

МОДЕЛЮВАННЯ РЕЗУЛЬТАТИВНОСТІ ЛІКВІДАЦІЇ ПРИХОПЛЕНЬ КНБК ЗА ДОПОМОГОЮ УДАРНИХ МЕХАНІЗМІВ

В.М. Чарковський, М.М. Сленко

ІФНТУНГ; 76019, м. Івано-Франківськ, вул. Карпатська, 15,

e-mail: public@nimg.edu.ua

Розглянуто стохастичну математичну модель результативності ударного способу вивільнення прихопленої КНБК на базі розігрування методом Монте-Карло ймовірності відповідного результату. Побудовано гістограми розподілу та визначено закон розподілу сили прихоплення для різних випадків. Визначено умови, за якими ймовірність росту утримувальної сили є недопустимо високою. З використанням окремих елементів теорії масового обслуговування змодельовано час роботи бурового яса та кількість нанесених ударів для ймовірного вивільнення інструменту. Наведено результати лабораторних досліджень механічних властивостей деяких гірських порід Прикарпаття та запропоновано підхід до їх врахування у якості критеріїв руйнування породи при ударному способі ліквідації прихоплень.

Ключові слова: прихоплення, ударний спосіб, метод Монте-Карло, механічні властивості гірських порід.

Рассмотрена стохастическая математическая модель результативности ударного способа освобождения прихваченной КНБК на базе розыгрывания методом Монте-Карло вероятности соответствующего результата. Построены гистограммы распределения и определен закон распределения силы прихвата в различных случаях. Определены условия, согласно которым вероятность роста удерживающей силы является недопустимо высокой. С использованием отдельных элементов теории массового обслуживания смоделировано время работы бурового яса и количество нанесенных ударов для вероятного освобождения инструмента. Приведены результаты лабораторных исследований механических свойств некоторых горных пород Прикарпатья и предложен подход для их учета в качестве критериев разрушения породы при ударном способе ликвидации прихватов.

Ключевые слова: прихват, ударный способ, метод Монте-Карло, механические свойства горных пород.

A stochastic mathematical model of the jarring device use effectiveness for releasing the stuck BHA was studied based on Monte-Carlo method of probability of the corresponding result. Distribution histograms were designed and the law of sticking force distribution in various cases was defined. The conditions, when the probability of growth of the restraining force is unacceptably high were defined. The time of jarring and the number of impacts for probable tool release were defined using queuing theory elements. The results of laboratory research of strength properties of some Precarpathian rocks were given and approach for their accounting as criteria of rock destruction during jarring were proposed.

Key words: sticking, jarring method, Monte-Carlo method, rock strength properties.

Постановка проблеми дослідження. Застосування ударних механізмів (УМ) є досить поширеним способом позбавлення бурильної колони від втрати рухомості у свердловині. На даний час створені і використовуються на практиці багато різноманітних конструкцій УМ механічного та гідравлічного типів. Така різноманітність пояснюється тим, що кожне ударне навантаження для вивільнення інструменту є процесом, що базується на закономірностях взаємодії різних частин аварійної колони бурильних труб з конструктивними параметрами самого УМ. Складність процесу полягає в тому, щоб, з одного боку, максимізувати силу удару у зоні прихоплення, а, з другого, – ударна хвиля, що поширюється колоною труб, не повинна призводити до надто великих деформацій та відповідних їм напружень, оскільки аварійна колона використовується у якості пружини.

Великий вплив на ефективність та загальну результативність застосування УМ має чинник часу ліквідації аварії чи геологічного ускладнення. У цьому контексті важливим є подальші

дослідження взаємодії на межі «колона – стінки свердловини». Навіть за максимізації енергії удару в зоні прихоплення у промислових умовах здійснюються десятки та у деяких випадках навіть сотні ударів УМ, які до того ж не завжди приносять бажаний результат.

Огляд досліджень і публікацій, в яких започатковано розв'язання проблеми. За даними [1] 15% усіх витрат на буріння свердловин найбільшими світовими буровими підприємствами припадає на непередбачені витрати часу, такі як аварії та роботи з ліквідації ускладнень, яких можна було б уникнути, якщо б застосовувати відповідні технології чи технічні засоби.

У роботі [2] пропонується удосконалена технологія ліквідації аварій та геологічних ускладнень, спричинених втратою рухомості бурильної колони, з допомогою ударних механізмів. Цей напрямок досліджень знайшов подальший розвиток у роботах [3, 4], де запропоновано технологію дискретно-розподілених

ударних навантажень та відповідний технічний засіб її реалізації, призначення яких – з більшою результативністю вивільнити елементи КНБК від прихоплення в процесі буріння свердловин. При цьому слід відзначити, що у науковій літературі залишаються ще недостатньо вивченими питання взаємодії елементів колони бурильних труб з фільтраційною кіркою та стінками свердловини під час нанесення динамічних навантажень.

У роботах [5],[6] автори досліджують особливості контактної взаємодії елементів бурильної колони зі стінками свердловини на базі математичних моделей руху колони труб в похило-скерованих свердловинах. Висновки, запропоновані у цих роботах, стосуються заходів зменшення сил тертя під час руху бурильної колони, а, значить, попередження прихоплення, що виникають внаслідок перепаду тиску та у жолобних виробках.

У роботі [7] моделюються граничні поверхні при розповсюдженні пружних хвиль від удару, зокрема поверхня між прихопленою колоною та гірською породою. Виконані дослідження на базі створеної моделі дозволили зробити висновок про незначний вплив акустичного опору породи на розповсюдження пружних хвиль у колоні труб.

Прийнято вважати [2], що вивільнення аварійного інструменту відбувається у випадку, якщо сила пружної деформації (як статична, так і динамічна) аварійної колони бурильних труб перевищує утримувальну силу, сформовану у свердловині різними ускладнювальними факторами. На практиці, як правило, доводиться вдаватися до втомного характеру руйнування зони формування утримувальної сили у свердловині. При цьому вивільнення бурильного інструменту відбувається також поетапно з кожним нанесеним динамічним навантаженням. Для прискорення процесу вивільнення інструменту застосовують динамічні навантаження, що здійснюються вибуховими хвилями геофізичних торпед або УМ разом із встановленням рідинних ванн.

Оцінку для прогнозування витрат ресурсів залежно від того, яка техніка чи технологія застосовується для буріння глибоких свердловин на нафту й газ з одночасною зміною факторів, які визначають геологічні, технічні та технологічні умови буріння, можна отримати методами імітаційного моделювання [5].

Серед невирішених раніше завдань можна виділити відсутність досліджень щодо оцінки кількісної зміни чинників, які мають місце при формуванні утримувальної сили внаслідок дії на ці чинники різних способів ліквідації прихоплення, зокрема способів ударної (динамічної) дії.

Метою даної статті є створення стохастичної математичної моделі результативності ударного способу вивільнення прихопленої КНБК на базі розігрування методом Монте-Карло ймовірності відповідного результату та подальше дослідження цієї моделі.

Виклад основного матеріалу. Утримувальну силу від перепаду тиску можна оцінити за відомою формулою [2], яку в даних дослідженнях, враховуючи комплексний характер тертя по фільтрувальній кірці та нехтуючи нормальною складовою ваги інструменту, зведено до вигляду

$$F = (\Delta p \mu + \tau)lh, \quad (1)$$

де Δp – перепад тиску в системі свердловина – пласт (репресія);

μ – коефіцієнт тертя руху бурильного інструменту до фільтрувальної кірки;

τ – дотичне напруження адгезії;

l – довжина дуги інструменту, що утворює контакт з фільтрувальною кіркою;

h – потужність або глибина розкриття проникного пласта, у якому виникає сила прихоплення.

У формулі (1) добуток lh є площею контакту бурильного інструменту зі стінками свердловини у зоні прихоплення, причому довжину дуги l можна виразити через глибину занурення інструменту у фільтрувальну кірку, або ж, припустивши, що вся кірка витиснена зі стінок свердловини при контакті, через всю товщину кірки за відомими геометричними співвідношеннями:

$$l \approx \sqrt{a^2 + \frac{16t^2}{3}},$$

де t – глибина занурення інструменту у фільтрувальну кірку або товщина фільтрувальної кірки в зоні прихоплення;

a – хорда дуги контакту, яку можна знайти за формулою

$$a = 2\sqrt{Dt - t^2},$$

де D – діаметр прихопленого інструменту.

Для чисельної реалізації вищенаведених співвідношень задамося деякими інтервалами зміни вхідних величин (табл. 1).

Таблиця 1 – Вхідні дані для оцінки сили прихоплення

$\Delta p, \text{ МПа}$	μ	$\tau, \text{ Па}$	$h, \text{ м}$	$t, \text{ мм}$
0,2..2,0	0,1..0,45	10..100	2..20	2..14

Наведені у табл. 1 інтервали величин є довідниковими та нормативними даними для різних геологічних умов буріння свердловин.

Потужність h високопроникного інтервалу та товщину кірки t взято для випадку початкового розкриття інтервалу та інтенсивного росту кірки, що на практиці досить часто призводить до прилипання при залишенні інструменту напроти пласта в нерухомому стані навіть на незначний період часу. У конкретних геологічних умовах ці відрізки заданих величин можуть бути звужені або розширені залежно від ситуації, але деякий елемент ризику та невизначеності буде обов'язково мати місце.

Суть методу Монте-Карло або методу статистичних випробувань полягає у багатократному розрахунку вихідних значень сили прихоплення F під впливом вхідних параметрів, що задані у табл. 1 і, окрім того, мають задані зако-

ни розподілу ймовірності їх виникнення на заданому відрізку. У результаті розрахунків отримаємо інформацію про інтервал зміни сили прихоплення, її середню величину, а також побудуємо закон розподілу вихідної величини. Метод Монте-Карло реалізується у такій послідовності дій.

Спочатку будемо вважати, що ймовірності $p(x)$ настання кожного значення x вхідних даних із заданих інтервалів (табл.1) підпорядковані рівномірному закону розподілу

$$p(x) = \frac{1}{b-a}, \quad a < x < b, \quad (2)$$

де a та b – границі інтервалу ($a..b$) кожної величини вхідних даних.

Основою реалізації методу Монте-Карло є генерування випадкових чисел із рівномірним (або іншим) в інтервалі $[0; 1]$ розподілом ймовірності. Як генератори випадкових чисел можна використати відомі формули, наприклад із [8, 9] разом із відповідними перетвореннями.

У зв'язку з тим, що для моделювання різних вхідних величин бажано застосовувати різні значення випадкових чисел, у даних дослідженнях використано результати, отримані як за методиками [8, 9], так і з використанням вбудованої функції **Mathcad runif(m,a,b)**, де аргумент m – кількість згенерованих чисел. Вбудована функція **runif** повертає вектор розмірності m випадкових чисел, що належать інтервалу (a, b) зміни відповідної величини і мають рівномірний закон розподілу.

Отримавши набір випадкових значень та сформувавши вектори $\Delta p, \mu, \tau, h, t$ для кожного із заданих у табл.1 інтервалів, розраховуємо за формулою (1) відповідну кожному значенню із вхідних даних сформованих масивів силу прихоплення. Для отриманого таким чином вектора F виконуємо статистичну обробку, розраховуючи середнє значення шуканої сили, її максимальне та мінімальне значення (табл.2), а також відповідні ймовірності, після чого визначаємо закон розподілу величини F .

Таблиця 2 – Результати розрахунків сили прихоплення

Вид генератора випадкових чисел	[8]	[9]	Вбудована функція Mathcad
Min F, кН	2,027	2,977	2,354
Max F, кН	1547	1554	1581
Середнє F, кН	249,3	245,8	251,1

Значення табл. 2 отримані для наступних величин: діаметр прихопленого інструменту – 178мм; кількість чисел генерування $m = 10000$; початкові наближення $\xi_0 = 0$, а також $\xi_0 = 0,111; 0,121; 0,131; 0,141; 0,151$, а число $z_0 = 0,011; 0,021; 0,031; 0,041; 0,051$ змінювали для розрахунку кожного вектора вхідних даних з табл.1; число k розраховували за формулою $k = 8t - 3$ при $t = 5$ [9].

За результатами розрахунків (табл. 2) можна стверджувати, що всі застосовані процеду-

ри генерування дали практично однаковий результат, а отже, можливі ситуації, коли співвідношення факторів, наведених у табл.1, разом із невизначеністю призведе до недопустимого зростання утримувальної сили, тобто прихоплення інструменту.

Визначимо ймовірність недопустимого зростання утримувальної сили, побудувавши гістограму розподілу. Для цього розіб'ємо отриману вибірку F на 16 рівних інтервалів. Таким чином, у кожен інтервал потраплятиме відповідна кількість значень F , поділивши які на загальний обсяг вибірки в 10000 згенерованих значень, отримаємо відповідні даним значенням сили ймовірності її виникнення. У табл. 3 наведено кількість значень F , для кожного з інтервалів, а на рис. 1 – гістограму розподілу відповідних їм ймовірностей.

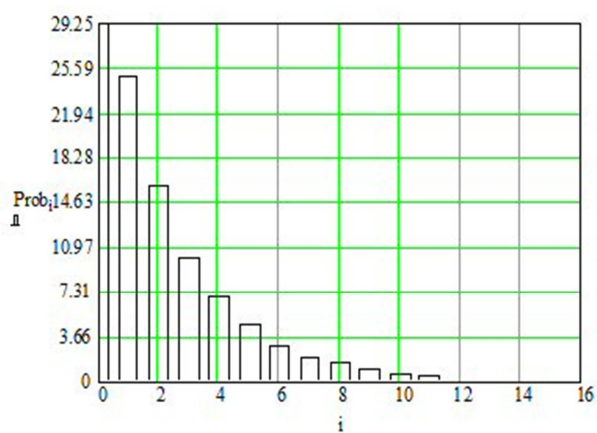


Рисунок 1 – Розподіл ймовірностей значень F у відсотках

Результати, представлені у табл. 3 та на рис.1, чітко визначають вид розподілу ймовірності виникнення прихоплення як наближений до експоненціального. Це пояснюється тим, що більшість випадків, що характеризуються даними з табл. 1, не утворюють критичну величину утримувальної сили. Якщо критичною визначити утримувальну силу, значення якої дещо більше за середню, а саме від 300кН до 1600кН, то отримаємо, що в сумі ймовірність виникнення такої сили складає 0,3, або 30%, а отже, з метою недопущення аварійних ситуацій необхідно детально планувати і дотримуватися профілактичних заходів.

За вищенаведеною схемою розрахунків можна оцінити силу прихоплення інструменту в жолобовій виробці. У навчальній та науковій літературі розглядаються дві характерні схеми розташування труби в жолобі: або труба розташована на дні жолобової виробки, або труба закинена тільки краями жолоба, оскільки її діаметр більший за діаметр виробки.

Для першої схеми утримувальну силу оцінюють за тією ж формулою (1), додатково враховуючи при цьому нормальну складову N сили взаємодії труби з жолобовою виробкою або силу притискування труби, тобто

$$F = (\Delta p \mu + \tau)lh + \mu N. \quad (3)$$

Таблиця 3 – Кількість потраплянь значень F_i , обчислених за формулою (1), в інтервали з 1-го по 16-ий

№ інтервалу	1	2	3	4	5	6	7	8
Інтервал зміни $F_i, \text{кН}$	0-100	100-200	200-300	300-400	400-500	500-600	600-700	700-800
Кількість значень F_i	2925	2485	1588	1003	696	461	289	196
№ інтервалу	9	10	11	12	13	14	15	16
Інтервал зміни $F_i, \text{кН}$	800-900	900-1000	1000-1100	1100-1200	1200-1300	1300-1400	1400-1500	1500-1600
Кількість значень F_i	148	85	56	38	13	8	7	2

Таблиця 4 – Кількість потраплянь значень F_i , обчислених за формулою (4), в інтервали зміни F_i

Інтервал зміни $F_i, \text{кН}$	0-100	100-200	200-300	300-400	400-500	500-600	600-700	700-800
Кількість значень F_i	9407	326	114	58	24	19	14	13
Інтервал зміни $F_i, \text{кН}$	800-900	900-1000	1000-1100	1100-1200	1200-1300	1300-1400	1400-1500	1500-2200
Кількість значень F_i	7	5	3	0	2	4	0	4

У випадку другої схеми заклинювання труби формула для розрахунку сили прихоплення є такою [10]

$$F = \frac{\mu N}{\cos(\varphi/2)}, \quad (4)$$

де φ – кут між радіусами бурильної колони, проведеними до крайніх точок дотику труби до країв жолоба.

За даними [6] варіація нормальної складової N у більшості випадків складає від 1000 до 6000Н для умов J-подібного профіля із zenітним кутом викривлення на останньому інтервалі до 80°. Причому, частіше зустрічаються значення від 1000 до 3000Н, а тому для імітаційного моделювання у першому наближенні приймемо у якості вхідних даних $N \in [1000, 6000]$ з нормальним та логістичним розподілами, функція щільності яких задається відповідно такими формулами

$$f(x, \mu, \sigma) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma} \exp\left[-\frac{1}{2\sigma^2}(x - \mu)^2\right], \quad (5)$$

$$f(x, s, l) = \frac{\exp\left(-\frac{x-l}{s}\right)}{s\left(1 + \exp\left(-\frac{x-l}{s}\right)\right)^2}, \quad (6)$$

де μ та $\sigma > 0$; l та $s > 0$ – параметри щільності розподілів, підібрані з потрібним ексцесом.

Виконані в обох випадках розрахунки підтвердили практично однакові результати, отримані при застосуванні як нормального, так і логістичного розподілів. При цьому результати розподілу сили прихоплення за формулою (3) дуже близькі до результатів, отриманих за

формулою (1). Що стосується результатів, отриманих за формулою (4), то вони наводяться у табл.4 і свідчать про поодинокі можливі випадки недопустимого збільшення утримувальної сили у жолобі.

Ймовірність виникнення утримувальної сили у жолобі, більшої за середнє її значення за даними табл.4, складе 0,0153 або 1,5%.

Проте, потрібно зауважити, що випадки недопустимого зростання сили заклинювання у жолобі у практиці буріння глибоких та похило-скерованих свердловин не є поодинокими. За формулою (4) чітко прослідковується різке збільшення сили заклинювання при наближенні кута φ до 180°. А отже, можна стверджувати, що більшість випадків заклинювання у жолобі пов'язані із ситуацією, коли бурильний замок повністю охоплений краями жолобової виробки і при цьому щільно в цю виробку вписаний. Одним із ефективних способів профілактики цієї ситуації є регулярне проведення інклінометрії стовбура та проробка його в зоні ускладнення спеціальними компоновками. У випадку затягування труб у жолобову виробку вдаються до заходів вивільнення заклиненої труби шляхом розвантаження колони і прокручування її у виробці, а також застосування УМ і дії вибуховими хвилями геофізичних торпед. УМ та геофізичні торпеди інколи застосовують також у випадку прихоплення інструменту від перепаду тиску, оскільки вібрація при створенні ударних навантажень зменшує коефіцієнт тертя та сприяє проникненню ванни у зону прилипання.

Окрім прилипання та заклинювання у жолобі на практиці зустрічаються випадки заклинювання сторонніми предметами. У цьому випадку, як і у випадку заклинювання в жолобовій виробці, необхідно розглядати задачу часткового руйнування гірської породи на межі контакту із заклининим інструментом, яка виникає при застосуванні способів динамічної дії.

Гірські породи є неоднорідними не тільки за своїм складом, але й за структурно-текстурними ознаками. Наявність у породі різних дефектів, пор, тріщин впливає на швидкість їх руйнування під час ліквідації прихоплення. Залежно від масштабів різні дефекти поділяють на такі рівні:

1. дефекти кристалічних решіток мінералів, з яких складається гірська порода;
2. мікротріщини на міжкристалічному рівні з розмірами по довжині від 1 до 100мм;
3. макротріщини з розмірами від 100мм до 1м;
4. розломи, що розбивають масиви і входять до складчастих структур;
5. великі тектонічні розриви.

Очевидно, що при вивільненні від заклинювання з допомогою УМ, необхідно розглядати перші два рівні дефектів, які сприятимуть руйнуванню гірської породи динамічними навантаженнями. При цьому додатково слід враховувати в'язко-пластичні характеристики породи. Якщо час дії сили удару є малим, то тріщини в породі не встигають розвиватися, змикаються, і порода не руйнується. За нескінченно великого часу дії прикладеної сили порода веде себе як в'язко-пластичне тіло і також у масиві порід не руйнується. Фактори, які впливають на швидкість ударного навантаження, що створюється УМ, розглянуті в [2].

У гірничорудній промисловості детально розглядаються математичні моделі руйнування гірських порід вибухом. Вибух – це поширення ударної хвилі у масиві гірської породи з дуже великою швидкістю. При цьому встановлено, що гірська порода (навіть зі значними в'язко-пластичними характеристиками) поводить себе як абсолютно крихке тіло. З енергетичної точки зору, крихкість породи вимагає значно менших витрат енергії на руйнування, ніж її пластичність. Твердість породи визначає її опірність до заглиблення інструменту – озброєння доліт, різальних кромок робочих органів гірничорудних машин і т.п. Саме цей показник є найбільш вживаним для розрахунків ефективності процесу буріння.

У 1970-х роках виконувались дослідження, пов'язані з визначенням механічних властивостей гірських порід в умовах буріння нафтогазових свердловин на Прикарпатті. На той час було зібрано, оброблено та виконано відповідні дослідження на керновому матеріалі з 3000 свердловин. У лабораторних умовах визначалися: твердість порід по штампі, питома енергоємність руйнування, модуль пружності та абразивність порід. Визначені показники піддавалися статистичній обробці та побудові гістограм розподілу частот. Результати вимірювань

для Манявської товщі, де найбільше зустрічаються ускладнення, пов'язані зі стійкістю гірських порід, наведено у табл. 5.

Всі, окрім питомих енергоємностей, побудовані гістограми розподілу частот характеризуються наближеним до нормального законом розподілу зі зміщеним вліво ексцесом. Для питомих об'ємної та поверхневої енергоємностей руйнування закон розподілу є різновидом експоненціального.

Процес руйнування породи під час нанесення ударних навантажень з допомогою УМ відбувається по-різному. Якщо утримувальна сила незначна, то звільнення інструменту відбувається за рахунок поверхневого стирання. При рості утримувальної сили процес руйнування породи набуває втомного характеру. За рахунок збільшення кількості ударів на поверхні контакту гірської породи з інструментом розвивається тріщинуватість. У тріщини проникає рідина, зменшуючи таким чином перепад тиску та відповідно силу притискання. Кількість самих ударів залежить від сили удару та часу її прикладання. А отже, задача зводиться до математичної формалізації ряду «спроб», реалізація кожної з яких призводить до необхідного результату з деякою ймовірністю p , і у загальному випадку розглядається в теорії масового обслуговування. «Обслуговування» при цьому полягає у нанесенні динамічних навантажень у певній кількості до моменту вивільнення прихопленого елемента колони труб. Динамічні навантаження наносяться незалежними ударами з деякою середньою щільністю X ударів за одиницю часу, а кожен удар призводить до вивільнення заклиненого інструменту з ймовірністю p .

Хоча в практиці ліквідації аварій з допомогою УМ рахують кількість нанесених ударів і ведуть облік часу ліквідації аварії, у даному дослідженні на початковому етапі будемо вважати без додаткового попереднього аналізу, що удари виконуються у випадкові моменти часу і утворюють найпростіший потік Π зі щільністю X . Причому, потрібно ще врахувати, що не кожен нанесений удар призводить до ослаблення утримувальної сили. Якщо із заданого найпростішого потоку Π виділити інший потік Π^* , який складається тільки з результативних ударів, які, в свою чергу, у підсумку вивільняють колону труб від утримувальної сили, то цей потік також розглядають як найпростіший з інтенсивністю

$$\Lambda = \lambda p. \quad (7)$$

Тут λ – інтенсивність «обслуговування» початкового потоку Π , а p – ймовірність того, що кожен удар із серії результативних може стати вирішальним з точки зору звільнення колони бурильних труб.

Прийнявши за основу показниковий закон розподілу, запишемо ймовірність того, що вивільнення відбудеться до моменту t

$$G(t) = P(T_{\text{обслуговування}} < t) = 1 - e^{-\Lambda t}, \quad (8)$$

звідки матимемо щільність розподілу часу «обслуговування»

Таблиця 5 – Механічні властивості гірських порід Манявської товщі

Показник	Аргіліти	Алевроліти	Пісковики
<u>Твердість по штампу:</u>			
$\rho_{шт}^{min}$, МПа	268	230	910
$\rho_{шт}^{max}$, МПа	2500	2380	5300
$\rho_{шт}$, МПа	1030	1040	2740
* $\Delta\rho_{шт}$, МПа	800-1000	200-800	1600-2100
<u>Межа пружності на стиск:</u>			
$\rho_{пр}^{min}$, МПа	106	178	842
$\rho_{пр}^{max}$, МПа	2240	2320	2820
$\rho_{пр}$, МПа	627	1020	1800
$\Delta\rho_{пр}$, МПа	200-600	200-600	1000-1800
<u>Модуль пружності стиску:</u>			
E^{min} , МПа	1200	3120	7650
E^{max} , МПа	22000	29800	3000
E , МПа	10050	13110	17360
ΔE , МПа	9000-10000	13000-14000	17000-18000
<u>Коефіцієнт пластичності:</u>			
$K_{пл}^{min}$	1,2	1,08	1,21
$K_{пл}^{max}$	3,03	3,04	4,3
$K_{пл}$	1,96	1,92	2,15
$\Delta K_{пл}$	1,2-1,8	1,6-1,8	2,4-2,6
<u>Питома об'ємна енергоємність:</u>			
A_v^{min} , Нм/см ³	3,6	4,9	9,2
A_v^{max} , Нм/см ³	61,6	118,8	221
A_v , Нм/см ³	20	32	88
ΔA_v , Нм/см ³	0-20	0-20	20-40
<u>Питома поверхнева енергоємність:</u>			
A_s^{min} , Нм/мм ²	8,8	17,5	54,7
A_s^{max} , Нм/мм ²	477	1050	1250
A_s , Нм/мм ²	68	210	503
ΔA_s , Нм/мм ²	0-50	0-100	250-300; 450-500

*Примітка: Δ – діапазон значень, що мають найбільшу частоту з емпіричного розподілу

$$g(t) = \Lambda e^{-\Lambda t} \quad (9)$$

За математичне очікування часу «обслуговування» або часу успішної ліквідації аварії з допомогою УМ приймемо нормативну рекомендацію про те, що, якщо після нанесення по прихопленому інструменту 100 ударів не вдалося досягти бажаного результату, то УМ слід підняти на поверхню і перейти до інших способів ліквідації прихоплення. За результатами спостережень середній час нанесення одного удару УМ разом із розходжуванням та іншими допоміжними роботами у першому наближенні можна прийняти на рівні 5-7хв. Таким чином, загальний час роботи УМ не повинен перевищувати 12год, і за цей час має бути нанесено близько 100 ударів, а отже, середнє число ударів за 1год $\lambda = 8,333$. За формулою (7) перераховується інтенсивність ударів Λ результативного потоку.

Що стосується ймовірності p звільнення інструменту з кожним нанесеним ударом, то розіграємо це значення з нормальним розподілом (5) в інтервалі $p \in [0,01; 1]$. Менша ймовірність цього інтервалу відповідає песимістичній оцінці у випадку вивільнення інструменту

після 100 ударів УМ, а більша ймовірність – оптимістичній оцінці, коли вивільнення інструменту відбулося після одного нанесеного удару.

Результати розігрування з допомогою вбудованої функції *Mathcad rnorm(m, μ , σ)* представлено на рис.2. Функція *rnorm* генерує випадкові числа із заданими значеннями параметрів m, μ, σ . Ці випадкові числа відповідають ймовірності p , що нормально розподілені в інтервалі $[0,01; 1]$.

Розігрування виконано для параметрів $m = 10000; \mu = 0,495; \sigma = 0,124$. Результати розрахунків ймовірності звільнення прихопленого інструменту та часу роботи УМ в інтервалі часу від 1 до 5 годин наведено на рис.3. Ці розрахунки виконано за формулами(7-9) в інтервалі ймовірностей p для одного удару від $p1 = 0,63$ до $p2 = 0,38$, які вибрані за рис. 2, як інтервал найчастішого потрапляння згенерованих значень.

3 графіків на рис. 3 визначаємо час роботи УМ, що складатиме від 2-х до 3-х годин. Таким чином, загальна кількість ударів до повного вивільнення прихопленого інструменту

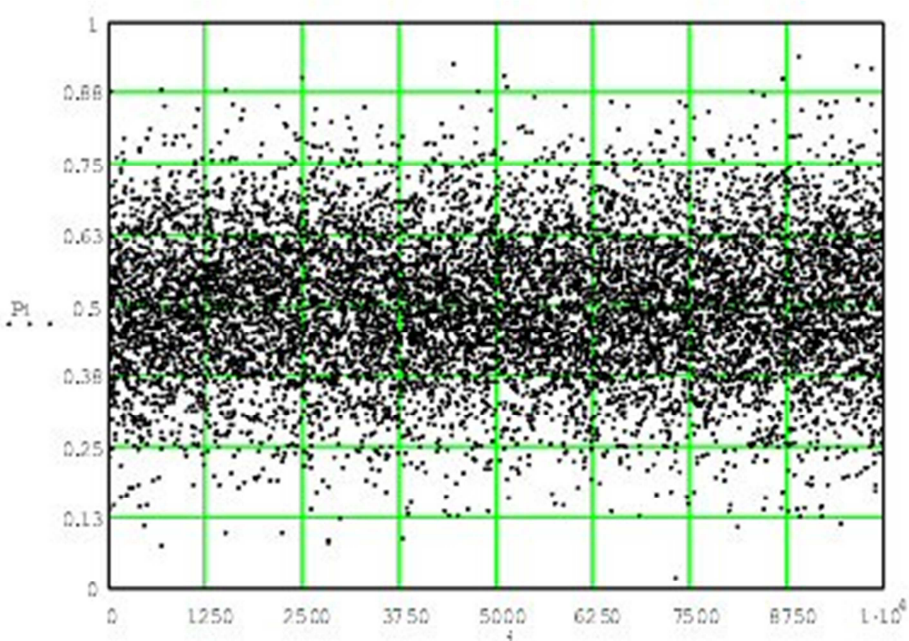


Рисунок 2 – Результати розігрування ймовірності з нормальним розподілом

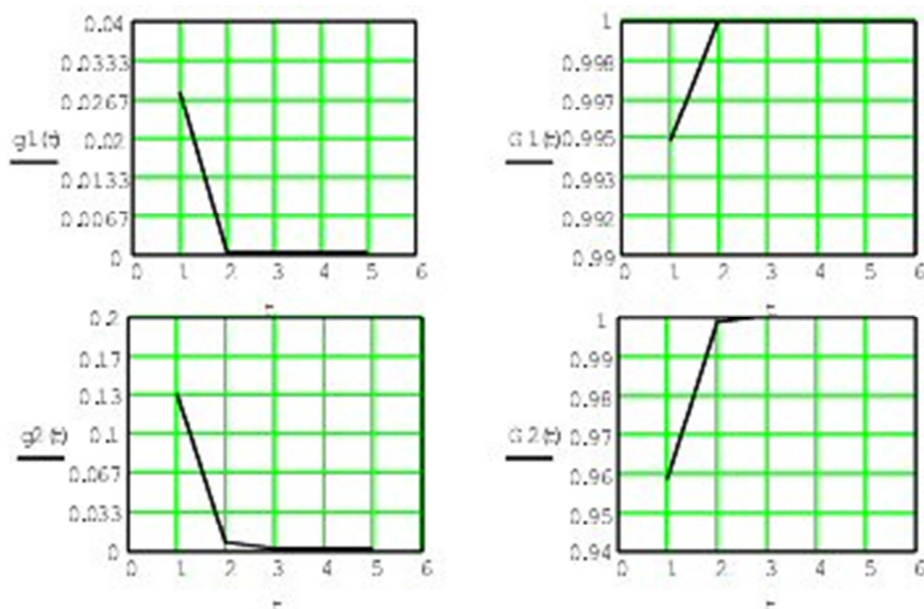


Рисунок 3 – Розподіл часу обслуговування та ймовірності звільнення інструменту

$8,333 \times 2 = 16,666$; $8,333 \times 3 = 24,999$,
 або від 16-ти до 25-ти, що корелюється з ре-
 зультатами, отриманими в [7].

Для точнішого визначення часу роботи УМ та кількості ударів необхідно розглядати такі критерії вивільнення прихопленого інструменту як сила удару, кінетична енергія удару, швидкість удару, зміщення прихопленого інструменту з кожним нанесеним ударом і т.п. Для математичної моделі, розглянутої в [2] сила удару у зоні прихоплення за розрахунками склала від 500кН до 3000кН, а із застосуванням акселератора у компонуванні з УМ – понад 10000кН. Кінетична енергія від руху молота може сягати 45000Дж. Порівнюючи ці значення із вищенаведеними результатами розрахунків

утримувальної сили та механічними властивостями гірських порід (табл. 5), можна стверджувати, що за певних умов ефективність застосування УМ має бути досить високою.

Певний інтерес для наведених вище досліджень може являти собою робота сил тертя A_T у жолобовій виробці, яку оцінюють за формулою

$$A_T = \frac{\mu N l}{\cos(\varphi/2)}, \quad (10)$$

де l – відстань, яку повинен пройти замок труби в жолобовій виробці до його вивільнення або, у граничному випадку, довжина жолоба.

Формула (10) отримана з формули (4) як добуток сили заклинювання в жолобі на переміщення інструменту до його вивільнення. Поділивши розраховані значення роботи сил тертя

Таблиця 6 – Результати розрахунків питомої роботи сил тертя у жолобі

Кут ϕ , градуси	179,1	179,2	179,3	179,4	179,5	179,6	179,7	179,8	179,9
Робота A_T , Нм/мм ²	1,887	1,123	2,427	2,831	3,397	4,247	5,662	8,494	16,987

A_T на площу жолобової виробки, отримаємо питому роботу тертя, яку можна порівнювати із питомою енергоємністю руйнування з табл.5. У табл.6 для прикладу наведені результати розрахунків значень A_T за формулою (10) у залежності від різних значень кута ϕ для таких вхідних даних: коефіцієнт тертя $\mu = 0,4$; сила притискання $N = 6000\text{Н}$; довжина жолобової виробки $l = 10\text{м}$; ширина жолобової виробки (діаметр замка) $h = 0,1619\text{м}$.

Порівнюючи із результатами табл.5, бачимо, що розраховані значення є меншими за лабораторні результати, а отже, вивільнення заклиненого інструменту може проходити без руйнування породи.

У реальних умовах роботи УМ динамічна складова сили буде розкладатися відповідно до розташування заклиненого інструменту у свердловині, а тому можливі інші варіанти наведених значень, моделювання яких можуть стати предметом подальших досліджень.

Висновки, які випливають з вищенаведеного, стосуються, насамперед, того, чи дійсно прихоплення є тільки аваріями, як прийнято вести облік у практиці бурових робіт, чи, можливо, прихоплення у деяких випадках можна віднести до геологічних ускладнень. Здавалося б, висновок, зроблений за рис.1, демонструє досить високу частку невизначеності під час буріння свердловин. Водночас фактори, що входять у формули для визначення сили прихоплення, є достатньо керованими, щоб ріст утримувальної сили при затягуваннях та посадках інструменту завчасно попередити. А отже, бурові підприємства, відносячи витрати часу на ліквідацію прихоплення до непродуктивних витрат часу, стимулюють, таким чином, до впровадження різного роду удосконалень як техніко-технологічного, так і організаційного характеру, спрямованих на підвищення ефективності бурових робіт загалом.

Література

- 1 Aldred W., Plumb D., Bradford I., Cook J., Gholkar V., Cousins L., Minton R., Fuller J., Goraya S., Tucker D. Managing Drilling Risk // Oilfield. – Review 11, no.2 (Summer 1999). – pp. 2-19.
- 2 Буріння свердловин: довідник: у 5 т./ М.А.Мислюк, І.Й.Рибчич, Р.С.Яремійчук // Т. 5: Ускладнення. Аварії. Екологія. – К.: Інтерпрес ЛТД, 2004. – 376 с.
- 3 Чарковський В.М. Про можливість застосування технології дискретно-розподілених ударних навантажень в КНБК для попередження заклинювань під час буріння свердловин. // Розвідка та розробка нафтових і газових родовищ. – 2014. – № 2(51). – С.37-44.

4 Пат.90458, МПК E21B 31/107 (2006.01). Механічний яс [Текст] / В.М.Чарковський, В.В.Ткачук; заявник і патентовласник Ів.-Фр. нац. техн. ун-т нафти і газу - №а200604812; заявл.03.05.2006; опубл.11.05.2010; бюл.№9.

5 Чудик І.І. Розрахунок контактних зон бурильних труб зі стінками свердловини і фільтраційною кіркою / Чудик І.І., Буй В.В. // Розвідка та розробка нафтових і газових родовищ. – 2007. – № 4(25). – С.84-88.

6 Чудик І.І. Дослідження передумов жолобоутворення на стінках свердловини замками бурильної колони / Чудик І.І., Різничук І.А. // Розвідка та розробка нафтових і газових родовищ. – 2014. – № 2(51). – С.80-87.

7 Левчук К.Г. Нелінійна математична модель роботи бурильної колони під час ліквідації прихоплення ударним способом / Левчук К.Г. // Розвідка та розробка нафтових і газових родовищ. – 2015. – № 3(56). – С.57-65.

8 Соболев І.М. Численные методы Монте-Карло. – М.: Наука, 1973. – 312с.

9 Дьяконов В.П. Справочник по расчетам на микрокалькуляторах. – М.: Наука, 1989. – 464 с.

10 Ясов В.Г. Осложнения и аварии при бурении нефтяных и газовых скважин. – Івано-Франківськ: в-во ІФНТУНГ «Факел», 2004. – 207 с.

Стаття надійшла до редакційної колегії
16.05.18

Рекомендована до друку
професором Мислюком М.А.
(ІФНТУНГ, м. Івано-Франківськ)
канд. техн. наук Ставичним Є.М.
(ПАТ «Укргазвидобування», м. Київ)