

NEWS

OF THE NATIONAL ACADEMY OF SCIENCES OF THE REPUBLIC OF KAZAKHSTAN

SERIES OF GEOLOGY AND TECHNICAL SCIENCES

ISSN 2224-5278

Volume 2, Number 428 (2018), 220 – 228

M. T. Biletsky<sup>1</sup>, B. T. Ratov<sup>1</sup>, A. A. Kozhevnykov<sup>2</sup>, A. R. Baiboz<sup>3</sup>, D. N. Delikesheva<sup>3</sup>

<sup>1</sup>Caspian University, Almaty, Kazakhstan,

<sup>2</sup>State Higher Education Institution "National Mining University", Dnipro, Ukraine,

<sup>3</sup>NAO Kazakh National Research Technical University named after K. I. Satpayev, Almaty, Kazakhstan.

E-mail: biletsky@yandex.ru, ratov69@mail.ru, aak2@ua.fm, baiboztegi@gmail.com, delikesheva@mail.ru

## UPDATING THE THEORETIC MODEL OF ROCK DESTRUCTION IN THE COURSE OF DRILLING

**Abstract.** Improvement of the rock destruction model during drilling with the aim of using it in the development of new types of crowns and bits and estimating the expected performance of their work.

The known model of vertical and horizontal displacements of the indenter over the rock surface is detailed with reference to the drilling of holes by crowns and bits of a cutting type in rocks with different physical and mechanical properties. Computer programs were developed that allow to calculate the work of the incisors using the methods of computational mathematics.

The choice of the type of the rock destruction model is substantiated with respect to drilling with a rock cutting tool and, in particular, with PDC bits. In accordance with the chosen model, an algorithm has been developed that makes it possible to perform specific calculations of the design parameters of crowns and bits and to estimate the expected performance of their work. An algorithm is developed for calculating the distribution of loads along the cutting edge of the bladed bits as a function of the distance from the axis of rotation. The design of a blade bit is proposed, which excludes its "hovering" in areas close to the axis of rotation, and a quantitative estimate of the expected effect is made.

The algorithm for achieving the above goal, developed by us, is original and, as far as we know, nowhere else published.

The algorithm developed by us can be used as the basis for creating a new rock-destroying tool. It allows to estimate in advance the possible effect of its application. With the help of this algorithm, the phenomenon of "hovering" of the bit in its central section was quantitatively evaluated and a method for eliminating this problem was proposed, which would provide a significant increase in the rates of the wells deepening.

**Keywords:** drilling wells, rock destruction, algorithm, computer model, rock destruction tool, designing, quantitative evaluation.

УДК 622.2.433

М. Т. Билецкий<sup>1</sup>, Б. Т. Ратов<sup>1</sup>, А. А. Кожевников<sup>2</sup>, А. Р. Байбоз<sup>3</sup>, Д. Н. Деликешева<sup>3</sup>

<sup>1</sup>Каспийский Университет (Каспийский общественный университет – КОУ), Алматы, Казахстан,

<sup>2</sup>Государственное высшее учебное заведение «Национальный горный университет», Днепр, Украина,

<sup>3</sup>НАО Казахский национальный исследовательский технический университет им. К. И. Сатпаева, Алматы, Казахстан

## СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕОРЕТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН

**Аннотация.** Совершенствование модели разрушения горных пород при бурении с целью ее использования при разработке новых типов коронок и долот и оценки ожидаемых показателей их работы

Известная модель совмещенного во времени вертикального и горизонтального перемещений индентора по поверхности горной породы детализирована применительно к бурению скважин коронками и долотами режущего типа по породам с различными физико-механическими свойствами. Составлены компьютерные программы, позволяющие производить расчеты работы резцов с использованием методов вычислительной математики

Обоснован выбор типа модели разрушения горных пород применительно к бурению породоразрушающим инструментом режущего типа и в частности PDC – долотами. В соответствии с выбранной моделью разработан алгоритм, позволяющий производить конкретные расчеты конструктивных параметров коронок и долот и оценивать ожидаемые показатели их работы. Составлен алгоритм расчета распределения нагрузок вдоль режущей кромки лопастных долот в зависимости от расстояния от оси вращения. Предложена конструкция лопастного долота, исключаяющая его “зависание” на участках, близких к оси вращения, и сделана количественная оценка ожидаемого эффекта.

Разработанный нами алгоритм достижения указанной выше цели, является оригинальным и, насколько нам известно, нигде больше не опубликован.

Разработанный нами алгоритм может быть положен в основу создания нового породоразрушающего инструмента. Он позволяет заранее оценить возможный эффект от его применения. С помощью этого алгоритма было количественно оценено явление “зависания” долота на его центральном участке и предложен способ устранения этой проблемы, который обеспечит значительное повышение скоростей углубки скважин.

**Ключевые слова:** бурение скважин, разрушение пород, алгоритм, компьютерная модель, породоразрушающий инструмент, конструирование, количественная оценка.

**Введение.** Совершенствование технологических процессов и создание с этой целью новых технических средств и технологий должны базироваться на теории протекания этих процессов. Наличие такой теории позволяет:

- определить наиболее эффективное направление ведения работ;
- заранее оценить предполагаемый эффект от их результатов;
- оценить фактический результат работ и степень близости к оптимуму;
- выявить причины расхождения полученного результата с ожидаемым;
- наметить пути доработки.

В настоящее время получили распространение две теоретические модели [1] разрушения горных пород в процессе бурения.

**Методика:** *Первая модель* [2-4], рассматривает бурение как сочетание двух последовательных процессов:

- процесс внедрения как бы неподвижного резцапородоразрушающего инструмента (ПРИ) в поверхность забоя;
- процесс распространения зоны разрушения от лунки внедрения по всей поверхности забоя за счет вращения ПРИ и снятия слоя породы, толщиной, равной внедрению.

Наиболее важным, сложным и энергозатратным считается процесс внедрения, который детально изучен [2, 4]. Процесс распространения внедрения по забою считается как бы вторичным, причем затраты энергии на этот процесс на 70–80 % связывают с трением резца о поверхность забоя.

По нашему мнению, такая модель является наиболее адекватной в случаях, когда используются способы бурения, состоящие из сочетания одних лишь внедрений, либо близки к этому.

Это имеет, например, место при шарошечном бурении. Зуб шарошки в ходе ее перекатывания внедряется в породу и, извлекаясь, уступает место соседнему зубу, который внедряется в близко расположенный участок. Сходная ситуация возникает и при ударно-вращательном бурении, когда разрушение происходит за счет ударов резцов о забой и их внедрения в него, а вращение служит только для нанесения ударов по новому месту.

Следует также указать, на то обстоятельство, что теория внедрения индентора в породу, разработана главным образом применительно к хрупким и пластично-хрупким кристаллическим породам. Применительно к пластичным и пористым породам, (глины, суглинки, супеси, и т.п.) теория внедрения индентора разработана в меньшей степени.

Между тем, признано [3, 4], что с ростом глубины скважин, под влиянием геостатического давления вышележающих пород, а также гидростатического и гидродинамического давлений промывочной жидкости, пластично-хрупкие породы приобретают свойства пород пластичных.

Что до вращательного бурения-резания – со снятиемс забоя слоя породы “горизонтально” (т.е. вдоль поверхности забоя)движущимся резцом, то для него пригодность описанной модели вызывает, сомнения.

Эта модель не объясняет причину того, почему внедрившийся в породу резец, после придания ему “горизонтального” перемещения не сохраняет достигнутую при изолированном внедрении глубину, но продолжает внедряться. А ведь именно внедрение в ходе “горизонтального” перемещения (точнее перемещения по пологой спирали) и составляет сущность вращательного бурения.

Опытный бурильщик, возобновляя прерванный процесс бурения, пред включением вращения никогда не опирает ПРИ о забой, чтобы достигнуть максимального внедрения. Это может по меньшей мере привести к слому резцов. Поэтому вращения начинают без осевой нагрузки (т.е. без внедрения) и только потом, и только одновременно с вращением, доводят нагрузки и углубку до желаемых значений.

В настоящее время идет активный процесс вытеснения шарошечного бурения бурением с использованием PDC долот, для которых характерно бурение-резание, когда вышерассмотренная модель малоприменна.

**Вторая модель** разработанная В. С. Владиславлевым [5], представляет бурение как совмещенный процесс горизонтального и вертикального перемещений индентора. Идея заключается в том, что внедренный индентор при его перемещении по поверхности породы все время сходит с уплотненного осевой нагрузкой (и не допускающего дальнейшего внедрения) участка. Сдвига перед собой породу стенки канавки, индентор переходит на соседний участок, который еще не успел деформироваться и уплотниться. Поэтому на новом участке под действием все той же осевой нагрузки, индентор углубляется снова. Процесс иллюстрируется на рисунке 1 [5].

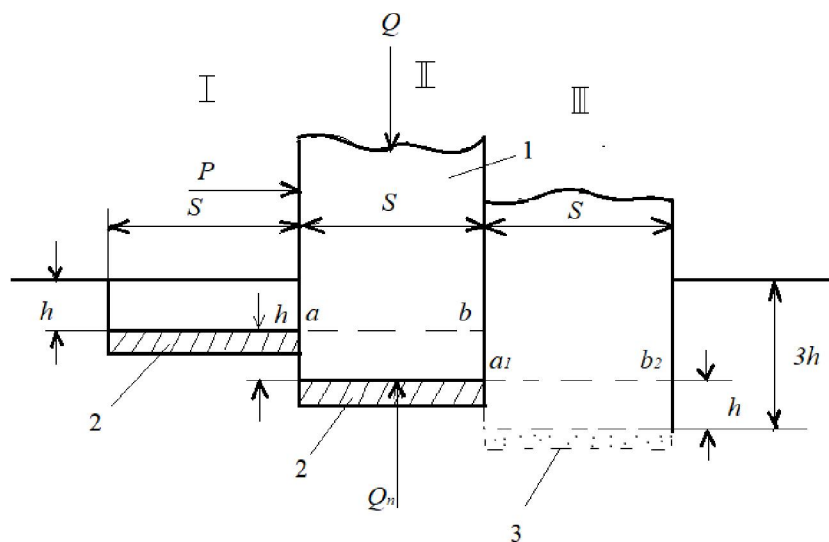


Рисунок 1 – Упрощенная модель углубки индентора при его перемещении

На рисунке представлен индентор 1 с плоским торцом шириной  $\delta$ . Он внедряется в пластичную породу, где зона внедрения сохраняет форму и размеры внедренной части индентора. Сделано допущение, что индентор, сдвигаясь на величину  $\delta$ , переходит из одного положения в следующее без затраты времени.

Из положения I, где он находился в канавке глубиной  $h$ , индентор по линии  $a - b$  переместился в положение II. После этого он погрузился на глубину  $h$ , соответствующую равновесию вертикальной нагрузки  $Q$  и силы сопротивления  $Q_{\Pi}$  сжатого слоя 2 породы.

Под действием усилия  $P$  индентор, сдвигая находящийся перед ним слой породы толщиной  $2h$ , вдоль линии  $a_1 - b_1$  перемещается на расстояние  $\delta$  в положение III, где порода 3 забоя еще не подверглась деформации и сила  $Q_{\Pi} = 0$ . Равновесие сил  $Q = Q_{\Pi}$  нарушилось и под нагрузкой  $Q$  опять

происходит внедрение на ту же величину  $h$  с восстановлением указанного равновесия и при достижении суммарной глубины канавки, равной  $3h$ .

Процесс горизонтальных перемещений на величину  $\delta$  и вертикальных – на величину  $h$  продолжается до тех пор, пока не будут сняты силы  $P$  и  $Q$ .

При перемещении индентора, стремящемся к нулю ( $\delta \rightarrow 0$ ) внедрение будет также стремиться к нулю ( $h \rightarrow 0$ ). В результате вместо ступенчатой траектории будет получено перемещение индентора по прямой линии, угол  $\alpha$  наклона которой плоскости, перпендикулярной к оси скважины, характеризуется тангенсом.

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{h}{\delta}. \quad (1)$$

Поскольку при бурении резец вращается, наклонная прямая преобразуется в спираль. На рисунке 2 [5] дана развертка двух ее оборотов [6-10].

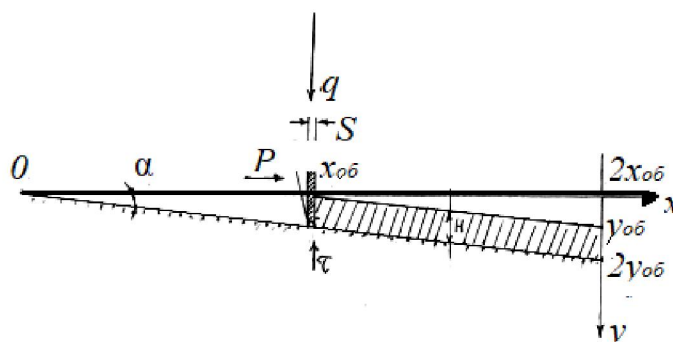


Рисунок 2 – Работа резца на забое (при двух оборотах коронки – развертка):

$x$  – абсцисса;  $y$  – ордината;  $x_{об}$  – длина оборота;  $y_{об} = H$  – углубка за оборот;  $\alpha$  – угол наклона линии резания к поверхности забоя;  $\delta$  – толщина резца;  $q$  – вертикальная нагрузка;  $P$  – горизонтальная нагрузка;  $\tau$  – сила трения

На части развертки, относящейся к первому обороту, углубка резца  $y$  и толщина снимаемого им слоя увеличиваются с пробегом  $x$ . Пройдя путь  $x = x_{об}$  и достигнув углубки  $y = H$ , резец возвращается к исходной точке (хотя и на большей глубине). Отсюда и далее в течение второго и всех последующих оборотов, толщина слоя  $H$  сохраняет постоянное значение.

На рисунке 3 представлена развертка, одного оборота коронки, имеющей 3 резца. Вид 3а показывает резцы, стоящие в исходном положении; различной штриховкой изображены слои породы, которые им предстоит снять.

Резец №1, совершив 1/3 оборота (считая от нулевого положения), набегит на стенку высотой  $H$ , оставленную резцом №2. После этого резец №1 всегда будет снимать слой породы, толщиной  $H$ . То же произойдет и с резцом №2: он набегит на стенку высотой  $H$ , оставленную резцом №3, а тот в свою очередь, – на стенку от резца №1. В итоге после 1/3 оборота все три резца (и коронка) углубятся на величину  $H = y_{об}/3$ , – см. рисунок 3б, положение I.

На рисунке 3б, в положениях II и III показаны резцы после завершения 2/3 оборота и полного оборота. После завершения полного оборота все резцы, коронка и буровой снаряд в целом углубятся на  $y_{об} = 3H$ .

**Результаты.** Из вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

– Количество резцов в коронке не влияет на углубку за оборот. Единственный резец при той же нагрузке  $q = Q/m$  ( $Q$  – нагрузка на коронку, а  $m$  – число резцов), углубится на ту же величину  $y_{об}$ , что и  $m$  резцов

– Причина, по которой коронка оснащается не одним, а несколькими резами, состоит в том, что как показано на рисунке 3, снимаемый за оборот слой породы  $y_{об}$  распределяется на число резцов:

$$H = y_{об}/m, \quad (2)$$

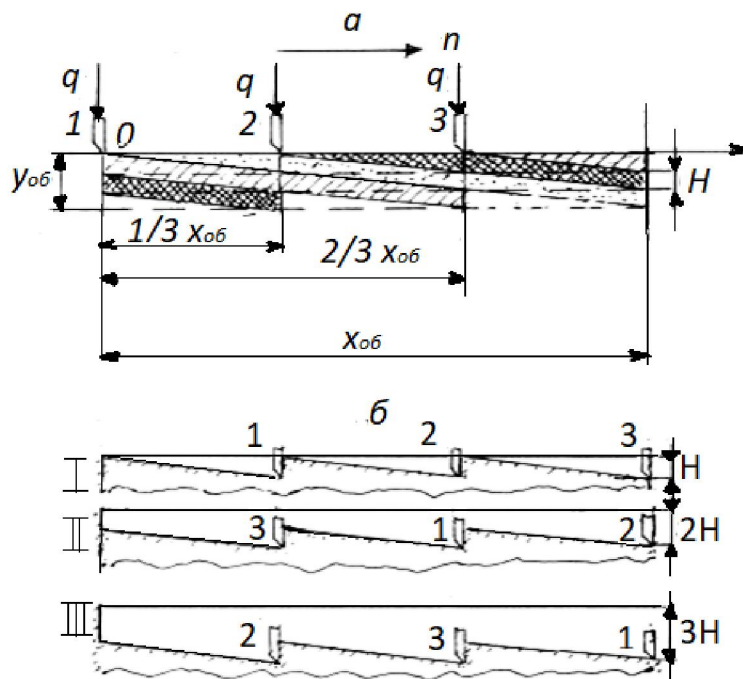


Рисунок 3 – Работа коронки с 3-мя резцами:

$a$  – слой породы, снимаемые резцами №1, №2, №3; б – положения I, II, III резцов после углубки, кратной толщине слоя;  $X_{об}$  – длина одного оборота;  $H$  – толщина слоя, снимаемого резцом;  $y_{об}$  – углубка за один оборот коронки;  $n$  – направление вращения;  $q$  – нагрузка на резец

Уменьшение  $H$ , в свою очередь, снижает действующую на каждый резец силу  $P$  (см. рисунок 2), необходимую для сдвига породы, и таким образом уменьшает риск слома резцов.

Кроме того, наличие нескольких резцов снижает вибрации и делает положение коронки на забое более устойчивым, уменьшая риск искривления скважины.

Рисунки 2 и 3 демонстрируют, что процесс бурения ведется тем успешнее, чем больше угол  $\alpha$  наклона линии резания к поверхности забоя

Согласно исследованиям В. С. Владиславлева [5]

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{2q}{a\delta}, \quad (3)$$

где  $\delta$  – размер индентора, в направлении его движения по забою (рисунок 1);  $q$  – интенсивность вертикальной нагрузки;  $a$  – жесткость пары индентор – порода. Согласно работе [4] нами принято:

$$a = \frac{E}{1 - \mu^2}, \quad (4)$$

где  $E$  – модуль Юнга породы на сжатие;  $\mu$  – ее коэффициент Пуассона

Поскольку жесткость индентора на порядок превышает жесткость породы, то индентор можно рассматривать как абсолютно твердое тело, и в тогда  $a$  можно считать жесткостью породы.

Применительно к условиям бурящейся скважины

$$q = \frac{Q}{m\delta}, \quad (5)$$

где  $Q$  – осевая нагрузка на ПРИ;  $m$  – число резцов, перекрывающих ширину забоя;  $\delta$  – ширина забоя (по радиусу).

Исходя из формул (3) – (5), напишем выражение углубки на оборот ПРИ:

$$y_{OB} = x_{OB} \frac{2Q(1-\mu^2)}{b m E \delta \lambda}, \quad (6)$$

где  $x_{OB}$  – длина окружности вращения по середине ширины резца;  $\lambda$  – коэффициент, учитывающий стесненные условия работы резцов в скважине. Принимается  $\lambda = 1.38$  [5]

Механическая скорость бурения:

$$V_M = x_{OB} \frac{2Q(1-\mu^2)}{b m E \delta \lambda} n, \quad (7)$$

Рассмотрим пример применения изложенной методики для условий бурения известняка. Для этой породы  $E = 50\,000$  МПа,  $\mu = 0.3$  [3]. Бурение ведется коронкой диаметром 112 мм, с четырьмя ( $m = 4$ ) резцами с поперечным размером  $b = 9$  мм. Средняя окружности коронки  $x_{OB} = 326$  мм. Осевая нагрузка на коронку  $Q = 10\,000$  Н, частоте вращения  $n = 100$  об/мин.

Найдем зависимость углубки за оборот  $y_{OB}$  и скорости бурения  $V_M$  от размера  $\delta$  резца с плоским торцом. Это может быть самозатачивающийся резец в виде тонкой твердосплавной пластины с опорой из стали

Результаты расчета приведены в табл. 1

Таблица 1 – Зависимость углубки на оборот и механической скорости бурения от ширины площадки притупления резца

Размер резца $\delta$ , мм	2	1.5	1	0.8	0.6	0.4	0.2
Углубка за оборот $y_{OB}$ , мм	1.2	1.58	2.38	2.98	3.96	5.96	11.9
Скорость бурения $V_M$ , м/ч	7.2	9.5	14.3	17.9	23.8	35.8	71.4

При движении резца он, преодолевая сопротивление породы, воздействует передней гранью на стенку канавки с силой [5]:

$$P = \sigma_{сд} * F, \quad (8)$$

где  $\sigma_{сд}$  – предел прочности породы на сдвиг, а  $F$  – площадь передней стенки канавки

$$F = b * H, \quad (9)$$

где  $H$  – высота слоя породы (рис. 2 и 3), определяемая по формуле (2).

На передней грани резца сила  $P$  вызывает силу трения, направленную вверх, противодействующую вертикальной нагрузке  $Q$ .

$$\tau = P f, \quad (10)$$

где  $f$  – коэффициент трения.

Таким образом истинное значение осевой нагрузки

$$Q_{И} = Q - \tau \quad (11)$$

Для нахождения по этой формуле  $Q_{И}$  и затем по нему с помощью формулы (6) соответствующего истинного значения углубки за оборот  $y_{OB}$ , необходимо уже знать это, еще неизвестное, истинное значение  $y_{OB}$ , чтобы подставить его в формулу (2) а затем (8) – (11), – что представляет собой “порочный круг” и выглядит недопустимым.

Однако эту задачу можно решить приближенно методами вычислительной математики [6] с любой потребной точностью.

Таблица 2 представляет результаты применения этого метода для решения вышеуказанной проблемы.

Условия работы коронки – те же, что и для таблицы 1. Дополнительно приняты: Коэффициент трения твердый сплав-порода  $f=0.55$  [4]. Предел прочности известняка на насдвиг, измеренный в лабораторных условиях равен 12 МПа [3], однако с учетом геостатического и гидростатического давлений, имеющих место в условиях скважины, к этому значению применен коэффициент 4, т.е. принято значение 48 МПа. Расчет сделан для площадки притупления резца размером  $\delta = 0.2$  мм. Максимально допустимая ошибка осевой нагрузки принята равной 50 Н.

Таблица 2 – Зависимость фактических значений осевой нагрузки, углубки на оборот и скорости бурения от ширины площадки притупления резца с учетом сил трения

Размер индентора $\delta$ , мм	2	1.5	1	0.8	0.6	0.4	0.2
Осевая нагрузка $Q$ , Н	9724	9636	9465	9337	9135	8754	7786
Углубка за оборот $u_{OB}$ , мм	1.16	1.54	2.26	2.79	3.64	5.23	9.30
Горизонтальн. сила $P$ , Н	502	663	977	1204	1571	2258	4017
Сила трения $\tau$ , Н	276	365	537	662	864	1242	2209
Скорость $V_M$ , м/ч	6.97	9.21	13.6	16.7	21.02	31.4	55.8

Сравнение таблиц 1 и 2 позволяет сделать вывод, что чем острее резец, тем сильнее тормозится его углубка, вследствие уменьшения осевой нагрузки, вызванного силой трения. Так, если для резцов с притуплением 2 мм по этой причине имеет место уменьшение скорости углубки всего на 3.2 % (с 7.20 до 6.97 м/ч), то у резцов с притуплением 0.2 мм снижение скорости составляет уже 22 % – с 71.4 до 55.8 м/ч.

Можно убедиться, что, ввиду наличия пропорциональной зависимости, (см. формулу (7)) уменьшение углубки вызвано таким же по величине относительным уменьшением осевой нагрузки.

При бурении долотами возникает проблема их “зависания” на центральной точке забоя. Используя принятую нами модель разрушения породы (см. рисунок 1) рассмотрим эту проблему более детально, выполнив соответствующие вычисления.

Пусть имеется лопастное долото, у которого режущая кромка каждой лопасти имеет  $K$  резцов. Ширина каждого резца равна:

$$\bar{b} = \frac{D}{2K}, \quad (12)$$

где  $D$  – диаметр долота.

Обозначим каждый из  $K$  резцов номером  $i$ , считая от оси вращения. Расстояние от середины каждого  $i$ -го резца до оси вращения:

$$R_i = 0.5\bar{b} + \bar{b}(i-1) \quad (13)$$

Если бы все резцы работали независимо друг от друга, то тогда, ввиду того что каждый резец имеет свою собственную длину средней окружности  $X_{OBi}$ , он согласно формулам (6) и (7) имел бы собственную углубку на оборот  $u_{OBi}$  и механическую скорость углубки  $V_{Mi}$ . Но это невозможно, так как все резцы представляют собой единое целое (принадлежат к тому же долоту). По этой причине все резцы погружаются с одной и той же скоростью  $V_M$  и удаляют слой породы толщины:

$$H = \frac{V_M}{nm}, \quad (14)$$

где  $n$  – частота вращения долота, а  $m$  – число его лопастей.

В итоге, вследствие различия расстояний от центра вращения, на режущей кромке долота вместо распределения скоростей углубки, возникает распределение осевых нагрузок. Это следует из формулы (7) переписанной относительно нагрузки:

$$Q = \frac{6E\delta\lambda m V_M}{2x_{OB}(1-\mu^2)n} \quad (15)$$

Согласно этой формуле наибольшая нагрузка действует на ближайший к оси вращения резец, а наименьшая – на наиболее удаленный.

Из формул (8) – (15) следует, что для отдельного резца, расположенного на режущей кромке лопастного долота, осевая нагрузка равна

$$Q_i = \frac{mV_M}{n} \left( \frac{E\delta\lambda}{4\pi(i-0.5)(1-\mu^2)} + \frac{D\sigma_{сд}f}{2K} \right) \quad (16)$$

Часть формулы после знака плюс представляет собой увеличение необходимой нагрузки, вызванное силами трения между резцом и противостоящей стенкой канавки (формулы (8) – (10)).

Суммарная нагрузка на долото:

$$Q_{\text{д}} = \sum_1^K Q_i, \quad (17)$$

Рассмотрим пример для условий бурения известняка. Модуль Юнга  $E = 50\,000$  МПа, коэффициент Пуассона  $\mu = 0.3$ , предел прочности на сдвиг  $\sigma_{\text{сд}} = 48$  МПа, коэффициент трения порода-твердый сплав  $f=0.55$ , коэффициент сложности условий  $\lambda = 1.38$ .

Бурение ведется двухлопастным долотом ( $m=2$ ) диаметром  $D=190$  мм. Режущая кромка каждой лопасти оснащена десятью твердосплавными резцами ( $K=10$ ) с площадкой притупления шириной  $\delta = 0.2$  мм.

Частота вращения долота  $n = 100$  об/мин. Скорость бурения  $10$  м/ч.

Таблица 3 – Распределение значений осевой нагрузки по длинережущей кромки лопасти долота (по ее резцам)

i	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$R_i$ , мм	4.7	14.1	23.5	32.9	42.3	51.7	61.1	70.5	79.9	89.3
$Q_i$ , Н	8045	3518	2445	1985	1730	1567	1455	1372	1309	1259
$\sum Q_i$ , Н					17723					24686

Таблица демонстрирует, что нагрузка на центральные ( $i = 1$ ) резцы (на обеих лопастях) составляет 8045 Н, тогда как на крайних она равна 1250 Н, что в 6.4 раза ниже. Суммарная нагрузка на первые 5 резцов равна 17723 Н, или 72.4 % от общей осевой нагрузки на долото – 24686 Н.

Как указано выше, данные таблицы 3 относятся к скорости углубки  $10$  м/ч. Чтобы удвоить эту скорость, – довести ее до  $20$  м/ч, осевая нагрузка должна также быть удвоена и доведена до  $49$  кН, что может вызвать осложнения в виде недопустимого выполаживания скважины.

Однако из таблицы видно, что если бы каким то способом оказалось возможным удалить резцы с первого по пятый, то ту же скорость углубки в  $10$  м/ч можно было бы обеспечить за счет нагрузки  $7$  кН, т.е. меньшей на  $72$  %. Это резко снизило бы риск искривления скважины. Кроме того упал бы темп износа резцов, причем последнее обеспечило бы рост рейсовой скорости бурения, за счет уменьшения затрат времени на СПО.

Верно и обратное: более высокие скорости углубки можно обеспечить при тех же или даже меньших нагрузках. В рассматриваемом случае для доведения скорости до  $20$  м/ч потребовалось бы всего  $14$  кН (а не  $49$  кН, как при наличии центральных резцов).

Решение проблемы достигается следующим образом: На месте исключенных центральных резцов между лопастями оставляется пространство для входа керна. После доведения керна до определенной высоты, его можно начать сводить к нулю (или к величине, гарантирующей саморазрушение от вибраций и напора потока жидкости).

Чтобы избежать неупорядоченного разрушения керна с образованием крупных кусков, для постепенного уменьшения его диаметра, на внутренней стороне лопастей располагаются ярусы резцов, с уменьшением расстояния между ними в направлении снизу вверх. Поскольку керна имеет относительно небольшой диаметр и со всех сторон окружен свободной поверхностью, то для его разрушения потребуется на порядок меньшие нагрузки, чем те, которые указаны в таблице 4 для резцов номер 1 – 5 (т.е., по сути дела, нагрузки, которыми можно пренебречь).

#### Выводы.

1. Совершенствование техники и технологии буровых работ должно основываться на адекватной теории разрушения горных пород при бурении.

2. Получили распространение две теоретические модели процесса бурения:

– модель, при которой внедрение индентора предшествует процессу распространения зоны разрушения по забою;

– модель, при которой оба процесса совмещаются во времени.

3. Первая модель адекватна применительно к ударно-вращательному бурению и бурению шарошечными долотами.

4. Вторая модель адекватна применительно к бурению-резанию со сниманием резцом с поверхности забоя слоя породы.



5. В настоящее время все шире распространяется бурение с применением PDC – долот, для которого первая модель неприемлема, но которое хорошо описывается второй моделью.

6. Вторая модельными детализирована применительно к особенностям бурения по конкретным породам и с использованием конкретных типоразмеров породоразрушающего инструмента.

7. Проблема учета сил трения в модели по п. 6 нами решена приближенно с погрешностью, не превышающей любого заданного значения, путем использования методов вычислительной (компьютерной) математики.

8. На основе второй модели нами предложен алгоритм расчета распределения осевых нагрузок вдоль режущей кромки лопастного долота.

9. На базе алгоритма по п. 8 предложено конструктивное решение проблемы “зависания” долота на близких к его оси вращения резцах, обеспечивающее резкое повышение скоростей углубки.

10. Разработанные алгоритмы проиллюстрированы на примерах, включающих конкретные числовые оценки.

#### ЛИТЕРАТУРА

- [1] Мартин Ф. Моделирование на вычислительных машинах. – М.: Советское радио, 1972. – 260 с.
- [2] Остроушко И.А. Забойные процессы и инструменты при бурении горных пород. – М.: Горное дело, 1962. – 271 с.
- [3] Сулакшин С.С. Технология бурения геологоразведочных скважин. – М.: Недра, 1973. – 316 с.
- [4] Технология бурения нефтяных и газовых скважин / Под общей ред. А. И. Спивака. – М.: Недра, 2004. – 509 с.
- [5] Владиславлев В.С. Разрушение пород при бурении скважин. – М.: Гостоптехиздат, 1958. – 242 с.
- [6] Калиткин Н.Н. Численные методы. – М.: Наука, 1978. – 511 с.
- [7] Biletsky M.T., Ratov B.T., Baiboz A.R. Theoretical justification of an automatic device for drilling mud funnel viscosity measurement // News of the national academy of sciences of the Republic of Kazakhstan, Series of geology and technical sciences. – ISSN 2224-5278. – 2017. – Vol. 4, N 424. – P. 123-132.
- [8] Ratov B.T., Korgasbekov D.R., Fedorov B.V., Sabirov B.F., Baiboz A.R. Effect of fracturing and properties of drilling mud on a core blocking during the coring from deep wells // 17<sup>th</sup> International multidisciplinary scientific geoconference (Science and Technologies in Geology, Exploration and Mining / ISSUE 14). – ISBN 978-619-7408-00-3. ISSN 1314-2704. – DOI: 10.5593 / sgem2017/14. – 2017. – Vol. 17, Issue 14. – P. 609-616.
- [9] Ratov B.T., Fedorov B.V., Sabirov B.F., Korgasbekov D.R. Research parameters of an ejector knot of device for coring from deep well // News of the national academy of sciences of the Republic of Kazakhstan series of geology and technical sciences. – ISSN 2224-5278. – 2017. – Vol. 3, N 423. P. 143-150.
- [10] Ratov B.T., Ayazbay M. D., Ibyldaev M.H., Seksenbai M. Zh.Zhanabayev T. A. Optimization of drilling mud composition // Report on the 16th International Multidisciplinary Scientific GeoConference, Albena, Bulgaria, 2016, Conference Proceedings. – ISBN 978-619-7105-57-5 / ISSN 1314-2704. – 30 June – 6 July, 2016. – Book 1. – Vol. III. – P. 875-882.

**М. Т. Билецкий<sup>1</sup>, Б. Т. Ратов<sup>1</sup>, А. А. Кожевников<sup>2</sup>, А. Р. Байбоз<sup>3</sup>, Д. Н. Деликешева<sup>3</sup>**

<sup>1</sup>Каспий университеті (Каспий қоғамдық университеті – ҚҚУ), Алматы, Қазақстан,

<sup>2</sup>Мемлекеттік жоғары оқу орны «Ұлттық тау-кен университеті», Днепр, Украина,

<sup>3</sup>Қ. И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті, Алматы, Қазақстан

#### **ҰҢҒЫ БҰРҒЫЛАУ КЕЗІНДЕ ТАУ ЖЫНЫСТАРЫНЫҢ ТАЛҚАНДАЛУНЫҢ ТЕОРИЯЛЫҚ МОДЕЛІН ЖЕТІЛДІРУ**

**Аннотация.** Ұңғы бұрғылау кезінде тау жыныстарының талқандалу моделін жетілдіру оны коронкалар мен қашаулардың жаңа типін дайындау және олардың күтілетін жұмыс көрсеткіштерін бағалау мақсатында іске асырылады. Тау жынысының бетінде уақытқа тәуелді тік және көлденең бағытта қатар жүретін индентор қозғалысының белгілі моделі физикалық-механикалық қасиеттері әр түрлі тау жыныстарын коронкалар мен кескіш типті қашаулармен ұңғы бұрғылауға қатысты талданып көрсетілген. Математикалық есептеу әдістерін қолданып кескіштердің жұмысын есептеуге мүмкіндік беретін компьютерлік бағдарламалар құрылған. Кескіш типті тау жынысын талқандаушы құралдар, сонымен қатар PDC қашауларымен бұрғылауда қолданылатын тау жыныстарын талқандау моделінің типін таңдау негізделген. Таңдалған модельге сәйкес коронкалар мен қашаулардың құрылымдық параметрлерін және олардың күтілетін жұмыс көрсеткіштерін нақты есептеуге мүмкіндік беретін алгоритм дайындалды. Айналу осімен арақашықтыққа қатысты қалақшалы қашаулардың кескіш жиегі бойына жүктемені бөлу алгоритмі қарастырылған. Айналу осіне жақын аймақтарда «ілініп қалу» болдырмайтын қалақшалы қашаулардың конструкциясы ұсынылды және күтілетін эффекттің сандық бағалануы жасалды. Жоғарыда аталған мақсатқа жету үшін біз жасаған алгоритм ерекше, және біздің пайымдауымызша ешбір жерде жарияланбаған. Біз дайындаған алгоритм жаңа тау жыныстарын талқандушы құралды жасауға негіз бола алады. Ол өзінің қолданылуындағы мүмкін эффектті алдын ала бағалауға мүмкіндік береді. Бұл алгоритм көмегімен қашаудың «ілініп қалу» көрінісін сандық бағалауға қол жеткізді және бұл проблеманы жоятын әрі ұңғыларды бұрғылау жылдамдығын арттыруды қамтамасыз ететін тәсіл ұсынылды.

**Түйін сөздер:** ұңғыларды бұрғылау, тау жыныстардың талқандалуы, алгоритм, компьютерлік модель, тау жынысын талқандаушы құрал, құрастыру, сандық бағалау.