрій у транспортне положення для здійснення підживлення або уловлювання куль, забезпечуючи безперервність технологічного процесу та досягнення ключової мети роботи – підвищення загальної ефективності буріння кульово-струминно-ежекторного бурового снаряду.

## GENERAL CONCLUSIONS ON THE WORK

The work addresses an important scientific and technical task: improving the design of the drive of a controlled retention device for a ball-jet-ejector drilling projectile in order to enhance drilling efficiency.

1 The relevance of improving ball-jet-ejector drilling projectiles is justified by the need to minimize time spent on tripping operations associated with feeding balls to the bottomhole. It has been established that the key element for solving this problem is the modernization of the retention device, which enables remote and reliable control of ball flow.

2 A laboratory stand and methodology for experimental studies of ball-jet drilling processes in a scaled version have been developed. The stand provides closed-loop fluid circulation and enables precise parameter control. Methods for measuring linear and volumetric destruction rates have been developed, as well as a methodology for studying ball circulation using high-speed videography (Miro m310) to obtain reliable kinematic data.

3 An analysis of possible modernization pathways for the retention device (folding petals, hinged type, gear wheels) has been conducted. The selection of a hinge-lever type design is justified as the most rational, since it ensures controlled movement of the petals (from the working to the transport position) via hydraulic drive, minimizes the risk of jamming, and is the most technologically feasible.

4 Kinematic calculations of the selected hinge-lever mechanism of the retention device have been performed. Optimal geometric parameters of the projectile for a well with a diameter of 187.3 mm using balls of 28.575 mm have been established. It has been calculated that for reliable transition of the retention device petals (at an opening angle of  $45^\circ$ ), the required slider stroke is  $\Delta = 14.2$  mm.

5 Hydraulic calculations of the retention device drive, activated by a dropped shut-off valve, have been performed. The calculated pressure force on the valve required for actuation is 44,892 N, corresponding to a working pressure drop in the nozzle of 2.67 MPa. This confirms the feasibility of reliably controlling the device

without overloading surface equipment.

6 The improved design of the controlled retention device drive with a hinge-lever mechanism allows the device to be remotely switched to the transport position for ball feeding or catching, ensuring continuity of the technological process and achieving the key objective of the work – increasing the overall efficiency of ball-jet-ejector drilling projectile operations..

## СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Бойко В.С. Підземний ремонт свердловин / В.С. Бойко. – Івано-Франківськ: ІФНТУНГ, 2009. – 587 с.
2. Буріння свердловин: навч. посіб. / Є.А. Коровяка, В.Л. Хоменко, Ю.Л. Винников, М.О. Харченко, В.О. Расцветаєв; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка». – Дніпро: НТУ «ДП», 2021. – 292 с.
3. ВБН В.2.4-00013741-001:2008. Споруджування свердловин на газ і нафту. Основні положення.
4. Винников Ю.Л. Методологія науково-дослідних робіт: конспект лекцій для студентів спеціальності 185 Нафтогазова інженерія та технології. Ступінь вищої освіти – магістр / Ю.Л. Винников. – Полтава: Національний університет «Полтавська політехніка імені Юрія Кондратюка», 2022 – 70 с.
5. Дем'яненко І.І. Проблеми і оптимізація нафтогазопошукових і розвідувальних робіт на об'єктах Дніпровсько–Донецької западини / І.І. Дем'яненко. – Чернігів: ЦНТЕІ, 2004. – 220 с.
6. Інновації в Технологіях Буріння Свердловин: Що Нового? // 1kbk.com.ua. – 2023.
7. Коцкулич Я.С. Закінчування свердловин: підручник / Я.С.Коцкулич, О.В. Тищенко. – К.: Інтерпрес ЛТД, 2009. – 366 с.
8. Насосний агрегат фірми "Stewart and Stevenson" (США). URL: [http://weatherford.ru/ru/service/production/51/193?ТВ\\_iframe=true&height=550&width=900](http://weatherford.ru/ru/service/production/51/193?ТВ_iframe=true&height=550&width=900) (дата обращения: 25.09.2020).
9. Новітні методи розкриття та освоєння пластів з аномально низькими пластовими тисками / О.О.Іванків, В.М.Світлицький, М.М. Яворський, А.А.Писаренко // Науковий вісник ІФНТУНГ. – 2007. – №2(16). – С. 48 – 53.
10. Політучий О.І. Буріння нафтових і газових свердловин: навч. посібник / О.І. Політучий. – Полтава: НУ «Полтавська політехніка імені Юрія Кондратюка», 2021. – 170 с.
11. Промивальні рідини в бурінні: Підручник для студентів спеціальностей 184 «Гірництво» та 185 «Нафтогазова інженерія та технології» /

Є.А. Коровяка, Ю.Л. Винников, А.О. Ігнатов, О.В. Матяш, В.О. Расцветаєв; М-во освіти і науки України, Нац. техн. ун-т «Дніпровська політехніка», 4-те вид., доп. – Дніпро : Журфонд, 2023. – 420 с.

12. Світлицький В.М. Сучасні проблеми розкриття та збереження продуктивних характеристик пластів / В.М. Світлицький, О.О. Іванків, Є.В. Вішнікін // Нафтова і газова промисловість. – 2006. – №6. – С. 16 – 18.

13. СОУ 11.2-20077720-030:2008. Свердловини на нафту і газ. Кріплення. Основні положення. НАК “Нафтогаз України”

14. СОУ 11.2-30019775-030:2013. Свердловини на нафту і газ. Розрахунок обсадних колон. ПАТ “Укргазвидобування”.

15. СОУ 11.2-30019775-105:2007. Свердловини на нафту і газ. Попередження порушення стійкості стінок ствола при бурінні. ДК “Укргазвидобування”.

16. СТП 320.00158764.014-2001. Кріплення свердловин. ДК “Укргазвидобування”

17. Технологія і техніка буріння / В.С. Войтенко, В.Г. Вітрик, Р.С. Яремійчук, Я.С. Яремійчук. – Львів: Центр Європи, 2012. – 708 с.

18. Abraham W. Khaemba, Dennis M. Onchiri, BHA and drilling parameters design for deviation control in directional wells-menengai experience. Proceedings of the 6th African Rift Geothermal Conference (2016), p.8

19. Advances in Mechanical Drilling Systems // Wiley, 2018.

20. Briaud J.-L. Geotechnical Engineering: Unsaturated and Saturated Soils / J.-L. Briaud. Wiley. – 2013. – 1024 p.

21. Briggs P.J. Development of heavy-oil reserves / P.J. Briggs, R.P. Baron, R.J. Fulleylove, M.S. Wright // J.Petrol.Technjl. – 1988. – Vol.40.numb.2. – P.206 - 214.

22. Carlson M. Practical Reservoir Simulation / M. Carlson // PennWell. – 2003. – 540 p.

23. Cinco-Ley H. Evaluation of hydraulic fracturing by transient pressure analysis methods / H. Cinco-Ley // SPE Form. Eval. – 1982. – V. 4.– № 1.– P. 25– 33.

24. Dahi-Taleghani A. Analysis of hydraulic fracture propagation in fractured reservoirs: an improved model for the interaction between induced and natural fractures, PhD Dissertation, University of Texas at Austin, pp. 216, 2009.
25. Elbel J.L. Considerations for optimum fracture geometry design / J.L. Elbel // SPE Prod. Eng.– 1988.– V. 3.– № 3.– P. 323–327.
26. Geertsma J. A rapid method of predicting width and extent of hydraulically induced fractures / J. Geertsma, F. de Klerk // J. Petrol. Technol. – 1969. – № 12.– P. 1571–1581.
27. Guyaguler B. Optimization of well placement and assessment of uncertainty. A dissertation for the degree of doctor of philosophy / B. Guyaguler. – Stanford University, 2002. – 137 p.
28. Handbook of Pneumatic Conveying Engineering / D. Mills, M. G. Jones, V. K. Agarwal. – Marcel Dekker Inc., 2004. – 676 p.
29. Improving Big Data Centers Energy Efficiency: Traffic-Based Model / Springer Nature, 2019.
30. Innovations in Drilling Fluids Technology // SPE Journal, 2020.
31. Jiaxiang Xia, Changxue Yang, Xingzhong Wang, Key technologies for well drilling and completion in ultra-deep sour gas reservoirs, Yuanba Gasfield, Sichuan Basin. Natural Gas Industry B 3 (2016), pp. 607-613
32. Like Everest, but Inland: China Drills Asia’s Deepest Oil Well // regnum.ru, 2019.
33. MFrac-II. Hydraulic Fracturing Simulator. - Meyer & Associates, Inc. Conroe, Texas, 1994. - Version 7.x. - 160 p
34. Mixture Formation in Internal Combustion Engines / C. Baumgarten. – Berlin: Springer-Verlag, 2006. – 294 p.
35. Myslyuk M.A., Modeling of phenomena and processes in the oil and gas industry. – Ivano-Frankivsk: Ekor, 1999. – 496 p.
36. Pneumatic Conveying of Solids. A Theoretical and Practical Approach / G. E. Klinzing et al. – Springer, 2010. – 561 p.
37. Schaaf, S., Pafitis, D., and Guichemerre, E. 2000. Application of the point the bit rotary steerable system in Directional drilling Prototype Well-Bore profiles.

Presented at the SPE/AAPG Western Regional Meeting, Long Beach, California, and 19-22 June. SPE-62519-MS.

38. Smith M. B.; Montgomery C. T. *Hydraulic Fracturing*, CRC Press, 2015.

39. Wang Haige, Ge Yunhua, Shi Lin, *Technologies in deep and ultra-deep well drilling: Present status, challenges and future trends in the 13th Five-Year Plan period (2016-2020)*. *Natural Gas Industry B* 4 (2017), pp. 319-326